

FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“DISEÑO DE ESTABILIDAD PARA EL MÉTODO DE
EXPLOTACIÓN “ESPACIO ABIERTO” EN LA VETA
MILAGROS, AYACUCHO 2021”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Jhinner Eloy Alvarado Guzman

Roy Junior Ochoa Urbina

Asesor:

M.Sc. Daniel Alejandro Alva Huamán

Cajamarca - Perú

2022



DEDICATORIA

A mis padres, y a mí querida esposa Ana, por todo el apoyo que me brindo a lo largo del desarrollo de la investigación – Jhinner Alvarado.

A mis padres y a todas las personas que me apoyaron en todo este tiempo – Roy Ochoa

AGRADECIMIENTO

Primero a Dios, por guiarnos por el camino del bien y a nuestros padres por enseñarnos a valorar todo lo que nos dan así mismo a nuestro docentes quienes nos guiaron a lograr nuestras metas profesionales mediante sus conocimientos.

Tabla de contenidos

DEDICATORIA.....	2
AGRADECIMIENTO	3
ÍNDICE DE TABLAS	5
ÍNDICE DE FIGURAS.....	6
RESUMEN.....	7
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN	8
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA.....	17
CAPÍTULO III. RESULTADOS	22
CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	43
REFERENCIAS.....	45

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. <i>Sondaje DLMI – A20</i>	22
Tabla 2. <i>Sondaje DLMI – A21</i>	23
Tabla 3. <i>Sondaje DLMI – A21A</i>	24
Tabla 4. <i>Sondaje DLMI – A22</i>	25
Tabla 5. <i>Sondaje DLMI – A23</i>	26
Tabla 6. <i>Caracterización del macizo rocoso</i>	27
Tabla 7. <i>Dominio estructural sub paralelo</i>	31
Tabla 8. <i>Cálculo del radio hidráulico</i>	39
Tabla 9. <i>Dimensionamiento de Pilares</i>	40

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la zona de investigación	19
Figura 2. Geología de la zona que alberga a la veta Milagros	20
Figura 3. Contexto estructural de la veta Milagros. Fuente Hochschild Mining S.A.....	21
Figura 4. Esquema estructural modelo Riedel Sinextral.....	21
Figura 5. Sondaje DLMI – A20	22
Figura 6. Sondaje DLMI – A21	23
Figura 7. Sondaje DLMI – A21A	24
Figura 8. Sondaje DLMI – A22	25
Figura 9. Sondaje DLMI – A23	26
Figura 10. Plano geomecánico.....	30
Figura 11. Proyección estereográfica	31
Figura 12. Gráfico para cuantificar y valorar los parámetros relacionados al GSI y obtener datos de ingreso para el análisis de modalidad de falla.	32
Figura 13. Grafico Múltiple de Estabilidad (Russo 2014), para la Veta Milagros NE en el Nv. 4524.	33
Figura 14. Cálculo del Q'	34
Figura 15. Cálculo del Factor A.....	35
Figura 16. Cálculo del factor B.....	36
Figura 17. Cálculo del Factor C.....	37
Figura 18. Número de Estabilidad	37
Figura 19. Resumen de la caracterización geomecánica.....	38
Figura 20. Cálculo del factor de seguridad.....	40
Figura 21. Diseño de estabilidad de minado 2D.....	41
Figura 22. Diseño de estabilidad de minado 3D.....	42

RESUMEN

La presente investigación tuvo por objetivo realizar el diseño de estabilidad para el método de explotación “espacio abierto” en la veta Milagros, Ayacucho 2021. La investigación fue aplicada, descriptiva y cuantitativa; los instrumentos utilizados fueron el formato de caracterización geomecánica, formato datos estructurales. El dimensionamiento de la excavación fue desarrollado mediante el criterio del Método Grafico de Estabilidad en el cual se define la excavación estable con las siguientes dimensiones de la caja techo: Altura: 20.0m, Longitud: 35.0m. Para la continuidad del minado y mantener la estabilidad global se debe dejar pilares entre cada unidad de explotación el mismo que fue evaluado mediante el criterio de Lunder y Pakalnis, en el cual se definen un Ancho: 2.5m y un Factor de Seguridad: 1.4.

Palabras claves: Estabilidad, método de explotación, espacio abierto.

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

Uno de los problemas más relevantes en minería subterránea a nivel mundial son los colapsos y hundimientos. Los factores que influyen en la estabilidad del macizo rocoso son varios, siendo la caída de rocas uno de los mayores riesgos en el minado subterráneo (Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2004)

Una vez el macizo rocoso es excavado, se rompen las condiciones de equilibrio pre-existentes, pudiendo resultar en inestabilidades como fracturamientos y aflojamiento de la roca. Asimismo, pueden dar deslizamientos a través de superficies de discontinuidad, deflexiones excesivas del techo, convergencia o cierre de los contornos de la excavación o de las cajas de una labor en veta, astillamientos, lajamiento, reventazones y estallidos de rocas (Instituto de Seguridad Minera, 2017). Conforme avanza el minado, los esfuerzos inducidos pueden concentrarse en ciertos lugares de las excavaciones, en otros pueden disiparse. Particularmente en las áreas de concentración de esfuerzos, estos pueden exceder la resistencia de la roca.

A medida que la profundidad del minado aumenta, en general los esfuerzos naturales en toda la masa rocosa también van incrementándose. Esto debido principalmente al peso de la roca sobreyacente o denominada también carga litostática. (Revista de Seguridad Minera, 2017).

Los factores que influyen en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas, son: la litología, intemperización y alteración, la estructura de

la masa rocosa, los esfuerzos, el agua subterránea, la forma, el tamaño y orientación de las excavaciones, el esquema y secuencia de avance del minado, la voladura, el tiempo de exposición abierta de la excavación y los estándares de sostenimiento. En términos de la estabilidad de las labores mineras, la influencia de los esfuerzos en la masa rocosa puede ser simplificada considerando a los siguientes tipos generales de esfuerzos: esfuerzos antes de la excavación, esfuerzos en roca masiva o levemente fracturada, esfuerzos en roca fracturada, esfuerzos en roca intensamente fracturada y débil, esfuerzos en roca estratificada, esfuerzos en presencia de fallas y zonas de corte (ISEM, 2017)

La minería subterránea de forma generalizada exige dejar porciones del mineral como pilares para el sostenimiento, ya que, las condiciones geomecánicas rara vez permiten la extracción completa de un yacimiento. En consecuencia, el diseño del pilar es extremadamente importante en la optimización de las operaciones mineras. Además, los pilares sobredimensionados representan posibles pérdidas de mineral, y los pilares de menor tamaño pueden fallar y provocar daños graves y la pérdida de producción (Álvaro 2018)

Un estallido se produce producto de una liberación rápida y peligrosa de energía, generando la expulsión de fragmentos de roca desde las paredes del pilar (Lunder, 1994). La resistencia del pilar se encuentra sujeta en gran manera a la geometría que este posee, más aún a la relación entre su ancho y alto w/h . Según Lunder y Pakalnis (1997) las fórmulas empíricas pueden tomar 2 formas, una que considera el efecto forma y otra que considera el efecto tamaño.

Las fórmulas “efecto forma”, consideran que pilares con igual relación w/h tendrán igual resistencia, independiente del volumen o tamaño del pilar y su resistencia se comportará de manera lineal con la forma del pilar.

El método tradicional de cuantificar la carga sobre el pilar es conocido como Teoría del Área Tributaria; sin embargo, métodos rigurosos de diseño deberían provenir de la medición de los esfuerzos in situ. Otros modelos de cuantificar las cargas, como la teoría del arco de presiones, la bóveda de carga de Terzaghi o modelos numéricos pueden ser aplicadas.

La estabilidad de los pilares se estima mediante el factor de seguridad FS, el cual se define a partir de la relación entre la resistencia del pilar (capacidad) con la carga o el esfuerzo vertical inducido que actúa sobre éste (Villalobos, 2015).

Una forma de obtener el esfuerzo sobre el pilar σ_p es el método del área tributaria. Este método implica que la carga sobre cada pilar está en función de la columna vertical de roca que lo sobreyace (Maybee, 2000) de tal manera que considera que los esfuerzos se distribuyen homogéneamente sobre el pilar luego de realizar una excavación.

Según Brady and Brown (2004) la resistencia de los pilares depende de las dimensiones del pilar, de la relación ancho/altura del pilar (W/H) y del ancho de la cámara excavada. A medida que la distancia al frente de excavación aumenta, las tensiones verticales inducidas sobre el pilar disminuyen, hasta alcanzar el valor de las tensiones verticales pre minería. Finalmente, el esfuerzo sobre el pilar depende de la geometría de éste, de las dimensiones de la galería y de las tensiones verticales presentes (Villalobos 2018)

Castillo (2015) menciona que, la secuencia del método espacio abierto (open Stopping) es; se excava el mineral en porción de tajadas verticales dejando el tajeo vacío, por lo general, de grandes dimensiones, particularmente en el sentido vertical: el mineral

arrancado se recolecta en embudos o zanjas emplazadas en la base del tajeo, desde donde se extrae según diferentes modalidades. La expresión "subnivel" hace referencia a las galerías o subniveles a partir de los cuales se realiza la operación de arranque del mineral. La distancia entre subniveles de perforación es de 15-30 m. Productividad: > 25 ton/h. Producción tajeo: > 25,000 ton/mes; Método no selectivo. Bajo costo de minado (7 - 14 US\$/ton). Diámetro de taladros: 50 mm (2") - 200mm (7 7/8"). Las longitudes pueden ser hasta 30 m. Recuperación 60 - 80% (depende de los muros y losas). Dilución varía entre 3 - 10% de material diluyente de la pared colgante y techo. Muros y losas pueden ser recuperados, se planifica como parte del método de explotación. Requiere un alto nivel de preparaciones mineras las cuales se realizan en mineral. Sus aplicaciones son en cuerpos minerales con buzamiento superiores al ángulo de reposo del material roto (aproximadamente mayor a 50°), de manera que el material se transporta por gravedad a los puntos de colección. La caja techo en los tajeos con menor buzamiento serán menos estables debido a las influencias de la gravedad lo cual resulta en un mayor potencial para la dilución. Resistencia del Mineral: alto a moderado; Resistencia de las rocas encajonantes: alto a moderado; Límites regulares del mineral; mineral de forma tabular o lenticular, con un ancho de 3m a 30m y longitudinalmente extensa.

Castro-Caicedo, Alejano, Monsalve & Bernal (2019) Presentan un método empírico-analítico para el diseño de pilares de rocas en la minería subterránea en Colombia. La propuesta es centrada en la observación de los mecanismos de ruptura de pilares existentes, en levantamientos de campo, en mecánica de rocas experimental y en análisis estático. La definición del tamaño del pilar se fundamenta en el cumplimiento de requerimientos de estabilidad por evaluación entre la resistencia disponible y los esfuerzos actuantes.

Veyrat et al. (2015) en su análisis tenso-deformacional y diseño de fortificaciones para una explotación de cobre por sublevel stopping. Atacama-Kkozán (Chile), determinaron 3 zonas con valores RMR con rangos ente 40 a 60, el factor de seguridad fue mayor al 1.5, concluyen que, las galerías resultan estables si bien pueden presentar localmente inestabilidades debido a la formación de bloques de roca, estas son controlables mediante la fortificación con pernos y malla y puntualmente puede ser necesario el empleo de shotcrete. Los caserones inducen una apreciable plastificación en el terreno circundante tanto en sus cajas como, en techos y, además el análisis estructural define inestabilidades de cuñas de roca. Todo ello exigió el diseño de un sistema de refuerzo a base de pernos para los techos y para las cajas.

Castro, Bustos y España (2010), en su trabajo de dimensionamiento experimental de pilares en la minería subterránea de oro en Colombia. Utilizaron información de la resistencia a la compresión simple proveniente del ensayo de carga puntual y levantamientos geotécnicos, concluyen que son necesarios: a) el tratamiento estadístico de los datos de mecánica de rocas de forma a aplicar en los diseños valores representativos, b) la medición de los esfuerzos iniciales in situ, c) la evaluación de la estabilidad del pilar por diversos métodos, como el del Factor de Seguridad Probabilístico (Griffiths et al 2002), d) el análisis mediante observación directa y monitoreo con el fin de obtener ecuaciones que modelen el grado de estabilidad, las dimensiones y las condiciones de ruptura de pilares. e) La observación y levantamiento de modos de ruptura de pilares, b) la obtención de las dimensiones de los pilares mediante modelos numéricos o analíticos. (Debe ser resaltado que los pilares mineros deben ser dimensionados de acuerdo con su tiempo de vida útil y su función en la mina, presentando las siguientes limitaciones: para dimensionar los pilares se ha considerado únicamente el mecanismo de ruptura por compresión en la veta y se han transferido resultados de ensayos sobre

muestras de roca a los pilares, tampoco se ha considerado la influencia de estructuras o discontinuidades que constituyen zonas débiles, en el mecanismo de ruptura estructuralmente controlada.

En las minas de S'Argentera en Ibiza (Islas Baleares, España), se ha analizado la estabilidad geotécnica de las cámaras y del pilar corona de las minas, Se evaluó la estabilidad combinando un enfoque empírico mediante el índice Q, método gráfico de estabilidad y ancho escalado, y métodos numéricos de elementos finitos para análisis tensodeformacional, se concluyó que las cámaras de las minas son estables, pero algunas un factor de seguridad inadecuado. Por lo tanto, son necesarios algunos refuerzos y monitoreo puntuales.

Cañapataña (2019), En su investigación en la unidad minera Americana de Cía. Minera Casapalca en Huarochirí, Lima, determinó las condiciones del macizo rocoso en la zona esperanza del nivel 23 para aplicar el soporte requerido mediante análisis geomecánico, determinando un factor de seguridad del macizo de 1.1 y con sostenimiento de 1.58, para una roca buena con litología arenisca silificada-epidotizada además. El RMR promedio es de 59.4, Q de 11.4 y GSI de 53.4. proponiendo un sostenimiento de mallas y pernos en el crucero 212.

Contreras (2019), Menciona que con el método de explotación Open Stopping, en la unidad minera El Cedro, en la Libertad se tiene el problema que la producción es de 3,34 Ton/Tarea en promedio lo cual no llega al KPI de producción planificada, reflejándose un elevado costo de minado 19,49 \$/Ton estando por encima de lo presupuestado. Para dar solución a este problema se sugiere optar por el método de explotación corte y relleno ascendente, el cual permite reducir costo en sostenimiento, por ende, el costo de minado

y optimizar la explotación, cumpliendo el plan de producción y aumentar su rentabilidad y dar mayor seguridad al personal.

Yrarrazaval (2013) propone una nueva fórmula de resistencia para el diseño empírico de pilares de roca donde realizó un estudio del desempeño estadístico de las formulas actuales utilizadas para el diseño de pilares de roca a manera de identificar las fórmulas más apropiadas, junto con sus limitaciones. Este análisis permitió proponer una nueva fórmula, de mejor desempeño estadístico, capaz de escalar apropiadamente la resistencia a la compresión uniaxial de un ensayo de laboratorio a la escala de un pilar.

Como principal resultado se obtuvo que las fórmulas propuestas por los autores Sjoberg (1992) y González (2006) presentan los mejores desempeños a escala de pilares. Concluyó que ninguna de las fórmulas actualmente disponibles en la literatura es consistente a ambas escalas. De esta manera propuso una nueva fórmula que permita realizar el escalamiento desde laboratorio a pilares de roca. La fórmula final propuesta quedó dada por:

$$S_p = UCS_{50} \left(\exp\left(\frac{RMR-100}{11.66}\right) \right)^{0.62} \left(0.75 + 0.5 \frac{W}{H} \right)^{1.04} \left(\frac{0.05}{W} \right)^{0.12}$$

Esta fórmula presenta un desempeño mayor que las fórmulas encontradas en la literatura y una mayor consistencia para un amplio rango de calidades de roca. Adicionalmente, presenta un desempeño para ensayos de laboratorio de $R^2=0.51$, el cual es mayor al de las fórmulas desarrolladas a escala de laboratorio. La validez de la fórmula propuesta queda determinada por los rangos de valores presentes en la base de datos. Estos son un RMR entre 50 y 85, razón de W/H entre 0.5 y 3, anchos de pilares de hasta 50 metros, alturas de hasta 30 metros, un UCS entre 44 y 300 MPa y profundidades hasta los 600 metros. Además, es válida tanto para pilares en minería de Room and Pillar como de Sub-level Stopping.

