



FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA SELECCIONAR
EL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA MINA
SUBTERRÁNEA EL CHANCHE – CAJAMARCA
2020”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniera de Minas

Autoras:

Bach. Betty Fernandez Chilcon

Bach. Domitila Medina Chavez

Asesor:

Ing. Elmer Ovidio Luque Luque

Cajamarca - Perú

2021

DEDICATORIA

A Dios, por acompañarnos y guiarnos en cada momento, ayudándonos a cumplir nuestras metas y objetivos.

A nuestros padres, por contribuir día a día a nuestro crecimiento personal y profesional.

A nuestros amigos y docentes de la universidad por ser de gran apoyo para nuestra formación profesional y llegar hasta el final del camino, el conocimiento y apoyo que nos brindaron hicieron de esta una experiencia muy especial.

AGRADECIMIENTO

A Dios por iluminarnos siempre y guiarnos por el buen camino para lograr nuestros objetivos.

A mis padres Antonia y Guzmán, porque a pesar de todas las dificultades nunca se rindieron y siempre me apoyaron, enseñándome valores y principios que han sido fundamental en el desarrollo de mi vida profesional y personal.

A Raúl y Jairo, por ser los mejores hermanos del mundo que con su cariño y consejos supieron alentarme siempre para luchar por mis objetivos. A Hans Morales por ser una de las personas más importantes dentro de los 5 años en la universidad, por su apoyo incondicional, su amistad y siempre contar con el cuándo lo necesitaba.

Betty

Agradezco a mi mamá Sabina Chávez, por ser lo más importante en mi vida a mí papá Ramiro Medina y a mis hermanos Rocío y Rosmel, a mis amigos y familiares quienes fueron los que me motivaron para seguir adelante así mismo, a Pronabec Beca 18 lo cual me ayudaron a cumplir mi sueño como ingeniero de minas, enseñándonos a aprender cosas nuevas para nuestro futuro, por orientarnos y siempre resolver nuestras dudas que alguna tuvimos.

Domitila

A nuestros docentes por compartir sus conocimientos y experiencias en cada clase a lo largo de los 5 años, en especial damos gracias a nuestro asesor el Ing. Elmer Ovidio Luque Luque por su tiempo, amistad y confianza, por lo que nos está permitiendo concluir con esta investigación.

Tabla de contenidos

DEDICATORIA	2
AGRADECIMIENTO.....	3
ÍNDICE DE TABLAS	5
ÍNDICE DE FIGURAS	7
ÍNDICE DE ECUACIONES	9
RESUMEN	10
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN	11
1.1. Realidad problemática.....	11
1.2. Formulación del problema	18
1.3. Objetivos	18
1.4. Hipótesis.....	18
CAPÍTULO II. MÉTODO.....	19
2.1. Tipo de investigación	19
2.2. Población y muestra (Materiales y instrumentos).....	20
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos.....	20
2.4. Procedimiento	22
CAPÍTULO III. RESULTADOS	59
3.1. Ensayo a la compresión simple o uniaxial	59
3.2. Criterios de rotura de Hoek-Brown a los macizos rocosos Mediante el software RocData.....	60
3.3. Parámetros de clasificación de la roca de las labores subterráneas de la Mina	62
3.4. Resultados de la clase y calidad de la roca existente en las labores subterráneas de la Mina el Chanche.	68
3.3.1 Clase y calidad de la roca mediante RMR Bieniawski	68
3.3.2 Clase y calidad de la roca mediante Q de Barton.....	69
3.5. Determinación del tipo de sostenimiento según el análisis geomecánico RMR de Bieniawski y Q de Barton en las labores de mineras, Cajamarca - 2020.....	70
CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	76
4.1. Discusión.....	76
4.2. Conclusiones	81
REFERENCIAS	83
ANEXOS	87

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. <i>Rutas y Accesos a la mina El Chanche</i>	23
Tabla 2. <i>Coordenadas UTM de la concesión "El Chanche"</i>	23
Tabla 3. <i>Estaciones establecidas para la caracterización geomecánica de la rampa</i>	25
Tabla 4. <i>Dirección y buzamiento de las discontinuidades de las estaciones geomecánicas. Primera galería.</i>	26
Tabla 5. <i>Dirección y buzamiento de las discontinuidades de las estaciones 3 y 4 geomecánicas. Segunda galería.</i>	26
Tabla 6: <i>Parámetros de clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989).</i>	34
Tabla 7: <i>Corrección por orientación de las discontinuidades respecto al eje del túnel.</i> ...	35
Tabla 8: <i>Calidad de los macizos rocosos en relación al índice RMR (Bieniawski 1989).</i> .	36
Tabla 9: <i>1^{er} Parámetro, cálculo del R. Q. D</i>	37
Tabla 10: <i>2^{do} Parámetro, cálculo de la familia de diaclasas Jn</i>	38
Tabla 11: <i>3^{er} Parámetro, rugosidad de las diaclasas Jr y 4^{to} Parámetro, agua en las diaclasas Jw</i>	39
Tabla 12: <i>5^{to} Parámetro, Meteorización de las diaclasas Ja.</i>	40
Tabla 13: <i>6^{to} Parámetro tensiones de las excavaciones S.R.F.</i>	41
Tabla 14. <i>Sostenimiento a partir de índice RMR</i>	42
Tabla 15. <i>Calidad de Roca VS Sostenimiento</i>	43
Tabla 16: <i>Valores del índice ESR (Excavación Suport Radio) de la clasificación Q, Barton</i>	44
Tabla 17: <i>Calidad del macizo rocoso mediante el R.Q.D de la mina El Chanche</i>	47
Tabla 18. <i>Datos y cálculo de la resistencia de las muestras.</i>	59

Tabla 19. Resultados obtenidos del software RocData 3.0	61
Tabla 20. Datos topográficos de las estaciones geomecánicas.....	63
Tabla 21. Resultados del análisis RMR de Bieniawski, 1989	64
Tabla 22. Resultados del RMR de Bieniawski, 1989 corregido.....	65
Tabla 23. Resultados del RQD (Índice de calidad de Roca)	65
Tabla 24. Resultados del Jn (Número de familias de discontinuidades)	66
Tabla 25. Resultados del Jr (Rugosidad de las discontinuidades).....	66
Tabla 26. Resultados del Ja (Alteración de las discontinuidades).....	66
Tabla 27. Resultados del Jw (Persistencia de agua en las discontinuidades).....	67
Tabla 28. Resultados del SRF (Factor de reducción de esfuerzo).....	67
Tabla 29. Resultados de la clasificación sistema Q de Barton	68
Tabla 30. Clase y calidad de roca existente con el RMR de Bieniawski de las zonas de Estudio	68
Tabla 31. Resultado del Q de Barton Clase y calidad del macizo rocoso.	69
Tabla 32. Resultado del RMR y Q de Barton Clase y calidad del macizo rocoso.	69
Tabla 33. Sostenimiento determinado con el RMR de Bieniawski.....	70
Tabla 34 SPAM de las labores de minado.....	73
Tabla 36. Características geotécnicas según el sistema Q.....	96

ÍNDICE DE FIGURAS

<i>Figura 1.</i> Espaciamiento de la discontinuidad, mapeo geomecánico las galerías.....	27
<i>Figura 2.</i> Persistencia de la discontinuidad, mapeo geomecánico de las galerías.	28
<i>Figura 3.</i> Abertura de la discontinuidad, mapeo geomecánico de la rampa Karent.	29
<i>Figura 4.</i> Relleno de la discontinuidad, mapeo geomecánico de las galerías.	29
<i>Figura 5.</i> Parámetros de rugosidad de acuerdo a JRC.	30
<i>Figura 6.</i> Alteración de la discontinuidad, mapeo geomecánico de las galerías.....	31
<i>Figura 7.</i> Presencia de agua en la discontinuidad, mapeo geomecánico de las galerías.....	32
<i>Figura 8.</i> Recolección de Muestras de la Mina el Chanche.....	32
<i>Figura 9.</i> Categorías de sostenimientos estimadas en base al índice Q (según de Grimstad y Barton 1993).....	45
<i>Figura 10.</i> Proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Estación N°1 de la primera galería.	49
<i>Figura 11.</i> Gráfico de Rosetta de las discontinuidades. Estación N°2 de la primera galería.	50
<i>Figura 12.</i> Proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Estación N°2 de la primera galería.	50
<i>Figura 13.</i> Gráfico de Rosetta de las discontinuidades. Estación N°2 de la primera galería.	51
<i>Figura 14.</i> Proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Estación N°3 de la segunda galería.	51
<i>Figura 15.</i> Gráfico de Rosetta de las discontinuidades. Estación N°3 de la segunda galería.	52

<i>Figura 16.</i> Proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Estación N°4 de la segunda galería.	52
<i>Figura 17.</i> Gráfico de Rosetta de las discontinuidades. Estación N°4 de la segunda galería.	53
<i>Figura 18:</i> Inserción de datos en el software RocData 4.0.	54
<i>Figura 19.</i> Directrices para estimar el factor de perturbaciones (D).....	55
<i>Figura 20.</i> Datos de entrada del estado tensional del macizo rocoso Phase 2.	56
<i>Figura 21.</i> Propiedades de la resistencia de la roca Phase 2.	57
<i>Figura 22.</i> Datos obtenidos del software RocData 3.0.....	60
<i>Figura 23.</i> Sostenimiento Requerido mediante el Q de Barton	72
<i>Figura 24:</i> Tiempo de Autososte de las cuatro estaciones	74
<i>Figura 25.</i> Graficas de esfuerzos y deformación unitaria de las muestras del laboratorio. 95	
<i>Figura 26:</i> Gráfico general para estimar el GSI a partir de observaciones geológicas.	97
<i>Figura 27.</i> Contornos de desplazamiento y vectores alrededor de la excavación.....	100
<i>Figura 28.</i> Simulación del túnel con el Software Phase 2 V8.....	101
<i>Figura 29.</i> Contornos del factor de fuerza y puntos cedidos, para excavación con soporte de perno patrón únicamente.	102
<i>Figura 30.</i> Aplicación de hormigón proyectado	103

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1. Fórmula para calcular el RMR de Bieniawski	35
Ecuación 2. Relación para encontrar ϕ	36
Ecuación 3. Fórmula para calcular el Q de Barton.....	37
Ecuación 4. Fórmula para calcular Diametro Equivalente del Túnel (De)	44
Ecuación 5. Primer caso: Fórmula para calcular el RQD.....	46
Ecuación 6. Segundo caso: Fórmula para calcular el RQD.....	46
Ecuación 7. Tercer caso: Fórmula para calcular el RQD	46
Ecuación 8. <i>Ecuación</i> para encontrar la resistencia de la roca.....	47
Ecuación 9. Formula para calcular el GSI.....	48
Ecuación 10. Calculo del modulo de Young RMR >50.....	62
Ecuación 11. Cálculo del módulo de Young RMR <50.....	62
Ecuación 12. Máxima abertura sin sostenimiento.....	73

RESUMEN

El objetivo del presente estudio es analizar los parámetros geomecánicos para determinar el tipo de sostenimiento en la mina subterránea “El Chanche” Cajamarca – 2020. En la metodología se ha realizado una investigación de tipo aplicada y de nivel de estudio descriptivo. El estudio tuvo como muestra las dos galerías principales con (4 estaciones). Mediante el análisis geomecánico se encontró un RMR de 49,41,39 y 37 y Q de Barton de 6.93, 5.55,1.22 y 1.96 en las galerías, con estos datos se analizó la clase y calidad de roca presente en las labores mineras de la mina el Chanche. Como resultados de las cuatro estaciones analizadas se obtuvo dos tipos de rocas malas y regulares lo que indican que el macizo rocoso es inestable. Finalmente se logró determinar el tipo de sostenimiento mediante los parámetros de RMR y Q de Barton para los dos tipos de rocas identificados en la mina, se aplicará el sostenimiento de acuerdo a los sistemas de clasificación controlando los peligros por desprendimiento de rocas y elevando el factor de seguridad en el túnel. Se concluye que al realizar el estudio geomecánico del macizo rocoso mediante los parámetros del RMR de Bieniawski y el Q de Barton se puede determinar el tipo de sostenimiento necesario para esta mina, asimismo, al aplicar este sostenimiento la mina tendrá mayor estabilidad y brindará una mayor seguridad a los trabajadores, maquinaria, etc.

Palabras clave: Análisis geomecánico, sostenimiento, labor minera subterránea

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

A nivel mundial todas las empresas mineras se ven afectadas por la filtración de aguas en temporadas de lluvias, las cuales ocasionan deslizamientos haciendo más inestable el macizo rocoso, causando accidentes fatales a los trabajadores. Así mismo logra interrumpir varios procesos de producción paralizando el trabajo y generando pérdidas económicas muy significativas. (Mamani, 2018)

Asimismo, a nivel de Perú todas las empresas mineras dentro de sus operaciones se han visto afectadas por las fallas constantes debido a la inestabilidad del macizo rocoso, por tal motivo se debe realizar un análisis geomecánico detallado de este, para poder elegir el tipo de sostenimiento más conveniente de una labor subterránea que debe estar en función del terreno, sección, nivel de seguridad deseado. Emplear un tipo de sostenimiento es necesario para reducir los accidentes por desprendimiento de rocas, mejorar los niveles de recuperación de mineral, minimizar la exposición de personal y equipos a riesgos asociados a caída de rocas y agilizar los ciclos de las operaciones unitarias, incrementando la productividad. (Mamani, 2018)

En la actualidad la Mina el Chanche no tienen un área especializada en geomecánica por lo tanto, el sostenimiento que se emplea es empírico y a criterio de los trabajadores, lo cual no es en su totalidad seguro, debido a la manipulación del macizo rocoso a extraer el mineral, las lluvias y filtración de estas, pueden ocasionar el desprendimiento de las rocas produciendo accidentes para los trabajadores, esto es debido a que nunca se ha realizado un análisis que nos ayude a sustentar en la toma de decisiones para mejorar con la seguridad.

Por otro lado, la mina no cuenta con ningún tipo de sostenimiento adecuado para la extracción de minerales, es por esta razón que hay desprendimiento de rocas y esto retrasa la producción ocasionando pérdidas y accidentes del personal, de seguir presente este problema continuaran con los accidentes ocasionados en la empresa y las condiciones inseguras en las diferentes labores ya que no se tiene datos precisos de la clasificación del macizo rocoso.

El Chanche es una minera que desarrolla actividades en Minería artesanal con fines de expansión a largo plazo, para lo cual necesita que se realicen estudios que son propios de la Ingeniería de minas, uno de estudios es la evaluación geomecánica del macizo rocoso que anteriormente no se ha realizado, por lo tanto, no tenemos estudios relevantes que nos ayuden en la toma de decisiones, en especial al momento de determinar el sostenimiento apropiado. La mina “El Chanche” se encuentra ubicada en la ciudad de Cajamarca que se encarga de la extracción de mineral de manganeso.

De acuerdo a esta problemática presentada en la mina El Chanche, realizaremos un análisis geomecánico del macizo rocoso para determinar el tipo de sostenimiento más adecuado y eficiente, el cual será presentado como una propuesta de mejora para esta mina, con el fin de evitar los posibles accidentes, mejorar la producción en las operaciones y lograr una mejora en la estabilidad de las labores mineras.

Actualmente la geomecánica cumple un rol fundamental en la industria minera, en lo que es la estabilidad de la roca, esto se debe por las fracturas que se presentan en el macizo rocoso de las minas como resultado de las operaciones mineras. La Geomecánica es un instrumento muy estimable que permite analizar diferentes aspectos: implementar dimensiones adecuadas de las labores de la mina, construir la dirección general de avance del minado a través del cuerpo mineralizado, precisar el sostenimiento apropiado, garantizar el rendimiento adecuado de la masa rocosa implicada con las operaciones. (Velaquez, 2016)

(Gonzales, 2018) en su tesis titulada “Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotecnia, en el sector Lucarqui, Loja-Ecuador.” Para optar el grado de ingeniero en geología y minas nos menciona que, para la caracterización geomecánica es indispensable utilizar los parámetros RQD, RMR, Q y GSI los cuales determinan la calidad de la roca y de acuerdo a ello se determina el tipo de sostenimiento según RMR o Q siendo los más idóneos para minería subterránea, por ende, al sostener el macizo se evitaban posibles deslizamientos y así se mantendrá la seguridad para los trabajadores evitando multas y demoras en la producción. Los resultados obtenidos durante la investigación determinan que la calidad del macizo rocoso es de tipo II (Buena) y tipo III (regular), cuya evaluación determina que el comportamiento mecánico del macizo en las zonas de estudio es estable o parcialmente estable.

Asimismo, (Nina, 2017) Presentó su tesis en la Universidad Nacional Del Altiplano, Perú, titulada “Evaluación geomecánica y estabilidad de labores en el proyecto San Gabriel Cia de minas Buenaventura”, lo que menciona que es de suma importancia la mecánica de rocas o más ampliamente la geomecánica, tal como se le

conoce en la actualidad, es una disciplina que en los últimos años ha tenido grandes progresos, convirtiéndose en una herramienta tecnológica más en la industria minera en particular y en otras ramas de la ingeniería en general, es decir, las condiciones geomecánicas del sitio y así determinar la estabilidad de las excavaciones de labores subterráneas. Lo que realizó fue la evaluación de estabilidad por métodos empíricos. Al realizar la evaluación geomecánica se tiene como resultados característicos de macizo rocoso desde regular a buena calidad, con esta información se procedió a determinar la estabilidad de las excavaciones a través de gráficos. Por, lo cual se determinó que para las excavaciones de sección 3.5 x 3.5 m como son las Cortadas de exploración en gran parte no requerirán sostenimiento, sin embargo, de presentarse un terreno de mala calidad será necesaria la evaluación de sostenimiento. Las excavaciones de sección 4.5 x 4.5 m como es el caso de la Rampa San Gabriel, requerirá un sostenimiento de tipo permanente que puede ser pernos helicoidales distribuidos de manera sistemática y finalmente las excavaciones de sección 7.0 x 7.0 m destinadas a ser Cámaras de perforación diamantina requerirán un sostenimiento más robusto como es el caso del Shotcrete más empernado sistemático.

Según (Loarte, 2018), Manifiesta en su tesis titulada “Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la corporación Minera Toma La Mano – Cormitoma S.A. – año 2018”. nos menciona que el trabajo en minería subterránea es el trabajo con más alto riesgo causando accidentes incapacitantes e accidentes fatales debido al desprendimiento de rocas y es así que se propone un estudio geomecánico para evitar deslizamiento de roca aplicando un adecuado sostenimiento mediante caracterización geomecánica RMR de Bieniawski y Q de Barton, el problema

principal que abordó fue los altos índices de inestabilidad de las labores mineras subterráneas, al realizar el análisis geomecánico encontró en la zona de mineral roca (Tipo IIIA), Zona de Contacto (Tipo II-B), en el caso de la Pizarra (Tipo IIIA), para la Cuarcita (Tipo IIA) y en Granodiorita (Tipo IIB). Como resultados de acuerdo a Bieniawski (RMR) y Barton (Q), el autor propone que para la Pizarra el sostenimiento será a través de Split set de 5 y 7 pies espaciados cada uno de 1.2 x 1.2 m; en el caso de la Cuarcita el sostenimiento será con puntales de seguridad y para la Granodiorita será cuando lo requiera.

(Lázaro, 2017), en su tesis titulada “Geomecánica aplicada al diseño del sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores Mineras en la Mina Caridad de la Compañía Minera Lincuna S.A. – 2017”. Menciona que la evaluación geomecánica del macizo rocoso, se realiza con la finalidad de garantizar la estabilidad de las labores mineras subterráneas, cuya importancia es la de salvaguardar la seguridad e integridad del personal y de su entorno a lo largo de la operación de la mina, al mantener las labores y los tajeos estables; asegurando las cajas para obtener una baja dilución y reducir los accidentes por caídas de rocas. se realiza por motivos que en minería artesanal han ocurrido problemas de desprendimiento de rocas, muchas de ellas han causado la pérdida de muchos trabajadores, es así que propone un estudio geomecánico de acuerdo a RMR de Bieniawski teniendo un macizo tipo IIIA, IIIB y IVA para su posible sostenimiento, el autor propone para el sostenimiento de la mina utilizar pernos de fricción (Split Set), en cuanto a los tajeos el sistema de sostenimiento son el Shotcrete y mallas con pernos de fricción que se utilizan de acuerdo al terreno. Este estudio se dio debido al accidente incapacitante por desprendimiento de roca.

De forma similar, (García, 2019) Presentó su tesis en la universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Perú titulada “Evaluación geomecánico en el diseño de sostenimiento subterráneo en la unidad económica administrativa Huachocolpa Uno-Compañía Minera Caudalosa S.A.” nos dice que es un trabajo que nos permite dar a conocer los sistemas de valorización del macizo rocoso y dar un soporte aplicando la utilidad de un software minero como ayuda para ver la orientación de las discontinuidades, análisis de estabilidad, cuñas y esfuerzos alrededor de una labor subterránea y todo esto aplicado al diseño de sostenimiento en las labores subterráneas, al realizar el análisis geomecánico tiene como resultado macizo rocoso de calidad “Buena a Regular” según la clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski, por lo que, los tipos de sostenimiento a aplicarse en la U.E.A. Huachocolpa Uno de la Compañía Minera Caudalosa S.A, serán variados debido a que el diseño minero involucra distintos “Dominios Geomecánicos”, además se ha tomado en consideración el carácter “temporal y/o permanente” de las labores mineras.

Por último, (Tacuri, 2017) presentó su tesis en la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Perú, titulada “Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la mina Hércules – Cia Minera Lincuna S.A”, nos dice que el sistema Q ha sido usado en numerosos proyectos en el mundo desde hace 25 años como un método de caracterización de la calidad de la roca y definición de un sostenimiento que asegure la estabilidad en su tiempo de vida útil en obras de excavaciones subterráneas como túneles civiles (carreteros), centrales hidráulicas y nucleares, cavernas

para almacenamiento de petróleo, cavernas para estadios de deportes y excavaciones mineras. Los resultados obtenidos, conforme al estudio geomecánico el RMR en el nivel 4300 está entre 21 a 75 y el Q entre 3 a 9. Asimismo, la clasificación GSI, de las rocas existentes en el nivel 4300, tienen calidad: buena (RMR >70) regular (RMR=51 a 70), calidad mala (RMR=21-40), por lo cual el sostenimiento propuesto es: Shotcrete, pernos helicoidales, malla electrosoldada, pernos de fricción, pernos expansivos, cuadros de madera, pilares de madera y puntales.

