

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

Análisis de Estabilidad de Taludes en una Cantera de Áridos y Pétreos
ubicada en Manabí, Ecuador

PROYECTO INTEGRADOR

Previo la obtención del Título de:

Ingeniero de Minas

Presentado por:

**GÓMEZ QUIMÍS KEVIN DOUGLAS
RODRÍGUEZ VELEZ GABRIEL ALEJANDRO**

GUAYAQUIL - ECUADOR

Año: 2021

DEDICATORIA

El presente proyecto se lo dedico a Dios, a mi familia y a todas las personas que me han brindado su apoyo para el desarrollo de este proyecto compartiendo su tiempo y conocimientos.

Kevin Gómez Quimis

Le dedico el presente trabajo a mi mamá, mi hermana Pamela, mis sobrinas Rafy y Mimi, y a los amigos que considero familia, especialmente a Adriana, Tyrone, Giovanna, Richard, Iván y Josyanna. Ellos han sido mi apoyo emocional en todo momento y mi motivación para dar lo mejor de mí en mi vida personal, educacional y profesional.

Gabriel Rodríguez Vélez

AGRADECIMIENTOS

Mi más sincero agradecimiento a Dios y a mi familia por el esfuerzo realizado para que esté aquí. A los docentes de la Escuela Superior Politécnica del Litoral de la Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra que con sus conocimientos, sabiduría y apoyo me han motivado en el desarrollo de mi carrera universitaria y a los profesionales de la rama que aportaron en este proyecto.

Kevin Gómez Quimis

Mis más sinceros agradecimientos al equipo de trabajo de la cantera Picoazá, por brindarnos un espacio para la realización de la tesis. Al equipo docente de FICT de la ESPOL, especialmente a la dra. Silvia Loayza, por su guía constante en la parte técnica. A la empresa PRAEDA, por el apoyo en el trabajo de campo. Y a las personas que, de alguna manera, contribuyeron en la terminación del presente trabajo.

Gabriel Rodríguez Vélez

DECLARACIÓN EXPRESA

"Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; *Gómez Quimis Kevin Douglas* y *Rodríguez Vélez Gabriel Alejandro* damos nuestro consentimiento para que la ESPOL realice la comunicación pública de la obra por cualquier medio con el fin de promover la consulta, difusión y uso público de la producción intelectual"



Rodríguez Vélez Gabriel
Alejandro



Gómez Quimis Kevin
Douglas

EVALUADORES



Jiménez Oyola Samantha Tamara

PROFESOR DE LA MATERIA

Alvear Gallardo Christian Marcelo

PROFESOR TUTOR

RESUMEN

Los diseños de explotaciones mineras se ven poco respaldados por los mínimos o inexistentes estudios geotécnicos de la zona o concesión. Esta falta de información técnica imposibilita el aprovechamiento óptimo de los recursos y genera un riesgo para el personal de la mina. Este trabajo tiene como objetivo evaluar la situación actual de los taludes del frente de explotación de una cantera en Manabí y proponer un diseño óptimo. Para ello, se realizó un estudio geotécnico de la zona mediante la caracterización SMR del macizo rocoso, el análisis cinemático para la identificación de posibles fallas usando el software DIPs y el cálculo del factor de seguridad a través del método simplificado de Bishop en el software Slide2. Los resultados muestran que los diseños actuales no son estables, la mayoría de los taludes presentan valores del factor de seguridad por debajo de 1.5 y sus SMR se encuentran entre 0 y 40. Debido a su clasificación SMR son considerados entre taludes muy malos y malos, presentan probabilidades de entre 0.6 y 0.9 para que ocurran fallas en cuña o por volcamiento. Por tales motivos, se propone un nuevo diseño a los taludes de la empresa en base al estudio geotécnico realizado en el presente trabajo.

Palabras Clave: caracterización geomecánica SMR, análisis cinemático, factor de seguridad, estabilidad de taludes.

ABSTRACT

Mine designs are poorly supported by minimal or non-existent geotechnical studies of the concessions. This lack of technical information makes impossible the optimization of resources and creates a risk for mine personnel. This document aims to evaluate the current situation exploitation front's slopes of a pit in Manabí and propose an optimal design. In order to achieve this, a geotechnical study of the area was carried out through the SMR characterization system, the kinematic analysis for the identification of possible failures using the DIPs software and the calculation of the safety factor through Bishop's simplified method in the Slide2 software. The results show that the current designs are not stable, most of them results in safety factor values below 1.5 and their SMRs are between 0 and 40. Due to their classification SMR, they are considered bad or very bad slopes, have failure probabilities between 0.6 and 0.9 of wedge or rollover failures. For these reasons, a new design of the pit slopes is proposed based on the geotechnical study carried out in this document.

Keywords: SMR geomechanical characterization system, kinematic analysis, safety factor, slope stability.

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN.....	I
ABSTRACT.....	II
ÍNDICE GENERAL.....	III
ABREVIATURAS.....	V
ÍNDICE DE FIGURAS.....	VI
ÍNDICE DE TABLAS.....	VIII
1. Introducción.....	2
1.1. Descripción del problema.....	3
1.2. Justificación del problema.....	4
1.3. Objetivos.....	4
1.3.1. Objetivo general.....	4
1.3.2. Objetivos específicos.....	5
1.4. Marco Referencial.....	5
1.5. Marco Legal.....	6
1.6. Marco Teórico.....	7
1.6.1. Ubicación.....	7
1.6.2. Geología.....	7
1.6.2.1. Geología regional.....	7
1.6.2.2. Geología Local.....	9
1.6.3. Caracterización del macizo rocoso.....	10
1.6.3.1. Rock mass rating system (RMR).....	10
1.6.3.2. Rock quality designation index (RQD).....	12
1.6.3.3. Slope mass rating system (SMR).....	13
1.6.4. Análisis cinemático.....	15
1.6.4.1. Representaciones estereográficas.....	15
1.6.4.2. Mecanismos de rotura.....	16

1.6.4.3.	Dips	20
1.6.5.	Factor de seguridad	21
1.6.5.1.	Métodos de dovelas simplificado de Bishop.....	22
1.6.6.	Especificaciones técnicas de la maquinaria disponible en la cantera	24
1.6.6.1.	Komatsu PC450LC-8	24
1.6.6.2.	Komatsu WA470-1	24
1.6.6.3.	Caterpillar 966E.....	25
1.6.6.4.	Caterpillar 966H	25
1.6.6.5.	Caterpillar 980G	25
1.6.6.6.	Caterpillar 226B II.....	25
1.6.6.7.	Doosan DX340LC-5	25
2.	Metodología	28
2.1.	Fase I.....	29
2.2.	Fase II.....	29
2.2.1.	Análisis cinemático	29
2.2.2.	Caracterización del macizo rocoso	30
2.2.3.	Cálculo de factor de seguridad	34
2.2.4.	Propuesta de talud estable	35
2.3.	Fase III.....	35
3.	RESULTADOS Y ANÁLISIS	37
3.1.	Modelamiento de la cantera.....	37
3.2.	Factores de seguridad actuales de los taludes	49
3.3.	Análisis cinemático	59
3.4.	Caracterización geomecánica.....	60
3.5.	Propuesta de talud estable	60
4.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	68
	BIBLIOGRAFÍA.....	70
	ANEXOS.....	72

ABREVIATURAS

ESPOL	ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL
ASTM	AMERICAN SOCIETY FOR TESTING AND MATERIALS
RMR	ROCK MASS RATING
RQD	ROCK QUALITY DESIGN
SMR	SLOPE MASS RATING

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Mapa de ubicación de la concesión minera A MAN CERRO DE HOJAS.....	7
Figura 1.2 Formaciones que influyen en Montecristi (IGM, 2009)	9
Figura 1.3 Procedimiento para la medición y cálculo del RQD (Deere et al., 1966)	13
Figura 1.4 Guía de soporte de taludes basados en el SMR (Romana, 1985)	15
Figura 1.5 Modelo del mecanismo de deslizamiento planar (Ayala, 1984).....	17
Figura 1.6 Modelo del mecanismo de falla en cuña (Ayala, 1984)	18
Figura 1.7 Modelo de mecanismo de vuelco (Ayala, 1984).....	19
Figura 1.8 Ejemplificación de una proyección estereográfica realizada en Dips (Rocscience, 2021).....	21
Figura 1.9 Ejemplificación del Método de Dovelas	23
Figura 2.1 Esquema metodológico para el análisis de estabilidad de taludes.....	28
Figura 2.2 Ejemplo de medición con brújula.....	30
Figura 2.3 Martillo de Schmidt.....	31
Figura 2.4 Ejemplo de la medición del espaciamiento.....	33
Figura 2.5 Ejemplificación de la separación de juntas.....	33
Figura 2.6 Peine de Barton.....	34
Figura 3.1 Modelamiento de la cantera “Picoazá”	38
Figura 3.2 Ubicaciones de las estaciones geomecánicas en el terreno	39
Figura 3.3 Perfil de la estación N1EG1	40
Figura 3.4 Perfil de la estación N1EG2	41
Figura 3.5 Perfil de la estación N1EG3	42
Figura 3.6 Perfil de la estación N5EG1	43
Figura 3.7 Perfil de la estación N5EG2	44
Figura 3.8 Perfil de la estación N8EG1	45
Figura 3.9 Perfil de la estación N8EG2	46
Figura 3.10 Perfil de la estación N9EG1	47
Figura 3.11 Perfil de la estación N12EG1	48
Figura 3.12 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N1EG1	50
Figura 3.13 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N1EG2	51
Figura 3.14 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N1EG3	52
Figura 3.15 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N5EG1	53

