



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

**FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

Diseño de malla de perforación para mejora de la fragmentación de roca en galería E01– Mina Anta Sunqu– empresa Cosise

**TESIS PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
Ingeniero de Minas**

AUTORES:

Masquez Torres, Jadir Eli (orcid.org/0000-0002-2026-5714)

Rioja Cubas, Cesar Stalin (orcid.org/0000-0002-8711-0143)

ASESOR:

Mgtr. Perez Rodriguez, Carlos Alberto (orcid.org/0009-0007-4542-4164)

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN:

Perforación y Voladura de Rocas

LÍNEA DE RESPONSABILIDAD SOCIAL UNIVERSITARIA:

Desarrollo económico, empleo y emprendimiento.

CHICLAYO - PERÚ

2023

DEDICATORIA

A mi padre por brindarme el apoyo incondicional en toda mi formación. A mi madre con su incansable sacrificio que siempre estuvo alentándome en los momentos más críticos. A mis hermanos que me brindaron su confianza y apoyo para afrontar todas las adversidades.

A mi esposa que me brindo todo el amor y el apoyo para lograr este objetivo. A mi hijo quien supo alentarme día a día para dar lo mejor de mí. A mi suegra por su apoyo moral,
Jadir Másquez.

A mi padre celestial quien ha sido mi fortaleza y guía en este extenso camino. A mi madre quien con su confianza y comprensión en mi persona me impulso para encarar cada una de las adversidades que se presentaron en este camino.

A mis hermanos quienes siempre que les necesite estuvieron apoyándome para poder pasar cada una de las adversidades. A mi esposa que me supo comprender y apoyar. Para mi hija que llego para darme ese impulso que necesitaba para terminar mi formación.

Cesar Stalin.

AGRADECIMIENTO

Agradecemos a nuestro Dios todo poderoso, por ser el guía en los senderos de la vida y la fortaleza en aquellos momentos de dificultad y debilidad.

Agradecemos a nuestros padres, hermanos y demás familiares por el apoyo y comprensión incondicional que nos brindaron en este camino difícil.

Índice de contenidos

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
Índice de tablas	v
RESUMEN	vii
ABSTRACT	viii
I. INTRODUCCIÓN	1
II. MARCO TEÓRICO	4
III. METODOLOGÍA	8
3.1 Tipo y diseño del estudio	8
3.2 Variables y operacionalización	8
3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos	9
3.5. Procedimientos	10
3.6 Método de análisis de datos	11
3.7 Aspectos éticos.....	12
IV. RESULTADOS	13
4.1 Descripción de la geológica regional, estructural y económica	13
4.1.2 Geología Estructural.....	14
4.1.3 Geología Económica.....	15
4.1.4 Composición del macizo rocoso	16
4.2 Análisis de la roca fragmentada con el diseño de malla empírica.	21
4.2.1 Fragmentación de roca.....	21
4.3 Elaboración del diseño de la nueva malla de perforación	25
4.4 Verificación y comparación de la fragmentación de la roca con la nueva malla de perforación.....	43
V. DISCUSIONES	51
VI. CONCLUSIONES	53
VII. RECOMENDACIONES	54
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	55
ANEXOS	63

Índice de tablas

Tabla 01: Geología Regional	21
Tabla 02: Entrada 1 – Pacanguilla	24
Tabla 03: Entrada 2 – La Viña	24
Tabla 04: Valoración de RMR	25
Tabla 05: Parámetros de dureza y resistencia a la comprensión	25
Tabla 06: Estimación de la resistencia de las rocas mediante un martillo de geólogo.	26
Tabla 07: Clasificación de RQD	26
Tabla 08: Valoración según la clasificación geomecánica RMR – Bieniawski	28
Tabla 09: Resultado del RMR	29
Tabla 10: Valoración de RMR del macizo rocoso.	29
Tabla 11: Esquema de perforacion del primer al quinto disparo	30
Tabla 12: Resultados de la voladura empírica	31
Tabla 13: Análisis de fragmentación en terreno	32
tabla 14: Factor de carga según Cunningham	37
Tabla 15: Características de Anfo	50
Tabla 16: Características de emulnor 500, 1000, 3000 y 5000	51
Tabla 17: Datos técnicos del mini cargador Bobcat S630	51
Tabla 18: Distribución de taladros en la nueva malla de perforación	52
Tabla 19: Tamaño promedio de mineral	53
Tabla 20: Comparación de tamaño de fragmentos	54
Tabla 21. Comparación de malla empírica y malla nueva	56
Tabla 22: Factor de carga, potencia y tonelaje	57
Tabla 23: Costos de malla empírica por disparo.	58
Tabla 24: Costos de la malla nueva por disparo.	58
Tabla 25: Costo- beneficio cada 100 metros de avance.	58

Índice de figuras

Figura 09: Distribución de los taladros empíricamente.	31
Figura 08: Frente de galería establecida por R. Holmberg.	33
figura 12: Diseño de arranque (modelo de Holmberg).	34
Figura 13: Diseño de las ayudas cuadrante dos.	40
Figura 14: Diseño de contra ayuda, cuadrante tres.	40
Figura 15: Diseño de contra ayudas, cuadrante cuatro.	41
Figura 04: Explosivo utilizado en la Mina Anta Sunqu (Emulnor 5000)	49
Figura 10: Anfo, manual de explosivos Famesa.	50
Figura 17: Simulación software JKSimblast- 2dFace.	51

RESUMEN

El trabajo de investigación sostuvo como objetivo primordial diseñar una malla de perforación para mejorar la fragmentación de la roca en la galería E01 – Mina Anta Sunqu. Así mismo dicha investigación fue descriptiva - aplicada. El diseño es pre experimental. Como resultado se obtuvo un tamaño promedio de fragmentos de 15 cm, con la elaboración del nuevo diseño para la distribución de taladros en la malla de perforación mediante el método matemático de Roger H. En el que se concluyó que la malla estándar diseñada cumplió con la expectativa proyectada en esta investigación, que fue reducir el tamaño de la roca en la galería E01, mina Anta Sunqu, empresa Cosise

Palabras clave: Malla de perforación, voladura, fragmentación.

ABSTRACT

The main objective of the research work was to design a drilling mesh to improve the fragmentation of the rock in the E01 gallery - Anta Sunqu Mine. Likewise, said research was descriptive - applicative. The design is pre-experimental. As a result, an average size of fragments of 15 cm was obtained, with the elaboration of the new design for the distribution of holes in the perforation mesh by means of the mathematical method of Roger H. In which it was concluded that the designed standard mesh complied with the projected expectation in this investigation, which was to reduce the size of the rock in gallery E01, Anta Sunqu mine, Cosise company

Keywords: Drilling mesh, blasting, fragmentation.

I. INTRODUCCIÓN

La minería es una fuente muy indispensable en el Perú, es una de las primordiales bases sobre las que se afianza la economía, generando incrementos favorables que benefician a todo el país. La actividad minera se divide en etapas unitarias de perforación, voladura, sostenimiento, limpieza, chancado y molienda. Las fases primordiales en el ciclo de minado es la perforación, puesto que en su avance se muestran diferentes impedimentos para lograr que esta sea favorable y de esta manera se continúe con el ciclo de minado.

La investigación se realizó en la empresa minera Cosise, situada en Nueva Arica, provincia de Chiclayo, región Lambayeque. Con altitud a 78 m.s.n.m. Se encuentra a 69 km de Chiclayo, a 27 km de Cayaltí y a 12 km de la Viña. Tiene dos vías de acceso, una que es por la Viña aproximadamente a 20 minutos y la otra que es por Pacanguilla aproximadamente a 30 minutos. Tiene una superficie de 8000 ha. Esta empresa explota minerales polimetálicos (plata, cobre, plomo y zinc).

La **problemática** observada en la mina Anta Sunqu de la empresa Cosise es la mala fragmentación de la roca producto de un mal diseño de perforación, debido a que el personal realiza diseños empíricos en su malla de perforación. Así mismo se genera una desviación de los taladros al momento de perforar trayendo consigo deficiencia en la voladura. Para ello, es necesario utilizar los modelos matemáticos para la realización de estos esquemas de perforación.

Una de las **causas** es el mal diseño de la malla de perforación, debido al trabajo empírico realizado por los perforistas al momento de realizar su malla de perforación. **Trayendo** consigo una mala fragmentación y por ende un inadecuado avance en el ciclo de minado. Según **Aliaga (2018)** menciona que al realizarse operaciones de perforación se debe diseñar con modelos matemáticos y no empíricamente, puesto que trabajan con un diseño de malla inadecuado para la fragmentación del macizo rocoso.

La segunda **causa** es la falta de estudios geo mecánicos del macizo rocoso, produciendo un desconocimiento del tipo de roca, de fallas y discontinuidades. **Ocasionando** una deficiente perforación, menor longitud de taladro y poco avance en la labor. Según **Bazán (2023)** un estudio geo mecánico es una evaluación del estado rocoso, principalmente de sus propiedades físicas para especificar el tipo de roca, los parámetros de resistencia y su deformabilidad.

Otra **causa** identificada es el inadecuado paralelismo producto de la desviación de los barrenos (desviación angular). **Generando** una mala perforación y poco avance en la labor. Según **Rincón y Molina (2018)** nos dice que los principales errores en la perforación es el `paralelismo que a mayor profundidad del barreno mayor será la desviación.

Comprendiendo la problemática existente, se buscó solucionar el problema por lo que se planteó la **interrogante** ¿de qué manera el diseño de malla de perforación mejorará en la fragmentación de la roca de la galería E01 – Mina Anta Sunqu – Empresa Cosise?; por lo que se planteó como **hipótesis**: Si se diseña la nueva malla de perforación mejorará la fragmentación de la roca en la galería E01 – Mina Anta Sunqu – Empresa Cosise.

La investigación se justificó **teóricamente** por las bases teóricas sobre los distintos diseños de perforación como también las ramas geológicas para medir la clasificación rocosa. Asimismo, se justifica de manera **práctica** porque pretende reducir el tamaño de fragmentos con una nueva malla, distribuyendo los taladros en las cinco secciones del modelo de Holmberg. Se justificó **metodológicamente** porque se orienta en métodos matemáticos y diseños de perforación que permitirán ser empleados en otros estudios.

De acuerdo a lo planteado se generó el **objetivo general**: diseñar una malla de perforación para mejorar la fragmentación de la roca en la galería E01 – Mina Anta Sunqu. Para ello, como primer **objetivo específico**: describir la geología regional, estructural y económica, así mismo realizar la clasificación del macizo rocoso.

Como segundo **objetivo específico**: Analizar la fragmentación de la roca producto del diseño de malla de perforación actual en la galería E01. Como tercer **objetivo específico**: Elaborar el diseño de la nueva malla de perforación para mejorar la fragmentación de la roca y como cuarto **objetivo específico**: Verificar y comparar el tamaño promedio de fragmentación producto de la voladura con respecto a la malla empírica y nueva.

II. MARCO TEÓRICO

Por parte del ámbito **local**, Según Soto (2020), en su informe “Cambio de las variables de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de la roca en la mina Santa Cleotilde, Chongoyape.”. En la que tuvo como **objetivo** analizar cada característica en la perforación y rotura con el propósito de restaurar el tamaño y así mejorar el ciclo de minado. Donde **concluye** que se empleó el diseño de Holmberg para que se actualicen los factores de voladura los cuales ayudaron a desarrollar la nueva malla y así obteniendo un tamaño de fragmentos adecuados. Esta investigación **aportó** un sustento al objetivo de esta investigación.

Montoya y Vílchez (2019) su estudio titulado “Diseño de malla de perforación utilizando método Holmberg para mejorar fragmentación de la voladura - Mina Santa Clotilde 7 – Chongoyape. Donde tuvieron como **objetivo** rediseñar malla de perforación aplicando el modelo R. Holmberg para reducir la fragmentación de la voladura. Donde **concluyen** que se mejoró la fragmentación mediante el uso del modelo de Holmberg y se optimizó las actividades posteriores como el carguío y acarreo del material. Esta investigación **aportó** a tener un sustento sobre el método que se aplicará para las medidas correspondientes para la ubicación de los taladros en la malla estándar.

A nivel **nacional**, Ricse (2020) en su investigación “Diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de roca en mina Paola de compañía minera San Lucas”, Con el **Objetivo** implementar malla de perforación y voladura para optimizar la longitud de fragmentos. En el que **concluye** que se elaboró un esquema de tronadura con el método matemático de Royer H. Con la que se logró resultados favorables para el avance del ciclo de minado. Esta investigación **sirvió** para tener en cuenta el sistema de voladura con la técnica de Holmberg considerando los factores como tipo de roca, burden, espaciamiento, tipo de explosivos, etc.

Según Vidal y Correa (2017), en el estudio “Modelo matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la zona alta de la compañía minera Lincuna S.A. Donde tuvo como **objetivo** utilizar el modelo matemático de Holmberg en las

cinco secciones para disminuir la longitud de fragmentos en la zona Caridad. Donde **concluyen** que se logró una eficiencia de voladura del 91%, con una óptima malla de voladura. Este estudio **aportó** a tener en cuenta en nuestra investigación el diseño de R. Holmberg para las 5 secciones y así restablecer la granulometría de la roca.

Según Ruiz y Castillejo (2018) en su estudio titulado “Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la minera Huancapeti. Donde tuvieron como **objetivo** mejorar la granulometría por medio del algoritmo de Royer. Donde **concluyeron** que se mejoró la granulometría con la nueva plantilla aplicando el algoritmo de Holmberg. Este estudio **ayudó** a tener en cuenta este método matemático para lograr la granulometría requerida para las posteriores fases del ciclo de minado.

Según Bustamante (2019) en su estudio titulado “Optimización del diseño de malla aplicando la teoría de daño por vibraciones y el método de Holmberg. Donde tuvo como **objetivo** elaborar diseños de Malla aplicando el modelo de Royer H, para avances lineales. Donde **concluye** que se mejoraron los diseños de perforación para las siguientes voladuras utilizando la teoría de Holmberg. Este estudio **aportó** a tener más conocimiento sobre esta teoría de Holmberg en lo que respecta a un diseño de malla.

Según Condori y Velazco (2021) en su estudio “Optimización de perforación por el método de Roger Holmberg en la minera aurífera Estrella de Chaparra S.A.”. en el que tuvieron como **objetivo** optimizar las operaciones de voladura por medio de la malla de perforación utilizando formula de Holmberg. Donde **concluyen** que con la planilla de perforación se mejoró el avance por disparo y se descontó la cantidad de barrenos. Así mismo permitió una reducción de gastos en perforación, además se optimizo los tiempos y costos de perforación. Este estudio **aportó** a esta investigación un sustento en el desarrollo del sistema de perforación de roca.

Según Gamarra (2019) en su estudio “Método de Holmberg para optimizar perforación y voladura en la galería 539 de la Unidad Minera Agromin La Bonita S.A.C”. Cuyo **objetivo** fue detectar en qué escala el rediseño de la malla por plantilla de Holmberg permite optimizar costos en la perforación y voladura de la galería. Donde **concluye** que se redujo los gastos de perforación logrando un beneficio de 32.4 \$por voladura. Se redujo el costo en mano de obra debido a la mejora en el tiempo de perforación. Este estudio **aportó** a tener presente este método matemático para la buena distribución de taladros.

Según Inga (2020) en su investigación “Diseño de malla de perforación y su influencia en la calidad de fragmentación de roca de la compañía minera Alpayana S.A. Lima 2020”. Cuyo **objetivo** fue medir la influencia con respecto a la aplicación del diseño de malla en la calidad de la fragmentación de la roca. Donde **concluye**, la correcta colocación de los hoyos en la malla determinará el avance lineal. Con respecto a su investigación **acotó** que la eficiencia en la perforación se debe a la buena colocación de los taladros empezando por los barrenos de arranque, complementando con las ayudas, contra ayudas, arrastres, cuadradores y alzas.

Según Berrospi (2019) en su estudio “Optimización de la perforación y voladura para mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía. Con el **objetivo** de evaluar todo el proceso de perforación y voladura para incrementar el avance lineal. Donde **concluye** que se aumentó la eficiencia de metros por disparo, así como también se obtuvo un beneficio económico mensual. Esta investigación **aportó** a tener en cuenta los diferentes factores a tener en cuenta para restablecer el tamaño de fragmentos en la etapa de tronadura de rocas.

En el ámbito **internacional** tenemos a Barrera (2017) en su investigación “Validación del modelo Kuz-Ram para optimizar la fragmentación de roca por voladura”. Donde tuvo como **objetivo** detallar el uso del modelo predictivo de Kuz Ram. En el que **concluye** que se describieron los parámetros de voladura y su importancia en la fragmentación. Esta investigación **aportó** a analizar la fragmentación de voladuras en la mina.

Becerra y Castillo (2017) en su investigación “Estudio geomecánico para las minas Esperanza y Zarzal pertenecientes a la concesión minera fiu-151, municipio de Gameza, Boyacá”. Como **objetivo** analizar parámetros geomecánico del bloque rocoso en los yacimientos Esperanza y Zarzal. Donde **concluye** que se caracterizó el macizo rocoso por medio de Bieniaswki (1989) obteniendo, que la roca es clase II, de calidad buena. Esta investigación **aportó** a tener presente las clasificaciones geomecánicas para caracterizar la roca.

El diseño de malla de perforación, según Ojeda (2018) diseño de guía para la colocación de barrenos con sus respectivas longitudes, llenado de explosivo y secuencia de iniciación a aplicar. La **voladura** subterránea, según Chávez (2018) es un desarrollo que se ejecuta en tres dimensiones, por las fuertes presiones de los explosivos cargados, ocasionando acumulación energética (fragmentación y desplazamiento).

Según Jiménez (2021) El proceso de **fragmentación del macizo rocoso** en las operaciones unitarias es el objetivo a llegar en la minería; con el fin de lograr una granulometría requerida para su desarrollo. Para Quispe (2018) la **fragmentación de roca** es el proceso de conminución del material en donde es reducido de tamaño al cual es requerido. En cambio, para Gonzales y Vilca (2021) exponen que la **fragmentación de la roca** cumple un rol importante en la minería ya que influye en todos los procesos y a su vez genera demora en el ciclo de minado.

Para realizar la malla de barrenación se requiere conocer las **características geomecánicas** del bloque rocoso. Según González (2018) el objetivo de las clasificaciones geomecánicas es caracterizar la roca con su grado de resistencia.

III. METODOLOGÍA

3.1 Tipo y diseño del estudio

La averiguación fue tipo **descriptiva- aplicada**, se enfocó en describir los parámetros geo mecánicos del macizo rocoso y la geología regional, estructural y económica. Según **Gabriel (2018)** la investigación aplicada usa el desarrollo de estudio, interpreta un objeto de investigación señalando sus propiedades y estructura. El **nivel** de estudio es proyectivo ya que pretende diseñar una malla estándar para la galería.

De la misma manera el **diseño de investigación** es **pre experimental** ya que busca rediseñar una plantilla de perforación para menorar el tamaño de fragmentos de la roca en la galería E01.

3.2 Variables y operacionalización

Diseño de malla de perforación (variable independiente) y fragmentación de la roca (variable dependiente).

