

FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de **INGENIERÍA DE MINAS**

“CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL
DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA, CORTADA SOFIA 3M X 3M, MINA
MARFER, PATAZ 2022”

Tesis para optar al título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Jose Ignacio Alfaro Nuñuvera

Oscar Eduardo Panta Garcia

Asesor:

Mg. Eduardo Manuel Noriega Vidal

<https://orcid.org/0000-0001-7674-7125>

Trujillo - Perú

JURADO EVALUADOR

Jurado 1 Presidente(a)	Ronald Smith Mayta Rodas	42319154
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

Jurado 2	Jorge Omar Gonzales Torres	43703713
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

Jurado 3	Ronald Antonio Alvarado Obeso	44562630
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

INFORME DE SIMILITUD

Tesis

INFORME DE ORIGINALIDAD



FUENTES PRIMARIAS

1	www.scielo.org.co Fuente de Internet	1%
2	www.repositorio.unam.edu.pe Fuente de Internet	1%
3	revista.ismm.edu.cu Fuente de Internet	1%
4	core.ac.uk Fuente de Internet	1%
5	uniminuto-dspace.scimago.es Fuente de Internet	1%
6	Submitted to Universidad Nacional de Trujillo Trabajo del estudiante	1%
7	repositorio.unc.edu.pe Fuente de Internet	1%
8	www.ptolomeo.unam.mx:8080 Fuente de Internet	<1%
9	topodata.com Fuente de Internet	<1%

DEDICATORIA

Dedicamos esta tesis a Dios porque ha estado con nosotros en cada paso, cuidándonos y dándonos la fortaleza para continuar, y a nuestra familia quienes a lo largo de nuestra vida han velado por nuestro bienestar y educación.

AGRADECIMIENTO

Queremos agradecer a Dios por permitirnos tener una buena experiencia dentro de la Universidad Privada del Norte, y a nuestras familias por brindarnos su apoyo, tanto sentimental, como económico y a todas aquellas personas que, de alguna manera, son parte de la culminación de nuestra tesis.

Agradecimiento a nuestro asesor de tesis, Magister Noriega Vidal Eduardo, quien nos brindó información relevante, pero muy cercana a la realidad de nuestras necesidades para el desarrollo a adecuado de esta tesis.

TABLA DE CONTENIDO

JURADO EVALUADOR	2
INFORME DE SIMILITUD	3
DEDICATORIA	4
AGRADECIMIENTO	5
TABLA DE CONTENIDO	6
ÍNDICE DE TABLAS	7
ÍNDICE DE FIGURAS	9
RESUMEN	10
ABSTRACT	11
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN	12
CAPÍTULO II: METODOLOGÍA	26
CAPÍTULO III: RESULTADOS	30
CAPÍTULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	44
4.1. Discusión	44
4.2. Conclusiones	48
REFERENCIAS	50
ANEXOS	55

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de variables	30
Tabla 2 Resistencia a la compresión simple	31
Tabla 3 Datos para encontrar el índice de calidad de la roca o RQD	31
Tabla 4 Valoración del RMR obtenida	32
Tabla 5 Caracterización del macizo rocoso según GSI modificado	34
Tabla 6 Resumen de costos en la malla del 2021	36
Tabla 7 Distribución de taladros y explosivos	38
Tabla 8 Resumen de parámetros de perforación y voladura	40
Tabla 9 Resumen de costos la malla en del 2022	40
Tabla 10 Avance año 2021 vs 2022	41
Tabla 11 Registro de disparos deficientes (sin disparar)	41
Tabla 12 Costos por disparos deficientes	57
Tabla 13 Cálculo de las dimensiones de arranque de los cuatro cuadrantes	57
Tabla 14 Clases de macizos rocosos según el índice RMR	57
Tabla 15 Significado de la clase de macizos rocosos según el índice RMR	57
Tabla 16 Plantilla para el calculo del RMR de Bieniawski	60
Tabla 17 Descripción del tamaño de bloque en función del N° de discontinuidades	60
Tabla 18 Calidad de la roca en función de RQD	60
Tabla 19 Descripción del espaciado	60
Tabla 20 Descripción de la continuidad	61
Tabla 21 Descripción de la apertura	61
Tabla 22 Calidades según el sistema Q	63

Tabla 23 Estudio del avance por voladura año 2021 (octubre, noviembre, diciembre)	67
Tabla 24 Distancia promedio entre taladros periféricos (E)	68
Tabla 25 Coeficiente o factor de roca	72
Tabla 26 Datos de campo del avance por voladura año 2022 (enero, febrero, marzo)	72

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Diseño de malla para cortadas del nivel 2520 año 20221	35
Figura 2 Diseño de malla para la cortada con sección 3 m x 3 m año 2022	39
Figura 3 Avance año 2021 vs, 2022	41
Figura 4 Registro de disparos deficientes	42
Figura 5 Costos por disparos deficientes	43

RESUMEN

La investigación tuvo como objetivo determinar la caracterización geomecánica para el diseño de malla de perforación y voladura, cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022. La metodología que se empleo tuvo un enfoque cuantitativo, de tipo aplicativo y diseño no experimental descriptivo. Los instrumentos utilizados fueron el formato de toma de datos en campo (RQD, RMR, GSI y Sistema Q de Barton), de los cuales se realizaron cuadros comparativos del IV trimestre del 2021 y el I trimestre del año lectivo 2022. Los resultados mostraron que el estudio geomecánico de la roca permitió con la nueva malla de voladura aumentar la cantidad de disparos en un 7,37 % así como la productividad. Además, el avance que se tiene con la nueva malla creada se mejoró considerablemente en un 17,7 %. Por último, una vez de haber realizado el mapeo geomecánico en cada una de las voladuras, se determinó que existe una influencia positiva en la disminución de disparos deficientes en un 50,04 %. En conclusión, con el análisis, podemos esclarecer la gran importancia de utilizar el mapeo geomecánico después de cada voladura, ya que la roca varia constantemente, pudiendo encontrar diferentes rasgos geológicos.

PALABRAS CLAVES: Geomecánica, diseño de malla, perforación, voladura y disparos.

ABSTRACT

The objective of the research was to determine the geomechanical characterization for the design of drilling and blasting mesh, Sofia 3m x 3m cut, Marfer Mine, Pataz 2022. The methodology used had a quantitative approach, of applicative type and descriptive non-experimental design. The instruments used were the field data collection format (RQD, RMR, GSI and Barton's Q System), from which comparative tables were made for the fourth quarter of 2021 and the first quarter of the 2022 school year. The results showed that the geomechanical study of the rock allowed with the new blasting mesh to increase the number of shots by 7.37 % as well as productivity. In addition, the progress made with the new mesh created was considerably improved by 17.7%. Finally, once the geomechanical mapping was performed in each of the blasts, it was determined that there is a positive influence on the decrease of poor perforations by 50.04 %. In conclusion, with the analysis, we can clarify the great importance of using geomechanical mapping after each blasting, since the rock varies constantly, being able to find different geological features.

KEY WORDS: Geomechanics, malle design, drilling, flying and shooting.

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

Las empresas mineras afrontan problemas para controlar los costos en sus unidades productivas, especialmente en los procesos productivos, si no cuentan con un modelo de análisis de costos en tiempo real que les permita tomar decisiones rápidas y pertinentes sobre sus operaciones. Los procesos mineros incluyen: exploración, desarrollo, minado, procesamiento, distribución y mercadeo (Zúñiga Arrobo & Rojas Villacís, 2020).

El ataque de Rusia contribuyó al alza de los precios de metales como el níquel, el cobre y el hierro, por ello en febrero de este año el precio del se registró en 2.700 dólares, siendo un 80 por ciento mayor al precio en diciembre de 2021. Por lo tanto, se estima que mundialmente que la minería crezca de \$ 1,8 billones en 2021 a \$ 2,06 billones en 2022, representando un crecimiento anual promedio del 12 por ciento. Así mismo, expertos en el tema predicen que seguirá creciendo para el 2026 en \$3360 millones de dólares (Rosas, 2022).

En Ecuador la minería artesanal es la que tiene mayor demanda, por su capacidad de producción de hasta 10 toneladas de mineral metálico por día en minas subterráneas. En la minería, existen varias tareas para extraer materiales rocosos con contenido mineral económicamente interesante. Entre los más importantes, el oro y la plata. La problemática se presenta porque dichas operaciones mineras, entre otras cosas, no se desarrollaron según órdenes o planes y difieren en escala, avance, profundidad y grado de mecanización de las operaciones (Zúñiga Arrobo & Rojas Villacís, 2020).

Dada la importancia de la minería en el Perú, la necesidad de su recuperación sostenible frente a la pandemia del COVID-19 y la preocupación en todo el mundo por el medio ambiente, muestra la necesidad de un cambio radical en los sistemas de consumo y

producción de la actividad minera, que permita un crecimiento económico y bienestar del pueblo peruano sin presiones insostenibles sobre el medio ambiente (Julca, 2022).

El PBI peruano en el 2021 del sector minero fue de S/ 46 794 millones, lo que representa un incremento de 9,7 por ciento con respecto al valor de S/. 42 663 millones en el 2020. Además, participación minera fue uno de los más importantes como aporte económico nacional, ubicando se en cuarto lugar con el 8,5 por ciento del total, por ello se le tiene que dar el apoyo necesario a las empresas para su mejora en la producción y crecimiento (Ministerio de Energía y Minas, 2021).

La perforación y la voladura son generalmente las primeras y posiblemente las operaciones más importantes en el ciclo de la minería. Un diseño inadecuado o defectuoso de voladuras puede generar graves consecuencias a lo largo de la actividad, comenzando con la voladura misma y terminando con las operaciones mineras de las unidades de carga, transporte y fracturamiento (Panorama Minero, 2021).

Al elaborar un diseño de voladura debe incluir diagramas de las mallas de perforación y voladura, tiempos de retardo y separación de mezclas explosivas, además debe describir los tipos y cantidades de explosivos utilizados, las dimensiones y ubicaciones críticas de las estructuras a proteger. Por otro lado, se debe tener en cuenta los elementos para el diseño que permitan proteger a los trabajadores conforme a las normas aplicables de la voladura, para lidiar con la vibración de las piedras explosivas y los cuerpos rocosos esparcidos por la explosión (Panorama Minero, 2021).

Los errores relacionados con las desviaciones del trabajo son muy comunes en operaciones de perforación y voladura. Errores tales como brazos jumbo fuera de lugar, paralelismo deficiente de los disparos, longitudes irregulares de los pozos y simetría deficiente del frente reducen la eficiencia de las voladuras (Larijo, 2019).

La investigación se lleva a cabo en la unidad minera subterránea de la empresa Minera Marfer, ubicada en el Distrito de Pataz, donde la densidad de roca promedio es de 2.85 Tn/m³ para una densidad del explosivo de 1.12 Tn/m³ que está dentro del rango Semexa 65. Se denota que no hay un buen diseño de malla porque la falta de conocimiento de los trabajadores, asimismo se verifica que tiene un alto nivel en costos de explosivos.

Por tal motivo, la investigación planteada tiene como propósito mejorar significativamente los procesos unitarios de perforación y voladura que se vienen desarrollando actualmente en la Empresa Minera Marfer.

Para ello se analizaron los antecedentes que hacen referencia al tema, en el ámbito internacional se halló el estudio de Sargentón Romero, (2018), titulado "Diseño de voladuras de contorno por recorte con cordón detonante de alto gramaje en la excavación de túneles", cuyo objetivo era el rediseño de voladuras de contorno con cargas desacopladas para la excavación de túneles basado, mediante la modelación del campo de tensiones y deformaciones que se produce en un medio rocoso, alrededor de los barrenos de contorno, al detonar un cordón de alto gramaje en rocas pseudoplásticas. Dando como resultado, en la litología argilita las voladuras experimentales a escala industrial diseñadas, según el criterio de corte por la línea de unión, basado en la acción física de la explosión sobre el medio rocoso pseudoplástico permitió reducir la sobre excavación como promedio hasta un 3-4 por ciento, mientras que con el diseño propuesto por los autores anteriormente mencionados la sobre excavación era del 13 por ciento-15 por ciento. El diseño de voladuras de contorno por recorte mediante este criterio permite, además, obtener contornos más sanos, estables y seguros debido a que se reduce el daño (las fisuras) en las rocas cercanas al contorno del túnel. La obtención de contornos más regulares y menos rugosos posibilita, a su vez, reducir los consumos de hormigón lanzado para el revestimiento de los túneles en un 3,69 por ciento.

El diseño de voladuras basado en la acción de la explosión sobre el medio rocoso permite, igualmente, un ajuste más rápido y preciso de los patrones en las voladuras de contorno por recorte.

Así también, Filipe et al., (2018), denominado “Evaluación físico-mecánica y estructural del macizo gnéisico de mina Catoca para el diseño de voladuras”, la finalidad era determinar las principales propiedades físico-mecánicas de las rocas encajantes y analizar la estructura del macizo, constituido por gneises, en la mina Catoca. Como resultado se ofrecen los valores de las propiedades antes citadas y la caracterización de los diferentes sectores de la mina, según sus propiedades y agrietamiento, aspectos de capital importancia para el diseño de las voladuras de las rocas de caja. Concluyendo que las propiedades másicas de las rocas clasifican como rocas compactas, densas, poco porosas, que muestran valores de resistencia medios, además desde el punto de vista estructural el yacimiento en los tres sectores concebidos para el estudio presenta tres familias de grietas principales, lo que conduce a la formación de bloques naturales de disímiles tamaños, razón por la cual durante los trabajos de voladuras se obtienen pedazos de dimensiones no admisibles por la técnica empleada en los eslabones del proceso tecnológico minero.

Según, Rincón Durán & Molina Escobar (2017), titulado “Mejoramiento del arranque mediante el control de las desviaciones de perforación, caso mina “El Roble”, Colombia”, se planteó como propósito una mejora asociada en el uso de herramientas como el inclinómetro magnético, el uso de tubos guía de PVC, el flexómetro y el trazado riguroso de la malla de perforación en el frente, para así asegurar la pendiente de la labor y reducir las desviaciones. Llegando a la conclusión, que con la propuesta de mejora se comprobó que se puede tener una reducción en costos (US\$) del 13 por ciento, por cumplir con los avances esperados en los frentes de explotación, además es posible recuperar en un 90,2 por ciento

las toneladas que se estaban perdiendo. Así mismo, con el uso del inclinómetro magnético y de las herramientas de apoyo para éste se pudo llegar a valores mayores del 90 por ciento, también las desviaciones presentadas en los frentes medidos, estuvieron cercanos al valor teórico de 10°. Por otro lado, la perforación aporta el 70 por ciento de la voladura, por lo tanto, el porcentaje restante solo está en hacer un carguío correcto acorde al frente a explotar, teniendo en cuenta el tipo de roca y factores geomecánicos.

En el ámbito nacional, según Saucedo & Zegarra (2022), en la tesis “Diseño y aplicación de una nueva malla de perforación y voladura para optimizar los costos en una unidad minera de La Libertad – 2021”, cuyo fin buscaba optimizar los costos de perforación y voladura aplicando una nueva malla de perforación y voladura en las labores de preparación y desarrollo de los niveles de profundización 19 y 20 de una Unidad Minera, el tipo de investigación es cualitativa, con diseño descriptivo longitudinal, como muestra se consideró las 7 mallas de perforación de los frentes 3x3m de las labores de preparación y desarrollo. Resultando luego de aplicar el nuevo modelo de malla de perforación y voladura optimizar significativamente los costos en los procesos de perforación y voladura en 30.93 \$/disparo, obteniendo un ahorro de \$ 11,248.36 en el primer mes. Además, empleando el método matemático de Roger Holmberg, se logró reducir el número de taladros de 45 taladros/disparo a 40 taladros/disparo, reduciendo los costos de mano de obra de 16.80 \$/disparo a 14.93 \$/disparo, es decir en un 11%, el costo de la perforación se redujo de 104.71 \$/disparo a 94.93 \$/disparo, reduciendo en un 9% y los costos de voladura se redujeron de 114.21 \$/disparo a 94.93 \$/disparo, reduciendo en un 17%. Por otro lado, se logró aumentar el avance por disparo, de 1.56m a 1.65 metros en promedio, todo ello generó un ahorro de 30.93 \$/disparo, lo que significa un 13% en la reducción de los costos operativos de perforación y voladura.

Así también, Guillen Soller (2020), con el estudio “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”, cuyo propósito era determinar en qué medida influye la optimización del diseño de malla de perforación en la estimación de costos operacionales, el tipo de investigación es aplicada, con diseño descriptivo simple, donde la muestra está constituida por el crucero del Nv. 3950. Logrando como resultado reducir el costo unitario de avance por metro lineal del crucero 961 del Nv. 4950 de una sección de 2.4m x 2.4 m en la Unidad Minera Pachancoto de \$280.72 a \$245.85 por metro, lo que representa un 12.42% menos referente al costo unitario que se tenía anteriormente, también se redujo la cantidad de número de taladros de 42 a 39, con ello se disminuyó el tiempo de perforación del frente. Además, disminuyó el consumo de explosivo en 5.73 kg., representando un ahorro de \$18.40 con referencia a la malla anterior, controlando el porcentaje de sobrerotura obteniendo un promedio de 10.4% de sobrerotura.