Figura 3.16 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N5EG2	54
Figura 3.17 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N8EG1	55
Figura 3.18 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N8EG2	56
Figura 3.19 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N9EG1	57
Figura 3.20 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N12EG1 ..	58
Figura 3.21 Perfil general del Pit Final.....	61
Figura 3.22 Propuesta de diseño para la vía 1	62
Figura 3.23 Propuesta de diseño para la vía 2	63
Figura 3.24 Propuesta de diseño para la vía 3	64
Figura 3.25 Propuesta de diseño para la vía 4	65
Figura 3.26 Propuesta de diseño para la vía 5	66

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1 Caracterización del macizo rocoso en base al sistema RMR (Romana, 1985)	10
Tabla 1.2 Clasificación de los parámetros y sus puntajes en el sistema RMR (Bieniawski, 1989)	11
Tabla 1.3 Ajuste debido a las orientaciones de las discontinuidades en el sistema RMR (Bieniawski, 1989)	11
Tabla 1.4 Efecto del rumbo y buzamiento de las discontinuidades y frente de trabajo en el sistema RMR (Bieniawski, 1989)	12
Tabla 1.5 Clasificación del macizo rocoso en base al RQD (Deere et al., 1966)	13
Tabla 1.6 Corrección de parámetros para el sistema SMR (Romana, 1985)	14
Tabla 1.7 Valores correspondientes al factor cuatro (Romana, 1985)	14
Tabla 1.8 Descripción de las clases de SMR (Romana, 1985)	15
Tabla 1.9 Características de la excavadora Komatsu PC450LC-8	24
Tabla 1.10 Características de la cargadora frontal Komatsu WA470-1	24
Tabla 1.11 Características de la cargadora frontal Caterpillar 966E	25
Tabla 1.12 Características de la cargadora frontal Caterpillar 966H	25
Tabla 1.13 Características de la cargadora frontal Caterpillar 980G	25
Tabla 1.14 Características de la Caterpillar 226B II	25
Tabla 1.15 Características de la excavadora Doosan DX340LC-5	26
Tabla 2.1 Clasificación cualitativa del macizo rocoso (Bieniawski, 1989)	32
Tabla 3.1 Ubicación geográfica de las estaciones geomecánicas	37
Tabla 3.2 Parámetros geométricos y geotécnicos de las estaciones geomecánicas	49
Tabla 3.3 Factores de seguridad de la geometría actual	59
Tabla 3.4 Probabilidad de ocurrencia de los mecanismos de rotura	59
Tabla 3.5 Escala de riesgo según la probabilidad de ocurrencia de fallas	60
Tabla 3.6 Caracterización geomecánica para cada estación	60
Tabla 3.7 Parámetros para el diseño geotécnico del talud	61

CAPÍTULO 1

INTRODUCCIÓN

1. INTRODUCCIÓN

Dentro de proyectos de ingeniería, el hombre desarrolla estructuras en el terreno denominadas taludes artificiales. Debido a la naturaleza de los materiales, de su formación, historia, el clima, condiciones de sometimiento y la influencia del hombre, estos taludes artificiales se diferencian geotécnicamente de los taludes naturales o laderas. Dentro de esta clasificación de taludes existen estructuras en donde la ingeniería posee un mayor grado de control, consecuencia de la selección de materiales que la forman, la disposición, drenaje y compactación (Escobar Potes & Duque Escobar, 2017).

Un talud de excelentes características presenta condiciones aceptables de estabilidad, es por ello que se desarrollan este tipo de estudios. Por esto es necesario revisar y tener en cuenta fenómenos de rotura de masas de suelo. Generalmente los responsables de la inestabilidad de taludes son su propio peso y los efectos de filtración que pudieran suceder en este. Otro factor secundario que mencionar son las posibles cargas externas. Debido a las posibles fallas que pudieran presentar los taludes surge la definición de seguridad frente a la rotura, en donde las acciones de la gravedad condicionan en gran medida este fenómeno (Pérez de Ágreda, 2005)

Dentro de la industria minera, la geometría de los taludes se define empíricamente y con factores de seguridad muy ajustados ante una posible rotura o deslizamiento. La superficie exterior de un talud está definida por los parámetros geométricos básicos de ésta, que son el ángulo de inclinación y la altura del talud. Actualmente la aplicación de ingeniería de taludes se ha convertido en uno de los principales factores en la optimización de explotaciones mineras a cielo abierto ya que, en explotaciones de grandes dimensiones y envergadura, un pequeño cambio en los parámetros geométricos básicos de los taludes, especialmente en el ángulo de inclinación, puede afectar en gran medida a la economía general de la mina (Melentijevic, 2005).

Para la determinación cuantitativa de coeficientes o índices de riesgo y seguridad es necesario el empleo de modelos propios de la Mecánica de Rocas o del Suelo. Dentro de estas ciencias existen métodos generales de equilibrio limite, los cuales son relativamente simples y efectivos en la evaluación de estabilidad de taludes. Estos

métodos son generalmente aplicables a todo tipo de terreno y según la teoría de la plasticidad suelen mostrar las cargas de rotura superiores a las exactas, pero muy cercanas a estas. Estos métodos basados en las superficies de rotura se dividen generalmente en dos grandes grupos: de equilibrio global y equilibrio parcial. El segundo, es un método analítico que divide en rebanadas verticales la masa en desplazamiento considerando estas como sólidos rígidos que pueden cumplir las condiciones de equilibrio (Pérez de Ágreda, 2005).

El presente trabajo busca realizar un análisis de estabilidad de taludes mediante un método de equilibrio parcial o método de rebanadas y la ayuda de softwares especializados en análisis y determinación de parámetros geotécnicos como Rocdata. Se hará uso del Método analítico de Bishop para determinar los factores de seguridad de los taludes de la cantera en estudio, para su posterior análisis y presentar a la empresa soluciones a las potenciales fallas y accidentes.

1.1. Descripción del problema

La cantera “Picoazá”, ubicada en el cantón de Montecristi km 7.5 vía Picoazá, en la provincia de Manabí, se dedica a la explotación de áridos y pétreos, específicamente basaltos. La empresa MEGAROK S.A. es la responsable de la mina y, a pesar de tener un diseño minero del talud, no existe un diseño geotécnico que lo respalde ni se considera la geomorfología para las operaciones de banqueo.

La cantera Picoazá presenta discontinuidades en cada frente de explotación de la concesión “A MAN CERRO DE HOJAS” código 211. En el diseño existente que la empresa usa como guía, no se toma en consideración ni la mineralogía del basalto ni la estabilidad de taludes. Los minerales de alteración en el basalto café tienen influencia sobre la calidad de la roca. Además, la ausencia del estudio de estabilidad puede tener afectaciones sobre la seguridad y bienestar de los trabajadores.

Entre el basalto que la empresa explota, se pueden identificar dos especies: basalto negro y basalto café. El basalto café es la especie que se encuentra alterada y, dentro de su mineralogía, se pueden observar ciertos minerales de alteración, como el olivino.

Por otra parte, el basalto negro es la que no se encuentra alterado y, macroscópicamente, es el que presenta una mejor calidad de roca. Para el diseño de taludes que se construyen en la actualidad, no se toman en cuenta variables como la cohesión ni el ángulo de fricción interna del talud. Estas son aplicadas a métodos analíticos y numéricos para presentar una categorización cuantitativa del factor de seguridad y, así, proponer la geometría de un talud estable.

Una de las principales restricciones para el estudio es la obtención de testigos de roca, debido al sobreuso de la perforadora que la empresa posee. La maquinaria realiza operaciones no solo dentro de la cantera “Picoazá”, sino en otras canteras a nombre de la empresa. Por ello, se realiza una obtención del testigo a partir del procesamiento de un macizo rocoso, proveniente del frente de explotación, en un laboratorio. De esta manera, se obtiene una aproximación a uno obtenido de una perforación en campo.

1.2. Justificación del problema

La información proporcionada en el estudio le permite a MEGAROK S.A. realizar el avance de sus frentes de explotación de manera segura, pues la geometría del talud se ejecuta sin la base de un estudio geotécnico. De esta manera, la geomorfología del terreno y las orientaciones de las discontinuidades cumplirían los parámetros técnicos y de seguridad. Además, se cumplirían las regulaciones establecidas pues, de acuerdo con la Ordenanza de Áridos y Pétreos de Portoviejo (2020), se establece que los taludes de explotación “no comprometerán la estabilidad del cerro ni producirían derrumbes que afecten obras vecinas”. Es por ello que, rigiéndose a los estatutos de la normativa ecuatoriana, la empresa se hace responsable de sus operaciones para fomentar un ambiente de trabajo seguro que, a la vez, garantice el aprovechamiento máximo del mineral de interés.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Proponer un diseño de explotación minera en base a un estudio geotécnico para la construcción de un talud estable.

