



Universidad
Tecnológica
del Perú

**Facultad de Ingeniería
Ingeniería de Minas**

Tesis:

**“Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el
diseño de un sostenimiento adecuado en mina Chaparra,
Caravelí, Arequipa - 2021”**

**MILAGROS COTRADO LAURA
DIEGO ARTURO AMADO ROMERO**

Para optar el Título Profesional de:
Ingeniero de Minas

Asesor:

Ing. Miguel Alberto Barreda de la Cruz

Arequipa – Perú

2022

DEDICATORIA

A Dios por guiarme siempre en el camino, a mis padres Clorinda Laura y Sebastián Cotrado, gracias a su esfuerzo y sacrificio me permitieron llegar a esta etapa de mi carrera profesional.

Para mis padres, hermanos y familia en general, que han estado siempre apoyándome durante los momentos más difíciles de la carrera, y a todas las personas que ayudaron de algún modo, a la realización de esta investigación, este trabajo no habría sido posible sin su motivación e inspiración a lo largo del camino, por ello este triunfo es dedicado a ustedes:

Pilar R.L., Adolfo M.C., John M.R., Gabriel M.R. Lian M.R., Azucena R.B., Jesús A.Q., Marcial R.L.

AGRADECIMIENTO

A nuestros padres, que siempre nos animaron a lo largo de la carrera, a la Universidad UTP, por su apoyo brindado en nuestra educación profesional. A nuestros profesores de la facultad. A nuestros amigos Luis Velázquez y Cristian Rubio, que nos permitieron realizar las pruebas en su labor. A nuestro asesor, M.A.B.C., nos gustaría expresar nuestra gratitud por compartir su experiencia, conocimientos y cualidades humanas excepcionales.

RESUMEN

Esta investigación tuvo como objetivo general definir por el método de Q Barton, cuál será el diseño de sostenimiento más adecuado, de acuerdo al dominio geomecánico en mina Chaparra - Caravelí, Arequipa – 2021. La metodología fue de nivel explicativa, diseño no experimental transeccional y bajo enfoque cuantitativo, se aplicó a muestras no probabilísticas representadas por once tramos o progresivas a lo largo de la profundidad o excavación de la mina en sondeos de afloraciones rocosas. Se aplicaron como técnicas y métodos para la recolección de información, la observación directa, utilización de la picota y el método Q de Barton. Con ello, se determinó la calidad del macizo rocoso, se evaluó el nivel de riesgo geomecánico que incide en la seguridad del personal, se definió el diseño de sostenimiento más adecuado y, por último, se realizó una evaluación técnica y económica de la propuesta determinada. Los resultados mostraron a lo largo del dominio de la mina, un 50% de roca con calidad buena, un 20% con calidad muy buena, un 20% con calidad muy baja y un 10% con calidad regular, resultando en promedio una calidad buena para un Q de 29. Se encontró un 29% de riesgo muy alto (por el tipo de desate de roca y método de explotación), 29% de riesgo bajo, 14% de riesgo alto (tipo de voladura de la excavación), 14% riesgo muy bajo y un 14% de representación de riesgo medio atribuido (tipo de perforación y sostenimiento de mina). Por otro lado, se determinó un sistema de sostenimiento de empernado puntual para dominios con calidad muy mala, para

calidad regular sistema de empernado sistemático con espaciado 1.5 - 2 m más shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra, B + Sfr.; en tanto para dominio con calidad buena, en su mayoría, corresponde empernado sistemático con espaciado entre 2 - 3 m más shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra, B + Sfr. Por último, para dominio con calidad muy buena, resultó sostenimiento puntual con espaciado entre 3 – 3.8 m, SB. Finalmente, se presenta un diseño de sostenimiento activo, constituido por pernos de anclaje por adhesión del tipo helicoidal, cuyo costo de implementación corresponde S/ 3,125.97 por metro lineal (mL).

Palabras clave: sostenimiento, mina, calidad de roca, Q Barton, RMR, pernos.

ABSTRACT

The general objective of this research was to define by the Q Barton method, which will be the most appropriate support design, according to the geomechanical domain in the Chaparra - Caravelí mine, Arequipa - 2021. The methodology was of an explanatory level, non-experimental cross-sectional design and under a quantitative approach, it was applied to non-probabilistic samples represented by eleven sections or progressive along the depth or excavation of the mine in rock outcrops surveys. Direct observation, the in situ Schmidt Hammer sclerometer and Barton's Q method were applied as techniques and methods for data collection. With this, the quality of the rock mass was determined, the level of geomechanical risk that affects the safety of the personnel was evaluated, the most appropriate support design was defined and finally, a technical and economic evaluation of the determined proposal was carried out. The results showed throughout the domain of the mine, 50% of rock with good quality, 20% with very good quality, 20% with very low quality and 10% with regular quality, resulting in good quality on average. for a Q of 29. A very high risk of 29% was found (due to the type of rock removal and exploitation method), low risk 29%, high risk 14% (excavation blasting type), 14 % very low risk, and 14% representation of medium risk attributed (type of drilling and mine support). On the other hand, a punctual bolting support system was determined for domains with very poor quality, for regular quality a systematic bolting system with a spacing of 1.5 - 2 m plus projected shotcrete with a

thickness of 5 - 6 cm with fiber, B + Sfr.; while for domain with good quality, for the most part, systematic bolting corresponds with spacing between 2 - 3 m plus projected shotcrete with a thickness of 5 - 6 cm with fiber, B + Sfr. Finally, for domain with very good quality, punctual support with spacing between 3 - 3.8 m, SB, resulted. Finally, an active support design is presented, consisting of helical-type adhesion anchor bolts, whose implementation cost corresponds to S/ 3,125.97 per linear meter (mL).

Keywords: support, mine, rock quality, Q Barton, RMR, bolts.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN.....	iv
ABSTRACT	vi
ÍNDICE DE TABLAS.....	xi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xii
INTRODUCCION.....	xiii
CAPÍTULO 1.....	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Realidad Problemática.....	1
1.2. Formulación del problema.....	4
1.2.1. Problema General	4
1.2.2. Problemas Específicos	4
1.3. Objetivos de la investigación.....	4
1.3.1. Objetivo General	4
1.3.2. Objetivos Específicos	4
1.4. Justificación	5
1.5. Limitaciones de la investigación	6
1.6. Hipótesis de la Investigación.....	7
CAPÍTULO 2.....	8
MARCO TEÓRICO	8
2.1. Estado del Arte	8
2.1.1. Internacionales.....	8
2.1.2. Nacionales	9
2.1.3. Locales.....	11
2.2. Bases Teóricas	12
2.2.1. Aspectos geológicos de la región de Arequipa	12

2.2.2. Geomecánica	13
2.2.3. Sistema de Sostenimiento	17
2.2.4. Seguridad del personal en las labores mineras	25
CAPÍTULO 3.....	29
METODOLOGÍA	29
3.1. Tipo de Investigación	29
3.1.1. Enfoque de la investigación.....	29
3.1.2. Nivel de investigación.....	29
3.2. Diseño de Investigación	30
3.3. Población y Muestra.....	30
3.3.1. Población	30
3.3.2. Muestra	30
3.4. Operacionalización de las Variables	30
3.4.1. Variable independiente.....	30
3.4.2. Variable dependiente	31
3.5. Técnicas de recolección de datos	32
3.6. Instrumentos de recolección de datos.....	33
3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de la información	33
CAPÍTULO 4.....	35
GENERALIDADES DEL ÁREA DE ESTUDIO	35
4.1. Ubicación Geográfica y Accesibilidad de la Mina Chaparra.....	35
4.1.1. Ubicación Geográfica	35
4.1.2. Accesibilidad	36
4.2. Actividad Minera de la Región Arequipa.....	37
4.3. Aspectos Geológicos de la Región.....	38
4.3.1. Geología Regional.....	38
4.3.2. Geología Local	40
CAPITULO 5.....	42
RESULTADOS	42

5.1. Calidad del macizo rocoso en mina Chaparra de Caravelí	42
5.2. Nivel de Riesgo Geomecánico	45
5.3. Diseño del Sostenimiento.....	47
5.3.1. Tiempo de Autosoporte de la roca.....	50
5.4. Evaluación Técnica y Económica de la propuesta.....	50
5.4.1. Evaluación Técnica Sostenimiento Activo	50
5.4.2. Evaluación Económica	53
CONCLUSIONES	55
RECOMENDACIONES	57
ANEXOS.....	58
GLOSARIO.....	71
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	73

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Clasificación geomecánica por RQD	15
Tabla 2 Calidad del macizo rocoso según RMR.....	16
Tabla 3 Calidad del macizo rocoso según clasificación Q de Barton.....	17
Tabla 4 Valores del índice ESR	22
Tabla 5 Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q de Barton	24
Tabla 6 Tipo de sistema de sostenimiento según índice RQD	24
Tabla 7 Método empírico para determinar el nivel de riesgo de cada factor técnico ...	26
Tabla 8 Operacionalización de las variables	32
Tabla 9 Características geotécnicas de los puntos muestreados	43
Tabla 10.....	44
Tabla 11 Evaluación del riesgo geomecánico	46
Tabla 12 Diseño de sostenimiento recomendado según Q de Barton.....	49
Tabla 13 Costo del sostenimiento activo con perno helicoidal x mL.....	54

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Sostenimiento de galerías con madera.....	19
Figura 2 Sostenimiento de galerías con entibación metálica.....	20
Figura 3 Refuerzo con malla metálica.....	21
Figura 4 Refuerzo con concreto proyectado.....	21
Figura 5 Gráfico de relación entre Q, ESR y el sostenimiento recomendado.....	23
Figura 6 Diagrama de factores de riesgos geomecánicos.....	25
Figura 7 Categorías de estabilidad, consecuencias y actuaciones según resultados del análisis por ancho escalado.....	28
Figura 8 Mapa de ubicación de la zona de estudio.....	36
Figura 9 Accesibilidad Chaparra.....	37
Figura 10 Participación de empleo minero según regiones 2021.....	38
Figura 11 Batolito de la costa peruana y sus plutones a lo largo del territorio.....	39
Figura 12 Resumen de las súper unidades del Batolito de la Costa en la región de Arequipa.....	40
Figura 13 Columna Estratigráfica.....	41
Figura 14 Representación gráfica de la calidad de la roca.....	45
Figura 15 Estratificación del riesgo geomecánico.....	47
Figura 16 Aplicación del método gráfico Q de Barton para determinar el sostenimiento.....	48
Figura 17 Esquema de perno de adhesión.....	51
Figura 18 Esquema de instalación de perno helicoidal en el taladro.....	52
Figura 19 Esquema del diseño de sostenimiento con Perno helicoidal y Shotcrete.....	53

INTRODUCCION

Las labores mineras subterráneas son consideradas como una de las actividades con mayor riesgo que el hombre realiza. Se ha evidenciado que uno de los principales riesgos geotécnicos a los que se exponen los trabajadores mineros en las excavaciones subterráneas es el desprendimiento de rocas; además, este tiene presencia en todas las etapas del ciclo minado. Como referencia se tiene que, en el Perú, este tipo de riesgo representa el 32% de los accidentes mortales ocurridos en los últimos 15 años.

Por ello, se debe tener mayor interés a la caracterización del macizo rocoso para la evaluación del método de sostenimiento a través de los parámetros de la roca, con el fin de reducir los riesgos y garantizar la seguridad de los trabajadores.

Bajo este enfoque, la presente investigación se avocó a la caracterización del macizo rocoso para el diseño de sostenimiento adecuado en la mina Chaparra de Caravelí, Arequipa – 2021. Para lo cual se abordó una investigación cuantitativa, explicativa de diseño no experimental de corte transversal cuyo desarrollo comprendió los siguientes capítulos:

Capítulo 1: se describe el planteamiento y formulación del problema, así como los objetivos, justificación, limitaciones e hipótesis de la investigación.

Capítulo 2: presenta el estado de arte relacionado al tema de estudio, así como las principales bases teóricas para la adecuada comprensión de la especialidad.

Capítulo 3: comprende la descripción de la metodología empleada, donde se presenta el tipo de investigación, población, muestra, variables de estudio, técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos.

Capítulo 4: contiene las generalidades del área de estudio, contemplando la ubicación geográfica, accesibilidad, aspectos geológicos de la mina y región.

Capítulo 5: en este se resumen los resultados de la investigación en concordancia con los objetivos establecidos, así como su interpretación y comentarios.

g

CAPÍTULO 1

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Realidad Problemática

La geomecánica es una disciplina que ha adquirido avances significativos en los últimos tiempos, siendo principio científico de la ingeniería minera, en contraste a la ingeniería civil, contempla sus propias características, como los beneficios económicos y los márgenes de seguridad estrechos, lo que da lugar a problemas de diseño únicos asociados a la extracción minera [1].

En este contexto, es importante tener en cuenta que la minería implica una variedad de riesgos geomecánicos que deben evaluarse en el transcurso del ciclo de vida de la mina, a partir del alcance y la viabilidad hasta la operación. Por tanto, el plan de mina y los objetivos de la compañía requieren que los recursos minerales y modelos geotécnicos funcionen según lo previsto para lograr las metas de productividad de manera rentable. Así, el riesgo geomecánico es asociado a estos objetivos y las consideraciones de seguridad y salud [2]. Visto que están implícitos en el comportamiento geomecánico de la roca que al no ser evaluadas adecuadamente, podrían dar lugar a desplomes y deslizamientos de terreno, entre otros peligros, amenazando la seguridad de los trabajadores.

Al igual que en muchos países, el mayor número de accidentes mineros en el Perú, son originados por desprendimiento de rocas, los cuales resultan en su mayoría en

accidentes graves, incapacitantes y en muchos casos, mortales [3]. Es así que, según Osinergmin [4], En la última década, los accidentes de caída de rocas han ocupado el primer lugar en la lista de accidentes mortales de minería de tierras.

En este sentido, para el período 2017 – 2019, las estadísticas en el área de geomecánica mostraron un índice de accidentabilidad ($10 < IA \leq 30$) asociado a un 14% de riesgos alto y muy alto (crítico), un 27% ($3 < IA \leq 10$) relacionado a riesgo medio, un 41% ($1 < IA \leq 3$) relacionado a un riesgo bajo y solo un 18% relacionado a riesgo muy bajo, según evaluación realizada por el Osinergmin. Esos indicadores están correlacionados con una gran incidencia de accidentes mortales en compañías mineras, correspondientes a un 47% de riesgos muy altos y un 53% a riesgos altos [5].

A partir de la perspectiva técnica de la geomecánica, también se identifica niveles de riesgo asociado a la calidad del macizo rocoso (RMR o Q), donde se presenta que sólo un 6% de minas con alta calidad ($80 < RMR \leq 100$), la cual se asocia a un riesgo bajo y muy bajo; en tanto que existe un 67% de minas con calidad media de la roca y un 27% de minas con baja calidad ($RMR \leq 20$), relacionada a un riesgo muy alto o alto (crítico) capaz de genera accidentes fatales [5]. Es necesario mencionar que la composición del macizo rocoso se presenta a través de estructuras geológicas y rocas intactas. Este se encuentra expuesto a factores de esfuerzo, en especial si la roca es masiva y rígida de gran resistencia sometidos a altas tensiones en el lugar o causadas, puede generar un estado de estallidos de rocas, en comparación a la roca blanda sumamente deformable da origen al comportamiento elastoplástico con elevadas deformaciones que a largo plazo facilitan el cierre de la apertura o excavación. [4].

Este panorama es muy característico de la región de Arequipa, debido a la accidentada topografía que esta presenta, la cual está en constante cambio por los fenómenos naturales que condicionan la misma y la extensa presencia de elementos volcánicos. Por ello, el organismo público INGEMMET desarrolla múltiples estudios de peligros y riesgos geológicos en distintos sectores de dicha región, con lo cual ha resumido las

estadísticas de este tipo de procesos atribuyéndose un total de 2639 eventos; 699 se deben a la caída de la roca, 307 se deben a peligros como la erosión de la pendiente, 274 se deben a los deslizamientos, 91 se deben a movimientos complejos, 67 se deben a la retracción y 11 se deben a los giros.

Según expone el INGEMMET, la ocurrencia de estos eventos, en su mayoría de forma periódica, se deben principalmente a factores como la litología del sustrato (mala calidad), suelos de escaso espesor, pendientes fuertes o muy fuertes de las laderas, modificaciones de los taludes, la presencia de filtros o presas, la presencia de depósitos antiguos adecuados para la eliminación en masa [6].

En este contexto, [6] a través del estudio del INGEMMET, se identificaron 134 zonas críticas de alto peligro geológico para el año 2014, entre las cuales se encontraron sectores de la provincia de Caravelí, como Acarí, Bella Unión, Yauca, Jaqui, Chala, Huanuhuanu, Atico, Cauacho, Ocoña y Chaparra.

