



FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería Geológica

“CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO DEL NV.2, MINA NUEVA ESPERANZA, CONSORCIO MINERO HNS – ALGAMARCA, 2021”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero Geólogo

Autores:

Victor Jorge Alfaro Olascuaga

Sergio Muguerza Anduaga

Asesor:

Ing. Daniel Alejandro Alva Huamán

Cajamarca - Perú

2021

ACTA DE AUTORIZACIÓN PARA SUSTENTACIÓN DE TESIS

El asesor Ing. Daniel Alejandro Alva Huamán, docente de la Universidad Privada del Norte, Facultad de Ingeniería, Carrera profesional de **INGENIERÍA GEOLÓGICA**, ha realizado el seguimiento del proceso de formulación y desarrollo de la tesis de los estudiantes:

- Alfaro Olascuaga, Víctor Jorge
- Muguerza Anduaga, Sergio

Por cuanto, **CONSIDERA** que la tesis titulada: *Haga clic o pulse aquí para escribir texto* para aspirar al título profesional de: *Ingeniero Geólogo* por la Universidad Privada del Norte, reúne las condiciones adecuadas, por lo cual, **AUTORIZA** al o a los interesados para su presentación.

Ing. Daniel Alejandro Alva Huamán
Asesor

ACTA DE APROBACIÓN DE LA TESIS

Los miembros del jurado evaluador asignados Han procedido a realizar la evaluación de la tesis de los estudiantes: Alfaro Olascuaga, Víctor Jorge & Mugerza Anduaga, Sergio para aspirar al título profesional con la tesis denominada: “*Caracterización geomecánica para el diseño de sostenimiento de la mina Nueva Esperanza nv.2 del consorcio minero HNS – Algamarca, 2021*”

Luego de la revisión del trabajo, en forma y contenido, los miembros del jurado concuerdan:

Aprobación por unanimidad

Aprobación por mayoría

Calificativo:

Excelente [20 - 18]

Sobresaliente [17 - 15]

Bueno [14 - 13]

Calificativo:

Excelente [20 - 18]

Sobresaliente [17 - 15]

Bueno [14 - 13]

Desaprobado

Firman en señal de conformidad:

Ing./Lic./Dr./Mg. Nombre y Apellidos
Jurado
Presidente

Ing./Lic./Dr./Mg. Nombre y Apellidos
Jurado

Ing./Lic./Dr./Mg. Nombre y Apellidos
Jurado

DEDICATORIA

Dedicado con cariño a mis padres, Florencia Olascuaga Haro y Jorge Alfaro Narro. Quienes fueron el motor y principal fuente de inspiración para levantarme frente a las adversidades, superar mis miedos y luchar por mis sueños. Siempre llevaré presente todo lo que hicieron por mí para que logre esta meta.

Víctor Jorge Alfaro Olascuaga.

A mis padres y a mi hermano que sin importar las circunstancias me apoyaron en todo momento a lo largo de mi carrera universitaria, siendo un pilar cuando las cosas iban mal y siendo mi principal motivación para poder cumplir esta meta. A mi familia en general, que siempre me desearon los mejores deseos y ayudándome cuando se los necesitaba, brindándome consejo y apoyo. A mis amigos que siempre creyeron en mí y nunca dudaron que haría las cosas bien.

Sergio Muguerza Anduaga

AGRADECIMIENTO

Agradecemos a Dios, por darnos salud y la bendición de estudiar esta magnífica carrera. A nuestros padres por todo el apoyo incondicional a lo largo de estos 5 años de universidad y para desarrollar este trabajo de investigación. Así mismo agradecemos a cada uno de los docentes que fueron fuente de conocimiento para nosotros, a nuestros compañeros de carrera que sin sus ocurrencias y amistad nada hubiera sido igual. Agradecemos a nuestro asesor, el Ing. Daniel Alejandro Alva Huamán quien fue nuestro guía y apoyo para realizar este trabajo. Con mucha consideración agradecemos al consorcio HNS S.R.L y a cada trabajador del área de geología y planeamiento por permitirnos acceder a sus instalaciones y brindarnos todas las facilidades para desarrollar esta tesis de pregrado.

Víctor Jorge Alfaro Olascuaga & Sergio Muguera Anduaga.

Tabla de contenidos

ACTA DE AUTORIZACIÓN PARA SUSTENTACIÓN DE TESIS.....	2
ACTA DE APROBACIÓN DE LA TESIS	3
DEDICATORIA	4
AGRADECIMIENTO.....	5
ÍNDICE DE TABLAS	8
ÍNDICE DE FIGURAS	9
ÍNDICE DE ECUACIONES	11
RESUMEN	12
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN	13
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA	22
2.1. Tipo de investigación	22
2.2. Población y Muestra.....	22
2.2.1. Población	22
2.2.2. Muestra	22
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos.....	22
2.3.1. Técnicas	22
2.3.2. Instrumentos.....	24
2.3.3. Equipos.....	24
2.4. Datos generales	25
2.4.1. Ubicación y acceso	25
2.4.2. Geología local.....	27
2.5. Procesamiento	30
2.5.1. Pre campo	30
2.5.2. Campo	31
2.5.3. Post Campo.....	45
2.6. Aspectos éticos.....	46
CAPÍTULO III. RESULTADOS	47
3.1. Caracterización geomecánica.....	47
3.1.1. Estación geomecánica 01.....	47
3.1.2. Estación geomecánica 02.....	49
3.1.3. Estación geomecánica 03.....	51
3.1.4. Estación geomecánica 04.....	53

3.1.5.	<i>Estación geomecánica 05</i>	55
3.1.6.	<i>Estación geomecánica 06</i>	57
3.1.7.	<i>Estación geomecánica 07</i>	59
3.1.8.	<i>Estación geomecánica 08</i>	61
3.2.	Análisis geomecánico con software	64
3.2.1.	<i>Software RocData V5.0</i>	64
3.2.2.	<i>Software Dips</i>	65
3.2.3.	<i>Software Phase2</i>	71
3.2.4.	<i>Software Unwedge 3.0</i>	71
3.3.	Diseño de sostenimiento	75
3.3.1.	<i>Diseño de sostenimiento por RMR89</i>	75
3.3.2.	<i>Diseño de sostenimiento por Q de Barton</i>	76
3.3.3.	<i>Diseño de sostenimiento por GSI</i>	77
3.4.	Evaluación Económica.....	78
3.4.1.	<i>Costo de sostenimiento</i>	78
CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES		82
4.1.	Discusión.....	82
4.2.	Conclusiones	86
REFERENCIAS		89
ANEXOS		93

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	Resultados de la búsqueda sistemática de la información científica.....	30
Tabla 2	Estaciones geomecánicas para la mina Nueva Esperanza Nv.2	35
Tabla 3	Cuadro para determinar la resistencia de la roca en campo	37
Tabla 4	Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación	44
Tabla 5	Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 01.....	48
Tabla 6	Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 02.....	50
Tabla 7	Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 03.....	52
Tabla 8	Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 04.....	54
Tabla 9	Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 05.....	56
Tabla 10	Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 06.....	58
Tabla 11	Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 07.....	60
Tabla 12	Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 08.....	62
Tabla 13	Resultados del análisis con el software RocData	64
Tabla 14	Diseño se sostenimiento por RMR89	75
Tabla 15	Diseño se sostenimiento por Q de Barton	76
Tabla 16	Diseño se sostenimiento por GSI	77
Tabla 17	Costo de sostenimiento con pernos sistemáticos por mL.....	78
Tabla 18	Costo de sostenimiento con shotcrete por mL.....	80

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación de la mina Nueva Esperanza Nv.2.....	25
Figura 2: Accesibilidad a la mina Nueva Esperanza Nv.2.	26
Figura 3: Plano geológico de Algamarca	29
Figura 4: Relación espacio - tiempo de la mineralización y el magmatismo de Algamarca	30
Figura 5: Areniscas cuarzosas de la Fm. Chimú - Mina Nueva Esperanza Nv.2.....	34
Figura 6: Calizas de la Fm. Santa - Mina Nueva Esperanza Nv.2.	35
Figura 7: Toma de datos de Rumbo y Buzamiento de discontinuidades.....	36
Figura 8: Evaluación de la resistencia de la roca en campo con martillo de geólogo.	38
Figura 9: Separación entre discontinuidades de los macizos rocosos en la mina Nueva Esperanza Nv.2.....	39
Figura 10: Persistencia de las discontinuidades de la mina Nueva Esperanza Nv.2.....	40
Figura 11: Abertura de las discontinuidades de la mina Nueva Esperanza Nv.2.....	40
Figura 12: Rugosidad de las discontinuidades de la mina Nueva Esperanza Nv.2.	41
Figura 13: Relleno de las discontinuidades de la mina Nueva Esperanza Nv.2.....	42
Figura 14: Alteración de los macizos rocosos de la mina Nueva Esperanza Nv.2.....	42
Figura 15: Presencia de agua en los macizos rocosos de la mina Nueva Esperanza Nv.2..	43
Figura 16: Dirección de la discontinuidad principal y la dirección de la mina Nueva Esperanza Nv.2.....	44
Figura 25: Análisis geomecánico con el software Rocdata V5.0.....	64
Figura 26: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 01.	65
Figura 27: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 02.	66
Figura 28: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 03.	67
Figura 29: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 04.	68
Figura 30: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 05.	68
Figura 31: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 06.	69
Figura 32: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 07.	70
Figura 33: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 07.	70
Figura 34: Zona plástica en el perímetro del túnel, Phase 2.....	71
Figura 35: Cuñas formadas en la estación 01 - Software Unwedge 3.0.....	71
Figura 36: Cuñas formadas en la estación 02 - Software Unwedge 3.0.....	72
Figura 37: Cuñas formadas en la estación 03 - Software Unwedge 3.0.....	72

Figura 38: Cuñas formadas en la estación 04 - Software Unwedge 3.0.....	73
Figura 39: Cuñas formadas en la estación 05 - Software Unwedge 3.0.....	73
Figura 40: Cuñas formadas en la estación 06 - Software Unwedge 3.0.....	74
Figura 41: Cuñas formadas en la estación 07 - Software Unwedge 3.0.....	74
Figura 42: Cuñas formadas en la estación 08 - Software Unwedge 3.0.....	75
Figura 43: Oficio de solicitud para elaboración de tesis.	90
Figura 44: Clasificación RMR Geomecánica - Parámetros de clasificación.....	90
Figura 45: Parámetros de clasificación del sistema Q.	90
Figura 46: Parámetros de clasificación del sistema GSI.	90
Figura 47: Mapeo geomecánico de la mina Nueva Esperanza Nv. 2.....	90
Figura 48: Macizo rocoso donde se desarrolló la evaluación geomecánica.....	90
Figura 49: Frente de excavación y progresiva 140 +16.5 m Mina Nueva Esperanza Nv. 2	90
Figura 50: Bocamina de la mina Nueva Esperanza Nv.2 del consorcio minero HNS S.R.L	90
Figura 51: Mapa de ubicación de la mina Nueva Esperanza Nv.2.....	90
Figura 52: Mapa de acceso de la mina Nueva Esperanza Nv.2.....	90
Figura 53: Mapa geológico de la mina Nueva Esperanza Nv.2	90
Figura 54: 12. Mapa geomecánico de la mina Nueva Esperanza Nv.2.....	90

ÍNDICE DE ECUACIONES

Cálculo de RQD.....	Ecuación (1).....	32
Cálculo de RMR89.....	Ecuación (2)	33
Cálculo de RMR Ajustado.....	Ecuación (3).....	33
Cálculo de Q de Barton.....	Ecuación (4).....	33
Correlación RMR con GSI.....	Ecuación (5).....	33
Correlación de RMR con Q de Barton.....	Ecuación (6).....	34

RESUMEN

El impulso de la minería subterránea es una actividad de alto riesgo, por ello en la actualidad, se da mucha importancia a la evaluación y diseño de soporte de túneles. Debido a esta problemática la presente investigación tiene como objetivo realizar una evaluación geomecánica de un macizo rocoso para el diseño de sostenimiento del túnel. La investigación es de tipo aplicada porque la ciencia existente será puesta en práctica. Para ello se ha tomado 8 estaciones geomecánicas con progresivas de 20 m a lo largo de 156.5 m de la mina Nueva Esperanza Nv. del consorcio minero HNS S.R.L, siendo nuestra población los macizos rocosos de esta. Para realizar el trabajo de caracterización se ha utilizado métodos empíricos como RMR, Q y GSI, además de realizar un análisis estructural y el comportamiento de la roca a través de software computarizado numérico como Rockdata, Dips, Phase 2 y Unwedge. Los resultados obtenidos muestran que en la zona de estudio la roca predominante tiene valores de RMR entre 35 a 70, valores de Q entre 1 a 10 y valores de GSI de 40 a 70 por lo que se trata de una roca de calidad regular. Por ello se ha diseñado un sostenimiento compuesto por pernos sistemáticos que va desde 2 a 4.5 m de largo y espaciados de 1 a 2 m, con malla metálica y lanzamiento de shotcrete ocasionalmente de 150 a 200 mm de espesor. Finalmente se proyecta una inversión económica para la implementación del soporte con un costo total de S/. 473566.62 soles por las 8 estaciones.

Palabras clave: Caracterización geomecánica, RMR, Q de Barton, GSI, Sostenimiento de túneles, Algamarca.

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

En el mundo la actividad minera es uno de los pilares fundamentales en la economía de muchos países, además es materia base para la producción de los distintos materiales que utilizamos diariamente. Para desarrollar esta actividad de extracción de minerales se recurre a métodos de explotación minera de cielo abierto como subterráneo, siendo este último un método de explotación de gran dificultad y con alto grado de riesgo. La técnica de explotación subterránea implica la perforación y voladura de un macizo rocoso en el interior de la tierra a través de galerías o túneles, en los cuales interactúan fuerzas tectónicas que conllevan al desprendimiento de roca, generación de filtraciones de agua, acumulación de gases y en casos extremos el colapso total de la roca privando el avance en las labores de extracción del mineral, generado así un retraso de producción y creando accidentes en los trabajadores que puede terminar en pérdidas humanas (Ramírez et al., 2007).

En el Perú la minería tiene un rol muy importante para el PBI nacional, en la actualidad se desarrollan proyectos de explotación de minerales que va desde una pequeña minería hasta una gran minería. Pero sea cual sea la escala de trabajo, existe un gran número peligros que conllevan a accidentes, según el Ministerio de Energía y Minas (2019) más del 50% de accidentes mortales en minería que se presentaron el último año 2019 se dieron en labores subterráneas, siendo la causa principal el desprendimiento de roca, derrumbe o deslizamiento de material y el colapso de soportes como consecuencia de una mala caracterización geomecánica, que junto a un deficiente diseño y ejecución de sostenimiento de los túneles provocan estos sucesos.

Jie liu et al., (2018) Nos dan a conocer la importancia de realizar un correcto estudio geomecánico para diseñar un soporte de galerías subterráneas tomando principal énfasis en el estudio y caracterización de la litología de la zona de interés, utilizando software

computarizado avanzado como el FLAC3D y de correlacionar con métodos empíricos y numéricos; además de realizar un seguimiento al sistema de agua subterránea que pueda existir al momento de la excavación. Los resultados nos dice que se podrá obtener una mejor evaluación de un macizo rocoso y diseñar un confiable sistema de soporte para un túnel utilizando clasificaciones geomecánicas empíricas y numéricas de manera simultánea para disminuir la tasa de error.

Xin, P H S W Kulatilake, & Sandbak, (2018) mencionan que en la minería subterránea en EE.UU. es común el desprendimiento de roca como el colapso total de paredes y techo de las galerías. En su investigación proponen trabajar con modelos de simulación tridimensionales de la información geológica basado en la caracterización de Hoek-Brown y RMR, para poder identificar con una mejor precisión los esfuerzos que actúan en la roca y evaluar la efectividad de los soportes frente a las tensiones. Realizaron un modelamiento de datos, obteniendo datos promedio de la roca con valores de K_0 entre 0.5 y 1.25 siendo así valores satisfactorios y de bajo error en las mediciones de campo.

Santos, Da Silva, & M Graga, (2018) Proponen un sistema de modelamiento basado en el índice del RMR y aplicación de la geoestadística para comprender el comportamiento del suelo y roca con el objetivo de predecir escenarios de variación en la calidad de la roca a lo largo de una excavación subterránea. Los resultados obtenidos en la investigación fueron que se debe aplicar una escala de (1-1000) en vez de (1-100) en la caracterización de roca por RMR junto la geoestadística para tender a reducir la variabilidad de error.

Los autores Rehman et al., (2020) nos comentan que en pequeña minería no se toma en cuenta las características geomecánicas de los macizos rocosos para sus labores mineras. Ellos recomiendan los sistemas de caracterización empíricos, además, dependiendo de un estudio primario (RMR, Q), utilizar variaciones mejoradas de estas clasificaciones, como del RMR89 o el sistema de clasificación Q2. Los resultados obtenidos nos dice que al utilizar

un solo método puede acarrear un espaciado deficiente a la larga entre pernos de anclaje, rajaduras en el hormigón proyectado y colapso de los distintos marcos. Es así que se prefiere utilizar la correlación de RMR89 con el Q de Barton dando resultados comparativamente mejorados.

Los investigadores Rahimi, Shahriar, & Sharifzadeh, (2014) nos mencionan que la variabilidad en los distintos ambientes geológicos y estructurales de cada parte del planeta hace que se requieran diferentes sistemas de evaluación y diseño para ejecutar la excavación de un túnel; en el caso del túnel Qazvin-Rasht (Irán) donde el comportamiento estructural de bloque de roca que da alojamiento a la excavación está controlado por una serie de fallas y afluencia de agua, por ello han aplicado métodos como RMR, Q de Barton y SRC para clasificar el macizo rocoso. Los resultados obtenidos demostraron que el mejor sistema de sostenimiento y permeabilidad para el túnel debe ser la aplicación de hormigón proyectado a 0.15-0.2 m con un conjunto de acero formando una malla de homogénea y sistema de nervios ligeros.

Por su parte Panda, et al. (2014), toman el ejemplo del tunel Teesta Etappa III (India) donde hicieron una evaluación geomecánica con métodos empíricos y numéricos, además de utilizar el software Dips v. para la determinar el tipo de fallamiento y conocer el factor de seguridad, el software Unwedge v.3.0 para determinar la clasificación de la roca y definir el sistema de soporte. Los resultados arrojan que para el tunel Teesta Etappa III en la India el mejor sistema de sostenimiento es la colocación de pernos en la roca de 3.0-4.4 m, adicional a ello proyectar una capa de hormigón de 0.1-0.15 m con una malla homogénea de alambre y colocando un revestimiento de concreto como parte final. Esto garantizó la reducción de la inestabilidad de las zonas plásticas y deformaciones de la roca.

Por otro lado Akgün, Muratli, & Kerem, (2014) nos indican que las inestabilidades estructurales de la roca son muy frecuente al momento de realizar la excavación de un túnel;

por eso no solo es dable la utilización de métodos empíricos (RMR, Q, NATM), sino que se deben de utilizar métodos numéricos para la validación de datos. En su investigación aplicaron los métodos mencionados en el diseño preliminar del túnel Geçilmez en Turquía donde los análisis de falla, análisis numéricos y los análisis de momento de empuje de la roca arrojaron valores con presencia de error por cada método, pero fueron comparados y correlacionados ambos métodos (Numéricos y Empíricos), llegando así a una caracterización más exacta y así seleccionando el uso de hormigón de 0.1-0.2 m en las paredes y techo del túnel.

Özkan, Erdem, & Ceulanoglu, (2015) mencionan que en la mina Divriği en Turquía se ha presentado el colapso de una cámara subterránea por causas de presencia de rocas articuladas, al momento de realizar la evaluación geomecánica para diseñar el nuevo soporte notaron que los sistemas empíricos clásicos presentaban variaciones en los resultados, por lo que se tuvo que modificar estos métodos y dar lugar al M-RMR. Los resultados obtenidos arrojaron la utilización de marcos y umbrales de acero para sostener la roca, adicional realizaron un empernado en las paredes del túnel con pernos de 3-4 m con lanzamiento de hormigón de 0.1-0.15 m para ayudar en la permeabilidad y estabilidad.

Adeoluwa, Noa & Quevedo, (2017) nos exponen su investigación en la mina subterránea Oro Descanso donde según la clasificación RMR89 se obtuvieron 3 calidades distintas: Buena, regular y mala. Para el tramo de calidad buena se propuso laborear excavaciones con avance completo, de longitud libre 1,0-1,5 m, empleando en la corona el soporte de anclas cementado de diámetro 20 mm, longitud 3 m y espaciado 2,5 m y aplicar hormigón lanzado 50 mm de grosor; para el tramo de calidad regular y mala se propuso el laboreo en avance escalonado, de longitud libre de 1-3 m y después de cada voladura instalar, en la corona, anclas cementadas de diámetro 20 mm, longitud 4-5 m y espaciado 1-2 m, colocando en los lados malla metálica, con hormigón lanzado de 50-150 mm de grosor.

Castro & Pérez, (2014) nos hablan sobre la importancia de la correlación de dos sistemas de clasificación geomecánica indispensables para la elaboración de túneles en Colombia, se obtuvieron los datos aplicando el estudio en la elaboración de un túnel en la cordillera central de Colombia con una longitud de 8.55km. Al finalizar el estudio se obtuvieron distintas correlaciones para distintos tramos delimitados con criterios y bases geológicas y geotécnicas según el índice de RMR y su correlación con Q (6 tramos de buena calidad, 3 tramos de regular calidad y 2 tramos de mala calidad).

Blanco & Cepeda, (2015) nos mencionan la escases de información sobre el método de clasificación BQ el cual es la Norma Nacional para la ingeniería de Clasificación de macizos rocosos en China. Debido a que no hay estudios locales con este tipo de clasificación se decidió compararlo con los métodos de clasificación aplicados en Colombia los que vendrían siendo RMR y Q. El resultado de la aplicación del método de clasificación del RMR dio como resultado una clase IV que es una roca mala, con la clasificación del Q se obtuvo una roca extremadamente mala y por último al aplicar el método chino BQ se obtuvo una roca clase V clasificado como un macizo de roca débil a no tan débil.

Chura López, (2016) en su tesis aplicada en la mina Ana María – La Rinconada, señala que su estudio permitió evaluar la mecánica de rocas del macizo rocoso circundante al proyecto de la roca pizarra y areniscas cuarzosas. A su vez se evaluó la calidad de dicho macizo y su clasificación geomecánica la cual es un indicador importante para el diseño del sostenimiento. Utilizando la clasificación de RMR se obtuvo calidades regular y buena, y con dominio geotécnico de las discontinuidades se halló el tipo de falla por efecto de cuña.

Narváz Mejía, (2018) en su tesis aplicada CIA Minera San Roque FM, señala que el objetivo principal de su trabajo es caracterizar geo-mecánicamente el manto de carbón San

Roque para posteriormente diseñar un sostenimiento basándonos en la clasificación RMR. Para esto obtuvo un resultado de roca regular a mala, con esto se decide aplicar un sostenimiento con cuadros de madera de 2.6 * 2.6 metros y de 10’’ a 12’’ de diámetro a una distancia de 1.5 metros entre cada.

Calderón Mena, (2018) realiza la caracterización geomecánica con RMR y Q en 6 estaciones de la mina Ana María, logrando obtener valores entre 53 y 70 por estación en RMR y valores de 5.4 a 82 según el índice de Q por lo que concluye que para cada estación geomecánica respectivamente se determina un sostenimiento con pernos Hydrabolt con capacidad de 16 toneladas y el colocado es de manera sistemática, se consideró un factor de seguridad de 2.0, se realizaron dos diseños de sostenimiento para los seis tramos de la galería según la estación geomecánica que fueron diseños con 3 pernos por fila en cada metro de avance para las estaciones 1, 2, 3, 5; y 2 pernos por fila en cada metro de avance para las estaciones 4 y 6.

Alcantara, Pachecho & Salazar, (2018) afirman que previamente a la elaboración de un túnel, ya sea vehicular o para minería, se debe hacer una evaluación geomecánica, para la cual se trabaja con tipos de clasificación como: RMR (Bieniawski-1989), Q Barton, y uso de la cartilla GSI (Hoek Brown) con el fin de determinar la calidad de la roca y con este proponer un sostenimiento adecuado. Los tipos de sostenimientos recomendados pueden ser pernos helicoidales, cimbras, malla electrosoldada, o agregar el uso de concreto lanzado.

Cipriano & Marín, (2018) mencionan en su tesis “Propuesta de sostenimiento en base a la caracterización geomecánica de la galería Nv. 9 Unidad Minera Colquirrumi, Cajamarca, 2018” que uno de los principales problemas presentados en excavaciones subterráneas es la inestabilidad de las rocas que en respuesta se debe solucionar con una evolución geomecánica para determinar con los resultados, un sostenimiento óptimo y eficaz. Finalmente se propondrá un sostenimiento con la ayuda del software Phase2 y Unwedge.

Soto Vilca, (2016) en su tesis “Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca-Ollachea”, Menciona que un túnel debe tener una vida útil de 50 años por lo que opto por realizar una caracterización geotécnica y geomecánica con el fin de diseñar un sostenimiento para el macizo, los resultados que obtuvo fue que las rocas presentes son de calidad muy buena y buena respectivamente para la que propone un soporte libre o la aplicación de pernos de anclaje cada 10 metros de distancia.

Cruz Ordoñez, (2019) nos habla sobre el planeamiento y diseño del sostenimiento más adecuado usando un enfoque de análisis numérico y la clasificación geomecánica en el proyecto Tambomayo ubicado en Arequipa. La caracterización geomecánica dio como resultado la calidad del macizo rocoso usando la clasificación de RMR89 y como dominio geotécnico obtuvimos un tipo de falla por efecto cuña estimando las distintas presiones que ejerce el macizo rocoso con una variación de 0.08MPa a 0.26MPa con lo que se concluye aplicar el sostenimiento por refuerzo activo, estableciendo los lineamientos y consideraciones técnicas para el pre-sostenimiento y así garantizar la estabilidad a largo plazo.

Como se ha revisado en los antecedentes, para realizar la caracterización geomecánica de un túnel es necesario utilizar métodos empíricos. El RMR también conocido por sus siglas en inglés Rock Mass Rating, es una metodología la cual nos permite evaluar los parámetros geomecánicos de manera directa (Insitu) de un macizo rocoso ya sea para un fin de excavaciones, taludes u obras civiles, para luego poder sumar y ajustar el valor de la competencia de la roca (Bieniawski, 1989). Al igual que la clasificación RMR89, el índice de Q es una metodología para caracterizar macizos rocosos y evaluar un sistema de contención o sostenimiento. Q es muy utilizado para la evaluación del sostenimiento de túneles basándose en valores numéricos que se distribuyen en tres grupos compuestos por dos parámetros que permiten estimar la calidad del macizo rocoso (Barton, Lien, & Lunde,

1974). El índice de resistencia geológica o GSI nació como un complemento al RMR89 basándose en la observación directa al macizo rocoso donde se aprecia la parte estructural de las condiciones de la roca tomando en cuenta criterios de alteración – meteorización, su historia geológica, las condiciones de formación, la disposición y fracturamiento de las discontinuidades (Hoek, 1994).

En la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del consorcio minero HNS – Algamarca no es ajena a accidentes que suceden en la minería subterránea. En la actualidad la evaluación geomecánica que se realiza en las labores mina Nueva Esperanza Nv. 2 no es muy constante, la utilización de solo métodos empíricos y no correlacionados conlleva a que los trabajadores de la empresa realicen una errónea toma de datos geomecánicos del macizo rocoso lo que lleva a diseñar sistemas de sostenimiento poco eficientes a largo plazo, provocando desprendimientos de roca de forma regular y que se traduce en un latente peligro para los trabajadores y equipos usados. Es por ello que es necesario revisar bibliografía científica y antecedentes correspondientes para conocer más detalle de la problemática y los mecanismos de solución para la identificación de las características geomecánicas del macizo rocoso y así realizar el diseño del sostenimiento del túnel de explotación de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 – Algamarca.