Por otro lado, (Velaquez, 2016) dice que tantos accidentes mortales e incidentes que ocurre en una minería artesanal son por derrumbes y caída de rocas, y sin duda es una labor de más alto riesgo que el ser humano realiza. Tenemos que conforme las estadísticas alrededor el 20% de este infortunio ocurre por el deslizamiento de rocas. Y si le añadimos el 10% de accidentes originados por derrumbes, desprendimientos, es la segunda fuente de muerte en minería artesanal por la inestabilidad del macizo rocoso. Es por tales motivos que es de suma importancia realizar el análisis geomecánico del macizo rocoso antes de realizar cualquier operación en mina.

Justificación

El presente estudio se justifica porque se desea encontrar el tipo de sostenimiento para la mina la El Chanche, el cual cumpla con las condiciones de soportar las cargas presentes en la mina, mantener la estabilidad, además existe la necesidad de conocer el comportamiento geomecánico del macizo donde se viene realizando las labores mineras subterráneas, el cuál determinará los tipos de roca presentes.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema principal

¿Cuál sería el tipo de sostenimiento más adecuado para la mina el Chanche mediante al análisis geomecánico con los parámetros RMR de Bieniawski y Q de Barton?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Determinar el tipo de sostenimiento al realizar el análisis geomecánico, para la mina subterránea “El Chanche” Cajamarca – 2020.

1.3.2. Objetivos específicos

Determinar el RMR de Bieniawski y el Q de Barton de las labores subterráneas de la Mina El Chanche Cajamarca -2020.

Determinar la clase y calidad de la roca existente en las labores subterráneas de la Mina el Chanche con la clasificación de RMR y Q de Barton

Determinar el tipo de sostenimiento con los parámetros del RMR de Bieniawski y el Q de Barton.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

Con el análisis de los parámetros geomecánicos se obtendrá el tipo de sostenimiento adecuado para lograr una mejora en la estabilidad del macizo rocoso de manera más eficiente en la mina “El Chanche” Cajamarca -2020.

CAPÍTULO II. MÉTODO

2.1. Tipo de investigación

La presente investigación es descriptiva ya que se van describir los diferentes aspectos Geomecánicos de la mina. Según Cazau (2006), menciona que una investigación de tipo descriptivo es un método que se basa en la observación, por lo que son de gran importancia los cuatro factores psicológicos: atención, sensación, percepción y reflexión. Su objetivo central es "esencialmente la medición precisa de una o más variables dependientes, en alguna población definida". En efecto el presente estudio se basa en la recolección de datos actuales presentes en la operación minera, de acuerdo a la clasificación del análisis geomecánico en el procedimiento para la selección del tipo de sostenimiento.

Por otra parte, el enfoque es cuantitativo porque se estudiarán diversos indicadores que se pueden cuantificar y medir, describiendo y explicando la caracterización geomecánica de las zonas de estudio, mediante la toma de datos y análisis interpretativos.

2.1.1. Diseño de la investigación

El diseño de la investigación es de carácter no Experimental, ya que se observa el fenómeno tal como se da en su contexto natural, no se manipulan intencionalmente las variables independientes”.

2.2. Población y muestra (Materiales y instrumentos)

2.2.1. Población

Los macizos rocosos de la mina subterránea el Chanche - Cajamarca

2.2.2. Muestra

Se analizará los macizos rocosos de las dos principales galerías de la mina el chanche – Cajamarca.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

2.3.1. Técnicas para la recolección de datos:

Observación Directa: Se observó minuciosamente el macizo rocoso de la zona para poder anotar los datos requeridos para el análisis geomecánico mediante los parámetros del RMR de Bieniawski y Q de Baton.

Trabajo de Campo: Se recopiló todos los datos necesarios para la investigación además se tomaron muestras de cada estación para ser analizadas en el laboratorio.

Recolección de Documentos y Bibliografía: se inspeccionan los datos presentes en documentos ya existentes, como bases de datos, informes, tesis, estudios, entre otros.

Análisis de Datos: Se procesó toda la información recopilada en Excel y se analizaron las fallas presentes de la mina el software Dips, RocData, Phase 2 V8.

2.3.2. Instrumentos

Los instrumentos para la recolección de datos para la caracterización geomecánica del macizo rocoso son los siguientes:

- Tablas geomecánicas: **RMR de Bieniawski:** índice que evalúa la competencia del macizo rocoso basándose en 6 parámetros: Permite hacer una clasificación 'in situ', Se utiliza usualmente en la construcción de túneles, de taludes y de cimentaciones.

(ver anexo 4) y **Q de Barton**: Esta clasificación geomecánica permite estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso y lo que es más importante permite estimar el tipo de sostenimientos para túneles y otras excavaciones subterráneas. (ver anexos 4 y 8)

- Microsoft Office: contiene los paquetes necesarios para realizar un trabajo de investigación: Outlook, Word, Excel, PowerPoint, Access.
- Libreta de campo: es una herramienta usada por investigadores de varias áreas para hacer anotaciones cuando ejecutan trabajos de campo.
- Formatos de trabajo de campo: sirve para planificar cada una de las actividades que conforman un proceso de trabajo de campo.
- Ábacos: se analizó la información encontrada con los parámetros.
- Software Dips: es un programa diseñado para realizar análisis y visualizar información estructural (datos geológicos de orientación).

2.3.3. Equipos

Los equipos para la toma de datos en la caracterización geomecánica del macizo rocoso son los siguientes:

- Brújula Brunton Azimutal: se usa generalmente para mediciones del rumbo y buzamiento.
- GPS Garmin: sirve para encontrar las coordenadas geográficas donde está ubicado el terreno.
- Picota: sirva para determinar la dureza de la roca.
- Flexómetro: usado para hacer mediciones de persistencia, mapeos, etc
- Escalímetro: para la medición de las aberturas de las fallas.

- Cámara fotográfica: sirvió para tomar evidencias del macizo rocoso de la zona estudiada.
- Tablas de sostenimiento: sirvieron para determinar el tipo de sostenimiento que se aplicación en la mina el chanche. (Ver tablas 14 y 15)
- Laptop: sirvió para el procesamiento de los datos de campo.
- Calculadora científica Casio: sirvió para los cálculos inmediatos en campo.
- EPPS: sirvió para la protección personal.

2.4. Procedimiento

El procedimiento para este estudio de investigación se realizó mediante Etapas:

2.4.1. Primera etapa: Revisión bibliográfica

Se procedió a revisar diferentes tesis, artículos, y revistas científicas que tengan relación con la investigación, mediante repositorios institucionales, UNDAC, latinoamericanos, UNI, UNMSM, Redalyc, Scielo, Ebsco, Google académico entre otras fuentes confiables.

Revisión del lugar de estudio, se inició con el procesamiento y recolección de toda la información bibliográfica que se refiere a la zona de estudio, adquisición de planos geológicos regionales, consideración de estudios regionales cercanos a la zona de estudio. Se obtuvo información del Geocatmin, Google Earth Pro. Ver mapa geológico (anexo N°2)

Ubicación y accesibilidad

Se encuentra ubicado entre las provincias de Cajamarca y Celendín, en los distritos de La Encañada (Cajamarca), Sorochuco (Celendín), que pertenece al Centro Poblado Quengomayo. Ver mapa de ubicación (anexo N°1)

La Mina el Chanche, está ubicada en el distrito de Sorochuco, provincia de Celendín, región de Cajamarca, a 80 Km de Cajamarca. Acceso desde Cajamarca, siendo la ruta principal Cajamarca Sorochuco a 2.5 horas a 31 Km al nor-este de la ciudad de Cajamarca, a una altitud que va de los 3800 a los 4200 msnm.

Tabla 1

Rutas y Accesos a la mina El Chanche

Ruta	Km	Tipo de Vía	Tiempo
Cajamarca - Celendín	80	Asfaltada	2 h. 50 min
Celendín - Sorochuco	31	Asfaltada	40 min
Sorochuco - Quengomayo	19	Trocha Carrozable	1 h
Quengomayo- Proyecto	2	Trocha Carrozable	10 min

Tabla 2

Coordenadas UTM de la concesión "El Chanche"

Vértices	Norte	Este
1	9218000	792500
2	9227000	792500
3	9227000	806000
4	9218000	806000

Geología local

En el área de estudio se pueden apreciar las formaciones geológicas pertenecientes a los grupos Goyllarisquizga (Formaciones Chimú, Santa, Carhuáz, Farrat), Crisnejas (Inca, Chúlec y Pariatambo) y Puillucana (Formaciones Yumagual). En el área del yacimiento se forma por condiciones subtropicales, debido a la meteorización que afecta a esquistos de escudos precámbricos, descomponiendo los silicatos del origen endógeno. La formación de óxidos de manganeso en tales condiciones se debe, esencialmente al levantamiento de escudos precámbricos en combinación con periodos de lluvia y sequía a través de miles de millones de años. (Siveroni, 2017)

La mina el Chanque cuenta con dos galerías principales, su extracción de mineral es subterránea, el mineral que extrae es manganeso.

2.4.2. Segunda etapa: En campo

Se visitó el lugar de estudio de la mina El Chanche para identificar las condiciones actuales en las que se encuentra y las características del macizo rocoso.

En esta etapa se recopiló la información in situ.

2.4.2.1. Análisis geomecánico del macizo rocoso de las 2 galerías

El área está constituida por rocas sedimentarias rocas areniscas cuarzosas grises oscuras, rojizas, calizas arenosas, lutitas grises, se realiza el trabajo en campo con el propósito de obtener los parámetros geomecánicos que serán utilizados para seleccionar el tipo de sostenimiento para la mina El Chanche.

Para el análisis de discontinuidades se determinó las más importante para ello se realizó el mapeo por línea de detalle, que se empezó de bocamina, las discontinuidades más representativas se tomaron en cuenta para nuestro estudio.

Se analizó el macizo rocoso de las dos principales galerías de la mina el chanche dentro de sus 10 primeros metros, ya que no se podía acceder más a fondo por motivo que el macizo rocoso es inestable, total se tomaron dos estaciones por galería.

Tabla 3

Estaciones establecidas para la caracterización geomecánica de la rampa

Ítem	Nombre	Longitud
1	Estación N°1	1 - 10
2	Estación N°2	10 - 20
3	Estación N°3	1 - 10
4	Estación N°4	10 - 20

Para cada estación se tomaron las orientaciones de las discontinuidades fueron tomadas con la forma de buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR), los datos recaudados fueron tomados con brújula Brunton a lo largo de los 20 metros lineales del tunel y almacenados en un formato Excel en donde se obtiene el RDQ, RMR, Q.

Tabla 4

Dirección y buzamiento de las discontinuidades de las estaciones geomecánicas. Primera galería.

ESTACIÓN 1		ESTACIÓN 2	
Buzamiento	Dirección	Buzamiento	Dirección
45	295	75	270
50	300	42	10
45	295	50	15
38	310	38	10
48	275	35	380
45	280	44	10
45	305	70	170
74	200	75	175
76	190	80	175
73	204	82	174
74	200	62	280
75	200	65	295
85	190		
44	100		
47	110		

Tabla 5

Dirección y buzamiento de las discontinuidades de las estaciones 3 y 4 geomecánicas. Segunda galería.

ESTACIÓN 3		ESTACIÓN 4	
Buzamiento	Dirección	Buzamiento	Dirección
36	300	42	285
40	290	45	275
42	290	40	270
40	280	42	280
42	290	43	270
40	285	40	275
80	190	75	220
78	192	80	195
82	190	82	210
80	200	80	180
82	200	80	210
		40	115
		38	115
		40	105

El tipo de discontinuidades son diaclasas o juntas de origen tectónico, ya que suelen estar asociadas al plegamiento de las rocas (sedimentarias principalmente) y a la acción de fallas geológicas sobre cualquier tipo de roca. Las diaclasas asociadas a fallas suelen ser paralelas a las fallas, mientras que las diaclasas que se forman en plegamientos suelen ser perpendiculares a los esfuerzos tectónicos.

Se procedió a tomar datos sobre los parámetros geomecánicos de:

- **Espaciamiento de discontinuidades:** puntúa el espaciamiento entre discontinuidades. La puntuación alcanza valores de 20 puntos para diaclasas separadas más de 2 m y un valor mínimo de 5 para diaclasas espaciadas menos de 6 cm. (Geología y Geotecnia, 2018)



Figura 1. Espaciamiento de la discontinuidad, mapeo geomecánico las galerías.

De la evaluación realizada en las muestras-bloque y tomando en consideración el cuadro adjunto, se ha descrito el espaciado como moderadamente juntas con valor de 0.06 a 0.6 m.

- **Persistencia:** Permite puntuar el estado de las diaclasas a través de persistencia o longitud de las discontinuidades, abertura, rugosidad, presencia de relleno y alteración de las juntas. El valor máximo es de 20 puntos mientras que el mínimo es de 0 puntos (Geología y Geotecnia, 2018)



Figura 2. Persistencia de la discontinuidad, mapeo geomecánico de las galerías.

Tomando en consideración la figura y la evaluación realizada en el campo en la muestra, se puede decir que las diaclasas son de muy baja continuidad, con longitud equivalente de 1 a 3 metros.

- **Abertura:** es la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno. La abertura generalmente se cierra a medida que se profundiza. (Geología y Geotecnia, 2018)



Figura 3. Abertura de la discontinuidad, mapeo geomecánico.

Al evaluar en el campo en las muestras, se puede decir que las aberturas de las discontinuidades son angostas o cerradas con un valor que va desde >5 mm.

- **Relleno:** Las discontinuidades pueden aparecer rellenas de un material de distinta naturaleza de la roca o de las paredes y de materiales de relleno con propiedades físicas y mecánicas muy variables.



Figura 4. Relleno de la discontinuidad, mapeo geomecánico de las galerías.

Con la evaluación realizada en el campo, se puede decir que el relleno de las discontinuidades es un relleno blando menor y mayores a 5 mm.

- **Rugosidad:** Depende de las paredes de la discontinuidad, y varía entre 1 y 20. Se puede obtener a partir de, perfiles de rugosidad estándar a los que corresponden unos ciertos valores de JRC

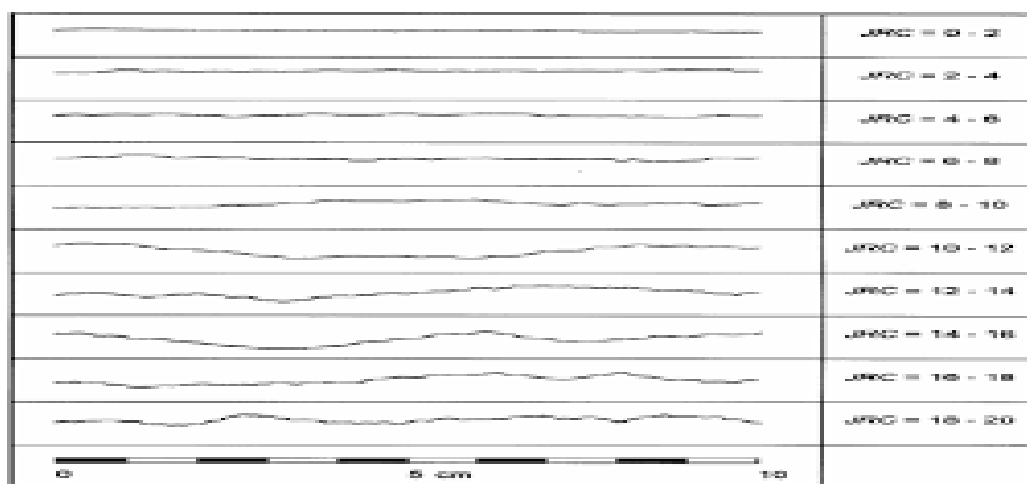


Figura 5. Parámetros de rugosidad de acuerdo a JRC.

Respecto al cuadro y la evaluación realizada en el campo en las muestras, se puede decir que las diaclasas presentan un tipo de rugosidad rugoso hasta ligeramente rugoso, JRC de 12 a 14.

- **Alteración:** Para la evaluación de este parámetro se tomó en cuenta la apertura, persistencia, rugosidad y grado de alteración de las paredes y el tipo de material de relleno.



Figura 6. Alteración de la discontinuidad, mapeo geomecánico de las galerías

Según la evaluación realizada en el campo en las muestras, la alteración de las discontinuidades es alteradas y ligeramente alteradas.

- **Presencia de agua:** Mide las filtraciones de agua en el macizo, el flujo de agua y la humedad presente en las discontinuidades. La puntuación alcanza un valor de 15 para un macizo rocoso seco y un valor de 0 para cuando el agua está fluyendo entre las juntas con un caudal superior a 125 l/min o la relación presión de agua/tensión principal mayor es superior a 0,5. (Geología y Geotecnia, 2018)



Figura 7. Presencia de agua en la discontinuidad, mapeo geomecánico de las galerías.

En nuestro caso, para los efectos de evaluación de este parámetro, se ha considerado ligeramente Húmedo y húmedo.

Por último, se recolectaron muestras representativas del macizo rocoso han sido extraídos en pequeños bloques de 10 x 10 cm. para su ensayo en laboratorio de la Universidad Privada del Norte -Cajamarca.



Figura 8. Recolección de Muestras de la Mina el Chanche.

2.4.3. Tercera etapa: Trabajo en gabinete.

Después de haber obtenido la información y los datos requeridos, se procedió a organizar la información en Excel, lo cual permitió elaborar las tablas que describen los resultados finales, asimismo, para la redacción del informe se utilizó el Software Office.

Elaboración de las tablas geomecánicas empleando la Tabla de clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski 1989), y Q de Barton, con los datos obtenidos en campo, lo que son las juntas o familias de discontinuidades.

2.4.4. Parámetros RMR de (Bieniawski, 1989).

Los parámetros medidos en este sistema se muestran en el anexo N°5 de cada estación.

A continuación, se detalla los parámetros para calcular o determinar el índice RMR (Calificación del Macizo Rocoso).

Tabla 6

Parámetros de clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989).

Parámetros de clasificación y sus valoraciones						
Parámetro		Rango de valores				
Ensayo carga puntual		>10(15)	10-4(12)	4-2(7)	2-1(4)	
Compresión simple (Mpa)		250-100(12)	100-50(7)	50-25(2)	5-1(1)	<1(0)
R.Q.D		90%-100% (20)	75%-90% (17)	50%-75% (13)	25%-50% (6)	<25% (3)
Separación entre diaclasas	Separación de	>2 m (20)	0.6-2 m (17)	0.2-0.6 m (10)	0.06-0.2 m (8)	<0.06 m (5)
	Long. Discontinuidad	<1 m (6)	1-3 m (4)	3-10 m (2)	10-20 m (1)	>20 m (0)
	Abertura	Nada (6)	<0.1 mm (5)	0.1-1.0 mm (3)	1-5 mm (1)	>5 mm (0)
Estado de las discontinuidades	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Ligeramente rugosa (3)	Ondulada (1)	Suave (0)
	Relleno	Ninguno (6)	Relleno duro <5 mm (4)	Relleno duro >5 mm (2)	Relleno blando <5 mm (2)	Relleno blando >5 mm (0)
	Alteración	Inalterada (6)	Ligeramente alterada (5)	Moderadamente alterada (3)	Muy alterada (1)	Descompuesto (0)
Agua freática	Caudal por 10 m de Túnel	Nulo (15)	<10 l/min (10)	10-25 l/min (7)	25-125 l/min (4)	>125 l/min (0)
	Presión agua/tensión principal mayor	0(15)	0-0.1(10)	0.1-0.2(7)	0.2-0.5(4)	>0.5(0)
	Estado general	Seco (15)	Ligeramente húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua Fluyendo (0)
Corrección orientación discontinuidades	Dirección y buzamiento	muy favorable	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60
	Puntuación	(81-100)	(61-80)	(41-60)	(21-40)	(<20)
Clasificación	Clase	Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Tipo V
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala

Fuente: (Geotecnia., 2018)

Parámetros a calificar:

1. Resistencia de la Roca Intacta: A partir de valores de resistencia a la compresión simple (UCS) o de ensayos de carga puntual.
2. RQD.
3. Espaciamiento de discontinuidades.
4. Condiciones de las discontinuidades.
5. Condiciones de Agua Subterránea.
6. Corrección y orientación de las discontinuidades

$$RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) + (6)$$

Ecuación 1

Tabla 7

Corrección por orientación de las discontinuidades respecto al eje del túnel.

Orientación de las discontinuidades en el túnel						
Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0°-2° cualquier dirección
Excavación con buzamiento		Excavación contra buzamiento				
Buzamiento de 45°-90°	Buzamiento de 20°-45°	Buzamiento de 45°-90°	Buzamiento de 20°-45°	Buzamiento de 45°-90°	Buzamiento de 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable

Tabla 8

Calidad de los macizos rocosos en relación al índice RMR (Bieniawski 1989).

Clase	Calidad	Valoración	Tiempo promedio de autosoporte	Cohesión (MPa)	Ángulo de fricción interna
I	Muy Buena	100-81	20 años para 15 m de vano.	> 0,4	>45°
II	Buena	80-61	1 año para 10 m de vano.	0,3 - 0,4	35°- 45°
III	Media	60-41	1 semana para 5 m de vano.	0,2 - 0,3	25°- 35°
IV	Mala	40-21	1 hora para 2.5 m de vano.	0,2	5°- 25°
V	Muy mala	< 20	30 minutos para 1 m de vano.	< 0,1	< 15°

En la tabla se observa que de acuerdo la calidad de roca se puede asignar la cohesión y el ángulo de fricción interna. Además, Bieniawski 1989 propone una ecuación para calcular el ángulo de fricción interna:

$$\phi = 5 + \text{RMR}/2 \text{ (deg)}$$

Ecuación 2

2.4.5. Sistema Q de Barton

Para la clasificación de estos parámetros se tomaron en cuenta cada uno de sus valores establecidos, de acorde con los datos recolectados en la zona de estudio. El índice Q se emplea mayoritariamente en la evaluación del sostenimiento de túneles mediante bulones, cerchas, hormigón proyectado, etc. (Geotecnia, 2019)

El Índice Q varía entre 0.001 y 1.000, asociado a la clasificación del macizo como se presenta a continuación:

0,001 y 0,01: excepcionalmente mala

0,1 y 1: muy mala

1 y 4: mala

4 y 10: media

10 y 40: buena

40 y 100: muy buena

100 y 400: extremadamente buena

400 y 1.000: excepcionalmente buena

Para calcular el Q de Barton se utiliza la siguiente formula:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Ecuación 3

Donde:

J_n: Es el índice de diaclasado

J_r: Es el índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.