Así mismo, Alcos (2019), en la investigación “Reducción de costos en el proceso de perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla”, cuyo objetivo principal es determinar y aplicar un nuevo diseño de malla de perforación para obtener una longitud de carga adecuada y optimizar los costos de perforación y voladura, para ello se realizó una revisión sistemática de los costos unitarios en perforación y voladura, con base a dos investigaciones. Resultando, en la primera investigación el diseño de malla que se tenía anteriormente, presentaba un costo total por disparo de 491.80 US\$/ml y con el nuevo diseño, se obtiene 464.82 US\$/ml, con una reducción de costo por disparo de 26.98 US\$/ml, lo que nos indica que el modelo matemático de Exsa es favorable. En la segunda investigación, con la selección de la carga explosiva adecuada, el consumo de explosivos Semexa de 65%, se ha optimizado de 9.85 kg/m a 7.77 kg/m, con una diferencia de 2.08

kg/m, el factor de carga de 1.22 kg/ m³ a 0.96 kg/ m³, factor de potencia de 0.47 kg/TM. a 0.37 kg/TM y factor de carga lineal de 9.85 kg/m a 7.77 kg/m. Llegando a la conclusión, en ambos casos tuvieron resultados favorables, en la aplicación del modelo matemático de Exsa, tomando en cuenta que la densidad de roca en ambos casos era 2.6 TM/ m³ y que en la segunda investigación donde se utilizaba el Semexa de 45% se pasó a utilizar el Semexa de 65%.

Por otro lado, Morales Curo (2019), en la tesis “Reducción de costos unitarios mediante la optimización de la malla de perforación y voladura en el inclinado -180 Valeria Norte de la Empresa Minera Vicus SAC.”, el objetivo fue reducir los costos unitarios mediante la optimización de la malla de perforación y voladura en el inclinado -180 Valeria Norte, el estudio es de tipo descriptivo – aplicativo, de nivel experimental y correlacional, la muestra está constituida por la malla obtenida por el método de R. Holmberg. Logrando como resultado reducir los costos en la ejecución del inclinado -180 de US\$ 352.35 a US\$ 246.53, además los costos de perforación de US\$ 91.61 a US\$ 79.17, lo que implica a estandarizar los burdenes y espaciamientos. Así mismo, con el adecuado cálculo de la carga explosiva ha reducido los costos de voladura de US\$ 246.23 a US\$ 178.32, y el número de taladros se ha disminuido de 42 taladros perforados a 37 taladros perforados según el análisis de cálculos matemáticos y la geología de la roca.

En el ámbito local, Casanova Gamboa (2018), en la investigación “Estudio de Malla de Perforación y Voladura según las propiedades del macizo rocoso para optimizar la explotación en Unidades Mineras ”, con el propósito de analizar los sistemas de penetración en la roca, las propiedades de la roca que afectan la perforación, factores que influyen en el rendimiento de la perforación, las propiedades del macizo rocoso asimismo el diseño de malla de perforación y voladura para obtener una buena fragmentación y de esta manera

reducir costos, donde la muestra estuvo compuesta por 45 publicaciones, producidas entre 1987 y 2018, a través de métodos de selección bibliográfica fueron seleccionados 16 publicaciones. Los resultados demostraron que, para el diseño correcto y adecuado de la malla de perforación y voladura es muy importante conocer las propiedades del macizo rocoso, así también, el inadecuado diseño de la malla de perforación y voladura va a incurrir en los altos costos de la mina. Finalmente, ya sean a cielo abierto o subterráneas cuando nos referimos a mejorar la explotación y ese mejoramiento está muy ligado al aspecto de costos ya que una buena voladura va a permitir una fragmentación adecuada y esto va a permitir aminorar los costos en transporte, acarreo, chancado, molienda.

Según, De la Cruz (2018), en la tesis “Optimización de costos en perforación y voladura estandarizando malla para sección 2.40m x 2.40m en la empresa Cancer E.I.R.L. Marsa”, con la finalidad de optimizar los costos de perforación y voladura, mediante la estandarización de malla de perforación para frentes de sección de 2.40m x 2.40m, el tipo de investigación es experimental. Los resultados obtenidos con el nuevo diseño de malla logro una reducción de costo por metro lineal de S/. 746.66 a 660.05, obteniendo una reducción de costo de S/. 86.61 (equivalente a un 11.59%), también la carga empleada con la malla anterior es de 24.15 Kg para un avance de 1.51 m., ahora se emplea 19.99 Kg. para obtener un avance de 1.59 m, así también se ha obtenido una sobrerotura del 4.70% en el mes de febrero y del 5.10% abril, reduciendo los tiempos en sostenimiento (debido al desatado) y a la limpieza, acelerando el ciclo de minado.

Para la investigación es necesario fundamentar teóricamente las variables. Como primera punto, perforar la roca en el sitio de la voladura es el primer paso para crear pozos en el campo con la distribución y geometría correctas para colocar los explosivos y sus

accesorios. patrocinador. (Dammert Lira, 2021) afirma que los sistemas de penetración de montaña se clasifican en:

El resultado de los buenos proyectos realizados en el proceso minero en la minería subterránea o a cielo abierto es debido a la adecuada aplicación de las operaciones de voladura y perforación, es así, que esta debe ir de la mano con la implementación de nuevas tecnologías que optimicen las condiciones geológicas de seguridad y ambientales que se presenten en su aplicación. Es por eso que todo plan minero debe realizarse de acuerdo con los procedimientos operativos seguros que tiene como finalidad minimizar los impactos ambientales adversos y proporcionar un entorno de trabajo seguro para los mineros. Así mismo, las exitosas operaciones mineras son tanto una “ciencia” como un “arte” del resultado en el sentido común (Dammert Lira, 2021).

(Diéguez García et al., 2014), afirma que al realizar disparos se ocasionan un conjunto de pozos perforados en la superficie, cuyo diseño debe tener una geometría, simetría, ubicación, orientación, inclinación y profundidad específicas, todo lo mencionado anteriormente es el concepto del diseño de mallas de perforación. El propósito del diseño es: Reducción de costos de perforación y explosivos; obtener un excelente avance; observar la talla o sección del uniforme de trabajo y determinar la secuencia y ejecución de los disparos.

Las cuadrículas de fondo de un pozo son la forma en que se dividen los pozos de voladura, principalmente en función de las relaciones de espacio entre cargas y su relación directa con la profundidad del pozo, la cual carecen de aplicación de la cara adicional de alivio en la superficie de la operación minera. En la minería subterránea, solo tuvimos que perforar una cara y pudimos usar algunos de los primeros equipos detonados para crear un relieve perpendicular a la cara. Si no se proporciona la liberación adecuada durante las

primeras detonaciones del pozo, el resto de la explosión producirá fragmentos muy pequeños y detonará (Diéguez García et al., 2014).

Según (Alvarado Cortés et al., 2021), la perforación de rocas es el primer paso en la preparación para la voladura. Su finalidad es realizar orificios cilíndricos en rocas o minerales denominados sondeos, sondeos o voladuras. Se utiliza para contener explosivos y sus accesorios. La perforación se fundamenta en el principio mecánico de impacto y rotación, cuyo impacto y fricción trituran las rocas.

La perforación es fundamental como la elección de los explosivos para una voladura eficaz, por lo que debe realizarse con buen juicio y cuidado. Desafortunadamente, las operaciones de perforación aún no se controlan adecuadamente en muchas minas, lo que genera deficiencias en la calidad del trabajo (backholes, espaciamiento incorrecto, longitudes irregulares, etc.), que ocasionan en el proceso minero la pérdida de eficiencia energética en los explosivos se encuentran disponibles. Generalmente, la calidad del agujero perforado depende de cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad (Alvarado Cortés et al., 2021).

Para lograr alcanzar y cumplir con el 95 por ciento de la longitud perforada garantizando el bienestar de los trabajadores, al perforar se debe ejecutar usando una maquinaria, como el jumbo electrohidráulico, siendo este utilizado y conducido por un personal gratamente capacitado y experimentado en operaciones mineras.

Según el diseño original de mina subterránea de (Champi, 2021), al crear una cavidad con la finalidad de transformar en un "banco anual" al frente cerrado de un túnel, los factores de cálculo para la explotación son similares a los que se aplicaron en el banco de superficie. Además, la profundidad estimada y la de corte deberán ser iguales para que de esa manera se realice el avance del disparo. Esta ubicación afecta la facilidad de proyección del material

destruido, el número de agujeros que necesita para ejecutar el disparo y el consumo de explosivos.

Los diseños o diagramas de colocación de brocas y secuencias presentadas en la salida ofrecen muchas opciones, según el tipo de roca y las características de la plataforma de perforación, además pueden ser bastante complejos en algunos casos.

La disposición de los bloques geomecánicos se miden por medio de sus clasificaciones ya sea por el método GSI o RMR, la cual evalúa la mayoría de sus parámetros incluidos los efectos de todas las fracturas identificadas en el bloque. Para estudiar la reacción natural de todas las uniones de las placas, se asimila generalmente que presentan una resistencia de forma cortante según la ley de Mohr-Coulomb, por lo que se caracterizan por la cohesión y el rozamiento entre ellas.

El método que sea elegido va a depender del total de numero presentado e identificado en las familias, cada una diferenciada por sus características. Para conexiones menores a 4 familias se deben comprobar su estabilidad, principalmente con bloquees separados y cuñas excavadas en el corredor o galería.

Los ensamblajes de las familias, ya sean de 4 a más grandes tienen una resistencia equivalente y su tamaño de bloque es más pequeño que el volumen excavado, todo ello puede compararse con un movimiento continuo donde su comportamiento es de tipo isotrópico. Además, al realizar la topografía circundante alrededor de la superficie el método de excavación contribuye a la estabilidad de la excavación subterránea, esto debido a que ayuda oponerse frente a la presión que ejerce el macizo rocoso sobre el hoyo descubierto. Por lo tanto, es de fundamental permitir la deformación del macizo rocoso evitando causar en menor daño posible.

El estado de conservación del macizo rocoso se ve significativamente afectado por los sistemas de disposición, perforación y voladura o remoción mecánica utilizados actualmente. La remoción mecánica solo perturba levemente el suelo, mientras que la perforación y la voladura pueden causar que estas vibraciones provoquen discontinuidades que conduzcan a la ruptura. El alcance también es capaz de provocar movimiento.

Por eso, para prevenir lo mencionado, es necesario utilizar métodos de voladuras controladas, que se vienen realizando en esta nueva era para definir los contornos de las excavaciones y que es beneficiada por las nuevas tecnologías. Estos métodos incluyen el corte previo o el recorte, que se encargan de reducir las fracturas y minimizar la sobrecarga y los daños por voladuras en las áreas que rodean los sitios de voladuras.

Los métodos de cálculo de soporte empírico se basan en la clasificación geomecánica y se usan comúnmente en el diseño preliminar y los estudios de factibilidad de la ingeniería del subsuelo. Reflejan la experiencia práctica de muchos casos y brindan soluciones de manera sencilla y rápida al apoyar el diseño.

La principal contribución de estas clasificaciones es definir parámetros e implantar una comunicación efectiva entre los geólogos, los ingenieros y los trabajadores de la construcción. Para las minas, la clasificación y especialmente el modo de operación deben estar prediseñados o predeterminados de alguna manera para que coincidan con las características ambientales: cuñas, zonas de alta fractura, fallas y ciclos de agua, fracturas (patrones de capas), toma de agua, etc.

En la ingeniería subterránea las clasificaciones que se aprovechan con mayor frecuencia son la de Barrón (índice Q) y el RMR (Índice FMR). En uso, se requieren estudios geológicos detallados y se imponen limitaciones porque el factor de seguridad no está cuantificado. Así mismo, en caso especial de utilizar el método de Barrón, el mismo índice

puede obtenerse de diferentes argumentos de situaciones que requieren diferentes soportes. Estas dos clasificaciones son “complementarias e interrelacionadas” (Pérez et al., 2018).

El problema que se planteó en la investigación es: ¿ De qué manera la caracterización geomecánica para el diseño de malla de perforación y voladura mejorará en la cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022?

El presente estudio se justifica teóricamente, porque busca llenar algunos vacíos y errores al diseñar una malla de perforación y voladura, ya que la teoría muestra diferentes metodologías que se pueden complementar y es importante conocer para tomar decisiones al implementarlo, ya que de esa forma se lograr reducir costos operacionales en la empresa minera. También de manera práctica, porque busca mejorar los parámetros de perforación y voladura, haciendo un cambio en el diseño de malla de perforación y la secuencia de los retardos explosivos, con ello se obtendrá un impacto positivo en el aspecto económico, reduciéndose los costos operacionales, además aumento en la producción y una mayor seguridad para los colaboradores al momento de realizar sus actividades. Así mismo, se justifica de manera metodológica, porque se emplearán los conocimientos teóricos para la creación de tablas y recolección de datos, así como para el procesamiento y formular conclusiones las mismas que servirán de base para futuras investigaciones semejantes.

Para lograr el alcance como objetivo principal se propuso: Determinar la caracterización geomecánica para el diseño de malla de perforación y voladura, cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022. Y como objetivos específicos los siguientes: OE1 Realizar un diagnóstico de la malla de perforación y voladura con sus costos en la cortada Sofia 3m x 3m Mina Marfer, Pataz 2022. OE2 Realizar un diseño de malla de perforación considerando el estudio geomecánico para la cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz

2022. OE3 Evaluar los costos de perforación y voladura a través de la caracterización geomecánica para el diseño de malla en la cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022.

Permitiendo responder a la siguiente hipótesis: Mediante la caracterización geomecánica se podrá hacer el diseño de la malla de perforación y voladura para la cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022.

CAPÍTULO II: METODOLOGÍA

Cómo enfoque se empleó el método cuantitativo, analizándolo desde la perspectiva científicista la cual coincide con la dimensión estructural en evolución de la teoría. Donde el positivismo evolucionismo defienden la existencia de un único método común a todas las ciencias en el cual interviene la medición objetiva la búsqueda de leyes generales la demostración de la causalidad y la generalización de los resultados de la investigación (Sehirli, 2023).

La investigación presenta un propósito aplicativo, se caracteriza por buscar la aplicación o utilización de los conocimientos adquiridos, a la vez que se adquieren otros, después de implementar y sistematizar la práctica basada en investigación. El uso del conocimiento y los resultados de investigación que da como resultado una forma rigurosa, organizada y sistemática de conocer la realidad (Ann, 2022).

Según el diseño, la presente investigación es de tipo no experimental descriptiva ya que se basa en conceptos y variables que se dan sin una intervención del investigador, es decir no se altera el objetivo de estudio manteniéndolos en su contexto natural (Ramos, 2021); Un diseño descriptivo según (Ochoa Pachas & Yunkor Romero, 2019), consiste en la caracterización de un hecho, fenómeno, individuo o grupo, con el fin de establecer su estructura o comportamiento. Los resultados de este tipo de investigación se ubican en un nivel intermedio en cuanto a la profundidad de los conocimientos se refiere.

Según (Gutiérrez, 2020), una población es un conjunto de todos los elementos que estamos estudiando, acerca de los cuales intentamos sacar conclusiones. La población de estudio está comprendida por el conjunto de labores subterráneas en el nivel 2520 en la mina Marfer, Pataz 2022.

La técnica empleada para realizar la investigación fue mediante muestreo no probabilístico debido a que el criterio de elección no es equiprobable (Hernández & Carpio, 2019); la técnica aplicada al estudio se define mediante selección de una muestra de roca en el lugar de la voladura en función de factores subjetivos, como la inspección visual o la experiencia previa. Luego, las muestras de roca seleccionadas podrían analizarse en cuanto a su resistencia y dureza para determinar el tamaño apropiado de la malla de perforación y voladura, es importante tener en cuenta que el muestreo no probabilístico tiene limitaciones y puede no ser representativo de todo el macizo rocoso.

Una muestra es una colección de algunos elementos de la población, pero no de todos (Gutiérrez, 2020). Del conjunto de labores que se desarrollan en la mina Marfer, la muestra tomada está comprendida por la cortada en roca dura con sección 3 metros x 3 metros.

La técnica empleada para el desarrollo de la investigación se dio mediante observación directa la cual viene siendo aplicada in-situ en el nivel 2520 de mina Marfer, otro método aplicado es la toma de información documentada el cual mediante registros se obtuvo los datos para el desarrollo de los objetivos propuestos, para culminar se aplicó la técnica check list.