Según lo expuesto se ha formulado la siguiente interrogante como problemática de investigación ¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso para el diseño del sostenimiento de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del consorcio minero HNS – Algamarca, 2021?, teniendo como objetivo general realizar la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño del sostenimiento de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del consorcio minero HNS – Algamarca, 2021. Y como objetivos específicos se plantea evaluar los parámetros geomecánicos de los macizos rocosos usando RMR89, Q de Barton y GSI. Realizar el análisis estructural usando el software Dips y RockData. Determinar la zona

plástica de la excavación utilizando el software Phase2. Con el software Unwedge generar el tipo de sostenimiento. Generar un mapa geomecánico de la mina Nueva Esperanza Nv. 2. Y plantear una propuesta económica para el sistema de sostenimiento al consorcio HNS - Algamarca. Del mismo modo se ha formulado la hipótesis de investigación “Al emplear métodos de caracterización geomecánica (RMR de Bieniawski, Q de Barton y GSI) en el Macizo Rocoso de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del consorcio minero HNS – Algamarca, 2021, se determinará y diseñará el tipo de sostenimiento para la galería minera basándose en las características geológicas presentes en la roca”.

CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

Según su finalidad dado que el objetivo es clasificar un macizo rocoso para la proposición del tipo de sostenimiento de un túnel para minería subterránea, se optó por un tipo de investigación aplicada por qué se usa ciencia y teoría ya existente puestos en práctica. En base al alcance la presente investigación es de índole correlacional, supuesto que concurre una concordancia entre las variables “Caracterización Geomecánica” y “Diseño de sostenimiento subterráneo”. En cuanto a la orientación de la investigación es de tipo cuantitativa y cualitativa ya que nos permitirá medir y calcular parámetros de los macizos rocosos, además de clasificarlos según su condición geomecánica. El diseño de investigación es de condición no experimental y transversal por motivos de que se trata de una indagación sistemática donde las variables independientes no se manejan o modifican.

2.2. Población y Muestra

2.2.1. Población

La población está conformado por los macizos rocosos de las galerías de explotación del consorcio minero HNS Algamarca.

2.2.2. Muestra

La muestra es direccionada y única, conformado por los macizos rocosos de la mina Nueva Esperanza Nv.2 del consorcio minero HNS – Algamarca.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

2.3.1. Técnicas

Análisis Documental

El análisis documental se realiza con el fin de recolectar información bibliográfica científica arbitrada, con el objetivo de usar como modelo estas investigaciones y plasmar con mayor fidelidad la evaluación geomecánica y sistema de sostenimiento de galerías mineras. Del mismo modo el análisis documental está direccionada para la recopilación de información general correspondiente a la mina Nueva Esperanza Nv.2 del consorcio HNS.

- Para poder desarrollar esta técnica, es preciso realizar una búsqueda científica confiable de la información más actual sobre el tema de evaluación geomecánica y sostenimiento de túneles, además de filtrar y registrar esta información para su aplicación en la presente investigación.
- Del mismo modo se procederá a investigar y recopilar información propia de la zona de estudio, además de solicitar al consorcio minero HNS información geológica de su concesión, así como los estudios previos de geomecánica que se hayan realizado en las galerías para tener una idea previa a la nueva evaluación de parámetros geomecánicos.

Observación directa

Se ejecutan protocolos y guías de observación de campo para el monitoreo y localización de los factores geológicos, hidrológicos y componentes geomecánicos del Macizo Rocoso de las galerías de explotación minera.

- La recopilación de esta información se desarrolla “In Situ”, es decir se tomó los datos requeridos en las mismas galerías mineras.
- Se realizó una valoración geomecánica al Macizo Rocoso de la mina de explotación con diferentes métodos (RMR, Q de Barton y GSI), para luego realizar la clasificación de la clase de roca presente en la zona y poder delimitar el mejor sistema de sostenimiento.

2.3.2. Instrumentos

Los instrumentos para la recopilación de bibliografía, información general de la zona y la obtención de datos para realizar la caracterización geomecánica del Macizo Rocoso se detalla en la siguiente lista:

- Formato de base de datos de bibliografía.
- Disco Duro: Se utiliza este instrumento para recolectar y almacenar la información general sobre la mina Nueva Esperanza dada por el área de geología y planeamiento del consorcio minero HNS.
- Libreta de Campo: Se utiliza este instrumento para la toma rápida de datos en campo, de igual forma se utiliza para graficar diferentes estructuras o detalles vistas en campo.
- Formato de registro geomecánico.
- Cámara fotográfica: Instrumento utilizado para capturar, registrar y almacenar fotografías de la zona de estudio, además de registrar un video si es requerido.

2.3.3. Equipos

Los equipos requeridos para el desarrollo de la investigación se detallan a continuación:

- Brújula Brunton Azimutal: Equipo que sirve para poder medir la orientación e inclinación de las diferentes estructuras geológicas.
- Flexómetro – Wincha: Equipos para realizar el cálculo de una distancia.
- Rayador: Equipo para determinar las propiedades físicas de las muestras de roca.
- Lupa de aumento: Equipo que se utiliza para ampliar la visibilidad de minerales o características de una roca.

- Picota: Equipo que se utiliza para fragmentar la roca y determinar su dureza.
- GPS.
- Pintura en spray: Equipo para delimitar una zona o señalar alguna área de trabajo.
- Equipo de oficina: Materiales como pinturas, lápices, borrador, etc. Que se utiliza para el desarrollo de la toma de datos.
- Laptop: Equipo multimedia para el procesamiento de los datos obtenidos en campo.

2.4. Datos generales

2.4.1. Ubicación y acceso

2.4.1.1. Ubicación

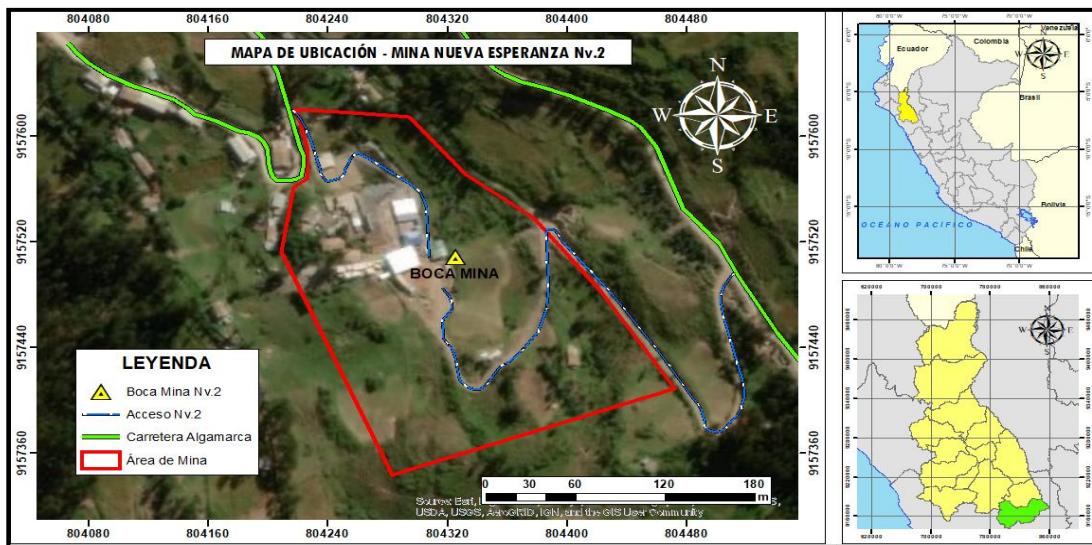


Figura 1: Ubicación de la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Elaboración: Fuente propia.

Geográficamente la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del consorcio minero HNS S.R.L se encuentra ubicado en la provincia de Cajabamba, que se encuentra situada al sur del departamento de Cajamarca, en la sierra septentrional del Perú. Se encuentra a una altitud de 3063 m.s.n.m. perteneciendo así al piso altitudinal Quechua. Políticamente

se ubica en el centro poblado de Algamarca, perteneciente al distrito de Cachachi, provincia de Cajabamba y departamento de Cajamarca. Desde el norte se ubica a 155 Km desde la ciudad de Cajamarca y por el sur a 71 Km desde la ciudad de Huamachuco.

2.4.1.2. Accesibilidad



Figura 2: Accesibilidad a la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia.

Para llegar a la mina Nueva Esperanza Nv.2 del consorcio minero HNS S.R.L se puede realizar solo por vía terrestre por medio de la vía nacional norte. Para acceder a la zona debemos de tomar servicio de transporte provincial o con movilidad propia. De la ciudad de Cajamarca se debe tomar la carretera asfaltada de la vía nacional que va de Norte – Sur con dirección a la provincia de Cajabamba hasta desvío de Pomabamba ubicada a unos 103 Km de recorrido el cual toma un tiempo aproximado de 2 horas y 30 minutos, luego se debe girar a la mano derecha del desvío y continuar por la vía afirmada de Algamarca hasta llegar al centro poblado del mismo nombre, tardando un tiempo aproximado de 1 hora en un recorrido de 27 Km.

2.4.2. Geología local

La mina Nueva Esperanza Nv.2 se encuentra en el cuadrángulo 16-g de Cajabamba en la cordilla occidental de los andes peruanos. Consiste en un sistema de vetas con orientación NE que cortan al anticlinal del cerro Algamarca compuesto por las formaciones Chimú (principalmente con areniscas cuarzosas) y Santa (Principalmente calizas margosas) pertenecientes al grupo Goyllarisquízga, donde los estratos se vuelven menos inclinados al alejarse de la cresta (Rivera Cornejo, 2007). Se conoce también que la zona de estudio se encuentra orientado en el flanco oeste del anticlinal, el cual presenta un eje de rumbo $N165^{\circ} - 130^{\circ}$ y presenta un control estructural por las fallas pre mineralizantes Algamarca (Casi paralela al eje del anticlinal), Santo Cristo y La Cruz (Perpendiculares al eje del anticlinal), y la falla Los Alisos (Oblicuo); las cuales son responsables del emplazamiento de los cuerpos intrusivos dacíticos y andesíticos mineralizantes Caupur, San José y La Cruz (Tumialán, et al., 1982).

- **Fm. Chimú (Kí-chim):** Consiste en una alternancia de areniscas cuarzosas y lutitas en la parte inferior y de una potente secuencia de areniscas cuarzosas blancas, en bancos gruesos, en la parte superior. Las areniscas generalmente son de grano mediano a grueso. Tiene un grosor aproximado de 600 m. Por sus relaciones estratigráficas la formación Chimú se ubica en el Valanginiano inferior a medio, pues yace sobre la formación Chicama del Titoniano e infrayace a la formación Santa del Valanginiano superior. Se correlaciona con las areniscas cuarzosas de la formación Hualhuani (Cruzado Vásquez, 2011).
- **Fm. Santa (Ki-sa):** Consiste en la intercalación de lutitas y calizas margosas, y areniscas gris oscuras, con un grosor que oscila entre los 100 y 150 m. suprayace a la formación Chimú e infrayace a la formación Carhuaz,

aparentemente con discordancia paralela en ambos casos. El cambio de facies es notable según los lugares. La formación Santa puede asignársele una edad del Valanginiano superior (Cruzado Vásquez, 2011).

- **Intrusivo Dacítico:** En la zona de Algamarca se presentan intrusivos dacíticos a través de una sucesión de stocks alineados, generando una forma de franja. Esta intrusión está fuertemente asociada a una mineralización polimetálica de Au-Cu-Ag. Su característica es que presenta un color gris claro, con matriz microcristalina y una textura porfirítica. Sus minerales principales es conformados por cuarzo y plagioclasas (andesina) microfracturadas, macladas, zonadas y parcialmente alteradas. Los fenocristales de cuarzo presentan bordes irregulares. Los minerales accesorios están representados por hornblenda, sanidina, biotita, apatita, zircón y opacos. En muchos lugares, la roca ha sufrido procesos de alteración hidrotermal, manifestada por carbonatación, sericitización, cloritización y epidotización (Cruzado Vásquez, 2011).
- **Pórfido de Andesita:** En la zona de Algamarca se presentan intrusiones de andesita en forma de cuerpos alargados conformando sills y diques. Su característica es que presenta un color claro, con presencia de minerales principales de plagioclasa – hornblenda, minerales secundarios como cuarzo, apatito, magnetita y pirita, y minerales de alteración como limonita, clorita, sericita y epidota (Reyes Rivera, 1980).

El cuerpo intrusivo de Caupur (pórfido de cuarzo monzonítico) es el mineralizante, generó vetas que rellenaron fallas dextrales y sinestrales por compresión perpendicular al eje del anticlinal, las vetas tienen rumbos N 30°E - N75°E (Tumialán, et al., 1982).

Las vetas mineralizadas son del tipo de relleno de fracturas, su rumbo es NE-SO y alto ángulo de buzamiento y con anchos que varían entre los 0.60 y 1.20 m. Los afloramientos llegan hasta los 400 m. de longitud y pasan los 200 m. de profundidad. Las principales vetas se denominan Descubridora y San Blas, de donde se extrae chalcopirita, tetrahedrita y enargita, con gangas de pirita y cuarzo. Además las vetas de plata y las alteraciones fílica y argílica, permiten clasificarlo como un epitermal alojado en rocas sedimentarias. Prospectado por los siguientes elementos Ag-Pb-Zn-Cu (Au) (Reyes Rivera, 1980) y (Tumialán, et al., 1982).

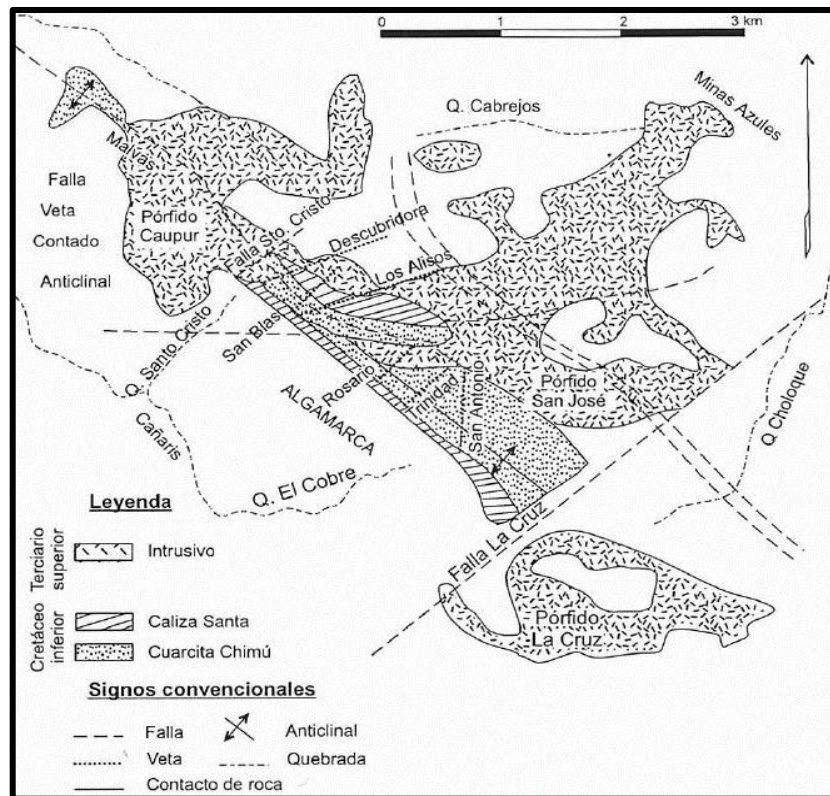


Figura 3: Plano geológico de Algamarca

Fuente: (Tumialán, et al., 1982).

La época metalgenética responsable de la mineralización en la zona de Algamarca ha ocurrido entre 17 y 15.3 Millones de años atrás entre oligoceno y mioceno inferior que pertenecen al evento tectónico Inca IV, además tiene correlación con los yacimientos La Virgen y Magistral del departamento de La libertad y Áncash respectivamente. Es así que Algamarca pertenece al tiempo donde se generaron los depósitos de tipo

pórfidos Cu con epitermales polimetálicos de media a alta sulfuración de Au-Ag que se alojan en roca de origen sedimentario y volcánico (Navarro Colque, 2007).

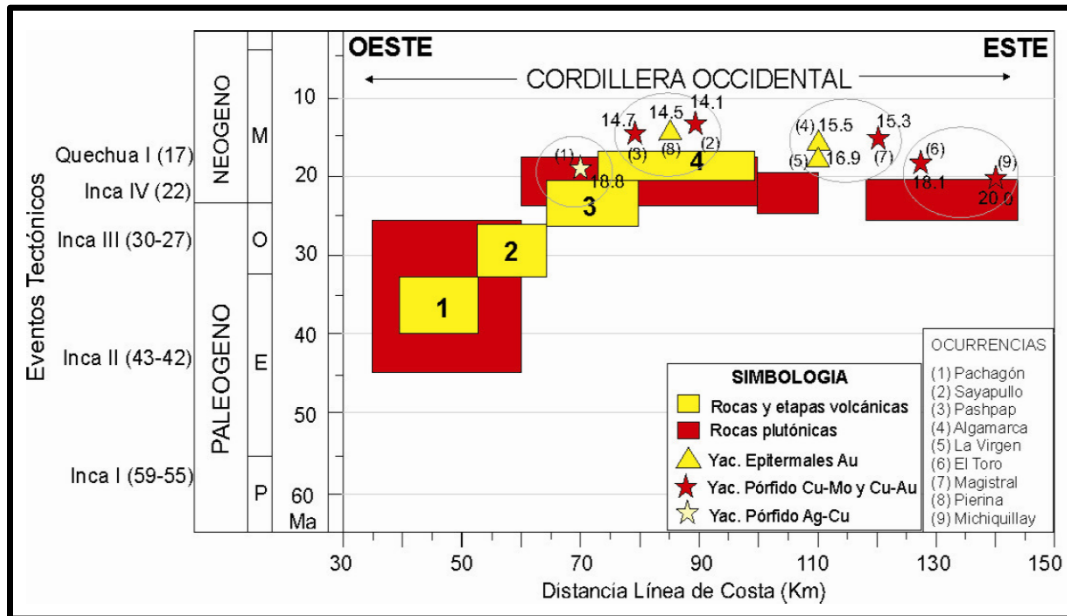


Figura 4: Relación espacio - tiempo de la mineralización y el magmatismo de Algamarca

Fuente: (Navarro Colque, 2007).

2.5. Procesamiento

2.5.1. Pre campo

Esta etapa comprende la revisión de literatura donde se ha recopilado, filtrado y sistematizado la información científica más relevante para utilizarla como base teórica en esta investigación. En la siguiente tabla se expone un resumen de la literatura compilada.

Tabla 1

Resultados de la búsqueda sistemática de la información científica

Autor	Año	Base de datos	DOI
Xin, P H S W Kulatilake, & Sandbak.	2018	ProQuest	10.1007/s00603-017-1336-6
Vanuva & Jaya.	2016	ProQuest	10.2478/ace-2018-0002
Rehman, Naji, Jung-joo, & Han-kyo.	2020	ProQuest	10.3390/app8050782

Akgün, Muratli, & Kerem.	2014	ScienceDirect	10.1016/j.tust.2013.10.018
Özkan, Erdem, & Ceulanoglu.	2015	ScienceDirect	10.1016/j.ijrmms.2014.10.001
Bertuzzi	2017	ScienceDirect	10.1016/j.jrmge.2017.05.005
Chura Lopez.	2016	Redalyc	http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/4489
Claderón Mena.	2018	Biblioteca virtual UPN	http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/8409
Alcántara Urrutia, Pacheco Ccapa, & Salazar Cacho.	2018	Biblioteca virtual UPN	http://hdl.handle.net/11537/15032
Cipriano Chudán & Marín Cabrera.	2018	Biblioteca virtual UPN	http://hdl.handle.net/11537/13943
Soto Vilca.	2016	Biblioteca virtual UPN	http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/2996
Cruz Ordoñez.	2019	Biblioteca virtual UPN	http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/12381

Elaboración: Fuente propia.

2.5.2. Campo

En esta parte de la investigación se refiere a todos los datos tomados insitu.

2.5.2.1. Técnicas de caracterización geomecánica

- a. **RMR89 de Bieniawski:** Para poder determinar el valor de RMR89 en esta investigación se evaluó 6 parámetros principales: 1) La resistencia de la roca. 2) El valor de RQD. 3) El espaciamiento de las discontinuidades. 4) El estado de las discontinuidades. 5) La presencia de agua en la zona. 6) La orientación de las discontinuidades respecto a las galerías de la mina.
- b. **Q de Barton:** Para poder determinar el índice de Q en la presente investigación se evaluó en primer lugar “El tamaño de bloque” donde se evaluó los

parámetros de RQD/Jn (representa la estructura de la masa de roca, es una medida bruta del macizo rocoso). En segundo lugar se calculó “La Resistencia al Corte entre Bloques” donde se evaluó los parámetros de Jr/Ja (Se analiza las características de rugosidad y fricción entre las paredes de las juntas o materiales de relleno de las discontinuidades). Y en tercer lugar se calculó “La Tensión Activa o Estrés” donde se evaluó los parámetros de Jw/SRF (Se analiza la tensión de la roca competente y la medida de presión del agua). Con la valoración realizada hemos conocido el término de cada estación del índice Q y por tanto conocemos su influencia en la calidad del macizo rocoso.

- c. **GSI:** Para poder determinar valor de GSI en la presente investigación se evaluó por medio de la tabla geomecánica donde se eligió la descripción semejante al entorno del macizo rocoso haciendo referencia a la condición de la estructura y las características de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso para luego dar un rango de valores entre 0 a 100.

d. Fórmulas de evaluación y correlación

Para cada evaluación geomecánica realizada con los métodos mencionados se tuvo que conocer las siguientes fórmulas para obtener un valor correcto:

- **Cálculo de RQD:** Para calcular este valor debemos de utilizar la ecuación de Hudson (1989), la cual se utiliza para calcular el RQD directo en el macizo rocoso y cuando solo se tiene una vista 2D.

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

- **Cálculo de RMR89:** Para calcular el valor de este método debemos sumar los puntajes por cada parámetro del macizo rocoso.

$$RMR = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 \quad (2)$$

Dónde: 1) Resistencia de roca intacta. 2) RQD. 3) Espaciamiento de discontinuidades. 4) Condiciones de las discontinuidades. 5) Presencia de agua subterránea.

- **Cálculo de RMR Ajustado:** Para calcular este valor se debe restar el valor del ajuste de la dirección de las discontinuidades respecto a la dirección de la excavación.

$$RMR_{ajustado} = RMR_{89} - \text{Ajuste de excavación} \quad (3)$$

- **Cálculo de Q de Barton:** Para calcular este valor debemos de dividir ciertos parámetros entre si y los resultados multiplicados para obtener el valor de Q.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (4)$$

Dónde: RQD es el “Índice de calidad de roca”. J_n es el “Número de familias de diaclasas”. J_r es la “Rugosidad de las superficies de las discontinuidades”. J_a es la “Alteración de las diaclasas”. J_w es el “Coeficiente reductor. Presencia del agua”. Y SRF es el “Factor reductor del esfuerzo”.

Así mismo como se conoció en la revisión de antecedentes, los autores Jie liu, et al. (2018) y Rehman, et al. (2020) sugieren la aplicación de ecuaciones de correlación entre estos métodos de caracterización geomecánica, estos se describen a continuación:

- **Correlación RMR con GSI:** Utilizamos la fórmula propuesta por (Hoek, 1995) en su libro Practical Rock Engineering la cual se describe a continuación:

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad (5)$$

- **Correlación de RMR con Q de Barton:** Utilizamos la fórmula propuesta por Rutledge y Preston en el año de 1978 con el fin de relacionar y ajustar estos dos métodos entre sí. La ecuación de muestra a continuación:

$$RMR = 13.5 * LnQ + 43 \quad (6)$$

2.5.2.2. Caracterización geomecánica

Los macizos rocosos presentes en la mina Nieva Esperanza Nv.2 están compuestas por rocas pertenecientes al cretáceo inferior del grupo goyllarisquizga, principalmente actúan la Fm. Chimú compuesta por rocas de origen metamórfico donde predominan las areniscas cuarzosas y la Fm. Santa compuesta por rocas de origen sedimentario donde predominan calizas.



Figura 5: Areniscas cuarzosas de la Fm. Chimú - Mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia.



Figura 6: Calizas de la Fm. Santa - Mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia.

Para realizar la caracterización geomecánica se ha sectorizado la galería de la mina Nueva Esperanza Nv.2 en estaciones geomecánicas a través de 8 progresivas de la siguiente manera, ver tabla 02.

Tabla 2

Estaciones geomecánicas para la mina Nueva Esperanza Nv.2

N°	Nombre	Progresiva
1	Estación geomecánica 1	000 + 20 m
2	Estación geomecánica 2	020 + 20 m
3	Estación geomecánica 3	040 + 20 m
4	Estación geomecánica 4	060 + 20 m
5	Estación geomecánica 5	080 + 20 m
6	Estación geomecánica 6	100 + 20 m
7	Estación geomecánica 7	120 + 20 m
8	Estación geomecánica 8	140 + 16.5 m

Elaboración: Fuente propia

Para cada estación geomecánica se ha evaluado de forma directa en la roca con ayuda de la brújula Brunton el buzamiento (DIP) y su dirección de buzamiento (DIP DIRECTION) de las discontinuidades presentes en los macizos rocosos. También se ha evaluado cada parámetro según el método de evaluación geomecánica RMR89 – Q de Barton – GSI y han sido almacenados en cartillas de datos, las cuales se muestran en la parte de anexos.

2.5.2.3. Parámetros de caracterización geomecánica

Para realizar la caracterización geomecánica de los macizos rocosos de la mina Nueva Esperanza Nv.2 del consorcio minero HNS S.R.L se ha evaluado 6 parámetros importantes. Para obtener estos datos se han utilizado diferentes equipos como flexómetro, escalímetro, protactor, Brújula, libreta, tabla de rugosidad, rayador, entre otros. A continuación, se resume el procedimiento por cada parámetro evaluado.

A. Evaluación del Dip y Dip Direction: Para realizar esta evaluación se tuvo que identificar las familias de discontinuidades, luego por regla de la mano derecha se identificó el rumbo y buzamiento, se midió cada valor con ayuda de una Brújula Brunton. Ver figura 07.



Figura 7: Toma de datos de Rumbo y Buzamiento de discontinuidades.

Fuente: Elaboración propia.

Los valores obtenidos fueron apuntados en la cartilla de recolección de datos, además en cada estación se identificaron de 3 a 4 familias de discontinuidades.

B. Resistencia de la roca sana: Para realizar esta evaluación se tuvo que usar la tabla propuesta por Brown en el año de 1981, ver tabla 03. Conociendo esta técnica para determinar la resistencia de la roca en campo se procedió a realizar la caracterización con ayuda de un martillo de campo, ver figura 08.

Tabla 3:

Cuadro para determinar la resistencia de la roca en campo.

Clase	Resistencia	Resistencia uniaxial MPa	Índice de carga puntual	Estimación de la resistencia en campo
R6	Extremadamente resistente	>250	>10	Sólo se puede romper esquirlas de la roca con el martillo de geólogo.
R5	Muy resistente	100 – 250	4 – 10	Se necesitan muchos golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.
R4	Resistente	50 – 100	2 – 4	Se necesita más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra.
R3	Moderadamente resistente	25 – 50	1 – 2	No se puede rayar o desconchar con una navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo.
R2	Débil	5.0 – 25	****	Puede desconcharse con dificultad con una navaja, se pueden hacer marcas poco profundas, golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo.
R1	Muy débil	1.0 – 5.0		Deleznable bajo golpes fuertes con la punta del martillo de geólogo, puede desconcharse con una navaja.
R0	Extremadamente débil	0.25 – 1.0		Rayado por la uña del dedo pulgar.

