

**Caracterización Geomecánica y Análisis de Estabilidad de Cámaras de Explotación de
Minerales Metálicos del Sector Central de la Estructura la Mascota, en el Proyecto Soto-
Norte en California, Santander.**

Dewin Alexander Aguilera Lizarazo

Trabajo de grado para optar al título de:

Magister en Geotecnia

Director(a):

Hebenly Celis

M.S.c. en Ingeniería Civil

Codirector

Alfonso Palacio

Geólogo

Universidad Industrial de Santander

Facultad de Ingenierías Físico-Mecánicas

Escuela de Ingeniería Civil

Maestría en Geotecnia

Bucaramanga

2017

Agradecimientos

A DIOS por siempre darme la oportunidad de ser mejor.

A mis padres, mi esposa y mis hijas, que están siempre en mi corazón y que me han apoyado siempre.

A mis compañeros de trabajo con los cuales comparto gran parte de mi vida, y día a día aprendo nuevas cosas de ellos que hacen enriquecerme como persona y profesional.

A mis compañeros de maestría, que fueron un apoyo incondicional para desarrollar todas nuestras obligaciones.

A la empresa MINESA por patrocinar mi proyecto, por brindarme la información, el tiempo y la asesoría para desarrollar mi trabajo de aplicación. Por permitirme trabajar con ellos dándome lo de mejor de sí, para que yo les dé lo mejor de mí. Por capacitarme, por enseñarme, por comprenderme y por ayudarme. Por permitirme desarrollar mi proyecto de vida, profesión y estudio con ellos. Por querer siempre estar un paso adelante invirtiendo en la investigación para desarrollar nuevos proyectos y hacer las cosas siempre de la mejor manera. Por creer en el desarrollo, la sostenibilidad, la comunidad, el ambiente y en la minería bien hecha. Por creer en Santander y en el país. Mil y mil gracias.

A la Universidad Industrial de Santander por ser nuestra alma mater y que me ha dado la oportunidad de seguir preparándome para ser cada día mejor.

Contenido

Introducción

1	Planteamiento del problema.....	12
2	Justificación	13
3	Objetivos.....	14
3.1	Objetivo general.....	14
3.2	Objetivos específicos	14
4	Marco teórico	15
4.1	Método de explotación.....	31
5	Localización del proyecto.....	34
6	Generalidades del municipio.....	35
7	Contexto geológico.....	36
7.1	Geología estructural	42
8	Metodología	45
8.1	Q´ de barton.....	47
8.2	Parámetro a.....	52
8.3	Parámetro b.....	60
8.4	Parámetro c.....	63
9	Resultados.....	69
9.1	Q´	71
9.1.1	Rqd.....	71
9.1.2	Índice familias de diaclasas, índice rugosidad e índice de rellenos.....	72
9.2	Parámetro a.....	75
9.3	Parámetro b.....	82
9.4	Parámetro c.....	84
9.5	N´	85
9.5.1	Cámara superior.....	87
9.5.2	Cámara inferior.....	88
10	Análisis	89
10.1	Cámara superior.	91
10.2	Cámara inferior.	94
11	Conclusiones	96
	Bibliografía.....	99

Lista de Figuras

Figura 1. Desarrollo cronológico de los gráficos de estabilidad Mathews et al., 1981. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.14).	21
Figura 2. Modificación Potvin, 1988. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.15).	22
Figura 3. Nickson, 1982. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.17).	23
Figura 4. Gráfico de estabilidad adaptado por (Nickson, 1992 en Hoek et al., 1993, p.202).	24
Figura 5. Frontera en línea punteada, Hadjigeorgius et al., 1995 (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.18).	25
Figura 6. Stewarth and Forsyth, 1995. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.19).	26
Figura 7. Suorenini, 1998. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.20).	27
Figura 8. Mawdesley, 2002. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.19).	28
Figura 9. Método de explotación por subniveles. Adaptado de (UPM, 2007, p.75).	32
Figura 10. Representación gráfica hangingwall y footwall. Recuperado de http://www.opensha.org/glossary-hangingFootWall	33
Figura 11. Localización área de estudio.	34
Figura 12. Ubicación generalizada de la geología del proyecto SOTO-NORTE en la plancha H12. Adaptado de reporte técnico para CVS exploration de (Jemielita, 2010, p.4).	37
Figura 13. “Neis bandeado con mesosomas de horblenda y biotita y leucosomas de cuarzo y feldespato potásico. Ejemplo de LB112 en 136.80 m”. Adaptado de (MINESA, 2016, p.50).	38
Figura 14. “THBX-QCBX-CPBX. Brecha tectónica-hidrotermal polimíctica clasto soportada. Ejemplo de LB269 en 319.0 m”. Adaptado de (MINESA, 2016, p. 57).	39
Figura 15. Gneis con alteración propilítica, sondeo LB195, intervalo 467,25m a 471,25m.	40
Figura 16. Gneis con alteración argílica, sondeo LB110, intervalo 392,2m a 394,2m.	40
Figura 17. Gneis con alteración sílica, sondeo LB278, intervalo 545,40m a 548,9m.	41
Figura 18. Falla matriz soportada, sondeo LB278, intervalo 609,6m a 610,5m.	41
Figura 19. Gneis con alteración fílica, sondeo LB110, intervalo 385,9m a 387,9m.	41
Figura 12. Estructura La Mascota, sondeo LB080, intervalo 217,38m a 220,38m.	42
Figura 21. Localización principal control de mineralización (Falla La Baja). Adaptado de (Rodríguez et al., 2017, p. 3).	44
Figura 22. Máquina de perforación diamantina de la empresa LOGAN COLOMBIA. Recuperado de http://www.logandrillinggroup.com	46
Figura 23. Fotos núcleos de perforación diamantina.	47
Figura 24. Índice de Calidad RQD (Deere et al., 1967 en MINESA, 2015, p.11).	48
Figura 25. Ejemplo de fracturas naturales (J) y mecánicas (X). Adaptado de (MINESA, 2015, p10).	48
Figura 26. Ejemplo de Jn en diferentes tramos de perforación diamantina.	49
Figura 27. Perfiles de rugosidad. Modificado de (MINESA, 2015, p.36).	50
Figura 28. Plataforma del programa Roclab (2004).	53
Figura 29. Ensayo PLT. a) Ensayo diametral. b) Ensayo axial. L= largo, W= ancho, D= diámetro, De= diámetro del núcleo equivalente. Adaptado de (Vallejo et al 2002, p.19).	53
Figura 30. Equipo de carga puntual empleado. Adaptado de procedimiento ensayo PLT (MINESA, 2015, p.6).	54

Figura 31. Valores de mi obtenidos de programa Roclab. Adaptado de Roclab (2004).....	57
Figura 32. Ejemplo de modelamiento de entrada túnel en Phase2.	59
Figura 33. Tabla para determinar Parámetro A. Adaptado de (Hoek et al., 1993, p.199).....	60
Figura 34. Imagen de Televiwer en donde se observan diaclasas tomadas al interior del sondeo de perforación FSGT09 de 209.6m a 211.6m.....	61
aFigura 35. Modelamiento de diaclasas en programa Dips.	62
Figura 36. Grafico para determinar Parámetro B. Adaptado de (Hoek et al., 1993, p. 200).....	63
Figura 37. Grafica para determinar valor Parámetro C. Modificado de (Hoek et al., 1993, p. 201).	64
Figura 38. Gráfico de estabilidad adaptado por (Nickson, 1992 en Hoek et al., 1993, p.202).	65
Figura 39. Ejemplo grafico de estabilidad adaptado por (Nickson, 1992 en Hoek et al., 1993, p.202).....	67
Figura 40. a, b, c y d. Gráficas para determinar tipo, longitud y espaciamiento de los cables de anclajes. Adaptado de (Diederichs et al., 1999).	69
Figura 41. Mapa localización sondeos de perforación, con ensayos y análisis realizados en cada uno.....	70
Figura 42. Sondeo LB080, intervalos 189.95m a 243.7m.....	73
Figura 43. Propiedades geomecánicas del gneis con alteración propilítica.	76
Figura 44. Propiedades geomecánicas de la estructura La Mascota.	77
Figura 45. Propiedades geomecánicas del gneis con alteración argílica.....	78
Figura 46. Modelación de cámaras mediante el software Phase2.	79
Figura 47. Esfuerzos inducidos sobre paredes de cámara de explotación minera a 250 m.....	80
Figura 48. Esfuerzos inducidos sobre paredes de cámara de explotación minera a 450 m.....	80
Figura 49. Grafico para determinar el parámetro A. Adaptado de (Hoek et al., 1993, p.199).	81
Figura 50. Modelamiento de las diaclasas principales vs el techo de la cámara para determinar ángulo con estructuras críticas.....	83
Figura 51. Modelamiento de las diaclasas principales vs paredes de la estructura la Mascota para determinar ángulo con estructuras críticas.	83
Figura 52. Grafico para determinar parámetro B. Modificado de (Hoek et al., 1993, p.200).	84
Figura 53. Grafica para determinar valor parámetro C. Adaptado de (Hoek et al., 1993, p.201).	85
Figura 54. Grafico estabilidad paredes cámara superior (250m).....	87
Figura 55. Grafico estabilidad paredes cámara inferior (450m).....	88
Figura 56. a, b y c, Diseño de cables de anclajes para cámara superior. Adaptado de (Diederichs et al., 1999).....	91
Figura 57. Propuesta de sostenimiento con cables de anclajes sencillos para hangingwall en la cámara a 250m.	92
Figura 58. Propuesta de sostenimiento con cables de anclajes dobles para el hangingwall en la camara a 250m.	93
Figura 59. a, b y c, Diseño de cables de anclajes para camara inferior. Adaptado de (Diederichs et al., 1999).....	94
Figura 60. Propuesta de sostenimiento con cables de anclajes sencillos para el hangingwall en la cámara a 450m.	95
Figura 61. Propuesta de sostenimiento con cables de anclajes dobles para el hangingwall en la cámara a 450m.	96

Lista de Tablas

Tabla 1. Sistemas de clasificación de macizo rocoso.	16
Tabla 2. Desarrollo del sistema Q.	18
Tabla 3. Desarrollo cronológico de los Gráficos de Estabilidad Cualitativos.	20
Tabla 4. Índice de familias de diaclasas Jn.	49
Tabla 5. Índice de rugosidad de las discontinuidades.	50
Tabla 6. Índice de relleno de las discontinuidades.	51
Tabla 7. Apreciación dureza de la roca.	55
Tabla 8. Índice geológico de resistencia GSI.	56
Tabla 9. Guía para estimar el Parámetro de alteración D.	58
Tabla 10. Radio hidráulico “S” para diferentes tamaños de excavación.	65
Tabla 11. Ejemplo de marco general de estabilidad de varios S tamaño de excavación para un N´ determinado.	66
Tabla 12. Ejemplo tabla con datos que se grafican en Figura 39.	67
Tabla 13. Valores de RQD en las paredes de los sondeos.	71
Tabla 14. Valores Jn, Jr y Ja identificados en el sondeo LB080, intervalos 189.95m a 243.7m. .	72
Tabla 15. Clasificación Q´ de las paredes de los sondeos.	74
Tabla 16. Clasificación Q` de Barton.	75
Tabla 17. UCS ponderado, esfuerzos inducidos y parámetro A sobre paredes de cámara de explotación minera a 250 m.	81
Tabla 18. UCS ponderado, esfuerzos inducidos y parámetro A sobre paredes de cámara de explotación minera a 450 m.	82
Tabla 19. Angulo crítico para determinar Parámetro B.	84
Tabla 20. Valores N´ obtenidos en los 10 sondeos de perforación diamantina.	86
Tabla 21. Estabilidad paredes cámara superior (250m).	87
Tabla 22. Estabilidad paredes cámara inferior (450m).	88

RESUMEN

TÍTULO: CARACTERIZACIÓN GEOMECANICA Y ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE CÁMARAS DE EXPLOTACIÓN DE MINERALES METALICOS DEL SECTOR CENTRAL DE LA ESTRUCTURA LA MASCOTA, EN EL PROYECTO SOTO-NORNE EN CALIFORNIA, SANTANDER*

AUTOR: Dewin Alexander Aguilera Lizarazo

PALABRAS CLAVE: Explotación, estabilidad, Mathews, Barton, phase 2.0, cámaras mineras, perforación diamantina, paredes, *hangingwall*, *footwall*, La Mascota, pernos de anclaje, gneis, fallas.

DESCRIPCIÓN:

En el distrito minero de California-Vetas, MINESA, una empresa minera, ha llevado a cabo la fase de estudio del proyecto Soto Norte. El objetivo de esta investigación es llevar a cabo la caracterización geomecánica y el análisis de estabilidad de cámaras dentro de la estructura La Mascota y 20 metros de roca caja para el diseño de la mina, a partir de 10 sondeos de perforación diamantina, mediante el método gráfico de estabilidad de Mathews.

El número de estabilidad se calcula mediante la siguiente fórmula $N' = Q' * A * B * C$ que determina el tamaño óptimo de cámara y soporte.

El $Q' = (RQD/Jn) * (Jr/Ja)$ se obtuvo mediante el logeo geomecánico.

El parámetro A se obtuvo a partir del modelamiento numérico 2D de esfuerzos utilizando el software *Phase2 (RocScience)*, lo que dio como resultado la cuantificación de la tensión inducida en las paredes de las cámaras a 250 m y 450 m de profundidad. Las propiedades geomecánicas de la masa rocosa se obtuvieron del software *RocData (RocScience)*. La resistencia a la compresión uniaxial (UCS) fue determinada mediante pruebas de carga puntual en núcleos y tablas de correlación de dureza.

El parámetro B se obtuvo trazando el *dip/dipdir* de las paredes de las cámaras vs el *dip/dipdir* de las estructuras del macizo rocoso obtenidas del registro de *televiewer* en pozo, para determinar el ángulo crítico y el factor B para el techo, *hangingwall* y *footwall* de las cámaras.

El parámetro C se obtuvo aplicando la fórmula $C = 8 - 6 \cos \alpha$, $\alpha = \text{dip}$ de la pared.

Finalmente, se determinó el número de estabilidad (N') para los diferentes dominios y se completó el análisis empírico (gráfico de estabilidad) para estimar la longitud y el espaciado de los cables de anclajes para el soporte de cámaras.

*Trabajo de grado

**Facultad de Ingenierías-Físico-mecánicas. Escuela de Ingeniería Civil. Maestría en Geotecnia. Directora: Hebenly Celis

ABSTRACT

TITLE: GEOMECHANICAL CHARACTERIZATION AND STOPE STABILITY ANALYSIS OF THE CENTRAL ZONE OF “LA MASCOTA” VEIN IN THE METAL MINE OF SOTO NORTE PROJECT IN CALIFORNIA, SANTANDER*

AUTHOR: Dewin Alexander Aguilera Lizarazo**

KEYWORDS: Explotation, stability, Mathews, Barton, *Phase2.0*, mining chambers, drilling, walls, hanginwall, footwall, La Mascota, cable bolt, gneiss, failures

DESCRIPTION:

In the California-Vetas mining district, Minesa, a mining company, has carried out the study phase of the Soto Norte project. The objective of this research is to carry out the geomechanical characterization and stope stability analysis within La Mascota vein and 20 meters of host rock for the mine design, using information from 10 diamond drilling boreholes and the Mathews stability graph method.

The stability number is calculated by the following formula $N' = Q' * A * B * C$ which determines the optimum stope size and ground support.

The $Q' = (RQD/Jn) * (Jr/Ja)$ was obtained by means of the geomechanical logging.

Parameter A was obtained from 2D stress numerical modelling using the software *Phase2* (RocScience), this resulted in quantification of induced stress on the stope walls at 250 m and 450 m depth. The geomechanical properties of the rock mass were obtained from the software RocData (RocScience). Unconfined Compressive Strength (UCS) was determined via Point Load Testing on core samples and hardness correlation tables.

Parameter B was obtained by plotting the dip/dipdir of the stope walls vs the dip/dipdir of rock mass structures from the downhole televiewer logging, to determine the critical angle and B factor for the stope back, hangingwall and footwall.

Parameter C was obtained by applying the formula $C = 8 - 6 \cos \alpha$, α = wall inclination.

Finally, the stability number (N') was determined for the different domains and the empirical analysis (Stability Graph) was completed to estimate the cable bolt length and spacing to support the stopes.

*Application work

**Faculty of Engineering-Physical-mechanical. School of Civil Engineering. Master's Degree in Geotechnics. Director: Hebenly Celis

Introducción

En el distrito minero de California-Vetas se desarrolla el proyecto SOTO-NORTE de la empresa MINESA en donde se plantea una explotación subterránea mediante el método de cámaras por subniveles de la estructura mineralizada. La veta principal denominada La Mascota, es una estructura subvertical con rumbo 360° y buzamiento 60° , que se encuentra dentro del gneis de Bucaramanga que hace parte de las paredes *hangingwall* y *footwall*.

La Mascota, el *hangingwall* y el *footwall* hacen parte del macizo rocoso, el cual es un conjunto de parámetros (calidad de la roca, familias de fracturas, rugosidad de fracturas y presencia de minerales arcillosos, entre otros) que al ser modificados pueden reaccionar de diversas formas. Otros Parámetros que intervienen en las paredes son los esfuerzos inducidos, las estructuras geológicas y las características de diseño.

Para evaluar esos aspectos este trabajo utiliza el método de $Q = RQD/J_n \cdot J_r/J_a$ de Barton, con el fin de caracterizar el macizo y la metodología del método gráfico de Mathews que analiza la estabilidad mediante la fórmula $N = Q \cdot A \cdot B \cdot C$. Para la aplicación de estos métodos se utilizaron 10 sondeos de perforación diamantina que intersecan la veta, ensayos de PLT y correlación de UCS mediante tablas internacionales, análisis de esfuerzos inducidos, resultados de *Televiuer* y dimensiones de las cámaras mineras.

El resultado de este análisis permite identificar la estabilidad de las cámaras mineras respecto al diseño, y recomendar tipos de cable, longitud y espaciamiento para su sostenimiento en donde se requiera.

El presente trabajo hace parte de una serie de estudios y métodos de análisis de estabilidad que pueden ser aplicados ampliamente en labores de minería subterránea.

1 Planteamiento del Problema

En el distrito minero de California-Vetas se desarrolla el proyecto SOTO-NORTE de la empresa MINESA. Dentro de este se presenta un complejo sistema geológico-geotécnico que hace parte del macizo rocoso.

En este sistema se encuentran diferentes litologías que han sido afectadas por sistemas de fallas las cuales alteran, fracturan y cambian la roca. Todo esto hace que se presenten diferentes tipos de clasificación geomecánicas para el macizo.

Al realizar excavaciones subterráneas se modifica el estado de esfuerzos en las paredes de las cámaras mineras, surgiendo la necesidad de evaluar sus condiciones de estabilidad.

Dependiendo de la clasificación geomecánica del macizo rocoso, el estado de esfuerzos, las estructuras paralelas a las cámaras, y otras variables, se puede definir la estabilidad y proponer métodos de sostenimiento y recomendaciones en el diseño.

2 Justificación

Debido a la complejidad estructural de la estructura la Mascota del Proyecto SOTO-NORTE, es necesario realizar estudios detallados del comportamiento del macizo rocoso al ser explotado mediante el método de excavación por subniveles. Esto para garantizar la seguridad y la vida de los trabajadores, así mismo disminuya los costos de construcción y evite al máximo la dilución.

Este trabajo pretende investigar a un nivel científico los rasgos geológicos y geotécnicos de la estructura la Mascota del proyecto SOTO-NORTE, de manera que haya un aporte significativo para el mejor desarrollo del proyecto minero.

Por otro lado, este proyecto surge de la necesidad de la empresa MINESA en modelar la gran cantidad y variabilidad de datos que se han tomado en campo y orientarlos a objetivos detallados que sirvan para el diseño de la explotación minera.

3 Objetivos

3.1 Objetivo general

Caracterizar geomecánicamente y analizar la estabilidad de la estructura rocosa La Mascota y los 20 metros de influencia de la roca caja en las cámaras mineras a partir de 10 sondeos de perforación diamantina, mediante el método gráfico de estabilidad de Mathews.

3.2 Objetivos específicos

- Caracterizar la estructura La Mascota, *Hangingwall* (bloque colgante) y *Footwall* (bloque subyacente) de la cámara minera por medio del Q' (Barton 2002) en base al *logueo* geotécnico de núcleos de roca.
- Determinar el valor de la relación esfuerzos inducidos vs Radio hidráulico (parámetro A), apoyándose en la UCS de la roca y el programa *Phase2*.
- Determinar el valor del Parámetro de ajuste por orientación de juntas (parámetro B), usando el software *Dips*.
- Obtener el valor del Parámetro de ajuste por el efecto de la gravedad (parámetro C).
- Análisis de resultados, recomendaciones de diseño y mecanismo de excavación.

4 Marco Teórico

Dentro el desarrollo de este proyecto se trata aspectos puntuales de la mecánica de rocas, clasificación de macizos, clasificación Q de Barton y método grafico de estabilidad de Mathews. Este capítulo pretende hacer una breve reseña de los temas mencionados, utilizando referencias a nivel mundial y nacional. Partiendo desde un contexto general hasta uno más específico.

El tema general de este proyecto se basa en la mecánica de rocas, lo cual ha sido un tema de discusión a través de los años a nivel mundial, generando grandes aportes al campo de la ciencia.

Ramírez y mongue (2004), mencionan en su libro:

La mecánica de rocas es la ciencia teórica y práctica del comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos; es la rama de la mecánica referente a las respuestas de la roca y del macizo rocoso a los campos de la fuerza de su ambiente físico. Esta surge de la necesidad de darle valores numéricos a las propiedades de la roca y así predecir su comportamiento.

La mecánica de rocas aplicada a la práctica minera y a la ingeniería civil parte de la ingeniería mecánica clásica y la ingeniería de modelamiento continuo. Pero la gran variabilidad de Parámetros específicos que la identifican la hace una disciplina diferente y coherente de la ingeniería de minas y civil (p.3).

Una breve historia del surgimiento de la mecánica de rocas y su evolución es mencionada en la tesis de pregrado Pabón y Méndez (2004):

Los primeros estudios de mecánica de rocas comenzaron en 1920, cuando el ferrocarril federal de Suiza construyó el túnel Rital. En donde se generaron múltiples fracturas longitudinales y problemas debido a altas tasas de filtración de agua.

En 1926, Schmidt hace el primer intento para desarrollar la teoría de la mecánica de rocas, combinando la asunción de Heim de un estado de esfuerzos hidrostático ($G_v=G_h$) y la teoría de la elasticidad. Pocos años más tarde Fenner (1938) hizo un trabajo similar en Chile. El primer congreso sobre rocas sometidas a presiones fue organizado en 1951 en *Liege*, Bélgica. Sin embargo, se tuvo que esperar seis años más para que la mecánica de rocas se desarrollara como una disciplina en el sentido de la palabra, esto comenzó con el primer tratado de *Talobre*.

En diciembre 3 de 1959 un túnel en Francia colapso y mató más de 450 personas. Pocos años más tarde en octubre 9 de 1963 un gran deslizamiento de tierra causo el desastre de *Vaiont* en Italia. Para ese tiempo, “la escuela de Austria” encabezados por el doctor Stini de la universidad de Viena fue el único grupo que organizo un congreso anual de mecánica de rocas (p.3 y p.4).

Esta historia continúa en los 70’ donde autores como Deere, Bienaski, Barton, Hoek, Laubscher realizaron grandes aportes a la mecánica de rocas, específicamente en sistemas de clasificación de macizos rocosos. Ver tabla 1.

Tabla 1. Sistemas de clasificación de macizo rocoso.

Sistema	Autor	Descripción
<i>RQD (Rock Quality Designation)</i>	(Deere <i>et al.</i> , 1967).	Mide largos de trozos recuperados mayores a 10 cm, dividido por el largo total del testigo.
<i>RMR (Rock Mass Rating)</i>	(Bieniawski, 1973, 1974, 1976, 1978, 1979, 1989).	Integra sumas de puntajes por: UCS, <i>RQD</i> , espaciamiento, condición y orientación de discontinuidades y aguas subterráneas.
<i>MRMR (Mining Rock Mass Rating)</i>	(Laubscher, 1977, 1984, 1990, 1994; Laubscher y Jakubec, 2000).	Agrega al sistema anterior esfuerzos in-situ e inducidos y efectos de tronadura y alteración por exposición y meteorización.

GSI (<i>Geological Strength Index</i>)	(Hoek, 1994; Hoek et al., 1995; Marinis and Hoek, 2001).	Desarrollado para escalar la resistencia del macizo rocoso de acuerdo al criterio Hoek & Brown.
Q (Rock Tunneling Index)	(Barton <i>et al.</i> , 1974; Grimstand y Barton, 1993; Barton, 2002).	Detallado a continuación.

Nota: Adaptado de (Fuenzalida, 2014, p.10).

Siguiendo con el énfasis de este estudio, el método Q de Barton ha sido un método de clasificación geomecánico utilizado en el marco de varios proyectos mineros y civiles a nivel mundial, este ha tenido aportes y modificaciones. Una trayectoria de este sistema es mencionada a continuación:

El desarrollo de sistema Q, se inició en 1973 como resultado de una pregunta del Instituto de energía renovable *Statkraft A.S* al Instituto geotécnico de Noruega (NGI). Este no podía responder a la pregunta, por lo que comenzó a desarrollar un método de clasificación del macizo rocoso, ligado a apoyar las necesidades de construcción. El *RQD/Jn* fue primero, con parámetros añadidos sucesivamente, y un montón de prueba y error, y el empirismo que utiliza más de 200 registros de casos. Esto finalmente activo una respuesta que debe darse a la pregunta desafiante de *Statkraft A.S*: ¿Por qué las diferentes magnitudes de deformación en salas de máquinas de energía hidroeléctrica de Noruega? Así que desde el principio no sólo la clasificación de la masa rocosa, las dimensiones de la excavación, el refuerzo, la roca y las necesidades de apoyo eran partes integrantes del método. El número de familias de diaclasas, que fue sugerida como una adición al *RQD* por Deere (1970), se ha mantenido como una parte importante de Q, pero es notablemente ausente en RMR de Bieniawski y por lo tanto también es ausente en el GSI, que es la base del criterio falla no empírico Hoek-Brown, que se utiliza por muchos modeladores. Los ingenieros de NGI (principalmente Lien y *Løset* en los primeros años) y el contratista sueco Skanska fueron de los primeros, fuera de Noruega, en probar el método en el proyecto Majes en el Perú. La aplicación

de la energía hidroeléctrica de Noruega, túneles viales y ferroviarios se desarrolló gradualmente a niveles impresionantes en los años setenta y siguientes décadas. Hoy Q se utiliza, a menudo en combinación con RMR, en miles de proyectos en todo el mundo, y todos los países mineros principales usan $Q' = (RQD/J_n * J_r/J_a)$ para el diseño de excavaciones, con el fin de ayudar a encontrar la transición entre la fractura de la roca caja y la veta mineralizada, en aras de encontrar el tamaño ideal de excavación y evitar la dilución. Traducido y sintetizado de (Barton y Grimstand, 2014, p.1).

El Q de Barton ha tenido varias modificaciones y aportes desde sus inicios, a continuación, se relacionan las fechas, modificación y autores responsables.

Tabla 2. Desarrollo del sistema Q.

Año	Desarrollo	Autor(s) y título de Artículo
1974	El sistema Q es introducido.	Barton, Lien, and Lunde: Clasificación ingenieril de masas rocosas para el diseño de soporte de túneles.
1977	Estimación soporte de roca en paredes de roca. Estimación soporte temporal.	Barton, Lien, and Lunde: Estimación de requerimientos de soporte de excavaciones subterráneas.
1980	Sistema Q para estimar parámetros de entrada en el criterio de falla de Hoek-Brown para masas de roca.	Hoek and Brown: Excavaciones subterráneas en roca.
1988	Nueva carta simplificada de soporte de roca.	Grimstad and Barton: Diseño y métodos de soporte de roca.
1990	Soporte de roca de pequeñas zonas de debilidad.	Löset: Usando el sistema Q para estimar soporte de pequeñas zonas de debilidad y soporte temporal (en Noruega)
1991	Estimación de valores Q a partir de velocidades de refracción sísmica.	Barton: Diseño geotécnico.
1992	Aplicación del sistema Q en el NMT (Método Noruego de Tunelamiento)	Barton <i>et al.</i> , Método Noruego de tunelamiento.
1992	<i>Estimate of squeezing using Q values</i>	Bhawani Singh et al.: Correlación entre presión de soporte observada y calidad de la masa rocosa.

1993	<p>Actualizando el sistema Q con:</p> <ul style="list-style-type: none"> -Ajuste de valores SRF -Aplicación de nuevos métodos de soporte -Q estimado de velocidades sísmicas -Estimación de módulos de deformación de masas rocosas -Estimación de estrechas zonas de debilidad 	Grimstad and Barton: Actualización del sistema Q para NMT.
1995	Introducción del Q_c con aplicación de resistencia a la compresión.	Barton: Influencia de propiedades de la fractura en modelamiento de masas rocosas fracturadas.
1997	Sistema Q aplicado durante la excavación.	Löset: Aplicaciones prácticas del sistema Q
1999	Q_{TBM} es introducido	Barton: Estimación del rendimiento TBM in roca usando Q_{TBM} .
2001	Sistema Q es aplicado para estimar efecto de lechado.	Barton et al.: <i>Strengthening the case for grouting.</i>
2002	Promover desarrollo del sistema Q.	Barton: Algunos nuevos valores de correlación Q para ayudar la caracterización <i>in-situ</i> y diseño de túneles.

Nota: Adaptado y traducido de (Palstrom y Broch, 2006, p.4).

Como se puede ver en la tabla 2 el sistema Q ha tenido varias modificaciones a partir de su creación, y es una herramienta que se ha utilizado en proyectos a nivel mundial. Esta debe ser usada con cautela y en combinación con otros métodos de clasificación. Y como se menciona en la página 16 en (Barton y Grimstand, 2014, p.1), el Q' se utiliza para diseño de excavaciones.

Otro de los pilares de este proyecto es el método grafico de estabilidad de Mathews citado en Hoek, Kaiser, y Bawden (1993), el cual es usado para analizar la estabilidad de las paredes de las cámaras mineras. Este a través del tiempo ha tenido contribuciones a partir de su creación como

lo menciona Montenegro (2014), en su trabajo de investigación “Método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento de tajeos” en donde se encuentra los siguiente:

Potvin (1988), quien estableció un área de transición no vista antes en el gráfico de Mathews; Nickson (1992), quien agrego el termino de estabilidad con soportes; posteriormente tenemos a Stewart y Forsyth (1995), quienes en vez de acotar los gráficos con zonas con soporte, delimitaron zonas potencialmente propensas a estabilidad, falla, hundimiento; luego de estos investigadores, se encuentra a Hadjigeorgius (1995), quien demostró que para tajeos que poseen radios hidráulicos mayores a 15m, la curva se hacía mucho más plana; continuando con estas actualizaciones está el investigador Pascoe (1998); y finalmente tenemos a Trueman (2000), (p.1).

Básicamente el método consiste en una serie de casos que han sido aplicados en minas a nivel mundial, en donde inicialmente se crearon dos fronteras una estable y no estable, en base a estudios de caso. Más adelante la gráfica y los límites fueron modificados por varios autores en base a más estudios como se muestra en la tabla 3 (desarrollo cronológico), la cual representa una breve historia del método de Mathews desde sus inicios.

Tabla 3. Desarrollo cronológico de los Gráficos de Estabilidad Cualitativos.

PERIODO	DESARROLLOS	AUTOR
1980-1985	Introducción del grafico de estabilidad: 25 casos históricos	Mathews <i>et al.</i> ,
1985-1990	Calibración de Parámetros de ajuste y fronteras: 175 casos históricos	Potvin.
1990-1995	Redefinición de zonas de transición. Primera definición parcial estadística de las fronteras	Nickson.
1995-2000	Redefinición de las zonas de transición.	Stewart y Forsyth
	Segunda definición parcial estadística de las fronteras.	Hadjigeorgiou <i>et al.</i> ,
	Primer análisis completo estadístico usando herramientas bayesianas.	Suorenini.
2000-2005	Incorporación de Parámetro D de daño por esfuerzos inducidos.	Sprott et al.
	Expansión de los casos de la base de datos a 400.	Mawdesley et al.
	Segundo análisis estadístico completo usando regresión logística	Mawdesley
2005-a la fecha	Modelamiento numérico para validar Parámetro de ajuste B.	Bewick y Kaiser
	Modificación del Parámetro de ajuste A de esfuerzos.	Mitri

Nota: Adaptado de (Fuenzalida, 2014, p.24).

Las modificaciones del gráfico de Mathews se pueden observar en la Figura 1, la cual contiene el gráfico desde su inicio hasta la versión más reciente. Fuenzalida, 2014, en las p.14-p.22 menciona el desarrollo de este método gráfico de Mathews. A continuación, se hace un breve resumen teniendo en cuenta lo citado por Fuenzalida:

El primer gráfico intenta predecir la estabilidad de las excavaciones (ver figura 1) donde el gráfico presentaba solo tres fronteras: estable, inestable y *caving*.

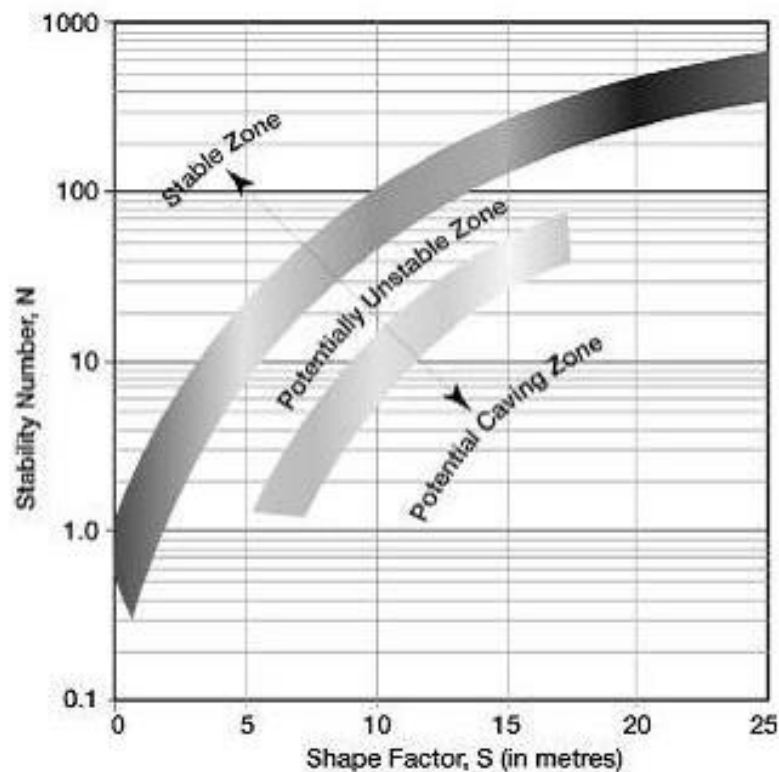


Figura 1. Desarrollo cronológico de los gráficos de estabilidad Mathews *et al.*, 1981. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.14).

Después Potvin en 1988 agrega más casos de estudio y disminuye los estados de estabilidad, la zona de transición se reduce a una haciendo referencia al estado inestable (ver figura 2).

