

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y
METALÚRGICA**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA EL SOSTENIMIENTO DE LAS
GALERÍAS DEL NIVEL 1820 EN LA U.M. LAS BRAVAS,
CARAVELÍ-AREQUÍPA-2022**

PRESENTADO POR:

BACH. FERNANDO MOSCOSO MOTTA

**PARA OPTAR AL TÍTULO
PROFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS**

ASESOR:

MGT. ODILÓN CONTRERAS ARANA

CUSCO - PERÚ

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe, Asesor del trabajo de investigación/tesis titulada:

“ANALISIS GEOMECANICO PARA EL SOSTENIMIENTO DE LAS GALERIAS DEL NIVEL 1820 EN LA U.M. LAS BRAVAS, CARAVELI-AREQUIPA-2022” presentado por: **FERNANDO MOSCOSO MOTTA** con DNI Nro.: **24005932** presentado por: con DNI Nro.: para optar el título profesional/grado académico de

INGENIERO DE MINAS. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por **TRES** veces, mediante el Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de **9 (NUEVE) %**.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las correcciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

Por tanto, en mi condición de asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera página del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 30 de ENERO de 2024

.....
Firma
Post firma: *D. Dilón Contreras Arzama*
Nro. de DNI: *23823356*

ORCID del Asesor: *0000-0002-9164-1705*

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: **Oid:27259:317857868** ✓

NOMBRE DEL TRABAJO

Análisis geomecánico para el sostenimiento de las galerías del nivel 1820 en la U. M. las bravas, Car

AUTOR

Fernando Moscoso Motta

RECuento DE PALABRAS

25722 Words

RECuento DE CARACTERES

143480 Characters

RECuento DE PÁGINAS

165 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

7.7MB

FECHA DE ENTREGA

Jan 30, 2024 10:41 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jan 30, 2024 10:43 AM GMT-5

● **9% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos:

- 8% Base de datos de Internet
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de Crossref
- Base de datos de contenido publicado de Crossref
- 6% Base de datos de trabajos entregados

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 15 palabras)

DEDICATORIA

A Dios por darme salud, fortaleza y sabiduría para afrontar mi vida y alcanzar mis objetivos.

A mi madre por su valentía y su incansable sacrificio apoyo incondicional, para sacar adelante a toda la familia y sacarnos profesionales a todos mis hermanos, a pesar de las adversidades.

A mi padre que permanece en mi corazón y era su mayor anhelo verme triunfar en la vida.

A mis hermanos por su comprensión, apoyo y motivación para el logro de mis objetivos.

AGRADECIMIENTO

A mi alma mater Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, que me ha acogido durante todos los años de mi formación académica profesional.

A mi asesor de tesis que con sus consejos y orientaciones logré culminar este trabajo de investigación.

A cada uno de los docentes de la Escuela Profesional de ingeniería de Minas, que me han impartido sus conocimientos y experiencias.

Mi reconocimiento a la Unidad Minera Las Bravas Caravelí Arequipa por haberme dado la oportunidad de laborar y así mismo brindarme las facilidades para poder desarrollarme en sus diferentes áreas para la consolidación de mis conocimientos.

También deseo expresar mi agradecimiento a mi compañero de clases y amigo. Adriel que con su apoyo incondicional, comentarios, sugerencias hemos logrado culminar el proyecto que nos hemos trazado.

.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación denominado “ANÁLISIS GEOMECANICO PARA EL SOSTENIMIENTO DE LAS GALERÍAS DEL NIVEL 1820 EN LA U.M. LAS BRAVAS, CARAVELI-AREQUIPA”, se pudo realizar por la falta y desconocimiento del control geomecánico del macizo rocoso. Los mismos que durante las excavaciones subterráneas que se estuvieron efectuando surgieron percances de accidentabilidad por caída de roca considerando este problema de vital importancia para la seguridad del personal que labora en la mina. La ocurrencia de desprendimientos de rocas e inestabilidad de techos y hastiales es un problema persistente que surge con la creciente profundidad de las operaciones mineras. Para estabilizar la excavación es necesario un análisis geomecánico, utilizando metodologías de diseño establecidas para estructuras de soporte. Esto implica emplear métodos de elementos finitos tanto empíricos como numéricos para desarrollar un diseño adecuado. La presente investigación se encuadra dentro del área de investigación del diseño de refuerzos y soportes. Para mejorar la comprensión, el trabajo de investigación se ha organizado de la siguiente manera:

El capítulo I, comprende aspectos como planteamiento del problema donde se expone la necesidad de implementar un sistema de sostenimiento que pueda garantizar el normal desarrollo de las actividades de la mina también incluye los objetivos, justificación de la investigación, las hipótesis y variables de estudio, diseño metodológico, población, muestra y los instrumentos utilizados.

El capítulo II, se considera el marco teórico antecedentes, aspectos generales del ámbito de estudio y conceptos relacionados a la investigación.

El capítulo III, en este capítulo se menciona la geomecánica de las galerías G01 y G02 del nivel 1820, descripción y mapeo geo mecánico, así como caracterización y exámenes de laboratorio del macizo rocoso.

En el capítulo IV, se considera análisis y discusión de resultados geo mecánico de las galerías G01 y G02 de nivel 1820 donde a través de los resultados obtenidos se procede al análisis correspondiente, teniendo los resultados a partir del sistema Q y sistema RMR así como análisis cinemático de discontinuidades mediante los programas informáticos como Dips y unwedge.

Y finalmente se presenta las conclusiones de los resultados obtenidos de los análisis de esta tesis, y realizar propuestas y sugerencias para trabajos futuros.

Como anexo se considera ámbito de estudio de la investigación, aspectos generales como ubicación, geología, operaciones de minado y todas sus características inherentes a la mina.

RESUMEN

La investigación se realizó en la U.M. Las Bravas de la provincia de Caravelí distrito Chaparra región Arequipa. Habiéndose realizado la excavación de 2 galerías denominadas G01 y G02 en el nivel 1820 cortada Victoria, en rocas ígneas y sedimentarias, con una sección de 2.1m. x 2.4 m. con longitudes de 40 y 60 metros, respectivamente. El presente trabajo de investigación se basa principalmente en la caracterizar el macizo rocoso por métodos empíricos y analíticos, utilizando para ello los sistemas de clasificación del macizo rocoso como, RMR, índice Q y el sistema GSI como métodos empíricos, así mismo se realizó pruebas de laboratorio (UCS) para determinar las propiedades físicas del macizo rocoso. Y con los datos obtenidos por mapeos geomecánicos se realizó el modelamiento, mediante software Dips, para interpretar las discontinuidades y Unwedge para el análisis de cuñas. Encontrándose problemas de 2 cuñas, una en el techo y la segunda en el piso de la galería G01, y en la galería G02 se encontró dos cuñas en ambos hastiales. Siendo la más crítica la cuña en el techo de la galería G01. Para lo cual se ha propuesto la instalación de pernos de anclaje en sitios puntuales y críticos. Finalmente se concluye, que con el adecuado manejo de herramientas y técnicas de mapeo geomecánicos tanto analíticas como empíricas, se pudo determinar y caracterizar de manera satisfactoria la calidad de macizo rocoso y así realizar la mejor selección del sostenimiento para ambas galerías eliminando de esta manera los riesgos de caída de roca.

Palabras clave: Macizo Rocosó, Sostenimiento, Analisis Geomecánico, Roca, Discontinuidades.

ABSTRACT

The research was carried out at the U.M. Las Bravas of the province of Caravelí, Chaparra district, Arequipa region. Having carried out the excavation of 2 galleries called G01 and G02 at level 1820 Victoria Cut, in igneous and sedimentary rocks, with a section of 2.1m. x 2.4m. with lengths of 40 and 60 meters, respectively. The present research work is based mainly on characterizing the rock mass by empirical and analytical methods, using rock mass classification systems such as RMR, Q index and the GSI system as empirical methods. laboratory (UCS) to determine the physical properties of the rock mass. And with the data obtained by geomechanical mapping, modeling was carried out, using Dips software, to interpret the discontinuities and Unwedge for the analysis of wedges. Problems with 2 wedges were found, one on the ceiling and the second on the floor of gallery G01, and in gallery G02 two wedges were found on both gables. The most critical being the wedge in the ceiling of gallery G01. For which the installation of anchor bolts in specific and critical locations has been proposed. Finally, it is concluded that with the appropriate use of geomechanical mapping tools and techniques, both analytical and empirical, it was possible to satisfactorily determine and characterize the quality of the rock mass and thus make the best selection of support for both galleries, thus eliminating the rock fall risks.

Keywords: Rock mass, Support, Geomechanical Analysis, Rock, Discontinuities.

ÍNDICE DE CONTENIDO

INTRODUCCIÓN	iv
RESUMEN	vi
ABSTRACT	vii
ÍNDICE DE CONTENIDO	viii
ÍNDICE DE CUADROS	xii
ÍNDICE DE FIGURAS	xv
CAPITULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	17
1.1 Descripción del Problema.....	17
1.2 Formulación del Problema.....	19
1.2.1 Problema general	19
1.2.2 Problemas específicos	19
1.3 Objetivos de la Investigación.....	19
1.3.1 Objetivo general.....	19
1.3.2 Objetivos específicos	19
1.4 Justificación de la Investigación	20
1.4.1 Justificación	20
1.4.2 Importancia	20
1.5 Delimitación de la Investigación	21
1.5.1 Delimitación temporal.....	21
1.5.2 Delimitación espacial.....	21
1.6 Hipótesis	21
1.6.1 Hipótesis general.....	21
1.6.2 Hipótesis específicas	21
1.7 Variables de Estudio e Indicadores.....	22

1.8 Tipo y Nivel de Investigación.....	22
1.8.1 Tipo de investigación	22
1.8.2 Nivel de investigación.....	23
1.9 Población y Muestra	23
1.9.1 Población.....	23
1.9.2 Muestra	23
1.10 Técnicas de Recolección y procesamiento de Datos	23
1.10.1 Técnicas.....	23
1.10.2 Instrumentos de recolección de información.....	23
1.10.3 Procesamiento de datos	23
1.11 Matriz de consistencia.....	25
CAPITULO II MARCO TEORICO CONCEPTUAL.....	26
2.1 Antecedentes de la Investigación.....	26
2.1.1 Antecedentes internacionales	26
2.1.2 Antecedentes nacionales	28
2.2 Bases Teóricas o Científicas	29
2.2.1 Geomecánica.....	29
2.2.2 Macizo rocoso.....	29
2.2.3 Caracterización geomecánica del macizo rocoso.....	31
2.2.4 Clasificación geomecánica de los macizos rocosos.....	32
2.2.5 Tensiones en el macizo rocoso	56
2.2.6 Factor de seguridad	62
2.2.7 Tiempo de auto sostenimiento	63
2.2.8 Sostenimiento.....	65
2.2.9 Sostenimiento atendiendo como actúa la roca.....	76

2.2.10 Criterios de diseño	77
2.3 Definición de Términos	81
CAPITULO III GEOMECANICA DE LAS GALERÍAS G01 Y G02 DEL NIVEL 1820	
.....	83
3.1 Recolección de data	83
3.2 Análisis de laboratorio	84
3.2.1 Ensayo de propiedades físicas.....	86
3.2.2 Ensayo de resistencia a la compresión	86
3.3 Descripción geomecánica de las galerías G01 y G02.....	87
3.3.1 Mapeo por celdas	87
3.3.2 Rock Mass Rating	88
3.3.3 Sistema de Q	95
CAPITULO IV	102
ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS GEOMECANICO DE LAS GALERIAS	
G01 Y G02 DE NIVEL 1820	102
4.1. Análisis de Sostenimiento a partir del Sistema GSI	102
4.2. Análisis de Sostenimiento a partir de sistema MRM.....	104
4.3. Resumen de sistemas de clasificación	107
4.4. Análisis cinemático de discontinuidades	107
4.5. Análisis de cuñas de las galerías G01 y G02 en el nivel 1820	110
CONCLUSIONES	115
RECOMENDACIONES	117
BIBLIOGRAFÍA	118
ANEXOS	120
ANEXO A	121

ÁMBITO DE ESTUDIO DE LA INVESTIGACIÓN.....	121
1.1. Ubicación Geográfica	121
1.2. Accesibilidad	121
1.3. Relieve de la Mina.....	122
1.4. Clima y Vegetación	123
1.5. Hidrología	123
2. Geología de la Mina.....	124
2.1. Geología regional.....	124
2.1.1. Rocas Hipabisales	125
2.2. Geología Local	128
2.2.1. Tipo y Genesis del Yacimiento.....	130
2.2.2. Paragenesis y Zoneamiento.....	130
2.3. Geología Estructural	133
2.3.1. Tectónica.....	133
2.3.2. Geología Económica.....	136
2.4. Operaciones de minado.....	140
2.4.1. Capacidad de Producción.....	140
2.4.2. Método de Explotación	140
2.4.3. Ciclo de Minado.....	142
ANEXO B.....	148

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro 1. Valores de RMR, (Bieniawski, 1989).....	34
Cuadro 2. Según Deere y Miller	35
Cuadro 3. Tipo de roca.....	37
Cuadro 4. Relación entre el RQD y frecuencia lineal de discontinuidades.....	39
Cuadro 5. Espaciado de juntas	41
Cuadro 6. Condición de discontinuidades.....	42
Cuadro 7. Ajuste por orientación	43
Cuadro 8. El Cuadro base GSI.....	45
Cuadro 9. Sistema RMR	46
Cuadro 10. Puntaje para condiciones de discontinuidades.....	47
Cuadro 11. Significado clase de roca.....	47
Cuadro 12. Ajuste por orientación	48
Cuadro 13. GSI modificado	49
Cuadro 14. GSI	50
Cuadro 15. Valor RQD	52
Cuadro 16. Índice de juntas	52
Cuadro 17. Índice de rugosidad	52
Cuadro 18. Índice Alteración de Discontinuidades.....	53
Cuadro 19. Factor de reducción de agua.....	54
Cuadro 20. SRF 1.....	54
Cuadro 21. SRF 2.....	54
Cuadro 22. Clasificación de Barton (Q) de los macizos rocosos.....	56
Cuadro 23. Resumiendo los valores.....	60
Cuadro 24.. FS recomendados según plazo de estabilidad.....	63

Cuadro 25. Clase de energía de absorción	79
Cuadro 26. Clasificación del macizo rocoso en función a UCS	90
Cuadro 27. RQD del macizo rocoso por estaciones.....	91
Cuadro 28. Frecuencia de espaciamento por estaciones	92
Cuadro 29. Puntuación para cada parámetro en la celda N° 01	92
Cuadro 30. Puntuación para cada parámetro en la celda N° 02	93
Cuadro 31. Puntuación para cada parámetro en la celda N° 03	93
Cuadro 32. Puntuación para cada parámetro en la celda N° 04	93
Cuadro 33. Puntuación para cada parámetro en la celda N° 05	94
Cuadro 34. Condiciones de agua del macizo rocos por celdas	94
Cuadro 35. Puntuación en relación a la orientación de discontinuidades	95
Cuadro 36. Clasificación RMR para el macizo rocoso.....	95
Cuadro 37. Características de parámetros para sistema Q.....	96
Cuadro 38. Rangos de clasificación para el sistema Q.....	97
Cuadro 39. Sistema de clasificación Q	98
Cuadro 40. Esfuerzos insitu en la galería 1820.....	101
Cuadro 41. Valoración de GSI – Hoek, Marinos	103
Cuadro 42. Sostenimiento GSI – Hoek, Marinos	104
Cuadro 43. Clases de macizos rocosos según el índice RMR.....	105
Cuadro 44. Significado de la clase de macizos rocosos según el índice RMR.....	105
Cuadro 45. Sostenimiento a partir de RMR.....	106
Cuadro 46. Resumen de los sistemas de clasificación por celdas.....	107
Cuadro 47. Características de las cuñas presentes en G 01	111
Cuadro 48. Características de las cuñas presentes en G 02	111
Cuadro 49. Valores de índice ESR de la clasificación.....	112

Cuadro 50. Determinación de SPAN	112
Cuadro 51. Parámetros para Galería	144

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Puntaje máximo para resistencia a la compresión en (MPa)	35
Figura 2. Recomendaciones prácticas RQD.....	38
Figura 3. Cálculo de tensiones	59
Figura 4. Constante de esfuerzo K vs profundidad (Hoek & Brown, 1980).....	61
Figura 5. Tiempo de auto soporte	65
Figura 6. Tipos de mallas	70
Figura 7. Cintas de acero (STRAPS)	71
Figura 8. Concreto lanzado (Shotcrete)	72
Figura 9. Cimbras metálicas.....	73
Figura 10. Nivel de esfuerzos in Situ	78
Figura 11. Sistema Q de Barton	80
Figura 12. Galerías G01 G02 en planta.....	83
Figura 13. Mapeo por celdas.....	88
Figura 14. Análisis de esfuerzos en relaciona a la profundidad.....	99
Figura 15. Esquema de carga litostatica.....	100
Figura 16. Análisis de esfuerzos horizontales y verticales insitu	100
Figura 17. Análisis estereográfico de discontinuidades de la Celda N°01.....	108
Figura 18. Análisis estereográfico de discontinuidades de la Celda N°02.....	108
Figura 19. Análisis estereográfico de discontinuidades de la Celda N°03.....	109
Figura 20. Análisis estereográfico de discontinuidades de la Celda N°04.....	109
Figura 21. Análisis estereográfico de discontinuidades de la Celda N°05.....	110
Figura 22. Presencia de cuñas en G 01	110
Figura 23. Presencia de cuñas en G 02	111

Figura 24. Longitudes de pase y tiempos de estabilidad sin soporte (Bieniawski, 1989).....	113
Figura 25. Sostenimiento según Barton	114
Figura 26. Sostenimiento de macizo rocosos según el índice Q.....	114
Figura 27. Plano de ubicación de la mina S.M.R.LAS BRAVAS DE ICA N°2 ...	122
Figura 28.Plano Geológico Regional.....	127
Figura 29. Plano Geológico Local.	129
Figura 30. Block de minado.....	141
Figura 31. Ciclo de minado.....	142

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del Problema

En la Unidad Minera LAS BRAVAS ICA N°2 los trabajos de sostenimiento se realiza con los criterios comunes y experiencia por parte de los trabajadores y sin seguir los parámetros y conceptos existentes en cuanto a los principios geomecanicos se refiere, como caracterización de la masa rocosa, índices de calidad rocosa, tensiones en el terreno, etc. por lo tanto, las labores de sostenimiento se efectúan de manera empírica y sin realizar los estudios geomecanicos pertinentes.

Por otra parte, la unidad minera viene implementando el departamento de geomecánica, para los estudios y orientación necesarias en la dirección técnica.

Así mismo la unidad minera LAS BRAVAS ICA N°2 se encuentra ampliando sus labores mineras para incrementar su producción, para ello se está disponiendo la construcción de galerías (G01 y G02) en el nivel 1820, por tal motivo urge la necesidad de implementar el estudio de análisis geomecánico, para un sostenimiento adecuado en las labores de dicha unidad minera.

Se tiene antecedentes previos, como lo ejecutado por la Universidad San Agustín de Arequipa en el año 2019 que realizo un mapeo geomecánico, cuya recomendación fue el sostenimiento con cuadros de madera.

Por otro lado, no se hizo estudios de la resistencia de las rocas, ni se ha realizado las pruebas pertinentes para la caracterización de la roca predominante, por tal motivo no se conoce la génesis estructural del macizo rocoso.

De igual forma no se ha determinado la eficiencia del sostenimiento por cuadros de madera, y aseverar si la madera cumple con el propósito, y/o resistirá las condiciones de minado.

En la actualidad el sostenimiento se viene dando por cuadros de madera rectos sin tomar en cuenta los estudios de esfuerzos horizontales y verticales, sabiendo que los cuadros cónicos resisten mejor a la disposición de estos esfuerzos.

Existe antecedentes de accidentabilidad por caída de rocas debido a un mal manejo en el sostenimiento de las galerías y labores mineras en general. de acuerdo a los reportes obtenidos del área de SSOMA.

Cabe señalar también, que algunas áreas en la estructura de la mina están compuestas por panizo rocoso muy inestable sobre todo cuando existe la presencia de agua, por tal motivo definir el tipo de sostenimiento es de suma importancia.

Planteado el problema de esta manera, con las condiciones inseguras en las labores y el sostenimiento inadecuado, los riesgos seguirán incrementándose. A parte que no se cuenta con datos reales ni tan poco con estudios de laboratorio que nos puedan cuantificar la resistencia del macizo rocoso, y a medida que se incremente las labores mineras, y se profundice más. la necesidad de implementar un método de sostenimiento será de mayor importancia.

Por las razones técnicas expuestas fundamentalmente, se propone realizar una evaluación geomecánica, en las galerías: G01 y G02 del nivel 1820, y elegir el sostenimiento

más adecuado en cuanto a eficiencia y durabilidad, en base a las características geomecánicas de las labores mineras en estudio.

1.2 Formulación del Problema

1.2.1 Problema general

- ¿Cómo influye las características geomecánicas de la roca, en la selección adecuada del tipo de sostenimiento a aplicarse en las galerías del nivel 1820 en la U.M. ¿Las Bravas, Caraveli-Arequipa?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cuáles son las características geomecánicas de la roca predominante de las galerías del nivel 1820 en la U.M. ¿Las Bravas, Caraveli-Arequipa?
- ¿Cuál será el sostenimiento que se implementará, para el desarrollo de las galerías del nivel 1820 en la U.M. ¿Las Bravas, Caraveli-Arequipa?
- ¿Cuál será el factor de seguridad adecuado para el tipo de sostenimiento seleccionado en las galerías del nivel 1820 en la U.M. ¿Las Bravas, Caraveli-Arequipa?

1.3 Objetivos de la Investigación

1.3.1 Objetivo general

- Realizar la caracterización geomecánica del macizo rocoso para la selección adecuada del tipo de sostenimiento de las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas, Caraveli-Arequipa.

1.3.2 Objetivos específicos

- Determinar las características geomecánicas del macizo rocoso en las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas Caraveli-Arequipa.

- Implementar el tipo de sostenimiento más adecuado para el desarrollo de las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas Caraveli-Arequipa
- Determinar el factor de seguridad adecuado para el tipo de sostenimiento seleccionado en las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas Caraveli-Arequipa.

1.4 Justificación de la Investigación

1.4.1 Justificación

El presente trabajo de investigación se justifica porque deseamos obtener la mejor opción para el sostenimiento más adecuado en las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas Caraveli-Arequipa, para que cumpla con las condiciones de esfuerzos en el desarrollo de las labores mineras así mismo, soporte cargas presentes en la mina, para mantener la estabilidad de las labores mineras a través de un adecuado sostenimiento y así mismo alcanzar un factor de seguridad óptimo para que cumpla con los estándares establecido, en cuanto a efectividad, durabilidad y seguridad.

1.4.2 Importancia

La caracterización geomecánica del macizo rocoso donde se realiza el estudio de investigación es de suma importancia para la Mina, porque permitirá conocer las condiciones Geo-estructurales del macizo rocoso donde se ejecuta el proyecto de construcción de galerías, y así tomar las decisiones en el sostenimiento que a la vez se determinará el factor de seguridad más adecuado en las galerías.

1.5 Delimitación de la Investigación

1.5.1 Delimitación temporal

La temporalidad de la investigación tomó como punto de partida el mes de marzo del 2023, al mes de agosto del 2023 en cuyo periodo se concluyó el trabajo planteado.

1.5.2 Delimitación espacial

La presente investigación se planteó en el ámbito geográfico de la región Arequipa provincia de Caravelí distrito de Chaparra. y la unidad de observación está ubicada en la unidad minera Las Bravas Caraveli-Arequipa en la zona Gertrudis, cortada Victoria, nivel 1820. Donde se viene desarrollando dos galerías, G01 y G02.

1.6 Hipótesis

1.6.1 Hipótesis general

- El análisis geomecánico y la caracterización del macizo rocoso nos lleva a la elección más adecuada de sostenimiento, que permita mantener la estabilidad de las galerías, para ejecutar las operaciones con normalidad en el nivel 1820 de la U.M. Las Bravas Caraveli-Arequipa.

1.6.2 Hipótesis específicas

- Determinada las características geomecánicas del macizo rocoso, permite una mejor elección del tipo de sostenimiento de las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas Caraveli Arequipa.
- La implementación adecuada del tipo de sostenimiento, garantiza mayor estabilidad y seguridad en el desarrollo de las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas Caraveli Arequipa.

- El factor de seguridad adecuado, nos permita tener mayor control y eficiencia en el sostenimiento de las labores y las operaciones en la U.M. Las Bravas Caraveli Arequipa.

1.7 Variables de Estudio e Indicadores

VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES
Variable dependiente: - Tipo de sostenimiento	- Métodos de sostenimiento.	- Cuadros de madera. - Metálico. - Concreto
Variable independiente: - Características geomecánicas de la masa rocosa:	- Rocas. - Esfuerzos. - Presión. - Factor de seguridad. - Durabilidad.	- Bieniawski (RMR) Barton (Q). Índice (GSI) - Mpa. - Nw/m3. - Numérico. - Días, meses, años.

1.8 Tipo y Nivel de Investigación

1.8.1 Tipo de investigación

El tipo de la investigación es aplicada, porque soluciona los problemas prácticos la cual se fundamenta en la investigación.

1.8.2 Nivel de investigación

La presente investigación es descriptiva-correlacional.

1.9 Población y Muestra

1.9.1 Población

La población está representada por los tipos de rocas que conforman la U.M. Las Bravas Caravelí-Arequipa, del cual se tomarán las muestras correspondientes y el mapeo geomecánico.

1.9.2 Muestra

La muestra poblacional está representada por las galerías G01 y G02, de la zona Gertrudis, cortada Victoria, nivel 1820. Donde se realizó el mapeo geomecánico implementándose 5 estaciones para 2 galerías.

1.10 Técnicas de Recolección y procesamiento de Datos

1.10.1 Técnicas

Las técnicas empleadas que se consideran son análisis documentales como fichas bibliográficas, libros, internet etc. y de observación en campo, como protocolos y guías para descripción en campo.

1.10.2 Instrumentos de recolección de información

Los instrumentos a utilizar serán: brújula, flexómetro, cinta métrica, picota, cordel y extensómetro.

1.10.3 Procesamiento de datos

El procesamiento de datos requiere el uso de trabajo de campo y laboratorio, y se lleva a cabo el análisis de testigos mediante el ensayo de Tilt test. Además, programas informáticos como Excel son usados para llevar a cabo el cálculo del RMR, Q, y GSI. El software Dips, que contiene información sobre la existencia de cuñas

mediante los valores de ángulo de fricción, rambos y buzamientos, fue usado para analizar la concurrencia de planos y cuñas. Para analizar el factor de seguridad de las señales se utiliza el software Unwedge. En dónde también se permitió el establecimiento de las cuñas existentes.

1.11 Matriz de consistencia.

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES
<p>Problema General</p> <p>¿Cómo influye la geomecánica en el sostenimiento de las galerías del nivel 1820 en la U.M. las bravas, Caraveli-Arequipa?</p> <p>Problemas Específicos</p> <p>¿Cuáles son las características geomecánicas de la roca predominante de las galerías del nivel 1820 en la U.M. ¿Las Bravas, Caraveli-Arequipa?</p> <p>¿Cuál será el sostenimiento que se implementará, para el desarrollo de las galerías del nivel 1820 en la U.M. ¿Las Bravas, Caraveli-Arequipa?</p> <p>¿Cuál será el factor de seguridad adecuado para el tipo de sostenimiento seleccionado en las galerías del nivel 1820 en la U.M. ¿Las Bravas, Caraveli-Arequipa?</p>	<p>Objetivo General</p> <p>Realizar la caracterización geomecánica del macizo rocoso para la selección adecuada del tipo de sostenimiento de las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas, Caraveli-Arequipa.</p> <p>Objetivos Específicos.</p> <p>Determinar las características geomecánicas del macizo rocoso en las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas Caraveli-Arequipa.</p> <p>Implementar el tipo de sostenimiento más adecuado para el desarrollo de las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas Caraveli-Arequipa</p> <p>Determinar el factor de seguridad adecuado para el tipo de sostenimiento seleccionado en las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas Caraveli-Arequipa.</p>	<p>Hipótesis General</p> <p>El análisis geomecánico y la caracterización del macizo rocoso acceda a la elección más adecuada de sostenimiento, que permita mantener la estabilidad de las galerías, para ejecutar las operaciones con normalidad en el nivel 1820 de la U.M. Las Bravas Caraveli-Arequipa.</p> <p>Hipótesis Especifica</p> <p>Determinada las características geomecánicas del macizo rocoso, permite una mejor elección del tipo de sostenimiento de las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas Caraveli Arequipa. La implementación adecuada del tipo de sostenimiento, garantiza mayor estabilidad y seguridad en el desarrollo de las galerías del nivel 1820 en la U.M. Las Bravas Caraveli Arequipa.</p> <p>El factor de seguridad adecuado, nos permita tener mayor control y eficiencia en el sostenimiento de las labores y las operaciones en la U.M. Las Bravas Caraveli Arequipa..</p>	<p>VARIABLES</p> <p>Variables independientes.</p> <p>-Características geomecánicas de la masa rocosa.</p> <p>Variable Dependiente.</p> <p>-Tipos de sostenimiento.</p>

CAPITULO II

MARCO TEORICO CONCEPTUAL

2.1 Antecedentes de la Investigación

2.1.1 Antecedentes internacionales

Carolina Valdebenito (2018) “Caracterización Geomecánica en faenas Subterráneas de pequeña minería”, Universidad de Concepción – Chile

El objetivo de este estudio fue investigar la estabilidad de la masa rocosa, lo cual es una preocupación importante cuando se realizan operaciones subterráneas en la minería a pequeña escala. Como resultado, es fundamental idear una técnica sencilla y eficiente que proporcione parámetros fundamentales para evaluar la estabilidad de la roca. Para ello se realizó una caracterización geomecánica de la “Mina Los Pequeños”, mina subterránea ubicada en el sector Tambillos de la Región de Coquimbo, utilizando el método Q de Barton. La caracterización antes mencionada se realiza mediante un perfil geomecánico de aproximadamente un metro de altura con respecto al piso de trabajo. Tiene en cuenta varios parámetros, incluido RQD, índice de reducción de tensiones (SRF), número de familias de juntas (J_n), rugosidad (J_r), alteración de las juntas (J_a) y contenido de humedad (J_w). Este estudio también pretende tener en cuenta variables como la orientación de la obra en relación con discontinuidades significativas (por ejemplo, vetas, fisuras), y modificar secciones específicas de la obra en consecuencia al calcular los valores en función de estas

condiciones. El sistema de clasificación de Barton se ha simplificado de seis a tres clasificaciones para reducir el nivel de complejidad para los mineros menores. De esta manera, se adquieren tres regiones del sitio Los Pequeños, cada una de ellas caracterizada por una calidad de granito deficiente y que requieren refuerzo. La zona inicial está ligada al inicio del socavón, la segunda a la Falla de Los Pequeños (que presenta un comportamiento dextral), y la tercera a la coexistencia de aguas subterráneas y la convergencia de dos labores oblicuas. Por ello, es aconsejable reforzar estas dovelas con madera, empleando entramados con una separación máxima de 0,5 metros.

Segundo antecedente

Pablo Daniel H. Pérez (2017) realizó una investigación a la que denominó “Consideraciones Geomecánicas en el diseño de selecciones tipo para un túnel minero”, Universidad Oviedo – España

El objetivo del estudio era determinar la naturaleza del soporte y la variedad de sus componentes, esta determinación está limitada por las limitaciones del software de análisis. Teniendo en cuenta lo mencionado anteriormente, se ha diseñado un conjunto integral de ocho categorías de soporte para tener en cuenta la diversa gama de condiciones geotécnicas y estructurales que podrían manifestarse durante el procedimiento de excavación del túnel. Los elementos considerados para los distintos tipos de soporte comprenden generalmente pernos de anclaje de resina distribuidos ($\emptyset = 32\text{mm}$) con longitudes de 3 a 5 metros y dispuestos en patrones que varían en tamaño desde 2x2 metros hasta 1 x 1 metro; hormigón proyectado reforzado con fibras de espesores comprendidos entre 30 mm y 250 mm; cerchas metálicas del tipo HEB-180 (TS5A, TS5B y TS6) sostenidas por cerchas triples con espaciamientos que varían de 0,75 a 1 metro; y medidas especiales que incluyen

pernos de fibra de vidrio para evitar sobre excavaciones de la bóveda en avances ulteriores (Pérez, 2017, pág. 150).

2.1.2 Antecedentes nacionales

Primer antecedente

Juan Junior Lázaro Quicaña (2020) en su trabajo de investigación titulado “Diseño y evaluación de sostenimiento de labores de desarrollo para minería artesanal del sector de Ollachea – Puno” de la UTP – Arequipa.

Con el fin de demostrar la importancia de la explotación de recursos minerales, la tesis describió operaciones unitarias en trabajos de desarrollo en minas artesanales en la región de Ollachea. Además, un obstáculo que surgió fue la inestabilidad de las obras de urbanización, consecuencia de la gran fractura de la roca. Para abordar esto, se identificaron estructuras de apoyo adecuadas y rentables para cada tarea. Con el desarrollo de este trabajo de investigación se logró reducir en un 30% los costos en sostenimiento, gracias a un adecuado diseño de sostenimiento.

Segundo antecedente

Hernan Amador Escalante Guerra (2017) En su trabajo. “Mejoramiento del sistema de sostenimiento, con madera, mediante pernos split set y malla electrosoldada en labores de explotación de la empresa “MACDESA” de la UNAP - Puno

El estudio tuvo como objetivo mejorar el sistema de soporte de madera que utiliza MACDESA-Arequipa en sus funciones operativas mediante la aplicación de mallas electrosoldadas y fijaciones partidas. Arribando a las siguientes conclusiones:

1. La Minera aurífera Cuatro de Enero S.A. emplea un sistema de soporte mecanizado compuesto por pernos Split set y malla electrosoldada para facilitar la extracción del mineral a un costo de 19,04 U\$/TM, frente a los 20,27 U\$/TM del uso

de marcos y accesorios de madera; la diferencia es de 1,23 US\$/TM de mineral explotado.

2. La eficacia del sistema mecanizado es de 3,31 TM/h, frente a las 2,80 TM/h del sistema convencional; esto demuestra la rentabilidad de las mallas electrosoldadas y el Split set.

3. La productividad del sistema de soporte convencional es de 4,51 TM/guarda, mientras que con el sistema mecanizado de Split set y malla electrosoldada es de 6,35 TM/guarda, representando una diferencia de 1,84 TM/guarda.

4. El costo del transporte de mallas electrosoldadas y Split set es significativamente menor que el del transporte de madera, lo que es determinante en los costos de explotación del yacimiento.

2.2 Bases Teóricas o Científicas

2.2.1 Geomecánica

Al igual que la mecánica de suelos, investiga el comportamiento de todos los materiales de origen geológico de forma aislada, así como sus interacciones con otras estructuras (Ramírez y Monge, 2010, pág.3).

En minería, la geomecánica se refiere al examen del comportamiento e interacción de la masa geológica con las operaciones mineras. Además del trabajo subterráneo, el conocimiento de la geomecánica es fundamental para la minería subterránea debido a la interacción directa con la masa geológica. Tienen tendencia a perder su forma, lo que las convierte en estructuras peligrosas (Deere, 1964, pág. 25).

2.2.2 Macizo rocoso

La definición de macizo rocoso se configura como una estructura que se presenta en la naturaleza sin alteraciones artificiales. Por tanto, la masa rocosa se

compone de estructuras, que incluirá fracturas, uniones, fisuras, planos de estratificación, etc. En virtud de su discontinuidad, los macizos rocosos pueden presentar características anisotrópicas y/o heterogéneas. (Ramírez, 2010. Pag.1)

El macizo rocoso está formado por formaciones rocosas y geológicas intactas. El comportamiento de la roca intacta bajo condiciones de estrés, particularmente cuando es una roca fuerte, sólida e inflexible que experimenta altos niveles de estrés (ya sea natural o inducido), puede resultar en explosiones de roca. Por el contrario, una roca que es a la vez maleable y excepcionalmente deformable puede presentar un comportamiento elastoplástico caracterizado por una alta deformación, provocando así un cierre progresivo de una abertura o excavación..