Definición conceptual

Diseño de malla de Perforación. Según, Ricse (2020) el diseño de malla es un dibujo bien determinado y constituido que tiene el fin de romper y trasladar el material roto de acuerdo con las exigencias y capacidades requeridas por los ejecutores.

Definición operacional

El **diseño de malla de perforación** constituye básicamente como un diagrama bien estructurado que tiene como finalidad el rompimiento del macizo rocoso de acuerdo al requerimiento de los ejecutores

Definición conceptual

La **fragmentación** de la roca, se define, según Quispe (2018) como el proceso de conminución del material en donde es reducido de tamaño al cual es requerido.

Definición operacional

La fragmentación es el proceso de reducción del material al tamaño requerido.

3.3. Población y muestra:

La **población** se constituye por las áreas (labores) subterráneas de la mina. Según Chaudhuri (2018) la población es un grupo de características en común y están situados en un lugar determinado. La **muestra** está representada por la galería E01. Según Chaudhuri (2018) la muestra es un pequeño grupo de casos de una población en donde recopilan datos.

Criterio de inclusión

Comprende las áreas de la empresa Cosise en el interior de la mina. Considerando la geología regional, estructural y económica.

Criterio de exclusión

Se excluye a todas las zonas a tajo abierto y todas las labores verticales en interior mina.

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas de recolección de datos

Se utilizó la técnica de **observación directa** para observar la fragmentación de la roca por cada disparo en la galería E01 y recoger los datos para comparar el resultado con el diseño propuesto. Según Arias (2020) la observación consta de una detallada información sobre lo observado por el investigador, además interpreta comportamiento, hechos, objetos, entre otros.

Así mismo se empleó la técnica de **análisis documental**, se recopiló información proporcionada por la empresa minera. Así como la información extraída del INGEMMET para describir la distribución de materiales, procesos geológicos y formaciones presentes. Según Carpallo y Flores (2018), menciona que el análisis documental recopila información en donde se describe la realización, las técnicas y herramientas.

El Instrumento de recolección fue la **guía de observación de campo**, se utilizó para analizar la fragmentación de la matriz rocosa en la galería E01. También se usó la **guía de análisis documental**, donde ayudó estudiar los datos emitidos por la empresa Cosise. Por último, se utilizó la **lista de cotejos** para verificar el tamaño promedio de la roca con la nueva malla. Según Solís (2021) menciona que el análisis documental consiste en seleccionar un documento a fin de extraer datos que comprenda dicho documento.

3.5. Procedimientos

Etapa 01: Planificación de la investigación

Se planteó el título de estudio. De igual manera la problemática tomando en consideración las causas y consecuencias para establecer la naturaleza de la misma. Así mismo se redactaron los antecedentes internacionales, nacionales y locales, con el fin de contrastar los resultados. Además, se formuló la hipótesis y la justificación de la misma. De igual modo se puntualizó la metodología de la investigación. Por último, se propusieron los objetivos dando espacio a la elaboración de las técnicas e instrumentos de recojo de información.

Etapa 02: Ejecución de la investigación

En esta etapa se realizó la visita a las instalaciones de la mina, para ello se gestionó la carta de aceptación que nos brindó la empresa Cosise. También se aplicaron las técnicas para el recojo de datos in situ, la observación de campo para recopilar datos de gabinete y gestionarlo en tablas para los resultados. Como también el

análisis documental que nos proporcionó datos precisos para diseñar la nueva malla de perforación.

Etapa 03: Procesamiento, análisis e interpretación

Para el procesamiento de datos se empleó el método analítico y el método de procesos para la realización de estudio. Estos métodos ayudaron a determinar los datos recogidos en campo. Luego, los resultados se discutieron con las investigaciones hechas con anterioridad. Finalmente se hicieron las conclusiones y recomendaciones relacionados a los objetivos de nuestra investigación.

3.6 Método de análisis de datos

La investigación utilizó el **método analítico – sintético**, con la finalidad de analizar el problema de la investigación a través de una síntesis de conceptos y teorías relacionadas a la investigación. Para Rodríguez y Pérez (2018), mencionan que el método analítico sintético es empleado para estudiar toda la información que está vinculada con la materia de estudio.

Así mismo, se aplicó el **método de procesos** con el objeto de lograr una correlación entre los objetivos y resultados aplicando los instrumentos de recolección. Según Olivos (2019) menciona, el método de procesos ayuda al recojo de datos para transfórmalos en conclusiones.

3.7 Aspectos éticos

La universidad propone principios éticos para tomar en cuenta en la investigación, estos son:

Beneficencia: mediante este fundamento se tuvo el compromiso moral de beneficiar a la empresa aplicando un esquema de distribución de taladros para disminuir el tamaño de la roca.

No maleficencia: Por medio de este principio se tuvo el compromiso de utilizar los datos obtenidos de la minera Cosise de buena manera. La exposición de dichos datos se realiza con el permiso de la empresa.

Justicia: Los datos que se obtuvo serán entregados a la empresa Cosise con la veracidad de estos, sin cambiar estos.

Autonomía: mediante este fundamento ético los autores actúan con intención propia, sin la intromisión de otros que intenten cambiar de parecer y afecten el estudio.

IV. RESULTADOS

4.1 Descripción de la geológica regional, estructural y económica

Para la interpretación del macizo rocoso de la muestra fue necesario conocer su formación geológica y de esta manera se especificó las características de la roca para la elaboración de la malla. Por lo cual, se utilizó información brindada por la empresa y datos públicos proporcionados por GEOCATMIN.

4.1.1 Geología Regional

En la zona de investigación que pertenece a Lambayeque, se identifica formaciones geomorfológicas que conciernen a etapas de orogénesis, denudación y sedimentación, estas estructuras pertenecen a depósitos aluviales, eólicos y fluviales. **(ver anexo 03)**

Tabla 01: Geología Regional

ERA	SISTEMA	SERIE	PISO	UNIDADES ESTRATIGRÁFICAS	ROCAS INTRUSIVAS		
CENOZOICO	Cuaternario	Reciente		Depósitos fluviales, eólicos y aluviales Depósitos lacustres y cordón litoral Depósitos eólicos	Qr-fl	andesita T-an	
					Qr-e		
					Qr-al	Pórfido cuarcífero T- pc	
					Qr-la		
					Qr-cl		
					Qp-e		
		Inferior		Volc. Llama	Ti - vil	Adamelita K Ad	
MESOZOICO	Cretáceo	Superior				Granodiorita T Gd	
				Cenomaniano	Grupo Pulluicana y Quilquiñan	Km - pq	Tonalita To
				Albiano	Fms. Inca Chulec y Pariatambo	Km- ich	monzonita Mz
		Inferior	aptiano Neocomiano		Gpo Goyllarisquizga Fm tinajones	Ki - g	Diorita Di
			Medio Inferior				J - vo
	Triásico	Superior	Noriano	Familia La Leche	Tr - l		

Fuente: Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET)

La geología regional actual se debe a procesos de orogénesis, precipitación pluvial y sedimentación. Así mismo refleja un tectonismo que forman plegamientos y fallas que fueron recubiertas por lava procedentes del interior de la tierra. La región expone un perfil estratigráfico de la era Mesozoica donde se presenta una capa de sedimentos que forman el relieve de hoy en día.

También se presentan compuestos con granulometría variada que se muestran en forma de areniscas, arcillas y limolitas por causa de precipitaciones en la zona. Estas acumulaciones se ubican en la orientación Este-Oeste por la parte Zaña, Reque, Chancay y Motupe.

El perfil lito estratigráfico está conformado por diferentes rocas volcánicas, sedimentarias y metafóricas que están repartidas por todo Lambayeque. La distribución de material magmático correspondientes al paleozoico, mesozoico y cenozoico se presentan con una estratigrafía bien marcada en las zonas de complejo de Olmos, Oyotún y Porculla con una evidencia de orogénesis volcánica.

Era Mesozoico: Encontramos Formación la Leche (Tr-l), en esta estructura abundan las calizas y arcillas con granos finos. Formación Sávila (Ji- s), su litología está conformada por areniscas de figura larga con grano grueso a medio, Por último, Formación Oyotún (J-vo), esta columna está conformada por andesíticas, tobas y dacítica.

Era Cenozoico: Encontramos Formación Llama (Pp-vll), en esta capa abundan las tobas como: volcánicas, lava y brechosas, las andesitas y dacitas son de color grises y morado. Por último, Formación Porculla (Po-vp), La caracterización común de esta capa volcánica es la roca dacita por fenocristales y cuarzo.

4.1.2 Geología Estructural

Para la geología estructural nos basamos en el ámbito morfoestructural de la zona que van alrededor de la mina como: Cayaltí, la Viña y Zaña, lo cual pertenecen a la era Mesozoica. Su formación fue por intemperismo encontrando así en la zona de investigación calizas plegadas (en forma de pliegues), así también encontramos las

fallas inversas. Toda la conformación rocosa fue gracias a la actividad volcánica por diferentes periodos a lo largo de la formación, generando así rasgos que se pueden apreciar en la actualidad. (fuente: Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET))

4.1.3 Geología Económica

4.1.3.1 Yacimiento

El yacimiento de la mina Anta Sunqu es polimetálico, porque su yacimiento se encuentra impregnado en vetas (cuerpos mineralizados), donde encontramos **minerales** como: cobre, plata, zinc y hierro, llegando a formar menas de galena, esfalerita, pirita y calcopirita.

4.1.3.2 Mineralización

La mineralización de Anta Sunqu está conformada por fracturas, obteniendo minerales como la pirita, magnetita, galena, esfalerita y calcopirita. Estos minerales tienen vetas con potencia mayores a 1m y vetillas menores a 0.8m.

El concentrado de Cu por flotación Bulk a una granulometría de 56.11 % malla # -200 alcanzo una ley de 21.79 %, con una ratio de concentración de 172.41 y una recuperación de 8.38 % respectivamente.

El relave de Cu por flotación bulk alcanzo una ley de 1.39 % a la presencia de cobre soluble 1.49 % en el mineral.

El concentrado de cobre obtenido es comercializable ya que tiene una ley de 21.79 % (datos proporcionados por la empresa)

4.1.3.3 Accesibilidad

Para acceder a la mina Anta Sunqu existen dos entradas por el sur entramos por Pacanguilla (la libertad) y por el norte entramos por la Viña (Lambayeque)

Tabla 02: Entrada 1 – Pacanguilla

Ruta	Distancia (Km)	Tipo de Vía	Estado
Chiclayo - Pacanguilla	65	asfaltada	Buena
Pacanguilla – Mina	20	Trocha	Regular

Fuente: elaboración propia.

Tabla 03: Entrada 2 – La Viña

Ruta	Distancia (Km)	Tipo de Vía	Estado
Chiclayo – Cayalti	41	Asfaltada	Buena
Cayalti – la Viña	15	Asfaltada	Buena
La Viña – Mina	12	Trocha	Regular

Fuente: elaboración propia

4.1.4 Composición del macizo rocoso

4.1.4.1 Clasificación geo mecánica de Bieniawski RMR (1989)

Es una de las clasificaciones con mayor precisión en la composición de la roca la cual consta de 5 categorías que veremos a continuación.

Tabla 04: Valoración de RMR

Valor RMR	100 – 82	81 – 61	60 – 41	40 – 21	20 ≥
Clase	1	2	3	4	5
Descripción	Muy bueno	Bueno	Regular	Malo	Muy malo

Fuente: Elaboración propia

Para encontrar el RMR debemos de conocer algunos parámetros que tendremos a continuación como la resistencia a la compresión, el RQD, agua freática, separación y estado de discontinuidades.

Tabla 05: Parámetros de dureza y resistencia a la compresión

Clasificación	Dureza Mohs	Resistencia a la compresión (Mpa)
muy dura	7	> 200
Dura	6 - 7	120 a 200
Media dura	4 - 6	60 a 120
Media suave	3 - 5	30 a 60
Suave	2 - 3	10 a 30
Muy suave	1 - 2	< 10

Fuente: Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno

La resistencia de la roca se determinó mediante la utilización de un martillo de geólogo (picota), por medio de la cantidad de golpes para fragmentar la roca.

Tabla 06: Estimación de la resistencia de las rocas mediante un martillo de geólogo.

G°	Parámetro	Muestreo en campo	Valor aproximado de la resistencia en Mpa
R4	Resistente	Para quebrar la muestra se requiere más de un golpe	60 - 120
R5	Muy resistente	Para quebrar la muestra se requiere varios golpes	120 - 200
R6	Extremadamente resistente	Para desprender esquirlas de la muestra con el martillo geológico.	>200

Fuente: Brown 1981

En la siguiente formula detallamos el % RQD obtenida en los afloramientos rocosos;
 Donde aplicaremos en la forma empírica de Palmstrom (1975),

$$RQD = 115 - 3.3 Jd$$

Donde:

$Jd = N^{\circ}$ total de discontinuidades /m3 (**ver anexo 03**)

S1, S2, S3 = Espaciamiento entre discontinuidades

$$Jd = Jdx + Jdy + Jdz$$

$$Jdx = 1 / S1 \quad Jdx = 1 / 0.35$$

$$Jdy = 1 / S2 \quad Jdy = 1 / 0.25$$

$$Jdz = 1 / S3 \quad Jdz = 1 / 0.40$$

$$Jd = 1/0.35 + 1/0.25 + 1/0.40$$

$$Jd = 9.36$$

$$RQD = 115 - 3.3 (9.36)$$

$$RQD = 84 \%$$

En la siguiente tabla colocaremos el valor encontrado

Tabla 07: Clasificación de RQD

Calidad de roca	RQD
Muy débil	< 26 %
débil	26 % - 51 %
Regular	51 % - 76 %
Buena	76 % - 91%
Excelente	> 91 %

Fuente: Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno

Después de recopilar todos los parámetros requeridos para el RMR de Bieniawski 1989 procederemos al llenado de los datos en la siguiente tabla.

Tabla 08: Valoración según la clasificación geomecánica RMR – Bieniawski

1	Resistencia de la roca intacta (Mpa)	Resistencia de compresión uniaxial	>200	200 - 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	17	13	6	5		
3	Separación entre diaclasas		>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1 m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1 mm	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm		
		Puntuación	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

Fuente: Miranda y Vergara (2020)

Los resultados logrados luego del estudio realizado a la matriz rocosa para determinar los parámetros requeridos, se expresan en la tabla 09.

Tabla 09: Resultado del RMR

Resultado	1	2	3	4	5	Total
Σ	12	17	10	18	15	72

Fuente: Elaboración propia

Tabla 10: Valoración de RMR del macizo rocoso.

Valor RMR	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	20 \geq
Clase	1	2	3	4	5
Descripción	Muy bueno	Bueno	Regular	Malo	Muy malo

Fuente: Elaboración propia

4.2 Análisis de la roca fragmentada con el diseño de malla empírica.

Para analizar la fragmentación de la roca se analizó de dos modos, el primero mediante el método de análisis visual en el terreno y el segundo mediante la ecuación de kuznetsov.

4.2.1 Fragmentación de roca

Para analizar el tamaño promedio de la roca se necesita las dimensiones de la galería E01 con el diseño empírico como se detalla en la tabla 11:

Tabla 11: Esquema de perforacion del primer al quinto disparo

Taladros	Nº tal.	Long. Tal (m)	B cm	E cm	Emulnor 5000 L=20 cm	Total Emulnor P=0.116 kg	Anfo / tal (kg)	Total, Anfo (kg)
Alivio	1	2.2	0	0	0	0	0	0
Arranque	4	2.2	15	15	1.5	6	1.35	5.40
Ayudas	4	2.2	20	20	1	4	1.34	5.36
Contra Ayudas	4	2.2	25	25	1	4	1.33	5.32
Cuadradores	4	2.2	35	35	1	4	1.35	5.40
Pared	8	2.2	35	35	1	8	1.33	10.64
Alzas	5	2.2	40	40	1	5	1.33	6.65
Arrastres	6	2.2	50	50	1	6	1.33	7.98
Total	36	2.2				37 =4.29 kg		46.75

Fuente: Elaboración propia

El total de la carga explosiva por disparo fue de 51.04 kilos.

Debemos tener conocimiento sobre la perforación respecto su eficiencia con la siguiente fórmula (regla de tres simple) encontramos la profundidad del barreno.

$$L = (L \text{ barreno}) \times (E \text{ perforación})$$

$$L = 8 \text{ pies (2.40)}$$

$$2.40$$

$$100$$

$$L = 2.20$$

$$2.20$$

$$x$$

$$x = 2.20 \times 100 / 2.40 = 91.6$$

$$EP = 92 \%$$

Se elaboró la malla de perforacion empírica con ayuda del programa AutoCAD.

(anexo nº 04)

Tabla 12: Resultados de la voladura empírica.

Día	voladura	Calidad de roca	Longitud perforada (m)	Distancia de avance (m)	(X) Tamaño medio de roca (cm)
1	Frente	II – A	2.20	1.95	22.6
2	Frente	II – A	2.20	1.97	22.1
3	Frente	II – A	2.20	1.96	23.3
4	Frente	II – A	2.20	1.98	23.5
5	Frente	II – A	2.20	1.95	22.5
Promedio				1.96	22.8

fuentes: elaboración propia

En la tabla se tomaron en consideración 5 disparos empíricos para detallar la longitud de taladro que fue de 2.20 metros, el promedio de metros por disparo que era de 1.96 metros y el tamaño promedio de la fragmentación que era de 22.8 centímetros o 0.23 metros.

Así mismo se calculó la cantidad de carga explosiva (kg) por taladros, así como la cantidad de kilos de explosivo por disparo.

Carga por taladro (Q) = 1.476 kg

$$v = \pi \cdot r^2 \cdot h$$

$$v = 3.14(0.018m)^2 \times 1.70m$$

$$v = 0.0017m^3$$

Convertir metros cúbicos a kilogramos

Kilogramos= metros cúbicos x densidad del material

$$Kg=0.0017 \times 800 = 1.36 \text{ kg}$$

carga de columna=1.36 kg (ANFO)

Carga de fondo = 0.116kg (EMULNOR)

Carga de taladro=1.476

También se calculó la eficiencia de voladura con el diseño de malla empírica.

Eficiencia de voladura con la malla empírica

$$L = (L \text{ barreno}) \times (E \text{ voladura})$$

$$L = 8 \text{ pies (2.40)} \quad 2.20 \quad 100$$

$$L = 2.20 \quad 1.96 \quad x \quad x = 1.96 \times 100 / 2.40 = 89$$

$$EV = 89 \%$$

4.2.2 Tamaño de mineral

Para determinar el tamaño de fragmentación por cada disparo se realizó con el método de análisis visual de fragmentación en el terreno y como apoyo se utilizó la ecuación de kuznetsov.

Se tomaron en cuenta 5 disparos de los cuales se observó y se tomó mediciones mediante el instrumento de medición (flexómetro), del tamaño mínimo y máximo de fragmentos y así como el tamaño promedio.

4.2.2.1. Análisis visual de fragmentación en terreno

Por cada disparo se midieron 2 fragmentos, el mínimo y máximo, a través de estos se sacó el tamaño promedio de fragmentos.