1.3.2. Objetivos específicos

- Calcular el factor de seguridad de los taludes de los frentes de explotación actuales aplicando métodos analíticos para la determinación de la estabilidad.
- Realizar un mapeo geo-mecánico del área de estudio por medio de un análisis cinemático para el reconocimiento de los principales mecanismos de rotura.
- Determinar los parámetros geo-mecánicos macizo rocoso por medio de procedimientos experimentales para su respectiva caracterización.
- Identificar los límites permisibles del diseño de explotación mediante la curva geomecánica.

1.4. Marco Referencial

(Melentijevic, 2005) expone en su trabajo cómo afecta el ángulo de dilatancia en la estabilidad de los taludes. Su tesis doctoral tiene por objetivo buscar la estabilidad de macizos rocosos y a su vez, desarrollar una serie de herramientas que reduzcan la dificultad de los cálculos de estabilidad. Este nuevo procedimiento se basa en el criterio de rotura no lineal y en las leyes de fluencia no asociadas.

Con la aplicación de las ecuaciones paramétricas del criterio de Hoek & Brown (1980) ajustadas bajo la ley de fluencia no asociada, se evidencia la gran influencia que existe sobre el factor de seguridad esta ley antes mencionada y el ángulo de dilatancia. Por ellos surge la necesidad de incorporar el valor de este ángulo en los rigurosos análisis de estabilidad de taludes de macizos rocosos.

El trabajo realizado por (Ramos Vásquez, 2017) tenía por objetivo determinar la estabilidad de los taludes de una mina a cielo abierto con la ayuda de tecnología, específicamente mediante el programa LS-DYNA. Estos resultados obtenidos se compararon con los resultados de un programa comercial utilizado para la determinación de estabilidad de taludes. A partir de un análisis estructural, la relación entre la cortante del macizo y los resultados de la simulación se obtuvieron los factores de seguridad de los taludes de la mina determinando la estabilidad de estos. Sin embargo, actualmente se recurre a los métodos de rebanadas para el análisis de estabilidad debido a su

sencillez y eficacia. Los resultados obtenidos con estos métodos son muy semejantes a los de modelos numéricos, simplificando los procesos. Los métodos que satisfacen las condiciones de equilibrio arrojan resultados que, en comparación con el valor exacto resultante, no presentan un error mayor al 5%.

(Pérez de Ágreda, 2005) presenta información sobre el análisis de estabilidad de taludes, tanto en los casos simples como en los más complejos donde se hace uso de los métodos de equilibrio límite. Estos últimos han presentado errores, que para minimizarlos y mejorar sus resultados se ha desarrollado el método de rebanadas y sus variantes.

Este método y sus variantes son denominados “exactos” debido al poco porcentaje de error que presentan sus resultados respecto a los valores exactos, pero se recomienda su uso siempre y cuanto se disponga de herramientas informáticas adecuadas. Por ejemplo, los resultados obtenidos al aplicar el método de Bishop simplificado poseen errores menores al 7%.

Es un método de fácil introducción a ordenadores, así como adaptable a geometrías no convencionales y suelos heterogéneos. Esto demuestra lo conveniente que es el uso de este tipo de métodos en el análisis de estabilidad de taludes, ya que presentan una relativa sencillez y los resultados obtenidos son muy cercanos a los valores reales.

1.5. Marco Legal

Las operaciones de la planta Picoazá, de MEGAROK S.A., se encuentran en pleno desarrollo bajo el cumplimiento de las normativas técnico-legales vigentes necesarias para su funcionamiento e indispensables para la salud y seguridad de sus colaboradores y población en general. El presente trabajo de titulación se rige bajo:

- Ley de Minería, con Registro Oficial Suplemento 517 de 29-ene.-2009
- Reglamento de seguridad y salud en el trabajo en el ámbito minero, con Registro Oficial 247 de 16-may.-2014.

1.6. Marco Teórico

1.6.1. Ubicación

Los frentes de explotación de la zona de estudio están delimitados por la concesión minera "A MAN CERRO DE HOJAS". En el anexo ## se muestran las coordenadas proyectadas que limitan el área en los sistemas PSAD 56 y WGS-84. En la Figura 1.1 se muestra la ubicación de la concesión minera perteneciente a la cantera Picoazá. Además, en la Figura 1.2 se detallan las formaciones que influyen en el área de estudio.: Formación Cayo y Formación Piñón.

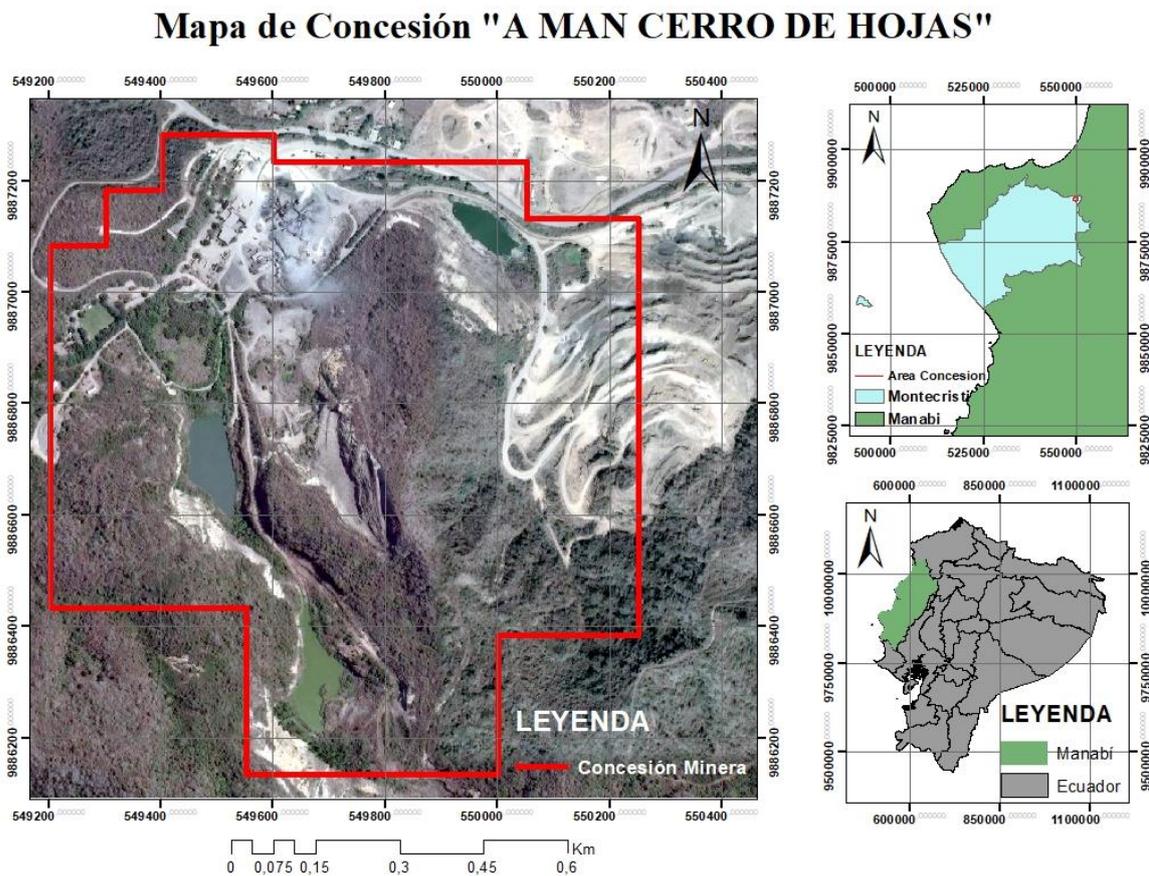


Figura 1.1 Mapa de ubicación de la concesión minera A MAN CERRO DE HOJAS

1.6.2. Geología

1.6.2.1. Geología regional

Dentro de la Cordillera de la Costa, se encuentra la zona occidental superior de Montecristi. La tectónica de fallas influye en la dirección de los relieves, haciendo que la línea de estos sea de este a oeste del Cerro de Hojas, Cerro de Montecristi, la cual se ubica a una altura de 600 m.s.n.m. Luego del Volcanismo principal, se dio una sedimentación marina en la formación Cayo durante el Cretáceo superior. Se presencian grauvacas y arcillas silicificadas, las cuales se alternan con los materiales originados de los relieves volcánicos (Municipio de Montecristi, 2016) .

Se observa una actividad volcánica en las coladas de basalto durante el proceso de sedimentación de la Formación Cayo. Durante el Eoceno inferior, medio y superior se sitúan fases de erosión, transgresión generalizada con sedimentación de capas detríticas y silíceas, y erosiones con posibles movimientos tectónicos respectivamente. Durante el Oligoceno hasta el Mioceno medio se presentaron las sedimentaciones de arcillas de la Tosagua y las areniscas y arcillas de la Charapotó. Para el Plioceno y el Cuaternario las transgresiones de Canoa y Tablazo rodearon los cerros costaneros sin invadir el borde de la costa (IGM, 2009).