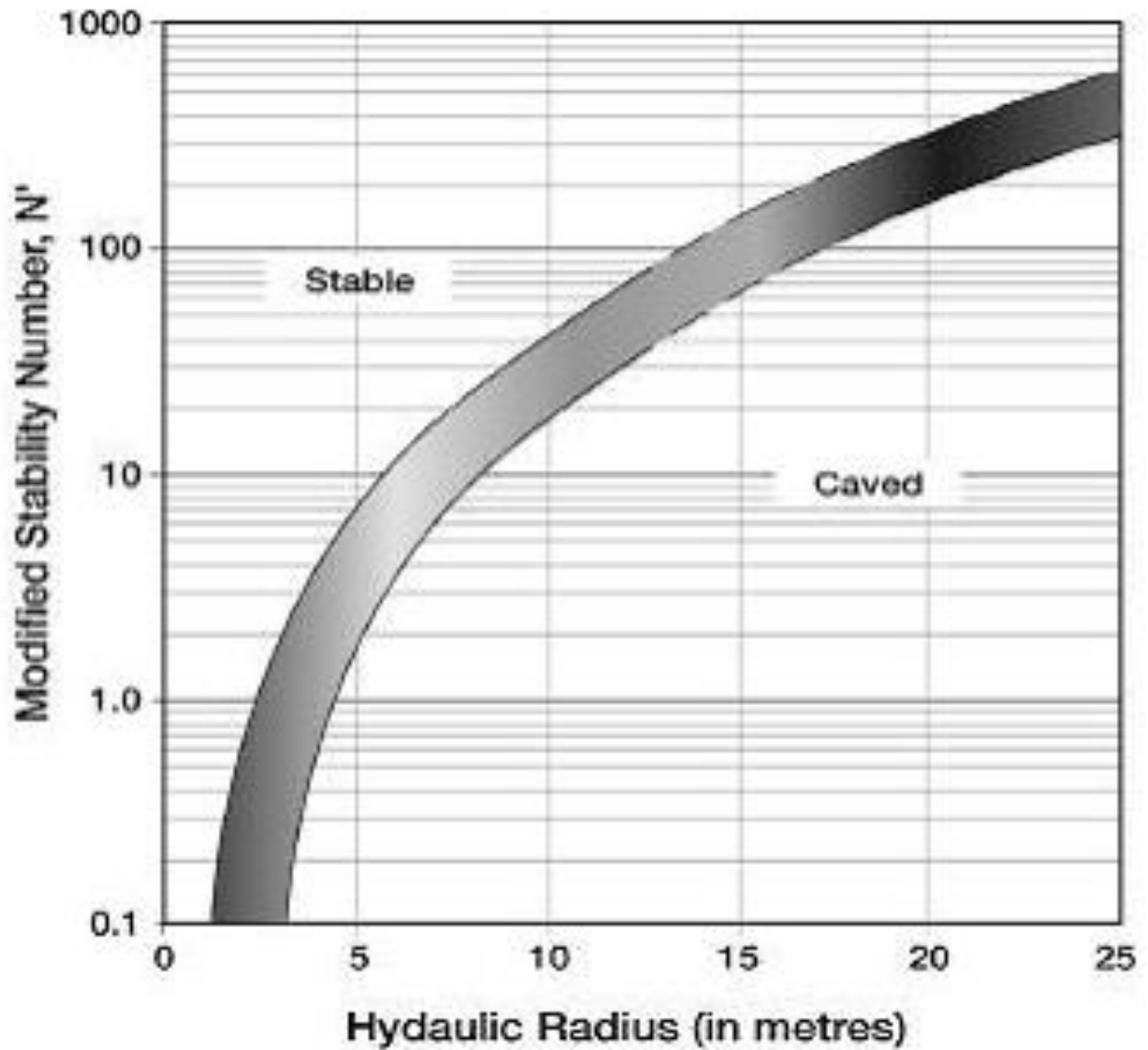


Figura 2. Modificación Potvin, 1988. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.15).

Posterior a esta grafica Nickson, 1992 agrega 13 casos no soportados para establecer una frontera entre *stable* y *caved* (ver figura 3).

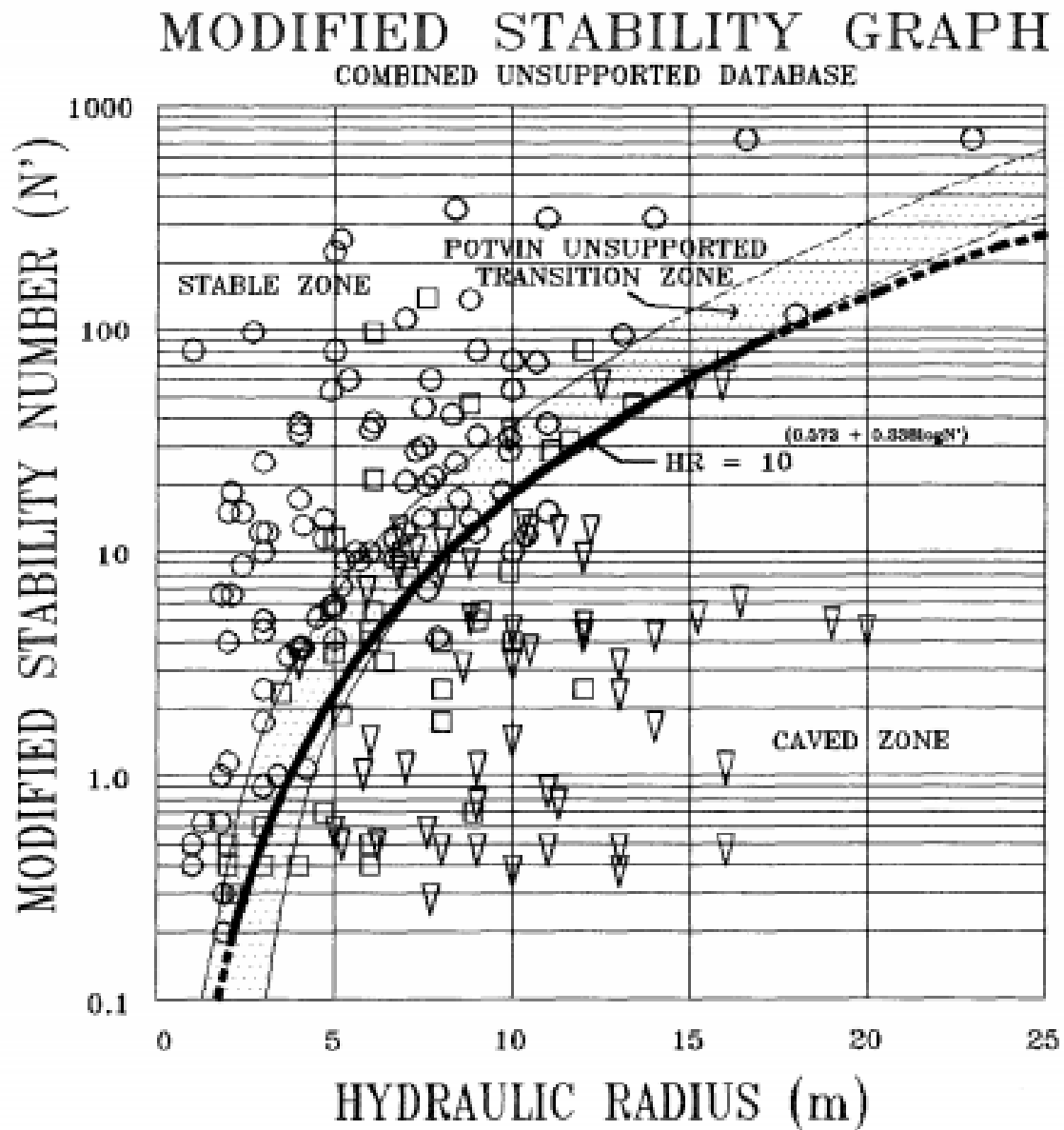


Figura 3. Nickson, 1982. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.17).

También Nickson en 1992 conservo 4 zonas de estabilidad y cuatro limites (ver figura 4).

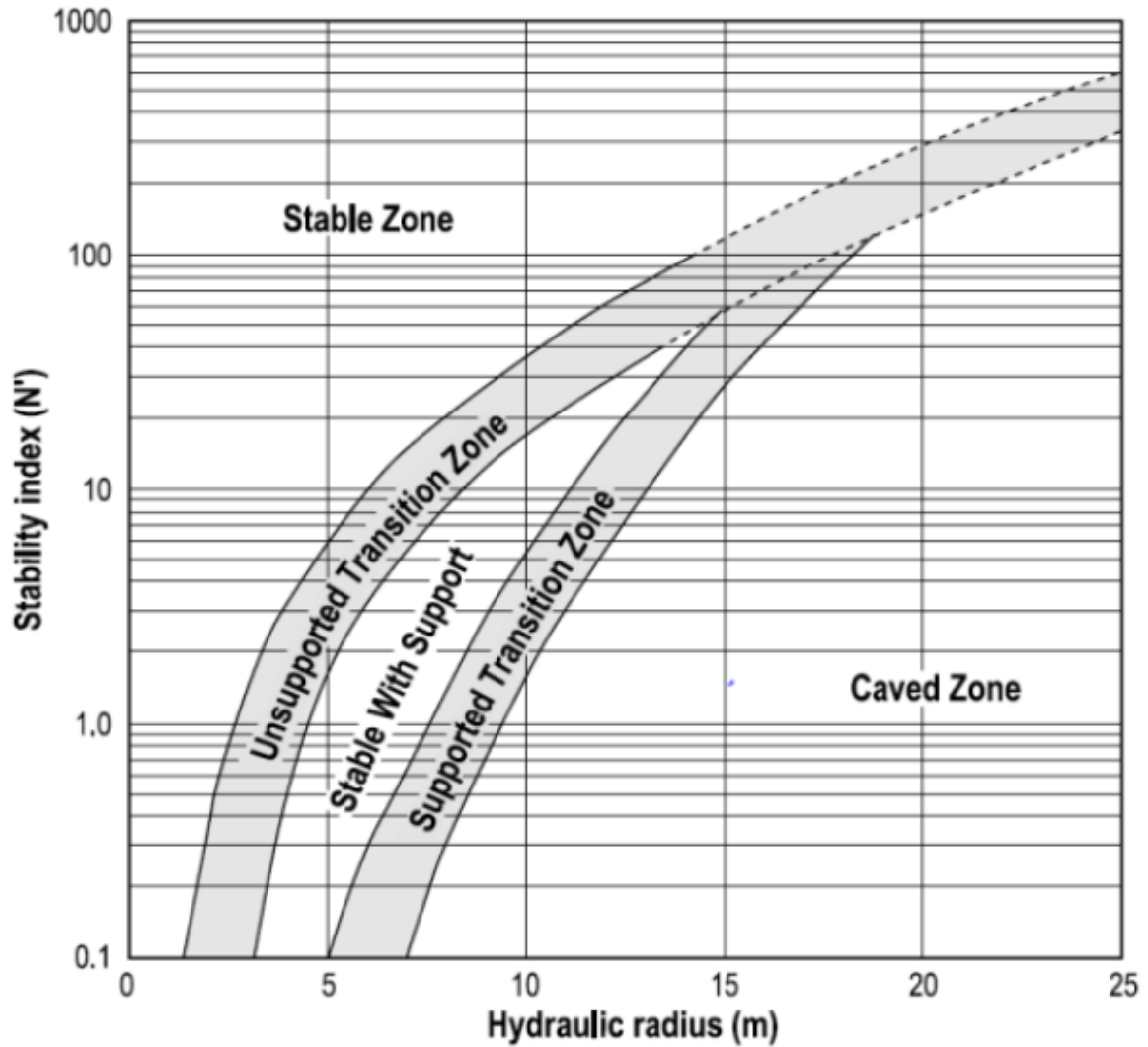


Figura 4. Gráfico de estabilidad adaptado por (Nickson, 1992 en Hoek *et al.*, 1993, p.202).

Este grafico fue modificado por Hadjigeorgius *et al.* (1995) que agrego 29 casos más y una frontera en línea punteada (ver figura 5).

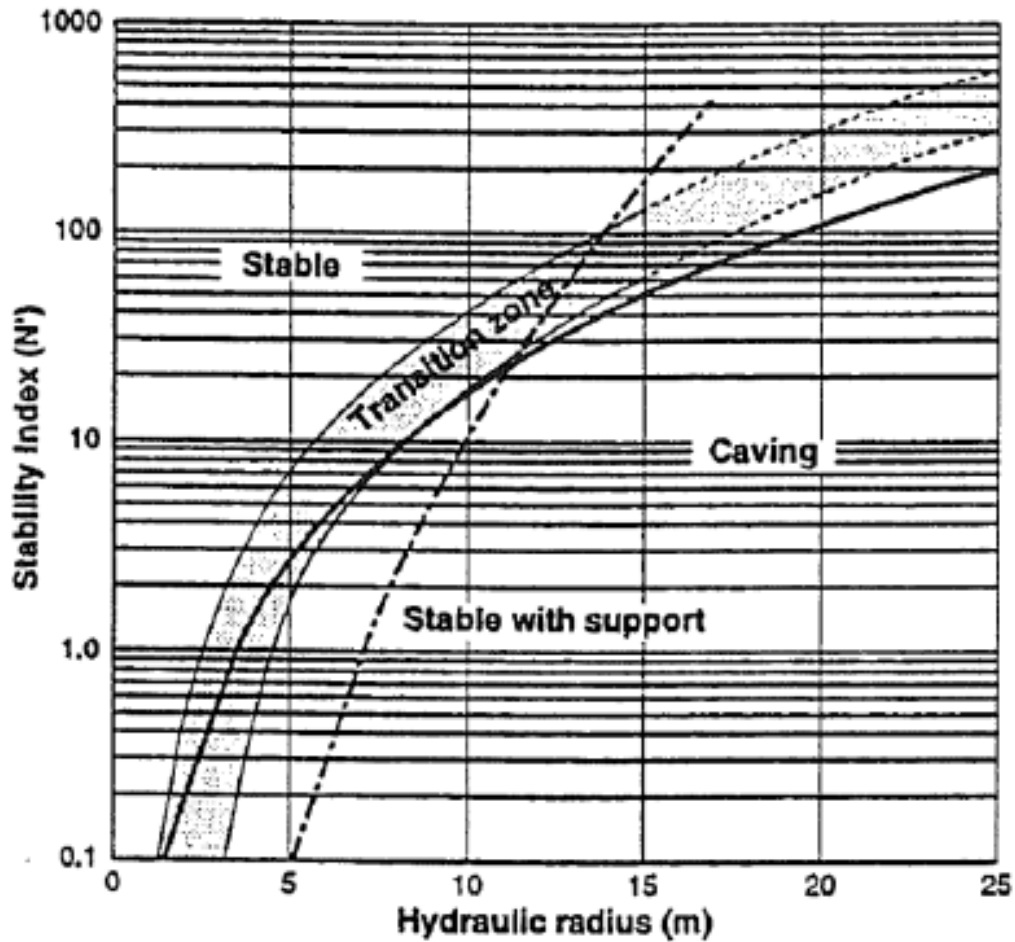


Figura 5. Frontera en línea punteada, Hadjigeorgius *et al.*, 1995 (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.18).

La siguiente actualización fue realizada por Stewarth and Forsyth (1995), en donde se introducen 4 nuevos estados: Potencialmente estable, potencialmente inestable, potencial colapso mayor y potencial *caving* (ver figura 6).

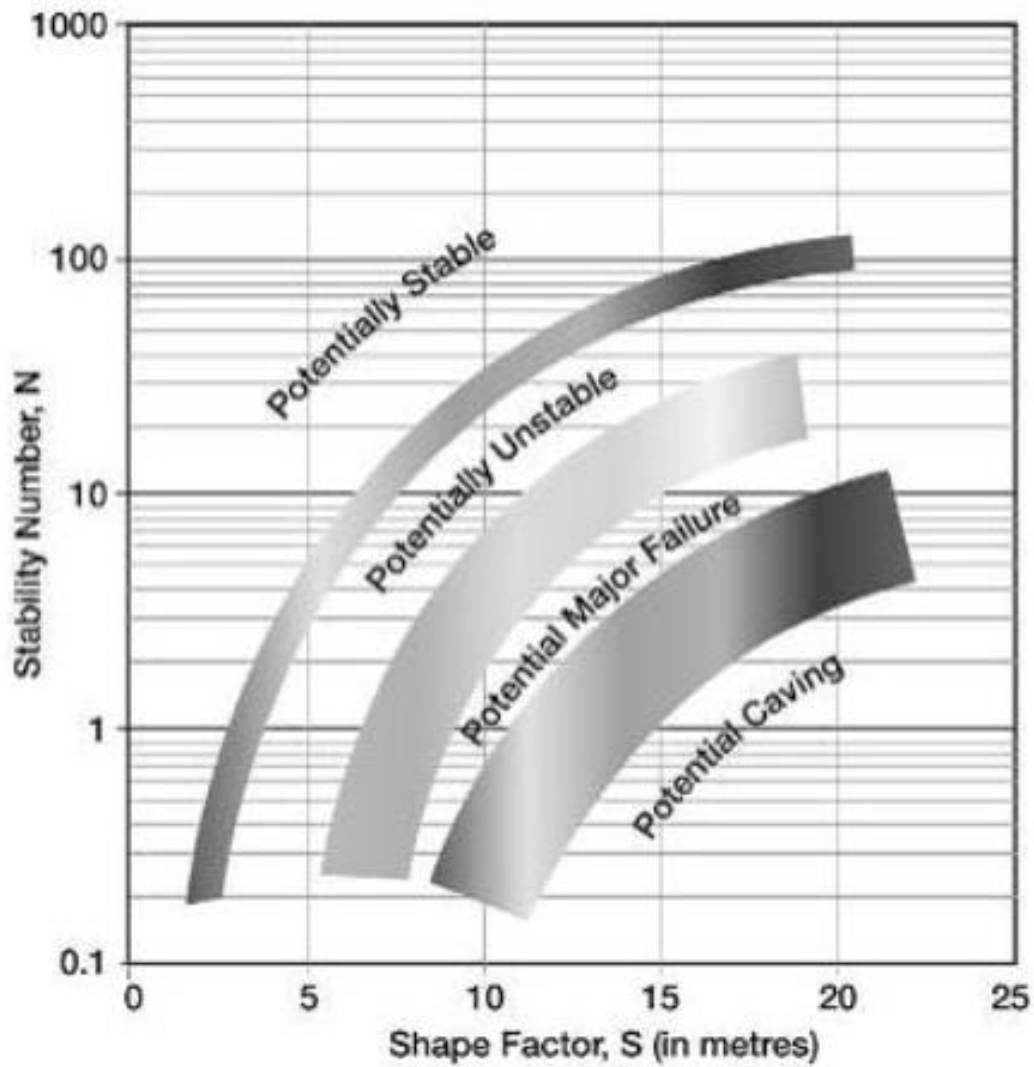


Figura 6. Stewarth and Forsyth, 1995. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.19).

Seguido Suorenini (1998), aplica la función $RH=10(0.4905-2\log(A)+3\log(N))$ para definir la frontera de estabilidad, donde A es la razón de verosimilitud entre las probabilidades de ser estable o inestable (ver figura 7).

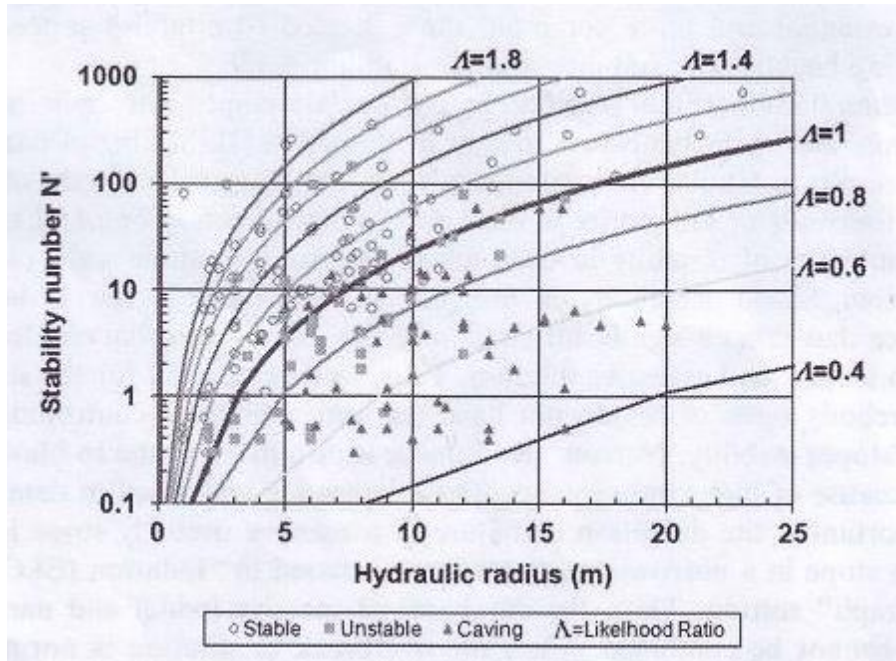


Figura 7. Suorenini, 1998. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.20).

La última propuesta para el gráfico fue realizada por Mawdesley en el 2002, utilizando regresión logística de casos no soportados volviendo a las definiciones de estabilidad usadas por Mathews (ver Figura 8).

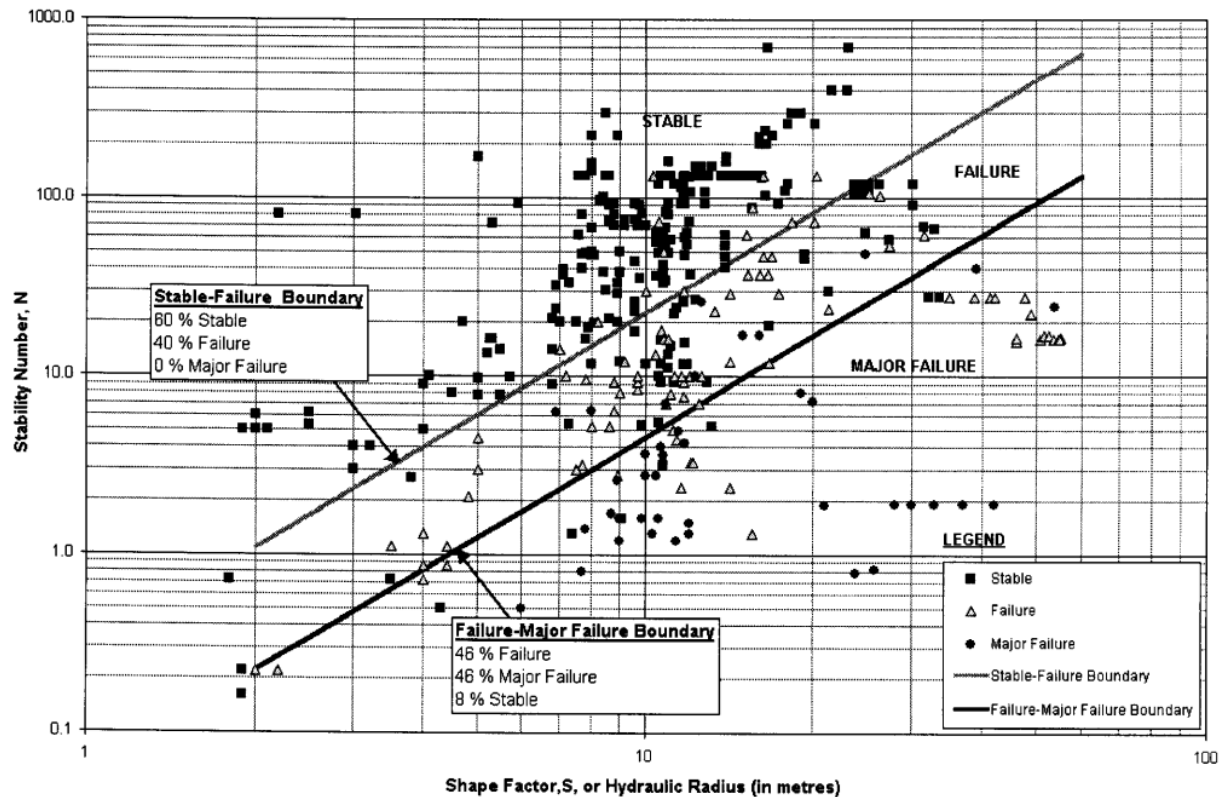


Figura 8. Mawdesley, 2002. (Adaptado de Fuenzalida, 2014, p.19).

Cabe resaltar que en este proyecto se trabaja con el grafico de estabilidad modifica por Nickson (1992) que se observa en la figura 4.

Existen estudios geomecánicos de diferentes problemáticas y objetivos, a nivel nacional y del mundo que utilizan la clasificación geomecánica de macizos y análisis de estabilidad, como una herramienta principal que ayude a identificar problemas de inestabilidad presentados en taludes, canteras, cámaras mineras, túneles mineros y viales.

Algunos de estos estudios se mencionarán a continuación:

Bustamante (2008). Geomecánica aplicada a la prevención de pérdidas por caídas de rocas en la mina Hunzállá-Cía, minera Santa Lucia, S.A.S. el cual tiene como objetivo caracterizar

geomecánicamente la mina, para determinar las principales cuñas que generan riesgo, y así recomendar los respectivos métodos de sostenimiento.

Trujillo (2011). Realiza evaluación de recomendaciones de diseño para túneles excavados en materiales volcánicos y suelos residuales, en donde se realizó un análisis elástico-plástico en el programa de elementos finitos *Phase2*, para dar recomendación sobre el método de soporte del Túnel vehicular de “La Estrella”, el cual hace parte de la conexión vial al portal Quindío del túnel principal de la Línea, en el sector conocido como “Alto de La Línea”, ubicado en la zona central de Colombia.

Cabrera (2015). Elabora un análisis del diseño geomecánico de minado *sublevel stoping* de la Mina Santa Pancha en Nicaragua, en donde examina las diferentes variables para desarrollar un análisis de estabilidad para dar recomendaciones acerca del método de minado, partiendo de la clasificación del macizo utilizando el Método Q', seguido del análisis de diaclasas por medio del programa Dips y un análisis de esfuerzos en el programa *Phase2*. Los cuales son productos obtenidos en el método gráfico de estabilidad de Mathews.

Chávez (2015). Analiza el Plan de minado subterráneo aplicado en la corporación minera ANANEA s.a., en donde utiliza diferentes métodos de ingeniería de minas y modelación para mejorar la producción en la mina y reducir la dilución del mineral.

Correa (2012). Estudio para definir parámetros geomecánicos de diseño de obras de aguas subterráneas en un proyecto ubicado en Pánfilo Natera, Zacatecas. Donde desarrolla la clasificación GSI en 40 barrenos para genera un modelo geomecánico 3D. Implementa el método de Mathews para definir el tamaño de los paneles de explotación. Por último, realiza un análisis de esfuerzos que pueden presentarse en el minado subterráneo mediante el software Examine 2D.

Núñez (1999). Automatización del análisis de estabilidad de taludes rocosos por medio de equilibrio límite en tres dimensiones: Proyecto hidroeléctrico Boruca. Su objetivo principal es crear un programa para el análisis de estabilidad de taludes rocosos, mediante automatización de procedimientos estereográficos, en donde permite también aplicar criterios empíricos de Hoek, Brown y Barton para la determinación de la resistencia al corte de macizos rocosos.

Gutiérrez (2014). Aplicación del método de explotación *sublevel stoping* en manto cobriza. Analiza en tipo de explotación mineral para diversificar e implementar variantes para la explotación segura y racional del manto cobriza.

Arcelus (2004). Plan de explotación de la veta Hansa en la Mina Colombia, CVG MINERVEN, El Callao, Estado Bolívar. Cuyo objetivo principal es elaborar el plan de explotación para el aprovechamiento de las reservas auríferas. El método de explotación es de cámaras escalonadas y camas con pilar.

Córdova (2008). Geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable. Sistematiza la metodología de la aplicación de la geomecánica al minado subterráneo, para luego llevar esta metodología al caso de la Mina Condestable, buscando solución a los problemas geomecánicos encontrados en la mina.

Guamán y Mendieta (2013). Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la cantera de materiales de construcción “Las victorias”. Investiga las propiedades geomecánicas y calidad del macizo rocoso de la cantera las victorias. Apoyándose en salidas de campo, ensayos de laboratorio, procesamiento y análisis de los parámetros geomecánicos.

4.1 Método de explotación

Este subcapítulo tiene como objetivo mostrar un marco general del método de explotación que se va a implementar en el proyecto, y que justifica todo el estudio desarrollado en este trabajo de aplicación en aras de tener un método de explotación seguro y rentable.

El método de explotación que se va a implementar en el proyecto es el método de cámara por subniveles (*sublevel stoping*).

Una breve explicación de este método se encuentra en el manual de diseño de explotaciones subterráneas de la Universidad politécnica de Madrid (UPM, 2007), en donde menciona:

El método de arranque desde subniveles normalmente se emplea solo en criaderos muy regulares, en los que el mineral y la roca de los hastiales son resistentes. El método se caracteriza por su gran productividad debido a que las labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro del mineral. Se aplica a criaderos de pendiente alta, en los que el mineral cae por gravedad en el hueco abierto y que permiten la perforación de barrenos largos de banqueo o en abanico. Estos métodos necesitan en general que el criadero sea potente, (p.74).

Básicamente este método se utiliza cuando se explotan estructuras verticales o subverticales donde la calidad del macizo de la roca caja y de la estructura mineralizada deben ser buenas, ya que quedan vacíos al generar explosiones y estos deben mantenerse auto-sostenidos hasta que se vuelven a llenar con material estéril. El yacimiento debe ser regular, ancho y competente, y debe necesitar poco sostenimiento. La potencia del yacimiento debe ser de mínimo 7 metros.

Esta requiere de amplia preparación y de una gran inversión, pero se compensa porque es uno de los métodos más seguros y menos costosos, comparado con otros.

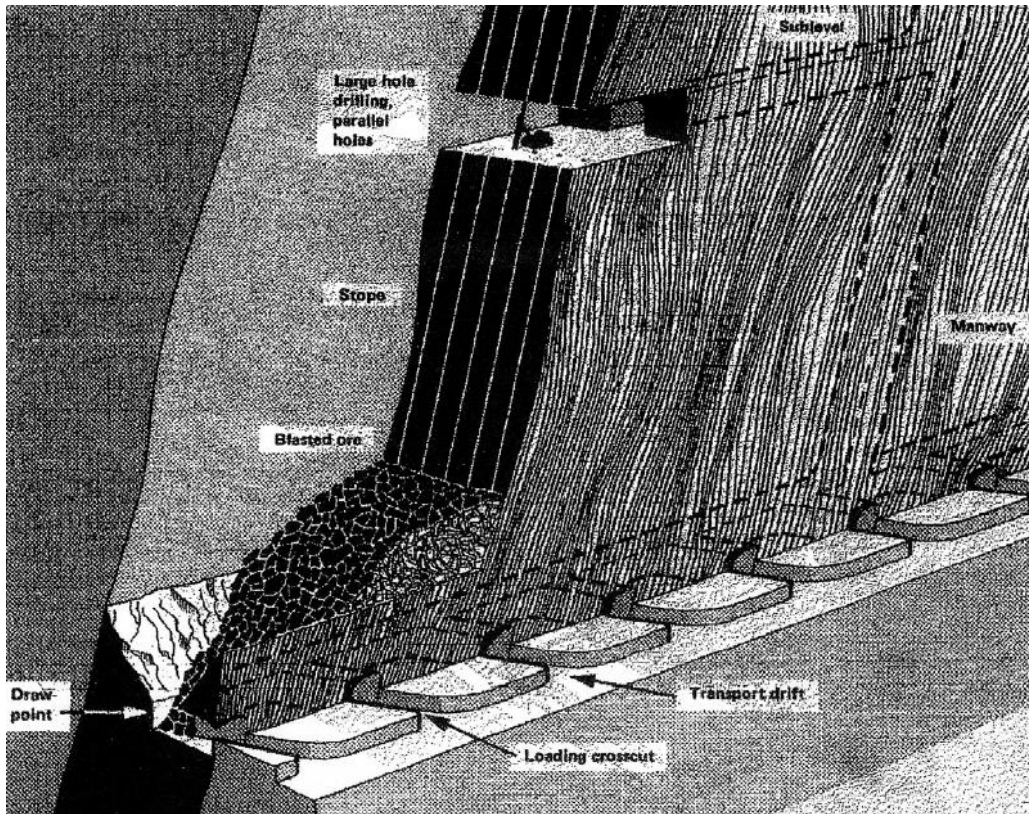


Figura 9. Método de explotación por subniveles. Adaptado de (UPM, 2007, p.75).

Es necesario aclarar en este subcapítulo mediante una ilustración que hace parte del *hangingwall* (bloque que está por encima de la falla) y *footwall* (bloque que se encuentra por debajo de la falla). Ver figura 10.

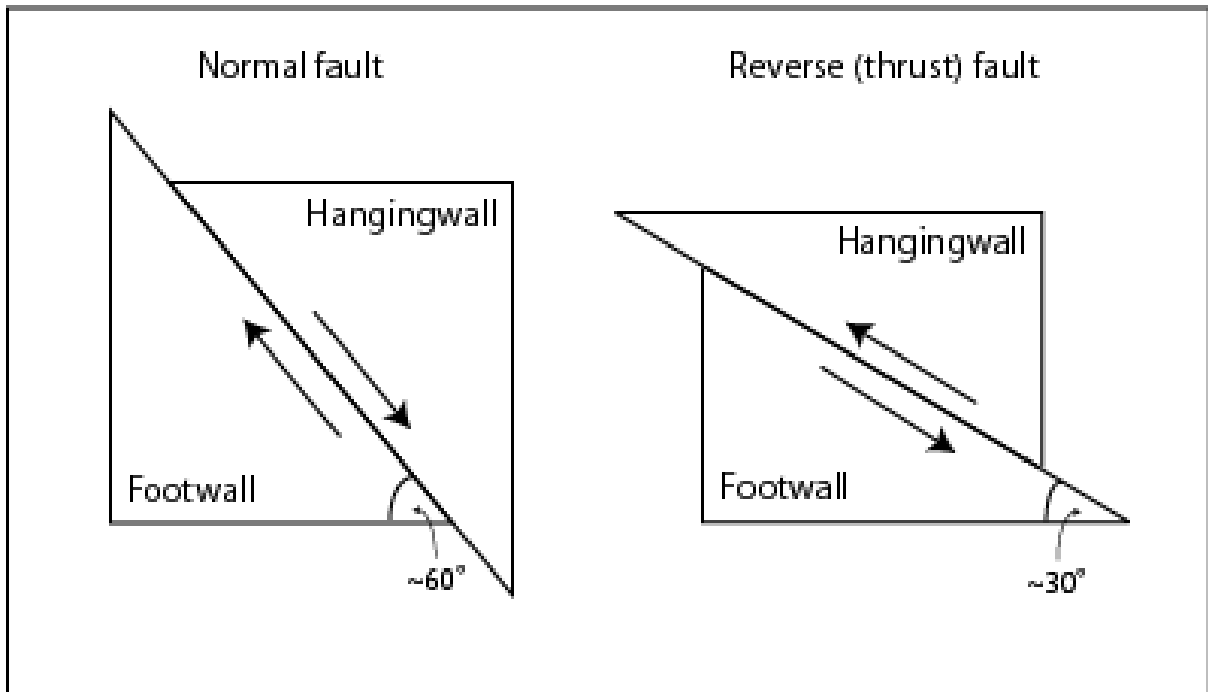


Figura 10. Representación gráfica hangingwall y footwall. Recuperado de <http://www.opensha.org/glossary-hangingFootWall>

5 Localización del Proyecto

El área de estudio se encuentra en el municipio de California en el departamento de Santander, dentro del proyecto SOTO NORTE de la empresa minera MINESA.

LOCALIZACIÓN PROYECTO SOTONORTE

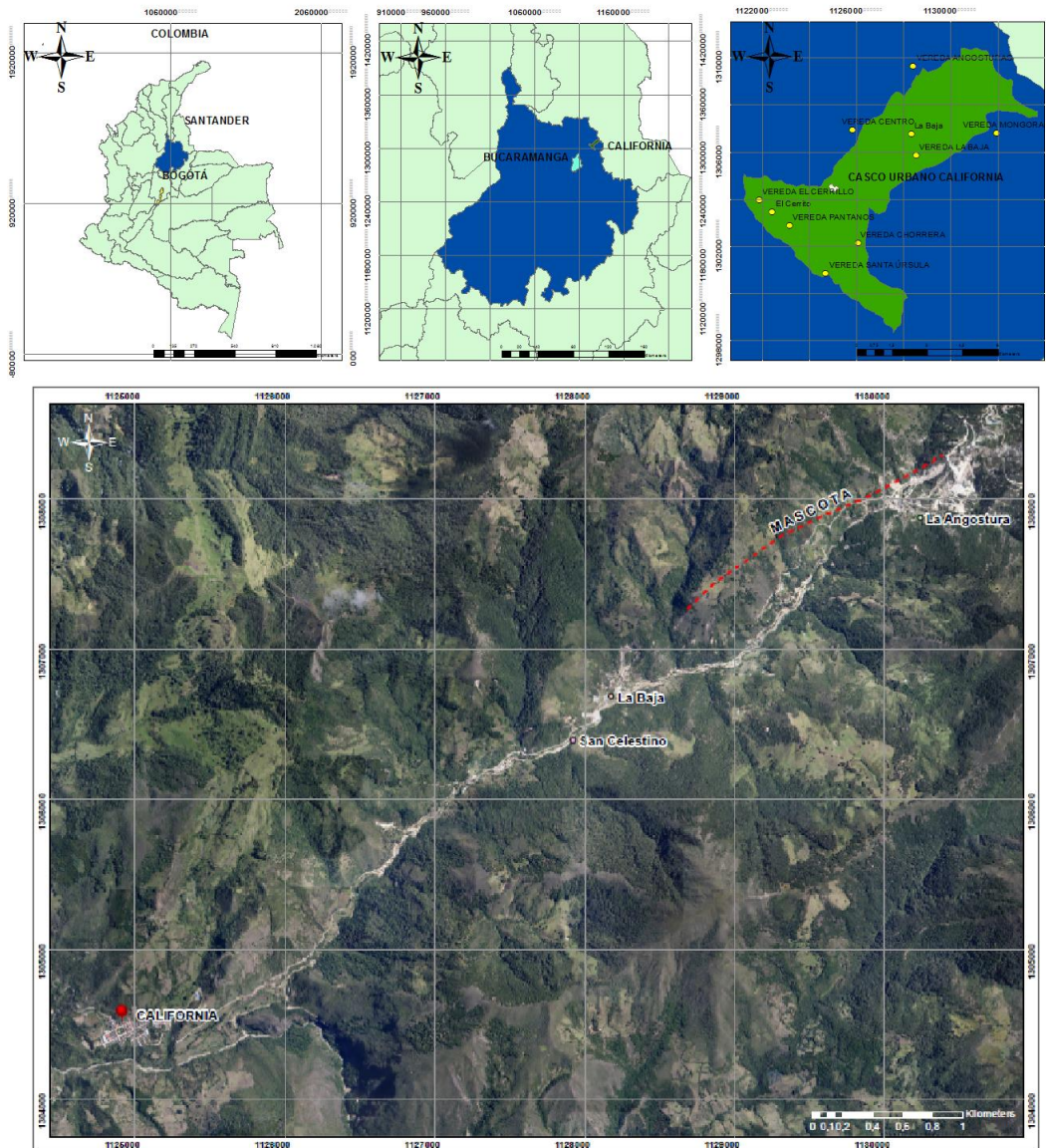


Figura 11. Localización área de estudio.