Según las técnicas referidas para la recolección de datos, el instrumento utilizado para la recolección de los datos fueron reportes de voladura de los cuales se realizaron cuadros comparativos del IV trimestre del 2021 y el I trimestre del año lectivo 2022, además el instrumento que proporciono los datos geomecánicas y datos de la malla trabajada en las chimeneas con sección 2.4 metros x 2.4 metros fue mediante el Check List, el cuaderno de reparto de guardia proporcionó la información reportada por el jefe de guardia y por último se tuvo en cuenta el plano geomecánico el cual ayudo en obtener información geomecánica del anterior diseño de malla.

Se emprendió un proceso de creación de una base de datos de geomecánica y voladuras, que involucró varios pasos. Inicialmente, se identificaron el propósito y el alcance de la base de datos, incluidos los parámetros específicos que se incluirán y el uso previsto de la base de datos. A continuación, se determinaron las fuentes de datos, que podrían incluir mediciones de campo u otras bases de datos. Finalmente, se registró la data en el software Excel.

De la data registrada en Excel mediante las facilidades que permite el software se desarrollaron cálculos de perforación y voladura, se usó las tablas geomecánicas para la evaluación del macizo rocos.

Para la recolección de datos se utilizaron herramientas informáticas como Excel, que a través de su plataforma permite ejecutar restricciones y bucles para optimizar el manejo de los datos.

El análisis de los datos se realizó aplicando diversos parámetros y verificaciones que se han realizado empleando los manuales de voladura proporcionado por Exsa S. A. 2019, además de la norma R.D. N° 36-2016 (Ministerio de transportes y comunicaciones, 2016), lo cual permitirá el óptimo desarrollo del estudio planteado.

Para diseñar la malla de perforación, se utilizó el programa AutoCAD y Excel para analizar la base de datos y tomar decisiones informadas. En primer lugar, los datos fueron recopilados y organizados en una base de datos. Luego, se aplicó estadística descriptiva para analizar los datos, incluyendo medidas como tendencia central, variabilidad y correlación, según la naturaleza de las variables. Estas estadísticas se utilizaron para obtener información sobre las características de los datos e identificar patrones o tendencias que podrían informar el diseño de la malla de perforación. Luego se empleó AutoCAD para desarrollar la malla de perforación, teniendo en cuenta los resultados del análisis estadístico. Al utilizar una

combinación de AutoCAD y estadísticas descriptivas, se logró con éxito un diseño de malla de perforación eficaz, que se alineó con el objetivo de la investigación.

La investigación actual se llevó a cabo siguiendo los formatos actualizados de la Universidad Privada del Norte. Por consiguiente, el investigador está obligado a cumplir con las normas institucionales que rigen la investigación, incluyendo el respeto por los derechos de autor y la divulgación de las fuentes y descubrimientos de información en beneficio de la comunidad científica. Los resultados de esta investigación servirán como base para futuras investigaciones, y es importante destacar la metodología, el análisis y la interpretación de los resultados.

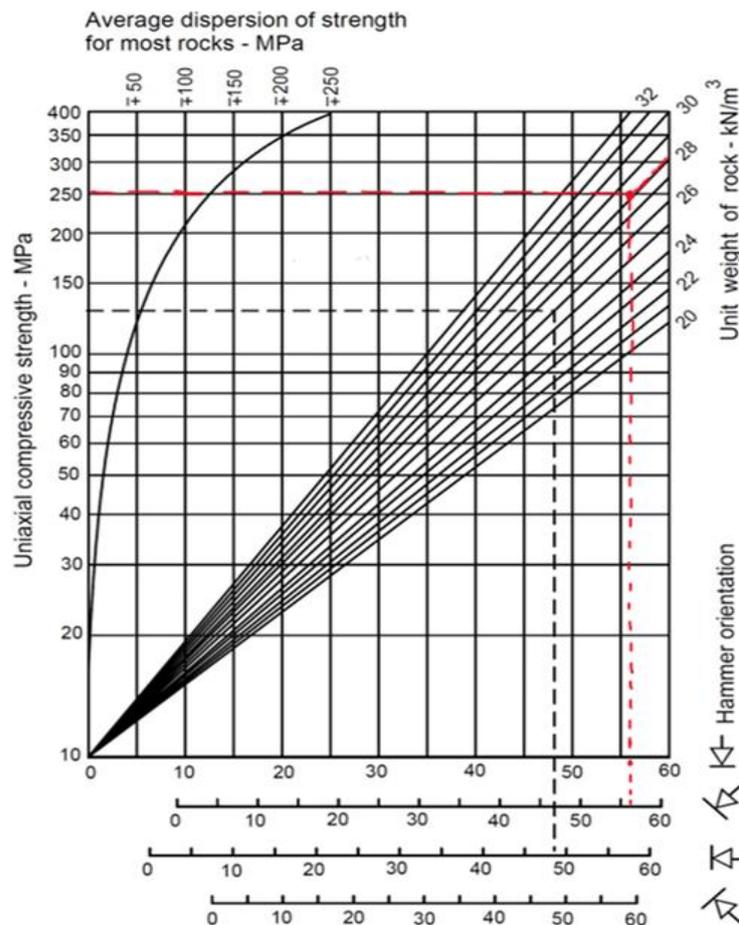
CAPÍTULO III: RESULTADOS

3.1. Determinar la caracterización geomecánica para el diseño de malla de perforación y voladura, cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022.

Con los datos obtenidos in situ del macizo rocoso se procedió a determinar la caracterización geo mecánica de este; y con ayuda del sistema Q de Barton, RMR Y RQD nos dio como resultado de que estamos frente a una roca buena con leves fracturas.

Tabla 1

Resistencia a la compresión simple



Interpretación: Desarrollando la tabla ábaco nos damos cuenta que estamos ante una compresión uniaxial de 250 MPa, esto nos da a entender que tenemos una roca dura.

Después de obtener el mapeo geomecánico, las propiedades físicas y geomecánicas del macizo rocoso procederemos con la clasificación de la roca.

Tabla 2

Datos para encontrar el índice de calidad de la roca o RQD

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
0.15	0.16	0.1	0.13	0.08	0.14	0.13	0.11	0.1	0.12

λ es la inversa del espaciado media de las discontinuidades en un metro lineal.

Donde: $\lambda = 1/S$

$$S = (0.15+0.16+0.1+0.13+0.08+0.14+0.13+0.11+0.1+0.12) / 10 = 0.122$$

Por lo tanto:

$$\lambda = 1/S = 1/0.122 = 8.196 = 8.2$$

Teniendo los datos anteriores calculamos el RQD:

$$RQD = (100 * e^{-0.1 * \lambda}) (0,1\lambda + 1)$$

$$RQD = (100 * e^{-0.1 * 8.2}) * (0,1 * 8.2 + 1)$$

$$RQD = 80.16\%$$

Tabla 3

Valoración del RMR obtenida

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R)								
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES					VALORACIÓN		
RESIST. COMP. UNIAXIAL (M Pa)	X > 250 (15)	100 - 250 (12)	50 - 100 (7)	25 - 50 (4)	<25(2) <5(1)	1	15	
RQD %	90 - 100 (20)	X 75 - 90 (17)	50 - 75 (13)	25 - 50 (8)	<25 (3)	2	17	
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6 - 2 (15)	0,2 - 0,6 (10)	X 0,06 - 0,2 (8)	<0,06 (5)	3	8	
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	(6)	1-3 Long. (4)	3 - 10mm (2)	X 10 - 20m (1)	> 20m (0)	4A	1
	APERTURA	Cerrada (6)	X <0,1mm apert. (5)	0,1 - 1,0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5mm (0)	4B	5
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	X Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	3
	RELLENO	Limpia (6)	X Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave >5mm (0)	4D	4
ALTERACIÓN	Sana (6)	X Lig. Alterada. (5)	Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	4E	5	
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco (15)	X Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	10	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =							68	
CLASE DE MACIZO ROCOSO								
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	II		
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA X	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA			

Interpretación: Valoraciones efectuadas con un RMR = 68 la cuál corresponde a un macizo rocoso de clase II, dando a entender que estamos cuantitativamente ante una roca buena.

Teniendo criterios de clasificación geomecánica lo usaremos para evaluar a la roca indirectamente con el índice de Q de Barton y con la ayuda del resultado del RMR de Bieniawski, teniendo la siguiente ecuación.

$$RMR = 9\ln Q + 44$$

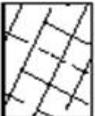
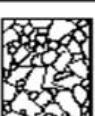
$$Q = (RMR - 44)/9$$

$$Q = e^{(66-44)/9} \rightarrow Q = 12$$

A diferencia de la clasificación del RMR, el sistema Q de Barton, el RQD que tienen como base una calificación cuantitativa, el GSI califica cualitativamente. Según la aplicación de este criterio lo usaremos para analizarlo en la siguiente tabla.

Tabla 4

Caracterización del macizo rocoso según GSI modificado

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con una wincha. La mala voladura afecta esta condición. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de paredes y relleno de las discontinuidades.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		MUY BUENA (EXTRADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS (Rc > 200 MPa). (SE ASTITA CON GOLPES DE PICOTA).	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEM. ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN LIBERAM. ABIERTAS. (Rc 100 a 200 MPa). (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).	REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).	MALA (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRICCIONES, MUY ALTERADAS, RELLENO/CONTRACO O CONFRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25 A 50 MPa). (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE).	MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS Y ESTRIADAS, MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS (Rc < 25 MPa). (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE).
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90%) (2 A 6 FRACT. POR METRO)</p>	LF/MB	LP/B	LP/R	LF/M	LF/MM	
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75%) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	F/MB	F/B	F/R	F/M	F/MM	
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50%) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/M	MF/MM	
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25%) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM	
 <p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTRADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>	T/MB	T/B	T/R	T/M	T/MM	

Nota. Según (Hoek y Marinos, 2000)

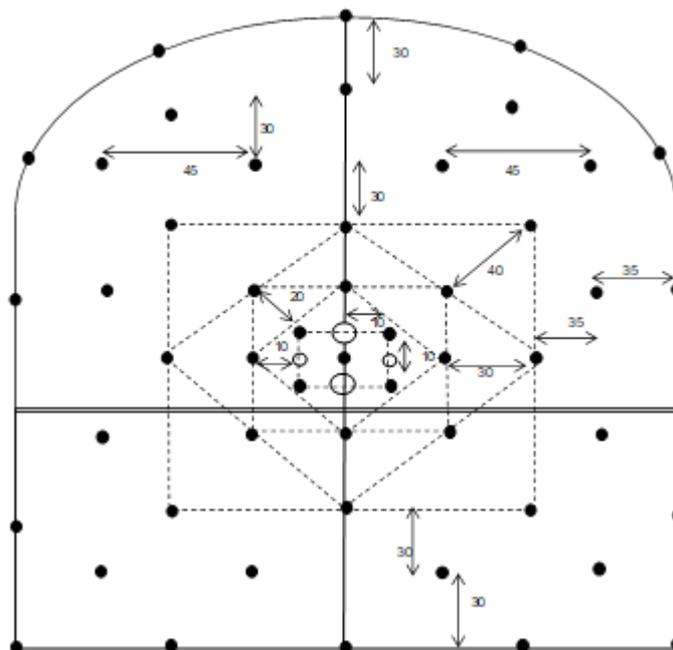
Interpretación: Esta tabla nos explica que estamos cualitativamente ante una roca buena y con leves fracturas.

3.2. Diagnóstico de los trabajos en la malla de perforación y voladura del año 2021 (octubre, noviembre, diciembre)

Ya obtenido la caracterización geo mecánica del macizo rocoso, se procedió a realizar ciertos cálculos para hallar el número de taladros, burden y espaciamiento. Para que, en la nueva malla de perforación y voladura los taladros estén correctamente alineados y proporcional. A continuación realizaremos el diagnóstico de los trabajos que se realiza actualmente para el diseño de la malla de perforación.

Figura 1

Diseño de malla para cortadas del nivel 2520 año 20221



Nota: Según (Planeamiento de mina Marfer, 2021)

Interpretación: Se comprende que esta malla de 50 taladros es ineficiente para los intereses (costos) de la empresa.

Tabla 5

Resumen de costos en la malla del 2021

Fcl	28.12	30.93	29.13
Kg de explosivo mensual	1786.05	1895.4	1858.95
Costo de explosivos	s/ 19,573.69	s/ 18,883.43	s/ 19,663.05
Costo de explosivos por recarga	s/ 1,444.57	s/ 1,685.33	s/ 1,203.81
Costo de explosivo por desquinche	s/ 789.33	s/ 473.60	s/ 631.46
Costo por disparos deficiente	s/ 2,233.90	s/ 2,158.93	s/ 1,835.27

Nota: Según (Planeamiento de mina Marfer, 2021)

Interpretación: Costo por disparo deficiente promedio es de s/ 2076.033 con la malla actual.

3.3. Realizar un diseño de malla de perforación considerando el estudio geomecánico para la cortada 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022

Gracias a la nueva malla de perforación y voladura, se pudo reducir los costos por disparos deficientes en 461.42 soles; además de mejorar el avance promedio en un 17.74%.

Encontrar el número de taladros es una operación importante para ubicarlos alineadamente y proporcional que nos asegure una excavación estable y eficiente. Para esto nos apoyaremos en la fórmula empírica la cual cuenta con parámetros adecuados y muy efectivos para este tipo de trabajos subterráneos.

$$N = P/E + K*S$$

Donde:

N = Número de taladros cargados.

P = Circunferencia o perímetro de la sección del túnel que se tiene con la fórmula.

$$P = 4\sqrt{S}$$

S = Área de la sección en m^2 .

E = Distancia entre taladros periféricos

K = Coeficiente o factor de roca

Desarrollo:

$$N = P/E + K*S$$

Para la cortada de sección $8.64 m^2$ en roca dura.

$$\text{Perímetro } P = 4\sqrt{S} = 4\sqrt{8.64} = 11.76$$

Distancia entre taladros periféricos con valor $E = 0.4$.

Tenemos un coeficiente de roca dura de $K = 2.25$.

Entonces:

$$N = (11.76/0.4) + (2.25*8.64)$$

$$N = 49 \text{ taladros.}$$

Cálculo de burden y espaciamiento

Es importante calcular las dimensiones del arranque o cuele y así poder tener una buena voladura. Encontrando el diámetro del taladro de expansión podemos hallar burden, para eso primero obtenemos en diámetro de los taladros de alivio equivalente a perforar.

D_2 = Diámetro de un taladro de expansión

D_3 = Diámetro de los taladros de alivio equivalente a perforar

Encontramos el diámetro:

$$D_3 = D_2 * \sqrt{NTE}$$

$$D_3 = 0.052 * \sqrt{5}$$

$$D_3 = 0.11$$

Encontramos Burden:

$1.5 * D_3$ Fórmula empírica.

$$1.5 * 0.11 = 0.15 = 15 \text{ cm promedio.}$$

3.4. Diagnóstico de los trabajos en la malla de perforación y voladura del año 2022 (Enero, Marzo, Abril)

Para poder mejorar la malla anterior fue necesario hacer un estudio geomecánico de la roca y evaluar las características del macizo rocoso y así llegamos a tener mejoras en los principales indicadores de perforación y voladura, disminuyendo sus costos.

Tabla 6

Distribución de taladros y explosivos

Taladros	N° de		Distancias		Cargas			
	Talad.	E	B	Cartuchos semexsa e 65		Anfo	Total	(kg)
	C/u	M	M	Cart/tal	Total (cart)	Total (kg)	Total (kg)	
Alivio (arranque)	5	0.10	0.15				0.9677	Kg/tal
Arranque	3	0.10	0.15	1	3	0.24	2.90	3.14
1ras ayudas	4	0.42	0.20	1	4	0.32	3.87	4.19
2das ayudas	4	0.60	0.25	1	4	0.32	3.87	4.19
3ras ayudas	4	1.10	0.40	1	4	0.32	3.87	4.19
4ras ayudas	4	1.40	0.60	1	4	0.32	3.87	4.19
Alzas	2	0.80	0.50	9	18	1.42	1.94	3.38
Cuadradores	6	0.90	0.40	1	6	0.47	5.81	6.29
Arrastres	4	1.00	0.40	1	4	0.32	3.87	4.19
Ayuda de alzas	5	0.60	0.35	1	5	0.40	4.84	5.24
Ayuda de cuadradores	6	0.70	0.30	1	6	0.47	5.81	6.29
Ayuda de arrastres	2	2.20	0.25	1	2	0.16	1.94	2.10
Total	49				60	4.74	42.58	47.40

Interpretación: Análisis en campo para la nueva malla, dando como resultado 49 taladros.