Fuente: Brown, (1981)

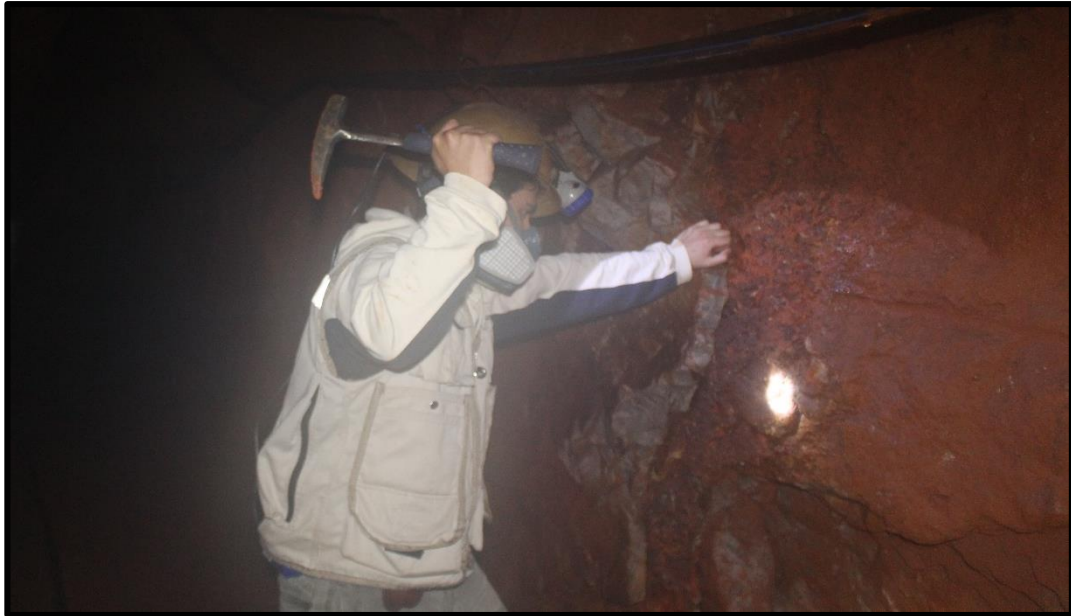


Figura 8: Evaluación de la resistencia de la roca en campo con martillo de geólogo.

Fuente: Elaboración propia.

Al momento de realizar la evaluación se pudo comprobar que la roca de las estaciones necesitaba muchos golpes para poder ser fracturada, y con base en la tabla de Brown, se pudo identificar que las litologías presentes en las estaciones estaban en un rango de resistencia de 100 – 250 MPa.

C. Cálculo del RQD: Para realizar el calcular el valor de RQD se tuvo que seleccionar la zona con más fracturas de cada estación y se midió con aguda del flexómetro dos metros lineales de forma horizontal para calcular este valor el valor de landa, para luego remplazar este número en la ecuación (1) y así obtener valor de este parámetro por cada estación.

D. Separación de discontinuidades: Este parámetro se refiere a la distancia que hay entre discontinuidades. Para calcular este valor se utilizó equipos como flexómetro y escalímetro para medir dicha distancia, Ver figura 09.

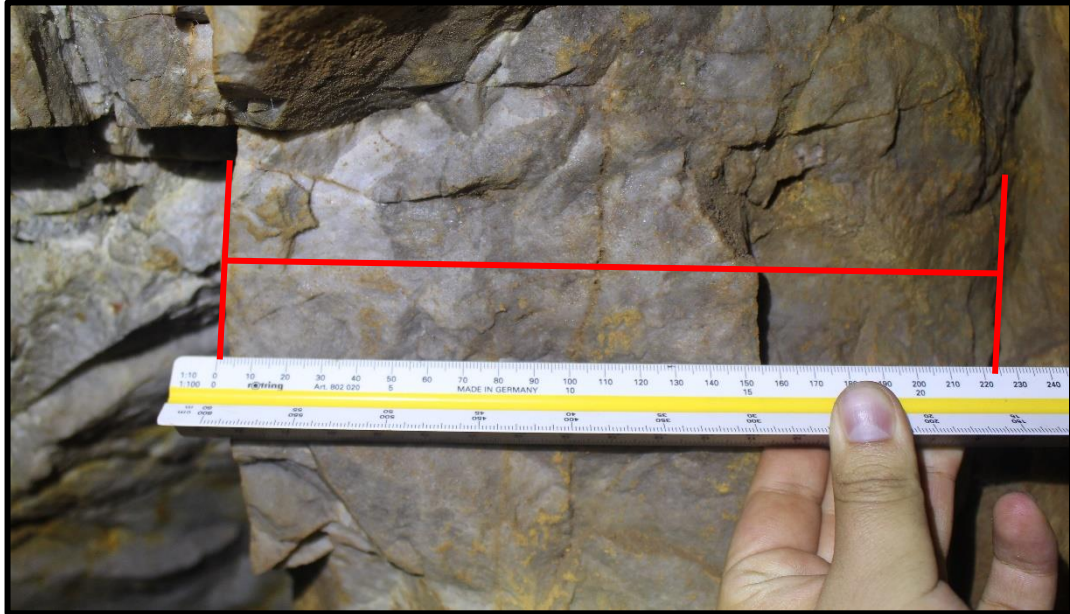


Figura 9: Separación entre discontinuidades de los macizos rocosos en la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Propia.

De las evaluaciones a los bloques de roca a lo largo de las 8 estaciones se puede evidenciar que la separación de discontinuidades fluctúa entre valores de 200 – 600 mm y 600 mm – 2m.

E. Estado de las discontinuidades: Este parámetro está compuesto por distintas características a evaluar, por lo que lo es de suma importancia que se realice cada caracterización de forma minuciosa. A continuación se describe cada uno de los Subparámetros.

- **Persistencia:** es la extensión superficial que tiene una discontinuidad, en el caso de minería subterránea es complicado identificar la distancia que tiene cada familia de discontinuidades. Para medir este parámetro es necesario utilizar el flexómetro y una brújula para medir y proyectar la distancia que pueda tener una discontinuidad, ver figura 10.

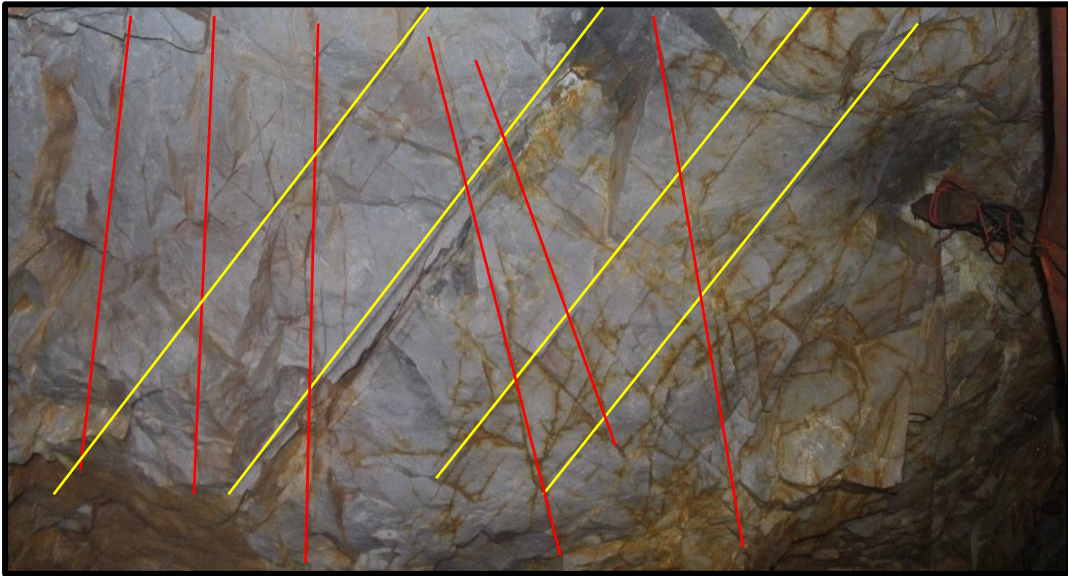


Figura 10: Persistencia de las discontinuidades de la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia.

De las evaluaciones realizadas a la persistencia de las discontinuidades en las 8 estaciones se puede evidenciar que la continuidad oscila de manera regular entre valores de 3 – 10m y de 10 – 20m.

- **Abertura:** Este parámetro hace referencia a la distancia perpendicular que existe entre una pared y otra de las discontinuidades. Para realizar esta evaluación se tuvo que utilizar un protactor para evidenciar la abertura presente, ver figura 11.

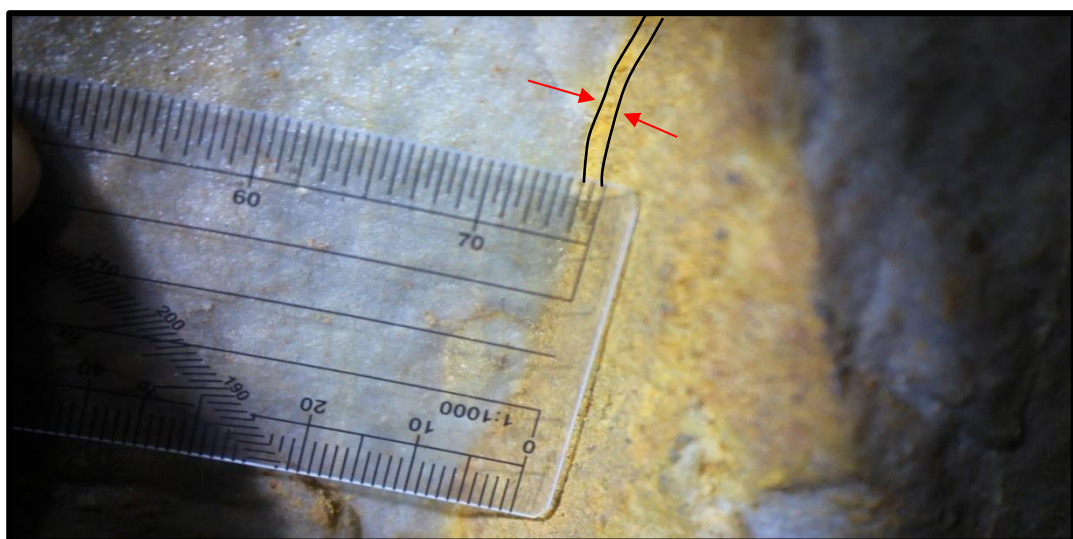


Figura 11: Abertura de las discontinuidades de la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia.

De las evaluaciones a los bloques de roca a lo largo de las 8 estaciones se puede evidenciar que la apertura de las discontinuidades fluctúa entre valores 0.1 – 1.0 mm y 1 – 5 mm.

- **Rugosidad:** Para realizar esta evaluación de rugosidad se tuvo que usar la tabla del JRC de Barton, propuesta en el año de 1981. Con esta tabla se procedió a comparar el tipo de rugosidad propuesta con la rugosidad de cada estación geomecánica, ver figura 12.

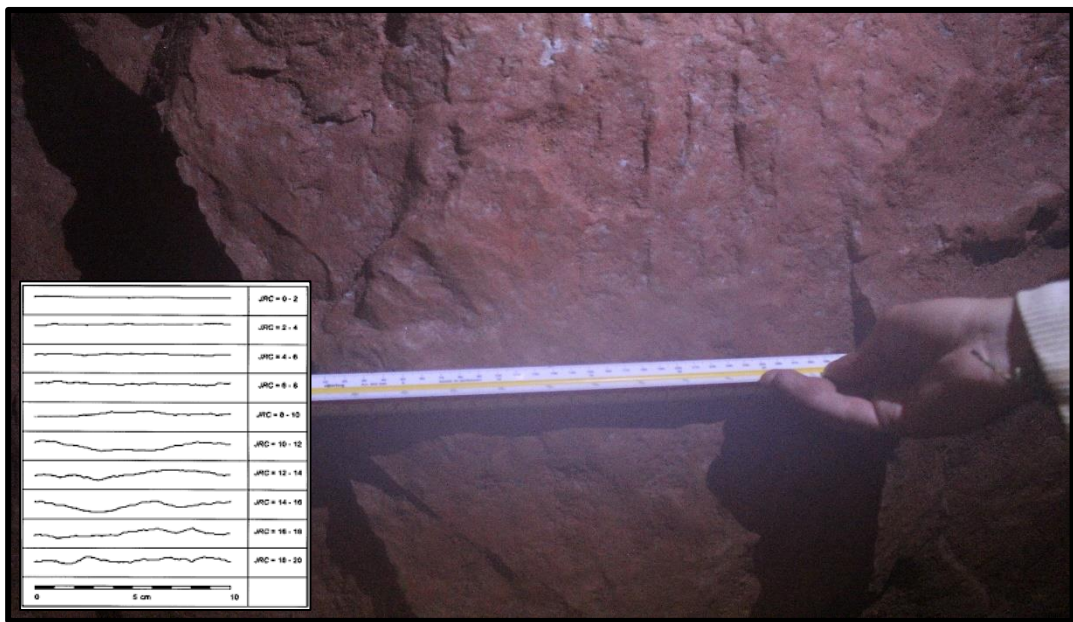


Figura 12: Rugosidad de las discontinuidades de la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia.

De las evaluaciones a los bloques de roca a lo largo de las 8 estaciones se puede evidenciar que la rugosidad de las discontinuidades fluctúa entre valores ligeramente rugosa a rugosa con JRC de 10 – 12.

- **Relleno:** Este parámetro hace referencia al material que pueda existir entre las aberturas de las discontinuidades. Para realizar esta evaluación se usó un protactor para identificar el tipo y dureza de relleno, ver figura 13.

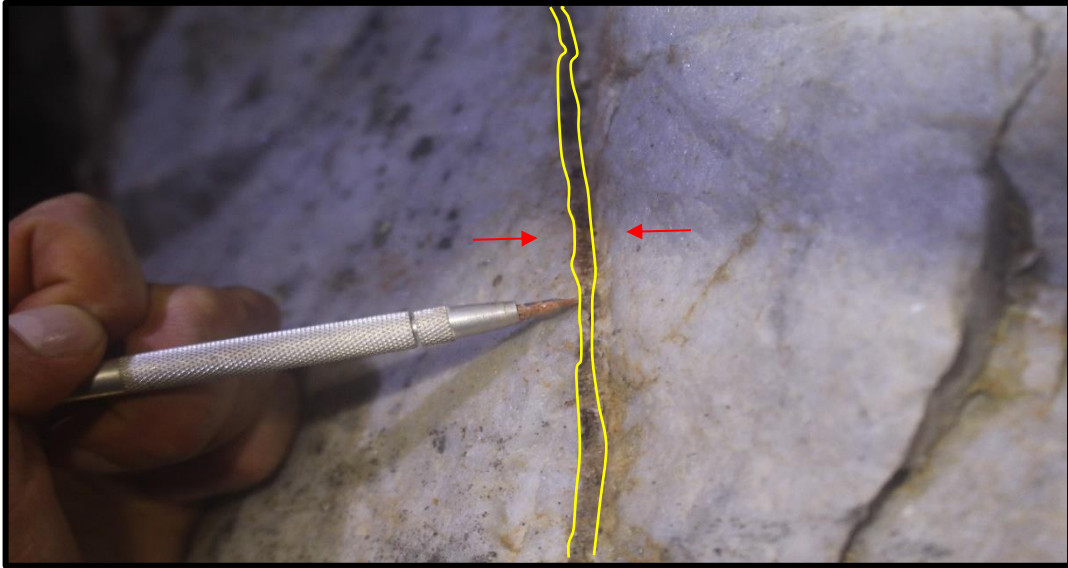


Figura 13: Relleno de las discontinuidades de la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia.

De las evaluaciones a los bloques de roca a lo largo de las 8 estaciones se puede evidenciar que el relleno predominante en las discontinuidades son rellenos duros < 5mm y en algunos casos no cuenta con un relleno en las aberturas.

- **Alteración:** Este parámetro hace referencia al grado de meteorización de la roca en función a su apertura, persistencia, material de relleno y su rugosidad de la roca. La evaluación de este parámetro se realizó de manera analítica según los cuadros de teoría, ver figura 14.

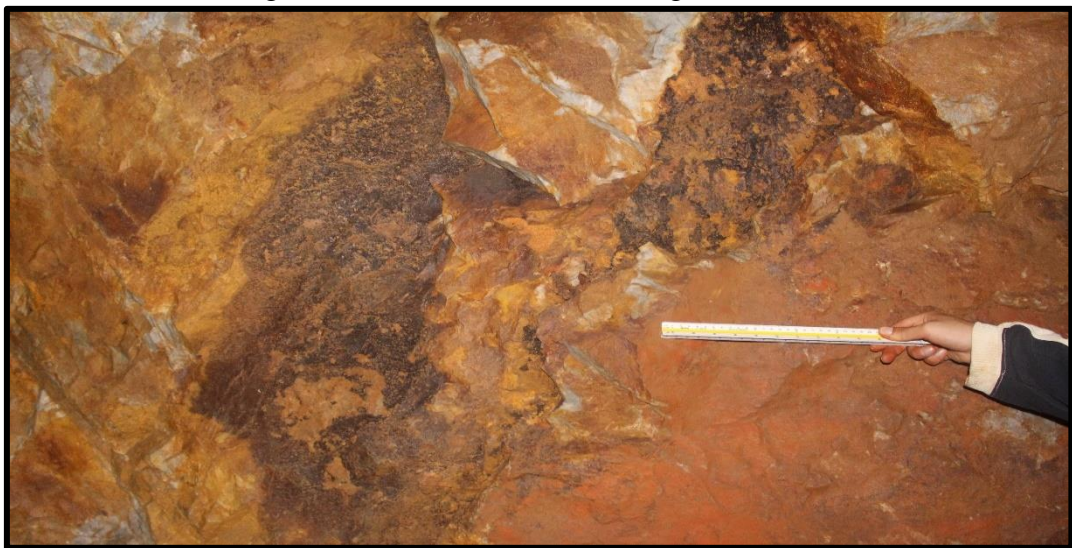


Figura 14: Alteración de los macizos rocosos de la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia.

De las evaluaciones a los bloques de roca a lo largo de las 8 estaciones se puede evidenciar es predominante en los macizos rocosos una alteración que va en rangos de ligeramente alterado a moderadamente alterado.

F. Presencia de agua: Este parámetro se refiere al grado de circulación o presencia de agua entre las aberturas de las discontinuidades. Para evaluar parámetro se realizó a través de la observación directa y según su intensidad se asignó un valor, Ver figura 15.



Figura 15: Presencia de agua en los macizos rocosos de la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia.

De las evaluaciones a los bloques de roca a lo largo de las 8 estaciones con relación a la presencia de agua se puede evidenciar es hay presencia de agua en rangos que van desde ligeramente con valores de caudal de <10 L/min, húmedo con valores de caudal de $10 - 25$ L/min y Goteo con valores de caudal de $25 - 125$ L/min.

G. Orientación de la excavación: Este parámetro se refiere a la dirección que sigue la galería de la mina Nueva Esperanza con respecto a la dirección de la familia principal de discontinuidades, ver tabla 04. En campo se puede evidenciar el resumen expuesto, ver figura 16.

Tabla 4

Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación

Estación	Rumbo de las discontinuidades respecto a la galería	Inclinación	Condición
1	Paralelo al eje de la excavación	45° - 90°	Muy desfavorable
2	Paralelo al eje de la excavación	45° - 90°	Muy desfavorable
3	Paralelo al eje de la excavación	45° - 90°	Muy desfavorable
4	Paralelo al eje de la excavación	45° - 90°	Muy desfavorable
5	Paralelo al eje de la excavación	45° - 90°	Muy desfavorable
6	Paralelo al eje de la excavación	45° - 90°	Muy desfavorable
7	Paralelo al eje de la excavación	45° - 90°	Muy desfavorable
8	Paralelo al eje de la excavación	45° - 90°	Muy desfavorable

Fuente: Elaboración Propia.

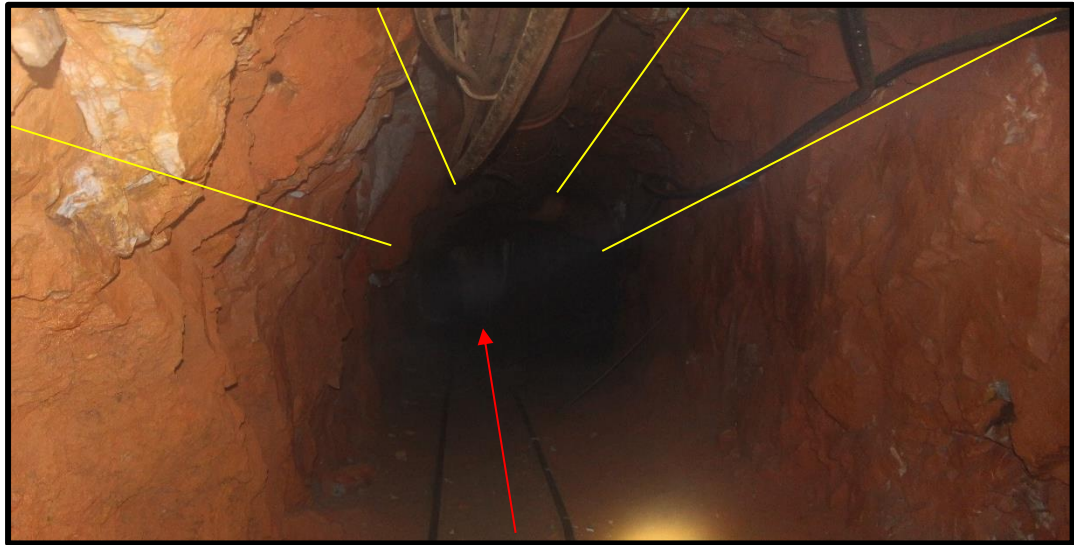


Figura 16: Dirección de la discontinuidad principal y la dirección de la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia.

Al estar la dirección de la galería de la mina Nueva Esperanza Nv.2 de forma paralela al anticlinal de Algamarca, es obligatorio que la familia de discontinuidades que para este caso son los estratos sea paralelo al rumbo de la excavación con ángulos de inclinación entre 45° - 90°.

2.5.3. Post Campo

Luego de realizar la caracterización geomecánica en campo, se analizará los datos con software geomecánica, realizar su interpretación y generar el diseño de sostenimiento más adecuado.

- **ROCDATA v5.0:** Este software geomecánico nos permitirá determinar ciertos parámetros como los esfuerzos principales, el ángulo de cohesión y fricción según distintos modelos como pueden ser por Barton-Bandis, Hoek-Brown generalizado y Mohr-Coulomb. Los datos que se ingresaran al sistema es la resistencia de la compresión uniaxial, GSI, mi y D.
- **Dips:** Este software geomecánico tiene como finalidad efectuar un análisis estereográfico y proyectar información de la parte estructural de los macizos rocosos a partir de los datos de Dip y Dip Direction. Además con este software podremos realizar una evaluación estadística para determinar la orientación de las familias de discontinuidades, su cálculo de confianza, los esfuerzos principales, su análisis cinemático y sobre todo el tipo de falla que se podría producir.
- **Unwedge:** Este software geomecánico tiene como finalidad realizar el cálculo y evaluación de las cuñas que se generan las familias de discontinuidades en los macizos rocosos cuando se forja una excavación subterránea. Genera el factor de seguridad de cuñas inestables y el sistema más adecuado de sostenimiento para la estabilidad del túnel. Para este análisis de debe de ingresar la densidad de la roca, la resistencia de la compresión uniaxial, módulo de Young's, criterio de Hoek and Brown y el módulo de Poisson.

- **Phase2:** Este software geomecánico tiene como finalidad realizar el análisis de los esfuerzos presentes y generar evaluar las zonas plásticas de la excavación para determinar la longitud de los pernos de anclaje. Al igual que el software RockData, podemos trabajar con distintos modelos como Barton-Bandis, Hoek-Brown generalizado y Mohr-Coulomb. Para este análisis de debe de ingresar el módulo de Young, módulo de Poisson, y el criterio de Hoek-Brown. Además de tener una profundidad de excavación de 160m y con una densidad de roca arenisca cuarzosa de 0.026 MN/m³.
- **ArcGis Map:** Este software tiene como finalidad crear mapas temáticos como de SIG, geológicos o geomecánicos. Con la ayuda de este software se realizará los mapas temáticos de ubicación, acceso, geológico, mapa geomecánico, mapa de zonación geomecánico.

2.6. Aspectos éticos

- En la presente tesis se da el citado correspondiente en formato APA y con valoración de la información de los trabajos académicos de los autores mencionados.
- Para la realización de la presente investigación, se ha tenido conveniente solicitar la aprobación para la recolección de datos, gestión y publicación de la información sobre las condiciones del macizo rocoso de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del presente consorcio minero.
- Se expone la solicitud de aprobación.
- La información que es tratada en la presente investigación es solo con un fin científico – académico, ajustada a la disposición del Consorcio minero HNS S.R.L si en algún momento decida que sea material confidencial o pública.

CAPÍTULO III. RESULTADOS

3.1. Caracterización geomecánica

Se describe la caracterización geomecánica según RMR89, Q de Barton y GSI por cada estación geomecánica.

3.1.1. Estación geomecánica 01

Los resultados de esta evaluación geomecánica corresponde a la estación N° 01 con la progresiva 00+20m, geológicamente se clasifica en una roca cuarcita de la Fm. Chimú perteneciente al cretáceo inferior. En la tabla 5 podemos ver los resultados de la evaluación por RMR89, el valor de RMR ajustado, la evaluación por Q de Barton y los resultados de la evaluación por GSI. Además en la parte siguiente se muestra la correlación que existe entre los resultados de cada método de caracterización.

Tabla 5

Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 01

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR RMR89				CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR Q DE BARTON			CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR GSI	
Parámetro	Descripción	Medida	Valor	ítem	Parámetro	Medida	Valor	
	Resistencia de la roca sana	100-250 MPa	12	RQD	Rock Quality Designation	***	77%	<p>INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MARINOS, 2000)</p> <p>Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es más real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales débiles están presentes en una dirección desfavorable con respecto a la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteración como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua está presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presión del agua es tratada por análisis de esfuerzos efectivos.</p> <p>CONDICIONES DE SUPERFICIE</p> <p>MUY BUENA: Superficie muy rugosa, no meteorizadas, frescas</p> <p>BUENA: Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro</p> <p>REGULAR: Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas</p> <p>POBRE: Superficie con espesos de falla, alto grado de meteorización y rellenos</p> <p>MUY POBRE: Superficie con espesos de falla, alto grado de meteorización y rellenos de arcillas suaves.</p> <p>ESTRUCTURA</p> <p>INTACTA O MASIVA: Rocas intactas o masivas in-situ, rocas con discontinuidades amplias y espaciadas</p> <p>FRACTURADA: Macizo rocoso con bloques enclavados, bloques cúbicos formados por tres intersecciones de sistemas de discontinuidades</p> <p>MUY FRACTURADA: Macizo perturbado con bloques entrabados y angulares formados por la intersección de 4 o más sistemas</p> <p>FRACTURADA/PERTURBADA/SORVIDA: Macizo plegado formado por bloques angulares productos de la intersección de varios sistemas de discontinuidades. Persistencia de los planos de estratificación</p> <p>DISGREGADO: Pobrecamente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados</p> <p>LAMINADA/FOJADA: Se carece de bloques debido al débil material en los planos de esquistosidad y cizalla</p> <p>DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE</p> <p>DECRECE EL ENCLAVAMIENTO DE LOS BLOQUES</p>
	RQD (%)	77%	17	Jn	índice de diaclasado	3D	9	
	Espacio de las discontinuidades	0.6-2 m	15	Jr	índice de rugosidad de la discontinuidades	Rugosa	3	
Estado de las discontinuidades	Persistencia	10-20 m	1	Ja	índice de alteración de las discontinuidades	Ligeramente	1	
	Abertura	Muy angosta <01 mm	5	Jw	Presencia de agua	Lig. Húmedo	0.7	
	Rugosidad	Rugosa	5	SRF	Condiciones tensionales de la roca	Tensión pequeña	2.5	
	Relleno	Ninguno	6				2.5	
	Alteración	Moderadamente	3	Luz	Longitud de la excavación	m	20	
Presencia de agua	Lig. Húmedo	7	ESR	Relación de sostenimiento del túnel	Minería permanente	1.6		
Dirección de las discontinuidades respecto a la dirección del túnel	Rumbo de las discontinuidades paralelo al eje de la obra, Incl. 45°-90°	-12				1.6		
	RMR89		71		Dimensión equivalente De		12.5	
	RMR Ajustado		59		Q de Barton		7.19	
INTERPRETACIÓN				INTERPRETACIÓN			INTERPRETACIÓN	

Podemos identificar que para la estación 01 el RMR89 obtenido es de 71 y luego de realizar el ajuste correspondiente para túneles se obtiene un valor de RMR Ajustado de 59. Por lo que se obtiene una caracterización geomecánica de clase III que es considerada como roca de calidad Media o Regular.