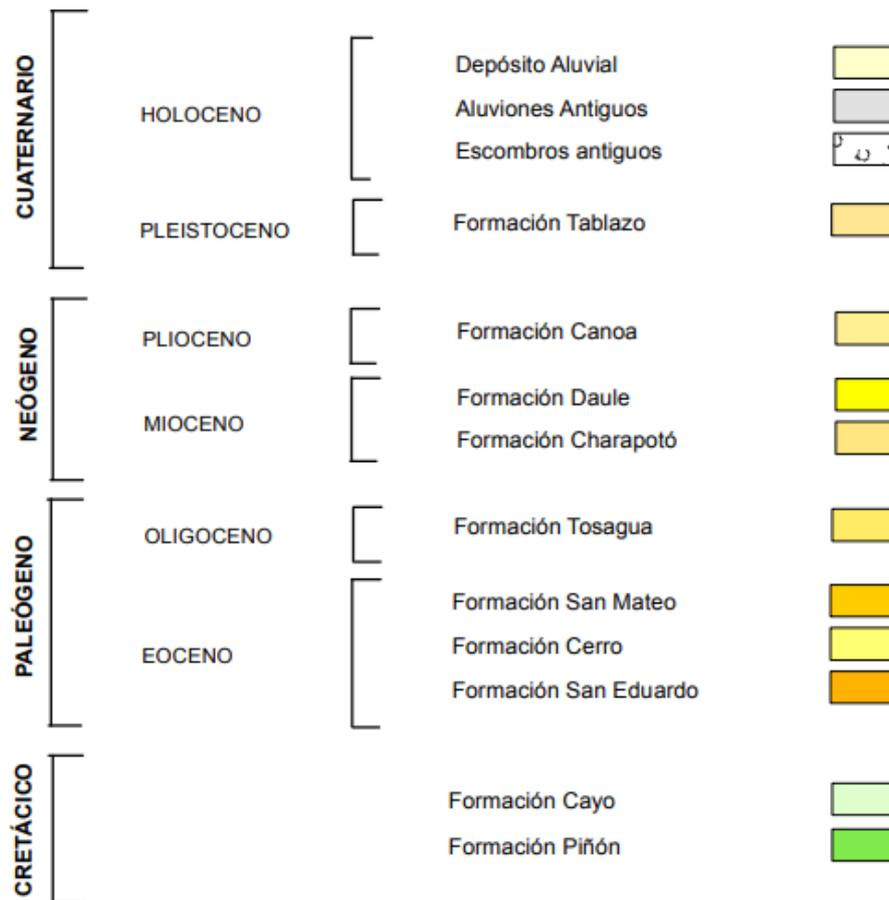


Figura 1.2 Formaciones que influyen en Montecristi (IGM, 2009)

1.6.2.2. Geología Local

La zona de interés se encuentra atravesada por la formación Cayo, ésta es representada por alternancias de areniscas y grauvacas medias a gruesas con una clasificación vertical de grano, con elementos de rocas volcánicas básicas con matriz arcillosa. Las arcillas grises o verdes silicificadas se suelen alternar en bancos de entre 20 y 50 metros. La formación Piñón también afecta la zona, en la cual se diferencian dos familias de rocas:

- Piñón sensu stricto: diabasas y doleritas que forman el volcanismo principal sobre el cual atraviesa la Cordillera Chongón Colonche. Es Cenomanense, pues la edad absoluta media se encuentra entre 100 y 110 millones de años.
- Volcanismo tardío: pertenece al cretáceo superior hasta el Eoceno inferior, su edad absoluta media se encuentra entre los 80 y 50 millones de años. Formado

por basaltos, diabasas con cuarzo con intercalaciones de arcillas verdes silicificadas (IGM, 2009).

1.6.3. Caracterización del macizo rocoso

1.6.3.1. Rock mass rating system (RMR)

La clasificación geomecánica de las rocas, también conocida como sistema RMR, fue desarrollada por Bieniawski en 1973, y actualizada por él mismo, en 1989. Como resultado de la aplicación del sistema de clasificación se obtiene un solo número, el valor de RMR Tabla 1.1, el cual representa la calidad del macizo rocoso. Esta clasificación ubica a los macizos rocosos desde muy buenos hasta muy pobres (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004).

Tabla 1.1 Caracterización del macizo rocoso en base al sistema RMR (Romana, 1985)

Clase	Descripción	Rango de RMR
I	Roca muy buena	81 – 100
II	Roca buena	61 - 80
III	Roca media	41 – 60
IV	Roca pobre	21 – 40
V	Roca muy pobre	0 - 20

Para la determinación del RMR se utilizan seis parámetros medibles:

- Resistencia a la compresión uniaxial
- RQD
- Espaciamiento de las discontinuidades
- Orientación de las discontinuidades
- Condición de las discontinuidades
- Condiciones del agua subterránea

Los primeros cinco parámetros, dentro de la tabla de determinación del RMR, se agrupan en cinco rangos de valores, otorgando una clasificación en cada uno de estos. La clasificación más alta es indicadora de una mejor calidad rocosa, mientras que una clasificación más baja indica que la roca es menos buena.

Tabla 1.2 Clasificación de los parámetros y sus puntajes en el sistema RMR (Bieniawski, 1989)

Parameter			Range of Values						
1	Strenght of intac rock material	Point-load strenght index	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	For this low range, uniaxial comp test is preferred		
		Uniaxial comp. Strenght	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Rating	15	12	7	4	2	1	0	
2	Drill-core quality (RQD)		90 - 100%	75 - 90%	50 - 75%	25 - 50%	< 25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of discontinuities		> 20m	0,6 - 2m	200 - 600mm	60 - 200mm	< 60mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities (See E)		Very rough surfaces, not continuous, no separation, unweathered wall rock	Slightly rough surfaces, separation < 1mm, slightly weathere d walls	Slightly rough surfaces, separation < 1mm, slightly weathere d walls	Slickenside d surfaces or gouge < 5mm thick or separation 1 -5 mm, continuous	Soft gouge > 5mm thick or separation > 5mm, continuous		
	Rating		30	25	20	10	0		
5	Groundwater	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	oct-25	25 - 125	>125		
		(Joint water press.)/ (Major principal σ)	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
	Rating		15	10	7	4	0		

Cuando se trata de túneles o minas, cimientos o taludes se realiza un ajuste de clasificación que depende de las orientaciones del rumbo de las discontinuidades y de su buzamiento, véase Tabla 1.3 y Tabla 1.4.

Tabla 1.3 Ajuste debido a las orientaciones de las discontinuidades en el sistema RMR (Bieniawski, 1989)

Strike and Dip Orientations		Very Favorable	Favorable	Fair	Unfavorable	Very Unfavorable
Ratings	Tunnels and mines	0	-2	-5	-10	-12
	Foundations	0	-2	-7	-15	-25
	Slopes	0	-2	-25	-50	

Tabla 1.4 Efecto del rumbo y buzamiento de las discontinuidades y frente de trabajo en el sistema RMR (Bieniawski, 1989)

Strike perpendicular to tunnel axis		Strike parallel to tunnel axis	
Drive with dip-Dip 45-90°	Drive with dip-Dip 20-45°	Dip 45-90°	Dip 20-45°
Very unfavorable	Favorable	Very unfavorable	Fair
Drive against dip-Dip 45-90°	Drive against dip-Dip 20-45°	Dip 0-20°, irrespective of strike	
Fair	Unfavorable	Fair	

1.6.3.2. Rock quality designation index (RQD)

Desarrollado en 1966 por Deere para estimar cuantitativamente la calidad de un macizo rocoso mediante testigos de perforación. Mide el porcentaje de roca buena mediante núcleos de perforación. Para el cálculo del RQD, todas las piezas del sondeo mayores o iguales a 100 mm de longitud se suman y se dividen para la longitud total del núcleo. En la Figura 1.3 se muestra el cálculo del RQD. Deere recomienda un diámetro óptimo de 54,7 mm para los testigos, siempre que el uso de técnicas no provoque excesos de roturas en los testigos o una mala recuperación de estos, además de que la medición de los tramos del testigo debe hacerse en la línea central de estos. En la actualidad, el RQD es de vital importancia en la clasificación de macizos rocosos (RMR) y clasificación de túneles de rocas (Q). A continuación, se muestra en la Tabla 1.5 la clasificación estimada de un macizo rocoso en base al RQD (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004).