Las propiedades mecánicas de la roca intacta son:

- Resistencia a la compresión simple,
- Resistencia a la tracción,
- Resistencia al corte,
- Resistencia a prueba triaxial;

Los procedimientos para determinar las propiedades elásticas, incluido el índice de Poisson y el módulo de elasticidad, así como para evaluar las propiedades físicas de las rocas, incluida la densidad, el peso unitario, la humedad, la porosidad y la absorción, se llevan a cabo de acuerdo con las normas emitidas por la American Society for Testing and Materials (ASTM) y las propuestas por la ISRM. (OSINERMING.2017).

2.2.3 Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Las rocas se describen como colecciones o combinaciones de uno o más compuestos minerales que forman masas masivas, ocupando extensas regiones de la corteza terrestre.

La roca tiene características distintas que la diferencian de la mayoría de los materiales utilizados en ingeniería. La estructura del objeto es discontinua debido a la presencia de diversas formas de fracturas. Además, como resultado de eventos geológicos que lo han impactado desde su origen hasta su estado actual, el objeto presenta heterogeneidades y cualidades que varían. Todas estas cualidades necesitan una evaluación continua durante el desempeño de las tareas. En primer lugar, es importante diferenciar entre "material rocoso", también conocido como "roca intacta", y "masa rocosa", a menudo denominada "masa rocosa". El término "roca intacta" se refiere a la masa sólida de roca que se encuentra entre roturas o fracturas. Puede estar representado por una muestra física o un control que se utiliza con fines de pruebas de laboratorio. El macizo rocoso se refiere al entorno natural que abarca muchas formas de discontinuidades, incluidas juntas, estratos, fallas y otras características estructurales. Estas características influyen en el comportamiento geotécnico del macizo rocoso. (Ramírez & Monge, 2010, pág.175).

La caracterización del macizo rocoso requiere del conocimiento de los siguientes parámetros:

- Resistencia y comportamiento de la roca
- Familia de discontinuidades existentes
- Espaciado de los planos de discontinuidad y fracturación de macizo

- Caracteres geomecánico de las discontinuidades: continuidad, rugosidad, separación, y resistencia de los labios, meteorización y relleno.
- Condición de agua en las juntas.
- Alteraciones producidas en el macizo rocoso por las excavaciones.

2.2.4 Clasificación geomecánica de los macizos rocosos

Las clasificaciones geomecánicas se utilizan ampliamente, particularmente en el análisis de túneles. Alrededor del 80% de los diez mil kilómetros de túneles y galerías excavados cada año dependen únicamente de la clasificación geomecánica del terreno. Sin embargo, es importante aplicar estas clasificaciones teniendo en cuenta los datos subyacentes. (Pedro R,2010. Pag.145)

Las tres clasificaciones más utilizadas actualmente son:

- Bieniawski (RMR)
- Barton, Lien y Lunde (Q)
- Hoek- Brown (GSI)

Las dos primeras utilizan un parámetro, RQD (Rock Quality Destination), que constituye la base de la clasificación de Deere.

Los sistemas de categorización de macizos rocosos son un método utilizado para estimar los atributos de los macizos rocosos a gran escala. Dentro del sector minero, los sistemas de índice GSI, RMR y Q sirven como parámetros de entrada para diversos enfoques de diseño y herramientas de modelado numérico. Los métodos de categorización geomecánica tienen como objetivo condensar los atributos de resistencia de un macizo rocoso en un único número numérico. (OSINERMING.2017).

En 1967, Deere sugirió un método de diseño para la sostenibilidad basado en la métrica Rock Quality Design (RQD). Esta métrica se deriva de la proporción de fragmentos de núcleos mayores de 10 cm que se recolectan durante un estudio. Permite estimar el nivel de fractura en el macizo rocoso.

Los principios de una clasificación geomecánica son:

- Se basan un proceso empírico. Se observa y experimenta.
- Se utiliza parámetros de fácil identificación.
- Son sencillas y de aplicación rápida.
- Se han comprobado ampliamente.

2.2.4.1. Clasificación de Bieniaswki (RMR)

El sistema Rock Mass Rating (RMR), ideado por Bieniawski, clasifica los macizos rocosos en una escala de 0 a 100 puntos. Una puntuación de 0 indica una calidad de roca muy pobre, mientras que una puntuación de 100 indica una calidad de roca excelente. La clasificación se basa en la siguiente tabla: El RMR (1976) y el RMR (1989) son las variantes más utilizadas. Ambos implican la evaluación de variables como:

1. Resistencia a la compresión de la Roca Intacta.
2. RQD. (Rock Quality Designation).
3. Espaciamiento de discontinuidades.
4. Condición de discontinuidades.
5. Presencia de agua subterránea.
6. La orientación de las discontinuidades. (para un RMR ajustado).

Cuadro 1. Valores de RMR, (Bieniawski, 1989)

DESCRIPCION	RMR	CLASE DE MACIZO ROCOSO
Roca muy buena	81-100	I
Roca buena	61-80	II
Roca regular	41-60	III
Roca mala	21-40	IV
Roca muy mala	0-20	V

Fuente: Bieniawski, (1989)

El puntaje del RMR está definido por:

$RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5)$, para un RMR básico.

Para un RMR ajustado se considera un sexto parámetro.

$RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) + (6)$, para un RMR ajustado.

El objetivo del RMR es:

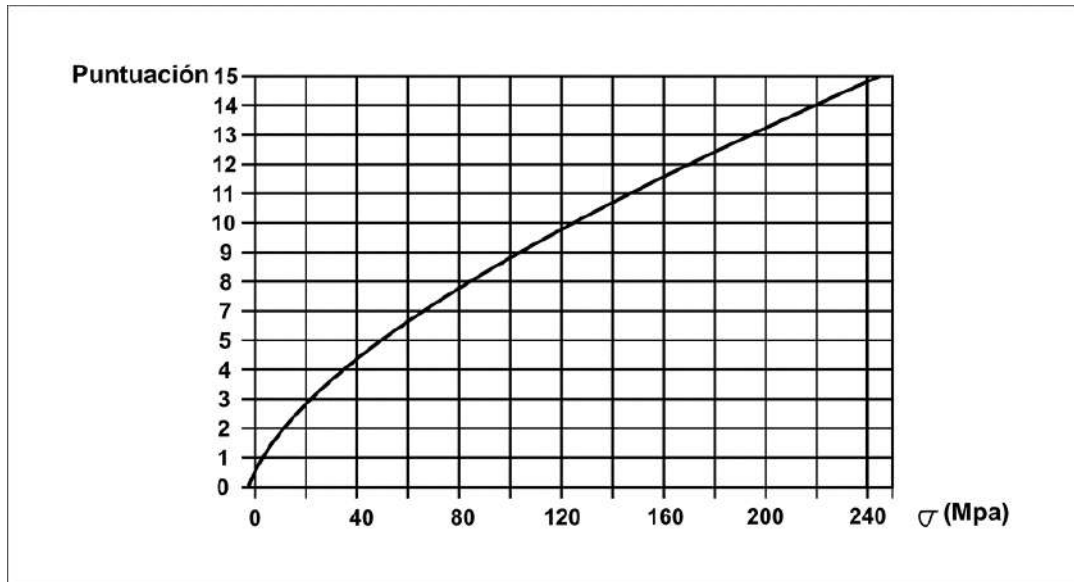
- Identificar los parámetros más importantes.
- Reconocer las condiciones de sitio más importantes de una roca.
- Tener una guía para el diseñar el sistema de túneles
- Para determinar y recomendar un sostenimiento.

1. Resistencia a la compresión simple de la Roca Intacta.

La medición de la resistencia a la compresión básica de un material rocoso se puede realizar utilizando un dispositivo portátil para pruebas de carga puntual o en laboratorios utilizando una prensa hidráulica. Es importante señalar que no se debe confundir la resistencia de un material rocoso con su dureza. La determinación de la resistencia no se puede lograr con el uso de herramientas como martillos,

esclerómetros, cuchillos, etc. Su confiabilidad es subjetiva y depende de varios factores. (M, Angel Berrocal, 2015)

Figura 1. Puntaje máximo para resistencia a la compresión en (MPa)



Fuente: Hoek, 2000

Cuadro 2. Ensayo de compresión uniaxial.

Descripción cualitativa	UCS (MPa)
Extremadamente fuerte	>250
Muy fuerte	100–250
Fuerte	50–100
Medio fuerte	25–50
Débil	5–25
Muy débil	1–5
Extremadamente débil	<1

Fuente: clasificación de Bieniawski, RMR.

Para determinar este parámetro se realiza:

Ensayos In-situ

- Esclerómetro.

Ensayos en laboratorio

- Ensayos de carga puntual (PLD)
- Compresión uniaxial simple (UCS)

El puntaje máximo es de 15.

2. Índice de calidad de roca RQD.

En 1962, Deere introdujo el método de Designación de Calidad de la Roca (RQD), que es una medida cuantitativa de la calidad de la roca que se basa en la cantidad de núcleo recuperado durante la perforación diamantina. El índice de calidad de roca ha sido ampliamente utilizado, demostrando su eficacia para categorizar el macizo rocoso y determinar el refuerzo apropiado para operaciones subterráneas. RQD, o Designación de Calidad de Roca, es la medida de la proporción de trozos intactos de núcleo de 10 cm que se recuperan con éxito. Además, la longitud total del agujero. Por tanto:

$$RQD (\%) = 100 \frac{\text{longitud de los núcleos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{largo del barreno}} \quad (1)$$

El índice de calidad de roca, conocido como RQD (Deere,1964), es uno de los sistemas empleados que caracteriza la competencia del macizo rocoso.

La Designación de Calidad de Roca (RQD) proporciona una calificación numérica, que va del 100% (que indica el nivel más alto de competencia) al 0% (que indica el nivel más bajo de competencia, como la condición del suelo), para evaluar

la calidad de un macizo rocoso. . La importancia del valor RQD se muestra en la siguiente tabla.:

Cuadro 3. RQD

RQD	Calidad de roca
25%	Muy mala
25-50%	Mala
50-75%	Regular
75-90%	Buena
90-100%	Muy buena

Fuente: Deere.

El enfoque se basa en cuantificar la frecuencia de grietas naturales dentro del macizo rocoso, específicamente en la dirección que se evalúa. Un aumento en la frecuencia de fracturas conduce a una reducción en la evaluación del RQD.

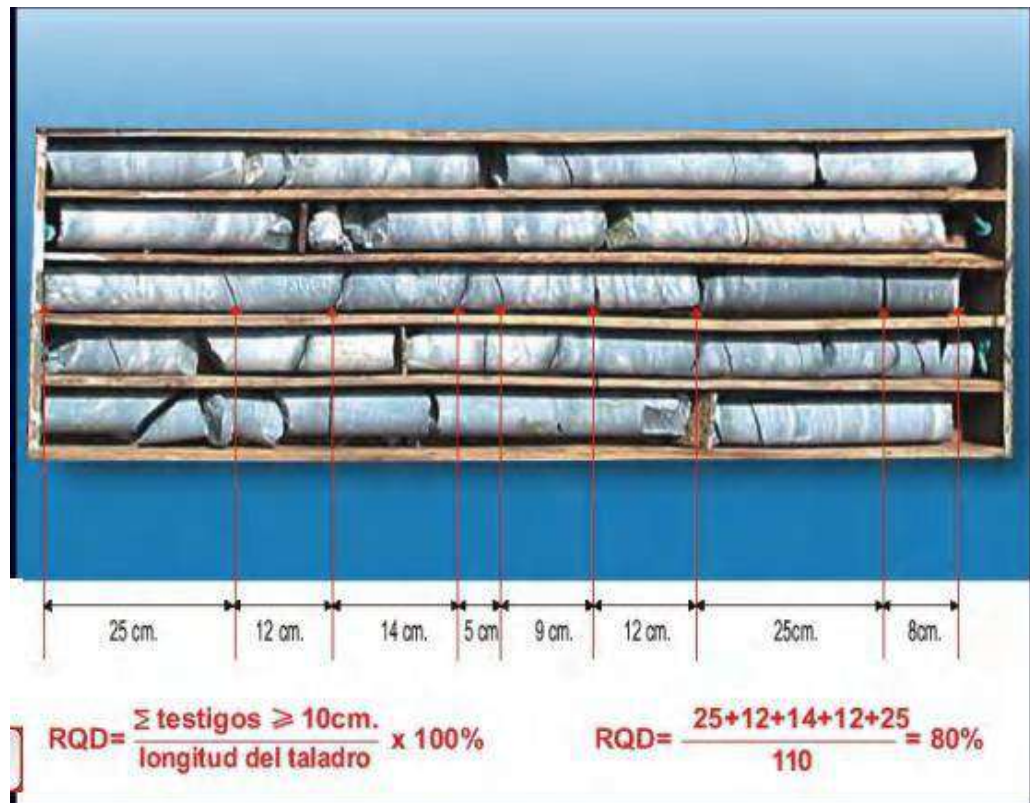
El valor RQD se calcula tomando el porcentaje de la longitud total de todos los fragmentos de roca que miden 10 centímetros o más. El valor se obtiene dividiéndolo por la duración total de toda la ejecución del testigo. (Bieniawski, 1989, pág. 149).

A continuación, se muestra algunas recomendaciones prácticas para el cálculo del RQD:

- Es necesario incorporar la longitud del núcleo no recuperada a la longitud total del testigo.
- En los cálculos no se deben tener en cuenta las fracturas inducidas por tensiones (discados de testigo).
- El RQD debe realizarse en muestras frescas, los especímenes más viejos pueden experimentar degradación.

- La RQD debe abordarse con la debida prudencia. • Para obtener una representación más precisa del RQD, su valor debe estar influenciado por factores adicionales, incluyendo la técnica de perforación, orientación, diámetro y otras variables, además de la fracturación del macizo rocoso.
- Se deben tener en cuenta los agujeros perforados en varios rumbos y hundimientos que permitan una mejor representación del RQD

Figura 2. Recomendaciones prácticas RQD



Fuente: Deere, 1964

Cuadro 4. Relación entre el RQD y frecuencia lineal de discontinuidades.

Calidad de roca	Frecuencia lineal	RQD (%)
Muy pobre	>17	0-20
Pobre	12-17	20-40
Regular	7-12	40-60
Buena	4-7	60-80
Muy Buena	1.5-4	80-95
Excelente	<1.5	95-100

Fuente: (Brown, 1992)

El espaciamiento promedio de las juntas para el mapeo de líneas detalladas se puede calcular dividiendo el número de discontinuidades por la longitud transversal.

El RQD está relacionado con la media de los espaciamientos de las discontinuidades, según Bieniawski (1989). El RQD se calcula utilizando la siguiente ecuación, que representa el espaciamiento promedio de las discontinuidades (Barton L. y, 1974, p. 65):

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

Donde $\lambda = 1/(\text{frecuencia de discontinuidades})$

Existe una representación tridimensional del espaciado de discontinuidades que se puede utilizar para el mapeo de celdas (Barton y Grismstad), En el contexto del enfoque noruego de construcción de túneles, el sistema Q (2000, p. 136) proporciona una definición de jv como la cantidad de juntas encontradas dentro de un metro cúbico de roca.:

$$jv = \sum \frac{1}{St}$$

Donde:

S: Es el espaciamiento de las juntas en metros para el conjunto de juntas real.

El RQD se relaciona al jv por la formula a continuación:

$$RQD = 115 - 3.3 * jV$$

Y el RQD= 100% cuando $jv \leq 4.5$ y RQD = 0% cuando $jv > 35$

Esta expresión fue incluida en el sistema Q (1974), posteriormente (Brown, 1985, pág. 84) actualizó la relación como:

$$RQD = 110 - 2.5 * JV$$

Y el RQD = 100% cuando $jv \leq 4$ y RQD = % cuando $jv > 44$

Este enfoque promedia una parte de las anisotropías en el término del RQD y brinda un valor más representativo.

Las principales limitaciones del RQD son su susceptibilidad a la dirección de medición y su insensibilidad a los cambios en la separación de las juntas que superan 1 metro.

Para el RQD de macizos rocosos tenemos las siguientes consideraciones:

- El diámetro mínimo de testigos debe ser de 54.7 milímetros.
- Solo se debe tomar en cuenta, discontinuidades naturales.
- El RQD no debe tomarse como un sistema de clasificación geomecánica. Debe tomarse más bien solo como un buen parámetro.
- No es precisa cuando la frecuencia de fracturas es mayor a 3 metros o cuando el macizo rocoso esta medianamente fracturado.
- Así mismo no considera la resistencia de la roca u otras propiedades de las discontinuidades.
- El puntaje máximo asignado para este parámetro es de 20 según la tabla, cuadro 9.

3. Espaciado de las discontinuidades.

Las discontinuidades son características estructurales como fallas, juntas y planos de estratificación. El espaciado de estas características se relaciona con la distancia promedio entre los planos de cada familia, donde cada conjunto tiene las mismas propiedades geomecánicas.

La resistencia del macizo rocoso disminuye a medida que crece el número de diaclasas, particularmente a medida que disminuye la distancia de cada familia.

(Pedro R,2010. Pag.150)

Cuadro 5. Espaciado de juntas

DESCRIPCION	ESPACIADO DE JUNTAS	TIPO DE MACIZO ROCOSO
Muy ancho	>3m	Solido
Ancho	1-3m	Masivo
Moderadamente cerrado	0.3-1m	En bloque
Cerrado	50-300mm	Fracturado
Muy cerrado	<50mm	Machacado

Fuente: clasificación Bieniawski

El puntaje máximo para el espaciado de discontinuidades es de 20.

4. Condición de discontinuidades.

Este parámetro considera la separación o apertura de las fisuras, la continuidad, la irregularidad de la superficie, el estado de los labios articulares (que pueden ser firmes o flexibles) y la existencia de relleno en las fisuras (Miguel, A. Berrocal 2015. Pag.170)

Cuadro 6. Condición de discontinuidades

APERTURA		TAMAÑO	RUGOSIDAD	DUREZA	RELLENO
Descripción	Separación	El tamaño y separación de las juntas, influyen en el macizo rocoso	Descripción	Descripción	Definida por espesor
Abierta	>5mm		Rugosa	Dura	Tipo de material
Moderadamente abierta	1-5 mm		Ligeramente rugosa	Media	Consistencia
Cerrada	0.1-1mm		Suave	Blanda	continuidad
Muy abierta	<0.1mm		Espejo de falla		

Fuente: clasificación de Bieniawski

El puntaje máximo para las condiciones de discontinuidad es 30.

5. Presencia de agua subterránea.

Teniendo en cuenta que numerosas variables tienen un impacto sustancial en el comportamiento del agua, es fundamental calcular el caudal de agua en litros por minuto por cada 10 metros de túnel. Se utiliza la siguiente descripción: agua completamente seca, húmeda, presurizada y a presión moderada (Leandro,2004).

6. La orientación de las discontinuidades.

Al determinar el soporte requerido, la orientación de las discontinuidades en relación con el eje de las estructuras subterráneas es un determinante crítico. Claramente, la orientación adecuada de la cavidad puede eliminar la necesidad de refuerzo (Leandro,2004).

Cuadro 7. Ajuste por orientación

EFFECTOS DE LA ORIENTACION DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACION DE TUNELES			
Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Excavación hacia el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación hacia el buzamiento-buz. 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°
Muy favorable	favorable	Muy desfavorable	regular
Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación contra el buzamiento-Buz.20-45°	Buzamiento 0-20° independiente al rumbo	
regular	desfavorable	regular	

Fuente: clasificación de Bieniawski

2.2.4.2. La clasificación GSI (*Geological Strength Index*)






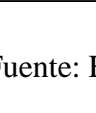
Con el fin de estimar los parámetros descritos en el modelo de Hoek-Brown (1980), el GSI es una métrica utilizada para evaluar la ley de una masa de granito. Los autores creían que para que los criterios de falla de una masa de granito se consideren robustos, deben estar asociados con una clasificación geomecánica. Si bien las clasificaciones RMR (Bieniaswki, 1973) y Q (Barton, 1973) ya existían en el momento en que se formuló este criterio de falla, Hoek y Brown creían que su propósito era estimar el soporte de túneles y excavaciones subterráneas. Como resultado, incorporaron parámetros que son superfluos para determinar las propiedades de un macizo rocoso, que son componentes esenciales de un criterio de falla. La categorización RMR no considera dos características que se consideran superfluas en el GSI: la orientación de las características geológicas y las condiciones del agua subterránea. Los parámetros que se consideraron aceptables según la clasificación de Barton (1974) incluyeron las características del agua subterránea y

el estado de estrés (SRF). Los parámetros antes mencionados no deben utilizarse como criterio de falla, ya que las tensiones efectivas producidas por los cálculos de tensiones ya incorporan la presión del agua y, naturalmente, las tensiones preexistentes presentes en la masa de granito.

El GSI debe proporcionarse en un rango de valores; su usabilidad entre el personal de operaciones le ha valido una amplia aceptación en el Perú.

El índice GSI sufrió modificaciones (Vallejo, 2002) con el fin de proporcionar un método practicable y sencillo para clasificar cualitativamente los macizos rocosos y recomendar el soporte necesario utilizando las tablas originales. Es fundamental reconocer que el objetivo principal al crear el índice GSI fue obtener parámetros que pudieran utilizarse en el criterio de falla de Hoek & Brown. Por lo tanto, Vallejo recomienda y proporciona el apoyo de acuerdo con los equivalentes de GSI y RMR. Las mesas son muy funcionales y están destinadas al uso exclusivo de empleados o colaboradores. No obstante, corresponderá al especialista en geomecánica de la empresa la modificación, evaluación y/o revisión específica de su implementación.

Cuadro 8. El Cuadro base GSI

<p>INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.</p> <p>CONDICIONES SUPERFICIALES</p> <p>MUY BUENA Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización</p> <p>BUENO Rugoso, ligeramente meteorizada, superficies con óxido.</p> <p>REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.</p> <p>MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos</p> <p>MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos</p>											
ESTRUCTURA		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →									
<p>DISMINUYE EL ENTRELAZADO DE PEDAZOS DE ROCA ↓</p>		90	80	70	60	50	40	30	20	10	
			Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in roca in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A
			Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades	90	80	70	60	50	40	30	20
			Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades	90	80	70	60	50	40	30	20
			Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad	90	80	70	60	50	40	30	20
			Desintegrado: Pobrementemente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas	90	80	70	60	50	40	30	20
			Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamento o esquistocidad débil o planos de corte	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	10

Fuente: Hoek y Brown, 2000

Cuadro 9. Sistema RMR

SISTEMA DE RMR (Según Bieniawski 1989).									
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia de carga puntual	>8 MPa	4-8 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	10-25 MPa	3-10 MPa	1-3 MPa
Puntuación			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado entre discontinuidades		>3 m	1-3 m	0.3-1 m	50-300 mm	<50 mm		
	Puntuación		30	25	20	10	5		
4	Condiciones de las discontinuidades		Superficies muy rugosas sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1 mm paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5mm espesor o juntas abiertas de 1-5mm juntas continuas	Relleno blando > 5mm o juntas abiertas > 5mm juntas continuas		
			Puntuación		25	20	12	6	0
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna		<25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		(Presión de agua en las juntas) / (□ principal o mayor)	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	>0.5		
	Condición general		Totalmente seco		Solo húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
Puntuación			10		7	4	0		

Fuente: Hoek, 2000

Cuadro 10. Puntaje para condiciones de discontinuidades

E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE DISCONTINUIDAD					
Longitud de discontinuidad (persistencia) Puntuación	<1 m 6	1-3 m 4	3-10 m 2	10-20 m 1	>20 m 0
Separación (apertura) Puntuación	Ninguna 6	<0.1 mm 5	0.1-1.0 mm 4	1-5 mm 1	>5 mm 0
Rugosidad Puntuación	Muy rugosa 6	Rugosa 5	Ligeramente rugosa 3	Lisa 1	Pulida 0
Relleno (relleno de falla) Puntuación	Ninguna 6	Relleno duro <5 mm 4	Relleno blando >5 mm 2	Relleno blando <5 mm 2	Relleno blando >5 mm 0
Meteorización Puntuación	No meteorizada 6	Ligeramente meteorizada 5	Moderadamente meteorizada 3	Altamente meteorizada 1	Descompuesta 0

Fuente: Hoek, 2000

Además, Bieniawski (1989) presentó un conjunto de clasificaciones (clases I a V), correcciones de casos especiales y recomendaciones relacionadas con valores de resistencia de masa y aplicaciones en túneles.

Cuadro 11. Significado clase de roca

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA					
Categoría	I	II	III	IV	V
Tiempo promedio de auto soporte	20 años para tramo de 15 m	1 año para un tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5m	10 hrs. Para tramo de 2.5 m	30 min para tramo de 1 m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Angulo de fricción del macizo rocoso (grados)	>45	35-45	25-35	15-25	<15

B. AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN PARA LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES (Ver F)						
Orientaciones de rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Puntuaciones	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACION TOTAL						
Valoración		100□81	80□61	60□41	40□21	<21
Categoría		I	II	III	IV	V
Descripción		Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

Fuente: Hoek, 2000.

- Se agrega una corrección para túneles:

Cuadro 12. Ajuste por orientación

F. EFECTO DE LA ORIENTACIÓN DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACIÓN DE TÚNELES**			
Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Excavación hacia el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación hacia el buzamiento-buz. 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Regular
Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación contra el buzamiento-buz. 20-45°	Buzamiento 0-20° - independiente del rumbo	
Regular	Desfavorable	Regular	

Fuente: Hoek, 2000

Vallejo (2000) propuso una modificación al índice GSI para facilitar un método práctico y sencillo de clasificar cualitativamente masas de granito y recomendar el soporte necesario utilizando las tablas originales. Es importante mencionar que el objetivo inicial del desarrollo del índice GSI fue adquirir parámetros para el criterio de falla de Hoek y Bronw. Por ello, Vallejo recomienda y dimensiona el soporte en función de la equivalencia del GSI con el RMR. Las mesas

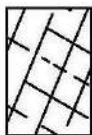




resultan muy prácticas para uso exclusivo de empleados o colaboradores. No obstante, la modificación, evaluación y/o revisión específica de su implementación será responsabilidad de los especialistas del departamento de geomecánica de cada organización.

Cuadro 13. GSI modificado

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL						VOLUMEN DE BLOQUE, V _b
ESTRUCTURA		MUY BUENA (MB)	BUENA (B)	REGULAR (R)	POBRE (P)	MUY POBRE (MP)		
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidos in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (abertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento).</p> <p>Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta).</p> <p>En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos.</p> <p>CLASIFICACIÓN CUALITATIVA</p>		<p>SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc>250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)</p> <p>DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN, LIGER. ABIERTA 1-2mm. (Rc 100-250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>DISCONTINUIDADES LISAS, ONDULADAS CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CLORITA, MODERADAMENTE ABIERTA DE 2-5mm. (Rc 50-100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>SUPERFICIE LISA, PLANAS CON ESTRÍAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm, CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLIN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)</p> <p>SUPERFICIE PULIDA Y ESTRÍADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA >1cm, RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PANIZO.(Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)</p>						1m ³
<p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ. (RQD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<100cm.</p>	100cm- 50cm- 40cm-	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	—	1dm ³	
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA (F) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SÍ (RQD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<20cm</p>	20cm- 15cm- 10cm-	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP		
<p>MUY FRACTURADA (MF) CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<10cm.</p>	8cm- 6cm-	—	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	1cm ³	
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<5cm.</p>	4cm- 2cm-	—	—	IF/R	IF/P	IF/MP		
<p>TRITURADA (T) MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN RQD)</p>	1cm-	—	—	—	T/P	T/MP	1cm ³	
C. VALLEJO, 2011		12	4.5	1.7	0.67	0.25	0.1	
FACTOR DE ESTADO DE LAS DIACLASAS, J _c								

Fuente: Hock y marinos, 2000

Cuadro 14. GSI

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL						VOLUMEN DE BLOQUE, V _b
ESTRUCTURA		MUY BUENA (MB)	BUENA (B)	REGULAR (R)	POBRE (P)	MUY POBRE (MP)		
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidas in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (apertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento).</p> <p>Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta).</p> <p>La relación del GSI con RMR, en condiciones secas y sin corrección por orientación es la siguiente: GSI=RMR(seco) - 5</p> <p>El RMR con el índice Q se relacionan mediante la siguiente relación: RMR=15Log Q+50 (Barton, 95)</p> <p>Para relacionar el GSI con el RMI se toma en cuenta los parámetros J_c (condición de fracturas) y V_b (volumen de bloque).</p> <p>En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos.</p> <p>CORRELACIÓN GSI modificado y Q'</p>		<p>SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc>250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)</p> <p>DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN. LIGER. ABIERTA 1-2mm. (Rc 100-250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>DISCONTINUIDADES LISAS, ONDULADAS CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CLORITA, MODERADAMENTE ABIERTA DE 2-5mm. (Rc 50-100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>SUPERFICIE LISA, PLANAS CON ESTRÍAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm. CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLIN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)</p> <p>SUPERFICIE PULIDA Y ESTRÍADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA >1 cm. RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PANIZO.(Rc < 25 MPa) (SE DISREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)</p>						1m ³
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<100cm.</p>	100cm 50cm 40cm	100 75 50	20					
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA (F) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<20cm</p>	20cm 15cm 10cm		5	3				
 <p>MUY FRACTURADA (MF) CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<10cm.</p>	8cm 6cm			1 0.5 0.1				1dm ³
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<5cm.</p>	4cm 2cm				0.05 0.01			1cm ³
 <p>TRITURADA (T) MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISREGGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN RQD)</p>	1cm				0.005 0.001			
C. VALLEJO, 2011		<p>12 4.5 1.7 0.67 0.25 0.1</p> <p>FACTOR DE ESTADO DE LAS DIACLASAS, J_c</p>						

Fuente: Hock y Brown, 1995

Aplicación del GSI

- Sirve como un indicador eficaz de la calidad del macizo rocoso, proporcionando una estimación más rápida en comparación con RMR y Q en particular.
- Se utiliza como factor para determinar la resistencia del macizo rocoso utilizando el criterio de falla de Hoek Brown.

2.2.4.3. Clasificación de Barton (Q)

En esta clasificación se cataloga los macizos rocosos según el denominado índice de calidad Q, basados en 6 parámetros siguientes:

RQD “Rock Quality Designation”.

J_n Numero de familias juntas.

J_r Rugosidad de las juntas.

J_a Meteorización de las juntas.

J_w Coeficiente reductor que tiene en cuenta la presencia de agua.

SRF “Stress Reductor Factor” factor dependiente principalmente de las tensiones existentes en el macizo rocoso.

Los valores de los parámetros J_r y J_a dependen de la presencia de material de relleno y de las dimensiones de las juntas.

Defina la calidad del macizo rocoso en función de los criterios especificados de la siguiente manera::

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

El primer cociente, $\frac{RQD}{J_n}$, represente el tamaño de los bloques. $\frac{J_r}{J_a}$ permite

estimar la resistencia al corte entre bloques. $\frac{J_w}{SRF}$, indica el estado tensional

En el macizo rocoso.

Cuadro 15. Valor RQD

Sistema Q de Clasificación de Macizo Rocosos		
	Descripción	Valor
1	ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA	RQD
A	Muy mala (> 27 juntas por m ³)	0 – 25
B	Mala (20-27 juntas por m ³)	25 – 50
C	Regular (13-19 juntas por m ³)	50 – 75
D	Buena (8-12 juntas por m ³)	75 – 90
E	Excelente (0-7 juntas por m ³)	90 – 100

Fuente Hoek y Brown, 1995.

Cuadro 16. Índice de juntas

2	ÍNDICE DE FAMILIAS DE JUNTAS	J_n
A	Masivo, sin o con pocas juntas	0.5 – 1.0
B	Una familia de juntas	2
C	Una familia de juntas + una familia aleatoria	3
D	Dos familias de juntas	4
E	Dos familias de juntas + una familia aleatoria	6
F	Tres familias de juntas	9
G	Tres familias de juntas + una familia aleatoria	12
H	Cuatro o más familias de juntas, familia aleatoria, roca muy fracturada, etc.	15
J	Roca triturada terrosa	20
Notas		
<i>i. Para intersecciones de túneles, emplear 3 x J_n</i>		
<i>ii. Para portales, emplear 2 x J_n</i>		

Fuente: Hoek y Brown, 1995.