El Municipio de California se encuentra ubicado en la Provincia de Soto, a 51 Kms Noreste (NE) de la ciudad de Bucaramanga, pasando por los municipios de Matanza y Suratá, por vía carretable sin pavimentar y en regular estado de conservación.

Geográficamente se localiza a $7^{\circ} 21'$ de latitud norte y $72^{\circ} 57'$ de longitud oeste. Cuenta con una extensión de 5.260 hectáreas (52.60Km²) y limita al Norte el Departamento de Norte de Santander, por el Oriente con el Municipio de Vetas y por el Occidente y Sur con el Municipio de Suratá.

6 Generalidades del Municipio

El Municipio de California se localiza en una de las estribaciones de la Cordillera Oriental del Sistema Montañoso Andino Colombiano, con topografía ondulada y quebrada, con pendientes fuertes desde inclinadas hasta escarpadas.

El perímetro urbano se encuentra a una altura promedio de 2005 m.s.n.m., aunque en el territorio se presentan alturas hasta de 4000 m.s.n.m., su temperatura promedio es de 17°C , oscilando entre los 13°C y los 20°C . Predomina el clima templado semihúmedo con dos períodos de lluvia: marzo – mayo y octubre – noviembre. Los suelos son de textura franco-arenosa, superficiales, y con buen a excesivo drenaje.

Hidrológicamente pertenece a la Cuenca Superior del Río Lebrija, Subcuenca Río Surata, microcuenca del Río Vetas. Su principal corriente de agua es la Quebrada La Baja, con afluentes menores como la quebrada Angosturas, Páez, San Juan, Agua Limpia, entre otros, dicho sistema de drenaje vierte sus aguas al río Vetas. En la zona de Páramo se encuentra ubicada la Laguna de Páez.

La principal riqueza del municipio la constituye la explotación de las minas auro-argentíferas ubicadas en los sitios La Baja, Angosturas y La Alta. Puede decirse que el municipio vive alrededor de las minas de oro, cuya explotación data desde la época de la conquista. Además de la minería, que es la actividad económica principal, se desarrollan la agricultura de autoconsumo de cultivos de maíz, trigo, papa, verduras y hortalizas y algunos frutales como mora y curuba, (Alcaldía de California, 2002, p.8, p.12 y p.13).

A través de los años han pasados varias compañías mineras que ha explorado los recursos de oro, pero hoy en día es MINESA la principal empresa ubicada en la región, la cual tiene altos estándares de calidad y tiene como prioridad el recurso humano y ambiental. Su misión es ser la compañía líder en minería de oro de Colombia.

7 Contexto Geológico

“En el Departamento de Santander afloran rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias con edades que varían desde el Proterozoico superior hasta el Holoceno” Clavijo y Royero (2001).

Las rocas sobre las que está situado el proyecto SOTO-NORTE son pertenecientes al Macizo de Santander. En esta zona del proyecto el Macizo está compuesto principalmente por rocas metamórficas del precámbrico (ver PCm en Figura 12), intruido por roca ígneas del triásico-Jurásico (ver Jgd en Figura 12).

Estas rocas metamórficas están compuestas por el Gneis de Bucaramanga. “Este nombre fue utilizado por Goldsmit, et al. (1971) y posteriormente por Ward, et al. (1973)” Clavijo y Royero (2001).

“El Gneis de Bucaramanga consta de una secuencia de paraneises cuarzofeldespáticos, hornbléndicos, micáceos y granatíferos y cantidades subordinadas de anfibolitas, migmatitas, cuarcitas, mármoles y esporádicamente Granulitas” Clavijo y Royero (2001).

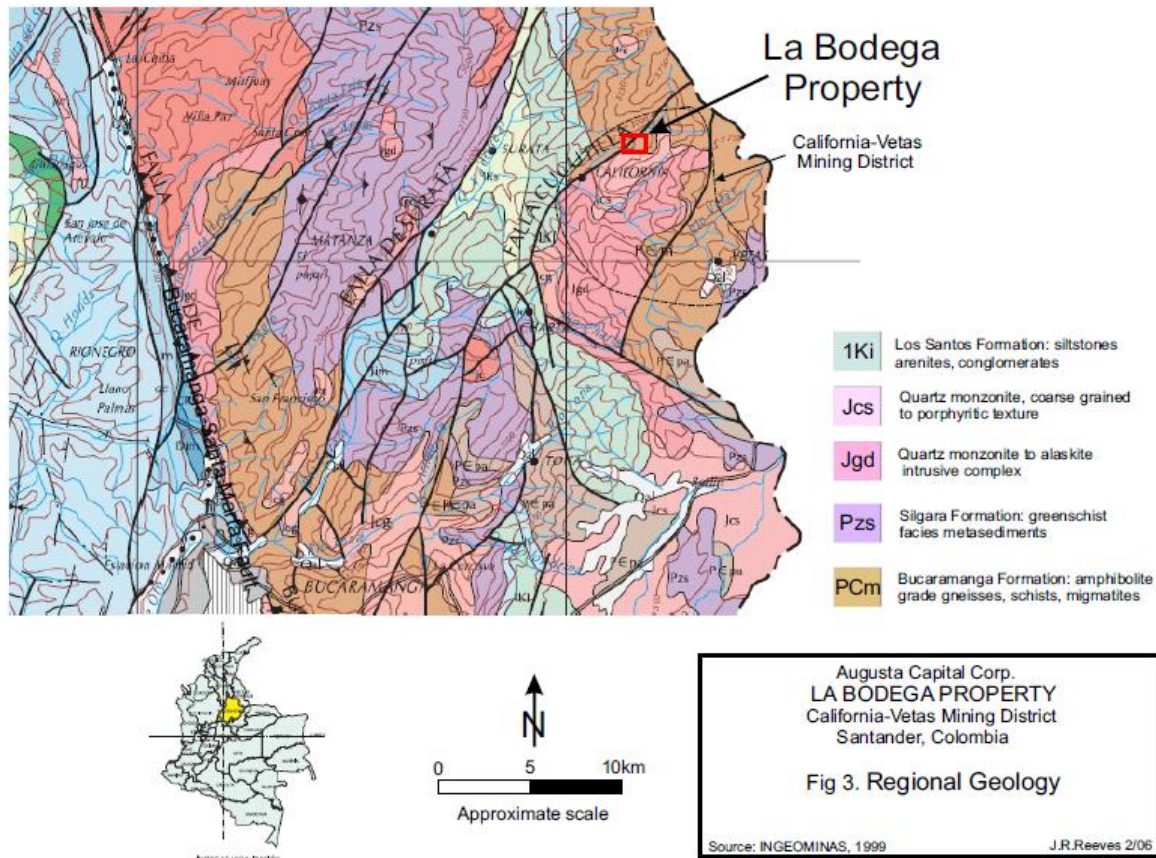


Figura 12. Ubicación generalizada de la geología del proyecto SOTO-NORTE en la plancha H12. Adaptado de reporte técnico para CVS *exploration* de (Jemielita, 2010, p.4).

El proyecto SOTO-NORTE antes llamado La Bodega es un depósito epitermal localizado en el distrito minero de California-Vetas. La roca caja en la que está la veta La Mascota objeto de este estudio, está compuesta principalmente por Gneis hornbléndico (ver Figura 5), con texturas de cristal grueso a medio, equigranular a bandeado y esquistoso. Leucosomas de micropegmatitas cuarzo feldespáticas son hospedados y comunes en el gneis. Las rocas ígneas que intruyen el gneis

van desde cuarzomonsonitas ha alaskitas. Pórfidos de composición andesítica y dacítica se encuentran en algunos lugares, pero no son tan comunes.



Figura 13. “Neis bandeado con mesosomas de horblenda y biotita y leucosomas de cuarzo y feldespato potásico. Ejemplo de LB112 en 136.80 m”. Adaptado de (MINESA, 2016, p.50).

La estructura La Mascota está compuesta por brechas de origen tectónico hidrotermal que poseen texturas clasto polimicticas (ver Figura 14), monomictias, matriz dominadas y cemento dominadas de las cuales se pueden mencionar texturas miloniticas, clastos angulares, tabulares y redondeados, cuarzo *drusy* y *comb*, *vuggy* sílica entre otros. Esta estructura ha sido afectada por diferentes eventos los cuales la han mineralizado y alterado. La principal alteración presente es la alteración argílica avanzada o sílica la cual está dominada por cuarzo y alunita, otros minerales se presentan como lo son la jugnerita y la illita esmeralda.



Figura 14. “THBX-QCBX-CPBX. Brecha tectónica-hidrotermal polimíctica clasto soportada. Ejemplo de LB269 en 319.0 m”. Adaptado de (MINESA, 2016, p. 57).

En los anexos 1.1 al 1.10 se mencionan las litologías y alteraciones con las siguientes abreviaturas: GN (gneis), THBX (brecha tectónico hidrotermal, SIL (alteración sílica), ARG (alteración argílica), PHY (alteración fílica), PRO (alteración propilítica). A continuación, se detalla *quicklog* (identificación preliminar y general de dominios) obtenido del logueo geológico y geomecánico desarrollado en los 10 sondeos de perforación diamantina en donde se observan las principales litologías y alteraciones hidrotermales. Además, se agrega una clasificación general de dominios del Q´ de Barton teniendo en cuenta los valores obtenidos en anexos 1.1 a 1.10.

Gneis biotítico-anfibolítico el cual presenta textura lepidogranoblástica de tamaño medio a fino con algunos leucosomas de gneis cuarzo-feldespático de textura granoblástica y tamaño de cristal medio. Los minerales presentes en la roca son: Cuarzo, feldespato, hornblenda, biotita, magnetita. Presenta alteración propilítica con minerales indicadores (clorita, epidota, esmectita y esfena). Según la clasificación Q´ de Barton para este estudio, la roca varía de buena a muy buena. El valor

más bajo para este bloque fue de 3,6 con %RQD, Jn, Jr y Ja (32.7, 6, 2, 3) y su valor más alto 30,6 con %RQD, Jn, Jr y Ja (91.79, 3, 2, 2).



Figura 15. Gneis con alteración propilitica, sondeo LB195, intervalo 467,25m a 471,25m.

Gneis de textura granoblástico de tamaño medio. Presenta alteración argílica con minerales indicadores (principalmente illita, caolinita y sericita). Según la clasificación Q', la roca varía de mala a media. Su valor más bajo es 2,37 con %RQD, Jn, Ja y Jr (32.01, 9,2,3) y su valor más alto 8,33 con %RQD, Jn, Ja y Jr (100, 6, 2, 4).



Figura 16. Gneis con alteración argílica, sondeo LB110, intervalo 392,2m a 394,2m.

Gneis con alteración sílica, de textura granoblástica y tamaño medio a fino. Sus minerales principales son el cuarzo y la alunita. Según la intensidad también presenta illita, sericita y hematita hipogénica. Según la clasificación Q', la roca varía de mala a roca muy buena. Su valor más bajo es 1,69 con %RQD, Jn, Ja y Jr (30.45, 9, 2,4) y su valor más alto con 37,5 con %RQD, Jn, Ja y Jr (100, 4, 3, 2).



Figura 17. Gneis con alteración sílica, sondeo LB278, intervalo 545,40m a 548,9m.

Fallas encontradas en los contactos entre la roca caja y la estructura mineralizada. Principalmente compuesta por illita y caolinita, en algunos casos presenta sericita, algunas clasto soportadas y otras matriz soportadas. Según la clasificación de Q', se consideran roca excepcionalmente mala a extremadamente mala. Su valor más bajo excepcionalmente malo es 0,0000041 con %RQD, Jn, Ja y Jr (0, 20, 1, 12) y su valor más alto excepcionalmente mala 0,00002 con valores %RQD (0, 13, 3, 10).



Figura 18. Falla matriz soportada, sondeo LB278, intervalo 609,6m a 610,5m.

Gneis con alteración fílica de textura granoblástica y tamaño de cristal medio. Sus minerales principales son sericita, cuarzo y feldespatos. Según la clasificación de Q', se clasifica como roca media. Su valor es de 6,92 con %RQD, Jn, Jr y Ja (41.5, 6, 2, 2).



Figura 19. Gneis con alteración fílica, sondeo LB110, intervalo 385,9m a 387,9m.

Estructura La Mascota, esta posee alteración sílica. Presenta texturas tectónicas-hidrotermales como los son: *Bandeada*, *cocked*, *colloforme*, *vuggy silica*, *cuarzo drusy*, etc. Este presenta diferentes minerales provenientes de la mineralización como lo son: enargita, calcosina, covelita, bornita, esfalerita, wolframita, galena y metales como el oro, plata y cobre. Sus minerales presentes de la alteración son cuarzo y alunita, en algunas ocasiones presenta illita, sericita y hematita hipogénica. Según la clasificación Q' , se clasifica de roca mala a roca muy buena. Su valor más bajo es de 3,29 con %RQD, Jn, Jr y Ja (26.4, 12, 3, 2) y su valor más alto 71,4 con %RQD, Jn, Jr y Ja (95.2, 2, 3, 2).



Figura 20. Estructura La Mascota, sondeo LB080, intervalo 217,38m a 220,38m.

Luego de aplicar el método gráfico de Mathews para los 10 sondeos de perforación diamantina, se obtuvo una matriz de datos para los sondeos LB080, LB 110, LB LB142, LB163, LB180, LB190, LB195, LB239, LB278, LB689 (Ver Anexo 1.1 hasta 1.10), en donde se encuentran todos los parámetros de la fórmula $N' = Q' * A * B * C$.

7.1 Geología estructural

La principal estructura geológica es la falla Bucaramanga – Santa Marta, la cual cruza la región oriental del departamento de Santander, en dirección aproximada $N20^{\circ}W$. Se localiza en el extremo sur de la subregión, con rumbo noreste - sudeste; así mismo se destacan, la falla del Suárez, Suratá

y otras fallas satélites a las dos estructuras principales, antes mencionadas. (Alcaldía de California, 2002, p11).

Rodríguez, bissig, Craig y Mantilla (2017) mencionan a La Falla del rio Cucutilla la cual está al este de la Falla de Bucaramanga – Santa Marta y afecta al distrito minero de California-vetas. Tiene rumbo norte-noreste a noreste y es paralela a la falla la Baja (ver Figura 21).

La Falla La Baja es considerada el principal control de alteración y mineralización del proyecto SOTO-NORTE. Esta comprende un rango de 500 a 1500 metros en donde se presentan estructuras de tensión que favorecen la mineralización. La estructura la Mascota se encuentra dentro de estas zonas de falla.

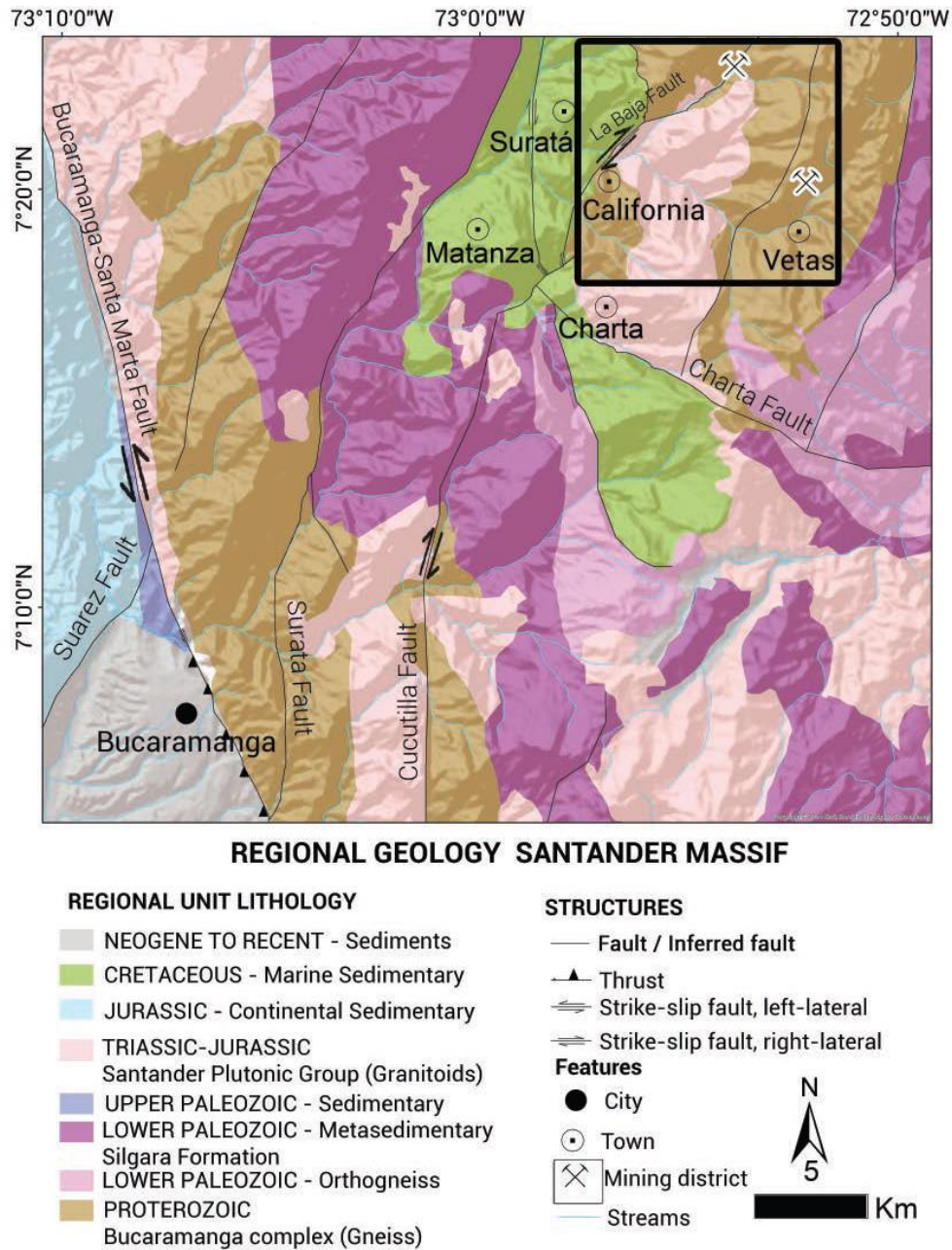


Figura 21. Localización principal control de mineralización (Falla La Baja). Adaptado de (Rodríguez *et al.*, 2017, p. 3).

La estructura la Mascota presenta un dipdir/dip de 330/75 y sus contactos son fallados en el techo y en la base. Internamente presenta foliación tectónica indicando la dirección de los fluidos

ascendentes. Estos contactos fallados corresponden a las zonas con valores de Q' más bajos, lo cual incide directamente con el N' .

8 Metodología

El método gráfico de estabilidad de Mathews citado en Hoek *et al* (1993), se desarrolla a partir de la fórmula $N' = Q' * A * B * C$, donde cada parámetro requiere de una serie de datos que son obtenidos del logueo de núcleos de perforación diamantina, análisis de esfuerzos en *Phase2*, *Televiwer*, análisis de diaclasas en *Dips* y cálculos a partir del diseño estipulado.

Uno de los insumos más importantes para desarrollar este proyecto, proviene del logueo geotécnico de núcleos de perforación. MINESA ha contratado varias empresas que se encargan de la extracción de los mismos, entre las cuales se menciona KLUANE, CABO, MAJOR, CHITARERA, LOGAN.



Figura 22. Máquina de perforación diamantina de la empresa LOGAN COLOMBIA. Recuperado de <http://www.logandrillinggroup.com>.

Las cajas que contienen los núcleos deben seguir una serie de procesos para que puedan ser analizados correctamente. A continuación, se realiza una breve descripción de este proceso.

Las cajas de perforación provenientes de 24 horas de perforación se reciben en el cuarto de Logeo denominado Pórtico por MINESA, donde son inspeccionados para evitar que estén en desorden, mal armados, contaminados por polímeros, tacos mal marcados, cajas mal marcadas, etc. Luego de esto se procede a medir la perforación según el avance y la recuperación. Es importante revisar el porcentaje de recuperación para evitar pérdida de la información que afecte el modelo geológico y geotécnico. Los datos son almacenados en una base de datos que posteriormente va a ser complementada con el logeo geológico y geotécnico.

En la Figura 23 se puede observar algunos de los núcleos que se extraen en la perforación.



Figura 23. Fotos núcleos de perforación diamantina.

Específicamente para este trabajo de aplicación se generó un matriz de datos (ver anexo 1.1 a 1.10), la cual contiene conceptos básicos del logeo geológico, logeo geotécnico por medio del Q' , los parámetros A, B, C, el valor del N' y el valor de S con sus respectivas tablas para verificar la estabilidad según las dimensiones de excavación para el hangingwall, footwall y estructura mineralizada de cada sondeo. Cabe resaltar que se trabajó solo con los núcleos de la estructura principal y aproximadamente los 20 m adyacentes a esta de la roca caja.

A continuación, se detalla la metodología para obtener cada uno de los parámetros.

8.1 Q' de Barton

El método Q' se define por la formula $Q'=(RQD/Jn)*(Jr/Ja)$ ver página 16 desarrollo del Q de Barton para el diseño de excavaciones, en donde cada uno de los parámetros se estima mediante la identificación visual y correlación con tablas establecidas a nivel mundial, utilizando herramientas (lupa, martillo, rayador, metro, regla, etc).

A continuación, se explica cada uno de los parámetros:

El RQD consiste en medir todos los fragmentos de núcleos recuperados mayores o iguales a 10cm. La medición se debe realizar de fractura a fractura y existen varios casos en los que aplica la medición del RQD (Ver Figura 24).

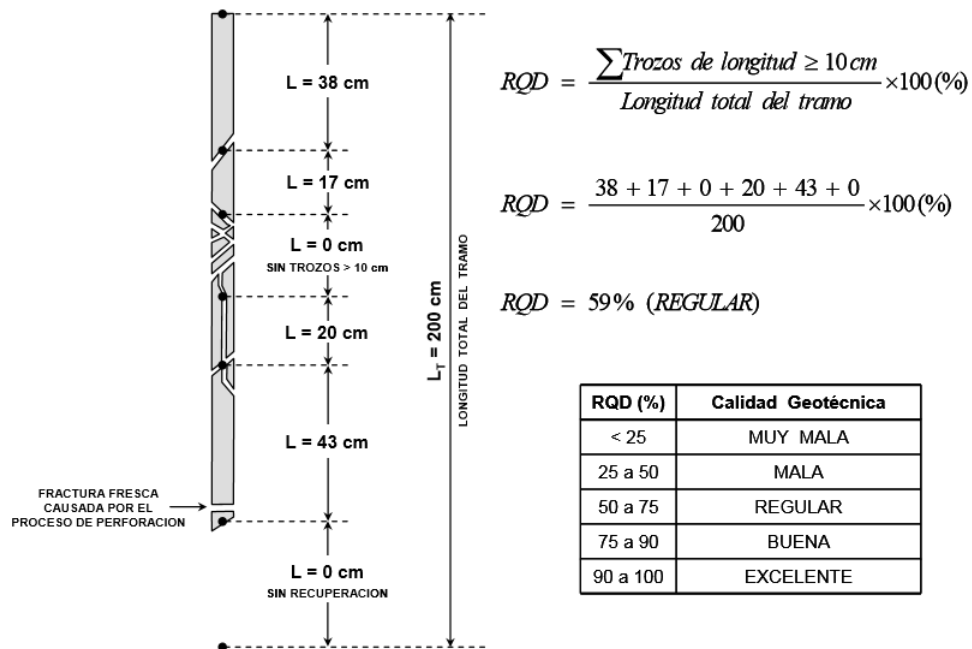


Figura 24. Índice de Calidad *RQD* (Deere et al., 1967 en MINESA, 2015, p.11).

Se debe tener cuidado de identificar las diaclasas que son mecánicas o inducidas para que no altere el valor del *RQD*. En la Figura 25 se muestra cuáles son los diferentes ejemplos de núcleo en donde debe ser tomado el *RQD*.

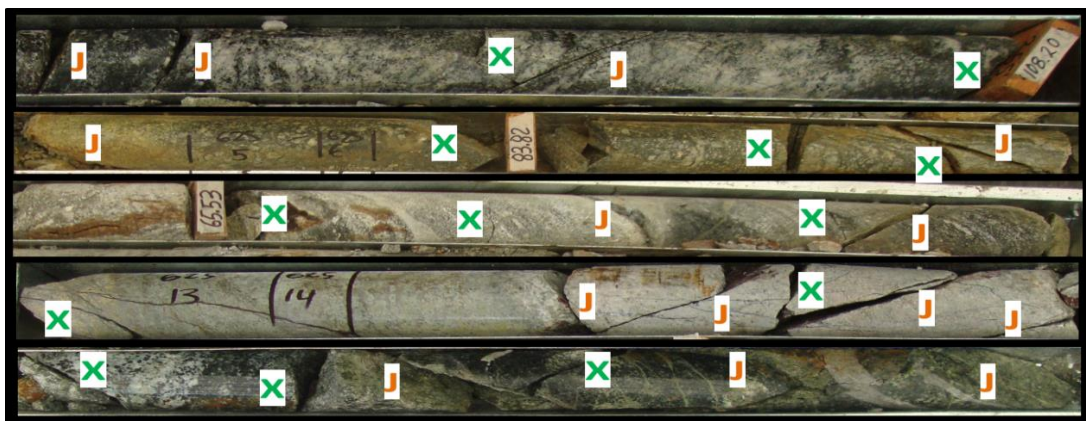


Figura 25. Ejemplo de fracturas naturales (J) y mecánicas (X). Adaptado de (MINESA, 2015, p10).

El J_n es el valor que se da según la cantidad de familias presentes en el bloque de roca (ver Figura 26 y tabla 4). Una familia de diaclasas esta denominada como el conjunto de fracturas que poseen un intervalo aproximado de dirección de buzamiento y ángulo de buzamiento.



Figura 26. Ejemplo de J_n en diferentes tramos de perforación diamantina.

Tabla 4. Índice de familias de diaclasas J_n .

A	Roca masiva, sin diaclasas o configuración escasa	0,5-1
B	Una familia de diaclasas	2
C	Una familia y algunas diaclasas aleatorias	3
D	Dos familias de diaclasas	4
E	Dos familias y algunas diaclasas 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
J	Roca triturada, terrosa	20

Nota: Adaptado de (MINESA, 2015, p.34).

El J_r está definido por la rugosidad que presentan las fracturas, la cual va desde lisa, con *slickenside* hasta muy rugosa. Esta se identifica visualmente utilizando la Figura 27 y se asigna un valor según la tabla 5 (Índice de rugosidad de las discontinuidades).

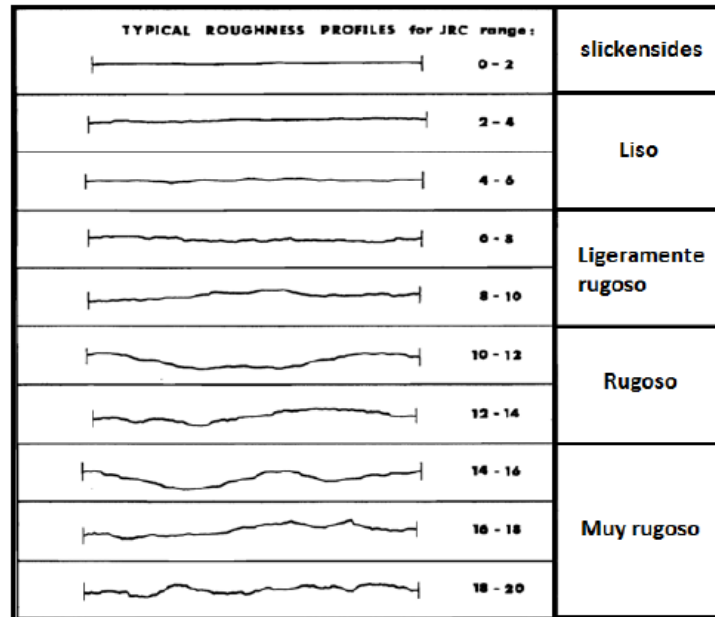


Figura 27. Perfiles de rugosidad. Modificado de (MINESA, 2015, p.36).

Tabla 5. Índice de rugosidad de las discontinuidades.

Índice de rugosidad de las discontinuidades		Jr
a) Contacto entre las dos caras de la discontinuidad. b) Contacto entre las dos caras de las discontinuidades ante un 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 con slickensides	1,5
E	Diaclasas planas, rugosas o irregulares	1,5
F	Diaclasas planas, lisas	1
G	Diaclasas planas, perfectamente lisas con slickensides	0,5
c) No existe contacto entre las caras de la discontinuidad ante un desplazamiento.		
H	Zona que contiene minerales arcillosos con un espesor suficiente para impedir el contacto de las caras de la discontinuidad	1
J	Zona arenosa, de gravas o triturada con un espesor suficiente para impedir el contacto entre las dos caras de la discontinuidad	1

Nota: Adaptado de (MINESA, 2015, p.36).

El Ja caracteriza el relleno de las fracturas de acuerdo a tres categorías: a) Si existe contacto entre las paredes; b) Si llega a existir contacto entre las paredes de la fractura ante un movimiento de cizalla de 10 cm; separación continua menor a 5 mm, es decir rellenos en pequeños espesores; c) No llega a existir contacto entre las paredes de la fractura ante un movimiento de cizalla de 10 cm, separación continua mayor a 5 mm, es decir rellenos de espesores considerables (MINESA, 2015, p.16).

Algunos de los minerales que se presenta en rellenos, de este proyecto, se mencionan a continuación desde lo más duro a lo más blando: Cuarzo, pirita, goethita, alunita, epidota, hematita-especularita, limonita, kaolinita, illita, sericita, esmectita, arcillas no definidas, gouge de falla. El valor de Ja se asigna según la categoría identificada (ver tabla 6).

Tabla 6. Índice de relleno de las discontinuidades.

	a) Contacto entre los planos de la discontinuidad (sin minerales de relleno intermedios)	Angulo fricción	Ja
A	Discontinuidad cerrada, dura, sin reblandecimientos, impermeable, cuarzo	–	1
B	Planos de discontinuidad inalterados, superficies ligeramente manchadas	25 a 35	1
C	Planos de discontinuidad ligeramente alterados. Presentan minerales no blandos, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcillas, etc.	25 a 30	2
D	Recubrimientos de arcillas limosas o arenosas. Fracción pequeña de arcilla (no blanda)	20 a 25	3
E	Recubrimientos de arcillas blandas o de baja fricción, es decir, caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc. Y pequeñas cantidades de arcillas expansivas.	8 a 16	4
b) Contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10cm.			
Minerales de relleno en pequeños espesores			
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25 a 30	4
G	Fuertemente sobre consolidados, con rellenos de minerales arcillosos no blandos (continuos, pero con espesores menores a 5mm)	16 a 24	6
H	Sobre consolidación media a baja, con reblandecimiento, rellenos de minerales arcillosos (continuos, pero de espesores inferior a 5mm.	12 a 16	8
J	Rellenos de arcillas expansivas, es decir mon	6 a 12	8 a 12
c) No se produce contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante (rellenos de mineral de gran espesor)			

K	Zonas o bandas de rocas desintegrada o triturada y arcillas (ver G, H y J para la descripción de las		
L	condiciones de las arcillas)	6 a 24	6,8 ó 12
M			
N	Zonas o bandas de arcillas limosas o arenosas, con pequeñas fracciones de arcillas no reblandecibles	–	5
O	Zonas o bandas continuas de arcillas, de espesor grueso (ver clases G, H y J para la descripción de las		
P	condiciones de las arcillas)	6 a 24	10,13 ó 20
R			

Nota: Adaptado de (MINESA, 2015, p.37).

8.2 Parámetro A

También llamado el Parámetro de esfuerzos en la roca. “Este refleja los esfuerzos actuantes sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad” (Montenegro, 2014, p.9).

Para esto se realizó un modelamiento del diseño de la cámara minera en el programa de elementos finitos *Phase2*, el cual requiere como insumos una serie de datos que se deben extraer del programa *Roclab*. Este programa realiza una serie de cálculos basados en el artículo Hoek, Carranza y Corkum (2002), el cual: “permite al usuario una fácil obtención de estimaciones fiables de propiedades del macizo rocoso” (Montero, 2004).

En la Figura 28, Se observa el programa *Roclab* el cual pide como insumo cuatro parámetros: σ_{ci} , GSI, m_i y D. El σ_{ci} es la resistencia a la compresión uniaxial de la roca. Esta se obtiene mediante ensayos y correlaciones apreciativas usando la tabla (7).

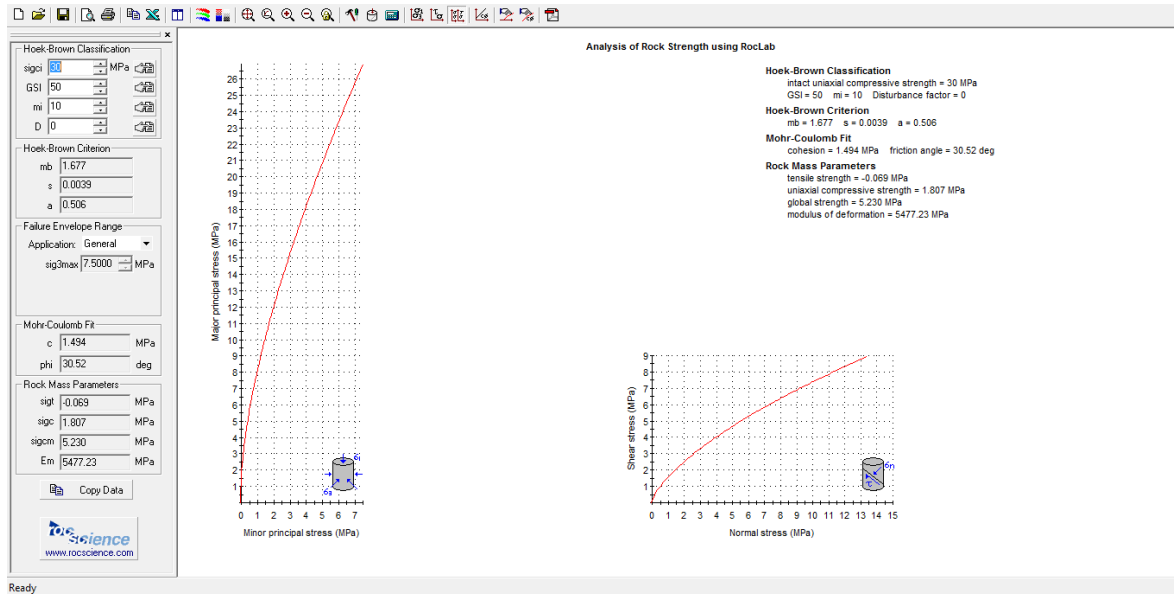


Figura 28. Plataforma del programa Roclab (2004).

El ensayo de laboratorio utilizado para este proyecto fue el PLT (*point load test* o en español, ensayo de carga puntual). Este ensayo se utiliza para determinar la resistencia a la compresión simple y puede ser aplicado a núcleos o bloques de roca a partir del índice de resistencia de carga puntual, donde el resultado obtenido se transforma a valores aproximados de UCS, con fórmulas existentes.

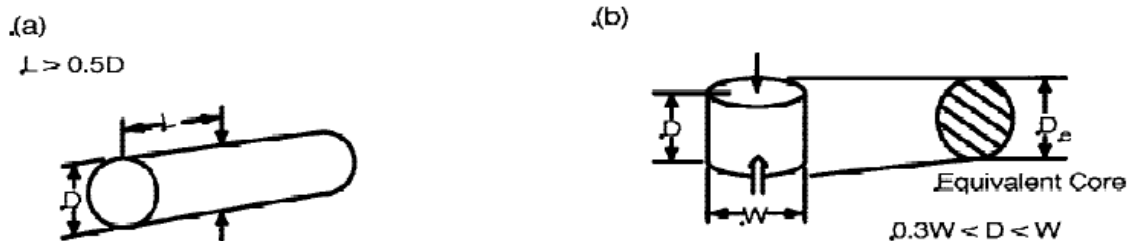


Figura 29. Ensayo PLT. a) Ensayo diametral. b) Ensayo axial. L = largo, W = ancho, D = diámetro, D_e = diámetro del núcleo equivalente. Adaptado de (Vallejo *et al* 2002, p.19).

La Figura 29 muestra los tipos de ensayo aplicados, estos son sometidos a presión mediante dos conos de acero, la cual es generada por una bomba hidráulica accionada manualmente y su

medición es realizada mediante un barómetro que transmite sus datos a un equipo electrónico. Ver Figura 30.



Figura 30. Equipo de carga puntual empleado. Adaptado de procedimiento ensayo PLT (MINESA, 2015, p.6).