J_a: Es el índice de alteración de las discontinuidades.

J_w: Factor de reducción por la presencia de agua.

SRF: es un factor que evalúa el estado tensional del macizo rocoso. El valor fluctúa entre 0,5 y 400

Tabla 9

1^{er} Parámetro, cálculo del R. Q. D

Descripción de la calidad		
del macizo rocoso	R. Q. D	Observaciones
Muy mala	0-25	
Mala	25-50	Para R. Q. D < 10 se puede
Mediana	50-75	tomar R.Q.D. = en la ecuación
Buena	75-90	de Q.
Excelente	90-100	

Tabla 10

2^{do} Parámetro, cálculo de la familia de diaclasas 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 diaclasas ocasionales	12
Cuatro o más familias de diaclasas, roca muy fracturada	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2 jun y en túneles 3 jun	

Fuente: (Bongiorno, 2017)

Tabla 11

3^{er} Parámetro, rugosidad de las diaclasas Jr y 4^{to} Parámetro, agua en las diaclasas Jw

Contacto entre las 2 caras de las diaclasas con poco desplazamiento lateral de menos de 10 cm	Jr	
Juntas discontinuas	4	
Juntas rugosa o irregular ondulada.	3	
Suave ondulada.	2	
Espejo de falla, ondulada.	1.5	
Rugosa o irregular, planta.	1.5	
Suave plana.	1	
Espejo de falla, plano.	0.5	
No existe contacto entre las 2 caras de las diaclasas cuando ambas se desplazan lateralmente.	Jr	
Zona de contenido de minerales arcillosos, 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 2 caras de las diaclasas	1	
Nota: si el espaciamiento de la familia de las diaclasas es mayor de 3 m hay que aumentar el Jr en una unidad.		
Para diaclasas con espejos de falla provisto de lineaciones, si están orientadas favorablemente, se puede usar Jr=0.5		
	Jw	Presión del agua Kg/cm ²
Excavaciones secas o de influencia poco importante	1	<1
Fluencia o presión medias. 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 grande o presión alta de agua excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo.	0.1-0.2*	>10
Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0.05-0.1	>10
Los valores presentados con el signo * son solo valores estimados. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar Jw.		

Fuente: (Bongiorno, 2017)

Tabla 12

5^{to} Parámetro, Meteorización de las diaclasas Ja.

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

Fuente: (Bongiorno, 2017)

Tabla 13

6^{to} Parámetro tensiones de las excavaciones S.R.F.

1. Zona débil que interceptan la excavación y pueden causar caídas de bloques.				S.R.F
A. Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor.				10
B. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación <50 m).				5
C. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente. (profundidad de excavación >5m)				2.5
D. Varias zonas de fractura en roca competente libre de arcilla, roca suelta alrededor (Cualquier profundidad)				7.5
E. Sólo una zona fracturada en roca competente libre de arcilla (Profundidad de excavación < 50 m)				5
F. Solo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla (profundidad>50 m).				2.5
G. Diaclasas abiertas sueltas, muy fracturadas, cualquier profundidad.				5
2. Rocas competentes con problemas tensionales en las rocas		σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	S.R.F
II. Tensiones pequeñas cerca de la superficie		>200	>13	2.5
I. Tensiones medias		200-10	13-0.33	1
J. 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
K. Explosión de roca suave (roca Masiva).		5-2.5	0.33-0.16	5 - 10
L. Explosión de roca fuerte (Roca Masiva)		<2.5	<0.16	10 - 20
σ_c y σ_1 , son las resistencias a la compresión y tracción respectivamente de la roca, σ_1 es el esfuerzo principal máximo que actúa en la roca.				
3. Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostática.				S.R.F
M. Presión de Flujo suave.				5 a 10
				10 a
N. Presión de flujo intensa.				20

Fuente: (Bongiorno, 2017)

2.4.6. Elección del tipo de sostenimiento

Para la elección del tipo de sostenimiento mediante el RMR de Bieniawski y Q de Barton hizo uso de las siguientes de las tablas N°14 y 15 mediante los resultados obtenidos.

Tabla 14

Sostenimiento a partir de índice RMR

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Pernos de roca (20 mm de diámetro, completamente inyectados)	Hormigón Proyectado (Shotcrete convencional)	Cerchas metálicas
I 100-81	Sección completa. Avances de 3 m.	Generalmente no se quiere ningún refuerzo local.	ningún sostenimiento	pernos para
II 80-61	Sección completa. Avance de 1-15 m. Soporte completo a 20 m del frente	Pernos locales en el techo, 3 [m] de largo y espaciado de 2,5 m con malla ocasional.	50 mm en el techo donde fuera necesario.	No
III 60-41	Avance y destroza. Avances de 1,5 a 3 m. Completar sostenimiento a 10 m del frente.	Empernado sistemático de 4 m de largo, espaciados de 1,5 a 2 m en el techo y paredes con malla en el techo	50 - 100 mm en el techo y 30 mm en las paredes	No
IV 40-21	Avance y destroza. Avances de 1.0 a 1.5 m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10 m del frente.	Empernado sistemático de 4 a 5 m de largo, espaciados de 1 a 1,5 m en el techo y paredes con malla.	100 a 150 mm en el techo y 100 mm en las paredes	Marcos ligeros a medianos separados 1,5 m, donde sea requerido
V < 20	Pases múltiples. Pases múltiples. Avances de 0.5-1.5 m. Sostenimiento simultáneo con la excavación: hormigón proyectado tan pronto como sea posible después de la voladura	Empernado sistemático de 5 a 6 m de largo, espaciado 1 a 1,5 m en el techo y paredes con malla. Instalación de pernos en el piso o contra bóveda	150 - 200 mm en el techo, 150 mm en las paredes y 50 mm en el frente.	Marcos medianos a pesados espaciados a 0,75 m con encostillado de acero y marchavantes de ser necesario sea requerido. Cerrar la sección.

Túneles de sección en herradura, máxima anchura 10 m, máxima tensión vertical 250 MPa.

Fuente: (Bieniawski, 1989)

Tabla 15

Calidad de Roca VS Sostenimiento

Calidad de roca	Valor de Q	Sostenimiento
I	$Q > 0.7$	Pernos de acero Calidad A 63 – 42 H, diámetro 22 mm, longitud 2.5 m y shotcrete con fibra, 50 mm de espesor. Separación entre pernos 1.8 m. Separación entre anillos 1.8 m, 3 y 4 pernos alterados por anillo.
II	$0.2 < Q < 0.7$	Pernos de acero calidad A 63 -42 H, diámetro 22 mm, Longitud 2,5 m y shotcrete con fibra, 100 mm de espesor. Separación entre pernos 1,5 m. 6 y 7 pernos alterados por anillo
III	$0.05 < Q < 0.2$	Pernos de acero Calidad A 63 – 42 H, diámetro 22 mm, longitud 2.5 m y shotcrete con fibra, 120 mm de espesor. Separación entre pernos 1,3 m. Separación entre anillos 1.3 m, 7 y 8 pernos alternados por anillo
IV	$0.01 < Q < 0.05$	Pernos de acero Calidad A 63 – 42 H, diámetro 22 mm, longitud 2.5 m y shotcrete con fibra, 150 mm de espesor. Separación entre pernos 1,0 m. Separación entre anillos 1.0 m, 10 y 11 pernos alternados por anillo. Cimbras metálicas de 30 kg/, separación entre cimbras 1.0 m.
V	$0 < Q < 0.01$	Pernos de acero Calidad A 63 – 42 H, diámetro 22 mm, longitud 2.5 m. Shotcrete con fibra, 200 mm de espesor. Separación entre pernos 1.0 m. Separación entre anillos 1.0 m, 10 y 11 pernos alternados por anillo. Cimbras metálicas de 30 kg/, separación entre cimbras 0.5 a 0.75 m.

Fuente: (Quispe, 2012)

Para la estimación de los sostenimientos a partir de Q, se definen los siguientes parámetros:

A) Diámetro equivalente del túnel (De)

Para relacionar el valor del índice Q la estabilidad y requerimiento de sostenimiento de excavaciones subterráneas, Barton (1974), definió un parámetro que se denominó la Dimensión Equivalente “De” de la excavación. (Quispe, 2012)

$$De = \frac{\text{Diametro o altura de la excavación (m)}}{ESR} \qquad \text{Ecuación 4}$$

B) Correlación de sostenimiento de excavación (ESR)

El rango de significancia de la excavación es explicado mediante el índice ESR que viene a ser un factor de seguridad. Los valores de ESR aparecen en la tabla 16. La referencia (ESR=1.6) corresponde típicamente a “excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de aguas para hidroeléctricas, (con la excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles pilotos (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes”.

Tabla 16

Valores del índice ESR (Excavación Suport Radio) de la clasificación Q, Barton

Tipo de Excavación	ESR
A Labores mineras de carácter temporal, etc.	2 a 5
B Galerías mineras permanentes, 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
C Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y ferrocarril, Túneles de acceso.	1.2-1.3
D Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0.9-1.1
E Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fabricas, túneles para taludes principales de gas.	0,5-0.8

Fuente: (Peréz, 2012)

También para el sostenimiento mediante Q de Barton se analizó las Categorías de sostenimientos estimadas en base al índice Q (según de Grimstad y Barton 1993)

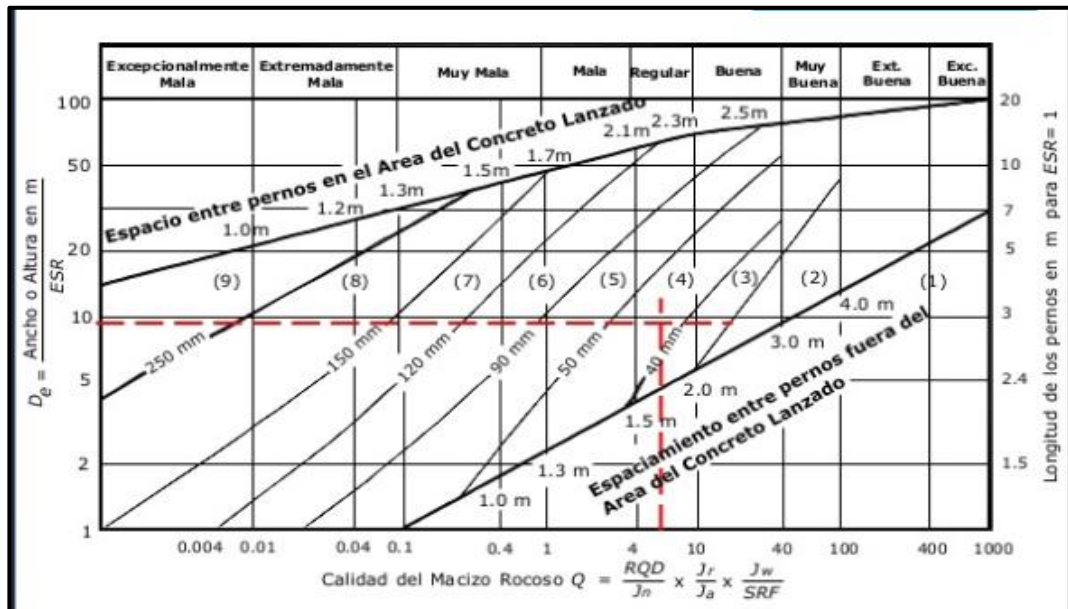


Figura 9. Categorías de sostenimientos estimadas en base al índice Q (según de Grimstad y Barton 1993)

Fuente: Barton (1993).

Categorías de refuerzo

- 1). Sin sostenimiento
- 2). Empernado puntual
- 3). Empernado sistemático
- 4). Empernado sistemático con 40 – 100 mm de shotcrete. Sin refuerzo
- 5). Shotcrete reforzado con fibra, de 50 – 90 mm, y empernado.
- 6). Shotcrete reforzado con fibra, de 90 – 120 mm, y empernado.
- 7). Shotcrete reforzado con fibra, de 120 – 150 mm, y empernado.
- 8). Shotcrete reforzado con fibras, > 150 mm, con cerchas reforzadas de shotcrete y empernado.
- 9). Revestimiento de concreto moldeado.

2.4.7. Cálculo del RQD: se puede determinar a partir de trozos de roca testigos mayores de 10 cm recuperados en sondeos o a partir de juntas J_v que indican el número de juntas por m^3 observadas en un afloramiento. Para el primer caso se utiliza la siguiente:

Ecuación para determinar el RQD teniendo en cuenta testigos de perforación

$$RQD(\%) = \left(\frac{\sum \text{de testigos o núcleos de sondeo de longitud} \geq 10\text{cm}}{\text{Longitud total de la maniobra}} \right) \times 100 \quad \text{Ecuación 5}$$

Ecuación para determinar el RQD de acuerdo al número de juntas por metro.

$$RQD = 115 - 3.3XJ_v \quad \text{Ecuación 6}$$

Donde J_v es el número de fisuras por metro cúbico.

Ecuación para determinar el RQD de acuerdo al número de juntas por metro.

$$RQD = 100e^{(-0.1l)} \times (0.1l + 1) \quad \text{Ecuación 7}$$

l = es el número de fisuras/espacio.

Datos

Estación. N°1 Primera galería: 16 discontinuidades por metro lineal.

Estación. N°2: Primera galería: 13 discontinuidades por metro lineal.

Estación. N°3: Segunda galería: 15 discontinuidades por metro lineal.

Estación. N°4: Segunda galería: 12 discontinuidades por metro lineal.

Calculo:

$$\text{Estación N°1: } RQD = 100e^{(-0.1(16))} \times (0.1(16) + 1) = 52.5\%$$

$$\text{Estación N°2: } RQD = 100e^{(-0.1(13))} \times (0.1(13) + 1) = 62.68\%$$

$$\text{Estación N°3: } RQD = 100e^{(-0.1(15))} \times (0.1(15) + 1) = 55.78\%$$

$$\text{Estación N°4: } RQD = 100e^{(-0.1(12))} \times (0.1(12) + 1) = 66.26\%$$

Tabla 17

Calidad del macizo rocoso mediante el R.Q.D de la mina El Chanche

Estación	R.Q.D (%)	Calidad
Est.1	52.5	Mediana
Est.2	62.68	Mediana
Est.3	55.78	Mediana
Est.4	66.26	Mediana

2.4.8. Ensayo a compresión simple

El ensayo se llevó a cabo con el equipo de laboratorio de la Universidad Privada del Norte, llamado Unidad Semiautomática de Carga Axial, se ensayaron 4 muestras de 10x10cm.

Los datos registrados del equipo en los procedimientos de la carga ejercida en cada muestra arrojan valores, cuyas unidades esta kN. Para el cálculo de la resistencia a la compresión simple se aplicó la relación:

Relación para encontrar la resistencia de la roca.

$$\sigma_c = \frac{F}{A} \quad \text{Ecuación 8}$$

σ_c = Resistencia compresiva de la roca (Kg/cm²)

F = Carga última de rotura de la probeta (Kg)

A = Área de la probeta (cm²)

2.4.9. Sistema GSI

El Geological Strength Index (Índice de Resistencia Geológica: GSI), fue desarrollado por Hoek (1995) para subsanar los problemas detectados con el uso del índice RMR y poder evaluar la resistencia de macizos rocosos según el criterio generalizado de Hoek-Brown. El GSI se basa en la evaluación de la litología, estructura y estado de las superficies de discontinuidades en el macizo rocoso. Evaluando la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades, cuyo valor puede estar entre 0 – 100, definiendo cinco clases de macizo rocoso como se describen a continuación:

- Macizos de calidad Muy Mala, Clase V, GSI de 0 a 20.
- Macizos de calidad Mala, Clase IV, GSI de 20 a 40.
- Macizos de calidad Regular, Clase III, GSI de 40 a 60.
- Macizos de calidad Buena, Clase II, GSI de 60 a 80.
- Macizos de calidad Muy Buena, Clase I, GSI de 80 a 100.

La determinación del GSI de las 4 estaciones se puede encontrar mediante la figura del (anexo N°7), mediante observaciones geológicas del macizo rocoso del túnel y también con la fórmula de: $GSI = RMR_{89} - 5$ *Ecuación 9*

2.4.10. Análisis de datos

Para el análisis de las fallas o familias de discontinuidades se han procesado estadísticamente empleando la técnica de proyección estereográfica utilizando como herramienta el software “DIPS, RocData, Phase 2 V 8.0.

2.4.10.1. Software Dips V 6.0: es un programa diseñado para realizar análisis y visualizar información estructural de igual modo que si usáramos una red estereográfica.

En las proyecciones estereográficas de dicha zona, se podrá observar lo siguiente; en las discontinuidades forman cuñas paralelas sobre el eje de la galería y forman cuñas perpendiculares.

De acuerdo al mapeo geomecánico para la estación N°1, se observa la presencia de 3 familias de discontinuidades, la cual 2 son principales y la F1 es una familia secundaria.

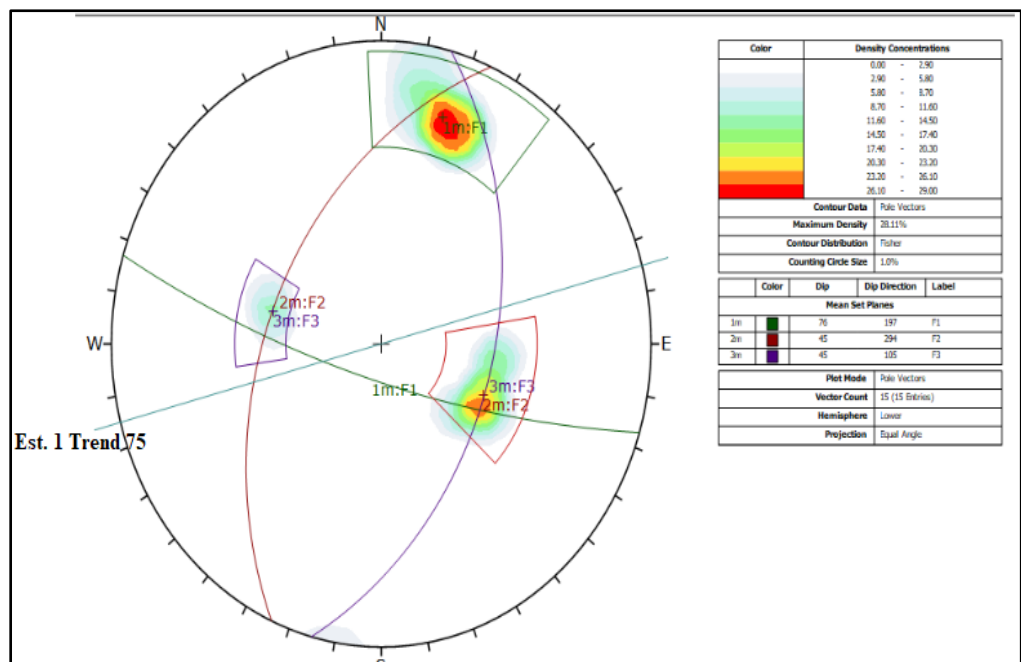


Figura 10. Proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Estación N°1 de la primera galería.

Fuente: Elaborado por los autores

Respecto al análisis de Rosette que se usa para representar las orientaciones de las discontinuidades se puede apreciar que no existe paralelismo contra las discontinuidades con respecto a la orientación de las discontinuidades.

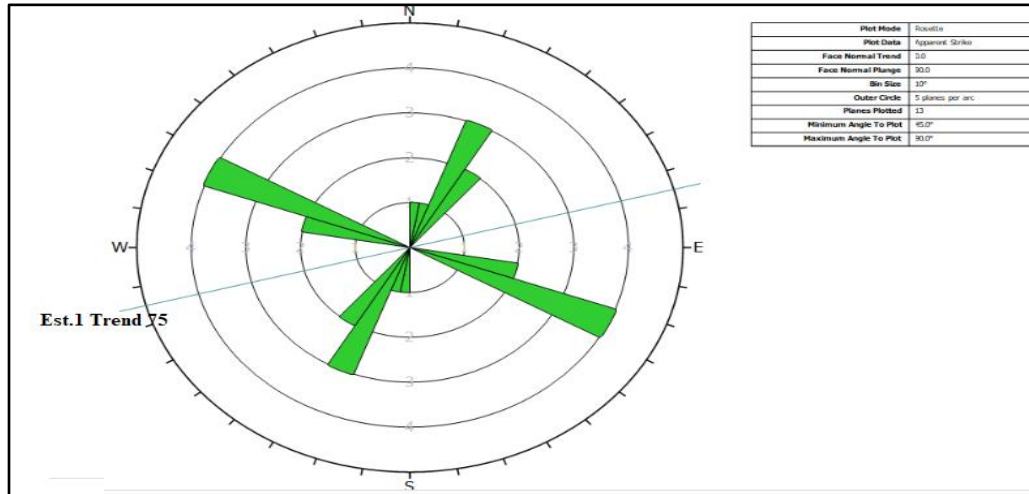
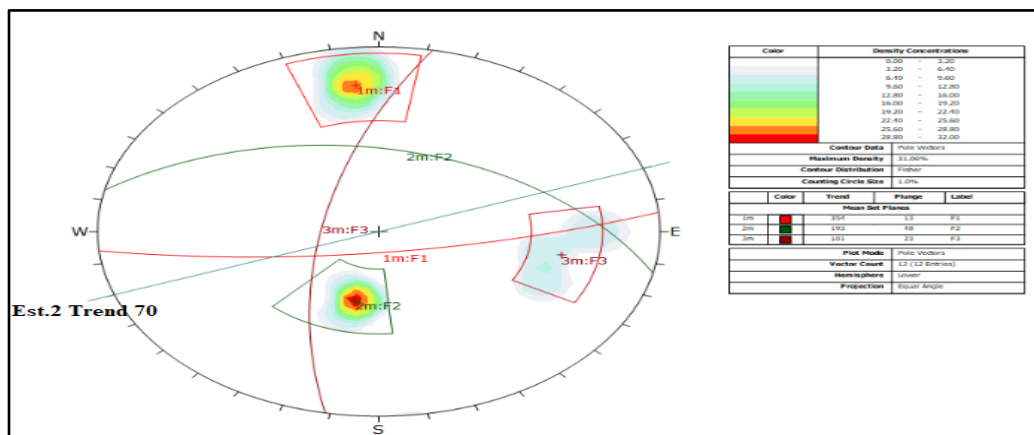


Figura 11. Gráfico de Rosetta de las discontinuidades. Estación N°1 de la primera galería.