Tabla 13: Análisis de fragmentación visual en terreno

Muestras	Malla empírica (pulgadas)		
	Mínimo (in)	Intermedio (in)	Máximo (in)
Disparo 01	5.90	8.90	11.90
Disparo 02	5.60	8.70	11.80
Disparo 03	6.13	9.17	12.20
Disparo 04	6.29	9.25	12.20
Disparo 05	6.82	8.86	11.90
Promedio	5.95	8.97	12

Fuente: elaboración propia

En la tabla se muestra el tamaño mínimo, intermedio y máximo de fragmentos. El tamaño promedio de fragmentos mínimos es de 5.95 pulgadas (15 cm). De igual manera el tamaño intermedio de fragmentos es de 8.97 pulgadas (22 cm) y por último se tiene un tamaño máximo de fragmentos de 12 pulgadas (30 cm). **(ver anexo 05)**

4.2.2.2 Ecuación de Kuznetsov

El tamaño medio de fragmentación se calcula con la ecuación de Kuznetsov que se viene desarrollando desde el año 1973 para determinar el tamaño promedio de roca volada, tomando en consideración del TNT explosivo y los parámetros geológicos. Esta ecuación solo calcula el tamaño promedio de fragmentación para cada voladura.

Esta ecuación refiere que si la roca es dura los fragmentos de roca son más grandes, cuando mayor es la cantidad específica de explosivo más pequeños serán los fragmentos y cuanto mayor sea la escala de perforación mayor serán los fragmentos.

$$xm = Aq^{-0.8} \times Q^{\frac{1}{6}}$$

$$xm = 14 \times 0.65^{-0.8} \times 1.476^{\frac{1}{6}}$$

$$xm = 21.9$$

se obtuvo un tamaño promedio de fragmentación de 21.09 centímetros.

Donde:

xm= tamaño medio de fragmentos en cm.

A= factor de resistencia de la roca

q= factor de concentración de carga específica. (0.65 kg /m³)

Q= carga por agujero en kg.

A = Factor de roca = 14

A = (3 – 5) R. muy suave

A = (5 – 8) R. suave

A = (8 –10) R. media

A = (10 – 14) R. dura

A = (14 – 16) R. muy dura

4.3 Elaboración del diseño de la nueva malla de perforación

El diseño de plantilla de excavación se desarrolló con el método de Holmberg ya que según antecedentes es el más adecuado para el avance en galerías.

4.3.1. Modelo de Holmberg

El método matemático de Holmberg se aplica en labores subterráneas como túneles, galerías, socavones, etc. Esta teoría aplica el cálculo de la distribución de taladros en 5 secciones. El punto clave en este método es el avance que depende de la cara libre artificial (taladro de alivio) en el arranque del diseño de malla.

Cinco secciones según Roger Holmberg:

A: S. Corte (Cut)

B: S. Tajeos (Stoping Section)

C: S. Alzas (Stoping)

D: S. Contorno (Contour)

E: S. Arrastres (Lifters) (**Ver anexo nº 06**)

A. Sección de corte

Paso 1: corresponde tener conocimiento del avance por voladura y la longitud del taladro, con la siguiente fórmula encontramos la profundidad del barreno.

$$L = (L \text{ barreno}) \times (E \text{ perforación})$$

$$L = 8 \text{ pies (2.40)} \times 95\%$$

$$L = 7.6 \text{ pies} = 2.32 \text{ m}$$

También conoceremos el avance por efecto del diámetro de la broca (36mm), con la siguiente ecuación.

$$L = 0.15 + 34.1 \times \emptyset - 39.4 \times \emptyset^2$$

$$L = 0.15 + 34.1 \times (0.036) - 39.4 \times (0.036)^2$$

$$L = 0.15 + 1.23 - 0.05$$

$$L = 1.33 \text{ m.}$$

Al obtener esta longitud de avance no requerida, aplicaremos cuatro taladros de alivio

$$\emptyset = \emptyset' \times \sqrt{NT}$$

Donde:

\emptyset = alivio necesario (diámetro)

\varnothing' = Dimensión de la broca (diámetro)

NT = cantidad de taladros

$$\varnothing = 0.036 \times \sqrt{4} = 0.072 \text{ m}$$

Ahora se calcula:

$$L = 0.15 + 34.1 \times \varnothing - 39.4 \times \varnothing^2$$

$$L = 0.15 + 34.1 \times (0.072) - 39.4 \times (0.072)^2$$

$$L = 0.15 + 2.455 - 0.204$$

$$L = 2.40 \text{ m}$$

Paso 2: calculamos el burden teórico y práctico de arranque por la ecuación de distancia de arco.

Burden teórico:

$$B = \pi \times \varnothing / 2, \text{ entonces:}$$

$$B = 1.57 \times \varnothing$$

$$B = 1.57 \times 0.072$$

$$B = 0.113 \text{ m}$$

Burden práctico:

$$B_p = B - E_p$$

Donde:

E_p = error al perforar (m)

$$E_p = (\alpha \times L + e)$$

α = desviación angular (m) = 0.010 m

L = longitud del taladro perforado (m) = 2.32 m

e = error al emboquillar (m) = 0.010 m

$$E_p = (0.010 \times 2.32 + 0.010) = 0.0332 \text{ m}$$

$$B_p = B - E_p$$

$$B_p = 0.113 - 0.0332 = 0.080 \text{ m (ver anexo nº 07)}$$

Tercer paso:

Calcularemos el consumo específico de explosivo según la fórmula de Ashby, la constante de roca “c”, factor de roca “A”, índice de volatilidad de Lilly “BI” y el factor de energía “FE”.

Cálculo del consumo específico de explosivo según Ashby “CEexpl”.

$$CE_{expl} = 0.56 \times \rho_{roca} \times \frac{\tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Datos:

$$GSI = RMR - 5 = 72 - 5 = 67$$

$$RQD = 84 \%$$

$$\rho_{roca} = 2.8 \text{ T/m}^3$$

Resolvemos la fórmula:

$$CE_{expl} = 0.56 \times 2.8 \times \frac{\tan\left(\frac{67+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 84}{3.3}}}$$

$$CE_{expl} = 0.65 \text{ Kg/m}^3$$

Ahora realizamos el cálculo de la constante “c”

$$c = 0.8784 \times CE_{expl} + 0.0052$$

$$c = 0.8784 \times 0.65 + 0.0052$$

$$c = 0.58 \text{ Kg/m}^3$$

calculamos el factor de carga “A”

$$A = 96,667 (CE_{expl})^3 - 138,5 (CE_{expl})^2 + 75,883 (CE_{expl}) - 4.41$$

$$A = 96,667 (0.65)^3 - 138,5 (0.65)^2 + 75,883 (0.65) - 4.41$$

$$A = 26.547 - 58.516 + 48.846 - 4.41$$

$$A = 12.47 \text{ Kg/m}^3$$

tabla 14: Factor de carga según Cunningham

Tipo de roca	Valor de "A"
muy débil	8
débil	9
regular	10
fuerte	12
muy fuerte	14

Fuente: Elaboración propia.

Índice de volatilidad de Lilly "BI"

$$BI = \frac{CE_{expl}}{0.004} = \frac{0.65}{0.004} = 162.5 \text{ kg/m}^3$$

Factor de energía "FE"

$$FE = 30 (CE_{expl}) = 30 (0.65) = 19.5$$

$$FE = 0.15 * BI = 24.38$$

Cuarto paso:

Calcularemos la concentración de carga lineal "q1", longitud de carga "Lc"

Concentración de carga lineal "q1"

$$q1 = 55 \times d \times \frac{\left(\frac{B_1}{\emptyset}\right)^{3/2} \times \left(B_1 - \frac{\emptyset}{2}\right) \times \left(\frac{c}{0.4}\right)}{PRP_{anfo}} \text{ (kg/m)}$$

Datos:

d = diámetro de broca = 0.036 m

∅ = taladro vacío (diámetro) = 0.072 m

B1 = burden = 0.113 m

C = constante de roca = 0.58 Kg/m³

PRP_{anfo} = potencia relativa en peso respecto al anfo = 105 % = 1.05

Resolvemos la fórmula

$$Q_1 = 55 * 0.036 * \frac{\left(\frac{0.113}{0.072}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(0.113 - \frac{0.072}{2}\right) * \left(\frac{0.58}{0.4}\right)}{1.05} \left(\frac{kg}{m}\right)$$

$$Q_1 = 0.413 \text{ kg / m}^3$$

Longitud de carga "Lc"

$$L_c = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud del taco})$$

$$L_c = 2.32 - 0.36 = 1.96 \text{ m}$$

Datos:

Profundidad del taladro = 2.32 m

Longitud de taco = 10 * d

d = diámetro de la broca = 0.036

Longitud de taco = 10 * 0.036 = 0.36 m

Quinto paso:

según la fórmula de Kuz - Ram determinaremos la fragmentación de la roca en la sección de arranque

$$X = A \left(\frac{V_o}{Q_e}\right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{\text{Sanfo}}{115}\right)^{-19/30}$$

Se sabe que:

$$\frac{V_o}{Q_e} = \frac{1}{K}$$

V_o = volumen m^3 a romper = profundidad del taladro * burden * espaciamento

Q_e = masa del explosivo utilizado (kg)

K = factor triturante (carga específica kg/m^3)

Teniendo la siguiente fórmula:

$$X = A (K)^{0,8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/30}$$

Datos:

X = tamaño medio de los fragmentos (cm)

A = factor de roca = 12.5

Qe = Q1 * Lc = 0.413 * 1.96 = 0.81kg

S_{anfo} = RWS_{anfo} = fuerza relativa por peso del explosivo emulnor 5000 = 105

K = factor triturante (consumo específico de explosivo) = CE_{expl} = 0.65 kg/m³

$$X = A (K)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{anfo}} \right)^{19/30}$$

$$X = 12.5 (0.65)^{0.8} (0.81)^{1/6} \left(\frac{115}{105} \right)^{19/30}$$

$$X = 9.06 \text{ cm}$$

B. Sección de tajeo

paso 1:

Calculamos el ancho de los huecos rectangulares "Ah" y el burden "B" tanto teórico como práctico.

Ancho de huecos rectangulares "Ah"

$$Ah = \sqrt{2} \times (B - Ep)$$

$$Ah = \sqrt{2} \times (0.113 - 0.033)$$

$$Ah = 0.113$$

Cálculo del burden teórico

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{Ah \times q1 \times PRP_{anfo}}{d \times c}}$$

Datos.

$$Ah = 0.113 \text{ m}$$

$$Q1 = 0.413 \text{ kg/m}^3$$

$$PRP_{anfo} = 1.05$$

$$d = 0.036 \text{ m}$$

$$c = 0.58 \text{ kg/m}^3$$

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.113 \times 0.413 \times 1.05}{0.036 \times 0.58}}$$

$$B = 0.14 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico:

$$Bp = B - Ep$$

$$Bp = 0.14 - 0.033$$

$$Bp = 0.11 \text{ m}$$

Nuevo Ah:

$$Ah \text{ nuevo} = \sqrt{2} \times (Ah/2 + Bp)$$

$$Ah \text{ nuevo} = \sqrt{2} \times (0.113/2 + 0.11)$$

$$Ah \text{ nuevo} = 0.24 \text{ m}$$

Diseño de las ayudas primer cuadrante (**Ver anexo nº 08**)

Segundo cuadrante

Primer paso:

Calculamos el burden teórico "B" y práctico "Bp".

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.24 * 0.413 * 1.05}{0.036 * 0.58}}$$

$$B = 0.20 \text{ m}$$

Burden práctico

$$B_p = B - E_p$$

$$B_p = 0.20 - 0.033$$

$$B_p = 0.17 \text{ m}$$

Ah nuevo

$$Ah \text{ nuevo} = \sqrt{2} \times (Ah/2 + B_p)$$

$$Ah \text{ nuevo} = \sqrt{2} \times (0.24/2 + 0.17)$$

$$Ah \text{ nuevo} = 0.41 \text{ m}$$

Diseño de contra ayuda, cuadrante dos (**ver anexo nº 09**)

Tercer cuadrante

Primer paso:

Calculamos el burden teórico "B" y práctico "Bp".

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.41 * 0.413 * 1.05}{0.036 * 0.58}}$$

$$B = 0.26 \text{ m}$$

Burden práctico

$$\begin{aligned}B_p &= B - E_p \\B_p &= 0.26 - 0.033 \\B_p &= 0.23 \text{ m}\end{aligned}$$

Ah nuevo

$$\begin{aligned}Ah \text{ nuevo} &= \sqrt{2} \times (Ah/2 + B_p) \\Ah \text{ nuevo} &= \sqrt{2} \times (0.41/2 + 0.23) \\Ah \text{ nuevo} &= 0.61 \text{ m}\end{aligned}$$

Diseño de contra ayudas, cuadrante tres (**ver anexo nº 10**)

Cuarto cuadrante

Primer paso:

Calculamos el burden teórico "B" y práctico "Bp".

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.61 \times 0.413 \times 1.05}{0.036 \times 0.58}}$$

$$B = 0.31 \text{ m}$$

Burden práctico

$$\begin{aligned}B_p &= B - E_p \\B_p &= 0.31 - 0.033 \\B_p &= 0.28 \text{ m}\end{aligned}$$

Ah nuevo

$$Ah \text{ nuevo} = \sqrt{2} \times (Ah/2 + Bp)$$

$$Ah \text{ nuevo} = \sqrt{2} \times (0.61/2 + 0.28)$$

$$Ah \text{ nuevo} = 0.82 \text{ m}$$

C. Diseño de los arrastres

Paso 1: se utiliza la misma ecuación que se utiliza en los bancos (tajo abierto) reemplazando la altura del banco por el avance y el factor de fijación debe ser mayor por el movimiento gravitacional.

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q1 \times PRP_{\text{anfo}}}{\hat{c} \times f \times \frac{E}{B}}}$$

Datos:

B = burden máximo

Q1 = carga lineal = 0.413kg/m³

f = factor de fijación = por el efecto gravitacional se considera 1.45

E/B = relación entre espaciamiento y el burden = 1

PRP_{anfo} = 1.05

\hat{c} = constante de la roca nueva = 0.58 + 0.07 = 0.65

\hat{c} = (c + 0.05) para B_{cuadrante} ≥ 1.4 m

\hat{c} = (c + 0.07) para B_{cuadrante} < 1.4 m

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.413 \times 1.05}{0.65 \times 1.45 \times 1}}$$

$$B = 0.61$$

Cálculo de número de taladros

$$Nt = \left\lceil \frac{Ag + 2 \times L \times \text{Sen}(\gamma)}{B} + 2 \right\rceil$$

Datos:

Ag = ancho de la labor = 2.5 m

L = profundidad del taladro = 2.32 m

Y = ángulo de inclinación = 2°

$$Nt = \left(\frac{2.5 + 2 * 2.32 * \text{SEN} (2)}{0.61} + 2 \right)$$

$$Nt = 6.36 = 6$$

Cálculo del espaciamiento

$$E = \left(\frac{(Ag + 2 * L * \text{Sen}(\gamma))}{(Nt - 1)} \right)$$

Datos:

Ag = altura de la labor = 2.4 m

L = profundidad del taladro = 2.32 m

Y = ángulo de inclinación = 2°

$$E = \frac{2.4 + 2 * 2.32 * \text{SEN} (2)}{5}$$

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

Espaciamiento práctico

$$Ep = E - L * \text{Sen} (\gamma)$$

$$Ep = 0.51 - 2.32 * \text{sen} (2)$$

$$Ep = 0.43 \text{ m}$$

Burden práctico

$$B_p = B - L \times \text{Sen} (\gamma) - E_p$$

$$B_p = 0.61 - 2.32 * \text{sen} (2) - 0.033$$

$$B_p = 0.50 \text{ m}$$

D. Sección corona

Primer paso:

Calcular la concentración mínima de carga

$$q_{1c} = 90 \times d^2$$

$$q_{1c} = 90 \times 0.036^2$$

$$q_{1c} = 0.117 \text{ kg/m}$$

Segundo paso:

Cálculo de espaciamiento entre taladros

$$E_c = k \times d$$

Donde:

E_c : Espaciamiento en la corona (m)

K : Constante = 14

d = diámetro del taladro = 0.036 m

$$E_c = 14 \times 0.036$$

$$E_c = 0.50 \text{ m}$$

Tercer paso:

Cálculo del burden máximo de la corona

$$B_m = \frac{E_c}{E/B}$$

Donde:

B_m : Burden máximo (m)

Ec: Espaciamiento en la corona (m) = 0.54

E/B: Relación espaciamento/burden = 0.8

$$B_m = \frac{Ec}{E/B} = \frac{0.50}{0.8} = 0.63 \text{ m}$$

Cuarto paso:

Calculamos el burden práctico

$$B_p = B - H' \times \text{sen}(2^\circ) - F$$
$$B_p = B - H' \times \text{sen}(2^\circ) - (H'\alpha + \beta)$$

Donde:

Bp: Burden práctico (m)

B: Burden máximo (m) = 0.68

H': Profundidad de taladro real (m) = 2.32

F: Desviación máxima de perforación (m) = ($\alpha = 0.01$, $\beta = 0.02$)

$$B_p = 0.63 - 2.32 \times \text{sen}(2^\circ) - (2.32 \times 0.01 + 0.02)$$
$$B_p = 0.51 \text{ m}$$

Quinto paso:

Cálculo del número de taladros de la corona

$$N^\circ t = (A + 2 \times \text{sen}(2^\circ) / B) + 2$$

Donde:

N° t: Número de taladros en la corona

A: Ancho de la labor (m) = 2.5 m

B: Burden máximo (m) = 0.63 m

$$N^\circ t = (2.5 + 2 \times \text{sen}(2^\circ) / 0.63) + 2$$
$$N^\circ t = 6.07 = 6$$

Calculamos la longitud del arco de la corona

$$\text{Long de arco} = \frac{\pi}{3} \times 2.5 = 2.62 \text{ m}$$

E. Sección paredes

Primer paso:

Calcular el burden máximo teniendo en cuenta el factor de fijación $f = 1.2$ y la relación de espaciamiento / burden = 1.25

Burden máximo

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{Cc \times RWS}{C' \times f \times E/B}}$$

Donde:

B: Burden máximo (m)

Cc: Concentración de la carga mínima (kg/m) = 0.59

RWS: Potencia relativa por peso = 1.05

C': constante corregida de la roca = 0.47

f: Factor de fijación = 1.20

E/B: Relación de espaciamiento / burden = 1.25

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.59 \times 1.05}{0.47 \times 1.2 \times 1.25}}$$

$$B = 0.84 \text{ m}$$

Burden práctico

$$B_{pc} = B - H' \times \text{sen}(2^\circ) - F$$

Donde:

B_{pc}: Burden práctico de la pared (m)

B: Burden máximo (m) = 0.84

H': Profundidad del taladro real (m) = 2.32

F: Desviación máxima del taladro = 0.02

$$B_{pc} = 0.84 - 2.32 \times \text{sen}(2^\circ) - 0.02$$

$$B_{pc} = 0.74 \text{ m}$$

Cálculo el área disponible

$$Ad = Al - Ba - Bc$$

Donde:

Ad: área disponible (m)

Al: Altura de la labor (m) = 2.40

Ba: Burden práctico del arrastre (m) = 0.50

Bc: Burden práctico de la corona (m) = 0.51

$$Ad = 2.4 - 0.50 - 0.51$$

$$Ad = 1.39 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros

$$N^{\circ} T = \left\lceil \frac{A_{DI}}{B_{max} \times (S/B)} + 1 \right\rceil$$

Donde:

N° t: Número de taladros

Ad: área disponible (m) = 1.39

Bmax: Burden máximo (m) = 0.84

E/B: Relación de espaciamiento / Burden = 1.25

$$N^{\circ} T = \frac{1.39}{0.84 \times 1.25} + 1$$

$$N^{\circ} T = 3$$

Cálculo del Espaciamiento

$$Ecs = \frac{Lp}{N^{\circ}t - 1}$$

Donde:

Ecs: Espaciamiento en el contorno de la sección A (m)

Lp: área disponible (m)

N° T: Número de taladros

$$Ecs = \frac{1.39}{3-1}$$

$$Ecs = 0.69 \text{ m}$$

4.3.2 Ciclo de operación

Ciclo de minado de la minera Anta Sunqu empresa Cosise.