Tabla 7

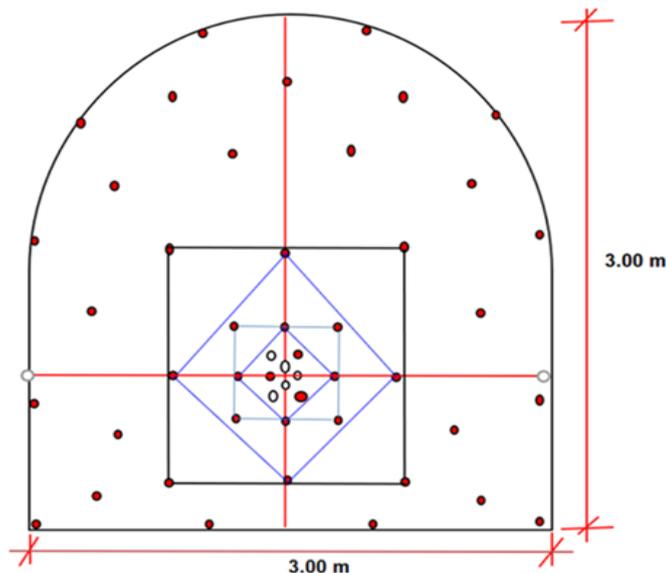
Resumen de parámetros de perforación y voladura

N° total de taladros	49	Und	Long. <i>Taco</i>	0.1 m
Taladros cargados	44	Und	Avance	1.55 m
Taladros de alivio	5	Und	Área <i>sección vertical</i>	8.28 m ²
Peso total de la carga	47.40	Kg	Volumen <i>roto</i>	14.12 m ³
Long. Teórica de taladro	1.83	M	Perforación <i>específica</i>	5.73 m/m ³
Long. Efectiva de taladro	1.73	M	Factor <i>de carga</i>	30.58 Kg / m
Longitud de taladros perforados	1.65	m	Factor de potencia	1.22
				Kg / Tm

Interpretación: Datos obtenidos en campo para la nueva malla, teniendo un mejor avance por disparo de 1.55 m.

Figura 2

Diseño de malla para la cortada con sección 3 m x 3 m año 2022



Interpretación: Nueva malla con tendencia a mejorar su productividad, aumentando la cantidad de disparos en un 7.37 %.

Tabla 8

Resumen de costos la malla en del 2022

Fcl	33.13	37.45	33.33
Kg de explosivo mensual	2822.4	2822.4	2872.8
Costo de explosivos	s/ 34,530.91	s/ 30,550.48	s/ 34,936.25
Costo de explosivos por recarga	s/ 1,047.16	s/ 1,047.16	s/ 698.10
Costo de explosivo por desquinche	s/ 683.81	s/ 683.81	s/ 683.81
Costo por disparos deficiente	s/ 1,730.96	s/ 1,730.96	s/ 1381.91

Interpretación: Eficiencia en sus operaciones teniendo una disminución en los costos por disparo promedio de 461.42 nuevo soles en los 3 meses de pruebas.

3.5. Evaluar los costos de perforación y voladura a través de la caracterización geomecánica para el diseño de malla en la cortada 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022

Comparación de costos del año 2021 vs 2022

Tabla 9

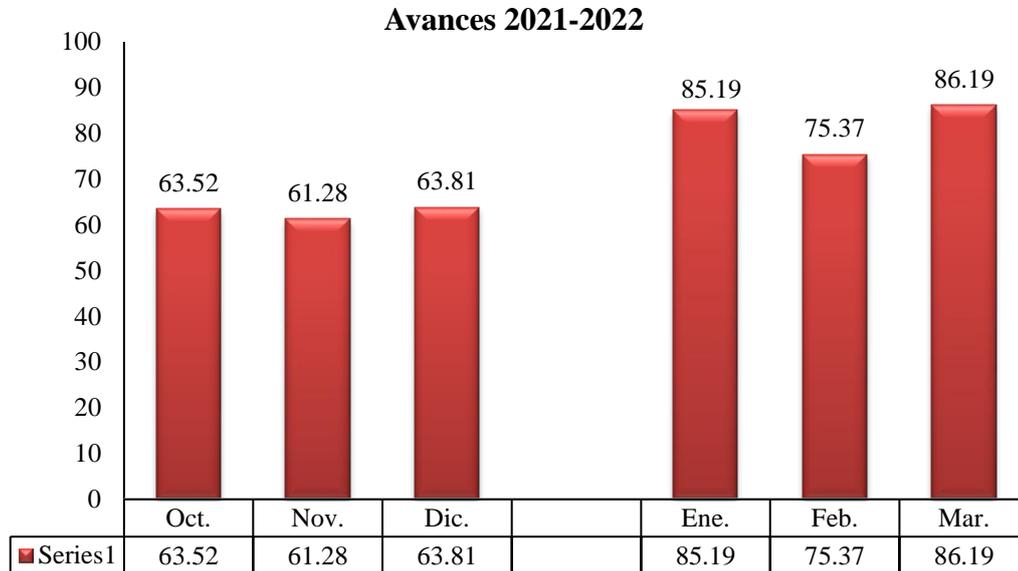
Avance año 2021 vs 2022

Avances 2021 vs 2022	
Octubre	63.52
Noviembre	61.28
Diciembre	63.81
Enero	85.19
Febrero	75.37
Marzo	86.19

Interpretación: Diagnóstico de avance entre los años 2021 vs 2022.

Figura 3

Avance año 2021 vs, 2022



Interpretación: Se interpreta un mejor avance promedio de 17.74 % del año 2022 con respecto al año 2021 en los 3 meses de diagnóstico.

Tabla 10

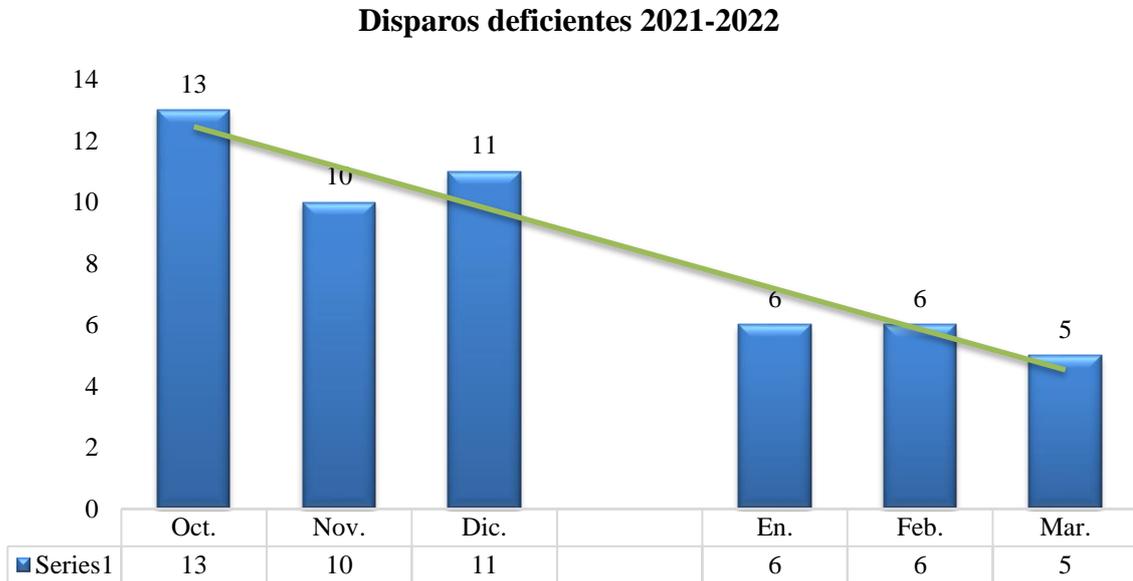
Registro de disparos deficientes (sin disparar)

Disparos deficientes 2021-2022	
Octubre	13
Noviembre	10
Diciembre	11
Enero	6
Febrero	6
Marzo	5

Interpretación: Diagnóstico de disparos deficientes entre los años 2021 vs 2022.

Figura 4

Registro de disparos deficientes



Interpretación: Se interpreta mejores disparos disminuyendo su deficiencia en un 50.04 % del año 2022 con respecto al año 2021 en los 3 meses de diagnóstico.

Tabla 11

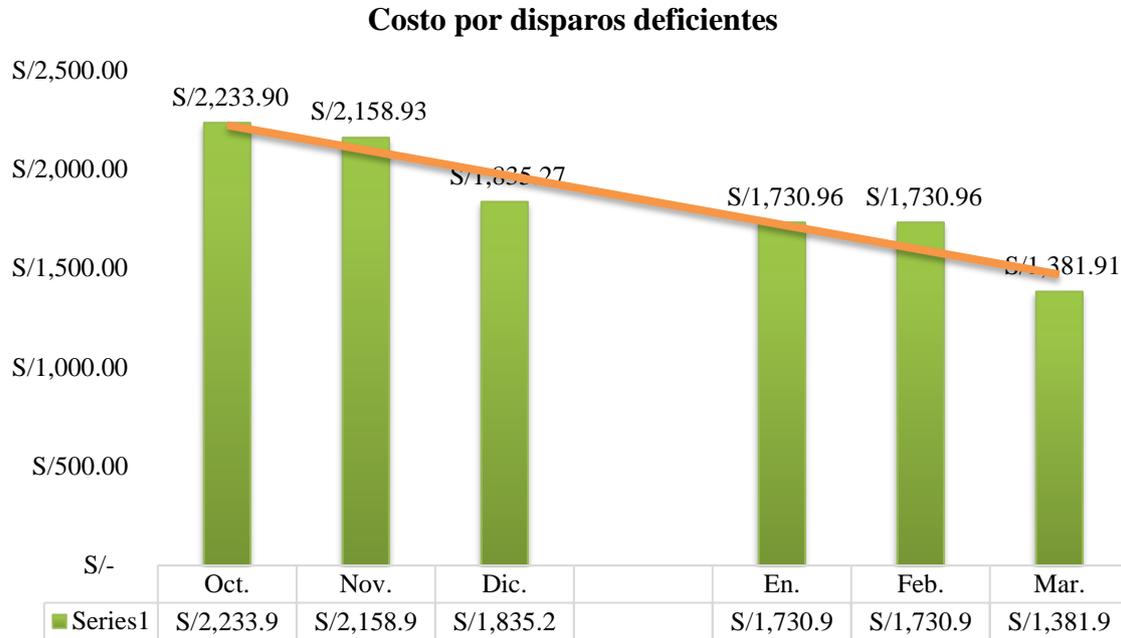
Costos por disparos deficientes

Costo por disparos deficientes		
Octubre	s/	2,233.90
Noviembre	s/	2,158.93
Diciembre	s/	1835.27
Enero	s/	1,730.96
Febrero	s/	1,730.96
Marzo	s/	1,381.91

Interpretación: Diagnóstico de costos de disparos deficientes entre los años 2021 vs 2022.

Figura 5

Costos por disparos deficientes



Interpretación: Se interpreta mejores disparos aumentando su eficiencia en la reducción de los costos en S/. 461.42 del año 2022 con respecto al año 2021 en los 3 meses de diagnóstico.

CAPÍTULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1. Discusión

Objetivo específico 1: La presente investigación tuvo como objetivo realizar un diagnóstico de la malla de perforación y voladura con sus costos en la cortada Sofia 3 m x 3m de la empresa minera Marfer de la provincia de Pataz departamento de La Libertad. Luego de una investigación en la mina, se pudo encontrar un avance promedio por disparo de 1.24 m y por mes de 62.87 m dando el costo por voladura deficiente de 2076.04 nuevos soles en el tiempo que se evaluó para la investigación. Por consiguiente, los valores de avance estimado, se acepta negativamente en la hipótesis de investigación que menciona la caracterización geomecánica optimiza los costos de la perforación y voladura para el diseño de malla en la cortada Sofia de 3 m x 3m de la empresa ya mencionada. Este resultado significa que hay incumplimiento de lo programado en el área de planeamiento de la mina, teniendo que corregir en las siguientes voladuras. Al respecto, Saucedo y Zegarra (2022), en la tesis diseño y aplicación de una nueva malla de perforación y voladura para optimizar los costos en una unidad minera de La Libertad – 2021, cuyo fin busca optimizar los costos de perforación y voladura aplicando una nueva malla de perforación y voladura en las labores de preparación y desarrollo de los niveles de profundización 19 y 20 de una Unidad Minera, el tipo de investigación es cualitativa, con diseño descriptivo longitudinal, como muestra se consideró las 7 mallas de perforación de los frentes 3x3m de las labores de preparación y desarrollo. Resultando luego de aplicar el nuevo modelo de malla de perforación y voladura optimizar significativamente los costos en los procesos de perforación y voladura en 30.93 \$/disparo, obteniendo un ahorro de \$ 11,248.36 en el primer mes. Estos resultados no son más que la confirmación de lo que Diéguez et. al (2014) afirmara que al realizar disparos se

ocasionan un conjunto de pozos perforados en la superficie, cuyo diseño debe tener una geometría, simetría, ubicación, orientación, inclinación y profundidad específicas, todo lo mencionado anteriormente es el concepto del diseño de mallas de perforación; el propósito del diseño es: Reducción de costos de perforación y explosivos; obtener un excelente avance; observar la talla o sección del uniforme de trabajo y determinar la secuencia y ejecución de los disparos. Las relaciones encontradas se deben a que en nuestra investigación hemos tomado en cuenta datos que antes habían sido estudiadas y que ya cuentan con un soporte teórico que se asocian, quedando reconfirmado lo que se tenía como antecedente (Saucedo y Zegarra, 2022). Por último, teniendo nuestra malla de perforación investigada, se necesita reconocer la implementación del parámetro geomecánico ya que demuestra mejor eficiencia en el diseño de mallas de perforación y voladura.

Objetivo específico 2: En nuestra investigación se tuvo como objetivo realizar un diseño de malla de perforación considerando el estudio geomecánico para la cortada Sofia de 3m x 3m, mina Marfer, Pataz 2022. Luego que se hizo una investigación insitu se pudo observar que los trabajos en la malla de perforación anterior sin el estudio del parámetro geomecánico se avanza en promedio mensual y con 2 guardias diarias en 63 metros, mientras con la implementación del estudio geomecánico para el diseño de una nueva malla de perforación se avanza en 83 metros promedio dando un costo aproximado de 1692 nuevos soles en el tiempo que se evaluó para la investigación. Por consiguiente, los Valores de avance estimado por el área de planeamiento, se acepta positivamente en la hipótesis de investigación que menciona la caracterización geomecánica optimiza los costos de la perforación y voladura para el diseño de malla en la cortada Sofia de 3 m x 3m de la empresa minera Marfer de la provincia de Pataz departamento de La Libertad. Este resultado significa que hay un cumplimiento de lo programado en el área de planeamiento de la mina, teniendo

que aceptar en la implementación de este nuevo parámetro de estudio en las siguientes voladuras. Al respecto Morales (2019), en la tesis “Reducción de costos unitarios mediante la optimización de la malla de perforación y voladura en el inclinado -180 Valeria Norte de la Empresa Minera Vicus SAC.”, el objetivo fue reducir los costos unitarios mediante la optimización de la malla de perforación y voladura en el inclinado -180 Valeria Norte, el estudio es de tipo descriptivo – aplicativo, de nivel experimental y correlacional, la muestra está constituida por la malla obtenida por el método de R. Holmberg. Logrando como resultado reducir los costos en la ejecución del inclinado -180 de US\$ 352.35 a US\$ 246.53, además los costos de perforación de US\$ 91.61 a US\$ 79.17, lo que implica a estandarizar los burdenes y espaciamentos. Así mismo, con el adecuado cálculo de la carga explosiva ha reducido los costos de voladura de US\$ 246.23 a US\$ 178.32, y el número de taladros se ha disminuido de 42 taladros perforados a 37 taladros perforados según el análisis de cálculos matemáticos y el estudio geológico y geomecánico de la roca. Estos resultados no son más que la confirmación de lo que Dammert (2021) afirmara que el resultado de los buenos proyectos realizados en el proceso minero en la minería subterránea o a cielo abierto es debido a la adecuada aplicación de las operaciones de voladura y perforación, es así, que esta debe ir de la mano con la implementación de nuevas tecnologías que optimicen las condiciones geológicas de seguridad y ambientales que se presenten en su aplicación. Es por eso que todo plan minero debe realizarse de acuerdo con los procedimientos operativos seguros que tiene como finalidad minimizar los impactos ambientales adversos y proporcionar un entorno de trabajo seguro para los mineros. Así mismo, las exitosas operaciones mineras son tanto una “ciencia” como un “arte” del resultado en el sentido común. Los resultados encontrados se deben a que en nuestra investigación se incorporó una nueva variable que antes ya habían sido estudiadas y que ya cuentan con un soporte teórico

que se asocian en nuestra investigación, no se ha hecho más que reconfirmar lo que se tenía como antecedente (Saucedo y Zegarra, 2022). Por último, se confirma la eficiencia con la nueva malla de perforación investigada implementando el estudio de la variable geomecánica, se necesita reconocer la implementación del parámetro geomecánico ya que demuestra su importancia en el diseño de mallas de perforación y voladura.