Los datos recibidos en KN deben ser aplicados en la formula $I_{s50} = P / D_e^2$, donde P equivale a la presión aplicada, D_e es el diámetro equivalente de la muestra. $D_e = D$ para muestras diametrales y para muestras axiales $D_e = 4A / \pi$. $A = W * D$ las cuales se observan en la Figura 29.

Los valores I_s se corrigen a un valor normalizado I_{s50} (correspondiente a una muestra cilíndrica de 50mm de diámetro) a través de la expresión $I_{s50} = (D/50)^{0,45} * I_s$. Si el diámetro está próximo a 50mm el exponente de la expresión es igual a 0,5.

El valor $UCS = K * I_{s50}$ donde K varía según el proyecto, debido a que se debe hacer varios ensayos de compresión uniaxial y PLT para un mismo núcleo. Los valores se deben plotear en una gráfica PLT vs UCS y mediante regresión lineal de la recta se obtiene el valor de K. Para el proyecto de MINESA se tomó $K=20$.

Para los sondeos realizados en MINESA se hace un ensayo de PLT axial y diametral cada 10 metros que represente el valor de UCS del bloque analizado. Para este proyecto se usaron algunos de los datos existentes de PLT en las profundidades de interés, (ver anexo 1.1 a 1.10, columna PLT).

Como este ensayo no fue analizado en todos los sondeos, es necesario acudir a correlaciones dependiendo el tipo de roca, intensidad de meteorización, intensidad de alteración para determinar un valor aproximado de dureza de la roca. Ver tabla 7.







Tabla 7. **Apreciación dureza de la roca.**

GRADO	DESCRIPCION	IDENTIFICACIÓN EN CAMPO	UCS(Aprox.) en Mpa
0	Extremadamente débil	Marcada por la uña	0,25-1
1	Muy débil	Se disgrega por un golpe firme con el extremo puntudo del martillo geológico, puede ser pelada por la navaja.	1-5
2	Débil	Puede ser pelada por la navaja con dificultad; leve penetración causada por un golpe firme del extremo puntudo del martillo geológico.	5-25
3	Moderadamente fuerte	No puede pelarse o rasparse con la navaja; puede ser fracturada con un solo golpe firme con el extremo plano del martillo geológico.	25-50
4	Fuerte	La muestra requiere más de un golpe firme del extremo plano del martillo geológico para ser fracturada.	50-100
5	Muy fuerte	La muestra requiere muchos golpes del extremo plano del martillo geológico para ser fracturada.	100-250
6	Extremadamente fuerte	La muestra solo puede ser astillada por el extremo plano del martillo geológico	Mayor de 250

Nota: Tomada de (MINESA, 2015, p.33).

Otros de los insumos necesarios para aplicar *Roclab* son el mi, GSI y D. Los cuales son identificados según las tablas 8, 9 y Figura 31.

Tabla 8. Índice geológico de resistencia GSI.

<p>ROCAS DIACLASADAS (Hoek and Marinos, 2000)</p> <p>A partir de la litología, estructura y condiciones superficiales de las discontinuidades, se estima un valor promedio del GSI. No se debe tratar de ser muy preciso. Un rango de 33-37 es mas realista que un GSI=35. Note que la tabla a macizos estructuralmente controlados por fallas, donde planos estructurales débiles están presentes en una dirección desfavorable con respecto al frente de excavación, estos podrán dominar el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteración como resultado de los cambios de humedad que pueden reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en rocas de regular o mala calidad, cambian las condiciones por el cambio de humedad. La</p>		<p>CONDICIONES DE SUPERFICIE</p> <p>MUY BUENAS Superficies muy rugosas, superficies no meteorizadas, frescas</p> <p>BUENAS Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro</p> <p>REGULAR Superficies isas, moderadamente meteorizadas y alteradas</p> <p>POBRE Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización y rellenos compactos o rellenos de frag.</p> <p>MUY POBRE Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización con rellenos de arcilla suave.</p>	
		<p>DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE →</p>	
	<p>INTACTA O MASIVA - Especímenes de roca intacta o masiva in-situ, roca con discontinuidades amplias y espaciadas</p>	90	N/A
	<p>FRACTURADA - Macizo rocoso con bloques entrabados, consistente en bloques cúbicos formados por tres intersecciones de</p>	80	70
	<p>MUY FRACTURADA - Macizo parcialmente perturbado con bloques entrabados y angulares, formados por cuatro o mas</p>	60	50
	<p>FRACTURADA / PERTURBADA - Macizo rocoso plegado formado por bloques angulares formados por la intersección de varios</p>	40	30
	<p>DESINTEGRADA - Macizo rocoso altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados, pobremente</p>	20	10
	<p>FOLIADA / LAMINADA - Se carece de bloques debido débil material presente en los planos de foliación o de cizalla</p>	N/A	N/A
		<p>← DECRECE EL ENTRABAMIENTO DE LOS BLOQUES</p>	

Nota: Adaptado de (Truzman citado en Pierri, 2016, p.4).

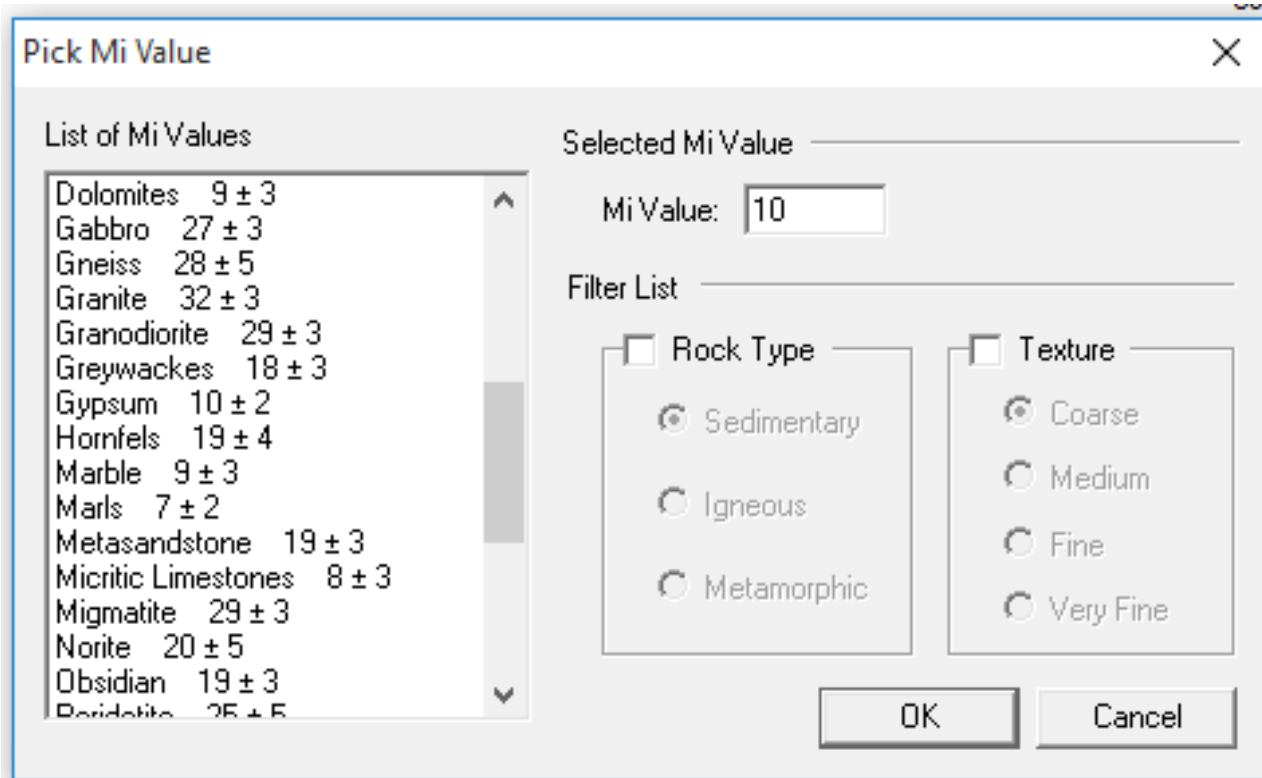


Figura 31. Valores de mi obtenidos de programa Roclab. Adaptado de Roclab (2004).

Tabla 9. Guía para estimar el Parámetro de alteración D.

APARIENCIA DEL MACIZO ROCOSO	DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO	VALOR SUGERIDO DE D
	<p>Excelente calidad por voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, resultando en la perturbación mínima del macizo alrededor del túnel</p>	<p>D=0</p>
	<p>Excavación mecánica o manual en macizo de mala calidad (sin voladura) resultando en la mínima perturbación en el macizo rocoso circundante</p> <p>Cuando se presentan problemas de fluencia con significantes movimientos en el piso, la perturbación puede ser severa a menos que una solera temporal o contrabóveda se instalada, como muestra la fotografía.</p>	<p>D=0</p> <p>D=5 sin solera</p>
	<p>Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2-3m en el macizo circundante.</p>	<p>D=0,8</p>
	<p>Pequeñas voladuras en taludes de Ingeniería civil dan lugar a pequeños daños en el macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía</p>	<p>D=0,7 ; buena voladura. D=1 pobre voladura</p>
	<p>Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al retirar el estéril de recubrimiento.</p> <p>En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor</p>	<p>D=1; voladura de producción</p> <p>D=0,7; excavación mecánica.</p>

Nota: Adaptado de Roclab (2004).

Continuando con la metodología en la Figura 32, se observa un ejemplo del modelamiento de un túnel en *Phase2*, el cual se utiliza para identificar los esfuerzos inducidos sobre las paredes de la cámara minera. Este programa tiene una conexión directa con *Roclab* la cual permite extraer los datos necesarios para el modelamiento.

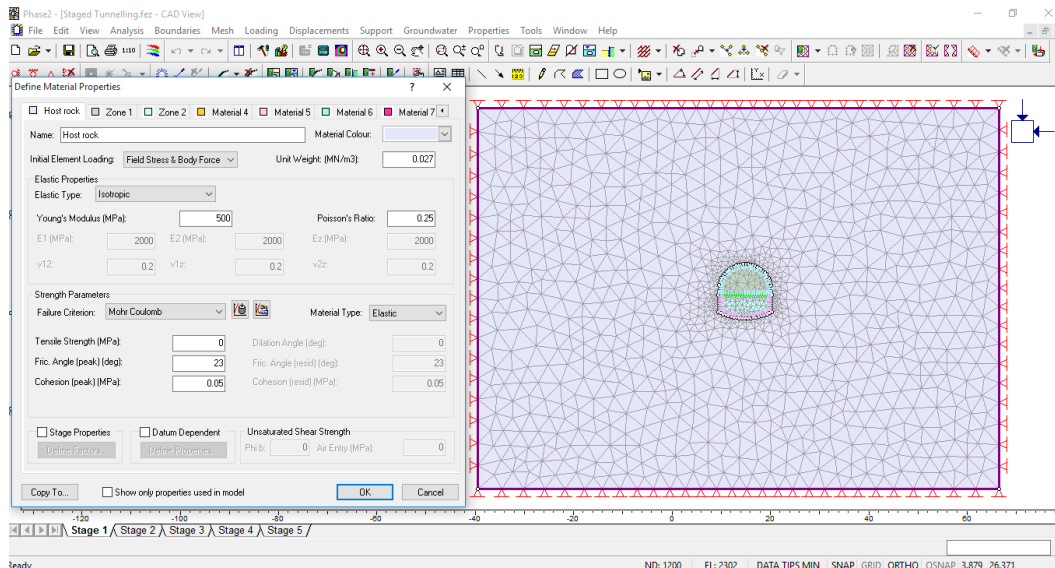


Figura 32. Ejemplo de modelamiento de entrada túnel en *Phase2*.

En esta plataforma se debe introducir básicamente topografía, nivel freático, litología, estructuras, profundidad y dimensiones de la excavación a la cual se va a realizar análisis de esfuerzos y así determinar los esfuerzos inducidos sobre el *hangingwall*, *footwall* y estructura principal.

El valor representativo de compresión uniaxial de cada pared (en este proyecto ponderado de UCS de la pared) debe ser dividido por el máximo esfuerzo inducido de cada una (en este proyecto promedio de los esfuerzos inducidos en cada pared) y así utilizar la Figura 33 para determinar el valor A.

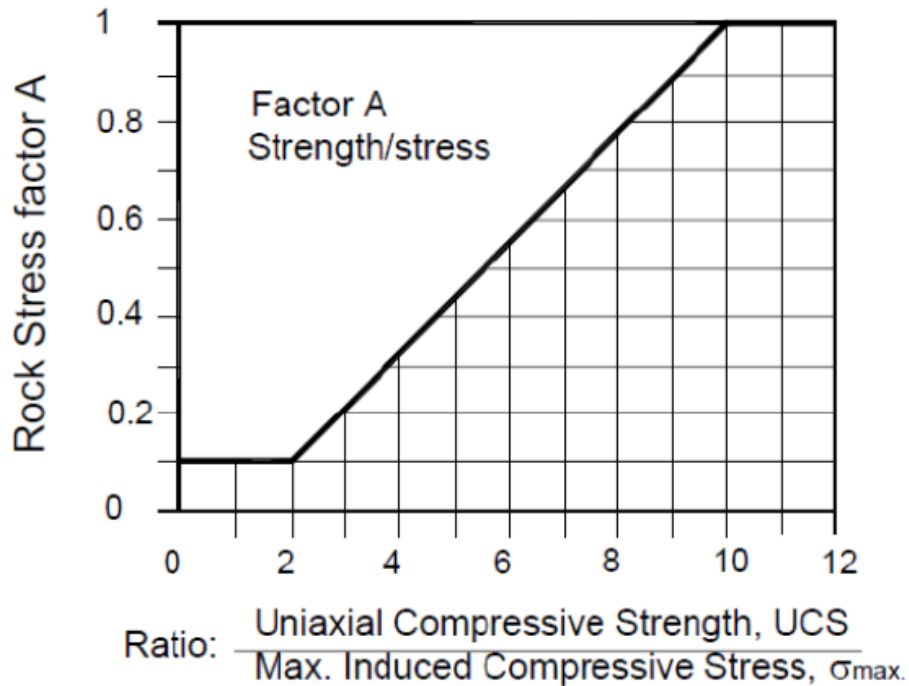


Figura 33. Tabla para determinar Parámetro A. Adaptado de (Hoek *et al.*, 1993, p.199).

8.3 Parámetro B

“El Parámetro de ajuste por orientación de juntas, B, toma en cuenta la influencia de las juntas sobre la estabilidad de las caras del tajeo” (Montenegro, 2014, p.10). Para este parámetro se tomó la base de datos de las diaclasas que se encuentran en el área de influencia. Estas fueron tomadas mediante un *Televiuwer* en un sondeo que intercepto la estructura mineralizada principal. El *Televiuwer* es una cámara introducida en los sondeos la cual permite obtener imágenes orientadas de los 360° al interior del mismo, y con la cual se puede obtener la dirección, el buzamiento, el espaciamiento, forma de las diaclasas y fallas que afectan la roca caja, y la estructura mineralizada.

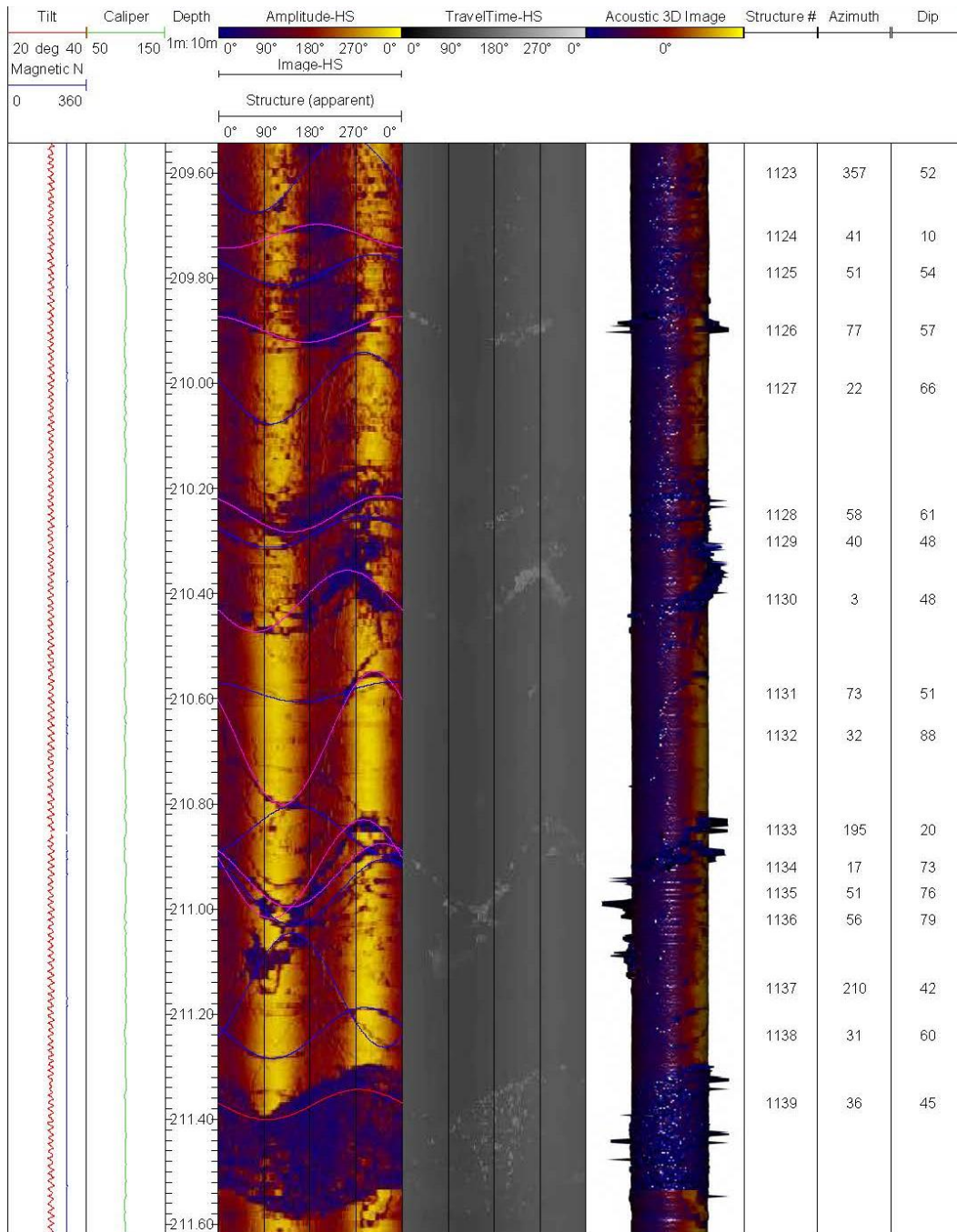


Figura 34. Imagen de Televiwer en donde se observan diaclasas tomadas al interior del sondeo de perforación FSGT09 de 209.6m a 211.6m.

Para este proyecto se utilizó solo la dirección y ángulo de inclinación del buzamiento los cuales fueron ploteados en el programa Dips, (ver Figura 35). Luego se procede a graficar el dipdir/dip de la estructura mineralizada y de la roca caja representada por las paredes hangingwall y footwall, para así determinar la familia de diaclasas o fallas que sea más paralelas a la dirección de la excavación, a lo que se denomina ángulo crítico. Este ángulo se plotea en la Figura 36 y así se determina el Parámetro B.

a

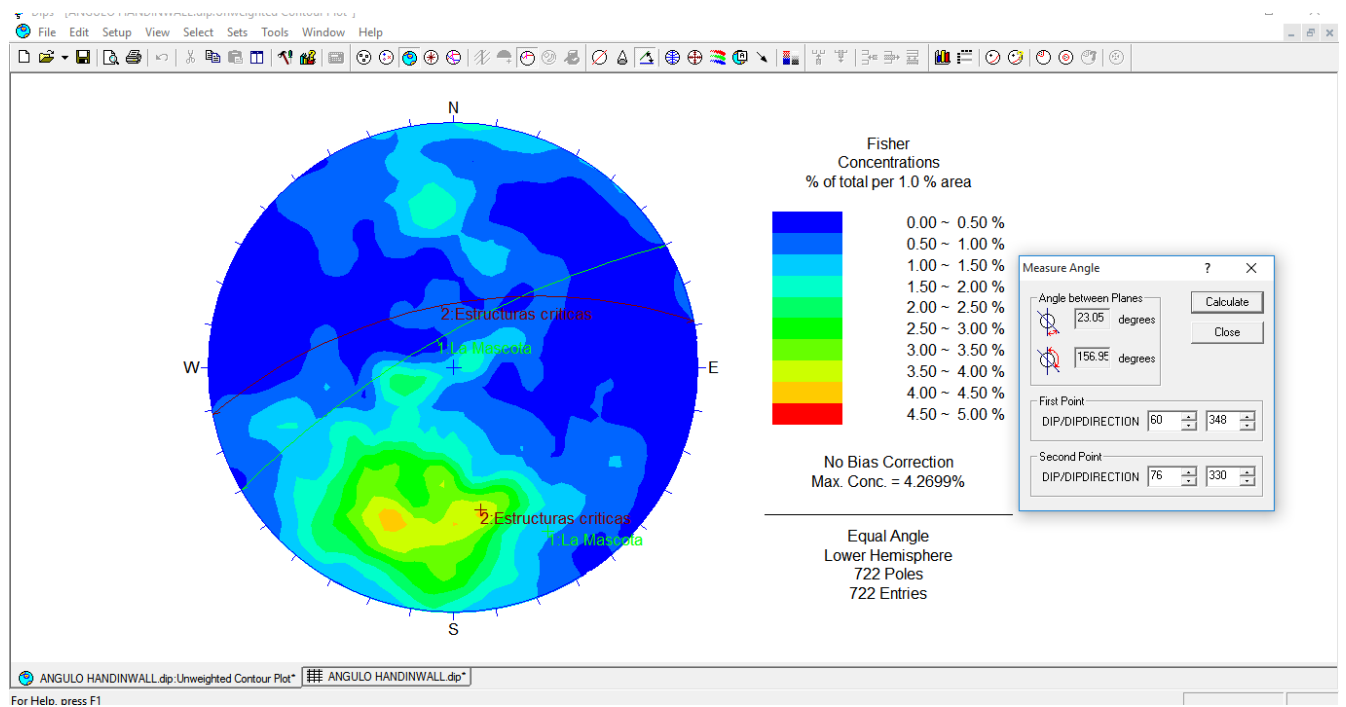
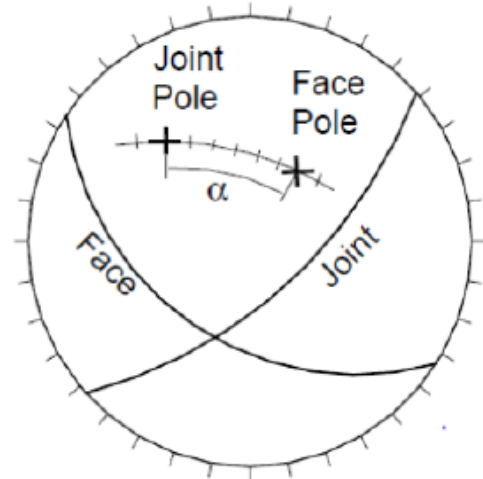


Figura 35. Modelamiento de diaclasas en programa Dips.



Determination of the minimum or true angle between two planes = Angle α Between Poles

Figura 36. Grafico para determinar Parámetro B. Adaptado de (Hoek *et al.*, 1993, p. 200).

8.4 Parámetro C

Es el Parámetro de ajuste por el efecto de la gravedad. “La falla puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos” (Montenegro, 2014, p.13). Este se calcula con las dimensiones del diseño de la cámara de explotación y se aplica la fórmula:

$C = 8 - 6 \cos \alpha$. Donde α es la inclinación de la veta. Con los valores obtenidos se procede a utilizar la Figura 37.

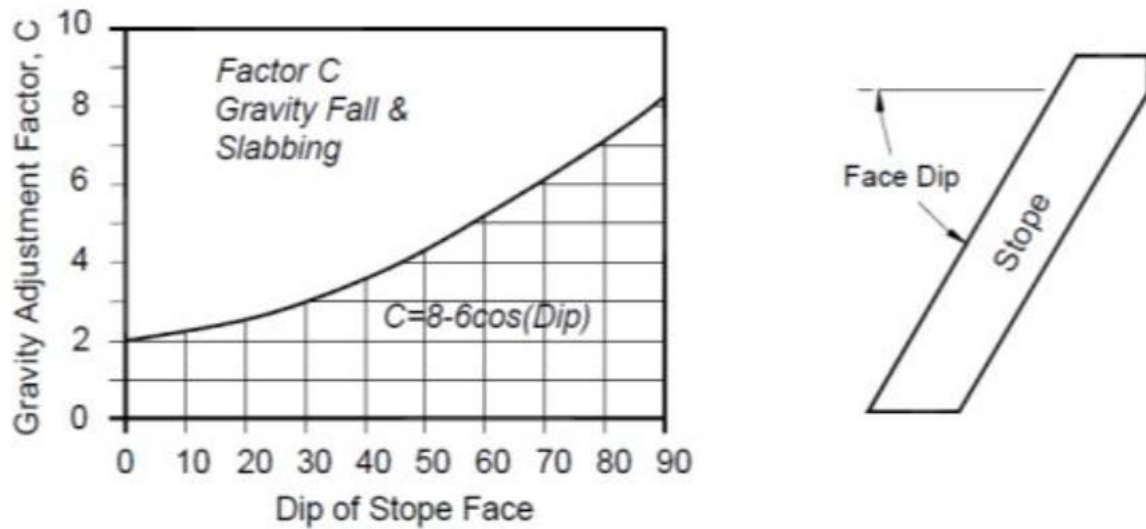


Figura 37. Grafica para determinar valor Parámetro C. Modificado de (Hoek et al., 1993, p. 201).

Al obtener los parámetros de la formula $N' = Q * A * B * C$, se procede a usar la Figura 38. N' que “representa la respuesta del macizo rocoso para permanecer estable sobre bajo una condición de esfuerzo dado” (Cabello, 2008, p.35) vs S “que viene a ser el Parámetro de forma para la superficie de tajeo” (Cabello, 2008, p.36) para cada valor de radio hidráulico que se plantee en la excavación de la cámara minera (ver tabla 10). Dependiendo de la forma de excavación se calcula S, para este proyecto se plantea excavaciones cuadradas y la fórmula para calcularlo es $S = L^2/4L$. Dicho esto se debe realizar un cuadro con diferentes dimensiones de excavaciones “S” que serán graficados con N' y así conocer el marco general de estabilidad para diferentes excavaciones, (ver tabla 11 y anexos 1.1 al 1.10, S radio hidráulico).

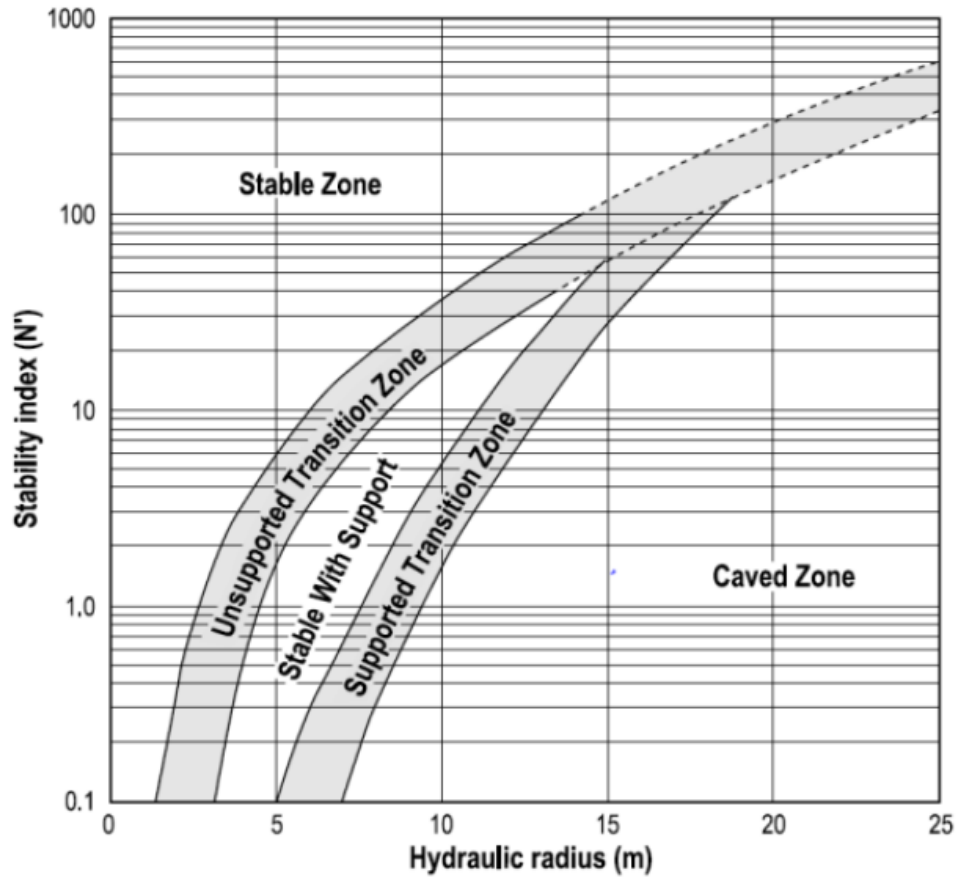


Figura 38. Gráfico de estabilidad adaptado por (Nickson, 1992 en Hoek *et al.*, 1993, p.202).

Tabla 10. Radio hidráulico “S” para diferentes tamaños de excavación.

ALTO/LARGO	5	10	15	20
5	1,25	1,66666667	1,875	2
10	1,66666667	2,5	3	3,33333333
15	1,875	3	3,75	4,28571429
20	2	3,33333333	4,28571429	5
25	2,08333333	3,57142857	4,6875	5,55555556
30	2,14285714	3,75	5	6
35	2,1875	3,88888889	5,25	6,36363636
40	2,22222222	4	5,45454545	6,66666667

Tabla 11. Ejemplo de marco general de estabilidad de varios S tamaño de excavación para un N´ determinado.

ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	
5,0	1,3	1,7	1,9	2,0	 <p>zona estable</p> <p>zona de transición sin soporte</p> <p>zona estable con soporte</p> <p>zona de transición con soporte</p>
10,0	1,7	2,5	3,0	3,3	
15,0	1,9	3,0	3,8	4,3	
20,0	2,0	3,3	4,3	5,0	
25,0	2,1	3,6	4,7	5,6	
30,0	2,1	3,8	5,0	6,0	
35,0	2,2	3,9	5,3	6,4	
40,0	2,2	4,0	5,5	6,7	

Luego se procede a graficar únicamente lo valores S definidos en el diseño vs los N´ de cada pared de los 10 sondeos (ver *Figura 39* y tabla 12) y se define la estabilidad.

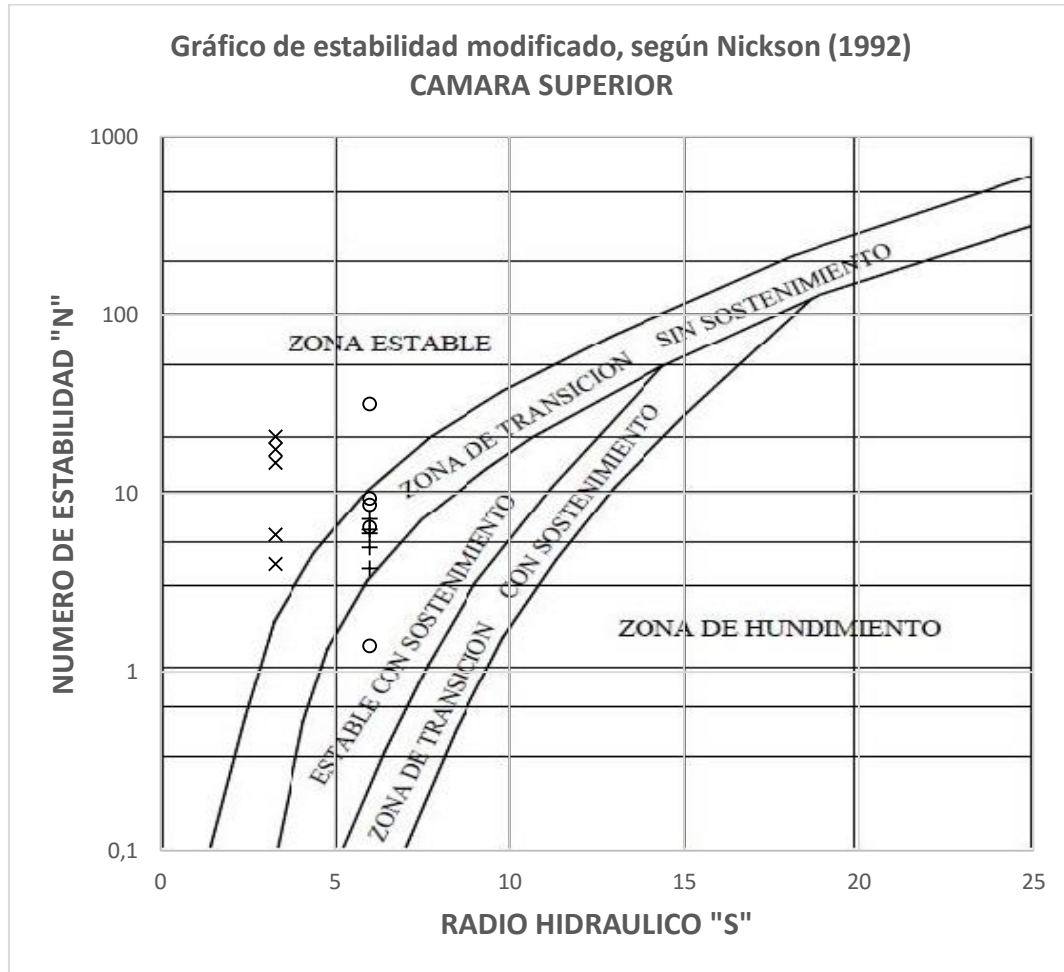


Figura 39. Ejemplo grafico de estabilidad adaptado por (Nickson, 1992 en Hoek et al., 1993, p.202).

Tabla 12. Ejemplo tabla con datos que se grafican en Figura 39.

PARED	SONDEO	S	N'	Q'	MARCADOR	ESTABILIDAD
<i>Hangingwall</i>	LB080	6	7,27	5,76	+	zona de transición sin soporte
<i>Hangingwall</i>	LB0142	6	5	4,3	+	zona de transición sin soporte
<i>Hangingwall</i>	LB180	6	3,8	2,95	+	zona de transición sin soporte
<i>Hangingwall</i>	LB163	6	6	7,5	+	zona de transición sin soporte
<i>Hangingwall</i>	LB190	6	6,3	4,9	+	zona de transición sin soporte

Techo	LB080	3,3	5,9	3,47	X	zona estable
Techo	LB0142	3,3	17,6	10,3	X	zona estable
Techo	LB180	3,3	4,03	10,79	X	zona estable
Techo	LB163	3,3	14,8	12,4	X	zona estable
Techo	LB190	3,3	20,8	12,2	X	zona estable

<i>Footwall</i>	LB080	6	8,64	6,71	O	zona de transición sin soporte
<i>Footwall</i>	LB0142	6	1,4	1,1	O	zona estable con soporte
<i>Footwall</i>	LB180	6	9,32	7,24	O	zona de transición sin soporte
<i>Footwall</i>	LB163	6	31,6	4,26	O	zona estable
<i>Footwall</i>	LB190	6	6,5	5,1	O	zona de transición sin soporte

zona estable
zona de transición sin soporte
zona estable con soporte
zona de transición con soporte

Por último, se utiliza la Figura 40a, 40b y 40c para determinar el tipo, la longitud y el espaciamiento de los cables de anclajes a ser instalados.