4.3.2.1 Perforación

La perforación de taladros en la galería E01 se desarrolla con una máquina Jackleg de marca Boart Longyear, se utilizan brocas de 36 mm (0.036 m) para los barrenos de 8 pies.

4.3.2.2 Voladura

La voladura que se realiza es con emulnor 5000 y anfo (nitrato de amonio) por el tipo de roca que es dura. A continuación, describimos las características del anfo y del emulnor 5000.

Tabla 15: Características de Anfo

Descripción		unidades	Superfamos
Densidad		(g / cm ³)	0.80
Velocidad de detonación		(m/s)	3000
Energía	teórica	peso	Cal /g
		volumen	Cal/cm ³
	relativa	peso	%
		volumen	%
Presión de detonación		kbar	32

Fuente: famesa explosivos 2022

El emulnor es una emulsión explosiva para todo tipo de roca, además es resistente al agua y de buena calidad de los gases para la voladura de rocas. **(ver anexo nº 11)**

Existen 4 tipos de cartuchos de emulnor

E500: tronadura de rocas muy suaves.

E1000: voladuras de rocas suaves a intermedias.

E 3000: voladuras de rocas intermedias a duras.

E 5000: voladuras de rocas muy duras.

Tabla 16: Características de emulnor 500, 1000, 3000 y 5000.

Descripción		Emulnor 500	Emulnor 1000	Emulnor 3000	Emulnor 5000
Densidad (g/cm ³)		0.9	1.13	1.14	1.16
Velocidad de detonación (m/s)	Confinado	4400	5800	5700	5500
	Sin confinar	3500	4500	4400	4200
Presión de detonación (kbar)		44	95	93	88
Energía (kcal/kg)		628	785	920	1010
Volumen normal de los gases		952	920	880	870
Potencia relativa en peso (%)		63	85	100	105
Potencia relativa en volumen (%)		75	120	145	155
Sensibilidad al fulminante		N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos		Primera	Primera	Primera	Primera

Fuente: Manual de explosivos famesa

4.3.2.3 Ventilación

Esta se ejecuta mediante una manga de ventilación y un extractor con el objetivo de extraer todo el gas creado por la voladura y ventilar aire fresco a la labor. **(ver anexo 12)**

4.3.2.4 Limpieza

La limpieza se basa en el acarreo y carguío tanto de mineral como desmorte. La limpieza se realiza con un minicargador Bobcat S630.

Tabla 17: Datos técnicos del minicargador Bobcat S630

Características	Valoración	Unidades
Peso	3.45	T
Ancho de cuchara	1.88	M3
Capacidad de cuchara	0.93	M3
Rendimiento de motor	56	Kw
Velocidad	11.4	Km/h
Capacidad de carga nominal	1040	Kg
Ancho de transporte	1.83	M
Altura de transporte	2.06	M
Revoluciones	1800	Rpm

Fuente: elaboración propia

4.4 Verificación y comparación de la fragmentación de la roca con la nueva malla de perforación

4.4.1 fragmentación de roca

Tabla 18: Distribución de la nueva malla de perforación

Taladros	Nº tal.	Long. Tal	B cm	E cm	Emulnor 5000	Total Emulnor	Anfo/ tal	Total, Anfo
Alivio	4	2.32	0.04	0.04	0	0	0	0
Arranque	5	2.32	0.08	0.11	2	10	1.02	5.10
Ayudas	4	2.32	0.11	0.24	1	4	1.21	4.84
Contra Ayudas 1	4	2.32	0.17	0.41	1	4	1.23	4.92
Contra Ayudas 2	4	2.32	0.23	0.61	1	4	1.22	4.88
Cuadradores 1	4	2.32	0.28	0.82	1	4	1.24	4.96
cuadradores 2	3	2.32	0.72	0.50	1	3	1.21	3.63
Paredes	6	2.32	0.74	0.69	1	6	1.22	7.32
Alzas	6	2.32	0.51	0.50	1	6	1.22	7.32
Arrastres	6	2.32	0.50	0.43	1	6	1.23	7.38
Total	46	2.32				47=5.45 kg		50.35

Fuente: elaboración propia. (ver anexo nº 12)

El total de la carga explosiva por disparo para el nuevo diseño de plantilla de barrenación fue de 55.8kilos de explosivo.

También debemos tener conocimiento sobre la perforación respecto su eficiencia con la siguiente fórmula encontramos la profundidad del barreno.

$$L = (L \text{ barreno}) \times (E \text{ perforación})$$

$$L = 8 \text{ pies (2.40)} \quad 2.40 \quad 100$$

$$L = 2.20 \quad 2.32 \quad x \quad x = 2.32 \times 100 / 2.40 = 95$$

$$EP = 95 \%$$

4.4.2 Tamaño de mineral

se tiene a continuación el tamaño promedio en centímetros.

Tabla 19: Tamaño promedio de mineral

Disparo	Tipo de voladura	Tipo de roca	Longitud de taladro	Promedio de avance	(X) Tamaño medio (cm)
1	Frente	II – A	2.32	2.22	15.2
2	Frente	II – A	2.32	2.21	14.8
3	Frente	II – A	2.32	2.20	15.9
4	Frente	II – A	2.32	2.19	16.1
5	Frente	II – A	2.32	2.20	15.8
Promedio				2.20	15.6

Fuente: elaboración propia

En la tabla se muestran los datos obtenidos mediante la nueva plantilla de barrenación.

Así mismo se calculó la eficiencia de voladura

Eficiencia de voladura

$$L = (L \text{ barreno}) \times (E \text{ voladura})$$

$$L = 8 \text{ pies (2.40)} \quad 2.32 \quad 100$$

$$L = 2.20 \quad 2.20 \quad x \quad x = 2.20 \times 100 / 2.32 = 94.82$$

$$EV = 95\%$$

4.4.2.1. Tamaño de fragmentación con el nuevo diseño de malla

Para verificar y comparar el tamaño de fragmentación, se tomaron en cuenta 5 disparos con el diseño de malla empírica y con el nuevo diseño de plantilla de excavación.

Para determinar el tamaño de fragmentación por cada disparo se realizó con el método de análisis visual de fragmentación en el terreno y como apoyo se utilizó la ecuación de kuznetsov.

Tabla 20: Comparación de tamaño de fragmentos.

Muestras	Malla empírica (pulgadas)			Malla nueva (pulgadas)		
	mínimo	intermedio	máximo	mínimo	intermedio	Máximo
Disparo 01	5.90	8.90	11.90	4	5.98	7.96
Disparo 02	5.60	8.70	11.80	3.74	5.82	7.9
Disparo 03	6.13	9.17	12.20	4.52	6.27	8.01
Disparo 04	6.29	9.25	12.20	4	6.34	8.68
Disparo 05	6.82	8.86	11.90	3.54	6.22	8.88
Promedio	5.95	8.97	12	3.96	6.12	8.29

Fuente: elaboración propia. **(ver anexo 13)**

En la tabla muestra una reducción de tamaño mínimo de fragmentos con respecto a la malla empírica y nueva de 1.9 pulgadas (5cm). La reducción con respecto al tamaño intermedio fue de 2.85 pulgadas (7 cm) y con respectó al tamaño máximo de fragmentos se redujo 3.71 pulgadas (9 cm).

4.4.2.2. Ecuación de Kuznetsov

Para predecir el tamaño de fragmentos con la nueva plantilla se utilizó la ecuación de kuznetsov.

$$xm = Aq^{-0.8} \times Q^{\frac{1}{6}}$$

$$xm = 12.5 \times 0.65^{-0.8} \times 1.40^{\frac{1}{6}}$$

$$Xm = 18.6 \text{ cm} = 7.36 \text{ pulgadas}$$

se obtuvo un tamaño promedio de fragmentación de 18 centímetros.

Donde:

X_m = tamaño medio de fragmentos en cm.

A = factor de resistencia de la roca

q = factor de concentración de carga específica. (0.65 kg /m³)

Q = carga por agujero en kg.

A = Factor de roca = 12

A = (3 – 5) R. muy suave

A = (5 – 8) R. suave

A = (8 –10) R. media

A = (10 – 14) R. dura

A = (14 – 16) R. muy dura

Carga por taladro (Q) = 1.40kg

$$v = \pi \cdot r^2 h$$

$$v = 3.14(0.018m)^2 \times 1.70m$$

$$v = 0.0016m^3$$

Convertir metros cúbicos a kilogramos

Kilogramos= metros cúbicos x densidad del material

$$Kg = 0.0016m^3 \times 800 \text{ kg/m}^3 = 1.28 \text{ kg}$$

carga de columna=1.28 kg (ANFO)

Carga de fondo = 0.116kg (EMULNOR)

Carga por taladro: 1.40 kg

En la siguiente tabla se realizó la comparación de la malla empírica respecto a la malla nueva, describiendo el incremento y reducción de factores que intervienen en el desarrollo de la malla, generando así un beneficio de avance, producción y costos.

Tabla 21: Comparación de malla empírica y malla nueva

Descripción		unidades	Mallas de perforación		Diferencia en % de malla empírica y nueva	Observaciones
			Malla empírica	Malla nueva		
Nº de taladros		Unidad	36	46	127.8 %	Incremento un 27.8 %
Longitud de taladro		m	2.20	2.32	105.5 %	Incremento un 5.5 %
Total de carga explosiva		kg	51.04	55.80	109.33	Incremento un 9.33%
Tiempo de perforación por frente		Hr	3	3:40	113.3%	Incremento un 13.3 %
Tiempo de carguío por frente		Min	22	26	118.18 %	Incremento un 18.18%
Eficiencia de perforación		%	92	95	103.2 %	Incremento un 3.2 %
Promedio de avance		m	1.96	2.20	112.2 %	Incremento un 12.2 %
Eficiencia de voladura		%	89	95	106.7 %	Incremento un 6.7 %
Explosivo	Emulnor 5000	unidad	37	47	127.0 %	Incremento un 27 %
	Anfo	kg	46.75	50.35	107.7 %	Incremento un 7.7 %
Tamaño promedio de fragmentos		cm	22	15	68.18 %	Reducido un 31.82%
Tiempo promedio de carguío y transporte a área de acopio		Hr	2:30	2	86.9%	Reducido un 13.1%
tiempo de reducción a fragmentación requerida por disparo		Hr	1	0.30	30%	Reducido un 70 %

Fuente: elaboración propia.

Se realizó una comparación del diseño empírico y nuevo. Se obtiene un adicionamiento de 10 taladros con lo que se ha incrementado en un 27.8 %. En lo que respecta a la longitud de taladro y por ende al avance por cada disparo se ha incrementado un 12,2 %, recalcando un incremento de 24 centímetros por disparo; lo que significa mayor cantidad de mineral volado, aumento de producción minera.

Correspondiente a la carga explosiva por disparo, incremento en un 9.33 %. Concerniente al tiempo de perforación por frente incremento en un 13.3 %. Así mismo el tiempo de carguío por frente ascendió en un 18.18 %. Referente al tamaño de fragmentos por voladura se redujo un 29.73 por ciento, lo cual es una reducción de tamaño promedio de 7 centímetros. En lo que corresponde al carguío y acarreo al área de acopio se redujo un 13.1 por ciento, reduciendo de esta manera el tiempo de acarreo del mineral.

Así mismo se realizó una comparación de los factores de carga y potencia.

Tabla 22: Factor de carga, potencia y tonelaje.

Descripción	unidades	Consumo total		Porcentaje diferencial	observación
		Malla empírica	Malla nueva		
Volumen roto in situ	M3	15.27	16.11	105.5 %	Incremento un 5.5 %
Toneladas rotas in situ	Tn	42.76	45.10	105.47%	Incremento un 5.47 %
Factor de carga	Km / m3	2.74	2.66	97.08%	Disminuye un 2.92%
Factor de potencia	Kg / Tn	0.98	0.95	96.94%	Disminuyo un 3.06%
Tonelaje roto por disparo	ton	51.94	58.49	112.61%	Incremento un 12.61 %

Fuente: elaboración propia.

En la tabla se muestra un incremento del 5.5 % del volumen roto con respecto a la malla empírica y nueva malla. Así mismo se incrementó las toneladas rotas en un 5.47%. En lo que corresponde al factor de carga se disminuyó un 2.92%. Por último, acerca del factor de potencia se redujo un 3.06 % lo que significa una óptima cantidad de explosivos para el frente de voladura.

4.4.2.3. Costos para malla empírica y diseño de malla nueva

Se realizaron cálculos concernientes a los costos en la ejecución del diseño empírico y nuevo diseño de barrenación.

Tabla 23: Costos de malla empírica por disparo.

Descripción		Malla empírica	unidades	Valor (soles)	Total (soles)
Horas /maquina (minicargador)		2.50	Hr	95.00	237.50
Combustible	Minicargador	9.00	Gal	17.50	157.50
	compresora	3.00	Gal	17.50	52.50
Broca (36 mm)		2.00	unidad	36.10	72.20
Emulnor		37.00	cartuchos	3.03	112.00
Anfo		47.00	kg	3.40	160.00
Mecha lenta		84.00	m	1.20	101.00
Fulminante		35.00	unidad	1.20	42.00
Total					934.00

Fuente: elaboración propia

El costo de la malla empírica por cada disparo es de 934 soles.

Tabla 24: Costos de la malla nueva por disparo.

Descripción		Malla Nueva	unidades	Valor (soles)	Total (soles)
Horas /maquina (minicargador)		2.00	Hr	95.00	190.00
Combustible	Minicargador	7.20	Gal	17.50	126.00
	compresora	3.00	Gal	17.50	52.50
Broca (36 mm)		2.00	unidad	36.10	72.20
Emulnor		47.00	cartuchos	3.03	142.40
Anfo		50.00	kg	3.40	170.00
Mecha lenta		100.80	m	1.20	128.00
Fulminante		42.00	unidad	1.20	50.40
Total					930

Fuente: elaboración propia

El costo de la malla nueva por cada disparo es de 930 soles.

De la misma forma se realizó un cálculo comparativo de costos- beneficio con el diseño empírico y el nuevo diseño para un avance de 100 metros.

Tabla 25: Costo- beneficio cada 100 metros de avance.

Malla	avance (m)	Disparos/100 metros	Días trabajados	Total soles por disparo	Total de soles /100 m
Empírica	1.96	51	26	934	47634
Nueva	2.20	45	23	930	41 850
Diferencia	0.24	6	3	4	5 784

Fuente: elaboración propia

En la tabla se demuestra que cada 100 metros de avance con el nuevo diseño de malla brinda un beneficio de 5 784 soles, una reducción de 3 días trabajados, por tal motivo menor tiempo trabajado, costos bajos y mayor beneficio para la empresa minera.

V. DISCUSIONES

En la investigación se propuso como objetivo general diseñar una malla de perforación para mejorar la fragmentación de la roca en la galería E01 – Mina Anta Sunqu, que concorde a los resultados obtenidos se evidencia una reducción del tamaño promedio de fragmentación de 22 centímetros a 15 centímetros, optimizando el avance de minado, disminuyendo costos y tiempo en el ciclo de minado. De manera que Ricse (2020), confirma lo mencionado anteriormente, que con una plantilla de barrenación se obtendrá resultados favorables para el avance del ciclo de minado. Ruiz y Castillejo (2018) en su investigación, obtuvieron el mismo resultado al diseñar un nuevo esquema de distribución de taladros para restablecer el tamaño de la roca.

Por otro lado, se planteó describir la geología regional, estructural y económica, así mismo realizar la clasificación del macizo rocoso. Donde se registró que la mina pertenece a la era mesozoica, a la formación Oyotun presentando depósitos compuestos por tobas, andesitas y dacitas, Así mismo presenta un RMR de 72, un GSI de 67, una resistencia a la compresión de 100 a 200 Mpa. Según Becerra y Castillo (2017) obtuvieron resultados favorables con respecto a la fragmentación de la roca debido a una caracterización de la matriz rocosa con ayuda de la metodología de Bieniaswki (1989).

De igual manera, con el objetivo analizar la fragmentación producto del diseño actual de barrenación en la galería E01. Se colocó 36 taladros con un avance de 1.96 metros y un total de 51.04 kilos de explosivo por disparo. Utilizando el análisis visual de fragmentación en el terreno se obtuvo un tamaño promedio de 8.97 pulgadas. De igual modo se utilizó la ecuación de kuznetsov como apoyo para determinar el tamaño promedio de fragmentos. Según Condori y Velazco (2021) en su estudio obtuvieron mejoras en el avance del ciclo de operación debido a un análisis de la fragmentación de roca, para entender la problemática, buscar una mejora para el avance en el ciclo de minado. Inga (2020) en su estudio obtuvo que la correcta colocación de los barrenos en la plantilla determinará la eficiencia de perforación.

Así mismo, construir el diseño de la nueva malla para disminuir la longitud de la roca. Donde se obtuvo como resultado favorable una reducción de tamaño promedio de fragmentación, de 2.75 pulgadas. También se obtuvo un 95 % de eficiencia para perforación y voladura. Así mismo, un incremento de avance lineal de 12.2 % y un incremento de 5.5 % de volumen roto por disparo. De manera que Vidal y Correa (2017) en su estudio obtuvieron una eficiencia de voladura del 91% mediante un sistema adecuado en el llenado de explosivos, afirmando así lo mencionado anteriormente.

Finalmente, se propuso verificar y comparar la fragmentación de la roca producto de la nueva plantilla de taladros. Obteniendo como resultado un adecuado tamaño de fragmentos, un mejor avance lineal. Consigo un beneficio con respecto al costo por cada 100 metros perforados de 5784 soles y menor tiempo en el avance programado. Ocampo (2018) en su estudio afirma lo mencionado anteriormente que mediante un diseño bueno de perforación se mejorará el avance en el ciclo de operación.