Los "gráficos múltiples" o “ábacos múltiples” son una herramienta útil para la evaluación preliminar del comportamiento de excavación en el túnel de roca, así como para seleccionar racionalmente el tipo de sección de soporte predefinido en la cara del túnel, durante la fase de construcción. De forma simplificada pero racional, los posibles fenómenos de deformación típicos (peligros) para el efecto túnel en la roca se identifican a través de la cuantificación, en una secuencia lógica de, estructura (1), resistencia (2), competencia (3) y capacidad auto-soportante de un macizo rocoso (4). Basado en este análisis preliminar, el diseño de un túnel puede enfocarse en los problemas potenciales detectados, implementando con el detalle requerido los métodos más adecuados de análisis y cálculos (Pastorini, 2018)

La investigación de la modalidad de falla es considerada como principio básico ya que este indicara el marco de análisis y diseño. Para ello se utiliza el Grafico Multiple de Estabilidad, postulado por Russo el 2007 y mejorado el 2014. Este enfoque de evaluación del comportamiento del macizo rocoso en una excavación subterránea correlaciona las diferentes clasificaciones geomecánicas (RMi, GSI y RMR) con el objeto de obtener un índice de competencia (IC), que al relacionarlo con las tensiones in-situ, producto de la profundidad de la excavación, nos permita identificar en forma preliminar los diferentes tipos de rotura del macizo rocoso que puedan presentarse durante la excavación.

El grafico múltiple - GDE (Russo, 2007, 2014) está compuesto por cuatro sectores, habiéndose elaborado en cada uno ellos un uso sencillo de la cuantificación de las propiedades del macizo rocoso:

Sector I: Caracterización del macizo rocoso (Volumen de bloque + condición de discontinuidades). Sector II: Resistencia del macizo rocoso (Resistencia de la roca intacta + Caracterización del macizo rocoso). Sector III: Índice de Competencia (Resistencia del

macizo rocoso + Condición tensional in-situ). Sector IV: Comportamiento de la excavación (Índice de competencia + Condición de auto-soporte).

La aplicación del Grafico Múltiple se realiza en sentido horario siendo el sector I el inferior derecho, el sector II el inferior izquierdo, el sector III el superior izquierdo y el sector IV, el superior derecho.

1.2. Formulación del problema

¿Cuál es el diseño de Estabilidad para la explotación espacio abierto en la veta Milagros, Ayacucho, 2021?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Diseñar la estabilidad de explotación para el método espacio abierto en la Veta milagros, Ayacucho, 2021

1.3.2. Objetivos específicos

Caracterizar el macizo roco mediante logueo geotécnico.

Determinar las dimensiones de la excavación, mediante el método Gráfico de Estabilidad

Dimensionar los pilares entre cada unidad de explotación mediante el criterio de Lunder y Pakalnis

1.4. Hipótesis

Con el método gráfico se diseñará la estabilidad de explotación para el método espacio abierto en la Veta Milagros, Ayacucho 2021.

CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

La presente investigación, por su finalidad es aplicada ya que le da solución a un problema como es la estabilidad para la explotación. Tiene alcance correlacional porque, relaciona las variables Método gráfico de estabilidad y diseño de estabilidad para la explotación por “Espacio abierto”. Es de enfoque cuantitativo porque procesa datos numéricos. De diseño no experimental y de corte transversal.

2.2. Población y muestra

La población está dada por los macizos rocosos de la mina subterránea.

La muestra es el macizo rocoso que hospeda a la Veta Milagros.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

Las técnicas utilizadas son la observación directa del macizo rocoso, recolección de características geomecánicas a través de un formato de registro de clasificación geomecánica, determinando la calidad del macizo.

2.4. Procedimiento

Etapa precampo

Recopilación de información bibliográfica tomando como fuentes principales trabajos orientados al diseño de estabilidad de estabilidad y de explotación por Open Stopping.

Etapa de campo

Recopilación de información geológica y geomecánica de la labor de explotación de la Veta Milagros

Etapa postcampo (gabinete)

Procesamiento de información y análisis de los métodos de minado apropiados para la explotación de la zona mineralizada. Para el diseño de estabilidad se utilizó el criterio de Lunder y Pakalnis (1997): $S_p = K * UCS (0.68 + 0.52 \text{ kappa})$

$$\text{kappa} = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}} \right) \right] \quad C_{pav} = 0.46 \left[\log \left(\frac{w}{h} + 0.75 \right) \right]^{\frac{1.4}{w/h}}$$

S_p : resistencia de pilares en roca competente (hard rock); UCS: resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta en el pilar (Mpa); K: factor de resistencia del macizo rocoso a partir de la roca intacta estimado en un 44%.; kappa: factor asociado a la fricción del pilar
Cpav: confinamiento promedio del pilar; Wp: ancho del pilar; h; altura del pilar; σ_p/UCS : índice de esfuerzo sobre el pilar entre la resistencia de la roca intacta.

$$\sigma_p = \sigma_v \frac{(w_p + w_o)(l_p + l_o)}{w_p * l_p}$$

Donde:

σ_p : Esfuerzo sobre el pilar (MPa); σ_v : Esfuerzo vertical in-situ (MPa); W_o , W_p : ancho de la excavación y del pilar (m); L_o , L_p : largo de la excavación y del pilar (m)

Para el factor seguridad se utiliza la fórmula

$$FS = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

2.5. Ubicación

La veta milagros se encuentra ubicada en el distrito de Coronel Castañeda, provincia de Parinacochas, departamento de Ayacucho, a 4200 m.s.n.m.

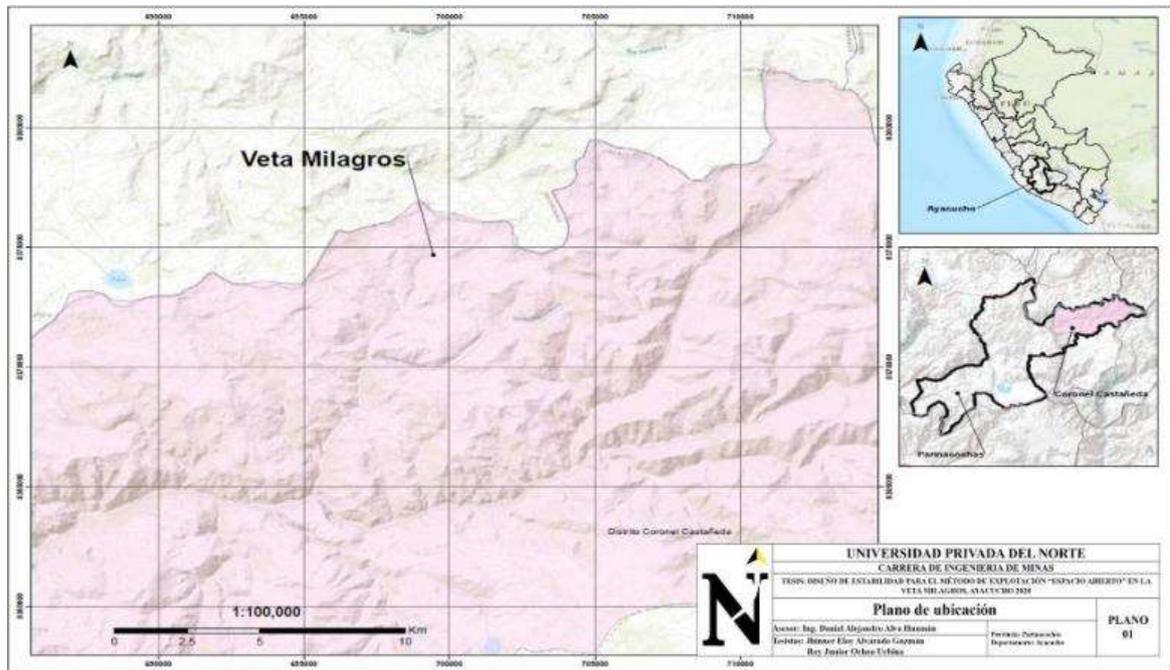


Figura 1. Ubicación de la zona de investigación

2.6. Geología y tipo de yacimiento

Se encuentra dentro de un distrito minero ubicado en el arco magmático miocénico del sur de los andes peruanos. Según sus características geológicas puede ser clasificado como un depósito epitermal cuarzo-adularia, de baja a intermedia sulfuración, el cual se encuentra emplazado en la franja de volcánicos del Cenozoico representados por secuencias piroclásticas de tobas lapilli, tobas ceniza y volcanoclásticos retrabajados (arenisca y aglomerado volcánico), también, se da la presencia de flujos de lava porfirítica-afanítica de composición andesítica. Presencia de domos aflorantes de composición riódacítica que son posteriores a algunos sistemas de vetas.

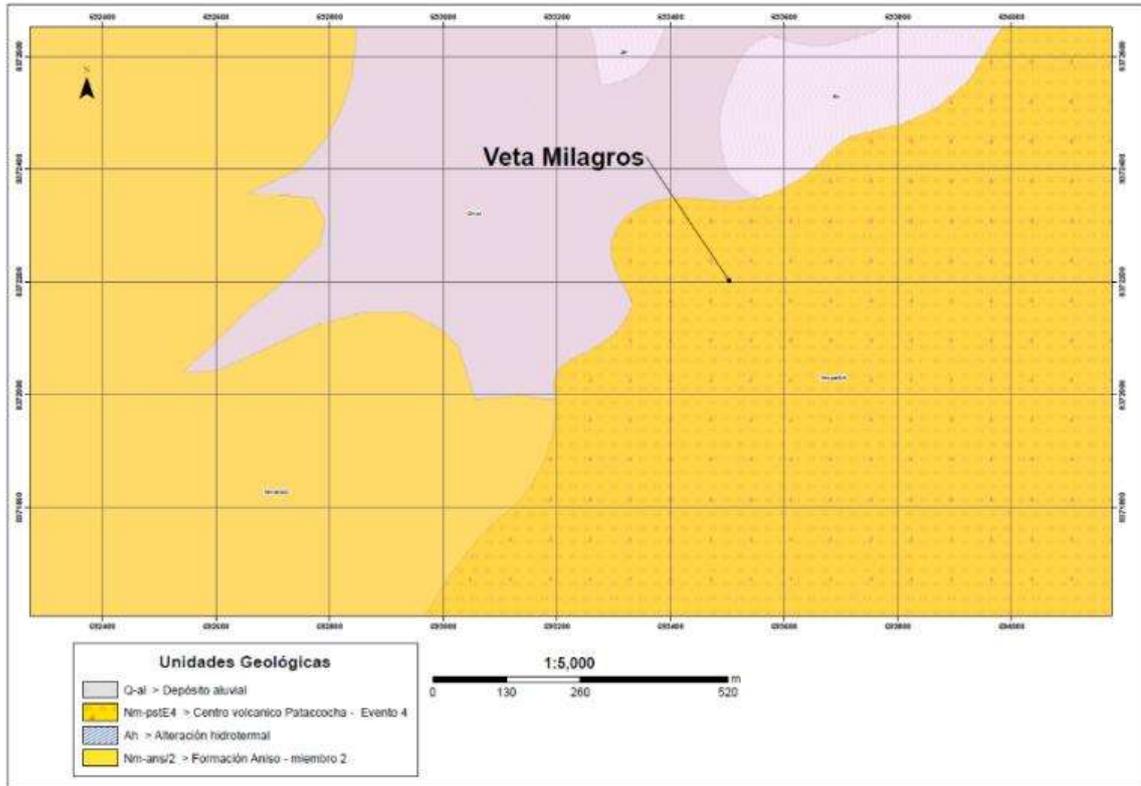


Figura 2. Geología de la zona que alberga a la veta Milagros

El yacimiento ubicado en Ayacucho se encuentra controlado por el sistema Nor-Oeste (rumbo andino) corredor Pallancata-Paca estructuras de primer orden. El sistema Nor-Este (antiandino) sistema de segundo orden, pero que alberga estructuras de relleno de cuarzo tales como Royropata, Yanacochita, Bolsa, Makarena que podrían tener relación estructural con las vetas NE de la zona de Seline al norte. El sistema Este-Oeste vendría a ser de tercer orden y cronológicamente posterior al sistema NE, aunque no menos importante, ya que, alberga estructuras mineralizadas tales como el sistema Explorador Pablo, Yurika, Yurika Piso, Luisa y Pacapausa, este sistema habría aperturado otro sistema NE de orden inferior en donde se han emplazado estructuras tales como en la zona Ranichico donde se tiene la veta Milagros.

En la figura siguiente se muestran las principales vetas y lineamientos estructurales

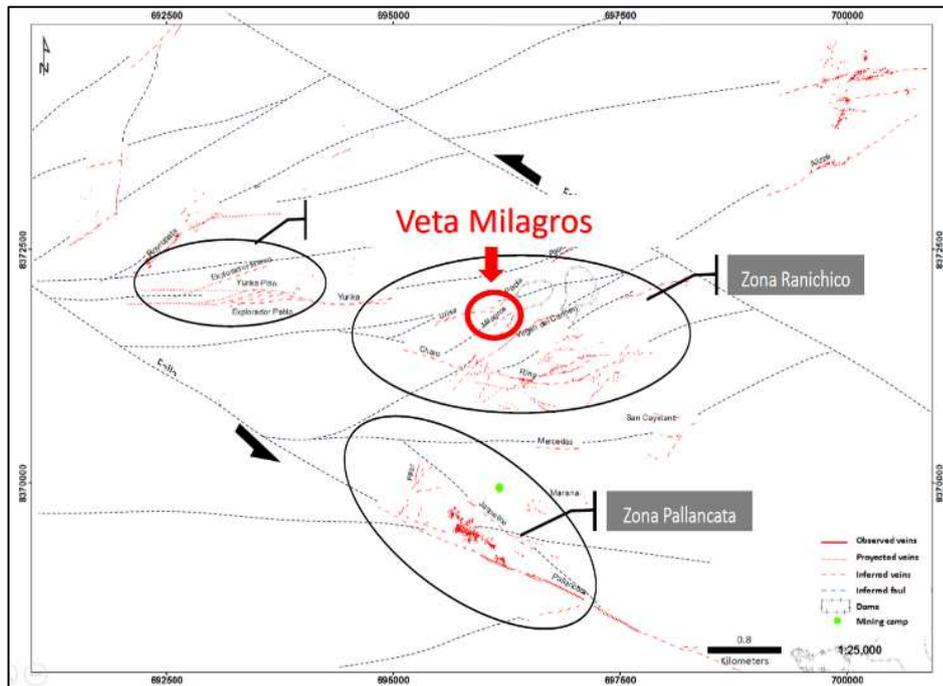


Figura 3. Contexto estructural de la veta Milagros. Fuente Hochschild Mining S.A.

Estructuralmente el yacimiento puede explicarse mediante el modelo de “Riedel Sinextral”. Se tienen 02 corredores principales de rumbo nor-oeste: Pallancata y Paca. Producto de la acción de los esfuerzos σ_1 y σ_3 se produce una deformación rotacional levógiro con el correspondiente desarrollo de un conjunto de estructuras características para este modelo (R, R', P y T), los cuales se interpretan de acuerdo al elipsoide de deformación infinitesimal de Cox.

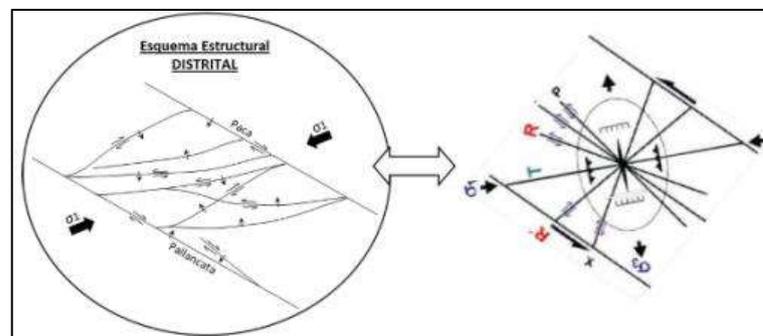


Figura 4. Esquema estructural modelo Riedel Sinextral.