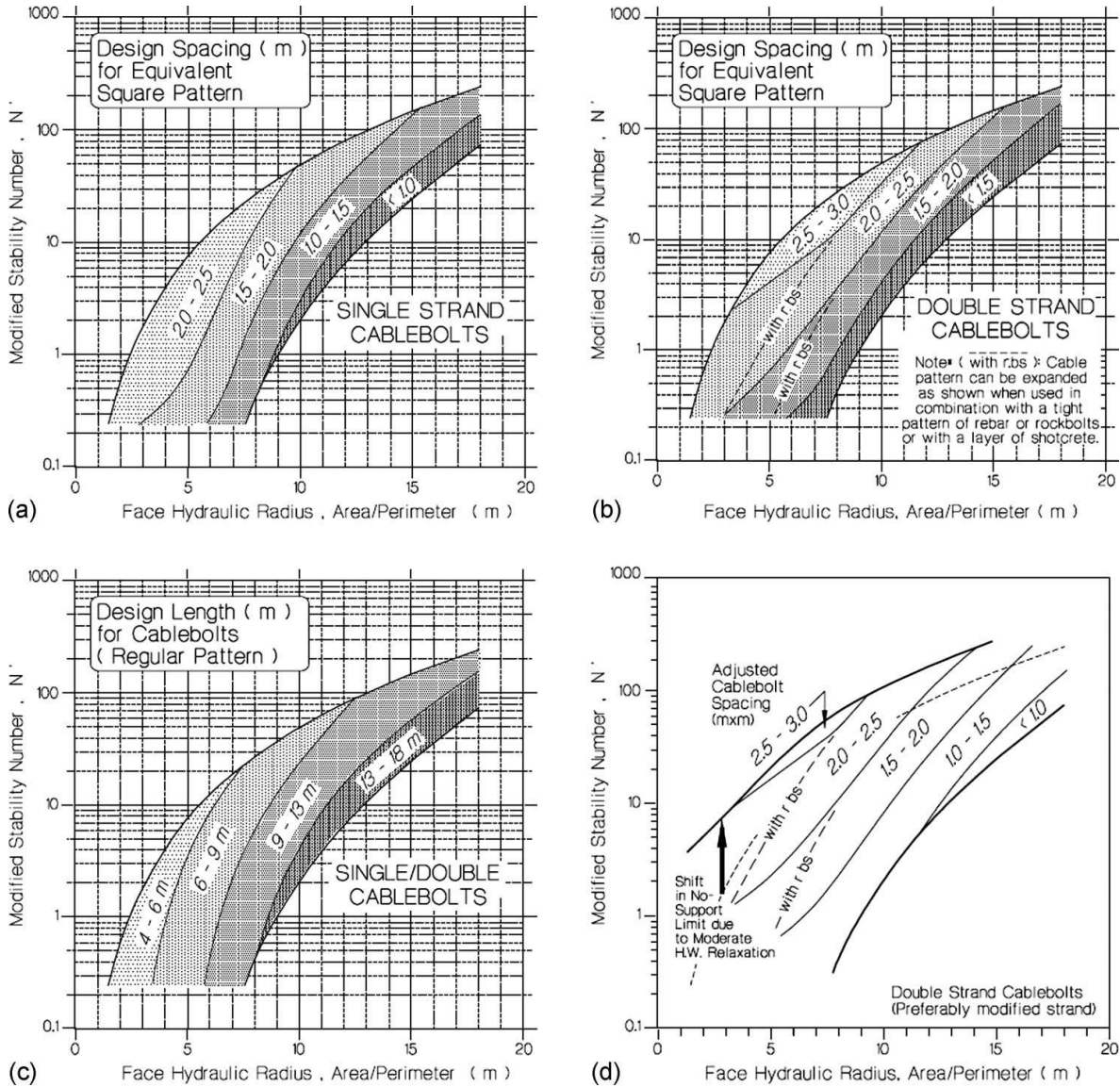


Figura 40. a, b, c y d. Gráficas para determinar tipo, longitud y espaciamiento de los cables de anclajes. Adaptado de (Diederichs *et al.*, 1999).

9 Resultados

Para la determinación del $N' = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$, se realizaron 10 sondeos de perforación diamantina (ver Figura 33) que interceptaron la estructura La Mascota. En cada uno de estos sondeos se realizó el logeo geotécnico de la estructura la Mascota para determinar el Q' . Se determinó el esfuerzo

máximo inducido con los valores obtenidos de PLT y determinación del UCS con la tabla 7, se introdujo estos datos en *Roclab* y se utilizaron las gráficas de Nickson para determinar el Parámetro A. Con los datos obtenidos con el *Televiuwer* realizado en el sondeo FSGT09 se utilizó el programa *Dips* para determinar el Parámetro B. Con las características del diseño de la cámara minera a explotar se determinó el Parámetro C. Con todos esto se realizó la tabla de datos para aplicar la fórmula del N' y así obtener la estabilidad de las paredes de las cámaras mineras (*hangingwall*, *footwall* y techo) a 250m y 450m.

En la Figura 41 se observan los sondeos interceptando la estructura la Mascota, y se define los diferentes procedimientos realizados en cada sondeo para obtener los resultados.



Figura 41. Mapa localización sondeos de perforación, con ensayos y análisis realizados en cada uno.

9.1 Q´

Se realizó el logeo geotécnico aplicando la metodología de Q´ a 933,46m perforación diamantina de los 10 sondeos seleccionados a los cuales se le aplicó la fórmula $Q' = RQD/J_n * J_r / J_a$ a la estructura La Mascota, y los 20 metros adyacentes a este, compuesto por el *hanginwall* y el *footwall*. A continuación, se describen los resultados de los 4 parámetros, los cuales se encuentran con más detalle en los anexos 1.1 a 1.10.

9.1.1 RQD.

El *RQD* se obtuvo midiendo los fragmentos mayores a iguales a 10cm (según *Figura 24*) de los sondeos en las profundidades donde se intercepta la estructura la Mascota, el *hanginwall* y el *footwall*. Los valores totales para cada pared se observan en la tabla 13.

Tabla 13. Valores de *RQD* en las paredes de los sondeos.

DRILLHOLE	FROM	TO	TOTAL LENGHT	ZONAS	RQD	%RQD
LB080	189,95	212,10	22,15	HANGINGWALL	7,65	34,54
	212,10	221,87	9,77	LA MASCOTA	3,05	31,22
	221,87	243,70	21,83	FOOTWALL	7,21	33,03
LB110	378,70	395,20	16,50	HANGINGWALL	6,38	38,67
	395,20	427,50	32,30	LA MASCOTA	12,69	39,29
	427,50	451,50	24,00	FOOTWALL	9,46	39,42
LB239	400,81	454,50	53,69	HANGINGWALL	46,35	86,33
	454,50	497,13	42,63	LA MASCOTA	17,85	41,87
	497,13	525,17	28,04	FOOTWALL	19,89	70,93
LB278	482,19	508,00	25,81	HANGINGWALL	12,16	47,11
	508,00	585,97	77,97	LA MASCOTA	49,96	64,08
	585,97	612,34	26,37	FOOTWALL	7,45	28,25
LB142	141,3	163,0	2,3	HANGINGWALL	8,4	373,33
	163,0	223,2	60,2	LA MASCOTA	26,5	44,03
	223,2	239,3	16,1	FOOTWALL	4,7	29,25
LB180	217,93	256	38,07	HANGINGWALL	10,65	27,97
	256	269,22	13,22	LA MASCOTA	8,56	64,75
	269,22	311,92	42,7	FOOTWALL	33,54	78,55
LB163	315,6	332,1	16,5	HANGINGWALL	6,7	40,61

LB190	332,1	379,4	47,3	LA MASCOTA	29,8	63,00
	379,4	410,0	30,6	FOOT WALL	20,9	68,30
	275,2	291,1	15,9	HANGING WALL	11,0	69,40
LB689	291,1	330,8	39,7	LA MASCOTA	24,0	60,42
	330,8	347,9	17,1	FOOT WALL	8,2	47,90
	428	441	13	HANGING WALL	9,85	75,77
LB195	441	482,2	41,2	LA MASCOTA	27,79	67,45
	482,2	510	27,8	FOOTWALL	6,27	22,55
	360	387,87	27,87	HANGINGWALL	14,06	50,45
LB195	387,87	434,34	46,47	LA MASCOTA	28,71	61,78
	434,34	471,31	36,97	FOOTWALL	20,87	56,45

9.1.2 Índice familias de diaclasas, índice rugosidad e índice de rellenos.

Usando la tabla 4 se identificaron las familias de diaclasa (Jn), con la *Figura 27* se identificó la rugosidad (Jr) y con la tabla 6 se identificaron los rellenos (Ja) en las paredes de los sondeos de perforación diamantina. A continuación, Se detalla la tabla 14 donde se encuentran los tres parámetros identificados en el sondeo LB080 y la *Figura 42* en donde se encuentran las respectivas fotos de los núcleos a los que se realizó el logueo de estos tres parámetros. La totalidad de parámetros de todos los sondeos se pueden observar en los anexos 1.1 a 1.10.

Tabla 14. Valores Jn, Jr y Ja identificados en el sondeo LB080, intervalos 189.95m a 243.7m.

DRILLHOLE	FROM	TO	ZONAS	JN	JR	JA
LB080	189,95	212,10	HANGING WALL	9,00	2,00	3,00
	212,10	221,87	LA MASCOTA	6,00	3,00	2,00
	221,87	223,05	FOOT WALL	6,00	2,00	2,00
	223,05	228,04		6,00	2,00	3,00
	228,04	234,05		6,00	1,50	2,00
	234,05	243,70		9,00	2,00	3,00



Figura 42. Sondeo LB080, intervalos 189.95m a 243.7m.

Con todos los datos obtenidos a partir del logueo geotécnico, el RQD, el Jn, Ja y Jr de los sondeos de perforación diamantina se define el Q' para cada una de las paredes aplicando la formula $Q' = RQD/Jn*Jr/Ja$ (ver tabla 15) y se define su clasificación respecto a la tabla 16.

Tabla 15. Clasificación Q' de las paredes de los sondeos.

DRILLHOLE	FROM	TO	TOTAL LENGHT	ZONAS	Q' PONDERADO	CLASIFICACIÓN Q'
LB080	189,95	212,10	22,15	HANGINGWALL	5,76	Roca media
	212,10	221,87	9,77	LA MASCOTA	3,47	Roca mala
	221,87	243,70	21,83	FOOTWALL	6,71	Roca media
LB110	378,70	395,20	16,50	HANGINGWALL	6,44	Roca media
	395,20	427,50	32,30	LA MASCOTA	6,79	Roca media
	427,50	451,50	24,00	FOOTWALL	3,56	Roca media
LB239	400,81	454,50	53,69	HANGINGWALL	20,75	Roca buena
	454,50	497,13	42,63	LA MASCOTA	9,64	Roca media
	497,13	525,17	28,04	FOOTWALL	16,10	Roca buena
LB278	482,19	508,00	25,81	HANGINGWALL	2,76	Roca media
	508,00	585,97	77,97	LA MASCOTA	10,68	Roca buena
	585,97	612,34	26,37	FOOTWALL	1,89	Roca mala
LB142	141,3	163,0	2,3	HANGINGWALL	4,3	Roca media
	163,0	223,2	60,2	LA MASCOTA	10,3	Roca buena
	223,2	239,3	16,1	FOOTWALL	1,1	Roca mala
LB180	217,93	256	38,07	HANGINGWALL	2,95	Roca mala
	256	269,22	13,22	LA MASCOTA	10,79	Roca buena
	269,22	311,92	42,7	FOOTWALL	7,24	Roca media
LB163	315,6	332,1	16,5	HANGINGWALL	7,5	Roca media
	332,1	379,4	47,3	LA MASCOTA	12,4	Roca buena
	379,4	410,0	30,6	FOOT WALL	24,6	Roca buena
LB190	275,2	291,1	15,9	HANGING WALL	4,9	Roca media
	291,1	330,8	39,7	LA MASCOTA	12,2	Roca buena
	330,8	347,9	17,1	FOOT WALL	5,1	Roca media
LB689	428	441	13	HANGING WALL	10,71	Roca buena
	441	482,2	41,2	LA MASCOTA	11,94	Roca buena
	482,2	510	27,8	FOOTWALL	1,58	Roca mala
LB195	360	387,87	27,87	HANGINGWALL	5,85	Roca media
	387,87	434,34	46,47	LA MASCOTA	14,46	Roca buena
	434,34	471,31	36,97	FOOTWALL	8,55	Roca media

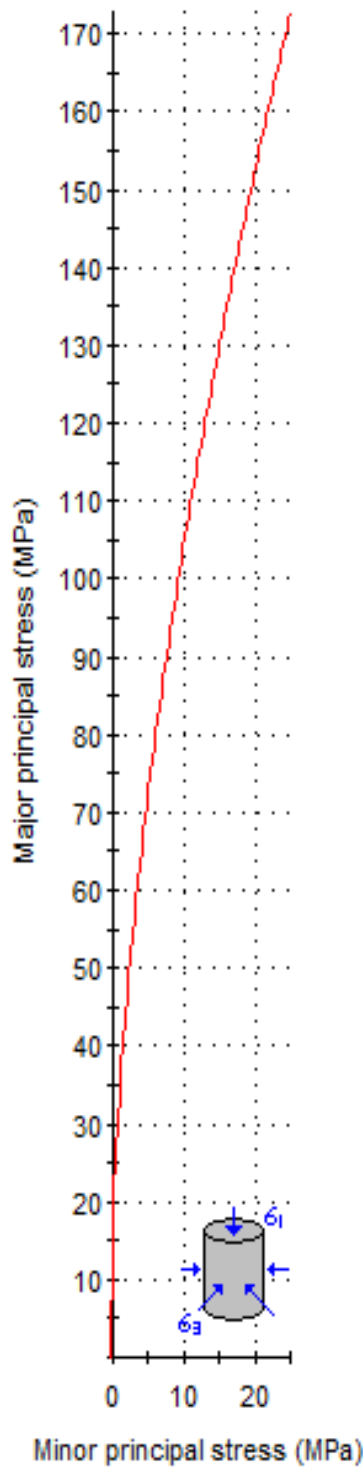
Tabla 16. Clasificación Q` de Barton.

VALORES Q`	
0,001-0,01	roca excepcionalmente mala
0,01-0,1	roca extremadamente mala
0,1-1	roca muy mala
1-4	roca mala
4-10	roca media
10-40	roca buena
40-100	roca muy buena
100-400	roca extremadamente buena
400-1000	roca excepcionalmente buena

Nota: Adaptado de Barton, 2002.

9.2 Parámetro A

Se realizó el modelamiento la estructura la Mascota en dos cámaras (uno a 250m, otro a 450m de profundidad) y la roca caja correspondiente al gneis de Bucaramanga con alteración propilítica y el halo de alteración argílica. Las propiedades Geomecánicas introducidas fueron identificadas en el programa *Roclab* con el apoyo de los datos de UCS (extraídos de los ensayos PLT y el uso de la tabla 7). Se tomó un valor representativo de 100Mp para el Gneis con alteración propilítica, 40 Mpa para el gneis con alteración argílica y 150 Mpa para la estructura La Mascota. Los valores de GSI=67 y 68, mi=28, D=0 para el gneis (con alteración propilítica y argílica respectivamente) y GSI=76, mi=19, D=0 para La Mascota, se tomaron según las tablas contenidas en *Roclab* (ver tablas 8, 9 y *Figura 23*). A continuación, se presentan los datos introducidos en *Phase2* (ver *Figura 43, 44 y 45*).



Hoek-Brown Classification

intact uniaxial compressive strength = 100 MPa
 GSI = 67 $m_i = 28$ Disturbance factor = 0

Hoek-Brown Criterion

$m_b = 8.616$ $s = 0.0256$ $a = 0.502$

Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 8.517 MPa friction angle = 44.48 deg

Rock Mass Parameters

tensile strength = -0.297 MPa
 uniaxial compressive strength = 15.889 MPa
 global strength = 40.605 MPa
 modulus of deformation = 26607.25 MPa

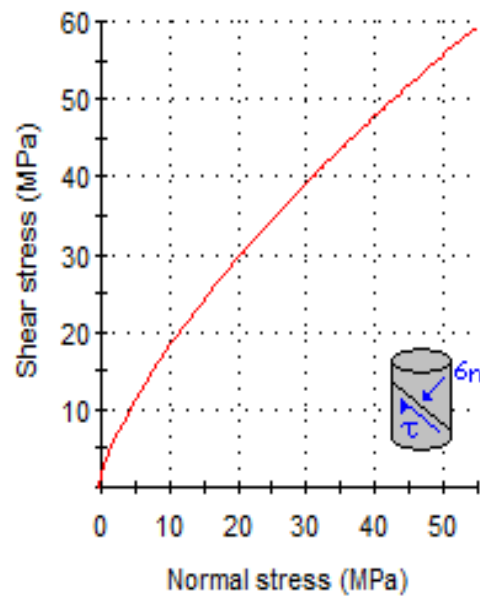


Figura 43. Propiedades geomecánicas del gneis con alteración propilítica.

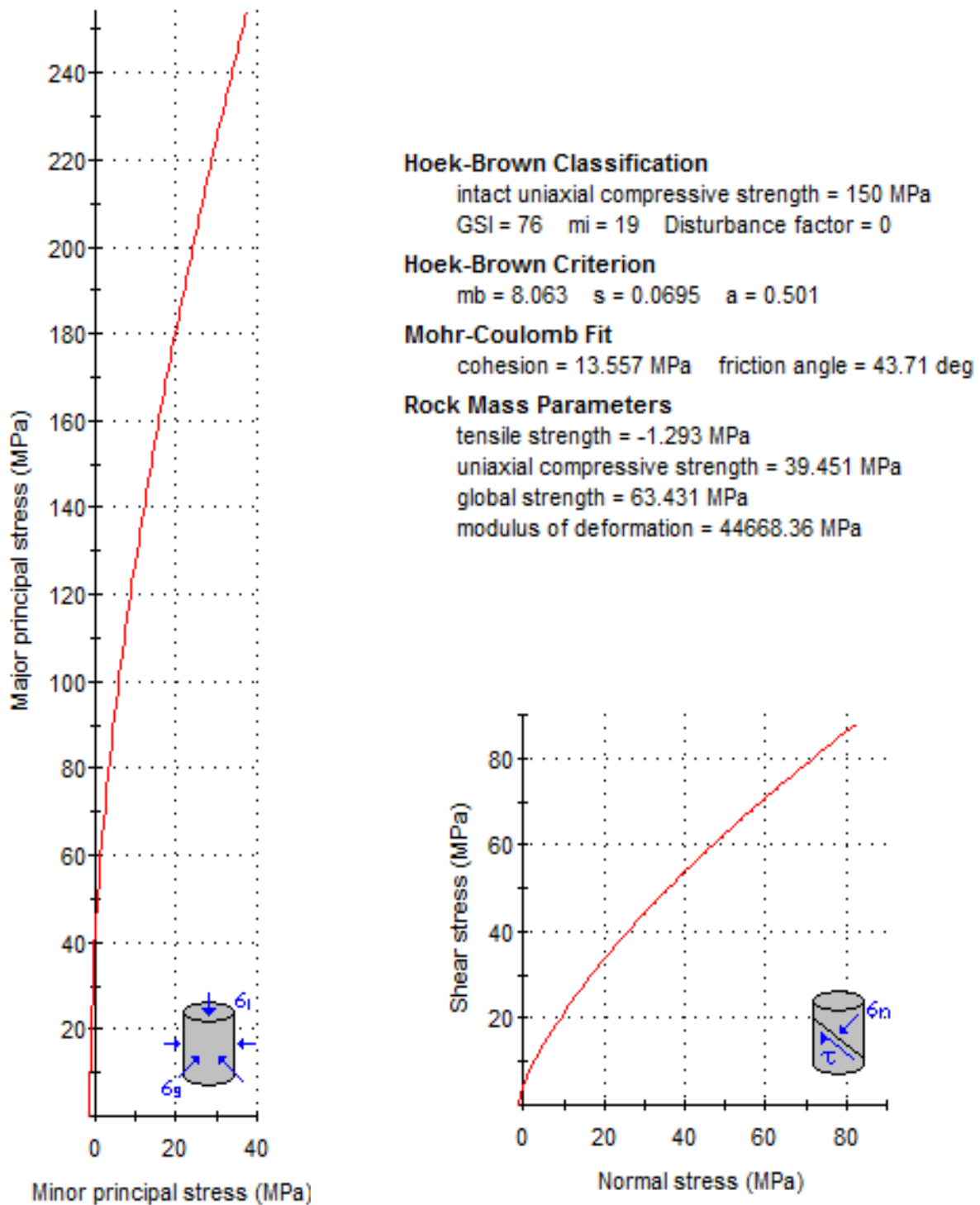


Figura 44. Propiedades geomecánicas de la estructura La Mascota.

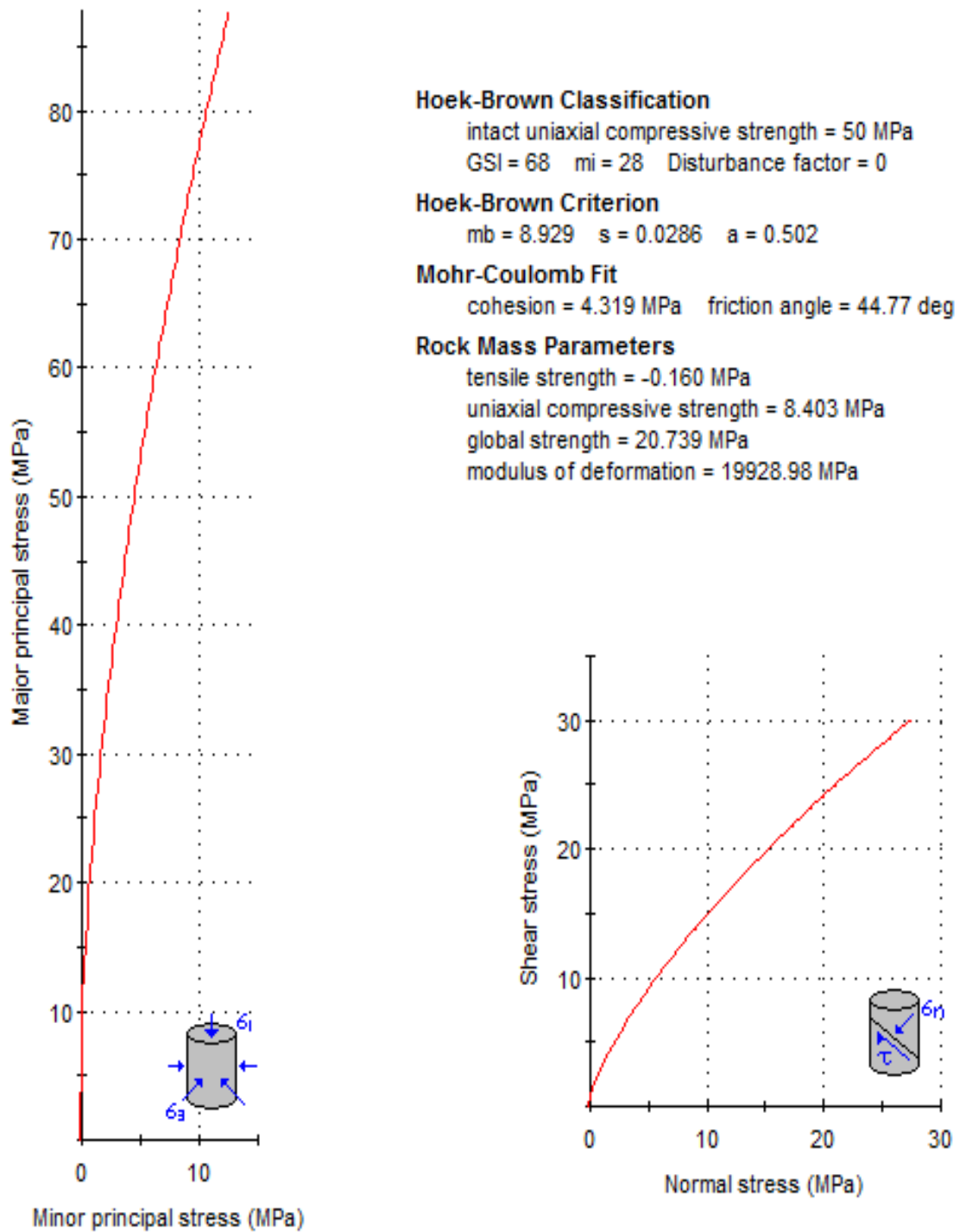


Figura 45. Propiedades geomecánicas del gneis con alteración argílica.

Las dos cámaras de explotación minera se modelaron con dimensiones según el diseño estipulado (10m de ancho, 30m de altura, 20m de profundidad y 75° de inclinación de las paredes *hangingwall* y *footwall* para la estructura La Mascota, junto con un perfil típico de la topografía en la zona central de la estructura y la roca caja correspondiente, (ver Figura 46).

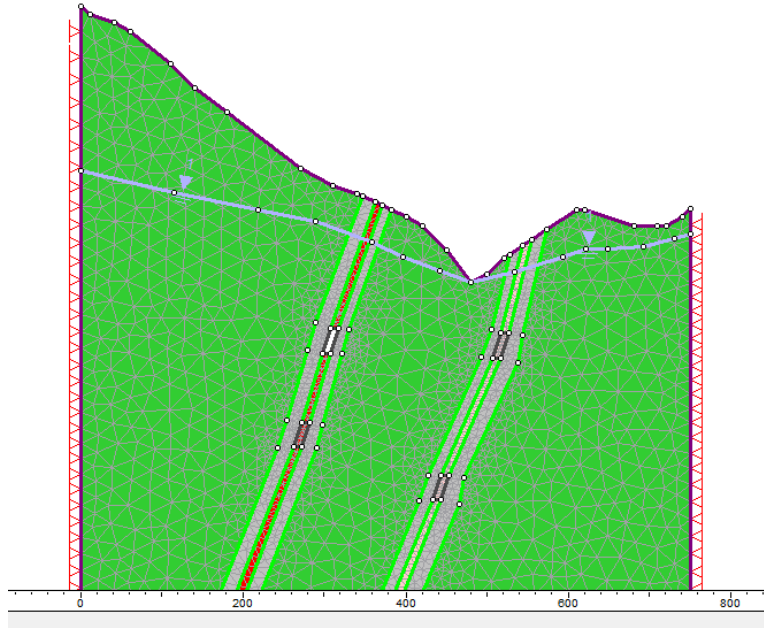


Figura 46. Modelación de cámaras mediante el software *Phase2*.

Al correr el modelo se obtienen los esfuerzos inducidos sobre las paredes de las cámaras de explotación (ver Figura 47 y 48) los cuales son utilizados para hallar el valor A.

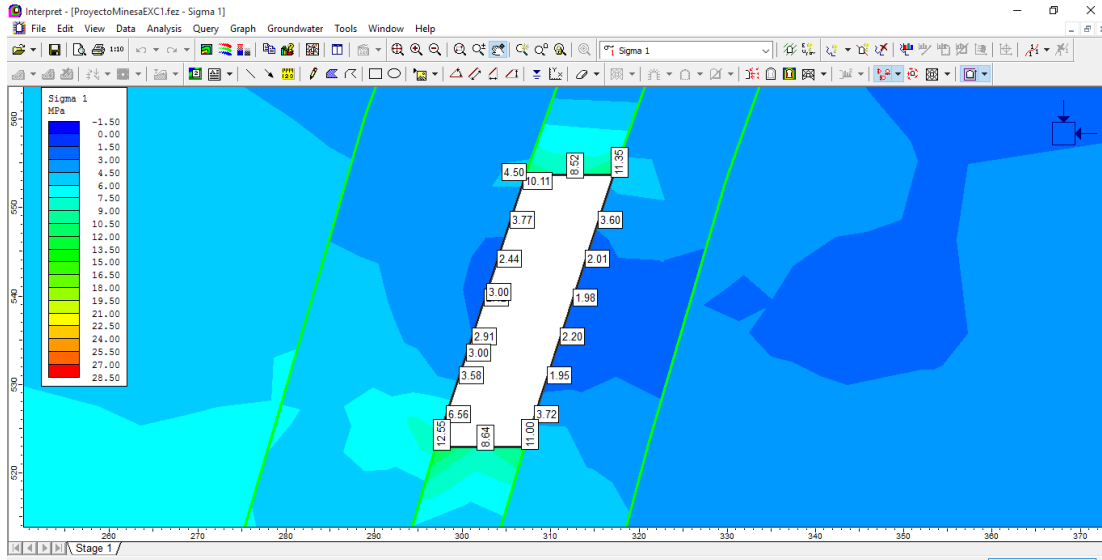


Figura 47. Esfuerzos inducidos sobre paredes de cámara de explotación minera a 250 m.

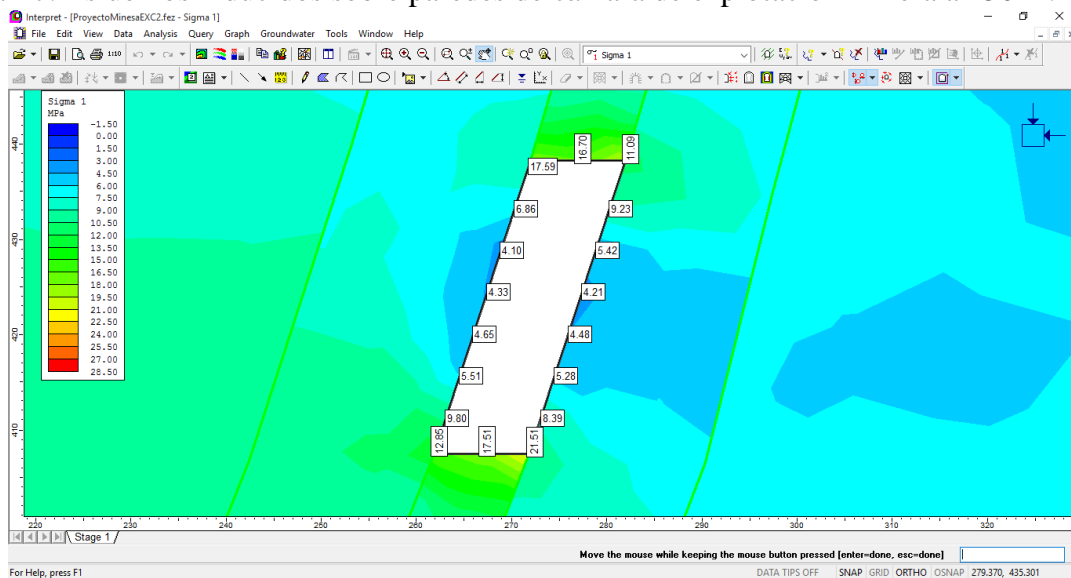


Figura 48. Esfuerzos inducidos sobre paredes de cámara de explotación minera a 450 m.

En este proyecto se usó el valor ponderado del esfuerzo a la compresión uniaxial (UCS) de cada pared sobre el promedio de los esfuerzos inducidos de cada una. El producto de esta división se ploteo en la Figura 49 y se obtuvo el valor de A (ver tabla 17 y tabla 18).

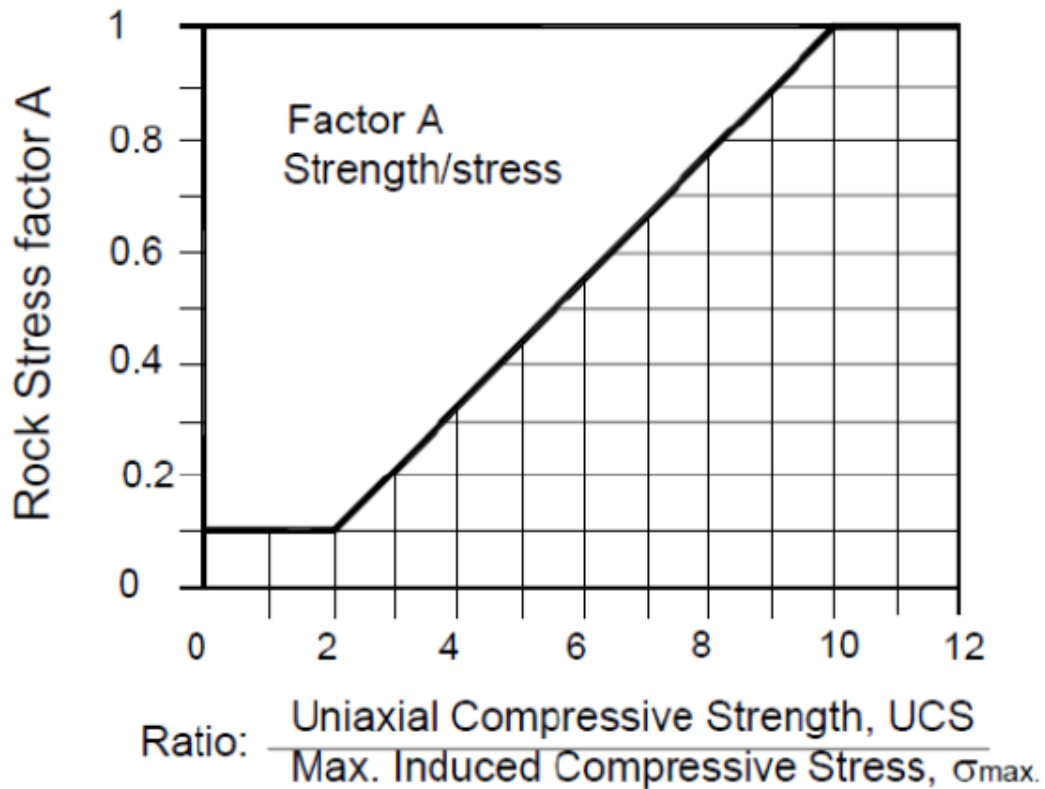


Figure 5. Factor A in the stability graph method

Figura 49. Grafico para determinar el parámetro A. Adaptado de (Hoek *et al.*, 1993, p.199).

Tabla 17. UCS ponderado, esfuerzos inducidos y parámetro A sobre paredes de cámara de explotación minera a 250 m.

SONDEO	UCS (Mpa) PONDERADO	PARED	ESFUERZO INDUCIDO PROMEDIO (Mpa)	PARÁMETRO A
LB180	48	HANGINGWALL	4,4	1,00
	32	LA MASCOTA	10,0	0,22
	86	FOOTWALL	2,9	3,21
LB163	29	HANGINGWALL	4,4	0,62
	72	LA MASCOTA	10,0	0,70
	67	FOOTWALL	2,9	1,00
LB190	49	HANGINGWALL	4,4	1,00
	109	LA MASCOTA	10,0	1,00
	31	FOOTWALL	2,9	1,00
LB80	40	HANGINGWALL	4,4	0,98

	150	LA MASCOTA	10,0	1,00
	75	FOOTWALL	2,9	1,00
LB142	40	HANGINGWALL	4,4	0,90
	114	LA MASCOTA	10,0	1,00
	83	FOOTWALL	2,9	1,00

Tabla 18. UCS ponderado, esfuerzos inducidos y parámetro A sobre paredes de cámara de explotación minera a 450 m.

SONDEO	UCS (Mpa) PONDERADO	PARED	ESFUERZO INDUCIDO PROMEDIO (Mpa)	PARÁMETRO A
LB689	46	HANGINGWALL	7,1	0,60
	55	LA MASCOTA	15,1	0,30
	38	FOOTWALL	6,1	0,60
LB278	62	HANGINGWALL	7,1	0,90
	150	LA MASCOTA	15,1	0,98
	39	FOOTWALL	6,1	0,56
LB195	44	HANGINGWALL	7,1	0,58
	160	LA MASCOTA	15,1	1,00
	102	FOOTWALL	6,1	1,00
LB239	94	HANGINGWALL	7,1	1,00
	98	LA MASCOTA	15,1	0,60
	95	FOOTWALL	6,1	1,00
LB110	40	HANGINGWALL	7,1	0,50
	130	LA MASCOTA	15,1	0,95
	40	FOOTWALL	6,1	0,58

9.3 Parámetro B

Se ploteo el $dip/dipdir$ de las diaclasas con el $dip/dipdir$ del techo de la cámara (ver *Figura 50*) y el $dip/dipdir$ de las diaclasas con el $dip/dipdir$ de las paredes (*hangingwall* y *footwall*) de la estructura La Mascota (ver *Figura 51*).

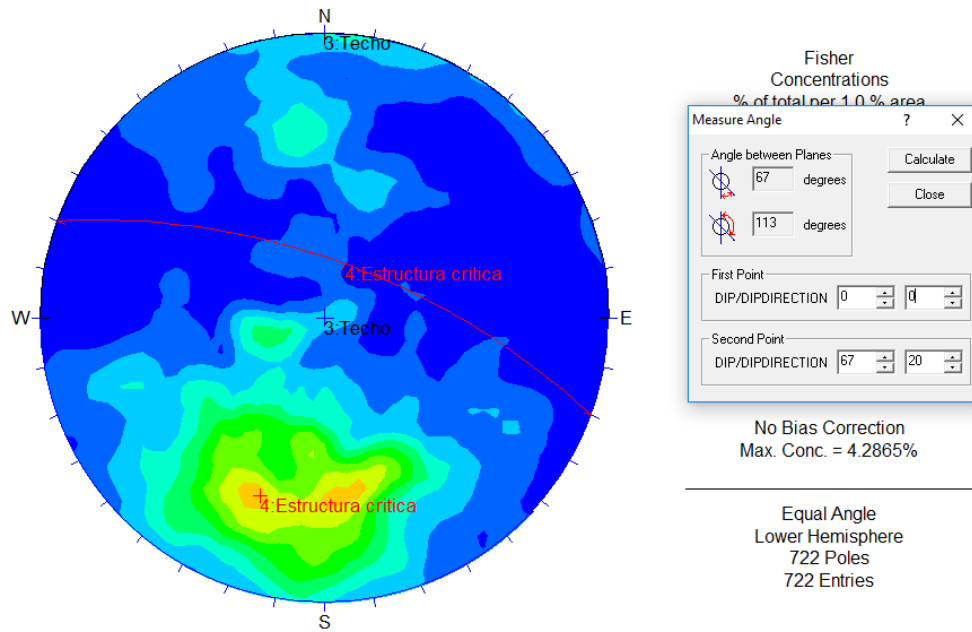


Figura 50. Modelamiento de las diaclasas principales vs el techo de la cámara para determinar ángulo con estructuras críticas.