Cuadro 17. Índice de rugosidad

3	ÍNDICE DE RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES	J_r
<i>a) Contacto entre paredes de roca, y</i>		
<i>b) Contacto entre paredes de roca ante un desplazamiento cortante de 10 cm</i>		
A	Juntas discontinuas	4
B	Onduladas rugosas o irregulares	3
C	Onduladas lisas	2
D	Onduladas pulidas	1.5
E	Planares rugosas o irregulares	1.5
F	Planares lisas	1
G	Planares pulidas	0.5

Fuente: Hoek y Brown, 1995

Cuadro 18. Índice Alteración de Discontinuidades

4	ÍNDICE DE ALTERACIÓN DE DISCONTINUIDADES	θ_r (grados aprox.)	J_a
a) Contacto entre paredes de roca (sin rellenos de mineral, solo revestimientos)			
A	Relleno fuertemente soldado, duro, inablandable, impermeable, por ejemplo, cuarzo o epidota.		0.75
B	Paredes de discontinuidades inalteradas, solo superficies manchadas.	25 – 35°	1
C	Paredes de discontinuidades ligeramente alteradas. Recubrimiento de minerales no ablandables; partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25 – 30°	2
D	Recubrimientos de arcillas limosas o arenosas, pequeña fracción de arcilla (no blanda).	20 – 25°	3
E	Recubrimientos de minerales de arcilla suaves o de baja fricción, por ejemplo, caolinita o mica. También, clorita, taco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas.	8 – 16°	4
b) Contacto entre paredes de roca ante un corte de 10 cm (rellenos delgados de mineral)			
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25 – 30°	4
G	Rellenos de minerales arcillosos fuertemente sobre consolidados, inablandables (continuos, pero con espesores menores a 5 mm)	16 – 24°	6
H	Rellenos de minerales arcillosos blandos con sobre consolidación media o baja, (continuos, pero con espesores menores a 5 mm).	12 – 16°	8
J	Rellenos de arcilla expansiva, por ejemplo, montmorillonita (continuos, pero con espesores menores a 5 mm). El valor de J_a depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°	8 – 12
c) Sin contacto entre paredes de roca ante un desplazamiento cortante (rellenos gruesos de mineral)			
K	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada.	16 – 24°	6
L	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada. Sobre consolidación media o baja o rellenos blandos.	12 – 16°	8
M	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada. Arcilla expansiva. El valor de J_a depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°	8 – 12
N	Zonas o bandas continuas y gruesas de arcilla fuertemente Sobre consolidadas.	12 – 16°	10
O	Zonas o bandas continuas y gruesas de arcilla con Sobre consolidación mediana a baja.	12 – 16°	13
P	Zonas o bandas continuas y gruesas con arcilla expansiva. con Sobre consolidación mediana a baja. El valor de J_a depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°	13 – 20

Fuente: Hoek y Brown, 1995

Cuadro 19. Factor de reducción de agua

5	FACTOR DE REDUCCIÓN DE AGUA EN LAS DISCONTINUIDADES	J_w
A	Excavaciones secas o flujo menor (húmedo o algún goteo).	1
B	Flujos medio, lavado ocasional del relleno de las discontinuidades (muchos goteos / "lluvia").	0.66
C	Flujo a chorros o alta presión en roca competente con discontinuidades sin relleno.	0.5
D	Gran flujo o alta presión, lavado considerable del relleno de las discontinuidades	0.33
E	Flujos o presión de agua excepcionalmente altos decreciendo en el tiempo. Ocasiona el lavado del material y quizá derrumbe.	0.2 – 0.1
F	Flujos o presión de agua excepcionalmente alta y continua sin disminución apreciable. Ocasiona el lavado del material y quizá derrumbe.	0.1 – 0.05
Notas		
<i>i. Los factores del C al F son estimaciones aproximadas. Incrementar el valor de J_w si la roca es drenada o se realiza la inyección de cemento.</i>		
<i>ii. Los problemas especiales causados por la formación de hielo no son considerados.</i>		

Fuente Hoek y Brown, 1995

Cuadro 20. SRF 1

6	FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS	SRF	
<i>a) Zonas de debilidad que intersecan la excavación, que puede causar el relajamiento o desprendimiento del macizo rocoso</i>			
A	Múltiples ocurrencias de zonas de debilidad dentro de un tramo corto que contiene arcilla o roca circundante químicamente desintegrada, muy relajada/suelta (a cualquier profundidad), o tramos largos dentro de roca incompetente o débil (a cualquier profundidad). Para condiciones plásticas, ver ítems del 6L al 6M.	10	
B	Múltiples zonas de corte/cizalla dentro de un tramo corto en roca competente libre de arcilla con roca circundante relajada/suelta (a cualquier profundidad).	7.5	
C	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad ≤ 50 m)	5	
D	Discontinuidades relajadas o sueltas, abiertas, fuertemente fisuradas o "cubo de azúcar", etc. (a cualquier profundidad).	5	
E	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad > 50 m)	2.5	
Notas			
<i>i. Reducir estos valores de SRF en un 25-50% si las zonas de debilidad solo influyen, pero no intersecan la excavación subterránea.</i>			
<i>b) Roca masiva principalmente competente, problemas de esfuerzos</i>		σ_C / σ_1	σ_θ / σ_C
F	Esfuerzos bajos, cercano a la superficie, discontinuidades abiertas.	> 200	< 0.01
G	Esfuerzos medios, condición de esfuerzo favorable.	$200 - 10$	$0.01 - 0.3$
			SRF
			2.5
			1

H	Esfuerzos altos, estructura muy compacta. Usualmente favorable para la estabilidad. También puede ser desfavorable para la estabilidad, dependiendo de la orientación de los esfuerzos en comparación con los planos de juntas/debilidad*.	10 – 5	0.3 – 0.4	0.5 – 2 2 – 5*
J	Desprendimiento y/o ensanche moderado de la sección de una labor después de > 1 hora en roca masiva.	5 – 3	0.5 – 0.65	5 – 50
K	Ensanche de la sección de una labor o estallido de roca después de unos pocos minutos en roca masiva.	3 – 2	0.65 – 1	50 – 200
L	Intenso estallido de roca y deformación dinámica inmediata en roca masiva.	< 2	> 1	200 – 400

Fuente: Hoek y Brown, 1995

Cuadro 21. SRF 2

Notas			
ii. Para un campo de esfuerzos fuertemente anisotrópico (si es medido): cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, reducir σ_C a $0.75\sigma_C$, cuando $\sigma_1 / \sigma_3 \geq 10$, reducir σ_C a $0.5\sigma_C$, cuando $\sigma_C =$ resistencia a la compresión inconfiada, σ_1 y σ_3 son los esfuerzos principales mayor y menor respectivamente, y $\sigma_\theta =$ esfuerzo tangencial máximo (estimado de la teoría de elasticidad).			
iii. Cuando la profundidad de la corona/techo debajo de superficie es menor que el ancho de la excavación; se sugiere incrementar el valor de SRF de 2.5 a 5 para tales casos (ver ítem 6F).			
c) Roca plástica: Deformación plástica en roca no competente bajo la influencia de altas presiones		σ_θ / σ_C	SRF
M	Presión leve de roca plástica	1 – 5	5 – 10
N	Presión intensa de roca plástica	> 5	10 – 20
Notas			
iv. Las determinaciones de las condiciones de roca plástica deben ser realizadas de acuerdo con la literatura pertinente (por ejemplo, Singh et al., 1992 y Bhasin y Grimstad, 1996)			
d) Roca expansiva: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua		SRF	
O	Presión leve de roca expansiva	5 – 10	
P	Presión intensa de roca expansiva	10 – 15	

Fuente: Hoek y Brown, 1995

Cuadro 22. Clasificación de Barton (Q) de los macizos rocosos

Descripción	Q
Roca Excepcionalmente Mala	0.001 – 0.01
Roca Extremadamente Mala	0.01- 0.1
Roca Muy Mala	0.1-1
Roca Mala	1-4
Roca Regular	4-10
Roca Buena	10-40
Roca Muy Buena	40- 100
Roca Extremadamente Buena	100- 400
Roca Excepcionalmente Buena	400- 1000

Fuente: Guía-Criterios-Geomecanicos_OSINERGMIN, 2008

2.2.5 Tensiones en el macizo rocoso

Para evaluar la estabilidad de excavaciones subterráneas es necesario analizar el comportamiento e impacto de las tensiones primarias en su entorno inmediato. Este análisis tiene como objetivo proporcionar una clasificación numérica que apoye en su mayor parte la estabilidad de las excavaciones. La estabilidad se determinará evaluando el equilibrio entre la magnitud y orientación de las tensiones, teniendo en cuenta las características de la roca. A nivel local, estas tensiones se verán con mayor frecuencia en los alrededores de la excavación.

Hay circunstancias específicas en las que las fuerzas generadas por las tensiones aplicadas a la roca pueden superar su propia fuerza, provocando la erosión de la roca en las proximidades de los límites de la excavación. El deterioro antes mencionado puede provocar que la apertura se vuelva inestable, lo que puede materializarse como caída de rocas, cierre incremental, convergencia de excavaciones, colapso del techo, colapso de paredes o frontones o, en los casos más graves, explosión de rocas.

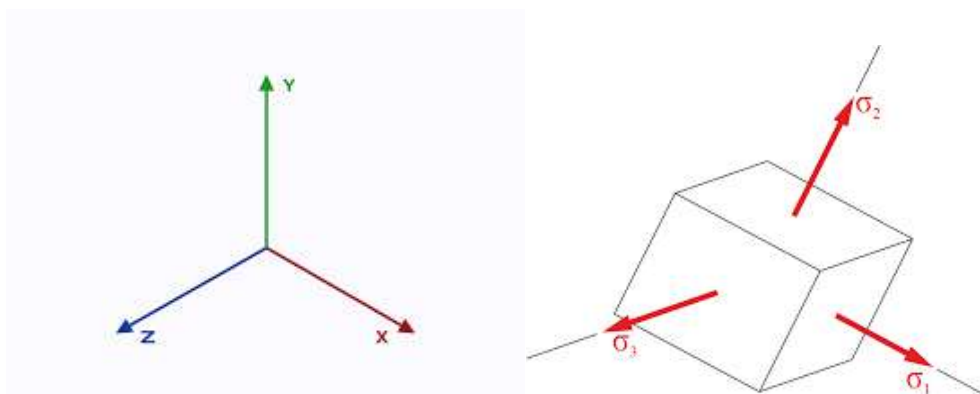
2.2.5.1. *Importancia de la medición de tensiones*

A la luz de la influencia sustancial que ejercen las tensiones del macizo rocoso en la estabilidad de las aberturas subterráneas, es fundamental determinar la condición de tensión IN SITU de las tensiones en cada etapa de la excavación. Esto permite evaluar si el entorno de excavación es capaz de sostenerse por sí mismo y, en caso contrario, desarrollar un sistema de soporte adecuado a un ritmo proporcional al proceso de excavación. El estado de tensión inicial del sitio disminuye gradualmente durante el proceso de excavación; en consecuencia, las tensiones registradas hoy pueden variar de las registradas mañana.

2.2.5.2. *Estado de las tensiones IN SITU*

El equilibrio de tensiones existe en un lugar específico donde permanecen sin cambios. Sin embargo, durante el proceso de excavación, las tensiones inherentes IN SITU se modifican y pasan por una fase de reajuste a lo largo de todo el contorno de la excavación.

Estas tensiones se pueden representar en tres planos orientados en un punto,



Con base en la literatura existente, un consenso significativo entre los investigadores especializados en la medición de tensiones IN SITU es presentar fórmulas que están determinadas por la carga superpuesta en relación con una profundidad específica en un lugar particular dentro de una excavación subterránea.

Estas fórmulas suponen que el peso sobresaliente es el de una estructura uniforme, como un bloque de roca homogénea, y se analizan en la siguiente sección (Miguel A. Berrocal, 2015).

- **Cálculo de la tensión vertical**

La determinación de la tensión vertical se basa en el cálculo de la carga de la cubierta aplicada a la abertura en la masa de granito, que está determinada por factores como la densidad y la altura de la cubierta:

$$\sigma_v = \gamma \cdot z$$

Dónde:

σ_v = Tensión, esfuerzo o presión vertical

γ = Densidad de la roca o material sobreyacente

z = Profundidad desde la superficie al punto de medición.

- **Cálculo de la tensión horizontal**

Se establece que existe una relación de forma entre la tensión vertical y la tensión horizontal, donde la variación del parámetro k se explica por las siguientes ecuaciones:

$$\sigma_h = k\gamma z$$

$$\sigma_h = k\sigma_v$$

σ_h = Tensión horizontal

k = parámetro relacionado a la tensión horizontal, con la vertical.

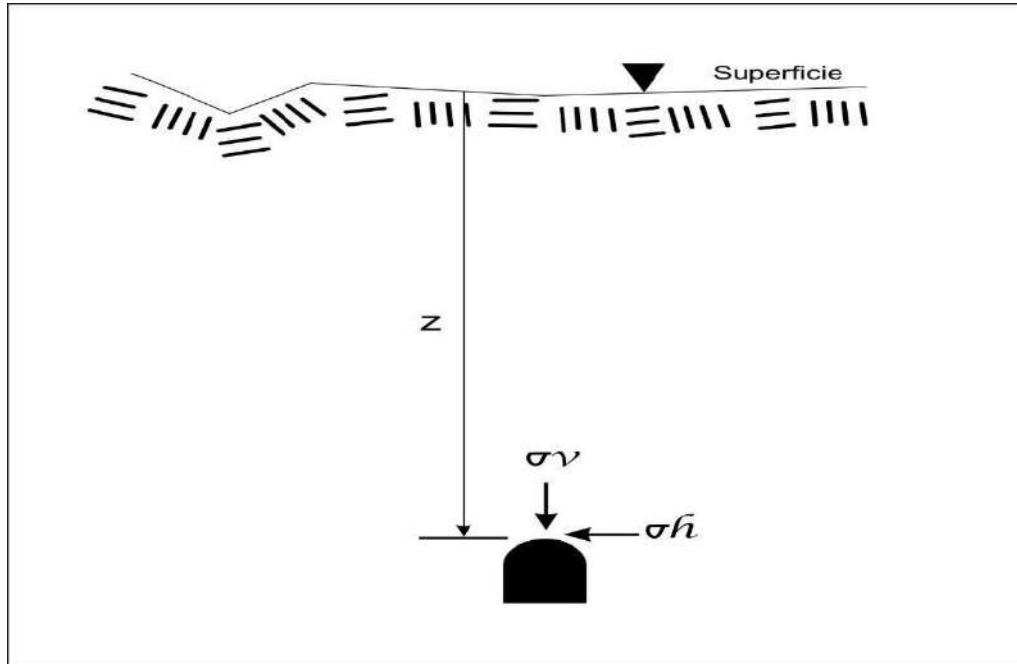
γ = Densidad de la roca o material sobreyacente

z = Profundidad desde la superficie al punto de medición.

σ_v = Tensión, vertical

Para el caso de la U.M. las bravas Caraveli Arequipa que las galerías G01 y G02 está situado a 490 metros de profundidad, en una roca de densidad promedio de 2.5 ton/ m³

Figura 3. Cálculo de tensiones



Fuente: elaboración propia.

Donde:

Aplicando las relaciones (1) para el cálculo de la tensión vertical

$$\sigma_v = \gamma \cdot z$$

$$\sigma_v = 2.5 \text{ ton/m}^3 \times 490 \text{ mts}$$

$$\gamma = 2.5 \text{ ton/ m}^3$$

$$z = 490 \text{ mts.}$$

Entonces:

$$\sigma_v = 2.5 \text{ ton/m}^3 \times 490 \text{ mts} = 122.5 \text{ kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 12.01 \text{ Mpa}$$

Para calcular la tension horizontal es necesario asignar, o referirse a un valor de parametro k; en otras palabras, no tenemos el fundamento idoneo, para estimar el valor de k, y al usarlo inadecuadamente, nos puede conducir a obtener resultados cercanos o muy lejanos de la realidad.

$$\sigma_h = k\gamma z$$

1. Calculando el valor de la tension horizontal con el valor $k = 0.5$

$$\sigma_h = 0.5 \times 2.5 \text{ ton/m}^3 \times 490\text{m}$$

$$\sigma_h = 6.005 \text{ Mpa.}$$

2. Calculando el valor de la tension horizontal con el valor $k = 1.0$

$$\sigma_h = 1.0 \times 2.5 \text{ ton/m}^3 \times 490\text{m}$$

$$\sigma_h = 12.01 \text{ Mpa.}$$

3. Calculando el valor de la tension horizontal con el valor $k = 1.5$

$$\sigma_h = 1.5 \times 2.5 \text{ ton/m}^3 \times 490\text{m}$$

$$\sigma_h = 18.015 \text{ Mpa.}$$

Resumiendo los valores en el siguiente cuadro.

Cuadro 23. Resumiendo los valores

σ_v	σ_h		
	K= 0.5	K= 1.0	K= 1.5
12.01 Mpa	6.005 Mpa.	12.01 Mpa	18.015 Mpa.
analisis	Menos valor σ_h	valor $\sigma_h = \sigma_v$	Mayor valor $= \sigma_h$

Fuente: elaboracion propia.

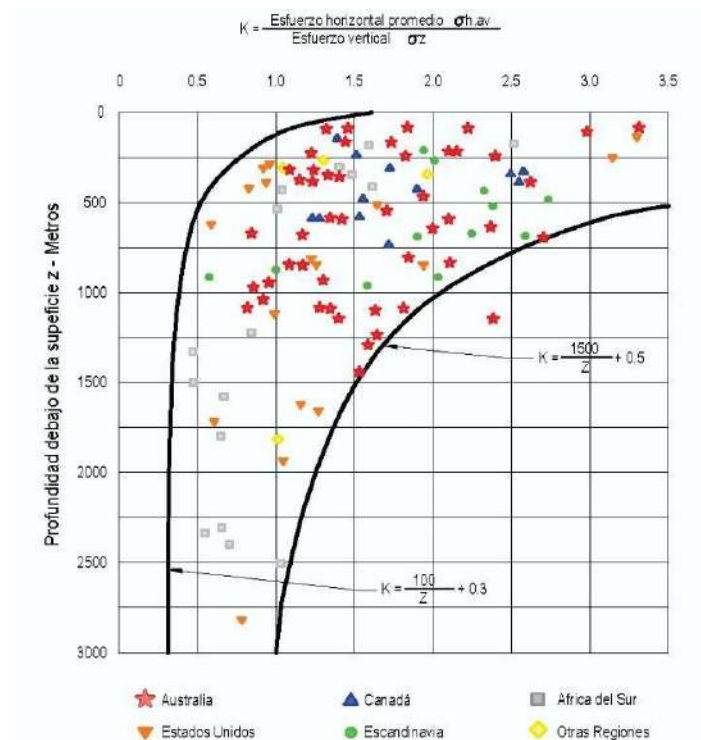
Los valores resumidos en el anterior cuadro hasta cierto punto generan algunas dudas, como por ejemplo; la formula para obtener la tension vertical, es adimensional y esta condicionada

a que el material sobreyacente, es un sólido puro, y en estas condiciones, las tensiones principales del macizo rocoso, se comporta isotrópicamente.

Así mismo los valores obtenidos para k_1 , k_2 , k_3 , en realidad son valores al tanteo, y si analizamos el resumen del cuadro anterior nos damos cuenta que las tensiones horizontales son diferentes y si no lo valoramos con el criterio adecuado, nos puede conducir a subdimensionar o sobredimensionar, el valor de la tensión horizontal, los cuales influirán en el dimensionamiento y diseño de la excavación subterránea. Por lo que concluimos, que para elegir el valor del parámetro k , debemos hacerlo con la debida sustentación.

Por otra parte; en el libro *Underground Excavations in Rock*, los autores E. Brown, muestra valores de k , basados en la relación de esfuerzo medio horizontal no vertical contra la profundidad debajo de la superficie; estos valores de k , se encuentran dentro de los límites definidos.

Figura 4. Constante de esfuerzo K vs profundidad (Hoek & Brown, 1980)



Fuente: *Underground in Rock*. E. Hoek y Brown.

2.2.6 Factor de seguridad

La metodología convencional empleada en el proceso de diseño de estructuras de ingeniería tiene en cuenta la correlación entre la carga o demanda calculada y la resistencia o soporte de carga del sistema. El factor de seguridad de una estructura se define de la siguiente manera: El factor de seguridad (FS) es una medida determinista de la relación entre las fuerzas actuantes (demanda) y las fuerzas resistentes (capacidad).

$$FS = \frac{C}{D}$$

Donde:

FS = Factor de Seguridad

C = Capacidad de soporte de carga del sistema

D = Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema

Existen tres posibles escenarios:

- Cuando $C > D$, luego $C/D > F > 1$ el sistema es estable.
- Cuando $C < D$, luego $C/D > F < 1$ el sistema es inestable.
- Cuando $C = D$, luego $C/D > F = 1$ el sistema está en equilibrio límite.

Convencionalmente, el FS se determina estableciendo un valor mínimo prescrito para la aceptabilidad del diseño, que se establece principalmente a través de la experiencia práctica. Los valores mínimos de FS se detallan en la tabla siguiente:

Cuadro 24.. FS recomendados según plazo de estabilidad

Plazo	Rangos de FS
Estabilidad a largo plazo (LP)	>1.5
Estabilidad a mediano plazo (MP)	1.3-1.5
Estabilidad a corto plazo (CP)	1.1-1.3

Fuente: Miguel. A, Berrocal, (2015)

Nota: se considera:

- CP < 3 meses,
- 3 meses < MP < 1 año
- LP > 1 año.

Entre otros factores, la variabilidad de los parámetros de resistencia al corte del macizo rocoso, las pruebas de error, los procedimientos de extracción, los procedimientos de inspección, etc., afectan el grado de confiabilidad de la función de capacidad (C). De manera similar, la función de demanda (D) incorpora la fuerza de carga gravitacional del macizo rocoso, la aceleración sísmica, las tensiones circundantes y la ubicación del nivel freático (Guía criterios geo mecánicos (OSINERMINING, 2015).

2.2.7 Tiempo de auto sostenimiento

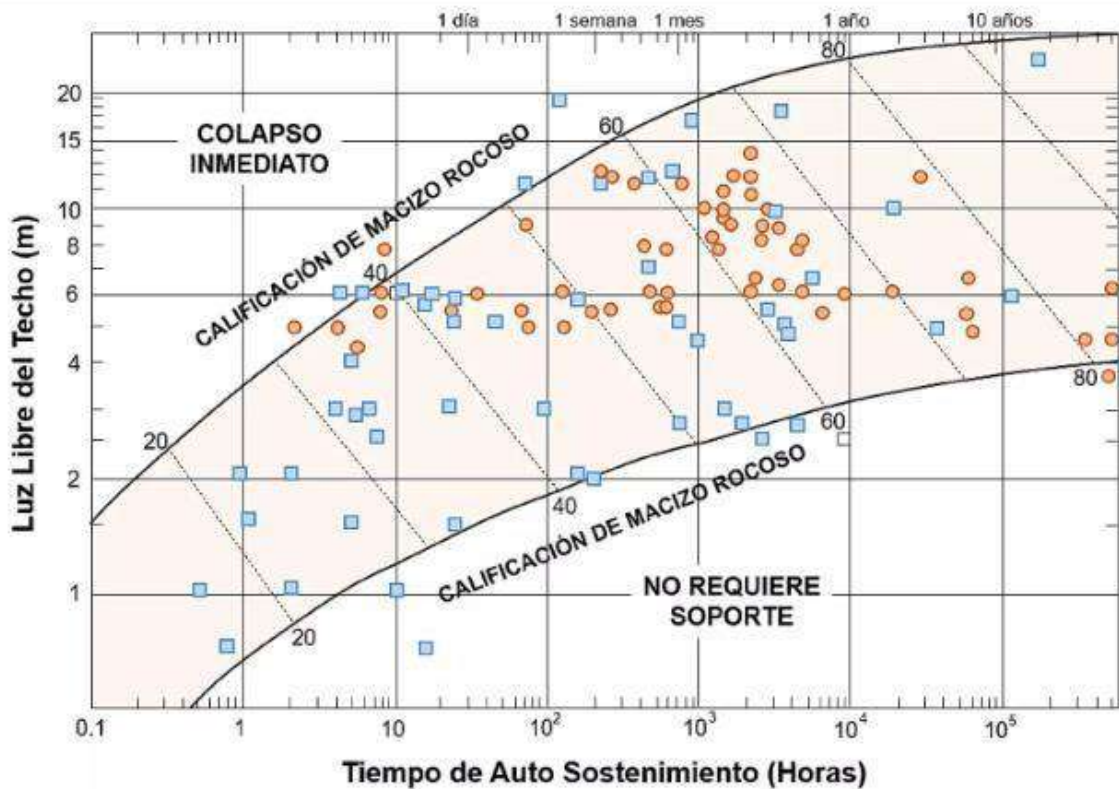
No se comprende bien el comportamiento preciso de un macizo rocoso que depende de su tiempo de auto sostenimiento; sin embargo, la clasificación de Bieniawski (RMR) ofrece una aproximación práctica del tiempo durante el cual una excavación sin soporte puede mantener su auto estabilidad. Los daños causados por la explosión en la masa de granito desestabilizan los frontones de excavación y acortan su período de autosuficiencia.

Recomendaciones:

- El ábaco autosostenible debe estar integrado en la tabla geomecánica del sitio, y todos los trabajadores deben estar conscientes de su interpretación.
- La instalación de soporte en una excavación debe realizarse antes de que expire el período de autosoporte.
- En caso de que una estructura falle, la inspección debe determinar si el soporte fue instalado oportunamente (por ejemplo, ¿cuánto tiempo después de su colocación permaneció en su lugar?).
- Es importante tener en cuenta que el ábaco de tiempo autosostenible deja de funcionar una vez que se ha ejecutado el soporte.
- El tiempo de autosuficiencia puede verse reducido debido a voladuras incontroladas; por lo tanto, el procedimiento de voladura debe optimizarse para reducir el daño causado por la caída de rocas.

El sistema RMR propuesto por Bieniawski correlaciona la luz o ancho de la excavación (span) con el tiempo de auto sostenimiento (OSINERMING, 2015).

Figura 5. Tiempo de auto soporte



Fuente: Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989)

En caso de que al ingresar a la gráfica se determine un tiempo autosostenible de 20 horas o menos (Span/ESR vs RMR), se aplicará el artículo 213 del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, que establece el principio de trabajo avanzado, trabajo sostenido que debe aplicarse.

2.2.8 Sostenimiento

El propósito del apoyo en excavaciones subterráneas es mantener, controlar y asegurar su estabilidad para brindar acceso a las operaciones subterráneas y condiciones seguras de trabajo. En su diseño se deben tener en cuenta las siguientes consideraciones:

- Las características de macizo rocoso.
- La dirección de las excavaciones con relación a los rasgos estructurales.

- La forma y las condiciones de la excavación.
- La deformabilidad del macizo rocoso y elementos de soporte para garantizar que en el diseño se tenga en cuenta la vida útil prevista de la excavación.

El estado de la masa granítica dictará el tiempo transcurrido entre el inicio de la excavación y la instalación del soporte. Los posibles retrasos están asociados con la provisión de soporte de guijarros de alta calidad; sin embargo, la implementación siempre debe completarse rápidamente. Como consecuencia de la instalación tardía del soporte en un segmento específico, puede producirse hipoxia y relajación de la masa de granito, lo que podría culminar en una manifestación de inestabilidad (lorig, 2009, pág. 46).

En excavaciones fundamentales, como aquellas que involucran un tajeo, galería, puente, estación de corte o talud, la estabilidad de la roca está determinada por las propiedades estructurales y las tensiones del macizo rocoso en las proximidades de los límites de la abertura. La regulación de las inestabilidades locales depende de la presencia de características estructurales, cambios localizados en las tensiones y la extensión del daño sufrido por el macizo rocoso durante la fractura. A nivel local, el soporte juega un papel crucial para abordar la integridad estructural del macizo rocoso y gestionar las tensiones involucradas. Controla eficazmente el movimiento y minimiza el riesgo de colapso en los límites de la excavación. El término "soporte" en este contexto abarca una variedad de técnicas y materiales utilizados para la estabilización de rocas, incluidos pernos de roca (anclajes mecánicos, varillas de hierro corrugado o barras helicoidales ancladas con cemento o resina, juegos divididos y swellex), cables, mallas, cintas de acero (correas), hormigón proyectado (simple y con refuerzo de fibra de acero, encofrados de acero), gatos, madera (puntales, paquetes, marcos y conjuntos de marcos), relleno

y otras técnicas para estabilizar el macizo rocoso. Estos componentes se utilizan para mitigar las inestabilidades de las rocas en las proximidades de las aberturas mineras. La fuente es el “Manual de Geomecánica” publicado por la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía en el año 2004.

2.2.8.1. Pernos de roca

Las técnicas de refuerzo con pernos de roca sirven para aliviar las deformaciones inducidas tanto por la redistribución de la tensión dentro de la roca que rodea la excavación como por la fuerza gravitacional de la roca inestable. Estabilizar bloques de roca y/o deformaciones en la superficie de excavación restringiendo los desplazamientos relativos de bloques de roca adyacentes es, en general, su concepto operativo.

En la actualidad existen varios tipos de pernos para roca disponibles. Múltiples tipos de pernos exhiben pequeñas variaciones en su diseño y esencialmente representan varias iteraciones de la misma noción fundamental.

- **Pernos de anclaje mecánico**

Un perno de anclaje mecánico se compone de una varilla de acero, típicamente con un diámetro de 16 mm, a la que se fija un anclaje de expansión mecánico en un extremo, que se extiende hasta el fondo de la abertura. Estos tornillos son bastante económicos. El efecto de fortalecimiento de la roca es instantáneo tras la instalación. A través del proceso de rotación.

- **Pernos de varilla cementados o con resina**

La broca consta de una varilla biselada de hierro o acero que se sujeta firmemente en su interior mediante cemento (en cartuchos o inyectado), resina (en cartuchos) o una combinación de resina y cemento.

- **Split sets**

Tanto los split sets como el swellex son técnicas de refuerzo de roca que operan a lo largo de toda la longitud de la perforadora mediante fricción (resistencia al deslizamiento). El conjunto dividido consta de un tubo con ranuras longitudinales, un extremo cónico y un anillo soldado en el extremo opuesto, que sirve para sujetar la platina. Se genera una fuerza radial a lo largo de toda la longitud del perno cuando se inserta bajo presión en una abertura de menor diámetro, actuando contra las paredes del orificio.

- **Swellex**

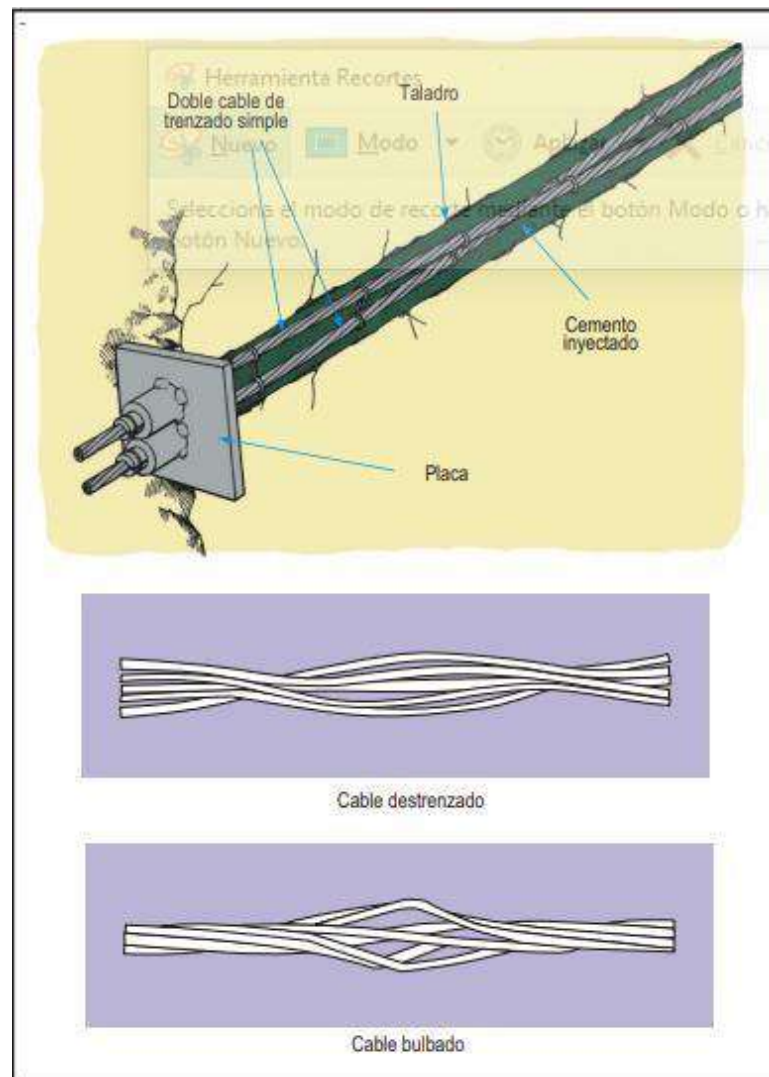
Funciona como anclaje distribuido y también es perno de anclaje de fricción; sin embargo, el ajuste se acopla con la resistencia por fricción al deslizamiento, formando un mecanismo de anclaje combinado de fricción y ajuste mecánico.

2.2.8.2. Cables

Se utiliza cemento para sujetar los cables, que normalmente son elementos de refuerzo compuestos de alambres de acero trenzados, dentro de la abertura en la masa de granito. Normalmente se utiliza un cable "trenzado básico" que consta de siete hebras con un diámetro combinado de 5/8" y una capacidad de anclaje de 25 toneladas. Pueden operarse en una distancia de 5 a 30 metros, independientemente de si el cable está en modo simple o doble. Entre las numerosas variedades de cables

que se utilizan frecuentemente en la industria minera se encuentran, además del mencionado, cables no trenzados y bulbados, que mejoran la adherencia del cable al cemento.

Figura 6. Elementos de reforzamiento



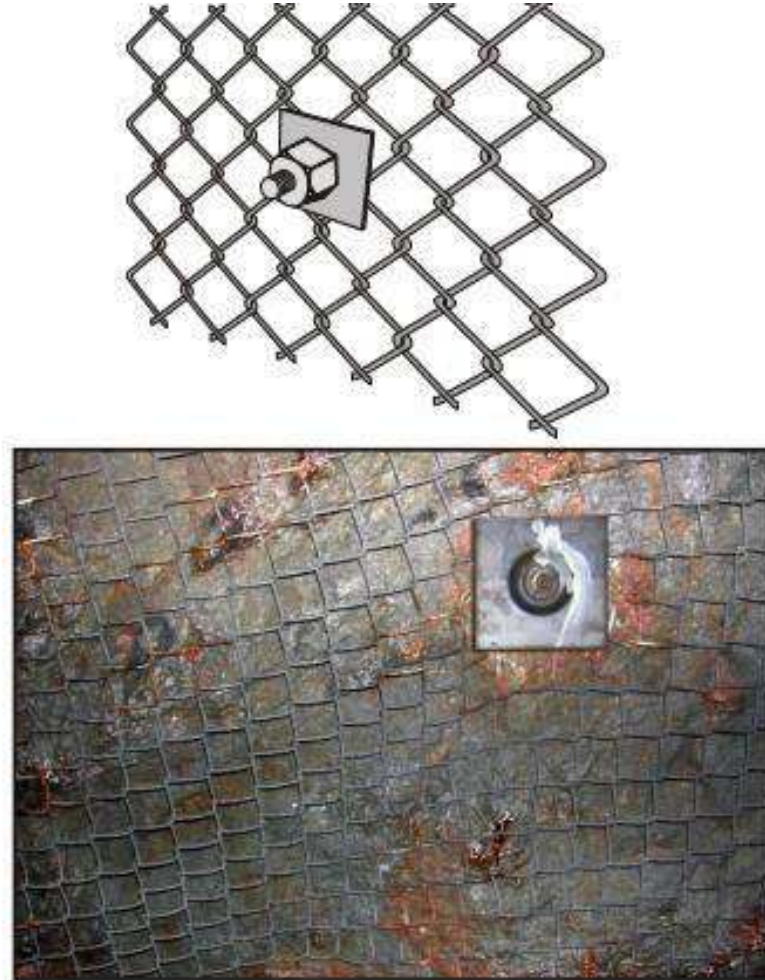
Fuente: elaboración propia.

2.2.8.3. Malla metálica

Las funciones principales de la malla metálica son las siguientes: en primer lugar, retener los fragmentos de roca que han caído de la superficie entre los pernos, sirviendo como elemento de seguridad; y segundo, evitar la caída de rocas situadas

entre los pernos de roca, actuando, así como soporte de la superficie de la roca. La malla entrelazada y la malla electrosoldada son las dos variedades de malla.

Figura 6. Mallas metálicas.



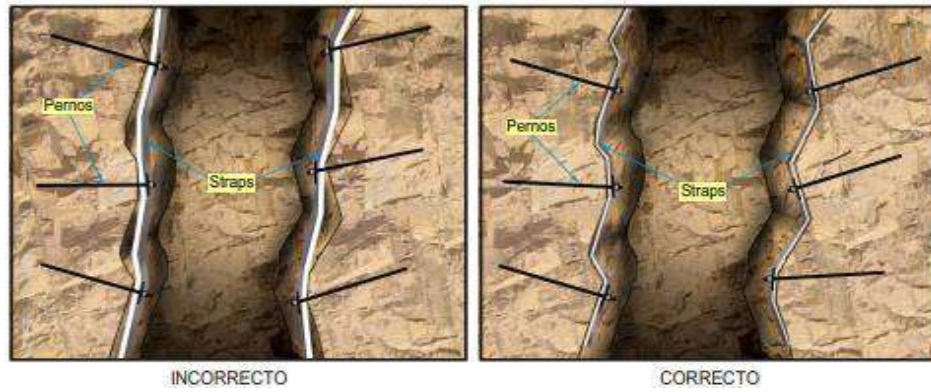
Fuente: elaboración propia

2.2.8.4. Cintas de acero (STRAPS)

Normalmente, estos elementos de soporte tienen las siguientes dimensiones: largo (1,8 m), ancho (10 cm) y espesor (4 mm). Están equipados con aberturas de 39 mm por 65 mm para facilitar el paso de los pernos de roca, que se utilizan para fijarlos a la superficie de la estructura roca. A diferencia de la malla metálica, que se emplea cuando la roca que abarca la excavación está compuesta por pequeños bloques

colocados entre los pernos, las cintas se utilizan generalmente cuando la roca comprende bloques de tamaño mediano a grande.

Figura 7. Cintas de acero (STRAPS)

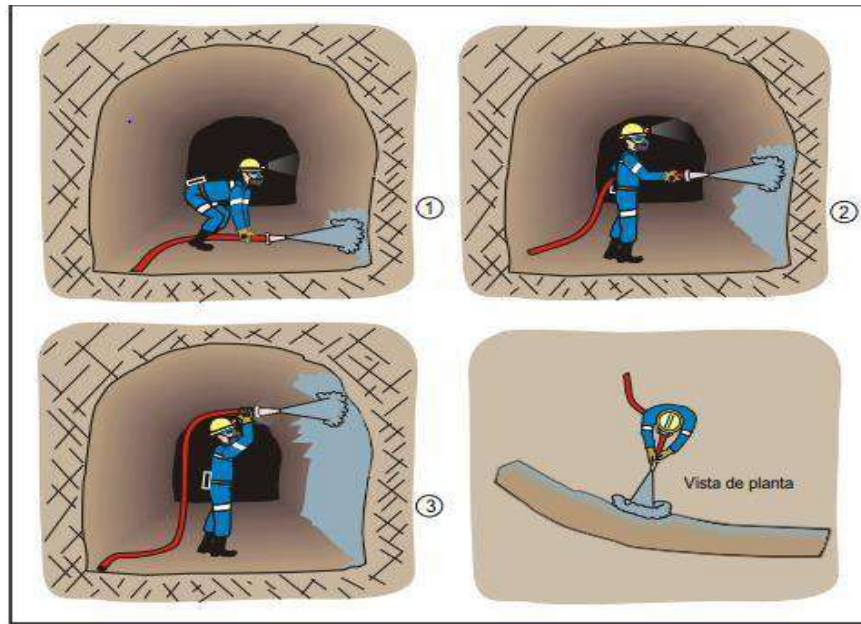


Fuente: elaboración propia.