CAPÍTULO III. RESULTADOS

3.1. Procesamiento de Logueo Geotécnico:

Tabla 1. *Sondaje DLMI – A20*

Nivel	Labor	Orientación/inclinación	Este	Norte	Cota	Prof.
4524	Milagros	335°610/-25°04	695946.47	8371255.074	4552.854	147 m

En la figura, se observa que se tiene una calidad de macizo rocoso (RMR, Q_c, GSI) de bueno II a muy bueno I principalmente en la zona de caja techo.

DESCRIPCIÓN CUALITATIVA	LITOLOGÍA Y ESTRUCTURAS	SINBOLOGÍA	CARACTERÍSTICAS DE TESTIGOS										PARAMETROS DE CARACTERIZACIÓN										CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA							
			PROFUNDIDAD	FRACTURAMIENTO	ALTERACIÓN	LECTURA DE HERRILLO	RESISTENCIA (MPa)	PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN	% DE RECUPERACIÓN	RECUPERACIÓN MODIFICADA		VAL. RESISTENCIA	DESCONTINUIDADES				FREC. FRACTUR.		VAL. PRESEN. DE AGUA	VAL. ALTERNABILIDAD DEZ	R.A.R (BACLO)	Q _c	G.S.I.	RESISTENCIA MACIZO (MPa)	N° DISCONTINUIDADES POR METRO					
										LONGITUD RECORRIDA (m)	% DE RECUPERACIÓN		VAL. TIPO	VAL. PERISTENCIA	VAL. RUGOSIDAD	VAL. RELLENO	VAL. ALTERACIÓN	INCLIN.								60°-90°	90°-120°	VAL. ALTERNABILIDAD DEZ		
Roca dásticas	121.00	LF	F	48	116	1.00	1.00	68	100	0.76	3	76	9	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	79	99.85	74	46.84	2
	122.00	LF	F	50	129	1.00	1.00	40	100	0.88	3	88	10	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	80	128.82	75	53.57	2
Caja Piso	123.00	LF	F	48	116	1.00	1.00	70	100	0.90	4	90	9	38	D	4	3	2	3	2	1	1	1	15	8	82	158.25	77	51.72	1
Caja Piso	124.00	F	F	46	105	1.00	1.00	62	100	0.73	4	73	8	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	78	77.39	73	40.95	2
Caja Piso	125.00	F	F	48	116	1.00	1.00	6/10	100	0.73	4	73	9	35	D	4	3	2	3	1	2	3	3	15	8	79	99.85	74	46.84	2
Caja Piso	126.00	F	F	48	116	1.00	1.00	5/8	100	0.71	5	71	9	30	D	4	3	2	3	2	3	3	3	15	8	74	46.34	69	39.72	3
Caja Piso	127.00	LF	F	48	116	1.00	1.00	6/2	100	0.85	2	85	9	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	79	99.85	74	46.84	2
Caja Piso	128.00	LF	F	48	116	1.00	1.00	3/3	100	0.90	5	90	9	38	D	4	3	2	3	2	1	1	1	15	8	82	158.25	77	51.72	2
Caja Piso	129.00	LF	F	46	105	1.00	1.00	6/0	100	0.96	2	96	8	38	D	4	3	2	3	2	1	1	1	15	8	81	122.65	76	45.22	1
Caja Piso	130.00	LF	F	44	95.1	1.00	1.00	2/0	100	0.96	3	96	8	38	D	4	3	2	3	2	1	1	1	15	8	81	110.83	76	40.86	1
Caja Piso	131.00	LF	F	42	85.9	1.00	1.00	3/0	100	0.87	4	87	7	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	77	54.20	72	32.36	2
Caja Piso	132.00	LF	F	42	85.9	1.00	1.00	4/3	100	0.90	4	90	7	30	D	4	3	2	3	2	3	3	3	15	8	78	25.16	67	27.43	3
Caja Piso	133.00	LF	F	44	95.1	1.00	1.00	4/0	100	0.98	4	98	8	38	D	4	3	2	3	2	1	1	1	15	8	81	110.83	76	40.86	1
Caja Piso	134.00	LF	F	44	95.1	1.00	1.00	3/0	100	0.80	4	80	8	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	78	69.93	73	37.01	2
Caja Piso	135.00	F	F	44	95.1	1.00	1.00	6/0	100	0.73	4	73	8	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	78	69.93	73	37.01	2
Caja Piso	136.00	LF	F	46	105	1.00	1.00	5/2	100	0.78	4	78	8	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	78	77.39	73	40.95	2
Caja Piso	137.00	F	F	46	105	1.00	1.00	5/0	100	0.75	3	75	8	30	D	4	3	2	3	2	3	3	3	15	8	73	35.92	68	34.72	3
Caja Piso	138.00	LF	F	48	116	1.00	1.00	5/3	100	0.88	4	88	9	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	79	99.85	74	46.84	2
Caja Piso	139.00	LF	F	48	116	1.00	1.00	5/0	100	0.83	3	83	9	30	D	4	3	2	3	2	3	3	3	15	8	74	46.34	69	39.72	3
Caja Piso	140.00	F	F	48	116	1.00	1.00	4/0	100	0.65	4	65	9	28	D	4	3	2	3	1	3	3	4	15	8	74	34.09	67	37.18	4
Estructura o veta hasta 143m	141.00	LF	F	48	116	1.00	1.00	4/0	100	0.80	3	80	9	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	79	99.85	74	46.84	2
	142.00	LF	F	50	129	1.00	1.00	6/7	100	0.83	3	83	10	35	D	4	3	2	3	2	1	1	2	15	8	80	128.82	75	53.57	2
	143.00	LF	F	50	129	1.00	1.00	6/3	100	0.83	4	83	10	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	80	128.82	75	53.57	2
144.60 estructura o veta hasta 146.90m	144.00	F	F	50	129	1.00	1.00	5/4	100	0.75	3	75	10	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	80	128.82	75	53.57	2
	145.00	F	F	52	143	1.00	1.00	5/8	100	0.59	3	59	11	30	D	4	3	2	3	1	1	1	3	15	8	76	77.15	71	51.95	3
	146.00	F	F	53	150	1.00	1.00	5/9	100	0.71	4	71	11	28	D	4	3	2	3	2	1	1	4	15	8	74	59.70	69	51.16	4
Caja techo	147.00	F	F	52	143	1.00	1.00	5/8	100	0.54	3	54	11	30	D	4	3	2	3	2	2	1	3	15	8	76	77.15	71	51.95	3
Caja techo	148.00	F	F	50	129	1.00	1.00	5/9	100	0.58	3	58	10	28	D	4	3	2	3	2	2	2	4	15	8	73	43.99	68	42.52	4
Caja techo	149.00	F	F	50	129	1.00	1.00	9/3	100	0.55	3	55	10	27	D	4	3	2	3	2	3	3	3	15	8	72	37.73	67	41.14	5
Caja techo	150.00	F	F	50	129	1.00	1.00	6/2	100	0.70	4	70	10	27	D	4	3	2	3	2	2	3	5	15	8	72	37.73	67	41.14	5
Caja techo	151.00	LF	F	52	143	1.00	1.00	6/4	100	0.88	4	88	11	30	D	4	3	2	3	3	3	3	3	15	8	76	77.15	71	51.95	3
Caja techo	152.00	F	F	52	143	1.00	1.00	7/3	100	0.70	4	70	11	30	D	4	3	2	3	2	3	3	3	15	8	76	77.15	71	51.95	3
Caja techo	153.00	LF	F	52	143	1.00	1.00	7/3	100	0.87	2	87	11	28	D	4	3	2	3	2	4	4	4	15	8	74	56.75	69	48.64	4
Caja techo	154.00	LF	F	50	129	1.00	1.00	4/2	100	0.93	2	93	10	38	D	4	3	2	3	2	1	1	1	15	8	83	204.17	78	59.15	1
Caja techo	155.00	LF	F	48	116	1.00	1.00	3/0	100	0.79	2	79	9	30	D	4	3	2	3	3	3	3	3	15	8	74	46.34	69	39.72	3
Caja techo	156.00	LF	F	48	116	1.00	1.00	2/0	100	0.98	2	98	9	38	D	4	3	2	3	1	1	1	1	15	8	82	158.25	77	51.72	1
Caja techo	157.00	LF	F	48	116	1.00	1.00	2/0	100	0.80	2	80	9	38	D	4	3	2	3	2	1	1	1	15	8	82	158.25	77	51.72	1
Caja techo	158.00	LF	F	46	105	1.00	1.00	2/0	100	0.95	3	95	8	38	D	4	3	2	3	1	1	1	1	15	8	81	122.65	76	45.22	1
Caja techo	159.00	LF	F	46	105	1.00	1.00	2/0	100	0.98	2	98	8	38	D	4	3	2	3	2	1	1	1	15	8	81	122.65	76	45.22	1
Caja techo	160.00	LF	F	46	105	1.00	1.00	2/1	100	0.97	3	97	8	38	D	4	3	2	3	2	1	1	1	15	8	81	122.65	76	45.22	1
Caja techo	161.00	LF	F	46	105	1.00	1.00	5/4	100	0.80	4	80	8	35	D	4	3	2	3	2	2	2	2	15	8	78	77.39	73	40.95	2
Caja techo	162.00	LF	F	42	85.9	1.00	1.00	4/7	100	0.94	3	94	7	38	D	4	3	2	3	2	1	1	1	15	8	80	85.90	75	35.72	1
Caja techo	163.00	LF	F	42	85.9	1.00	1.00	4/2	100	0.96	2	96	7	38	D	4	3	2	3	2	1	1	1	15	8	80	85.90	75	35.72	1
Caja techo	164.00	F	F	46	105	1.00	1.00	2/0	100	0.62	3	62	8	30																

Tabla 3. Sondaje DLMI – A21A

Nivel	Labor	Orientación/inclinación	Este	Norte	Cota	Prof.
4524	Milagros	331°160/9°150	695946.285	8371225.243	4553.527	135 m

En la figura, se observa que se tiene una calidad de macizo rocoso (RMR, Q'c, GSI) de bueno II, regular III y en algunos sectores de contacto entre caja piso y estructura resaltados con naranja de malo IV

TIPO Y ANCHO DE PERFORACIÓN	VALOR DE PERFORACIÓN	NÚMERO DE CAJA	NIVEL DE AGUA	DESCRIPCIÓN CUALITATIVA	SIMBOLOGÍA	CARACTERÍSTICAS DE TESTIGOS										PARAMETROS DE CARACTERIZACIÓN										CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA								
						PROFUNDIDAD	FRAC. RAYADO	ALTIMETRACIÓN	LECTURA DE MARTILLO	RESISTENCIA (MPa)	PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN			% DE RECUPERACIÓN	RECUPERACIÓN MODIFICADA			VAL. RESISTENCIA	VAL. # DISCONT./METRO	DISCONTINUIDADES			FREC. FRACTUR.			VAL. PRESENC. DE AGUA	VAL. AL. TEMBLORADO (g)	R.M.F. (BÁSICO)	Q'c	G.S.L	RESISTENCIA COMPRESIVA UNIAXI (MPa)	# DISCONTINUIDADES POR METRO		
											LONGITUD (m)	LONGITUD DE CARBARRA	LONGITUD DE MANTILLO		LONGITUD MODIFICADA (m)	Nº TROZOS > 20 cm	RQD			% DE RQD	TIPO	VAL. RESISTENCIA	VAL. RIGIDEZ	VAL. RILLEN	VAL. AL. TEBACION								IP-30P	30P-60P
				0.90 Falla de 0.40 m	77.00	LF	F	56	175	1.00	0.80	4/18	80	0.83	4	83	12	17	D	2	1	2	1	-	-	-	0	10	4	49	1.50	44	26.10	15
				Caja Piso	78.00	MF	F	58	193	1.00	0.90	8/20	90	0.30	2	30	13	20	D	4	1	2	1	-	-	-	0	15	8	16.57	59	47.39	12	
				Caja Piso	79.00	MF	F	56	175	1.00	1.00	8/20	100	0.37	3	37	12	21	D	4	1	2	1	-	-	-	0	15	8	14.97	59	42.82	11	
				Caja Piso	80.00	F	F	56	175	1.00	1.00	5/18	100	0.63	3	63	12	30	D	4	3	2	3	-	3	-	3	15	8	77	#####	72	65.76	3
				Caja Piso	81.00	F	F	58	193	1.00	1.00	5/2	100	0.75	3	75	13	28	D	4	3	2	3	2	2	-	4	15	8	76	#####	71	70.41	4
				Caja Piso	82.00	LF	F	58	193	1.00	1.00	5/5	100	0.94	3	94	13	35	D	4	3	2	3	2	-	2	15	8	83	#####	78	88.71	2	
				Caja Piso	83.00	MF	F	58	193	1.00	1.00	5/8	100	0.50	3	50	13	25	D	4	3	2	3	5	2	-	7	15	8	73	65.97	68	63.77	7
				Caja Piso	84.00	F	F	56	175	1.00	1.00	7/12	100	0.56	4	56	12	26	D	4	3	2	3	2	1	-	3	15	8	73	59.61	68	57.63	6
				Caja Piso	85.00	MF	F	56	175	1.00	1.00	12/3	100	0.40	2	40	12	22	D	4	3	2	3	5	4	-	9	15	8	76	32.26	64	50.50	9
				Caja Piso	86.00	MF	F	56	175	1.00	1.00	6/18	100	0.46	2	46	12	21	D	4	3	2	3	-	-	-	0	15	8	77	67.77	63	48.86	10
				Caja Piso	87.00	F	F	56	175	1.00	1.00	6/8	100	0.75	4	75	12	27	D	4	3	2	3	2	3	-	5	15	8	74	69.50	69	59.56	5
				Caja Piso	88.00	F	F	58	193	1.00	1.00	6/15	100	0.57	3	57	13	21	D	4	3	2	1	-	-	-	0	15	8	83	26.26	62	52.32	10
				Caja Piso	89.00	MF	F	58	193	1.00	1.00	7/5	100	0.50	2	50	13	27	D	4	3	2	3	2	3	1	6	15	8	75	89.67	70	68.12	5
				Caja Piso	90.00	LF	F	60	214	1.00	1.00	4/0	100	0.86	2	86	13	30	D	4	3	2	3	-	3	3	15	8	78	#####	73	83.23	3	
				Caja Piso	91.00	LF	F	60	214	1.00	0.80	3/10	80	0.76	2	76	13	28	D	4	3	2	3	-	2	2	4	15	8	76	#####	71	77.92	4
				Caja Piso	92.00	F	F	60	214	1.00	1.00	7/2	100	0.61	2	61	13	27	D	4	3	2	3	5	-	5	15	8	75	99.24	70	75.39	5	
				Caja Piso	93.00	LF	F	60	214	1.00	1.00	4/1	100	0.83	2	83	13	30	D	4	3	2	3	-	3	-	3	15	8	78	#####	73	83.23	3
				Caja Piso	94.00	F	F	58	193	1.00	0.80	4/6	80	0.57	3	57	13	26	D	4	3	2	3	3	2	-	6	15	8	74	76.91	69	65.91	6
				Caja Piso	95.00	F	F	58	193	1.00	0.80	4/8	80	0.70	4	70	13	28	D	4	3	2	3	3	1	-	4	15	8	76	#####	71	70.41	4
				Caja Piso	96.00	MF	F	60	214	1.00	0.80	3/5	80	0.41	2	41	13	26	D	4	3	2	3	1	3	2	6	15	8	74	85.11	69	72.94	6
				Caja Piso	97.00	F	F	60	214	1.00	1.00	5/3	100	0.70	3	70	13	27	D	4	3	2	3	3	2	-	5	15	8	75	99.24	70	75.39	5
				Caja Piso	98.00	IF	F	60	214	1.00	0.80	4/4	80	0.20	1	20	13	27	D	4	3	2	3	-	2	3	5	15	8	75	99.24	70	75.39	5
				Caja Piso	99.00	F	F	35	60.3	1.00	1.00	8/3	100	0.59	4	59	6	9	F	2	1	2	1	-	-	-	0	10	4	35	0.06	30	5.68	30
				Caja Piso	100.00	MF	F	25	36.3	1.00	0.80	1/20	80	0.30	1	30	5	14	D	2	1	2	1	-	-	-	0	10	4	39	0.07	34	3.90	20
				Estructura 101,10 m hasta 105,30 m	101.00	LF	F	56	175	1.00	1.00	4/3	100	0.82	3	82	12	28	D	4	3	2	3	-	3	1	4	15	4	71	43.85	66	53.95	4
				Estructura	102.00	MF	F	56	175	1.00	1.00	6/6	100	0.45	2	45	12	20	D	4	1	2	3	-	-	-	0	15	4	81	9.45	56	38.78	12
				Estructura	103.00	MF	F	56	175	1.00	1.00	6/8	100	0.32	2	32	12	19	D	4	1	2	3	-	-	-	0	15	4	60	8.10	55	37.52	13
				Estructura	104.00	IF	F	56	175	1.00	1.00	7/9	100	0.18	2	18	12	17	D	4	1	2	3	-	-	-	0	15	4	58	5.96	53	35.13	15
				Roca andesítica	105.00	MF	F	54	158	1.00	0.90	6/20	90	0.40	1	40	11	18	D	4	1	2	3	-	-	-	0	15	4	58	5.39	53	31.74	14
				Roca andesítica	106.00	MF	F	54	158	1.00	0.90	4/20	90	0.35	2	35	11	20	D	4	1	2	3	-	-	-	0	15	4	60	7.32	55	33.91	12
				Roca andesítica	107.00	F	F	58	193	1.00	1.00	9/10	100	0.64	4	64	13	19	D	4	3	2	3	-	-	-	0	15	4	70	14.21	58	45.85	13
				Roca andesítica	108.00	LF	F	60	214	1.00	1.00	7/0	100	0.80	4	80	13	27	D	4	3	2	3	2	1	2	5	15	4	71	53.70	66	66.06	5
				Roca andesítica	109.00	LF	F	58	193	1.00	1.00	5/2	100	0.88	5	88	13	22	D	4	3	2	3	3	3	3	9	15	4	70	22.53	61	50.62	9
				Roca andesítica	110.00	LF	F	58	193	1.00	1.00	7/5	100	0.81	4	81	13	28	D	4	3	2	3	-	2	3	5	15	4	72	56.58	67	61.70	4
				Roca andesítica	111.00	F	F	58	193	1.00	1.00	4/6	100	0.70	3	70	13	27	D	4	3	2	3	3	-	1	4	15	4	71	48.53	66	59.70	5
				Roca andesítica	112.00	F	F	60	214	1.00	1.00	5/3	100	0.51	2	51	13	21	D	4	3	2	3	-	-	-	0	15	4	69	21.38	60	54.20	10
				Roca andesítica	113.00	F	F	60	214	1.00	1.00	9/5	100	0.70	4	70	13	20	D	4	3	2	3	-	-	-	0	15	4	66	18.34	59	52.44	12
				Estructura 114,00 m hasta 114,50 m	114.00	F	F	60	214	1.00	1.00	5/7	100	0.65	4	65	13	20	D	4	3	2	3	-	-	-	0	15	4	66	18.34	59	52.44	12
				Caja techo	115.00	LF	F	58	193	1.00	1.00	6/3	100	0.80	4	80	13	17	D	4	3	2	3	-	-	-	0	15	4	71	10.46	56	42.92	15
				Caja techo	116.00	F	F	56	175	1.00	1.00	4/12	100	0.51	2	51	12	21	D	4	3	2	3	-	-	-	0	15	4	66	14.97	59	42.82	10
				Caja techo	117.00	LF	F	56	175	1.00	1.00	5/2	100	0.96	3	96	12	35	D															