Objetivo específico 3: Para la investigación en temas de rentabilidad se tuvo como objetivo evaluar los costos de perforación y voladura a través de la caracterización geomecánica para el diseño de malla en la cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022. En el estudio insitu y en gabinete se observa que hubo una reducción en los costos por disparos deficientes con respecto a la nueva malla de perforación empleando el parámetro geomecánico en 1692 nuevos soles en el tiempo que se evaluó para la investigación. Por lo tanto, los valores que se tiene de avance estimado para el área de planeamiento, se aceptan positivamente en la hipótesis de investigación que menciona la caracterización geomecánica optimiza los costos de la perforación y voladura para el diseño de malla en la cortada Sofia de 3 m x 3m de la empresa minera Marfer de la provincia de Pataz departamento de La Libertad. Este resultado implica que hay un cumplimiento de lo programado en el área de planeamiento de la mina, teniendo que aceptar en la implementación de este nuevo parámetro de estudio (caracterización geomecánica) en las siguientes voladuras. Al respecto, Morales (2019), en la tesis “Reducción de costos unitarios mediante la optimización de la malla de perforación y voladura en el inclinado -180 Valeria Norte de la Empresa Minera Vicus SAC.”, indica que hay una reducción significativa en los costos cuando se implementa el estudio geológico y geomecánico constantemente de la roca. Por ende, se confirma con el análisis previo la eficiencia para implementar una nueva malla de perforación, teniendo en cuenta la evaluación geomecánica de la roca.

4.2. Conclusiones

Se determinó que con la nueva malla aumentamos la cantidad de disparos en 7.37 %. Además se ha incluido el estudio geomecánico de la roca, lo cual ha generado más disparos y por ende más productividad. Teniendo como resultado el aumento considerable del avance en 17.7 %. También hay una influencia positiva en la disminución de disparos deficientes en un 50.04 %.

Se realizó un diagnóstico detectando que el costo promedio por voladura hecha en el IV trimestre del 2021 con respecto al I trimestre del 2022 disminuye a 461.42 nuevos soles. Esta disminución se da por el aumento de los explosivos por recarga con los explosivos por desquinche. Esto infiere que las recargas utilizadas cuando no se aplicaba el mapeo geomecánico disminuye en 55.66 %; de la misma manera con los desquinces, se concluye que antes de utilizar el mapeo geomecánico en el IV trimestre del 2021 era más elevado que cuando se empezó a emplear en cada voladura en el I trimestre del 2022. Este exceso de desquinces se da en un 25 %.

Se realizó un diseño de malla con respecto al factor de carga lineal (FCL) y debido al poco aumento en la malla de perforación se aplicó un estudio geomecánico después de cada voladura en un 17.85 %. El costo promedio de los explosivos por recarga disminuye en S/.513.76 en los meses de investigación.

De acuerdo a la evaluación del costo de los explosivos ha aumentado en S/.13965.82 después que se empleó el mapeo geomecánico en los meses en estudio, pero compensando con un mejor avance (17.7 %) por ende una mejor productividad.

De acuerdo con el análisis, podemos dilucidar la importancia de utilizar el mapeo geomecánico después de cada voladura ya que la roca varía constantemente, pudiendo encontrar diferentes rasgos geológicos.

REFERENCIAS

- Alcos, O. (2019). “*Reducción de costos en el proceso de perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla*” [Universidad Nacional del Altiplano].
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/12904/Alcos_Huarilloclla_Oscar_Vladimir.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Alvarado Cortés, A., Álvarez Cohecha, E., Argüello Arias, H., Constanza Beltrán, D., Contreras Santos, M., & Cristancho Zarco, C. (2021). *Reforma rural integral: ¿Oportunidad que se desvanece?* (Universidad Nacional de Colombia, Ed.).
https://books.google.com.pe/books?id=xqkuEAAQBAJ&dq=perforaci%C3%B3n+y+voladura+en+miner%C3%ADa+subterr%C3%A1nea+2021&hl=es&source=gbs_navlinks_s
- Ann, O. (2022). *Multilevel Modeling Methods with Introductory and Advanced Applications* (Information Age Publishing, Ed.).
<https://eds.s.ebscohost.com/eds/detail/detail?vid=0&sid=2fc99285-6eb7-42d3-8fb2-ac99af38fdf9%40redis&bdata=JkF1dGhUeXBIPWlwLHNzbyZsYW5nPWVzJnNpdGU9ZWRzLWxpdmUmc2NvcGU9c2l0ZQ%3d%3d#AN=3186288&db=nlebk>
- Casanova Gamboa, D. (2018). “*Estudio de Malla de Perforación y Voladura según las propiedades del macizo rocoso para optimizar la explotación en Unidades Mineras*” [Universidad Privada del Norte].
<https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/22290/Casanova%20Gamboa%20David%20Christopher.pdf?sequence=7&isAllowed=y>

Champi, R. (2021). *Manual Práctico de Voladura* (EXSA S.A., Ed.; 5ta.).

<https://minedeskcorp.com/libro-manual-practico-de-voladura-exsa/>

Dammert Lira, A. (2021). *Economía minera* (Fondo Editorial de la PUCP, Ed.).

https://books.google.com.pe/books?id=C1ZDEAAAQBAJ&dq=perforaci%C3%B3n+y+voladura+en+miner%C3%ADa+subterr%C3%A1nea+2021&hl=es&source=gbs_navlinks_s

De la Cruz, O. (2018). "*Optimización de costos en perforación y voladura estandarizando malla para sección 2.40m x 2.40m en la empresa Cancer E.I.R.L. Marsa*" [Universidad Nacional de Trujillo].

<https://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/11054/DE%20LA%20CRUZ%20GRAUS%2C%20OSCAR.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Diéguez García, Y., Otaño Noguel, J., & Sargentón Romero, G. (2014). Diseño de voladuras de contorno en túneles. *Revista de Minería y Geología*, 30(3).

<https://www.redalyc.org/articulo.oa?id=223532481004>

Filipe, N., Otaño Noguel, J. A., & Watson-Quesada, R. L. (2018). "Evaluación físico-mecánica y estructural del macizo gnésico de mina Catoca para el diseño de voladuras." *Revista de Minería y Geología*, 34(1).

<https://www.redalyc.org/articulo.oa?id=223554993006>

Guillen Soller, W. (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].

https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/8425/3/IV_FIN_110_TE_Guillen_Soller_2020.pdf

- Gutiérrez, R. (2020). *Población y Muestra*.
<https://es.scribd.com/document/449652415/Poblacion-y-muestra-pdf#>
- Hernández, C. E., & Carpio, N. (2019). Introducción a los tipos de muestreo. *ALERTA Revista Científica Del Instituto Nacional de Salud*, 2(1), 75–79.
<https://doi.org/10.5377/alerta.v2i1.7535>
- Julca, D. (2022). *La economía circular en la minería peruana*. Revista de Comisión Económica Para América Latina y El Caribe (CEPAL).
https://repositorio.cepal.org/bitstream/handle/11362/47895/S2200222_es.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Larijo, R. (2019). *Minimización de costos de perforación y voladura mediante el nuevo diseño de malla en el desarrollo del cruce 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C.-Arequipa* [Universidad Nacional del Altiplano].
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/11171/Larijo_Quenaya_Roger_Jose.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Ministerio de Energía y Minas. (2021). *Reporte Estadístico Anuario Minero*.
<https://www.gob.pe/institucion/minem/informes-publicaciones/3145151-anuario-minero-2021>
- Ministerio de transportes y comunicaciones. (2016). *Manual de carreteras, túneles, muros y complementarias*.
https://portal.mtc.gob.pe/transportes/caminos/normas_carreteras/MTC%20NORMAS/ARCH_PDF/MAN_4%20TMyOC-2016.pdf
- Morales Curo, K. (2019). "Reducción de costos unitarios mediante la optimización de la malla de perforación y voladura en el inclinado -180 Valeria Norte de la Empresa Minera Vicus SAC" [Universidad Nacional del Centro del Perú].

https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/4942/T010_72409957_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Ochoa Pachas, R., & Yunkor Romero, Y. (2019). *El estudio descriptivo en la investigación científica The descriptive study in scientific research.*

Panorama Minero. (2021). *Minería subterránea.* <https://panorama-minero.com/wp-content/uploads/2022/06/Panorama-Minero-Edición-507-abril-2022-.pdf>

Pérez, M., García, E., Vega, C., Montoya, J., & Noriega, P. (2018). Comparative study among rock mass classification systems in a Porphyry deposit. *Boletín de Ciencias de La Tierra*, 43, 34–44. <https://www.redalyc.org/journal/1695/169555640004/html/>

Rincón Durán, J. D., & Molina Escobar, J. M. (2017). Mejoramiento del arranque mediante el control de las desviaciones de perforación, caso mina "El Roble", Colombia. *Boletín de Ciencias de La Tierra*, 42. <https://www.redalyc.org/pdf/1695/169552036004.pdf>

Rosas, C. (2022, April 21). *Se prevé un crecimiento del mercado minero mundial de \$ 2 billones por conflicto en Ucrania.* Noticiero Rumbo Minero Internacional. <https://www.rumbominero.com/peru/noticias/internacionales/se-preve-un-crecimiento-del-mercado-minero-mundial-de-2-billones-por-conflicto-en-ucrania/>

Sargentón Romero, G. (2018). "Diseño de voladuras de contorno por recorte con cordón detonante de alto gramaje en la excavación de túneles." *Revista de Minería y Geología*, 34(4). <https://www.redalyc.org/articulo.oa?id=223556748012>

Saucedo, G., & Zegarra, R. (2022). "Diseño y aplicación de una nueva malla de perforación y voladura para optimizar los costos en una unidad minera de La

Libertad – 2021” [Universidad Privada del Norte].

[https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/31044/Saucedo%20Linares%20Gilmer%20Andres%20-](https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/31044/Saucedo%20Linares%20Gilmer%20Andres%20-%20Zegarra%20Chavez%20Romel%20Andy.pdf?sequence=1&isAllowed=y)

[%20Zegarra%20Chavez%20Romel%20Andy.pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/31044/Saucedo%20Linares%20Gilmer%20Andres%20-%20Zegarra%20Chavez%20Romel%20Andy.pdf?sequence=1&isAllowed=y)

SEHİRLİ, M. (2023). An Experiment On Customer Satisfaction Measurement Using Personification Method and a Comparison with the Results of an Quantitative Method. *İnsan ve Toplum Bilimleri Araştırmaları Dergisi*, 12(1), 22–42. <https://doi.org/10.15869/itobiad.1184336>

Zúñiga Arrobo, C., & Rojas Villacís, C. (2020). ANÁLISIS DE COSTOS OPERATIVOS EN PEQUEÑA MINERÍA Y MINERÍA ARTESANAL EN NAMBIJA. *FIGEMPA: Investigación y Desarrollo*, 1(2), 50–60. <https://doi.org/https://revistadigital.uce.edu.ec/index.php/RevFIG/article/view/2568>

ANEXOS

Anexo 1

Operacionalización de variables

Variables	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores	Escala de Medición
Caracterización Geomecánicas	La geomecánica es el campo que estudia las propiedades mecánicas de los materiales geológicos que forman las rocas (Torres, 2018).	Criterios que nos da un panorama más confiable y además facilita de forma significativa el pronóstico del comportamiento del macizo rocoso.	Diagnostico	Q de Barton RMR GSI	Razón
Diseño de malla	La perforación es realizar orificios cilíndricos en rocas o minerales denominados sondeos, sondeos o voladuras (Alvarado et al., 2021).	Proceso principal e importante dentro del ciclo de minado, su optimización genera mayor rentabilidad y productividad en operaciones mineras.	Estudio geomecánico- Diseño de malla Costos de perforación y voladura	Módulo de elasticidad Resistencia a la compresión Cohesión ángulo de fricción Metros por disparo Costo unitario de voladura Factor de carga lineal Factor de potencia	Razón

Anexo 2

Matriz de consistencia

Formulación Problema	Objetivos	Hipótesis	Variable	Técnicas/instrumentos		Metodología
				Recolección de datos	Análisis de datos	
¿De qué manera la caracterización geomecánica para el diseño de malla de perforación y voladura en la cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022, mejora el avance?	<p>Objetivo general: Determinar la caracterización geomecánica para el diseño de malla de perforación y voladura, cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022</p> <p>Objetivos específicos:</p> <ul style="list-style-type: none"> •Realizar un diagnóstico de la malla de perforación y voladura con sus costos en la cortada Sofia 3m x 3m Mina Marfer, Pataz 2022. •Realizar un diseño de malla de perforación considerando el estudio geomecánico para la cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022. •Evaluar los costos de perforación y voladura a través de la caracterización geomecánica para el diseño de malla en la cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022. 	Mediante la caracterización geomecánica se podrá hacer el diseño de la malla de perforación y voladura para la cortada Sofia 3m x 3m, Mina Marfer, Pataz 2022.	<p>Consideraciones geomecánicas</p> <p>Optimización del proceso de perforación y voladura</p>	<p>Técnica: Observación directa y la información documentada.</p> <p>Instrumento: reportes de voladura del del IV trimestre del 2021 y el I trimestre del año del 2022 y Check list.</p> <p>Procesamiento: Se registró la data en el software Excel.</p>	<p>Se utilizó el programa AutoCAD y Excel para analizar la base de datos.</p>	<p>Enfoque: Cuantitativo.</p> <p>Tipo: Aplicativo – descriptivo.</p> <p>Diseño: No experimental.</p> <p>Población: El conjunto de labores subterráneas en el nive 2520 en la mina Marfe: Pataz 2022.</p> <p>Muestra: Comprendida por la cortada en roca dura con sección 3 metros x 3 metros</p>

Anexo 3

Cuadros de teoría

Tabla 12

Cálculo de las dimensiones de arranque de los cuatro cuadrantes

Cuadro N°	1er Cuadrante	2do Cuadrante	3er Cuadrante	4to Cuadrante
B =	1,5 DH	2,12 DH	4,5 DH	9,54 DH
R =	1,5 DH	3,8 DH	6,75 DH	14,31 DH
E =	2,12 DH	4,5 DH	9,54 DH	20,23 DH
T =	1,5 DH	1,06 DH	2,25 DH	4,77 DH

Nota. Manual de voladura Exsa 2021

Tabla 13

Clases de macizos rocosos según el índice RMR

CLASE DE ROCA					
R.M.R.	81 – 100	61 – 80	41 – 60	21 - 40	< 20
Clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala

Tabla 14

Significado de la clase de macizos rocosos según el índice RMR

SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE MACIZOS ROCOSOS					
Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de mantenimiento	10 años para 5 m	6 meses para 4 m	1 semana para 3 m	5 horas para 1.5 m	10 min para 0.5 m
Cohesión (kPa)	>300	200 – 300	150 – 200	100 – 150	<100
Angulo de fricción	>45°	40° - 45°	35° - 40°	30° - 35°	<30°

Tabla 15

Plantilla para el cálculo del RMR de Bieniawski

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual Compresión simple	>10	10-4	4-2	2-1	Compresión simple		
			>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		90-100	75-90	50-75	25-50	<25		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
3	Separación entre diaclasas (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,06-0,02	>20		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Longitud de la discontinuidad (m)		<1	1-3	3-10	10-20	>20		
	Puntuación		6	4	2	1	0		
	Abertura (mm)		Nada	<0,1	0,1-1	1-5	>5,0		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
	Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Ondulada	Suave		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
5	Relleno (mm)		Ninguno	Duro <5	Duro >5	Blando <5	Blando >5		
	Puntuación		6	4	2	2	0		
	Alteración		Inalterada	Lig. Alterada	Mod. Alterada	Muy Alterada	Descompuesta		
	Puntuación		6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		

	Relación presión de agua/tensión principal mayor	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5
	Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo
	Puntuación	15	10	7	4	0
Corrección por la orientación de las discontinuidades						
	Dirección y buzamiento	Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
	Puntuación Túneles	0	-2	-2	-10	-12
Orientación de las discontinuidades en el túnel						
	Dirección perpendicular al eje del túnel			Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0°-20° cualquier dirección
	Excavación del buzamiento	Excavación contra buzamiento				
	Buz. 45-90	Buz. 20-45	Buz. 45-90	Buz. 20-45	Buz. 45-90	Buz. 20-45
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media
						Desfavorable

Tabla 16

Descripción del tamaño de bloque en función del N° de discontinuidades

Clase	Descripción	Jv (discontinuidades / m ³)
I	Bloques muy grandes	<1
II	Bloques grandes	1 – 3
III	Bloques medianos	3 – 10
IV	Bloques pequeños	10 – 30
V	Bloques muy pequeños	>30
VI	Macizo brechificado	>30

Nota. Según (ISRM, 1981)

Tabla 17

Calidad de la roca en función de RQD

RQD %	Calidad
<25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Media
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

Nota. Según (Deere et al, 1967)

Tabla 18

Descripción del espaciado

Descripción	Espaciado
Extremadamente junto	>20 mm
Muy junto	20 – 60 mm
Junto	60 – 200 mm
Moderadamente junto	200 – 600 mm
Separado	600 – 2000 mm
Muy separado	2000 – 6000 mm
Extremadamente separado	>6000 mm

Nota. Según (ISRM, 1981)

Tabla 19

Descripción de la continuidad

Clase	Descripción	Longitud (m)
I	Muy baja continuidad	<1
II	Baja continuidad	1 – 3
III	Continuidad media	3 – 10
IV	Alta continuidad	10 – 20
V	Muy alta continuidad	>20

Nota. Según (ISRM 1981).