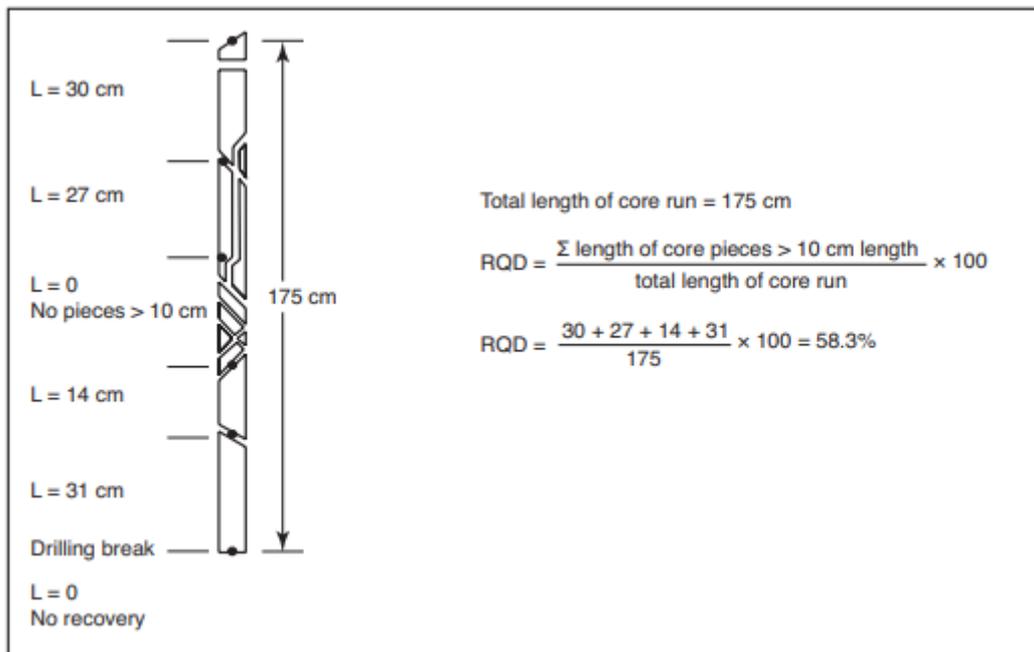


Figura 1.3 Procedimiento para la medición y cálculo del RQD (Deere et al., 1966)

Tabla 1.5 Clasificación del macizo rocoso en base al RQD (Deere et al., 1966)

RQD, %	Rock Quality Classification
< 25	Very poor
25 - 50	Poor
50 - 75	Fair
75 - 90	Good
90 - 100	Excellent

1.6.3.3. Slope mass rating system (SMR)

El SMR se calcula usando cuatro factores básicos de corrección al RMR de Bieniawski. Estos factores dependen de la relación que existe entre las discontinuidades que afectan al macizo rocoso y el talud, y del método de excavación utilizado para el talud. Se hace uso de la siguiente expresión para el cálculo del SMR (Romana et al., 2015):

$$SMR = RMR_b + (F_1 \times F_2 \times F_3) + F_4 \quad (1.1)$$

Donde:

- RMR_b es el RMR básico, obtenido por medio de la clasificación de Bieniawski.

- F_1 es un factor que depende del paralelismo entre la dirección del buzamiento de la discontinuidad (α_j) y el buzamiento del talud (α_s).
- F_2 es el factor relacionado a la resistencia al corte por discontinuidad y depende de la dirección de la discontinuidad (β_j) cuando se refiere a una falla plana. Este factor toma el valor de 1.00 cuando se trata de una falla por vuelco.
- F_3 depende de la relación entre la dirección del talud (β_s) y la dirección de la discontinuidad (β_j). Este factor es original del ajuste de Bieniawski (va de 0 a -60 puntos) y expresa la probabilidad de que la discontinuidad aflore en la cara del talud por una falla plana.
- F_4 es el factor de corrección que depende del método de excavación **Tabla 1.7**.

Una vez obtenido el SMR se utiliza la **Tabla 1.6**. Esta muestra las diferentes clases de estabilidad y los valores límites del SMR asociados a los diferentes modos de falla. Normalmente no se necesitan medidas de apoyo con valores de SMR de 75 – 100. Romana (1985) propone en la **Figura 1.4** algunas pautas y medidas correctivas en base al SMR.

Tabla 1.6 Corrección de parámetros para el sistema SMR (Romana, 1985)

Type of failure		Very favourable	Favourable	Normal	Unfavourable	Very Unfavourable	
P	A =	$ \alpha_j - \alpha_s $	>30°	30 - 20°	20 - 10°	10 - 5°	
T		$ \alpha_j - \alpha_s - 180 $					
P/T	F_1		0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
P	$B = \beta_j$		<20°	20 - 30°	30 - 35°	35 - 45°	>45°
P	F_2		0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T			1.00				
P	C =	$\beta_j - \beta_s$	>10°	10 - 0°	0°	0 - (-10°)	<(-10°)
T		$\beta_j + \beta_s$	<110°	110 - 120°	>120°	-	-
P/T	F_3		0	-6	-25	-50	-60

FAILURE: P planar; T toppling. DIP DIRECTION: α_j discontinuity; α_s SLOPE. Dip: β_s slope; β_j discontinuity.

Tabla 1.7 Valores correspondientes al factor cuatro (Romana, 1985)

Excavation method (F_4)			
Presplitting	+10	Blasting or mechanical	0
Smooth blasting	+8	Natural slope	+15

Tabla 1.8 Descripción de las clases de SMR (Romana,1985)

	Classes				
	V	IV	III	II	I
SMR	0 - 20	21 - 40	41 - 60	61 - 80	81 - 100
Description	Very bad	Bad	Normal	Good	Very good
Stability	Completely unstable	Unstable	Partially stable	Stable	Completely stable
Failures	Big planar or soil-like	Planar or big wedges	Some joints or many wedges	Some blocks	None
Failure probability	0.9	0.6	0.4	0.2	0

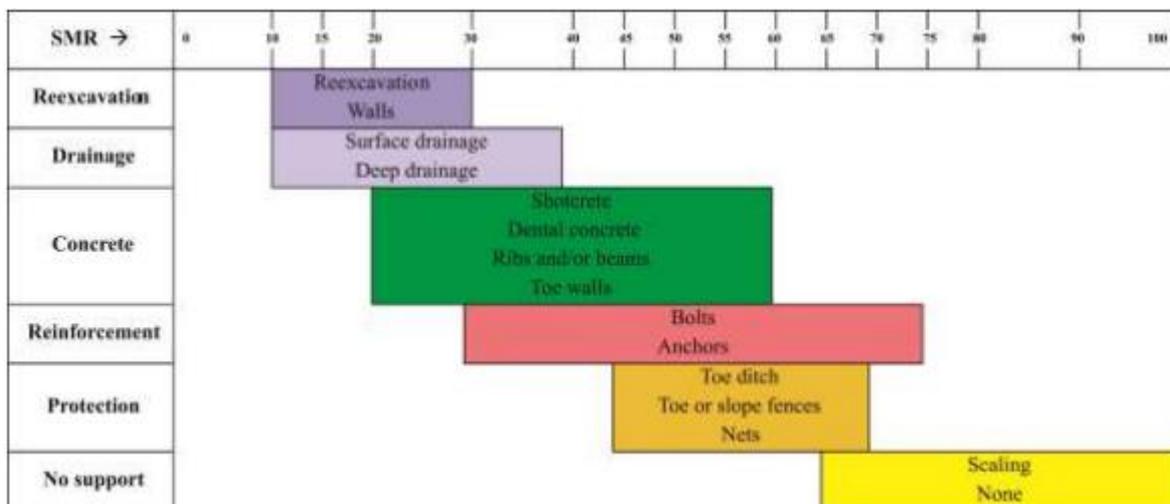


Figura 1.4 Guía de soporte de taludes basados en el SMR (Romana, 1985)

1.6.4. Análisis cinemático

1.6.4.1. Representaciones estereográficas

El análisis cinemático de un talud se refiere a “analizar la fábrica estructural del corte realizado para determinar si la orientación de las discontinuidades podría resultar en inestabilidad del talud bajo consideración” (Armas, 2004). El objetivo del análisis cinemático es una representación de los mecanismos de rotura, las cuales pueden ser: la red estereográfica de Lambert o Schmidt, o la proyección de Wulff.

El deslizamiento de los bloques se da en los planos de discontinuidad, ocasionando fuerzas de fricción que se oponen al movimiento entre dichos bloques, debido a la adhesión entre ellos o la rugosidad que poseen. Las fuerzas que inducen el

deslizamiento de un bloque sobre el otro serán mayores mientras el ángulo de inclinación entre ellos aumente. Es decir que, no es necesario un movimiento entre los bloques para la existencia de las fuerzas de fricción, sino que se encuentran en equilibrio con las fuerzas de peso del bloque.

El ángulo de inclinación máximo, antes de que las fuerzas de peso sean mayores que las de fricción y se produzca un deslizamiento, es denominado ángulo de fricción interna. Por otra parte, la cohesión es la propiedad que el terreno posee para mantener intactas las fuerzas internas que interactúan entre las partículas (Feng, 2017).

La red estereográfica es un círculo de fricción proyectado, en donde se mide el ángulo desde el extremo de la estereofalsilla hasta el centro del talud. De esta manera, los “planos o líneas que se encuentren dentro del área comprendida entre dicho círculo y el extremo se encontrarán estructuralmente estables” (Armas, 2004).

1.6.4.2. Mecanismos de rotura

Los mecanismos de rotura se definen como aquellos movimientos que se originan de las fallas del macizo rocoso. Estos pueden ser clasificados como: desprendimientos, deslizamientos planares, falla en cuña y volcamientos.

El desprendimiento hace referencia a una masa que se encuentra separada al talud por medio de una superficie, debido a un corte relativamente pequeño, y que se encuentra parcialmente en el aire. Los desprendimientos se dan mayormente en bloques aislados, pero también se pueden producir en masas rocosas, ocasionando un movimiento del terreno a gran escala.