Tabla 4. Sondaje DLMI – A22

Nivel	Labor	Orientación/inclinación	Este	Norte	Cota	Prof.
4524	Milagros	297°950/-27°28	695904.659	8371253.07	4552.741	130.4 m

TITULO Y TAMAÑO DE PROFUNDIDAD	NÚMERO DE PERFORACION	NÚMERO DE CAVA	NIVEL DE AGUA	DESCRIPCIÓN CUALITATIVA										CARACTERÍSTICAS DE TESTIGOS										PARAMETROS DE CARACTERIZACIÓN										CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA			
				LITOLOGÍA Y ESTRUCTURAS		SIMBOLOGÍA	PROFUNDIDAD	FRACCIÓN ABRIERTO	ALTERACIÓN	LECTURA DE MARTILLO	RESISTENCIA (N/m²)	LONGITUD DE CARRERA (m)	PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN		RECUPERACIÓN	% DE RECUPERACIÓN	LONGITUD MODIFICADA (m)	RECUPERACIÓN MODIFICADA		% DE RQO	VAL. RESISTENCIA	VAL. F. DISCONT./METRO	DISCONTINUIDADES				FRIC. FRACTUR.		VAL. ALTERABILIDAD DEZ	R.R. (M/STED)	Qc	G.S.I.	RESISTENCIA MACRO FOCOSO (MPa)	N° DISCONTINUIDADES POR METRO			
				TIPO	VAL. PERSISTENCIA								VAL. NG/ESTRADO	VAL. RELLENO				VAL. ALTERACIÓN	0°-30°				30°-60°	60°-90°	DISC./m	VAL. PRESENCIA DE AGUA	A	B							VAL. PERSISTENCIA	INCLIN.	
Caja piso	123.00	F	F	56	175	1.00	0.95	6/5	95				0.68	3	68			12	28	D	4	3	2	3	3	1	-	-	4	10	4		20.4	61	45.7	4	
Caja piso	124.00	F	F	58	193	1.00	1.00	5/3	100				0.56	3	56			13	21	D	4	3	2	3	3	-	-	-	0	15	8		35.7	64	55.9	11	
Caja piso	125.00	LF	F	58	193	1.00	1.00	2/0	100				0.98	2	98			13	30	D	4	3	2	3	3	-	1	-	1	15	8		78	142.1	73	75.2	3
Caja piso	126.00	F	F	59	203	1.00	1.00	5/2	100				0.64	3	64			13	30	D	4	3	2	3	2	1	-	3	15	8		78	149.5	73	79.1	3	
Caja piso	127.00	LF	F	58	193	1.00	1.00	4/2	100				0.89	4	89			13	28	D	4	3	2	3	3	-	2	3	4	15	8		76	104.6	71	70.4	4
Caja piso	128.00	LF	F	58	193	1.00	1.00	4/2	100				0.82	3	82			13	28	D	4	3	2	3	2	2	3	4	15	8		76	104.6	71	70.4	4	
Caja piso	129.00	F	F	60	214	1.00	1.00	4/3	100				0.70	3	70			13	30	D	4	3	2	3	3	-	2	2	15	8		78	157.3	73	83.2	3	
Caja piso	130.00	MF	F	60	214	1.00	1.00	8/4	100				0.35	2	35			13	17	D	4	3	2	3	3	-	-	0	15	8		78	21.4	60	54.2	15	
Caja piso	131.00	LF	F	62	237	1.00	1.00	3/1	100				0.96	3	96			14	30	D	4	3	2	3	3	1	-	1	15	8		79	202.9	74	95.2	3	
Caja piso	132.00	LF	F	62	237	1.00	1.00	3/4	100				0.82	3	82			14	30	D	4	3	2	3	2	1	-	3	15	8		79	202.9	74	95.2	3	
Caja piso	133.00	LF	F	62	237	1.00	1.00	4/1	100				0.80	4	80			14	30	D	4	3	2	3	3	-	3	15	8		79	202.9	74	95.2	3		
Caja piso	134.00	LF	F	62	237	1.00	1.00	2/0	100				0.98	2	98			14	30	D	4	3	2	3	3	1	-	1	15	8		79	202.9	74	95.2	3	
Caja piso	135.00	LF	F	60	214	1.00	1.00	5/3	100				0.78	3	78			13	30	D	4	3	2	3	3	-	3	15	8		78	157.3	73	83.2	3		
Caja piso	136.00	IF	F	60	214	1.00	1.00	10/3	100				0.25	1	25			13	14	D	4	3	2	3	3	-	-	0	15	8		78	13.5	57	49.1	20	
Caja piso	137.00	LF	F	60	214	1.00	1.00	8/3	100				0.82	5	82			13	28	D	4	3	2	3	3	-	1	3	4	15	8		76	115.7	71	77.9	4
Caja piso	138.00	F	F	60	214	1.00	1.00	6/2	100				0.60	3	60			13	17	D	4	3	2	3	3	-	-	0	15	8		78	21.4	60	54.2	15	
Caja piso	139.00	F	F	60	214	1.00	1.00	5/3	100				0.63	4	63			13	20	D	4	3	2	3	3	-	-	0	15	8		78	33.9	63	59.8	12	
Caja piso	140.00	LF	F	60	214	1.00	1.00	6/2	100				0.83	2	83			13	30	D	4	3	2	3	3	-	3	15	8		78	157.3	73	83.2	3		
Caja piso	141.00	LF	F	58	193	1.00	1.00	5/3	100				0.78	3	78			13	30	D	4	3	2	3	2	1	-	3	15	8		78	142.1	73	75.2	3	
Caja piso	142.00	LF	F	58	193	1.00	1.00	3/3	100				0.83	3	83			13	30	D	4	3	2	3	3	-	1	2	3	15	8		78	142.1	73	75.2	3
143.40m estructura hasta 145.60m	143.00	F	F	50	129	1.00	1.00	5/3	100				0.56	3	56			10	17	D	4	3	2	3	3	-	-	0	15	8		8.1	57	29.6	15		
Roca andesítica	144.00	MF	F	62	237	1.00	1.00	7/5	100				0.50	3	50			14	20	D	4	3	2	3	3	-	-	0	15	8		43.7	64	68.4	12		
	145.00	F	F	62	237	1.00	1.00	5/15	100				0.51	4	51			14	14	F	4	3	2	3	3	-	-	0	15	8		17.4	58	56.1	20		
	146.00	F	F	62	237	1.00	1.00	7/10	100				0.52	4	52			14	16	D	4	3	2	3	3	-	-	0	15	8		23.7	60	60.0	18		
	147.00	MF	F	58	193	1.00	1.00	8/5	100				0.30	1	30			13	16	D	4	3	2	3	3	-	-	0	15	8		16.6	59	47.4	18		
	148.00	LF	F	58	193	1.00	1.00	3/3	100				0.84	2	84			13	30	D	4	3	2	3	3	1	1	3	15	8		78	142.1	73	75.2	3	
	149.00	F	F	62	237	1.00	1.00	6/4	100				0.65	3	65			14	28	D	4	3	2	3	2	-	2	4	15	8		77	149.3	72	89.1	4	
150.90 m estructura hasta 152.15	150.00	LF	F	62	237	1.00	1.00	2/0	100				0.98	2	98			14	30	D	4	3	2	3	3	1	-	1	15	8		79	202.9	74	95.2	3	
	151.00	F	F	62	237	1.00	1.00	5/4	100				0.75	3	75			14	30	D	4	3	2	3	3	-	1	2	3	15	8		79	202.9	74	95.2	3
Caja Techo	152.00	LF	F	62	237	1.00	1.00	5/12	100				0.77	3	77			14	30	D	4	3	2	3	3	1	2	3	15	8		79	202.9	74	95.2	3	
Caja Techo	153.00	LF	F	60	214	1.00	1.00	8/7	100				0.78	2	78			13	30	D	4	3	2	3	3	-	2	1	3	15	8		78	157.3	73	83.2	3
Caja Techo	154.00	LF	F	60	214	1.00	1.00	2/0	100				0.98	2	98			13	30	D	4	3	2	3	3	1	-	1	15	8		78	157.3	73	83.2	3	
Caja Techo	155.00	LF	F	60	214	1.00	1.00	3/0	100				0.92	3	92			13	30	D	4	3	2	3	3	1	-	1	15	8		78	157.3	73	83.2	3	
Caja Techo	156.00	MF	F	60	214	1.00	0.30	1/0	30				0.30	1	30			13	21	D	4	3	2	3	3	-	-	0	15	8		39.5	64	61.8	10		

Figura 8. Sondaje DLMI – A22

Tabla 5. Sondaje DLMI – A23

Nivel	Labor	Orientación/inclinación	Este	Norte	Cota	Prof.
4524	Milagros	306°650/8°33	695945.43	8371254.668	4553.476	155.30 m