Así mismo, y un poco más reciente, el INDECI señaló en el presente año (2021), un derrumbe en el distrito de Choco en Arequipa, generado en la minera Gallo de Oro, donde quedó atrapado una persona por la obstrucción del acceso a la labor de extracción minera [7]. De forma similar, el diario El Comercio en uno de sus publicaciones, informó sobre un saldo de dos muertos producto de un derrumbe en una mina informal del distrito de Chaparra en la provincia de Caravelí. En tal escenario, describen que según el médico legista que atendió el accidente, las consecuencias se debieron a la falta de seguridad de las minas informales que existen en la provincia [8]. Bajo este esquema se avoca la presente investigación, considerando el contexto de la mina Chaparra, Caravelí en Arequipa; donde se tienen múltiples condiciones sub – estándar asociadas a los sistemas de sostenimiento en su cortada principal, los cuales propician mayor nivel de riesgo para los trabajadores y termina en la ocurrencia de accidentes graves y fatales. Según un informe presentado por la Minera Cambio S.A.,

se ha observado que la mayor parte de accidentes en las minas convencionales (32%) se debe a caída de rocas por problemas del sostenimiento en sus labores.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema General

¿Cuál será el sistema de sostenimiento más adecuado, de acuerdo al dominio geomecánico en la mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuál es la calidad del macizo rocoso que determina el sistema de sostenimiento adecuado en la mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021?
- ¿Cuál es el nivel de riesgo geotécnico – geomecánico que incide en la seguridad del personal en mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021?
- ¿Qué diseño de sostenimiento resulta el más adecuado en función de las condiciones actuales en la mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021?
- ¿Cuál es la factibilidad técnica y económica de la propuesta determinada para el incremento de la seguridad del personal en la mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo General

Definir por el método de Q Barton, cuál será el diseño de sostenimiento más adecuado, de acuerdo al dominio geomecánico en la mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Determinar la calidad del macizo rocoso en la mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021.
- Evaluar el nivel de riesgo geotécnico – geomecánico que incide en la seguridad del personal en mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021.

- Definir el diseño de sostenimiento más adecuado en función de las condiciones actuales en la mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021.
- Evaluar la factibilidad técnica y económica de la propuesta determinada para el incremento de la seguridad del personal en la mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021.

1.4. Justificación

La ocurrencia accidentes en estos escenarios, sobre todo los de tipo incapacitantes o mortales, comprenden una serie de actividades que son autocontenidas, un costo en particular, que van de desde gestiones administrativas legales, investigación de accidentes, personal técnico, indemnizaciones, adhesión a los acuerdos de ayuda realizados con la familia de la víctima, asistencia social, parada de producción hasta multas y sanciones por infracciones o incumplimientos que al final, representan un costo significativo [9].

De esta manera, según el Osinergmin, el costo de un accidente mortal puede ascender hasta US\$ 220,000 dólares americanos para el año 2014; en tanto que [9] estimó que el costo para accidentes por desprendimiento de rocas, asciende a US\$ 197,000 para accidente mortal y a US\$ 7,300 para incapacitante. Estos sin incluir incidentes y accidentes leves. Por tanto, para la actualidad, donde los costos unitarios han aumentado al igual que la unidad tributaria, cuyas sanciones son en base a estas, las consecuencias especialmente económicas, por estos accidentes son más exorbitantes.

Como resultado, a pesar de los avances en materia de seguridad y salud en minería, aún hay mucho que evaluar para disminuir las estadísticas de accidentes, pues queda en evidencia el alto índice de accidentabilidad que aún se presenta por sus actividades, específicamente en el campo de geomecánica. Por tanto, su caracterización forma parte del plan de trabajo y del plan de sostenimiento, ya que esto implica verificar que

los elementos de sostenimiento sean acordes a la geomecánica de la mina y que estos provean un buen factor de seguridad y estabilidad durante un tiempo determinado. Además, estos deben ser verificados continuamente a medida que las condiciones cambian, para mantener la seguridad operativa y evitar la aparición de deslizamientos de tierra o de rocas [10].

Para ello, es necesario identificar los mecanismos de fallo que dan lugar a la inestabilidad de la corteza de la roca, mapear y caracterizar según estándares definidos en el plan de sostenimiento, los avances; ello con el fin de clasificar el macizo en términos geomecánicos, lo cual permitirá seleccionar y diseñar el mecanismo de sostenimiento adecuado que minimice los riesgos geomecánicos y por ende, aumente la seguridad del personal, las instalaciones y los activos de la empresa [10]. Esquema bajo el cual se sustenta la presente investigación.

1.5. Limitaciones de la investigación

- Limitación conceptual: Se confina a definir por el método de Q Barton, cuál será el sistema adecuado de sostenimiento, de acuerdo al dominio geomecánico en la mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021.
- Limitación temporal: la investigación se pretende desarrollar durante el período 2021.
- Limitación espacial: la investigación se desarrolla en las instalaciones de la mina Chaparra ubicada en el distrito de Chaparra y provincia de Caravelí, departamento de Arequipa.
- Limitación de información: la recogida de información se limitará al acceso a la cortada de la mina Chaparra, a la facilitación de información por parte de otros trabajadores de mina y supervisores, al acceso de información técnica de diseño y seguridad, así como a las limitaciones de seguridad que impliquen alto riesgo a la integridad física.

1.6. Hipótesis de la Investigación

- H_a : La calidad de roca define el periodo de auto sostenimiento en una excavación, por lo cual, el estudio realizado mediante el método Q de Barton, determinará el sostenimiento artificial necesario para la cortada de la mina Chaparra de Caravelí, Arequipa - 2021.
- H_o : La calidad de roca no define el tiempo de auto sostenimiento de una excavación, por lo cual, el estudio realizado mediante el método de Q de Barton, no determinará el sostenimiento artificial necesario para la cortada de la mina Chaparra de Caravelí, Arequipa - 2021.

CAPÍTULO 2

MARCO TEÓRICO

2.1. Estado del Arte

2.1.1. Internacionales

El artículo científico “*Understanding, managing and communicating geomechanical mining risk*” de [2], tuvo como **objetivo** contribuir con la comprensión, gestión y comunicación del riesgo minero geomecánico en todos los niveles de una compañía minera. Se describe de forma general, las herramientas estadísticas aplicables al análisis de riesgo geomecánico basándose en las definidas por Baecher y Christian y Einstein. Se analiza los procedimientos empíricos orientados al sistema clasificatorio de masa rocosa y modelos numéricos. Se plantea una **metodología** para la gestión de riesgo geomecánico mediante gestión por procesos, se esquematiza la matriz de evaluación de riesgo identificada por colores, en función de las consecuencias, de la severidad de las consecuencias y de las pérdidas por daños. Examina la gestión y la comunicación del riesgo, así como los roles y responsabilidades de todas las partes implicadas. **Se concluye** que una estrategia efectiva para cuantificar el riesgo geomecánico incluye la recolección de datos y cuantificación de las incertidumbres; la evaluación del riesgo basada en el desempeño y consecuencia, la toma de decisiones que implicaría alternativas de diseño, estrategias de mitigación o recolección de datos

relevantes, a fin de proporcionar una mejora en la gestión reduciendo los niveles de riesgo.

Por su parte, la investigación “Propuesta de sistemas de fortificación en taludes de pequeña minería para evitar caída de material producidas por vibración” desarrollada por [11], tuvo como **objetivo** principal plantear un sistema de fortificación provisional para taludes de baja calidad de roca, según criterios geomecánicos y vibraciones generadas por tronaduras, a fin de mitigar la alteración de la masa rocosa y prevenir la caída de material. La **metodología** se trataba de determinar los parámetros de la masa rocosa, utilizando datos geológicos, identificando criterios de vibración y los puntos críticos que alteran la roca de baja calidad, describiendo posibilidades de fortificación realizando un análisis de sus propiedades más fundamentales para asegurar la condición del talud mediante la clasificación de RMR, y evaluación económica y técnica de la propuesta. Para ello, se utilizó una brújula para la obtención de datos a plasmados en el software Dips. Se **concluye** que, en la mina, la calidad de la masa rocosa, está influenciada por factores como la existencia de fallas inmensas de pared, vibraciones originadas por tronaduras y agua acumulada en la profundidad de la mina. Por ende, se planteó una fortificación de la pared, utilizando pernos helicoidales y mallas con el propósito de neutralizar el punto débil a fin de favorecer la seguridad de los trabajadores, equipos y prevenir el cierre de vías por derrumbe, evitando accidentes y mejora de la productividad.

2.1.2. Nacionales

En el contexto de la **compañía minera Buenaventura, S.A.A.**, [12] desarrolló la investigación “Caracterización geomecánica para evaluar el sostenimiento subterráneo de la Mina Huantajalla U.P. Uchucchacua”; la cual tuvo como **objetivo principal**: Realizar la identificación geomecánica, para seleccionar el sostenimiento adecuado a la estabilidad en el minado subterráneo. La **metodología** aplicada consistió en establecer clasificaciones geomecánicas y factores geotécnicos para

regular los factores de seguridad, sostenibilidad y estabilidad de la mina en estudio. El procedimiento de clasificación geomecánica establece tener claro los aspectos de la geología, morfología de mineralización, reservas y distribución de leyes, así como el estado geomecánico e hidrológico de la roca.

Análogamente, en escenarios de la **mina Pomperia en Puno**, [13], desarrolló la investigación “caracterización geomecánica del macizo rocoso para el adecuado sostenimiento de la mina Pomperia – Puno”, el cual tuvo como **objetivo** principal: precisar la condición del macizo rocoso y la afectación al sostenimiento longitudinal a la cortada, empleando el sistema de clasificación geomecánica para contrastar los métodos de sostenimiento de túneles. Se obtuvo como **resultado** que mediante la caracterización de las propiedades geomecánicas se determina el valor de RMR e índice Q de Barton para la utilización del diseño de sostenimiento, identificando zonas de alta y baja estabilidad, por último, el autor indica que la investigación ayudará a la prevención de accidentes.

Por su parte, [14] desarrolló la investigación “Optimización del sistema de sostenimiento de las labores subterráneas para una mina con problemas de altos esfuerzos” cuyo **objetivo** fue analizar los criterios geológicos, geomecánicos y la actuación sísmica, para la optimización de los métodos de sostenimiento en la labor subterránea sometido a esfuerzos elevados. La **metodología** se derivó de un estudio geológico de la zona de influencia, un análisis geomecánico y numérico de las tensiones. Por ello, se compilaron todos los datos sísmicos mediante la magnitud y localización, esto determinó la probabilidad de que se produjera el evento. Del mismo modo, se determinó la velocidad máxima de las partículas y la energía liberada durante el evento sísmico. Esto dio lugar a la zonificación de las obras con condiciones sísmicas críticas y no críticas. Se **concluye** la calidad de las rocas encajonantes varía; se determinó por otro lado, la zona central (4,050 – 4,100 msnm) e inferior (< 3,700 msnm) concentran los mayores esfuerzos inducidos sobre todo en la corona de

excavación. Se propuso la instalación de pernos hydrabolt más una capa doble de tejado electrosoldado para condiciones sísmicas críticas (zona central e inferior), y los mismos pernos con una sola capa de tejado electrosoldado para zonas no críticas.

Por otra parte, en condiciones de la **minera Yanacocha SRL**, [15] desarrolló la investigación “Evaluación geomecánica para el diseño del sostenimiento del túnel de exploración Chaquicocha fase II -2018”, cuyo **objetivo** principal consistió en efectuar la estimación geomecánica para identificar el sostenimiento del túnel. La **metodología** contempló el alcance de los trabajos que incluía la determinación del estado del macizo aplicando los parámetros geomecánicos GSI y RMR, el análisis de estabilización de excavación subterránea empleando Phase2 (software), y la realización mediante pruebas de control de calidad. Las **conclusiones** resaltaron una calidad de macizo rocoso tipo II buena, tipo IIIA y tipo IIIB regular a lo largo del túnel; para las cuales se determinó un sistema de sostenimiento para cada tipo, en el mismo orden: shotcrete 2" mejorado con fibra sintética y pernos Split Set con un largo de 8' a 1.7 m (tipo II), 1.5 m (tipo IIIA) y 1.2 m (tipo IIIB) de espaciado con distribución cuadrada. Este sistema de sostenimiento arrojó un factor de seguridad 1.5, que garantiza su vida operativa a lo largo de su vida de servicio; por último, se reconoce que el diseño de la sustentación debe tener en cuenta el estado local y análisis de la masa rocosa a lo largo del desarrollo de las operaciones.

2.1.3. Locales

La investigación “Análisis geomecánico para seleccionar el tipo de sostenimiento en la **mina Apmnac Pulpera Caylloma – Arequipa**”, desarrollada por [16] tuvo como **objetivo** principal evaluar el sostenimiento adecuado a los estados geomecánicos en mina Pulpera. La **metodología** trataba de identificar la condición de la masa rocosa predominante el tipo adecuado de sustentación, para lo que se utilizaba la técnica de observación y varios métodos de clasificación geomecánica. De los resultados, se destacan las siguientes **conclusiones**: el tipo de sostenimiento más conveniente,

resultó ser cuadros de madera para los 2 niveles, para lo cual se obtuvo factores de seguridad de la zona no mineralizada y mineralizada. Por otro lado, la calidad de roca en la zona mineralizada fue de mala con RMR= 23 y en la zona no mineralizada RMR=63 empleándose de tipo rectos en las zonas con esfuerzos verticales predominantes y de tipo cónicos en zonas con esfuerzos horizontales predominantes. La investigación “Optimización del sostenimiento mediante cable Bolting en la explotación del tajeo Paola norte en la U.E.A. Tambomayo – **Cía. De Minas Buenaventura S.A.A.**, Arequipa”, realizada por [17] tuvo como **objetivo** principal Maximizar el tipo de sostenimiento según el método Cable Bolting vs. Perno Split set y malla electrosoldada en la explotación del tajeo. La **metodología** es desarrollada a través del análisis estadístico y la observación directa, con los que se evaluaron los costes de los dos tipos de sistemas de sostenibilidad, teniendo en cuenta sus respectivas ventajas y desventajas, los materiales, los costes de implementación, transcurso y la garantía que posee cada método. Las **conclusiones** mostraron que el importe de implementación de mantenimiento de malla electrosoldada y perno Split set ascendieron a 41,89 US\$/m².

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. Aspectos geológicos de la región de Arequipa

Según los estudios de INGEMMET, las rocas que afloran la región de Arequipa abarcan desde el Precámbrico hasta el Reciente e incluyen secuencias sedimentarias clásicas y carbonizadas, fajas metamórficas, plutones intrusivos y una proporción significativa de depósitos de lava y flujos piroclásticos volcánicos asociados a un periodo de volcanismo significativo durante la era geológica paleógeno - neógeno. En términos de rocas sedimentarias, tenemos capas de arenas, lutitas, calcita y conglomerados que a veces están estratificadas por capas de material volcánico. El gneis está presente en rocas metamórficas. Las rocas ígneas representativas, por otro

lado, están compuestas por granitos e intrusivos menores como las cenizas, los diques, etc. Las rocas volcánicas y volcanoclásticas se extienden por una gran superficie de las rocas más antiguas [6].

Respecto a la mineralización, se representa generalmente por especies minerales de oro y plata, con una proporción menor de cobre. Aunque se han identificado depósitos no metálicos, están compuestos principalmente por materiales ornamentales como rocas granitoides y tufos volcánicos rosa y blanco, así como materiales de construcción y sal. Sin embargo, la actividad minera no metálica es un porcentaje significativo en la economía del lugar [6].

2.2.2. Geomecánica

Estudia el funcionamiento de deformación de los suelos y las rocas como resultado frente a variaciones de esfuerzos aplicados, inducidos o de origen natural. En el contexto de actividades mineras, la geomecánica es indispensable para entender la estabilidad de galerías y túneles de excavación a fin de diseñar los sistemas de sostenimiento. Sus características comunes en todas las áreas del modelo geomecánico, se sustentan en la recolección de datos requeridos para predecir el comportamiento del entorno rocoso cuantitativa y cualitativamente; dichos datos comprenden los esfuerzos presentes en el subsuelo, presión, propiedades elásticas, resistencia, estructura de las rocas y presencia de fracturamiento [18].

Macizo rocoso. Define la forma de las rocas en su entorno natural; lo hace definiendo la roca y la estructura, que mostrarán patrones de estratificación, fallas, uniones, curvas y otras características estructurales. Así, el macizo rocoso es discontinuo y por tanto presentan heterogeneidad y/o anisotropía [19]. Según la revista de seguridad minera, el macizo rocoso se muestra como un conglomerado soldado de bloques irregulares divididos geológicamente mediante discontinuidades como fracturas o fallas, lo que complica su clasificación porque deberá tener en cuenta las discontinuidades y propiedades de la matriz rocosa [20].

Caracterización Geomecánica. La caracterización de un suelo rocoso requiere una comprensión de los parámetros fundamentales de la roca, las discontinuidades y la estructura, que incluye información sobre la cantidad de familias de discontinuidades existentes, el espacio medio de los planos de discontinuidad y las características geomecánicas fundamentales de las discontinuidades. Además, es esencial determinar el estado de la tensión en el lugar y, si es necesario, los cambios causados por las excavaciones [19].

De esta manera, la caracterización geomecánica contempla el análisis detallado de los resultados provenientes de laboratorio y de campo in situ de afloramientos del macizo rocoso, los cuales se procesan estadísticamente de forma sencilla a fin de establecer modelos constitutivos apropiados al tipo de roca, que incluyen el conocimiento de sus parámetros resistentes y de deformación. Como se describe a continuación, la caracterización se realiza utilizando métodos de clasificación que combinan los parámetros de la matriz rocosa en un valor único representando así la calidad general de la roca [21].

Calidad del Macizo Rcoso. Es un parámetro que permite la clasificación a gran escala basado en las propiedades de la roca. Los sistemas de clasificación geomecánica intentan cuantificar los parámetros de resistencia asignando un solo valor; útil para identificación del dominio geomecánico al interior mina [4]. Las clasificaciones Bieniawski RMR (Rock Mass Rating), Barton, Lien y Lunde (Q), y Hoek - Brown son actualmente las más utilizadas para identificar el estado del macizo rocoso (GSI). Las dos primeras hacen uso del parámetro RQD (Designation of Rock Quality), utilizado como base para la clasificación de Deere. Los siguientes son los métodos más utilizados.