2.2.8.5. Concreto lanzado (*Shotcrete*)

El concreto lanzado, que comprende cemento, áridos, agua, aditivos y elementos de refuerzo, es un tipo de hormigón que se produce compactando dinámicamente y aplicando neumáticamente los componentes sobre una superficie. La tecnología del concreto comprende procedimientos de mezcla seca y mezcla húmeda.

Figura 8. Concreto lanzado (Shotcrete)

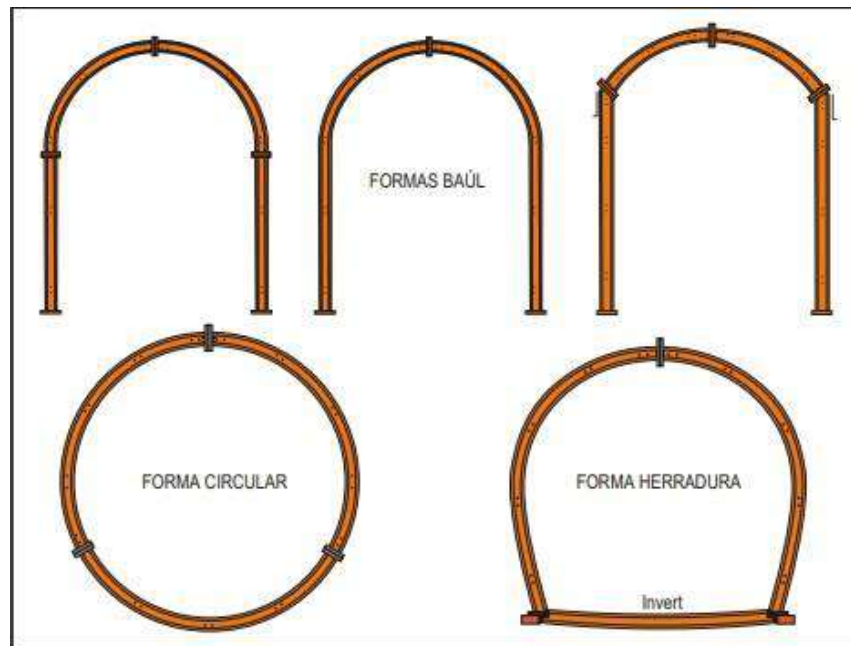


Fuente: elaboración propia.

2.2.8.6. Cimbras metálicas

Para el soporte permanente de trabajos de avance en condiciones de macizo rocoso intensamente fracturado y/o extremadamente débil, que lo hace de mala a extremadamente mala calidad y sometido a condiciones de altas tensiones, se suele emplear este tipo de soporte o soporte pasivo. Los encofrados se utilizan en tales condiciones del terreno para lograr un control efectivo de la estabilidad debido a su superior resistencia mecánica y propiedades de deformación, que previenen la ruptura prematura de la excavación y contrarrestan su cierre. Un beneficio notable es que este sistema mantiene su capacidad de ofrecer soporte incluso ante deformaciones sustanciales.

Figura 9. Cimbras metálicas



2.2.8.7. Gatas

Estos aparatos funcionan como pilares estructurales y unidades mecánicas de soporte de los techos de las excavaciones. Se emplean comúnmente en la minería de frente largo para acceder a depósitos de roca porosa y depósitos de carbón. Sin embargo, sí sirven para ciertos propósitos en la minería de roca dura, incluido servir como elemento complementario antes de la instalación de pernos de roca, facilitar la instalación de mallas metálicas y complementar el soporte del techo de fisuras profundas tipo manto cuando se explota con pilares naturales. Cuando se utilizan de forma aislada, funcionan para fortalecer partes o segmentos del techo del rebaje que pueden ser susceptibles a sufrir daños.

2.2.8.8. Madera

Hasta el desarrollo de nuevas tecnologías de soporte, la minería subterránea estaba representada por soportes de madera.

En la actualidad, la madera se utiliza por su versatilidad para soportar diversas formas de tensión, su capacidad para adaptarse a diferentes tipos de terreno y sus propiedades de deformabilidad, que permiten detectar tempranamente movimientos hacia el interior de la excavación. Su aplicación como apoyo durante emergencias es sumamente valiosa. Algunas de sus desventajas son una durabilidad limitada (es propenso a averiarse), un alto consumo de mano de obra como resultado del período de instalación comparativamente largo, riesgo de incendio y alto costo.

Los principales tipos de estructuras de madera para el sostenimiento son:

- Puntales
- Paquetes (woodpacks)
- Cuadros (rectos, cónicos, cojos, conjuntos de cuadros)

2.2.8.9. Rellenos

El relleno de pozos vacíos es una sustancia predominante utilizada en la minería subterránea como sistema de soporte artificial. Para ilustrar las capacidades del soporte de relleno, se examinan los tres mecanismos siguientes:

1. El relleno evita la perturbación progresiva de la masa granítica restringiendo el movimiento de las losas dispersas de los muros del tajeo.
2. El relleno sirve como soporte estructural para las paredes de piedra caliza del tajo, las cuales son susceptibles a deformaciones causadas por operaciones mineras en las cercanías.
3. La masa de relleno tiene el potencial de funcionar como elemento de soporte estructural dentro de la mina si está confinada adecuadamente.

Cuando arriba solo hay un piso de minería, se utilizan rellenos no cementados. Sin embargo, cuando hay un techo minero debajo y un muro minero lateral, se aplican rellenos cementados. Los rellenos no cementados consisten en relleno hidráulico, generalmente junto con relaves ciclónicos, y relleno mecánico (escombros, desechos sólidos, relaves secos, etc.). Actualmente, los aditivos cementantes más utilizados, solos o en combinación, son:

- **Relleno hidráulico cementado**, Compuesto por una mezcla que contiene cemento de sedimentos medianos y, en algunos casos, finos que se depositan hidráulicamente en los tajeos.
- **Relleno con agregados cementados**, que, similar al hormigón de mala calidad, consiste en una mezcla de agregados finos y gruesos, convenientemente graduados, cemento y agua. Antes de ser transportados e introducidos en la grieta, los materiales se fusionan. Para transportar la mezcla se puede utilizar el transporte por camión, el transporte por barrido y el transporte por tuberías.
- **Relleno rocoso cementado**, compuesto por una mezcla de lechada de cemento y residuos de grava graduada que no ha sido premezclada. La pulverización del purín sobre el material de desecho contenido en el recipiente de un vehículo antes de depositarlo en la misma zanja genera la mezcla.
- **Relleno en pasta**, típicamente constituido por relaves y cemento, transportados a alta densidad y con un bajo contenido de humedad.

2.2.8.10. Otras técnicas de sostenimiento

Todos los elementos antes mencionados relacionados con el soporte de minería subterránea pertenecen a casos estándar utilizados en la industria para regular la estabilidad de las operaciones mineras. Sin embargo, en la minería

subterránea se emplean técnicas de soporte adicionales, incluidas las que se detallan a continuación.

- Refuerzo de pilares
- Uso de concreto armado
- Consolidado de terreno
- Pilotes de fierro corrugado
- Cerchas reticulares, tec.

2.2.9 Sostenimiento atendiendo como actúa la roca.

2.2.9.1. Sostenimiento pasivo

El sostenimiento pasivo es de soporte, este no ejerce esfuerzos sobre el macizo rocoso, desarrollado su capacidad de resistencia a medida que la roca se deforma.

Actúa en la superficie de la excavación o en su interior (ejm. Cimbras, metálicas, cuadros de madera, concreto lanzado (shocrete) y pernos cementados),.

2.2.9.2 Sostenimiento activo

Funcionan internamente dentro del macizo rocoso (por ejemplo, cables de anclaje tensados y sujetadores) y poseen la capacidad de reforzar inmediatamente la roca tras su instalación. Esto da como resultado la formación de una zona de compresión dentro de la roca, lo que contribuye a la estabilidad general de la excavación. (refuerzo con canto rodado)

La selección del sistema de soporte depende de varios factores, incluidas las demandas de servicio de la excavación, las propiedades de la masa de granito, el costo de implementación y el aparato de construcción.

A este tipo de sostenimiento también se le denomina de refuerzo, si ejerce esfuerzos predeterminados al macizo rocoso, asimilando presiones (Loring, 2009).

2.2.10 Criterios de diseño

Para determinar el soporte de excavaciones subterráneas se pueden utilizar métodos empíricos, de equilibrio límite y numéricos. Se recomienda emplear un mínimo de dos métodos a efectos de comparación.

2.2.10.1. Método analítico

La interacción entre la curva característica de la masa granítica y el soporte es el método más utilizado. Antes de la excavación, el perfil transversal de la galería estaba en estado de equilibrio en el punto A ($P_i = P_o$). El proceso de excavación induce un valor de deformación específico en la curva de reacción de la roca. Para regular la deformación radial es necesario un soporte que transmita una presión radial P_i . El punto B simboliza la presión de soporte ejercida por un sistema de soporte altamente rígido, mientras que el punto C representa un sistema de soporte alternativo que es más adecuado para lograr un equilibrio entre la presión de la roca y el soporte. El punto D significa un soporte que se ha colocado después de una deformación significativa de la roca, o un soporte que es excesivamente flexible y carece de la capacidad de limitar la deformación, circunstancia que hace que la estructura sea precariamente inestable. Si no se cruzan las curvas de interacción del soporte y la roca, se producirá el colapso de la estructura. (SNGM, 2002).

Figura 10. Nivel de esfuerzos in Situ



Fuente: Bieniawski 1989

2.2.10.2. Método empírico Sistema Q

Barton formuló el cuadro de mantenimiento del Sistema Q en 1974. Fue revisado en 1993, principalmente en Noruega, sobre la base de 1050 casos de excavación (Grimstad y Barton, 1993); en 2002, se incorporaron a la revisión 900 casos de excavación adicionales de Noruega, Suiza e India. Esta actualización incorporó adicionalmente un examen analítico sobre el refuerzo, espaciado y espesor de los arcos de hormigón proyectado reforzado (RRS) en relación con la calidad y carga del macizo rocoso (Grimstad, 2002). Grimstad (2007) perfeccionó aún más la versión más reciente del gráfico de soporte. La actualización más reciente del Sistema Q, que se muestra en la Figura 9-2, proporciona recomendaciones para elementos de soporte como el espaciado de los sujetadores, la longitud y el espesor del hormigón proyectado reforzado con fibra (Sfr).

2.2.10.3 Energía de absorción del concreto lanzado reforzado con fibra (Sfr)

Para incorporar las clases de energía de absorción en el gráfico de soporte, se tuvieron en cuenta las deformaciones previstas de las distintas calidades de masa

sólida. Las normas EFNARC establecen las energías de absorción que corresponden a estas clases energéticas, publicadas por NB (2011). (OSINERMINING, 2017)

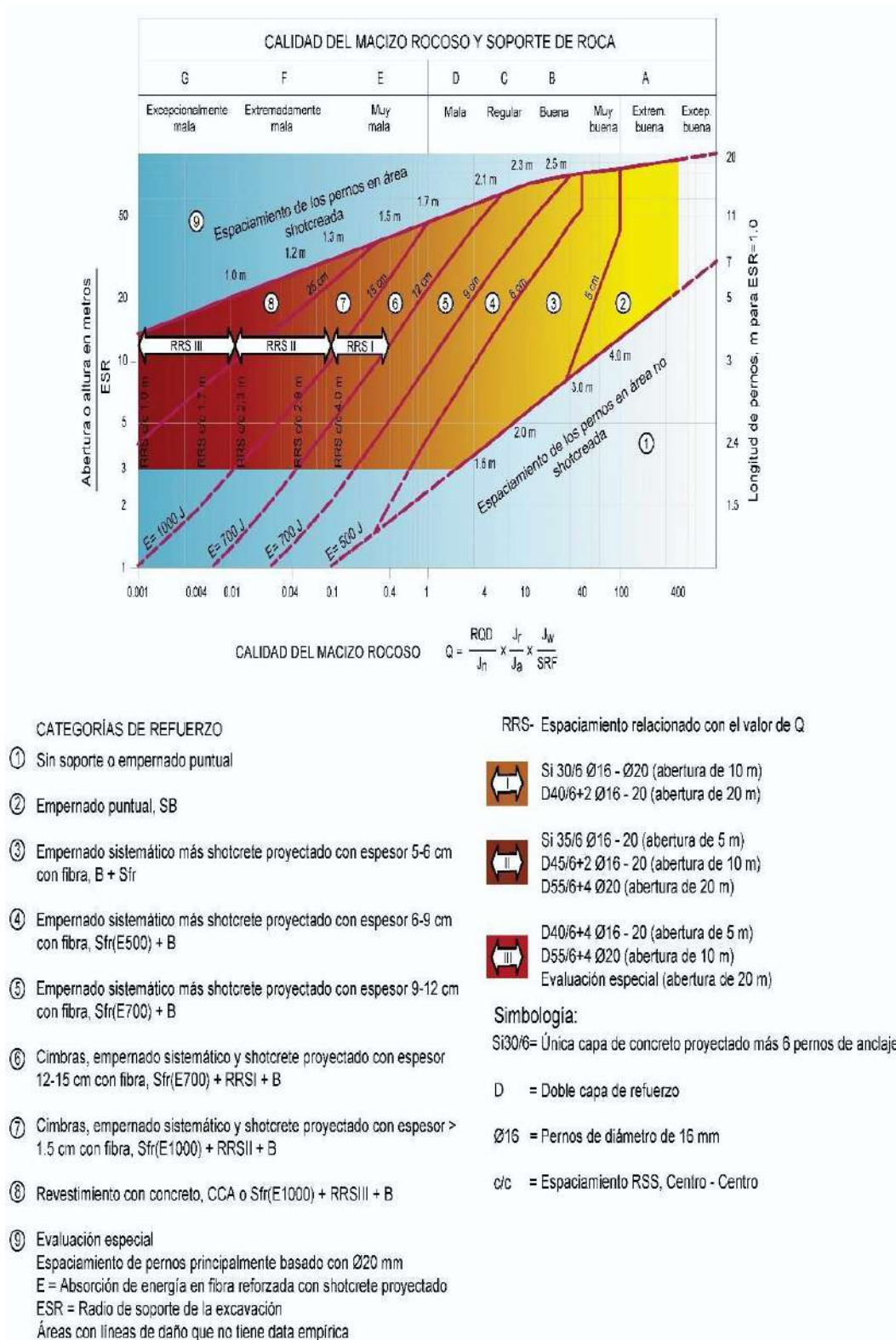
Cuadro 25. Clase de energía de absorción

Clase de Energía de absorción	Mínimo de Energía de absorción (Joule)
E500	500
E700	700
E1000	1000

Fuente: Bieniawski 1989.

La mayoría de los casos representados en el gráfico de soporte del System Q consisten predominantemente en roca firme con juntas y puntos vulnerables. Los casos de roca plana o sin juntas son poco comunes. Se deben tener en cuenta métodos de diseño de soporte alternativos más allá del Sistema Q al evaluar la estabilidad de estos materiales en particular.

Figura 11. Sistema Q de Barton



Fuente Bieniawski

2.3 Definición de Términos

- **Geo mecánica:** Este campo de estudio investiga las propiedades mecánicas de los materiales geológicos, incluidas rocas y sedimentos. Entre sus objetivos se encuentra predecir su comportamiento en respuesta a variaciones de tensión, presión, temperatura y otros factores ambientales.
- **RMR:** Para establecer una correlación entre los índices de calidad de la roca y los parámetros de diseño y soporte del túnel, se comprende un sistema de categorización del macizo rocoso.
- **Roca:** Está compuesto por una unidad geológica que contiene un recurso mineral producto de un proceso magmático. Además, sufren un proceso de cristalización producto de las soluciones magmáticas que los inyectaron, lo que produjo concentraciones de minerales.
- **Sostenimiento:** La definición de sostenibilidad en la minería subterránea es la aplicación metódica de materiales y procesos que mejoren la estabilidad de la masa geológica.
- **Roca intacta:** Es el bloque rocoso que no presenta discontinuidades.
- **Mineral:** Es una sustancia que se presenta en la naturaleza de composición química definida y estructura atómica determinada.
- **Autosostenimiento:** También llamado autosoporte, de una excavación subterránea en roca masiva y estructural, según el contorno de la línea de corte.
- **Bóveda:** sección de una abertura subterránea, con forma geométrica: baúl, circular, herradura.
- **Deformación:** referida a la sección de excavación, afectando la geometría de la abertura, como consecuencia de la aplicación de un campo de tensiones.

- **Diaclasa:** fractura pre-existente con apertura limitada, se genera por esfuerzos, tensiones y de cizalla, en respuesta a movimientos mayores de la corteza terrestre.
- **Elástico:** propiedad de un cuerpo que puede recobrar su forma y extensión tan pronto como cesa la acción que la alteraba.
- **Fatiga:** fenómeno que experimentan los materiales sometidos a esfuerzos repetidos y variables por las cuales llegan a fallar.
- **Galería:** excavación semi horizontal subterránea siguiendo la misma dirección de la estructura mineralizada.
- **Junta:** indica un plano de división a lo largo del cual no existe desplazamiento sensible. Una junta puede ser abierta o cerrada.
- **Pandeo:** deformación producida en una barra (cuerpo) ante el esfuerzo de compresión, produce curvatura.
- **Tajeo:** Porción de la estructura mineralizada definida por los cuatro lados, el techo, el piso y las dos chimeneas paralelas, en términos de cubicación de reserva, se le conoce como block.

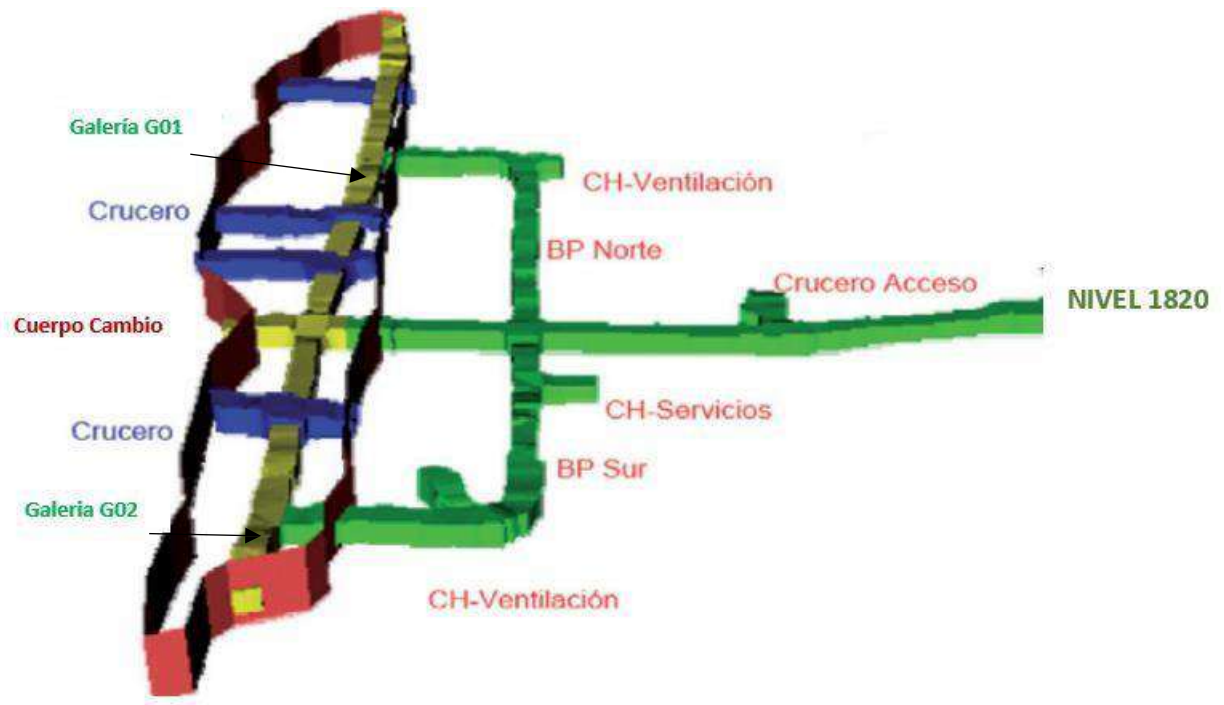
CAPITULO III

GEOMECANICA DE LAS GALERÍAS G01 Y G02 DEL NIVEL 1820

3.1 Recolección de data

Para la recolección de data se utilizó los métodos convencionales, empíricos y analíticos los cuales fueron tomados In-situ. Es decir, en las galerías G01 y G02 del nivel 1820 cortada victoria, tales galerías son transversales a dicho nivel y paralelas a la zona mineralizada con longitudes de 40 y 60 metros respectivamente

Figura 12. Galerías G01 G02 en planta

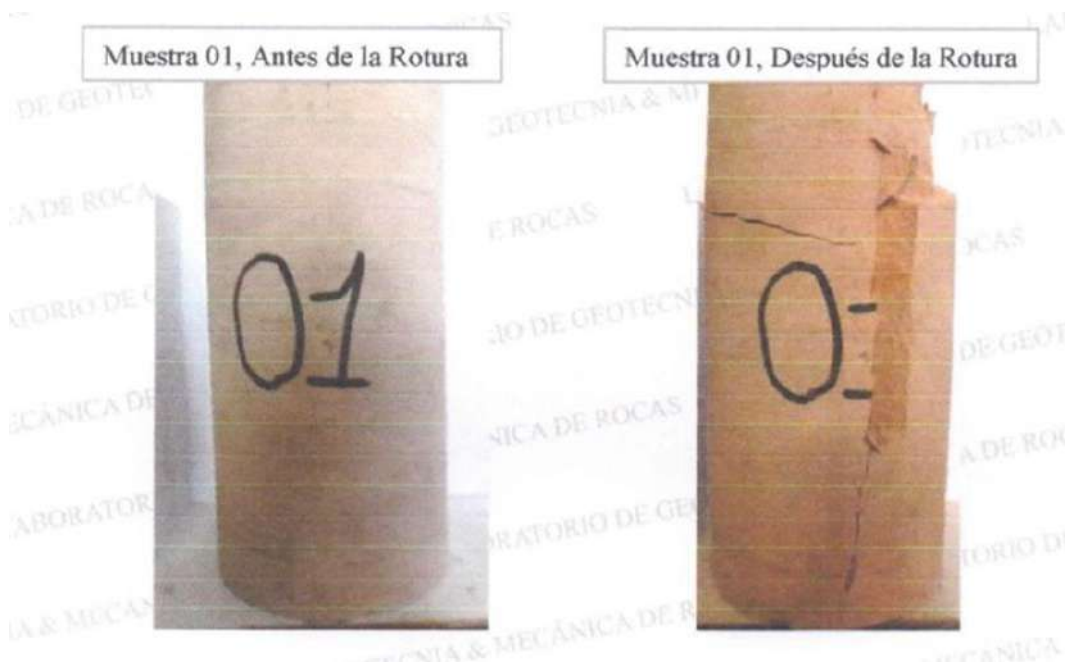


Fuente: Elaboración Propia

El proceso de la clasificación del macizo rocoso, desde un tiempo atrás es parte de uno de los procesos más utilizados en campo, el cual conlleva ciertas actividades observacionales, dentro de los sistemas de clasificaciones existen varios métodos de clasificación de los cuales los más usados normalmente son el sistema RMR, Q de Barton y GSI, todo ellos para la calificación, para diferentes parámetros debe recibir un rango en lugar de un solo valor (Bieniawani, 2011).

3.2 Análisis de laboratorio

Mediante el desarrollo de ensayos de laboratorio se logró estimar los parámetros básicos de la matriz rocosa, tal como se presenta a continuación.



Muestra 02, Antes de la Rotura



Muestra 02, Después de la Rotura



[Signature]
M.Sc. Ing. Lucio Quea Gutierrez
JEFE DE LABORATORIO
GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Muestra 03, Antes de la Rotura



Muestra 03, Después de la Rotura



[Signature]

3.2.1 Ensayo de propiedades físicas

Mediante el desarrollo del ensayo de propiedades físicas, teniendo como referencia la normativa ISRM (International Society for Rock Mechanics), para lo cual se obtuvo los siguientes resultados:

Cuadro1. Resultados de ensayos de propiedades físicas

N° de Muestra	Peso Húmedo (g)	Peso Seco (g)	Contenido de Humedad (%)	Volumen muestra (g/cm ³)	Densidad seca (g/cm ³)	Peso específico Aparente de la muestra (kN/m ³)	Porosidad aparente (%)
1	540.60	535.50	0.95%	213.35	2.51	24.85	2.39%
2	977.00	968.70	0.86%	385.57	2.51	24.85	2.15%
3	1151.60	1141.60	0.88%	455.48	2.51	24.79	2.20%
4	927.00	918.50	0.93%	366.94	2.50	24.77	2.32%

Fuente: elaboración propia

En el cuadro, se aprecia los resultados del ensayo de propiedades físicas del cual se puede resaltar la propiedad de peso específico, que para este caso en particular de la roca analizada se tomará el promedio de 24.82 kN/m³.

3.2.2 Ensayo de resistencia a la compresión

Se desarrolló el ensayo de resistencia a la compresión simple con referencia a la normativa ASTM D7012, se obtuvieron los siguientes resultados:

Cuadro2. Resultados de ensayo de compresión simple de la roca intacta

ID	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Área (cm ²)	Carga (kN)	UCS (MPa)	Tipo de Rotura
UCS-01	5.45	10.90	23.33	222.6	95.4	matriz
UCS-02	5.42	10.85	23.07	251.3	108.9	matriz
UCS-03	5.43	10.87	23.16	240.4	103.8	matriz

Fuente: elaboración propia

En el cuadro se aprecia los resultados del ensayo UCS, el cual nos permite obtener la resistencia de la una muestra la roca intacta, para lo que se obtuvo un promedio de 102.7 MPa

3.3 Descripción geomecánica de las galerías G01 y G02

Mediante el uso de los instrumentos geo mecánicos se logró recolectar los datos necesarios para la caracterización geomecánica de las galerías G01 y G02 del nivel 1820 en la U.M. las Bravas, Caraveli - Arequipa, con lo que se podrá desarrollar el primer objetivo enfocado a la descripción geomecánica del macizo rocoso. Para la descripción del macizo rocoso se considera lo siguiente: los parámetros del macizo rocoso, las discontinuidades y la clase que presenta el macizo. En cuanto a sus datos topográficos de las estaciones tenemos lo siguiente:

Cuadro 02: Datos topográficos de las estaciones geomecánicas.

ESTACION	NIVEL	COORDENADAS		
		ESTE	NORTE	ELEVACION
MINERAL	1820	241841.234	8970321.004	1820.000
ZONA DE CONTACTO	1820	241860.291	8970567,452	1820.020
CUARCITA	1820	241745.219	8970371.621	1820.253
GRANODIORITA	1820	241834.456	8970345.784	1820.342
GRANODIORITA	1820	241872.375	8970235.563	1820.231

Fuente: elaboración propia

3.3.1 Mapeo por celdas

Esta representación cartográfica está compuesta por celdas, que se producen mediante el funcionamiento de estaciones geomecánicas y deben abarcar un área de aproximadamente 3 mx 3 m. A través del mapeo geomecánico basado en células, se identifican y miden los atributos de la masa granítica, como las principales familias

de discontinuidades. Se evalúan los siguientes parámetros para cada familia: intensidad del muro de discontinuidad, tipo de discontinuidad, orientación (buzamiento y dirección del buzamiento), espaciamiento, persistencia, apertura, relleno, irregularidad y grado de alteración o deterioro. El objetivo es establecer los parámetros que permitirán la clasificación del macizo rocoso mediante la utilización de los sistemas RMR (Rock Mass Rating), Q System y GSI (Geological Resistance Index). Para lo cual se tomó 5 estaciones representativas dos para la galería G01 y tres para la galería G02.

Figura 13. Mapeo por celdas



Fuente: Elaboración propia.

3.3.2 Rock Mass Rating

Bieniawski (1973) formuló el sistema de clasificación geomecánica o clasificación de macizos rocosos (RMR) mientras lo empleaba el Consejo Sudafricano de Investigaciones Científicas e Industriales (CSIR). El sistema se inspiró en sus observaciones e investigaciones sobre túneles poco profundos

construidos dentro de rocas sedimentarias (Kaiser, MacKay y Gale, 1986). Desde entonces, la clasificación ha experimentado varias evoluciones significativas: en 1974, reducción de los parámetros de clasificación de 8 a 6; en 1975, ajuste de las calificaciones y reducción de las necesidades de apoyo recomendadas; en 1976, modificación de los límites de clase a múltiplos pares de 20; en 1979, adopción de ISRM (1978) descripción de masas rocosas, y así sucesivamente. Por lo tanto, es importante indicar qué versión se utiliza cuando se citan los valores RMR. Para implementar el sistema de clasificación geomecánica, es necesario dividir una ubicación específica en una secuencia de unidades estructurales geológicas, donde una unidad individual corresponde a una variedad distinta de macizo rocoso.

Para determinar el RMR, se realiza el uso de la siguiente fórmula:

$$\underline{\underline{RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) - (6) \quad (2)}}$$

1 = Resistencia a la compresión uniaxial de la matriz rocosa

2 = RQD índice de la calidad de roca

3 = Espaciado entre discontinuidades

4 = Condiciones de las discontinuidades

5 = Condiciones de Agua

6 = Corrección por orientación de las discontinuidades

3.3.2.1. Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)

La resistencia del material rocoso intacto debe obtenerse de los núcleos de roca de acuerdo con las condiciones del sitio. Para la caracterización del macizo rocoso, es parte crucial del análisis en campo y laboratorio el poder determinar a la resistencia de la roca intacta, mediante el método de análisis por laboratorio, el

presten trabajo de investigación se realizó con el uso del ensayo de resistencia a la compresión simple UCS, para lo cual se obtuvo los siguientes resultados:

Cuadro3. Resultado UCS

Muestra	UCS (MPa)	Tipo de rotura
Muestra N° 01	95.4	Matriz
Muestra N° 02	108.9	Matriz
Muestra N° 03	103.8	Matriz

Según la clasificación en relación al UCS, se puede indicar que el macizo rocoso está dentro del rango: Muy fuerte. dado que tenemos 102.7 MPa como valor de la resistencia a la compresión simple.

Cuadro 26. Clasificación del macizo rocoso en función a UCS

Descripción cualitativa	UCS (MPa)
Extremadamente fuerte	>250
Muy fuerte	100–250
Fuerte	50–100
Medio fuerte	25–50
Débil	5–25
Muy débil	1–5
Extremadamente débil	<1

3.3.2.2. Designación de calidad de roca (RQD)

Según la base teórica el RQD debe determinarse a partir de núcleos de roca o recuento de juntas volumétricas. Es el porcentaje de núcleos de roca (igual o superior a 10 cm de largo) en un metro de perforación, la toma de datos para la

presente investigación se empleó el levantamiento por celdas, que están separadas por 5 estaciones, para hallar el RQD se utilizó la relación de Barton y Grismstad.

$$RQD = 115 - 3.3 * jV$$

Donde: Jv es el número de juntas que se obtiene por un metro cúbico de macizo rocoso evaluado, obteniéndose los siguientes resultados:

Cuadro 27. RQD del macizo rocoso por estaciones

Nº Estación	Jv	RQD (%)
1	6	95
2	6	95
3	5,4	97
4	5.7	96
5	5.7	96

3.3.2.3. Espaciado de discontinuidad

Las discontinuidades incluyen fisuras menores, articulaciones, lechos o foliaciones, zonas de corte y otras superficies caracterizadas por debilidad. Para cada conjunto de discontinuidades, se debe determinar la distancia lineal entre dos discontinuidades adyacentes. Generalmente se reconoce la importancia del espaciamiento de las juntas en la evaluación de la estructura de una masa de granito. La resistencia de un macizo rocoso se ve disminuida por la propia existencia de diaclasas, estando determinada la magnitud de esta reducción por el espaciamiento entre ellas (Bieniawski, 1973). La presente investigación arrojó los siguientes hallazgos respecto a las estaciones que se construyeron:

Cuadro 28. Frecuencia de espaciamiento por estaciones

Espaciamiento	Estación 01	Estación 02	Estación 03	Estación 04	Estación 05
200 - 600 mm	0%	5%	7%	27%	17%
60 - 200 mm	48%	37%	52%	47%	61%
< 60 mm	52%	58%	41%	27%	22%

3.3.2.4. Condición de discontinuidades

El grado de continuidad, la irregularidad y separación de las superficies de discontinuidad, la erosión de la pared de roca o los planos de debilidad y el material de relleno son todos componentes de este parámetro (gubia). El conjunto de juntas, que está orientado desfavorablemente con respecto a una estructura (túnel o caverna), debe considerarse junto con el espaciamiento de las discontinuidades.

Cuadro 29. Puntuación para cada parámetro en la celda N° 01

Cualidades	Condición	Puntuación
Persistencia	< 1 m	6
Apertura	Nada	6
Rugosidad	Suave	1
Relleno	Ninguno	6
Alteración	Moderadamente alterado	3

Cuadro 30. Puntuación para cada parámetro en la celda N° 02

Cualidades	Condición	Puntuación
Persistencia	< 1 m	6
Apertura	Nada	6
Rugosidad	Ligeramente Rugosa	3
Relleno	Ninguno	6
Alteración	Ligeramente alterado	5

Cuadro 31. Puntuación para cada parámetro en la celda N° 03

Cualidades	Condición	Puntuación
Persistencia	< 1 m	6
Apertura	Nada	6
Rugosidad	Ligeramente Rugosa	3
Relleno	Ninguno	6
Alteración	Ligeramente alterado	5

Cuadro 32. Puntuación para cada parámetro en la celda N° 04

Cualidades	Condición	Puntuación
Persistencia	< 1 m	6
Apertura	Nada	6
Rugosidad	Ligeramente Rugosa	3
Relleno	Ninguno	6
Alteración	Ligeramente alterado	5

Cuadro 33. Puntuación para cada parámetro en la celda N° 05

Cualidades	Condición	Puntuación
Persistencia	< 1 m	6
Apertura	Nada	6
Rugosidad	Ligeramente Rugosa	3
Relleno	Ninguno	6
Alteración	Ligeramente alterado	5

3.3.2.5. Condición de las aguas subterráneas

En los túneles es necesaria la determinación del caudal de entrada de agua subterránea por cada 10 m de longitud del túnel en litros por minuto; alternativamente, una condición general puede describirse como completamente seca, húmeda, húmeda, goteante o chorreante. Se recomienda que todos los datos disponibles sobre la presión real del agua se informen y expresen en relación con la tensión principal y la presión del agua de filtración.

Cuadro 34. Condiciones de agua del macizo rocos por celdas

N° Estación	Condición de Agua	Puntuación
1	Estado Húmedo	10
2	Estado Húmedo	10
3	Estado Húmedo	10
4	Estado Húmedo	10
5	Estado Húmedo	10

3.3.2.6. Orientación de discontinuidades en relación a la excavación

Para el ajuste usado en el RMR basado en la orientación de discontinuidades, se analizó las estaciones en direcciones favorables al buzamiento del eje de la

excavación, lo cual da un factor de corrección de 0, obteniéndose como resultado el RMR básico inicial.

Cuadro 35. Puntuación en relación a la orientación de discontinuidades

Nº Estación	Orientación de las discontinuidades	Puntuación
1	Muy favorables	0
2	Muy favorables	0
3	Muy favorables	0
4	Muy favorables	0
5	Muy favorables	0

Posterior a ello se evaluó las puntuaciones y ver en que rango se encuentra cada una de las estaciones:

Cuadro 36. Clasificación RMR para el macizo rocoso

Nº Estación	RMR básico	Clasificación
1	76	Roca Buena
2	74	Roca Buena
3	78	Roca Buena
4	83	Roca Muy Buena
5	76	Roca Buena

3.3.3 Sistema de Q

El sistema Q de clasificación de macizos rocosos fue introducido inicialmente por Barton, Lien y Lunde (1974) del Instituto Geotécnico Noruego

(NGI). Este sistema se desarrolló utilizando aproximadamente doscientos casos históricos de túneles y cavernas.

Caracterizar la masa granítica y realizar un diseño empírico inicial del sistema de soporte de túneles y cavernas son los objetivos del sistema Q.

Los resultados de la evaluación de las cinco estaciones examinadas en este estudio se presentan de la siguiente manera:

Cuadro 37. Características de parámetros para sistema Q.