Con la evaluación del sistema de Q de Barton en la estación 01, obtuvimos una clasificación geomecánica con un índice de calidad de roca de Q=7.19 por lo que se trata de tipo media o regular con tres sistemas de discontinuidades de roca cuarcita.

Podemos identificar que para la estación 01 la evaluación geomecánica por el índice Geológico de Resistencia (GSI) tiene un valor entre 60 a 70 puntos, por lo que se optará por tomar un valor medio de 66. Con estos resultados se procederá a correlacionar entre los 3 métodos de caracterización geomecánica.

Fuente: Elaboración Propia.

- **Correlación entre RMR89 y GSI:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (5) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{GSI} = 71 - 5 = 66$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación GSI y RMR se encuentra dentro del rango obtenido en la caracterización (Entre 60 - 70).

- **Correlación entre RMR89 y Q de Barton:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (6) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{RMR} = 13.5 * \ln(7.19) + 43 = 69.63$$

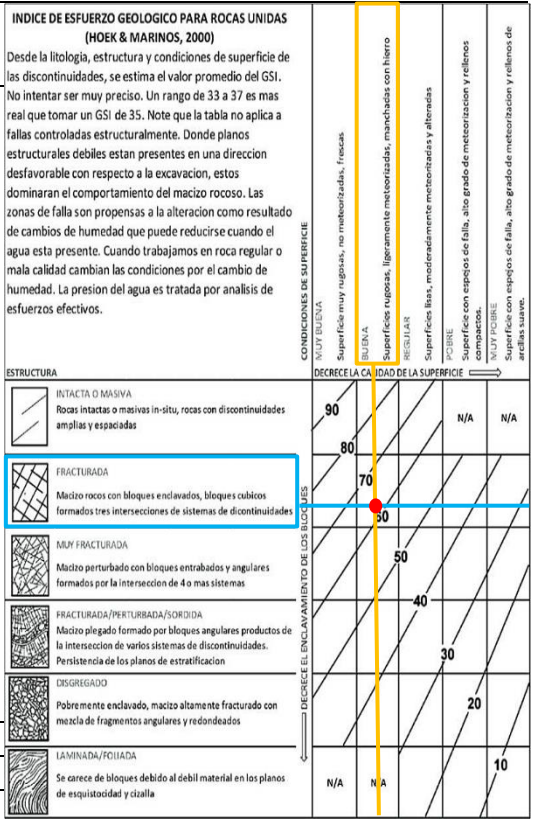
Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación RMR y Q de Barton es de 69.63 y se encuentra entre valores aceptables de semejanza, debido a que el valor obtenido por caracterización RMR es de 71.

3.1.2. Estación geomecánica 02

Los resultados de esta evaluación geomecánica corresponde a la estación N° 01 con la progresiva 00+20m, geológicamente se clasifica en una roca cuarcita de la Fm. Chimú perteneciente al cretáceo inferior. En la tabla 5 podemos ver los resultados de la evaluación por RMR89, el valor de RMR ajustado, la evaluación por Q de Barton y los resultados de la evaluación por GSI. Además en la parte siguiente se muestra la correlación que existe entre los resultados de cada método de caracterización.

Tabla 6

Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 02

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR RMR89				CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR Q DE BARTON			CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR GSI	
Parámetro	Descripción	Medida	Valor	ítem	Parámetro	Medida	Valor	
	Resistencia de la roca sana	100-250 MPa	12	RQD	Rock Quality Designation	***	75%	
	RQD (%)	75%	17	Jn	índice de diaclasado	4D	15	
	Espacio de las discontinuidades	0.6-2 m	15	Jr	índice de rugosidad de las discontinuidades	Rugosa	3	
Estado de las discontinuidades	Persistencia	3-10 m	2	Ja	índice de alteración de las discontinuidades	Ligeramente	2	
	Abertura	0.1-1.0 mm	4	Jw	Presencia de agua	Lig. Húmedo	0.7	
	Rugosidad	Rugosa	5	SRF	Condiciones tensionales de la roca	Tensión media	1	
	Relleno	Ninguno	6					
	Alteración	Altamente	1	Luz	Longitud de la excavación	m	20	
	Presencia de agua	Goteo	4	ESR	Relación de sostenimiento del túnel	Minería permanente	1.6	
	Dirección de las discontinuidades respecto a la dirección del túnel	Rumbo de las discontinuidades paralelo al eje de la obra, Incl. 45°-90°	-12					
	RMR89		66		Dimensión equivalente De		12.5	
	RMR Ajustado		54		Q de Barton		5.25	
	INTERPRETACIÓN			INTERPRETACIÓN				

Podemos identificar que para la estación 02 el RMR89 obtenido es de 66 y luego de realizar el ajuste correspondiente para túneles se obtiene un valor de RMR Ajustado de 54. Por lo que se obtiene una caracterización geomecánica de clase III que es considerada como roca de calidad Media o Regular.

Con la evaluación del sistema de Q de Barton en la estación 02, obtuvimos una clasificación geomecánica con un índice de calidad de roca de Q=5.25 por lo que se trata de tipo media o regular con cuatro sistemas de discontinuidades de roca cuarcita.

Podemos identificar que para la estación 02 la evaluación geomecánica por el índice Geológico de Resistencia (GSI) tiene un valor entre 55 a 65 puntos, por lo que se optará por tomar un valor medio de 63. Con estos resultados se procederá a correlacionar entre los 3 métodos de caracterización geomecánica.

- **Correlación entre RMR89 y GSI:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (5) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{GSI} = 66 - 5 = 61$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación GSI y RMR se encuentra dentro del rango obtenido en la caracterización (Entre 55 - 65).

- **Correlación entre RMR89 y Q de Barton:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (6) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{RMR} = 13.5 * \ln(7.19) + 43 = 65.4$$

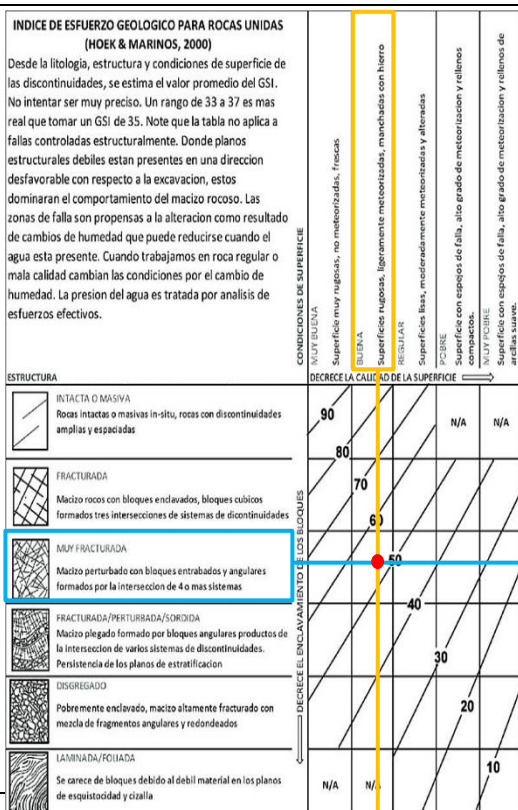
Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación RMR y Q de Barton es de 65.4 y se encuentra entre valores aceptables de semejanza, debido a que el valor obtenido por caracterización RMR es de 66.

3.1.3. Estación geomecánica 03

Los resultados de esta evaluación geomecánica corresponde a la estación N° 03 con la progresiva 40+20m, geológicamente se clasifica en una roca cuarcita de la Fm. Chimú perteneciente al cretáceo inferior. En la tabla 7 podemos ver los resultados de la evaluación por RMR89, el valor de RMR ajustado, la evaluación por Q de Barton y los resultados de la evaluación por GSI. Además en la parte siguiente se muestra la correlación que existe entre los resultados de cada método de caracterización.

Tabla 7

Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 03

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR RMR89				CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR Q DE BARTON			CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR GSI	
Parámetro	Descripción	Medida	Valor	ítem	Parámetro	Medida	Valor	
	Resistencia de la roca sana	100-250 MPa	12	RQD	Rock Quality Designation	***	79%	
	RQD (%)	79%	17	Jn	índice de diaclasado	4D	15	
	Espacio de las discontinuidades	200-600 mm	8	Jr	índice de rugosidad de la discontinuidades	Ondulada - Rugosa	1.5	
Estado de las discontinuidades	Persistencia	>20 m	0	Ja	índice de alteración de las discontinuidades	Ligeramente	2	
	Abertura	<0.1 mm	5	Jw	Presencia de agua	Goteo	0.7	
	Rugosidad	Lig. rugosa	3	SRF	Condiciones tensionales de la roca	Tensión pequeña	1	
	Relleno	Duro <5 mm	4					
	Alteración	Moderadamente	3	Luz	Longitud de la excavación	m	20	
Presencia de agua	Goteo	4	ESR	Relación de sostenimiento del túnel	Minería permanente	1.6		
Dirección de las discontinuidades respecto a la dirección del túnel	Rumbo de las discontinuidades paralelo al eje de la obra, Incl. 45°-90°	-12						
RMR89			56	Dimensión equivalente De			12.5	
RMR Ajustado			44	Q de Barton			2.77	
INTERPRETACIÓN				INTERPRETACIÓN				

Podemos identificar que para la estación 03 el RMR89 obtenido es de 56 y luego de realizar el ajuste correspondiente para túneles se obtiene un valor de RMR Ajustado de 44. Por lo que se obtiene una caracterización geomecánica de clase III que es considerada como roca de calidad media o regular.

Con la evaluación del sistema de Q de Barton en la estación 03, obtuvimos una clasificación geomecánica con un índice de calidad de roca de Q=7.77 por lo que se trata de tipo mala con cuatro sistemas de discontinuidades de roca cuarcita.

Podemos identificar que para la estación 03 la evaluación geomecánica por el índice Geológico de Resistencia (GSI) tiene un valor entre 45 a 55 puntos, por lo que se optará por tomar un valor medio de 53. Con estos resultados se procederá a correlacionar entre los 3 métodos de caracterización geomecánica.

- **Correlación entre RMR89 y GSI:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (5) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{GSI} = 56 - 5 = 51$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación GSI y RMR se encuentra dentro del rango obtenido en la caracterización (Entre 45 - 55).

- **Correlación entre RMR89 y Q de Barton:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (6) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{RMR} = 13.5 * \ln(2.77) + 43 = 56.75$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación RMR y Q de Barton es de 56.75 y se encuentra entre valores aceptables de semejanza, debido a que el valor obtenido por caracterización RMR es de 56.

3.1.4. Estación geomecánica 04

Los resultados de esta evaluación geomecánica corresponde a la estación N° 04 con la progresiva 60+20m, geológicamente se clasifica en una roca cuarcita de la Fm. Chimú perteneciente al cretáceo inferior. En la tabla 8 podemos ver los resultados de la evaluación por RMR89, el valor de RMR ajustado, la evaluación por Q de Barton y los resultados de la evaluación por GSI. Además en la parte siguiente se muestra la correlación que existe entre los resultados de cada método de caracterización.

Tabla 8

Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 04

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR RMR89				CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR Q DE BARTON			CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR GSI	
Parámetro	Descripción	Medida	Valor	ítem	Parámetro	Medida	Valor	
	Resistencia de la roca sana	100-250 MPa	12	RQD	Rock Quality Designation	***	61%	<p>INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MARINOS, 2000) Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es mas real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales debiles estan presentes en una direccion desfavorable con respecto a la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteracion como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presion del agua es tratada por analisis de esfuerzos efectivos.</p> <p>CONDICIONES DE SUPERFICIE NOT BUENA: Superficie muy rugosa, no meteorizadas, frías. BUENA: Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchas con hierro. REGULAR: Superficie lisa, meteorizadas meteorizadas y alteradas. POBRE: Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorización y rellenos. MUY POBRE: Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorización y rellenos de arcillas suaves.</p> <p>ESTRUCTURA INTACTA O MASIVA: Rocas intactas o masivas in-situ, rocas con discontinuidades amplias y espaciadas. FRACTURADA: Macizo rocoso con bloques enclavados, bloques cubicos formados tres intersecciones de sistemas de discontinuidades. MUY FRACTURADA: Macizo perturbado con bloques entrelazados y angulares formados por la interseccion de 4 o mas sistemas. FRACTURADA/PERTURBADA/SORDIDA: Macizo plegado formado por bloques angulares productos de la interseccion de varios sistemas de discontinuidades. Persistencia de los planos de estratificacion. DISGREGADO: Pobremente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados. LAMINADA/FOIADA: Se carece de bloques debido al debil material en los planos de esquistosidad y cizalla.</p> <p>DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE →</p> <p>DECRECE EL ENCLAVAMIENTO DE LOS BLOQUES ↓</p>
	RQD (%)	61%	13	Jn	índice de diaclasado	4D	15	
	Espacio de las discontinuidades	200-600 mm	10	Jr	índice de rugosidad de la discontinuidades	Lig. Rugosa	2	
Estado de las discontinuidades	Persistencia	>20 m	0	Ja	índice de alteración de las discontinuidades	Ligeramente	1	
	Abertura	<0.1 mm	5	Jw	Presencia de agua	Goteo	0.5	
	Rugosidad	Lig. rugosa	3	SRF	Condiciones tensionales de la roca	Tensión pequeña	2.5	
	Relleno	Duro <5 mm	4					
	Alteración	Moderadamente	3	Luz	Longitud de la excavación	m	20	
Presencia de agua	Goteo	4	ESR	Relación de sostenimiento del túnel	Minería permanente	1.6		
Dirección de las discontinuidades respecto a la dirección del túnel	Rumbo de las discontinuidades paralelo al eje de la obra, Incl. 45°-90°	-12						
	RMR89		54		Dimensión equivalente De		12.5	
	RMR Ajustado		42		Q de Barton		1.9	
	INTERPRETACIÓN				INTERPRETACIÓN			

Podemos identificar que para la estación 04 el RMR89 obtenido es de 54 y luego de realizar el ajuste correspondiente para túneles se obtiene un valor de RMR Ajustado de 42. Por lo que se obtiene una caracterización geomecánica de clase III que es considerada como roca de calidad media o regular.

Con la evaluación del sistema de Q de Barton en la estación 04, obtuvimos una clasificación geomecánica con un índice de calidad de roca de Q=1.9 por lo que se trata de tipo mala con cuatro sistemas de discontinuidades de roca cuarcita.

Podemos identificar que para la estación 04 la evaluación geomecánica por el índice Geológico de Resistencia (GSI) tiene un valor entre 40 a 50 puntos, por lo que se optará por tomar un valor medio de 45. Con estos resultados se procederá a correlacionar entre los 3 métodos de caracterización geomecánica.

- **Correlación entre RMR89 y GSI:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (5) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{GSI} = 54 - 5 = 49$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación GSI y RMR se encuentra dentro del rango obtenido en la caracterización (Entre 40 - 50).

- **Correlación entre RMR89 y Q de Barton:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (6) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{RMR} = 13.5 * \ln(1.9) + 43 = 42$$

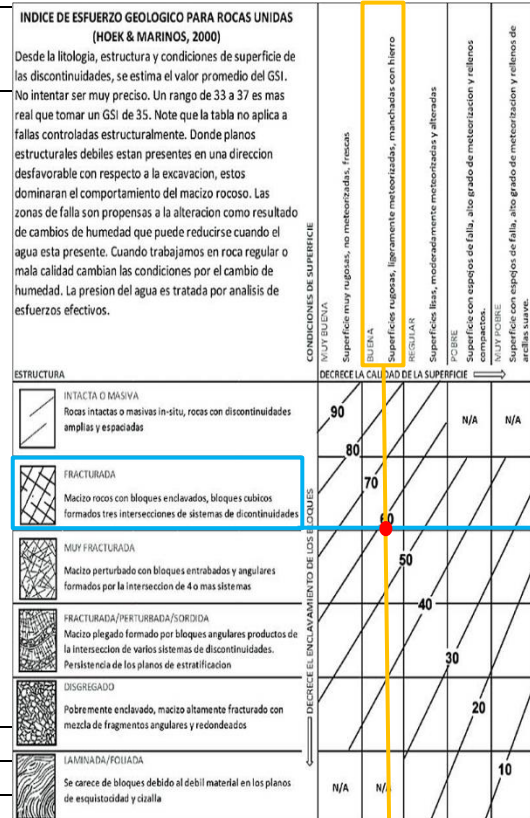
Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación RMR y Q de Barton es de 52 y se encuentra entre valores aceptables de semejanza, debido a que el valor obtenido por caracterización RMR es de 54.

3.1.5. Estación geomecánica 05

Los resultados de esta evaluación geomecánica corresponde a la estación N° 05 con la progresiva 80+20m, geológicamente se clasifica en una roca cuarcita de la Fm. Chimú perteneciente al cretáceo inferior. En la tabla 9 podemos ver los resultados de la evaluación por RMR89, el valor de RMR ajustado, la evaluación por Q de Barton y los resultados de la evaluación por GSI. Además en la parte siguiente se muestra la correlación que existe entre los resultados de cada método de caracterización.

Tabla 9

Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 05

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR RMR89				CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR Q DE BARTON			CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR GSI	
Parámetro	Descripción	Medida	Valor	ítem	Parámetro	Medida	Valor	
	Resistencia de la roca sana	100-250 MPa	12	RQD	Rock Quality Designation	***	63%	 <p>INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MARINOS, 2000) Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es mas real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales debiles estan presentes en una direccion desfavorable con respecto a la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteracion como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presion del agua es tratada por analisis de esfuerzos efectivos.</p> <p>ESTRUCTURA</p> <p>INTACTA O MASIVA Rocas intactas o masivas in-situ, rocas con discontinuidades amplias y espaciadas</p> <p>FRACTURADA Macizo rocoso con bloques enclavados, bloques cubicos formados tres intersecciones de sistemas de discontinuidades</p> <p>MUY FRACTURADA Macizo perturbado con bloques entrabados y angulares formados por la interseccion de 4 o mas sistemas</p> <p>FRACTURADA/PERTURBADA/SORDIDA Macizo plegado formado por bloques angulares productos de la interseccion de varios sistemas de discontinuidades. Persistencia de los planos de estratificacion</p> <p>DISGREGADO Pobremente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados</p> <p>LAMINADA/FOLIADA Se carece de bloques debido al debil material en los planos de esquistosidad y cizalla</p> <p>CONDICIONES DE SUPERFICIE</p> <p>MUY BUENA Superficie muy rugosa, no meteorizadas, frescas</p> <p>BUENA Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro</p> <p>REGULAR Superficie lisa, moderadamente meteorizadas y alteradas</p> <p>POBRE Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorizacion y rellenos compactos</p> <p>MUY POBRE Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorizacion y rellenos de arcillas suaves.</p>
	RQD (%)	63%	13	Jn	índice de diaclasado	3D	9	
	Espacio de las discontinuidades	60-200 mm	8	Jr	índice de rugosidad de las discontinuidades	Lig. Rugosa	2	
Estado de las discontinuidades	Persistencia	10-20 m	2	Ja	índice de alteración de las discontinuidades	Ligeramente	1	
	Abertura	1.0-5.0 mm	1	Jw	Presencia de agua	Húmedo	0.5	
	Rugosidad	Lig. rugosa	3	SRF	Condiciones tensionales de la roca	Tensión pequeña	2.5	
	Relleno	Duro <5 mm	4				2.5	
	Alteración	Ligeramente	5	Luz	Longitud de la excavación	m	20	
	Presencia de agua	Húmedo	7	ESR	Relación de sostenimiento del túnel	Minería permanente	1.6	
	Dirección de las discontinuidades respecto a la dirección del túnel	Rumbo de las discontinuidades paralelo al eje de la obra, Incl. 45°-90°	-12				1.6	
	RMR89		55		Dimensión equivalente De		12.5	
	RMR Ajustado		43		Q de Barton		2.8	
	INTERPRETACIÓN				INTERPRETACIÓN			

Podemos identificar que para la estación 05 el RMR89 obtenido es de 55 y luego de realizar el ajuste correspondiente para túneles se obtiene un valor de RMR Ajustado de 43. Por lo que se obtiene una caracterización geomecánica de clase III que es considerada como roca de calidad Media o Regular.

Con la evaluación del sistema de Q de Barton en la estación 05, obtuvimos una clasificación geomecánica con un índice de calidad de roca de Q=2.8 por lo que se trata de tipo mala con tres sistemas de discontinuidades de roca cuarcita.

Podemos identificar que para la estación 05 la evaluación geomecánica por el índice Geológico de Resistencia (GSI) tiene un valor entre 50 a 60 puntos, por lo que se optará por tomar un valor medio de 55. Con estos resultados se procederá a correlacionar entre los 3 métodos de caracterización geomecánica.

- **Correlación entre RMR89 y GSI:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (5) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{GSI} = 55 - 5 = 50$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación GSI y RMR se encuentra dentro del rango obtenido en la caracterización (Entre 50 - 60).

- **Correlación entre RMR89 y Q de Barton:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (6) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{RMR} = 13.5 * \ln(2.8) + 43 = 56.9$$

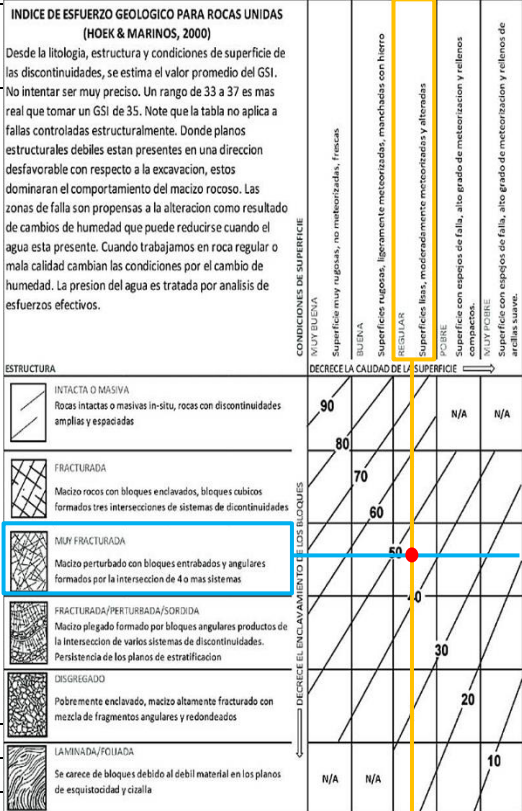
Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación RMR y Q de Barton es de 56.9 y se encuentra entre valores aceptables de semejanza, debido a que el valor obtenido por caracterización RMR es de 55.

3.1.6. Estación geomecánica 06

Los resultados de esta evaluación geomecánica corresponde a la estación N° 06 con la progresiva 100+20m, geológicamente se clasifica en una roca cuarcita de la Fm. Chimú perteneciente al cretáceo inferior. En la tabla 9 podemos ver los resultados de la evaluación por RMR89, el valor de RMR ajustado, la evaluación por Q de Barton y los resultados de la evaluación por GSI. Además en la parte siguiente se muestra la correlación que existe entre los resultados de cada método de caracterización.

Tabla 10

Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 06

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR RMR89				CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR Q DE BARTON				CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR GSI	
Parámetro	Descripción	Medida	Valor	ítem	Parámetro	Medida	Valor		
	Resistencia de la roca sana	100-250 MPa	12	RQD	Rock Quality Designation	***	49%	<p>INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MARINOS, 2000) Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es mas real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales debiles estan presentes en una direccion desfavorable con respecto a la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteracion como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presion del agua es tratada por analisis de esfuerzos efectivos.</p>  <p>CONDICIONES DE SUPERFICIE NOT BUENA: Superficie muy rugosa, no meteorizadas, frescas BUENA: Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchas con hierro REGULAR: Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas POBRE: Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorización y rellenos MUY POBRE: Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorización y rellenos de arcillas suaves.</p> <p>ESTRUCTURA INTACTA O MASIVA: Rocas intactas o masivas in-situ, rocas con discontinuidades amplias y espaciadas FRACTURADA: Macizo rocoso con bloques enclavados, bloques cubicos formados tres intersecciones de sistemas de discontinuidades MUY FRACTURADA: Macizo perturbado con bloques entrabados y angulares formados por la interseccion de 4 o mas sistemas FRACTURADA/PERTURBADA/SORDIDA: Macizo plegado formado por bloques angulares productos de la interseccion de varios sistemas de discontinuidades. Persistencia de los planos de estratificacion DISGREGADO: Pobremente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados LAMINADA/FOLIADA: Se carece de bloques debido al debil material en los planos de esquistosidad y cizalla</p> <p>DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE → DECRECE EL ENCLAVAMIENTO DE LOS BLOQUES ↓</p>	
	RQD (%)	49%	8	Jn	índice de diaclasado	4D	15		
	Espacio de las discontinuidades	60-200 mm	8	Jr	índice de rugosidad de la discontinuidades	Lig. Rugosa	2		
Estado de las discontinuidades	Persistencia	>20 m	0	Ja	índice de alteración de las discontinuidades	Ligeramente	1		
	Abertura	<0.1 mm	5	Jw	Presencia de agua	Goteo	0.5		
	Rugosidad	Lig. rugosa	3	SRF	Condiciones tensionales de la roca	Tensión pequeña	2.5		
	Relleno	Duro <5 mm	4						
	Alteración	Ligeramente	5	Luz	Longitud de la excavación	m	20		
Presencia de agua	Goteo	4	ESR	Relación de sostenimiento del túnel	Minería permanente	1.6			
Dirección de las discontinuidades respecto a la dirección del túnel	Rumbo de las discontinuidades paralelo al eje de la obra, Incl. 45°-90°	-12							
RMR89			37	Dimensión equivalente De			12.5		
RMR Ajustado			43	Q de Barton			1.31		
INTERPRETACIÓN				INTERPRETACIÓN					

Podemos identificar que para la estación 06 el RMR89 obtenido es de 49 y luego de realizar el ajuste correspondiente para túneles se obtiene un valor de RMR Ajustado de 37. Por lo que se obtiene una caracterización geomecánica de clase IV que es considerada como roca de calidad mala.

Con la evaluación del sistema de Q de Barton en la estación 06, obtuvimos una clasificación geomecánica con un índice de calidad de roca de Q=1.31 por lo que se trata de tipo mala con cuatro sistemas de discontinuidades de roca cuarcita.

Podemos identificar que para la estación 06 la evaluación geomecánica por el índice Geológico de Resistencia (GSI) tiene un valor entre 40 a 50 puntos, por lo que se optará por tomar un valor medio de 45. Con estos resultados se procederá a correlacionar entre los 3 métodos de caracterización geomecánica.

- **Correlación entre RMR89 y GSI:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (5) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{GSI} = 49 - 5 = 44$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación GSI y RMR se encuentra dentro del rango obtenido en la caracterización (Entre 40 - 50).

- **Correlación entre RMR89 y Q de Barton:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (6) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{RMR} = 13.5 * \ln(1.31) + 43 = 46.6$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación RMR y Q de Barton es de 46.6 y se encuentra entre valores aceptables de semejanza, debido a que el valor obtenido por caracterización RMR es de 49.

3.1.7. Estación geomecánica 07

Los resultados de esta evaluación geomecánica corresponde a la estación N° 07 con la progresiva 120+20m, geológicamente se clasifica en una roca cuarcita de la Fm. Chimú perteneciente al cretáceo inferior. En la tabla 10 podemos ver los resultados de la evaluación por RMR89, el valor de RMR ajustado, la evaluación por Q de Barton y los resultados de la evaluación por GSI. Además en la parte siguiente se muestra la correlación que existe entre los resultados de cada método de caracterización.