TIPO Y TAMAÑO DE PERFORACIÓN	VAL. DE PERFORACIÓN	NÚMERO DE CAJA	NIVEL DE AGUA	DESCRIPCIÓN CUALITATIVA	SIMBOLOGÍA	CARACTERÍSTICAS DE TESTIGOS										PARAMETROS DE CARACTERIZACIÓN										CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA				Nº DISCONTINUIDADES POR METRO					
						PROFUNDIDAD	FRACTURAMIENTO	ALTERACIÓN	LECTURA DE MANTILLO	RESISTENCIA (MPa)	LONGITUD DE CARRERA	PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN		% DE RECUPERACIÓN	LONGITUD RECUPERADA (m)	RECUPERACIÓN MODIFICADA	% DE RQD	VAL. RESISTENCIA	DISCONTINUIDADES			FREC. FRACTUR.		VAL. PRECISE DE AGUA	VAL. ALTERNABILIDAD DQ	R.M.R. (BASCO)	Q ^c	G.S.L	MÓDULO ELÁSTICO (MPa)						
												LONGITUD RECUPERADA (m)	Nº TROZOS / Nº MÓD.						VAL. PERSISTENCIA	VAL. RIGIDEZ	VAL. RELLENO	VAL. ALTERNACIÓN	INCLIN.								30°-60°	60°-90°			
				Roca dúctil		67.00	F	F	47	111	1.00	1.00	34	100	0.74	2	74	9	30	D	4	3	2	3	-	3	15	4	23.8	65	33.1	3			
				Caja piso		68.00	F	F	48	116	1.00	1.00	47	100	0.51	2	51	9	20	D	4	3	2	3	-	0	15	4	60	5.4	55	25.0	12		
				Caja piso		69.00	F	F	52	143	1.00	1.00	5/12	100	0.72	3	72	11	26	D	4	3	2	3	2	2	6	15	4	22.6	63	39.9	6		
				Caja piso		70.00	MF	F	25	36.3	1.00	1.00	3/5-20	100	0.38	2	38	5	20	D	4	1	2	1	-	-	0	15	4	0.5	47	4.0	0		
				Caja piso		71.00	IF	F	35	60.3	1.00	1.00	7/5-20	100	0.22	1	22	6	17	D	4	3	2	3	-	-	0	15	4	5.4	1.1	49	10.6	15	
				Caja piso		72.00	LF	F	35	60.3	1.00	1.00	6/3	100	0.90	3	90	6	35	D	4	3	2	3	-	3	15	4	72	17.6	67	19.2	2		
				Caja piso		73.00	LF	F	38	70.1	1.00	1.00	3/1	100	0.96	3	96	7	38	D	4	3	2	3	-	-	1	15	4	76	38.0	71	25.6	1	
				Caja piso		74.00	F	F	38	70.1	1.00	1.00	5/2	100	0.71	3	71	7	35	D	4	3	2	3	-	1	1	2	15	4	73	24.0	68	23.2	2
				Caja piso		75.00	LF	F	35	60.3	1.00	1.00	5/3	100	0.85	3	85	6	35	D	4	3	2	3	-	2	2	15	4	72	17.6	67	19.2	2	
				Caja piso		76.00	LF	F	39	73.8	1.00	1.00	3/2	100	0.96	3	96	7	38	D	4	3	2	3	1	-	-	1	15	4	76	39.9	71	26.9	1
				Caja piso		77.00	F	F	37	66.7	1.00	1.00	6/6	100	0.56	3	56	6	20	D	4	3	2	3	-	-	0	15	4	57	2.0	52	13.0	12	
				Caja piso		78.00	F	F	39	73.8	1.00	1.00	7/3	100	0.60	2	60	7	21	D	4	3	2	3	-	-	0	15	4	59	2.9	54	15.3	11	
				Caja piso		79.00	F	F	38	70.1	1.00	1.00	5/6	100	0.67	3	67	7	26	D	4	3	2	3	2	4	-	6	15	4	60	5.9	57	17.2	6
				Caja piso		80.00	MF	F	38	70.1	1.00	1.00	5/18	100	0.38	3	38	7	17	D	4	3	2	3	-	-	0	15	4	55	1.5	50	12.8	15	
				Caja piso		81.00	LF	F	35	60.3	1.00	1.00	4/10	100	0.92	3	92	6	35	D	4	3	2	3	-	2	2	15	4	72	17.6	67	19.2	2	
				Caja piso		82.00	F	F	36	63.4	1.00	1.00	3/6	100	0.61	2	61	6	17	D	4	1	2	1	-	-	-	0	15	4	50	0.6	45	9.8	15
				Caja piso		83.00	F	F	35	60.3	1.00	1.00	5/5-20	100	0.51	3	51	6	16	D	4	1	2	1	-	-	-	0	15	4	49	0.5	44	9.0	18
				Falla 1.00 m de potencia		84.00	IF	F	30	46.8	1.00	1.00	2/5-20/3/2	100	0.00	0	0	5	0	D	4	1	2	1	-	-	-	0	15	4	32	0.0	27	4.0	0
				Caja piso		85.00	LF	F	38	70.1	1.00	1.00	3/2	100	0.86	2	86	7	35	D	4	3	2	3	-	2	2	15	4	73	24.0	68	23.2	2	
				Caja piso		86.00	F	F	38	70.1	1.00	1.00	5/6	100	0.69	4	69	7	26	D	4	3	2	3	3	3	-	6	15	4	60	6.0	59	17.2	6
				estructura desde 87.00 m hasta 90.20 m		87.00	MF	F	38	70.1	1.00	1.00	7/5-20	100	0.40	3	40	7	17	D	4	3	2	3	-	-	0	15	8	59	2.8	54	14.6	15	
				Caja piso		88.00	F	F	40	77.6	1.00	1.00	3/6	100	0.59	3	59	7	20	D	4	3	2	3	-	-	0	15	8	59	4.9	57	17.8	12	
				Caja techo		89.00	F	F	39	73.8	1.00	1.00	6/3	100	0.57	4	57	7	17	D	4	3	2	3	-	-	0	15	8	59	2.9	54	15.3	15	
				Caja techo		90.00	F	F	38	70.1	1.00	1.00	8/4	100	0.61	2	61	7	18	D	4	3	2	3	-	-	0	15	8	60	3.3	55	15.1	14	
				Caja techo		91.00	LF	F	35	60.3	1.00	1.00	4/3	100	0.81	2	81	6	27	D	4	3	2	3	2	2	1	5	15	8	60	9.5	63	16.9	5
				Caja techo		92.00	F	F	28	42.3	1.00	1.00	7/8	100	0.63	3	63	5	28	D	4	3	2	3	1	1	2	4	15	8	67	6.3	11.8	4	
				Caja techo		93.00	LF	F	25	36.3	1.00	1.00	7/8	100	0.79	4	79	5	30	D	4	3	2	3	1	2	-	3	15	8	70	7.8	65	10.9	3
				Caja techo		94.00	F	F	25	36.3	1.00	1.00	3/4	100	0.60	5	60	5	21	D	4	3	2	3	-	-	0	15	8	60	2.0	56	8.1	10	
				Caja techo		95.00	LF	F	28	42.3	1.00	1.00	4/15	100	0.78	3	78	5	28	D	4	3	2	3	1	1	2	4	15	8	67	6.3	11.8	4	
				Caja techo		96.00	IF	F	30	46.8	1.00	1.00	7/5-20	100	0.20	1	20	5	11	D	4	3	2	3	-	-	0	15	8	51	0.5	46	7.5	25	
				Caja techo		97.00	MF	F	45	100	1.00	1.00	6/5-20	100	0.27	2	27	8	11	D	4	3	2	3	-	-	0	15	8	54	1.8	49	17.6	25	
				Caja techo		98.00	MF	F	48	116	1.00	1.00	7/8	100	0.26	2	26	9	16	D	4	3	2	3	-	-	0	15	8	60	5.4	55	25.0	18	
				Caja techo		99.00	F	F	50	129	1.00	1.00	6/8	100	0.56	2	56	10	21	D	4	3	2	3	-	-	0	15	8	60	15.0	61	33.8	10	
				Caja techo		100.00	LF	F	50	129	1.00	1.00	4/3	100	0.78	2	78	10	35	D	4	3	2	3	1	1	-	2	15	8	80	128.8	75	53.6	2
				Caja techo		101.00	LF	F	52	143	1.00	1.00	3/0	100	0.89	3	89	11	30	D	4	3	2	3	1	1	-	2	15	8	76	77.1	71	52.0	3
				Caja techo		102.00	LF	F	52	143	1.00	1.00	3/0	100	0.86	2	86	11	28	D	4	3	2	3	-	2	-	2	15	8	74	56.8	69	48.6	4
				Caja techo		103.00	LF	F	54	158	1.00	1.00	3/0	100	0.89	4	89	11	30	D	4	3	2	3	-	2	-	2	15	8	76	85.4	71	57.5	3
				Caja techo		104.00	LF	F	54	158	1.00	1.00	3/2	100	0.85	3	85	11	27	D	4	3	2	3	1	-	1	2	15	8	73	53.9	68	52.1	5
				Caja techo		105.00	LF	F	54	158	1.00	1.00	4/5-20	100	0.76	3	76	11	30	D	4	3	2	3	1	1	1	3	15	8	76	85.4	71	57.5	3
				Caja techo		106.00	LF	F	54	158	1.00	0.90	3/0	90	0.98	3	98	11	35	D	4	3	2	3	1	-	1	15	8	81	183.9	76	67.8	2	
				Caja techo		107.00	F	F	53	150	1.00	0.90	5/5-20	90	0.53	3	53	11	16	D	4	3	2	3	-	-	0	15	8	70	9.5	57	34.4	18	
				Caja techo		108.00	F	F	54	158	1.00	1.00	3/4	100	0.57																				

3.2. Caracterización del macizo rocoso

Tabla 6. Caracterización del macizo rocoso

Zona: Milagros	N: 8371338.291	E: 695860.242	Cota: 4425	Labor:TJ1689	Nivel: 4524	Encampane: 85m
Resistencia:150 Mpa	Daño voladura: 0.8	Densidad: 2.55T/m ³	Sv: 2.17Mpa	Sh: 3.25Mpa	UCS/σ1: 46.1	

Prof	Dip	DDir	Litología	Espac (cm)	Persist (m)	Rug < esc	Rug > esc	Tipo Rellen	Resist. Relleno	Apertura Relleno (mm)	Alteración	T/C	Humedad	Set
1	26	355		5	1 - 3	10 - 12	Esc/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	
2	25	356		5	1 - 3	10 - 12	Esc/Rugosa	Arc	S2	0.25 - 0.5	Fresco	Diaclasa	Humedad	
3	70	150		10	<1	10 - 12	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	2
4	70	121		20	1 - 3	10 - 12	Ond/Rugosa	Ox	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Humedad	2
5	43	90		5	<1	6 - 8	Ond/Rugosa	Ox	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Humedad	
6	53	182		40	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugosa	Ox	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Humedad	1
7	65	325		10	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugosa	Ox	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Humedad	2
8	71	260		40	<1	12 - 14	Ond/Rugosa	Ox	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Humedad	
9	74	205		20	1 - 3	12 - 14	Ond/Rugosa	Ox	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Humedad	1
10	73	135		5	<1		Ond/Rugosa	Ox	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Seco	2
11	75	203		5	<1	8 - 10	Ond/Rugosa	Ox	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Seco	1
12	88	346		10	<1	10 - 12	Ond/Rugosa	Ox	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Seco	
13	60	620		20	<1	6 - 8	Ond/Rugosa	Ox	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Seco	
14	65	175		5	1 - 3	6 - 8	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.25 - 0.5	Fresco	Diaclasa	Goteo	1
15	72	185		5	1 - 3	6 - 8	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.25 - 0.5	Fresco	Diaclasa	Goteo	1
16	86	130		5	1 - 3	6 - 8	Esc/Rugosa	Ox	S4	0.25 - 0.5	Fresco	Diaclasa	Goteo	2
17	68	175		40	1 - 3	6 - 8	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.25 - 0.5	Fresco	Diaclasa	Humedad	1
18	32	45		20	<1	6 - 8	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	
19	45	235		10	<1	6 - 8	Esc/Rugosa	Arc	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Humedad	
20	80	130		20	<1	8 - 10	Esc/Rugosa	Arc	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Seco	2
21	52	202		40	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.5 - 2.5	Decolorada	Diaclasa	Humedo	1
22	76	166		50	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.5 - 2.5	Fresco	Diaclasa	Goteo	1
23	45	216		30	<1	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	<0.1	Fresco	Diaclasa	Flujo	
24	60	50		3	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Flujo	
25	88	324		10	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.25 - 0.5	Fresco	Diaclasa	Flujo	2
26	75	325		10	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.25 - 0.5	Fresco	Diaclasa	Flujo	2
27	58	170		40	1 - 3	8 - 10	Esc/Lisa	Ox	S1	0.25 - 0.5	Decolorada	Diaclasa	Flujo	1
28	50	47		40	1 - 3	8 - 10	Esc/Lisa	Ox	S1	0.25 - 0.5	Fresco	Diaclasa	Flujo	
29	30	140		50	1 - 3	8 - 10	Esc/Lisa	Ox	S1	0.25 - 0.5	Decolorada	Diaclasa	Flujo	
30	43	240		20	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	

Prop	Dip	DDir	Litologia	Espac (cm)	Persist (m)	Rug < esc	Rug > esc	Tipo Relleno	Resist. Relleno	Apertura Relleno (mm)	Alteración	T/C	Humedad	Set
31	25	220		20	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	
32	85	335		20	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	2
33	84	68		10	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugosa	Ox	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	
34	38	240		10	1 - 3	8 - 10	Ond/Rugosa	Ox	S2	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	
35	47	65		15	1 - 3	8 - 10	Ond/Rugosa	Ox	S2	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	
36	82	165		15	1 - 3	8 - 10	Ond/Rugosa	Ox	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	1
37	67	155		5	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	2
38	90	320		5	1 - 3	8 - 10	Ond/Rugosa	Ox	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	2
39	58	175		10	1 - 3	8 - 10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	1
40	75	165		15	<1	8 - 10	Ond/Rugosa	Ox	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	1
41	78	326		15	<1	6 - 8	Ond/Rugosa	Ox	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	2
42	85	150		20	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	2
43	8	350		20	1 - 3	6 - 8	Esc/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	
44	56	286		15	1 - 3	6 - 8	Esc/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	
45	12	10		20	1 - 3	6 - 8	Esc/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	
46	74	195		20	<1	6 - 8	Esc/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	1
47	22	125		20	1 - 3	6 - 8	Esc/Rugosa	Arc	S1	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	
48	43	148		20	1 - 3	6 - 8	Esc/Rugosa	Arc	S1	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	
49	80	305		20	1 - 3	6 - 8	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	2
50	75	345		20	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	
51	45	80		10	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	
52	78	195		10	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	1
53	84	315		5	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S2	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	2
54	85	160		20	1 - 3	8 - 10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	1
55	80	215		30	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	
56	67	185		28	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	1
57	5	110		20	<1	6 - 8	Ond/Rugosa	Ox	S2	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	
58	90	200		32	<1	6 - 8	Ond/Rugosa	Ox	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	
59	88	250		30	1 - 3	6 - 8	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	
60	78	175		20	1 - 3	8 - 10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	1

Proy	Dip	DDir	Litología	Espac (cm)	Persist (m)	Rug < esc	Rug > esc	Tipo Rellen	Resist. Relleno	Apertura Relleno (mm)	Alteración	T/C	Humedad	Set	Observaciones
61	55	170		10	1 - 3	8 - 10	Ond/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	1	
62	66	185		15	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Arc	S2	0.1 - 0.25	Fresco	Diaclasa	Humedad	1	
63	80	290		5	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad		
64	73	300		5	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	2	
65	90	310		5	1 - 3	8 - 10	Esc/Rugosa	Ox	S1	0.5 - 1.0	Fresco	Diaclasa	Humedad	2	

Martillo Schmidt (realizar 20 mediciones)

Indice de rebote (mat 1) / 42 / 46 / 42 / 38 / 52 / 42 / 38 / 56 / 52 / 56 / 58 / 56 / 56 / 52 / 48 / 50 / 52 / 52 / 52 / 60 /

Indice de rebote (mat 2)

RQD* Equivalente

Jv: 22

RQD* = 115 - 3.3 Jv

RQD*: 42

Orientación del equipo:



Se aprecia que la mayor parte del macizo rocoso tienen una clasificación de Roca Regular B, Tipo IIIB con RMR de 40-50

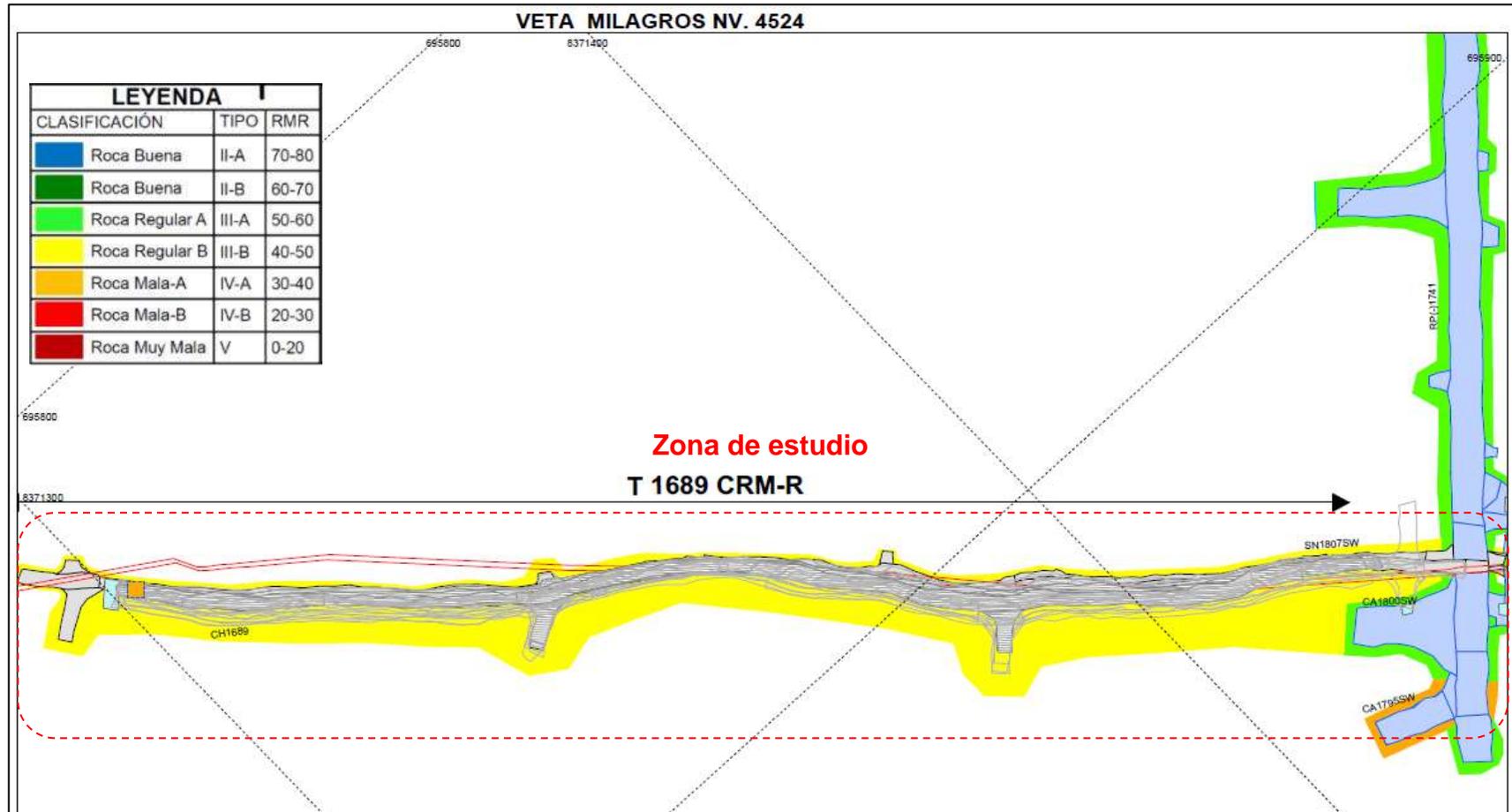


Figura 10. Plano geomecánico

3.4. Dominio estructural

Tabla 7. Dominio estructural sub paralelo

Familia	Dip	Dip Direction	Clasificación
1ra	68°	181°	MS
2da	90°	139°	TC

- La zona en estudio está emplazada en un dominio estructural sub paralelo a la caja techo, siendo la principal estructura a tener en cuenta en el diseño del método.