Fuente: Elaborado por los autores

En el análisis de la segunda estación se pueden observar 3 familias de discontinuidades, tenemos 2 principales y 1 secundario (F3), como se muestra en la figura.



En el diagrama de rosas muestra un sistema perpendicular de forma favorable al eje de excavación y dos sistemas sub paralelos de forma desfavorable al avance de excavación.

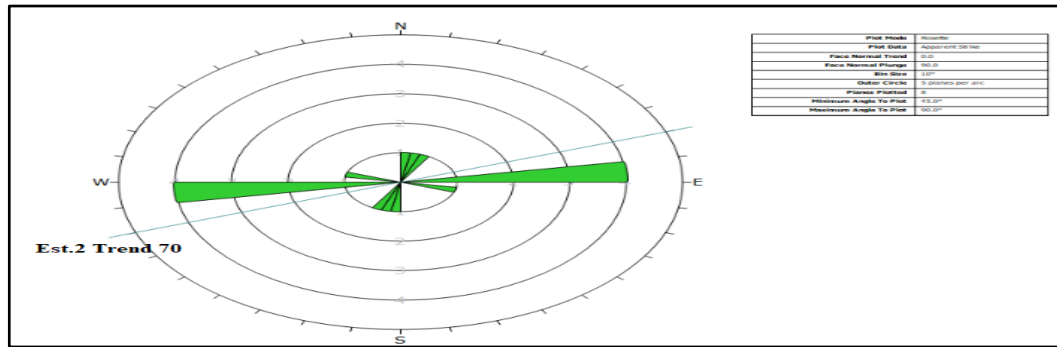


Figura 13. Gráfico de Rosetta de las discontinuidades. Estación N°2 de la primera galería.

Fuente: Elaborado por los autores

Se observa tres planos de discontinuidades que forman una cuña F1, F2, F3, con dirección norte, por lo que se recomienda medidas de sostenimiento como pernos helicoidales de 7 de pies, puntuales más malla de 4” x 4”, de tal manera que abarque la zona de la cuña.

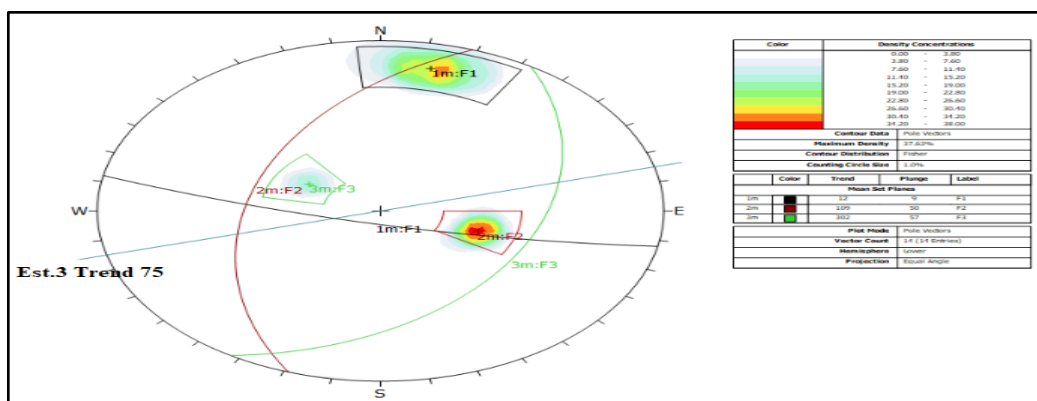


Figura 14. Proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Estación N°3 de la segunda galería.

Fuente: Elaborado por los autores

Se observa las Rosetas estructurales de las discontinuidades, y ellas tiene una dirección sub-paralela al eje de excavación, la que nos indica que las discontinuidades no son favorables.

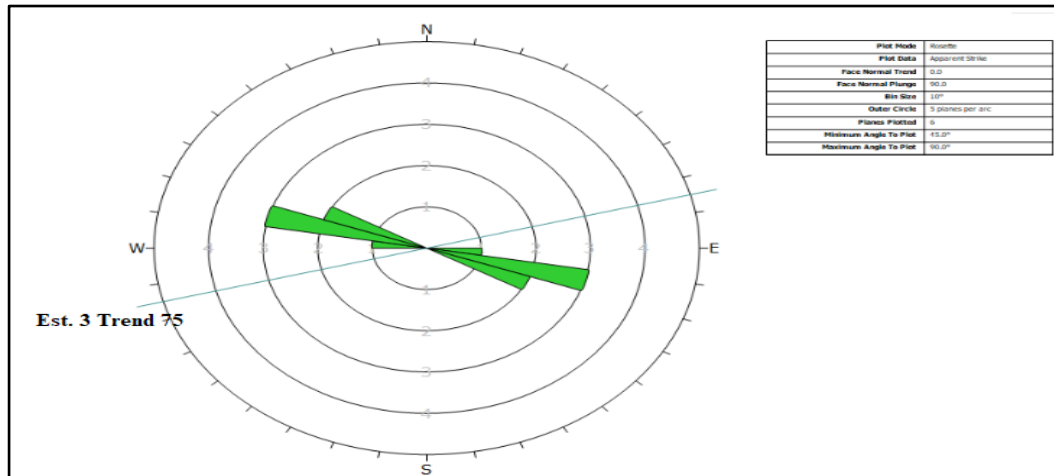


Figura 15. Gráfico de Rosetta de las discontinuidades. Estación N°3 de la segunda galería.

Fuente: Elaborado por los autores

De acuerdo al análisis se obtienen 3 familias de discontinuidades, de las cuales una es la principal (F2) y las otras dos son secundarias.

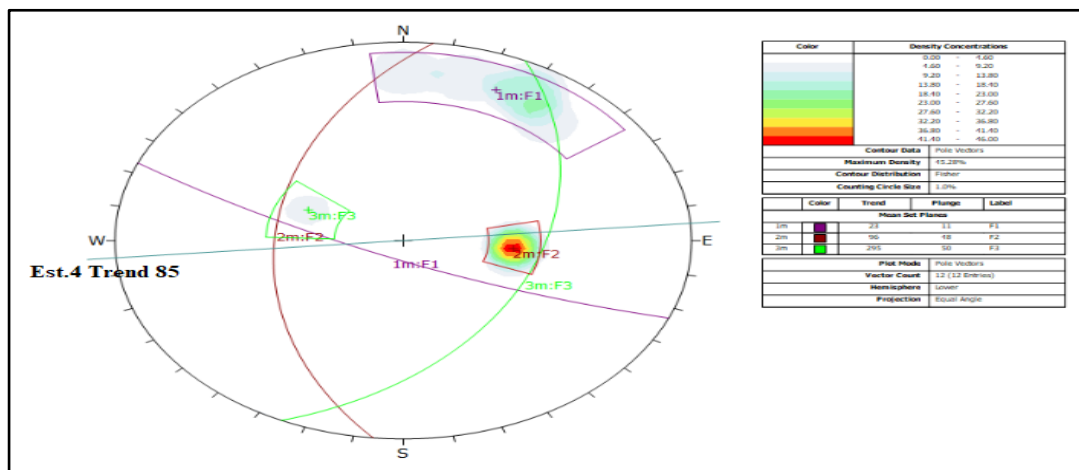


Figura 16. Proyecciones estereográficas de las discontinuidades. Estación N°4 de la segunda galería.

Fuente: Elaborado por los autores

Se observa las rosetas estructurales, que nos indican que la dirección de la discontinuidad que está en dirección al (N) es desfavorable con respecto al eje Mientras que la dirección de las otras discontinuidades son sub-paralelas que también son desfavorables.

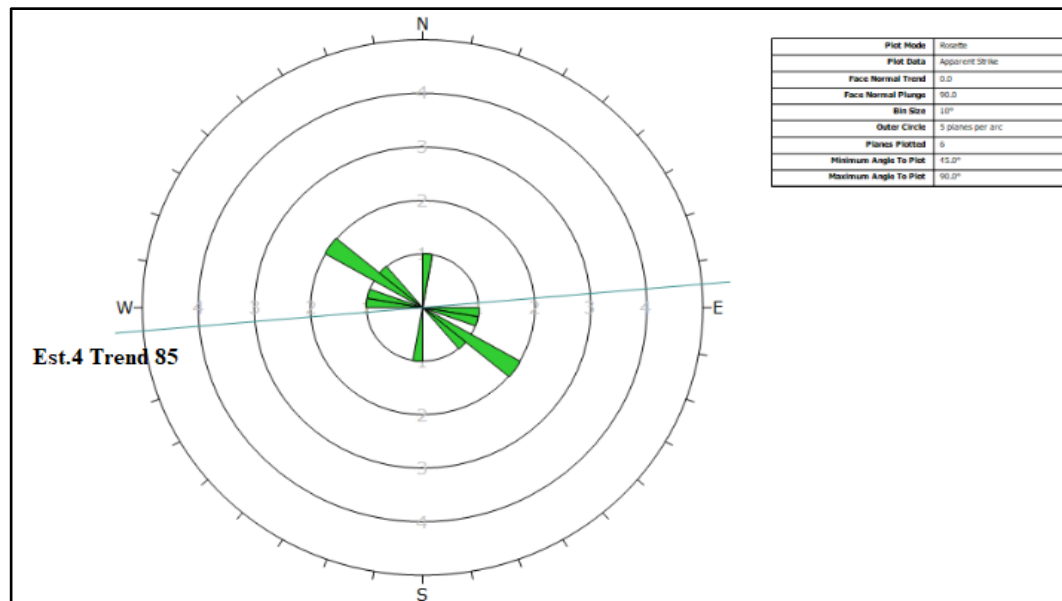


Figura 17. Gráfico de Rosetta de las discontinuidades. Estación N°4 de la segunda galería.

Fuente: Elaborado por los autores

2.4.10.2. RocData: Según (Borga, 2016) nos indica que a través de este software podemos encontrar parámetros geotécnicos según diversos modelos como pueden ser Mohr-Coulomb, Hoek-Brown generalizado, Barton-Bandis o Power Curve de forma confiable, entonces se utilizara el software RocData 4.0 para determinar el ángulo de cohesión y fricción.

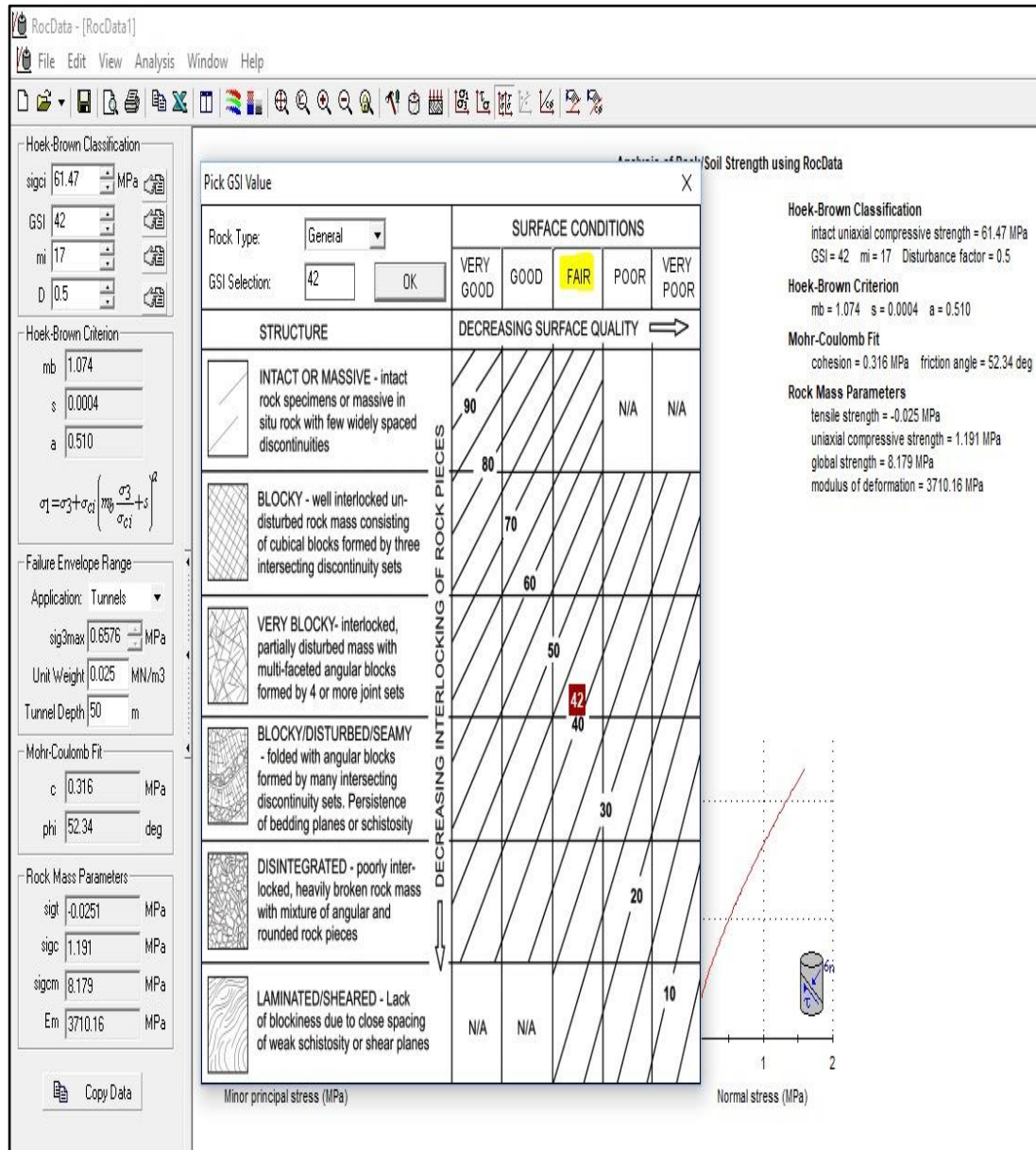


Figura 18: Inserción de datos en el software RocData 4.0

Diretrizes para estimar el factor de perturbaciones (D), es un factor que depende sobre todo del factor de alteración al que ha sido sometido el macizo rocoso por efectos de voladura o por la relajación de los esfuerzos. Varía desde 0 para macizos rocosos insitu inalterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados (Borga, 2016)


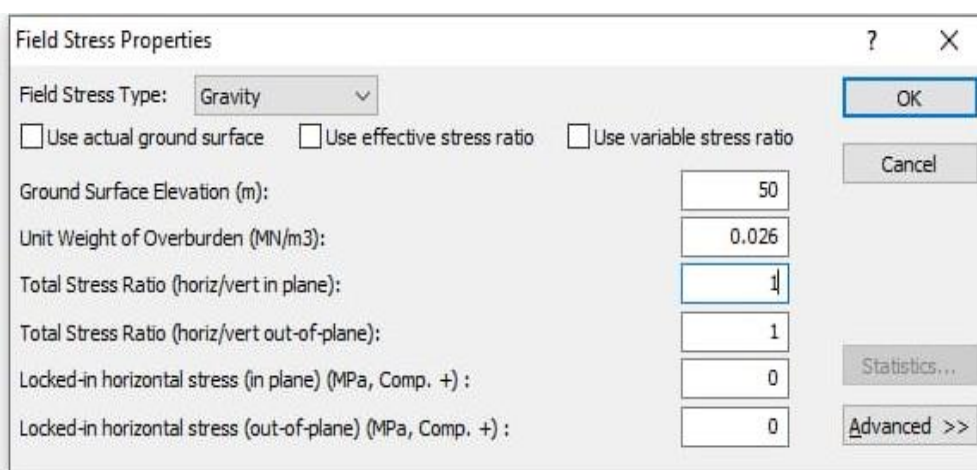
Apariencia del Macizo Rocosó	Descripción del Macizo Rocosó	Valor D Sugerido
	Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel.	D=0
	Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo circundante Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance. La alteración puede ser severa a menos que se coloquen una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la figura.	D=0 D=0.5 No invert
	Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 metros en el macizo rocoso circundante.	D=0.8
	Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil y geotécnica dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo la alteración de tensión resulta en alguna alteración.	D=0.7 Good blasting D=1.0 Poor blasting

Figura 19. Directrices para estimar el factor de perturbaciones (D).

2.4.10.3. Software Phase 2 V 8.0: es un potente programa de análisis de estrés de elementos finitos 2D elasto-plástico para excavaciones subterráneas o superficiales en roca o suelo. Los modelos complejos de varias etapas se pueden crear y analizar fácilmente: túneles en roca débil o articulada, cavernas

subterráneas, minas y taludes a cielo abierto, entre otros. Los elementos del revestimiento se pueden aplicar en el modelado de shotcrete, hormigón, sistemas de acero, muros de contención, pilas, revestimientos compuestos multicapa, geotextiles y más. Las herramientas de diseño del revestimiento incluyen gráficas de capacidad de soporte que le permiten determinar el factor de seguridad de los revestimientos reforzados. Los tipos de pernos incluyen anclado final, totalmente unido, pernos de cable. Esta opción está totalmente automatizada y se puede utilizar con parámetros de resistencia Mohr-Coulomb o Hoek-Brown. (Civilax, 2012) , Para el caso del presente trabajo se ha aplicado los parámetros de Hoek Brown Generalizado, ahora determinamos el espesor de la zona plástica en el perímetro de la mina el Chanche, para ello trabajamos en campo de esfuerzos tipo gravitacional para hallar el estado de tensiones el cual está sometido la rampa, para ello se insertaron los siguientes datos: Profundidad de excavación 50 metros y la densidad de la roca arenisca es de 0.026 MN/m³



Field Stress Properties	Value
Field Stress Type:	Gravity
<input type="checkbox"/> Use actual ground surface	
<input type="checkbox"/> Use effective stress ratio	
<input type="checkbox"/> Use variable stress ratio	
Ground Surface Elevation (m):	50
Unit Weight of Overburden (MN/m ³):	0.026
Total Stress Ratio (horiz/vert in plane):	1
Total Stress Ratio (horiz/vert out-of-plane):	1
Locked-in horizontal stress (in plane) (MPa, Comp. +):	0
Locked-in horizontal stress (out-of-plane) (MPa, Comp. +):	0

Figura 20. Datos de entrada del estado tensional del macizo rocoso Phase 2.

Fuente: Elaborada por los autores

Respecto a las propiedades de resistencia de la roca consideramos el comportamiento elástico y parámetros de resistencia bajo el criterio de fallas de Hoek y Brown generalizado, entre tensiones y deformaciones determinando una constante para la arenisca de $0.3 - 6.1 \times 10^5$.

Areniscas

Name: Areniscas Material Color: █

Initial Element Loading: Field Stress & Body Force Unit Weight: (MN/m3): 0.027

Elastic Properties

Elastic Type: Isotropic Poisson's Ratio: 0.3

Young's Modulus (MPa): 36925.01 Young's Modulus (resid) (MPa): 20000

E1 (MPa): 20000 E2 (MPa): 20000 E3 (MPa): 20000

v12: 0.2 v13: 0.2 v23: 0.2

Strength Parameters

Failure Criterion: Hoek-Brown Material Type: Elastic

Intact Comp. Strength (MPa): 1.835 Dilatation Parameter: 0

mb Parameter (peak): 1.429 mb Parameter (resid): 1

s Parameter (peak): 0.5 s Parameter (resid): 0.001

Figura 21. Propiedades de la resistencia de la roca Phase 2.

Fuente: Elaborada por los autores

2.4.11. Aspectos éticos

Este proyecto de investigación se está trabajando de acuerdo a los protocolos brindados por la universidad para el desarrollo de este. Sus citas relacionadas estas con las normas APPA sugeridas por la universidad. Se elaboró este proyecto de investigación con la finalidad de lograr una mejora para a sociedad y contribuir con información relevante a futuro respecto a este tema.

Aspectos éticos en base a:

Social:

No se va a alterar costumbres ni tradiciones y menos aún, se va a vulnerar derechos humanos, debido a que se va a trabajar netamente con el macizo rocoso del lugar.

Medio ambiente:

No se va a dejar contaminantes dentro de la zona de estudios ya que solo se recogerán las muestras necesarias para el estudio.

Respecto al medio ambiente no se va a hacer remociones grandes del terreno que generen altos contenidos de contaminación.

No se van a afectar flora ni fauna

A nivel empresarial:

No se afectará en el procedimiento ni en el trabajo de la mina.

Se cuenta con el permiso necesario del dueño de la mina para realizar el estudio.

Se han hecho las coordinaciones respectivas con el dueño de la mina artesanal, y por

lo tanto no se van a generar conflictos con la empresa.

CAPÍTULO III. RESULTADOS

Después del procesamiento de datos obtenidos en campo y laboratorio, los siguientes resultados.

3.1. Ensayo a la compresión simple o uniaxial

Tabla 18

Datos y cálculo de la resistencia de las muestras.