Tabla 11

Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 07

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR RMR89				CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR Q DE BARTON			CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR GSI	
Parámetro	Descripción	Medida	Valor	ítem	Parámetro	Medida	Valor	<p>INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MARINOS, 2000) Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es mas real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales debiles estan presentes en una direccion desfavorable con respecto a la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteracion como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presion del agua es tratada por analisis de esfuerzos efectivos.</p> <p>CONDICIONES DE SUPERFICIE WOOD BUENA Superficie muy rugulosa, no meteorizadas, frescas. BUENA Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro. REGULAR Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas. POBRE Superficie con espigas de falla, alto grado de meteorizacion y rellenos de arenas. MUY POBRE Superficie con espigas de falla, alto grado de meteorizacion y rellenos de arenas suaves.</p> <p>ESTRUCTURA DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE →</p> <p>← DECRECE EL ENCLAVAMIENTO DE LOS BLOQUES</p> <p>90 80 70 60 50 40 30 20 10</p> <p>N/A N/A</p>
Resistencia de la roca sana		100-250 MPa	12	RQD	Rock Quality Designation	***	66%	
RQD (%)		66%	13	Jn	índice de diaclasado	4D	15	
Espacio de las discontinuidades		200-600 mm	10	Jr	índice de rugosidad de la discontinuidades	Lig. Rugosa	2	
Estado de las discontinuidades	Persistencia	>20 m	0	Ja	índice de alteración de las discontinuidades	Moderadamente	2	
	Abertura	<0.1 mm	5	Jw	Presencia de agua	Húmedo	1	
	Rugosidad	Lig. rugosa	3	SRF	Condiciones tensionales de la roca	Tensión media	1	
	Relleno	Duro <5 mm	4				1	
Alteración	Moderadamente	3	Luz	Longitud de la excavación	m	20		
Presencia de agua	Húmedo	7	ESR	Relación de sostenimiento del túnel	Minería permanente	1.6		
Dirección de las discontinuidades respecto a la dirección del túnel	Rumbo de las discontinuidades paralelo al eje de la obra, Incl. 45°-90°		-12					
RMR89			57	Dimensión equivalente De			12.5	
RMR Ajustado			45	Q de Barton			4.4	
INTERPRETACIÓN				INTERPRETACIÓN				

Podemos identificar que para la estación 07 el RMR89 obtenido es de 57 y luego de realizar el ajuste correspondiente para túneles se obtiene un valor de RMR Ajustado de 45. Por lo que se obtiene una caracterización geomecánica de clase III que es considerada como roca de calidad media o regular.

Con la evaluación del sistema de Q de Barton en la estación 7, obtuvimos una clasificación geomecánica con un índice de calidad de roca de Q=4.4 por lo que se trata de tipo media con cuatro sistemas de discontinuidades de roca cuarcita.

Podemos identificar que para la estación 07 la evaluación geomecánica por el índice Geológico de Resistencia (GSI) tiene un valor entre 45 a 55 puntos, por lo que se optará por tomar un valor medio de 50. Con estos resultados se procederá a correlacionar entre los 3 métodos de caracterización geomecánica.

Fuente: Elaboración Propia.

- **Correlación entre RMR89 y GSI:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (5) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{GSI} = 57 - 5 = 52$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación GSI y RMR se encuentra dentro del rango obtenido en la caracterización (Entre 45 - 55).

- **Correlación entre RMR89 y Q de Barton:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (6) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{RMR} = 13.5 * \ln(4.4) + 43 = 61.1$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación RMR y Q de Barton es de 61.1 y se encuentra entre valores aceptables de semejanza, debido a que el valor obtenido por caracterización RMR es de 57.

3.1.8. Estación geomecánica 08

Los resultados de esta evaluación geomecánica corresponde a la estación N° 08 con la progresiva 140+16.5 m, geológicamente se clasifica en una roca cuarcita de la Fm. Chimú perteneciente al cretáceo inferior. En la tabla 11 podemos ver los resultados de la evaluación por RMR89, el valor de RMR ajustado, la evaluación por Q de Barton y los resultados de la evaluación por GSI. Además en la parte siguiente se muestra la correlación que existe entre los resultados de cada método de caracterización.

Tabla 12

Evaluación geomecánica por RMR89, Q y GSI estación 08

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR RMR89				CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR Q DE BARTON			CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA POR GSI	
Parámetro	Descripción	Medida	Valor	ítem	Parámetro	Medida	Valor	INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MARINOS, 2000)
	Resistencia de la roca sana	100-250 MPa	12	RQD	Rock Quality Designation	***	72%	<p>Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es mas real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales débiles están presentes en una dirección desfavorable con respecto a la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteración como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua está presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presión del agua es tratada por análisis de esfuerzos efectivos.</p> <p>CONDICIONES DE SUPERFICIE</p> <p>MUY BUENA Superficie muy rugosa, no meteorizada, fresca</p> <p>BUENA Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro</p> <p>REGULAR Superficies lisas, meteorizadas</p> <p>POBRE Superficie con espesos de falla, alto grado de meteorización y rellenos</p> <p>MUY POBRE Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorización y rellenos de arcillas suaves.</p> <p>ESTRUCTURA</p> <p>INTACTA O MASIVA Rocas intactas o masivas in-situ, rocas con discontinuidades amplias y espaciadas</p> <p>FRACTURADA Macizo rocoso con bloques enclavados, bloques cúbicos formados tres intersecciones de sistemas de discontinuidades</p> <p>MUY FRACTURADA Macizo perturbado con bloques entrelazados y angulares formados por la intersección de 4 o mas sistemas</p> <p>FRACTURADA/PERTURBADA/SORIDA Macizo plegado formado por bloques angulares productos de la intersección de varios sistemas de discontinuidades. Persistencia de los planos de estratificación</p> <p>DISGRIGADO Pobremente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados</p> <p>LAMINADA/FOLIADA Se carece de bloques debido al débil material en los planos de esquistosidad y cizalla</p> <p>DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE →</p> <p>DECRECE EL ENCLAVAMIENTO DE LOS BLOQUES ↓</p>
	RQD (%)	72%	13	Jn	índice de diaclasado	4D	15	
	Espacio de las discontinuidades	200-600 mm	10	Jr	índice de rugosidad de las discontinuidades	Lig. Rugosa	3	
Estado de las discontinuidades	Persistencia	10-20 m	1	Ja	índice de alteración de las discontinuidades	Moderadamente	2	
	Abertura	0.1-1.0 mm	4	Jw	Presencia de agua	Húmedo	1	
	Rugosidad	Rugosa	5	SRF	Condiciones tensionales de la roca	Tensión media	1	
	Relleno	Duro <5 mm	4					
	Alteración	Moderadamente	3	Luz	Longitud de la excavación	m	16.5	
Presencia de agua	Lig. Húmedo	10	ESR	Relación de sostenimiento del túnel	Minería permanente	1.6		
	Dirección de las discontinuidades respecto a la dirección del túnel	Rumbo de las discontinuidades paralelo al eje de la obra, Incl. 45°-90°	-12					
	RMR89		63		Dimensión equivalente De		10.3	
	RMR Ajustado		51		Q de Barton		5.2	
INTERPRETACIÓN				INTERPRETACIÓN				

Podemos identificar que para la estación 8 el RMR89 obtenido es de 63 y luego de realizar el ajuste correspondiente para túneles se obtiene un valor de RMR Ajustado de 51. Por lo que se obtiene una caracterización geomecánica de clase III que es considerada como roca de calidad media o regular.

Con la evaluación del sistema de Q de Barton en la estación 8, obtuvimos una clasificación geomecánica con un índice de calidad de roca de Q=5.2 por lo que se trata de tipo media con cuatro sistemas de discontinuidades de roca cuarcita.

Podemos identificar que para la estación 08 la evaluación geomecánica por el índice Geológico de Resistencia (GSI) tiene un valor entre 55 a 65 puntos, por lo que se optará por tomar un valor medio de 60. Con estos resultados se procederá a correlacionar entre los 3 métodos de caracterización geomecánica.

- **Correlación entre RMR89 y GSI:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (5) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{GSI} = 63 - 5 = 58$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación GSI y RMR se encuentra dentro del rango obtenido en la caracterización (Entre 55 - 65).

- **Correlación entre RMR89 y Q de Barton:** Para calcular esta correlación se debe recurrir a la ecuación (6) expuesta en el capítulo de metodología.

$$\text{RMR} = 13.5 * \ln(5.2) + 43 = 65.3$$

Como podemos corroborar, el valor obtenido por correlación RMR y Q de Barton es de 65.3 y se encuentra entre valores aceptables de semejanza, debido a que el valor obtenido por caracterización RMR es de 63.

3.2. Análisis geomecánico con software

3.2.1. Software RocData V5.0

Para obtener los resultados por rocdato, se ha ingresado el valor promedio de GSI, el esfuerzo de compresión uniaxial, m_i , D, la selección del tipo de aplicación y la profundidad donde se desarrolla la excavación.

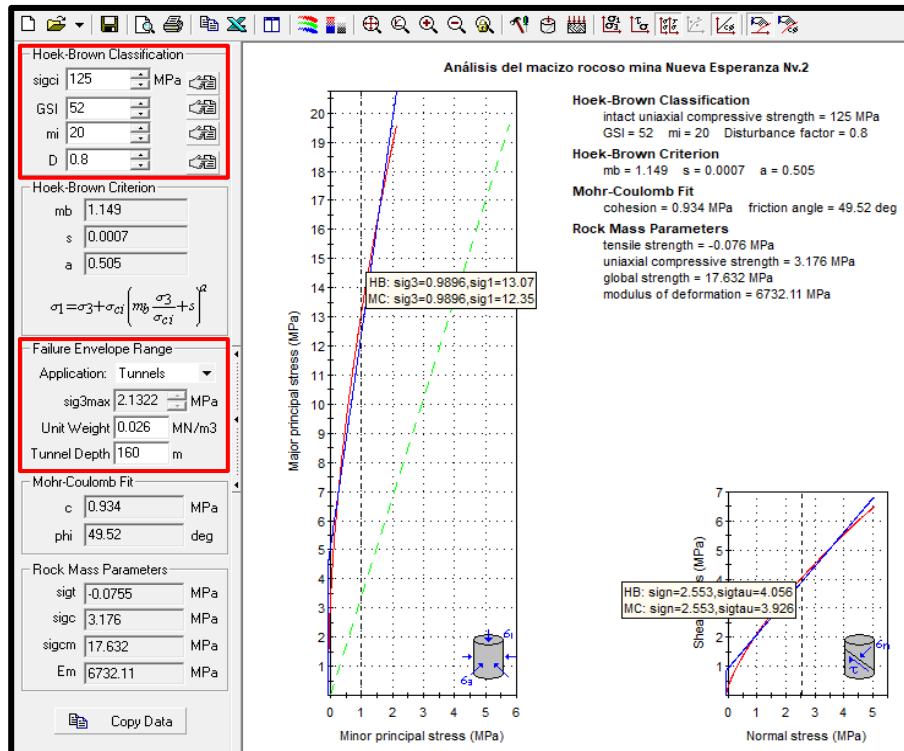


Figura 17: Análisis geomecánico con el software Rocdata V5.0.

LOFuente: Elaboración propia.

ojan valores

según el criterio de Hoek- Brown, el rango de criterio de falla, criterio de Mhor Coulomb y los parámetros de la masa de roca. Ver tabla 13

Tabla 13

Resultados del análisis con el software RocData.

Criterio	Parámetro	Valor	Unidad
Hoek-Brown Criterion	mb	1.149	**
	s	0.0007	**
	a	0.505	**
Failure Envelope Range	$\leq c$ sig3max	2.1322	MPa

	Unit Weight	0.026	MN/m ³
	Tunnel Depth	160	m
Mohr-Coulomb Fit	Cohesión c.	0.934	MPa
	Angulo de fricción phi	49.52	deg
	sigt	-0.0755	MPa
Rock Mass Parameters	sigc	3.176	MPa
	sigcm	17.632	MPa
	Em	6732.11	MPa

Fuente: Elaboración propia.

3.2.2. Software Dips

- **Estación 01:** De acuerdo al análisis por Dips a la estación 01, se observa en la figura 26 la formación de cuña al ser interceptadas las 3 familias de discontinuidades, Según la orientación del túnel (Trend 72°) se encuentra orientado perpendicularmente a la cuña, teniendo en cuenta que la intersección de las dos familias principales se encuentra dentro del cono de fricción podemos decir que la cuña caería por gravedad.

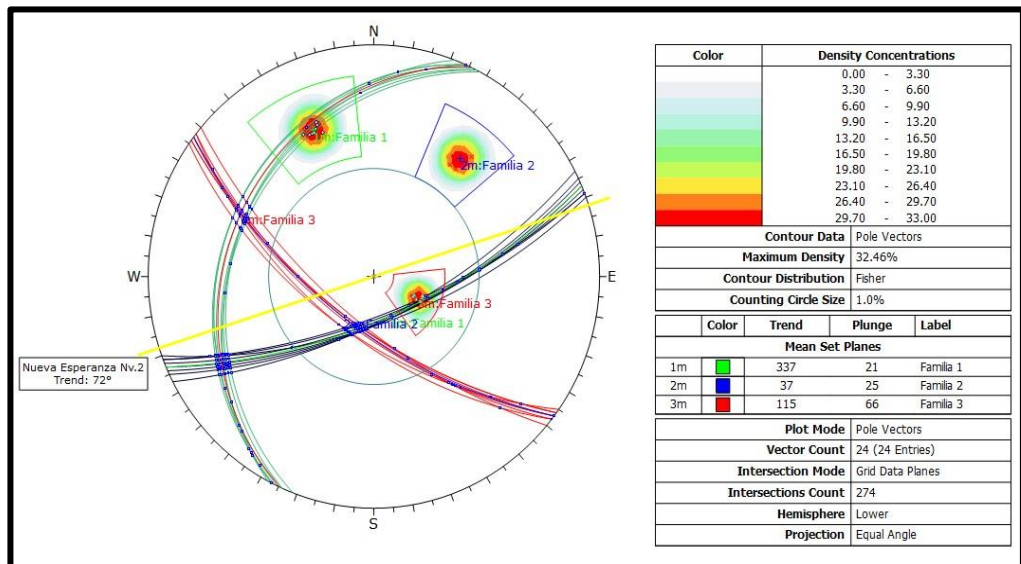


Figura 18: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 01.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 02:** De acuerdo al análisis por Dips a la estación 02, se observa en la figura 27 la formación de dos cuñas al ser interceptadas por 4 familias de

discontinuidades, dichas intersecciones se encuentran dentro del cono de fricción, además, según la orientación del túnel (Trend 72°) se encuentra orientado perpendicularmente a las dos cuñas, por lo que se interpreta que las

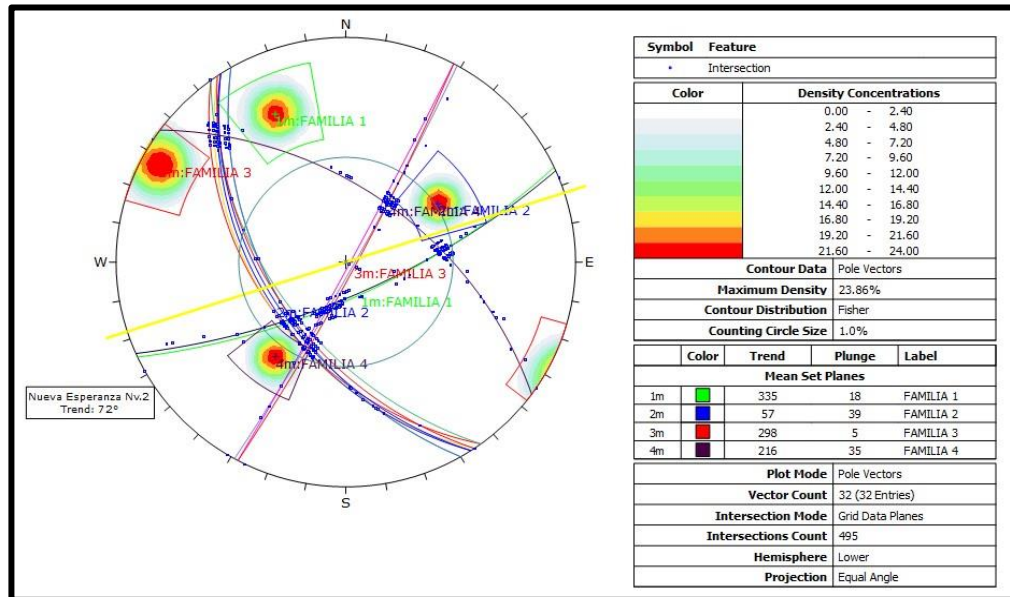


Figura 19: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 02.

Elaboración: Fuente propia.

- **Estación 03:** De acuerdo al análisis por Dips a la estación 03, se observa en la figura 28 la formación de dos cuñas al ser interceptadas por 4 familias de discontinuidades. Según la orientación del túnel (Trend 72°) se encuentra orientado cuasi paralela a las dos cuñas, por lo que se interpreta que las cuñas caerían por deslizamiento. Sin embargo, la intersección de la familia principal y secundaria se encuentra fuera del cono de fricción reduciendo la posibilidad de dicho movimiento.

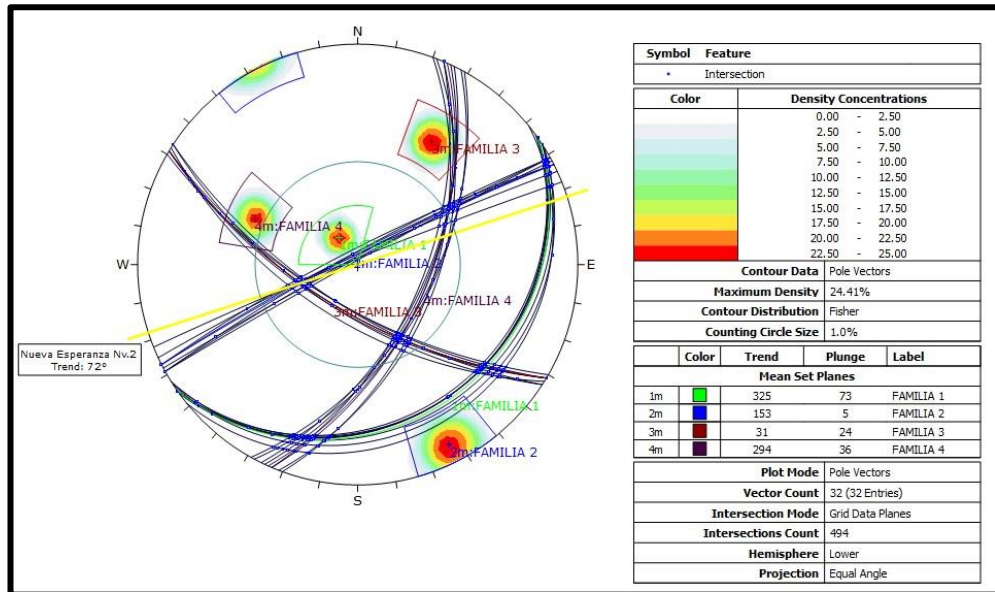


Figura 20: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 03.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 04:** De acuerdo al análisis por Dips a la estación 04, se observa en la figura 29 la formación de una cuña al interceptarse las 3 familias de discontinuidades, Según la orientación del túnel (Trend 72°) se encuentra orientado perpendicular a la cuña, por lo que se interpreta que las cuña caería por gravedad. Sin embargo, la intersección de la familia principal y secundaria se encuentran fuera del cono de fricción, pero la intersección entre la familia principal y la familia 3 si se encuentran dentro, reduciendo así la posibilidad de cualquier desplazamiento, pero sin descartar dicho suceso.

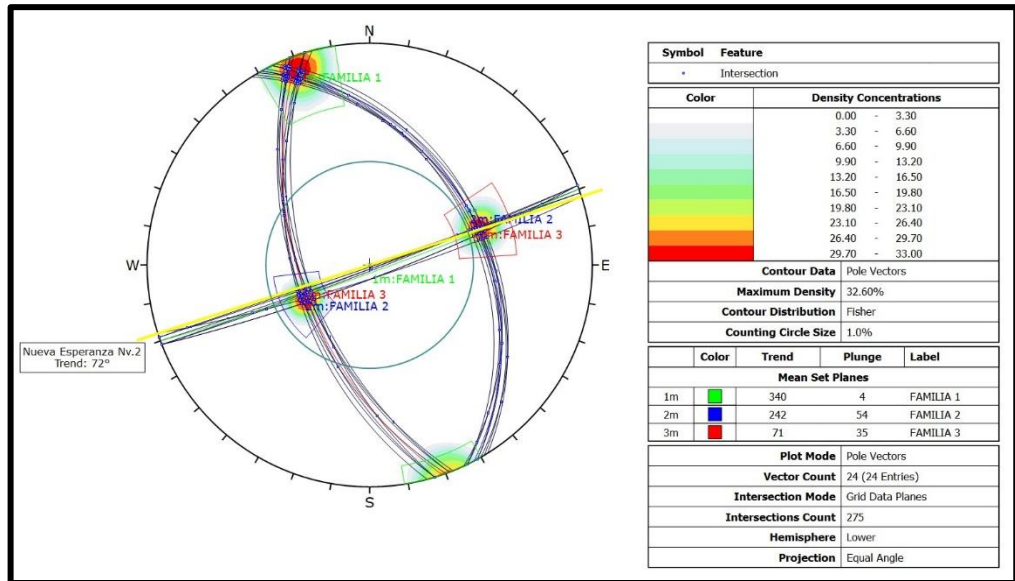


Figura 21: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 04.

Elaboración: Fuente propia.

- **Estación 05:** De acuerdo al análisis por Dips a la estación 05, se observa en la figura 30 la formación de una cuña al interceptarse las 3 familias de discontinuidades, teniendo en cuenta que la intersección de las dos familias principales se encuentra dentro del cono de fricción y que según la orientación del túnel (Trend 72°) se encuentra orientado casi perpendicular a la cuña, por lo que se interpreta que las cuña caería por gravedad.

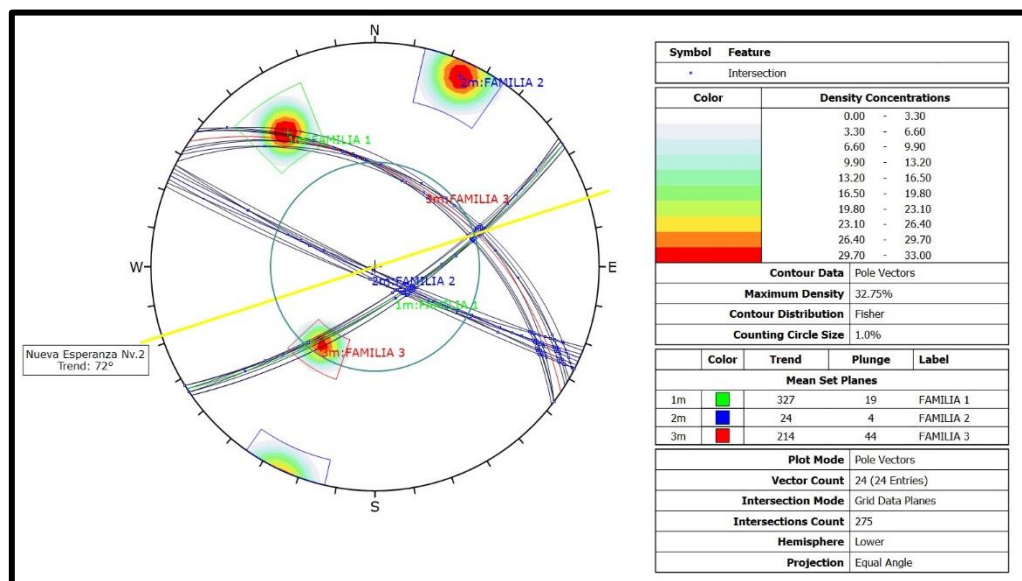


Figura 22: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 05.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 06:** De acuerdo al análisis por Dips a la estación 06, se observa en la figura 31 la formación de dos cuñas al ser interceptadas por 4 familias de discontinuidades, Según la orientación del túnel (Trend 72°) se encuentra orientado cuasi paralela y perpendicular a las dos cuñas, por lo que se interpreta que las cuñas caerían por deslizamiento y gravedad respectivamente. Sin embargo, esta posibilidad se ve reducida debido a que la intersección entre las familias se encuentra fuera del cono de fricción.

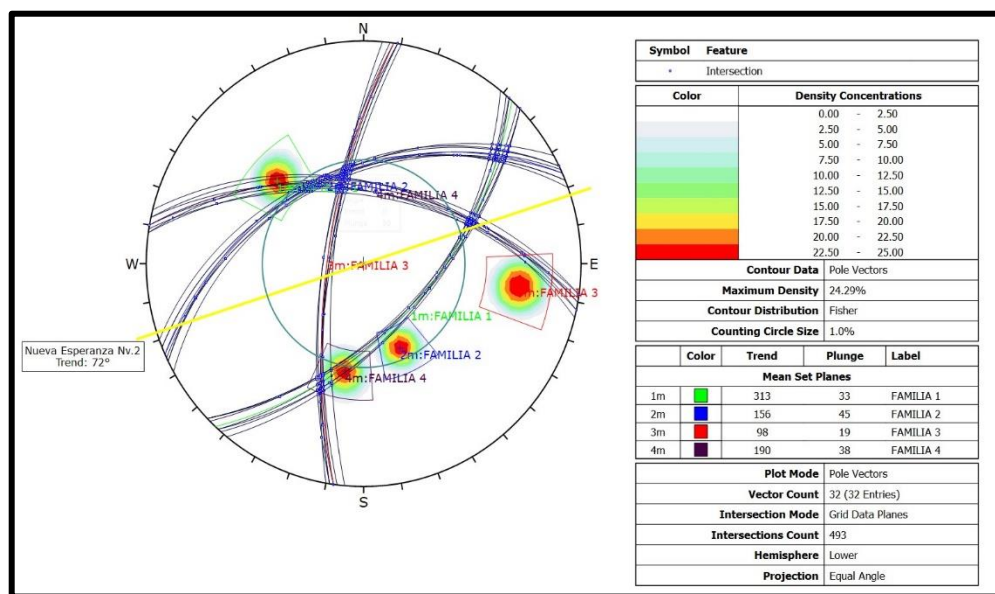


Figura 23: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 06.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 07:** De acuerdo al análisis por Dips a la estación 07, se observa en la figura 32 la formación de dos cuñas al ser interceptadas por 4 familias de discontinuidades, Según la orientación del túnel (Trend 72°) se encuentra orientado casi paralela a las dos cuñas, por lo que se interpreta que las cuñas caerían por deslizamiento. Sin embargo, este movimiento se ve limitado debido a que la intersección de la familia principal y secundaria se encuentra fuera del cono de fricción, pero no se ve cancelado debido a que la intersección de las otras dos familias si se encuentra dentro del cono de fricción.

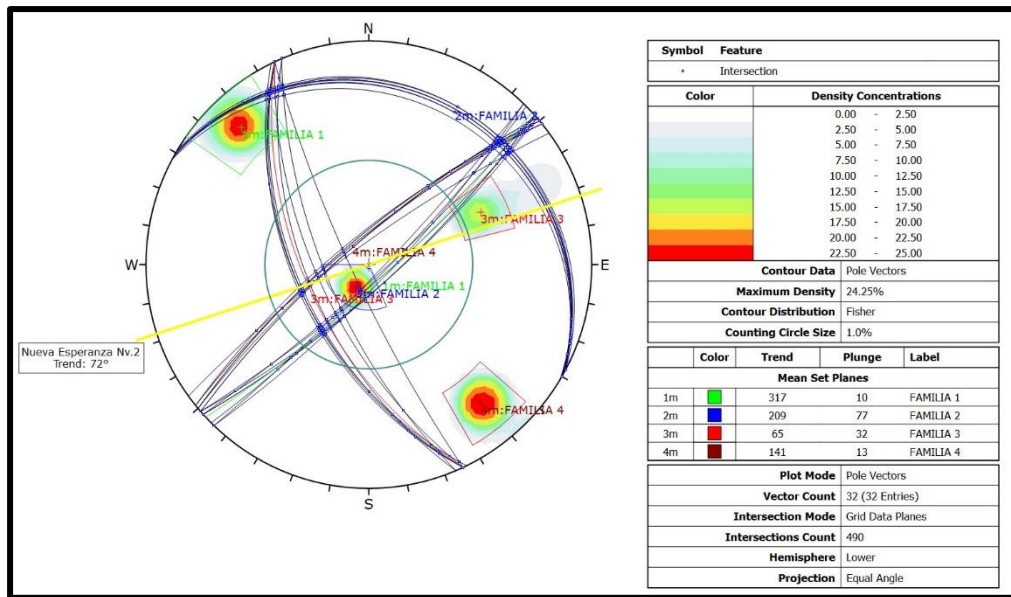


Figura 24: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 07.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 08:** De acuerdo al análisis por Dips a la estación 08, se observa en la figura 33 la formación de dos cuñas al ser interceptadas por 4 familias de discontinuidades, Según la orientación del túnel (Trend 72°) se encuentra orientado cuasi paralela y perpendicular a las dos cuñas, por lo que se interpreta que las cuñas caerían por deslizamiento y gravedad respectivamente. Sin embargo, la posibilidad de que estos movimientos se realicen se ven afectados debido a que la intersección de las 4 familias están fuera del cono de fricción.