Los factores que inducen un desprendimiento son “fracturación, orientación y echado de la estratificación, rumbo e inclinación del talud, espesor relativo de los estratos más rígidos y su resistencia” (Armas, 2004). En primera instancia, se forma una serie alternante entre los bloques del talud. La erosión y grado de meteorización ocasionan una alternancia más predominante. El bloque superior se desprende debido a rotura y

cae, debido a su poca resistencia. En caso contrario, el bloque también se desprendería debido al peso de este.

El deslizamiento planar se da cuando la discontinuidad buza paralelamente con respecto a la cara del talud, donde su echado es mayor que el ángulo de fricción interna. El movimiento puede extenderse desde unos metros cúbicos hasta una relativamente gran porción del terreno. A continuación, se detallan las condiciones para que se dé un deslizamiento planar:

- El rumbo de la discontinuidad está a 20° dentro del rumbo de la cara del talud en ambas direcciones.
- El buzamiento de la discontinuidad es menor que el de la cara del talud, además de inclinarse a dicha cara.
- El buzamiento de la discontinuidad es mayor que el ángulo de fricción interna.

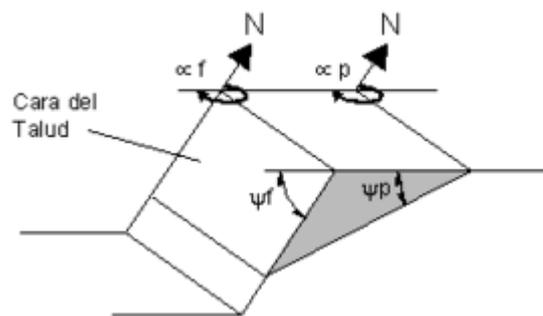


Figura 1.5 Modelo del mecanismo de deslizamiento planar (Ayala, 1984)

Donde:

- αf = Dirección del echado de la cara del talud
- αp = Dirección del echado del plano de desplazamiento
- ψf = Echado del talud
- ψp = Echado del plano
- ϕp = Ángulo de fricción del plano

Condiciones para Mecanismo Planar

1. $\alpha p = \alpha f \pm 20^\circ$
2. $\psi p < \psi f$
3. $\psi p > \phi p$

La falla en cuña se da cuando existe una intersección entre dos discontinuidades que buzanan hacia la cara del talud en un ángulo oblicuo, originando que se deslice un bloque que asimila una cuña. La existencia de rocas con juntas ortogonales o “lutitas, limonitas en estratos delgados, arcillas, calizas y litologías en capas” (Armas, 2004) fomentan el origen de una falla en cuña. A continuación, se detallan las condiciones para que se dé:

- El rumbo de la línea de intersección debe aproximarse al buzamiento de la cara del talud.
- El buzamiento de la línea de intersección debe ser menor que el echado de la cara del talud.
- El buzamiento de la línea de intersección debe ser mayor que el ángulo de fricción interna ϕ , a su vez, que los buzamientos de los planos deslizamientos que se intersecan.

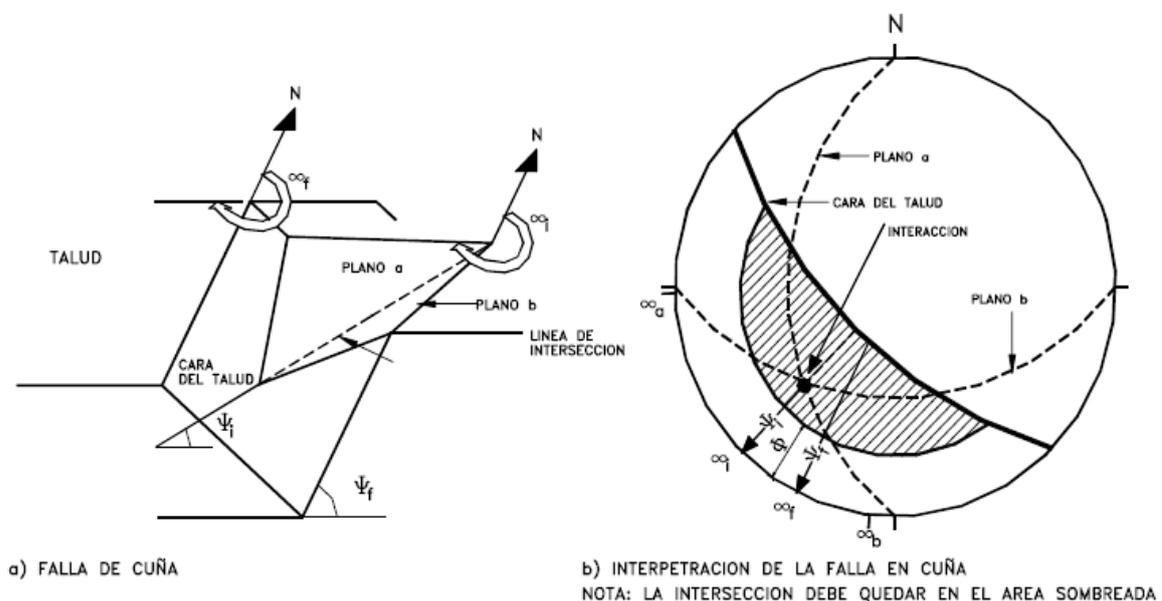


Figura 1.6 Modelo del mecanismo de falla en cuña (Ayala, 1984)

a)Falla de cuña b)Interpretación de la falla en cuña

El vuelco, también denominado toppling, se refiere a “una rotación de unidades con forma de columna o bloque sobre una base, bajo la acción de la gravedad y fuerzas ejercidas por unidades adyacentes o por inclusión de agua en las discontinuidades” (Armas, 2004).

Este mecanismo puede clasificarse en vuelco por flexión o pandeo, vuelco por bloques o vuelco mixto. El vuelco por pandeo ocurre debido a flexiones de columnas individuales generados por el movimiento a lo largo de las discontinuidades. El vuelco por bloques es producido por la presencia de discontinuidades ortogonales, ocasionando una geometría de columnas divididas en bloques. El vuelco mixto se origina por la participación de los dos mecanismos previos, es decir, los bloques son alargados por las flexiones en el pie del talud y movimientos entre las distintas unidades.

Las condiciones para que se produzca un vuelco son las siguientes:

- El rumbo de las capas debe ser aproximadamente paralelo al del talud.
- El buzamiento de las capas debe encontrarse hacia el interior del talud, es decir, el buzamiento de las capas entre la dirección de la cara del talud debe estar entre los 160° y 200° .
- El polo del círculo máximo de la discontinuidad a volcarse debe tener un buzamiento menor que el buzamiento de la cara del talud menor que el ángulo de fricción interna.

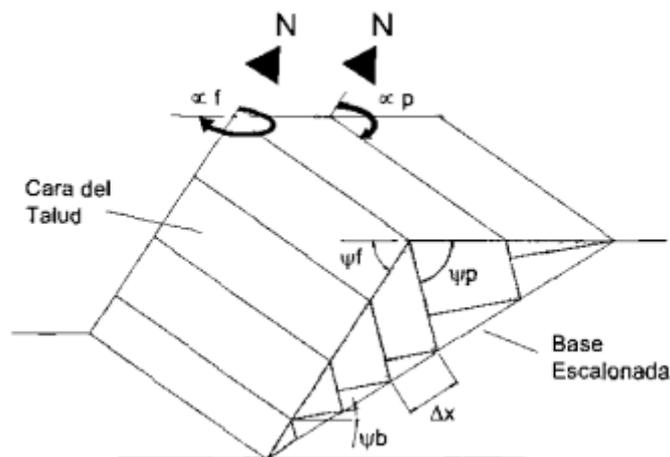


Figura 1.7 Modelo de mecanismo de vuelco (Ayala, 1984)

Donde:

- α_f = Dirección del echado de la cara del talud
- α_p = Dirección del echado del plano
- ψ_f = Echado del talud
- ψ_p = Echado del plano

- ψ_b = Echado del plano de base
- ϕ_p = Angulo de fricción del plano
- ϕ_b = Angulo de fricción del plano de base
- Δx = Ancho de la columna