Muestra cubica	Carga (kN)	Carga (Kg)	Área(cm ²)	Resistencia (Kg/cm ²)
Muestra 01	628.96	64136	102.347	626.655
Muestra 02	644.92	65763	101.002	651.104
Muestra 03	565.79	57695	100.667	573.129
Muestra 04	568.42	57963	100.667	575.791

Para el cálculo resistencia de la roca se convirtió a MPa por cuestiones para cálculos.

$$Muestra N^{\circ}1: \sigma_c = \frac{626.65 \text{ kg}}{\text{cm}^2} \times \frac{(100)^2}{1\text{m}} \times \frac{9.81\text{m}}{\text{s}^2} \times \frac{1\text{MPa}}{10^6} = 61.47\text{MPa}$$

$$Muestra N^{\circ}2: \sigma_c = \frac{651.104 \text{ kg}}{\text{cm}^2} \times \frac{(100)^2}{1\text{m}} \times \frac{9.81\text{m}}{\text{s}^2} \times \frac{1\text{MPa}}{10^6} = 63.873\text{MPa}$$

$$Muestra N^{\circ}3: \sigma_c = \frac{573.129 \text{ kg}}{\text{cm}^2} \times \frac{(100)^2}{1\text{m}} \times \frac{9.81\text{m}}{\text{s}^2} \times \frac{1\text{MPa}}{10^6} = 56.22\text{MPa}$$

$$Muestra N^{\circ}4: \sigma_c = \frac{575.791 \text{ kg}}{\text{cm}^2} \times \frac{(100)^2}{1\text{m}} \times \frac{9.81\text{m}}{\text{s}^2} \times \frac{1\text{MPa}}{10^6} = 56.48\text{MPa}$$

El valor promedio de las 4 muestras de la resistencia es 59.51 MPa.

Estos valores según el anexo N° 9, Bieniawski (1973) clasifica a la roca de resistencia a la compresión simple como media y el ISRM (1981), lo clasifica roca dura.

3.2. Criterios de rotura de Hoek-Brown a los macizos rocosos Mediante el software RocData

Para cálculos se considera los valores criterios de rotura del macizo rocoso basado en el criterio de Hoek-Brown generalizado se puede calcular mb , s y a ; fue mediante el del GSI de las 4 estaciones: 44,36,34 y 32.

Las constantes fueron obtenidas mediante el software RocData para la roca arenisca cuya resistencia a compresión simple es de 61.47, 63.87, 56.22 y 56.48 MPa.

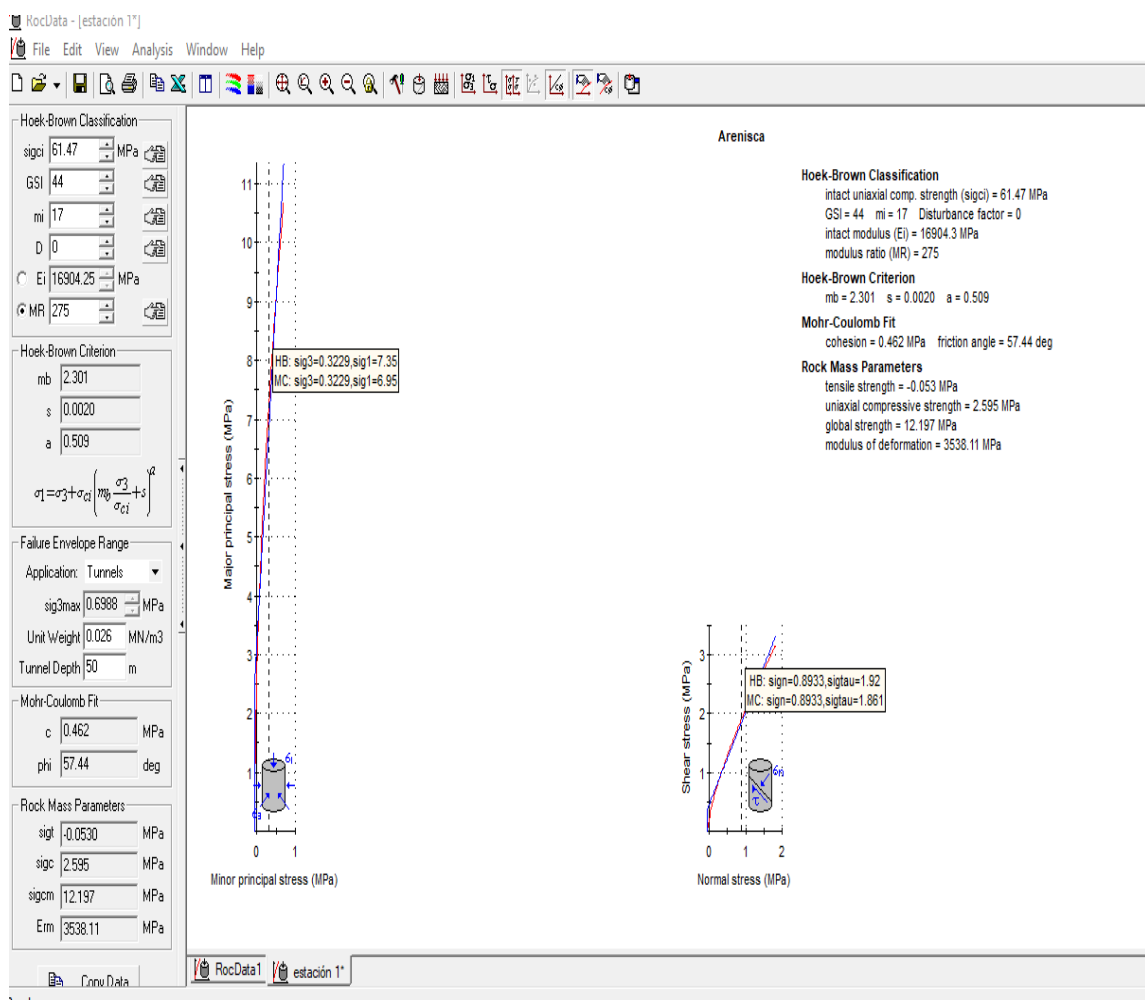


Figura 22. Datos obtenidos del software RocData 3.0.

Para mejor visibilidad de los resultados obtenidos en el software RocData a continuación, se muestra los resultados, ver tabla 19.

Tabla 19

Resultados obtenidos del software RocData 3.0

Estaciones	Criterios	Parámetros	Resultados	Unidad	
Est. 1	Hoek-Brown Criterion	mb	2.3007		
		s	0.00198483		
		a	0.508658		
	Failure Envelope Range	Application	Tunnels		
		sig3max	0.698842	MPa	
		Unit Weight	0.026	MN/m3	
		Tunnel Depth	50	M	
	Mohr-Coulomb Fit	c	0.462132	MPa	
		phi	57.4372	Degrees	
	Est.2	Hoek-Brown Criterion	mb	1.72892	
s			0.00081		
a			0.514908		
Failure Envelope Range		Application	Tunnels		
		sig3max	0.82269	MPa	
		Unit Weight	0.026	MN/m3	
		Tunnel Depth	50	M	
Mohr-Coulomb Fit		c	0.416776	MPa	
		phi	54.4382	Degrees	
Est.3		Hoek-Brown Criterion	mb	1.60974	
	s		0.00065		
	a		0.517064		
	Failure Envelope Range	Application	Tunnels		
		sig3max	0.941094	MPa	
		Unit Weight	0.026	MN/m3	
		Tunnel Depth	50	M	
	Mohr-Coulomb Fit	c	0.412383	MPa	
		phi	51.9373	Degrees	
	Est.4	Hoek-Brown Criterion	mb	1.49877	
s			0.00052		
a			0.5195		
Failure Envelope Range		Application	Tunnels		
		sig3max	1.06419	MPa	
		Unit Weight	0.026	MN/m3	
		Tunnel Depth	50	M	
Mohr-Coulomb Fit		c	0.4276	MPa	
		phi	50.396	Degrees	

Se calculo el módulo de deformación o módulo de Young según Bieniawski (1978) que analizó un número de casos históricos y propuso la siguiente relación para estimar el módulo de deformación in situ, E_m , a partir de RMR.

Las fórmulas de este tipo más clásicas son las Bieniawski (1978) y Serafim y Pereira (1983) que se expresan con las siguientes ecuaciones.

$$E_m = (GPa) = 2 \times RMR - 100 \quad RMR > 50 \quad \text{Ecuación 10.}$$

$$E_m = (GPa) = 10^{\frac{RMR-10}{40}} \quad RMR < 50 \quad \text{Ecuación 11.}$$

En nuestra investigación como tenemos un RMR menor de 50 utilizaremos la segunda Ecuación.

$$E_m = (GPa) = 10^{\frac{49-10}{40}} = 9.44GPa$$

$$E_m = (GPa) = 10^{\frac{41-10}{40}} = 5.96 GPa$$

$$E_m = (GPa) = 10^{\frac{39-10}{40}} = 5.30GPa$$

$$E_m = (GPa) = 10^{\frac{37-10}{40}} = 4.73GPa$$

Estos valores de deformación de la roca están calculados por cada estación geomecánica.

3.3. Parámetros de clasificación de la roca de las labores subterráneas de la Mina

Para este análisis se realizó una caracterización del macizo rocoso tanto en levantamiento litológico y estructural.

a) Levantamiento litológico

En las labores mineras subterráneas de la mina el Chanche: se ha realizado el levantamiento litológico en 04 estaciones, se presenta el análisis geomecánico de cada una de estas estaciones.

b) Levantamiento estructural

Esta referido al análisis estructural de las discontinuidades que se presentan en las labores mineras subterráneas, para el presente estudio se ha considerado valores como: rumbo, azimut, dirección de buzamiento, buzamiento y la dirección de labor minera.

Tabla 20

Datos topográficos de las estaciones geomecánicas

Estación	Coordenadas			Dirección de avance
	Este	Norte	Elevación	
Est.- 1	799397	9221433	3739	N 55° W
Est.- 2	799342	9222941	3820	N 55° W
Est.- 3	799265	9224071	3739	S 70° W
Est.- 4	797635	9223684	3908	N 62° W

3.3.1. Determinación del RMR Bieniawski de del macizo rocoso de la Mina el Chanche.

Tabla 21

Resultados del análisis RMR de Bieniawski, 1989

Cálculo del RMR	Estación 1	Estación 2	Estación 3	Estación 4
Compresión simple	7	7	7	7
RQD (%)	13	13	13	13
Separación entre juntas (mm)	8	10	10	8
Long. De las discontinuidades	2	2	4	4
Estado de las aberturas	3	0	1	0
discontinuidades rugosidad	5	1	0	3
relleno	2	2	2	0
Alteración	1	1	5	5
Caudal por 10 m de túnel	0	0	0	0
Agua Freática Precisión				
agua/tensión principal mayor	0	0	0	0
Estado general	10	10	7	7
RMR de Bieniawski	51	46	49	47

Estos datos fueron obtenidos de las 4 estaciones mapeadas y analizadas minuciosamente de acuerdo a los parámetros del RMR de Bieniawski, obteniendo un RMR valorizado de 5146,49 y 47. Con estos resultados se interpretó los índices de calidad presentes del macizo rocoso de la mina el Chanche. Ver anexo N°5.

Posteriormente, el puntaje total de cada estación, se tiene que restar un factor de ajuste que se encuentra relacionado con la orientación de las discontinuidades con respecto al eje del túnel (la dirección del túnel).

Tabla 22

Resultados del RMR de Bieniawski, 1989 corregido.

Estación	Rumbo	Corrección por la orientación de las discontinuidades	Valores	RMR Ajustado
Est. 1	N75E	Favorables	-2	49
Est. 2	N70E	Medias	-5	41
Est. 3	N75E	Desfavorables	-10	39
Est. 4	N85E	Desfavorables	-10	37

3.3.2. Determinación del Q de Barton de las labores subterráneas de la Mina El Chanche Cajamarca-2020.

Datos obtenidos de las estaciones N°1, N°2, N°3 Y N°4 mediante los parámetros de Q de Barton.

Tabla 23

Resultados del RQD (Índice de calidad de Roca)

Estaciones	R.Q.D %
Est. 1	52.5
Est. 2	62.68
Est. 3	55.78
Est. 4	66.26

Tabla 24

Resultados del Jn (Número de familias de discontinuidades)

Índice de discontinuidades (Jn)	
Est. 1	6
Est. 2	9
Est. 3	12
Est. 4	9

Tabla 25

Resultados del Jr (Rugosidad de las discontinuidades)

Índice de Rugosidad (Jr)	
Est. 1	3
Est. 2	4
Est. 3	2
Est. 4	2

Tabla 26

Resultados del Ja (Alteración de las discontinuidades)

Índice de alteración (Ja)	
Est. 1	1
Est. 2	3
Est. 3	2
Est. 4	3

Tabla 27

Resultados del Jw (Persistencia de agua en las continuidades)

Índice de la calidad de agua (Jw)	
Est. 1	0.66
Est. 2	1
Est. 3	0.66
Est. 4	1

Tabla 28

Resultados del SRF (Factor de reducción de esfuerzo)

Influencia de estado tensional (SRF)	
Est. 1	2.5
Est. 2	2.5
Est. 3	2.5
Est. 4	2.5

Luego para obtener el valor Q debemos realizar el cálculo respectivo para cada estación.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

$$\text{Estación N}^\circ 1 \quad Q = \frac{52.5}{6} \times \frac{3}{1} \times \frac{0.66}{2.5} = 6.93$$

$$\text{Estación N}^\circ 2 \quad Q = \frac{62.68}{9} \times \frac{4}{3} \times \frac{1}{2.5} = 5.55$$

$$\text{Estación N}^\circ 3 \quad Q = \frac{55.78}{12} \times \frac{2}{2} \times \frac{0.66}{2.5} = 1.22$$

Estación N°4
$$Q = \frac{66.26}{9} x \frac{2}{3} x \frac{1}{2.5} = 1.96$$

Los resultados de la clasificación con el sistema Q se muestran en el siguiente cuadro:

Tabla 29

Resultados de la clasificación sistema Q de Barton

Estaciones	Q de Barton
Est. 1	6.93
Est. 2	5.55
Est. 3	1.22
Est. 4	1.96

Estos datos se obtuvieron de las 2 galerías mapeadas de la mina el Chanche mediante el sistema Q de Barton.

3.4. Resultados de la clase y calidad de la roca existente en las labores subterráneas de la Mina el Chanche.

3.3.1 Clase y calidad de la roca mediante RMR Bieniawski

Tabla 30

Clase y calidad de roca existente con el RMR de Bieniawski de las zonas de Estudio

Estación	Resultado del RMR	Clase de roca	Calidad de roca
Est.-1	51	Tipo III	Media
Est.-2	41	Tipo III	Media
Est.-3	39	Tipo IV	Mala
Est.-4	37	Tipo IV	Mala

Con los parámetros obtenidos del RMR de Bieniawski hemos identificado la clase y calidad de roca presentes en cada uno de las estaciones, donde se distinguen dos clases de tipo III Y IV y de calidad media y mala.

3.3.2 Clase y calidad de la roca mediante Q de Barton.

Tabla 37

Resultado del Q de Barton Clase y calidad del macizo rocoso.

Estación	Índice "Q "	Calidad de Roca	Tipo de Roca
Est. 01	6.93	Regular	Tipo I
Est. 02	5.55	Regular	Tipo I
Est. 03	1.22	Mala	Tipo I
Est. 04	1.96	Mala	Tipo I

Utilizando la formula del Q de Barton y analizando cada uno de sus parámetros se calculó la calidad y tipo de roca presentes en las estaciones mapeadas. Obteniendo como resultado la calidad de roca regular y mala y de clase de tipo I.

Resumen de características geomecánicas de la mina

Se presenta un resumen de este capítulo de todas las características geomecánicas de la mina, este resumen nos ayudara a determinar el sostenimiento adecuado para la mina el Chanche.

Tabla 32

Resultado del RMR y Q de Barton Clase y calidad del macizo rocoso.

Estaciones	RMR	Q
Est. 1	Calidad Media Tipo III	Calidad Regular Tipo I
Est. 2	Calidad Media Tipo III	Calidad Regular Tipo I
Est. 3	Calidad Mala Tipo IV	Calidad Mala Tipo I
Est. 4	Calidad Mala Tipo IV	Calidad Mala Tipo I

3.5. Determinación del tipo de sostenimiento según el análisis geomecánico RMR de Bieniawski y Q de Barton en las labores de mineras, Cajamarca - 2020.

3.5.1. Propuesta de sostenimiento a partir del RMR de Bieniawski

Tabla 33

Sostenimiento determinado con el RMR de Bieniawski.

RMR de Bieniawski					
Estación	Calidad del macizo rocoso	Excavación	Bulones	Sostenimiento	
				Hormigón proyectado convencional	Cerchas
Est.-1 Y 2	III Media	Avance y destrozo. de 1.5 a 3 m completar sostenimiento a 20 m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4 m con separaciones de 1,5 – 2 m en clave de hastiales. Mallazo en clave.	5-10 cm en clave y 3 cm en hastiales.	No requiere
Est.-3 Y4	IV Mala	Avance y destrozo. Avance de 1 a 1.5 m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10 m del frente.	Bulones sistemáticos de 4 – 5 m con separaciones de 1-1.5 m en clave de hastiales con mallazo.	10-15 cm en clave y 10 cm en hastiales, aplicando según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas 1.5 m cuando se requieran

Según los resultados obtenidos de los parámetros del RMR de Bieniawski se logró determinar el sostenimiento necesario para la mina el Chanche los cuales nos indican los avances, longitud y separación de bulones, uso y espesor de hormigón proyectado, así como la utilización de cerchas esto se logró mediante la tabla 14.

3.5.2. Sostenimiento a partir del Q de Barton

La calidad de roca obtenida mediante el Q de Barton indica que tenemos dos tipos de roca uno de clase regular y media. Para proponer un tipo de sostenimiento por este sistema es necesario contar con datos como el ancho, diámetro y altura del túnel. Barton propone usar la anchura equivalente del túnel y la calidad de la roca. Se posee datos del túnel: Ancho promedio = 3.20 m y Altura promedio = 2.70 m. Se tomará el dato de altura promedio como propone Barton para introducirlo en el parámetro adicional: dimensión equivalente (D_e) de la excavación. Se observa en la relación que se necesita el coeficiente ESR que depende del tipo de excavación, nos ubicamos en el apartado A y valor promedio del ESR = 2.5 según el tipo de excavación que se tiene.

Se procede a calcular el Diámetro equivalente (D_e) se calcula mediante la fórmula:

$$D_e = \frac{3.20 (m)}{2.5} = 1.28 m$$

Ahora se usa la figura 23, para determinar empíricamente el sostenimiento propuesto por Barton.

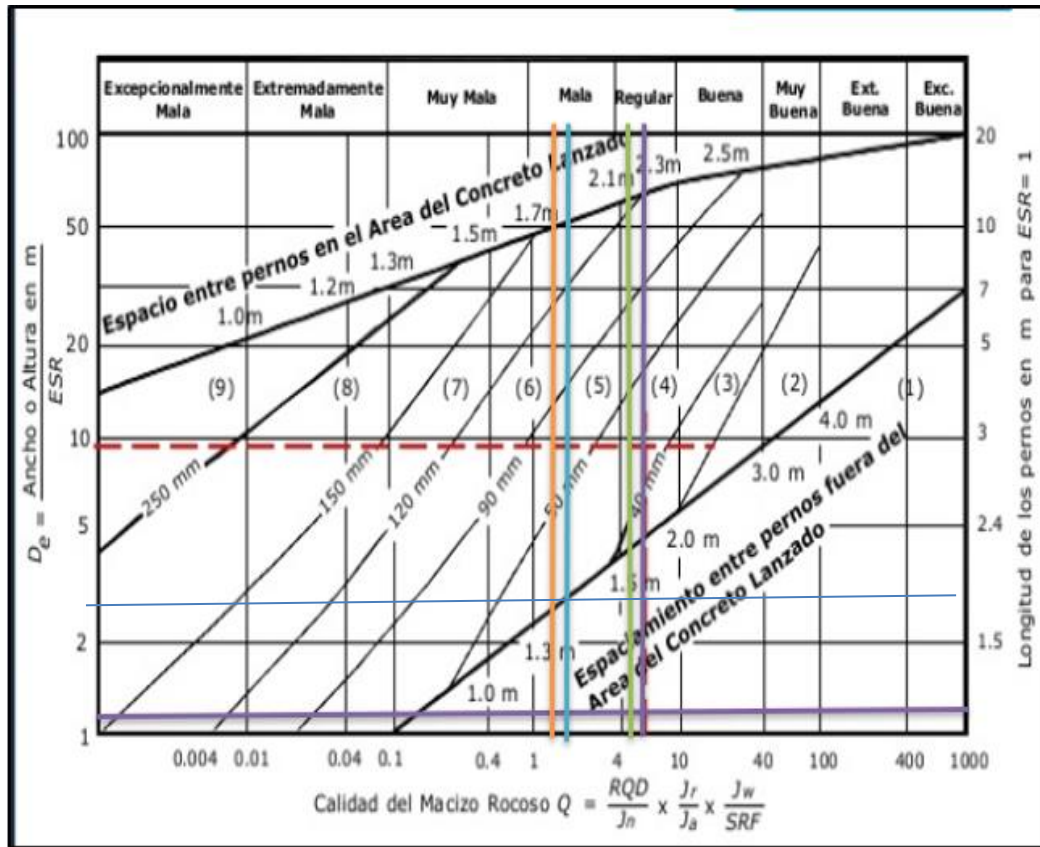


Figura 23. Sostenimiento Requerido mediante el Q de Barton

Observando la figura se tiene una líneas verticales y línea horizontal trazados desde valores aproximados según cálculos realizados, las intersecciones muestran una categoría de sostenimiento 1: indica que no necesita sostenimiento este tipo de roca de acuerdo a su D_e y clase de roca. Ver anexo 14 sobre secciones típicas de túneles y sus denominaciones para verificar si el ancho de la excavación es la correcta. Tipo de sostenimiento para cada una de las estaciones.

3.5.3. Propuesta de sostenimiento para la Mina el Chanche

3.5.3.1. Selección del tipo del sostenimiento

Existen diversas metodologías para determinar el sostenimiento en galerías, pero en primer lugar vamos a determinar el tiempo de auto sostenimiento en las labores de minado.

$$SPAM = 2 \times ESR \times Q^{0.4} \qquad \text{Ecuación 12.}$$

Donde:

SPAM= Máxima abertura sin sostenimiento

ESR = Excavation Support Ratio

Desde el punto de vista geomecánico es necesario establecer cuáles serán los tipos de sostenimiento (soporte o refuerzo de rocas) según el carácter temporal de las excavaciones subterráneas. En este contexto es fundamental definir en primer lugar “El Tiempo de Autosoporte vs Abierto Máximo” de las excavaciones utilizando el ábaco de Bieniawski (Figura. 24)

Tabla 34

SPAM de las labores de minado

Estación	RMR	ESR	Q	SPAM
Est. 1		49	2.5	6.93
Est. 2		41	2.5	5.55
Est. 3		39	2.5	1.22
Est. 4		37	2.5	1.96

Obtenidos los valores del SPAM para las diferentes estaciones, se procede a plotear los datos en el ábaco de autosoporte, en el siguiente gráfico.