Característica	Estación	Estación	Estación	Estación	Estación
	01	02	03	04	05
RQD	96	95	97	96	96
Jn	4	6	4	3	2
Jr	1	1	1	1	1
Ja	3	3	3	3	3
Jw	1	1	1	1	1
SRF	1	1	1	1	1

Analizando las características para cada una de los parámetros existentes del sistema Q mostrados en el cuadro 15 en desarrollo de la ecuación:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (3)$$

RQD = Grado de calidad de la roca

Jn = Índice de familias existentes

Jr = Índice de rugosidad

Ja = Índice de alteración

J_w = Coeficiente reductor por presencia de agua

SRF = Coeficiente tensional en el macizo rocoso

Según lo propuesto Barton en el desarrollo del sistema Q, nos encontramos que los macizos rocosos pueden ser clasificados en 3 grupos y existe una variación de 0.001 hasta 1000, lo cual se detalla en el cuadro 39.

Cuadro 38. Rangos de clasificación para el sistema Q

Q	Grupo	Clasificación
0.001–0.01		Excepcionalmente pobre
0.01–0.1	3	Extremadamente pobre
0.1–1		Muy pobre
1–4		Pobre
4–10	2	Regular
10–40		Bueno
40–100		Muy bueno
100–400	1	Extremadamente bueno
400–1000		Excepcionalmente bueno

Desarrollando los parámetros del sistema Q con la aplicación de la fórmula, y una comparación con el cuadro 39, se obtuvo que el macizo rocoso que compone el área de estudio en cuestión se consideró como Regular, lo cual podemos apreciar en el siguiente cuadro según las estaciones desarrolladas.

Cuadro 39. Sistema de clasificación Q

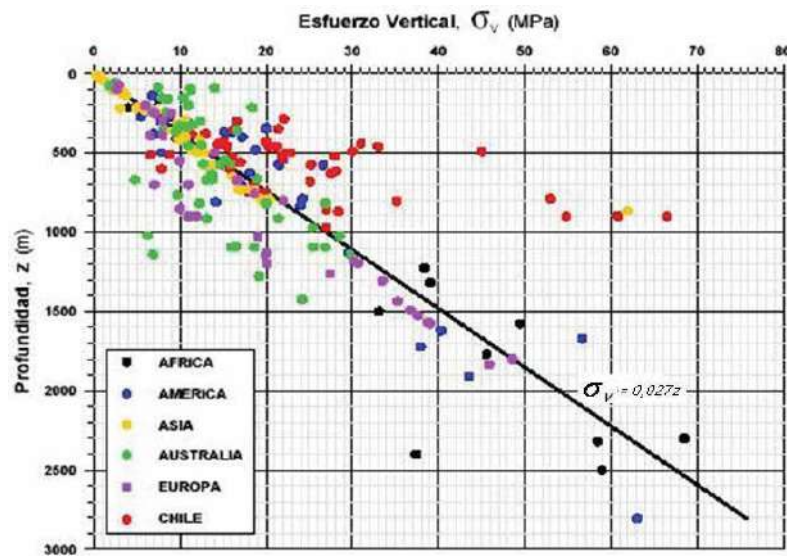
Característica	Resultado	Clasificación Sistema Q
Estación 01	7.92	Regular
Estación 02	7.92	Regular
Estación 03	8.10	Regular
Estación 04	10.56	Bueno
Estación 05	15.98	Bueno

3.3.3.1. Determinación de esfuerzo insitu

Las tensiones horizontales se generan por la presencia de tensiones de compresión verticales, que inducen la expansión transversal de los materiales en relación con las masas verticales. Con un gradiente de 0,027 MPa/m, los datos empíricos indican una fuerte correlación entre la tensión vertical máxima y la profundidad. Sin embargo, la variación regional es significativa en el contexto de las tensiones horizontales, que superan las tensiones verticales en un promedio de 10 MPa en profundidades muy cercanas a la superficie en la mayoría de los casos analizados.

El siguiente gráfico ilustra cómo Hoek Brown estableció una correlación crítica para determinar las tensiones en las minas basándose en su investigación. La correlación postulada por Brown facilitará la estimación de diversos valores de tensión dentro de nuestras regiones mineras. Estudio de investigación (Hoek, Support of Underground Excavations in Hard Rock. , 1995)

Figura 14. Análisis de esfuerzos en relaciona a la profundidad.



Las tensiones litostáticas se clasifican como tensiones naturales porque resultan de la masa de la columna de roca en relación con la unidad de área de un segmento de la corteza terrestre. Terzaghi además proporcionó la definición para calcular la presión de soporte vertical del factor de carga de roca (H_p) utilizando la siguiente ecuación:

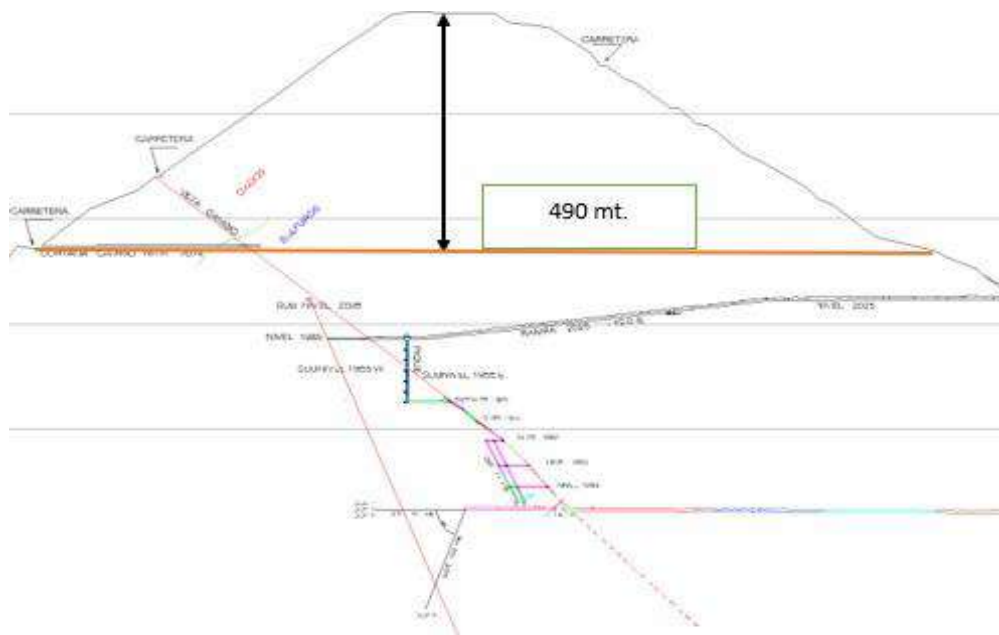
$$P_v = \gamma * H_p \quad (4)$$

donde P_v es la presión de soporte, γ es el peso unitario de la masa rocosa y H_p es la altura de sobrecarga suelta sobre el techo del túnel. La teoría de Terzaghi es limitada porque puede no ser aplicable para túneles de más de 6 m de ancho, el presente estudio de investigación se estudiaron 2 galerías presentes en la zona Gertrudis, cortada victoria nivel 1820, encontrándose a 490 mt por debajo de la superficie, por lo que se obtendría:

$$P_v = 0,025 * 490$$

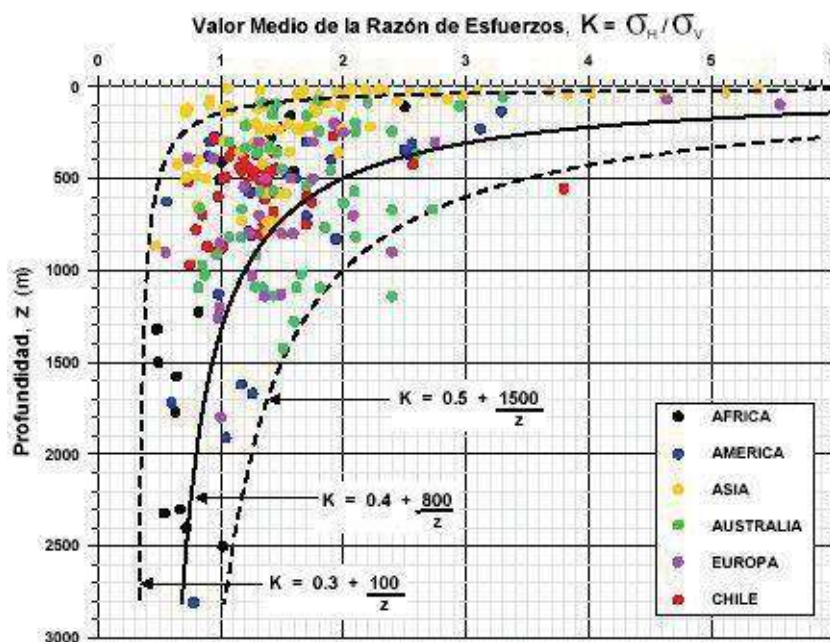
$$v = 12.25 \text{ MPa}$$

Figura 15. Esquema de carga litostatica



Existe una relación entre los esfuerzos tanto verticales como horizontales, esta relación que propone Hoek – Brown basado en sus observaciones es la que se muestra en el siguiente gráfico.

Figura 16. Análisis de esfuerzos horizontales y verticales in situ



Para el desarrollo de los esfuerzos in-situ dentro del nivel 1820 de la unidad minera las Bravas, lográndose obtener lo siguiente:

$$k = 0.3 + \frac{100}{z} \quad (5)$$

$$k = 0.3 + \frac{100}{490}$$

$$k = 0.50$$

Cuadro 40. Esfuerzos insitu en la galería 1820

Nivel	k	Tensiones Verticales (Mpa)	Tensiones horizontales (Mpa)
1820	0.50	12.25	6.125

CAPITULO IV

ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS GEOMECANICO DE LAS GALERIAS G01 Y G02 DE NIVEL 1820

4.1. Análisis de Sostenimiento a partir del Sistema GSI

La clasificación GSI se encuentra entre las más sencillas debido a que se realiza in situ utilizando un sistema de mapeo geo mecánico flexible y proporciona una recomendación satisfactoria para la asistencia en campo. Es ampliamente adoptado en Perú por el personal de operaciones debido a su naturaleza fácil de usar.

El valor de GSI se calcula utilizando la siguiente relación: $GSI = (RMR'89) - 5$

$$RMR'89 = 79$$

$$GSI = 79 - 5$$

$$GSI = 74$$





Cuadro 41. Valoración de GSI – Hoek, Marinos

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es más realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.

ESTRUCTURA		CONDICIONES SUPERFICIALES				
		MUY BUENA Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso, ligeramente meteorizada. superficies con óxido.	REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.	MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos	MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos
		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
	Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in roca in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	90			N/A	N/A
	Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades	80	70			
	Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o más familias de discontinuidades		60	50		
	Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad.			40	30	
	Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				20	
	Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte	N/A	N/A			10

DISMINUYE EL ENTRELAZADO DE PEDAZOS DE ROCA ↓

Cuadro 42. Sostenimiento GSI – Hoek, Marinos

ESTRUCTURA		CONDICIONES SUPERFICIALES			
		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)	MALA (MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTERADA)	MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA)
A	SIN SOPORTE - PERNOS OCASIONALES				
B	PERNOS SISTEMÁTICOS 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional).				
C	PERNO SISTEMÁTICO 1.2 x 1.2 m. (Malla o cinta ocasional).				
D	PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más malla de refuerzo obligatoria (SHOTCRETE: 5.0 cm sin fibra).				
E	PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE: 5.0 cm con fibra.				
F	PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE: 10.0 cm con fibra. (CIMBRA O CUADRO DE MADERA).				
	LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ (RQD 75-90%). (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/B	---
	MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)	(A) F/B	(A) F/R	(C) F/B	(D)
	MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	(A) MF/B	(C) MF/R	(D) MF/B	(E)
	INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/B	(F)

Fuente: Elaboración propia

Según el Cuadro GSI propuesta por Hoek y Marinos. Nos da un resultado de clase A, moderadamente fracturada (F/R) lo cual se traduce en el color amarillo que indica "Sin soporte solo Pernos ocasionales".

4.2. Análisis de Sostenimiento a partir de sistema MRM

Los resultados de la clasificación de la masa rocosa después de hallar el promedio del RMR de la galería G 01 y de las estaciones E1 y E2 según los formatos de mapeos geomecánicos respectivos, nos da un puntaje de 75. Además, resulta lo

mismo para la galería G 02 por tener un puntaje de 79 y encontrarse en el mismo rango de clasificación, y esto resulta una roca de clase II Buena. Con ello es posible determinar el tipo de sostenimiento a emplearse según las siguientes el Cuadros:

Cuadro 43. Clases de macizos rocosos según el índice RMR

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

Cuadro 44. Significado de la clase de macizos rocosos según el índice RMR

SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE MACIZOS ROCOSOS					
CLASE	I	II	III	IV	V
TIEMPO DE MANTENIMIENTO	10 años para 5 m	6 meses para 4 m	1 semana para 3 m	5 horas para 1,5 m	10 min para 0,5 m
COHESIÓN (kPa)	>300	200-300	150-200	100-150	<100
ANGULO DE FRICCIÓN	> 45°	40°-45°	35°-40°	30°-35°	<30°

Para su la utilización de las el Cuadros, se dividen las galerías de la mina en tramos que tengan características geológicas similares en base a dicha clasificación.

Cuadro 45. Sostenimiento a partir de RMR

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Bulones	Gunita	Cerchas
I 100-81	Sección completa. Avances de 3 m.	Innecesario, salvo algún bulón ocasional	No	No
II 80-61	Sección completa. Avances de 1-1,5 m.	Bulonado local en clave, con longitudes de 2-3 m y separación de 2-2,5 m eventualmne con mallazo.	5 cm en clave para impermeabilización	No
III 60-41	Avance y destroza. Avances de 1,5 a 3,0 m. completar sostenimiento a 20 m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4 m con separaciones de 1,5 a 2 m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales	No
IV 40-21	Avance y destroza. Avances de 1,0 a 1,5 m. completar Sostenimiento inmediato del frente, completar sostenimiento a menos de 10 m del frente.	Bulonado sistemático de 4-5 m con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazo	10 a 15 cm en clave y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas 1,5 m cuando se requieran.
V ≤20	Fases múltiples. Avances de 0,5 a 1 m. gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5-6 m con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazo. çç	15-20 cm en clave, 15 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas 0,75 m con blindaje de chapas y cerradas en solera.

Túneles de sección en herradura, máxima anchura 10 m, máxima tensión vertical 250 kp/cm²

Según la presente el Cuadro podemos decir que la sección completa es de 1 metro a 1.5 metros, y sostenimiento terminado a 20 metros de avance, se puede usar bulones entre 2 y 3 metros de longitud espaciados entre 2 a 5 metros, con malla ocasionalmente. Concreto lanzado ocasionalmente y no es necesario el uso de cerchas.

4.3. Resumen de sistemas de clasificación

Cuadro 46. Resumen de los sistemas de clasificación por celdas

Estación	RMR	Índice Q	GSI
01	76	7.92	74
02	74	7.92	74
03	78	8.10	74
04	83	10.56	74
05	76	15.98	74

Fuente: Elaboración propia

Valores promedios de los sistemas de clasificación de las galerías G01 y G02.

Labor	RMR	Índice Q	GSI
G 01	75	7.92	74
G 02	79	11,54	74

4.4. Análisis cinemático de discontinuidades

Mediante el uso del software Dips, el levantamiento de buzamiento y la dirección de buzamiento de cada una de las discontinuidades se logró desarrollar el análisis cinemático para poder ver la probabilidad de tipos de falla a suceder dentro de las excavaciones.

Figura 17. Análisis estereográfico de discontinuidades de la Celda N°01

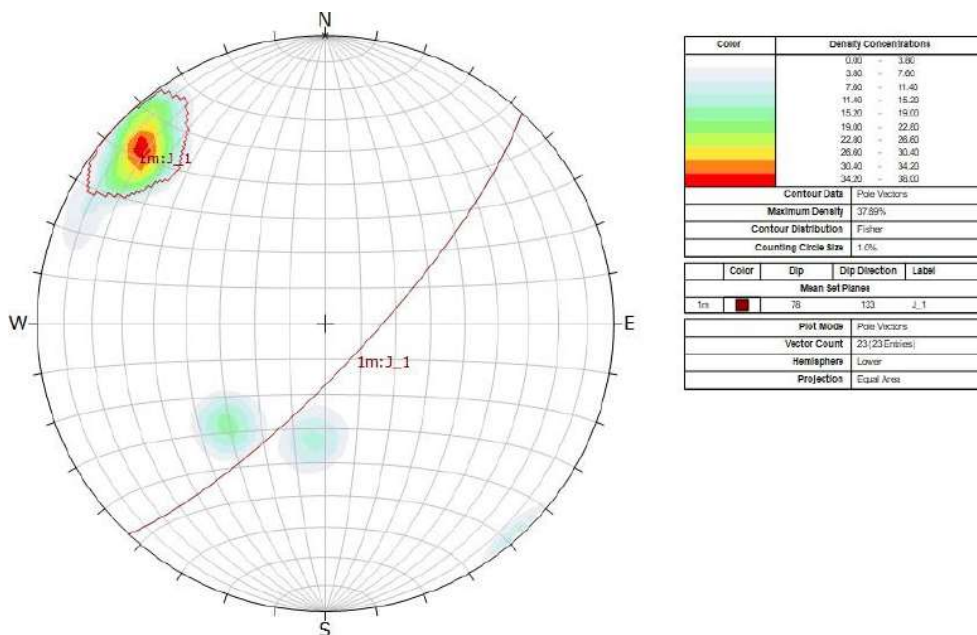


Figura 18. Análisis estereográfico de discontinuidades de la Celda N°02

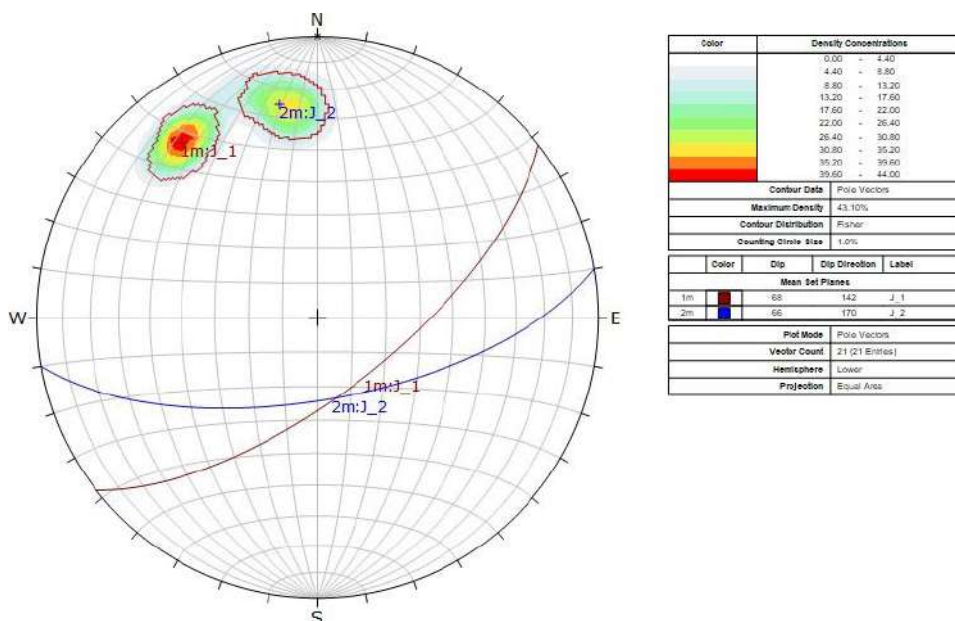


Figura 19. Análisis estereográfico de discontinuidades de la Celda N°03

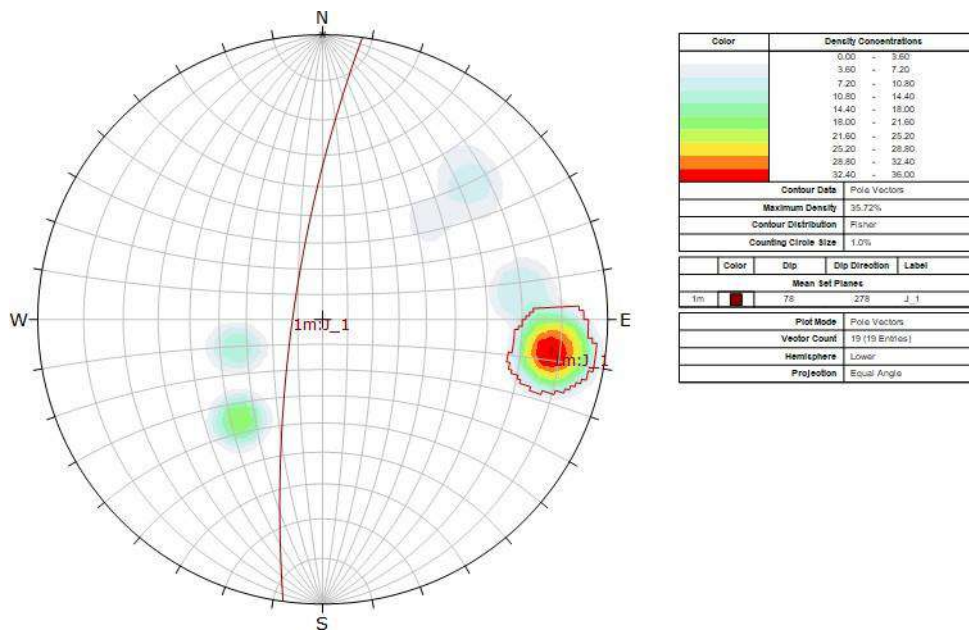


Figura 20. Análisis estereográfico de discontinuidades de la Celda N°04

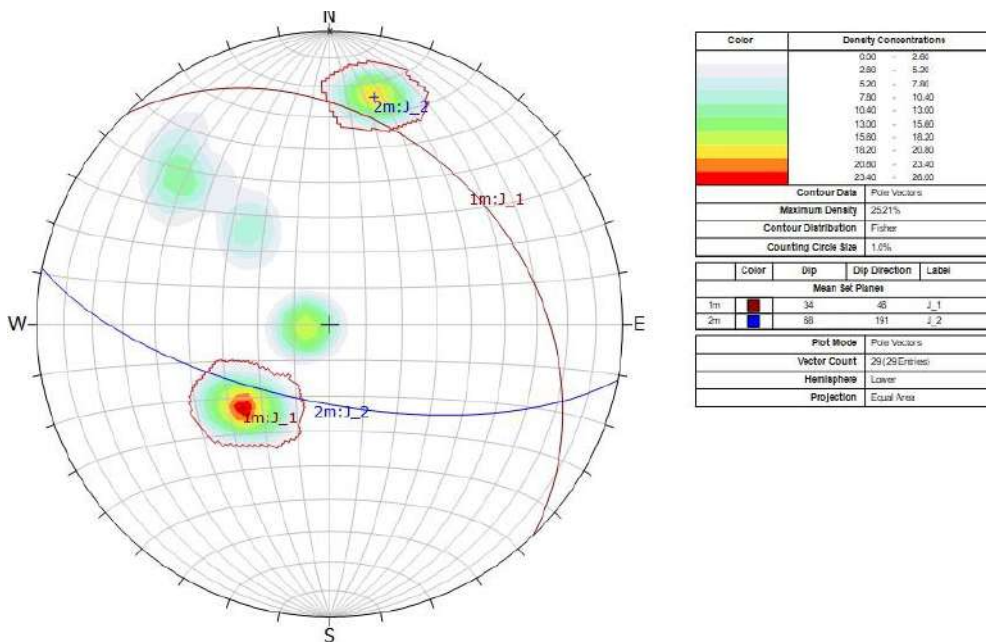
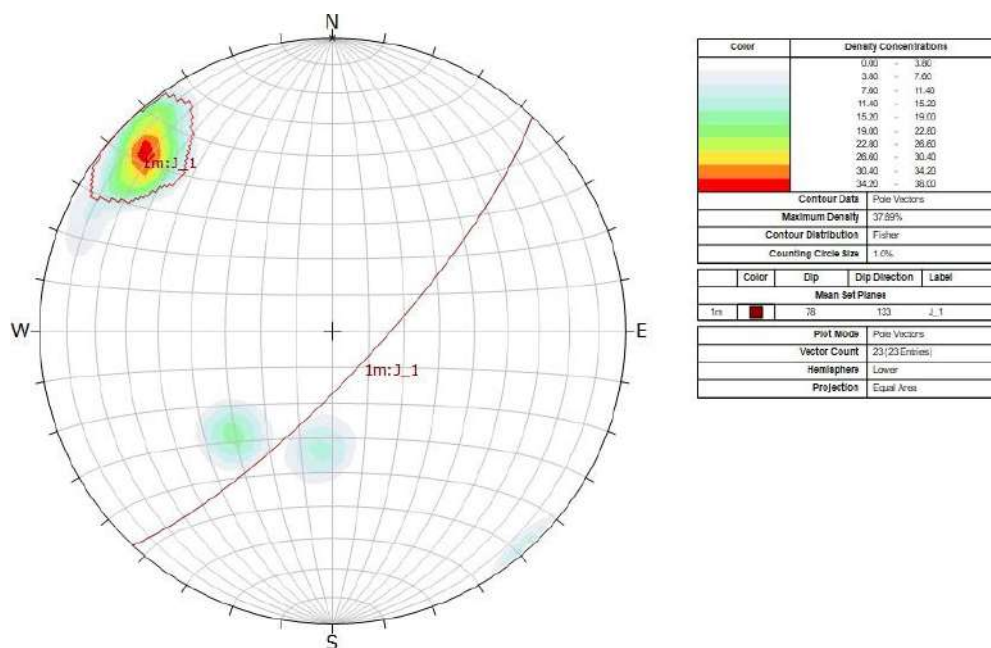


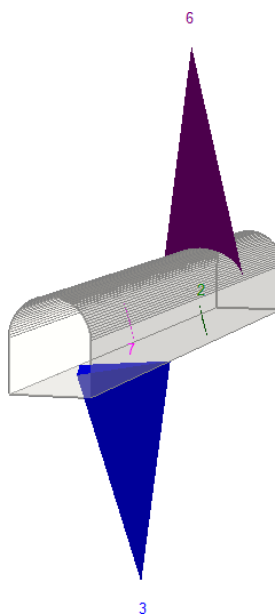
Figura 21. Análisis estereográfico de discontinuidades de la Celda N°05



4.5. Análisis de cuñas de las galerías G01 y G02 en el nivel 1820

El análisis de la presencia de cuñas se realizó mediante el software unwedge, en las dos galerías G 01 y G 02 en las cuales esta distribuidas las 5 celdas de mapeo, para lo cual se obtuvo la presencia de cuñas en la corona y hastiales según sea el caso, como se puede apreciar en las figuras.

Figura 22. Presencia de cuñas en G 01



Las características de las cuñas presentes en G 01

Cuadro 47. Características de las cuñas presentes en G 01



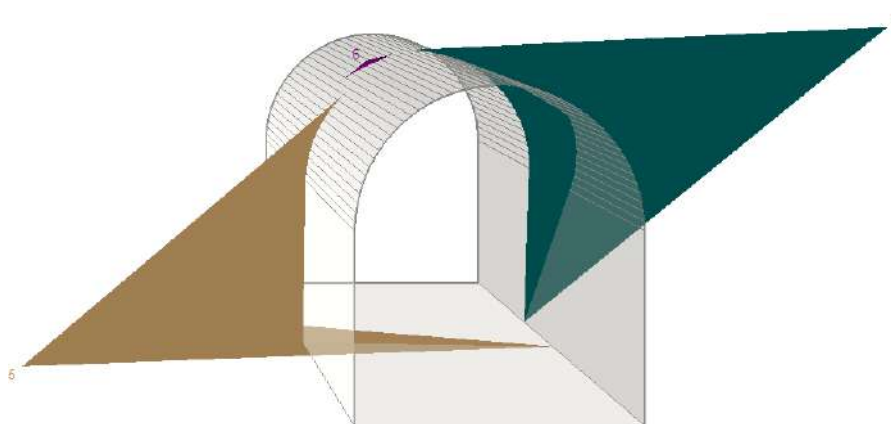


Cuña	Color	Ubicación	Factor de Seguridad	Volumen (m ³)	Peso (MN)
03		Piso	Estable	3.47	0.085
06		Corona	1.34	2.34	0.059

Figura 23. Presencia de cuñas en G 02*Cuadro 48. Características de las cuñas presentes en G 02*

Cuña	Color	Ubicación	Factor de Seguridad	Volumen (m ³)	Peso (MN)
04		Hastial derecho	1.6	7.23	0.181
05		Hastial izquierdo	Estable	3.30	0.083

Selección del tipo de sostenimiento

Para la determinación y estimación del soporte o sostenimiento, existe la aplicación de diversas metodologías, generalmente se establecen en relación a la caracterización geomecánica, como la primera etapa es poder determinar el tiempo de autoaporte, para lo

cual se debe de considerar, cual es el máximo SPAN (abertura sin sostenimiento), por tal motivo se empleará la siguiente formula.

$$SPAN = 2 * ESR * Q^{0.4} \quad (6)$$

Valores supuestos de ESR según Barton:

Cuadro 49. Valores de índice ESR de la clasificación

CATEGORIA DE EXCAVACIONES	DESCRIPCION	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3- 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), tuneles, galerías y sovavones para grandes excavaciones.	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, camaras de equilibrio, tuneles de acceso.	1.3
D	Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E	Estaciones nucleoelectricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0.80

Fuente Q. (Barton, 2000)

Donde:

SPAN = máxima abertura sin sostenimiento

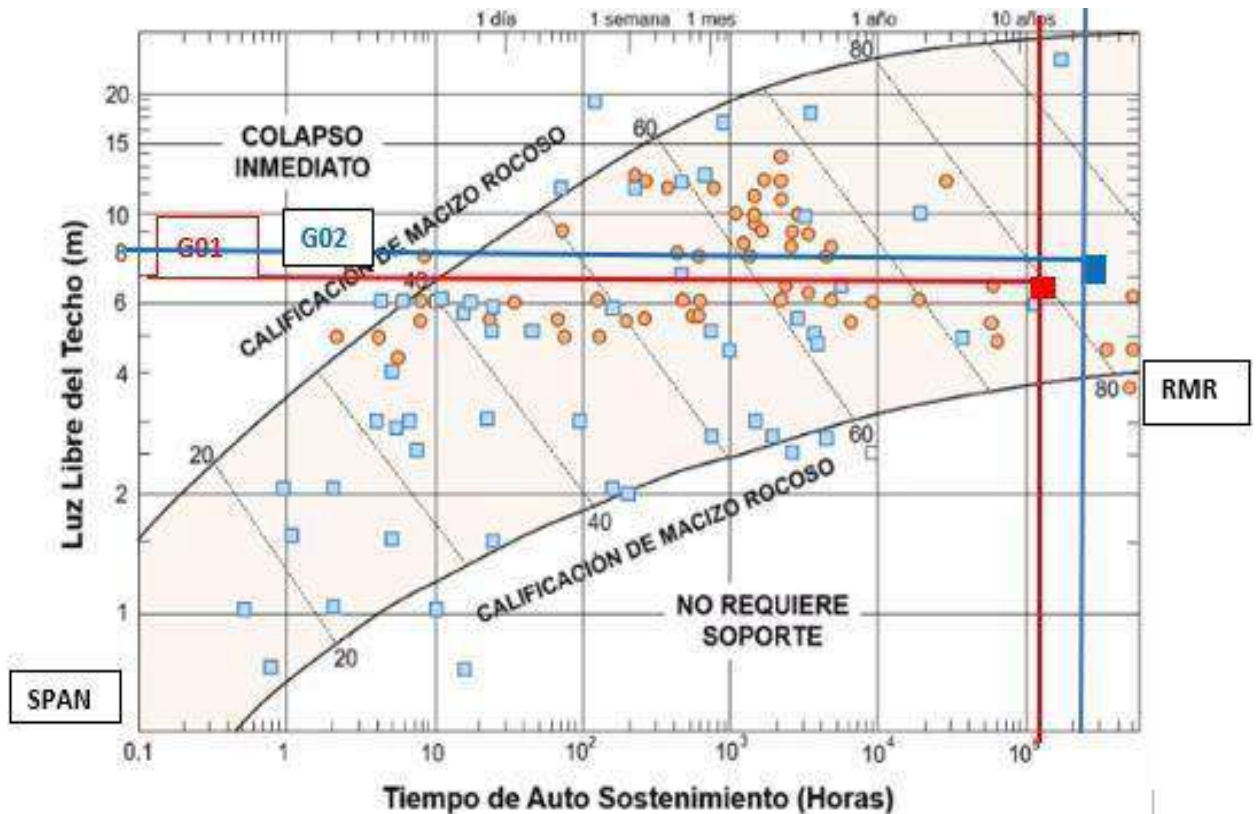
ESR = Excavation Support ratio (labores permanentes de 1.6; labores temporales de 3.0)

Para el presente análisis se utilizará el valor para ESR de 1.6 por ser labores permanentes, para lo cual se obtuvo el siguiente resultado.

Cuadro 50. Determinación de SPAN

Labor	RMR	ESR	Q	SPAN
G 01	75	1.6	7.92	7.32
G 02	79	1.6	11.54	8.51

Figura 24. Longitudes de pase y tiempos de estabilidad sin soporte (Bieniawski, 1989)



Fuente: OSINERMINING

Mediante el ábaco para determinar el tiempo de auto-sostenimiento, se puede observar que el auto-sostenimiento está garantizado, puesto que se demuestra que no existe riesgo alguno en un corto plazo, durante el tiempo determinado se deberá de considerar e instalar un sistema de sostenimiento adecuado para cubrir las necesidades de seguridad de las galerías.

4.6 Análisis de sostenimiento por método Q

Para poder estimar el sostenimiento a partir del método Q se deben definir los siguientes parámetros: Diámetro equivalente (De):

$$De = \frac{\text{anchura, diámetro o altura(m)}}{ESR}$$

El análisis mediante el método permite sugerir un sistema de sostenimiento, en relación a las condiciones existentes de la excavación subterránea considerando una altura de 2.3 mts, por tanto se tendría una relación de 1.44.

Figura 25. Sostenimiento según Barton

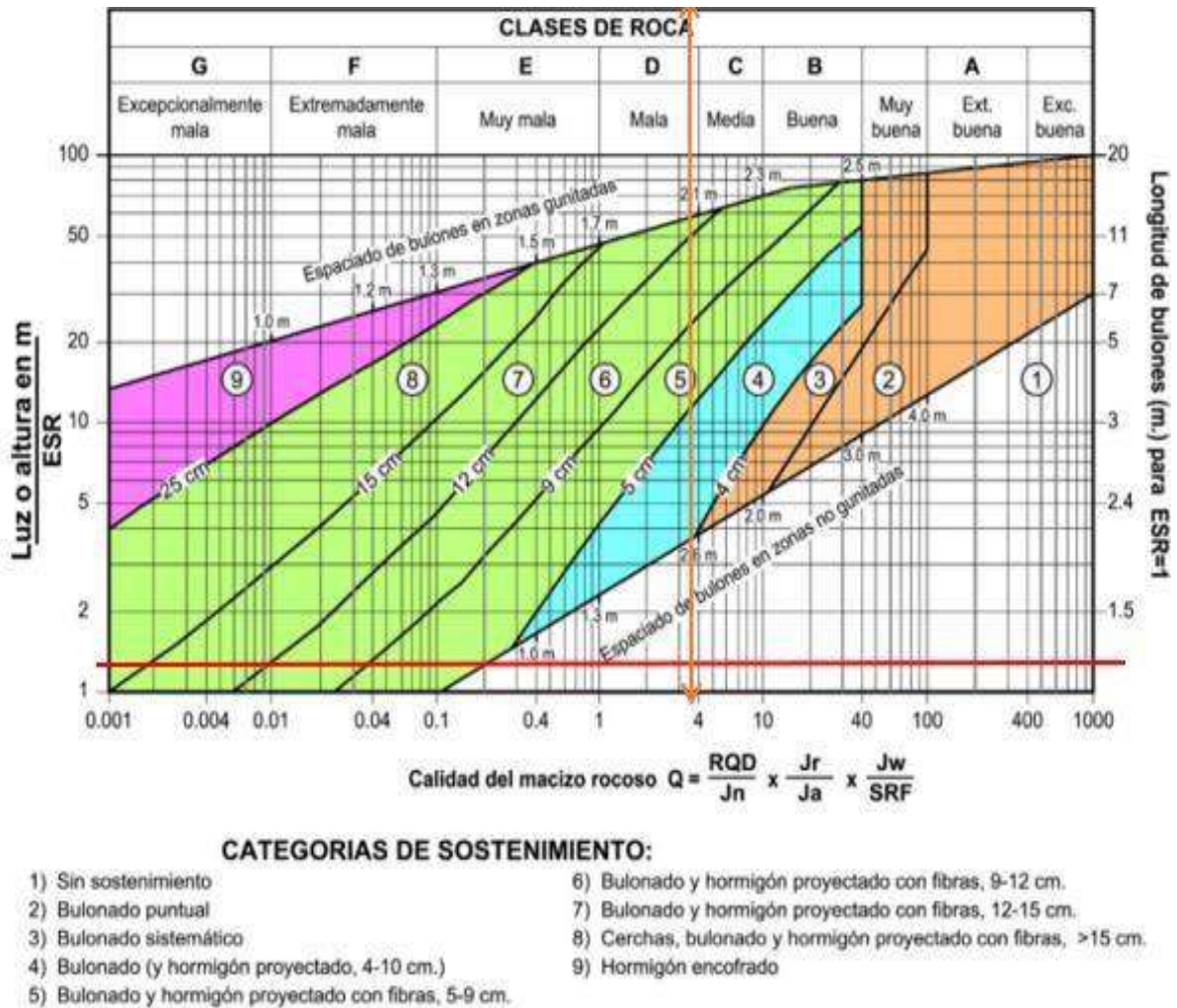


Figura 26. Sostenimiento de macizo rocosos según el índice Q

Según el ábaco analizado nos sugiere la instalación de pernos con 1m de longitud, sin la necesidad de aplicar shotcrete, tanto para las 2 galerías analizadas, lo cual indica que el grado de inestabilidad es muy baja, por consiguiente, también se ve reflejado por las clasificaciones geomecánicas como RMR y Q.