VI. CONCLUSIONES

1. Concerniente al nuevo esquema de perforación, se concluye que el diseño de barrenación cumplió con mejorar la fragmentación de la roca en la galería E01 mina Anta Sunqu. Reduciendo el tamaño promedio de fragmentación en 7 centímetros respecto a la fragmentación con el diseño de malla empírico. También se obtuvo una reducción del 70 % en el tiempo de reducción de fragmentos grandes. Del mismo modo el tiempo de transporte de material a la zona de acopio de material.
2. Acerca de la descripción geológica regional, estructural y económica, así mismo la clasificación del cuerpo rocoso, se determinó que la mina Anta Sunqu se ubica en una zona compuesta por familias de formaciones de la era mesozoica y cenozoica, constituida básicamente por rocas andesíticas, tobas y dacítica. De igual modo se concluye que el macizo rocoso es de calidad buena con un RMR de 72, un GSI de 67, una resistencia a la compresión de 100 a 200 Mpa.
3. Correspondiente al análisis de fragmentación en la galería E01 con el diseño empírico de perforación, se concluyó que el 35 % de volumen fragmentado por disparo es inadecuado debido a los tamaños grandes de fragmentos que esta presenta, por ende, a las pérdidas de tiempo en reducción de tamaño de los fragmentos y al poco avance de minado que se tiene.
4. Respecto a la elaboración del nuevo esquema de excavación, se presenta que se obtuvo 46 taladros, 42 cargados y 4 de alivio, 47 cartuchos de emulnor y 50.35 kg de anfo, un promedio de avance de 2.20 metros por disparo. Así mismo se obtuvo un nivel de eficiencia perforación y voladura del 95 %.
5. Sobre la verificación de la fragmentación de la roca producto de la nueva plantilla de barrenación, se determinó que con el nuevo esquema de barrenación se mejoró el tamaño de fragmentos de roca en la galería E01, optimizando los costos y tiempo en el ciclo de operación.

VII. RECOMENDACIONES

Es recomendable a las pequeñas empresas mineras optar por un diseño de plantilla de perforación adecuado, considerando modelos matemáticos de diseño para tener una adecuada repartición de los agujeros, una buena fragmentación y un óptimo avance de minado.

También es aconsejable realizar un análisis geológico regional, estructural y económico y una clasificación del macizo rocoso. De esta manera tener una base esencial en el diseño de plantilla de perforación, conociendo las propiedades de resistencia de la roca, del macizo rocoso, familia de juntas y fallas.

Así mismo es recomendable a las futuras investigaciones realizar un análisis de la fragmentación mediante el diseño utilizado, de esta manera demostrar el problema de la investigación y a través de ello trabajar en la búsqueda de solución de la problemática.

También se recomienda a la minera aplicar la nueva malla estándar para todas las voladuras próximas para mejorar la fragmentación y consiga el avance en el ciclo de minado en la minera Cosise. A si mismo incrementar los beneficios a la empresa.

Se recomienda a los investigadores verificar y comparar los resultados obtenidos con los resultados observados en la problemática de la investigación para describir la mejora obtenida mediante la investigación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. ALIAGA, B. Diseño de mallas de perforación y voladura para mejorar avances en la Galería Juana – Minera Caracol S.A.C. (2018). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú. Disponible en: https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/4967/T01075694176_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
2. CHAVEZ, Y. Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Holmberg en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti – año 2015. (2018). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Nacional Santiago Atúnéz de Mayolo. Disponible en: http://www.repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2240/T033_70839229_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
3. ZAMORA, V. Propuesta de diseño de mallas de perforación y voladura empleando modificación al modelo matemático de Pearse con la finalidad de optimizar la fragmentación de rocas en la mina Tacaza de Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros S.A. (CIEMSA). (2020). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas. Disponible en: <https://repositorioacademico.upc.edu.pe/handle/10757/654495>
4. BARRIENTOS, R Y DURAND, G. Diseño de la malla de perforación para optimizar la fragmentación en el tajeo 6662 nivel 3780 veta Lilia en la mina Socorro - Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. (2020). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Continental. Disponible en: https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/8574/5/IV_FI_N_110_TE_Barrientos_Durand_2020.pdf

5. INGA, W. Diseño de malla de perforación y su influencia en la calidad de fragmentación de roca de la Compañía Minera Alpayana S.A. Lima 2020. (2020). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Continental. Disponible en: https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/9877/2/IV_FI_N_110_TI_Inga_Villazana_2020.pdf
6. OVIEDO, L. Diseño de mallas de perforación y voladura haciendo uso del software Drill and Blast Vulcan 8.0 para tener como resultado una óptima fragmentación en E.E. Ajani Unidad Minera Anabí. (2017). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Disponible en: <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3007/Miovnil.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
7. MIRANDA, A Y VERGARA, A. implementar un diseño de perforación y voladura de rocas utilizando métodos matemáticos para mejorar la fragmentación de la roca caliza en la cantera PROVEM III en cerro Collique – Zaña. (2019). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Cesar Vallejo. Disponible en: <https://repositorio.ucv.edu.pe/handle/20.500.12692/45856>
8. SOTO, M. Transformación de las variables de perforación y voladura para optimizar la fragmentación de la roca en la Mina Santa Clotilde, Chongoyape. (2020). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Cesar Vallejo. Disponible en: <https://repositorio.ucv.edu.pe/handle/20.500.12692/51461>
9. ROMANI, R. Diseño de la malla de perforación y voladura para mejorar los avances y sobre rotura en el Nv 1225 – Mina Andaychagua VCM - S.A.A – 2018. (2018). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú. Disponible en: https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/5133/T010_44621425_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

10. RICSE, K. Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar la fragmentación de roca en mina Paola de compañía minera San Lucas S.A.C. (2020). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú. Disponible en: https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/6191/T01070117412_T%20-%20Ricse%20jeremias.pdf?sequence=1&isAllowed=y
11. LUIS, P Y MARTINEZ, A. Diseño del sistema de perforación y voladura en los bancos D, E y F en la Mina de Caliza el Tesoro. (2017), Tesis (Título de ingeniero de Minas). Colombia: Universidad Pedagógica Tecnológica de Colombia. Disponible en: <https://repositorio.uptc.edu.co/bitstream/001/2242/1/TGT-782.pdf>
12. MESA, G Y HURTADO, R. Mejoramiento de la productividad económica del Crucero - Veta Zorrito optimizando la voladura mediante un rediseño de la malla de perforación. unidad minera Señor de los Milagros. (2020). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Tecnológica del Perú. Disponible en: https://repositorio.utp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12867/4277/Gabriel_Meza_Reymer_Hurtado_Tesis_Titulo%20Profesional_2020.pdf?sequence=1&isAllowed=y
13. CHANCASANAMPA, W. Diseño de la malla de perforación y voladura para incrementar la productividad de tajeos en la compañía minera Great panther coricancha S.A. (2017). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú. Disponible en: https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/5431/T01074357222_T.pdf?sequence=1
14. MALLQUI, Y. Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en Sub Level Stopping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A. (2019). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú. Disponible en:

<https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/5328/Tesis%20Dise%C3%B1o%20de%20malla%20de%20perforaci%C3%B3n%20y%20voladura%20de%20taladros%20largos%20en%20Sub%20Level%20Stoping%20para%20incr.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

15. YANAC, C. Diseño óptimo de mallas de perforación y voladura de rocas para reducir costos operacionales en la construcción de la rampa (+) 3540 zona Santa Bárbara Cia minera Atacocha S.A.A. (2016). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Nacional Santiago Atúnnez de Mayolo. Disponible en: http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/1931/T033_46953357_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
16. RODRIGUEZ, D Y ROJAS, E. propuesta de malla de perforación y voladura en el cruce NW 4 y el tajo 8000 para reducción de costos en mina subterránea en la Libertad. (2019). Tesis (licenciada). Perú: Universidad Privada del Norte. Disponible en: <https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/21032>
17. PEREDA, W. Diseño de rutas de transporte de mineral, mallas de perforación y voladura para incremento de la productividad de la compañía minera, la Libertad. (2020). Tesis (licenciada). Perú: Universidad Privada del Norte. Disponible en: <https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/27802>
18. OJEDA, R. Diseño de malla de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático en el área de influencia. Disponible en: https://www.academia.edu/14518881/DISE%C3%91O_DE_MALLAS_DE_PERFORACI%C3%93N_Y_VOLADURA_SUBTERR%C3%81NEA_APLICANDO_UN_MODELO_MATEMATICO_DE_AREAS_DE_INFLUENCIA
19. YARANGA, R. Análisis de la fragmentación del mineral producto de la voladura y su influencia en el rendimiento de carguío en una mina a tajo abierto, 2021. Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Continental. Disponible en:

https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/10533/2/IV_FI_N_110_TE_Yaranga_Toribio_2021.pdf

20. QUISPE, C. Análisis de la fragmentación resultante de voladura para la evaluación de la expansión de las mallas de perforación aplicando sistema de iniciación electrónico en minera Coimolache – 2016. (2018). Tesis (Título de ingeniero de Minas). Perú: Universidad Nacional Santiago Atúnez de Mayolo. Disponible en: http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2241/T033_47468249_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
21. CAÑAPATAÑA, A. Determinación de las condiciones del macizo rocoso en la profundización del avance en la zona esperanza del nivel 23 mediante un análisis geomecánico en la unidad minera americana de cía. Minera Casapalca. (2019). Tesis (Ingeniero de Minas). Perú: Universidad Nacional del Altiplano. Disponible en: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/10475/Ca%C3%B1apata%C3%B1a_Ccora_Alvaro_Martin.pdf?sequence=3&isAllowed=y
22. BECERRA, A y CASTILLO, E. Estudio geomecánico para las minas Esperanza y Zarzal pertenecientes a la concesión minera fiu 151, municipio de Gameza, Boyacá. (2017). Tesis (Ingeniero Geólogo). Colombia: Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. Disponible en: <https://1library.co/document/q06m0d9q-estudio-geomecanico-esperanza-pertenecientes-concesion-municipio-gameza-boyaca.html>
23. BERROSPI, E. Optimización de la perforación y voladura para mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía. minera Volcan S.A.A. tesis (ingeniero de minas). Perú: Universidad nacional Daniel Alcides Carrión. Disponible en: http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1778/1/T026_47113814_T.pdf

24. BARRIENTOS Y DURANT. Diseño de la malla de perforación para optimizar la fragmentación en el tajeo 6662 nivel 3780 veta Lilia en la Mina Socorro– Unidad Minera Uchucchacua – Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. tesis (ingeniero de minas). Perú: Universidad Continental. Disponible https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/8574/5/IV_FI_N_110_TE_Barrientos_Durand_2020.pdf.
25. VIDAL Y CORREA. Modelo matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la zona alta de la compañía minera Lincuna S.A – 2017. Tesis (ingeniero de minas). Perú: Universidad nacional Santiago Antúnez de Mayolo. Disponible en: https://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2137/T033_4_6138891_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
26. MONTOYA Y VÍLCHEZ. Diseño de malla de perforación utilizando modelo matemático Holmberg para mejorar fragmentación de la voladura - Mina Santa Clotilde 7 – Chongoyape. Tesis (ingeniero de minas). Perú: universidad Cesar Vallejo. Disponible en : https://repositorio.ucv.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12692/45472/Montoya_CGN-Vilchez_TR-SD.pdf?sequence=1&isAllowed=y
27. RUIZ Y CASTILLEJO. Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti – año 2015. Tesis (ingeniero de minas). Perú: Universidad nacional Santiago Antúnez de Mayolo. Disponible en: https://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2240/T033_70839229_T.pdf?sequence=1
28. BUSTAMANTE. Optimización del diseño de malla aplicando la teoría de daño por vibraciones y el método de Holmberg. Tesis (ingeniero de minas). Perú: Universidad Católica de Santa María. Disponible en: <https://repositorio.ucsm.edu.pe/handle/20.500.12920/9139>

29. CONDORI Y VELAZCO. Optimización de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en minera aurífera Estrella de Chaparra S.A. Tesis (ingeniero de minas). Perú: Universidad tecnológica del Perú. Disponible en: https://repositorio.utp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12867/4395/Miguel_Condori_Jhorlan_Velazco_Tesis_Titulo_Profesional_2021.pdf?sequence=1&isAllowed=y
30. GAMARRA. Método de Holmberg para optimizar perforación y voladura en la galería 539 de la Unidad Minera Agromin La Bonita S.A.C. Tesis (ingeniero de minas). Perú: universidad nacional del centro del Perú. Disponible en: https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/6001/T010_76672437_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
31. RODRÍGUEZ, A. Y PÉREZ, A. (2017). Métodos científicos de indagación y de construcción del conocimiento. Revista EAN. (en línea) n°.82. (Fecha de consulta: 28 de setiembre de 2022). Disponible en: <http://www.scielo.org.co/pdf/ean/n82/0120-8160-ean-82-00179.pdf>
32. MARIN, A y HERNANDEZ, E y FLORES, J. Metodología para el análisis de datos cualitativos en investigaciones orientadas al aprovechamiento de fuentes renovables de energía. Revista Arbitrada Interdisciplinaria de Ciencias de la Educación. (en línea) n°.1 (Fecha de consulta: 24 de septiembre de 2022). Disponible en: https://www.researchgate.net/publication/327755153_METODOLOGIA_PARA_EL_ANALISIS_DE_DATOS_CUALITATIVOS_EN_INVESTIGACIONES_ORIENTADAS_AL_APROVECHAMIENTO_DE_FUENTES_RENOVABLES_DE_ENERGIA
33. ARIAS, J. Proyecto de tesis Guía para la elaboración. (en línea). 2020. (Fecha de consulta: 25 de septiembre de 2022). Disponible en:

https://repositorio.concytec.gob.pe/bitstream/20.500.12390/2236/1/AriasGonzales_ProyectoDeTesis_libro.pdf

34. ARIPE, C. La investigación científica una aproximación para los estudios de posgrado. (en línea). 2020. (Fecha de consulta: 26 de septiembre de 2022). Disponible en: <https://repositorio.uide.edu.ec/bitstream/37000/4310/1/LA%20INVESTIGACION%20CIENTIFICA.pdf>
35. ORTEGA, G. Como se genera una investigación que luego sea motivo de publicación científica. (en línea). 2017, n.º2. (Fecha de consulta: 26 de septiembre de 2022). Disponible en: http://www.scielo.org.bo/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S2072-92942017000200008ISSN 2306-6431

ANEXOS

Cuadro de matriz de consistencia

Titulo	Formulación del problema	Objetivo	Hipótesis	Variable	Indicadores	Metodología
Diseño de malla de perforación para mejora de la fragmentación de roca en galería E01 – Mina Anta Sunqu – Empresa Cosise	¿de qué manera el diseño de malla de perforación mejorará en la fragmentación de la roca de la galería E01 – Mina Anta Sunqu – Empresa Cosise?	<p>objetivo general:</p> <p>Diseñar una malla de perforación para mejorar la fragmentación de la roca en la galería E01 – Mina Anta Sunqu.</p> <p>objetivo específico:</p> <p>describir la geología regional, estructural y económica, así mismo realizar la clasificación del macizo rocoso.</p> <p>Analizar la fragmentación de la roca producto del diseño de la malla de perforación actual en la galería E01.</p> <p>Elaborar el diseño de la nueva malla de perforación para mejorar la fragmentación de la roca.</p> <p>Verificar y comparar la fragmentación de la roca producto de la voladura con la nueva malla de perforación y la empírica.</p>	Si se diseña la nueva malla de perforación mejorará la fragmentación de la roca en la galería E01 – Mina Anta Sunqu – Empresa Cosise.	<p>Variable independiente:</p> <p>Diseño de malla de perforación.</p> <p>Variable dependiente:</p> <p>Fragmentación de roca</p>	<p>Densidad de la roca</p> <p>Resistencia a la comprensión</p> <p>Longitud de carga</p> <p>Longitud del barrenado</p> <p>Burden</p> <p>Espaciamiento</p> <p>Factor de carga</p> <p>Factor de potencia</p> <p>Diámetro de la broca</p> <p>Diámetro del explosivo</p>	<p>Tipo de investigación</p> <p>Descriptiva – aplicativa</p> <p>Nivel de la investigación</p> <p>Proyectivo</p> <p>Diseño de investigación</p> <p>Pre – experimental</p> <p>Población</p> <p>Todas las labores mineras subterráneas</p> <p>Muestra</p> <p>Galería E01</p> <p>Técnicas e instrumentos de recolección de datos.</p> <p>Guía de análisis documental</p> <p>Guía de observación de campo</p>

CUADRO DE OPERACIONALIZACION DE VARIABLES

Variable independiente

variables	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensión	Indicadores	Índice
Diseño de malla de perforación (variable independiente)	El diseño de malla de perforación viene a ser un diagrama específico muy bien estructurado y definido, que tiene la función de fragmentar y desplazar el material roto de acuerdo con las exigencias y capacidades requeridas por los ejecutores. Ricse (2020)	El diseño de malla de perforación constituye básicamente en un diagrama bien estructurado que tiene como finalidad la fragmentación del macizo rocoso de acuerdo al requerimiento de los ejecutores	Sección	ancho	M
				altura	M
				área	m ²
				perímetro	M
			Perforación	Longitud de perforación	M
				Numero de taladros	Unidad
				espaciamiento	M
				Diámetro de taladro	mm
				burden	m
				Eficiencia de perforación	%

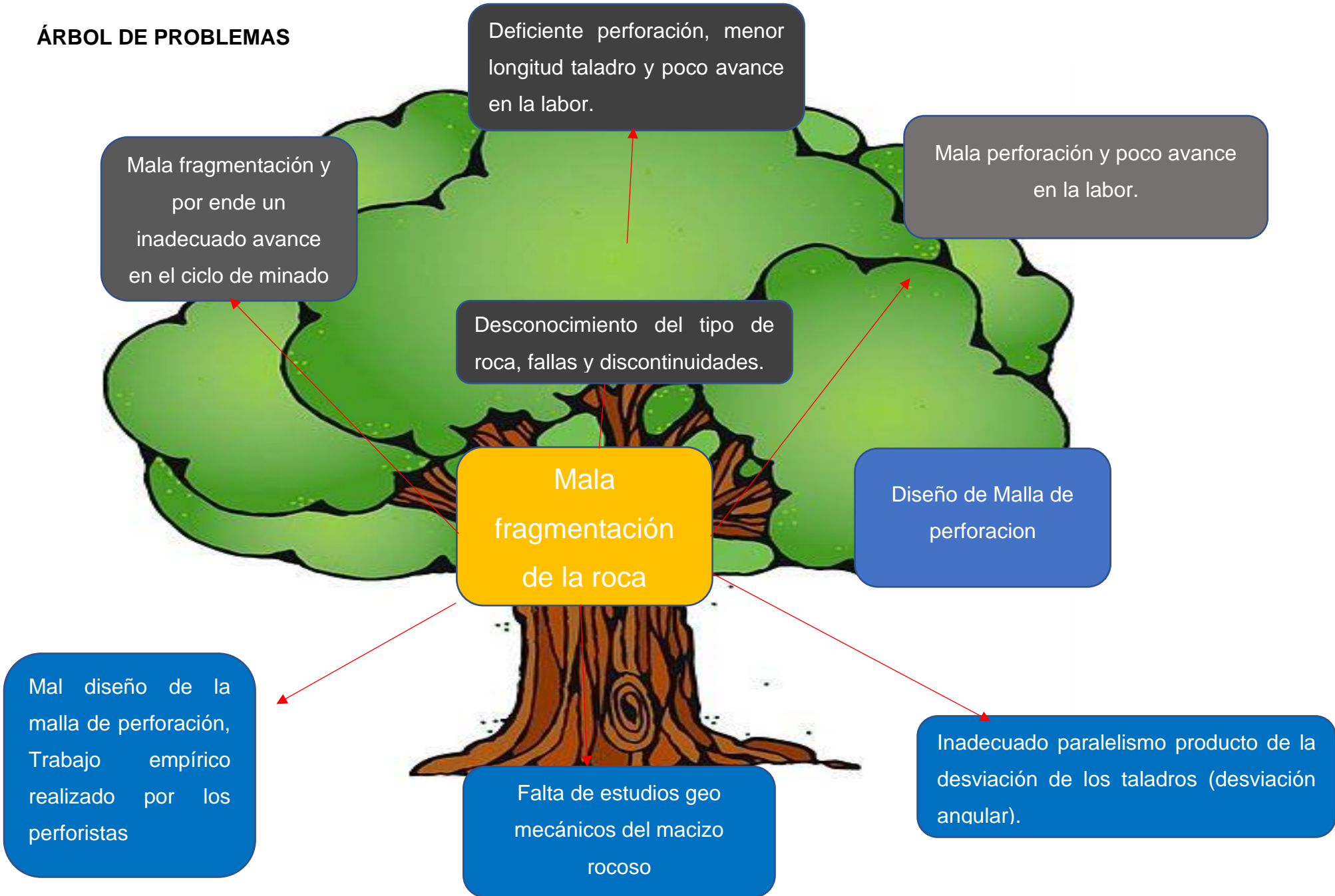
Fuente: elaboración propia

Variable dependiente

variables	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensión	Indicadores	índice
Fragmentación de la roca (variable dependiente)	La fragmentación es el proceso de conminución del material en el cual es reducido de tamaño al cual es requerido.	La fragmentación de la roca es el proceso de reducción del material al tamaño requerido por los ejecutores.	Tamaño de fragmentos	máximo	pulgadas
				mínimo	pulgadas
				promedio	pulgadas
			Volumen	Volumen roto	m ³
				Factor de carga	Kg /m ³
				Factor de potencia	Kg/tn
			Metodo de Kuz Ram	Factor de roca	unidad
				Concentración de carga	Kg/m ³
				Carga por taladro	kg


Fuente: elaboración propia.