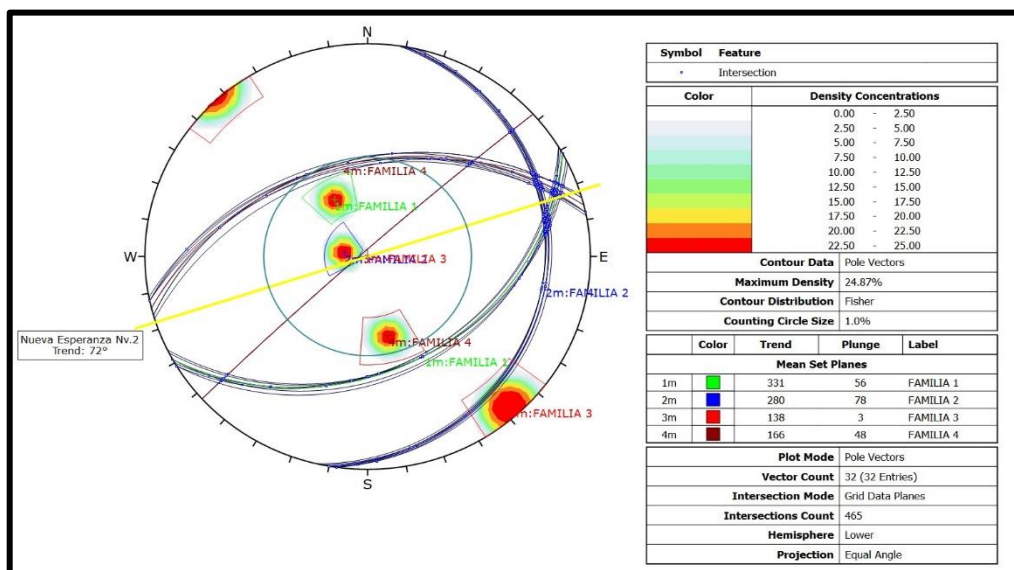


Figura 25: Análisis cinemático con el software Dips 7.0 de la estación 07.

Fuente: Elaboración propia.

3.2.3. Software Phase2

Los valores para el análisis se determinaron el RocData. Procedemos a hallar la zona plástica de la mina Nueva Esperanza Nv. 2.

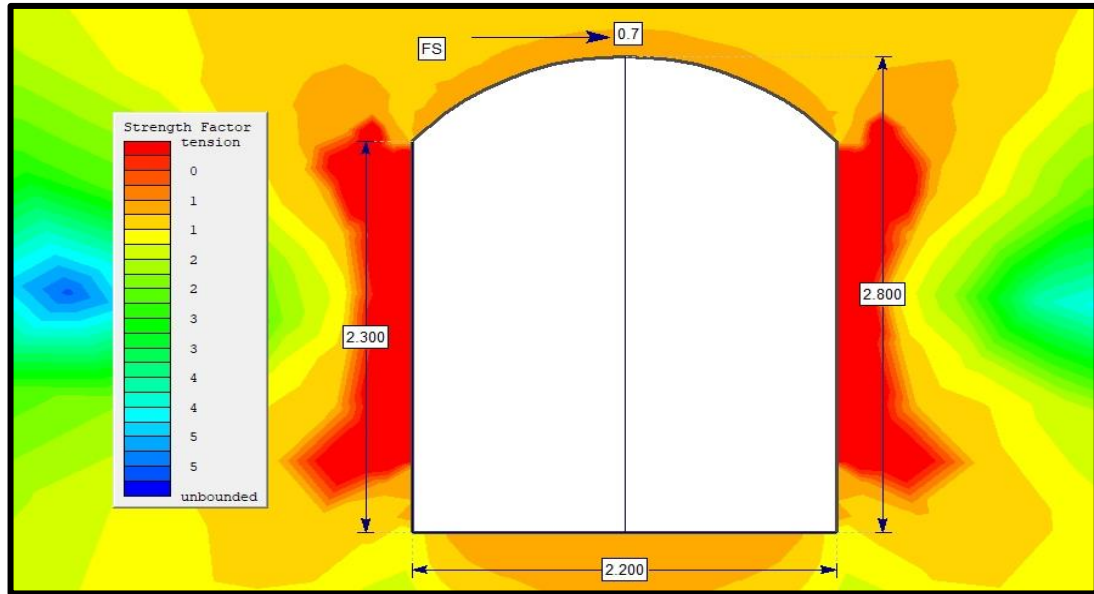


Figura 26: Zona plástica en el perímetro del túnel, Phase 2.

Fuente: Elaboración propia.

3.2.4. Software Unwedge 3.0

- **Estación 01:** De acuerdo al análisis por Unwedge, en la estación 01 se generan las cuñas 2-3-7 las cuales son estables según su FS. Además se genera una cuña 6 la cual se considera inestable por que muestra un FS menor a 1.5.

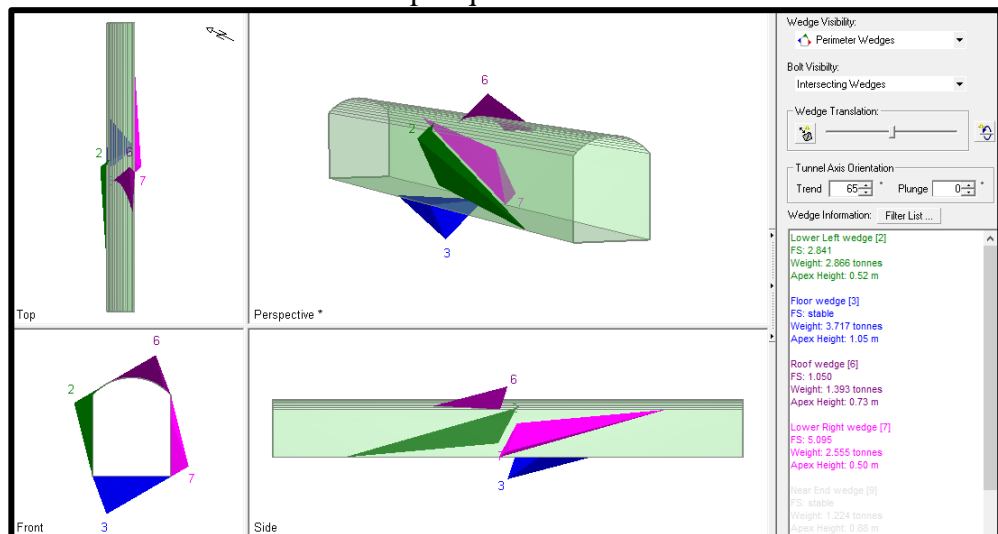


Figura 27: Cuñas formadas en la estación 01 - Software Unwedge 3.0.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 02:** De acuerdo al análisis por Unwedge, en la estación 02 se generan las cuñas 1-2-6-7 las cuales son estables según su FS. Además se genera una cuña 8 la cual se considera inestable por que muestra un FS menor a 0, por lo que es un peligro activo.

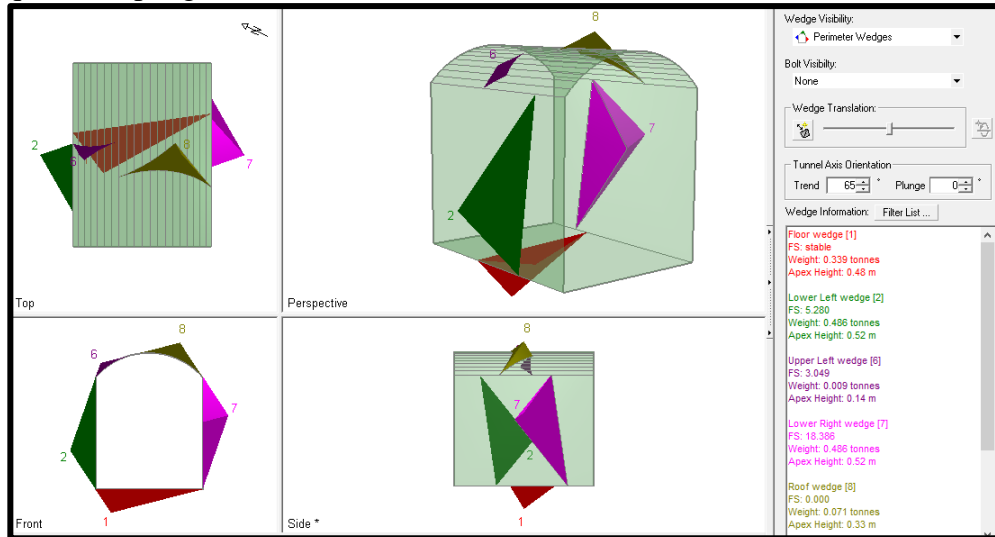


Figura 28: Cuñas formadas en la estación 02 - Software Unwedge 3.0.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 03:** De acuerdo al análisis por Unwedge, con la intersección de los 4 sets en la estación 03 se generan de manera más crítica las cuñas 1-3-6-8 las cuales son estables ya que su FS es mayor a 1.5.

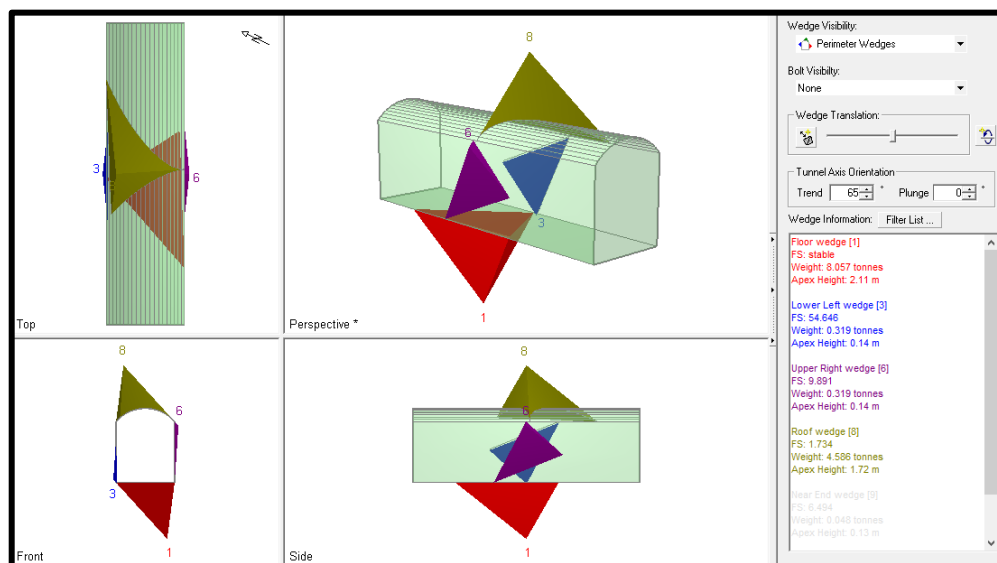


Figura 29: Cuñas formadas en la estación 03 - Software Unwedge 3.0.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 04:** De acuerdo al análisis por Unwedge, en la estación 04 se generan las cuñas 1-2-6-7 las cuales son estables según su FS. Además se genera una cuña 8 la cual se considera inestable por que muestra un FS menor a 0, por lo que es un peligro activo.

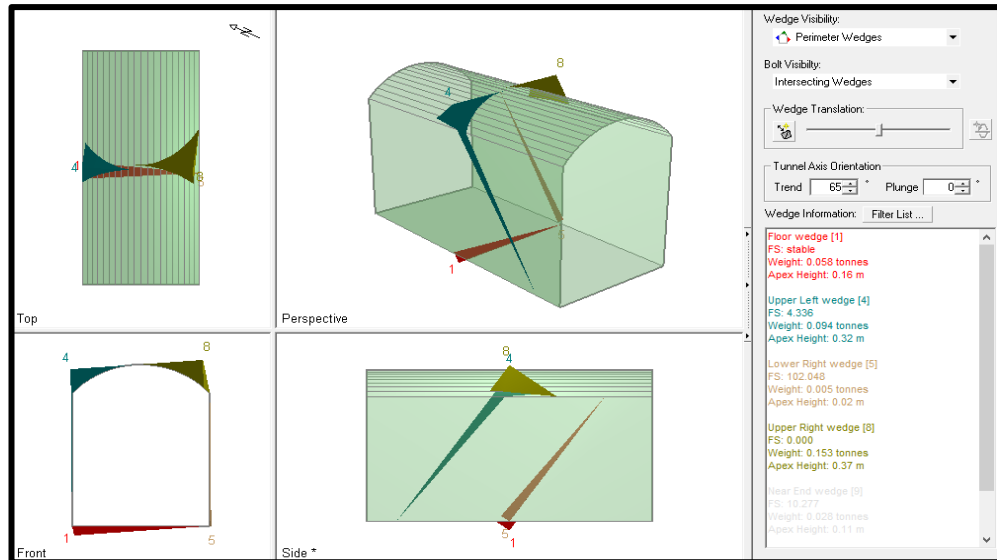


Figura 30: Cuñas formadas en la estación 04 - Software Unwedge 3.0.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 05:** De acuerdo al análisis por Unwedge, en la estación 05 se generan las cuñas 4-5 las cuales son estables según su FS. Además se genera una cuña 8 la cual se considera inestable por que muestra un FS menor a 0, por lo que es

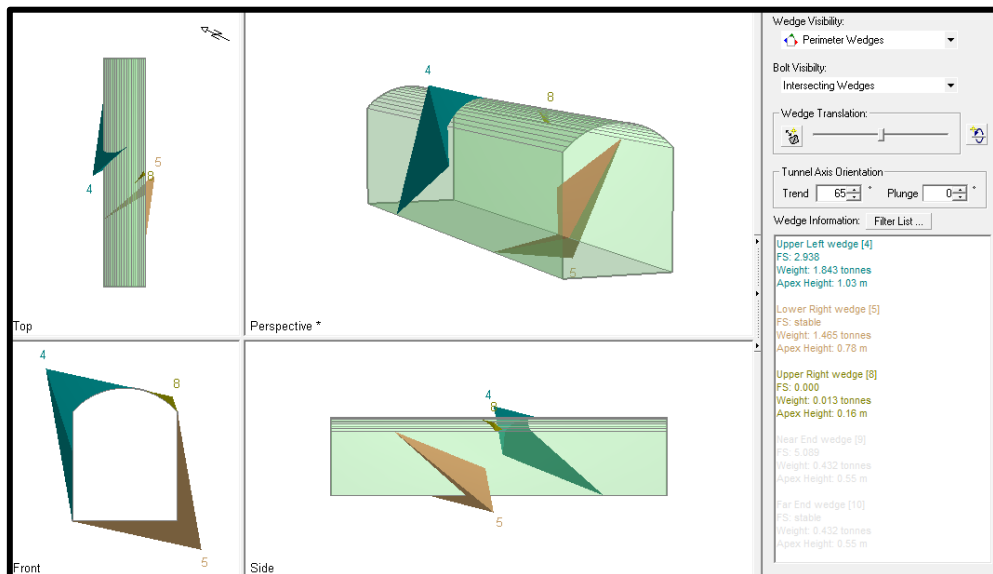


Figura 31: Cuñas formadas en la estación 05 - Software Unwedge 3.0.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 06:** De acuerdo al análisis por Unwedge, en la estación 06 se generan las cuñas 2-3-4-5-7 las cuales son estables ya que su FS es mayor a 1.5.

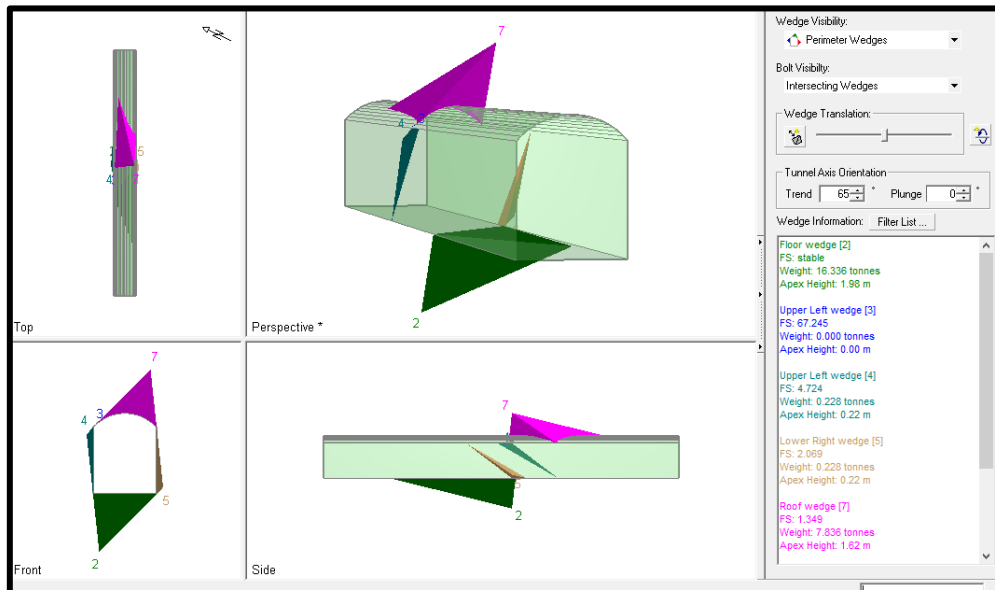


Figura 32: Cuñas formadas en la estación 06 - Software Unwedge 3.0.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 07:** De acuerdo al análisis por Unwedge, en la estación 05 se generan las cuñas 1-3-4-7 las cuales son estables según su FS. Además se genera una cuña 8 la cual se considera inestable por que muestra un FS menor a 0, por lo que es un peligro activo.

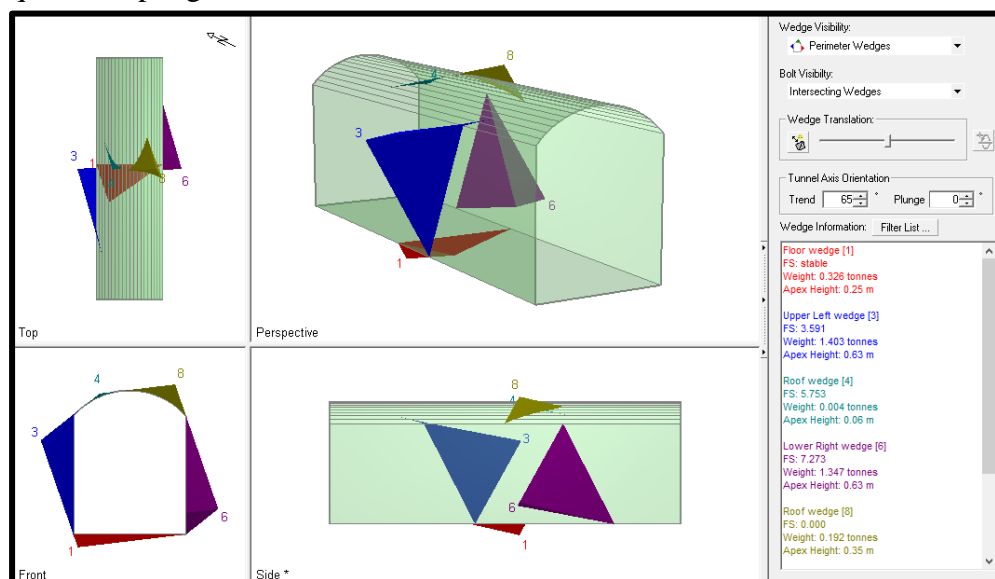


Figura 33: Cuñas formadas en la estación 07 - Software Unwedge 3.0.

Fuente: Elaboración propia.

- **Estación 08:** De acuerdo al análisis por Unwedge, en la estación 05 se generan las cuñas 1-3-4-7 las cuales son estables según su FS. Además se genera una cuña 8 la cual se considera inestable por que muestra un FS menor a 0, por lo que es un peligro activo.

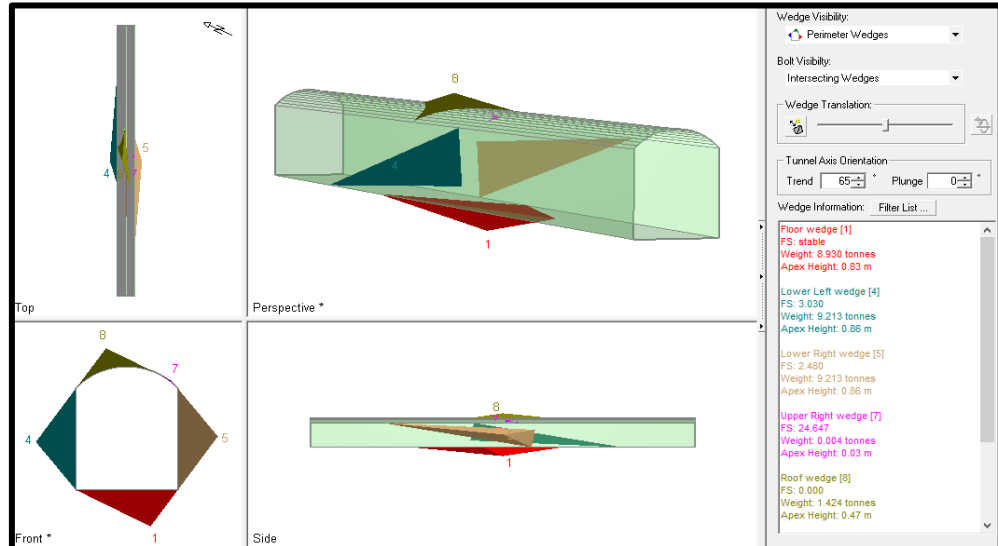


Figura 34: Cuñas formadas en la estación 08 - Software Unwedge 3.0.

Fuente: Elaboración propia.

3.3. Diseño de sostenimiento

3.3.1. Diseño de sostenimiento por RMR89

Se presenta el resumen del tipo de sostenimiento por cada estación según RMR89, ver tabla 14.

Tabla 14

Diseño de sostenimiento por RMR89

Est.	RMR	RMR Ajust.	Clasificación geomecánica	Diseño de soporte
1	71	59	Clase: III Calidad: Regular	Pernos sistemáticos de 4m de longitud, espaciados de 1.5 a 2.0 m en la corona y paredes, con malla de alambre en la corona. Lanzado de shocrete de 50 – 100mm en las paredes.
2	66	54		
3	56	44		
4	54	42		
5	55	43		

6	49	37	Clase: IV Calidad: Mala	Pernos sistemáticos de 4-5 m de longitud, espaciados de 1 a 1.5 m en la corona y paredes, con malla de alambre. Lanzado de shocrete de 100-150 mm en la corona y 100 mm en las paredes. O arcos ligeros a medianos cada 1.5 m donde sea requerido.
7	57	45	Clase: III Calidad: Regular	Pernos sistemáticos de 4m de longitud, espaciados de 1.5 a 2.0 m en la corona y paredes, con malla de alambre en la corona. Lanzado de shocrete de 50 – 100mm en las paredes.
8	63	51		

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo a la caracterización geomecánica por RMR89 de Bieniawski, para las estaciones 1-2-3-4-5-7-8 se trata de una roca de clase III y calidad regular o media, por lo cual se recomienda utilizar pernos sistemáticos de 4 m de longitud, malla de alambre y lanzado de shocrete de 50 a 100 mm. Y para la estación 6 se trata de una roca de clase IV y calidad mala, por lo cual se recomienda pernos sistemáticos de 4 o 5 m de longitud con malla de alambre y lanzado de socrete de 100-150 mm en la corona y 100 mm en las paredes. También es una opción utilizar arcos ligeros a medianos cada 1.5 m.

3.3.2. Diseño de sostenimiento por Q de Barton

Se presenta el resumen del tipo de sostenimiento por cada estación según Q de Barton, ver tabla 15.

Tabla 15

Diseño se sostenimiento por Q de Barton

Est.	Q	De	Clasificación geomecánica	Diseño de soporte
1	7.19	12.5	Roca tipo: Media o regular	Pernos sistemáticos cada 1.5-2.0 m y 2 m de longitud de perno con shocrete de 40 a 100 mm en la corona y paredes, puede ser reforzado o no con fibra o malla.
2	5.25	12.5		
3	2.77	12.5		

4	1.9	12.5	Mala	Pernos sistemáticos cada 1.3-1.5 m y 2 m de longitud de perno con shocrete de 50 a 120 mm en la corona y paredes, con reforzamiento obligatorio de fibra o malla.
5	2.8	12.5		
6	1.31	12.5		
7	4.4	12.5	Roca tipo: Media o regular	Pernos sistemáticos cada 1.5-2.0 m y 2 m de longitud de perno con shocrete de 40 a 100 mm en la corona y paredes, puede ser reforzado o no con fibra o malla.
8	5.2	10.3		

Fuente: Elaboración propia.

Para determinar el diseño de sostenimiento por Q de Barton se ha usado el diagrama de categorías de sostenimiento de Q.

De acuerdo a la caracterización geomecánica, para las estaciones 1-2-7-8 tienen un valor de Q de 4 a 10 por lo que se trata de una roca de tipo media o regular, por lo cual se recomienda utilizar pernos sistemáticos cada 1.5-2.0 m y 2 m de longitud de perno con shocrete de 40 a 100 mm en la corona y paredes, puede ser reforzado o no con fibra o malla. Y para las estaciones 3-4-5-6 tienen un valor de Q de 1 a 4 por lo que se trata de una roca de tipo mala, por lo cual se recomienda utilizar Pernos sistemáticos cada 1.3-1.5 m y 2 m de longitud de perno con shocrete de 50 a 120 mm en la corona y paredes, con reforzamiento obligatorio de fibra o malla.

3.3.3. Diseño de sostenimiento por GSI

Se presenta el resumen del tipo de sostenimiento por cada estación según Q de Barton, ver tabla 16.

Tabla 16

Diseño de sostenimiento por GSI

Ítem	Rango GSI	Valor GSI	Diseño de soporte
Estación 01	60-70	66	Sin soporte (Pernos ocasionales)

Estación 02	55-65	63	
Estación 03	45-55	53	Pernos sistemáticos de 1.5 x 1.5m (Malla o fibra ocasional)
Estación 04	40-50	45	Pernos sistemáticos de 1.2 x 1.2 m (Malla o fibra obligatorio)
Estación 05	50-60	55	Pernos sistemáticos de 1.5 x 1.5m (Malla o fibra ocasional)
Estación 06	50-60	45	Pernos sistemáticos de 1.2 x 1.2 m (Malla o fibra obligatorio)
Estación 07	45-55	50	Pernos sistemáticos de 1.5 x 1.5m (Malla o fibra ocasional)
Estación 08	55-65	60	Sin soporte (Pernos ocasionales)

Fuente: Elaboración propia.

Para determinar el diseño de sostenimiento por GSI se ha usado el diagrama de sostenimiento de GSI modificado 2000.

De acuerdo a la caracterización geomecánica, para las estaciones 4-6 se debe optar por un sostenimiento por pernos sistemáticos de 1.2 x 1.2 m (Malla o fibra obligatorio), para las estaciones 3-5-7 se debe optar por un sostenimiento por pernos sistemáticos de 1.5 x 1.5m (Malla o fibra ocasional) y para las estaciones 1-2-8 se debe optar por un sistema sin soporte o la colocación de pernos de manera eventual.

3.4. Evaluación Económica

3.4.1. Costo de sostenimiento

Se presenta la siguiente evaluación económica correspondiente a la utilización de pernos de anclaje de forma sistemática, además se debe de saber que el mantenimiento de este tipo no es periódico, sino que se da mantenimiento de forma eventual con un costo aproximado de S/. 5000.00 soles.