- El índice de la calidad de roca RQD cuantifica el grado de fracturamiento del macizo, de las rocas de prueba de diámetro superior a 10 cm, determinado por el muestreo in situ (ecuación 1) o por la cantidad de uniones por metro cúbico (J_v) observadas durante

una erupción (ecuación 2). Utilizando la definición de 1964 de Deere de RQD, se plantea la clasificación sencilla de la calidad de la roca en cinco clases en la Tabla 1 [22].

$$RQD = \frac{\sum \text{trozos mayores a } 10 \text{ cm}}{\text{Total de la perforacion}} \times 100 \quad (\text{ecuación 1})$$

$$RQD = 115 - 3.3 J_v \quad (\text{ecuación 2})$$

Tabla 1

Clasificación geomecánica por RQD

<i>Índice de calidad RQD (%)</i>	<i>Calidad</i>
0 – 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: [22].

- La clasificación RMR de Bieniawski, desarrollada en 1989, es un sistema de clasificación que correlaciona el grado de calidad del macizo rocoso con los criterios de diseño y mantenimiento de los túneles. El parámetro RMR indica la calidad de la capa de roca en cada dominio estructural en una escala de 0 a 100 sumando la calificación de los siguientes parámetros: la resistencia de la roca intacta a partir de la valoración de la resistencia a la compresión simple (UCS) o a las pruebas de carga puntual, el RQD, mediante el espaciamiento de discontinuidades, condiciones de discontinuidades y presencia de agua subterránea de acuerdo con el sistema RMR (anexo 2) [22], que se detalla en la tabla 2.

Tabla 2

Calidad del macizo rocoso según RMR

Clase	Calidad	Valoración RMR	Cohesión	Angulo de rozamiento
I	Muy bueno	100 – 81	4 kg/cm ²	> 45°
II	Bueno	80 – 61	3 – 4 kg/cm ²	35° - 45°
III	Medio	60 – 41	2 – 3 kg/cm ²	25° - 35°
IV	Malo	40 – 21	1 – 2 kg/cm ²	15 – 25°
V	Muy Malo	< 20	< 1 kg/cm ²	< 15°

Fuente: [22]

Desde su publicación, estos sistemas RMR y Q se han aplicado a una variedad de proyectos con patologías variadas como el tamaño de excavación, la calidad de roca, la profundidad, entre otros, y sus autores resguardan su validez y generalidad en una serie de artículos. Numerosos autores han propuesto correlaciones entre los índices Q y RMR basándose en las siguientes ecuaciones [22]:

$$RMR = 13.5 \log(Q) + 43 \text{ (Rutledge)} \quad \text{(ecuación 3)}$$

$$RMR = 12.5 \log(Q) + 55.2 \text{ (Moreno Tallón)} \quad \text{(ecuación 4)}$$

- La clasificación Q de Barton fue desarrollada por Barton, Lien y Lunde en 1974 como resultado de su estudio de múltiples túneles. Es un sistema que clasifica el macizo rocoso (tabla 3) permitiendo la estimación de los parámetros geotécnicos y el diseño de refugios para túneles y cuevas subterráneas a través del análisis de seis parámetros según la ecuación 5 [22].

Tabla 3

Calidad del macizo rocoso según clasificación Q de Barton

Tipo de roca	Valor de Q
Excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Extremadamente mala	0.01 – 0.1
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 – 1000

Fuente: [22].

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (\text{ecuación 5})$$

Donde:

J_n: Número de familias de diaclasas.

J_r: Rugosidad de las superficies de las discontinuidades.

J_a: Alteración de las diaclasas.

J_w: Coeficiente reductor por presencia de agua.

SRF: Factor reductor de esfuerzo.

El principal cociente denota la dimensión de bloques, el segundo denota su resistencia al corte y el tercero denota el estado tensional del macizo rocoso. Los valores de cada parámetro metodológico se toman de las tablas del anexo 3.

2.2.3. Sistema de Sostenimiento

El apoyo subterráneo tiene por objetivo garantizar el control y conservar la estabilidad de excavaciones para garantizar las condiciones de trabajo seguras y el acceso al trabajo subterráneo. Considere lo siguiente a la hora de diseñarlo: Propiedades de la masa rocosa, dirección de la excavación respecto a las características estructurales, efecto de esfuerzos naturales e inducidos, dimensiones y forma de excavación, deformación de la corteza de la roca y los elementos de sostenibilidad contribuyen a la vida útil esperada de la excavación. La colocación tardía del apoyo en una sección

determinada promueve la relajación y la descompresión del macizo rocoso, lo que puede dar lugar a manifestaciones de inestabilidad [4].

Tipos de sostenimiento. El sostenimiento puede ser activo o pasivo, dependiendo del comportamiento de la roca.

- Sostenimientos pasivos: también conocidos como soporte de roca, actúan sobre la superficie o dentro de la excavación, exigiendo el movimiento de la roca o descomponga para comenzar a actuar como soporte. Las cimbras de metal, las tablas de madera, el concreto lanzado y los pernos cementados son ejemplos [4].
- Sostenimientos activos: actúan dentro del macizo rocoso; tienen la capacidad de reforzamiento inmediatamente después de su instalación, lo que provoca la formación de la zona de compresión y contribuye a la estabilidad de la excavación (refuerzo de roca). Los pernos de anclaje de tensionamiento y los cables de anclaje de tensionamiento son dos ejemplos [4].

El sistema de sostenimiento a emplear se determinará a través de los requisitos del trabajo de excavación, propiedades del macizo rocoso, coste de construcción e instalación y métodos utilizados para seleccionar el tipo de refugio para los trabajos de minería. Donde los más aplicados son los siguientes:

- Sostenimiento con madera: La colocación de entibado de vigas de madera es el método más antiguo de proporcionar apoyo a las excavaciones. Su ventaja principal radica en su fácil manejo y de sus elementos, por lo que se adapta a todo tipo de terrenos; no obstante, presentan una vida útil temporal, debido en muchos casos, a la presencia de humedad la cual disminuye su resistencia, mientras que, en otros casos, constituyen una contramedida por el riesgo por combustión que implican [23] (figura 1).

Figura 1

Sostenimiento con madera.



Fuente: [23].

- Sostenimiento con entibación metálica: Las entibaciones con elementos de acero tienen la ventaja de ser muy resistentes a las tensiones de tracción y compresión, lo que los convierte en una opción viable frente a una tendencia significativa a colgar o cerrar debido a las tensiones generadas por la unión de las excavaciones [23] (figura 2).

Figura 2

Sostenimiento de galerías con entibación metálica



Fuente: [23].

- Sostenimiento con bulones o pernos de anclaje: Esta técnica de sostenibilidad implica anclar una barra de material resistente dentro de las rocas que proporciona resistencia a la tracción y confina la corteza roca, utilizando las características resistentes de las rocas para ayudar a su sostenibilidad a largo plazo [23].
- Refuerzo con malla metálica: presentada en rollos o paneles típicamente con longitud de 6 metros y un ancho de 2.45 metros, fabricada con acero de 8 mm de diámetro y espaciados de 10 cm (figura 3). La malla electrosoldada se sujeta firmemente a una capa previa de concreto proyectado (shotcrete) o a la roca misma (dependiendo del tipo) en la que se halle el tramo, introducidas en las fisuras de la roca o ancladas en perforaciones [23].

Figura 3

Refuerzo con malla metálica



Fuente: [23].

- Concreto proyectado: consiste en una mezcla de cemento, agua, agregados y, en algunos casos, fibra de acero, la cual aporta a una mayor resistencia. Su aplicación se realiza para recubrir a la malla electrosoldada, formando así el sostenimiento y en el reforzamiento con fibras de acero proyectada en las paredes del túnel, formando en conjunto con los pernos de anclaje, el sostenimiento (figura 4).

Figura 4

Refuerzo con concreto proyectado



Fuente: [23].

Determinación del tipo de sostenimiento de túnel. Con el objeto de determinación del tipo de sostenimiento, [24] describe una serie de pasos aplicando el método del índice Q de Barton, los cuales consisten en:

- Se determina la eficacia de la excavación mediante el índice ESR en función a los valores de la tabla 4.

Tabla 4

Valores del índice ESR

Tipo de excavación	ESR
Labores mineras de carácter temporal	2 – 5
Galerías mineras permanente, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión) túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica	1.6 – 2
Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1.2 – 1.3
Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles, e intersecciones de túneles.	0.9 – 1.1
Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5 – 0.8

Fuente: adaptado de [24] y [23].

- Se calcula el diámetro equivalente (De), definido como la proporción de la altura de la excavación a su grado de importancia (ecuación 6).

$$De = \frac{\text{Luz o altura (m)}}{ESR} \quad \text{(ecuación 6)}$$

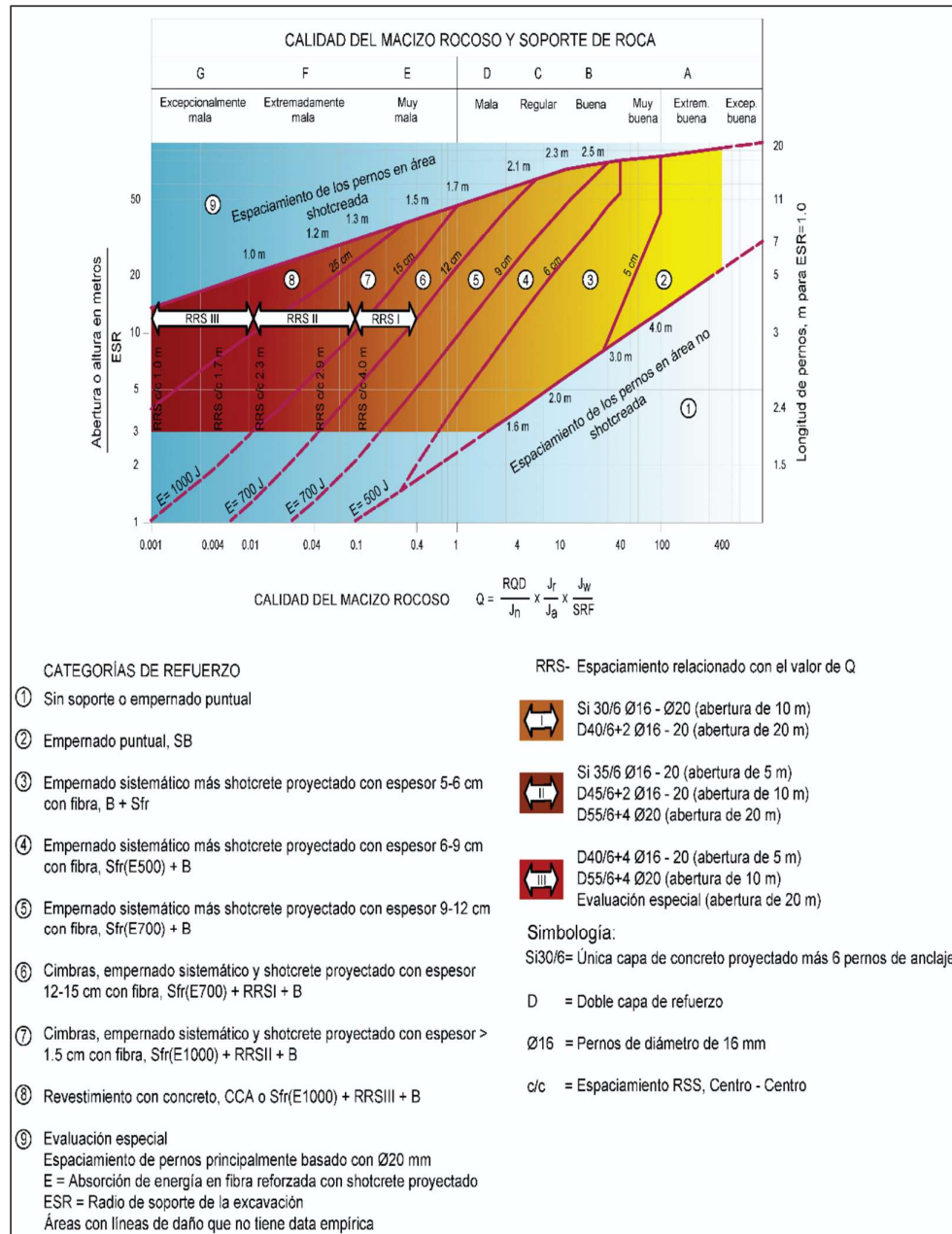
- El diámetro equivalente también puede ser determinado mediante una correlación que incluye el Q de Barton (ecuación 7).

$$De = 2 \times Q^{0.4}, (m) \quad \text{(ecuación 7)}$$

- Obtenidos los valores de Q y De , se utiliza el ábaco gráfico de la figura 5, representado por zonas de influencia de calidad de la roca y soporte que debe tener la misma según ello, lo que posibilita establecer el tipo de sostenimiento acorde a la clasificación de la tabla 5.

Figura 5

Gráfico de relación entre Q, ESR y el sostenimiento recomendado



Fuente: [4].

Tabla 5**Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q de Barton**

Zona del grafico	Sostenimiento recomendado
Zona A	No requiere sostenimiento
Zona B	Pernos puntuales a 1.5 – 3 m
Zona C	Pernos sistemáticos a 1 – 1.5 m
Zona D	Pernos a 1m y concreto proyectado
Zona E	Pernos a 0.5 – 1 m y concreto proyectado reforzado con fibras Cerchas de acero.
Zona F	Concreto proyectado de más de 15 cm de espesor. Pernos a 0.5 – 1 m
Zona G	Cerchas de acero y concreto reforzado

Fuente: [24].

Además del método Q para determinación de sostenimientos, otros autores han propuesto varios sistemas a partir del índice RQD, como se muestra en la tabla 6 [25].

Tabla 6**Tipo de sistema de sostenimiento según índice RQD**

Autor	Sin sostenimiento	Sostenimiento con anclajes	Sostenimiento con cerchas
Deere et al. (1970)	RQD 75 - 100	RQD 50 – 75 Espaciados entre 1.5 – 1.8 m RQD 25 – 50 Espaciados entre 0.9 – 1.5 m	RQD 50 – 75 Cerchas ligeras espaciadas entre 1.5 a 1.8 m como alternativas a los anclajes RQD 25 – 50 Cerchas ligeras a medianas espaciadas de 0.9 a 1.5m como alternativa a los anclajes RQD 0 – 25 Cerchas medianas a circulares pesadas espaciadas de 0.6 a 0.9 m
Cecil (1970)	RQD 82 - 100	RQD – 52 – 82 Como alternativa a los anclajes, 40 -60 mm de concreto proyectado	RQD 0 – 52 Cerchas o concreto proyectado reforzado
Merrit (1972)	RQD 72 - 100	RQD 23 – 72 Espaciados entre 1.2 a 1.8 m	RQD 0 - 23

Fuente: [25].

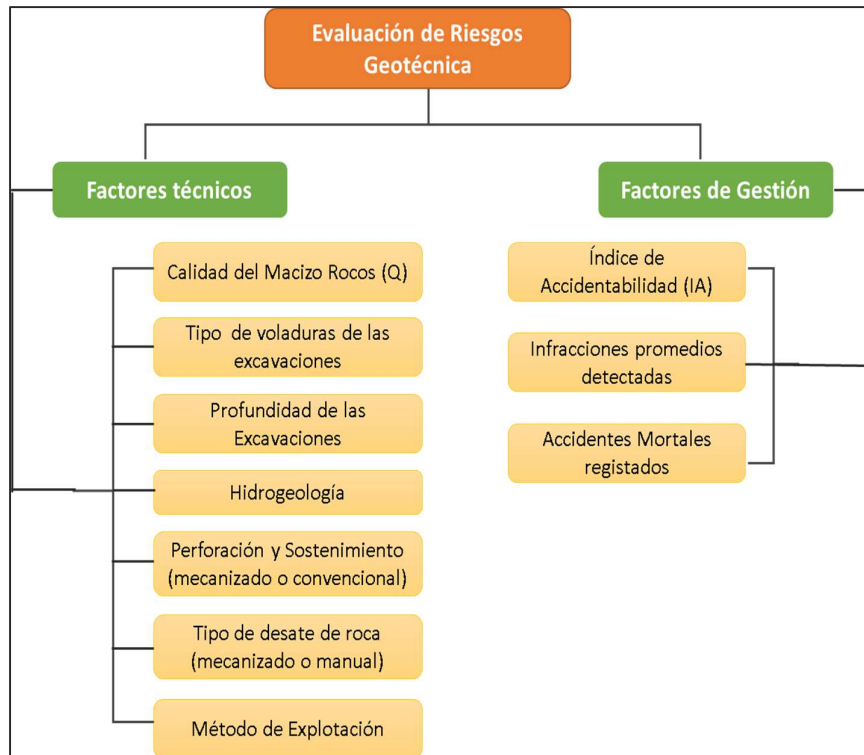
2.2.4. Seguridad del personal en las labores mineras

Es responsabilidad del titular, explotador o empleador minero acogerse a los requisitos necesarios para proporcionar la seguridad en las labores subterráneas y que estas no presenten colapso ni desprendimiento de rocas que conviertan en un peligro la vida e integridad del personal, al igual que los activos de la empresa. Por ello, desde la perspectiva geomecánica, se debe determinar, implementar y llevar a cabo un plan de sostenimiento acorde al estudio geomecánico del área de explotación y lo establecido en un programa de trabajos y obras de proyecto [26].

Evaluación de riesgos área geotécnica – geomecánica. La evaluación de riesgos en la especialidad geomecánica según [4], comprende los factores técnicos y factores de gestión de acuerdo al diagrama de la figura 6.

Figura 6

Diagrama de factores de riesgos geomecánicos



Fuente: adaptado de [4].