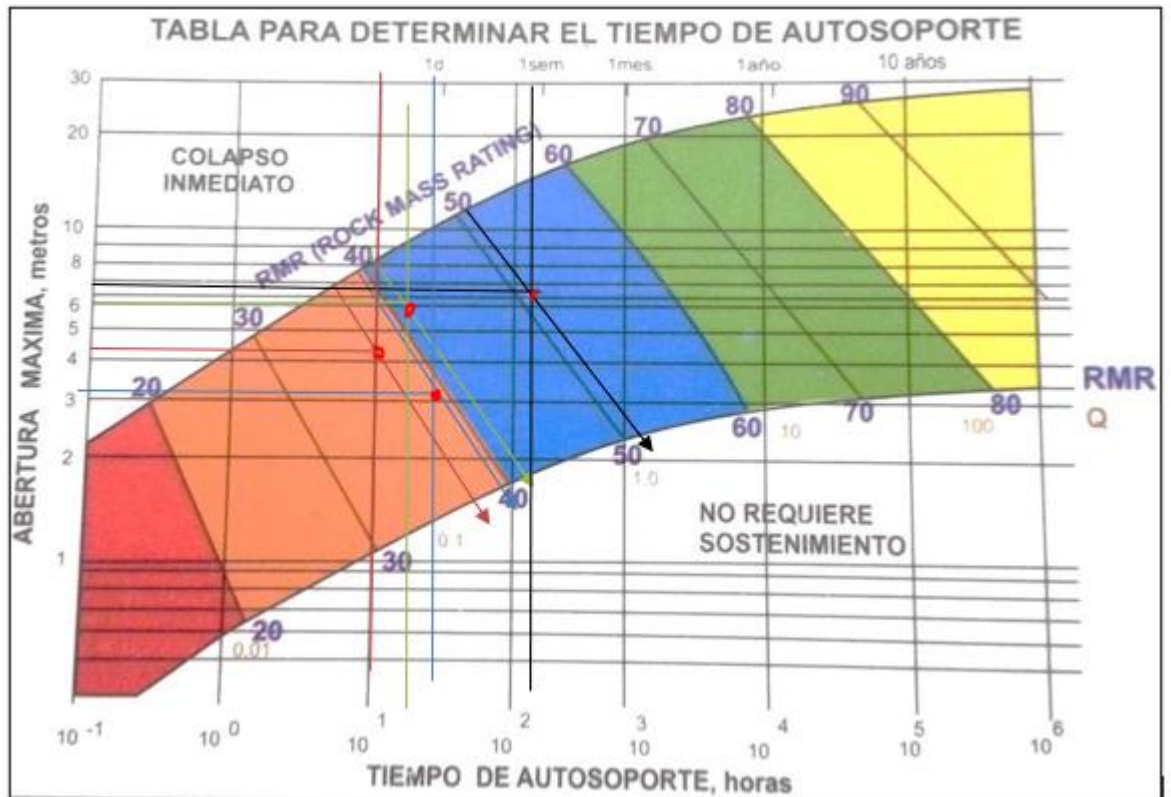


Figura 24: Tiempo de Autosostento de las cuatro estaciones

Según el análisis de autosostento para labores de minado, el SPAM quiere decir la máxima abertura que la labor puede auto sostentarse, en un caso práctico para la Est. 1, el SPAM es de 6.94 m por lo tanto el tiempo máximo que puede permanecer sin caerse es de 1 semana, para la Est.2 el SPAM es de 6.35 será 14 horas y para la Est. 3 el SPAM es de 3.46 será de 18 horas y para la Est. 4 el SPAM es de 4.18 un aproximado de 16 horas, esto quiere decir que luego de realizar el disparo se puede aguantar el tiempo estimado por cada estación sin sostenimiento.

En base a la caracterización Geomecánica del macizo rocoso, de la mina el Chanche considerando los resultados obtenidos se tiene que aplicar el sostenimiento para labores temporales en este caso sería para roca mala y regular porque son estos datos que se obtuvieron con el análisis de RMR y Q de Barton.

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1. Discusión

La hipótesis de la presente investigación ha quedado validada, puesto que se ha demostrado que la aplicación de sostenimiento está basada en el índice de RMR y Q de Barton, donde se tuvo como resultado para la galería 1 tenemos roca mala de clase IV y para la segunda galería roca regular de clase III con los parámetros de los dos índices de clasificación de la roca obtenido en base a los mapeos geomecánicos y uso de ensayos a compresión simple con la ayuda de laboratorio.

Loarte (2018) en su investigación “Geomecánica para el diseño del Sostenimiento de las labores mineras en la Corporación Minera Toma La Mano – Cormitoma S.A. – año 2018”, obtuvo como resultados un RMR de 59, 66, 58, 71 y 85 y Q de Barton de 5.29, 11.52, 4.74, 20.09, lo que indica que en algunas partes de esta mina no requiere de sostenimiento. En comparación con nuestros resultados, se obtuvo un RMR de 49, 41, 39 y 37 y Q de Barton de 6.93, 5.55, 1.22 y 1.96, lo que significa que en la mina el Chanche la calidad de la roca es inestable. Lo que podemos afirmar que mediante estos dos parámetros geomecánicos si se puede calcular los índices de calidad presentes en el macizo rocoso de las labores mineras.

Mediante la evaluación geomecánica aplicando los métodos de Bieniawski y Q de Barton se puede observar que existe correlación en los resultados, ya que por Bieniawski la calidad del macizo representada por el RMR para la galería 1 es media y para la galería 2 es de clase Mala y de calidad tipo III y IV y con los parámetros de

Q de Barton la calidad del macizo también arroja una calidad regular en la primera galería y es mala en la segunda galería de tipo I, lo que indica que con ambas clasificaciones tenemos mayor inestabilidad del macizo rocoso en la segunda galería, en comparación con la investigación de Tacuri (2017) “Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la mina Hércules – Cia minera Lincuna S.A” en sus resultados presenta una calidad de roca buena y mala de clase II y III, con Q de Barton 0.18 y RMR promedio 60, sin embargo ratificamos que en ambas investigaciones se obtuvo, una calidad de roca mala.

Con respecto al tipo de sostenimiento determinado con los sistemas de clasificación geomecánica de RMR de Bieniawski y Q Barton. El sostenimiento establecido por el sistema RMR de Bieniawski (1989) propone un tipo de sostenimiento tanto para roca mala y media para aplicar al macizo rocoso de acuerdo al valor del RMR encontrado para una roca de calidad mala (clase IV) tendrá que ser aplicado de inmediato en el frente, completar sostenimiento a menos de 10 m del frente, el empernado sistemático de 4 a 5 m de largo, espaciados de 1 a 1,5 m en el techo y paredes con malla, el hormigón tiene que ser de 100 a 150 mm en el techo y 100 mm en las paredes y las cerchas metálicas serán marcos ligeros a medianos separados 1,5 m, donde sea requerido. Y para roca regular (clase III) será completar sostenimiento a 10 m del frente con empernado sistemático de 4 m de largo, espaciados de 1,5 a 2 m en el techo y paredes con malla en el techo, Hormigón proyectado de 50 - 100 mm en el techo y 30 mm en las paredes y aplicación de cerchas metálicas no requiere. Esta propuesta de sostenimiento es el que se debe de usar y aplicar al túnel en estudio, es lo ideal que se propone, pero está sujeto al nivel de experiencia que tiene el ingeniero en temas de

sostenimiento. Para elección de los pernos de roca (propiedades y procedimiento de instalación) se recomienda revisar el Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea. Con respecto al sostenimiento encontrado mediante el sistema Q de Barton según la evaluación con el ábaco de la intersección del diámetro equivalente y en Q de Barton obtuvo una categoría de sostenimiento 1 que indica que no requiere sostenimiento. Este resultado se debe a las dimensiones incorrectas del túnel, al utilizar el ancho de la excavación promedio: 3.20 m para encontrar el valor de D_e nos arroja 1.28 este valor es bajo, por lo que al interceptar con la clase de roca media da como resultado una categoría 1, sin sostenimiento para ambas galerías. Es por eso que se recurre al Manual de Carreteras: túneles, muros y obras complementarias (Comunicaciones, 2016) y donde se indica que la distancia de cada carril es como mínimo de 3.60 m, la berma para túneles rurales se deberá disponer de una distancia mínima de 1.20 m a cada lado del carril; entonces la nueva calzada será de 6 m. además contará con una acera de 75 cm de ancho mínimo cada lado y también está presente el galibo para el paso de los vehículos por su altura, cuya altura mínima es de 5.50 m más un espacio para la instalación de los elementos auxiliares de 1.00 – 1.50 m; de lo anterior se deduce la anchura del túnel que recomienda Barton para utilizar en el cálculo del D_e sería 7.50 m solo con un carril ; calcularemos el nuevo valor de D_e .

$$D_e = \frac{7.50 (m)}{2.5} = 3.00 m$$

Con este valor encontrado de 3 y el Q de Barton nos sale que para roca mala para Estación 3 y 4, con la nueva intersección darían el tipo de sostenimiento a usar para la excavación. Categoría de sostenimiento 4 que sería empernado sistemático con 40 – 100 mm de shotcrete, sin refuerzo y para roca regular sería sin sostenimiento. Para las

zonas de la primera galería necesitan sostenimiento, la distancia a utilizar entre bulones los determinará el ingeniero encargado de aplicar el sostenimiento del túnel debido a su experiencia. Y para las estaciones 1 y 2 indica que la roca es auto soportable y no requiere sostenimiento. Se afirma que tanta la altura como la anchura del túnel es muy estrecha para el paso de los vehículos, lo que se debe hacer es un diseño de excavación del túnel para un correcto desplazamiento de vehículos.

El análisis geomecánico realizado en la formación de la roca sedimentaria arenisca, se logró obtener la calidad de la roca, hecho en estaciones distribuido estratégicamente en 04 zonas representativas (estaciones geomecánicas) en las 2 galerías principales de esta mina, como resultados nos indican que el macizo rocoso en las estaciones 1 a 2, da como calidad de roca regular (III) con un RMR por encima de 40 con un comportamiento del macizo rocoso de tres familias de discontinuidades existentes y estación 3 y 4 el macizo rocoso es malo (IV) con 3 y 2 familias de discontinuidades, La zonificación geomecánica de las estaciones están dadas por familias de discontinuidades que están en distintas direcciones; para ello se recomienda se utilizar software como Unwedge, con el objetivo de determinar posibles fallas en cuña dentro de la excavación y así diseñar el sostenimiento a utilizar.

En la actualidad, en esta mina no presentan ningún tipo de sostenimiento por ende se notan caída de rocas, es así como damos respuesta a la pregunta de investigación que la propuesta que mejor se adapta en base a la caracterización geomecánica es el sostenimiento indicado por RMR de Bieniawski. Se hizo una simulación con el software phase 2 agregando pernos de anclaje y shotcrete proyectado para ver la mejora en su factor de seguridad (ver anexo N°11) en el cual al inicio del

ingresos de los datos su factor de seguridad era menor a 1 y al momento de ingresar los datos este subió a un número mayor de 1 el cual es aceptable para que el macizo rocoso de la mina este más estable (ver anexo N°12) se colocaron pernos con un diámetro de 22mm con longitud de 2.5m y un espaciado de 1.8 m, shotcrete de 60mm de espesor debido a que este programa nos permite realizar análisis de estabilidad los esfuerzos y permite ver de manera inmediata la mejora que podría tener el túnel con la aplicación de estos aumentan su factor de seguridad de 0.2 que teníamos al inicio a uno mayor a de uno como se puede apreciar en el (anexo N°13)Lo que indica que si aplicamos este tipo de sostenimiento detallado como lo indica el RMR de Bienwsky se obtendrá una mejora considerable en la seguridad del macizo rocoso de la mina el chanche.

Las limitaciones de nuestra investigación fueron principalmente:

No se pudo realizar viajes seguidos a la zona de estudio por motivo de la pandemia que actualmente vamos pasando, por otro lado, no se logró monitorear a fondo algunas estaciones debido a que el macizo rocoso es inestable, Así mismo no se ha podido realizar análisis en el laboratorio de carga puntual ya que están cerrados por motivo del Covid-19. Por último, no se pudo contar con algunos equipos necesarios para la recolección de información debido a que está prohibido salir de casa.

4.2. Conclusiones

Con el análisis geomecánico realizado basada en la caracterización y evaluación geomecánica del macizo rocoso que conforma la zona del túnel, analizados en función al sistema RMR y Q de Barton permitió proponer un tipo de sostenimiento de acuerdo a la calidad de la roca detectada por cada sistema.

De acuerdo al análisis geomecánico se determinó que el yacimiento de la mina el Chanche tiene un RMR de 49, 41,39,36 de las cuatro estaciones mapeadas y Q de Barton de 6.93,5.55, 1.22 y 1.96 estos valores determinaron el tipo de sostenimiento a elegir para las galerías de la mina.

De acuerdo con el análisis geomecánico se determinó para el RMR de Bieniawski que el macizo rocoso de la Mina el Chanche es de clase tipo III y IV de calidad media y mala, y para el índice de Q de Barton de tipo I con denominación mala y regular, estos parámetros nos indican que el macizo rocoso de la mina es inestable.

De acuerdo con el análisis geomecánico realizado a través de los parámetros RMR y Q de Barton se determinó el tipo de sostenimiento mediante los dos métodos empíricos: RMR para roca mala el empernado sistemático será de 4 a 5 m de largo, espaciados de 1 a 1,5 m en el techo y paredes con malla, el hormigón tiene que ser de 100 a 150 mm en el techo y 100 mm en las paredes y las cerchas metálicas serán marcos ligeros a medianos separados 1,5 m, donde sea requerido. Y para roca regular será completar sostenimiento a 10 m del frente con empernado sistemático de 4 m de largo, espaciados de 1,5 a 2 m en el techo y paredes con malla en el techo, Hormigón

proyectado de 50 - 100 mm en el techo y 30 mm en las paredes y aplicación de cerchas metálicas no requiere. Q de Barton: para las estaciones 3 y 4: categoría de sostenimiento 4, empernado sistemático con 40 – 100 mm de shotcrete. Sin refuerzo y para estación 1 y 2 sin sostenimiento.

Se realizó mapeos geomecánicos de las dos galerías principales de la mina el chanche, siendo un recorrido de 20 metros lineales en cada galería , en el cual se determinó sus propiedades del macizo rocoso como su espaciamiento, presentando un espaciado de 0.06 a 0.6 m con una persistencia de 1 a 3 metros, apertura que llega con medida de 1.0 a 5 mm, la rugosidad del macizo es rugoso hasta ligeramente rugoso, en cuanto al relleno es tipo blando menores a 5 mm y relleno blando mayor a 5 mm para la estación 4, finalmente, tenemos una alteración modera ligeramente alterada y para otras discontinuidades modernamente alterada.

Según el análisis geomecánico realizado y hecho una simulación en el software Phase 2 V8 para mejorar su factor de seguridad se puede afirmar que el tipo de sostenimiento más adecuado para la mina El Chanche es el que indica el RMR ya que al insertar pernos de anclaje, hormigón proyectado en el macizo rocoso se muestra una mejora considerable del factor de seguridad indicando que el macizo rocoso será más estable y evitará accidentes tanto para el personal como para la maquinaria empleada.

REFERENCIAS

- Andrade, E. (5 de mayo de 2019). *Pernos de anclaje y factores que inciden en la caída de rocas en minería subterránea: caso mina Caridad - Lincuna*. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/>:
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/12603/Andrade_Mendoza_Eusebio_Felix.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- APLICADA, G. (2015). *Geología aplicada: túneles y represas*. Obtenido de <https://fddocuments.ec/>: <https://fddocuments.ec/document/geologia-aplicada-tuneles-y-represas.html>
- Argote, D. (6 de mayo de 2010). *Investigación no experimental*. Obtenido de [ecured.cu](https://www.ecured.cu/):
https://www.ecured.cu/Investigaci%C3%B3n_no_experimental
- Bongiorno, F. (2017). *Índice de la calidad de la roca R.Q.D, Clasificaciones de los macizos rocosos según Barton, Bieniawski, Hoek y Brown*. Obtenido de Universidad de los andes, Facultad de ingeniería geológica:
<https://mecrocks.files.wordpress.com/2012/03/rqd-rmr-bienawski-e-indice-q.pdf>
- Borga, L. (2016). *Software RocData - Introducción a la Mecánica de Rocas*. Obtenido de Centro científico internacional: <https://www.centrogeotecnico.com/moodle-latest-30/moodle/enrol/index.php?id=3>
- Burgos, S. (2015). *Desarrollo de herramienta de diseño para la estabilidad de excavaciones con entrada de personal*. Obtenido de <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/134934/Desarrollo-de-herramienta-de-diseno-para-la-estabilidad-de-excavaciones-con-entrada.pdf?sequence=1>
- Cabana, J. (2018). *Estudio geomecánico para el control de dilución mediante el diseño de abertura de tajeos de la Zona Norte de la Veta San Rafael - Puno*. Obtenido de <https://repositorioslatinoamericanos.uchile.cl/handle/2250/3277816>
- Cartaya, M. (3 de julio de 2006). *Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental de país*. Obtenido de redalyc.org:
<https://www.redalyc.org/pdf/2235/223517652004.pdf>

- Civilax. (2012). *Civil Engineering Knowledge Base*. Obtenido de Civil : <https://www.civilax.com/rocscience-phase2/>
- Comunicaciones, M. d. (2016). *Manual de Carreteras: Manual de Túneles, Muros y Obras Complementarias*. Obtenido de <https://portal.mtc.gob.pe/>: https://portal.mtc.gob.pe/transportes/caminos/normas_carreteras/MTC%20NORMAS/ARCH_PDF/MAN_4%20TMycOC-2016.pdf
- Flores, F. (2018). *Geomecánica aplicada al diseño del sostenimiento para garantizar la estabilidad de las labores mineras subterráneas de la unidad minera mallay de la compañía de minasbuenaventura S.A. – año 2018*. Obtenido de http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2440/T033_41869458_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- García, R. (2019). *Evaluación geomecánica en el diseño de sostenimiento subterráneo en la unidad económica administrativa Huachocolpa Uno-Compañía Minera Caudalosa S.A.* Obtenido de <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/946>
- Geología y Geotecnia, L. S. (2018). *Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski)*. https://www.contratacion.euskadi.eus/w32-1084/es/contenidos/anuncio_contratacion/expjaso18689/es_doc/adjuntos/pliego_bases_tecnicas3.pdf.
- Geotecnia. (2019). *Clasificación geomecánica Índice Q Barton*. Obtenido de <http://geotecniafacil.com/clasificacion-geomecanica-indice-q-barton/>
- Geotecnia. (30 de marzo de 2018). *Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski (1989)*. Obtenido de <http://geotecniafacil.com/>: <http://geotecniafacil.com/clasificacion-geomecanica-rmr-bieniawski-1989/>
- Gonzales, A. (2018). *en una de su tesis titulada “caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotecnia, en el sector Lucarqui, Loja-Ecuador.” Para optar el grado de ingeniero en geología y minas nos menciona que, para la caracterización geomecánica e*. Obtenido de <http://dspace.utpl.edu.ec/http://dspace.utpl.edu.ec/xmlui/bitstream/handle/20.500.11962/21959/Gonz%C3%A1lez%20Maldonado%20Ana%20Gabriela.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