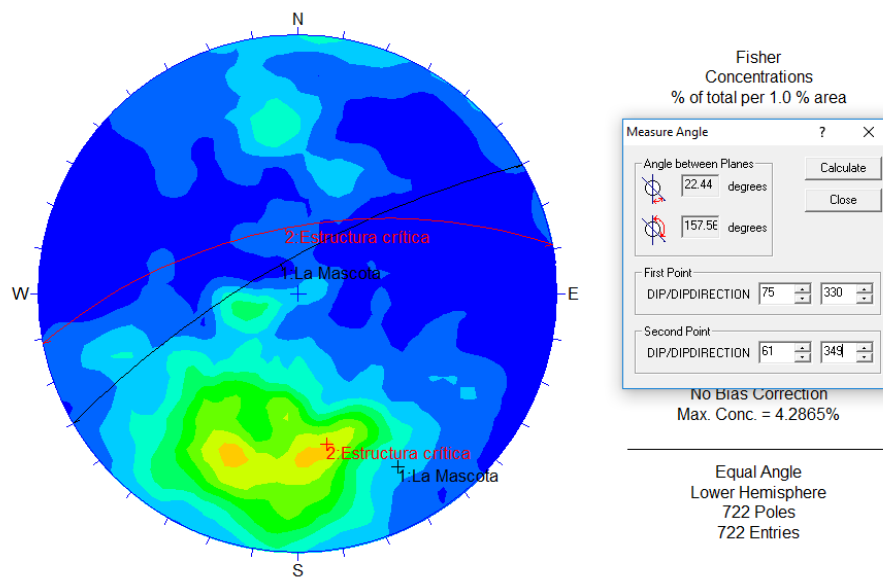


Figura 51. Modelamiento de las diaclasas principales vs paredes de la estructura la Mascota para determinar ángulo con estructuras críticas.

Se obtuvo el Angulo crítico para las paredes y se ploteo en la Figura 52 con la que se obtiene los diferentes valores de B (ver tabla 19).

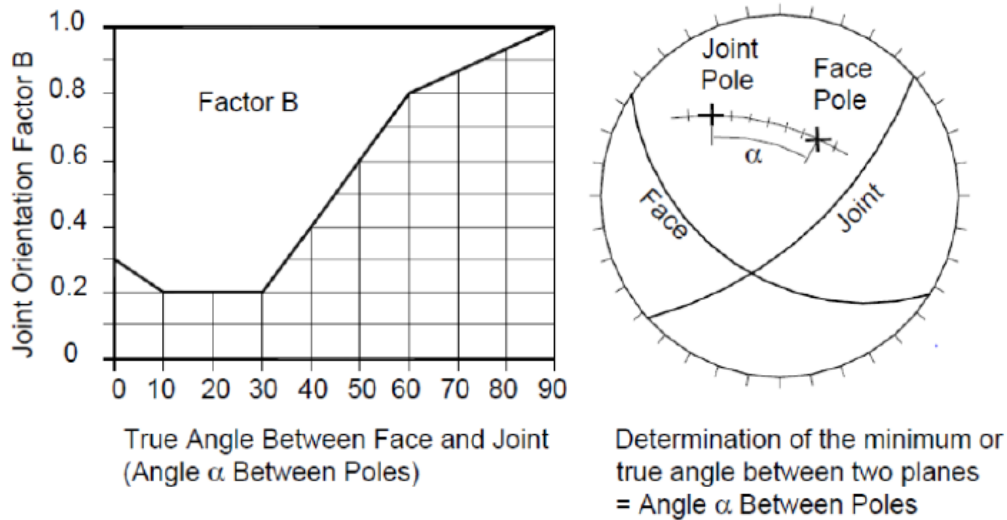


Figura 52. Grafico para determinar parámetro B. Modificado de (Hoek *et al.*, 1993, p.200).

Tabla 19. Angulo crítico para determinar Parámetro B.

NAME	STOP FACE	CRITICAL JOINT	STOP FACE CRITICAL JOIN	PARÁMETRO B
HANGINGWALL	330/75	349/61	22,4	0,2
BACK	0/0	20/67	67	0,85
FOOTWALL	330/75	349/61	22,4	0,2

9.4 Parámetro C

Se aplicó la formula correspondiente con los valores del diseño estipulado para el *hangingwall*, *footwall*, el techo y se graficó en la Figura 53 con lo cual se obtuvo el valor C.

$$\text{Footwall y hangingwall} = 75^\circ, C = 8 - 6\cos(75), C = 6,44.$$

$$\text{Techo} = 0^\circ, C = 8 - 6\cos(0), C = 2.$$

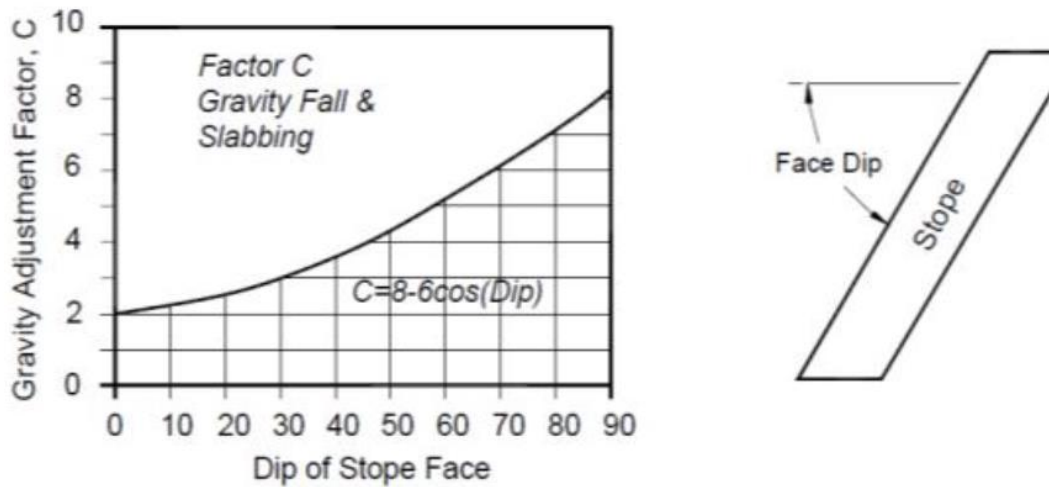


Figura 53. Grafica para determinar valor parámetro C. Adaptado de (Hoek *et al.*, 1993, p.201).

9.5 N'

Luego de aplicar el método grafico de Mathews para los 10 sondeos de perforación diamantina, se obtuvo un matriz de datos para los sondeos LB080, LB 110, LB LB142, LB163, LB180, LB190, LB195, LB239, LB278, LB689 (ver anexo 1.1 hasta 1.10), en donde se encuentran todos los parámetros de la fórmula $N' = Q' * A * B * C$.

En la tabla 20 se observa el resumen de los datos N' ponderado obtenidos, los resultados más específicos se pueden observar en los anexos 1.1 al 1.10 (columna N'). También se puede observar el marco general de estabilidad en la columna S correspondiente al radio hidráulico en los mismos anexos.

Tabla 20. Valores N´ obtenidos en los 10 sondeos de perforación diamantina.

DRILLHOLE	FROM	TO	TOTAL LENGHT	ZONAS	Q´ PONDERADO	A	B	C	N´ ponderado
LB080	189,95	212,10	22,15	HANGINGWALL	5,76	0,98	0,20	6,44	7,27
	212,10	221,87	9,77	LA MASCOTA	3,47	1,00	0,85	2,00	5,90
	221,87	243,70	21,83	FOOTWALL	6,71	1,00	0,20	6,44	8,64
LB110	378,70	395,20	16,50	HANGINGWALL	6,44	0,5	0,2	6,44	4,14
	395,20	427,50	32,30	LA MASCOTA	6,79	0,95	0,85	2	10,97
	427,50	451,50	24,00	FOOTWALL	3,56	0,58	0,2	6,44	2,66
LB239	400,81	454,50	53,69	HANGINGWALL	20,75	1,00	0,2	6,44	26,72
	454,50	497,13	42,63	LA MASCOTA	9,64	0,60	0,85	2	9,84
	497,13	525,17	28,04	FOOTWALL	16,10	1,00	0,20	6,44	20,73
LB278	482,19	508,00	25,81	HANGINGWALL	2,76	0,90	0,2	6,44	3,20
	508,00	585,97	77,97	LA MASCOTA	10,68	0,98	0,85	2,00	17,79
	585,97	612,34	26,37	FOOTWALL	1,89	0,56	0,20	6,44	1,36
LB142	141,3	163,0	2,3	HANGINGWALL	4,3	0,9	0,2	6,4	5,0
	163,0	223,2	60,2	LA MASCOTA	10,3	1,0	0,9	2,0	17,6
	223,2	239,3	16,1	FOOTWALL	1,1	1,0	0,2	6,4	1,4
LB180	217,93	256	38,07	HANGINGWALL	2,95	1	0,2	6,44	3,79
	256	269,22	13,22	LA MASCOTA	10,79	0,22	0,85	2	4,03
	269,22	311,92	42,7	FOOTWALL	7,24	1	0,2	6,44	9,32
LB163	315,6	332,1	16,5	HANGINGWALL	7,5	0,6	0,2	6,4	6,0
	332,1	379,4	47,3	LA MASCOTA	12,4	0,7	0,9	2,0	14,8
	379,4	410,0	30,6	FOOT WALL	24,6	1,0	0,2	6,4	31,6
LB190	275,2	291,1	15,9	HANGING WALL	4,9	1,0	0,2	6,4	6,3
	291,1	330,8	39,7	LA MASCOTA	12,2	1,0	0,9	2,0	20,8
	330,8	347,9	17,1	FOOT WALL	5,1	1,0	0,2	6,4	6,5
LB689	428	441	13	HANGING WALL	10,71	0,60	0,20	6,44	8,28
	441	482,2	41,2	LA MASCOTA	11,94	0,3	0,85	2	6,09
	482,2	510	27,8	FOOTWALL	1,58	0,60	0,2	6,44	1,22
LB195	360	387,87	27,87	HANGINGWALL	5,85	0,58	0,2	6,44	4,37
	387,87	434,34	46,47	LA MASCOTA	14,46	1	0,85	2	24,58
	434,34	471,31	36,97	FOOTWALL	8,55	1	0,2	6,44	11,01

De lo anterior se graficó los valores de N´ vs S con los valores de radio hidráulico de las excavaciones planteadas en el diseño (20*30m para el *hangingwall* y *footwall*, 10*20m para La Mascota) para la cámara superior (ver Figura 54) e inferior (ver Figura 55) y se determinó la estabilidad (ver tabla 21 y 22).

9.5.1 Cámara superior.

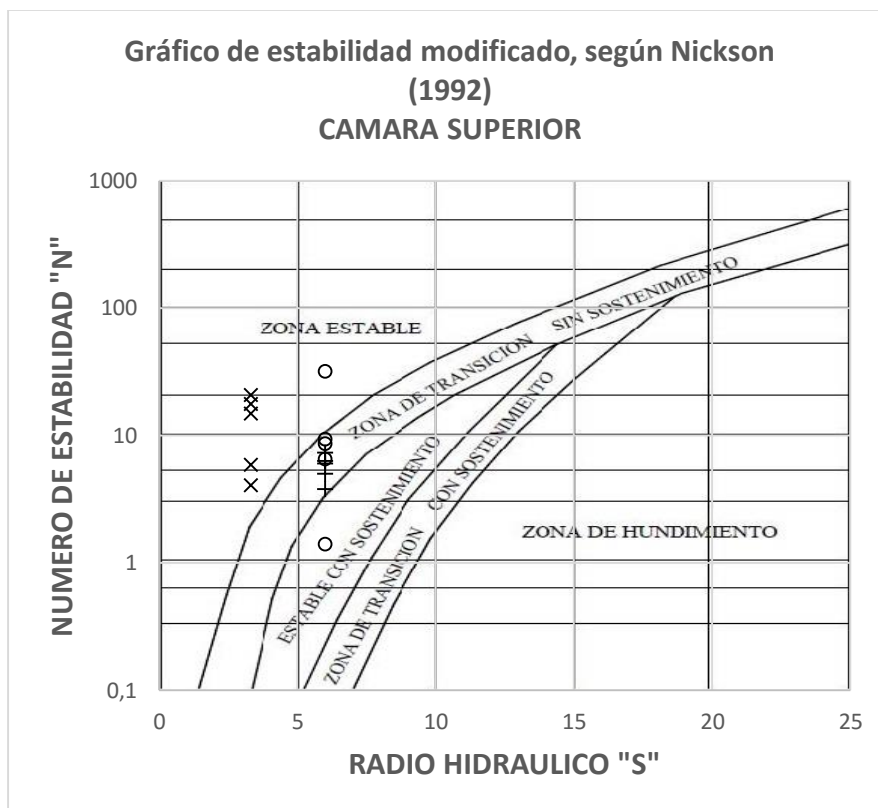


Figura 54. Grafico estabilidad paredes cámara superior (250m).

Tabla 21. Estabilidad paredes cámara superior (250m).

PARED	SONDEO	S	N'	Q'	MARCADOR	ESTABILIDAD
<i>Hangingwall</i>	LB080	6	7,27	5,76	+	zona de transición sin soporte
<i>Hangingwall</i>	LB0142	6	5	4,3	+	zona de transición sin soporte
<i>Hangingwall</i>	LB180	6	3,8	2,95	+	zona de transición sin soporte
<i>Hangingwall</i>	LB163	6	6	7,5	+	zona de transición sin soporte
<i>Hangingwall</i>	LB190	6	6,3	4,9	+	zona de transición sin soporte
Techo	LB080	3,3	5,9	3,47	X	zona estable
Techo	LB0142	3,3	17,6	10,3	X	zona estable
Techo	LB180	3,3	4,03	10,79	X	zona estable
Techo	LB163	3,3	14,8	12,4	X	zona estable
Techo	LB190	3,3	20,8	12,2	X	zona estable
<i>Footwall</i>	LB080	6	8,64	6,71	O	zona de transición sin soporte
<i>Footwall</i>	LB0142	6	1,4	1,1	O	zona estable con soporte

Footwall	LB180	6	9,32	7,24	O	zona de transición sin soporte
Footwall	LB163	6	31,6	4,26	O	zona estable
Footwall	LB190	6	6,5	5,1	O	zona de transición sin soporte
zona estable						
zona de transición sin soporte						
zona estable con soporte						
zona de transición con soporte						

9.5.2 Cámara inferior.

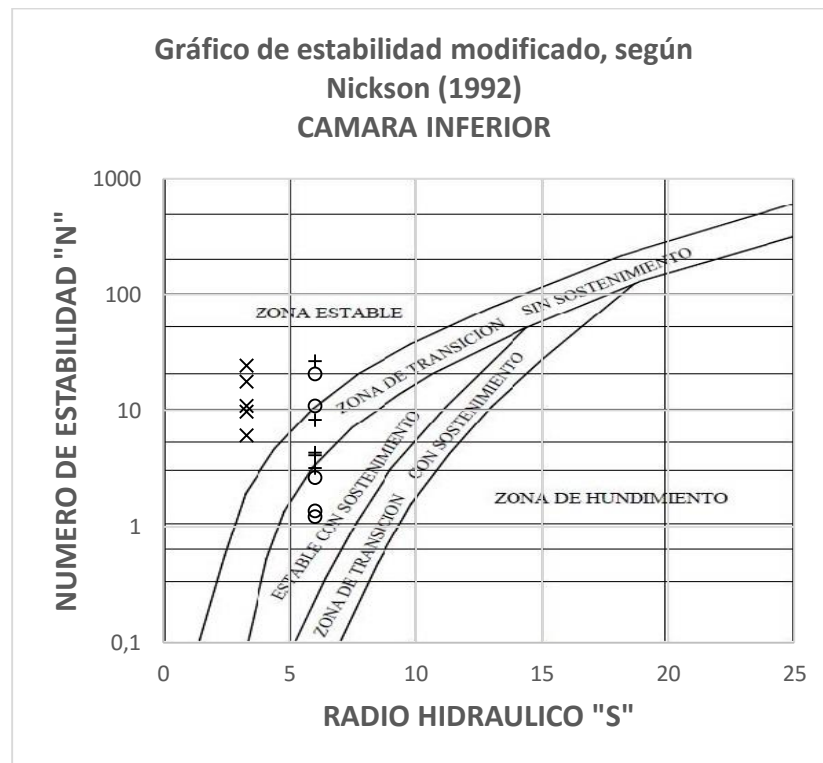


Figura 55. Grafico estabilidad paredes cámara inferior (450m).

Tabla 22. Estabilidad paredes cámara inferior (450m).

PARED	SONDEO	S	N'	Q'	MARCADOR	ESTABILIDAD
Hanginwall	LB110	6	4,14	6,44	+	zona de transición sin soporte
Hanginwall	LB239	6	26,72	20,75	+	zona estable
Hanginwall	LB278	6	3,2	2,76	+	zona estable con soporte
Hanginwall	LB689	6	8,28	10,71	+	zona estable

<i>Hangingwall</i>	LB195	6	4,37	5,85	+	zona de transición sin soporte
Techo	LB110	3,3	10,97	6,79	X	zona estable
Techo	LB239	3,3	9,84	9,64	X	zona estable
Techo	LB278	3,3	17,79	10,68	X	zona estable
Techo	LB689	3,3	6,09	11,94	X	zona estable
Techo	LB195	3,3	24,58	14,46	X	zona estable
<i>Footwall</i>	LB110	6	2,66	3,56	O	
<i>Footwall</i>	LB239	6	20,73	16,1	O	zona estable
<i>Footwall</i>	LB278	6	1,36	1,89	O	zona estable con soporte
<i>Footwall</i>	LB689	6	1,22	1,58	O	zona estable con soporte
<i>Footwall</i>	LB195	6	11,01	8,55	O	zona estable
zona estable						
zona de transición sin soporte						
zona estable con soporte						
zona de transición con soporte						

10 Análisis

El método de Mathews combina diferentes parámetros del macizo rocoso para determinar la estabilidad del mismo. Todo esto es necesario para determinar las zonas críticas de las paredes de las cámaras y así proponer un método de sostenimiento para las mismas.

Para el análisis de esto se plantea usar las gráficas para diseño de cables de anclajes modificadas por Diederichs et al., 1999 para las paredes que requieran sostenimiento. Con estos se diseña el tipo de cable, la longitud y el espaciamiento a utilizar.

Básicamente se traslapan los datos de la gráfica de Nickson, 1992 en Diederichs et al., 1999 donde solo las paredes caracterizadas como zona de transición sin sostenimiento y estable con sostenimiento requieren de cables de anclajes.

Cabe resaltar que el *hangingwall* es el bloque colgante, por lo tanto, es el bloque que presenta mayor susceptibilidad a fallas, caída de rocas y cuñas en la cámara minera. Por lo mismo se ilustra el sostenimiento principalmente del *hangingwall* en las cámaras mineras, ya que, de ser necesario sostenimiento en el *footwall*, se recomendaría reducir el tamaño de las cámaras o realizar sostenimiento desde los túneles de acceso a estas, pero esos túneles no son objeto de este estudio.

Dicho esto, se presentan las Figuras 56a, 56b, 56c, 57 y 58 para la cámara superior y las Figuras 59a, 59b, 59c, 60 y 61 para la cama inferior.

10.1 Cámara superior.

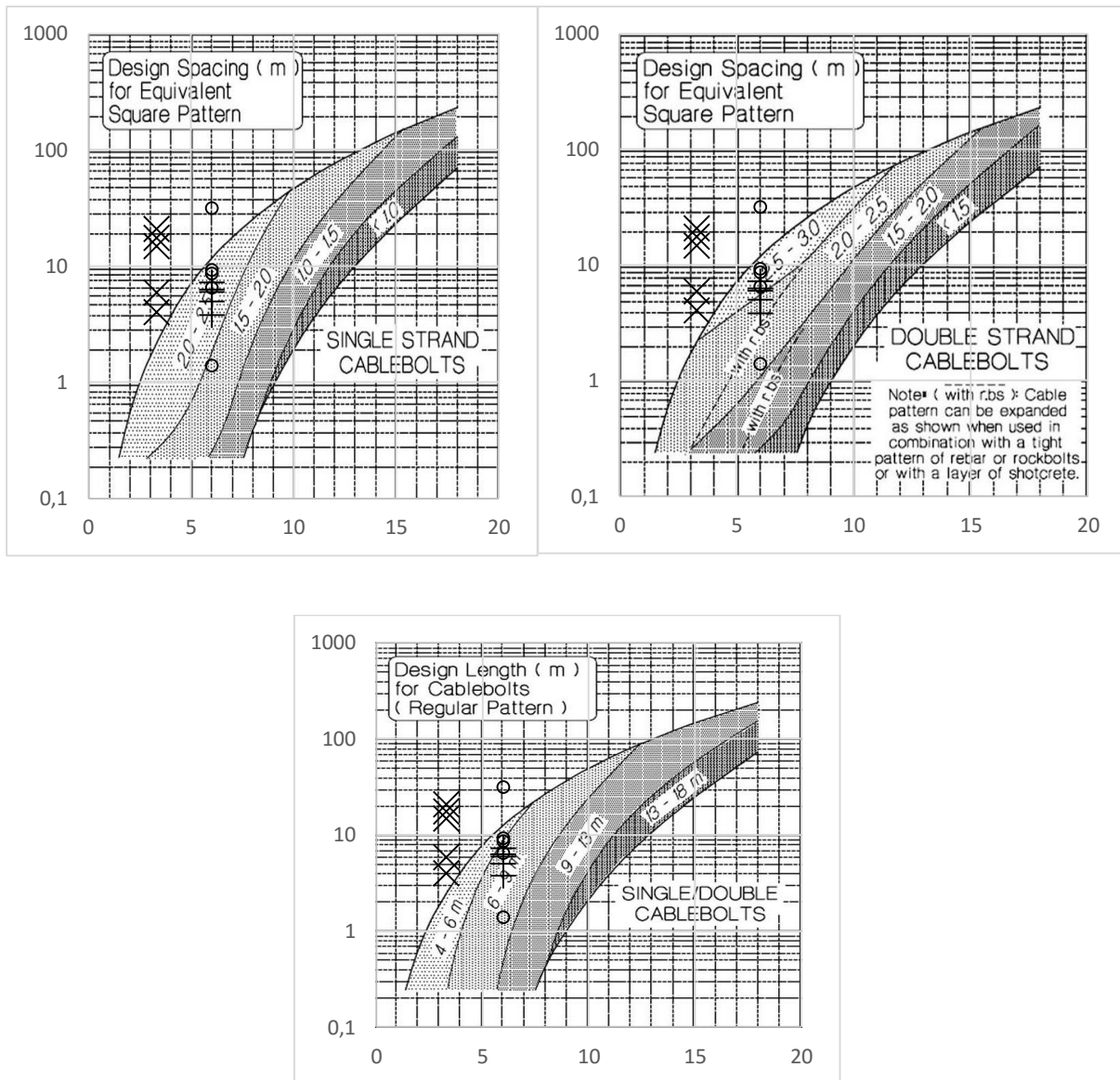


Figura 56. a, b y c, Diseño de cables de anclajes para cámara superior. Adaptado de (Diederichs et al., 1999).

Para la cámara superior en el *hangingwall* y el *footwall* se proponen cables de anclajes sencillos con espaciamiento de 2-2.5m con longitudes de 6-9m (ver Figura 49) o cables de anclajes dobles con espaciamiento de 2-2.5m con longitudes de 6-9m (ver Figura 50) para el *hangingwall* y cables de anclajes dobles con espaciamiento de 2.5-3m con longitudes de 6-9m para el *footwall*.

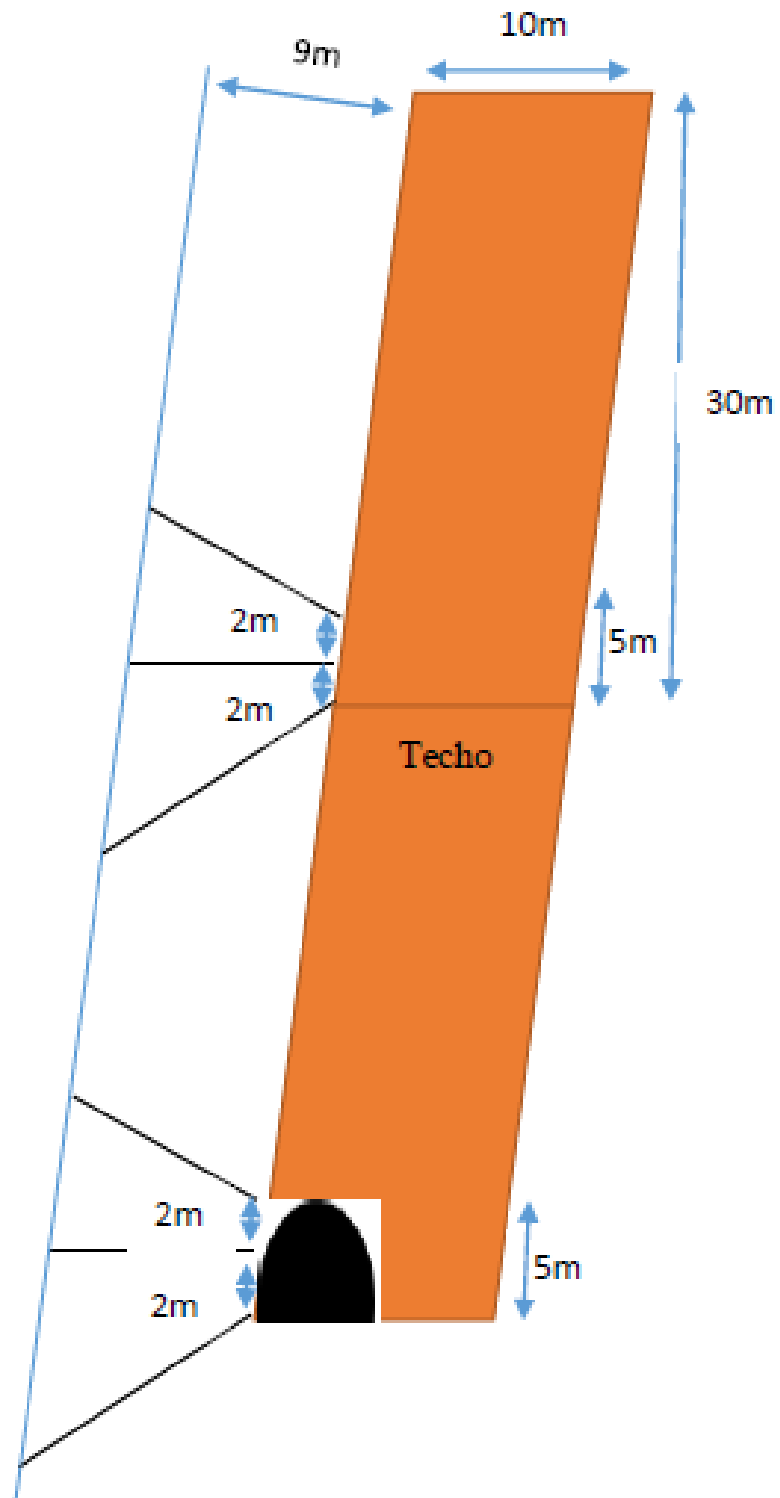


Figura 57. Propuesta de sostenimiento con cables de anclajes sencillos para *hangingwall* en la cámara a 250m.

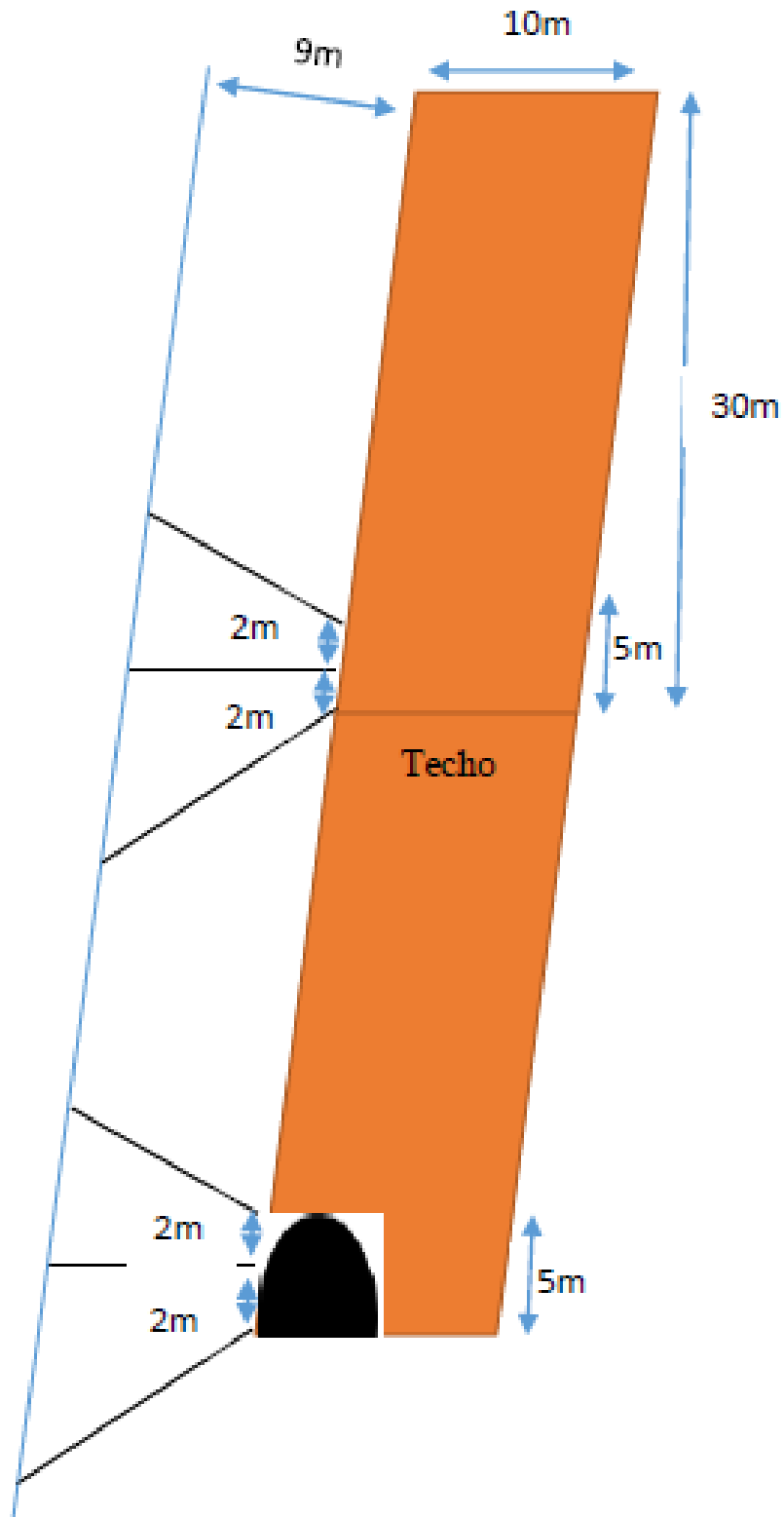


Figura 58. Propuesta de sostenimiento con cables de anclajes dobles para el *hangingwall* en la cámara a 250m.

10.2 Cámara inferior.

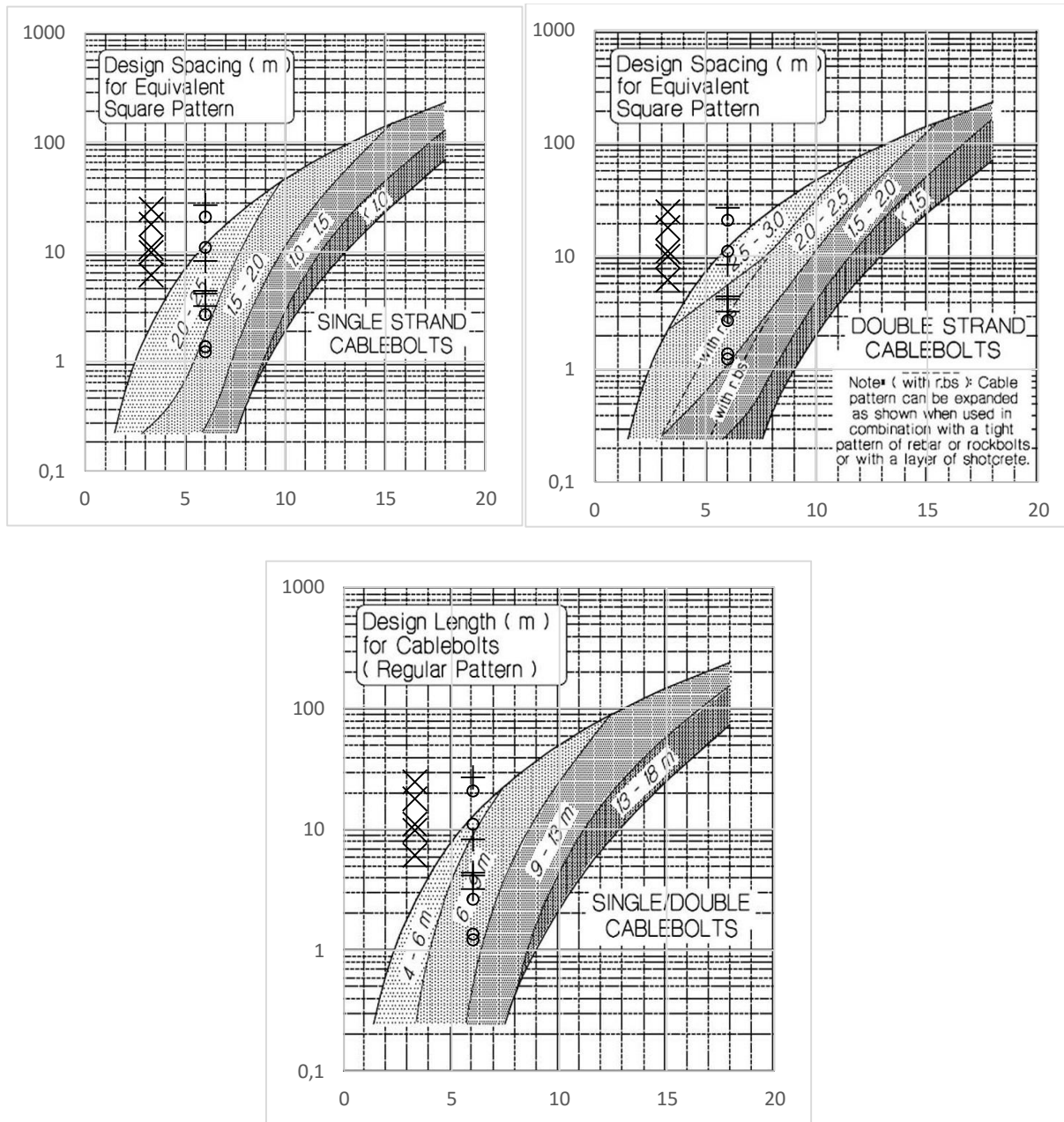


Figura 59. a, b y c, Diseño de cables de anclajes para cámara inferior. Adaptado de (Diederichs et al., 1999).

Para la cámara inferior en el *hangingwall* se proponen cables de anclajes sencillos con espaciamiento de 2-2.5m con longitudes de 6-9m (ver *Figura 53*) y en el *footwall* cables de anclajes sencillos con espaciamiento de 1.5-2 m con longitudes de 6-9m (ver *Figura 54*) o cables de anclajes dobles con espaciamiento de 2-2.5 m con longitudes de 6-9m (ver *Figura 55*) para el *hangingwall* y el *footwall*.

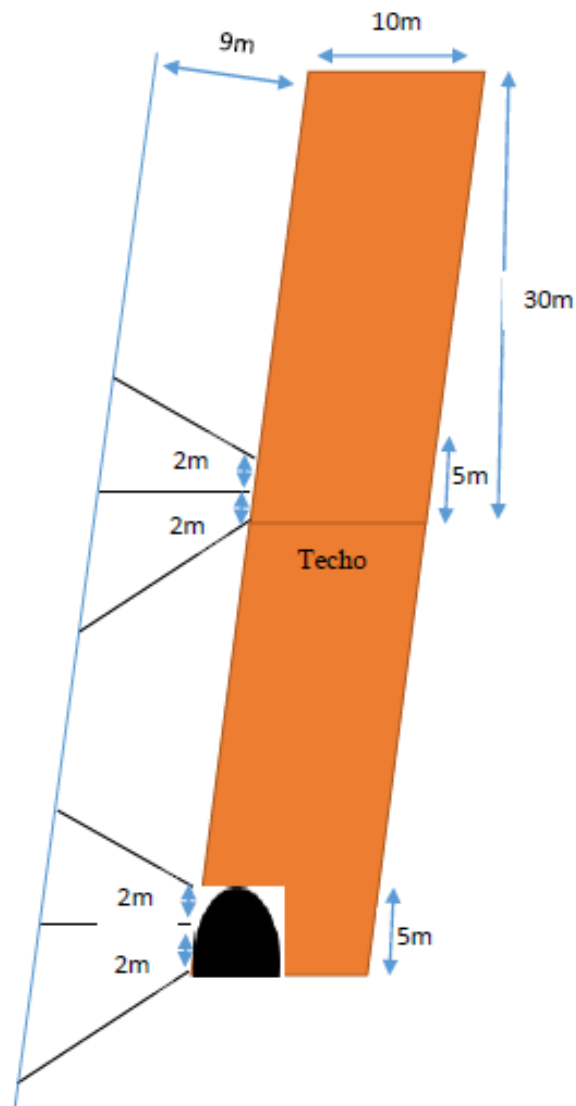


Figura 60. Propuesta de sostenimiento con cables de anclajes sencillos para el *hangingwall* en la cámara a 450m.