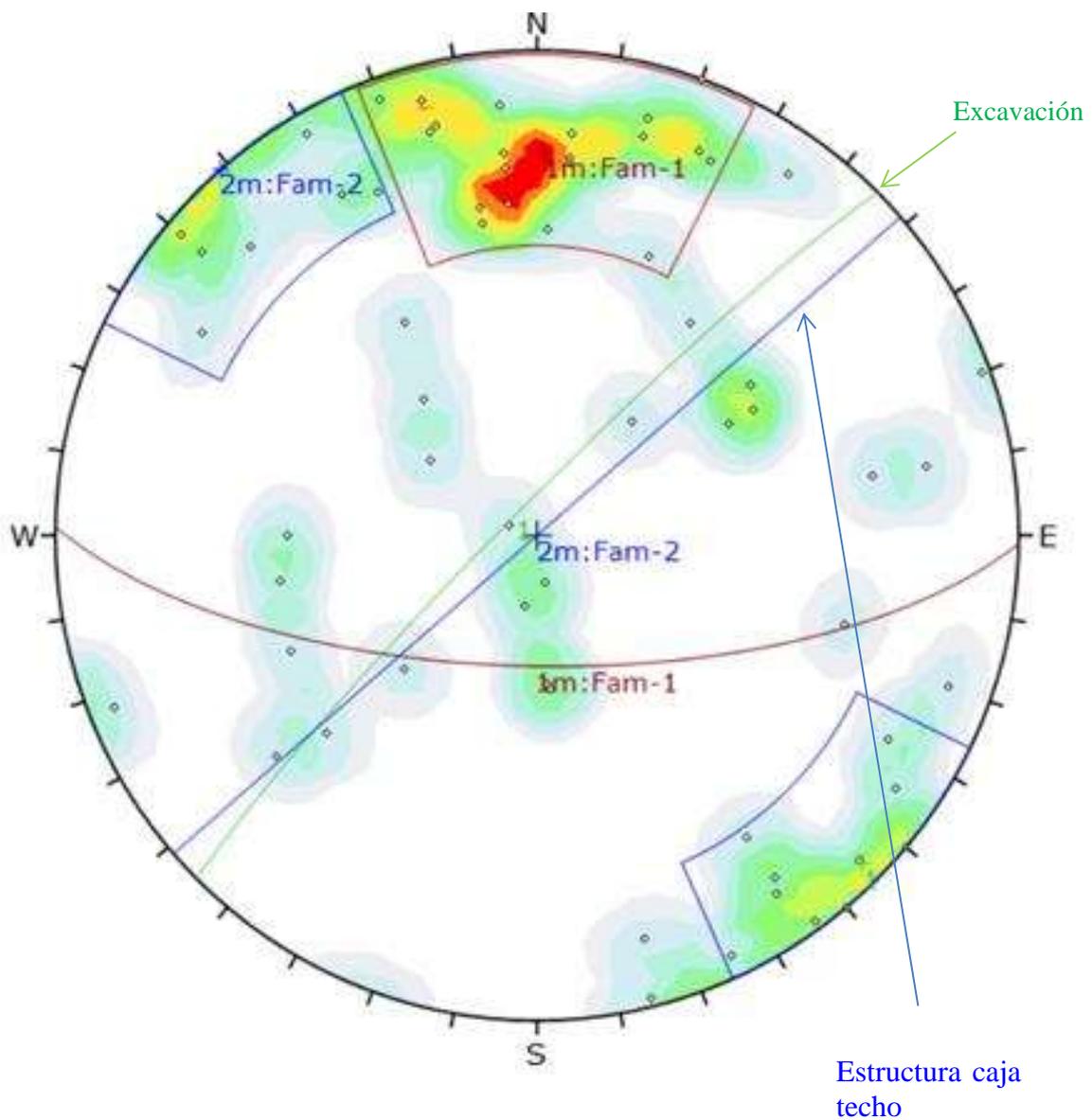


Figura 11. Proyección estereográfica

3.5. Cuantificación y valoración de los parámetros relacionados al GSI

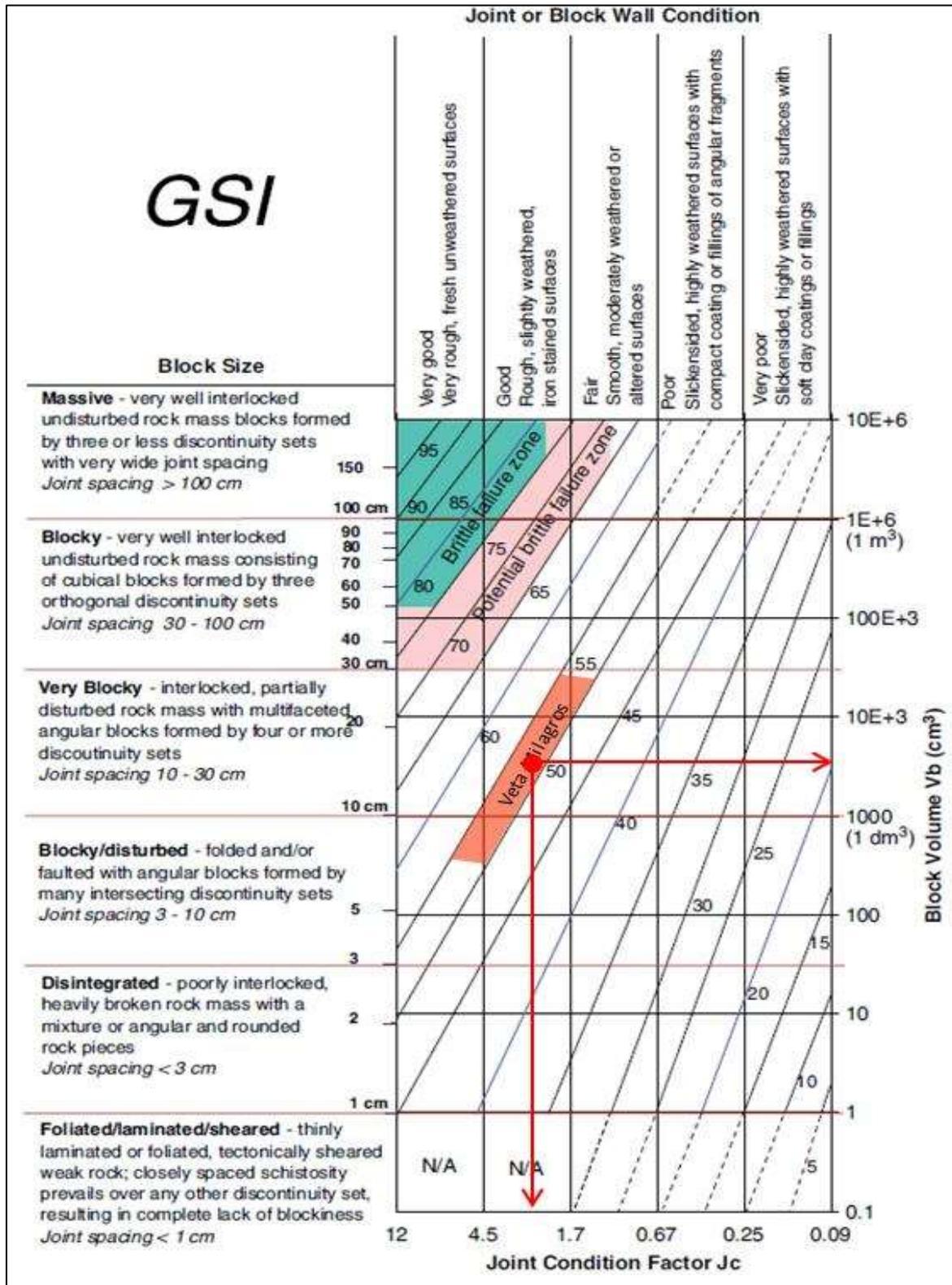


Figura 12. Gráfico para cuantificar y valorar los parámetros relacionados al GSI y obtener datos de ingreso para el análisis de modalidad de falla.

3.6. Gráfico múltiple para la estimación preliminar del comportamiento en la excavación

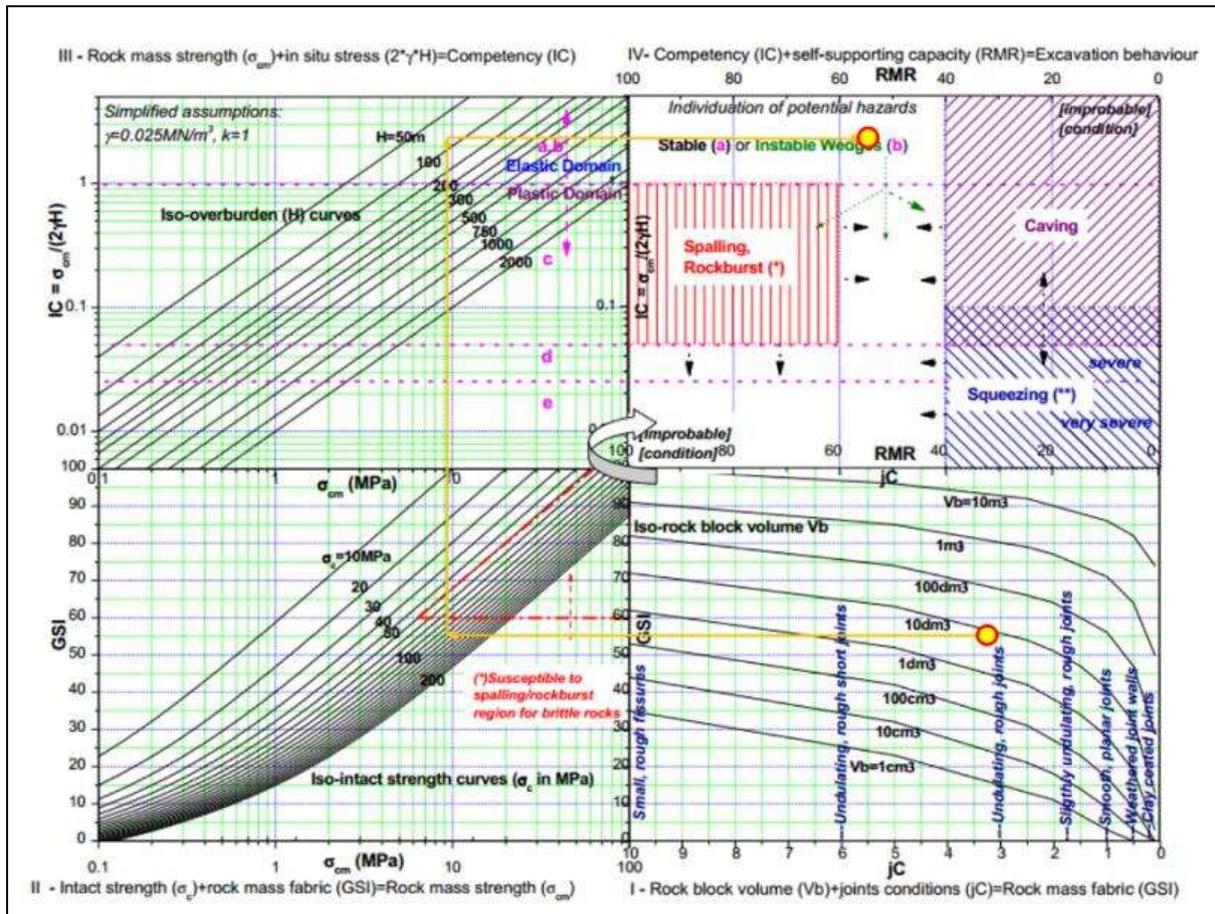


Figura 13. Grafico Múltiple de Estabilidad (Russo 2014), para la Veta Milagros NE en el Nv. 4524.

Del análisis de la modalidad de falla se puede concluir que la excavación desarrollada en la zona de estudio se ubica en un entorno estable con posibles formaciones de cuñas.

3.7. Análisis de estabilidad y dimensionamiento de la excavación:

Método Gráfico de Estabilidad

El método gráfico de estabilidad permite determinar el dimensionamiento óptimo de los tajeos según el método de explotación por subniveles con taladros largos. Este método de estabilidad correlaciona el número de estabilidad ($N' = Q' \times A \times B \times C$) con el radio hidráulico (RH).

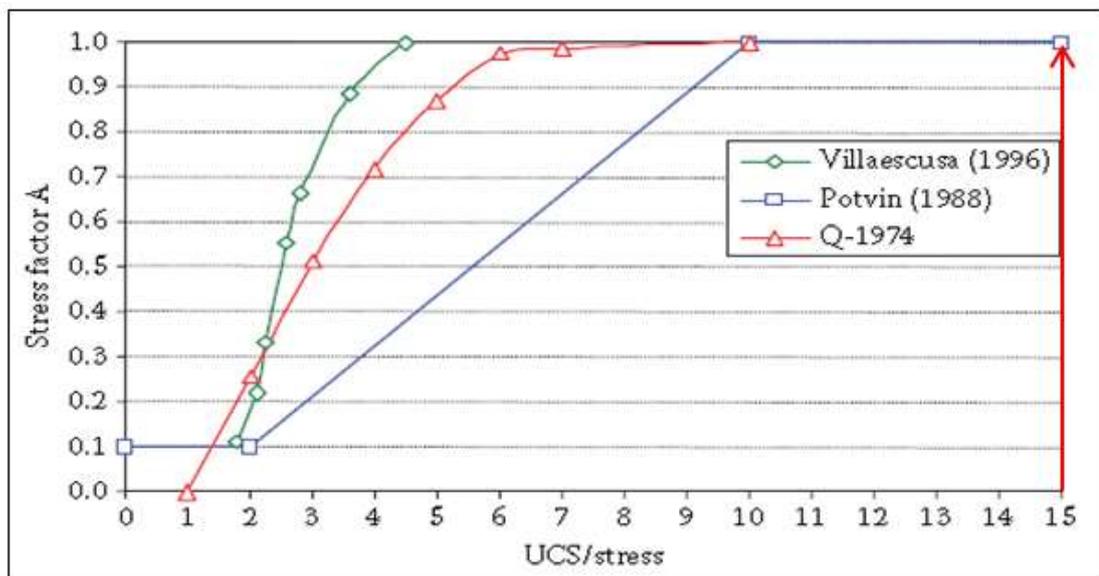
El índice Q' , se determinó en base a las características geomecánicas de las discontinuidades del macizo rocoso caracterizadas en cada una de las estaciones geomecánicas.