Tabla 17

Costo de sostenimiento con pernos sistemáticos por mL

Ítem	Descripción	Unidad	Cantidad	Costo parcial S/.	Costo total S/. /mL
------	-------------	--------	----------	-------------------	---------------------

1.	Mano de obra				320.00
	Maestro perforista	Grdia	1	120.00	120.00
	Ayudante perforista	Grdia	1	100.00	100.00
	Ayudante perforista	Grdia	1	100.00	100.00
2.	Accesorios de perforación				1241.94
	Barra Cónica de 2 pies	Unid	1	125.75	125.75
	Barra Cónica de 4 pies	Unid	1	200	200
	Broca descartable de 32mm para barreno de 2ft	Unid	3	27.15	81.45
	Broca descartable de 32 mm para barreno de 4ft	Unid	1	45.25	45.25
	Adaptador para perno Helicoidal JL	Unid	1	279.50	279.5
	Manguera de Jebe y Lona 1”	m	30	7.32	219.60
	Manguera de Jebe y Lona ½”	m	30	3.63	108.90
	Conexiones	GB	4	30.00	120.00
	Aceite de perforación	Gal	0.25	245.97	61.49
3.	Materiales e isumos				162.5
	Perno Helicoidal de 6’ (Placa + tuerca)	Pza	8	14.2	113.6
	Cartucho Resina	Unid	10	1.83	18.3
	Cartucho Cemento	Unid	20	1.53	30.6
4.	Equipos				237.00
	Perforadora RNP (alquiler)	Hrs	0.5	74.00	37.00
	Plataforma para perf	Unid	1	200.00	200.00
5.	Herramientas y EPP				154.54
	Implementos de seguridad	Grdia	3	19.3	57.9
	Herramientas	Grdia	5	18.68	93.4
	Lámparas Mineras	Grdia	3	1.08	3.24
6.	Total				2115.98
	Gastos Generales	%	15%		351.342
7.	Costo total de sostenimiento por mL				2467.322

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 18 se muestra el precio de sostenimiento por metro lineal de pernos sistemáticos, haciendo una suma total de S/2467.322 soles, la lista de precios fueron obtenido in situ (Consortio HNS) en el cual el material e insumos son puestos a pie de obra (en bocamina), así el costo para todas las estaciones se necesitará una inversión de S/. 123366.1 soles.

Se presenta la siguiente evaluación económica correspondiente a la utilización de Shocrete, además se debe de saber que el mantenimiento de este tipo de soporte de debe realizar cada 30 años y con un costo de S/. 5000.00 soles.

Tabla 18

Costo de sostenimiento con shotcrete por mL

Ítem	Descripción	Unidad	Cantidad	Costo parcial S/.	Costo total S/./mL
1.	Mano de obra				62.000
	OCMER – operador	Grdia	1	150.000	150.000
	Ayudante OCMER	Grdia	1	140.000	140.000
	Ayudante shotcretero	Grdia	1	134.000	134.000
	Ayudante de mezcla	Grdia	1	134.000	134.000
	Operador de mezcla	Grdia	1	134.000	134.000
2.	Materiales e insumos				1916.920
	Aditivo SIKA (Cilindro 200 Kg)	Kg	100	2.35	235.000
	Cemento	Bolsas	10	30.7	307.000
	Arena	m3	0.7	400.00	280.000
	Fibra DRAMIX	Kg	25	4.65	116.250
	Calibrador	Unidad	25	0.70	15.500
	Manguera BOA	M	31	31.07	963.170
3.	Equipos				277.840
	Shotcretera OCMER-048	Hrs	4	49.46	197.840
	Máquina mezcladora	Grdia	1	80.00	80.000
4.	Herramientas y EPP				158.900
	Implementos de seguridad	Grdia	5	12.02	60.100
	Herramientas	Grdia	5	19.68	93.400

	Lámparas mineras	Grdia	5	1.08	5.400
5.	Total				3045.660
	Gastos generales	%	15	761.41	456.849
6.	Costos total de sostenimiento por mL				3502.51

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 18 se muestra el precio de sostenimiento por metro lineal de shotcrete lanzado, haciendo una suma total de S/. 3502.51 soles, la lista de precios fueron obtenido in situ (Consortio HNS) en el cual el material e insumos son puestos a pie de obra (en bocamina), así el costo para todas las estaciones se necesitará una inversión de S/. 350200.51 soles.

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1. Discusión

Jie liu, Xing-dong, Shu-Jing, & Lian-Ku, (2018), en su investigación mencionan que es muy importante reconocer el tipo de litología y evaluar la presencia de agua subterránea antes de realizar una caracterización geomecánica, por su parte Rahimi, Shahriar, & Sharifzadeh, (2014) en su artículo de investigación “corroboran la idea de que no siempre en una mina se encuentra material homogéneo, sino que hay distintos tipos de formaciones geológicas y comportamientos estructurales, En su investigación en el túnel Qazvin-Rasht en Irán evidencian gran potencial de fallas que desplazan los macizos rocosos y debilitan la calidad de la roca generando así la formación de cuñas que tienden a caer. En la presente investigación se ha realizado una indagación geológica para reconocer el contexto litológico y estructural como nos indican los autores mencionados, se ha reconocido que los macizos rocosos de la mina nueva Esperanza Nv.2 se ubican en su mayoría orientados en el flanco oeste del anticlinal de Algamarca formando parte del grupo Goyllarisquizga y con gran presencia de la formación Chimú, la cual está compuesta por rocas areniscas cuarzosas., las cuales han sufrido gran cantidad de plegamiento y cizallamiento por actividad tectónica producto de la génesis del anticlinal, por acción de las fallas Santo Cristo y La Cruz y por los eventos intrusivos del epitermal de Shauindo. Debido a estos sucesos es que se genera deslizamientos de roca en forma de cuñas en el túnel de la mina al igual como en túnel Qazvin-Rasht de Irán.

Rehman, et al. (2020) En su trabajo de investigación han realizado un análisis comparativo entre métodos de caracterización geomecánica en pequeña minería, llegan a la conclusión que es óptimo realizar correlaciones entre los métodos empíricos como lo son el RMR89, Q de Barton y GSI para confirmar que los valores sean los

correctos. Al igual, (Castro & Pérez, 2014) en su investigación concluye que las clasificaciones empíricas de GSI, RMR y Q son muy importantes y frecuentemente utilizadas en actividades mineras subterráneas por lo correlacionar estos métodos entre si es fundamental, debido a que sus parámetros son diferentes y por ende no comparables, sin embargo, es posible utilizar dicha correlación para determinar el tiempo de autosorte y el módulo de deformación del macizo rocoso. En la mina nueva Esperanza Nv.2 del consorcio minero HNS S.R.L se ha desarrollado una caracterización geomecánica con métodos empíricos de RMR89, Q de Barton y GSI; donde se ha evaluado con los tres métodos y se ha correlacionado para corroborar que el análisis sea el adecuado y que esté en la misma línea el diseño de sostenimiento. Se obtuvo rango de dispersión de ± 2 puntos entre las correlaciones y los valores reales de caracterización, por lo cual se evidencia que los datos y resultados fueron correctos.

Xin, P H S W Kulatilake, & Sandbak, (2018) en su investigación realizan una evaluación geomecánica por métodos empíricos en un circuito de galerías subterráneas en Estados Unidos, al comparar sus datos de evaluación han identificado que se genera un rango de error considerable por lo cual dan lugar al uso de métodos numéricos para realizar un ajuste de precisión tanto para la caracterización como para el diseño de sostenimiento. Es así que llegan a la conclusión que para obtener una correcta caracterización geomecánica es necesario utilizar programas 2D y 3D de simulación como el FLAC 3D, Unwedge o Phase 2. Con la misma idea Panda, et al. (2014) con su trabajo dan lugar al uso de métodos empíricos como numéricos para realizar una caracterización geomecánica a mayor detalle, con el software Dips realizaron un análisis estructural y con el software Unwedge determinaron el FS y el espaciamiento de los soportes, llegan a optimizar materiales en el soporte en relación a los resultados por los métodos empíricos. En el caso de las 8 estaciones programadas en la mina Nueva Esperanza

Nv.2, se ha creído conveniente imitar la metodología de estos autores, por lo que se ha decidido utilizar métodos numéricos para complementar la caracterización y el diseño de soporte para la mina; se ha utilizado el software Rocdata para realizar un análisis de datos en base a las propiedades de la roca, el software Dips se ha utilizado para analizar la parte estructural de los macizos rocosos y conocer el tipo de falla que se genera entre las familias de discontinuidades, se ha utilizado el software Unwedge para analizar la cantidad de cuñas que se generan y su factor de seguridad, además se ha usado el software Phase 2 para determinar la zona plástica de excavación y así determinar el tamaño de los pernos de anclaje o cantidad de shotcrete.

Adeoluwa, Noa & Quevedo, (2017) en su investigación en la mina subterránea Oro Descanso donde según la clasificación RMR89 se obtuvieron 3 calidades distintas: Buena, regular y mala. Para lo que propuso avance completo con soporte de anclas cementadas para la calidad buena, y para las calidades regular y mala, se propuso que después de cada voladura instalar anclas cementadas y a los costados mallas metálicas al igual que en el presente estudio con una calidad promedio de regular además hemos adicionado a la propuesta los pernos sistemáticos y lanzado de shotcrete y para la calidad mala la suma de las anteriores más la posible implementación de arcos ligeros a medianos. Por lo que se coincide con Adeoluwa, Noa & Quevedo, (2017) en la propuesta de sostenimiento basada en la clasificación RMR89 de Bieniawski.

Alcantara, Pachecho & Salazar, (2018) menciona que la mayoría de estudios utiliza el método GSI como complemento para las dos clasificaciones más representativas en labores subterráneas como el Q y el RMR. El GSI se utiliza como complemento y no como una clasificación principal debido a que el criterio base son los aspectos geológicos limitando su uso a labores temporales. Este método es frecuentemente aceptado en Perú por su fácil entendimiento y aplicación. Por ende, hemos considerado

al método de clasificación GSI como complemento para aumentar la confiabilidad al momento de realizar la propuesta de sostenimiento teniendo valores como 66, 63, 53, 45, 55, 45, 50 y 60, estos valores fueron hallados con la correlación del RMR y el GSI para ser más exactos.

El mapeo geomecánico se realizó a lo largo de 156.5 m, de donde se generó progresivas cada de +20m y dividiendo el túnel en 8 estaciones de evaluación, Como resultados de la investigación se conoce que 7 estaciones presentan una condición de roca estable con valores de RMR de 42 a 59 la cual se clasifica como una roca de calidad regular o media de tipo III por cual se recomienda pernos sistemáticos cada 1.5 – 2 m en la corona y paredes con reforzamiento de shocrete o malla de alambre; y 1 estación presenta un valor de RMR de 37 la cual se clasifica como una roca de calidad mala de tipo IV por lo cual se debe usar para este tramo pernos sistemáticos de 1 a 1.5 m en la corona y paredes con lanzado de shocrete de 100 a 150 mm y arcos ligeros cada 1.5 m según sea requerido.. Los resultados de la caracterización por Q de Barton nos indica que 4 estaciones tienen un valor de $Q= 4-10$ y 4 estaciones un valor de $Q=1-4$ clasificando así en dos tipos de roca, un tipo media y mala por lo que se debe aplicar pernos sistemáticos cada 1.3 m a 2 m con lazado de shocrete en la corona y paredes con un espesor de 40 a 50 mm y solo para el tipo de roca mala se debe emplear de forma obligatoria malla o fibra. Y finalmente tenemos el mapeo de la calidad de las discontinuidades a través del GSI el cual tiene resultados de valores para las 8 estaciones en un rango de 44-66 puntos que se clasifica en un valor regular por lo que el sostenimiento más adecuado por este método son los pernos sistemáticos de 1.2 x 1.2 m o 1.5 x 1.5 m con una malla de alambre ocasional.

Teniendo en cuenta la coyuntura actual causada principalmente por el COVID-19, la principal limitante fue los accesos para las visitas a la mina Nueva Esperanza,

limitando así frecuentar el socavón para la toma de datos, pero se pudo superar este inconveniente con la buena comunicación con los gerentes de la mina y los mismos ingenieros del proyecto y la óptima coordinación para sacarle el mayor provecho a cada visita; brindándonos la posibilidad de quedarnos en el campamento por unos días. Otro factor relevante fue la poca disponibilidad que tuvimos para poder realizar los ensayos de laboratorio para determinar la resistencia del macizo rocoso, por otro lado, también se nos fue difícil conseguir una entidad que nos brindara un martillo de Smith para poder determinar el mismo parámetro, por lo cual determinamos la resistencia del macizo a través de una tabla guía en base a número de golpes que se deben realizar para fracturar a dicho macizo.

Se puede afirmar que la hipótesis de la presente investigación ha quedado validada, debido a que se ha evaluado, caracterizado y diseñado el tipo de sostenimiento más adecuado según los métodos de RMR, Q de Barton y GSI para los macizos rocosos de la unidad minera Nueva Esperanza Nv.2 del consorcio minero HNS S.R.L de Algamarca. Además se ha realizado un análisis y modelamiento computarizado de la caracterización geomecánica para optimizar y disminuir el error natural.

4.2. Conclusiones

- Según la geología estudiada de la zona de Algamarca, se ha determinado que en la mina Nueva Esperanza Nv. 2 se cuenta con un material rocoso homogéneo, es decir que la litología que predomina es la Fm. Chimú compuesta principalmente por roca arenisca cuarzosa. y que se extiende a lo largo de todas las estaciones geomecánicas evaluadas.

- Se ejecutó la evaluación geomecánica de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 en 8 estaciones con progresivas de 20 m, teniendo un total de mapeo de 156.5 m lineales hasta el frente de excavación, en el cual se evaluó las propiedades del macizo rocoso como el espaciamiento entre discontinuidades que en su mayoría presenta un espaciado de 60 a 200 mm con una persistencia de 10 a 20 m, además con aperturas de discontinuidades que van desde 0.1 a 5.0 mm compuesto por relleno duro <5 mm, la rugosidad y alteración de la roca va desde ligeramente a moderadamente, con presencia de zonas húmedas y de goteo en algunas estaciones, finalmente, se tomó valores estructurales de orientación que para esta investigación los estratos son paralelos a la excavación.
- Se pudo determinar los parámetros geomecánicos de los macizos rocosos basados en los criterios del RMR, Q de Barton y GSI; comprobando que al trabajar con estos tres métodos en simultaneo y correlacionándose entre sí la exactitud de la evaluación geomecánica aumenta.
- Se realizó el análisis estructural con el software Rockdata y Dips, donde se obtuvieron resultados del criterio de Hoek-Brown con mb de 1.149, s de 0.0007 y a de 0.505. Además se identificó que el macizo rocoso se compone de 3 a 5 familias de discontinuidades que dan lugar de 2 a 4 cuñas por estación y que en su mayoría se desprenden por deslizamiento y gravedad.
- Se determinó la zona plástica de la excavación con ayuda del software Phase 2, donde se identificó que la zona donde más se genera estrés de la roca se sitúa en los hastiales del túnel con un factor de seguridad de 0.7, posiblemente debido por el comportamiento del anticlinal de Algamarca.

- Se determinó el número de cuñas totales, su factor de seguridad y el análisis independiente de cuña por cada estación geomecánica. Donde se conoció que la zona más propensa a la caída de roca se encuentra en el techo del túnel, esto debido a que los estratos se encuentran paralelos a la excavación y por acción compresiva del anticlinal en los hastiales produce este desprendimiento.
- Se diseñó el tipo de sostenimiento más idóneo para la mina Nueva Esperanza Nv. 2 en base al análisis empírico y numérico por lo que se concluye que se debe utilizar pernos sistemáticos de 4-5 m de longitud, espaciados de 1.5 a 2.0 m en la corona y paredes, con malla de alambre para las estaciones 1-2-7-8. Y para las estaciones 3-4-5-6 se debe utilizar pernos sistemáticos de 4-5 m de longitud, espaciados de 1 a 1.5 m con lanzado de shocrete de 150-200 mm en la corona y 100 mm en las paredes. O arcos ligeros a medianos cada 1.5 m donde sea requerido.
- Se concluye que el costo de aplicación de sostenimiento de la mina Nueva esperanza Nv. 2 en base a la caracterización geomecánica es de una inversión de S/. 123366.1 soles. para pernos de anclaje y S/. 350200.51 soles. para shocrete.
- Se recomienda desarrollar un análisis empírico como computarizado en excavaciones subterráneas para obtener mejores datos geomecánicos y así desarrollar un mejor sistema de sostenimiento en labores de minería subterránea.

REFERENCIAS

Adeoluwa Olajesu, O., Noa Monjes, R., & Quevedo Sotolongo, G. (2017). Caracterización estructural del macizo rocoso de la mina subterránea Oro Descanso. *Minería y Geología*, 33(4), 464-476. Obtenido de <https://www.redalyc.org/articulo.oa?id=223553249007>

Akgün, H., Muratli, S., & Kerem, M. (2014). Geotechnical investigations and preliminary support design for the Geçilmez tunnel: A case study along the Black Sea coastal highway, Giresun, northern Turkey. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 40, 277-299. doi:10.1016/j.tust.2013.10.018

Alcántara Urrutia, L. H., Pacheco Ccapa, R. V., & Salazar Cacho, I. N. (2018). *Caracterización geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en labores subterráneas, Perú-2018*. Universidad Privada del Norte, Cajamarca. Obtenido de <http://hdl.handle.net/11537/15032>

Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 6(4), 189-236. doi:<https://doi.org/10.1007/BF01239496>

Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications : a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. (J. W. Inc, Ed.) Wiley-Interscience. doi:ISBN 0-471-60172-1

Blanco Moreno, D. C., & Cepeda Gómez, D. I. (2015). *Análisis y evaluación comparativa del método chino “Basic Quality” con los métodos RMR y Q para clasificación de macizos rocosos*. Universidad de Santander, Facultad de Ingeniería, Colombia. Obtenido de <http://repositorio.udes.edu.co/handle/001/2919>

Calderón Mena, M. A. (2018). *Caracterización geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento en la galería Gavilán de oro de la UEA Ana María*. Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano, Perú. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/8409>

Castro Caicedo, á. J., & Pérez Pérez, D. M. (2014). Correlaciones entre las clasificaciones geomecánicas Q y RMR en el túnel exploratorio de LA Línea - cordillera central de Colombia. *Boletín de Ciencias de la Tierra*(34), 42-50. Obtenido de <https://www.redalyc.org/pdf/1695/169530075005.pdf>

Chura Lopez, W. (2016). *Caracterización geomecánica del macizo rocoso y su aplicación en el diseño de sostenimiento en labores de desarrollo de la unidad económica administrativa Ana María – la Rinconada*. Universidad Nacional del Altiplano, Perú. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/4489>

Cipriano Chudán, R. R., & Marín Cabrera, E. E. (2018). *Propuesta de sostenimiento en base a la caracterización geomecánica de la galería NV. 9, unidad Minera Colquirrumi, Cajamarca, 2018*. Universidad Privada del Norte, Perú. Obtenido de <http://hdl.handle.net/11537/13943>

Cruz Ordoñez, C. (2016). Estudio comparativo entre requerimiento de soporte y fortificación de túneles definido según métodos empíricos de clasificación geomecánica y análisis numéricos. *Minería y Geología*, 16. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/12381>

Cruzado Vásquez, G. (2011). *Estudio geológico del departamento de Cajamarca*. Gobierno Regional de Cajamarca, Gerencia de Planeamiento, Presupuesto y Acondicionamiento Territorial, Cajamarca. Obtenido de <https://zeeot.regioncajamarca.gob.pe/sites/default/files/GEOLOGIA.pdf>

Hoek, E. (1994). Strength of rock and rock masses. *ISRM News Journal*, 2(2), 4-16. Obtenido de https://www.isrm.net/fotos/gca/1332169399isrm_newsjournal_-_1994,_volume_2,_number_2_web.pdf

Hoek, E. (1995). *Practical Rock Engineering*. Evert Hoek Consulting Engineer Inc., Canada. Obtenido de <https://www.rocscience.com/assets/resources/learning/hoek/Practical-Rock-Engineering-Full-Text.pdf>

Jie liu, Xing-dong, Z., Shu-Jing, Z., & Lian-Ku, X. (2018). Analysis of support requirements for underground water-sealed oil storage cavern in China. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 71, 36-46. doi:10.1016/j.tust.2017.08.013

MINEM. (2019). *Plataforma única del Estado Peruano*. Obtenido de http://www.minem.gob.pe/_estadistica.php?idSector=1&idEstadistica=12464

Narváez Mejía, J. E. (2018). *Caracterización geomecánica del manto de carbón san roque para el diseño y selección del tipo de sostenimiento de galerías, CIA minera San Roque FM*. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Perú. Obtenido de <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/3352>

Navarro Colque, P. (2007). Características metalogenéticas de los yacimientos asociados al grupo Calipuy en el norte del Perú, departamentos de la Libertad y Áncash. (INGEMMET, Ed.) *Boletín de la Sociedad Geológica del Perú*(102), 79-100. Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.12544/381>

Özkan, I., Erdem, B., & Ceulanoglu, A. (2015). Characterization of jointed rock masses for geotechnical classifications utilized in mine shaft stability analyses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 73, 28-41. doi:10.1016/j.ijrmms.2014.10.001

Panda, M. K., Mohanty, S., Pingua, B. M., & Mishra, A. K. (2014). Engineering geological and geotechnical investigations along the head race tunnel in Teesta Stage-III hydroelectric project, India. *Engineering Geology*, 297-308. doi:10.1016/j.enggeo.2014.08.022

Rahimi, B., Shahriar, K., & Sharifzadeh, M. (2014). Evaluation of rock mass engineering geological properties using statistical analysis and selecting proper tunnel design approach in Qazvin–Rasht railway tunnel. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 41, 206-222. doi:10.1016/j.tust.2013.12.010

Ramírez Oyangüren, P., De la Cuadra Irizar, L., Lain Huerta, R., & Grijalbo Obeso, E. (2007). *Rock mechanics applied to underground metal mining*. Instituto Geológico y Minero de España, Madrid. Obtenido de http://info.igme.es/SidPDF/065000/049/65049_0001.pdf

Rehman, H., Naji, A. M., Jung-joo, K., & Han-kyo, Y. (2020). Empirical Evaluation of Rock Mass Rating and Tunneling Quality Index System for Tunnel Support Design. *Applied Sciences*, 8(5). doi:10.3390/app8050782

Reyes Rivera, L. (1980). Geología de los cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajabamba: Hojas 15-f, 15-g y 16-g. (INGEMMET, Ed.) *Serie A. Carta Geológica Nacional, Boletín N° 31*, 53. Obtenido de https://repositorio.ingemmet.gob.pe/bitstream/20.500.12544/150/54/A-031-Boletin_Cajamarca-15f_San_Marcos-15g_Cajabamba-16g.pdf

Rivera Cornejo, R. (2007). *Características metalogenéticas de los yacimientos asociados al volcanismo cenozoico (Grupo Calipuy) en el norte del Perú, región de Cajamarca*. Instituto Geológico Minero y Metalúrgico, Dirección de Recursos Minerales y Energéticos, Lima. Obtenido de

<http://sigrid.cenepred.gob.pe/docs/PARA%20PUBLICAR/INGEMMET/Caracteristicas%20Ometalogenicas%20yacimientos%20volcanismo%20cenozoico%20Region%20Cajamarca.pdf>

Santos, V., Da Silva, P., & M Graga, B. (2018). Estimating RMR Values for Underground Excavations in a Rock Mass. *Minerals*, 8(3), 78. doi:10.3390/min8030078

Soto Vilca, A. C. (2016). *Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca - Ollachea*. Universidad Nacional del Altiplano, Perú. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/2996>

Tumialán, P. H., Ríos, E., Pérez, J., & Vélez, E. (1982). Mineralización del yacimiento polimetálico de Algamarca (Cajamarca). *XVI Convención de Ingenieros de Minas del Perú*, 1-10.

Xin, Y., P H S W Kulatilake, & Sandbak, L. A. (2018). Investigation of Rock Mass Stability Around the Tunnels in an Underground Mine in USA Using Three-Dimensional Numerical Modeling. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 51(2), 579-597. doi:10.1007/s00603-017-1336-6

ANEXO N° 1. Matriz de Consistencia

Problema	Objetivos	Hipótesis	Variable	Metodología
<p>Problema general investigación ¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso para el diseño del sostenimiento de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del consorcio minero HNS – Algamarca, 2021?</p> <p>Problemas específicos -¿Cómo evaluar el macizo rocoso? -¿Cómo realizar el análisis estructural del macizo rocoso? -¿Cómo identificar y analizar la zona plástica del túnel? -¿Cómo diseñar el tipo sostenimiento del túnel? ¿Cómo realizar la evaluación económica para el tipo de sostenimiento?</p>	<p>Objetivo general Realizar la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño del sostenimiento de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del consorcio minero HNS – Algamarca, 2021.</p> <p>Objetivos específicos -Evaluar los parámetros geomecánicos de los macizos rocosos usando RMR89, Q de Barton y GSI. Realizar el análisis estructural usando el software Dips y RockData. -Determinar la zona plástica de la excavación utilizando el software Phase2. Con el software Unwedge generar el tipo de sostenimiento. -Generar un mapa geomecánico de la mina Nueva Esperanza Nv. 2. -Plantear una propuesta económica para el sistema de sostenimiento al consorcio HNS - Algamarca.</p>	<p>Hipótesis general investigación “Al emplear métodos de caracterización geomecánica (RMR de Bieniawski, Q de Barton y GSI) en el Macizo Rocosos de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del consorcio minero HNS – Algamarca, 2021, se analizará y diseñará el tipo de sostenimiento para la galería minera basándose en las características geológicas presentes en la roca”.</p> <p>Hipótesis específicas -Con ayuda de la caracterización geomecánica se procederá a evaluar el macizo rocoso, donde se obtendrá las características estructurales y la calidad de la roca presente. -Se empleará los software’s Dips, FaultKin y Unwedge, con lo que se realizará un análisis estructural del Macizo Rocosos y se utilizará el software Phase2 con el que se conocerá la zona plástica de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del consorcio minero HNS – Algamarca, 2021 y se seleccionará el tipo de sostenimiento. -Conociendo los datos estructurales del Macizo Rocosos se evaluará el tipo de sostenimiento más adecuado para el Nivel 0 en la unidad minera AMASBA.</p>	<p>Variable 01 Evaluación geomecánica del macizo rocoso en el nivel 0 de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del consorcio minero HNS – Algamarca, 2021.</p> <p>Variable 02 Diseño de sostenimiento para el túnel de minado de la mina Nueva Esperanza Nv. 2 del consorcio minero HNS – Algamarca, 2021</p>	<p>Diseño investigación aplicada no experimental que se aplicara de una manera transversal, considerando que el tema de investigación tiene un sustento teórico suficiente, se procedió a realizar una investigación de tipo correlacional cuantitativa teniendo en cuenta que después de evaluar y clasificar el macizo rocoso se propondrá un determinado tipo de sostenimiento.</p> <p>Población La población está conformado por los macizos rocosos de las galerías de explotación del consorcio minero HNS Algamarca.</p> <p>Muestra La muestra es direccionada y única, conformado por el Macizo Rocosos del nivel 0 de explotación del consorcio minero HNS Algamarca</p> <p>Técnicas La muestra es direccionada y única, conformado por los macizos rocosos de la mina Nueva Esperanza Nv.2 del consorcio minero HNS – Algamarca.</p>

ANEXO N.º 2. Cronograma de actividades Proyecto de Tesis

Semana	Actividad
8	Planteamiento y planeación del título, resumen y palabras clave la investigación.
9	Desarrollo del problema de investigación del estudio empírico.
10	Desarrollo y redacción del título y el resumen de la investigación.
11	Planeamiento y desarrollo del diseño metodológico de la investigación y técnicas de muestreo.
12	Elaboración de materiales e instrumentos y verificación de cumplimientos.
13	Redacción final de metodología, diseño de investigación, técnicas e instrumentos para la reelección de datos.
14	Elaboración de Matriz de consistencia y cronograma de actividades.
15	Última revisión y corrección previa presentación.