- Factores técnicos: corresponden a los mapeados en el esquema de la figura 6, cuya evaluación empírica se realiza mediante los criterios de la matriz de la tabla 7 [4].

Tabla 7

Método empírico para determinar el nivel de riesgo de cada factor técnico

FACTORES DE RIESGO	VALORACIÓN DEL RIESGO GEOMECÁNICO				
	Muy bajo (0)	Bajo (0.25)	Medio (0.5)	Alto (0.75)	Muy alto (1)
Calidad del macizo rocoso	80 < RMR <= 100	60 < RMR <= 80	40 < RMR <= 60	20 < RMR <= 40	RMR <= 20
Tipo de voladuras de las excavaciones	-	Voladura controlada	-	Voladura convencional	-
Profundidad de las Excavaciones	P < 300m	300m <= P < 600m	600m <= P < 850m	850m <= P < 1200m	> = 1200 m
Hidrogeología	Seco (0 Litros)	Ligeramente Seco (10 L/min)	Húmedo (10 - 25 L/min)	Goteando (25 - 125 L/min)	Flujo (mayor a 125 L/min)
Perforación y Sostenimiento (mecanizado o convencional)	Mecanizado		Mecanizado convencional		Convencional
Tipo de desate de roca (mecanizado o manual)	Mecanizado		Mecanizado convencional		Convencional
Método de Explotación	Taladros largos (-) con telemandos	Corte y relleno ascendente (Breasting)	Cámaras y pilares/ corte y relleno (realce)	Taladros largos (+) / Banqueo y relleno / corte y relleno descendente	Sub-level Caving/ Corte y relleno ascendente con puntales

Fuente: [4].

- Estabilidad del pilar corona: el concepto de ancho escalado para analizar pilares corona es un método empírico desarrollado en Canadá en 1980, a causa de diversos incidentes originados por el colapso de pilares corona, basados en múltiples situaciones reales, siendo empleado durante los últimos 20 años como el más aceptado para la estimación inicial del margen de estabilidad de pilares corona en minas superficiales. Por cuanto, el factor de seguridad constituye una relación entre el ancho crítico (S_c) y ancho escalado (C_s), determinado por la ecuación 8, la estabilidad puede evaluarse considerando partiendo de este factor para incluir la posibilidad de

falla del mismo, tomando en cuenta las imprecisiones por la variación de la calidad Q, el buzamiento de estratos, la geometría de la cámara, etc., aplicando la ecuación 8 [27].

$$Cs = S \left(\frac{\gamma}{T(1 + S_R)(1 - 0.4 \cos \theta)} \right)^{0.5} \quad \text{(ecuación 8)}$$

Donde:

Cs: ancho escalonado en metros.

S: vano (ancho) real del minado en metros.

γ : densidad de la roca de la corona en g/cm³.

T: espesor del pilar corona en metros.

SR: relación entre el ancho y la longitud del minado (S/L)

θ : buzamiento del cuerpo mineralizado o de la foliación.

$$Pf (\%) = \frac{100}{1 + 441 \times e^{(-1.7Cs/Q^{0.44})}} \quad \text{(ecuación 9)}$$

La probabilidad de falla obtenida por la ecuación 11, se evalúa posteriormente, mediante la matriz empírica de la figura 7, con la cual se puede determinar el nivel de riesgo [27].

Figura 7

Categorías de estabilidad, consecuencias y actuaciones según resultados del análisis por ancho escalado

Clase	Probabilidad de fallo (%)	Fiabilidad (%)	Factor de seguridad mínimo	Criterios de diseño para una probabilidad de fallo aceptable				
				Vida de servicio del pilar corona (años)		Acceso público	Actitud reguladora ante el problema	Supervisión requerida
A	50 – 100	0 – 50	<1,0	Cero en términos efectivos	<0,5	Prohibido	Totalmente inaceptable	No es efectivo
B	20 – 50	50 – 80	1,0	Muy corto plazo -solo para propósitos mineros temporales - riesgo inaceptable en emboquille de túneles	1,0	Fuertemente evitado	No aceptable	Monitoreo continuo sofisticado
C	10 – 20	80 - 90	1,2	Muy corto plazo - pilares corona casi temporales - riesgo no deseable en trabajos temporales de ingeniería civil	2-5	Activamente evitado	Muy preocupante	Monitoreo continuo con instrumentos
D	5 – 10	90 – 95	1,5	Corto plazo - coronas semi temporales, por ejemplo debajo de infraestructuras mineras poco sensibles	5-10	Evitado	preocupante	Monitoreo continuo simple
E	1,5 – 5	95 – 98.5	1,8	Medio plazo – coronas semi permanentes posibilidad bajo infraestructuras	15-20	Disuadido	Algo preocupante	Monitoreo superficial
F	0,5 – 1.5	98,5 – 99.5	2	Largo plazo- coronas casi permanentes – portales de obra civil – túneles alcantarillado	50-100	Permitido	Preocupación limitada	Monitoreo superficial ocasional
G	Menos de 0,5	Más de 99.5	>>2	Muy largo plazo – coronas permanentes sobre túneles civiles	>100	Libre	No hay preocupación	No se requiere monitoreo

Fuente: [27].

CAPÍTULO 3

METODOLOGÍA

3.1. Tipo de Investigación

3.1.1. Enfoque de la investigación

Dado que la recogida de datos forma parte de la cuantificación numérica y evaluación estadística para determinar directrices de comportamiento y comprobar teorías e hipótesis, se utilizó el enfoque cuantitativo [28]. En consecuencia, se realizaron mediciones in situ con respecto a los factores de cuantificación del riesgo, así como a la caracterización geotécnica y geológica para determinar el sistema de sostenimiento adecuado.

3.1.2. Nivel de investigación

La investigación se consideró explicativa puesto que se basó en establecer correlaciones de causa y efecto que conducen a determinar la causa de los fenómenos estudiados [28]. De este modo, se esperaba explicar la caracterización geológica y geotécnica del macizo rocoso de mina Chaparra, el nivel de riesgo natural y los indicadores de accidentes relacionados con los riesgos geomecánicos, con el fin de determinar su impacto en la propuesta de mejoras y su posible análisis de viabilidad.

3.2. Diseño de Investigación

El diseño del estudio fue transeccional no experimental porque incluía la observación de fenómenos sin que el investigador induzca situaciones o condiciones, es decir, las variables del estudio no fueron manipuladas intencionalmente [29].

3.3. Población y Muestra

3.3.1. Población

Esta se refiere al conjunto para el cual se validarán las conclusiones inferidas de los resultados, es decir, de los elementos o unidades presentes en la investigación [29]. Así, la población estuvo representada por la cortada de explotación de la mina Chaparra del distrito de Chaparra en la provincia de Caravelí - Arequipa, los cuales contemplan el macizo rocoso que provee las características geológicas y geomecánicas que orientan la selección adecuada del sistema de sostenimiento.

3.3.2. Muestra

Definida como un subgrupo fielmente representativo de la población, obtenida con el fin de inferir propiedades o conclusiones sobre la investigación [28], la muestra fue no probabilística dirigida por conveniencia, constituida por la cortada considerado pertinente por el investigador para la recolección de los datos en campo, siendo más propicias aquellas donde se observaron sondeos de afloramientos rocosos y además, las locaciones donde se exponen a peligros geomecánicos más trabajadores de las minas.

3.4. Operacionalización de las Variables

3.4.1. Variable independiente

Sistema de sostenimiento. El apoyo de excavación subterránea tiene como objetivo garantizar el control y conservar la estabilidad de la excavación para garantizar las condiciones de trabajo seguras y acceso al trabajo subterráneo. Las propiedades de

macizo rocoso se deben tener en cuenta al momento del diseño. (RMR o Q), Los esfuerzos naturales e inducidos, dirección, forma y dimensiones de excavación respecto a las características estructurales y la propiedad de deformación del suelo, así como los elementos de sustentación, tienen un impacto en el tiempo de vida útil esperado de la operación [4].

3.4.2. Variable dependiente

Macizo rocoso. Consiste en una matriz rocosa con una serie de discontinuidades. La presencia de varios tipos de discontinuidades da al macizo rocoso una condición heterogénea y una conducta no continua, que se ve influido por la naturaleza, frecuencia, y orientación de los planos de discontinuidad, así como el desempeño geomecánico e hidráulico. [30].

Diámetro equivalente de excavación. Es la medida mínima definida de acuerdo al tipo de roca, utilizado para la obtención del grado de estabilidad y estimación del límite de la zona autoestable de las zonas que necesitan refuerzo y sostenimiento.

Tabla 8

Operacionalización de las variables

<i>Variable</i>	<i>Definición operacional</i>	<i>Dimensiones</i>	<i>Indicadores</i>
Tipo de sostenimiento	El sostenimiento en excavaciones subterráneas tiene la finalidad de asegurar, controlar y mantener la estabilidad de éstas, a fin de proporcionar condiciones seguras de trabajo y brindar acceso a las labores subterráneas. Su diseño depende de las características geotécnicas - geomecánicas de las rocas [4].	Sostenimiento Activo	- Q
		Sostenimiento Pasivo	- De
Dominio geomecánico de la mina	La geomecánica es indispensable para entender la estabilidad de galerías y túneles de excavación a fin de diseñar los sistemas de sostenimiento. La caracterización de un macizo rocoso, comprende el conocimiento de los parámetros básicos de la roca, de las discontinuidades y de la estructura del macizo [21].	Factibilidad técnica y económica	- Capacidad - Eficiencia - Relación C/B
		Calidad del macizo rocoso	- RQD - JR - Jn - Ja - Jw - SRF
		Nivel de Riesgo geomecánico	-Riesgo Muy Bajo - Riesgo Bajo - Riesgo Medio - Riesgo Alto - Riesgo Muy alto - %PF

Fuente: elaboración propia.

3.5. Técnicas de recolección de datos

El método utilizado para realizar la recopilación de información fue mediante el Mapeo Geomecánico por Celdas o Ventanas Estructurales (Sampling Window). Consiste en realizar o delimitar un área en metros cuadrados, en este caso se realizó en un metro cuadrado debido a la sección, para la cual se utiliza una cinta métrica para delimitar el área de estudio. En ella se identifican todas discontinuidades o estructuras que intersecan o cortan dicha área (anexo 5).

A partir de ello, se desarrolló el siguiente procedimiento utilizando la observación directa como técnica principal de recogida de datos:

- Se delimitó la muestra donde se realizaron las inspecciones considerando las zonas donde se presentaron afloramientos rocosos.
- Se aplicó el método de clasificación Q de Barton mediante la matriz de caracterización geomecánica, la cual relaciona varios parámetros de la roca como el RQD, las discontinuidades en el macizo, la meteorización, entre otros, como se muestra en el anexo 1.
- Se evaluó el nivel de riesgo geomecánico de la muestra, que incide en la seguridad del personal, partiendo del índice calidad del macizo (Q) obtenido por el anexo 1 y transformándolo en el indicador RMR mediante las correlaciones de las ecuaciones 3 o 4, para ser capaz de obtener la base de comparación del método empírico de Osinergmin y estimar el nivel de riesgo
- Según la Q de Barton, el diseño de sustentación recomendado se determinó utilizando el método gráfico del diámetro equivalente de la excavación.
- El sistema de sostenimiento seleccionado, se evaluó técnica y económicamente considerando las características mecánicas y los indicadores de costo - beneficio.

3.6. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos de recopilación de información utilizados fueron las fichas de registro u observación generadas mediante métodos matriciales conforme a las bases teóricas descritas. Se utilizaron los siguientes instrumentos de este modo:

- Ficha de caracterización geomecánica – geológica del macizo rocoso (anexo 1).
- Tablas de parámetros del método Q de Barton (anexo 2).
- Ficha Matricial de evaluación del riesgo geomecánico (anexo 3)

3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de la información

Las técnicas de proceso y evaluación de información fueron aquellas que acompañan el método cuantitativo, por tanto, se basaron en las ecuaciones, tablas y matrices de

evaluación del método Q de Barton y las correlaciones de este indicador con el RMR de otros autores; así como en la estadística descriptiva y los cuadros comparativos generados a partir del software Excel.

CAPÍTULO 4

GENERALIDADES DEL ÁREA DE ESTUDIO

4.1. Ubicación Geográfica y Accesibilidad de la Mina Chaparra

4.1.1. Ubicación Geográfica

La mina Chaparra se localiza en el distrito de Chaparra, ubicado en la provincia de Caravelí, departamento de Arequipa, sus coordenadas geográficas Latitud: -15.8058, Longitud: -73.9672 15° 48' 21" Sur, 73° 58' 2" Oeste. Como parte de la provincia de Caravelí, bordearía el departamento de Ayacucho en el norte, las provincias de La Unión, Condesuyos y Camaná en el oeste, el Océano Pacífico en el sur y el departamento de Ica en el oeste (figura 8).

Figura 8

Mapa de ubicación de la zona de estudio



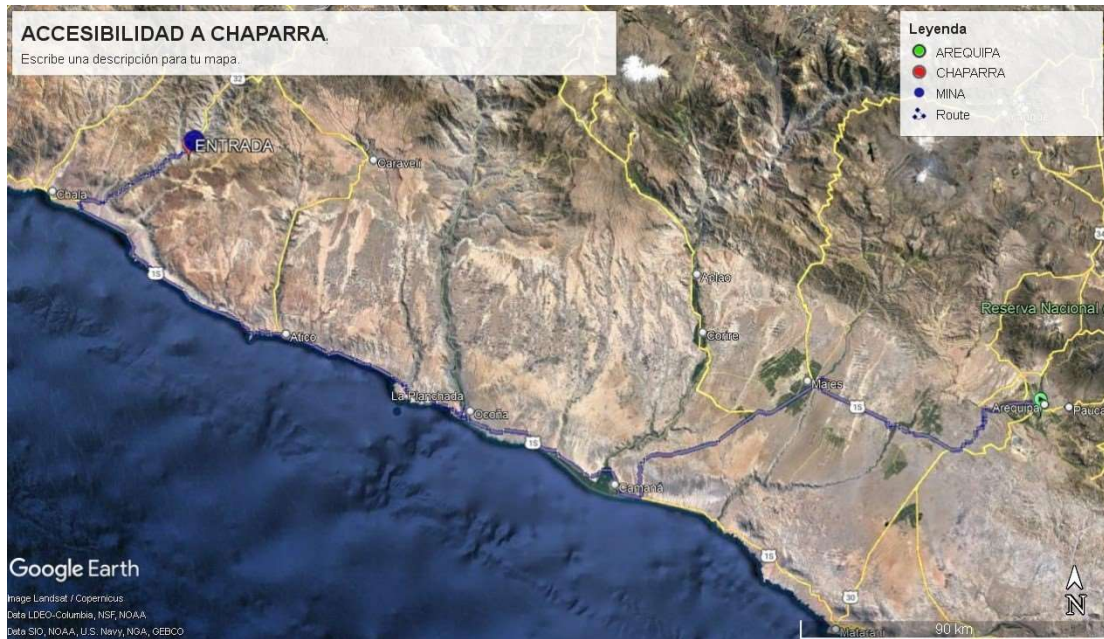
Fuente: tomado de página web <https://www.mapainteractivo.net/fotos/mapa-de-arequipa.html>

4.1.2. Accesibilidad

La manera de llegar a la mina Chaparra es de forma terrestre por la carretera Panamericana Sur desde la ciudad de Arequipa hacia la plaza principal del distrito de Chaparra con una duración de 7 horas con 18 minutos, luego continuamos la ruta hacia Quicacha por 10 minutos, finalmente realizamos una parada para emprender una caminata de 12 minutos en dirección a mina Chaparra, siendo el tiempo total de viaje de 7 horas con 30 minutos. La ubicación es la zona 18-L, 623700E, 8261661S, como se muestra en la figura 9.

Figura 9

Accesibilidad Chaparra



Fuente: tomado de página web Google Earth.

4.2. Actividad Minera de la Región Arequipa

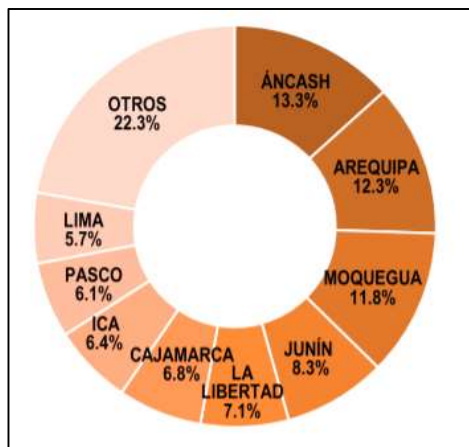
Dado que un gran número de empresas mineras operan, exploran y llevan a cabo obras de perforación, voladura y extracción en Arequipa, es una de las regiones de Perú con mayores porcentajes de participación en la producción e impulsan el PBI nacional, lo cual vemos reflejado en las estadísticas del MINEM de Perú, que muestran que al final de la primera mitad de 2019, la producción de Arequipa de los principales metales representó una parte significativa del total del país.

El cobre representó el 20% del total, mientras que el oro representó el 13,9 por ciento, el zinc el 2,8%, el plomo el 8,3%, la plata el 3,9% y el molibdeno el 51%. En términos de toneladas métricas finas, la producción fue de 238,045 toneladas en el periodo de enero a junio, un 0,6% menos que en el mismo periodo del año pasado, mientras que la producción de molibdeno fue de 6,724 toneladas en enero-junio, un 10,2% más que en el mismo periodo del año pasado (MINEM, 2021).

Desde el punto de vista de empleabilidad, Arequipa lidera el segundo lugar con un total de 30,279 puestos de trabajo, ostentando el 12.3% del total justo después de la región de Áncash, la cual conservó la primera posición con 32735 trabajadores que representan el 13.3% de la participación total y, antes de Moquegua que presentó 29219 trabajadores reflejando el 11.8% de participación total (figura 10) (MINEM, 2021).