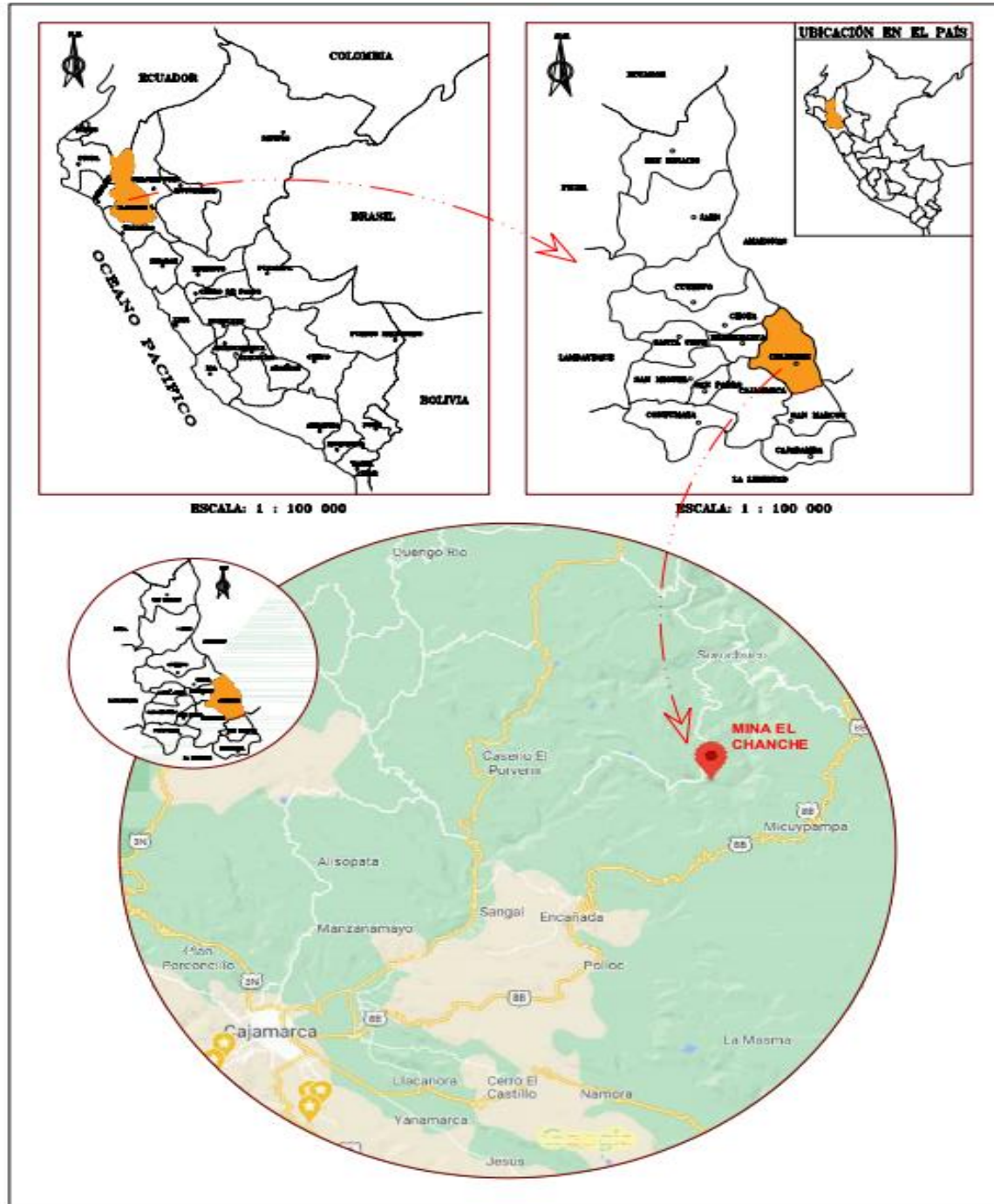
- Hernandez, D. (9 de noviembre de 2009). *Diseño de investigación no experimental*. Obtenido de es.slideshare.net: <https://es.slideshare.net/conejo920/diseo-de-investigacion-no-experimental>
- Lázaro, J. (2017). *Geomecánica aplicada al diseño del sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores mineras en la mina caridad de la compañía minera Lincuna S.A. – 2017*. Obtenido de <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/2439>
- Loarte, O. (2018). *Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la corporación minera toma la mano – cormitoma S.A. – AÑO 2018*. Obtenido de http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2383/T033_45462469_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y&fbclid=IwAR0KzpQiB6yD-t_eFI6-iHorfkJ0CZMY80JXikm_U7fbMnIwbNsSP5yJSks
- Mamani, L. R. (2018). *Clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal – contrata minera Peyols, U.E.A. - Ana María*. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/8514>
- Nina, G. J. (2017). *Evaluación geomecánica y estabilidad de labores en el proyecto San Gabriel CIA de minas Buenaventura*. Obtenido de <http://repositorioslatinoamericanos.uchile.cl/handle/2250/3277493>
- Peréz, D. (2012). *Aspectos generales del q de barton Barton (2000)*. Obtenido de [bdigital.unal.edu.co](http://www.bdigital.unal.edu.co): [http://www.bdigital.unal.edu.co/6782/13/ANEXO_A._ASPECTOS_GENERALES_DEL_Q_DE_BARTON_-_Perez,_D._\(2012\).pdf](http://www.bdigital.unal.edu.co/6782/13/ANEXO_A._ASPECTOS_GENERALES_DEL_Q_DE_BARTON_-_Perez,_D._(2012).pdf)
- Quispe, Y. (2012). *Comportamiento de roca blanda en un túnel de exploración diseñado con el Sistema Q*. Obtenido de https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_eccc497d97c1df99285ff3110e9ad901
- Siveroni, A. (2017). *Estudio de las estructuras de emplazamientos de cuerpos ígneos plutónicos entre la comunidad de Michiquillay y el sector el Punrre*. Obtenido de [file:///C:/Users/Administrador/Documents/TESIS%20HERAS%202017%20\(1\).pdf](file:///C:/Users/Administrador/Documents/TESIS%20HERAS%202017%20(1).pdf)
- Tacuri, A. (2017). “*Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la mina hércules – cia minera lincuna S.A*”. Obtenido de

http://repositorio.unsch.edu.pe/bitstream/handle/UNSCH/2206/Tesis%20M789_Ta c.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Velaquez, J. (2016). *Geomecánica aplicada para el sostenimiento de la mina Ricotona*.
Obtenido de <https://es.slideshare.net/juniorvelasquezanadahua/299852194-geomecanicaaplicadaparaelsostenimientodelaminaricotona.pdf>

ANEXOS

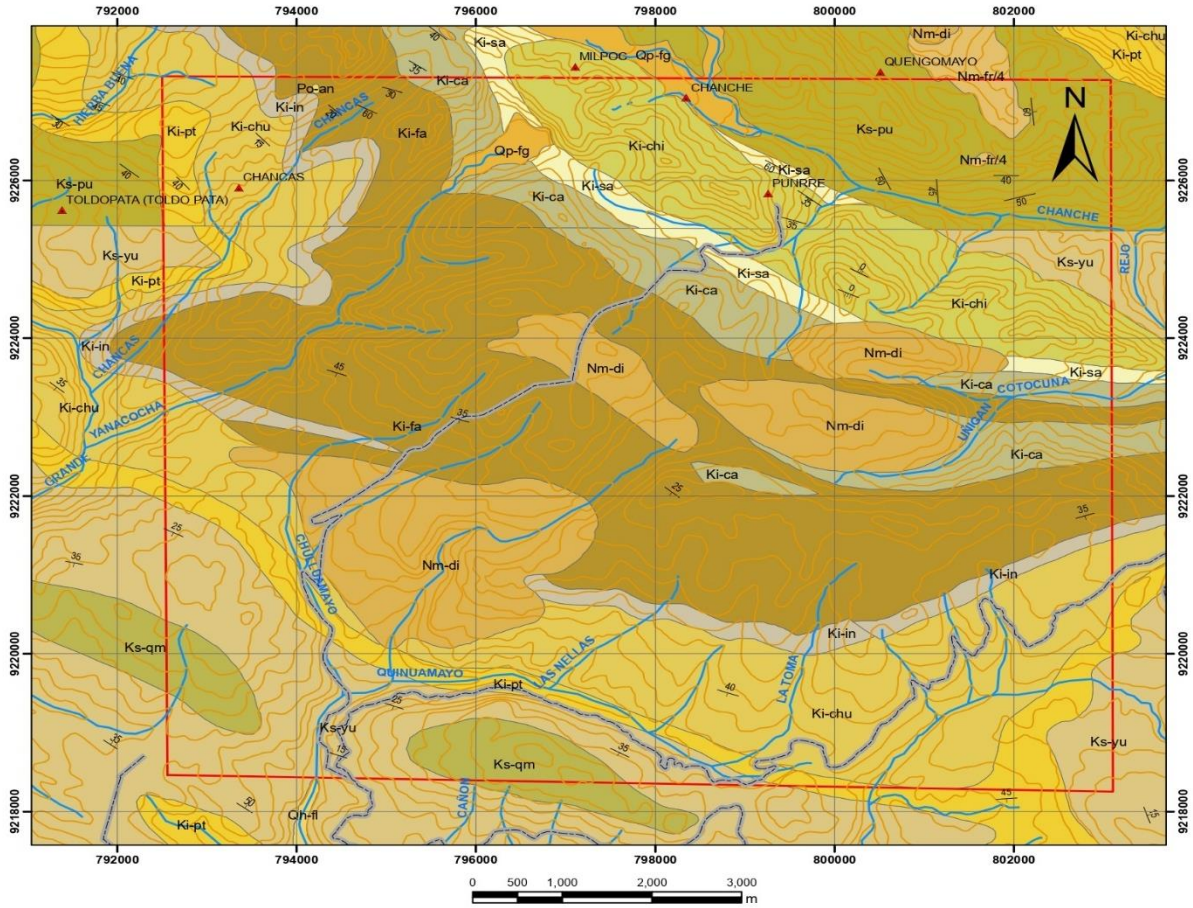
Anexo 1: *Ubicación de la mina el Chanche*



Fuente: Google Earth

Anexo N° 2. Mapa Geológico del Cuadrángulo de Cajamarca.

MAPA GEOLÓGICO



LEYENDA	
Formaciones Geológicas	
	Ki-ca
	Ki-chi
	Ki-chu
	Ki-fa
	Ki-in
	Ki-pt
	Ki-sa
	Ks-ca
	Ks-ce
	Ks-pu
	Ks-qm
	Nm-an
	Nm-an/3
	Nm-di
	Nm-fr/4
	Nm-sij/2
	Nm-tp/2
	Po-an
	Qh-fl
	Qp-fg
	Qp-mo

SIMBOLOGÍA	
Buzamientos	
	CENTROS POBLADOS
	RED VIAL
	DRENAJE
	CURVAS DE NIVEL
ÁREA DE ESTUDIO	

Fuente: GEOCATMIN (Sistema de Información Geológica y Catastral Minero).

Anexo N°3: Tipos de sostenimiento en minas subterráneas

Existen diversos tipos de sostenimiento en minas subterráneas

Pernos de anclaje

Cables de acero

Revestimiento de concreto

Concreto lanzado (simple o reforzado con fibra).

Puntales de madera

Cuadros de madera con entibado de madera

Cimbras metálicas.

Gatas hidráulicas

Malla metálica eslabonada y electrosoldada

Relleno (simple o cementado)

Pernos auto perforantes con relleno cementado (para rocas blandas)

Elementos de presoporte (spiling bars)

Fuente: Barton (2000)

Anexo N°4: Tabla de calificación geomecánica RMR (Bieniawski)

TABLA CLASIFICACIÓN GEOMECAÁNICA RMR (Bieniawski)

Localidad: Cajamarca - Celendín - Sorochuco

Mina "El Chanche"

Pámetros de clasificación	Clasificación	Puntuación
1 Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)		
Ensayo de carga puntual	No aplica	0
Compresión simple	250-100	12
2 Índice RQD de la roca		
RQD (%)	25-50	6
3 Separación entre diaclasas		
Separación entre diaclasas (m)	< 0,006	5
4 Estado de las discontinuidades		
Longitud de la discontinuidad (m)	< 1	6
Abertura (mm)	Nada	6
Rugosidad	Suave	0
Relleno	Ninguno	6
Alteraciones	Ligeramente Alterada	5
5 Agua freática		
Caudal por 10 m de tunel	10-25 l/min	7
Presión agua/Tensión principal mayor	0	15
Estado general	Seco	15
Corrección por discontinuidades		
Túneles	No aplica	0
Cimentaciones	Favorable	-2
Taludes	No aplica	0
Puntuación		81

Fuente: Elaborado por los autores

Anexo N°5: Mapeo Geomecánico RMR de Bieniawski de la estación N°1

ESTACIÓN N°1:		MAPEO GEOMECÁNICO RMR BIENIAWSKI				
Localidad		Cajamarca - Celendín - Sorochuco				
Cliente		Mina "El Chanche"				
		Clasificación	Puntuación			
1. Parámetros de clasificación (MPa)						
Ensayo carga puntual						
Compresión simple (61.47)		100-50				7
2. Índice RQD de la roca						
RQD (%) (52.5)		50 -75				13
3. Separación entre diaclasas (m)						
separación entre diaclasas (0.08)		0.06 - 0.2				8
4. Estado de las discontinuidades						
Longitud de la discontinuidad (m) 4.3		3-10				2
Abertura (mm) (0.07)		0.01-1				3
Rugosidad		Rugosa				5
Relleno		Relleno Blando, <5 mm				2
Alteraciones		Muy alterada				1
5. Agua Freática						
Caudal por 10 m de túnel		No aplica				0
Presión agua / Tensión principal mayor		No aplica				0
Estado general		Ligeramente Húmedo				10
6. Corrección por discontinuidades						
Túneles		Favorable				-2
Cimentaciones		No aplica				0
Taludes		No aplica				0
RMR de Bieniawski						49
	Puntuación	(81-100)	(61-80)	(41-60)	(21-40)	(<20)
Clasificación	Clase	Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Tipo V
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala

Fuente: Elaborado por los autores

Anexo 6

Mapeo Geomecánico RMR Bieniawski de la estación N°2

ESTACIÓN N°2:		CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR				
BIENIAWSKI						
Obra	cálculo del RMR					
Localidad	Cajamarca - Celendín - Sorochuco					
Cliente	Mina "El Chanche"					
	Clasificación			Puntuación		
1. Parámetros de clasificación (MPa)						
Ensayos de carga puntual						
Compresión simple (63.87)	100-50			7		
2. Índice RQD de la roca						
RQD (%) 62.68	50 -75			13		
3. Separación entre diaclasas (m)						
separación entre diaclasas (0.4)	0.2 - 0.6			10		
4. Estado de las discontinuidades						
Longitud de la discontinuidad (m)						
(3.5)	3 – 10			2		
Abertura (mm) 7	>5			0		
Rugosidad	Ondulada			1		
Relleno	Relleno Blando, <5 mm			2		
Alteraciones	Muy alterada			1		
5. Agua Freática						
Caudal por 10 m de túnel	No aplica			0		
Presión agua / Tensión principal mayor	No aplica			0		
estado general	Ligeramente húmedo			10		
6. Corrección por discontinuidades						
Túneles	Media			-5		
Cimentaciones	No aplica			0		
Taludes	No aplica			0		
Puntuación				41		
	Puntuación	(81-100)	(61-80)	(41-60)	(21-40)	(<20)
Clasificación	Clase	Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Tipo V
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala

Fuente: Elaborado por los autores

Mapeo Geomecanico RMR Bieniawski de la estación N°3

ESTACIÓN N°3:		CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR				
BIENIAWSKI						
Obra	cálculo del RMR					
Localidad	Cajamarca - Celendín – Sorochuco					
Cliente	Mina "El Chanche"					
	Clasificación			Puntuación		
1. Parámetros de clasificación (MPa)						
Ensayos de carga puntual						
Compresión simple (56.22)	100-50			7		
2. Índice RQD de la roca						
RQD (%) (55.78)	50 -75			13		
3. Separación entre diaclasas (m)						
separación entre diaclasas (0.5)	0.2 - 0.6			10		
4. Estado de las discontinuidades						
Longitud de la discontinuidad (m)						
(2.80)	1-3			4		
Abertura (mm) (4.8)	1-5			1		
Rugosidad	Suave			0		
Relleno	Relleno Blando, <5 mm			2		
Alteraciones	Ligeramente alterado			5		
5. Agua Freática						
Caudal por 10 m de túnel	No aplica			0		
Presión agua / Tensión principal						
mayor	No aplica			0		
estado general	Húmedo			7		
6. Corrección por discontinuidades						
Túneles	Desfavorable			-10		
Cimentaciones	No aplica			0		
Taludes	No aplica			0		
Puntuación				39		
	Puntuación	(81-100)	(61-80)	(41-60)	(21-40)	(<20)
Clasificación	Clase	Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Tipo V
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala

Fuente: Elaborado por los autores

Mapeo Geomecánico RMR Bieniawski de la estación N°4

ESTACIÓN N°4: BIENIAWSKI		CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR				
Obra	Cálculo del RMR					
Localidad	Cajamarca - Celendín – Sorochuco					
Cliente	Mina "El Chanche"					
	Clasificación			Puntuación		
1. Parámetros de clasificación (MPa)						
Ensayos de carga puntual						
Compresión simple (56.22)	100-50			7		
2. Índice RQD de la roca						
RQD (%) (66.26)	50 -75			13		
3. Separación entre diaclasas (m)						
separación entre diaclasas (0.14)	0.06 -0.2			8		
4. Estado de las discontinuidades						
Longitud de la discontinuidad (m)						
(2.5)	1-3			4		
Abertura (mm) (4)	>5mm			0		
Rugosidad	Ligeramente rugosa			3		
Relleno	Relleno Blando, >5 mm			0		
Alteraciones	Ligeramente alterado			5		
5. Agua Freática						
Caudal por 10 m de túnel	No aplica			0		
Presión agua / Tensión principal mayor	No aplica			0		
estado general	Húmedo			7		
6. Corrección por discontinuidades						
Túneles	Desfavorable			-10		
Cimentaciones	No aplica			0		
Taludes	No aplica			0		
Puntuación				37		
	Puntuación	(81-100)	(61-80)	(41-60)	(21-40)	(<20)
Clasificación	Clase	Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Tipo V
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala

Fuente: Elaborado por los autores

Anexo N°6: Graficas de esfuerzos y deformación unitaria de las muestras del laboratorio.

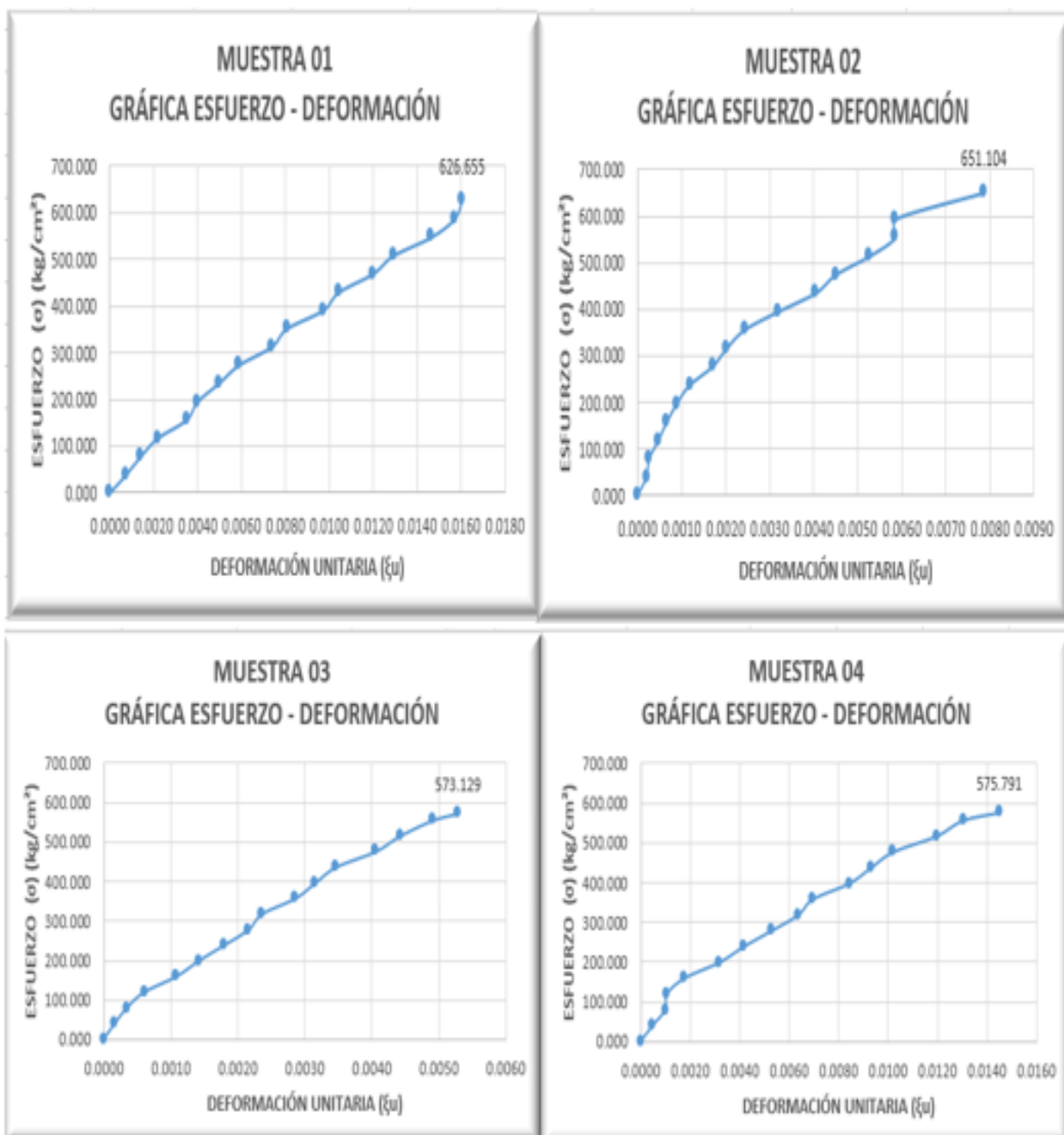


Figura 25. Graficas de esfuerzos y deformación unitaria de las muestras del laboratorio.

Fuente: Elaborado por los autores

Anexo N°7

Tabla 36

Características geotécnicas según el sistema Q.

Índice "Q"	Categoría		Características Geotécnicas
	Tipo	Denominación	
>0.7	I	Mala/ Muy Mala	Roca Ligeramente meteorizada o Descompuesta; Exhiben resistencia en roca intacta entre 50 – 100 MPa. Incluye Zonas de Cillaza menores que 0.2 m. De espesor. La mayoría de las discontinuidades son planas y rugosas.
0.2 a 0.7	II	Muy Mala	Roca Moderadamente meteorizada o Descompuesta; Exhiben resistencia en roca intacta entre 25 -50 MPa. Incluye Zonas de Cillaza menores que 0.2 m. De espesor. Fuertemente Fracturada, La mayoría de las discontinuidades son planas y rugosas.
0.05 a 0.2	III	Muy Mala /Extremadamente Mala	Roca Moderada a Fuertemente Meteorizada o Descompuesta, débil; exhibe resistencia en roca intacta entre 5-25 MPa. Incluye pequeñas Zonas de roca altamente fracturada.
0.01 a 0.05	IV	Extremadamente Mala	Roca Fuertemente Meteorizada o descompuesta, débil y con comportamiento similar a un suelo. Exhibe resistencia en roca intacta entre 1-5 MPa. Ocurrencia de importantes zonas de falla y/o roca arcillosa disgregable.
<0.01	V	Excepcionalmente Mala	Roca completamente descompuesta o Meteorizada, con plena alteración a minerales arcillosos, blanda. Ocurrencia de importantes zonas de fallas y/o rocas arcillosas disgregable con la mano. Comportamiento similar a suelo.