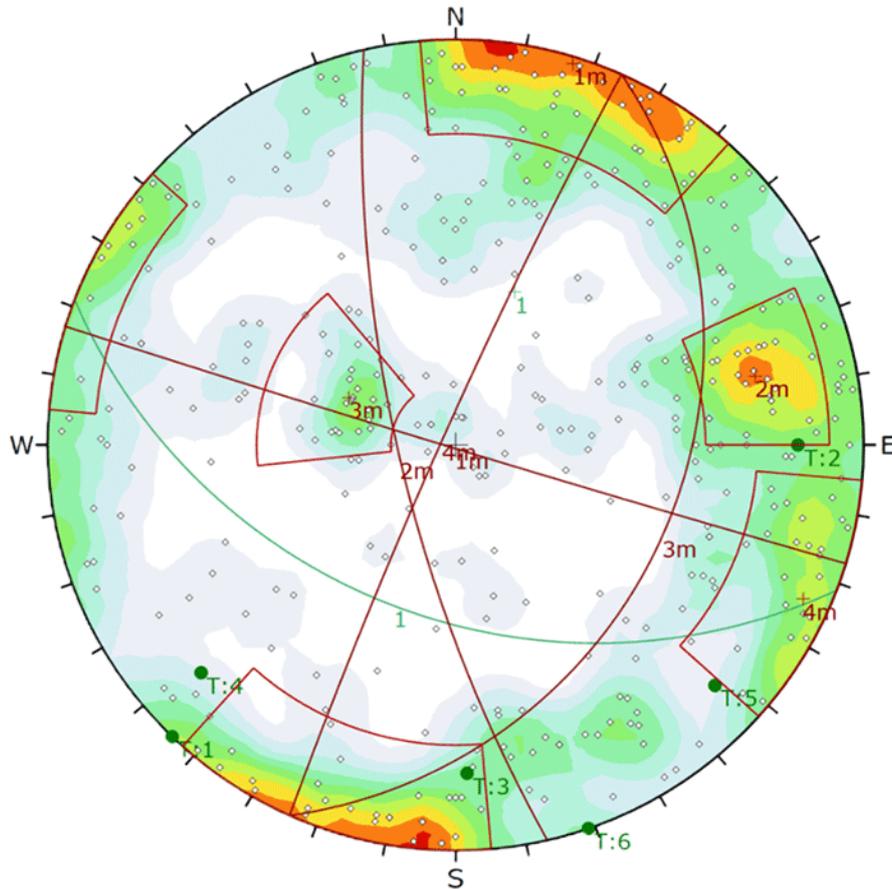
Condiciones para Mecanismo en Vuelco

1. $\alpha_p = (\alpha_f \pm 180) \pm 20^\circ$
2. $(90 - \psi_p) \leq (\psi_f - \phi_p)$

1.6.4.3. Dips

Dips es un software de Rocdata, el cual está diseñado para el análisis interactivo de la orientación basada en información geológica. En este se pueden visualizar la orientación de los vectores, los contornos de densidad, planos e intersecciones.

El análisis cinemático es una de las aplicaciones de Dips. En el software se pueden identificar zonas críticas, vectores e intersecciones en una red estereográfica con el análisis cinemático planar de deslizamientos planares o en cuña, al igual que modelos de falla para vuelcos directos. Además, es posible exportar los resultados a Excel para obtener los vectores críticos e intersecciones de los modelos de falla.



**Figura 1.8 Ejemplificación de una proyección estereográfica realizada en Dips
(Rocscience, 2021)**

1.6.5. Factor de seguridad

El factor de seguridad se define como la relación entre la resistencia media del suelo al corte y el esfuerzo cortante promedio desarrollado a lo largo de la superficie potencial de falla. A su vez, la resistencia al corte del suelo depende de la cohesión, ángulo de fricción interna y el esfuerzo normal efectivo en la superficie potencial de falla. El esfuerzo cortante, de forma similar, depende de la cohesión eficaz y el ángulo de fricción que se da a lo largo de la superficie potencial de falla. Se dice que el talud es estable cuando el factor de seguridad alcanza un valor mayor a 1.

El cálculo del factor de seguridad se realiza a través de métodos analíticos y métodos numéricos. Dentro de los métodos analíticos se puede mencionar al método de taludes infinitos, método de taludes finitos, método de dovelas simplificado de Bishop.

1.6.5.1. Métodos de dovelas simplificado de Bishop.

El método de dovelas se utiliza para el método analítico del factor de seguridad. En la Figura 1.9 Ejemplificación del Método de Dovelas, el arco del círculo representa a la superficie de la prueba de falla, en donde el suelo que se encuentra encima es seccionado en dovelas. En cada una de las dovelas actúa un grupo de fuerzas: el peso efectivo de la dovela, fuerzas normales que actúan sobre los lados de las dovelas y los componentes normal y tangencial de la reacción R del suelo sobre la dovela (Samhuesa Plaza & Rodríguez Cifuentes, 2013).

De esta forma, el factor de seguridad puede ser calculado como:

$$FS_s = \frac{\sum_{n=1}^{n=p} (c' \Delta L_n + W_n \cos \alpha_n \tan \phi')}{\sum_{n=1}^{n=p} W_n \sin \alpha_n} \quad (1.2)$$

En donde:

- FS_s es el factor de seguridad
- c' es la cohesión
- ΔL_n es el ancho de la dovela
- W_n es el peso debido a cada dovela
- α_n es el ángulo entre el radio y la vertical de cada dovela
- ϕ' es el ángulo de fricción interna

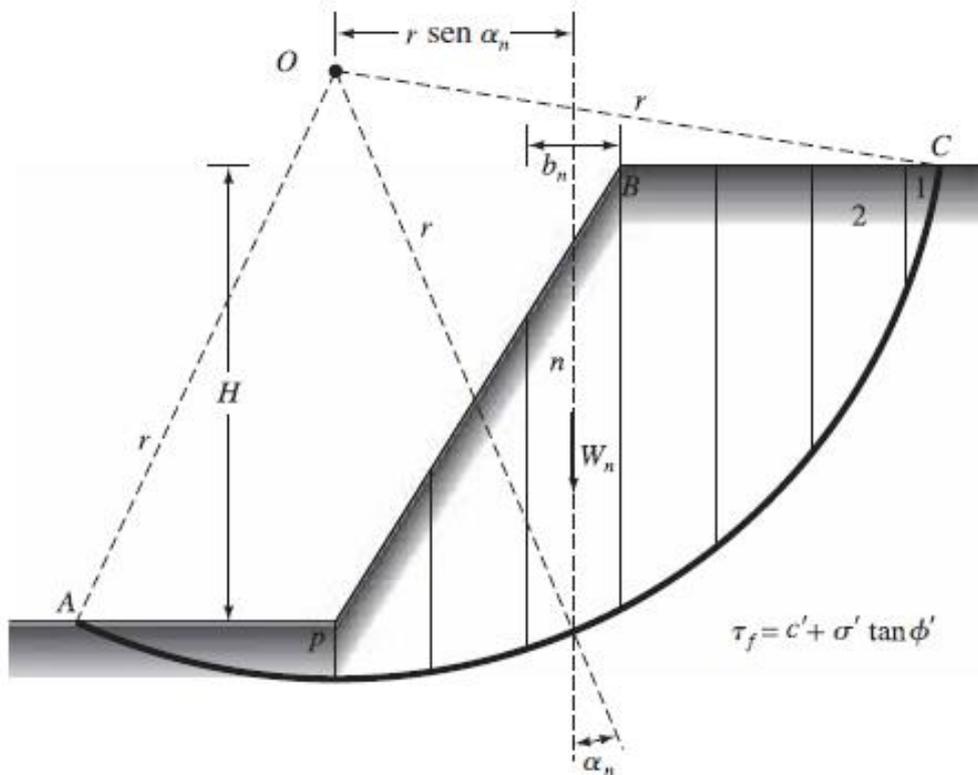


Figura 1.9 Ejemplificación del Método de Dovelas

En 1955, Bishop realizó una modificación al método de las dovelas, de tal forma que el factor de seguridad puede ser calculado como:

$$FS_s = \frac{\sum_{n=1}^{n=p} (c' b_n + W_n \tan \phi') \left(\frac{1}{m_{\alpha(n)}} \right)}{\sum_{n=1}^{n=p} W_n \sin \alpha_n} \quad (1.3)$$

$$m_{\alpha(n)} = \cos \alpha_n + \frac{\tan \phi' \sin \alpha_n}{FS_s} \quad (1.4)$$

En donde:

- b_n es ahora el ancho de cada dovela
- $m_{\alpha(n)}$ es un valor que depende del factor de seguridad, ángulo de fricción interna y el ángulo entre el radio-vertical de la dovela.

Nótese que para el método simplificado de Bishop, el valor del factor de seguridad se encuentra en ambos lados de la ecuación y, por lo tanto, debe ser resuelto por un método iterativo.

1.6.6. Especificaciones técnicas de la maquinaria disponible en la cantera

Para la propuesta de taludes estables es necesaria conocer y tener en cuenta las características de los equipos y maquinarias con los que cuenta la mina previamente. Esto con el fin de proponer diseños que puedan ser realizados por la empresa sin mucha inversión de por medio. A continuación, se detallan algunas características de la maquinaria existente en la cantera.

1.6.6.1. Komatsu PC450LC-8

Excavadora Hidráulica con potente rendimiento de trabajo y excelente eficiencia de combustible lo cual significa un incremento en la producción y disminución de los costos en combustibles.