Estacion Geotecnica: EG - 01		Q - BARTON		Valor de Q: 7.1		
Rock Quality Designation RQD Muy mala 0-25 Mala 25-50 Regular 50-75 Buena 75-90 Excelente 90-100 <small>Cuando RQD < 10, se utiliza un valor de 10 para Q</small>		Numero de alteración Ja Bien trabadas 0.75 No alteradas, patinas locales 1 Ligeramente alteradas, patinas que no se ablandan 2 Patinas limo arenosas, poca arcilla, no se ablandan 3 Patinas de minerales arcillosos que se ablandan 4 Patinas de arena, libres de arcilla 6 Relleno que no se ablanda, espesor < 5mm 8 Relleno que se ablanda, espesor < 5mm 8-12 Rellenos expansivos 6-24 Rellenos gruesos > 5mm		RQD = 42	Ja = 3	
Numero de sets Jn Roca masiva 0.5 Pocos sets aleatorios 1 1 set 2 1 Set + Random 3 2 sets 4 2 Sets + Random 6 3 sets 9 3 Sets + Random 12 4 Sets 15 Roca desintegrada 20		Agua Jw Seco (< 5L/m) 1 Moderado 0.7 Infiltración importante 0.3-0.5 Infiltración importante-con decaimiento 0.1-0.2 Infiltración importante-sin decaimiento 0.05-0.1		Jn = 6	Jw = 1	
Numero de rugosidad Jr <u>Discontinua</u> Pulida 2 Suave 3 Rugosa 4 Rellena 1.5 <u>Ondulosa:</u> Pulida 1.5 Suave 2 Rugosa 3 Rellena 1 <u>Plana</u> Pulida 0.5 Suave 1 Rugosa 1.5 Rellena 1 <u>No hay contacto entre paredes</u> 1 Espaciamiento mayor a 3 m (+1.0)		Factor de reducción por esfuerzos (Esfuerzo/Roca intacta) Cerca de superficie (Esfuerzos bajos) ~0 2.5 Esfuerzos bajos 0.01 a 0.1 1 Esfuerzos moderados 0.1 a 0.2 0.5 Esfuerzos altos 0.2 a 0.3 1 a 2 Estallidos de roca o flujo plástico 0.3 a 0.4 5 a 10 Grandes Estallidos de rocas/flujo plástico >0.4 10 a 20 Extremos Estallidos de roca/Flujo plástico >0.6 20 a 50 Hinchamiento moderado 5 a 10 Hinchamiento severo 10 a 15 (Factor para zonas discretas) No hay zonas débiles/discretas 0 Múltiples zonas débiles 10 Una zona débil con arcilla (z<50m) 5 Una zona débil con arcilla (z>50m) 2.5 Zonas múltiples de cizalle (sin arcilla) 7.5 Una zona de cizalle libre de arcilla (z<50m) 5 Una zona de cizalle libre de arcilla (z>50m) 2.5 Estructuras abiertas en forma de cubos 5 SRF1 vs SRF2: El sistema Q el mayor valor de SRF		Jr = 3	SRF1 = 1	SRF2 =

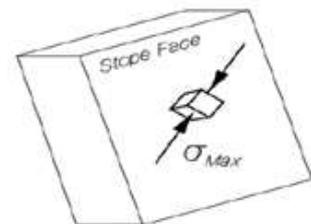
Figura 14. Cálculo del Q'

El factor A (Factor de esfuerzo en la roca), el factor B (Factor de ajuste por orientación de discontinuidades) y el factor C (Factor de ajuste gravitacional) se determinaron mediante los cuadros propuestos por Villaescusa y Potvin modificado. Así mismo, para la determinación del esfuerzo máximo (σ_{max}) se tomó en cuenta la densidad de la roca y la sobrecarga litostática.

Para determinar el **factor A** se tomó en cuenta la resistencia a la compresión uniaxial promedio (σ_c) y esfuerzo máximo (σ_{max}), calculado para cada estación geotécnica



	FW	HW
UCS:	150	150
Stress:	3.3	3.3
UCS/Stress:	46.14	46.14
A:	1	1



Obtain σ_{max} from 2D or (preferably) 3D numerical stress modelling.

Figura 15. Cálculo del Factor A

El factor **B** se determinó en base a la diferencia de ángulos entre la orientación del eje del tajeo y la orientación de la discontinuidad de mayor predominio equivalente (según la proyección estereográfica del composito de medición de discontinuidades).

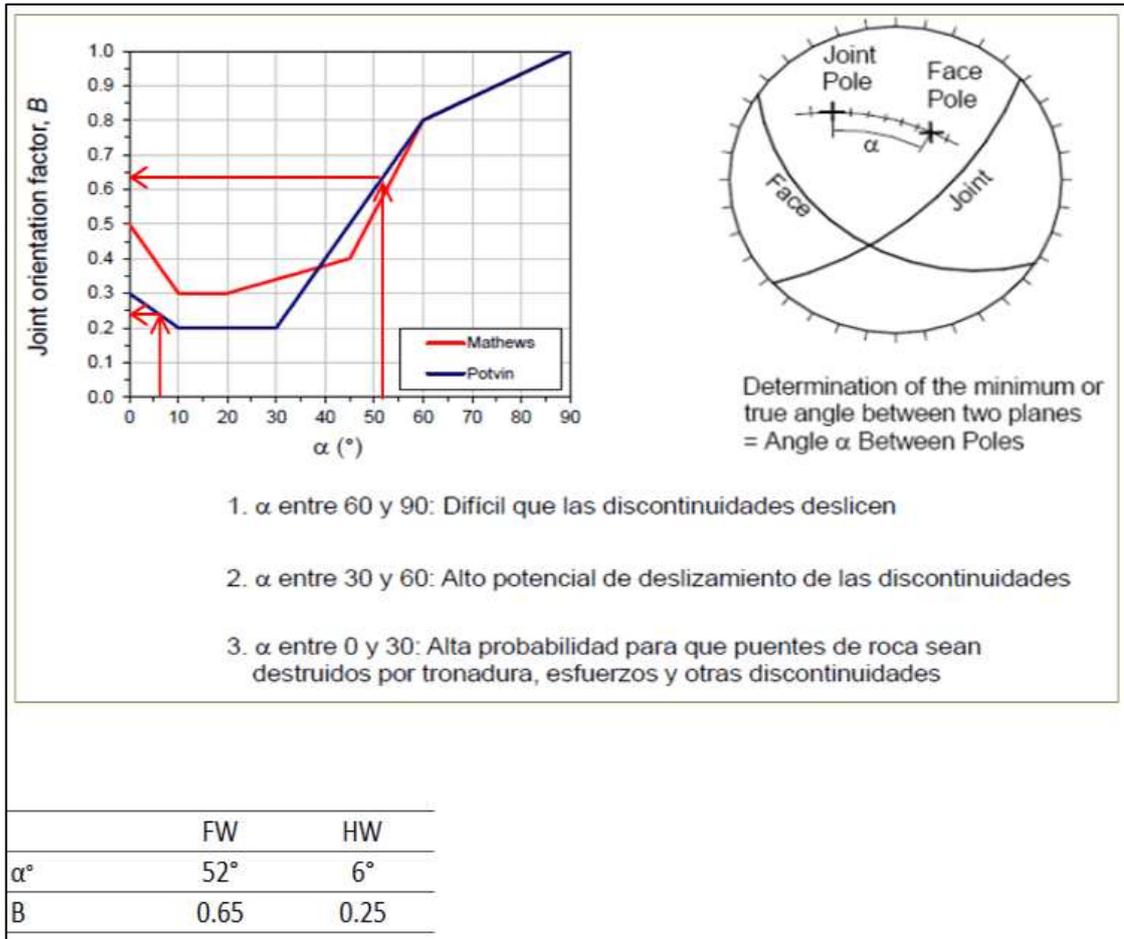


Figura 16. Cálculo del factor B

El factor C se determinó en base a la inclinación promedio de la veta Milagros

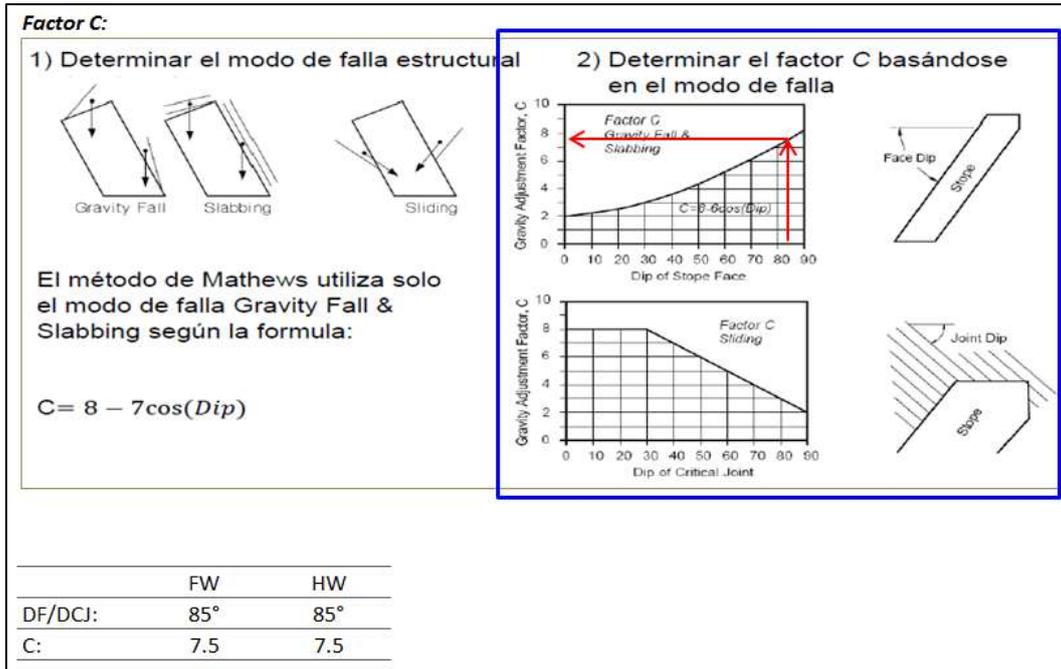


Figura 17. Cálculo del Factor C

A. **Numero de estabilidad (N)**, este índice se obtiene relacionando el valor del índice Q' y los valores de los factores A, B y C.

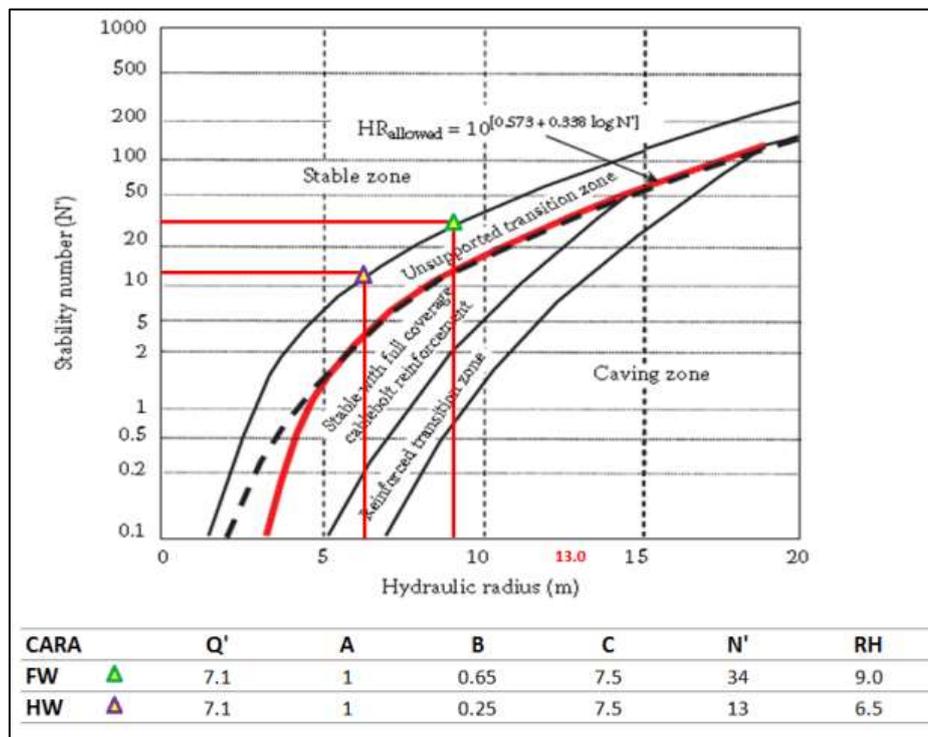


Figura 18. Número de Estabilidad

Resumen de la caracterización del macizo rocoso

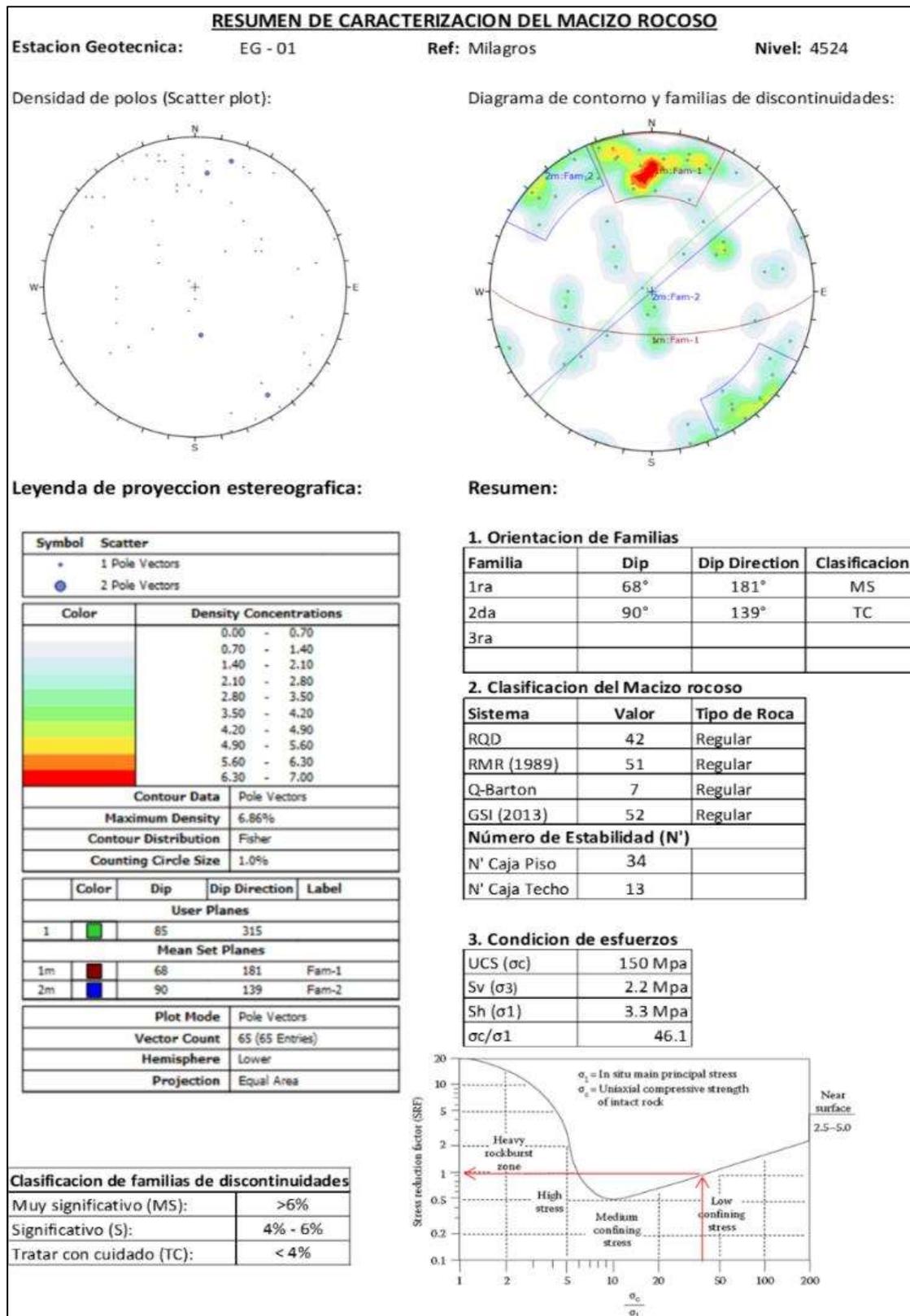


Figura 19. Resumen de la caracterización geomecánica

3.8. Análisis del Radio Hidráulico

Definida la altura de banco 15.0m y la altura final de la cara expuesta de 20.0m se realiza el análisis de sensibilidad de Radio Hidráulico haciendo variar la longitud del minado (en el rumbo).

Tabla 8. Cálculo del radio hidráulico

Altura (m)	Long. (m)	RH
20	10	3.3
20	20	5.0
20	30	6.0
20	35	6.5
20	40	6.7
20	45	6.9

Del análisis de sensibilidad se obtiene que la longitud máxima de minado para mantener la estabilidad de la pared, debe ser 35.0m.

3.9. Dimensionamiento del Pilar entre unidades de explotación

Concluido con el minado de una unidad de explotación (tajo) se deberá dejar un pilar que mantendrá la estabilidad global de la zona en proceso de minado.