Fuente: (Quispe, 2012)

Anexo N°7: Índice de esfuerzo geológico para rocas unidas (HOEK & MARINOS, 2000)







INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MARINOS, 2000)		CONDICIONES DE SUPERFICIE				
<p>Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es mas real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales debiles estan presentes en una direccion desfavorable con respecto a la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteracion como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presion del agua es tratada por analisis de esfuerzos efectivos.</p>		MUY BUENA Superficie muy rugosas, no meteorizadas, frescas	BUENA Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro	REGULAR Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas	POBRE Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorizacion y rellenos compactos.	MUY POBRE Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorizacion y rellenos de arcillas suaves.
ESTRUCTURA		DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE →				
	INTACTA O MASIVA Rocas intactas o masivas in-situ, rocas con discontinuidades amplias y espaciadas	90			N/A	N/A
	FRACTURADA Macizo rocos con bloques enclavados, bloques cubicos formados tres intersecciones de sistemas de discontinuidades	80	70			
	MUY FRACTURADA Macizo perturbado con bloques entrelazados y angulares formados por la interseccion de 4 o mas sistemas		60	50		
	FRACTURADA/PERTURBADA/SORDIDA Macizo plegado formado por bloques angulares productos de la interseccion de varios sistemas de discontinuidades. Persistencia de los planos de estratificacion			40	30	
	DISGREGADO Pobremente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados				20	
	LAMINADA/FOJILADA Se carece de bloques debido al debil material en los planos de esquistocidad y cizalla	N/A	N/A			10
		← DECRECE EL ENCLAVAMIENTO DE LOS BLOQUES				

Figura 26: Gráfico general para estimar el GSI a partir de observaciones geológicas.

Anexo N°8: Formato de mapeo geomecánico Q de Barton

SISTEMA DE CLASIFICACION Q										
PARAMEROS			RANGO		VALOR					
RQD %		RQD	%							
Número de discontinuidades		J _n								
Número de rugosidad		J _r								
Número de alteración		J _a								
Número de agua subterránea		J _w								
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)		SRF								
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$									Q =	
RMR = 9 Ln Q + 44										
RMR' = 9 Ln Q' + 44										
Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4,0	4-1,0	1-0,1	0,1-0,01	0,01-0,001	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE	

Fuente: Centro de capacitación de Geomecánica y Geotecnia

Anexo N° 9: Clasificación de las rocas a partir de su resistencia a compresión simple.

Resistencia a la compresión simple (MPa)	ISRM (1981)	Geological Society of London (19970)	Bieniawski (1973)	Ejemplos
<1	suelos			
1a5	Muy blanda	blanda >1.25	Muy baja	Sal, hitita, limolita, marga, toba, carbón
5-12,5	blanda	Moderadamente blanda		
12,5-25		Moderadamente dura		
25-50	Moderadamente dura		Baja	Esquito y pizarra
50-100	Dura	Dura	media	Rocas metamórficas, esquistosas, mármol, granito, gneiss, areniscas, calizas porosa
100-200	Muy dura	Muy dura	alta	Rocas ígneas y metamórficas duras, areniscas muy cementadas, caliza, dolomia
>200		Extremadamente dura	Extremadamente dura	Muy alta
>250				

Fuentes: ISRM, 1981; Geological Society of London, 1970; Bieniawski, 1973.

Anexo N° 10: Se muestran los contornos de desplazamiento y vectores alrededor de la excavación (análisis elástico). Los desplazamientos elásticos muestran un desplazamiento hacia adentro de las paredes del túnel. El análisis elástico, la región de sobreesfuerzo es significativa.

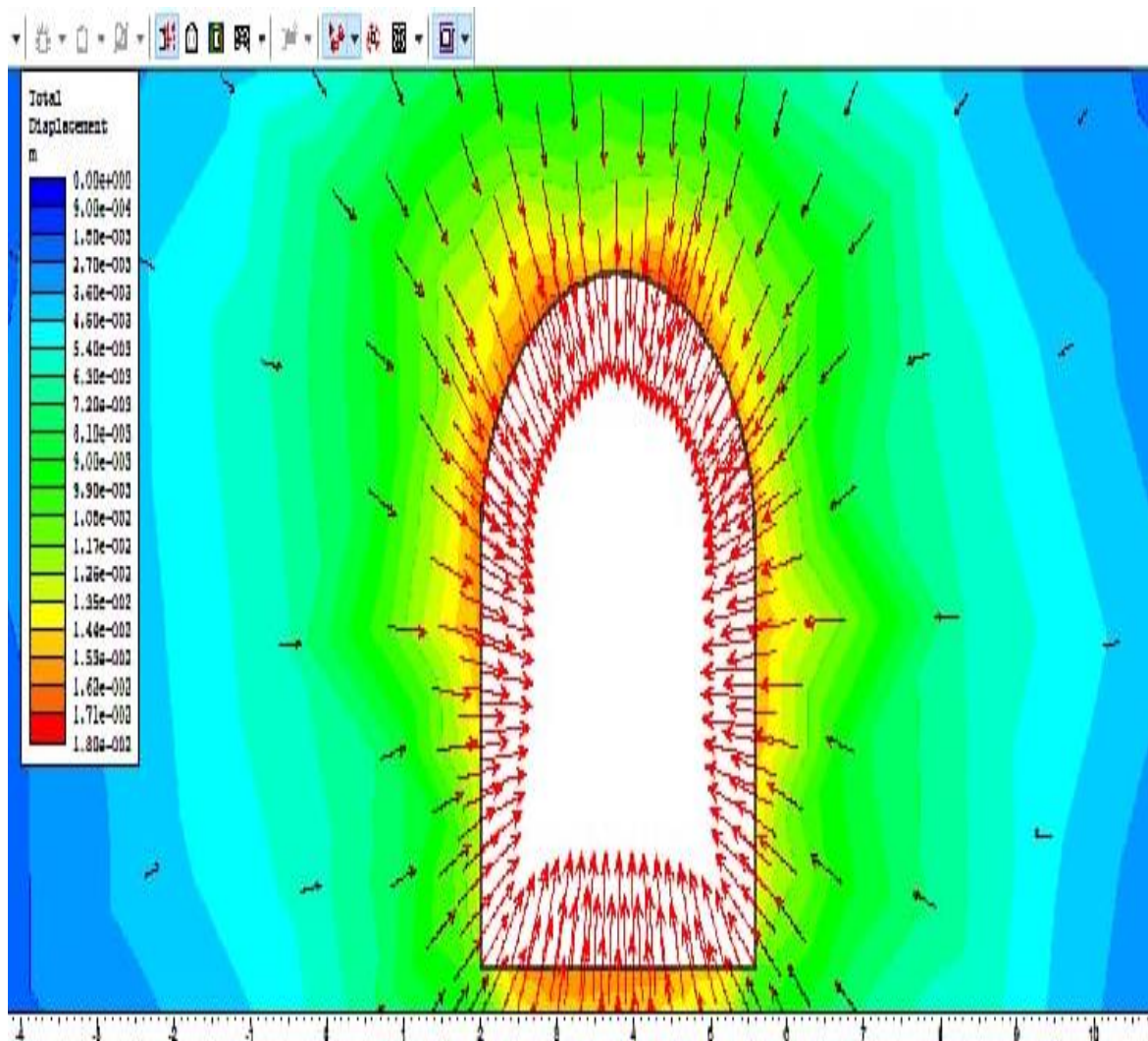


Figura 27. Contornos de desplazamiento y vectores alrededor de la excavación

(análisis elástico)

Fuente: Elaborada por los autores

Anexo N° 11: En el primer paso de soporte, se analizó el modelo del túnel sin soporte, utilizando tanto elásticos como parámetros de material plástico. Como se puede apreciar en la figura el factor de seguridad está por debajo de lo establecido que lo mínimo debe ser de 1.5 para roturas.

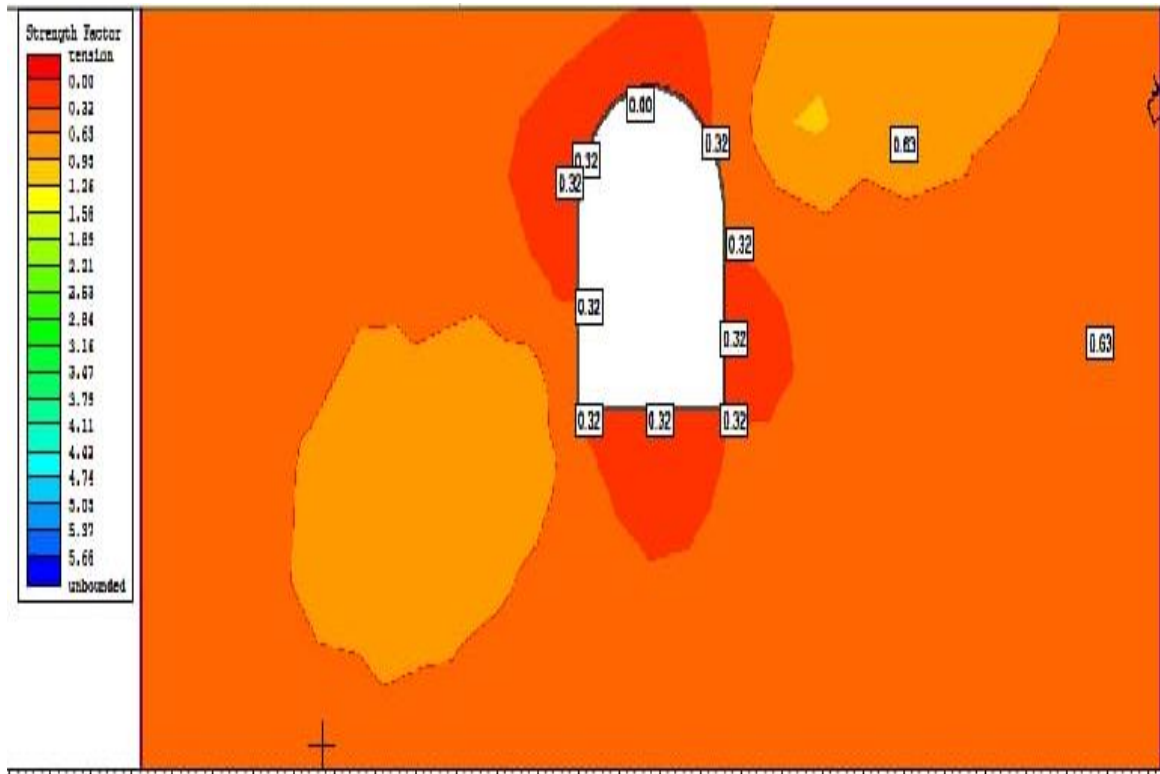


Figura 28. Simulación del túnel con el Software Phase 2 V8

Toda la roca contenida dentro el contorno marcado con 1, tiene un factor de resistencia (basado en el resultado del análisis elástico) menos de 1, y fallará si se deja sin apoyo.

Fuente: Elaborado por los autores

Anexo N° 12: La extensión de la región abarcada por el contorno de factor de resistencia a aumentado notablemente con la ayuda de los pernos insertados en el túnel.

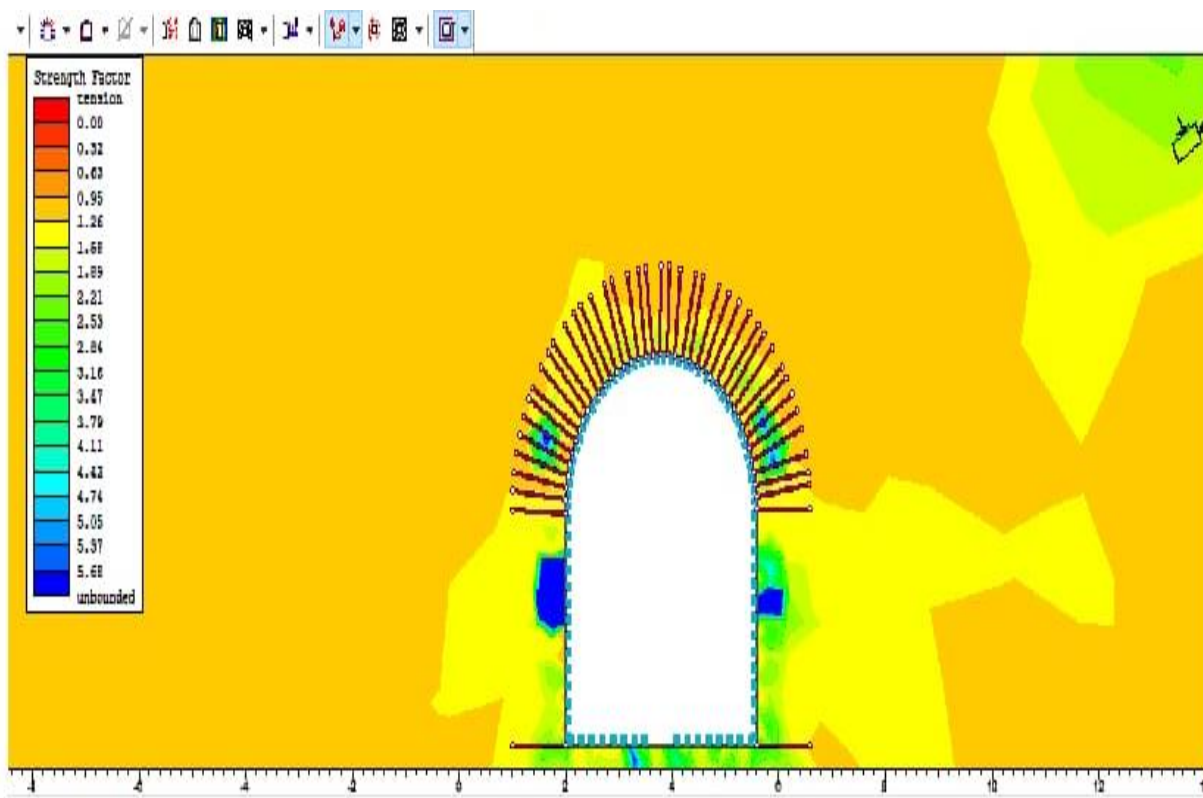


Figura 29. Contornos del factor de fuerza y puntos cedidos, para excavación con soporte de perno patrón únicamente.

Fuente: Elaborada por los autores

Anexo N° 13: Las propiedades a las que ingresamos corresponderá a una capa de fibra de acero de 200 mm de espesor hormigón proyectado reforzado.

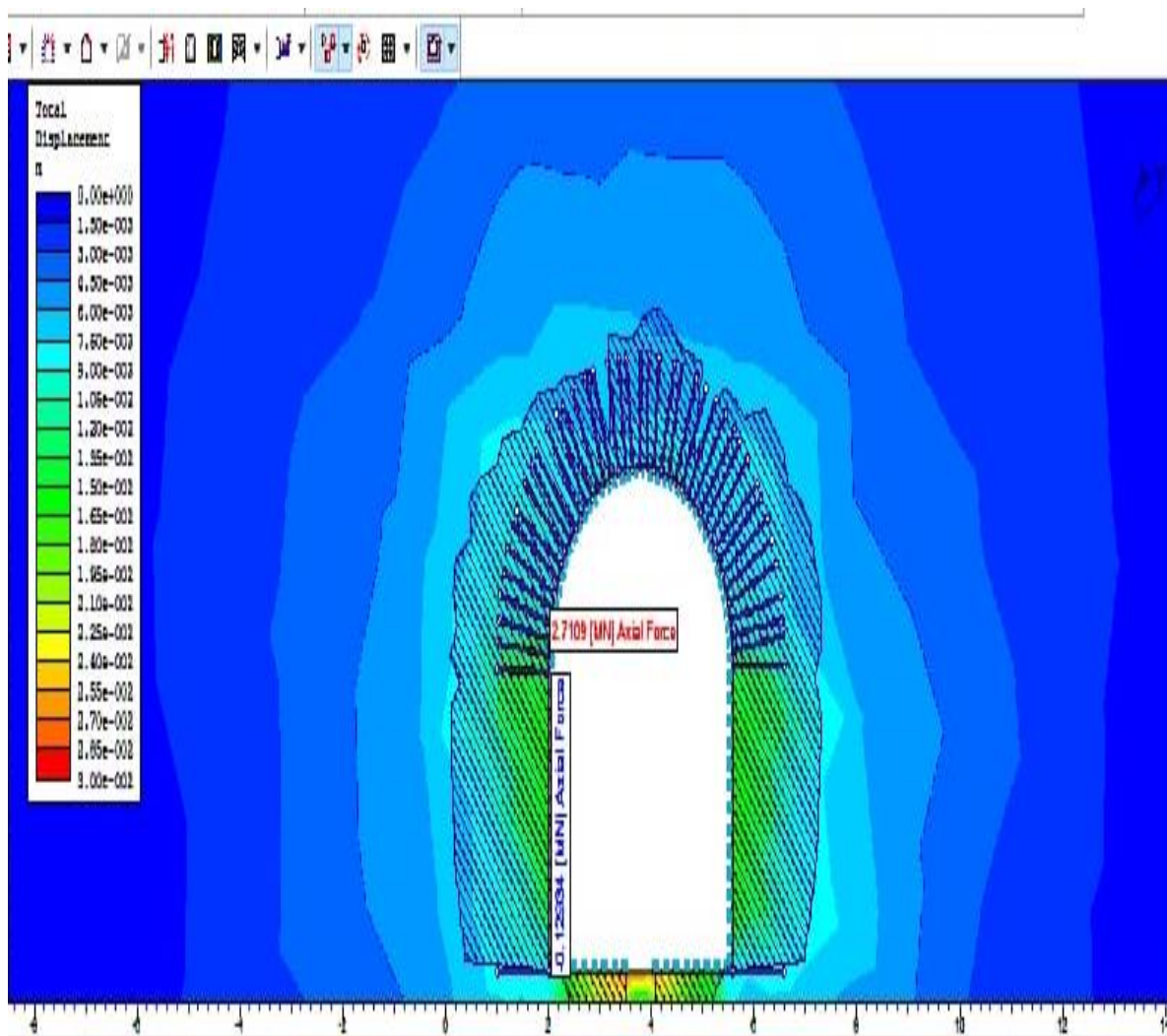


Figura 30. Aplicación de hormigón proyectado

Se ve el efecto del apoyo en el factor de fuerza, contornos y la zona del elemento cedido. Se puede ver que el patrón de atornillado por sí solo no tuvo mucho efecto, pero la aplicación de un revestimiento de hormigón proyectado, en conjunto con el patrón de empernado, ha sido eficaz para reducir falla alrededor del túnel.

Anexo N° 14: Secciones típicas de túneles y sus denominaciones.

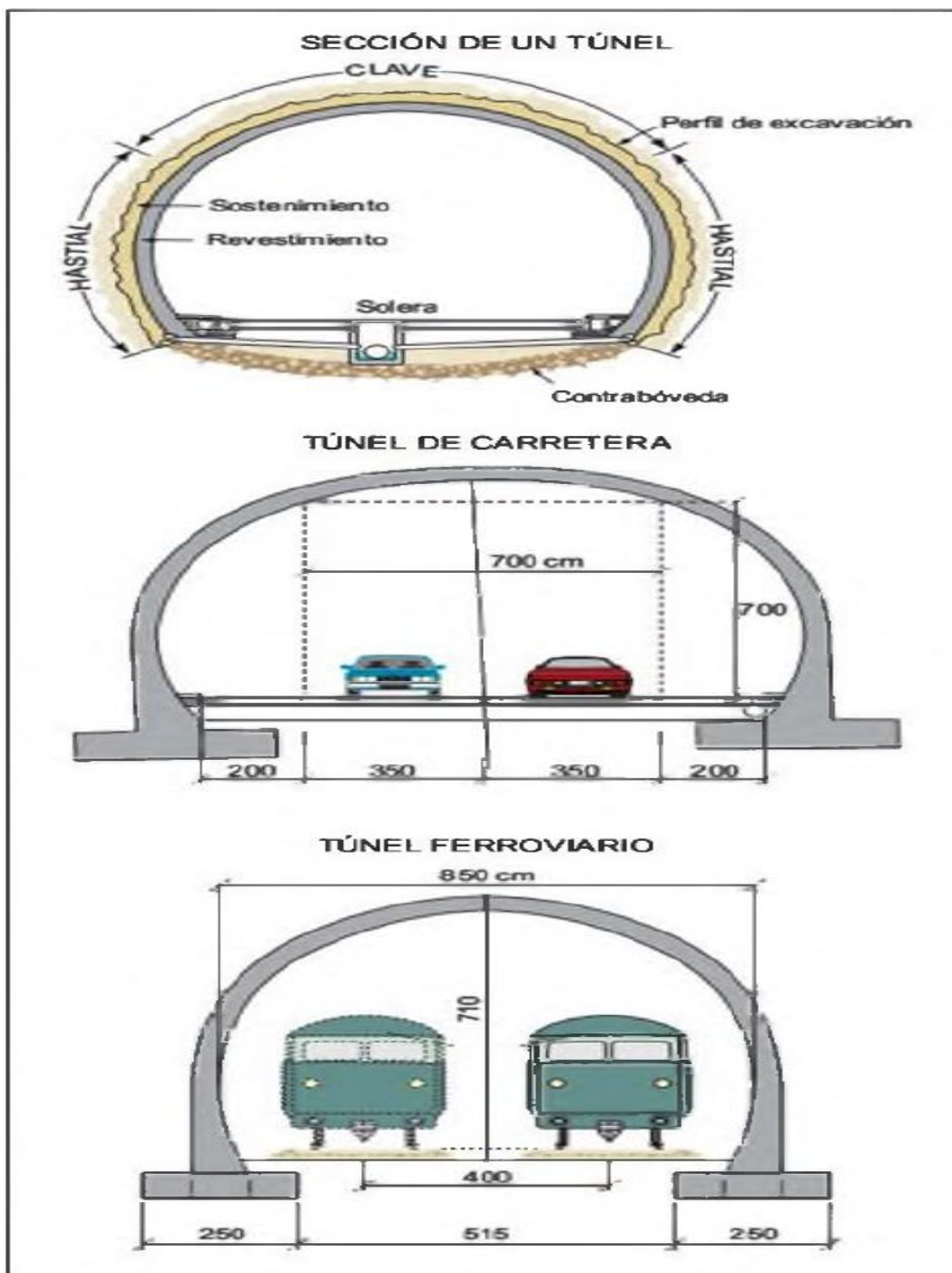


Figura 31. (APLICADA, 2015)

Anexo N° 15: Toma de datos de la mina El Chanche



Fuente: Cámara Fotográfica

Anexo N° 16: Recojo de muestras de la mina El Chanche



Fuente: Cámara fotográfica