ÁRBOL DE PROBLEMAS



GUIA DE ANÁLISIS DOCUMENTAL


Objetivo: Describir la geología regional, estructural y económica, así mismo realizar la clasificación del macizo rocoso

	UNIVERSIDAD CESAR VALLEJO		
	Facultad de Ingeniería		
	Escuela Profesional de Ingeniería de Minas		
	Guía de análisis documental		
Estudio litológico			
Empresa	Cosise		
Fecha	03/05/23	Mina	Anta Sunqu
Ítems		Descripción	Observación
Coordenadas UTM	Norte	9,235,000.00	La mina Anta Sunqu se encuentra emplazada en era cenozoica, formación oyotun. Presenta Fallas inversas. Tiene una ley de Cu en relave 1.79 %y una ley de concentrado de 21.79 %. Con un RMR de 72, un GSI de 67 y un RQD de 84 %.
	Este	674,000.00	
Ubicación	Departamento	Lambayeque	
	Provincia	Chiclayo	
	Distrito	Nueva arica	
Geología	Local	Datos empresa Cosise e Ingemmet	
	Regional	Datos empresa Cosise e Ingemmet	
	Estructural	Datos de empresa Cosise e Ingemmet	
	Económica	Datos empresa Cosise	
Geometría del yacimiento	Forma	Subterránea	
	Buzamiento	NW	
	Rumbo	NE-SW	

Fuente: Elaboración propia

GUIA DE OBSERVACION DE CAMPO

Objetivo: Analizar la fragmentación de la roca producto del diseño de la malla de perforación actual en la galería E01.

	UNIVERSIDAD CESAR VALLEJO		
	Facultad de Ingeniería		
	Escuela Profesional de Ingeniería de Minas		
	Guía de observación de campo		
Análisis de fragmentación			
Empresa	Cosise	Fecha	03/05/23
Parámetros		Observación	
Tipo de roca		Dura	
Densidad de la roca		2.8 kg/m ³	
Promedio de avance		1.96m	
Tamaño promedio de roca		22cm	
Perforación	Burden (m)	ayudas 15-20 contra ayudas 25 contorno y paredes 35 alzas40 arrastres50	
	Espaciamiento	ayudas 15-20 contra ayudas 25 contorno y paredes 35 alzas40 arrastres50	
	Longitud de taladro	2.20 m	
	Diámetro de taladro	0.036mm	
	Nº taladros	36	
	Eficiencia de perforación	92%	
	Voladura	Tipo de explosivo	anfo- emulnor
Cantidad de anfo		47 kg	
Eficiencia de voladura		89%	
Volumen de material		17.16m ³	
Factor de potencia (kg/ton)	Cantidad de explosivo	51.04.	
	Tonelaje roto	51.94	

Fuente: elaboración propia

GUIA DE CATEGORIZACIÓN


Objetivo: Elaborar el diseño de la nueva malla de perforación para mejorar la fragmentación de la roca.

EMPRESA	Cosise			
FECHA	03/05/23	LABOR	Galería E01	
ITEMS		VALOR	UNIDAD	OBSERVACIÓN
Dimensión de la sección	Altura	2.4	M	Se obtuvieron los datos in situ, para el nuevo diseño de perforacion con el modelo matemático de Roger Holmberg para ser aplicado en la galería.
	Ancho	2.5	M	
	Área	S1 +s2 2.46+ 2.88=5.34	M ²	
	Radio	1.25	M	
	Perímetro	6.13	M	
	Longitud del barreno	Diámetro	36	
	Profundidad	2.32	M	
	Eficiencia	95	%	
Densidad de la roca		2.8	kg / m ³	
Perforación	N.º de taladros	46	unidad	
	Broca	36	Mm	
	Barreno	8	Pies	
	Espaciamiento	0.11cm arranque	Cm	
	Burden	0.8 arranque	Cm	
Voladura	Tipo de explosivo	Anfo Emulnor	Kilos Cartuchos	
	eficiencia	95	%	

Fuente: Elaboración propia

LISTA DE COTEJOS

Objetivo: Verificar y comparar la fragmentación de la roca producto de la voladura con la nueva malla de perforación.

	UNIVERSIDAD CESAR VALLEJO			
	Facultad de Ingeniería			
	Escuela Profesional de Ingeniería de Minas			
	Lista de Cotejos			
Análisis de fragmentación				
Empresa	Cosise			
Fecha	03/05/23	Malla		Anta Sunqu
Parámetros		empírica	nueva	Observaciones
Tamaño de fragmento	Mínimo	5.95 pulg	3.96 pulg	Se realzo una comparación del diseño empírico y nuevo de perforacion, con el fin de determinar el tamaño promedio de fragmentación.
	intermedio	8.97 pulg	6.12 pulg	
	máximo	12 pulg	8.29 pulg	
Método de kuznetsov	Factor de roca	14	12	
	Carga específica	0.65 kg/m3	0.65 kg/m3	
	Carga por taladro	1.47 kg	1.40 kg	
Tonelaje por disparo		51.94 ton	58.49 ton	
Tipo de malla		recorte	recorte	

Fuente: Elaboración propia

Anexo 1



Figura 1: Mala fragmentación de la roca.

Anexo 2



Figura 2: Mala fragmentación de la roca

Anexo 3

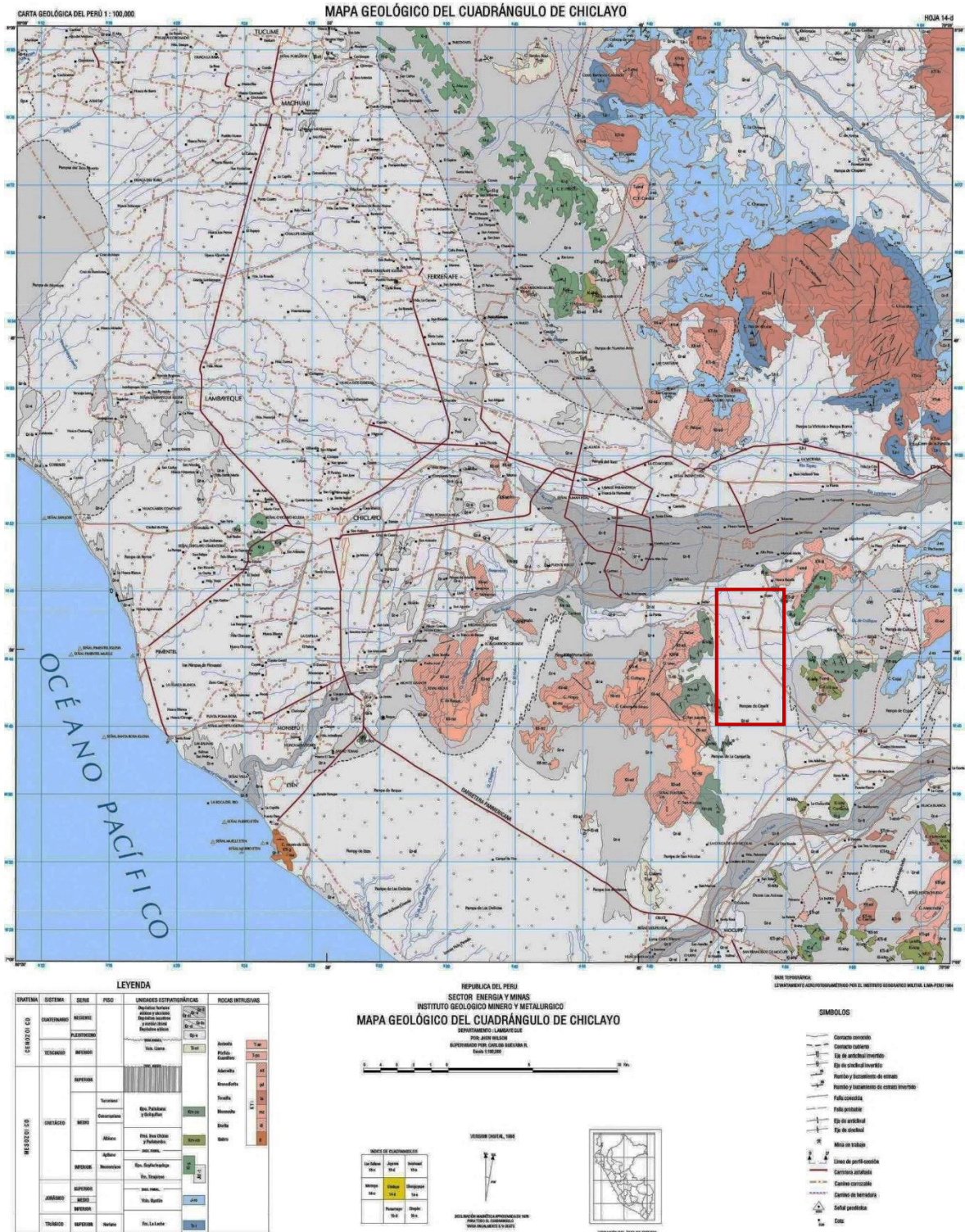


Figura 3: Mapa geológico cuadrángulo de Chiclayo (fuente: Geocatmin- Ingemmet)

Anexo 4



Figura 4: Medición de discontinuidades (M2)

Anexo 5

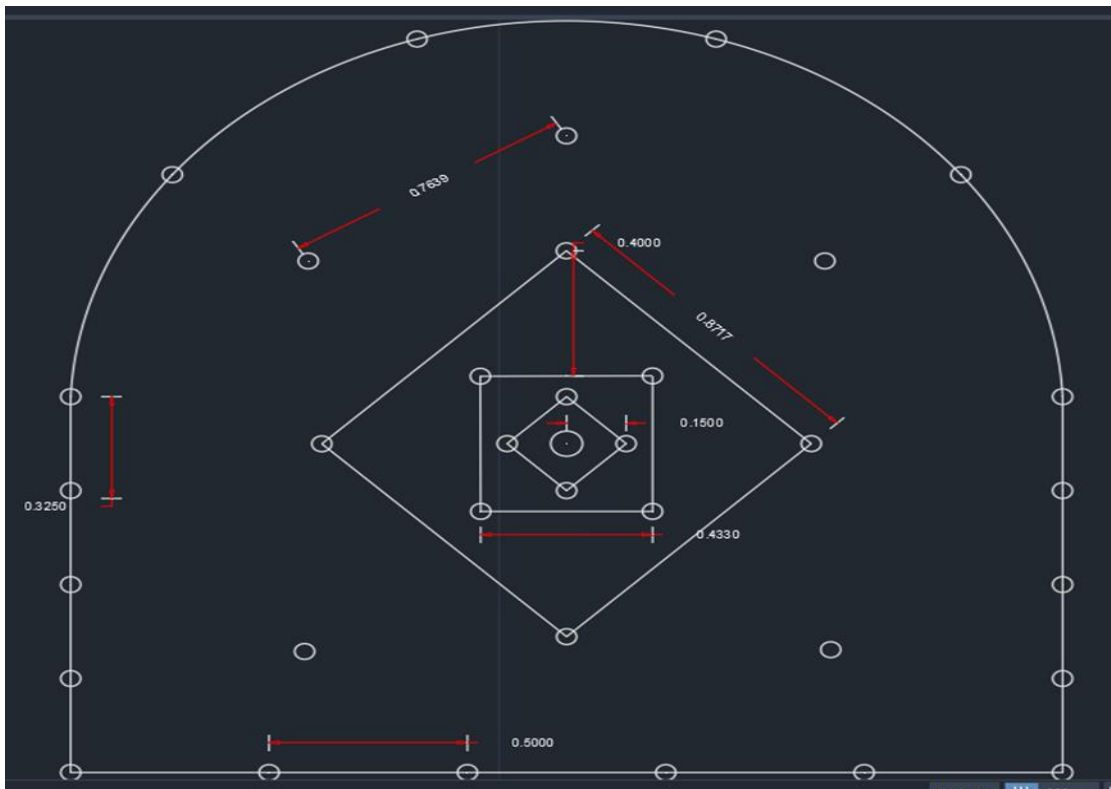


Figura 5: Diseño de malla empírica con AutoCAD

Anexo 6



Figura 6: Análisis visual de fragmentación

Anexo 7

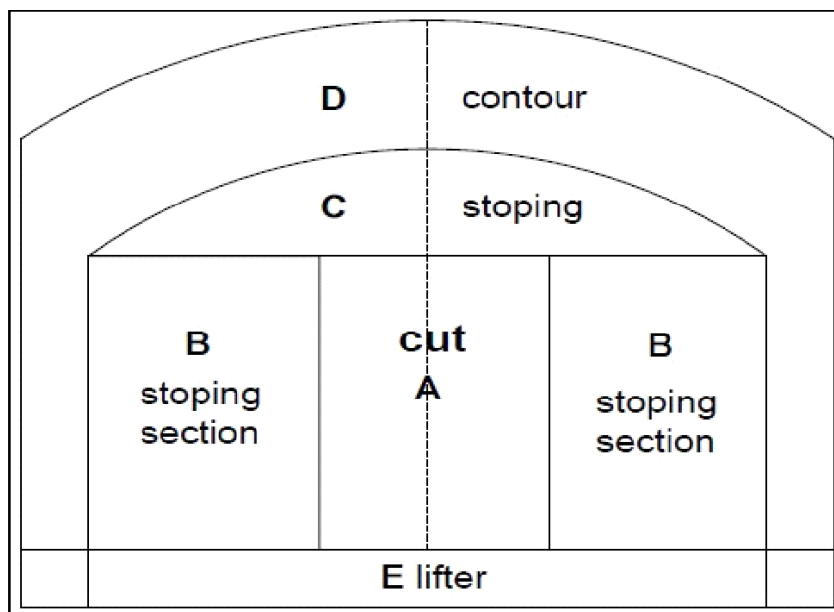


Figura 7: Frente de galería establecida por R. Holmberg.

Anexo 8

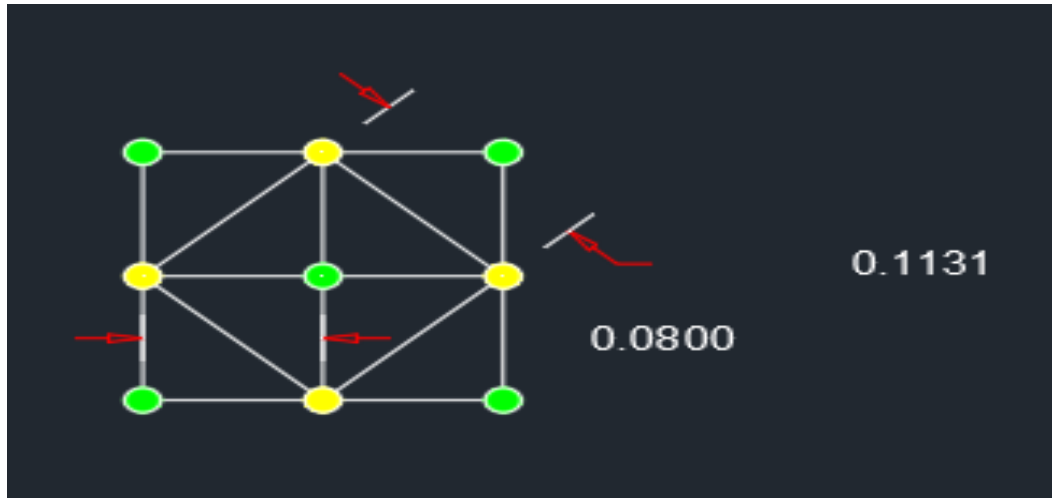


Figura 8: Diseño de arranque (Modelo de Holmberg)

Anexo 9

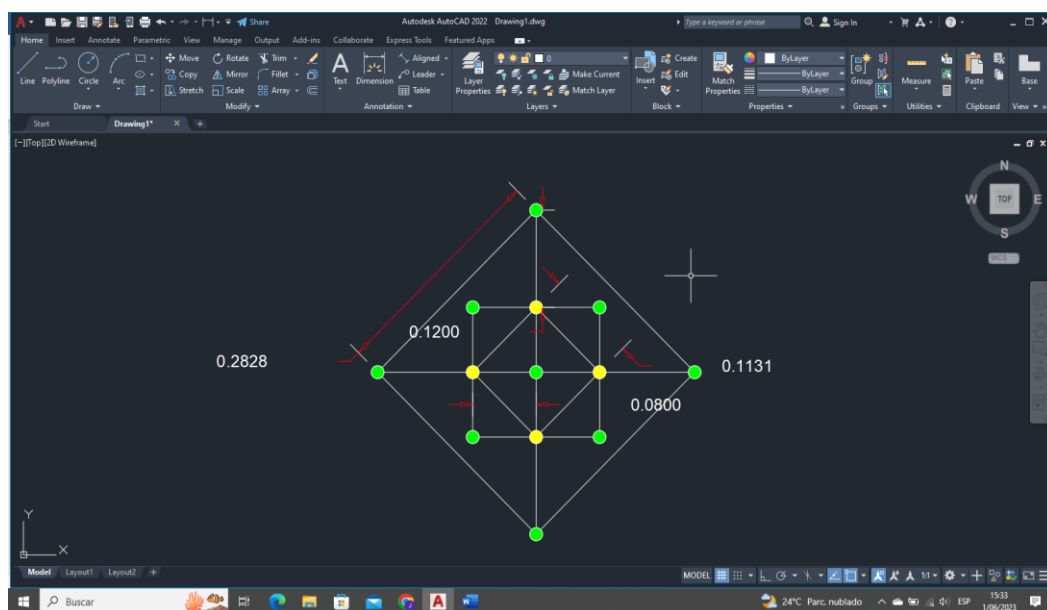


Figura 9: Diseño de ayudas.