CONCLUSIONES

1. Las galerías G01 y G02 ubicadas en la U.M. las Bravas Caraveli Arequipa en la cortada victoria del nivel 1820 está formada litológicamente por granodioritas cuarcitas y pizarras. Para las caracterizaciones geomecánicas se tomaron en cuenta las características fundamentales del macizo rocoso, incluyendo pero no limitándose a las siguientes: la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (RQD), el espaciamiento, la continuidad, la apertura, el relleno, la rugosidad, la meteorización, el estado de aguas dentro de las discontinuidades, la orientación de la familia principal de discontinuidades, el número de familias de discontinuidades (SRF), entre otros.
2. Las característica geomecánicas del macizo rocoso fueron analizadas mediante el mapeo por celdas, tomándose en cuenta dos galerías en el nivel 1820, los cuales nos dieron resultados de un RMR de 75 para G 01y un RMR de 79 para G 02, lo cual lo ubica dentro del rango de macizo rocos de clase 2 y de buena calidad, del mismo modo se analizó mediante el índice Q obteniéndose como resultados para G 01 de 7.92 y para G 02 de 11.54, lo cual nos indica que se encuentra dentro del rango macizo rocoso regular y bueno, Respectivamente. así mismo se analizó mediante el método de clasificación de GSI el cual dio un resultado de 74, y una clasificación de F/R para ambas galerías. Y mediante el examen de resistencia de la compresión de la roca intacta UCS, se puede indicar que el macizo rocoso está dentro del rango de muy fuerte dado de que tenemos 102.7 MPa como valor de la resistencia a la compresión simple.
3. Para el tipo de sostenimiento analizado mediante los parámetros de RMR e índice Q, primero se determinó el tiempo de autosoporte para ambas galerías, teniéndose un tiempo por un periodo largo de más de 7 meses para ambas galerías y mediante el

índice Q se obtuvo la instalación de pernos con una longitud de 1 metro, evitándose el uso de shotcrete dentro de estas excavaciones.

4. El mecanismo de falla tipo cuña se demuestra en el dominio de caracterización geomecánica de las cualidades de la roca, como lo indica el comportamiento de discontinuidades que pertenecen a una o dos familias. Esto se logra mediante la utilización del software Unwedge para una simulación de soporte óptimo y analizando las cuñas existentes dentro de las excavaciones se encuentra entre el rango de lo aceptable, lo cual se traduce a estable, obteniéndose para G 01. 2 cuñas, la más crítica en la corona con un FS de 1.34 y para G 02 una cuña en el hastial derecho con un FS de 1.60, lo cual permite estar dentro de lo aceptable.

RECOMENDACIONES

1. Al realizar el diseño de sostenimiento en excavaciones subterráneas se recomienda al departamento de geomecánica. el uso de sistemas informáticos, de tal manera que complementen los resultados obtenidos a través del mapeo geomecánico, y así tener un mejor panorama para la elección adecuada del sostenimiento.
2. Una vez instalado el sistema de sostenimiento. Se recomienda al o los encargados, el monitoreo in situ y periódico de las labores de desarrollo para poder identificar posibles deficiencias en el sostenimiento, además tener en cuenta que las estructuras geomecánicas son dinámicas.
3. Después de cada voladura, Se recomienda al o los encargados, la inspección constante y continua de los macizos rocosos, con el uso de extensómetros para medir convergencias y validar los factores de seguridad., ya que una voladura no controlada puede dañar dichos sistemas.
4. En la caracterización geomecánica del macizo rocoso se recomienda utilizar métodos empíricos y numéricos a manera de comparación y así tener dos clasificaciones, para contrastar y validar los resultados de ambas clasificaciones, así mismo la utilización de software son herramientas que nos permite analizar mejor las estructuras geomecánicas.

BIBLIOGRAFÍA

- Andrade, B. (2004). *Caracterización, Clasificación y Análisis Geomecánico de Macizos Rocosos*. Quito: Académica Española.
- Arca, Pablo (2012), “Análisis de esfuerzos de los pernos hydrabolt para estandarización geomecánica en la construcción de chimeneas con equipo alimak STH – 5E en Consorcio Minero Horizonte S.A.- 2012”. Tesis de Grado.
- Barton, N., & Grimstad, E. (2000). El Sistema Q para la Selección del Sostenimiento en el Método Noruego de Excavación de Túneles. En C. L. Jimeno (Ed.), *Ingeotuneles* (Vol. Libro 3).
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (Diciembre de 1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, 6(4), 189-236.
- Bieniawski Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classification*. Nueva York: Wiley Interscience Publications.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. Pennsylvania, USA: John Wiley & Sons.
- Brady, L. L. (1982). A hybrid discrete element–boundary element method of stress analysis. *Proceedings of the 23rd US Symposium Rock Mechanics* (págs. 628-636). Berkeley: Goodman RE, Heuze F, editors.
- Brad.,H & Browin. (1985). *Rock Mechanincs*. Montana: George Allen & Unwin Ltd.
- Brown, B. B. (1985). *Rock Mechanics For Underground Mining* . London: GEORGE ALLEN & UNWIN.

- Brown, B. B. (1993). Rock Mechanics For Underground Mining. En The nature and use of rock mass Classification schemes (págs. 77-78). London: GEORGE ALLEN & UNWIN.
- Deere, D. (1962). Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes. University of Illinois.
- Gavilanes, H. y Byron, A. (2005). Introducción a la Ingeniería de Túneles: Clasificación y Análisis Geomecánico de Macizos Rocosos. Quito: Cámara Ecuatoriana.
- Giraldo, Mauro (2013), “Variabilidad de la capacidad de sostenimiento de un macizo rocoso Vs longitud de pernos de roca”. Estudio de Investigación Facultad Ingeniería de Minas UNSM.
- Guerrero,R.(2017). Geomecánica para la Selección del Método de Explotación de la Veta Almiranta de la Compañía Minera Quiruvilca S.A. La Libertad: Tesis de Grado.
- Hoeck, E. (1995): Ssupport of Underground Excavations in Hard Rock. Otttawa: Balkema.
- Maldonado, Luis (2012) “Sostenimiento subterráneo con pernos de anclaje Hydrabolt”. Revista Minería 2012 IIMP.

ANEXOS

ANEXO A

ÁMBITO DE ESTUDIO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Ubicación Geográfica

La unidad minera LAS BRAVAS se ubica en el distrito de chaparra, provincia de Caravelí, departamento de Arequipa, entre altitud de 1300 m.s.n.m. en extremo sur, y se extiende desde Palpa en Ica por el norte hasta el río Ocoña por el sur.

Las coordenadas UTM son 8260,300 N – 627,200 E de la hoja 32 O del IGM, zona 18

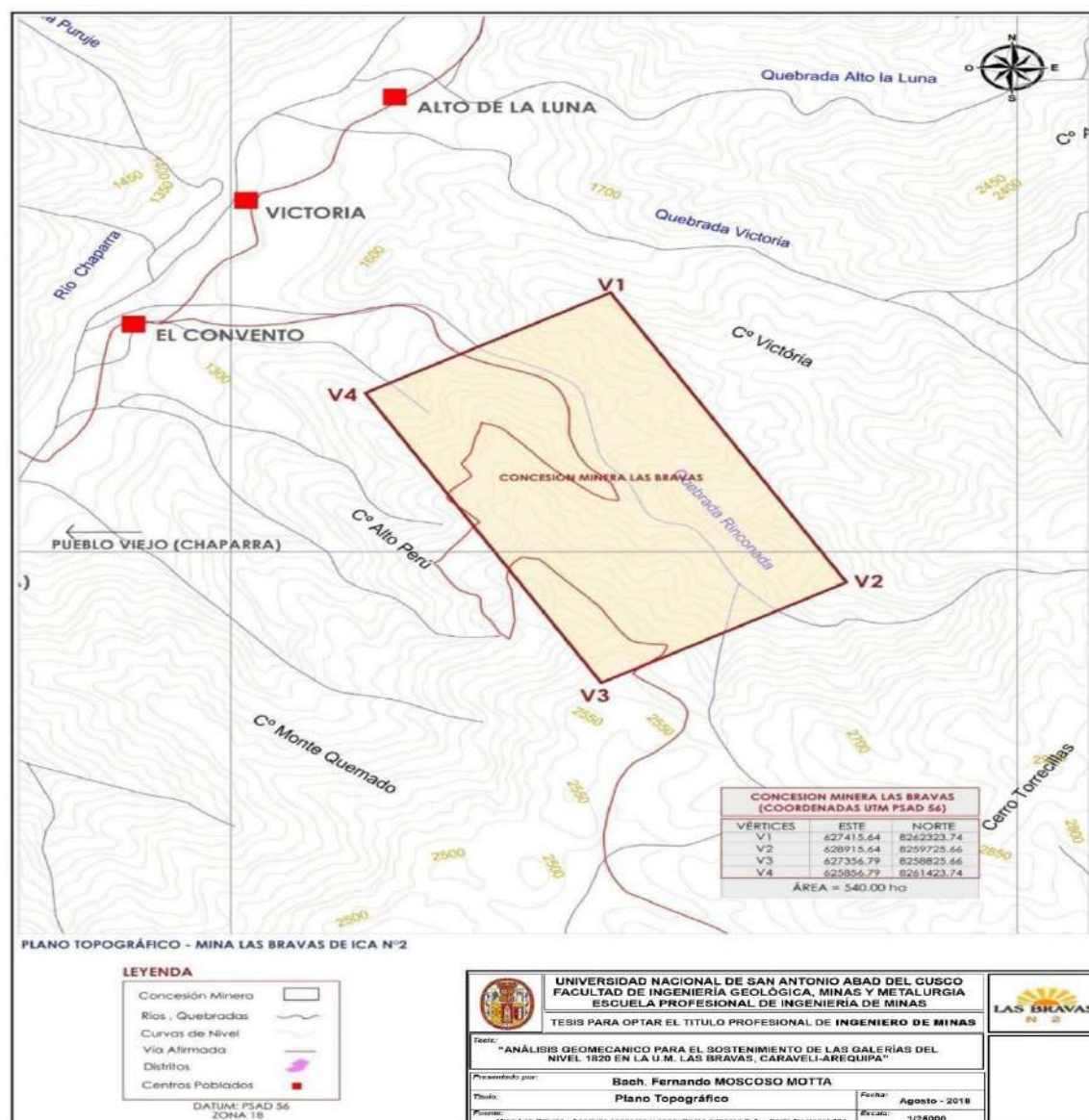
COORDENADAS UTM	
NORTE	8260300 N
ESTE	627200 E

1.2. Accesibilidad

El acceso desde Lima es a través de la Panamericana sur hasta el kilómetro 623, luego nos desviamos 4 kilómetros hacia el Este hasta el pueblo de Chaparra para continuar por una trocha por 4 kilómetros más hasta el área del proyecto.

TRAYECTO DE.	VIA TERRESTRE	DISTANCIA(Km)	TIEMPO (Horas)
Lima Chala			
(Panamericana sur Km 623	Asfaltado	623	8.5
Km 623 concesión minera	Asfaltado	36.7	1.5
TOTAL		659.7	10

Figura 27. Plano de ubicación de la mina S.M.R.LAS BRAVAS DE ICA N°2



Fuente: Geología operaciones S.M.R.LAS BRAVAS DE ICA N°2

1.3. Relieve de la Mina

La zona presenta una topografía moderada y en algunas áreas es accidentada, emplazada en rocas intrusivas del batolito de la costa y cuyos efectos es debido a los agentes erosivos como el viento, la lluvia y los cambios bruscos de temperatura.

Se observan formas positivas con cumbres redondeadas y poco empinadas con elevaciones desde 1600 m.s.n.m. a 3000 m.s.n.m. y como formas negativas tenemos

quebradas secas producto del fuerte tectonismo con altitudes que van desde 1100 m.s.n.m. a 1600 m.s.n.m.

1.4. Clima y Vegetación

El clima de la zona es muy variado, esto se debe a la diferencia de cotas la cual se relaciona con la distancia al nivel del mar, igualmente juega un papel importante las estaciones del año.

Pero generalmente es cálido y seco con variaciones en temporadas del año, constituyendo una zona árida, las temperaturas medias anual máxima es de 28° C y la temperatura media anual mínima es de 15°C, donde las lluvias se restringen a enero, febrero, marzo en pocas cantidades o precipitaciones moderadas.

La vegetación está representada en los valles, donde se tienen cultivos de árboles frutales como palta, pera, aceituna, manzana, lúcuma, duraznos, uvas y otros. Asimismo se tiene alfalfares, maíz, papas, camotes, cebollas y otros cultivos pero en pocas cantidades, lo suficiente para su propio consumo. En las zonas elevadas por encima de los 3500 m.s.n.m. se encuentra pastos naturales como el ichu. La fauna está representada por el ganado vacuno, porcino, caprino, ovino, también en pequeñas cantidades.

1.5. Hidrología

Está representado por el río Cháparra el cual evidencia el drenaje principal así como varias quebradas que son tributarios, el río de Cháparra discurre en dirección NW hacia el Océano Pacífico, y tiene su origen por filtración de la laguna de Parinacochas, siendo los ríos Pongomayo, Huilafro y Atun Mayo los colectores principales.

Su caudal es variable en invierno disminuye al mínimo caudal, mientras que en verano aumenta en gran escala.

En general, el drenaje de la zona es del tipo dendrítico a sub dendrítico, típico de las zonas de roca ígnea, siendo controlado por el sistema de fallamiento y diaclasamiento que afecta a las rocas intrusivas.

2. Geología de la Mina

2.1. Geología regional

Regionalmente el proyecto Chaparra corresponde al emplazamiento de un sistema mesotermal de vetas auríferas en rocas intrusivas del batolito de la costa (Cretaceo- Terciario Inferior).

El Batolito de la costa está formado por:

- La super unidad Linga, constituida por granodiorita y monzonitas, grandado hacia el interior a gabro. La existencia de diques delgados de color negro (lamprofidos) también caracterizan a esta unidad.
- La super unidad Tiabaya, asociada a las últimas fases de intrusión del batolito y cuya particularidad en haberse emplazado en la faja central y longitudinal, limitando al SO con la super unidad Linga y al NE con la super unidad Incahuasi. Está constituida por tonalitas, granodioritas, con presencia de xenolitos redondeados y cristales bien formados que por sectores forman "pegmatitas" así mismo se observa la presencia de diques de composición microdioríticas.
- Un complejo de pequeños cuerpos hipabisales de composición andesítico-dacítico, de tono gris verdoso de grano fino, es denominado Complejo Bella Unión y se emplaza en el flanco Oeste del batolito a lo largo del eje comprendido entre N30° a 40°W.
- En el área de la mina las rocas predominantes son volcánicas e hipabisales de composición andesítica pertenecientes al complejo Bella Unión (Cretáceo

medio), también se presentan rocas intrusivas de composición diorítica y monzonitas de grano medio a fino.

Sobre yaciendo a las rocas del complejo Bella Unión se encuentra la formación Moquegua con tobas dacíticas-riolíticas de la formación Huaylillas (Terciario Superior). Al sur de las concesiones afloran rocas sedimentarias de la formación Millo (Terciario Superior), estas rocas cubren a las rocas del complejo Bella Unión, que son las que hospedan a la mineralización, por lo que es posible que otras vetas paralelas a las vetas Carmen y Esperanza puedan encontrarse encapadas.

2.1.1. Rocas Hipabisales

Denominado por J Caldas (1978), se trata de rocas no diferenciadas, al ser tan variables en composición, pero de naturaleza andesítica a dacítica, intruida por plutones menores de andesita a dacita con diques de naturaleza andesíticas.

Se tratan de rocas sub volcánicas, del cretáceo superior, que se ha intruido casi con la misma edad de las rocas del batolito (superunidadLinga).

En el proyecto la roca predominante es de composición (Andesita) de textura porfirítica grano grueso a medio llegando a fino en algunos sectores del denuncia. Así como también tenemos presencia de Sienita a manera de intrusivos menores. Esta roca sirve como roca huésped a la mineralización presente en la zona.

- **Andesita:** Roca ígnea volcánica (intermedia) de textura afanítica generalmente de color verde, pudiendo variar de rojizas a otros colores, según la alteración.

Presentando como minerales esenciales: Plagioclasa, ferro magnesianos y con un cuarzo que se presenta en mínimas cantidades (10%). Estas rocas se presentan generalmente al este de la concesión.

- **Sienita:** Roca ígnea plutónica de color blanco, textura granular presentando como minerales esenciales: Feldespatos (ortosa y plagioclasa), anfíboles (horblenda), accesorios como piroxenos además de pocas cantidades de cuarzo y mayor porcentaje de biotitas que presentan una fuerte cloritización y diabasas porfíricas de grano medio grises a verdosos. Se presenta muy pegada hacia la veta Aurora, al norte del campamento.
- **Diques Andesíticos:** Por el alrededor de la veta Aurora encontramos enjambre de diques andesíticos y apliticos de rumbo NE a SW de anchos de hasta 0.50m a 02m, con disseminación de pirita. Fina muy localizada hacia las cajas.
- **Stocks Dioríticos:** Está formado por roca grises moteadas, de grano muy grueso, compuesto principalmente por plagioclasa, con abundantes fenocristales (horblenda bien desarrolladas y biotitas), estas ocurren al sur de la concesión, muy pegado hacia la veta Carmen y se orienta hacia la veta Esperanza este, estos diques han sido intruidos muy posterior a la mineralización debido a que no afecta en nada su intrusión.
- **Monzonitas:** Se encuentran al oeste de la concesión, son rocas de grano medio a fino con abundante ortosa, plagioclasa y cuarzo con pocos fenocristales, presenta un color gris claro a rosáceo, tiene una edad cretáceo superior.
- **Formación Moquegua:**

Se describe con este nombre a afloramientos de depósitos continentales en la quebrada Millo, están formados por rodados de cuarcitas y calizas en una matriz arenosa-tobacea, sobre yace al complejo Bella Unión, en la quebrada Pan de azúcar tiene un afloramiento de 400 m y los elementos están redondeados a subredondeados. Es de edad Neógeno-Miocena, en la zona afloran en todo el petitorio minero, ocultando gran parte de las vetas mineralizadas.

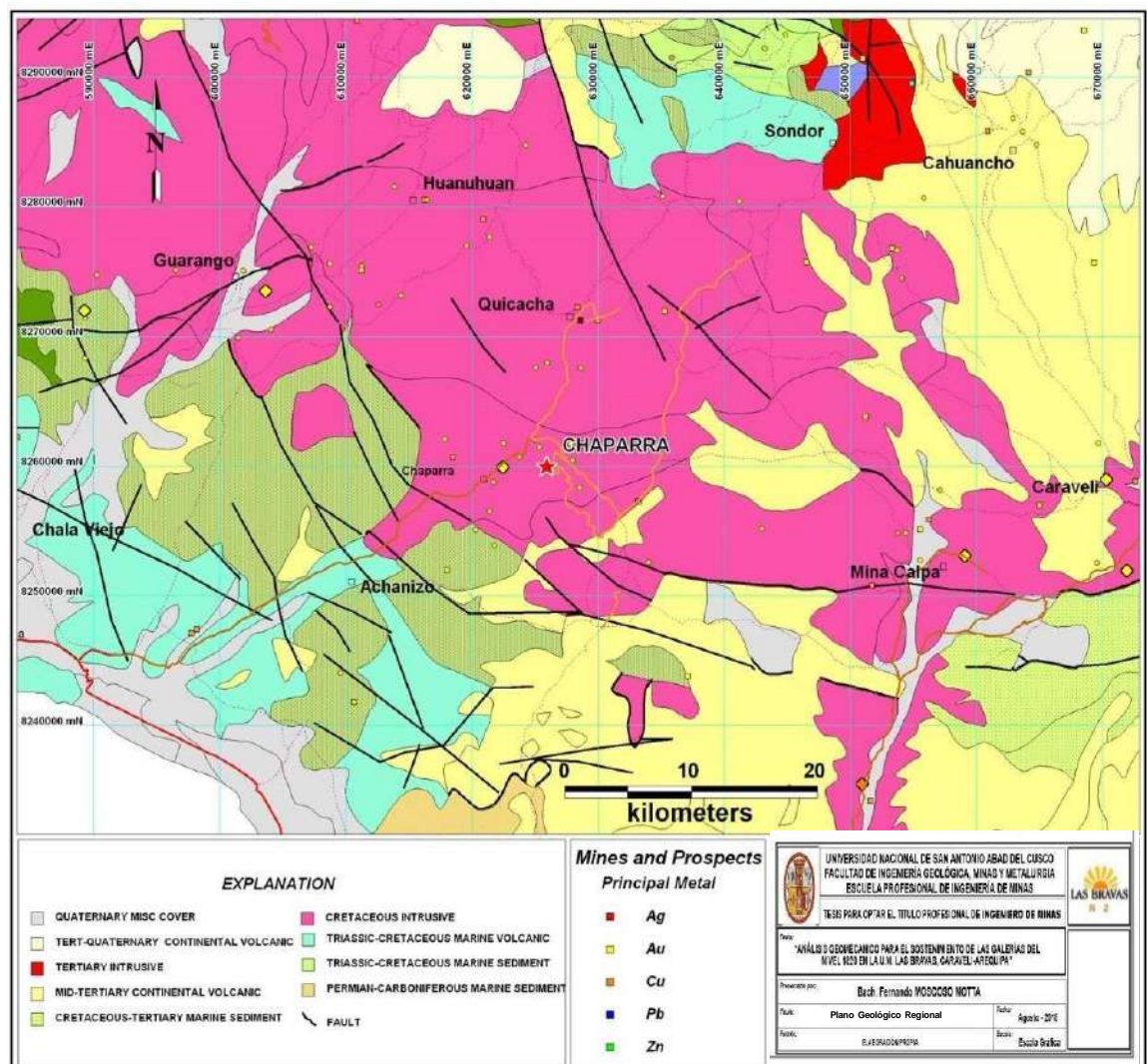
- **Formación Huaylillas:**

Se presenta al NE de la concesión, está formada por una secuencia piroclástica.

Son rocas volcánicas, ignimbritas de color rosado claro, siendo clasificadas como riolitas, riolacitas y andesitas.

Esta descansa en discordancia sobre la formación Moquegua, se presenta en forma de horizontes de 10 m y 200 m. Presenta una edad Neógeno Miocena.

Figura 28. Plano Geológico Regional



Fuente: INGEMMET (2017)

2.2. Geología Local

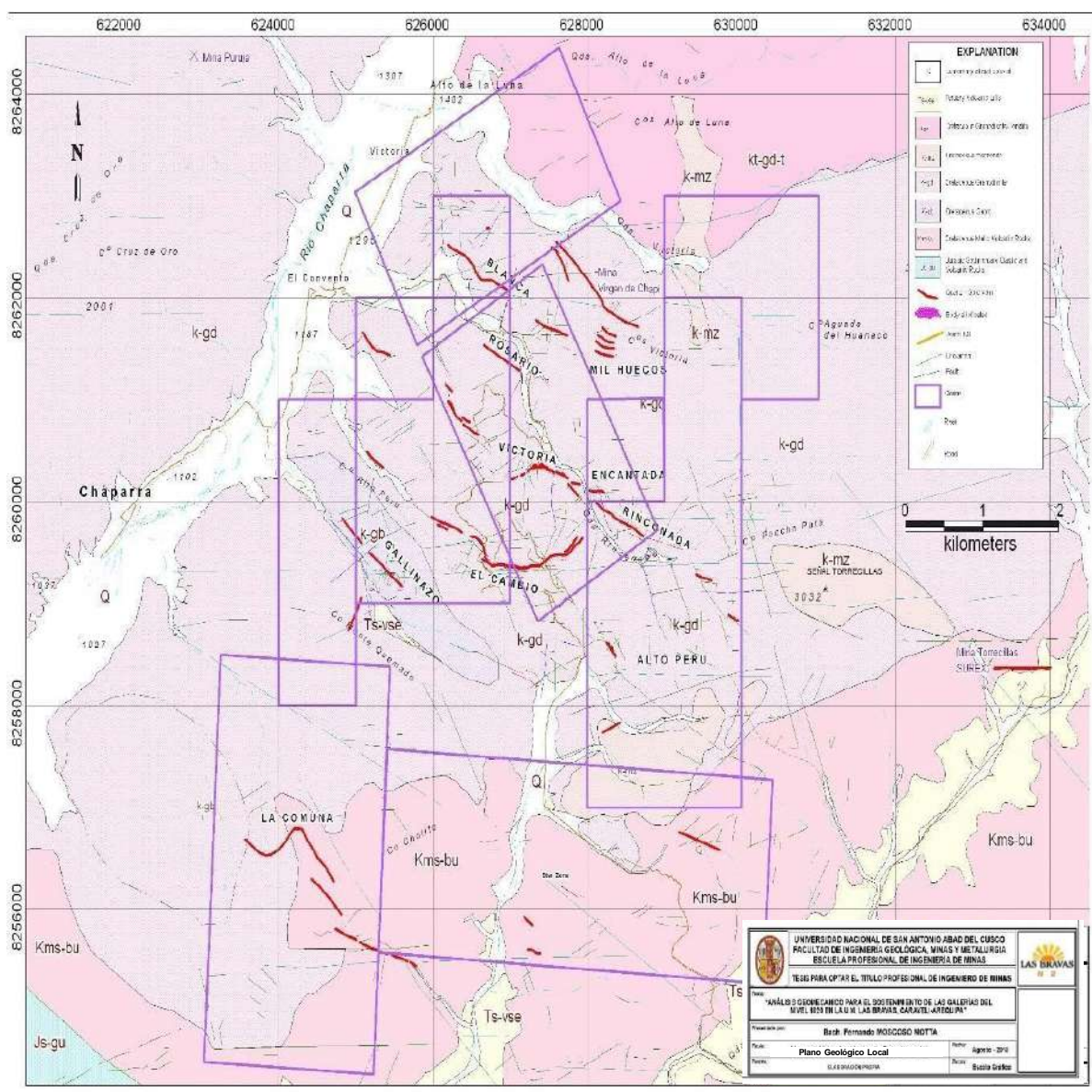
Regionalmente la mina está dentro de una franja de cobre-oro, que sigue un alineamiento Este-Oeste y en ella se encuentran yacimientos de oro de mediana y pequeña escala como Ocoña, Calpa, Caravelí, Ishihuinca, Orión, Esperanza, Eugenia, Posco, y otros. Esta faja forma parte del cinturón aurífero Nazca-Ocoña. La mina Las Bravas se sitúa en la parte central de la franja y su potencial corresponde a un yacimiento de mediana escala minera.

La geología del área está conformada por vetas delgadas y medianas (potencia entre 0.15 y 0.80 metros) emplazadas dentro del paquete intrusivo del Batolito de la costa peruana. Este paquete intrusivo tiene sus respectivas variaciones que van desde intrusivos faneríticos como granodioritas, dioritas de grano medio y paquetes sub-volcánicos con pórfidos andesíticos.

Es un yacimiento epitermal de baja sulfuración con alcance mesotermal; emplazadas en rocas intrusivas a sub-volcánicas. El potencial aurífero de cada veta es variable debido a la irregularidad de leyes. El promedio de leyes en las vetas oscila de 3 a 25 gr/ton.

La característica principal de las vetas es la formación de cimoides de pequeño y gran tamaño con estructuras menores como tensionales del modelo. Otra característica importante son las aureolas de alteración propílica e intensa cloritización en las cajas cercanas a las vetas y aureolas de alteración mayores en las intersecciones de los cimoides.

Figura 29. Plano Geológico Local.



FUENTE: INGEMMET (2017)

Localmente, las unidades litoestratigráficas corresponden a rocas de carácter intrusivo a subvolcánicos de composición intermedia dentro del batolito de la costa, además de la presencia puntual de estratos de cenizas volcánicas (Fm Sencca) y coberturas cuaternarias coluvio- aluviales

2.2.1. Tipo y Genesis del Yacimiento

El origen del yacimiento está estrictamente ligado y asociado al magmatismo producto de la tectónica de placas, en donde interactúan la placa Nazca y la placa sudamericana en un proceso de subducción a lo largo del plano de Benioff.

Este tipo de Yacimiento aurífero, basado en su morfología, textura, paragénesis, minerales de alteración, estabilidad de minerales y correlaciones, es un filón de tipo epitermal de baja sulfuración a intermedia y epigenético, porque la mineralización se encuentra rellenando fracturas en donde la roca caja actúa como receptor de las soluciones acuosas hidrotermales ascendentes o hipogénicas.

Se la considera como Mesotermal a Epitermal, por la presencia de los diques hipabisales y por la moderada alteración de la roca encajonante en profundidad (se considera 1.2 Km), con una temperatura de formación de 150° a 300° C.

Asimismo, es de baja a intermedia sulfuración por que predominan los filones en fracturas con relleno de cavidades, no se observa reemplazamiento de las cajas ni abundante disseminación, se tiene bastante cuarzo estable con pirita y escasa cantidad de minerales de cobre (calcopirita), no se tiene alteración argílica avanzada, pero si se observa abundante caolín específicamente en la veta Farallón.

También es importante mencionar que por su forma filoneana, presenta numerosos lentes o clavos mineralizados de diferentes dimensiones, espaciados de manera irregular tanto en el sentido vertical como horizontal.

2.2.2. Paragenesis y Zoneamiento

En lo referente a la Paragénesis, nos referimos al orden cronológico de la deposición del mineral.

De acuerdo a los mapeos, muestreo, evaluaciones, correlaciones y otros detalles observados en campo, se deduce la probabilidad que en el yacimiento se presentaron más de tres eventos o pulsaciones de soluciones hidrotermales, pero se tiene marcado dos de ellos; aún se continúa los estudios.

En una primera etapa se depositó gran cantidad de cuarzo lechoso y pirita aurífera de grano grueso a medio con presencia de oro nativo (charpa) grueso y poco fino y de valores bajos.

En la segunda etapa otro evento de cuarzo-pirita, pirita fina grisácea, calcopirita, conteniendo oro fino en mayor concentración con valores más altos.

Como mineralización hipogénica tenemos:

- Cuarzo (muy abundante)
- Pirita (regular cantidad)
- Calcopirita (muy escaso)
- Oro nativo grueso (menor cantidad).
- Oro fino (mayor cantidad)

Como mineralización supergénica tenemos:

- Hematita (regular cantidad)
- Limonitas (abundante)
- Calcita (regular cantidad)
- Yeso (escaso).

El Zoneamiento está en función de la sucesión, de la composición del mineral, de la distribución y de la química que le corresponde en base a la potencia, dirección y el buzamiento de la veta. En base a un análisis general

se tiene que las leyes de oro en el nivel 1964 y 1948 son más elevadas que el nivel 1935 y 1925, con potencias entre 0.30 m y 1.50 m, pero conforme se va profundizando las leyes de oro aparentemente se mantienen, la potencia de veta se mantiene. En los niveles 1820, 1844 y 1866, últimamente desarrollados, ocurre lo mismo; sin embargo, lateralmente hacia el Oeste se observa una ligera disminución de las leyes, (veta Cambio). En los niveles 2000 y 1914 de la veta Farallón, las leyes de oro son relativamente medias con anchos de 0.50 m y 0.77 m, pero conforme se va profundizando las leyes de oro disminuyen en el nivel 1860; sin embargo, en el nivel inferior (1820 m), las leyes nuevamente se incrementan con potencias de la veta de 0.30 a 0.45 m de promedio. Estas evidencias nos darán luces sobre los frentes de deposición inicial, máximo y final de cada una de las pulsaciones de los fluidos mineralizantes; actualmente en estudio y evaluación.

En la veta cambio se observa un emplazamiento en forma de lentes o rosario con bolsonadas hasta de 10 m de longitud, estas bolsonadas tienen una separación desde 1 m hasta los 10 m, de igual forma en la veta farallón se tiene bolsonadas de manera continua y otras separadas.

En los niveles inferiores 1830, 1844 y 1866 en la veta cambio, se observa concentraciones de lentes mineralizados con leyes interesantes en la parte central del clavo, mientras en los extremos las leyes van disminuyendo gradualmente, lo que nos indica hasta el momento que el corazón del clavo está en la parte central (Tajos 929 y 881).

En cuanto a las leyes diremos que son bastante irregulares y erráticas puesto que varían desde 0.10 Onz/Tc hasta 2 Onz/Tc, promedio de 0.60 Onz/Tc; en la veta

Farallón varían desde 0.10 hasta 1.50 Onz/Tc en algunos sectores con un promedio de 0.20 Onz/Tc.

Cabe señalar que como producto de la percolación de las aguas meteóricas se ha originado el proceso de lixiviación oxidando a la pirita, para formar la jarosita, la goethita y la limonita así mismo se oxidó la calcopirita para formar la hematita y a su vez se crearon cavidades en donde el oro pudo depositarse físicamente generando concentraciones irregulares y esporádicas, esto se presenta específicamente en la veta farallón el cual contiene mineralización en zona de óxidos.

2.3. Geología Estructural

El batolito de la costa presenta varios sistemas estructurales, siendo el más importante por su magnitud el sistema de orientación NO-SE, y los otros sistemas presentes en la región tienen orientación E-O y NE-SO. Estas familias de estructuras subverticales muchas veces están rellenas por diques de composición básica, encontrándose deformados por efectos estructurales.

La mineralización en el sector está controlada por estos sistemas, y el desplazamiento de ellas tienen como resultado los diferentes niveles de exposición.

El principal trend estructural asociado a la mineralización aurífera es el de orientación generalizada E-O (N110°), correspondientes a las vetas El Cambio, Victoria, Veta Blanca, Sector La Aguada, etc., fallas normales que interceptadas con lineamientos N70° y N150° hacen cambios de fallamiento, dextrales principalmente.

2.3.1. Tectónica

Las estructuras están netamente relacionadas a la tectónica andina, producto de la subducción de la placa de Nazca por debajo de la placa Sudamericana. Estas estructuras mineralizadas de oro están netamente ligadas a la provincia aurífera que

se da desde Ocoña a Palpa, generalmente relacionadas, en un ambiente de deposición en sistemas de fallas y fracturamientos producto de la deformación regional.

2.3.1.1. Fallas y Fracturas Pre-Mineralización

Las fuerzas tectónicas que actúan sobre una roca producen la deformación de la misma, ocasionando fracturamiento, donde el grado de fracturamiento está en relación directa con el grado de compactación que tiene la roca, en la formación de estas fracturas han intervenido fuerzas de compresión y distensión las cuales han producido fallas pre-mineral y post- mineralización.