Tabla 20

Descripción de la apertura

Clase	Descripción	Apertura
I	Muy cerrada	<0,1 mm
II	Cerrada	0,1 – 0,25 mm
III	Parcialmente cerrada	0,25 – 0,5 mm
IV	Abierta	0,5 – 2,5 mm
V	Moderadamente ancha	2,5 – 10 mm
VI	Ancha	>10 mm
VII	Muy ancha	1 – 10 cm
VIII	Extremadamente ancha	10 – 100 cm
IX	Cavernosa	>1 m

Nota. Según (ISRM, 1981)

Anexo 4

Cálculo de parámetros de la malla de perforación

Método de Holmberg:

Para poder desarrollar una nueva malla de voladura se necesita utilizar métodos eficientes, para ello tenemos que encontrar lo más preciso posible el taladro de alivio. En esta oportunidad utilizaremos el método de Holmberg, ya que este método involucra en la investigación máxima cantidad de variables y por supuesto el estudio geomecánico.

Fórmula para el cálculo del taladro de alivio (D2) según Holmberg.

$$H = 0.15 + 34.1 D_2 - 39.4 D_2^2$$

$$D_2 = \frac{-b \pm \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a}$$

Reemplazando

$$1.82 = 0.15 + 34.1 D_2 - 39.4 D_2^2$$

$$39.4 D_2^2 - 34.1 D_2 + 1.67$$

$$D_2 = 0.052 \text{ m} = 2.05 \text{ pulg.}$$

Cálculo de Q de Barton

Tabla 21

Calidades según el sistema Q

Tipo de Macizo Rocosó	(Q)
Excepcionalmente malo	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente malo	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy malo	$10^{-1} - 1$
Malo	1 - 4
Medio	4 - 10
Bueno	10 - 40
Muy bueno	40 - 100
Extremadamente bueno	100 - 400
Excepcionalmente bueno	400 - 1000

Interpretación: Resultado del Q de Barton dando un valor de 12. Esta tabla nos explica cuantitativamente que estamos ante una roca buena.

Anexo 5

Desarrollo detallado en geomecánica

Calculamos la resistencia a la compresión media, resistencia a la tracción, módulo de elasticidad y ángulo de fricción.

Datos obtenidos:

Macizos rocosos con $GSI > 25$ (roca dura)

$$GSI = 45.43$$

$$m_i = 8.22$$

$$D = 0.05$$

$$\text{Peso específico saturado} = 20 \text{ km/m}^3$$

$$\delta_{ci} = 45.30 \text{ MPa}$$

$$\sigma = 25 \text{ km/m}^3$$

$$H = 3\text{m}$$

Desarrollo:

- a) Obtenido la resistencia a la compresión media (δ_c)

$$S = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3*D}\right)} = e^{\left(\frac{45.43-100}{9-3*0.05}\right)} = 0.0021$$

$$a = 0.5 + \frac{1}{6} * \left(e^{\frac{-GSI}{15}} - e^{\frac{-20}{3}}\right) = 0.5 + \frac{1}{6} * \left(e^{\frac{-45.43}{15}} - e^{\frac{-20}{3}}\right) = 0.508$$

$$\delta_c = \delta_{ci} * 5^a = 45.30 * (0.0021)^{0.508}$$

$$\delta_c = 1.976 \text{ MPa}$$

b) Obteniendo la resistencia a la tracción (δ_r)

$$m_b = m_i * e^{\left(\frac{GSI-100}{28-14*D}\right)} = 8.22 * e^{\left(\frac{45.43-100}{28-14*0.05}\right)} = 1.114$$

$$\delta_t = \frac{S * \delta_{ci}}{m_b} = \frac{-0.0038*45.30}{1.114} = -0.085 \text{ MPa}$$

c) Obteniendo el módulo de elasticidad (E)

$$E = 1000 \left(1 - \frac{D}{2}\right) * \sqrt{\frac{\delta_{ci}}{100}} * 10^{\left(\frac{GSI-10}{40}\right)}$$

$$E = 1000 \left(1 - \frac{0.05}{2}\right) * \sqrt{\frac{45.30}{100}} * 10^{\left(\frac{45.43-10}{40}\right)}$$

$$E = 5044.33 \text{ MPa}$$

d) Obteniendo ángulo de fricción

$$\delta_{cm} = \frac{\delta_{ci} * [m_b + 4*S - a*(m_b - 8*S)] * \left[\frac{m_b}{4} + S\right]^{a-1}}{2*(1+a)*(2+a)}$$

$$\delta_{cm} = \frac{45.36 * [1.114 + 4*0.0021 - 0.508*(1.114 - 8*0.0021)] * \left[\frac{1.114}{4} + 0.0021\right]^{0.508-1}}{2*(1+0.508)*(2+0.508)}$$

$$\delta_{cm} = 6.374 \text{ MPa}$$

$$\delta_{3\max} = 0.47 * \left(\frac{\delta_{cm}}{\gamma * H}\right)^{0.94} * \delta_{cm}$$

$$\delta_{3\max} = 0.47 * \left(\frac{6.374}{20*3}\right)^{0.94} * 6.374 = 0.3641 \text{ MPa}$$

$$\delta_{3n} = \frac{\delta_{3\max}}{\delta_{ci}} = \frac{0.3641}{45.30} = 0.00803$$

$$\Phi = \text{Sen}^{-1} \left[\frac{6*a*mb*(S+mb*\delta_{3n})^{a-1}}{2*(1+a)*(2+a)+6*a*mb*(S+mb*\delta_{3n})^{a-1}} \right]$$

$$\text{Sen}^{-1} \left[\frac{6*0.508*1.114*(0.0021+1.114*0.00803)^{0.508-1}}{2*(1+0.508)*(2+0.508)+6*0.508*1.114*(0.0021+1.114*0.00803)^{0.508-1}} \right]$$

$$\Phi = 54^\circ$$

Anexo 6

Resultados por voladura

Tabla 22

Estudio del avance por voladura año 2021 (octubre, noviembre, diciembre)

Control de avances por voladura año 2021				
Fechas	Turno	Octubre	Noviembre	Diciembre
1	Día	1.38	0.63	1.35
	Noche	1.35	Recarga	1.30
2	Día	1.33	1.31	1.32
	Noche	0.75	1.29	1.34
3	Día	Recarga	1.34	Limp-sost
	Noche	1.39	0.61	1.32
4	Día	1.35	Recarga	1.35
	Noche	1.39	1.31	1.35
5	Día	1.37	1.32	1.38
	Noche	1.30	1.3	1.3
6	Día	0.80	1.35	0.60
	Noche	Recarga	1.3	Recarga
7	Día	1.3	1.32	1.33
	Noche	1.35	0.9	1.34
8	Día	1.33	Recarga	1.31
	Noche	1.33	1.29	0.60
9	Día	Desquinche	Desquinche	Recarga
	Noche	1.37	1.31	1.35
10	Día	1.35	1.32	1.30
	Noche	1.37	1.3	1.32
11	Día	1.33	1.35	1.34
	Noche	1.32	1.3	0.70
12	Día	1.37	1.32	Recarga
	Noche	1.3	1.36	1.35
13	Día	Recarga	0.80	1.30
	Noche	Limp-sost	Recarga	1.32
14	Día	1.37	1.31	1.34
	Noche	1.37	1.39	1.25
15	Día	Desquinche	1.34	Desquinche
	Noche	1.3	Desquinche	1.33
16	Día	0.95	1.3	0.65
	Noche	Recarga	0.43	Recarga
17	Día	Limp-sost	Recarga	Limp-sost
	Noche	1.36	1.36	1.36
18	Día	1.39	1.31	1.35
	Noche	1.32	1.29	1.29
19	Día	1.33	1.33	1.33
	Noche	Desquinche	0.40	1.32
20	Día	1.37	Recarga	1.28
	Noche	0.95	1.31	Desquinche

21	Día	Recarga	1.35	1.29
	Noche	1.3	1.3	1.35
22	Día	1.35	1.35	1.36
	Noche	1.33	1.39	0.50
23	Día	1.33	1.32	Recarga
	Noche	1.32	1.33	1.33
24	Día	1.39	1.35	1.35
	Noche	1.29	1.39	1.29
25	Día	0.80	1.3	Desquinche
	Noche	Recarga	1.39	1.31
26	Día	1.39	0.40	1.32
	Noche	1.39	Recarga	1.28
27	Día	1.35	1.35	1.31
	Noche	Desquinche	1.37	Desquinche
28	Día	1.39	1.35	1.31
	Noche	1.35	1.32	1.32
29	Día	1.33	Desquinche	1.28
	Noche	1.33	1.31	1.31
30	Día	1.32	1.32	1.28
	Noche	1.35	1.29	1.29
31	Día	Desquinche	0.00	1.31
	Noche	1.37	0.00	1.35
Promedio de avance		1.30	1.18	1.25
Total disparos		49	52	51
Total recargas		6	7	5
Total desquinces		5	3	4
Turnos sin disparar		13	10	11
Total de avances		63.52	61.28	63.81

Interpretación: Datos de campo obtenidos de planeamiento indicando mucha deficiencia en su malla de perforación.

Tabla 23

Distancia promedio entre taladros periféricos (E)

Dist. Entre taladros	Tipo de rocas
0.40 – 0.55	Rocas tenaces
0.60 – 0.65	Rocas intermedias
0.70 – 0.75	Rocas fiables

Nota: Según (Planeamiento de mina Marfer mediante fórmula empírica, 2021)

Tabla 24*Coefficiente o factor de roca*

K	Tipo de rocas
2.00 a 2.25	Rocas duras difíciles de romper
1.5 a 1.7	Rocas intermedias
1.0 a 1.2	Rocas friables, suaves, prefabricadas

Nota: Según (Planeamiento de mina Marfer mediante fórmula empírica, 2021)

Anexo 7

Cálculo de Parámetros de Perforación y Voladura

Kilogramos de Semexa 60 por Taladro

Kg. de explosivo – arranque:

$$\text{N}^\circ \text{ de tal.} * \text{cart.} / \text{tal.} * \text{peso del cartucho}$$

$$3 \text{ tal.} * 1 \text{ cart.} / \text{tal.} * 0.079 \text{ kg.}$$

$$0.24 \text{ kg.}$$

Kg. de Anfo por taladro Taco m:

$$10 * (\text{diámetro de producción})$$

$$0.036 * 10$$

$$36 \text{ m}$$

Densidad de la carga:

$$q = P_{\text{explosivo}} * \frac{\pi D^2}{4} * 10^{-5}$$

$$q = 0.865 \text{ kg/m}$$

Longitud de la carga:

$$\text{Profundidad del taladro} - (\text{taco} + \text{longitud cebo} (0.95))$$

$$1.65 - (0.36 + 0.171)$$

$$1.119 \text{ m}$$

Kg. de Anfo por taladro:

$$\text{Densidad de carga} * \text{longitud de carga}$$

$$0.865 * 1.119$$

$$0.9677 \text{ kg.} / \text{taladro}$$

Long. Efectiva de taladro:

Long. Teórica del taladro – espacio de grampa

$$1.83 \text{ m} - 0.1 \text{ m}$$

$$1.73$$

Long. Teórica de taladro:

6 pies * 0.3048 (factor de conversión)

$$1.829 \text{ m}$$

Volumen roto:

Área sección vertical * avance * factor de rotura

$$8.28 * 1.55$$

$$14.12 \text{ m}^3$$

Avance:

Long. de taladros perforados – Long. de taco

$$1.65 \text{ m} - 0.1 \text{ m}$$

$$1.55 \text{ m}$$

Factor de potencia:

Kg. de explosivo – total / (densidad de roca * volumen roto)

$$47.40 \text{ kg.} / (2.75 \text{ tm} / \text{m}^3 * 14.12 \text{ m}^3)$$

$$1.22 \text{ kg.} / \text{tm}$$

Área sección vertical:

Alto * ancho * 0.92 (factor de corrección)

3 m * 3 m * 0.92

8.28 m²

Factor de carga:

Kg. de explosivo – total / avance

47.40 kg. / 1.55 m

30.58 kg. / m

Tabla 25

Datos de campo del avance por voladura año 2022 (enero, febrero, marzo)

Control de avances por voladura año 2022				
Fechas	Turno	Enero	Febrero	Marzo
1	Día	1.50	1.52	1.55
	Noche	1.65	1.60	Desquinche
2	Día	1.52	1.55	1.51
	Noche	1.55	0.56	1.62
3	Día	1.60	Recarga	1.53
	Noche	1.60	1.54	1.55
4	Día	1.55	1.59	1.5
	Noche	1.52	1.62	1.51
5	Día	0.79	1.54	1.62
	Noche	Recarga	1.51	1.53
6	Día	1.50	1.57	1.55
	Noche	1.65	Desquinche	1.5
7	Día	1.52	1.54	1.51
	Noche	1.55	1.59	1.62
8	Día	1.6	1.62	1.53
	Noche	1.6	1.54	1.55
9	Día	1.55	1.51	1.5
	Noche	Desquinche	1.57	0.50
10	Día	1.5	1.54	Recarga

	Noche	1.65	1.59	1.51
11	Día	1.52	1.62	1.62
	Noche	1.55	1.54	1.53
12	Día	1.6	1.51	1.55
	Noche	Desquinche	0.80	1.5
13	Día	1.5	Recarga	1.51
	Noche	1.65	1.54	1.62
14	Día	1.52	1.59	1.53
	Noche	1.55	1.62	1.55
15	Día	1.6	1.54	1.5
	Noche	1.6	1.51	1.51
16	Día	1.55	1.57	1.62
	Noche	1.52	1.54	1.53
17	Día	1.53	1.59	1.55
	Noche	1.56	1.62	1.5
18	Día	1.58	1.58	1.58
	Noche	Desquinche	Desquinche	Desquinche
19	Día	1.5	1.54	1.51
	Noche	1.65	1.59	1.62
20	Día	1.52	1.62	1.53
	Noche	1.55	1.54	1.55
21	Día	1.6	1.51	1.5
	Noche	1.6	1.57	1.51
22	Día	1.55	1.54	1.62
	Noche	1.52	1.58	1.53
23	Día	1.57	1.57	1.55
	Noche	1.54	1.54	1.5
24	Día	1.52	1.52	1.52
	Noche	0.90	Desquinche	Desquinche
25	Día	Recarga	1.57	1.55
	Noche	1.59	1.54	1.59
26	Día	1.52	1.58	1.62
	Noche	1.53	1.57	1.54
27	Día	1.61	1.54	1.51
	Noche	1.63	1.52	1.53
28	Día	0.66	0.66	0.66
	Noche	Recarga	Recarga	Recarga
29	Día	1.59	0.00	1.52
	Noche	1.52	0.00	1.55
30	Día	1.53	0.00	1.54
	Noche	1.61	0.00	1.53
31	Día	1.63	0.00	1.63
	Noche	1.52	0.00	1.59
Promedio de avance		1.52	1.35	1.51
Total disparos		56	50	57

Total recargas	3	3	2
Total desquinces	3	3	3
Turnos sin disparar	6	6	5
Total de avances	85.19	75.37	86.19

Interpretación: Datos propios obtenidos en campo, indicando eficiencia en su malla de perforación.

Anexo 8

Según Exsa (2021):

- a) Diámetro muy pequeño del orificio del gatillo: Grandes errores, sobre todo si afectan al inicio del tiro.
- b) Desviación de paralelismo: La carga es desigual y la carga es demasiado grande en la parte inferior, lo que afecta la fractura y el accionamiento. En otros casos, la desviación de la herramienta de perforación aparece en la junta de perforación, lo que afecta directamente la eficiencia de voladura. Esto también se aplica a los agujeros de corte, pero en este caso el corte puede ser hacia arriba o hacia abajo con respecto a la horizontal.
- c) Espaciamiento irregular entre taladros: Contribuyen al triturado grueso.
- d) Longitud irregular del agujero: Afecta a la alimentación muy irregular de caras nuevas (sobre todo si el terreno es corto).