Anexo 10

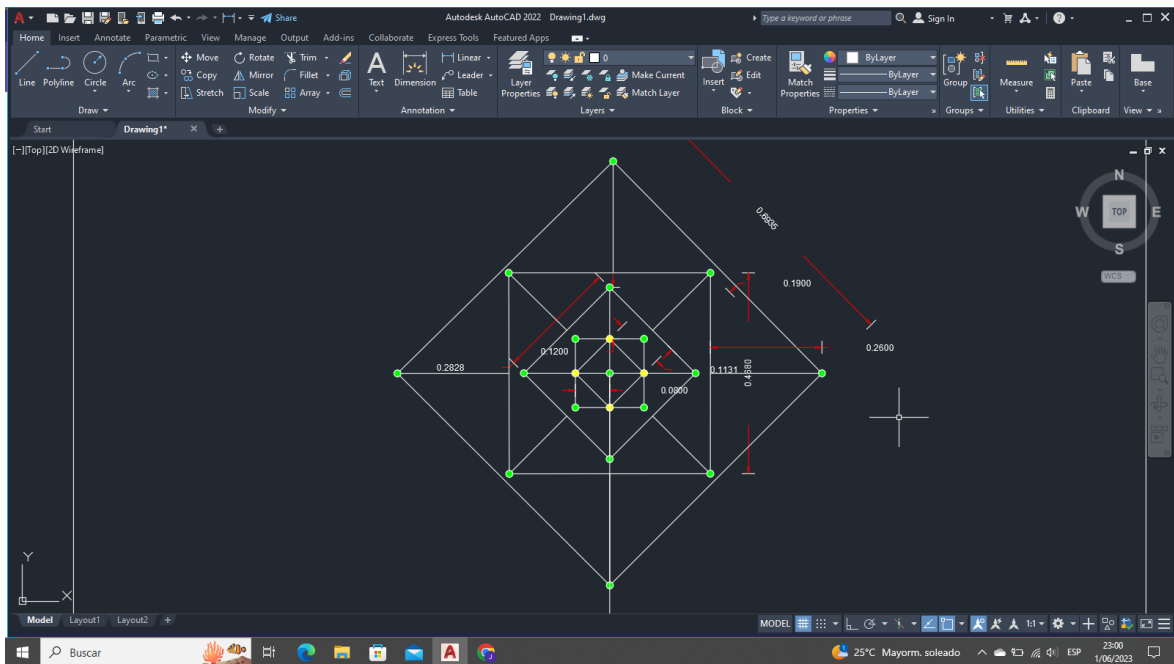


Figura 10: Diseño de contra ayudas

Anexo 11

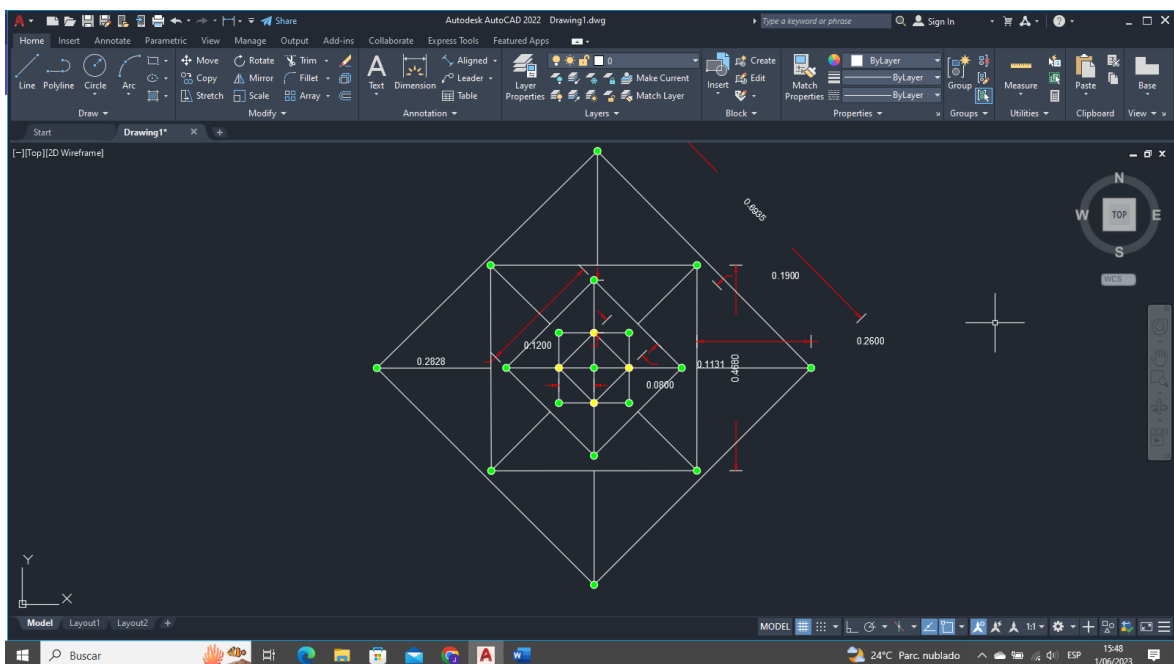


Figura 11: Diseño de contra ayudas- cuadrante 2

Anexo 12



Figura 12: Explosivo utilizado en la mina Anta Sunqu (Emulnor 5000)

Anexo 13



Figura 13: Manga de ventilación.

Anexo 14



Figura 14: Anfo, manual de explosivos famesa

Anexo 15

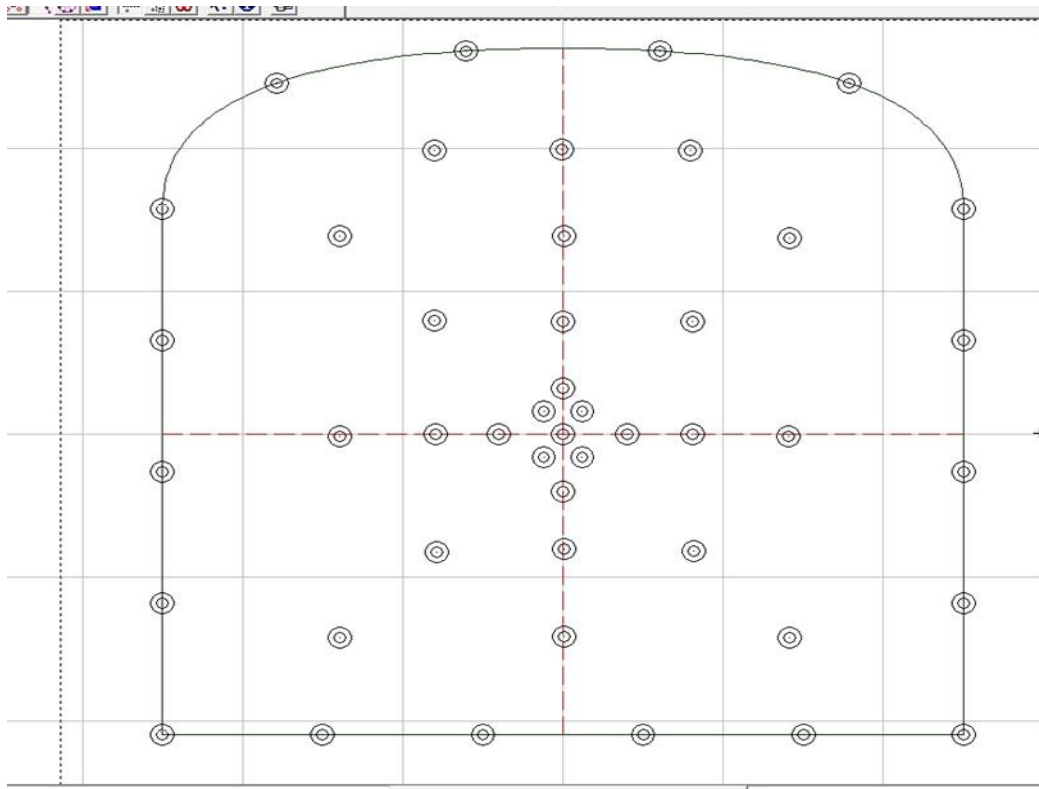


Figura 15: Distribución de la nueva malla, software Jk Simblast 2d Face.

Anexo 16



Figura 16: Fragmentación con el nuevo diseño

Anexo 17



Figura 17: Malla de perforación realizada en la galería E01.

Anexo 18



Figura 18: Cordón detonante utilizado en mina Anta Sunqu.

Anexo 19



Figura 19: Broca utilizada en mina (36 mm)

Anexo 20



Figura 20: Muestra de fragmentos en la galería.

Anexo 21



Figura 21: Muestra de fragmentos en la galería.

Anexo 22

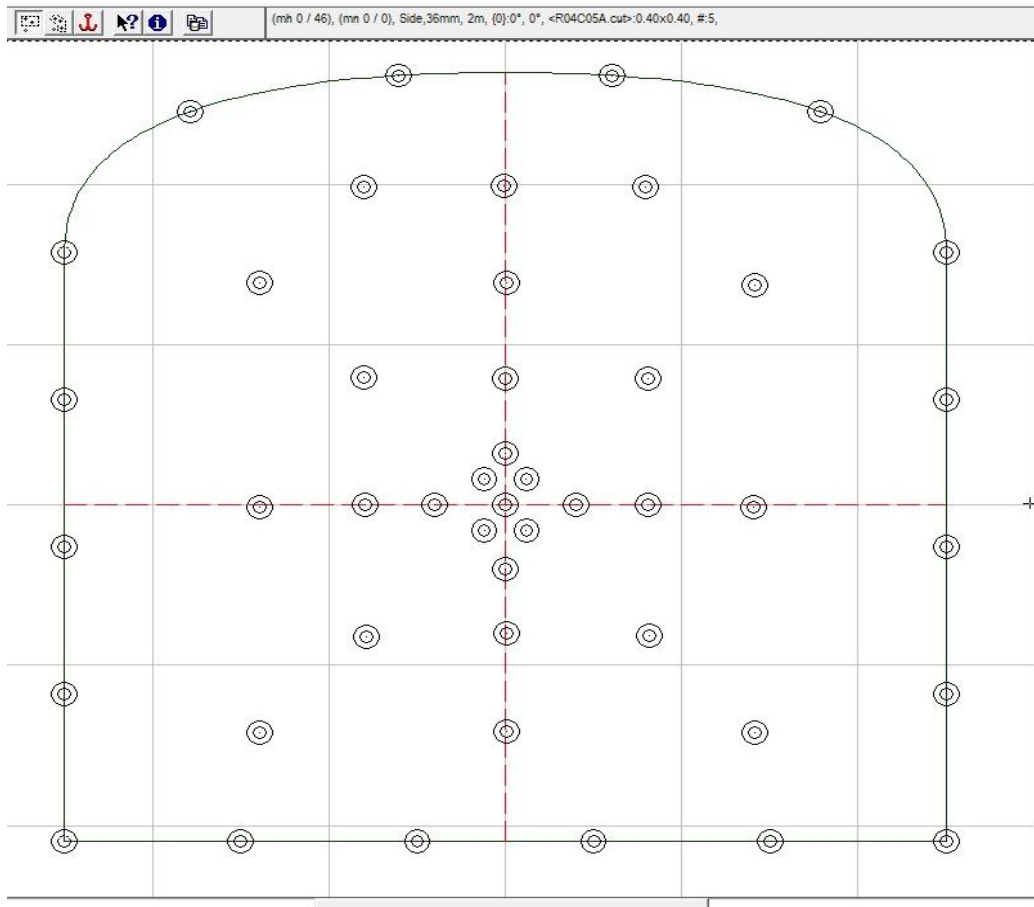


Figura 22: Distribución de la nueva malla de perforación, Simulación software JKSimblast- 2dFace

Anexo 23

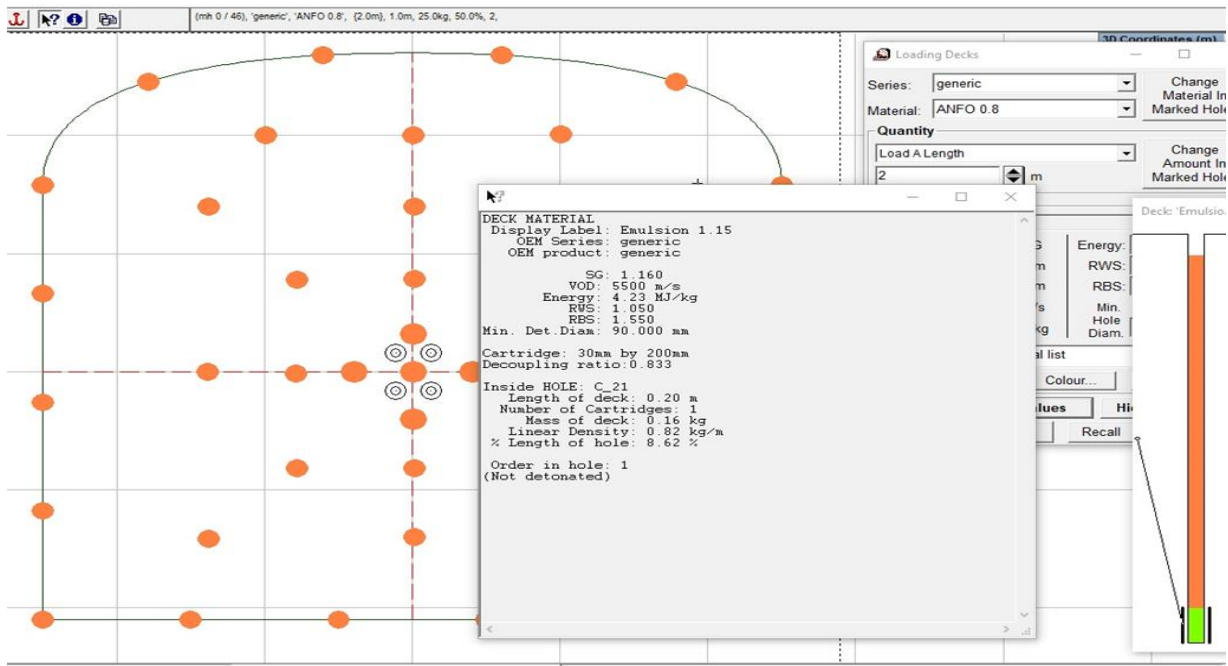


Figura 23: Simulación carga de columna y carga de fondo del taladro.

Anexo 24

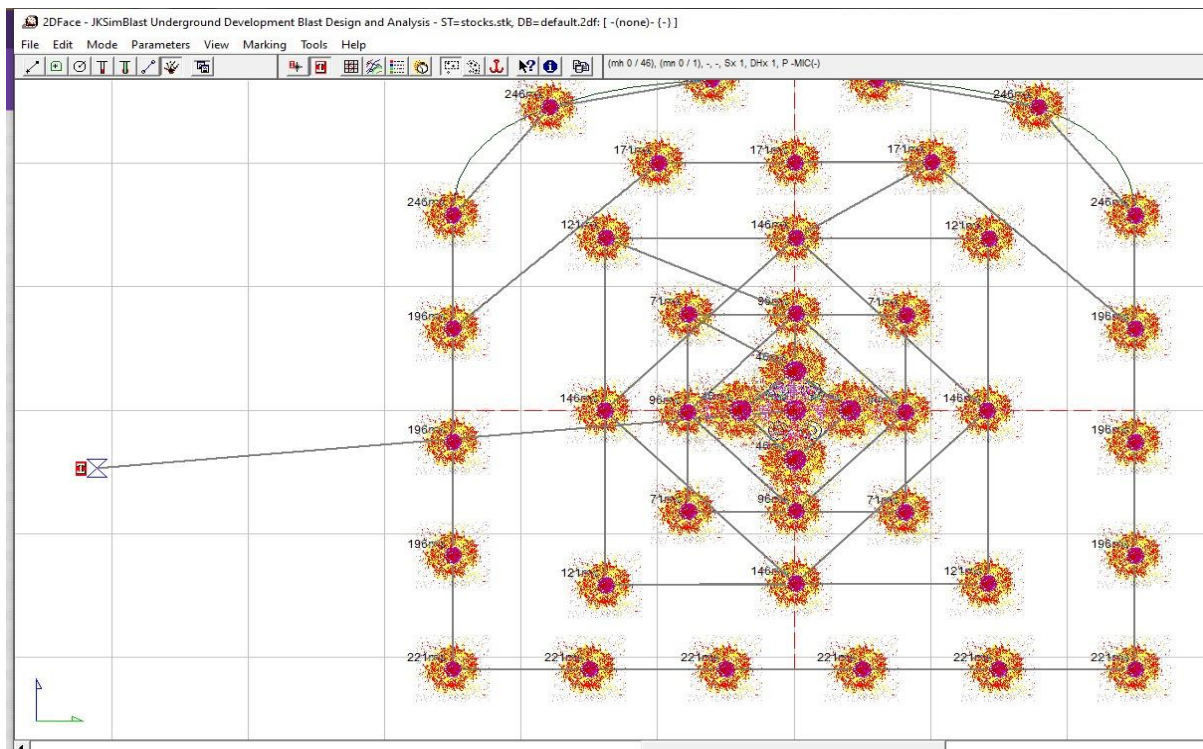


Figura 24: Simulación secuencia de encendido.