La granodiorita presenta un sistema de fallamiento en bloques, con rumbo N 60° W, y Bz de 85° NE, hasta verticales.

La mineralización tiene una amplia relación con el sistema de fallas esencialmente en las intersecciones de falla, donde las concentraciones de oro son altas inclusive presentándose oro nativo, también la presencia de lazos cimoides en forma de vetillas indica la presencia de vetas de alta ley por encima de 10 Onz/TM.

En el área afloran diques andesíticos oscuros del complejo Bella Unión de edad Cretáceo Superior, se encontró gran cantidad de diques Andesíticos con fenocristales de plagioclasas, con direcciones de N 70° W, E – W, estos diques han actuado como conductores de la mineralización y a lo largo de su afloramiento es visible en forma paralela a los diques, las vetas que se presentan de esta manera tienen una dirección de N 60° W, en el lado oeste de la veta Cuatro Horas se encontró diques andesíticos silicificados con dirección N 20° W, con intrusiones de brecha de turmalina con clastos de cuarzo, esto evidencia y corrobora la presencia de una actividad hidrotermal que mineralizó los fracturamientos existentes.

También es notoria la presencia de cuerpos de dacita con textura porfirítica y fenocristales de plagioclasas, hornblenda bien cristalizados de 2 a 5 mm, con una pasta afanítica verde grisácea, la cual tiene relación con un cuerpo hipabisal denominado dacita de Molles, siendo su afloramiento en el cuadrángulo de Acarí y de acuerdo a los rasgos petrográficos se puede estimar que este cuerpo que aflora en la zona de estudio pertenece a una de las pulsaciones del emplazamiento de esta dacita de Molles quien probablemente trajo la mineralización; en la zona de estudio se le ha denominado a este cuerpo como una dacita porfirítica y presenta varios cuerpos, el de mayor dimensión se encuentra cortado por una veta cuyo rumbo es N 80° W el cual se correlaciona con el rumbo general de la veta cuatro horas N 70° W, las fallas en superficie son del tipo gravitacional post mineralización, con dirección N 30°W lo cual produce un fallamiento en bloques que desplazan a la veta desde unos metros hasta más de 20 metros, estas fallas se les reconoce por los espejos de falla que se encuentra en la quebradas, también cabe resaltar la presencia de fallas con rumbos N 40°W y potencia de 01 a 10 metros, con contenido de mica tipo moscovita bien cristalizada, clorita, los cuales han sido silicificados.

En superficie la veta cuatro horas tiene un rumbo que va de N 70° W a N 80° W y un buzamiento irregular de 35° a 45° al NE, cortado por fallas del tipo gravitacional con rumbo N 30°W cambiando el rumbo general de la veta.

- **Fallas pres-minerales:** estas fallas se formaron por fuerzas compresionales, por las cuales la mineralización, los diques y los cuerpos hipabisales se emplazaron después de haberse producido la cristalización del cuerpo intrusivo. La formación de estos yacimientos filoneanos como es el caso de la veta principal Cuatro Horas, Santa Rosa, veta Milagrosa, se da después de haberse formado los diques andesíticos producto de las deformaciones tectónicas apreciables, rellenando todos los

fracturamientos pre existentes, probablemente estos cuerpos filoneanos pertenecen al terciario temprano.

- **Fallas post-mineral:** están constituidas por fallas gravitacionales, transversales a la estructura mineralizadas, las fallas de rumbo tienen rumbos E – W y N 88° W, algunas estructuras mineralizadas ocasiona debilitamiento de las cajas, las fallas transversales con dirección N 08° W, N 10°W ocasionan desplazamientos locales de escasos metros, inclusive desarrollando un fallamiento escalonado, esto solo es observado en interior mina, las fallas gravitacionales con rumbo N 30° W, y con una inclinación vertical a sub vertical, que se presentan son de gran interés puesto que desplazan a la estructuras mineralizadas.

2.3.2. Geología Económica

Desde el punto de vista metalogénico el yacimiento las Bravas forma parte de la provincia Aurífera comprendida entre Nazca y Ocoña. Este yacimiento es del tipo Filoneano, emplazado en el Batolito de la costa, en donde afloran vetas casi paralelas, con rumbo N – 70° - W con tendencia a E – W y cuyos buzamientos oscilan entre 37° a 50° al N, con una potencia de 0.20 a 2.00 m. siendo la veta Cambio y Farallón de gran importancia por su ancho y leyes de Oro. Se tiene como roca principal a la granodiorita y limonitas de la unidad Tiabaya, la cual ha sido intruida por numerosos diques hipabisales de lamprófidio con leve a fuerte alteración (cloritización), la alteración en el contacto con la roca encajonante y la estructura mineralizada es moderada con presencia de cloritización, silicificación, pirita de grano grueso y fino, cuarzo lechoso, calcita, sericita (veta cambio) y gran cantidad de óxidos de fierro (jarocitas, goethita, hematita), cuarzo lechoso, sericita, arcillas del tipo caolín, cuarzo poroso, yeso; presentando en algunos tramos estructuras tipo Boxwork o cavernoso (veta Farallón). La veta Cambio es importante por su potencia

promedio de 0.50 m, llegando a 1.60 m. con una ley de 0.10 a 2 Oz/tm, actualmente en explotación; asimismo la veta Farallón tiene tramos mineralizados muy importantes con una potencia de 0.30 m a 2 m. y una ley de 0.10 Oz/tm, alcanzando a 0.50 Oz/tm.

2.3.2.1. Mineralogía

La mineralización se presenta en vetas mesotermales con azimut promedio N100° y otras con azimut N150°, buzando 40° -60° al S ó N.

Las estructuras ocurren acompañadas de cuarzo blanco lechoso, masivo, bandeado, crustiforme y moderadamente fracturada con oquedades rellena e óxidos limoníticos, hematita, jarosita, además de presencia de piritita y arsenopiritita en la zona de sulfuros.

La veta El Cambio de orientación E-W y fluctuaciones hasta N100°, buzamiento 45° al N, es la más constante y continua, 1000 m de exposición superficial, fue inicialmente trabajada por la Cía. Consorcio Minero y presenta una potencia promedio de 1 m con “clavos” hasta 4 m.

El muestreo inicial de Absolut en las labores subterráneas nos dio valores promedio de 13.3 gr/t de Au en un tramo de 52 m y 7.3 gr/t de Au en 32 m.

En los sectores de La Fiebre y veta Victoria las estructuras se observan brechadas con clastos subangulares.

En la veta Victoria los espesores varían de 0.50 a 1.00 m, llegando a 4.60 m, con orientación N100° y buzamiento 48° al S, en la proyección al Oeste el buzamiento cambia al Norte. Los valores en la etapa de producción muestran promedios de 11.5 gr/t Au.

La mineralogía observada consiste en cuarzo-oro-hematita-jarosita- sericita-carbonatos-pirita, y la mineralización está controlada principalmente por la presencia de sílice, óxidos y pirita fina.

El mineral más importante que se encuentra presente en la veta Santa Rosa es el oro, se les agrupado en minerales de mena y minerales de ganga.

Minerales de mena

- ✓ **Oro.** Principalmente se presenta en forma macroscópica (oro nativo), también el oro microscópico o fino se manifiesta mayormente en la limonita.
- ✓ **Cuarzo.** Está netamente asociado al Au porque la pirita por acción meteórica del agua origina cavidades en forma de Boxwork y es ahí donde el oro se deposita, acá se ha podido encontrar las mayores leyes en oro.
- ✓ **Pirita.** Su ocurrencia se presenta en los diferentes niveles en forma regular, en los niveles más bajos se presenta diseminada.
- ✓ **Calcopirita.** su presencia es restringida y prácticamente se encuentra en la zona mixta de óxido-sulfuro.
- ✓ **Especularita.** Su presencia también es restringida y no se le considera guía mineralógica por estar en zonas de pobre mineralización.

Minerales de ganga

Se distinguen minerales característicos de la zona de óxidos principalmente:

- ✓ Cuarzo lechoso y blanco (SiO_2).
- ✓ Hematita (Fe_2O_3).
- ✓ Limonita ($2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$).
- ✓ Calcita gris oscura (CaCO_3).
- ✓ Pirita (SiO_2).

2.3.2.2. Nivel de Producción y Vida de la Mina

Para llevar a cabo una aproximación de la vida de la mina tomaremos el volumen estimado de las reservas minables y el mineral potencial (usando la cubicación nominal de la Mina Las Bravas de Ica.

Reservas minables: 43, 151 Tons

Mineral potencial: 69, 583 Tons.

Total: 112, 734 Tons.

Recuperando un 95% en mina, el volumen del mineral a obtener será:

$$0.95 \times 112, 734 \text{Tons.} = 107, 097.3 \text{Tons}$$

El mineral de mina Las Bravas de Ica es tratado por flotación. El transporte es mediante volquetes, se llega a la planta desde la mina en un aproximado de 04 horas, con un recorrido de 156 Km.

Es bueno mencionar que a medida que se avancen y profundicen las vetas desde el nivel 1, 855, el potencial podría aumentar; debido a la longitud de dichas vetas.

2.4. Operaciones de minado

2.4.1. Capacidad de Producción

La producción diaria de mineral es de 200 TMD con una ley de cabeza promedio de 0.60 Au Oz/TM, La ley de cut-off de operaciones es de 0.54 Au Oz/TM con una producción mensual de 6, 000 Tons/Mes, al año 72000 TM al año

2.4.2. Método de Explotación

2.4.2.1. Método de Corte y Relleno Ascendente.

Este método es utilizado en las diferentes zonas de la Unidad Minera Aurífera Las Bravas por qué el yacimiento que se presenta con vetas de buzamiento de 40°-50°, con sostenimiento de puntales con plantilla de madera o cuadros de madera y el relleno se realiza con material detrítico (desmonte), teniendo una producción diaria de 65 toneladas aproximadamente.

De las condiciones de Diseño se puede mencionar que el yacimiento tiene una caja medianamente competente y también no competentes, el mineral debe tener buena ley y tener disponibilidad de relleno. El mineral es extraído en forma horizontal empleando la técnica del circado, (Método de explotación utilizado para la extracción de depósitos de vetas. Cuando la veta es muy angosta, se explota selectivamente, de modo que en una primera voladura se extrae el material estéril y luego en una segunda voladura, la veta.), luego se aplica desquinchado de las cajas hasta obtener un ancho mínimo de trabajo, este material queda como piso para continuar con la siguiente perforación.

Cada block de mineral tiene una longitud de 20 m. delimitado con chimeneas de servicio a los extremos del block, así mismo se aperturan tolvas y caminos cada 20 m. que sirven como echaderos y acceso una vez que todo el corte ha sido

disparado. Éste método de minado es empleado principalmente para controlar el ancho de minado y evitar una mayor rotura de cajas en zonas donde los hastiales presentan problemas estructurales como fracturamiento, diaclasamiento o fallas paralelas a la estructura mineralizada.

- **Ventajas del método**

Este método de explotación se caracteriza por poseer las siguientes características:

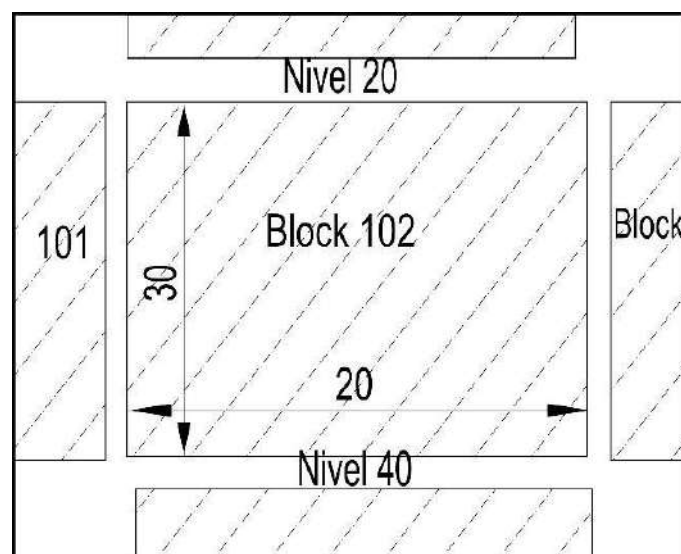
- Es muy económico.
- Gran rendimiento.
- Buena ventilación

- **Desventajas del método**

Entre algunas de las desventajas podemos nombrar las siguientes:

- Mucha preparación.
- No es selectivo (vetas con variaciones de potencia).
- Presencia de agua en frentes (tiros cortados y sopladados)
- Consumo de madera alto.

Figura 30. Block de minado

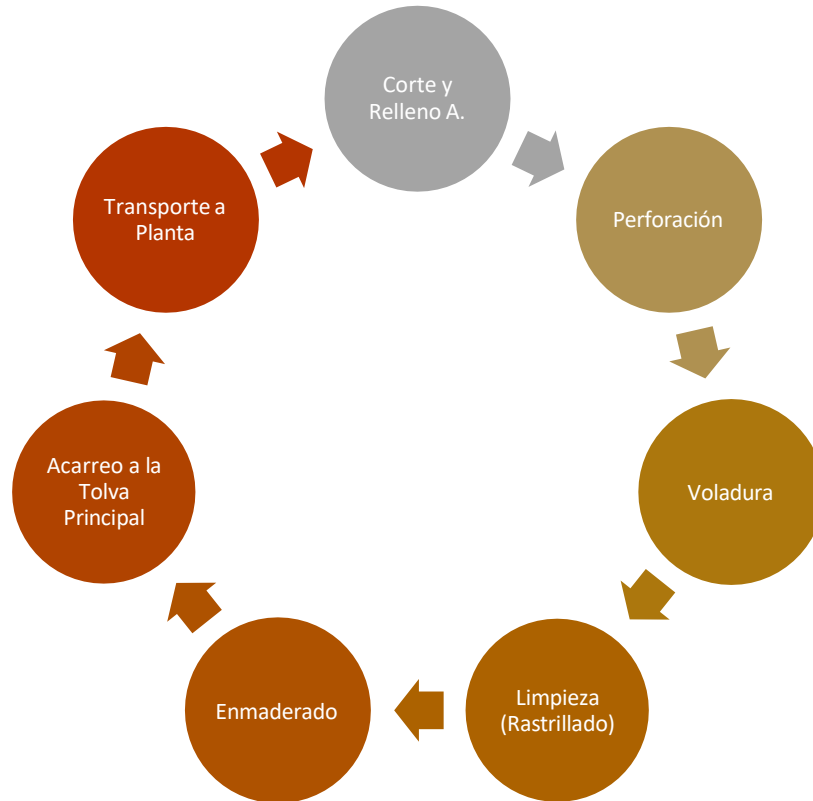


Fuente: U.M. Las Bravas

2.4.3. Ciclo de Minado

En el siguiente grafico se muestra el ciclo de minado de la mina.

Figura 31. Ciclo de minado



Fuente: Análisis propio

2.4.3.1. Perforación y Equipo

El proceso de perforación se lleva a cabo utilizando aparatos neumáticos y eléctricos, incluidos dispositivos de perforación tipo pata de gato seco fabricados por ATLAS COPCO. Además, se utiliza una máquina divisora Bosch. Los perforadores neumáticos JACK LEG RNP S83 funcionan con dos compresores diésel de 186 CFM fabricados por Atlas Copco. El uso de diversas máquinas perforadoras se atribuye a su adaptabilidad y capacidad para atravesar cualquier terreno. En circunstancias difíciles, estas máquinas son indispensables y pueden configurarse para realizar

taladros tanto inclinados como horizontales, dado que la masa de granito presenta variaciones regionales.

2.4.3.2. Brocas y Barrenos que son utilizados en las Bravas

Se trabaja con brocas de botones de tipo balístico de 38 y 41 mm, con barras de 4 y 5 pies en Jack leg y con barras de 2 y 3 pies con la maquina Bosch; el ancho de beta para este tipo de vetas es por lo menos de 0.2 a 1.10 m, una vez disparado y limpiado el mineral roto se realiza el descaje con el fin de poder rellenar el tajeo y amplitud suficiente como para que el perforista opere con comodidad su máquina.

- ✓ Barrenos cónicos e integrales de 3, 4, 5 y 6 pies.
- ✓ Brocas descartables de 36mm. y 38mm

Fotografía 1. Barrenos



Fuente: Elaboración propio.

Cuadro 51. Parámetros para Galería

GALERIA	
Sección (mts)	2.1 x 2.4
Avance (mts)	1.4
Tiempo de perforación (hrs)	2.3
N° de Taladros	33
N° de taladros de alivio	3
Eff. Perforacion (mts)	95%
Long. De perforación (mts)	1.5
Seccion (mts)	4.41
Volumen (mts)	5.95

Fuente: Elaboración propia

2.4.3.3. Voladura y Explosivos

La voladura es una operación unitaria muy importante y necesaria para explotar el mineral, por tal motivo se realiza de manera secuencial, efectiva y versátil, donde se sigue un orden de encendido que hará detonar las cargas de taladros de esa manera, forma caras libres los que facilitan la rotura de la roca, Los explosivos utilizados son dinamita Semexsa 65% y Exadit 65% de la empresa Exsa, la columna explosiva consiste en 5 cartuchos, se utiliza fulminante N°11 que es conectado a un cordón detonante y a una mecha rápida para su iniciación.

La distribución de las cargas se hace en forma proporcionado, de acuerdo a las salidas de los taladros, comenzando del corte o arranque y terminando en los arrastres.

Cuadro27. Características técnicas de la dinamita Semexa

Producto EXSA	Cart/caja	Kgr/cart	Densidad gr7/cm3	Vi. Deton(m/s)
SEMEXA 65% DE 7/8'' por 7''	308	0.08177	1.12	4200

Fuente: EXSA

VOLUMEN Y TONELAJE ROTO (V):

$$V = \text{Sección}(m^2) \times \text{Avance}(m)$$

$$V = 5.04 \times 1.4$$

$$V = 7.056M^3$$

TONELADA POR DISPARO:

$$\frac{ton}{disp} = \text{volumen}(m^3) \cdot P.E \left(\frac{TON}{M^3} \right)$$

$$\frac{ton}{disp} = 7.056 \cdot 2.3 \left(\frac{TON}{M^3} \right)$$

$$\frac{ton}{disp} = 16.22 \text{ ton}/m^3$$

Log. De carga (l.c) = perf. Efectiva x 2/3

$$l.c = 1.4 \cdot \frac{2}{3} = 0.93m = 36.6 \text{ pulg.}$$

Kg de explosivo/disparo:

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cartucho}}{\text{taladro}} = \frac{36.6 \text{ pul}}{7 \text{ pulg}} = 5.23 \frac{\text{cart}}{\text{tal}}$$

$$\frac{\text{kg}}{\text{disp}} = 0.081 \frac{\text{kg}}{\text{disp}} \times 5.23 \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \times 33 \frac{\text{tal}}{\text{dip}} = 13.98 \frac{\text{kg}}{\text{disp}}$$

Cálculo de factor de carga:

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{explosivo utilizado kg}}{\text{volumen m}^3} = \frac{\frac{13.98}{\text{disp}}}{\frac{7.056 \text{ m}^3}{\text{disp}}} = 2.26 \text{ Kg/m}^3$$

Cálculo de factor de potencia:

$$\text{factor de potencia} = \frac{\text{explosivo util kg}}{\text{tonelada}} = \frac{13.98 \frac{\text{kg}}{\text{disp}}}{\frac{15 \text{ ton}}{\text{disp}}} = 0.89 \text{ Kg/m}^3$$

2.4.3.4. Limpieza y Equipos de Acarreo y Carguío

La limpieza es manual, se lampea el material hacia los vagones de carga U-35, Z-20 y Z-21 en el caso de tajeos la extracción es desde los subniveles hasta las tolvas de extracción y de allí a los vagones que son acarreados mediante las locomotoras a la superficie, de ahí se almacena en la cancha luego es cargado a volquetes de 20 y 15 toneladas y llevados a la planta de procesamiento.

Fotografía: 3 Vagón U-35



Fuente: Elaboración propia.

Fotografía: Locomotora



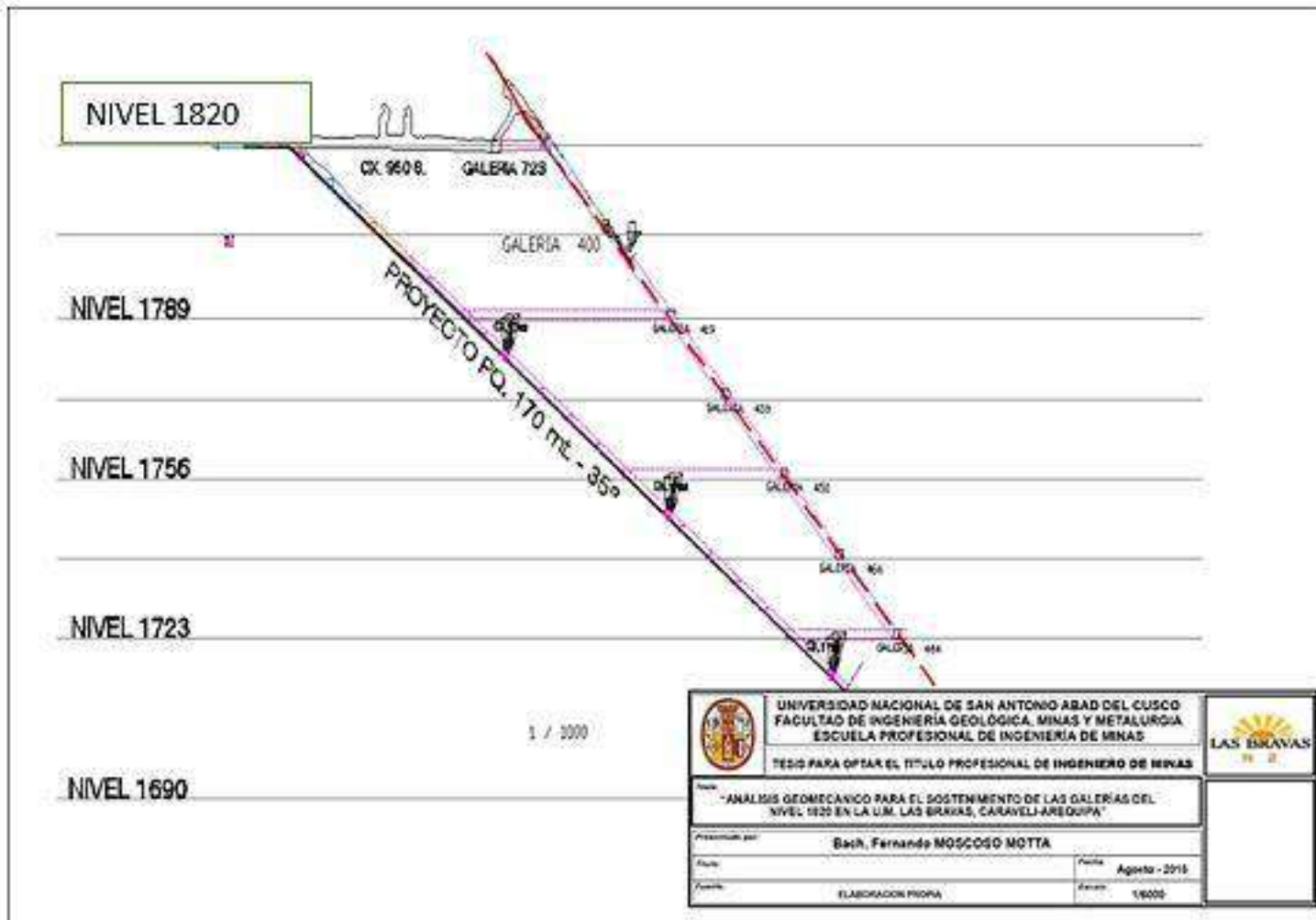
Fuente: Elaboración propia

ANEXO B

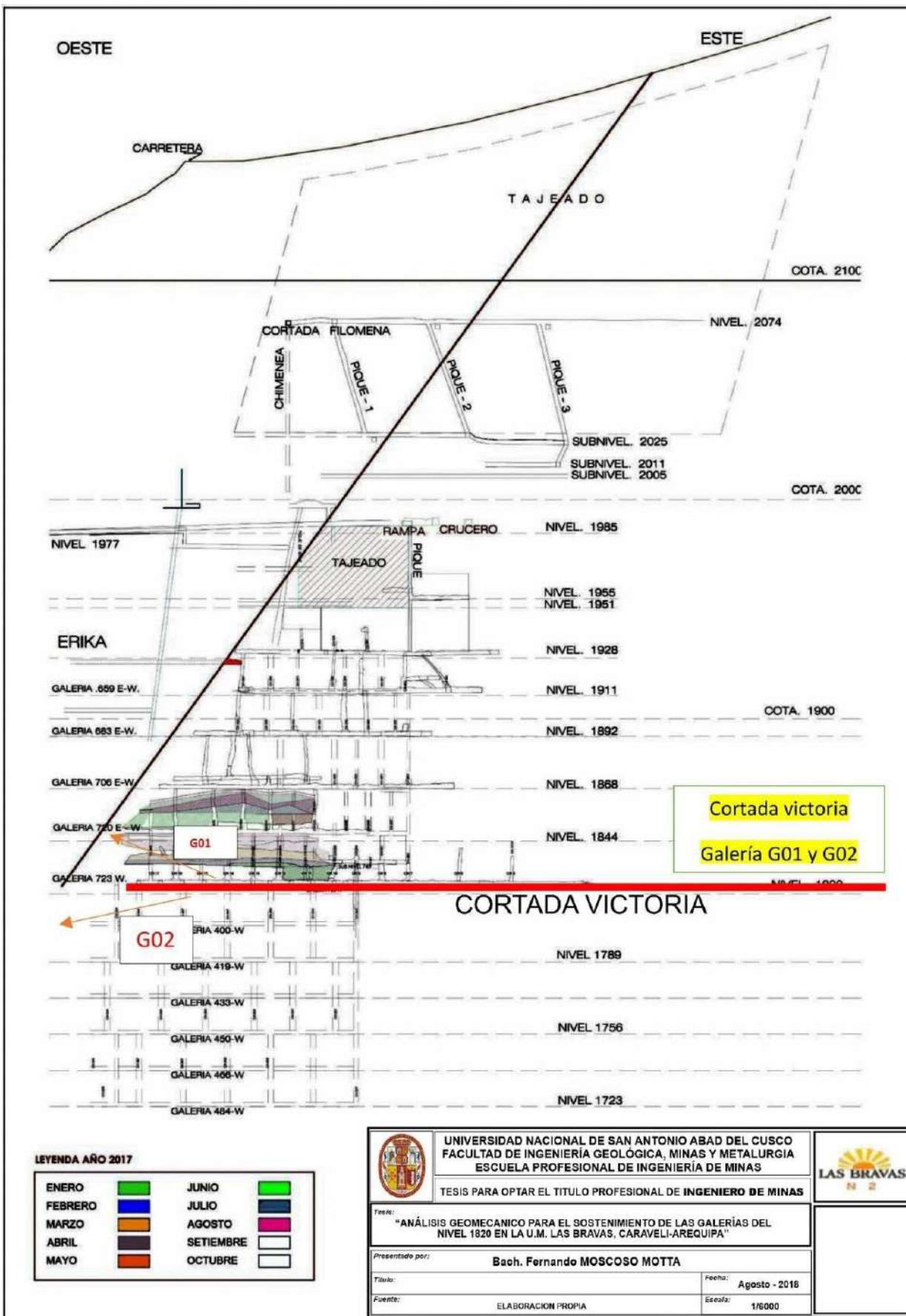
Anexo 01. Plano en perfil de las galerías G01 y G02



ANEXO 02. Plano del nivel 1820 U.M las Bravas



ANEXO 03. Plano de la cortada victoria U.M Las Bravas

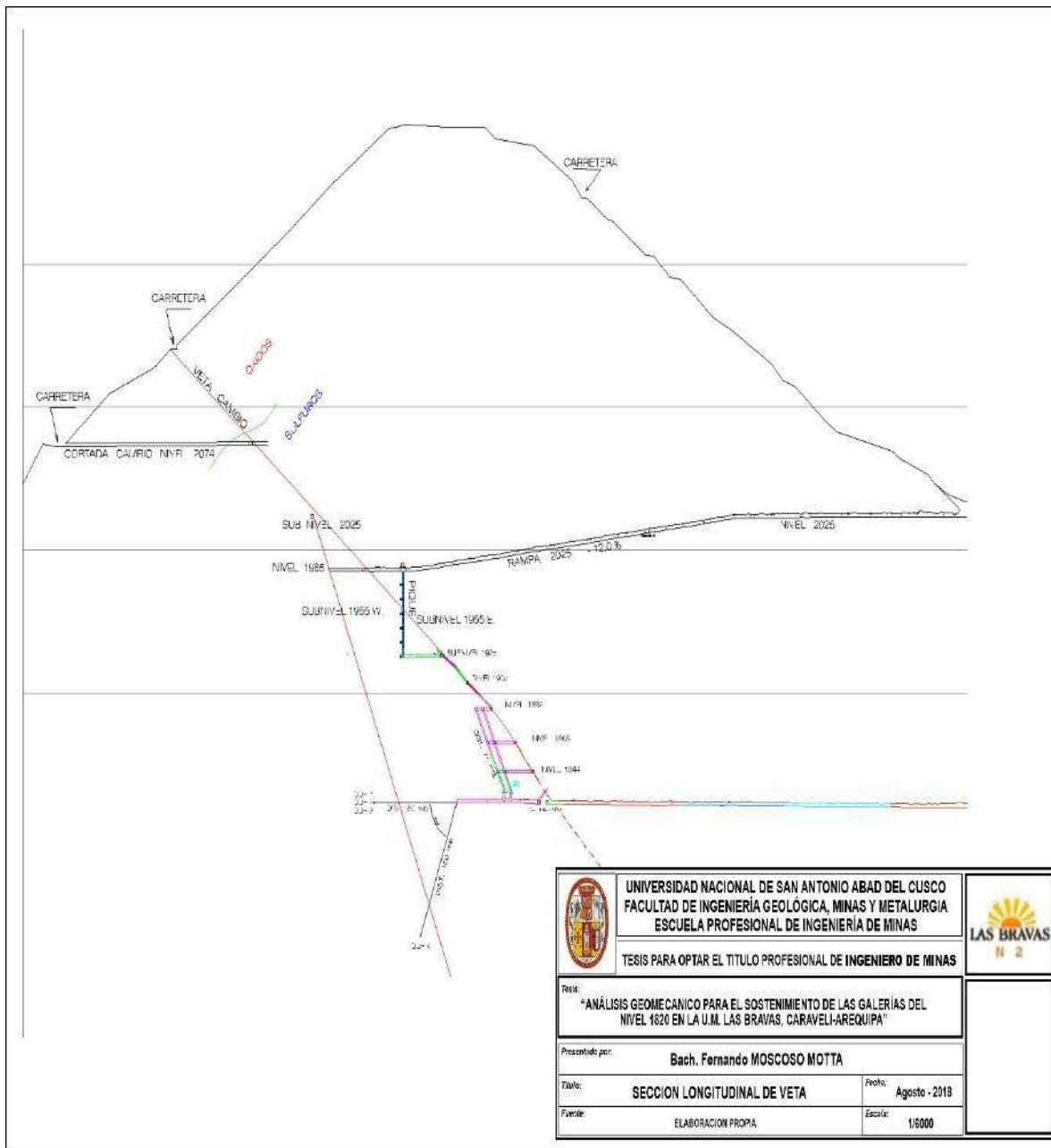


LEYENDA AÑO 2017

ENERO		JUNIO	
FEBRERO		JULIO	
MARZO		AGOSTO	
ABRIL		SEPTIEMBRE	
MAYO		OCTUBRE	

	UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALURGIA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tesis: "ANÁLISIS GEOMECANICO PARA EL SOSTENIMIENTO DE LAS GALERÍAS DEL NIVEL 1820 EN LA U.M. LAS BRAVAS, CARAVELI-AREQUIPA"			
Presentado por: Bach. Fernando MOSCOSO MOTTA			
Título:		Fecha: Agosto - 2016	
Fuente: ELABORACION PROPIA		Escala: 1/6000	