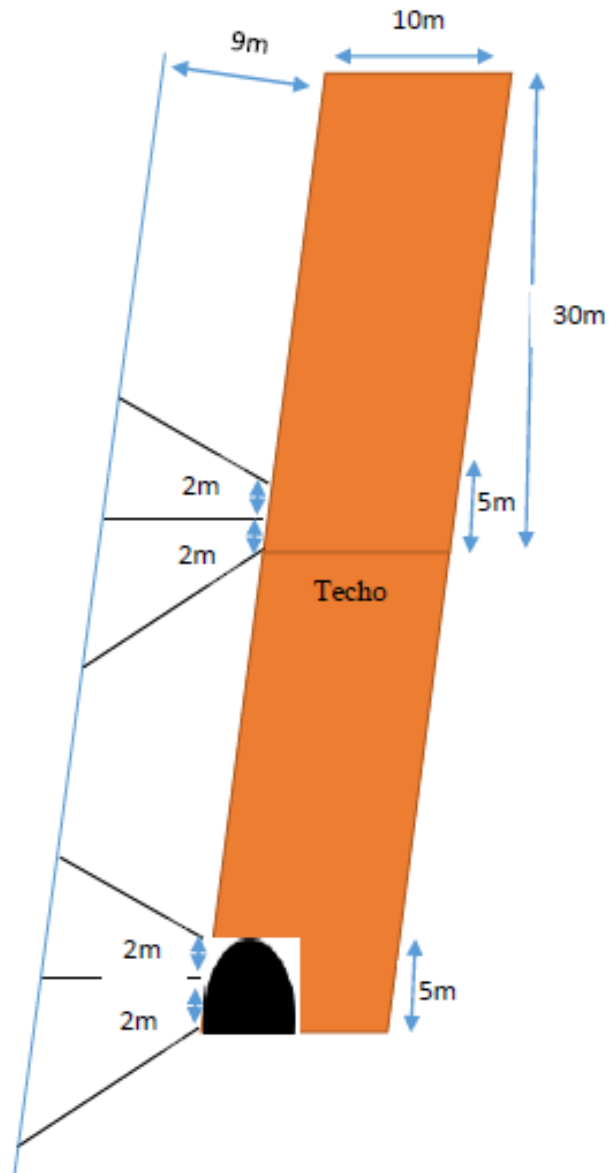


Figura 61. Propuesta de sostenimiento con cables de anclajes dobles para el *hangingwall* en la cámara a 450m.

11 Conclusiones

El método de Mathews es una herramienta útil para conocer la estabilidad de las cámaras mineras, permite predecir lo que puede pasar a medida que se adelanta la excavación en los diferentes

bloques geomecánicos. Aun así, es necesario implementar el método al interior del túnel, para conocer directamente el comportamiento del macizo en condiciones *in-situ*.

La clasificación geomecánica para el gneis en sus diferentes tipos de alteración y La Mascota en promedio se considera como roca media según el Q' de Barton. Es necesario identificar claramente las zonas de fallas (contacto entre el gneis y La Mascota), las cuales presentan clasificaciones muy malas según el Q' . Esto afecta directamente el N' y el sostenimiento necesario. El Q' es una herramienta cualitativa de gran ayuda, la cual permite identificar las zonas que deben ser atendidas prioritariamente.

El Parámetro A se determinó con ensayos de PLT y pruebas cualitativas para determinar el UCS. Sin embargo, puede ser mejorado si se realizan diferentes tipos de ensayos para determinar el UCS de la roca, tales como triaxiales, ensayo de compresión simple, refracción sísmica que permitirían manejar el modelo como elasto-plástico y obtener resultados con mayor precisión.

Respecto al Parámetro B, se debe identificar plenamente en el túnel, cuáles estructuras son paralelas a las paredes para prestar especial atención a medida que se va excavando.

El Parámetro C depende del diseño de la cámara, en caso de ser modificado se debe recalcular para considerar las variaciones.

El método propone sostenimiento para las zonas de transición sin sostenimiento y zona estable con sostenimiento. Además, es necesario realizar las excavaciones interviniendo siempre la estructura La Mascota y evitando dejar expuesto los contactos entre esta y el gneis, ya que estas son las zonas más críticas. Al igual que la primera conclusión es necesario poner a prueba este sostenimiento en el túnel para verificar su efectividad.

Los tamaños de excavación en el diseño no pueden ser aumentados en el hangingwall, footwall, y La Mascota, ya que disminuiría la estabilidad en la cámara y sería necesario aumentar en el sostenimiento.

Bibliografía

Alcaldía de California (2002). Esquema de ordenamiento territorial. California, Santander. p.8, p.11, p.12 y p.13.

Arcelus S., J. V. (2004). Plan de explotación de la veta Hansa en la mina Colombia, CVG MINERVEN. El Callao, Estado Bolívar. Trabajo especial de grado. Universidad central de Venezuela. Caracas, Venezuela, 2004.

Barton., N y Grimstand., E (2014). *Forty years with the Q-system in Norway and Abroad. FJELLSPRENGNINGSTEKNIKK, NFF, Oslo, 4.1-4.25. www.nickbarton.com.* p1 y p2.

Bustamante M., A. (2008). Geomecánica aplicada a la prevención de pérdidas por caídas de rocas en la Mina Hunzállá-Cía, Minera Santa Lucia, S.A.S. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, Perú. p. 14.

Cabello C., N. N. (2008). Selección del método de explotación para la veta Piedad en la Mina Catalina Huanca, Ayacucho. Tesis de pregrado. Universidad Mayor de San Marcos. Lima, Perú. p. 35.

Cabrera., R. (2015). Diseño geomecánico de minado *sublevel stoping* de la Mina Santa Pancha en Nicaragua. Tritón Minera S.A. B2gold. Corp., Nicaragua. p. 1

Chávez V., A. J. (2015). Plan de minado subterráneo aplicado en la corporación minera Ananea s.a. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, Perú, 2013. p. 4.

Córdova R., N. D. (2008). Geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable. Tesis de Maestría. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, Perú.

Clavijo J., y Royero G., J. M. (2001). Memoria explicativa del departamento de Santander. Ministerio de minas y energía. República de Colombia.

Diederichs M. S. Hutchinson D. J y Kaiser P.K., *Cablebolt layouts using the modified stability graph*, CIM Bull. 92 (1999), pp. 81–86.

Fuenzalida N., J. I. (2014). Evaluación estadística de los Parámetros de ajuste de la metodología de Mathews y su impacto en el diseño empírico de caserones. Tesis de pregrado. Universidad de Chile. Chile, Santiago de Chile, 2014. p.10, p.13- p.24.

Gutiérrez A., D. F. (2014). “Aplicación del método de explotación *sublevel stoping* en manto Cobriza”. Tesis de pregrado. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, Perú.

Guaman G., V. E. y Mendieta G., F.A. (2013). Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la cantera de materiales de construcción “Las Victorias”. Universidad de Cuenca. Cuenca, Ecuador.

Hoek E., Kaiser., P. K. y Bawden., W. F. (1993). *SUPPORT OF UNDERGROUND EXCAVATIONS IN HARD ROCK* (primera edición). Ministerio de colegios y universidades de Ontario, Canadá. p. 198-202.

Hoek E., Carranza-Torres, C., and Corkum, B. (2002), *Hoek-Brown failure criterion — 2002 edition. Proc. North American Rock Mechanics Society Meeting in Toronto in July 2000.*

Jemielita., A. R. (2010). *Observations on the geology and mineralization of the La Bodega-Mascota epithermal gold deposit California- Vetas district Colombia.* Reporte técnico para CVS exploration. California, Santander. p.4.

Montero. C., J. (2004). Traducción Guía de usuario *Roclab (Rockscience)*, Análisis de la resistencia del macizo rocoso mediante el criterio de rotura de Hoek-Brown. Universidad de Granada, España.

Montenegro P., M. R. (2014). Método gráfico de estabilidad para el dimensionamiento de tajeos. Universidad Mayor de San Marcos. San Marcos, Perú. p.1, p.9, p.10 y p.13.

Nuñez I., E. (1999). Automatización del análisis de estabilidad de taludes rocosos por medio de equilibrio limite en tres dimensiones: proyecto hidroeléctrico Boruca. Universidad de Costa rica. Costa Rica, San José.

- Pabón G., E. y Méndez., Y. O. (2004). Análisis de la geomecánica aplicada a la estabilidad de pozos de los campos Cusiana y Cupiagua mediante analogías con yacimientos sensibles a esfuerzos. Tesis de pregrado. Universidad industrial de Santander. Bucaramanga, Santander. p.3 y p.4.
- Palstrom., A. y Broch., E. (2006). *Use and misuse of rock mass classification systems with particular reference to the Q-system. Published 2006 in Tunnels and Underground Space Technology, vol. 21, pp. 575-593.* p.1 y p.4.
- Pierri., G. (2016). Contribución a la caracterización de los macizos rocosos basados en el GSI de Hoek. Universidad central de Venezuela, Caracas, 2016. p.4.
- Ramírez O., P y Mongue., L. A. (2004). Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (primera edición). Universidad politécnica de Madrid. Madrid, España, 2004. p.3.
- Rodríguez M, A. L., Bissig, T., Craig J.R, H y Mantilla F, L.C. (2017). *Late Pliocene High-Sulfidation Epithermal Gold Mineralization at the La Bodega and La Mascota Deposits, Northeastern Cordillera of Colombia. Economic Geology, v. 112, pp. 347–374.* p348 y 351.
- Sociedad minera de Santander, MINESA (2015). Manual de logueo de núcleos de perforación v2. California, Santander, 2015. p.10-p.16, p.34-p.37, p.50.

Sociedad minera de Santander, MINESA (2015). Procedimiento ensayo PLT. California, Santander. p.6.

Suorineni., F. T. (2010). *The stability graph after three decades in use: Experiences and the way forward. International Journal of Mining, Reclamation and Environment.* Ontorio, Canadá, noviembre 24 de 2010, 24:4, p27.

Trujillo A., J. M. (2011). Evaluación de recomendaciones de diseño para túneles excavados en materiales volcánicos y suelos residuales. Pontificia Universidad Javeriana. Tesis de grado. Bogotá, Colombia, 2011. p. 11.

Vallejo G., L. I., Ayala C., F. J & Rodríguez O., J.M (2002). Manual de ingeniería geológica. Instituto tecnológico geominero de España. España, 2002. p.19.

Williams., J. H. y Johnson., C. D. (2004). *Acoustic and optical borehole-wall imaging for fractured-rock aquifer studies. Journal of Applied Geophysics, vol. 55, Issue 1-2, p.4-p.17.*

Correa O., J. C. (2012). Estudio para definir los parámetros geomecánicos de diseño de obras subterráneas en un proyecto ubicado en Pánfilo Natera, zacatecas. Tesis de pregrado. Universidad Nacional de México. México, Ciudad de México.

OPENSHA (2017). Página principal <http://www.opensha.org/glossary-hangingFootWall>.

Logan *drilling* Colombia (2012). Página principal de Logan <http://www.logandrillinggroup.com>.

Programas de modelamiento geotécnico (2004). Página principal Rockscience.
<http://www.rockscience.com>. Licencia prestada por la Universidad Industrial de Santander.

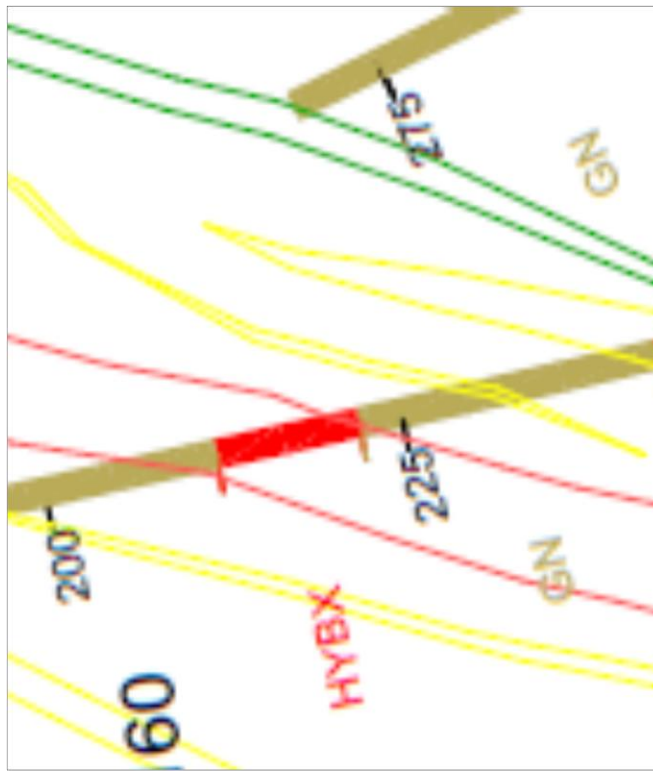
Anexos

NOMENCLATURA			
DRILLH	DRILLHOLE	Q´	Q´
FROM	FROM	Q´ pon	Q´ ponderado
TO	TO	Q´ min	Q´ mínimo
L	LENGHT	Q´ max	Q´ máximo
T L	TOTAL, LENGHT	DUR	DUREZA
Z	ZONAS	PLT	PLT
LIT	LITOLOGÍA	UCS(Mpa)	UCS(Mpa)
ALT	ALT	ESFIND	ESFINDUCIDO
INTALT	INT ALT	A	A
RQD	RQD	B	B
%RQD	%RQD	C	C
JN	JN	N´ pond	N´ ponderado
JR	JR	N´ min	N´ mínimo
JA	JA	N´ max	N´ máximo
Q´	Q´		

VALORES Q´	
0,001-0,01	roca excepcionalmente mala
0,01-0,1	roca extremadamente mala
0,1-1	roca muy mala
1-4	roca mala
4-10	roca media
10-40	roca buena
40-100	roca muy buena
100-400	roca extremadamente buena
400-1000	roca excepcionalmente buena

S (RADIO HIDRÁULICO)
zona estable
zona de transición sin soporte
zona estable con soporte
zona de transición con soporte

ANEXO 1.1. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL SECTOR "LA MASCOTA" PARA DISEÑOS DE CÁMARA DE EXPLOTACIÓN SONDEO LB080																											
DRILLH	FROM	TO	L	TL	Z	LIT	ALT	INT ALT	RQD	%RQD	JN	JR	JA	Q'	Q' pon	Q' min	Q' max	D	UCS(Mpa)	ESFIND	A	B	C	N' pond	N' min	N' max	
LB080	189.95	212.10	22.15	22.15	HW	GN	ARG	2.00	7.65	34.54	9.00	2.00	3.00	5.76	5.76	5.76	5.76	R3-R4	40.00	4.43	0.98	0.20	6.44	7.27	7.27		
	212.10	221.87	9.77	9.77	LM	THBX	SIL	3.00	3.05	31.22	6.00	3.00	2.00	3.47	3.47	3.47	3.47	R5	150.00	10.00	1.00	0.85	2.00	5.90	5.90		
	221.87	223.05	1.18	1.18		GN	SIL	2.00	0.65	55.08	6.00	2.00	2.00	9.18				R4	75.00								
	223.05	228.04	4.99	21.83	FW	GN	ARG	2.00	1.90	38.08	6.00	2.00	3.00	9.52	6.71	4.78	9.52	R4	40.00	2.90	1.00	0.20	6.44	6.16	12.26		
	228.04	234.05	6.01			GN	PRO	1.00	1.89	31.45	6.00	1.50	2.00	6.99				R4	150.00								
	234.05	243.70	9.65			GN	ARG	2.00	2.77	28.70	9.00	2.00	3.00	4.78				R4	40.00								



S (RADIO HIDRÁULICO) SONDEO LB080

HANGINGWALL

ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66

LA MASCOTA

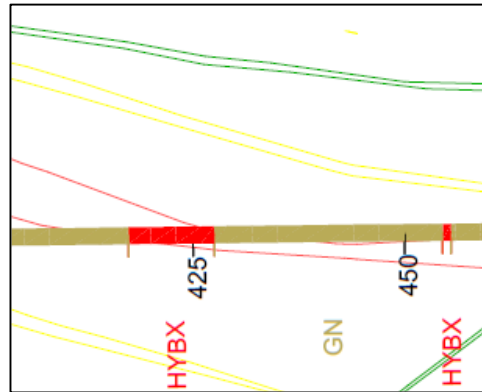
ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00
10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29
20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00

FOOTWALL

ALTO/LARGO	5,00	10,00	15,00	20	ALTO/LARGO	5,00	10,00	15,00	20	ALTO/LARGO	5,00	10,00	15,00	20
5,00	1,25	1,67	1,88	2	5,00	1,25	1,67	1,88	2	5,00	1,25	1,67	1,88	2
10	1,66	2,5	3	3,33	10	1,66	2,5	3	3,33	10	1,66	2,5	3	3,33
15,00	1,88	3,00	3,75	4,28	15,00	1,88	3,00	3,75	4,28	15,00	1,88	3,00	3,75	4,28
20,00	2,00	3,33	4,29	5	20,00	2,00	3,33	4,29	5	20,00	2,00	3,33	4,29	5
25,00	2,08	3,57	4,69	5,55	25,00	2,08	3,57	4,69	5,55	25,00	2,08	3,57	4,69	5,55
30,00	2,14	3,75	5,00	6	30,00	2,14	3,75	5,00	6	30,00	2,14	3,75	5,00	6
35,00	2,19	3,89	5,25	6,36	35,00	2,19	3,89	5,25	6,36	35,00	2,19	3,89	5,25	6,36
40,00	2,22	4,00	5,45	6,66	40,00	2,22	4,00	5,45	6,66	40,00	2,22	4,00	5,45	6,66

ANEXO 1.2. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL SECTOR "LA MASCOTA" PARA DISEÑOS DE CÁMARAS DE EXPLOTACIÓN SONDEO LBI10

DRILLH	FROM	TO	L	TL	Z	LIT	ALT	INT ALT	RQD	%RQD	JN	JR	JA	Q'	Q' pon	Q' min	Q' max	D	UCS(Mpa)	ESFIND	A	B	C	N' pond	N' min	N max
LBI10	378.70	390.00	11.30			GN	PHY	2.00	4.69	41.50	6.00	2.00	2.00	6.92	6.44	4.05	7.01	R3-R4	40.00							
	390.00	392.80	2.80	16.50	HW	GN	ARG	1.00	0.68	24.29	6.00	2.00	2.00	4.05	6.44	4.05	7.01	R4	40.00	7.05	0.5	0.2	6.44	4.14	2.60	4.51
	392.80	395.20	2.40			GN	ARG	2.00	1.01	42.08	6.00	2.00	2.00	7.01	6.44	4.05	7.01	R3-R4	40.00							
	395.20	401.30	6.10			GN	SIL	1.00	2.23	36.56	6.00	2.00	2.00	6.09	6.79	3.29	17.20	R4	75.00							
	401.30	413.50	12.20			THBX	SIL	3.00	5.56	45.57	9.00	3.00	2.00	7.60	6.79	3.29	17.20	R4-R5	150.00							
	413.50	416.00	2.50	32.30	LM	GN	SIL	2.00	1.72	68.80	6.00	3.00	2.00	17.20	6.79	3.29	17.20	R4-R5	75.00	15.12	0.95	0.85	2	10.97	5.31	27.78
	416.00	420.17	4.17			THBX	SIL	3.00	1.32	31.65	9.00	3.00	2.00	5.28	6.79	3.29	17.20	R5	150.00							
	420.17	426.85	6.68			THBX	SIL	3.00	1.76	26.35	12.00	3.00	2.00	3.29	6.79	3.29	17.20	R4-R5	150.00							
	426.85	427.50	0.65			THBX	SIL	3.00	0.10	15.38	6.00	3.00	2.00	3.85	6.79	3.29	17.20	R5	150.00							
	427.50	434.85	7.35	24.00	FW	GN	ARG	2.00	4.13	56.19	6.00	2.00	3.00	6.24	3.56	2.37	6.24	R3-R4	40.00	6.16	0.58	0.2	6.44	2.66	1.77	4.66
	434.85	451.50	16.65			GN	ARG	1.00	5.33	32.01	9.00	2.00	3.00	2.37	3.56	2.37	6.24	R3-R4	40.00							



S (RADIO HIDRAULICO) SONDEO LB 110

HANGINGWALL

ALTO/LARGO	5	10	15	20	ALTO/LARGO	5	10	15	20	ALTO/LARGO	5	10	15	20
5	1,25	1,67	1,88	2	5	1,25	1,67	1,88	2	5	1,25	1,67	1,88	2
10	1,66	2,5	3	3,33	10	1,66	2,5	3	3,33	10	1,66	2,5	3	3,33
15	1,88	3,00	3,75	4,28	15	1,88	3,00	3,75	4,28	15	1,88	3,00	3,75	4,28
20	2,00	3,33	4,29	5	20	2,00	3,33	4,29	5	20	2,00	3,33	4,29	5
25	2,08	3,57	4,69	5,55	25	2,08	3,57	4,69	5,55	25	2,08	3,57	4,69	5,55
30	2,14	3,75	5,00	6	30	2,14	3,75	5,00	6	30	2,14	3,75	5,00	6
35	2,19	3,89	5,25	6,36	35	2,19	3,89	5,25	6,36	35	2,19	3,89	5,25	6,36
40	2,22	4,00	5,45	6,66	40	2,22	4,00	5,45	6,66	40	2,22	4,00	5,45	6,66

LA MASCOTA

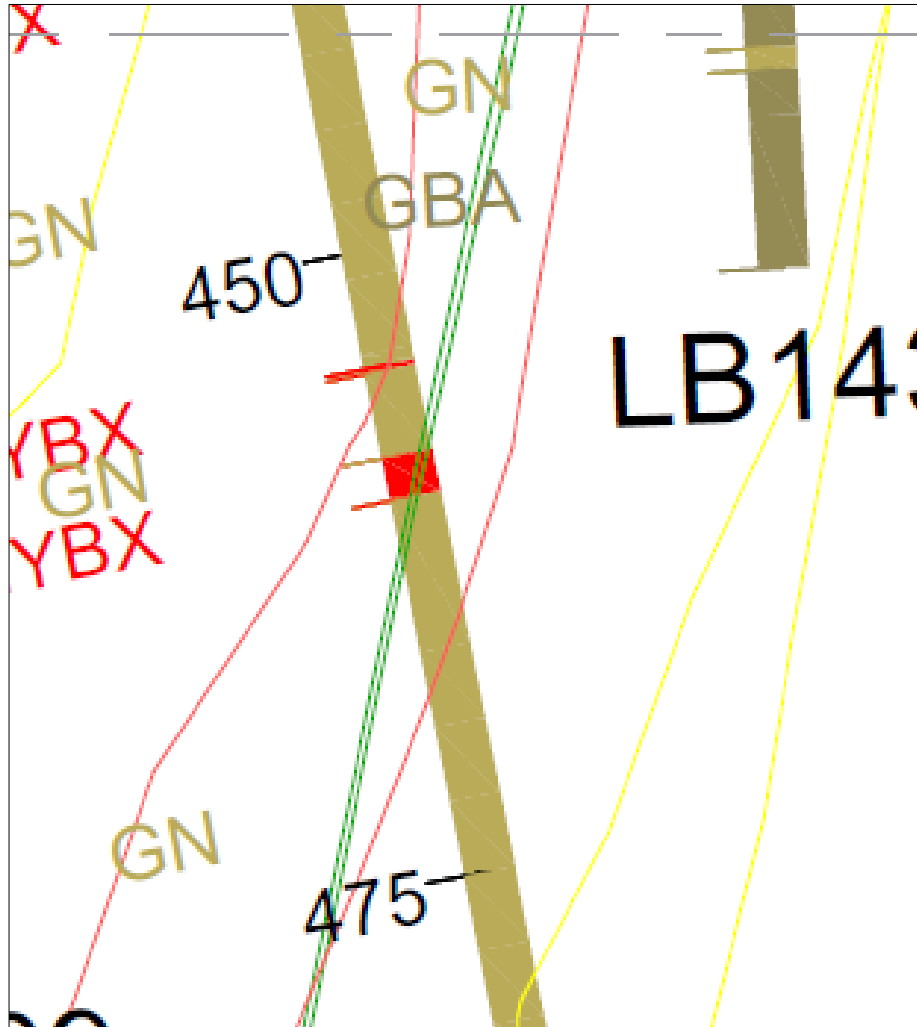
ANCHO/LARGO	5	10	15	20	ANCHO/LARGO	5	10	15	20	ANCHO/LARGO	5	10	15	20
5	1,25	1,67	1,88	2,00	5	1,25	1,67	1,88	2,00	5	1,25	1,67	1,88	2,00
10	1,67	2,50	3,00	3,33	10	1,67	2,50	3,00	3,33	10	1,67	2,50	3,00	3,33
15	1,88	3,00	3,75	4,29	15	1,88	3,00	3,75	4,29	15	1,88	3,00	3,75	4,29
20	2,00	3,33	4,29	5,00	20	2,00	3,33	4,29	5,00	20	2,00	3,33	4,29	5,00

FOOTWALL

ALTO/LARGO	5	10	15	20	ALTO/LARGO	5	10	15	20	ALTO/LARGO	5	10	15	20
5	1,25	1,67	1,88	2	5	1,25	1,67	1,88	2	5	1,25	1,67	1,88	2
10	1,66	2,5	3	3,33	10	1,66	2,5	3	3,33	10	1,66	2,5	3	3,33
15	1,88	3,00	3,75	4,28	15	1,88	3,00	3,75	4,28	15	1,88	3,00	3,75	4,28
20	2,00	3,33	4,29	5	20	2,00	3,33	4,29	5	20	2,00	3,33	4,29	5
25	2,08	3,57	4,69	5,55	25	2,08	3,57	4,69	5,55	25	2,08	3,57	4,69	5,55
30	2,14	3,75	5,00	6	30	2,14	3,75	5,00	6	30	2,14	3,75	5,00	6
35	2,19	3,89	5,25	6,36	35	2,19	3,89	5,25	6,36	35	2,19	3,89	5,25	6,36
40	2,22	4,00	5,45	6,66	40	2,22	4,00	5,45	6,66	40	2,22	4,00	5,45	6,66

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA Y ANÁLISIS DE ESTABILIDAD EN EL PROYECTO SOTO-NORTE EN CALIFORNIA, SANTANDER.

ANEXO 1.3. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL SECTOR "LA MASCOTA" PARA DISEÑOS DE CÁMARAS DE EXPLOTACIÓN SONDEO LB239																													
DRILLH	FROM	TO	LENGHT	T L	Z	LIT	ALT	INT ALT	RQD	%RQD	JN	JR	JA	Q'	Q' pon	Q' min	Q' max	D	PLT	UCS(Mpa)	ESFND	A	B	C	N' pond	N' min	N' max		
	400.81	422.70	21.89			GN	SIL	2.00	18.28	83.51	6.00	3.00	2.00	20.88				R4-R5	401.45	D	16.39								
	422.70	423.40	0.70			THBX	SIL	3.00	0.70	100.00	6.00	3.00	2.00	25.00				R5			150.00								
	423.40	428.30	4.90			GN	SIL	2.00	4.90	100.00	6.00	3.00	2.00	25.00				R4-R5			150.00								
	428.30	428.60	0.30			THBX	SIL	3.00	0.30	100.00	6.00	3.00	2.00	25.00				R5			150.00								
	428.60	438.00	9.40		53.69	GN	SIL	2.00	9.40	100.00	6.00	3.00	2.00	25.00	20.75	5.51	25.00	R4-R5	432.06	D	4.18	29.97	7.05	1.00	0.2	6.44	26.72	7.10	32.20
	438.00	438.35	0.35			THBX	SIL	3.00	0.35	100.00	6.00	3.00	2.00	25.00				R5			150.00								
	438.35	446.86	8.51			GN	SIL	2.00	7.67	90.13	6.00	3.00	2.00	22.53				R4-R5	442.21	D	14.23	99.04							
	446.86	450.79	3.93			GN	ARG	1.00	1.95	49.62	6.00	2.00	3.00	5.51				R3-R4			75.00								
	450.79	453.84	3.05			GN	SIL	1.00	2.14	70.16	6.00	2.00	2.00	11.69				R4	452.68	D	4.26	31.01							
	453.84	454.50	0.66			GN	SIL	2.00	0.66	100.00	6.00	3.00	2.00	25.00				R4-R5			150.00								
	454.50	455.00	0.50			THBX	SIL	3.00	0.50	100.00	6.00	3.00	2.00	25.00				R3-R4			150.00								
	455.00	458.20	3.20			GN	SIL	2.00	0.20	6.25	6.00	3.00	2.00	1.56				R3-R5			40.00								
	458.20	459.20	1.00			THBX	SIL	3.00	1.00	100.00	6.00	3.00	2.00	25.00				R5			150.00								
	459.20	482.40	23.20			GN	SIL	2.00	10.22	44.05	6.00	3.00	2.00	11.01				R4	461.98	D	6.60	72.93							
	482.40	489.00	6.60			THBX	SIL	3.00	1.70	25.76	6.00	3.00	2.00	6.44				R5			150.00								
LB239	489.00	489.70	0.70			GN	SIL	2.00	0.60	85.71	6.00	3.00	2.00	21.43				R4-R5	484.89	D	3.23	35.00							
				42.63	LM									9.64	1.56	25.00													
														9.26															
	489.70	491.40	1.70			THBX	SIL	3.00	0.63	37.06	6.00	3.00	2.00					R5			150.00								
	491.40	494.60	3.20			GN	SIL	2.00	0.47	14.69	6.00	3.00	2.00	3.67				R4			150.00								
	494.60	497.13	2.53			THBX	SIL	3.00	2.53	100.00	9.00	3.00	3.00	11.11				R4			150.00								
	497.13	502.00	4.87			GN	ARG	2.00	4.20	86.24	6.00	2.00	3.00	9.58				R4	495.18	D	2.42	25.73							
	502.00	506.57	4.57		28.04	GN	PRO	1.00	2.20	48.14	6.00	2.00	2.00	8.02				R4	505.42	D	10.29	113.70							
	506.57	510.59	4.02			GN	PRO	1.00	3.69	91.79	3.00	2.00	2.00	30.60	16.10	8.02	30.60	R4			150.00								
	510.59	525.17	14.58			GN	PRO	1.00	9.80	67.22	4.00	2.00	2.00	16.80				R4	515.20	D	8.84	97.68							



S (RADIO HIDRÁULICO) SONDEO LB239

HANGINGWALL

ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66

LA MASCOTA

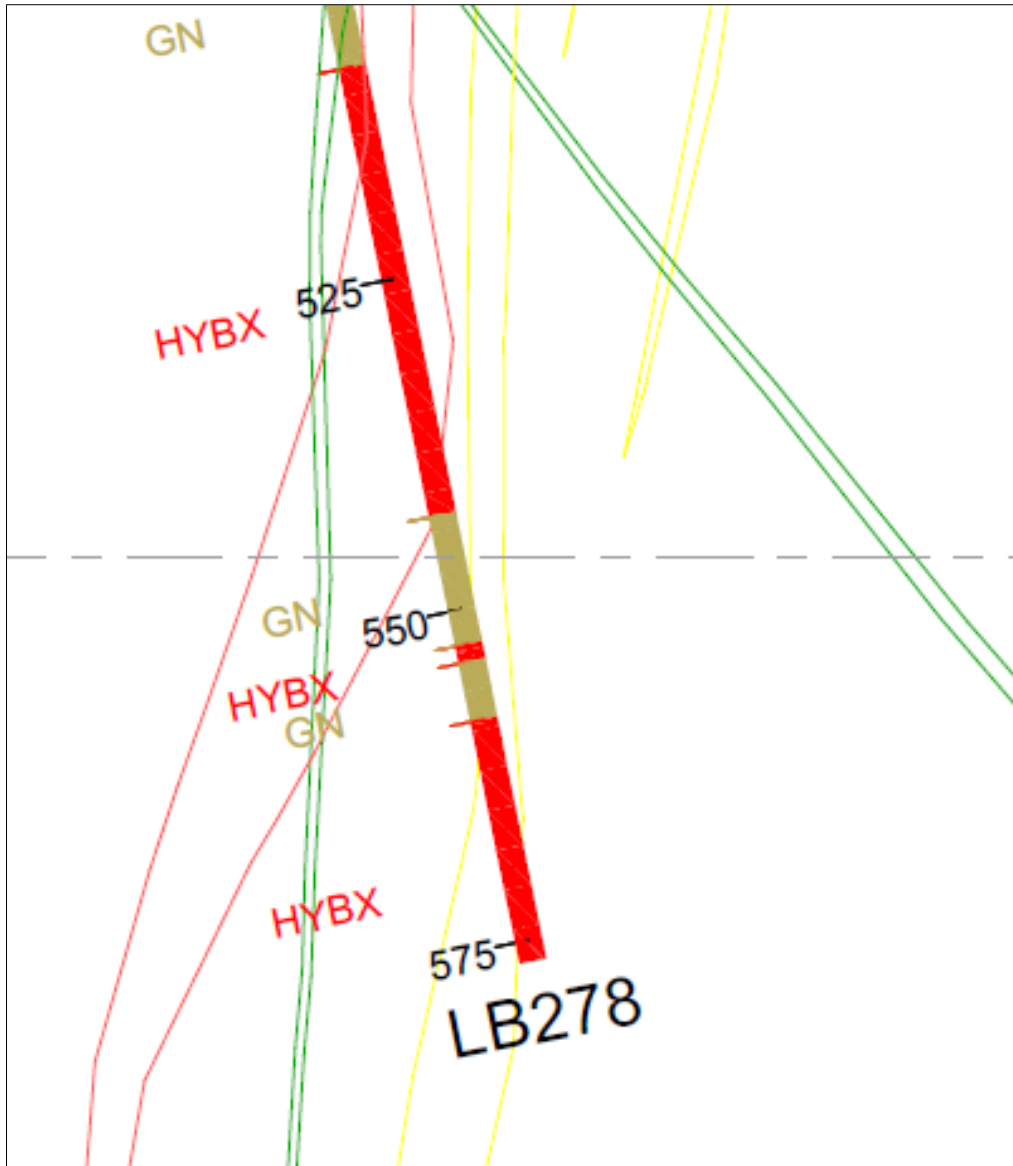
ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00
10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29
20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00

FOOTWALL

ALTO/LARGO	5	10	15	20	ALTO/LARGO	5	10	15	20	ALTO/LARGO	5	10	15	20
5	1,25	1,67	1,88	2	5	1,25	1,67	1,88	2	5	1,25	1,67	1,88	2
10	1,66	2,5	3	3,33	10	1,66	2,5	3	3,33	10	1,66	2,5	3	3,33
15	1,88	3,00	3,75	4,28	15	1,88	3,00	3,75	4,28	15	1,88	3,00	3,75	4,28
20	2,00	3,33	4,29	5	20	2,00	3,33	4,29	5	20	2,00	3,33	4,29	5
25	2,08	3,57	4,69	5,55	25	2,08	3,57	4,69	5,55	25	2,08	3,57	4,69	5,55
30	2,14	3,75	5,00	6	30	2,14	3,75	5,00	6	30	2,14	3,75	5,00	6
35	2,19	3,89	5,25	6,36	35	2,19	3,89	5,25	6,36	35	2,19	3,89	5,25	6,36
40	2,22	4,00	5,45	6,66	40	2,22	4,00	5,45	6,66	40	2,22	4,00	5,45	6,66

ANEXO 1.4. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL SECTOR "LA MASCOTA" PARA DISEÑOS DE CÁMARA DE EXPLOTACIÓN SONDEOLB278