Figura 10

Participación de empleo minero según regiones 2021



Fuente: MINEM (2021).

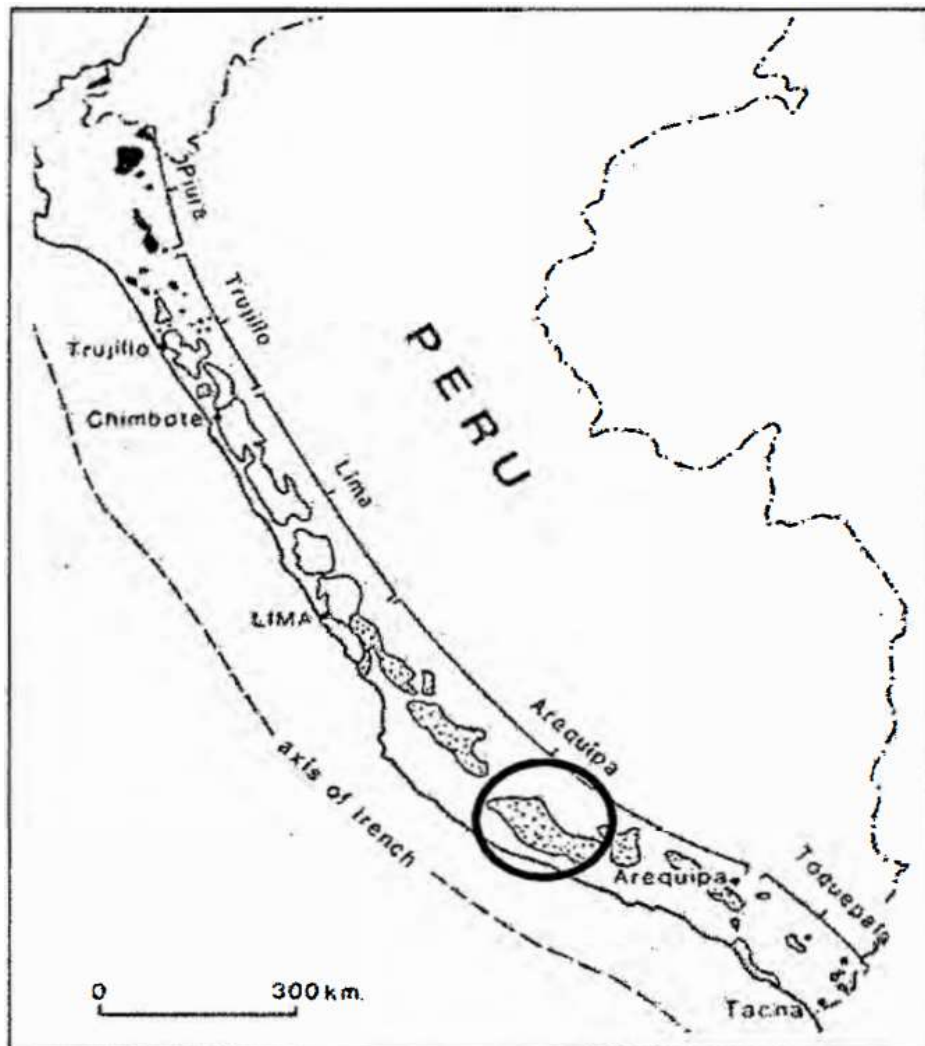
4.3. Aspectos Geológicos de la Región

4.3.1. Geología Regional

A lo largo del batolito de la Cosa Sur, encontramos cientos de plutones individuales, estos a su vez se agrupan en un número limitado de super -unidades, que se encuentran divididos geográficamente en 5 grandes segmentos. Uno de los segmentos de mayor longitud es el de Arequipa con 900km. (Figura 11).

Figura 11

Batolito de la costa peruana y sus plutones a lo largo del territorio



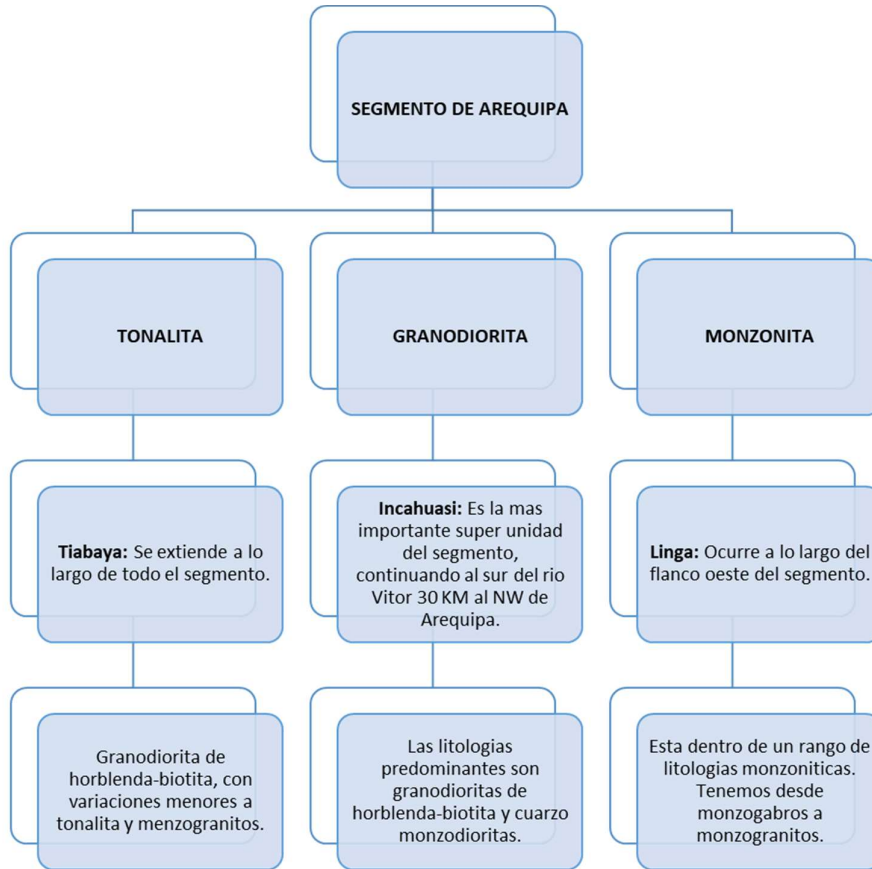
Fuente: Controles Geológicos – Estructurales de la Mineralización Aurífera en el Sistema de Vetas de la Mina Orión Chala – Arequipa.

Los plutones en el segmento de Arequipa se encuentran en el siguiente orden:

- A. Gabros tempranos y dioritas
- B. Super Unidad Linga
- C. Super Unidad Pampahuasi (al este de Ica)
- D. Super Unidad Incahuasi (Pisco)
- E. Super Unidad Tiabaya

Figura 12

Resumen de las súper unidades del Batolito de la Costa en la región de Arequipa



Fuente: Elaboración propia.

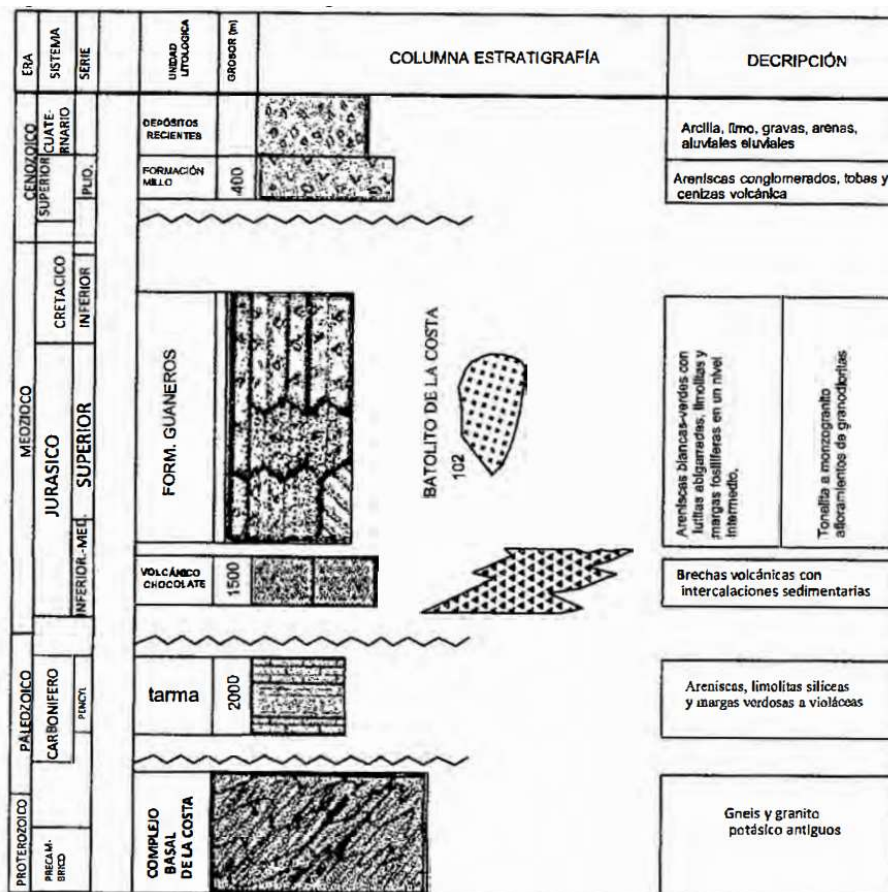
4.3.2. Geología Local

Su geología está constituida por monzograníticos y monzoníticos, predominando el cuarzo monzodiorita y la granodiorita, perteneciente al batolito de la costa. Su roca caja es monzogranito rojizo alterado, y la quebrada donde se encuentra la labor es una falla geológica de rumbo NO-SE, generados por la tectónica andina. La formación de las vetas en la zona 18 tiene un buzamiento de 60° a 85°, y su potencia de veta varía entre los 20cm a 60cm. Los minerales existentes son la pirita, arsenopirita, goethitas y limonitas, estas se encuentran cortadas por fallas principales dextrales y algunas sinextrales con poco desplazamiento.

Las unidades litológicas son el basamento, que está formado por rocas metamórficas, rocas sedimentarias (rocas clásicas y carbonatadas) y rocas intrusivas del Batolito de la Caldera. El tufo basal se distingue por su color blanco a rosado y está formado por fragmentos de pómez, cristales de vidrio y de cuarzo, feldespatos y otros minerales. Arequipa se encuentra limitada por dos mega fallas, al SO y NE, estas, influyeron en la formación d la cordillera volcánica y el Batolito de la Caldera.

Figura 13

Columna Estratigráfica



Fuente: INGEMMET

CAPITULO 5

RESULTADOS

5.1. Calidad del macizo rocoso en mina Chaparra de Caravelí

Partiendo de las valoraciones que proporciona el método Q de Barton a cada uno de los parámetros geotécnicos de las familias de las discontinuidades, se observaron 11 puntos de muestreo a lo largo de la profundidad de la mina (progresiva 0; 5; 9; 15; 20; 25; 30; 35; 40; 45 y 48), a los cuales se le otorgaron las características geotécnicas mostradas en la tabla 9.

Tabla 9

Características geotécnicas de los puntos muestreados

Progresiva	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF
E1 - 0m	Tres familias de diaclasas y algunas ocasionales	Juntas rugosas o irregulares	Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	Excavaciones secas o influencia poco importante	Varias zonas de fractura en roca competente, libre de arcilla, roca suelta alrededor (cualquier profundidad) Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor a 50 m)
E2 - 5m		Juntas rugosas o irregulares	Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla		
E3 - 9m	Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	Suave ondulada	Caras de la junta únicamente manchadas		
E4 - 15		Suave ondulada	Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla		
E5 - 20m	Una familia de diaclasas	Suave, plana	Caras de la junta únicamente manchadas		
E6 - 25m	Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	Suave, plana	Las caras de las juntas están ligeramente alteradas y contienen minerales no blandos, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla		
E7 - 30m		Juntas rugosas o irregulares	Caras de la junta únicamente manchadas		
E8 - 35m	Una familia de diaclasas	Suave ondulada	Caras de la junta únicamente manchadas		
E9 - 40m		Suave, plana	Caras de la junta únicamente manchadas		
E10 - 45m		Suave, plana	Junta sellada, dura, sin reblandamiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas		
E11 - 48m	Una familia de diaclasas	Suave ondulada	Caras de la junta únicamente manchadas		

Fuente: elaboración propia.

A partir de la información dada en la tabla 9, se obtuvieron los valores numéricos de los parámetros geotécnicos para determinar el índice de calidad del macizo rocoso a lo largo de la mina, cuyos resultados se resumen en la tabla 10.

Tabla 10**Evaluación de la calidad del macizo rocoso**

<i>Progresiva</i>	<i>Parámetros geotécnicos de las discontinuidades</i>					<i>Calidad del macizo rocoso</i>		
	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q Barton	Calificación
Progresiva 0	35	12	3	4	1	7.5	0.29	Muy mala
Progresiva 5	25	12	3	4	1	7.5	0.21	Muy mala
Progresiva 9	66	3	2	1	1	2.5	17.6	Buena
Progresiva 15	59	3	2	4	1	1	9.83	Media
Progresiva 20	77	2	1	1	1	1	38.5	Buena
Progresiva 25	66	3	3	2	1	1	33	Buena
Progresiva 30	53	3	1	1	1	1	17.67	Buena
Progresiva 35	46	3	2	1	1	1	30.67	Buena
Progresiva 40	74	2	1	1	1	1	37	Buena
Progresiva 45	77	2	1	0.75	1	1	51.33	Muy Buena
Progresiva 48	77	2	2	1	1	1	77	Muy buena

Fuente: elaboración propia.

Como se puede observar en la tabla 10, la calidad de la roca es variante, predominando en gran parte de los tramos, una calidad regular a buena; este comportamiento se puede apreciar mejor de manera gráfica en la figura 14.

Figura 14

Representación gráfica de la calidad de la roca



Fuente: elaboración propia.

Tal como se muestra en la figura 10, el 50% de la distribución de rocas en los tramos estudiados, presentan una calidad buena, en tanto se presenta 20% de una calidad muy buena, 20% de una calidad muy mala y en menor incidencia, un 10% de una calidad de roca media. Así mismo, en términos generales, la calidad promedio de la mina corresponde a buena. Sin embargo, este comportamiento proporciona un panorama de cuidado al momento de la seguridad de la mina, pues se debe utilizar sistemas de sostenimiento mixtos a medida que avanza en profundidad, visto que la calidad de la roca varía durante esta y un solo tipo de sostenimiento no evitaría derrumbes de rocas.

5.2. Nivel de Riesgo Geomecánico

Para la valoración del riesgo geomecánico, se aplicó el método empírico expuesto, partiendo de la ficha de evaluación mostrada en el anexo 3, para lo cual se resumen los resultados obtenidos en la tabla 11.

Tabla 11

Evaluación del riesgo geomecánico

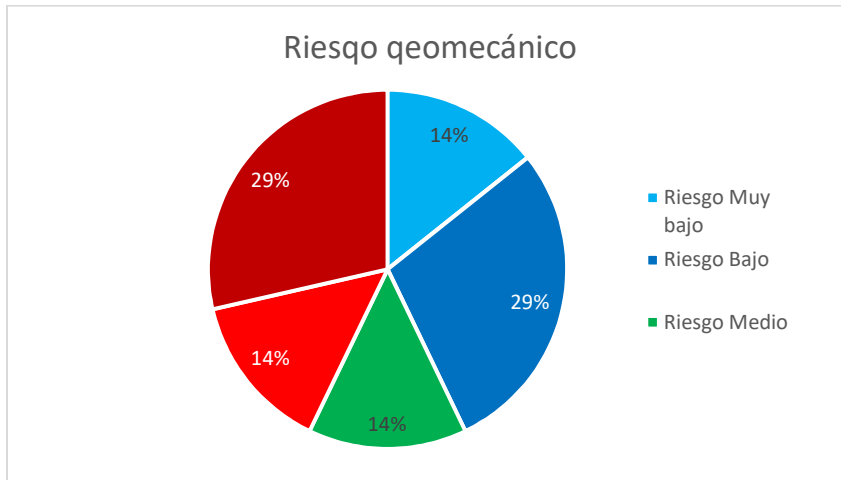
Evaluación del Riesgo Geomecánico		Probabilidad de falla del pilar corona	
Factor de Riesgo	Evaluación del Riesgo	Factor técnico	Evaluación de la estabilidad
Calidad del macizo rocoso	Bajo	Probabilidad de falla (<i>pf</i>)	0.5
Tipo de voladuras de las excavaciones	Alto	Fiabilidad	98.5% - 99.5%
Profundidad de las excavaciones	Muy bajo	Factor de seguridad Mín.	2
Hidrogeología	Bajo	Vida del Servicio del pilar	50 -100 años: largo plazo - coronas casi permanentes - Portales de obra civil
Perforación y sostenimiento (mecanizado o convencional)	Medio	Actitud de Regulación	Preocupación limitada
Tipo de desate de roca (mecanizado o manual)	Muy alto	Supervisión requerida	Monitoreo superficial ocasional
Método de Explotación	Muy alto	Acceso público	Permitido

Fuente: elaboración propia.