ANEXO 04. Plano de altura litostatica de la cortada victoria



ANEXO 05. Plano de ubicación de la U.M. Las Bravas



Anexo Mapeo geomecánico

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI										ESTACION																																																																																					
										E1																																																																																					
Nombre del Proyecto: U.M. Las Bravas Nivel: 1820 Labor: Galeria 001 Ejecutado por: Bach. Fernando Mocosco Motta Fecha: 8/10/2022					Litología Limonita Altura litostatica (h) 490 Rc / Sv 7,18					<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th># Fracture</th> <th>RQD (%)</th> <th>PARAMETROS</th> <th>S1</th> <th>S2</th> <th>S3</th> <th>S4</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>1</td> <td>100</td> <td>NUMERO DE FRACTURAS</td> <td>12</td> <td>7</td> <td>8</td> <td>13</td> </tr> <tr> <td>2</td> <td>98</td> <td>CONTADAS EN (m)</td> <td>1,00</td> <td>1,20</td> <td>0,80</td> <td>1,4</td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>96</td> <td>ESPACIAMIENTO MEDIO(m)</td> <td>X</td> <td>0,08</td> <td>0,17</td> <td>0,10</td> </tr> <tr> <td>4</td> <td>94</td> <td>FRACTURAS / METRO</td> <td>λ</td> <td>12,0</td> <td>5,8</td> <td>10,0</td> </tr> <tr> <td>5</td> <td>91</td> <td>Nº DE FRACT.M3</td> <td>Jv</td> <td>4</td> <td>5</td> <td>4</td> </tr> <tr> <td>6</td> <td>88</td> <td>INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA</td> <td>RQD (%)</td> <td>96,0</td> <td>95,0</td> <td>95,0</td> </tr> <tr> <td>7</td> <td>84</td> <td>DONDE:</td> <td colspan="4" rowspan="2" style="text-align: center;"> $RQD = 100 \times e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)$ </td> <td rowspan="2" style="text-align: center; vertical-align: middle;">95.0 <small>PROMEDIO</small></td> </tr> <tr> <td>8</td> <td>81</td> <td>λ = 1 / X</td> </tr> <tr> <td>9</td> <td>77</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>10</td> <td>74</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table>		# Fracture	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4	1	100	NUMERO DE FRACTURAS	12	7	8	13	2	98	CONTADAS EN (m)	1,00	1,20	0,80	1,4	3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X	0,08	0,17	0,10	4	94	FRACTURAS / METRO	λ	12,0	5,8	10,0	5	91	Nº DE FRACT.M3	Jv	4	5	4	6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD (%)	96,0	95,0	95,0	7	84	DONDE:	$RQD = 100 \times e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)$				95.0 <small>PROMEDIO</small>	8	81	λ = 1 / X	9	77						10	74															
# Fracture	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4																																																																																									
1	100	NUMERO DE FRACTURAS	12	7	8	13																																																																																									
2	98	CONTADAS EN (m)	1,00	1,20	0,80	1,4																																																																																									
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X	0,08	0,17	0,10																																																																																									
4	94	FRACTURAS / METRO	λ	12,0	5,8	10,0																																																																																									
5	91	Nº DE FRACT.M3	Jv	4	5	4																																																																																									
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD (%)	96,0	95,0	95,0																																																																																									
7	84	DONDE:	$RQD = 100 \times e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)$				95.0 <small>PROMEDIO</small>																																																																																								
8	81	λ = 1 / X																																																																																													
9	77																																																																																														
10	74																																																																																														
SISTEMA RMR																																																																																															
PARAMETROS										VALOR																																																																																					
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)										95																																																																																					
RQD (%)										96.00																																																																																					
Espaciamiento de discontinuidades (cm)										10.00																																																																																					
CONDICION DE DISCONTINUIDADES																																																																																															
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>Familia</th> <th>Buz.</th> <th>/D. Buz</th> <th>f(m)</th> <th>Persistencia</th> <th>X</th> <th>1-10mm (0)</th> <th>1-3 m Long. (6)</th> <th>3-10m (9)</th> <th>10-20m (1)</th> <th>> 20 m (8)</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>D1</td> <td>45</td> <td>130</td> <td>2</td> <td>Abertura</td> <td>X</td> <td>Cerrada (0)</td> <td>10-10mm apert. (0)</td> <td>2-3x10mm (0)</td> <td>1-3 mm (0)</td> <td>> 3 mm (0)</td> <td>6</td> </tr> <tr> <td>D2</td> <td>26</td> <td>145</td> <td>4</td> <td>Rugosidad</td> <td>X</td> <td>Muy rugosa (0)</td> <td>Rapada (0)</td> <td>Lig rugosa (0)</td> <td>Lisa (0)</td> <td>Estado de falla (0)</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td>D3</td> <td>60</td> <td>120</td> <td>3</td> <td>Relleno</td> <td>X</td> <td>Limpia (0)</td> <td>Duro < 5mm (0)</td> <td>Duro 5mm (0)</td> <td>Suave < 5 mm (1)</td> <td>Suave > 5 mm (0)</td> <td>6</td> </tr> <tr> <td colspan="10">Alteración</td> <td colspan="2">5</td> </tr> <tr> <td colspan="10">Agua subterránea</td> <td colspan="2">10</td> </tr> <tr> <td colspan="10">Orientación</td> <td colspan="2">0</td> </tr> </tbody> </table>										Familia	Buz.	/D. Buz	f(m)	Persistencia	X	1-10mm (0)	1-3 m Long. (6)	3-10m (9)	10-20m (1)	> 20 m (8)	VALOR	D1	45	130	2	Abertura	X	Cerrada (0)	10-10mm apert. (0)	2-3x10mm (0)	1-3 mm (0)	> 3 mm (0)	6	D2	26	145	4	Rugosidad	X	Muy rugosa (0)	Rapada (0)	Lig rugosa (0)	Lisa (0)	Estado de falla (0)	1	D3	60	120	3	Relleno	X	Limpia (0)	Duro < 5mm (0)	Duro 5mm (0)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	6	Alteración										5		Agua subterránea										10		Orientación										0			
Familia	Buz.	/D. Buz	f(m)	Persistencia	X	1-10mm (0)	1-3 m Long. (6)	3-10m (9)	10-20m (1)	> 20 m (8)	VALOR																																																																																				
D1	45	130	2	Abertura	X	Cerrada (0)	10-10mm apert. (0)	2-3x10mm (0)	1-3 mm (0)	> 3 mm (0)	6																																																																																				
D2	26	145	4	Rugosidad	X	Muy rugosa (0)	Rapada (0)	Lig rugosa (0)	Lisa (0)	Estado de falla (0)	1																																																																																				
D3	60	120	3	Relleno	X	Limpia (0)	Duro < 5mm (0)	Duro 5mm (0)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	6																																																																																				
Alteración										5																																																																																					
Agua subterránea										10																																																																																					
Orientación										0																																																																																					
<div style="display: flex; justify-content: space-around; font-size: 0.8em;"> <div style="text-align: center;"> <p>Elaborado por el mapeador del sitio de la subterránea.</p> </div> <div style="text-align: center;"> <p>Elaborado por el mapeador del sitio de la subterránea.</p> </div> <div style="text-align: center;"> <p>Elaborado por el mapeador del sitio de la subterránea.</p> </div> <div style="text-align: center;"> <p>Elaborado por el mapeador del sitio de la subterránea.</p> </div> </div>																																																																																															
<div style="display: flex; justify-content: space-between;"> <div> <p>RMR₉₀ (Basico) = 76</p> <p>RMR₈₅ (Corregido) = 76</p> <p>RMR₈₅ (Condiciones Secas) = 81</p> </div> <div style="border: 1px solid black; padding: 5px;"> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th colspan="2" style="text-align: center;">RESISTENCIA DE LA ROCA</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Poco competente</td> <td>UCS/Sv ≤ 8</td> </tr> <tr> <td>Competencia Intermedia</td> <td>8 < UCS/Sv ≤ 15</td> </tr> <tr> <td>Competencia Alta</td> <td>UCS/Sv > 15</td> </tr> </tbody> </table> </div> </div>										RESISTENCIA DE LA ROCA		Poco competente	UCS/Sv ≤ 8	Competencia Intermedia	8 < UCS/Sv ≤ 15	Competencia Alta	UCS/Sv > 15	<p>Sv=0.027* h</p> <p>Donde:</p> <p>h=Altura litostatica</p> <p>Sv= Esfuerzo Vertical</p> <p>0.027=Constante Universal</p>																																																																													
RESISTENCIA DE LA ROCA																																																																																															
Poco competente	UCS/Sv ≤ 8																																																																																														
Competencia Intermedia	8 < UCS/Sv ≤ 15																																																																																														
Competencia Alta	UCS/Sv > 15																																																																																														
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th colspan="2" style="text-align: center;">CONDICIONES SECAS</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">RMR</th> </tr> <tr> <th>JRC (BARTON BANDIS)</th> <th></th> <th>DESCRIPCION</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td></td> <td></td> <td>I MUY BUENA</td> <td>100 - 81</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td>II BUENA</td> <td>80 - 61</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td>III REGULAR</td> <td>60 - 41</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td>IV MALA</td> <td>40 - 21</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td>V MUY MALA</td> <td>20 - 0</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td style="text-align: center;">II BUENA</td> <td></td> </tr> </tbody> </table>										CONDICIONES SECAS		RMR		JRC (BARTON BANDIS)		DESCRIPCION	VALOR			I MUY BUENA	100 - 81			II BUENA	80 - 61			III REGULAR	60 - 41			IV MALA	40 - 21			V MUY MALA	20 - 0			II BUENA																																																							
CONDICIONES SECAS		RMR																																																																																													
JRC (BARTON BANDIS)		DESCRIPCION	VALOR																																																																																												
		I MUY BUENA	100 - 81																																																																																												
		II BUENA	80 - 61																																																																																												
		III REGULAR	60 - 41																																																																																												
		IV MALA	40 - 21																																																																																												
		V MUY MALA	20 - 0																																																																																												
		II BUENA																																																																																													
SISTEMA DE CLASIFICACION Q																																																																																															
PARAMETROS										VALOR																																																																																					
RQD %										96																																																																																					
Número de discontinuidades										4																																																																																					
Número de rugosidad										1																																																																																					
Número de alteración										3																																																																																					
Número de agua subterránea										1																																																																																					
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)										1																																																																																					
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_w) \times (J_a / SRF)$										7.92																																																																																					
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_w)$										15.98																																																																																					
$RMR = 9 Ln Q + 44$ $RMR = 9 Ln Q' + 44$																																																																																															
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>Q</th> <th>1000-400</th> <th>400-100</th> <th>100-40</th> <th>40-10</th> <th>10-4.0</th> <th>4-1.0</th> <th>1-0.1</th> <th>0.1-0.01</th> <th>0.01-0.001</th> <th>BUENA</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>DESCRIPCION</td> <td>EXCEPCIONALMENTE BUENA</td> <td>EXTREMADAMENTE BUENA</td> <td>MUY BUENA</td> <td>BUENA</td> <td>REGULAR</td> <td>POBRE</td> <td>MUY POBRE</td> <td>EXTREMADAMENTE POBRE</td> <td>EXCEPCIONALMENTE POBRE</td> <td></td> </tr> </tbody> </table>										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	BUENA	DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE																																																																	
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	BUENA																																																																																					
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE																																																																																						
INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA										76																																																																																					
$GSI = RMR'_{85} - 5$										76																																																																																					
TABLA GEOMECANICA (GSI).										<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th colspan="3" style="text-align: center;">VALORES</th> <th style="text-align: center;">SIMBOLO</th> </tr> <tr> <th>GSI</th> <th>RMR</th> <th>Q</th> <th></th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>76</td> <td>76 - II BUENA</td> <td>7.92</td> <td>F/R</td> </tr> </tbody> </table>		VALORES			SIMBOLO	GSI	RMR	Q		76	76 - II BUENA	7.92	F/R																																																																								
VALORES			SIMBOLO																																																																																												
GSI	RMR	Q																																																																																													
76	76 - II BUENA	7.92	F/R																																																																																												
OBSERVACIONES																																																																																															
NINGUNA																																																																																															

CELDA N° 1

2022/1/14 13:18

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACION E2

Nombre del Proyecto: U.M. Las Bravas
 Nivel: 1820
 Labor: Galería G01
 Ejecutado por: Bach. Fernando Moscoso Motta
 Fecha: 8/10/2022

Litología Limonita
 Altura litostatica (h) 490
 Rc / Sv 7.18

# Fract/ml	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS	12	7	8	13
2	98	CONTADAS EN (m):	1.00	1.20	0.80	1.4
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X 0.08	0.17	0.10	0.10769
4	94	FRACTURAS / METRO	λ 12.0	5.8	10.0	9.28571
5	91	Nº DE FRACT.m ³	Jv 4	5	4	2
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA RQD (%)	96.0	95.0	95.0	98.0
7	84	DONDE:				PROMEDIO
8	81	λ = 1/ X				
9	77					

SISTEMA RMR

PARÁMETROS	VALOR	RANGO	VALOR	MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	95	>250 (16) 100-250 (12) X 50-100 (7) 25-50 (4) <25(2) <5(1) <1(0)	7	TRAMO A B C D PROMEDIO
RQD (%)	96.00	X 90-100 (20) 75-90 (17) 50-75 (13) 25-50 (8) <25 (3)	20	20 30 15 42 25
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	15.00	>2m (20) 0.6-2 m (15) X 0.2-0.6m (10) 0.06-0.2m (8) < 0.06m (5)	15	42 42 38 43 38
CONDICION DE DISCONTINUIDADES				38 41 39
Familia Buz. /D. Buz f/m				
D1 45 130 2	Persistencia X <1m long. (8) 1-3 m Long. (4) 3-10m (2) 10-20 m (1) > 20 m (0)	6	15 56	40 15 29
D2 26 145 4	Abertura X Cerrada (8) <0.1mm apart. (5) 0.1-1.0mm (4) 1 - 5 mm (1) > 5 mm (0)	6	16 53	30
	Rugosidad Muy rugosa (8) X Rugosa (5) Lig.rugosa (3) Lisa (1) Espejo de falla (0)	1	17 49	
D3 60 120 3	Relleno X Limpia (8) Duro < 5mm (4) Duro>5mm (2) Suave < 5 mm (1) Suave > 5 mm (0)	6	18 46	
	Alteración Sana (8) X Lig. Intempe. (5) Mod.Intempe. (3) Muy Intempe. (2) Descompuesta (0)	3	19 43	ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS
Agua subterránea Orientación	Seco (16) X Humedo (10) Mojado (7) Gotoso (4) Flujo (0)	10	20 41	D SISTEMA DE DIACLASA
				Fh SISTEMA DE FALLAS
				C CONTACTO
				MF MICRO FALLA
				UCS RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE
				Sv ESFUERZO VERTICAL

RMR₈₉ (Basico) = 74
 RMR₈₉ (Corregido) = 74

Condiciones secas

RMR₈₉ (Condiciones Secas)= 79

JRC

RMR

100 - 81 80 - 61 60 - 41 40 - 21 20 - 0 II BUENA

(BARTON BANDIS)

DESCRIPCION

I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA

SISTEMA DE CLASIFICACION Q

PARAMEROS

RANGO

VALOR

RQD %

Número de discontinuidades

N
ú
m

ero de rugosidad
Número de alteración

Número de agua subterránea

Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)

h=Altura litostatica
Sv= Esfuerzo Vertical
0.027=Constante Universal

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACION

E3

Nombre del Proyecto: U.M. Las Bravas Litología Limonita
 Nivel: 1820 Altura litostatica (h) 490
 Labor: Galeria G02 Rc / Sv 8.23
 Ejecutado por: Bach. Feranado Moscoso Motta
 Fecha: 8/10/2022

# Fract/ml	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4	
1	100	NUMERO DE FRACTURAS	12	7	8	13	
2	98	CONTADAS EN (m):	1.00	1.20	0.80	1.4	
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X	0.08	0.17	0.10	0.10769
4	94	FRACTURAS / METRO	λ	12.0	5.8	10.0	9.28571
5	91	Nº DE FRACT./m3	Jv	4	5	4	2
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA RQD (%)	97.0	97.0	95.0	98.0	97.0
7	84	DONDE:					PROMEDIO
8	81	λ = 1/ X	RQD = 100 x e ^{-0.1(λ)} (0.1λ + 1)				
9	77						
10	74	MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)					

SISTEMA RMR

VALOR	RANGO	VALOR
-------	-------	-------

Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) 109 >250 (15) 100-250 (12) X 50-100 (7) 25-50 (4) <25(2) <5(1) <1(0) 7 11 70

RQD (%) 97.00 X 90-100 (20) 75-90 (17) 50-75 (13) 25-50 (8) <25 (3) 20 12 66

EspaciamienPARÁMETROS 16.00 X >2m (20) 0.6-2 m (15) 0.2-0.6m (10) 0.06-0.2m (8) < 0.06m (5) 15 13 63

CONDICION DE DISCONTINUIDADES 14 59

Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	X <1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	6	15	56
D1	45	230	2	Abertura	X Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	> 5 mm (0)	6	16	53

D2	28	145	4	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	X Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3	17	49
----	----	-----	---	-----------	----------------	------------	------------------	----------	---------------------	---	----	----

D3	78	110	3	Relleno	X Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	6	18	46
----	----	-----	---	---------	--------------	----------------	---------------	------------------	------------------	---	----	----

Alteración	Sana (6)	X Lig. Intempe. (5)	Mod. Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	5	19	43
------------	----------	---------------------	-------------------	------------------	------------------	---	----	----

Agua subterránea	Seco (15)	X Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	10	20	41
------------------	-----------	---------------	------------	-----------	-----------	----	----	----

Orientación 21 38 22 35 23 33 24 31

Condiciones secas 25 29 26 27 27 25

JRC RMR 100 - 81 80 - 61 60 - 41 40 - 21 20 - 0

(BARTON BANDIS) DESCRIPCION I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA

SISTEMA DE CLASIFICACION Q

PARAMEROS	RANGO	VALOR
-----------	-------	-------

RQD % RQD 97 % 97
 Número de discontinuidades Jn 2D 4
 Número de rugosidad Jr Lisa 1
 Número de alteración Ja ligero 3
 Número de agua subterránea Jw seco 1
 Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional) SRF tension elevada 1

8.10

TRAMO A B C D PROMEDIO

20 30 15 42 25

42 42 38 43 41

38 41 39

40 15 29

32

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

- D SISTEMA DE DIACLASA
- F_n SISTEMA DE FALLAS
- C CONTACTO
- MF MICRO FALLA
- UCS RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE
- Sv ESFUERZO VERTICAL

RESISTENCIA DE LA ROCA

Poco competente UCS/Sv ≤ 8 Sv=0.027* h

Competencia Intermedia 8 < UCS/Sv ≤ 15 Donde:

Competencia Alta UCS/Sv > 15 h=Altura litostatica

Sv= Esfuerzo Vertical

0.027=Constante Universal

SKETCH

$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$

$Q = 8.10$

$Q' = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a)$

$Q' =$

RMR = 9 Ln Q + 44		78																			
RMR' = 9 Ln Q' + 44		78																			
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	REGULAR											
	EXCEPCIONALMENTE	EXTREMADAMENTE						EXTREMADAMENTE	EXCEPCIONALM												
DESCRIPCION	BUENA	E BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	POBRE	EMTE POBRE												

INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA $GSI = RMR'_{95} - 5$ 78

TABLA GEOMECÁNICA (GSI)				VALORES			SÍMBOLO
				GSI	RMR	Q	GSI
				78	78 - II B	8.10	MFR

OBSERVACIONES
NINGUNA



FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACION
E4

Nombre del Proyecto: U.M. Las Bravas Litología Limonita
 Nivel: 1820 Altura litostatica (h) 490
 Labor: Galeria G03 Rc / Sv 7.79
 Ejecutado por: Bach. Fernando Moscoso Motta
 Fecha: 8/10/2022

# Fract/ml	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS	12	7	8	13
2	98	CONTADAS EN (m):	1.00	1.20	0.80	1.4
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X 0.08	0.17	0.10	0.10769
4	94	FRACTURAS / METRO	λ 12.0	5.8	10.0	9.28571
5	91	N° DE FRACT./m ³	Jv 4	5	4	2
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA RQD (%)	97.0	95.0	95.0	98.0
7	84	DONDE:				PROMEDIO
8	81	λ = 1/ X				
9	77					

SISTEMA RMR

PARÁMETROS	VALOR	RANGO	VALOR	MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)						
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	103	>250 (15) X 100-250 (12) 50-100 (7) 25-50 (4) <25(2) <5(1) <1(0)	12	70						
RQD (%)	96.00	X 90-100 (20) 75-90 (17) 50-75 (13) 25-50 (8) <25 (3)	20	66						
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	20.00	X >2m (20) 0.6-2 m (15) 0.2-0.6m (10) 0.06-0.2m (6) < 0.06m (5)	15	63						
CONDICION DE DISCONTINUIDADES				59						
Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	X <1m long. (6) 1-3 m Long. (4) 3-10m (2) 10-20 m (1) > 20 m (0)	6	15	56		
D1	38	130	2	Abertura	X Cerrada (6) <0.1mm apert. (5) 0.1-1.0mm (4) 1 - 5 mm (1) > 5 mm (0)	6	16	53		
D2	26	145	4	Rugosidad	Muy rugosa (6) X Rugosa (5) Lig.rugosa (3) Lisa (1) Espejo de falla (0)	3	17	49		
D3	60	120	3	Relleno	X Limpia (6) Duro < 5mm (4) Duro> 5mm (2) Suave < 5 mm (1) Suave > 5 mm (0)	6	18	46		
Agua subterránea				Alteración	Sana (6) X Lig. Intempe. (5) Mod. Intempe. (3) Muy Intempe. (2) Descompuesta (0)	5	19	43		
Orientación					Seco (16) X Humedo (10) Mojado (7) Gotero (4) Flujo (0)	10	20	41		
				ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS						
				D SISTEMA DE DIACLASA						
				Fh SISTEMA DE FALLAS						
				C CONTACTO						
				MF MICRO FALLA						
				UCS RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE						
				Sv ESFUERZO VERTICAL						
				RMR ₉₉ (Basico) = 83						
				RMR ₉₉ (Corregido) = 83						
				RMR' ₉₉ (Condiciones Secas)= 88						
Condiciones secas					Poco competente		UCS/Sv ≤ 8	Sv=0.027* h		
JRC	RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	I MB			
(BARTON BANDIS)	DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA				
				Competencia Intermedia		8 < UCS/Sv ≤ 15	Donde:			
				Competencia Alta		UCS/Sv > 15	h=Altura litostatica Sv= Esfuerzo Vertical 0.027=Constante Universal			

SISTEMA DE CLASIFICACION Q

PARAMEROS

PARAMEROS	RANGO	VALOR
RQD %	RQD	96 %
Número de discontinuidades	Jn	2D
Número de rugosidad	Jr	Lisa
Número de alteración	Ja	ligero
Número de agua subterránea	Jw	seco
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	tension elevada

SKETCH

$$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_s) \times (J_w / SRF)$$

$$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_s)$$

$$Q = 10.56$$

$$Q' = 10.56$$

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

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

EXCEPCIONALMENTE	EXTREMADAMENTE	100-80	80-60	10-4.0
BUENA	E BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR

0-1.0	1.0-1	0.1-0.01	0.01-0.001	BUENA
POBRE	MUY POBRE	POBRE	EMTE POBRE	

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

INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA

$$GSI = RMR_{83} - 5$$

TABLA GEOMECANICA (GSI),

VALORES

SIMBOLO

GSI	RMR	Q	GSI
83	83-1MB	10.56	LF/B

OBSERVACIONES

NINGUNA

Ejemplos para determinar el tipo de la excavación		Ejemplos para determinar el tipo de la excavación		Ejemplos para determinar el tipo de la excavación		Ejemplos para determinar el tipo de la excavación	
Diseño de la excavación		Diseño de la excavación		Diseño de la excavación		Diseño de la excavación	
25'	25'	25'	25'	25'	25'	25'	25'
25'	25'	25'	25'	25'	25'	25'	25'
25'	25'	25'	25'	25'	25'	25'	25'
25'	25'	25'	25'	25'	25'	25'	25'

CELDA N ° 4



FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACION E5


Nombre del Proyecto: U.M. Las Bravas
 Nivel: 1820
 Labor: Galeria G03
 Ejecutado por: Bach. Feranado Moscoso Motta
 Fecha: 8/10/2022

Litologia Limonita
 Altura litostatica (h) 490
 Rc / Sv 7.79

# Fract/ml	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4	
1	100	NUMERO DE FRACTURAS	12	7	8	13	
2	98	CONTADAS EN (m):	1.00	1.20	0.80	1.4	
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X 0.08	0.17	0.10	0.10769	
4	94	FRACTURAS / METRO	λ	12.0	5.8	10.0	9.28571
5	91	N° DE FRACT./m ³	Jv	4	5	4	2
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD (%)	97.0	95.0	95.0	96.0
7	84	DONDE:					PROMEDIO
8	81	λ = 1/ X					
9	77						

SISTEMA RMR

PARÁMETROS		VALOR	RANGO						VALOR	MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)						
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)		103	>250 (15)	X 100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	12	11	70	TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
RQD (%)		96.00	X 90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	20	12	66		20	30	15	42	25
Espaciamiento de discontinuidades (cm)		18.00	>2m (20)	0.6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	X 0.06-0.2m (8)	< 0.06m (5)	8	13	63		42	42	38	43	38
CONDICION DE DISCONTINUIDADES																
Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	X <1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	6	15	56				29
D1	38	130	2	Abertura	X Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	6	16	53				30
D2	26	145	4	Rugosidad	Muy rugosa (6)	X Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3	17	49				
D3	60	120	3	Relleno	X Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	6	18	46	ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS			
Alteración																
Sana (6) X Lig. Intempe. (5) Mod.Intempe. (3) Muy Intempe. (2) Descompuesta (0)																
D SISTEMA DE DIACLASA																
Agua subterránea																
Seco (15) X Humedo (10) Mojado (7) Goteo (4) Flujo (0)																
10 20 41																
Orientación																
Fn SISTEMA DE FALLAS																
C CONTACTO																
0 22 35 MF MICRO FALLA																
23 33 UCS RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE																
24 31 Sv ESFUERZO VERTICAL																
CONDICIONES SECAS																
RMR ₈₉ (Basico) = 76 25 29																
RMR ₈₉ (Corregido) = 76 26 27																
RESISTENCIA DE LA ROCA																
RMR ₈₉ (Condiciones Secas)= 81 27 25 Poco competente UCS/Sv ≤ 8 Sv=0.027* h																
JRC																
RMR 100 - 81 80 - 61 60 - 41 40 - 21 20 - 0 II BUENA 28 23 Competencia Intermedia 8 < UCS/Sv ≤ 15 Donde:																
(BARTON BANDIS) DESCRIPCION I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA 29 21 Competencia Alta UCS/Sv > 15 h=Altura litostatica Sv= Esfuerzo Vertical 0.027=Constante Universal																
SISTEMA DE CLASIFICACION Q																
PARAMEROS																
RANGO VALOR																

RQD %		RQD	96	%	96	SKETCH																																
Número de discontinuidades		Jn	2D		2																																	
Número de rugosidad		Jr	Lisa		1																																	
Número de alteración		Ja	ligero		3																																	
Número de agua subterránea		Jw	seco		1																																	
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)		SRF	tension elevada		1																																	
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_r) \times (J_w / SRF)$					$Q = 15.98$																																	
$Q' = (RQD/J_n) \times (J_r / J_r)$					$Q' = 15.98$																																	
$RMR = 9 \ln Q + 44$																																						
$RMR' = 9 \ln Q' + 44$																																						
$RQD = 100 \times e^{-0.1(L)} (0.1\lambda + 1)$																																						
<table border="1" style="width: 100%;"> <tr> <td>Q</td> <td>1000-100</td> <td>100-100</td> <td>100-10</td> <td>10-10</td> <td>10-5</td> <td>5-10</td> <td>1-1</td> <td>0.1-0.1</td> <td>0.01-0.01</td> </tr> <tr> <td></td> <td>EXCEPCIONALMENTE BUENA</td> <td>EXCEPCIONALMENTE BUENA</td> <td>MUY BUENA</td> <td>BUENA</td> <td>REGULAR</td> <td>POBRE</td> <td>MUY POBRE</td> <td>POBRE</td> <td>EMTE POBRE</td> </tr> </table>							Q	1000-100	100-100	100-10	10-10	10-5	5-10	1-1	0.1-0.1	0.01-0.01		EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXCEPCIONALMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	POBRE	EMTE POBRE												
Q	1000-100	100-100	100-10	10-10	10-5	5-10	1-1	0.1-0.1	0.01-0.01																													
	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXCEPCIONALMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	POBRE	EMTE POBRE																													
<table border="1" style="width: 100%;"> <tr> <td>INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA</td> <td colspan="5">$GSI = RMR - 5$</td> <td>76</td> </tr> <tr> <td>TABLA GEOMECÁNICA (GSI),</td> <td colspan="5">VALORES</td> <td>SIMBOLO</td> </tr> <tr> <td></td> <td colspan="5">GSI</td> <td>RMR</td> <td>Q</td> <td>GSI</td> </tr> <tr> <td></td> <td colspan="5">76</td> <td>76 - II BUENA</td> <td>15.98</td> <td>F/R</td> </tr> </table>							INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA	$GSI = RMR - 5$					76	TABLA GEOMECÁNICA (GSI),	VALORES					SIMBOLO		GSI					RMR	Q	GSI		76					76 - II BUENA	15.98	F/R
INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA	$GSI = RMR - 5$					76																																
TABLA GEOMECÁNICA (GSI),	VALORES					SIMBOLO																																
	GSI					RMR	Q	GSI																														
	76					76 - II BUENA	15.98	F/R																														
OBSERVACIONES																																						
NINGUNA																																						
<table border="1" style="width: 100%;"> <tr> <td>Plano perpendicular al eje de la discontinuidad</td> <td>Plano paralelo al eje de la discontinuidad</td> <td>Plano perpendicular al eje de la discontinuidad</td> <td>Plano paralelo al eje de la discontinuidad</td> </tr> <tr> <td>Diagrama de clasificación de discontinuidades</td> <td>Diagrama de clasificación de discontinuidades</td> <td>Diagrama de clasificación de discontinuidades</td> <td>Diagrama de clasificación de discontinuidades</td> </tr> <tr> <td>Muy favorable - M</td> <td>Favorable - F</td> <td>Favorable - F</td> <td>Desfavorable - D</td> </tr> </table>							Plano perpendicular al eje de la discontinuidad	Plano paralelo al eje de la discontinuidad	Plano perpendicular al eje de la discontinuidad	Plano paralelo al eje de la discontinuidad	Diagrama de clasificación de discontinuidades	Diagrama de clasificación de discontinuidades	Diagrama de clasificación de discontinuidades	Diagrama de clasificación de discontinuidades	Muy favorable - M	Favorable - F	Favorable - F	Desfavorable - D																				
Plano perpendicular al eje de la discontinuidad	Plano paralelo al eje de la discontinuidad	Plano perpendicular al eje de la discontinuidad	Plano paralelo al eje de la discontinuidad																																			
Diagrama de clasificación de discontinuidades	Diagrama de clasificación de discontinuidades	Diagrama de clasificación de discontinuidades	Diagrama de clasificación de discontinuidades																																			
Muy favorable - M	Favorable - F	Favorable - F	Desfavorable - D																																			
CELDA N° 5																																						
																																						
2022/1/14 14:38																																						

Anexo. Pruebas de Laboratorio



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Av. Floral # 1153, Ciudad Universitaria - Telf: Fax: (051) 366193 E-mail: lgmca@unap.edu.pe



INFORME N°005-2022-LG&MR-FIM-UNA-PUNO

***ENSAYO DE PROPIEDADES FÍSICAS EN MUESTRA DE ROCA.**

***ENSAYO DE TILT TEST EN MUESTRA IRREGULARES DE ROCA.**

***ENSAYO COMPRESIÓN SIMPLE DE NÚCLEO DE ROCA.**

SOLICITADO POR:

BACH. FERNANDO MOSCOSO MOTTA.

PROYECTO:

TESIS: ANÁLISIS GEOMECANICO PARA EL SOSTENIMIENTO DE LAS GALERÍAS DEL NIVEL
1820 EN LA U.M. LAS BRAVAS, CARAVELI-AREQUIPA-2022

UBICACIÓN:

U.M. LAS BRAVAS CARAVELI-AREQUIPA.

MUESTRA:

ZONA GERTRUDIS - CORTADA VICTORIA NIVEL 1820.

FECHA:

18 de Noviembre del 2022.

NOTA:

- El solicitante es completamente responsable del muestreo, y transporte de los especímenes al laboratorio.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el solicitante.
- Condición de la muestra, preparadas según norma vigente.
- Los resultados presentados son válidos únicamente para las muestras ensayadas.
- Prohibida su reproducción total o parcial de este informe sin la autorización escrita del Laboratorio de Geotecnia & Mecánica de Rocas.
- Los resultados no pueden ser utilizados como certificación de conformidad con normas de producto o como certificado del sistema de calidad de la entidad que produce.



M.Sc. Ing. Lucio Quea Gutierrez
JEFE DE LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

Página 1 de 6

Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la autorización del Laboratorio de Geotecnia & Mecánica de Rocas - UNAP.

Av. Floral N°1153
Puno - Perú

Ciudad Universitaria - Pab. Ing. De Minas
lgmca@unap.edu.pe

Teléfono:
999 772 779



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Av. Floral #1153, Ciudad Universitaria - Telf. Fax: (051) 366193 E-mail: lquea@unap.edu.pe



ENSAYO DE PROPIEDADES FÍSICAS EN MUESTRA DE ROCA
MUESTRA: ZONA GERTRUDIS - CORTADA VICTORIA NIVEL 1820

INFORME N° : 005-2022-LG&MR-FIM-UNA-PUNO.
 REFERENCIA : ASTM D 2216-19, D7263-09
 FECHA DE EMISIÓN: 18 de Noviembre del 2022.
 SOLICITADO POR : BACH. FERNANDO MOSCOSO MOTTA.
 PROYECTO : TESIS: ANÁLISIS GEOMECANICO PARA EL SOSTENIMIENTO DE LAS GALERÍAS DEL NIVEL 1820 EN LA U.M. LAS BRAVAS, CARAVELI-AREQUIPA-2022.
 UBICACIÓN : U.M. LAS BRAVAS CARAVELI-AREQUIPA.
 MUESTRA : ZONA GERTRUDIS - CORTADA VICTORIA NIVEL 1820.
 RESPONSABLE : M.Sc. ING. LUCIO QUEA GUTIERREZ.

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM, obteniéndose los siguientes resultados:

Nº de Muestra	Peso Humedo	Peso Seco	Contenido de Humedad	Peso seco + parafina	Peso parafina	Peso sumergido	Densidad parafina	Volumen parafina	Volumen muestra	Densidad de la muestra	Densidad seca	Peso específico Aparente de la muestra	Porosidad aparente
#	(g)	(g)	(%)	(g)	(g)	(g)	(g/cm ³)	(g/cm ³)	(g/cm ³)	(g/cm ³)	(g/cm ³)	(kN/m ³)	(%)
1	540.60	535.50	0.95%	549.80	14.30	326.00	0.88	16.25	213.35	2.53	2.51	24.85	2.39%
2	977.00	968.70	0.86%	983.80	15.10	590.50	0.88	17.16	385.57	2.53	2.51	24.85	2.15%
3	1151.60	1141.60	0.88%	1161.30	19.70	694.80	0.88	22.39	455.48	2.53	2.51	24.79	2.20%
4	927.00	918.50	0.93%	939.20	20.70	558.40	0.88	23.52	365.57	2.50	2.50	24.77	2.32%



M.Sc. Ing. Lucio Quea Gutierrez
 JEFE DE LABORATORIO
 GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Av. Floral #1153, Ciudad Universitaria - Telf. Fax: (051) 366.193 E-mail: lquea@unap.edu.pe



ENSAYO DE TILT TEST EN MUESTRA DE ROCA
MUESTRA: ZONA GERTRUDIS - CORTADA VICTORIA NIVEL 1820

INFORME N° : 005-2022-I.G&MR-FIM-UNA-PUNO
 REFERENCIA : ASTM 2018
 FECHA DE EMISIÓN: 18 de Noviembre del 2022.
 SOLICITADO POR : BACH. FERNANDO MOSCOSO MOTTA.
 PROYECTO : TESIS: ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA EL SOSTENIMIENTO DE LAS GALERÍAS DEL NIVEL 1820 EN LA U.M. LAS BRAVAS, CARAVELI-AREQUIPA-2022.
 UBICACIÓN : U.M. LAS BRAVAS CARAVELI-AREQUIPA.
 MUESTRA : ZONA GERTRUDIS - CORTADA VICTORIA NIVEL 1820.
 RESPONSABLE : M.Sc. ING. LUCIO QUEA GUTIERREZ.

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM, obteniéndose los siguientes resultados:

N° de Muestra	Forma	Peso	Largo	Ancho	Alpha	JRC	Phi Basico
#		(g)	(cm)	(cm)	(°)		
1	Irregular	314.90	7.70	4.30	38.30	12.00	34.37
2	Irregular	359.10	6.50	5.80	40.05	12.00	36.05
3	Irregular	431.10	7.30	7.10	47.65	12.00	43.53



M.Sc. Ing. Lucio Quea Gutiérrez
 JEFE DE LABORATORIO
 GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la autorización del Laboratorio de Geotecnia & Mecánica de Rocas - UNA P

Av. Floral N°1153
 Puno - Perú

Ciudad Universitaria - Pab. Ing. De Minas
lquea@unap.edu.pe

Teléfono:
 999 772 779

Página 3 de 6



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Av. Floral #1153, Ciudad Universitaria - Telf. Fax: (051) 366193 E-mail: lquea@unap.edu.pe



ENSAYO COMPRESIÓN SIMPLE DE NÚCLEO DE ROCA
MUESTRA: ZONA GERTRUDIS - CORTADA VICTORIA NIVEL 1820

INFORME N° : 005-2022-I.G&MR-FIM-UNA-PUNO
REFERENCIA : ASTM D 7012-14
FECHA DE EMISIÓN : 18 de Noviembre del 2022.
SOLICITADO POR : BACH. FERNANDO MOSCOSO MOTTA.
PROYECTO : TESIS: ANÁLISIS GEOMECANICO PARA EL SOSTENIMIENTO DE LAS GALERÍAS DEL NIVEL 1820 EN LA U.M. LAS BRAVAS, CARAVELI-AREQUIPA-2022.
UBICACIÓN : U.M. LAS BRAVAS CARAVELI-AREQUIPA.
MUESTRA : ZONA GERTRUDIS - CORTADA VICTORIA NIVEL 1820.
RESPONSABLE : MSc. ING. LUCIO QUEA GUTIERREZ.

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro	Altura	Área	Relación	Carga	UCS	Tipo de Rotura
	(cm)	(cm)	(cm ²)	L/D	(kN)	(MPa)	
UCS-01	5.45	10.90	23.33	2	222.6	95.4	matriz
UCS-02	5.42	10.85	23.07	2	251.3	108.9	matriz
UCS-03	5.43	10.87	23.16	2	240.4	103.8	matriz




M.Sc. Ing. Lucio Quea Gutierrez
JEFE DE LABORATORIO
GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la autorización del Laboratorio de Geotecnia & Mecánica de Rocas - UNA P.

Av. Floral N°1153
Puno - Perú

Ciudad Universitaria - Pab. Ing. De Minas
lquea@unap.edu.pe

Teléfono:
999 772 779

Página 4 de 6



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Av. Floral #1153, Ciudad Universitaria - Telf. Fax: (051) 366193 E-mail: lquea@unap.edu.pe



PANEL FOTOGRAFICO

Muestra 01, Antes de la Rotura



Muestra 01, Después de la Rotura



Muestra 02, Antes de la Rotura



Muestra 02, Después de la Rotura



[Signature]
M.Sc. Ing. Lucio Quea Gutierrez
JEFE DE LABORATORIO
GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la autorización del Laboratorio de Geotecnia & Mecánica de Rocas - UNA P.

Av. Floral N°1153
Puno - Perú

Ciudad Universitaria - Pab. Ing. De Minas
lquea@unap.edu.pe

Telefono:
999 772 779



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Av. Floral #1153, Ciudad Universitaria - Telf. Fax: (051) 306193 E-mail: lquea@unap.edu.pe



Muestra 03, Antes de la Rotura



Muestra 03, Después de la Rotura



M.Sc. Ing. Lucio Quea Cutierrez
JEFE DE LABORATORIO
GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS



Anexo 06. Panel Fotográfico