DRILLH	FROM	TO	L	T L	Z	LIT	ALT	INT ALT	RQD	%RQD	JN	JR	JA	Q'	Q' pond	Q' min	Q' max	D	UCS(Mpa)	ESFIND	A	B	C	N' pond	N min	N max
LB278	482,19	485,54	3,35			GN	SIL	1,00	2,10	62,69	12,00	2,00	4,00	2,61				R3-R4	75,00							
	485,54	486,50	0,96			GN	ARG	2,00	0,40	41,67	12,00	2,00	8,00	0,87				R2-R3	40,00							
	486,50	488,00	1,50			GN	PRO	2,00	1,20	80,00	15,00	2,00	3,00	3,56				R3-R4	75,00							
	488,00	492,50	4,50			GN	PRO	1,00	2,38	52,89	9,00	2,00	2,00	5,88				R4	150,00							
	492,50	495,00	2,50			GN	SPK	3,00	0,43	17,20	15,00	1,00	12,00	0,10				R0-R3	0,00							
	495,00	496,30	1,30	25,81	HW	GN	ARG	2,00	0,70	53,85	9,00	1,50	8,00	1,12				R3-R4	40,00	7,05	0,90	0,2	6,44	3,20	0,001	6,82
	496,30	499,00	2,70			GN	ARG	2,00	1,92	71,11	9,00	2,00	8,00	1,98				R3-R4	40,00							
	499,00	499,50	0,50			FT	SPK	3,00	0,00	0,00	15,00	1,00	12,00	0,001				R0	0,00							
	499,50	502,92	3,42			GN	ARG	2,00	2,08	60,82	6,00	2,00	4,00	5,07	2,76	0,001	5,88		R3	40,00						
	502,92	504,44	1,52			FT	SPK	3,00	0,33	21,71	15,00	1,00	12,00	0,12				R0-R3	0,00							
	504,44	507,56	3,12			GN	SIL	1,00	0,95	30,45	9,00	2,00	4,00	1,69				R4	75,00							
	507,56	508,00	0,44			FT	SPK	3,00	0,00	0,00	15,00	1,00	12,00	0,001				R0-R3	0,00							
	508,00	585,97	77,97	77,97	LM	THBX	SIL	3,00	49,96	64,08	9,00	3,00	2,00	10,68	10,68	10,68	10,68	R4-R5	150,00	15,12	0,98	0,85	2,00	17,79	17,79	17,79
	585,97	592,77	6,80			GN	ARG	2,00	0,97	14,26	9,00	3,00	3,00	1,58				R3	40,00							
	592,77	597,87	5,10			GN	ARG	2,00	2,83	55,49	9,00	2,00	3,00	4,11				R3	40,00							
	597,87	607,00	9,13	26,37	FW	GN	ARG	2,00	2,33	25,52	12,00	2,00	4,00	1,06				R3	40,00	6,16	0,56	0,20	6,44	1,36	0,39	2,96
	607,00	609,60	2,60			GN	ARG	2,00	0,47	18,08	9,00	2,00	6,00	0,67				R3	40,00							
	609,60	610,25	0,65			FT	SPK	3,00	0,00	0,00	20,00	1,00	12,00	0,00	1,89	0,001	4,11		R0	0,00						
	610,25	612,34	2,09			GN	ARG	2,00	0,85	40,67	9,00	2,00	3,00	3,01				R3	40,00							



S (RADIO HIDRÁULICO) SONDEO LB278

HANGINGWALL

ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66

LA MASCOTA

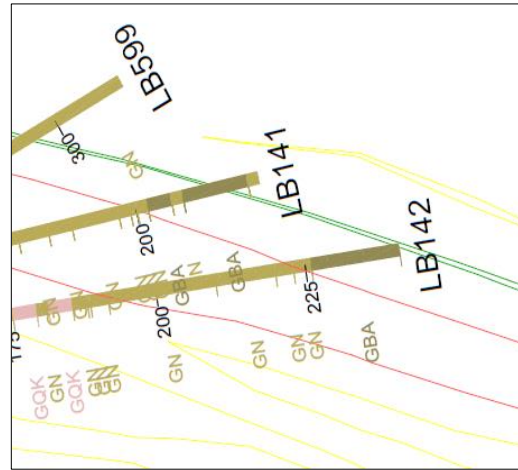
ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00
10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29
20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00

FOOTWALL

ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66

ANEXO 1.5. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL SECTOR "LA MASCOTA" PARA DISEÑOS DE CÁMARAS DE EXPLOTACION SONDEO LB142

DRILLH	FROM	TO	L	T L	Z	LIT	ALT	INT ALT	RQD	%RQD	JN	JR	JA	Q'	Q' pon	Q' mín	Q' max	D	UCS(Mpa)	ESFIND	A	B	C	N' pond	N min	N max	
LB142	141.3	163.0	21.8	2.3	HW	GN	ARG	2.0	8.4	38.6	9.0	3.0	3.0	4.3	4.3	4.3	4.3	R3	400	4.4	0.9	0.2	6.4	5.0	5.0		
	163.0	170.9	7.9		LM	THBX	SIL	3.0	2.9	36.6	6.0	3.0	2.0	9.1				R4	75.0								
	170.9	191.8	20.9			GN	ARG	2.0	8.7	41.8	9.0	3.0	3.0	4.6					R3-R4	75.0							
	191.8	199.7	7.9	60.2		THBX	SIL	3.0	2.2	28.0	12.0	3.0	2.0	3.5	10.3	3.5	21.6		R4-R5	150.0	100	1.0	0.9	2.0	17.6	5.9	36.8
	199.7	208.0	8.3			THBX	SIL	3.0	3.9	46.4	6.0	3.0	2.0	11.6					R5	150.0							
	208.0	223.2	15.2			GN	SIL	2.0	8.8	57.7	4.0	3.0	2.0	21.6					R5	150.0							
	223.2	224.0	0.8			FT	SPK	3.0	0	0.001	15.0	3.0	12.0	0.001					R0-R4	0.0							
	224.0	227.6	3.6	16.1	FW	GN	PRO	1.0	1.2	32.7	6.0	2.0	3.0	3.6	1.1	0.001	8.9		R4	75.0	2.9	1.0	0.2	6.4	1.4	0.9	11.5
	227.6	230.1	2.5			GN	SIL	2.0	0.9	35.8	4.0	2.0	2.0	9.0					R4-R5	150.0							
	230.1	239.3	9.1			GN	PRO	1.0	2.6	28.4	6.0	2.0	2.0	4.7					R4	75.0							



S (RADIO HIDRÁULICO) SONDEO LB142

HANGINGWALL

ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	3,33	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	
10,0	1,66	2,5	3	3,33		10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28		15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	
20,0	2,00	3,33	4,29	5		20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55		25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	
30,0	2,14	3,75	5,00	6		30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36		35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66		40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	

LA MASCOTA

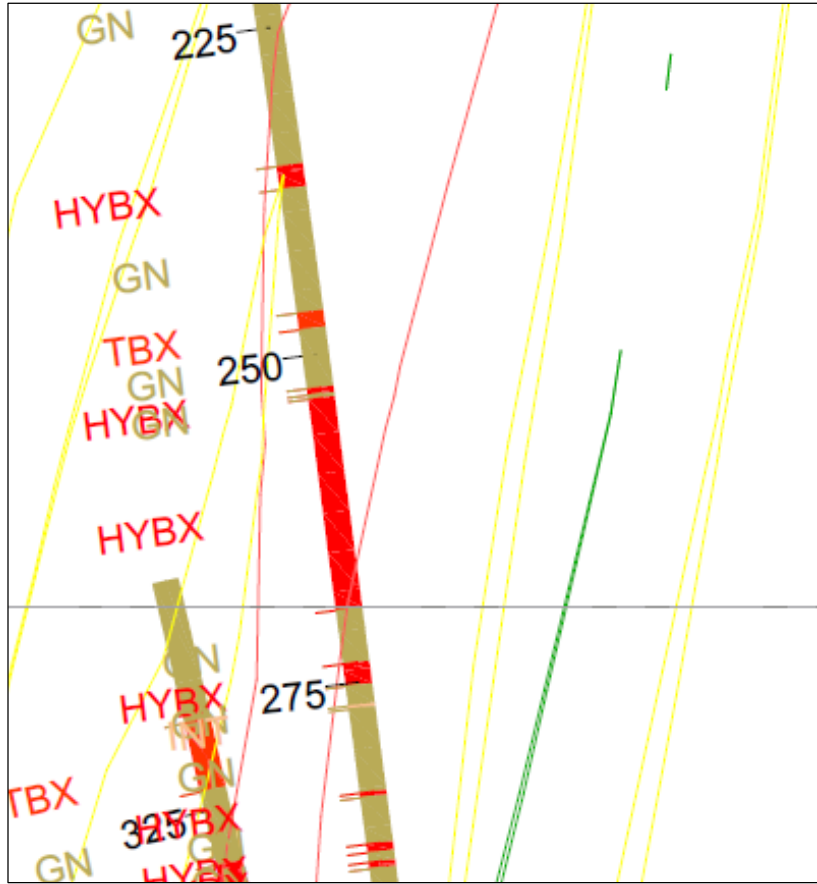
ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2,00		5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	
10,0	1,67	2,50	3,00	3,33		10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	
15,0	1,88	3,00	3,75	4,29		15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	
20,0	2,00	3,33	4,29	5,00		20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	

FOOTWALL

ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	3,33	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	
10,0	1,66	2,5	3	3,33		10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28		15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	
20,0	2,00	3,33	4,29	5		20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55		25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	
30,0	2,14	3,75	5,00	6		30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36		35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66		40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	

ANEXO 1.6. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL SECTOR "LA MASCOTA" PARA DISEÑOS DE CÁMARAS DE EXPLOTACIÓN SONDEO LB180

DRILLH	FROM	TO	LENGHT	TL	Z	LIT	ALT	INT	RQD	%RQD	JN	JR	JA	Q'	Q'	Q' pond	Q' min	Q' max	D	PLT	UCS(Mpa)	ESFIND	A	B	C	N' pond	N' min	N' max	
	217,93	220,55	2,62			GN	ARG	2	1,67	63,74	9,00	3,00	5,00	7,08					R3-R4	215,68	D	5,58						71,83	
	220,55	223,5	2,95			FT	SPK	3	0,36	12,20	15,00	1,00	10,00	0,08					R0-R4		0							0	
	223,5	224,42	0,92			GN	ARG	2	0,36	39,13	4,00	3,00	3,00	9,78					R3-R4	224,1	D	3,21						38,55	
	224,42	225,55	1,13			FT	SPK	3	0,15	13,94	15,00	1,00	12,00	0,05					R0-R4		0							0	
	225,55	232,6	7,05			GN	ARG	3	2,6	36,87	12,00	3,00	3,00	3,07					R3-R4		1							1	
	232,6	235,55	2,95			FT	SPK	3	0	0,001	15,00	1,00	12,00	0,001					R0-R4		0							0	
	235,55	237,32	1,77	38,07	HW	THBX	SIL	3	0,55	31,07	12,00	3,00	2,00	3,88		2,95	0,001	9,78	R4-R5		150	4,4	1	0,2	6,44	3,79	0,001	12,60	
	237,32	242,9	5,58			GN	SIL	2	2,08	37,27	9,00	2,00	2,00	4,14					R4	239,42	A	5,1						54,72	
	242,9	246,6	3,7			GN	ARG	2	1,94	52,43	9,00	2,00	3,00	3,88					R4	239,56	D	6,63						73,25	
	246,6	248	1,4			THBX	SIL	3	0,49	35	12,00	3,00	2,00	4,37					R3-R4		150							150	
	248	250,7	2,7			GN	SIL	2	0,1	3,70	12,00	3,00	2,00	0,46					R3-R4		75							75	
	250,7	251,09	0,39			FT	SPK	3	0	0,001	20,00	1,00	12,00	0,001					R0-R4		0							0	
	251,09	251,46	0,37			FT	SPK	3	0,23	62,16	20,00	1,00	12,00	0,25					R0-R4		0							0	
	251,46	256	4,54			GN	SIL	2	0,85	18,72	12,00	3,00	2,00	2,34					R3-R4		75							75	
LB180	256	269,22	13,22	13,22	LM	THBX	SIL	3	8,56	64,75	9,00	3,00	2,00	10,79	10,79	10,79	10,79	10,79	R5	254,07	D	3,02	10	0,22	0,85	2	4,03	4,03	4,03
	269,22	283,28	14,06			GN	SIL	2	13,11	93,24	6,00	3,00	2,00	23,31					R4	275,39	A	6,5						73,32	
	283,28	283,7	0,42			THBX	SIL	3	0,4	95,23	2,00	3,00	2,00	71,42					R5		150							150	
	283,7	287,26	3,56			GN	SIL	2	3,56	100	4,00	3,00	2,00	37,5					R4		75							75	
	287,26	288,06	0,8			THBX	SIL	3	0,8	100	4,00	3,00	2,00	37,5					R4	285,1	D	17,48						193,14	
	288,06	289,1	1,04			THBX	SIL	3	1,04	100	4,00	3,00	2,00	37,5					R4-R5		150							150	
	289,1	292,42	3,32	42,7	FW	GN	SIL	2	2,28	68,67	6,00	3,00	2,00	17,16	7,24	7,24	3,50	72,11	R4-R5		75	2,85	1	0,2	6,44	9,32	4,50	92,87	
	292,42	293,94	1,52			THBX	SIL	3	0,32	21,05	9,00	3,00	2,00	3,50					R4-R5		150							150	
	293,94	299,31	5,37			GN	SIL	2	2,02	37,61	6,00	3,00	2,00	9,40					R4	295,69	A	0,84						10,28	
	299,31	306,4	7,09			GN	ARG	2	4,49	63,32	6,00	2,00	3,00	7,03					R4	306,8	D	9,73						109,68	
	306,4	310,5	4,1			GN	PRO	1	4,1	100	6,00	2,00	2,00	16,66					R4		150							150	
	310,5	311,92	1,42			GN	ARG	1	1,42	100	6,00	2,00	4,00	8,33					R3-R4	317,47	A	5,35						54,76	

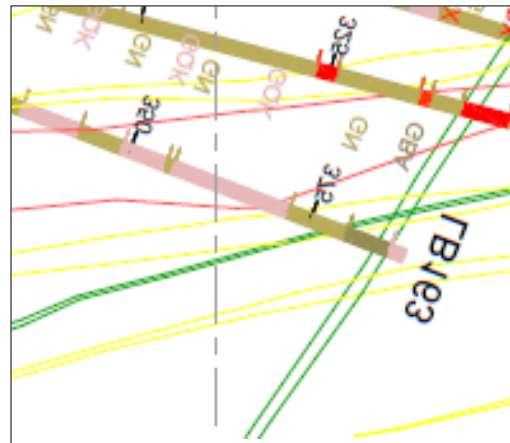


S (RADIO HIDRÁULICO) SONDEO LBI180														
HANGINGWALL														
ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66
LA MASCOTA														
ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00
10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29
20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00
FOOTWALL														
ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66

ANEXO 1.7. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL SECTOR "LA MASCOTA" PARA DISEÑOS DE CÁMARAS DE EXPLOTACIÓN SONDEO LB163																												
DRILLH	FROM	TO	LENGHT	TL	ZONAS	LIT	ALT	IA	RQD	%RQD	JN	JR	JA	Q'	Q' pond	Q' min	Q' max	D	PLT	UCS(Mpa)	ESFIND	A	B	C	N' pond	N min	Nmax	
	315,6	320,6	5,0			GN	ARG	2,0	2,1	41,9	12,0	3,0	4,0	2,6	7,5	1,7	13,9	R3-R4		40,0								
	320,6	324,6	4,0	16,5	HW	GN	SIL	2,0	0,4	10,4	9,0	3,0	2,0	1,7	7,5	1,7	13,9	R3-R4	320,0	52,8	4,4	0,6	0,2	6,4	6,0	1,4	11,1	
	324,6	332,1	7,5			GN	SIL	2,0	4,2	55,5	6,0	3,0	2,0	13,9				R3-R5	331,6	9,6								
	332,1	334,7	2,6			THBX	SIL	3,0	0,5	18,5	12,0	3,0	2,0	2,3				R4-R5		150,0								
	334,7	344,7	10,0			GN	SIL	2,0	4,9	48,8	9,0	3,0	3,0	5,4				R4-R5	340,7	32,9								
	344,7	346,8	2,1			THBX	SIL	3,0	1,1	52,9	9,0	3,0	2,0	8,8				R5		150,0								
	346,8	348,4	1,6			THBX	SIL	3,0	0,4	23,9	9,0	3,0	2,0	4,0				R5		150,0								
	348,4	352,4	4,0			FT	SPK	3,0	0,0	0,001	15,0	1,0	12,0	0,001				R0-R4	349,9	13,7								
	352,4	354,5	2,1			GN	SIL	2,0	1,7	81,2	6,0	3,0	2,0	20,3				R4-R5		75,0								
	354,5	356,5	2,0			THBX	SIL	3,0	2,0	100,0	6,0	2,0	2,0	16,7				R5		150,0								
	356,5	357,8	1,2			GN	ARG	2,0	1,2	100,0	6,0	3,0	3,0	16,7				R3-R4		40,0								
	357,8	358,0	0,3			THBX	SIL	3,0	0,3	100,0	6,0	3,0	2,0	25,0				R5		150,0								
	358,0	364,4	6,4	47,3	LM	GN	SIL	2,0	7,0	110,0	6,0	3,0	2,0	27,5	12,4	0,001	33,3	R4-R5	359,2	67,3	10,0	0,7	0,9	2,0	14,8	0,001	39,6	
	364,4	366,9	2,5			GN	ARG	2,0	1,1	41,7	12,0	3,0	3,0	3,5				R4		40,0								
	366,9	367,1	0,1			THBX	SIL	3,0	0,1	100,0	6,0	3,0	2,0	25,0				R5		150,0								
	367,1	372,2	5,1			GN	SIL	2,0	4,0	77,5	6,0	2,0	2,0	12,9				R4		75,0								
LB163	372,2	375,4	3,2			THBX	SIL	3,0	1,8	54,7	4,0	2,0	2,0	13,7				R5	372,3	66,0								
	375,4	376,6	1,2			GN	SIL	2,0	1,2	100,0	4,0	2,0	2,0	25,0				R4		75,0								
	376,6	377,0	0,4			THBX	SIL	3,0	0,4	100,0	3,0	2,0	2,0	33,3				R5		150,0								
	377,0	377,9	0,9			GN	SIL	2,0	0,9	100,0	3,0	2,0	2,0	33,3				R4		75,0								
	377,9	378,7	0,8			THBX	SIL	3,0	0,6	80,8	6,0	3,0	2,0	20,2				R5		150,0								
	378,7	379,4	0,7			GN	SIL	2,0	0,6	87,5	6,0	2,0	2,0	14,6				R4		75,0								
	379,4	379,7	0,3			FT	SPK	3,0	0,0	0,001	20,0	1,0	12,0	0,001				R0		0,0								
	379,7	380,0	0,3			GN	ARG	2,0	0,0	0,001	9,0	2,0	2,0	0,001				R3-R4		40,0								
	380,0	382,6	2,6			GN	PRO	2,0	1,3	48,1	6,0	2,0	2,0	8,0				R4	382,0	97,6								
	382,6	383,5	0,9			GN	ARG	2,0	0,4	44,4	6,0	3,0	2,0	11,1				R3-R4		40,0								
	383,5	386,0	2,5			GN	PRO	2,0	2,1	83,3	6,0	3,0	2,0	20,8				R4		75,0								
	386,0	389,0	3,0	30,6	FW	GN	ARG	2,0	1,9	63,3	6,0	3,0	2,0	15,8	24,6	0,001	300,0	R3-R4		40,0	2,9	1,0	0,2	6,4	31,6	0,001	386,4	
	389,0	391,7	2,7			FT	SPK	3,0	0,0	0,001	15,0	1,0	12,0	0,001				R0-R4		0,0								
	391,7	392,2	0,5			GN	ARG	2,0	0,3	56,0	12,0	2,0	4,0	2,3				R3-R4		40,0								
	392,2	393,8	1,6			VN	NONE		1,6	100,0	1,0	3,0	1,0	3,00,0				R5		150,0								
	393,8	403,1	9,3			GN	ARG	2,0	7,7	82,4	6,0	2,0	3,0	9,2				R3-R4	394,0	89,8								
														9,2														

ANEXO 1.7. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL SECTOR "LA MASCOTA" PARA DISEÑOS DE CÁMARAS DE EXPLOTACIÓN SONDEO LB163

DRILLH	FROM	TO	LENGTH	TL	ZONAS	LIT	ALT	IA	RQD	%RQD	JN	JR	JA	Q'	Q' pond	Q' min	Q' max	D	PLT	UCS(Mpa)	ESFIND	A	B	C	N' pond	N min	N max	
	379.4	379.7	0.3			FT	SPK	3.0	0.0	0.001	2.00	1.0	12.0	0.001				R0										
	379.7	380.0	0.3			GN	ARG	2.0	0.0	0.001	9.0	2.0	2.0	0.001				R3-R4			40.0							
	380.0	382.6	2.6			GN	PRO	2.0	1.3	48.1	6.0	2.0	2.0	8.0				R4	382.0	A	117							
	382.6	383.5	0.9			GN	ARG	2.0	0.4	44.4	6.0	3.0	2.0	11.1				R3-R4			40.0							
	383.5	386.0	2.5			GN	PRO	2.0	2.1	83.3	6.0	3.0	2.0	20.8				R4			75.0							
	386.0	389.0	3.0	30.6	FW	GN	ARG	2.0	1.9	63.3	6.0	3.0	2.0	15.8	24.6	0.001	300.0	R3-R4			40.0		1.0	0.2	6.4	31.6	0.001	386.4
	389.0	391.7	2.7			FT	SPK	3.0	0.0	0.001	15.0	1.0	12.0	0.001				R0-R4			0.0							
	391.7	392.2	0.5			GN	ARG	2.0	0.3	56.0	12.0	2.0	4.0	2.3				R3-R4			40.0							
	392.2	393.8	1.6			VN	NONE		1.6	100.0	1.0	3.0	1.0	300.0				R5			150.0							
	393.8	403.1	9.3			GN	ARG	2.0	7.7	82.4	6.0	2.0	3.0	9.2				R3-R4	394.0	A	100							
	403.1	410.0	6.9			GN	PRO	1.0	5.7	82.7	9.0	2.0	2.0	9.2				R4	403.6	D	167							



S (RADIO HIDRÁULICO) SONDEO LBI63

HANGINGWALL

ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66

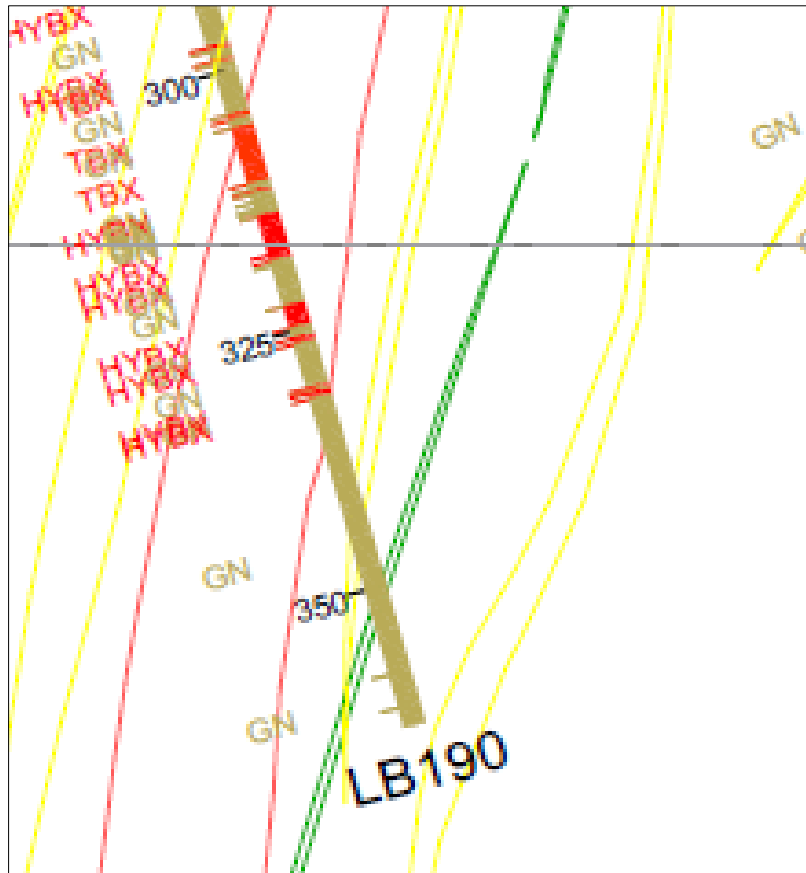
LA MASCOTA

ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00
10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29
20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00

FOOTWALL

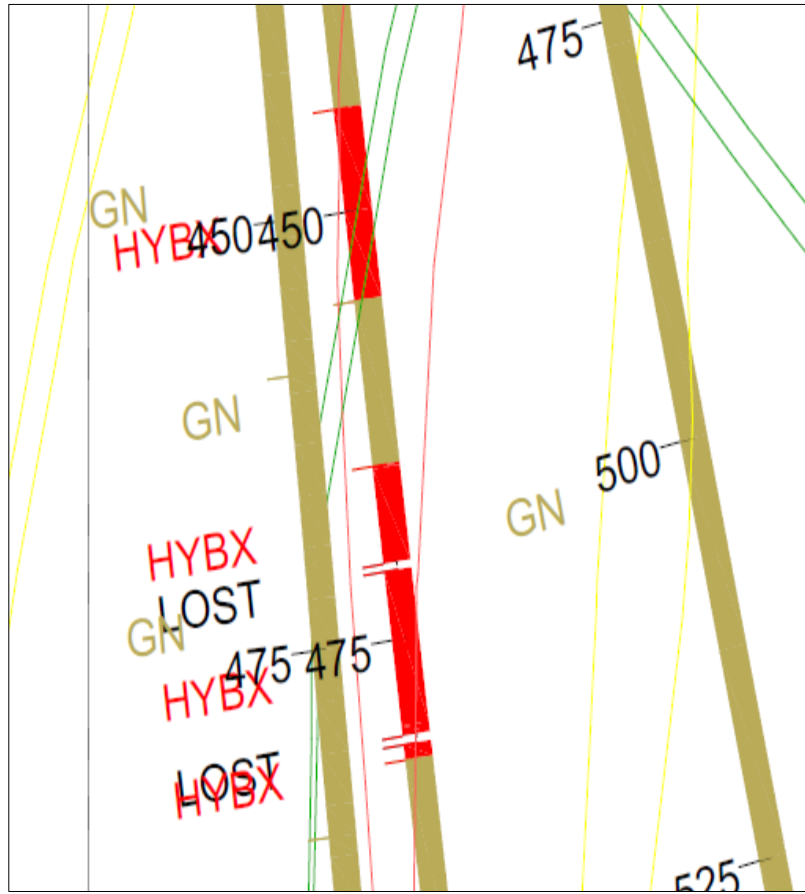
ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66

ANEXO 1.8. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL SECTOR "LA MASCOTA" PARA DISEÑOS DE CÁMARAS DE EXPLOTACIÓN SONDEO LB190																															
DRILLH	FROM	TO	LENGHT	TL	ZONAS	LIT	ALT	INT	RQD	%RQD	JN	JR	JA	Q'	Q' pond	Q' min	Q' max	DUREZA	PLT	UCS(N/psi)	ESFIND	A	B	C	N' pond	N min	Nmax				
	275.2	286.4	11.2	15.9	HW	GN	ARG	2.0	8.1	72.3	9.0	2.0	4.0	4.0	4.9	4.0	6.9	R2-R3	277.9	D	6.0	44.6	4.4	1.0	0.2	6.4	6.3	5.2	8.9		
	286.4	291.1	4.7			GN	SIL	1.0	2.9	62.3	6.0	2.0	3.0	6.9				R3-R4	289.0	A	7.1	59.4									
	291.1	291.6	0.5			THBX	SIL	3.0	0.5	96.2	6.0	3.0	2.0	24.0				R4			150.0										
	291.6	297.5	5.9			GN	SIL	1.0	2.9	49.2	9.0	2.0	3.0	3.6				R4	296.2	A	12.2	99.7									
	297.5	297.9	0.4			THBX	SIL	2.0	0.3	83.3	6.0	2.0	2.0	13.9				R4			75.0										
	297.9	304.2	6.3			GN	SIL	1.0	3.8	60.1	9.0	2.0	2.0	6.7				R4			75.0										
	304.2	306.0	1.9			THBX	SIL	3.0	1.4	75.7	9.0	3.0	4.0	6.3				R4			150.0										
	306.0	308.5	2.5			THBX	SIL	3.0	0.4	15.9	12.0	3.0	6.0	0.7				R4			150.0										
	308.5	309.5	1.0			FT	ARG	3.0	0	0.001	15.0	1.0	12.0	0.001				R0-R4			0.0										
LB190	309.5	311.5	2.0	39.7	LM	GN	SIL	3.0	1.8	89.4	6.0	3.0	3.0	14.9	12.2	0.001	39.8	R4		150.0	100	1.0	0.9	2.0	20.8	0.2	67.6				
	311.5	311.8	0.3			THBX	SIL	3.0	0.2	80.0	4.0	3.0	2.0	30.0				R4-R5	311.7	D	33.7	231.3									
	311.8	314.2	2.4			GN	SIL	3.0	2.4	100	4.0	2.0	2.0	39.8				R4-R5	311.8	A	20.1	186.2									
	314.2	319.0	4.8			THBX	SIL	3.0	2.4	50.0	4.0	3.0	2.0	18.8				R4-R5	318.6	A	5.3	45.3									
	319.0	322.6	3.6			GN	SIL	3.0	3.0	84.2	4.0	3.0	2.0	31.6				R4-R5			150.0										
	322.6	324.7	2.1			THBX	SIL	3.0	0.8	37.2	6.0	3.0	2.0	9.3				R5			150.0										
	324.7	330.5	5.8			GN	ARG	2.0	2.4	41.4	9.0	3.0	3.0	4.6				R4	330.3	A	11.2	100.6									
	330.5	330.8	0.3			THBX	SIL	3.0	0.3	100.0	6.0	3.0	2.0	25.0				R4-R5			150.0										
	330.8	334.1	3.3	17.1	FW	GN	SIL	2.0	1.6	47.5	12.0	3.0	3.0	4.0	5.1	3.9	5.3	R4			75.0										
	334.1	347.9	13.9			GN	ARG	1.0	6.7	48.1	9.0	3.0	3.0	5.3				R4	340.9	A	2.4	20.8									



S (RADIO HIDRÁULICO) SONDEO LBI90														
HANGINGWALL														
ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66
LA MASCOTA														
ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,3	1,7	1,9	2,0	5,0	1,3	1,7	1,9	2,0	5,0	1,3	1,7	1,9	2,0
10,0	1,7	2,5	3,0	3,3	10,0	1,7	2,5	3,0	3,3	10,0	1,7	2,5	3,0	3,3
15,0	1,9	3,0	3,8	4,3	15,0	1,9	3,0	3,8	4,3	15,0	1,9	3,0	3,8	4,3
20,0	2,0	3,3	4,3	5,0	20,0	2,0	3,3	4,3	5,0	20,0	2,0	3,3	4,3	5,0
FOOTWALL														
ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00
10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29
20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66

ANEXO 1.9. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL SECTOR "LA MASCOTA" PARA DISEÑOS DE CÁMARAS DE EXPLOTACIÓN SONDEO LB689																														
DRILLH	FROM	TO	LENGHT	TL	ZONAS	LIT	ALT	INT	RQD	%RQD	JN	JR	JA	Q'	Q' pond	Q' min	Q' max	DUREZA	PLT	UCS(N/psi)	ESTIND	A	B	C	N' pond	N min	N max			
	428	430,55	2,55			GN	ARG	3	1,77	69,41	4	2	2	17,35				R3-R4	420,8	5,97	53,29									
	430,55	435	4,45			GN	ARG	2	3,73	83,82	6	2	3	9,31				R3	432	4,38	38,45									
	435	438	3	13	HW	GN	ARG	2	2,34	78	9	3	2	13	10,71	2,86	17,35	R2-R4			40	7,05	0,60	0,20	6,44	8,28	2,21	13,41		
	438	439,55	1,55			GN	SIL	1	0,8	51,61	12	2	3	2,86				R3			40									
	439,55	441	1,45			GN	ARG	3	1,21	83,44	9	3	4	6,95				R3-R4			75									
	441	444,75	3,75			GN	SIL	1	2,56	68,26	9	2	3	5,05				R3-R4	444,52	1,8	15,80									
	444,75	458,2	13,45			THBX	SIL	3	11,94	88,77	6	2	2	14,79				R4-R5	457,72	2,75	24,55									
	458,2	464,9	6,7			GN	ARG	1	6,69	99,85	4	2	2	24,96				R3-R4			40									
	464,9	470,5	5,6	41,2	LM	THBX	SIL	3	2,06	36,78	6	2	2	6,13	11,94	0,001	24,96	R4-R5			150	15,12	0,3	0,85	2	6,09	0,001	25,47		
LB689	470,5	471	0,5							0,001	1	0	1	0,001																
	471	480,6	9,6			THBX	SIL	3	3,97	41,35	6	2	2	6,89				R4			75									
	480,6	481,1	0,5							0,001	1	0	1	0,001																
	481,1	482,2	1,1			THBX	SIL	1	0,57	51,81	9	2	2	5,75				R4	481,5	4,49	39,41									
	482,2	488,25	6,05			FT	SPK	3	0,15	2,78	12	1,5	6	0,01				R2-R3			40									
	488,25	489	0,75			FT	SPK	3	0	0,001	20	1	20	0,001				R0-R3			0									
	489	490,7	1,7			GN	ARG	2	0,1	5,88	15	1,5	8	0,07				R2-R3			40									
	490,7	496	5,3	27,8	FW	GN	ARG	1	0,24	4,528	12	1,5	6	0,09	1,58	0,001	9,06	R2-R3			40	6,06	0,60	0,2	6,44	1,22	0,001	7,00		
	496	498	2			GN	ARG	2	0	0,001	12	1	20	0,001				R2			15									
	498	499,2	1,2			GN	ARG	2	0,87	72,5	6	1,5	2	9,06				R2-R4			40									
	499,2	510	10,8			GN	ARG	2	5,06	46,85	12	1,5	2	2,92				R2-R3	502,35	4,83	42,40									



S (RADIO HIDRAULICO) SONDEO LB689

HANGINGWALL

ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66

LA MASCOTA

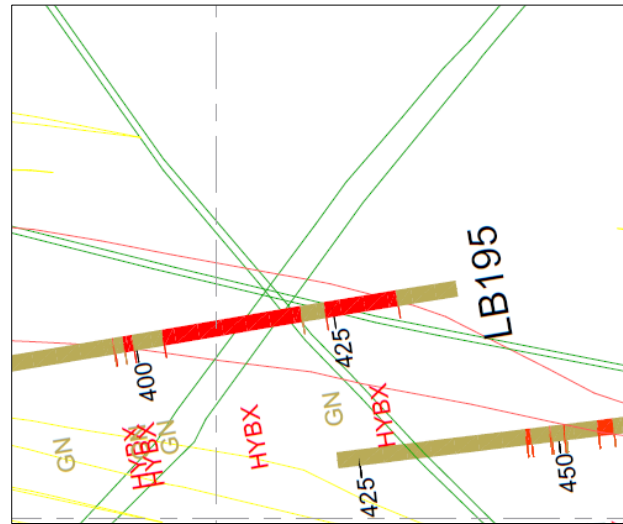
ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00
10	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33
15	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29
20	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00

FOOTWALL

ALTO/LARGO	5	10	15	20	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66

ANEXO 1.10. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL SECTOR "LA MASCOTA" PARA DISEÑOS DE CÁMARAS DE EXPLOTACIÓN SONDEO LB195

DRILLH	FROM	TO	LENGHT	T LENG	ZONAS	LIT	ALT	INT AL	RQD	%RQD	JN	JR	JA	Q'	Q' pond	Q' min	Q' max	DUR	PLT	UCS(Mpa)	ESTFND	A	B	C	N' pond	N Min	N Max			
LB195	360	378,25	18,25	27,87	HW	GN	ARG	2	10,98	60,16	6	3	4	7,52	5,85	2,66	7,52	R3	367,46	A	3,62	28,34	0,88	0,20	6,44	4,37	1,99	5,62		
	378,25	387,87	9,62			GN	ARG	2	3,08	32,01	32,01	9	3	4	2,66				R3	384,36	D	10,47	72,86							
	387,87	395,02	7,15		LM	GN	SIL	3	3,31	46,29	46,29	6	2	3	5,14	14,46	0,20	16,50	R4				15,12	1,00	0,85	2,00	24,58	0,34	28,05	
	395,02	433,34	38,32	46,47		THBX	SIL	3	25,4	66,28	66,28	4	2	2	16,57				R5	418	D	23,8	165,64							
	433,34	434,34	1			FT-FTBX	SPKSIL	3	0,1	10	10	15	3	10	0,2					R0-R5				0						
	434,34	445,66	11,32			GN	PRO	1	5,7	50,35	50,35	6	2	2	8,39				R5											
	445,66	455	9,34	36,97	FW	GN	ARG	1	5,7	61,02	61,02	6	2	3	6,78	8,55	6,78	9,67	R4				6,16	1,00	0,20	6,44	11,01	8,73	12,45	
	455	471,31	16,31			GN	PRO	1	9,47	58,06	58,06	6	2	2	9,67				R4-R5	439,41	D	12,15	83,34							



S (RADIO HIDRAULICO) SONDEO LB195														
HANGINGWALL														
ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2
10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28
20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36
40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66	40,0	2,22	4,00	5,45	6,66
LA MASCOTA														
ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ANCHO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00	5,0	1,25	1,67	1,88	2,00
10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33	10,0	1,67	2,50	3,00	3,33
15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29	15,0	1,88	3,00	3,75	4,29
20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00	20,0	2,00	3,33	4,29	5,00
FOOTWALL														
ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0	ALTO/LARGO	5,0	10,0	15,0	20,0
5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,25	1,67	1,88	2	5,0	1,3	1,7	1,9	2,0
10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,66	2,5	3	3,33	10,0	1,7	2,5	3,0	3,3
15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,88	3,00	3,75	4,28	15,0	1,9	3,0	3,8	4,3
20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,00	3,33	4,29	5	20,0	2,0	3,3	4,3	5,0
25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,08	3,57	4,69	5,55	25,0	2,1	3,6	4,7	5,6
30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,14	3,75	5,00	6	30,0	2,1	3,8	5,0	6,0
35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,19	3,89	5,25	6,36	35,0	2,2	3,9	5,3	6,4
	2,22	4,00	5,45	6,66		2,22	4,00	5,45	6,66					