Dado que este contexto trata de una condición de cámaras y pilares corridos tipo costilla, el diseño será tratado con el criterio de Áreas Tributarias y Lundel y Pakalnis

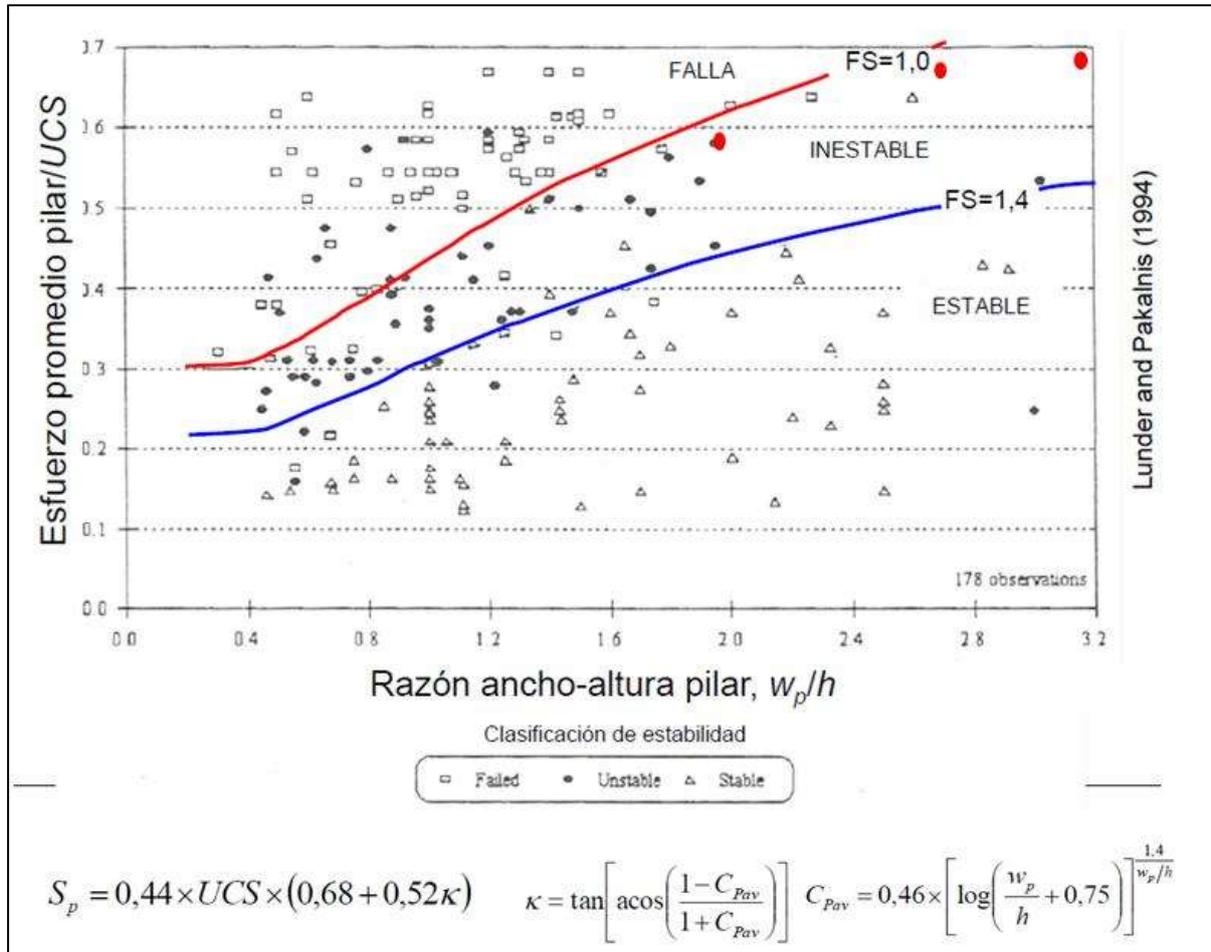


Figura 20. Cálculo del factor de seguridad

Tabla 9. Dimensionamiento de Pilares

UCS	H (m)	Wp (m)	Weq	Wp/h	Cpav	k	Sp	Sp/UCS	FS
150	1	1.0	1.9	1.9	0.2403	1.291	89.17	0.594	1.1
150	1	1.5	2.7	2.7	0.3357	1.744	104.74	0.698	1.1
150	1	2.0	3.5	3.5	0.3833	2.008	113.79	0.759	1.2
150	1	2.5	4.3	4.3	0.4098	2.169	119.33	0.796	1.4
150	1	3.0	5.0	5.0	0.4259	2.274	122.91	0.819	
150	1	3.5	5.7	5.7	0.4364	2.344	125.34	0.836	
150	1	4.0	6.3	6.3	0.4436	2.394	127.05	0.847	
150	1	4.5	6.9	6.9	0.4488	2.431	128.30	0.855	

Del análisis y dimensionamiento, se define un pilar de 2.5m.

3.10. Diseño de estabilidad de minado

Considerando los resultados obtenidos mediante el Método Grafico de Estabilidad y el Dimensionamiento de Pilares se define el esquema de minado.

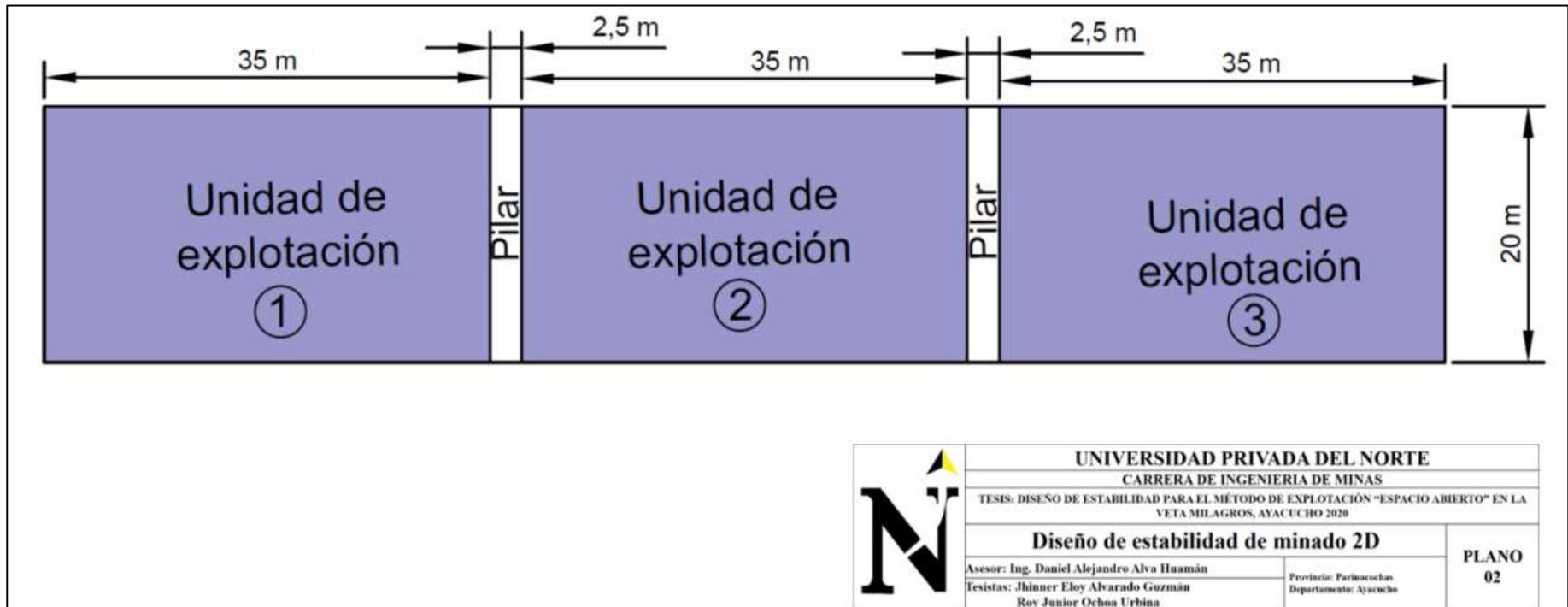


Figura 21. Diseño de estabilidad de minado 2D

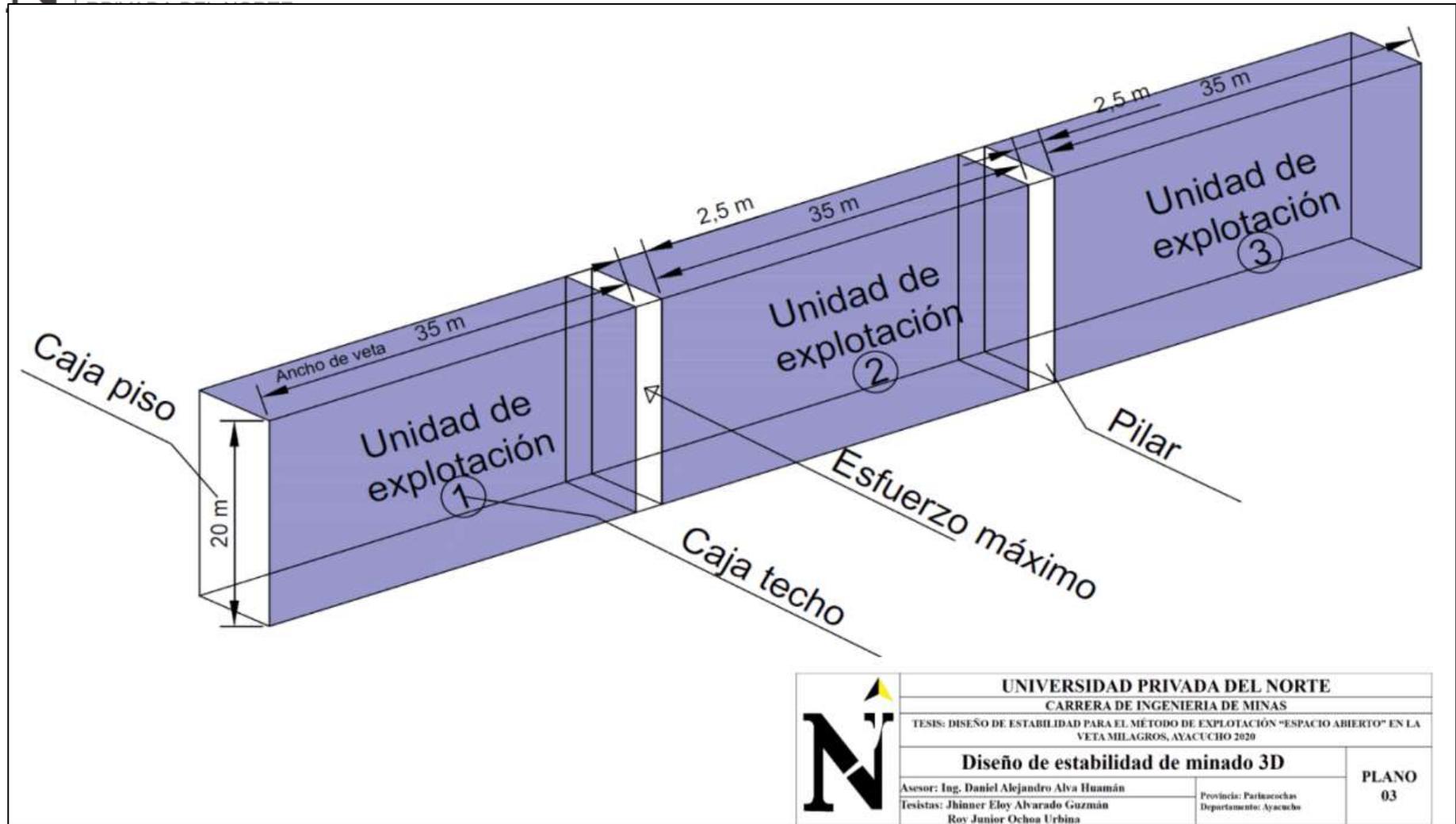


Figura 22. Diseño de estabilidad de minado 3D

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1 Discusión

Mediante el método gráfico, se pudo realizar el diseño la estabilidad para la explotación por espacio abierto (open stoping) en la veta milagros aceptando de esta manera la hipótesis planteada.

Se corrobora lo mencionado por Brady and Brown (2004) ya que efectivamente la resistencia de los pilares depende de las dimensiones del pilar, de la relación ancho/altura del pilar (W/H) y del ancho de la cámara excavada. Además, como menciona Villalobos (2018), el esfuerzo sobre el pilar depende de la geometría de éste, de las dimensiones de la galería y de las tensiones verticales presentes.

Se empleó métodos gráficos a diferencia de Veyrat et al. (2015) el cual realizó el diseño del sostenimiento de un túnel, siguiendo una metodología progresiva, que aplica sucesivamente criterios más afinados. Empleó métodos empíricos, análisis de caída de cuñas, métodos analíticos y, finalmente, métodos numéricos.

El Grafico Multiple de Estabilidad, postulado por Russo el 2007 y mejorado el 2014, permitió correlacionar las diferentes clasificaciones geomecánicas (RMi, GSI y RMR) con el objeto de obtener un índice de competencia (IC), que al relacionarlo con las tensiones in-situ, producto de la profundidad de la excavación, nos permita identificar en forma preliminar los diferentes tipos de rotura del macizo rocoso que puedan presentarse durante la excavación.

4.2 Conclusiones

El estudio está sustentado en evaluaciones del macizo rocoso mediante caracterización y logeo geotécnico, en el cual se debe destacar las siguientes características:

RQD de 42 tipo de roca regular, RMR (1989) de 51 clasificación Regular, Q de Barton 7 Regular, GSI (2013) de 52 Regular.

El dimensionamiento de la excavación fue desarrollado mediante el criterio del Método Gráfico de Estabilidad en el cual se define la excavación estable con las siguientes dimensiones de la caja techo: Altura: 20 m, Longitud: 35 m.

Para la continuidad del minado y mantener la estabilidad global se debe dejar pilares entre cada unidad de explotación el mismo que fue evaluado mediante el criterio de Lunder y Pakalnis, en el cual se definen un Ancho: 2.5m y un Factor de Seguridad: 1.4

REFERENCIAS

Barton N, Lien R, Lunde J. 1974. Engineering classification of rockmasses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics* 1974; 6(4): 189–236.

Barton, N. 2002. Some new Q-value correlations to assist in site characterization and tunnel design. *Int. J. Rock Mech. & Min. Sci.* Vol. 39/2:185-216.

Barton N, Choubey V. 1977. The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics* 1977;10(1/2):1–54.

Bordegore L. (2017). Evaluación de la estabilidad de las labores y pilar corona en las minas abandonadas de S'Argentera (Ibiza, España) combinando clasificaciones geomecánicas, métodos empíricos y análisis numérico - enfocado a su posible aprovechamiento turístico. *Boletín Geológico y Minero*, 128 (1): 3-24. ISSN: 0366-0176. DOI: 10.21701/bolgeomin.128.1.001

Cañapataña A. (2019). Determinación de las condiciones del macizo rocoso en la profundización del avance en la zona esperanza del nivel 23 mediante un análisis geomecánico en la unidad minera americana de cía. Minera Casapalca. Universidad Nacional del Altiplano. Perú.

Contreras (2019). Influencia del método de explotación en la optimización de La producción al reemplazar el open stopping por corte y Relleno ascendente en la veta consuelo de poderosa – La. Universidad Nacional de Trujillo.

Contador N, Glavic, M, 2001, “Sublevel Stopping at El Salvador Mine: A Geomechanic Challenge ”, en Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies.

Contador, V, Glavic, M, 2001, Sublevel Stopping at El Soldado Mine: A Geomechanic Challenge, In: Underground Mining Methods, (Ed: Hustrulid), pp 263-269.

Cordova R., David. Tecnicas Geomecánicas Basicas para la Evaluacion de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterranas., Octubre 2002.

D. Milne, J. Hadjigeorgiou, R. Pakalnis; Rock Mass Characterization for Underground Hard Rock Mines.

Dyno, 2004, “Optimal Underground drill and blast techniques for underground mining”.

ENAMI, 2006, “Estudio Conceptual Mina Panulcillo” Mayo 2006.

Hernandez S., Roberto, Fernández C Carlos y Captista L., Pilar (2002): Metodología de la Investigación, Mc Graw – Hill, México.

Hoek E. & Brown E.T.; Excavaciones Subterranas en Roca, Mc Graw Hill, México, Hoek Evert. “Practical Rock Engineering”, Evert Hoek Consulting Engineer Inc., 2000.

Naranjo, H, 2006, “Estudio de Caracterización Geomecánica Yacimiento Panulcillo- Proyecto Delta”.

Russo (2008). Una actualización del enfoque de "gráficos múltiples" para la evaluación preliminar del comportamiento de excavación en el túnel de roca.

SVS Ingenieros S.A. (2012). *Geomecánica aplicada al dimensionado del Método de Minado Sublevel Stopping.*

<http://cerena.ist.utl.pt/masysnet/scmeetings/present5/1Geomecanica%20Minado%20Per%FA.pdf>