Anexo 25

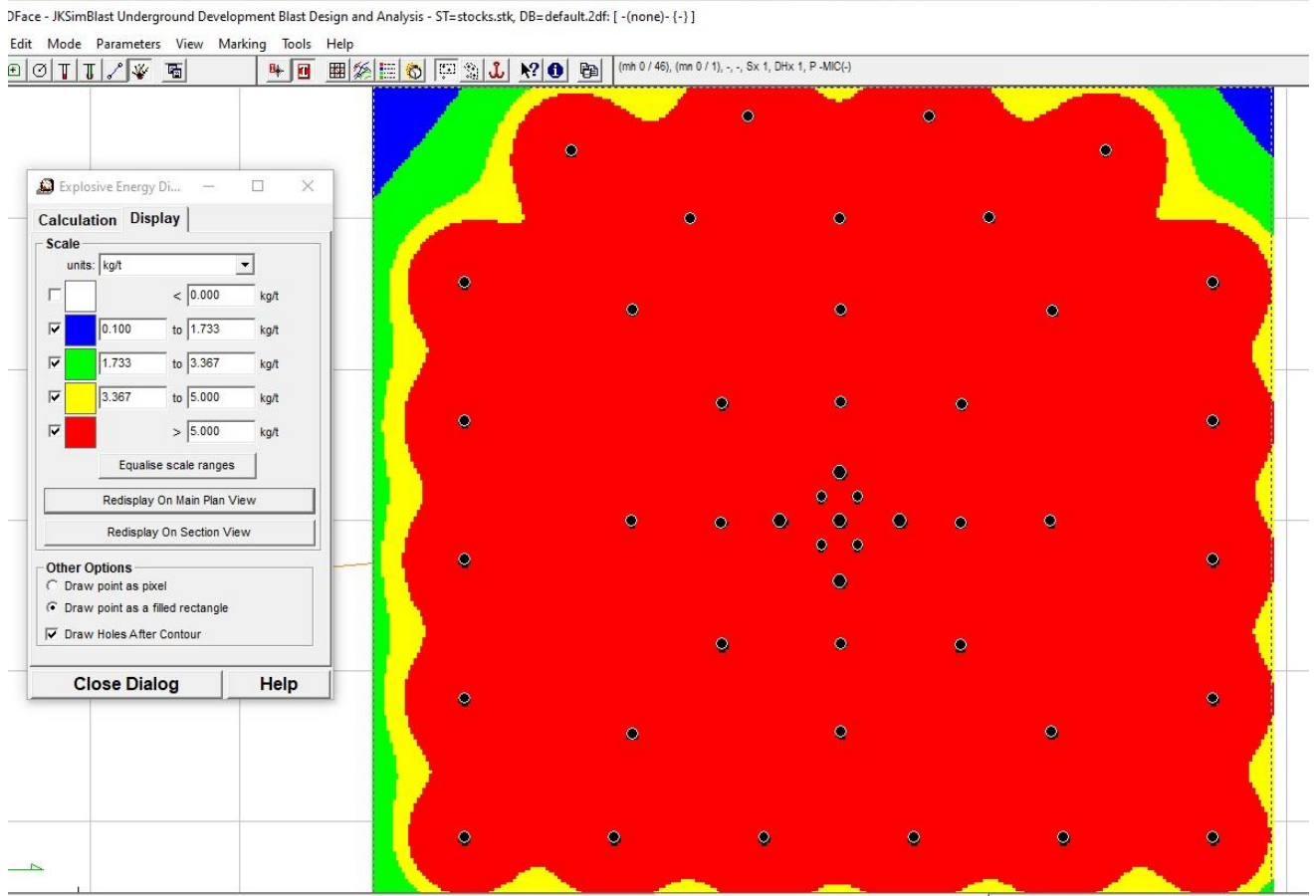


Figura 25: Distribución de factor de energía.

Carta de aceptación

“AÑO DE LA UNIDAD, LA PAZ Y EL DESARROLLO”

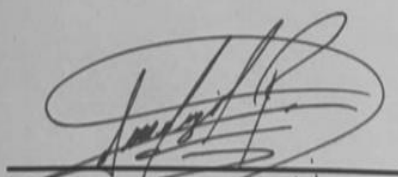
UNIVERSIDAD CESAR VALLEJO – FILIAL CHICLAYO

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

CARTA DE AUTORIZACIÓN: USO DE DATOS DE LA EMPRESA CON FINES DE INVESTIGACIÓN

Yo, JUAN MIGUEL PAREDES VASQUEZ, identificado con N° DNI 44964643, representante legal de la empresa **Minera Anta Sunqu**, con RUC: **10449646431**, autorizo utilizar los datos de la empresa para ser desarrollado el informe de investigación titulado “**DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA EN LA GALERIA E01- MINA ANTA SUNQU – EMPRESA COSISE**”, a los investigadores del X ciclo JADIR ELI MASQUEZ TORRES, identificado con N° DNI 74167423 y código universitario 7000761818 Y RIOJA CUBAS CESAR STALIN, identificado con N° DNI 74822923 y código universitario 7001154180; para que hagan uso de la misma con fin de investigación.

Atentamente



Juan Miguel Paredes Vásquez

DNI: 44964643

Chiclayo, 20 de marzo 2023

Ficha de validación de instrumentos

FICHA DE VALIDACIÓN DEL INSTRUMENTO (LISTA DE COTEJOS)

1. DATOS GENERALES:

1.1 Título Del Trabajo De Investigación:

"Diseño de perforación y voladura para mejora de la fragmentación de la roca en la galería E01 – Mina Anta Sunqu – Empresa Cosise"

1.2 Investigador (a) (es):

Masquez Torres Jadir Eli.....

Rioja cubas cesar Stalin

2. ASPECTOS A VALIDAR:

Indicadores	Criterios	Deficiente 0-20	Baja 21-40	Regular 41-60	Buena 61-80	Muy buena 81-100
Claridad	Está formulado con lenguaje apropiado				X	
Objetividad	Está expresado en conductas observables				X	
Actualidad	Adecuado al avance de la ciencia y tecnología				X	
Organización	Existe una organización lógica				X	
Suficiencia	Comprende los aspectos en cantidad y calidad				X	
Intencionalidad	Adecuado para valorar aspectos de la estrategias				X	
Consistencia	Basado en aspectos teóricos científicos				X	
Coherencia	Existe coherencia entre los índices, dimensiones e indicadores				X	
Metodología	La estrategia responde al propósito del diagnóstico				X	
Pertinencia	Es útil y adecuado para la investigación				X	

PROMEDIO DE VALORACIÓN

3. OPINION DE APLICABILIDAD:.....


4. Datos del Experto:

Nombre y apellidos: *Carla Elena Novedo*

Grado académico: *Magister*

Centro de Trabajo:

Firma:



Fecha: 27/04/2023

FICHA DE VALIDACIÓN DE INSTRUMENTO
(LISTA DE COTEJOS)

Experto: Dr. (Mg): Carla Mena Nevado
 Centro de Trabajo y cargo que ocupa: Doc. - Docente tiempo Completo
 Dirección: Av. E3. Lf. 5 - Domuyo - La Serena
 e-mail: h.mena@uavirtual.edu.pe - Teléfono: 958118835

Nº	PREGUNTAS	DEFICIENTE E 0-25	REGULAR R 26-50	BUENA A 51-75	MUY BUENA 76-100
01	¿El instrumento responde al título del proyecto de investigación?			X	
02	¿El instrumento responde a los objetivos de investigación?			X	
03	¿Las dimensiones que se han tomado en cuenta son adecuadas para la realización del instrumento?			X	
04	¿El instrumento responde a la operacionalización de las variables?			X	
05	¿La estructura que presenta el instrumento es de forma clara y precisa?			X	
06	¿Los ítems están redactados en forma clara y precisa?			X	
07	¿Existe coherencia entre el ítem y el indicador?			X	
08	¿Existe coherencia entre variables e ítems?			X	
09	¿El número de ítems del instrumento es el adecuado?			X	
10	¿Los ítems del instrumento recogen la información que se propone?			X	

Opinión de Aplicabilidad:

.....



Nombre: Carla Mena Nevado
 DNI N° 42467125
 Fecha: 27/04/23

FICHA DE VALIDACIÓN DE INSTRUMENTOS
JUICIO DE EXPERTOS

I. DATOS GENERALES

- Apellidos y Nombres del experto: Maria Mercedes Corra M. Torres
- Grado Académico: Magister
- Institución donde labora: Universidad Cesar Vallejo
- Dirección: Teléfono: Email: H2 E3 Lt 5 Llorana Magdalena - 958118835 - MercedesC@ucvvallejo.edu.pe
- Autor (es) del Instrumento: Masquez Torres Jadir Eli
Rioja cubas cesar stalin

II. ASPECTOS DE VALIDACIÓN:

Nº	INDICADORES	Deficiente	Bajo	Regular	Bueno	Muy Bueno
		1	2	3	4	5
1	El instrumento considera la definición conceptual de la variable				X	
2	El instrumento considera la definición procedimental de la variable				X	
3	El instrumento tiene en cuenta la operacionalización de la variable				X	
4	Las dimensiones e indicadores corresponden a la variable				X	
5	Las preguntas o ítems derivan de las dimensiones e indicadores				X	
6	El instrumento persigue los fines del objetivo general				X	
7	El instrumento persigue los fines de los objetivos específicos				X	
8	Las preguntas o ítems miden realmente la variable				X	
9	Las preguntas o ítems están redactadas claramente				X	
10	Las preguntas siguen un orden lógico				X	
11	El Nº de ítems que cubre cada indicador es el correcto				X	
12	La estructura del instrumento es la correcta				X	
13	Los puntajes de calificación son adecuados				X	
14	La escala de medición del instrumento utilizado es la correcta				X	

III.

OPINIÓN DE APLICABILIDAD: Fecha: 27/04/2023

IV.

Promedio de Valoración:

[Handwritten Signature]

FICHA DE VALIDACIÓN DE INSTRUMENTO

Experto: Dr. (Mg): Mauro Salvador Paico
 Centro de Trabajo y cargo que ocupa: SERGEANT SRL - GERENTE
 Dirección: M.Z. 1... Lt. 6... Av. SAN LAURENTE
 e-mail: maurosulpaico@hotmail.com
 Teléfono: 947801456

Nº	PREGUNTAS	DEFICIENT E 0-25	REGULA R 26-50	BUEN A 51-75	MUY BUENA 76-100
01	¿El instrumento responde al título del proyecto de investigación?				✓
02	¿El instrumento responde a los objetivos de investigación?				✓
03	¿Las dimensiones que se han tomado en cuenta son adecuadas para la realización del instrumento?				✓
04	¿El instrumento responde a la operacionalización de las variables?			1	
05	¿La estructura que presenta el instrumento es de forma clara y precisa?				✓
06	¿Los ítems están redactados en forma clara y precisa?				✓
07	¿Existe coherencia entre el ítem y el indicador?				✓
08	¿Existe coherencia entre variables e ítems?				✓
09	¿El número de ítems del instrumento es el adecuado?				✓
10	¿Los ítems del instrumento recogen la información que se propone?				✓

Opinión de Aplicabilidad:

...Este proyecto... este instrumento... para... diseño de malla...
 ...y... resp... y... validada...



Nombre: Mauro Salvador Paico
 DNI N° 45454282
 Fecha: 27/04/23

FICHA DE VALIDACIÓN DEL INSTRUMENTO

1. DATOS GENERALES:

1.1 Título Del Trabajo De Investigación:

"Diseño de perforación y voladura para mejora de la fragmentación de la roca en la galería E01 – Mina Anta Sunqu – Empresa Cosise"

1.2 Investigador (a) (es):

Masquez Torres Jadir Eli.....

Rioja cubas cesar Stalin

2. ASPECTOS A VALIDAR:

Indicadores	Criterios	Deficiente e 0-20	Baja 21-40	Regular 41-60	Buena 61-80	Muy buena 81-100
Claridad	Está formulado con lenguaje apropiado				✓	
Objetividad	Está expresado en conductas observables					✓
Actualidad	Adecuado al avance de la ciencia y tecnología					✓
Organización	Existe una organización lógica					✓
Suficiencia	Comprende los aspectos en cantidad y calidad					✓
Intencionalidad	Adecuado para valorar aspectos de la estrategias					✓
Consistencia	Basado en aspectos teóricos científicos				✓	
Coherencia	Existe coherencia entre los índices, dimensiones e indicadores					✓
Metodología	La estrategia responde al propósito del diagnóstico					✓
Pertinencia	Es útil y adecuado para la investigación					✓

PROMEDIO DE VALORACIÓN

83

3. OPINION DE APLICABILIDAD:.....

4. Datos del Experto:

Nombre y apellidos: Mauro Salvador Pisco

Grado académico: Mag. I. T. E.

PERCOSA S.R.L

Centro de Trabajo:

Firma:



Fecha: **27/04/2023**

FICHA DE VALIDACIÓN DE INSTRUMENTOS
JUICIO DE EXPERTOS

I. DATOS GENERALES

- Apellidos y Nombres del experto: SALVADOR PAZCO MAURO
- Grado Académico: MAESTRO
- Institución donde labora: SERGEDIUM F. S. R. L
- Dirección: Teléfono: Email:
- Autor (es) del Instrumento: Masquez Torres Jadir Eli
Rioja cubas cesar stalin

II. ASPECTOS DE VALIDACIÓN:

Nº	INDICADORES	Deficiente	Bajo	Regular	Bueno	Muy Bueno
		1	2	3	4	5
1	El instrumento considera la definición conceptual de la variable					✓
2	El instrumento considera la definición procedimental de la variable					✓
3	El instrumento tiene en cuenta la operacionalización de la variable					✓
4	Las dimensiones e indicadores corresponden a la variable					✓
5	Las preguntas o ítems derivan de las dimensiones e indicadores					✓
6	El instrumento persigue los fines del objetivo general					✓
7	El instrumento persigue los fines de los objetivos específicos					✓
8	Las preguntas o ítems miden realmente la variable					✓
9	Las preguntas o ítems están redactadas claramente					✓
10	Las preguntas siguen un orden lógico					✓
11	El Nº de ítems que cubre cada indicador es el correcto				✓	✓
12	La estructura del instrumento es la correcta				✓	✓
13	Los puntajes de calificación son adecuados					✓
14	La escala de medición del instrumento utilizado es la correcta					✓

III. OPINIÓN DE APLICABILIDAD:

IV. Promedio de Valoración: 4.8

Fecha: 27/04/2023



FICHA DE VALIDACIÓN DEL INSTRUMENTO

1. DATOS GENERALES:

1.1 Título Del Trabajo De Investigación:

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION PARA MEJORA DE LA FRAGMENTACION DE ROCA EN GALERÍA E01- MINA ANTA SUNQU- EMPRESA COSISE.

1.2 Investigador (a) (es):

Masquez torres Jadir Eli

Rioja Cubas Cesar Stalin

2. ASPECTOS A VALIDAR:

Indicadores	Criterios	Deficiente 0-20	Baja 21-40	Regular 41-60	Buena 61-80	Muy buena 81-100
Claridad	Está formulado con lenguaje apropiado					X
Objetividad	Está expresado en conductas observables					X
Actualidad	Adecuado al avance de la ciencia y tecnología				X	
Organización	Existe una organización lógica					X
Suficiencia	Comprende los aspectos en cantidad y calidad					X
Intencionalidad	Adecuado para valorar aspectos de las estrategias					X
Consistencia	Basado en aspectos teóricos científicos					X
Coherencia	Existe coherencia entre los índices, dimensiones e indicadores					X
Metodología	La estrategia responde al propósito del diagnóstico				X	
Pertinencia	Es útil y adecuado para la investigación					X

PROMEDIO DE VALORACIÓN

85

3. OPINION DE APLICABILIDAD:

Si es aplicable para la Galería E01


 Mg. Ing. John Bejarano Guevara

DNI N° 41520959 Fecha: 27/04/2023

FICHA DE VALIDACIÓN DE INSTRUMENTO

Experto: Mg. Ing. John Bejarano Guevara

Centro de Trabajo y cargo que ocupa: Universidad César Vallejo – Chiclayo

Dirección:

e-mail: jbejaranog@ucvvirtual.edu.pe

Teléfono: 949866405

Nº	PREGUNTAS	DEFICIENTE 0-25	REGULAR 26-50	BUENA 51-75	MUY BUENA 76-100
01	¿El instrumento responde al título del proyecto de investigación?				X
02	¿El instrumento responde a los objetivos de investigación?				X
03	¿Las dimensiones que se han tomado en cuenta son adecuadas para la realización del instrumento?				X
04	¿El instrumento responde a la operacionalización de las variables?			X	
05	¿La estructura que presenta el instrumento es de forma clara y precisa?			X	
06	¿Los ítems están redactados en forma clara y precisa?			X	
07	¿Existe coherencia entre el ítem y el indicador?				X
08	¿Existe coherencia entre variables e ítems?				X
09	¿El número de ítems del instrumento es el adecuado?				X
10	¿Los ítems del instrumento recogen la información que se propone?				X

Opinión de Aplicabilidad:

Si es aplicable para la Galería



Mg. Ing. John Bejarano Guevara

DNI N° 41520959

FICHA DE VALIDACIÓN DE INSTRUMENTOS

JUICIO DE EXPERTOS

I. DATOS GENERALES

- Apellidos y Nombres del experto: Bejarano Guevara John
- Grado Académico: Magister
- Institución donde labora: Universidad César Vallejo - Chiclayo
- Dirección: Teléfono: 949866405 Email: jbejaranog@ucvvirtual.edu.pe
- Autor (es) del Instrumento:

II. ASPECTOS DE VALIDACIÓN:

Nº	INDICADORES	Deficiente	Bajo	Regular	Bueno	Muy Bueno
		1	2	3	4	5
1	El instrumento considera la definición conceptual de la variable					X
2	El instrumento considera la definición procedimental de la variable					X
3	El instrumento tiene en cuenta la operacionalización de la variable					X
4	Las dimensiones e indicadores corresponden a la variable				X	
5	Las preguntas o ítems derivan de las dimensiones e indicadores				X	
6	El instrumento persigue los fines del objetivo general				X	
7	El instrumento persigue los fines de los objetivos específicos					X
8	Las preguntas o ítems miden realmente la variable					X
9	Las preguntas o ítems están redactadas claramente					X
10	Las preguntas siguen un orden lógico				X	
11	El N° de ítems que cubre cada indicador es el correcto				X	
12	La estructura del instrumento es la correcta					X
13	Los puntajes de calificación son adecuados					X
14	La escala de medición del instrumento utilizado es la correcta					X

III. OPINIÓN DE APLICABILIDAD: Si es aplicable para las labores en la cantera Los Meras

Fecha: 27/04/2023

IV. Promedio de Valoración: Muy bueno



 Mg. Ing. John Bejarano Guevara DNI N° 41520959



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

**FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

Declaratoria de Autenticidad del Asesor

Yo, PEREZ RODRIGUEZ CARLOS ALBERTO, docente de la FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA de la escuela profesional de INGENIERÍA DE MINAS de la UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO SAC - CHICLAYO, asesor de Tesis titulada: "Diseño de malla de perforación para mejora de la fragmentación de roca en galería E01 - Mina Anta Sunqu - Empresa Cosise", cuyos autores son MASQUEZ TORRES JADIR ELI, RIOJA CUBAS CESAR STALIN, constato que la investigación tiene un índice de similitud de 19.00%, verificable en el reporte de originalidad del programa Turnitin, el cual ha sido realizado sin filtros, ni exclusiones.

He revisado dicho reporte y concluyo que cada una de las coincidencias detectadas no constituyen plagio. A mi leal saber y entender la Tesis cumple con todas las normas para el uso de citas y referencias establecidas por la Universidad César Vallejo.

En tal sentido, asumo la responsabilidad que corresponda ante cualquier falsedad, ocultamiento u omisión tanto de los documentos como de información aportada, por lo cual me someto a lo dispuesto en las normas académicas vigentes de la Universidad César Vallejo.

CHICLAYO, 14 de Julio del 2023

Apellidos y Nombres del Asesor:	Firma
PEREZ RODRIGUEZ CARLOS ALBERTO DNI: 02897963 ORCID: 0009-0007-4542-4164	Firmado electrónicamente por: CPEREZRODR el 14- 07-2023 17:19:51

Código documento Trilce: TRI - 0591909