En la tabla 11, se puede apreciar que el riesgo geomecánico varía en función del parámetro técnico, así se tiene que, en cuanto a métodos y técnicas como el tipo de voladura, tipo de mecanizado de la roca y método de explotación, el riesgo corresponde a alto y muy alto; no obstante, para el tipo de perforación y sostenimiento, el riesgo resulta medio; en tanto, para las características propias de la mina, como la calidad e hidrología, el riesgo resulta bajo. Así mismo, el riesgo se puede relacionar con la probabilidad de falla del pilar corona, a partir de los parámetros propios del mismo, encontrándose una probabilidad de falla 0.5 que proporciona una estabilidad del 98.5%, para la cual se considera un factor de seguridad de 2, determina un tipo de corona casi permanente y requiere monitoreo superficial ocasional. De esta manera, en el gráfico de la figura 15 se muestra la estratificación del riesgo geomecánico.

Figura 15

Estratificación del riesgo geomecánico



Fuente: elaboración propia.

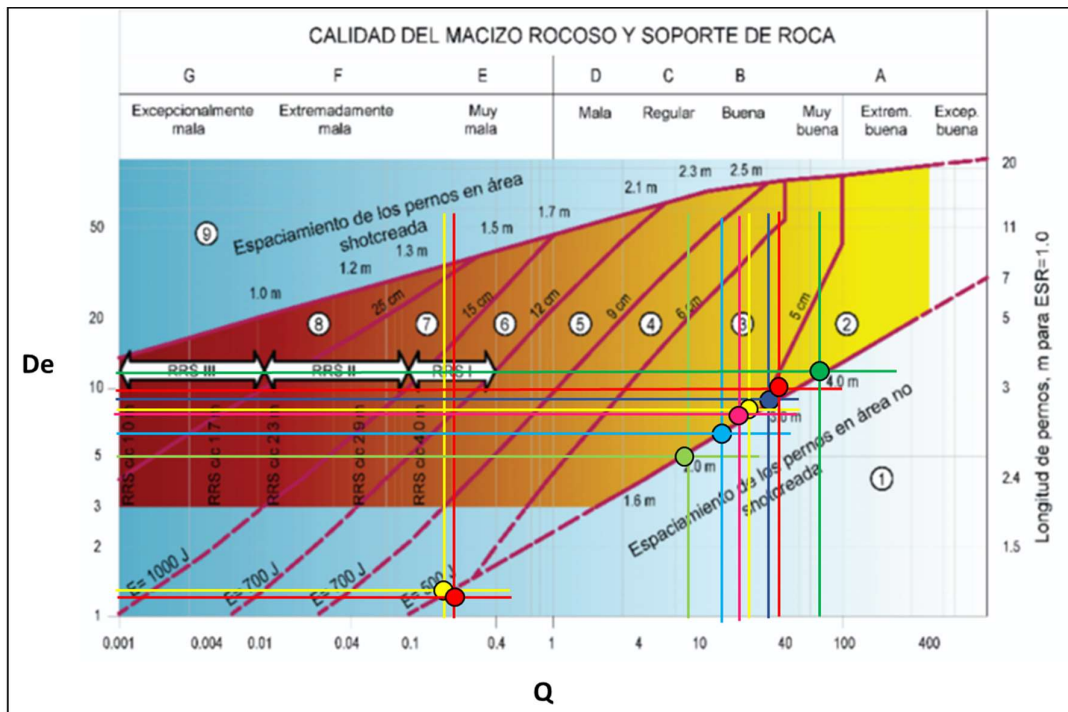
En la figura 15 se puede apreciar un 29% de representación de riesgo muy alto y riesgo bajo, en tanto que en una proporción de 14% se tiene distribuido riesgo alto, medio y muy bajo. Esto sugiere que la seguridad en mina varía a lo largo de la mina en función de la calidad de la roca principalmente, lo cual resulta lógico, puesto que se tiene una calidad de roca variante en los tramos estudiados, por tanto, la estabilidad se verá acondicionada.

5.3. Diseño del Sostenimiento

Para la determinación del diseño de sostenimiento adecuado, en función del dominio de la roca a lo largo de la profundidad de la mina, se empleó el método de Q de Barton como se muestra en la figura 16; de la cual se obtuvieron los resultados descritos en la tabla 12.

Figura 16

Aplicación del método gráfico Q de Barton para determinar el sostenimiento



Fuente: adaptado para los puntos de estudio de [4].

Así en la tabla 12, se ve que, para el dominio de la mina, el sostenimiento que corresponde es de clase activo del tipo sistema de anclaje. Así para dominios con calidad muy mala, corresponde a sostenimiento con empernado puntual, para calidad regular, corresponde Empernado sistemático con espaciado 1.5 - 2 m más Shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra, B + Sfr.; en tanto para dominio con calidad buena, en su mayoría, corresponde Empernado sistemático con espaciado entre 2 - 3 m más Shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra, B + Sfr. Por último, para dominio con calidad muy buena, resultó sostenimiento puntual con espaciado entre 3 – 3.8 m, SB.

Tabla 12

Diseño de sostenimiento recomendado según Q de Barton

Prog. (m)	Q	Calidad		Tipo de labor	Altura (m)	De (m)	Diseño de Sostenimiento		
		Escala	Zona gráfica				Clase	Zona gráfica	Determinado
0m	0.29	Muy mala	E	Temporal	1.8	1.2	Activo	1	Empernado Puntual
5m	0.21	Muy mala	E	Temporal	1.8	1.1	Activo	1	Empernado Puntual
9m	9.83	Regular	C	Temporal	1.8	5.0	Activo	1-3	Empernado sistemático con espaciado 1.5 - 2 m más Shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra, B + Sfr.
15m	17.60	Buena	B	Temporal	1.8	6.3	Activo	1-3	Empernado sistemático con espaciado 2 - 2.5 m más Shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra, B + Sfr.
20m	38.50	Buena	B	Temporal	1.8	8.6	Activo	2	Empernado puntual, espaciado 3 m SB
25m	33.00	Buena	B	Temporal	1.8	8.1	Activo	3	Empernado sistemático con espaciado 2.8 m más Shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra, B + Sfr.
30m	17.67	Buena	B	Temporal	1.8	6.3	Activo	1-3	Empernado sistemático con espaciado 2 - 2.5 m más Shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra, B + Sfr.
35m	30.67	Buena	B	Temporal	1.8	7.9	Activo	3	Empernado sistemático con espaciado 2.6 m más Shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra, B + Sfr.
40m	37.00	Buena	B	Temporal	1.8	8.5	Activo	2	Empernado puntual, espaciado 2.5 - 3 m SB
45m	51.33	Muy Buena	B	Temporal	1.8	9.7	Activo	2	Empernado puntual espaciado 3 m, SB
48m	77.00	Muy Buena	B	Temporal	1.8	11.4	Activo	2	Empernado puntual, espaciado 3.8 m SB

Fuente: Elaboración propia

5.3.1. Tiempo de Autosporte de la roca

Según el tipo de roca predominante en la mina Chaparra y las pruebas realizadas, nos encontramos frente a una roca buena a regular con un RMR de 50 a 55, la cual según estudios realizados por la compañía minera Minsur, este tiempo se interpreta de acuerdo a la abertura del techo o corana de nuestra labor (ancho de la sección); en este caso teniendo una abertura de 1.2 m, el tiempo de autosporte natural que tendrá nuestra labor es de 2 años (anexo 8). Pasado este tiempo, se tendrá una labor inestable la cual requerirá del sostenimiento evaluado en la presente investigación para su estabilidad (Tabla 12).

5.4. Evaluación Técnica y Económica de la propuesta

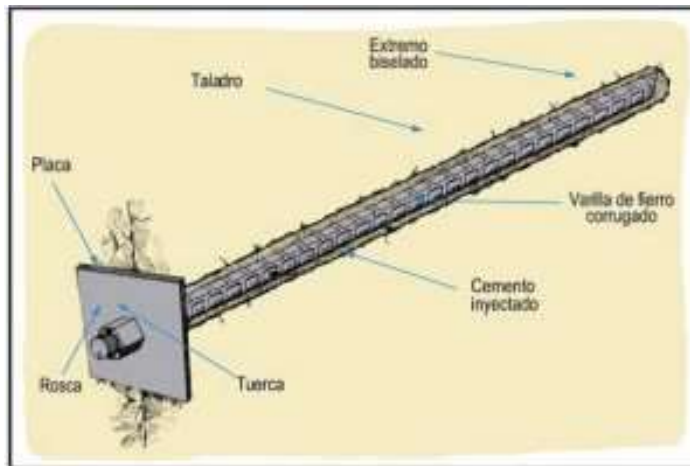
5.4.1. Evaluación Técnica Sostenimiento Activo

Pernos de Anclaje por Adhesión. Se caracteriza por estar unidos a la roca, ya sea a presión como son los pernos Split set, o por resina y cemento. Entre este tipo, se tienen los pernos de fierro helicoidales.

- Los pernos helicoidales, son uno de los sistemas de anclajes más empleados actualmente para la sostenibilidad de labores. Pueden ser instalados con cemento, resina (rápida o lenta), dependiendo de las condiciones del terreno. Es por ello, que fue el seleccionado para el diseño de sostenimiento del caso de estudio (figura 17).

Figura 17

Esquema de perno de adhesión



Fuente: tomado de [31].

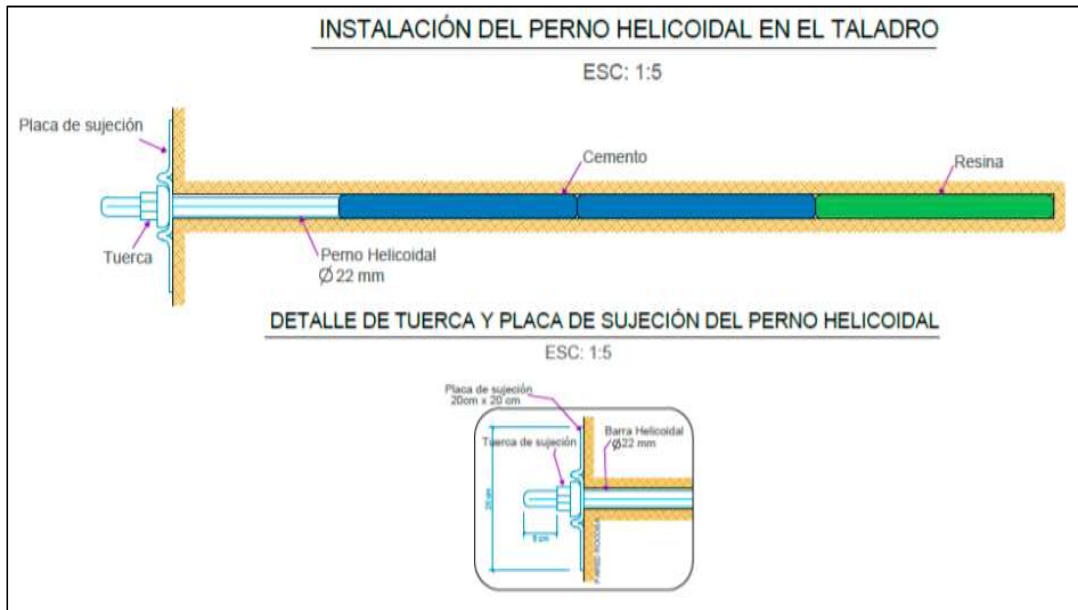
Para este tipo de pernos de anclaje, se debe tener en cuenta el siguiente procedimiento general:

- Se inserta los cartuchos de cemento o resina, o en combinación, y seguido a ello, se inserta el perno con rotación.
- El material cementante debe rellenarse de manera uniforme en el taladro al momento de que ingrese dicho perno.
- Seguidamente se coloca la placa de sujeción con su respectiva tuerca.
- Pasado el tiempo de fraguado, se procede a ajustar los pernos, de tal manera que la placa este pegada a la roca o malla en el caso se use.

Diseño sostenimiento con Perno helicoidal y Shotcrete. Este diseño consiste en instalar el perno helicoidal con su respectiva resina y cemento, y adicional a ello se recubre con una mezcla homogénea de shotcrete, la cual es aplicada de dos maneras, ya sea por vía húmeda o vía seca. El shotcrete debe cubrir la superficie de la roca y pernos de anclaje con un espesor de acuerdo a las indicaciones del área de geo mecánica.

Figura 18

Esquema de instalación de perno helicoidal en el taladro

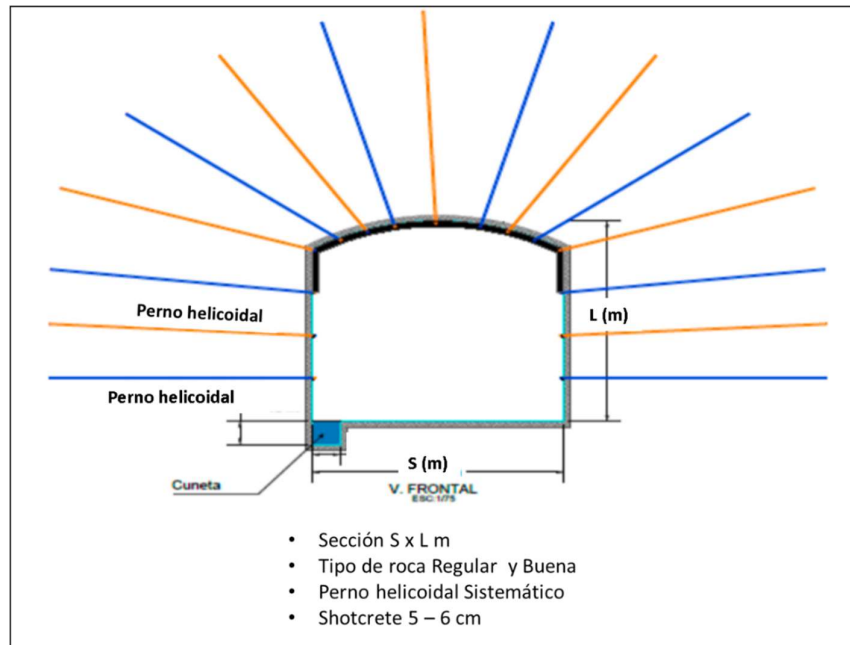


Fuente: tomado de [32].

- Características: Será muy importante elegir entre la resina y el cemento, ya que, si se tiene condiciones con presencia de agua, se utilizará la resina, y en el caso de ser una labor seca, se puede utilizar solamente el cemento para adherir el perno. Así mismo influirá en el uso de aditivo o acelerante de fragua para la aplicación de shotcrete, según las condiciones de la labor.

Figura 19

Esquema del diseño de sostenimiento con Perno helicoidal y Shotcrete



Fuente: adaptado de [32].

5.4.2. Evaluación Económica

La evaluación económica se realizó mediante el método de costo unitario, tomando como referencia el análisis efectuado por [32], cuyo diseño de sostenimiento presentó características similares a las obtenidas en el presente estudio. Esta información se adaptó y el costo total de referencia (2019), se estimó al año actual (2022), considerando la inflación de los años 2020 (1.97%) y 2021 (6.4%), para lo cual se aplicó la ecuación 10 como se muestra:

$$Costo_{2022} = Costo_{2019*} \times (1 + 1.97/100) \times (1 + 6.4/100) \quad \text{Ecuación 10}$$

De esta manera, se obtuvo el costo total por metro lineal (mL) de sostenimiento de pernos por adhesión del tipo helicoidal, cuyo resultado se desglosó en la tabla 13. Cabe mencionar que este costo, es referencial y por metro lineal de excavación, por lo

cual puede tener ciertas variaciones, por cuanto se debe tomar como un valor de referencia.

Tabla 13

Costo del sostenimiento activo con perno helicoidal x mL

Costo del sostenimiento activo con perno helicoidal x mL					
Costo de Sostenimiento Activo con Pernos de Adhesión x metro lineal (mL)					
Ítem	Descripción	Unidad	Cantidad	Costo unitario	Costo parcial
1	Mano de Obra				S/ 320.00
1.1	Maestro Perforista	grdia	1	120	120
1.2	Ayudante perforista	grdia	2	100	200
2	Materiales e Insumos				S/ 1,708.38
2.1	Barra cónica de 4 pies	und	1	205	205
2.2	Barra cónica de 6 pies	und	1	301	301
2.3	Broca de 32 mm para barreno de 4 ft	und	4	46	184
2.4	Broca de 32 mm para barreno de 6 ft	und	2	58.89	117.78
2.5	Adaptador para perno helicoidal JL	und	1	280	280
2.6	manguera de jebe y lona 1"	m	20	7.5	150
2.7	Manguera de jebe y lona 1/2"	m	20	4	80
2.8	Conexiones	glb	4	30	120
2.9	Aceite p/ Perforación	gal	0.5	240	120
2.11	Perno helicoidal + placa+ tuerca 5'	pza	5	20	100
2.12	Cartucho de resina	und	10	1.9	19
2.13	Cartucho de cemento	und	20	1.58	31.6
3	Maquinaria - Equipos				S/ 275.00
3.1	Perforadora (alquiler)	hrs	1	75	75
3.2	Plataforma P/perforadora	Und	1	200	200
4	Herramientas y Epps				S/ 202.00
4.1	Implementos de seguridad	grdia	3	19	57
4.2	Herramientas	grdia	5	25	125
4.3	Lampara minera	und	4	5	20
	Sub - Total				S/ 2,505.38
	gastos generales	15%			S/ 375.81
	Costo total sostenimiento (2019)	mL			S/ 2,881.19
	Costo total sostenimiento 2022	mL			S/ 3,125.97

Fuente: elaboración propia con adaptación de [32].