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N.º 3. Oficio de solicitud de elaboración de tesis

**SOLICITUD: Permiso para realizar Trabajo
de Investigación**

**SEÑOR NAHÚM BRICEÑO RODRÍGUEZ
GERENTE GENERAL DEL CONSORCIO HNS S.R.L**

Los estudiantes, **VÍCTOR JORGE ALFARO OLASCUAGA**, identificado con DNI N° 71396247, IDCard: N00015686; y **SERGIO MUGUERZA ANDUAGA**, identificado con DNI N° 72072250, IDCard: N00028861. Ante Ud. respetuosamente nos presentamos y exponemos:

Que estando cursando el 10° ciclo de la carrera profesional de **INGENIERÍA GEOLÓGICA** en la Universidad Privada del NORTE – Sede Cajamarca, solicitamos a Ud. permiso para realizar trabajo de Investigación académica en su Empresa sobre “**CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO EN MINERÍA SUBTERRÁNEA**” para optar el título de Ingeniero Geólogo.

Con saludos cordiales y a tiempo de agradecerle por atender nuestra solicitud, aprovechamos la oportunidad para brindarle nuestra más grande consideración.

POR LO EXPUESTO:

Rogamos a usted acceder a nuestra solicitud.

Cajamarca, 22 de Octubre del 2020


Víctor Jorge Alfaro Olascuaga
DNI N° 71396247



Sergio Muguerza Anduaga
DNI N° 72072250

Figura 35: Oficio de solicitud para elaboración de tesis.

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N.º 4. Tablas para la clasificación del macizo rocoso por RMR

PARAMETRO		ESTIMACION Y ESCALA DE VALORES							
1	Resistencia de la roca sana	Carga puntual MPa⇒	> 10	4 – 10	2 – 4	1 – 2	Únicamente Compresión Simple		
		Kg/cm² (aprox)⇒	100	40 - 100	20 - 40	10 - 20			
	Compr. Simple MPa⇒	> 250	100 – 250	50 – 100	25 – 50	5-25	1-5	< 1	
		Kg/cm² (aprox)⇒	>2 500	1 000-2 500	500 – 1 000	250 - 500	50-250	10-50	<10
		Valoración	15	12	7	4	2	1	0
2	RQD %		90 – 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Separación de discontinuidades		> 2 m	0,6 – 2 m	0,2 – 0,6 m	0,06 – 0,2 m	< 0,06 m		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades (ver guía especial)		Muy rugosas. Discontinuas. Sin separaciones. Borde sano y duro.	Ligeramente rugosas. Abertura <1 mm. Bordes duros.	Ligeramente rugosas. Abertura <1mm Bordes blandos	Espejo de falla o con relleno < 5 mm o abiertas 1 – 5 mm. Diaclasas continuas	Relleno blando > 5 mm o abertura > 5 mm Diaclasa Continua		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Presencia de agua	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 L/min	10 – 25 L/min	25 – 125 L/min	>125 L/min		
		Relación entre la presión de agua y la mayor del terreno σ_w / σ_1	0	0 – 0,1	0,1 – 0,2	0,2 – 0,5	> 0,5		
	Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo			
	Valoración		15	10	7	4	0		
6	Corrección por orientación de las discontinuidades (ver guía especial)								
	Dirección y Buzamiento		Muy favorable	Favorable	Medio o regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
	Valoración para	Túneles	0	- 2	- 5	- 10	- 12		
		Cimentación	0	- 2	- 7	- 15	- 25		
Taludes		0	- 5	- 25	- 50	- 60			
Guía especial para valorar el factor 4. Valoración del estado de las discontinuidades.									
Parámetro		Valoración							
Longitud de la discontinuidad (Persistencia)		< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m			
		6	4	2	1	0			
Abertura		Nada	< 0,1 mm	0,1 – 1,0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm			
		6	5	3	1	0			
Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave			
		6	5	3	1	0			
Relleno		Ninguno	Relleno duro	Relleno duro	Relleno blando	Relleno blando			
			< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm			
		6	4	2	2	0			
Alteración		Inalterado	Ligeramente alterado	Moderadamente alterado	Muy alterado	Descompuesto			
		6	5	3	1	0			

Figura 36: Clasificación RMR Geomecánica - Parámetros de clasificación.

Fuente: Bieniawski 1989.

ANEXO N.º 5. Tablas para la clasificación del macizo rocoso por Q

1.	Calidad del testigo RQD (Rock Quality Designation)	RQD%
A	Calidad muy mala	0-25
B	Calidad mala	25-50
C	Calidad media	50-75
D	Calidad buena	75-90
E	Calidad excelente	90-100

Notas:
i) Cuando se obtienen valores de RQD inferiores a 10 (incluyendo el 0), se toma un valor nominal de 10 para calcular el índice Q.
ii) Los intervalos de 5 unidades para el RQD, es decir 100, 95, 90, etc., tienen suficiente precisión.

2	Índice de diaclasado	Jn
A	Roca masiva sin diaclasas o con fisuración escasa	0,5-1
B	Una familia de diaclasamiento	2
C	Una familia y algunas diaclasas aleatorias	3
D	Dos familias de diaclasas	4
E	Dos familias de diaclasas y algunas aleatorias	6
F	Tres familias de diaclasas	9
G	Tres familias y algunas diaclasas aleatorias	12
H	Cuatro o más familias, diaclasas aleatorias, roca muy fracturada, roca en terrones	15
I	Roca triturada terrosa	20

Notas:
i) En intersecciones de túneles se utiliza la expresión (3, Jn)
ii) En las bocas de los túneles, se utiliza la expresión (2, Jn)

3	Índice de rugosidad de las discontinuidades	Jr
a	Contacto entre las caras de la discontinuidad	
b	Contacto entre las dos caras de la discontinuidad ante desplazamiento cortante inferior a 10cm.	
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Diaclasas onduladas rugosas o irregulares	3
C	Diaclasas onduladas lisas	2
D	Diaclasas onduladas perfectamente lisas	1,5
E	Diaclasas planas, rugosas o irregulares	1,5
F	Diaclasas planas, lisas	1
G	Diaclasas planas, perfectamente lisas	0,5

Notas:
i) Las descripciones se refieren a caracterizaciones a pequeña escala y escala intermedia
c) No existe contacto entre las caras de la discontinuidad ante un desdormimiento cortante

H	J
1	1
1	1

Notas:
i) Si el espacio de la principal familia de discontinuidades es superior a 3m, se debe aumentar el índice Jr en una unidad
ii) En el caso de diaclasas planas perfectamente lisas que presentan lineaciones y que dichas lineaciones estén orientadas según la dirección de mínima resistencia, se puede utilizar el valor de Jr = 0,5

Índice de alteración de las discontinuidades	Φr aprox	Ja
a		
A		0,8
B	25-35	1
C	25-30	2
D	20-25	3
E	8-16	4
b		
F	25-30	4
G	16-24	6
H	12-16	8
J	6-12	8-12
c		
K	6-24	6, 8 o 12
L		
M		
N	-	5
O	6-24	10, 13 o 20
P		
R		

Nota:
Los valores expresados para los parámetros Jr y Ja se aplican a las familias de diaclasas o discontinuidades que son menos favorables con relación a la estabilidad, tanto por la orientación de las mismas como por su resistencia al corte (esta resistencia puede evaluarse mediante la expresión $\sigma = \tan^2(J/Ja)$)

5	Factor de reducción por la presencia de agua	Presión Kg/cm ²	Jw
A	Excavaciones secas o pequeñas afluencias de agua inferiores a 5l/m, de forma localizada	<1	1
B	Afluencia o presiones medias con lavado ocasional de los rellenos de las discontinuidades	1-1,5	0,7
C	Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin rellenos	2,5-10	0,5
D	Afluencia importante o presión alta, produciéndose un lavado considerable de los rellenos de las diaclasas	2,5-10	0,33
E	Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada en el momento de realizar voladuras, decreciendo con el tiempo	>10	0,2-0,1
F	Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada de carácter persistente, sin disminución apreciable	>10	0,1-0,05

Notas:
i) Los valores de las clases C, D, E y F son meramente estimativos. Si se acometen medidas de drenaje, puede incrementarse el valor de Jw
ii) No se ha considerado los problemas especiales derivados de la formación de hielo

6	Condiciones tensionales de la roca (Stress Reduction Factor)	SR F
a	Las zonas débiles intersecan a la excavación, pudiendo producirse desdormimientos de roca a medida que la excavación del túnel va avanzando	
A	Múltiples zonas débiles, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta (cualquier profundidad)	10
B	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación ≤ 50m)	5
C	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación > 50m)	2,5
D	Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libres de arcillas) roca de contorno suelta (a cualquier profundidad)	7,5
E	Zonas de fracturas aisladas en roca competente (libre de arcillas), (profundidad de la excavación ≤ 50m)	5
F	Zonas de fracturas aisladas en roca competente (libre de arcillas), (profundidad de la excavación > 50m)	2,5
G	Terreno suelto, diaclasas abiertas, fuertemente fracturado en terrones, etc. (a cualquier profundidad)	5

Notas:
i) Los valores de las clases C, D, E y F son meramente estimativos. Si se acometen medidas de drenaje, puede incrementarse el valor de Jw
ii) No se ha considerado los problemas especiales derivados de la formación de hielo

Notas:	Los valores de las clases C, D, E y F son meramente estimativos. Si se acometen medidas de drenaje, puede incrementarse el valor de Jw	Los valores de las clases C, D, E y F son meramente estimativos. Si se acometen medidas de drenaje, puede incrementarse el valor de Jw	Los valores de las clases C, D, E y F son meramente estimativos. Si se acometen medidas de drenaje, puede incrementarse el valor de Jw
I	Los valores de las clases C, D, E y F son meramente estimativos. Si se acometen medidas de drenaje, puede incrementarse el valor de Jw		
II	No se ha considerado los problemas especiales derivados de la formación de hielo		
b	Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas	se/s ₁	se/sc SRF
H	Tensiones pequeñas cerca de la superficie, diaclasas abiertas	> 200	> 0,01 2,5
J	Tensiones medias, condiciones tensionales favorables	200 - 10	0,01 - 0,3 1
K	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10 - 5	0,3 - 0,4 0,5 - 2
L	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas	5 - 3	0,5 - 0,65 5-50
M	Lajamiento y estallido de la roca después de algunos minutos en rocas masivas	3 - 2	0,6 - 1 50-200
N	Estallidos violentos de la roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	<2	<1 200-400

Notas:
ii) Si se comprueba la existencia de campos tensionales fuertemente anisotrópicos: cuando $5 \leq s_1/s_3 \leq 10$, se disminuye el valor 0,5 s hasta 0,75 s si $s_1/s_3 > 10$, se tomará en vez de s1 el valor 0,5 s1 donde s1 es la resistencia a compresión simple, s1 y s3 son las tensiones principales mayor y menor, respectivamente, y s1 es la tensión tangencial máxima (estimada a partir de la teoría de la elasticidad)
iii) En aquellos casos en que los que la profundidad de la clave del túnel es menor que la anchura de la excavación, se sugiere aumentar el valor del factor SRF entre 2,5 y 5 unidades (véase clase H)

c)	Rocas deformables: flujo plástico de la roca incompetente sometida a altas presiones litostáticas	se/sc	SRF
O	Presión de deformación suave	1 - 5	5 - 10
P	Presión de deformación intensa	> 5	10 - 20

Nota:
iv) Los fenómenos de deformación o fluencia de rocas suelen ocurrir a profundidades: $H > 350 \cdot Q^{0,9}$ (Singh et al., 1992). La resistencia a compresión del macizo rocoso puede estimarse mediante la expresión: $q(Mpa) = 7 \cdot Q^{0,9}$, donde q es la densidad de la roca en g/cm³ (Singh, 1993)

d	Rocas expansivas: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua	5 - 10
R	Presión de expansión suave	10 - 15
S	Presión de expansión intensa	15 - 20

$$Q = \frac{RQD}{Jn} \cdot \frac{Jr}{Ja} \cdot \frac{Jw}{SRF}$$

Figura 37: Parámetros de clasificación del sistema Q.

Fuente: Barton (2000).

ANEXO N.º 6. Tablas para la clasificación del macizo rocoso GSI

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

Figura 38: Parámetros de clasificación del sistema GSI.

Fuente: Hoek & Marinos (2000).

ANEXO N.º 7. Realización de mapeo geomecánico



Figura 39: Mapeo geomecánico de la mina Nueva Esperanza Nv. 2.

Fuente: Elaboración propia.



Figura 40: Macizo rocoso donde se desarrolló la evaluación geomecánica.

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N.º 8. Bocamina y frente de excavación



Figura 41: Frente de excavación y progresiva 140 +16.5 m Mina Nueva Esperanza Nv. 2

Fuente: Elaboración propia.



Figura 42: Bocamina de la mina Nueva Esperanza Nv.2 del consorcio minero HNS S.R.L

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N.º 9. Mapa de ubicación de la mina Nueva Esperanza Nv.2

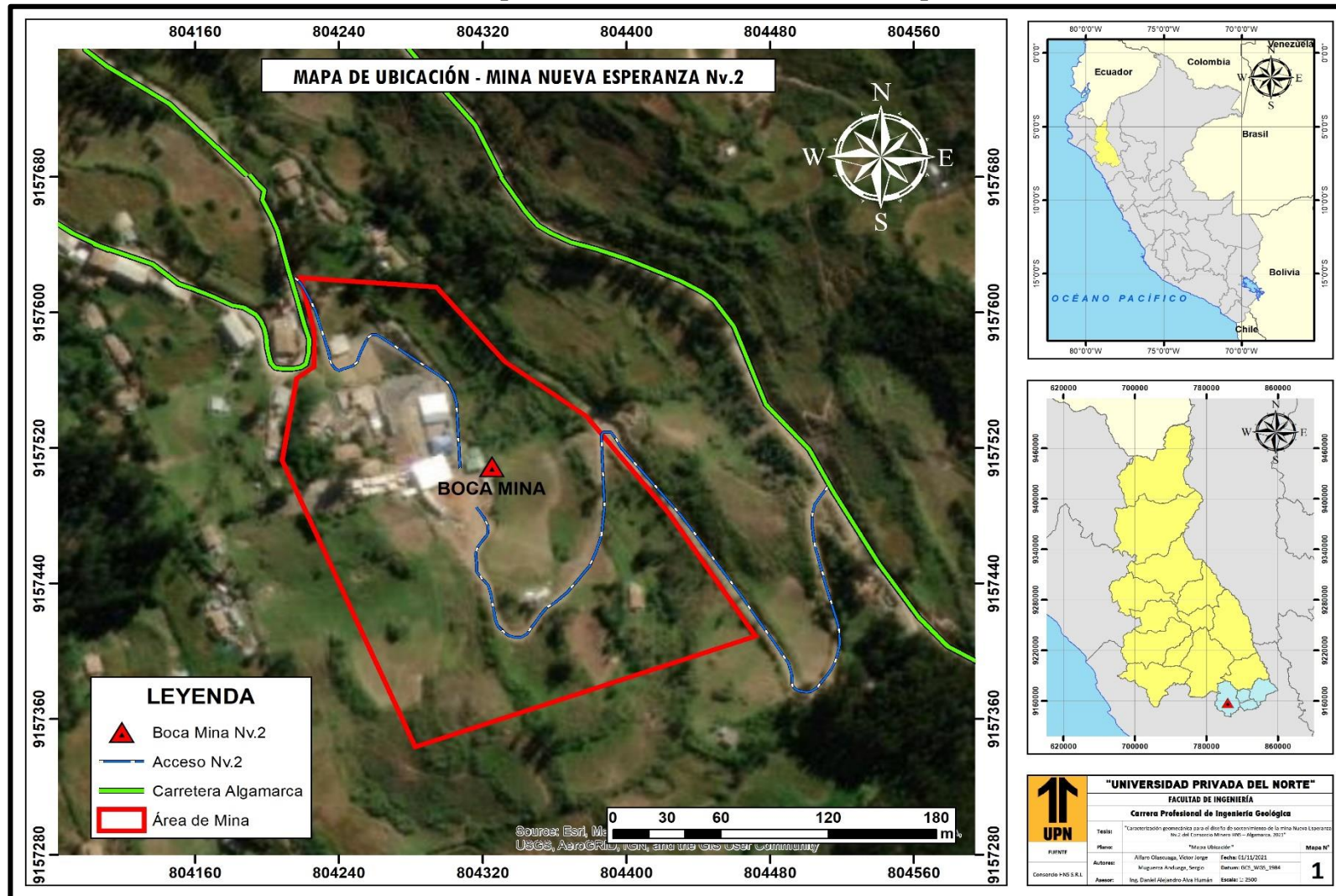


Figura 43: Mapa de ubicación de la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N.º 10. Mapa de acceso de la mina Nueva Esperanza Nv.2

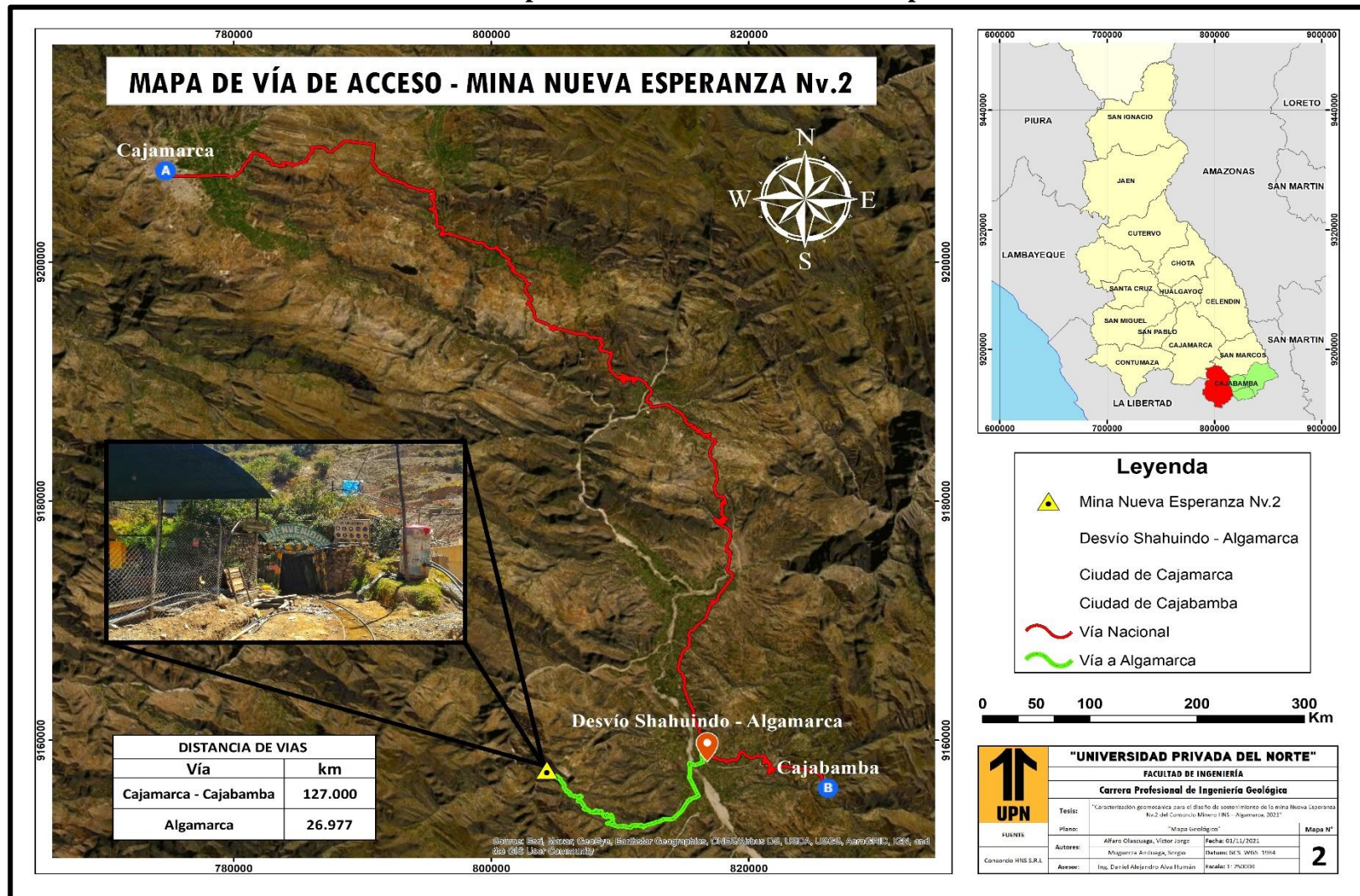


Figura 44: Mapa de acceso de la mina Nueva Esperanza Nv.2.

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N.º 11. Mapa geológico de la mina Nueva Esperanza Nv.2

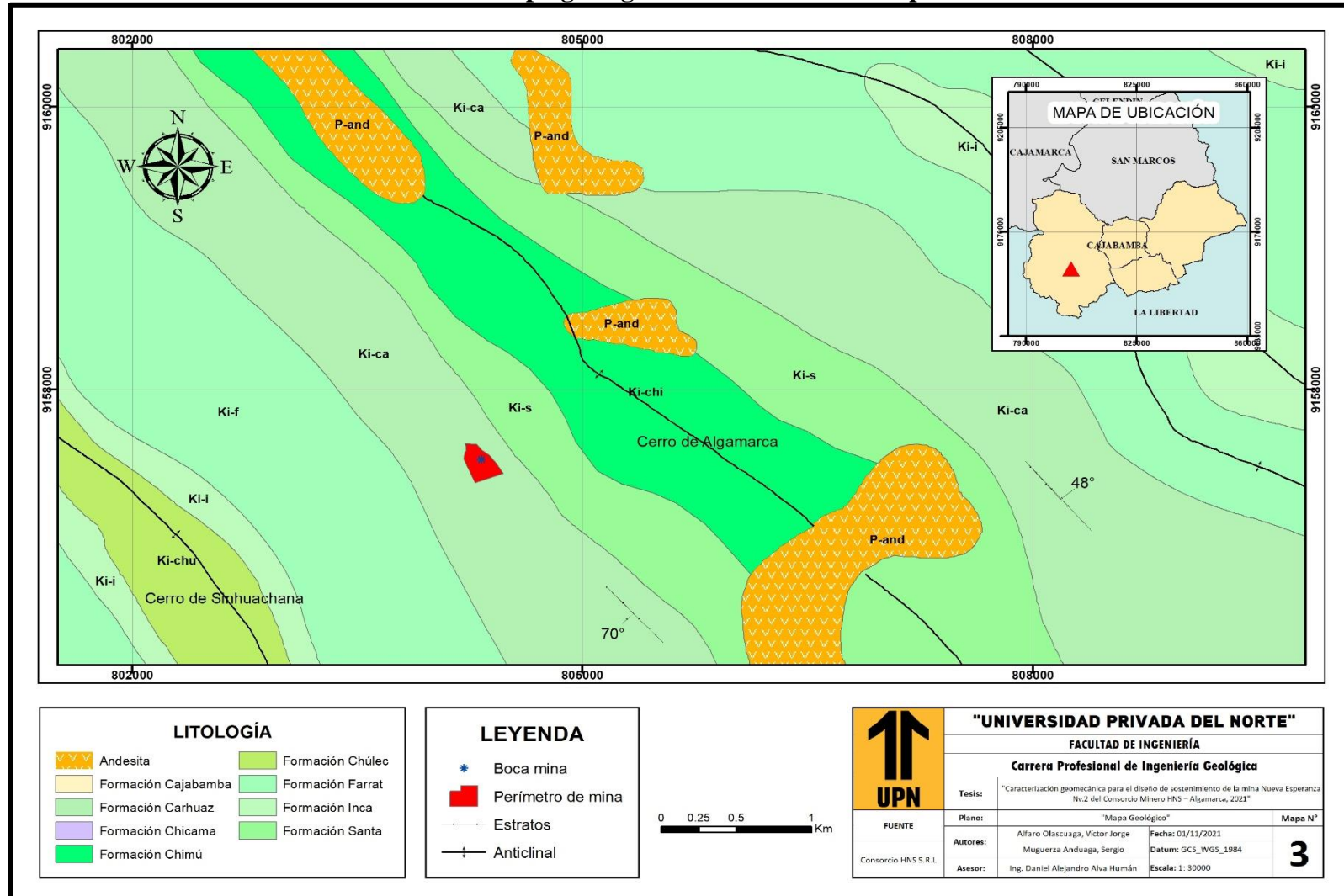


Figura 45: Mapa geológico de la mina Nueva Esperanza Nv.2

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N.º 12. Mapa geomecánico de la mina Nueva Esperanza Nv.2

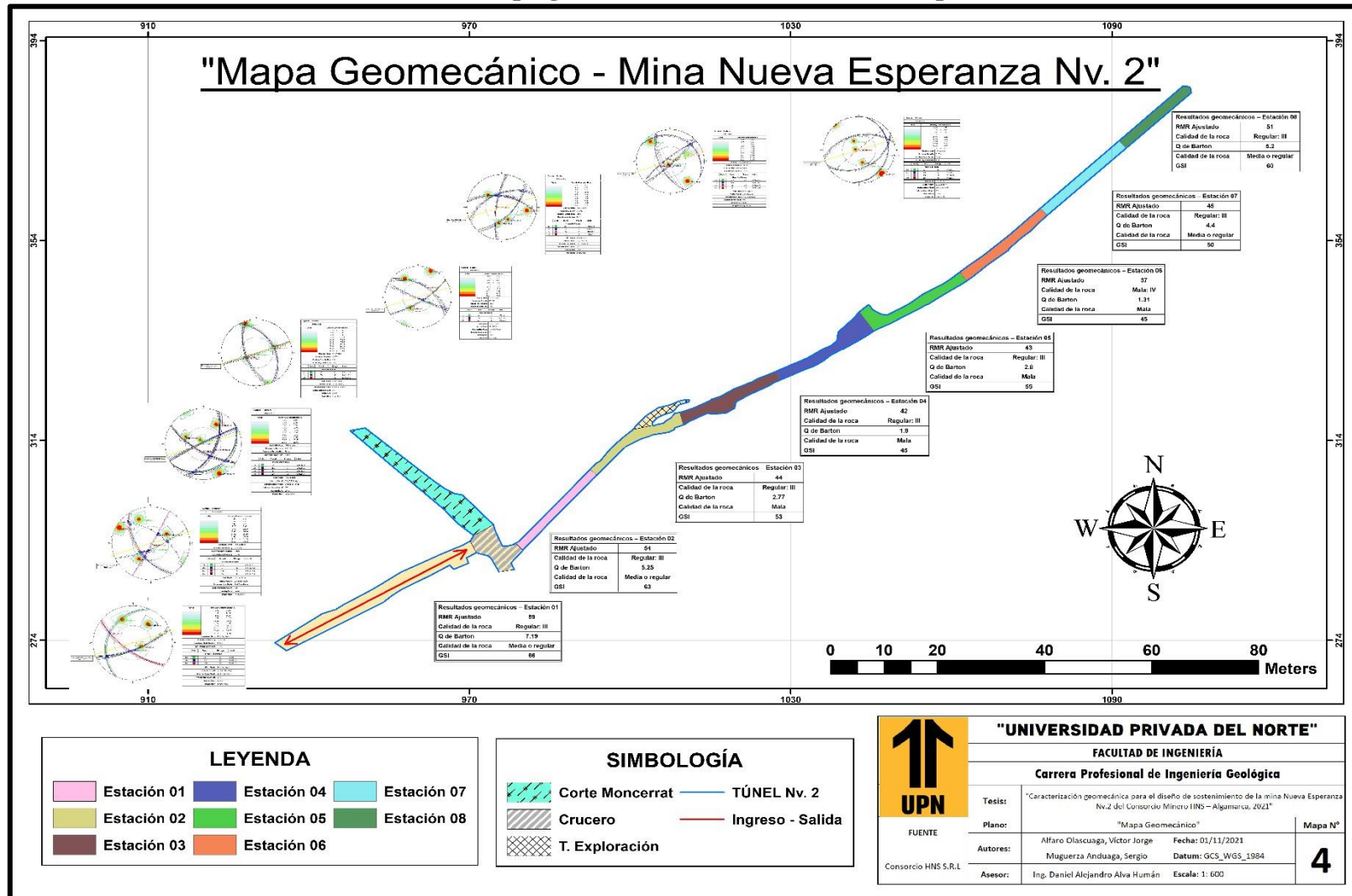


Figura 46: 12. Mapa geomecánico de la mina Nueva Esperanza Nv.2

Fuente: Elaboración propia.