Buele (2017), en su investigación determina que los agujeros se distribuyen concéntricamente junto a su corte o remoción identificadas en la región central de la explosión, siendo denominadas:

- a) Taladro de arranque: La función del taladro de arranque es crear la primera parte de la cavidad en el frente de la galería. Esto crea una segunda superficie libre para la salida del otro taladro, dando como resultado un banco de forma anular. El disparo requiere una media de 1,3 a 1,5 veces en valor a su carga por cada taladro para desplazar el material triturado, y proporcionalmente se reduce la carga de escuadras y contrahuellas (que actúan abatiéndose, por tanto, las menos funcionales).
- b) Agujeros Auxiliares: Son los agujeros que rodean el agujero de inicio y forman la salida a la primera cavidad. Dependiendo del tamaño de la parte anterior, difieren el número y la distribución de los primeros auxilios (contragolpe), incluidos el segundo y el tercero.

SIDA (simulacro de destrucción o envío). sales segundo.

- c) Taladros cuadradores: Es un hueco lateral (frontón) que forma los lados de un túnel.
- d) Taladros de alza o Agujero de Techo: Da forma al techo o también a la bóveda que se encuentra ubicada en el túnel. También se les llama brocas de corona radial lisa o smooth blasting. La mira y la escuadra se disparan juntas inmediatamente al final de todo el lote, lo que comúnmente se conoce como "taladro periférico".
- e) Taladros de arrastre o Perforación de piso: Corresponden al fondo del túnel o la galería. Se invocan al final de todo el lote explotado.

Las explosiones se clasifican en función de los resultados obtenidos mediante distintos procesos. Para calificarlo se requiere tener en cuenta lo siguiente (Rincón y Molina, 2017):

- 1)Volumen total de material removido.
- 2)Avance del disparo.
- 3)Pisos.
- 4)Perímetro total de cada sección.
- 5)Fragmentación del material roto.
- 6)Acumulación y su forma del material roto y
- 7)Costo absoluto del proceso voladura.

Usado para establecer el costo de forma total de cualquier proceso de voladura, los costos de perforación (varillas, lubricantes, electricidad, depreciación de JEH, etc.), costos de material consumibles (valor único o US\$/TM, US\$/m, US\$/hora) más el costo de carga y transporte de material triturado más el costo de forma adicional de la voladura en etapa secundaria de cantos rodados de gran tamaño y el uso de equipos extras para finiquitar las crestas del suelo. Con la excepción del empuje y la masa o el tonelaje movido, todos representan el desempeño real o el resultado económico de la explosión.

Chinchay (2018) en su investigación señala la necesidad que se presenta en cada proyecto de construir grandes túneles al momento de diseñar una red de perforación, por lo que es necesario utilizar perforadoras cada vez de mayor diámetro, utilizando mayores cantidades de mezclas explosivas. Para diseñar la perforación y voladura de cualquier túnel,

Holmberg dividió la superficie frontal en cinco partes diferentes (A-E), donde cada una necesita un cálculo único.

Donde:

- A = Cut (sección de corte)
- B = Stopping (Sección de tajeo)
- C = Stopping (Sección de alza)
- D = Contour (Sección de contorno)
- E = Lifters (Sección de arrastre)

Cálculos para el diseño de arranque:

a) Longitud de avance: El progreso en esta función está limitada por un orificio y la desviación de su carga. Si esta desviación se encuentra y mantiene por debajo del 2%, todos los discos que se presenten de manera intermedia "x" existe la posibilidad de que su profundidad de agujero "L" sea 95° (Sargentón, 2018).

$$X = 0.95 * L$$

b) Longitud de avance esperado en función del diámetro equivalente: Usado para un afloramiento de cuatro secciones, puede estimar la profundidad del agujero usando la siguiente formula: (Sargentón, 2018).

$$L = 0.15 + 34.1\phi - 39.4\phi^2$$

Dónde: ϕ = Diámetro del taladro vacío

c) Cálculo del diámetro del taladro vacío: Se emplea al momento de usar los tipos de arranques "NB" o mejor dicho los taladros vacíos en reemplazo a los que contienen un diámetro mayor a lo normal, es por ello que la ecuación aplicada anteriormente sigue

siendo vial (Sargentón, 2018).

$$\phi = \phi 2 * \sqrt{NB}$$

Dónde: $\phi 2$ = Es el diámetro del taladro vacío de menor diámetro

d) Cálculo de Burden en los taladros de arranque: Es hallado mediante la aplicación del principio cuya longitud abarca todo el arco (Sargentón, 2018).

$$B = 1.57\phi$$

Luego se calcula el Burden práctico, de la siguiente manera:

$$Bp = B - Ep$$

Donde:

Bp : Burden práctico en arranque

B : Buren máximo en taladros de alivio en arranque

Ep : Error de perforación

Revisa si la carga puede romper los bordos de cada cuadrante. Utilice la siguiente formula del burden:

$$B = 0.012 [(2SGe / SGr) + 1.5] De$$

La geomecánica es el campo que estudia las propiedades mecánicas de los materiales geológicos que forman las rocas. Este campo se basa en los conceptos y teorías de la mecánica de rocas y la mecánica de suelos (Torres, 2018).

Factores de las clasificaciones geomecánicas: Una sinopsis de todos los parámetros que se encuentran en las distintas familias presentadas como discontinuidad se presentan a continuación:

- **Orientación:** En ingeniería basada en el rubro de la geotecnia, utiliza un formato donde su dirección en base al buzamiento varia de 0 hasta 360 grados con dirección al Norte, mientras que de forma vertical solo gira de 0 a 90 grados. De tal forma, el plano se puede definir de manera perfecta con dos números, tal es el caso de 035/70 donde indica que para una dirección hacia el Norte tiene un buzamiento de 35° y en forma vertical es de 70°. Dicha referencia es esencial para poder analizar la estabilidad de su trabajo.
- **Espaciado:** Es el espacio vertical ubicado en medio de los planos cuya familia es la misma.
- **Persistencia:** Es la expansión o el tamaño de toda el área del plano en forma perpendicular.
- Los labios de una sola familia de discontinuidades son llamadas rugosidad.
- **Apertura:** Es el espaciado de forma vertical entre los dos bordes de las rugosidades.
- **Relleno:** Es el tipo de componentes dentro de la costura de las rugosidades. Puede estar ausente, es decir, estar limpias de baja fricción (grafito, arcilla, carbón, etc.) o puede presentarse de forma cristalizado (calcita, cuarzo, etc.).

Estas notas se obtienen debido a los afloramientos, frentes o sondeos localizados en galerías donde por lo general tienen presencia de dispersión, siendo patentizado por nubes polares en imágenes estéreo (datos de orientación) o en forma de histogramas (brechas y persistencia). Esto ayuda a que la imagen sea más realista en base a la ocurrencia de familias

conjuntas en proyectos subterráneos, aplicando la estrategia de uso de diagramas en la caja o sectores transversales.

Bieniawski RMR: Calificación de la calidad de la roca (Bieniawski 1973, atjaunināja Bieniawski, P. Varona, B. 1979, 1989 y 2014) Selada, I. Tardáguila 和 A. Rodríguez) se utilizó para caracterizar los macizos rocosos en cuanto a la calidad del índice resultante y considera a los siguientes parámetros:

- Resistencia a la compresión simple o uniaxial de una roca (RCS).
- Parámetro RQD (rock quality designation Deree et al. 1967).
- Condición de las discontinuidades.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas.
- Dirección de las discontinuidades respecto a la excavación.

Para obtener excelentes resultados se utiliza el índice RMR, cuyo valor oscila entre 0 a 100, mediante la suma de cada parámetro. Será mayor el valor de la roca, siempre y cuando la calidad de corte sea mejor.

Según su aplicación, los corredores o galerías mineras se dividen en tramos con características geológicas semejantes según la clasificación anterior.

A. Ensayo de Resistencia a la Compresión Simple: Es la carga máxima que una roca puede llegar resistir al realizar el proceso de compresión uniaxial. Se aplica una fuerza axial P a una muestra de roca cilíndrica no confinada con una altura de al menos el doble de su diámetro hasta que se rompe en una prensa universal.

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

Siendo:

- σ_c = Resistencia a la compresión simple.
- P = Carga de rotura.
- S = Sección de la probeta.

Si se conecta una banda extensiométrica a la muestra, se puede obtener el módulo de deformación o módulo de elasticidad E y la relación de Poisson ν .

$$E = \frac{\sigma}{\varepsilon}$$

$$\nu = \frac{\varepsilon_v}{\varepsilon_h}$$

El módulo de elasticidad expresa la relación entre la carga σ sobre la muestra y la deformación ε a la que está sujeta. El Coeficiente de Poisson simboliza la relación entre la deformación vertical ε_v y la deformación horizontal ε_h de la muestra.

B. Ensayo martillo Schmidt: Los probadores de dureza Schmidt o los martillos de rebote (ISRM, 1978) combinados con los datos obtenidos de la densidad del macizo rocoso permiten calcular de manera rápida el sitio de la resistencia a la compresión (JCS) de las paredes de roca utilizando un marco de bolas Miller (Miller, 1965).

Cuando hay presión en contra de un pistón alojado en carcasa que se extiende hasta un pistón de metal retráctil, nos referimos al mecanismo del martillo, que, al entrar en contacto con la superficie de la roca, crea un impacto y registra la energía del impacto (Li

et al., 2000). La resistencia de rebote calculada con el martillo Schmidt proporciona una visión indirecta de la resistencia a la compresión uniaxial.

Normalmente se usan dos tipos de martillo, el tipo N con una energía de impacto de 2,207 N.m y el tipo L con una energía de impacto de 0,735 N.m. La deflexión medida con estos martillos se indica con los símbolos R_N y R_L , respectivamente. Para valores simples de resistencia a compresión o ruptura de rocas ensayadas en el rango de 20-150 MPa, ambos martillos dan excelentes resultados.

Según (Aydín 2009) en la actualidad ambos martillos están permitidos y son utilizados para distintos proyectos, antes en el año 2009 la ISRM recomendaba solo martillos en forma de L. Los martillos tipo N se utilizan principalmente para hormigón. Pero, dicho martillo es más adecuado para realizar pruebas de campo, ya que, es menos sensible a las irregularidades en la superficie medida, a pesar de que no es especificado por la norma ASTM el tipo de martillo que se debe de emplear. Siguiendo el procedimiento de recogida de datos recomendado por ISRM (1978), obtuvieron la siguiente correlación empírica entre el número de rebotes de dos martillos (Ayday y Göktan, 1992):

$$R_N = 7.124 + 1.249R_L$$

R_N y R_L son los números de rebote dados por el martillo N y L respectivamente. Lo recomienda siempre el ISRM es realizar 20 lecturas en distintas áreas con la opción de detener cualquier lectura después de las primeras 10 difieran de manera rápida a la anterior un máximo de 4 golpes. La norma ASTM recomienda tomar 10 lecturas, mientras que ISRM (1978) recomienda promediar las diez lecturas más altas, descartar las lecturas que se desvían más de siete veces de la media y promediar las lecturas restantes.

Algunas fórmulas especiales, después de muchas pruebas de campo, combinan R.C.S. con el "Índice de rebote" generado por Schmidt Hammer como se muestra en la siguiente fórmula:

$$\sigma_c = 8,81 \cdot e^{0,055 \cdot R} \text{ (Vázquez D., 1.981)}$$

- σ_c = R.C.S. en MPa.
- R = Índice de rebote.

$$\text{Log} \sigma_c = 0,00088 \rho_r + 1,0 \text{ (Barton y Choubey)}$$

- σ_c = R.C.S. en MPa.
- R = Índice de rebote.
- ρ_r = Densidad de la roca en KN/m^2 .

En general, el R.C.S. utiliza el ábaco que se muestra a continuación, que se puede correlacionar con el índice de rebote y la densidad de la roca.

RQD (Designación de calidad de roca): El Índice de calidad de la roca (en adelante, RQD) fue elaborado por Deere y varias personas que apoyaron en el desarrollo en el año 1967, con la finalidad de evaluar cuantitativamente la calidad general de las muestras de testigos (Deere et al., 1967).

Se designa RQD de una determinada profundidad en base a la relación total de la adición de todas las longitudes de los testigos que sean mayores a 10 centímetros, expresada en porcentaje.

Si no hay perforaciones disponibles y se requiere saber el RQD, se pueden usar correlaciones empíricas como por ejemplo el Palmström quien en el año 2005 determinó que, para estimar la altura de la excavación, se necesita representar de la siguiente manera:

$$RQD = 110 - 2,5 J_v$$

El valor del índice del volumen es representado como J_v , el cual hace referencia a la suma de la cantidad total de juntas por cada volumen de forma individual.

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3}$$

Donde: S_1 , S_2 y S_3 es el espaciado entre juntas.

Al nivel de experiencia, el valor de J_v se va a sintetizar en el progreso de todas las excavaciones a nivel subterráneo empleando un flexómetro colocado en un punto de la superficie desde el cual se corta la discontinuidad a 1m de distancia en ambos ejes. Para calcular las rupturas que se intersecan en el eje Z, el metro se convierte en un solo hastial, es decir, va hacia la igualdad de altura, para proceder a generar una ruptura cruzada.

Debe considerarse de suma importancia que el momento en que sucede la estratificación, se debe sumar todas las roturas.

De la misma manera se puede calcular al aplicar el método propuesto por Priest y Hudson, creado en el año 1981 donde el dato más importante es el índice de las fracturas por cada metro en forma lineal (λ).

$$RQD \approx \exp^{-0,1\lambda} (0,1\lambda + 1)$$

Donde λ es la inversa del espaciado medio de las discontinuidades.

Determinación del estado de las juntas: Las características más importantes junto a sus parámetros de las discontinuidades que afectan el cálculo de las variantes geomecánicas.

Espaciado: Denominado la distancia entre dos miembros una familia de roturas la cual ayuda a obtener el tamaño del macizo rocoso a formar, afectando el comportamiento general de la matriz rocosa. Cuando existen otros condicionantes que inciden en la deformación del macizo rocoso son la pequeña resistencia al corte, una discontinuidad representada por una razón donde el numerador hace referencia a la dirección de las roturas mientras que el denominador indica la pendiente de la discontinuidad.

Las medidas de distancia se toman manteniendo el flexómetro de forma perpendicular a la pista de resorte rota, y si esto no es posible, se harán los ajustes necesarios para calcular la distancia real. Las roturas del macizo rocoso que son génesis en las voladuras no son tomadas en cuenta para el valor del espaciado.

El espaciado se calcula por la expresión:

$$S = d \cdot \operatorname{sen} \alpha$$

Dónde:

- d Es la distancia real medida con la cinta.
- α Es el ángulo entre la línea de medición y la dirección de la familia.

Se utiliza la siguiente terminología:

Continuidad o Continuidad: Es la distancia de un plano discontinuo o extensión de una superficie. Difícil de medir ya que es probable que sea superior al observado en los vertidos. Determinar si el macizo rocoso está asociada a una falla masiva. Durante la excavación, se

debe poner énfasis en las discontinuidades individuales donde prevalece las superficies débiles.

Dependiendo del tamaño, las diferentes series de rupturas pueden ser continuas, sub continuas e interrumpidas.

Rugosidad: Se refiere tanto al relieve superficial como a las distintas irregularidades que se presenten así sean mínimas, es por ello la identificación de dos escalas donde son la rugosidad (mm) y la ondulación (dm, m). Las ondas y la rugosidad controlan las posibles direcciones de movimiento.

- En superficie de tipo ondulación tenemos tres clases: onduladas, planas y escalonadas.
- En la superficie denominada rugosidad se encuentra las lisas, pulidas y rugosas.

La propiedad de rugosidad en base a la presencia de sus discontinuidades es considerada como el factor más importante debido a su determinación en la resistencia al corte que llega a presentar. Esta disminuye solo en el caso de aumentar la forma de apertura, su desplazamiento o el espesor en base al relleno. La rugosidad se puede medir mediante inspección visual "método de perfil estándar", "método de perfil de línea" y "método de disco".

- Perfil Estándar: En ocasiones se utiliza una escala descriptiva para medir la rugosidad de una rotura, la cual define 9 niveles de rugosidad, la escala se muestra a continuación:
- Implementación de Perfiles Lineales: Soporta la regla de rugosidad más aparente al medir la distancia entre una línea y una superficie discontinua a intervalos regulares. De esta forma se obtiene la rugosidad o ángulo de onda. Se recomienda un gran número de mediciones para determinar los valores de rugosidad y ángulo de onda.

- Método del disco: se emplea para medir el ángulo de rugosidad. Para realizarlo, se debe colocar discos planos de varios diámetros (5, 10, 20 o 40 cm, según el tamaño de la obra) en zonas discretas y medir la orientación e inclinación de los discos con un compás. El resultado se puede representar estereoscópicamente con respecto a las diversas direcciones posibles de deslizamiento o movimiento en el plano.

Apertura: Denominado como aquella distancia vertical cuya función es separar todas las pareces presentadas e identificadas en el macizo rocoso en un quiebre abierto sin relleno.

Puede variar mucho de una ubicación de parcela a otra, disminuye con la profundidad y afecta significativamente la resistencia a cortante, cambiando así la tensión efectiva que actúa sobre la pared. Para determinar esto, la distancia entre las paredes interrumpidas se mide directamente para cada serie y se utiliza el valor promedio.