CONCLUSIONES

En la presente investigación se definió a través del método de Q Barton, el diseño de sostenimiento más adecuado, evaluando las características geomecánicas de la mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021. Tras lo cual, se establecieron las siguientes conclusiones:

- Se determinó la calidad del macizo rocoso a lo largo del dominio de la mina, encontrándose un 50% de representación de rocas de calidad buena ($10 < Q < 40$), 20% de constitución de rocas con calidad muy buena ($40 < Q < 100$) y muy mala ($0.1 < Q < 1$); en tanto, el 10% del dominio resultó de calidad regular ($4 < Q < 10$). De esta manera, se puede decir que la calidad promedio en el dominio geomecánico resultó Buena para un Q Barton 29.
- Se evaluó el nivel de riesgo geomecánico que incide en la seguridad del personal en mina Chaparra de Caravelí, encontrándose un 29% de riesgo muy alto y de riesgo bajo, atribuidos al tipo de desate de roca, método de explotación y a la calidad del macizo rocoso respectivamente; un 14% de riesgo alto y muy bajo, atribuidos al tipo de voladura de la excavación y a la profundidad de la excavación y un 14% de representación de riesgo medio atribuido al tipo de perforación y sostenimiento de mina.

- Se definió el diseño de sostenimiento más adecuado en función de las condiciones geomecánicas de la mina Chaparra, Caravelí, determinándose para dominios con calidad muy mala, sostenimiento con empernado puntual, para calidad regular, corresponde Empernado sistemático con espaciado 1.5 - 2 m más Shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra; en tanto para dominio con calidad buena, en su mayoría, corresponde Empernado sistemático con espaciado entre 2 - 3 m más Shotcrete proyectado con espesor de 5 - 6 cm con fibra. Por último, para dominio con calidad muy buena, resultó sostenimiento puntual con espaciado entre 3 – 3.8 m.
- Se evaluó técnica y económica, la propuesta determinada para el incremento de la seguridad del personal en mina Chaparra de Caravelí. De lo cual se obtuvo, un sostenimiento activo, constituido por pernos de anclaje de adhesión de tipo fierro helicoidal con cartuchos de resina -cemento; cuyo sistema es el más empleado para el sostenimiento de labores minera permanentes. En cuanto a la parte económica, se estimó un costo de S/ 3,125.97 por metro lineal (mL) para la implementación del sostenimiento con perno helicoidal con Shotcrete.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda tomar en cuenta lo realizado en la presente investigación para su puesta en práctica en campo.
- Se recomienda realizar una evaluación geotécnica periódica para verificar la calidad de la roca a medida que se avanza en el dominio de la roca.
- Se recomienda profundizar en análisis computacional utilizando software de ingeniería aplicados al diseño de sostenimiento de minas, para verificar el diseño y su factor de seguridad.
- Se recomienda trabajar de la mano con especialistas del área que pueda orientar en el análisis y diseño de temas geomecánicos.

ANEXOS

Anexo 1. Matriz de caracterización geomecánica – geológico macizo rocoso

Sistema de clasificación geomecánica – Calidad del macizo rocoso Q de Barton									
Parámetro				Rasgo observado				Valor	
Índice de calidad de la roca	<p align="center">RQD</p> $RQD = 115 - 3.3 J_v$ $RQD = \frac{\sum \text{trozos mayores a 10 cm}}{\text{Total de la perforacion}} \times 100$								
Índice de familia de juntas	Jn								
Índice de rugosidad de las juntas	Jr								
Índice de meteorización de las juntas	Ja								
Índice de la presencia de agua en las juntas	Jw								
Índice del factor del estado tensional	SRF								
$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$								Q =	
Calidad del macizo rocoso									
Q	1000 - 400	400 - 100	100 - 40	40 - 10	10 - 4	4 - 1	1 - 0.1	0.1 - 0.01	0.01 - 0.001
Descripción	Excepcionalmente bueno	Extremadamente bueno	Muy bueno	Bueno	Regular	Pobre	Muy pobre	Extremadamente pobre	Excepcionalmente pobre

Anexo 2. Criterios de los Parámetros del método Q para llenar la matriz

Índice de diaclasado Jn:

Descripción	Jn
Roca masiva	0.5 – 1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	3
Dos familias de diaclasas	4
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	6
Tres familias	9
Tres familias de diaclasas y algunas ocasionales	12
Cuatro o más familias de diaclasas, roca muy fracturada	15
Roca triturada, terrosa	20

Índice de rugosidad Jr:

Contacto entre las dos caras de las diaclasas con poco desplazamiento lateral de menos de 10 cm	Jr
Juntas discontinuas	4
Juntas rugosas o irregulares	3
Suave ondulada	2
Espejo de falla, ondulada	1.5
Rugosa o irregular, plana	1.5
Suave, plana	1
Espejo de falla, plano	0.5
No existe contacto entre las dos caras de las diaclasas cuando ambas se desplazan lateralmente	Jr
Zona de contenido mineral arcilloso, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de las diaclasas	1
Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de las diaclasas	1

Coefficiente reductor por la presencia de agua J_w :

Descripción	J_w	Presión del agua kg/cm ²
Excavaciones secas o influencia poco importante	1	< 1
Fluencia o presión media. Ocasional lavado de los rellenos de las diaclasas	0.66	1 – 2.5
Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las diaclasas	0.33	2.5 – 10
Fluencia o presión de agua excepcionalmente alta, decayendo con el tiempo	0.1 – 0.2	> 10
Fluencia o presión de agua excepcionalmente alta, sin disminución	0.05 – 0.1	> 10

Índice de alteración de las discontinuidades J_a :

Descripción	J_a	ϕ
Contacto entre las dos caras de las diaclasas		
Junta sellada, dura, sin reblandamiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas	0.75	25 – 30
Caras de la junta únicamente manchadas	1	25 – 30
Las caras de las juntas están ligeramente alteradas y contienen minerales no blandos, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	2	25 – 30
Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa no reblandecible	3	20 – 25
Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción como caolinita, clorita, talco, teco, grafito, y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 o 2 mm	4	8 – 16
Contacto entre las dos caras de la diaclasa con menos de 10 cm de desplazamiento lateral		
Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	4	25 – 30
Fuertemente sobre consolidados, rellenos de minerales arcillosos no blandos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor	6	16 – 24
Sobre consolidación media a baja, blandos, rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor	8	12 – 16
Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continuo de 5 mm. El valor J_a dependerá del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva	8 - 12	6 – 12
No existe contacto entre las dos caras de la diaclasa cuando esta cizallada		
Zonas o bandas de roca desintegrada o manchada de arcilla	6 – 8 – 12	6 - 24
Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa, con pequeña fricción de arcilla no blanda	5	6 – 24
Granos arcillosos gruesos	13 - 20	6 – 24

Condiciones tensionales SRF:

Descripción			SRF
Zona débil que intercepta la excavación y puede causar caídas de bloques			
Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor			10
Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor a 50 m)			5
Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor a 50 m)			2.5
Varias zonas de fractura en roca competente, libre de arcilla, roca suelta alrededor (cualquier profundidad)			7.5
Solo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla (profundidad de excavación menos a 50 m)			5
Solo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla (profundidad de excavación mayor a 50 m)			2.5
Diaclasas abiertas sueltas, muy fracturadas (cualquier profundidad)			5
Rocas competentes con problemas tensionales en las rocas			
	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	SRF
Tensiones pequeñas cerca de la superficie	> 200	> 13	2.5
Tensiones medias	200 – 10	13 – 0.33	1
Tensiones altas, estructura muy compacta, favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10 – 5	0.66 – 0.33	0.5 – 2
Explosión de roca suave (roca masiva)	5 – 2.5	0.33 – 0.16	5 – 10
Explosión de roca fuerte (roca masiva)	< 2.5	< 0.16	10 – 20
Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas			
			SRF
Presión de flujo suave			5 – 10
Presión de flujo intensa			20 - 20
Roca expansiva, actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua			
Presión expansiva suave			5 – 10
Presión expansiva intensa			10 – 15

Anexo 3. Ficha de evaluación del Riesgo Geomecánico

EVALUACION DE RIESGO GEOMECANICO - METODO EMPIRICO					
FACTORES DE RIESGO	VALORACION DEL RIESGO GEOMECANICO				
	Muy bajo (0)	Bajo (0.25)	Medio (0.5)	Alto (0.75)	Muy Alto (1)
Factores técnico					
Calidad del macizo rocoso		X (60<RMR<=80)			
Tipo de voladuras de las excavaciones				X (Convencional)	
Profundidad de las excavaciones	X (P < 300m)				
Hidrogeología		X Ligeramente seco (10 L / min)			
Perforación y sostenimiento (mecanizado o convencional)			X (Mecanizado convencional)		
Tipo de desate de roca (mecanizado o manual)					X (Convencional)
Método de Explotación					X (Sublevel Caving / Corte y relleno ascendente con puntales)
Probabilidad de falla (%Pf)					
Indice de calidad Q Barton	Q			29	
Vano (ancho) real del minado	S (m)			1.4	
Densidad de la roca de la corona	γ (g/cm3)			2.9	
Espesor del pilar corona	T (m)			0.9	
Relación entre el ancho y la longitud del minado	SR SR=S/L			0.67	
Buzamiento del cuerpo mineralizado o de la foliación	θ			110	
$Cs = S \left(\frac{\gamma}{T(1 + S_2)(1 - 0.4 \cos \theta)} \right)^{0.5}$				1.8	
$Pf (\%) = \frac{100}{1 + 441 \times e^{(-1.7Cs / Q^{0.44})}}$				0.5	

Anexo 4. Foto de Mapeo Geomecánico por Celdas o Ventanas Estructurales (Sampling Window) en la mina Chaparra.



Anexo 5. Evaluación de resistencia de roca a través de golpes de picota en Mina Chaparra.



Anexo 6. Datos del levantamiento topográfico con Brújula en la mina Chaparra.



LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO CON BRUJULA					
FECHA	8/12/2021	UBICACIÓN	CHAPARRA-CARAVELI-AREQUIPA		
COORDENADAS:		8261661 N	623700 E	1216 H	
N°	TRAMO		m	°	°
	INICIO	FINAL	DISTANCIA	AZIMUT	ANGULO
1	E1	E2	8.34	77	3
2	E2	E3	4.4	113	2
3	E3	E4	6.75	82	-1
4	E3	PQ	3.4	306	-40
5	E4	E5	4.81	101	1
6	E5	E6	12.95	86	-2
7	E6	E7	9.15	90	1
8	E7	E8	3.45	136	1

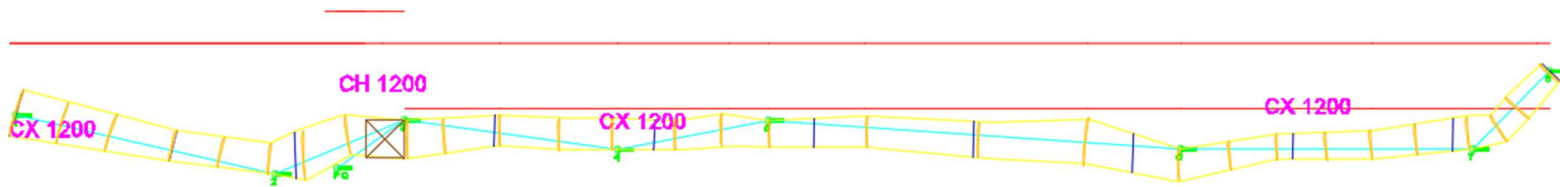
DETALLE					
TRAMO	METROS	DERECHA	IZQUIERDA	TECHO	PISO
E1-E2	0	0.7	0.84	0.8	0.7
	5	0.34	0.66	0.67	0.94
	8.34	0	1	0.92	0.71
E2-E3	1	0.6	1.04	0.98	0.63
	2.5	0.37	0.92	0.97	0.62
	4.4	1.24	0	0.73	0.61
E3-E4	3	0.4	0.57	0.87	0.78
	5	0.25	0.76	0.78	0.76
	6.75	0	1	1.2	0.7
E4-E5	2	0.4	0.55	1.03	0.73
	3.5	0.6	0.5	1.05	0.75
	4.81	0.86	0	1.1	0.8
E5-E6	3	0.36	0.63	0.96	0.71
	7	0.72	0.44	1	0.77
	10	0.67	0.75	1.18	0.75
	12.95	1.04	0	0.9	0.8
E6-E7	3	0.34	0.5	0.89	0.84
	6	0.32	0.58	0.69	0.87
	9.15	0	1.08	0.7	0.9
E7-E8	2	0.47	0.91	0.73	0.85
	3.45	0.7	0.78	0.78	0.9
E3-PQ	1	0.6	0.35	1.7	0.75
	2	0.58	0.4	0.2	0.6
	3.4	0.45	0.34	0	0.55

TOPOGRAFÍA DE LA MINA CHAPARRA-CARAVELÍ-AREQUIPA

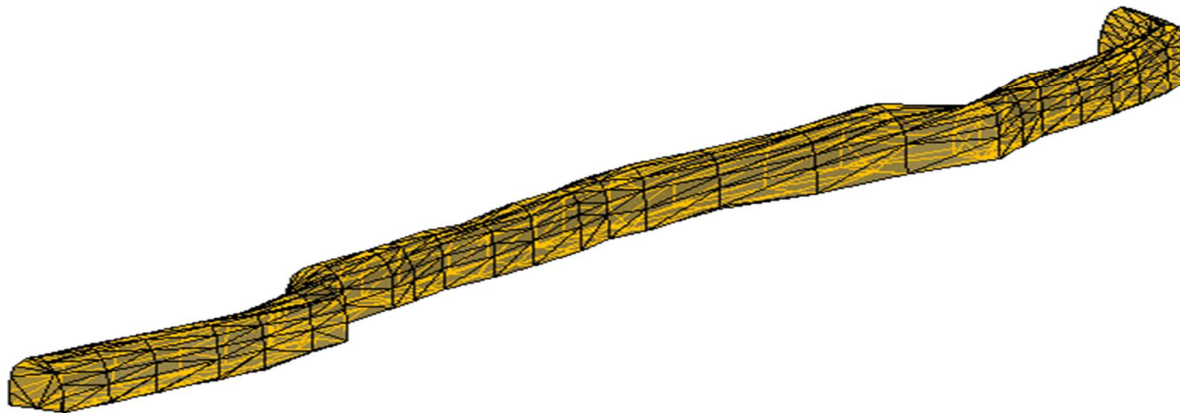
VISTA DE PERFIL



VISTA EN PLANTA



VISTA EN 3D

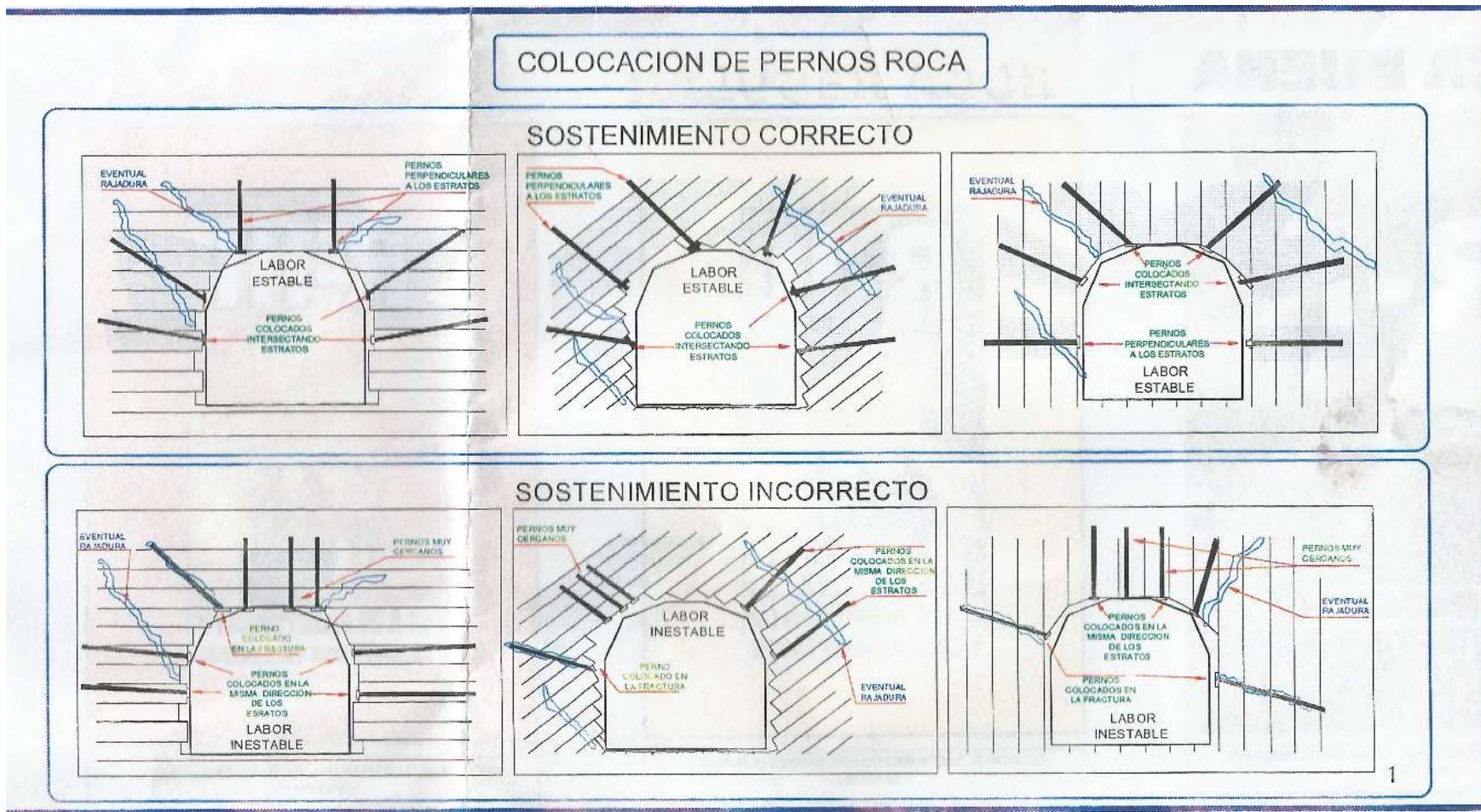


Anexo 7. Resumen de los datos de la Matriz de caracterización geológica del macizo rocoso para todos los tramos

GEOMECÁNICA LABOR CHÁPARRA

	Prog -0m	Prog - 5m	Prog - 9m	Prog - 15m	Prog - 20m	Prog - 25m	Prog - 30m	Prog - 35m	Prog - 40m	Prog - 45m	Prog - 48m
RQD	35	25	66	59	77	66	53	50	74	77	70
Jn	12	12	3	3	2	3	3	3	2	2	2
Jr	3	3	2	2	1	3	1	2	1	1	2
Ja	4	4	1	4	1	2	1	1	1	0.75	1
Jw	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
SRF	7.5	7.5	2.5	1	1	1	1	1	1	1	1
Q	0.29	0.21	17.60	9.83	38.50	33.00	17.67	33.33	37.00	51.33	70.00

Anexo 8. Diseño de colocación correcta e incorrecta de Pernos de acuerdo al macizo rocoso. (fuente MINSUR).



Anexo 9. Cuadro de identificación de los tipos de roca, sostenimiento y tiempo de auto sostenimiento, (fuente MINSUR).

IDENTIFICACIÓN DE LOS TIPOS DE ROCA, SOSTENIMIENTO Y TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO													
CODIGO DE COLORES	R.M.R	CALIDAD E IDENTIFICACION DEL TIPO DE ROCA	CARACTERISTICAS DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO		RMR	TIEMPO DE AUTOSOPORTE DE ACUERDO A LA "ABERTURA DEL TECHO"						
				EXCAVACION LABOR PERMANENTE	EXCAVACION LABOR TEMPORAL		01 METRO	03 METROS	05 METROS	07 METROS	10 METROS	12 METROS	15 METROS
■	61 - 80	Buena (R-I) (2 a 6 fracturas/mt) Solo se rompe esquivas	<ul style="list-style-type: none"> * Roca dura con pocas fracturas * Sana o ligeramente alterada * Poca humedad en algunos casos * Su astillamiento es fino y con proyección 	<p>En labores Horizontales, Verticales y Preparaciones de Tajeos de Taladros Largos; requiere sostenimiento sistemático con PERNOS HELICOIDALES de 7 o 10 pies mas MALLA, instalados sistemáticamente a 1,80 x 1,80 (con un PH central).</p> <p>Nota.- Sera mas frecuente la liberación de energía o estallido de rocas (violento). Es necesario perforar taladros de alivio</p>	<p>En tajeos convencionales: SPLIT SETS de 5 pies, instalados sistemáticamente a 1,60 x 1,60</p>	75-80	+ 10 años	+ 10 años	+ 10 años	+ 10 años	4 años	2 años	1,5 años
						70-75	+ 10 años	+ 10 años	+ 10 años	+ 10 años	2 años	9 meses	7 meses
						65-70	+ 10 años	10 años	02 años	1,5 años	2,5 meses	2 meses	1,5 meses
						61-65	10 años	02 años	01 año	07 meses	1,5 meses	1 mes	3 semanas
■	41 - 60	Regular (R-II) (6 a 12 fracturas/mt) Se rompe con mas de 3 golpes	<ul style="list-style-type: none"> * Roca medianamente dura * Regular cantidad de fracturas * Presencia de fallas menores * Ligera a moderada alteracion * Ligeros goteos * Su astillamiento es mas ancho, dando origen a planchoneos en la malla 	<p>En labores Horizontales, Verticales y Tajeos de Taladros Largos; requiere sostenimiento sistemático con PERNOS HELICOIDALES de 7 mas MALLA, instalados sistemáticamente a 1,80 x 1,80 (con un PH central). Factor de seguridad = 1</p> <p>Cuando los esfuerzos sean altos se debe utilizar doble MALLA. Si se observa formación de cuñas utilizar PERNOS HELICOIDALES de 10' o 3 metros</p> <p>Nota.- La liberación de energía es menos violenta, al de la roca buena. Se puede identificar inicialmente por cruídos o reacomodos del macizo rocoso</p>	<p>En tajeos convencionales: SPLIT SETS de 5 pies, instalados a 1,60 x 1,60</p>	55-60	08 años	11 meses	06 meses	04 meses	2 semanas	1,5 semanas	1 semana
						50-55	02 años	06 meses	03 meses	02 semanas	3,5 días	2,5 días	2 días
						45-50	06 meses	01 mes	01 semana	04 días	22 horas	20 horas	15 horas
						41-45	01 mes	01 semana	02 días	12 horas	8 horas	6 horas	4,5 horas
■	21 - 40	Mala (R - III) (12 A 20 fracturas/mt) Se rompe con 1 o 2 golpes	<ul style="list-style-type: none"> * Roca suave muy fracturada * Con algunas fallas panizadas * Con moderada a fuerte alteración * Con goteos de agua en fracturas y fallas * Su caída se da en cuñas o bloques 	<p>En labores Horizontales, Verticales y Tajeos de Taladros Largos; debe instalarse PERNOS HELICOIDALES de 7 pies, de manera sistemática a 1,50 x 1,50 (con un PH central) mas MALLA obligatoria de refuerzo y si la roca se presentara mas grave adicionar utilizar doble MALLA. Factor de seguridad = 1.4. Se debe pensar en armar CIMBRAS 6W-20.</p> <p>En labores Verticales (chimeneas), se debe iniciar con el armado de CUADROS, cojos o completos forrados en sus laterales.</p> <p>Nota.- La liberación de energía es suave a manera de un desfogue o desacoplamiento (Ejm. Nv3950), la afectación a la labor es de consideración.</p>	<p>En tajeos convencionales: SPLIT SETS de 5 pies, instalados a 1,30 x 1,30. Iniciar el colocado de PUNTALES en línea y de seguridad (con plantilla)</p>	35-40	01 semana	01 día	10 horas	Inmediato	3 horas	2 horas	1,5 horas
						30-35	04 días	10 horas	03 horas	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato
						25-30	01 día	02 horas	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato
						20-25	06 horas	1/2 horas	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato
■	0 - 20	Muy Mala (R - IV) (mayor de 20 fracturas/mt) Se rompe al golpe, se hunde	<ul style="list-style-type: none"> * Roca suave, intensamente fracturada * Fallada y alterada con flujo continuo de agua 	<p>CIMBRAS 6W-20, espaciados de 1.5 a 1.0 metros, conforme se muestre el terreno. Previamente se debe realizar un desatado y empernado mas malla.</p>	<p>Armado de CUADROS completos, espaciados de 1.2 a 1.0 metros, las uniones del poste, sombrero y tirante debe ser con destaje.</p>	15-20	01 hora	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato
						10-15	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato
						00-10	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato	Inmediato

GLOSARIO

Calidad del macizo rocoso: es un indicador que permite la clasificación del macizo rocoso en función de ciertos parámetros geotécnicos que involucran la resistencia a la compresión uniaxial de la roca, espacio y condición de las discontinuidades, condición del agua subterránea, orientación de las discontinuidades; los cuales permiten analizar la estabilidad del talud del frente de explotación de mina actual.

Dominio geomecánico: son el equivalente geológico a las zonas de comportamiento estacionario y se definen como un volumen de roca con controles de mineralización que resultan en distribuciones aproximadamente homogéneas.

Diaclasas: patrones constantes, por lo general, en desarrollo y frecuencias que existen en rocas de origen ígneo, sedimentario o metamórfico.

Discontinuidad del macizo rocoso: constituyen planos de debilidad que pueden ser de origen mecánico o tectónico (diaclasas tectónicas), sedimentario (planos de estratificación), enfriamiento de rocas (diaclasas de - enfriamiento) o metamórfico (foliación), las cuales independizan los bloques de matriz rocosa.

Macizo rocoso: agregado compuesto por una matriz rocosa y por discontinuidades, con un carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo.

Perno helicoidal: consiste en una barra corrugada de área transversal ovalada, con resaltes en forma de hilo helicoidal izquierdo que actúa en coordinación con un sistema de fijación conformado por una placa de acero perforada y una tuerca de fundición nodular, las cuales ejercen acción complementaria para reforzar y conservar la resistencia natural del macizo rocoso.

Riesgo geomecánico o geotécnico: producto de la probabilidad de ocurrencia de una amenaza o peligro y de sus posibles consecuencias, atribuidas por acciones de movimiento de placas, fallas geológicas, diaclasas, pliegues, deslizamientos, inconsistencias entre ensayos de laboratorio e in situ, carencia de datos hidrogeológicos, es decir, ausencia de diseños adecuados que identifiquen apropiadamente las amenazas originadas por los mencionados factores durante la construcción de un túnel.

Sostenimiento: el sostenimiento en excavaciones subterráneas tiene la finalidad de asegurar, controlar y mantener la estabilidad de éstas, a fin de proporcionar condiciones seguras de trabajo y brindar acceso a las labores subterráneas.

Sostenimiento activo: actúa en el interior del macizo rocoso, como, por ejemplo, pernos de anclaje tensados y cables de anclaje tensados; estos tienen la capacidad de proveer refuerzo a la roca desde el momento de su instalación, logrando que la roca forme un área de compresión y participe en la estabilidad de la excavación.

Tiempo de auto sostenimiento: tiempo que permanecerá una excavación estable por sí misma sin sostenimiento.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- [1] E. Orellana, *Influencia de la Calidad del Macizo Rocosos en Accidentes por Caídas de Rocas en Minas Subterráneas*, Huancayo, 2017.
- [2] J. Hadjigeorgiou, «Understanding, Managing And Communicating Geomechanical Mining Risk,» *Journal Mining Technology*, pp. 159-173, 2020.
- [3] E. Alarcón, «Análisis FODA del riesgo crítico de desprendimiento de rocas en operaciones mineras subterráneas - Unidad económica administrativa Huachocolpa Uno,» *Revista del Instituto de Investigación, FIGMMG - UNMSM*, vol. 19, nº 38, pp. 161-170, 2016.
- [4] Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería, *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*, Lima, 2017.
- [5] F. Arias, *Supervisión Bajo el Enfoque de Riesgos en el Área de Geomecánica de las Unidades Mineras Subterráneas del Perú*, Lima: Osinergmin, 2019.
- [6] G. Luque y M. Rosado, *Zonas Críticas por Peligros Geológicos en la Región de Arequipa*, Arequipa: INGEMMET, 2014.
- [7] Instituto Nacional de Defensa Civil, *Reporte: Derrumbe en el Distrito de Choco - Arequipa*, Arequipa, 2021.
- [8] El Comercio, «Arequipa: dos muertos dejó derrumbe en una mina informal,» *Redacción El Comercio*, Diciembre 2014.
- [9] M. Giraldo y J. Badillo, «Implicancias técnicas y económicas de los accidentes mortales en la minería peruana,» *Revista del Instituto de Investigación (RIIGEO), FIGMMG-UNMSM*, vol. 18, nº 35, pp. 97-107, 2015.

- [10] J. Monsalve, G. Cardona, J. Monsalve y G. Gheorghie, «Decálogo para la prevención de accidentes por causas geomecánicas en excavaciones mineras,» *Research Gate*, 2020.
- [11] Y. Guajardo, *Propuesta de Sistemas de Fortificación en Taludes de Pequeña Minería para Evitar Caída de Material Producidas por Vibración*, Viña del Mar, 2020.
- [12] M. Lucas, *Caracterización geomecánica para evaluar el sostenimiento subterráneo de la mina Huantajalla U.P. Uchucchacua Compañía Minera Buenaventura S.A.A.*, Cerro de Pasco, 2019.
- [13] L. Nieto, *Caracterización Geomecánica del Macizo Rocos para el Adecuado Sostenimiento de la Mina Pompería - Puno*, Puno: Universidad Nacional del Altiplano de Puno, 2019.
- [14] R. Lazo, *Optimización del sistema de sostenimiento de las labores subterráneas para una mina con problemas de altos esfuerzos*, Lima, 2020.
- [15] E. Herrera, *Evaluación geomecánica para el diseño del sostenimiento del túnel de exploración Chaquicocha fase II - minera Yanacocha SRL*, 2018, Cajamarca, 2021.
- [16] G. Arana, *Análisis geomecánico para seleccionar el tipo de sostenimiento en la mina Apmnac Pulpera Caylloma – Arequipa*, Cusco, 2019.
- [17] V. Huacani, *Optimización del sostenimiento mediante cable Bolting en la explotación del tajeo Paola norte en la U.E.A. Tambomayo – Cía. De Minas Buenaventura S.A.A.*, Arequipa, Arequipa, 2019.
- [18] J. Cook, «Serie de artículos introductorios: Geomecánica,» *Oilfield Review*, vol. 28, nº 1, pp. 51-53, 2016.
- [19] P. Ramírez y L. Alejano, *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*, Madrid, 2004.
- [20] R. Bieniawski, «Clasificación geomecánica de roca en minería subterránea,» *Seguridad Minera*, nº 96, 2013.
- [21] L. Zhang, «Determination and applications of rock quality designation (RQD),» *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, vol. 8, nº 3, pp. 389-397, 2016.
- [22] F. Bongiorno y N. Belandria, *Geotécnia Aplicada: Clasificaciones geomecánica de los macizos rocosos según: Bieniawski, Barton, Hoek y Brown*, Grupo de investigación en geología aplicada. Venezuela. Disponible en: http://webdelprofesor.ula.ve/ingenieria/nbelandria/materias/geotecnia/guia_geotecnia.pdf [accesado el 3 de agosto de 2021], 2016.

- [23] Laboratorio Oficial de Malariaga, Guía sobre control geotécnico en minería subterránea, Disponible en: <https://energia.gob.es/mineria/Seguridad/Guias/Gu%C3%ADas/Guia-control-geotecnico-mineria-subterranea.pdf> [accesado el 4 de agosto de 2021], 2015.
- [24] L. Castresana, Análisis comparativo de metodología de sostenimiento de túneles, Tesis. Master en recursos geológicos e ingeniería geológica. Universidad de Oviedo. Repositorio institucional UDV. Disponible en: <https://digibuo.uniovi.es/dspace/handle/10651/38203> [accesado el 4 de agosto de 2021], 2016.
- [25] A. Abad y F. Huisa, Procedimientos de excavación y sostenimiento de túneles proyecto derivación Huascacocha – Rimac, Tesis. Ingeniero Civil. Universidad Ricardo Palma. Repositorio Institucional URP. Disponible en: <http://repositorio.urp.edu.pe/handle/urp/169> [accesado el 3 de agosto de 2021], 2011.
- [26] Ministerio de Minas y Energía, *Seguridad en las Labores Mineras Subterráneas*, Bogotá: Imprenta Nacional de Colombia, 2016.
- [27] L. Jordá, R. Jordá, J. Durán y P. Romero, «Evaluación de la estabilidad de las labores y pilar corona en las minas abandonadas de S'Argentera (Ibiza, España) combinando clasificaciones geomecánicas, métodos empíricos y análisis numérico - enfocado a su posible aprovechamiento turístico,» *Boletín Geológico y Minero*, vol. 128, nº 1, pp. 3-24, 2017.
- [28] R. Hernández, C. Fernández y P. Baptista, Metodología de la investigación, 6ta ed., D.F.: McGraw-Hill Interamericana, 2014.
- [29] G. Baena, Metodología de la investigación, Mexico: Grupo Editorial Patria, 2017.
- [30] L. G. d. V. M. Ferrer, «Manual de campo para la descripción y caracterización de macizos rocosos en afloramientos,» Instituto Geológico y Minero de España, 2007. [En línea]. Available: <https://www.amedirh.com.mx/blogrh/sector-energetico-en-rh/que-es-la-seguridad-en-el-trabajo/>.
- [31] Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, «Características de los pernos de roca,» *Seguridad Minera*, vol. 2, 2012.
- [32] J. Chilon y R. Morillo, *Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosos para el Diseño del Sostenimiento de la Rampa Karent de la Unidad Minera María Antonieta - La Libertad*, Cajamarca: Universidad Privada del Norte, 2019.
- [33] C. Mark, R. Stephan y Z. Agioutantis, «Analysis of Mine Roof Support (AMRS) for US Coal Mines,» *Mining, Metallurgy & Exploration*, 2020.
- [34] F. Zenteno, J. Santiago, R. Flores, R. Cabezas, R. Siuce, M. Surichaqui y R. Córdor, *Reducción de accidentes mediante el mejoramiento del sistema de sostenimiento de labores subterráneas en la cía. minera Chungar S.A.A. – 2017*, Cerro de Pasco: Jornada Científica UNDAC, 2018.

- [35] A. Soto, Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca - Ollachea, Tesis. Ingeniero de Minas. Universidad Nacional del Altiplano. Repositorio Institucional. Disponible en: <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/2996> [accesado el 3 de agosto de 2021], 2016.
- [36] MTPE, 2018.
- [37] Minera Cambio S.A., «Reporte de accidentabilidad en minerías informales,» Minera Cambio S.A., Arequipa, 2020.
- [38] Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico, *Evaluación de Peligros Geológicos Por Movimientos en Masa en los Distritos de Achoma (Sector Collpane), Yanque (Sector Chacapi) e Ichupampa (Sectores Anansaya, Urinsaya y Linde)*, Arequipa: Dirección de Geología Ambiental y Riesgo Geológico del INGEMMET, 2019.
- [39] D. Herrera, *Diseño de Sostenimiento en el Crucero para Evitar el Desprendimiento de Rocas en la Unidad Minera Españolita S.A.*, Arequipa, 2020.