Relleno: Se refiere a todo material ubicado en el centro de los labios presentados en roturas. Este material puede tener propiedades diferentes a las rocas de la pared, tal como la arcilla, el limo, la calcita, entre otros. La clasificación RMR analiza si esta se basa o no en un relleno duro o blanco, junto a su espesor.

Alteración: Este es un sub parámetro cuya determinación es algo controvertida, según la indicación de Bieniawski (1989).

En el indicador RMR se evalúa la presencia de agua en un máximo de 15 puntos en ausencia de agua. Se indican tres posibles puntos finales: condiciones generales (seco, húmedo, mojado, goteando, fluyendo), flujo por túnel de 10 metros y la relación con la presión acuática y las tensiones principales dominantes en la montaña.

GSI: El índice de fuerza geológica es uno de los sistemas más empleados, fue propuesto por Hoek en el año 1995, cuyo objetivo es estimar todas las propiedades en el

macizo rocoso por medio del campo. Su valor va de 0 a 100. Se basa en dos áreas de las características físico-mecánicas de los macizos rocosos, las cuales se identifican y clasifican: macroestructura y estado de la superficie de fractura, (grado y naturaleza de las fisuras, estructura geológica, tamaño de fractura del bloque y variaciones) Macizo rocoso la caracterización es simple y se basa en una impresión visual de la estructura de la roca, el estado de la superficie de fractura, indicado por la rugosidad y variaciones de los bloques y diaclasas.

La mezcla de dichos parámetros genera una amplia gama de tipos que se llegan a presentar en los macizos rocosos. Usando este sistema se puede calcular la relación de forma aproximada entre la resistencia a la compresión simple σ_{cm} , su resistencia σ_{ci} y el GSI, donde se formula a continuación:

$$\sigma_{cm} = 0.019 \cdot \sigma_{ci} e^{0.05GSI}$$

También permite obtener valores bastante aproximados de los parámetros necesarios para el cálculo del criterio de rotura de Hoek y Brown de macizos rocosos diaclasados, a partir del aspecto del macizo rocoso insitu (m_b , s , a) definido mediante la expresión:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left[m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + S \right]^a$$

Dónde:

- σ'_1 y σ'_3 = tensiones efectivas máxima y mínima en la rotura.
- m_b = constante de Hoek y Brown para macizos rocosos.
- s y a = constantes que dependen de las características del macizo rocoso.
- σ_{ci} = resistencia a compresión simple de los bloques de roca intacta.

Los valores de GSI cercano a 1 corresponde a un macizo rocoso de menor calidad, es decir, una superficie muy erosionada, arcilla blanda en las vetas y una estructura poco robusta debido a su forma redondeada., y la fragmentación masiva que sufrió la trama. Por el contrario, un valor de GSI cercano a 100 indica una parcela de alta calidad, ya que implica una estructura caracterizada por pequeños fragmentos, donde hay muchas formas prismáticas y superficies rugosas sin erosión.

Correlaciones entre las clasificaciones geomecánicas: Actualmente hay muchas correlaciones entre las clasificaciones geomecánicas:

- $RMR = 9 \ln Q + 44$ (Bieniawski, 1976, para túneles civiles).
- $RMR = 10 \ln Q + 42$ (Abad, 1983, para galerías en minas de carbón españolas).
- $RMR = 13,5 \ln Q + 43$ (Rutledge, 1978).
- $RMR = 15 \log Q + 50$ (Brady & Brown, 2004).
- $GSI = RMR - 76$ (para macizos rocosos secos y sin considerar la orientación de la excavación).
- $GSI = RMR - 89$ (para macizos rocosos secos y sin considerar la orientación de la excavación).

Orientación de las discontinuidades: La dirección de la discontinuidad relativa al eje de la excavación a nivel subterráneo es un hito vital en la selección del método de apoyo. La correcta proyección de la dirección de las obras subterráneas puede mejorar el diseño del soporte y, en última instancia, reducir los costos. Esta variable tiene un valor negativo al final del RMR con túneles de 0 a -12 puntos.

Método de criterio de rotura de HOEK & BROWN: Los principales se desarrollaron mientras escribía *Underground Excavations in Rock* (1980) para describir la resistencia de

especímenes intactos y macizos rocosos, y se basaron en su propia experiencia con la teoría y los experimentos sobre el comportamiento que tiene el macizo rocoso en el aspecto mecánico. Su fórmula original es:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m\sigma_{ci} \sigma_3 + s\sigma_{ci}^2} = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(\frac{m\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^{0,5}$$

Dónde:

- σ_1, σ_3 : tensiones principales en la rotura.
- σ_{ci} : resistencia a compresión simple de la roca intacta.
- m, s : parámetros resistentes característicos del material.

Es un criterio de falla no lineal que se aplica tanto a roca intacta como a roca fracturada (con 4 o más discontinuidades) e isotrópica (comportamiento sin marcadores direccionales preferenciales).

La resistencia a la compresión simple de los macizos rocosos se obtiene de la fórmula anterior

$$\sigma_{cm} = \sigma_{ci} \sqrt{s}$$

Si es una piedra completa, por definición $s = 1$, entonces $\sigma_{cm} = \sigma_{ci}$. Para macizos rocosos $s < 1$, la resistencia a la compresión simple está determinada por la fórmula anterior, donde " σ_{ci} " es la resistencia a la compresión simple de la roca intacta. La propiedad de resistencia a la tracción se contiene resolviendo $\sigma_1 = 0$ en base a la anterior fórmula presentada en su criterio de rotura.

$$\sigma_{tm} = \frac{\sigma_{ci}}{2} \left(m - \sqrt{m^2 + 4s} \right)$$

En el año de 1992, Hoek, Wood y Shah, creadores del método, para abordar la resistencia a la tracción del macizo rocoso, propusieron un criterio que introdujo el parámetro a , que permite cambiar la curvatura de la envolvente de falla, La fórmula tiene baja aceptabilidad debido a la exclusión del parámetro " s ", que hace que la resistencia a la compresión del macizo rocoso simple sea cero.

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(\frac{m\sigma_3}{\sigma_{ci}} \right)^a$$

En 1994, este método fue reemplazado por un término que permanece sin cambios hasta el día de hoy:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(\frac{m\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

El criterio de Hooke y Brown es un criterio válido para rocas intactas y macizos rocosos fracturados (rocas isotrópicas mayores a 3 familias en común). Este criterio de falla no es lineal porque asume que la resistencia aumenta menos que proporcionalmente a las restricciones. El parámetro m determina la resistencia a medida que aumenta el límite (correspondiente al ángulo de fricción interna), y el parámetro " s " determina cuánta masa rocosa se "elimina" de la roca intacta (roca intacta $s = 1$).

Cabe señalar que existen pocas soluciones analíticas que utilizan este criterio de error, y su implementación en un programa de cálculo es relativamente limitada, por lo que a menudo es necesario derivar los parámetros equivalentes de Mohr-Coulomb c_m y φ_m .

Estimación de la resistencia del macizo rocoso: Al generar experiencia de forma habitual. Se aplica el criterio de falla de Hooke-Brown a macizos rocosos, derivar parámetros para este criterio de falla a partir de pruebas de laboratorio de muestras de roca intacta y GSI,

y luego derivar parámetros de Mohr-Brown. Los culombios se utilizan para el análisis de estabilidad o tensión.

Metodología de Hoek-Brown: Sin duda, el criterio de error de Hooke y Brown es ampliamente aceptado porque define un método para evaluar las propiedades del macizo rocoso basado en la clasificación geomecánica y los parámetros de resistividad “ σ_{ci} ” y “ m_i ”, para rocas intactas, que son relativamente fáciles de determinar en el laboratorio.

En un artículo científico, cuya publicación fue en 1988, Hooke y Brown reconocieron que la relación entre el parámetro de resistencia y la RMR, publicada en 1980, parecía adecuada para estudiar la estabilidad de taludes donde el macizo rocoso se afloja por excavación.

Anexo 9

Validación



MATRIZ PARA EVALUACIÓN DE EXPERTOS				
Título de la investigación:	“Caracterización geomecánica del diseño de malla de perforación y voladura, cortada Sofia 3m x 3m, Mina Mafer, Pataz 2022”			
Línea de investigación:	Perforación y Voladura			
Apellidos y nombres del experto:	César Estuardo Cadenilla Medina			
El instrumento de medición pertenece a la variable:	Caracterización Geomecánica			
Mediante la matriz de evaluación de expertos, Ud. tiene la facultad de evaluar cada una de las preguntas marcando con una “x” en las columnas de SÍ o NO. Asimismo, le exhortamos en la corrección de los ítems, indicando sus observaciones y/o sugerencias, con la finalidad de mejorar la coherencia de las preguntas sobre la variable en estudio.				
Ítems	Preguntas	Aprecia		Observaciones
		SÍ	NO	
1	¿El instrumento de medición presenta el diseño adecuado?	X		
2	¿El instrumento de recolección de datos tiene relación con el título de la investigación?	X		
3	¿En el instrumento de recolección de datos se mencionan las variables de investigación?	X		
4	¿El instrumento de recolección de datos facilitará el logro de los objetivos de la investigación?	X		
5	¿El instrumento de recolección de datos se relaciona con las variables de estudio?	X		
6	¿La redacción de las preguntas tienen un sentido coherente y no están sesgadas?	X		
7	¿Cada una de las preguntas del instrumento de medición se relaciona con cada uno de los elementos de los indicadores?	X		
8	¿El diseño del instrumento de medición facilitará el análisis y procesamiento de datos?	X		
9	¿Son entendibles las alternativas de respuesta del instrumento de medición?	X		
10	¿El instrumento de medición será accesible a la población sujeto de estudio?	X		
11	¿El instrumento de medición es claro, preciso y sencillo de responder para, de esta manera, obtener los datos requeridos?	X		
Sugerencias:				
Firma del experto:				
 <small>Mg. CÉSAR ESTUARDO CADENILLA MEDINA</small>				

MATRIZ PARA EVALUACIÓN DE EXPERTOS

Título de la investigación:	“Caracterización geomecánica del diseño de malla de perforación y voladura, cortada Sofia 3m x 3m, Mina Mafer, Pataz 2022”
Línea de investigación:	Perforación y Voladura
Apellidos y nombres del experto:	César Estuardo Cadenilla Medina
El instrumento de medición pertenece a la variable:	Diseño de malla de perforación

Mediante la matriz de evaluación de expertos, Ud. tiene la facultad de evaluar cada una de las preguntas marcando con una “x” en las columnas de SÍ o NO. Asimismo, le exhortamos en la corrección de los ítems, indicando sus observaciones y/o sugerencias, con la finalidad de mejorar la coherencia de las preguntas sobre la variable en estudio.

Items	Preguntas	Aprecia		Observaciones
		SÍ	NO	
1	¿El instrumento de medición presenta el diseño adecuado?	X		
2	¿El instrumento de recolección de datos tiene relación con el título de la investigación?	X		
3	¿En el instrumento de recolección de datos se mencionan las variables de investigación?	X		
4	¿El instrumento de recolección de datos facilitará el logro de los objetivos de la investigación?	X		
5	¿El instrumento de recolección de datos se relaciona con las variables de estudio?	X		
6	¿La redacción de las preguntas tienen un sentido coherente y no están sesgadas?	X		
7	¿Cada una de las preguntas del instrumento de medición se relaciona con cada uno de los elementos de los indicadores?	X		
8	¿El diseño del instrumento de medición facilitará el análisis y procesamiento de datos?	X		
9	¿Son entendibles las alternativas de respuesta del instrumento de medición?	X		
10	¿El instrumento de medición será accesible a la población sujeto de estudio?	X		
11	¿El instrumento de medición es claro, preciso y sencillo de responder para, de esta manera, obtener los datos requeridos?	X		

Sugerencias:

Firma del experto:



Mg. CÉSAR ESTUARDO
CADENILLAS MEDINA

Anexo 10

Ficha RUC del representante de la empresa

18/5/23, 14:59	Datos de Ficha RUC- CIR(Constancia de Información Registrada)	
		
FICHA RUC : 10458153065 ZANONI FRANCO MARLON ZEDRIT		
Número de Transacción : 77439447		
CIR - Constancia de Información Registrada		
Información General del Contribuyente		
Apellidos y Nombres ó Razón Social	: ZANONI FRANCO MARLON ZEDRIT	
Tipo de Contribuyente	: 02-PERSONA NATURAL CON NEGOCIO	
Fecha de Inscripción	: 12/08/2014	
Fecha de Inicio de Actividades	: 12/08/2014	
Estado del Contribuyente	: ACTIVO	
Dependencia SUNAT	: 0063 - I.R.LA LIBERTAD-MEPECO	
Condición del Domicilio Fiscal	: HABIDO	
Emisor electrónico desde	: 16/09/2019	
Comprobantes electrónicos	: FACTURA (desde 16/09/2019),RECIBO POR HONORARIO (desde 30/03/2021)	
Datos del Contribuyente		
Nombre Comercial	: -	
Tipo de Representación	: -	
Actividad Económica Principal	: 0729 - EXTRACCIÓN DE OTROS MINERALES METALÍFEROS NO FERROSOS	
Actividad Económica Secundaria 1	: 4662 - VENTA AL POR MAYOR DE METALES Y MINERALES METALÍFEROS	
Actividad Económica Secundaria 2	: -	
Sistema Emisión Comprobantes de Pago	: MANUAL	
Sistema de Contabilidad	: MANUAL	
Código de Profesión / Oficio	: 99- PROFESION U OCUPACION NO ESPECIFICADA	
Actividad de Comercio Exterior	: SIN ACTIVIDAD	
Número Fax	: -	
Teléfono Fijo 1	: -	
Teléfono Fijo 2	: -	
Teléfono Móvil 1	: 44 - 925962910	
Teléfono Móvil 2	: -	
Correo Electrónico 1	: marlonzanonifranco@gmail.com	
Correo Electrónico 2	: -	
Domicilio Fiscal		
Actividad Económica	: 0729 - EXTRACCIÓN DE OTROS MINERALES METALÍFEROS NO FERROSOS	
Departamento	: LA LIBERTAD	
Provincia	: PATAZ	
Distrito	: PATAZ	
Tipo y Nombre Zona	: -	
Tipo y Nombre Via	: ---- ANEXO ZARUMILLA	
Nro	: SN	
Km	: -	
Mz	: -	
Lote	: -	
Dpto	: -	
Interior	: -	
Otras Referencias	: -	
Condición del inmueble declarado como Domicilio Fiscal	: OTROS.	
Datos de la Persona Natural		
Documento de Identidad	: DNI 45815306	
Cond. Domiciliado	: DOMICILIADO	
Fecha de Nacimiento o Inicio Sucesión	: 25/06/1989	
Sexo	: Masculino	
Nacionalidad	: PERUANA	
Pais de procedencia	: -	
Registro de Tributos Afectos		
Tributo	Afecto desde	Exoneración
https://e-menu.sunat.gob.pe/cl-ti-itmenu/MenuInternet.htm?pestanas=&agrupacion=		
		1/2

18/5/23, 14:59

Datos de Ficha RUC- CIR(Constancia de Información Registrada)

		Marca de Exoneración	Desde	Hasta
IGV - OPER. INT. - CTA. PROPIA	12/08/2014	-	-	-
IMP.TEMPORAL A LOS ACTIV.NETOS	01/03/2023	-	-	-
RENTA-4TA. CATEGOR.-CTA.PROPIA	29/03/2021	-	-	-
RENTA 4TA. CATEG. RETENCIONES	01/09/2021	-	-	-
RENTA 5TA. CATEG. RETENCIONES	01/08/2021	-	-	-
RENTA - REGIMEN MYPE TRIBUTARIO	01/04/2021	-	-	-
ESSALUD SEG REGULAR TRABAJADOR	01/08/2021	-	-	-
SNP - LEY 19990	01/08/2021	-	-	-

Establecimientos Anexos

Código	Tipo	Denominación	Ubigeo	Domicilio	Otras Referencias	Cond.Legal
0001	S.PRODUCTIVA	-	LA LIBERTAD PATAZ PATAZ	---- ANEXO ZARUMILLA-MINERO PATAZ EPS NRO.4 ---- CUYMUY -CU 15007009X01 --	-	OTROS.

Importante

La SUNAT se reserva el derecho de verificar el domicilio fiscal declarado por el contribuyente en cualquier momento.

Documento emitido a través de SOL - SUNAT Operaciones en Línea, que tiene validez para realizar trámites Administrativos, Judiciales y demás

Recuerde que es obligatorio consultar periódicamente su Buzón Electrónico SOL, para conocer de forma oportuna las notificaciones e información de interés que faciliten el cumplimiento de sus obligaciones tributarias y aduaneras.

Para ir a su Buzón Electrónico [Ingrese Aquí](#)

DEPENDENCIA SUNAT
Fecha:18/05/2023
Hora:14:59