Tabla 1.9 Características de la excavadora Komatsu PC450LC-8

Largo total	11905 mm
Ancho total	3640 mm
Altura total de cabina	3265 mm
Radio de giro de la cola	3645 mm
Máxima altura de excavación	10310 mm
Máxima profundidad de excavación	6845 mm
Máximo alcance de excavación	11080 mm
Mínimo radio de giro	4835 mm

1.6.6.2. Komatsu WA470-1

Tabla 1.10 Características de la cargadora frontal Komatsu WA470-1

Altura	3635 mm
Longitud total	8190 mm
Altura de operación	5600 mm
Radio de giro	6800 mm

1.6.6.3. Caterpillar 966E

Tabla 1.11 Características de la cargadora frontal Caterpillar 966E

Altura	3590 mm
Longitud	8200 mm
Ancho	2940 mm
Altura máxima de vertido	2970 mm
Radio de giro exterior	6780 mm

1.6.6.4. Caterpillar 966H

Tabla 1.12 Características de la cargadora frontal Caterpillar 966H

Altura	3580 mm
Longitud	8200 mm
Ancho	3220 mm
Altura máxima de vertido	3190 mm
Radio de giro exterior	8840 mm

1.6.6.5. Caterpillar 980G

Tabla 1.13 Características de la cargadora frontal Caterpillar 980G

Altura	3750 mm
Longitud	9580 mm
Ancho	3260 mm
Altura máxima de vertido	3460 mm
Radio de giro exterior	7990 mm

1.6.6.6. Caterpillar 226B II

Tabla 1.14 Características de la Caterpillar 226B II

Altura	3750 mm
Longitud	3230 mm
Ancho	1520 mm
Altura máxima de vertido	2170 mm

1.6.6.7. Doosan DX340LC-5

Tabla 1.15 Características de la excavadora Doosan DX340LC-5

Altura	3390 mm
Ancho	3280 mm
Longitud	11315 mm
Radio mínimo de giro	4455 mm
Profundidad máxima de excavación	7535 mm
Altura máxima de excavación	10315 mm

Dentro de la cantera el banqueo se realiza mediante perforación y voladura y en ocasiones por medio de arranque mecánico. Se realizan perforaciones en malla cuadrada de doce metros de profundidad con una diámetro de 4 pulgadas. La voladura se realiza con Pentolita de 225 gramos, Emulnor 3000 y Anfo; con densidades de $1,6 \text{ g/cm}^3$, $1,14 \text{ g/cm}^3$ y $0,8 \text{ g/cm}^3$ respectivamente.

CAPÍTULO 2

METODOLOGÍA

2. METODOLOGÍA

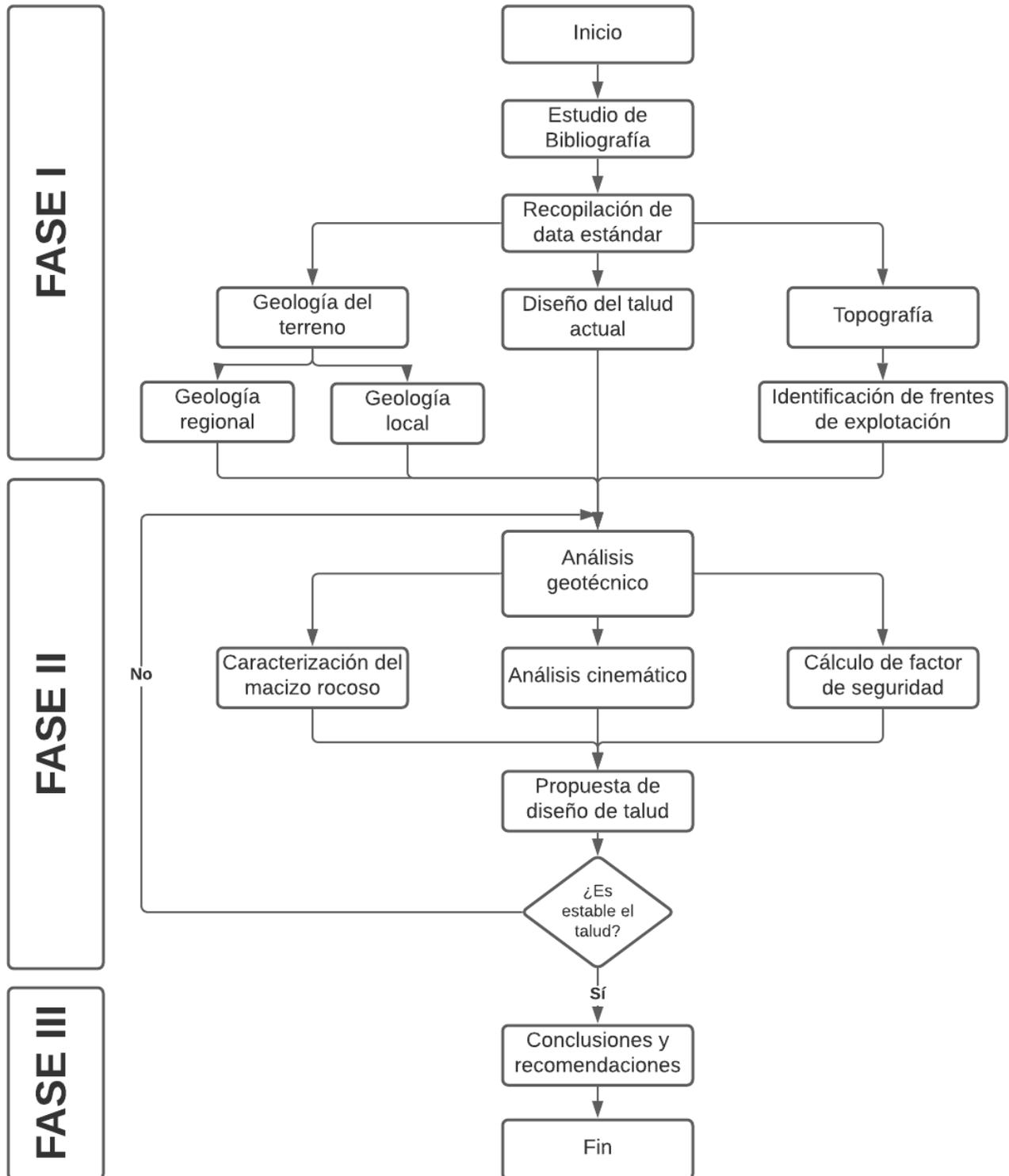


Figura 2.1 Esquema metodológico para el análisis de estabilidad de taludes

En la empresa MEGAROK S.A., ubicada en el cantón Montecristi, provincia de Manabí, se identificó la necesidad de un análisis de estabilidad de taludes para implementar un entorno de trabajo seguro hacia sus trabajadores y lograr un aprovechamiento óptimo de los recursos explotables en el área. En la Figura 2.1 se puede observar el esquema metodológico implementado, el cual se fragmentó en 3 fases.

2.1. Fase I

En la fase I, se vio indispensable la identificación de los frentes de explotación para poder segmentarlos en estaciones geomecánicas, ya que en un mismo frente la presencia de discontinuidades puede ir variando. Además, se tomó en cuenta la geología regional y local para justificar la relativamente alta fragmentación del macizo rocoso debido a la existencia de fallas.

Se procedió a realizar visitas técnicas a la cantera en estudio, donde se identificó visualmente el frente de explotación. Para un estudio más detallado y preciso se dividió en secciones, en las cuales se instalaron estaciones geomecánicas las cuales se georreferenciaron mediante el vuelo de drones. Las coordenadas de dichas estaciones se encuentran disponibles en el Anexo A. Con estos mismos vuelos se obtuvo la topografía del lugar mediante las ortofotos capturadas y el procesamiento de estas en el software Agisoft PhotoScan, el cual es utilizado para el procesamiento de imágenes digitales y así generar datos en 3D.

2.2. Fase II

2.2.1. Análisis cinemático

El objetivo del análisis cinemático fue la identificación de los principales mecanismos de rotura. Para ello, se identificaron las familias de discontinuidades existentes en cada una de las estaciones geomecánicas. Con la ayuda de una brújula, Figura 2.2, se realizaron mediciones de las direcciones de buzamiento y buzamiento de cada talud y familia de discontinuidades. Las tablas con las mediciones realizadas se encuentran en el Anexo A.



Figura 2.2 Ejemplo de medición con brújula

Para el cálculo de la cohesión y ángulo de fricción interna se propuso como alternativa el software RocData debido a la imposibilidad de realizar un ensayo de corte directo. En el software se ingresaron parámetros intrínsecos del macizo rocoso tal como densidad, tipo de roca, entre otros, además del tipo de minería aplicada. Los resultados del software mencionado se muestran en el Anexo E.

En base a los parámetros calculados en el software y las mediciones en campo, se categorizaron los posibles mecanismos de rotura en base a las condiciones establecidas en el epígrafe 1.6.4.2. Por último, se hizo uso del software Dips para la creación de las proyecciones estereográficas para poder visualizar gráficamente los mecanismos de rotura presentes en el frente de explotación en estudio. Dichas proyecciones se pueden observar en el Anexo D.

2.2.2. Caracterización del macizo rocoso

La elección de la metodología para la caracterización del macizo rocoso se dio por medio de los sistemas de clasificación RMR, RQD y SMR. De los tres sistemas mencionados, se optó por el SMR pues es una versión modificada del RMR que considera la relación discontinuidades-talud y el método de explotación. A su vez, el RMR toma en cuenta el RQD junto a otros parámetros para su análisis. Por lo tanto, el sistema SMR fue el que mejor se ajustó para el trabajo de investigación.

El primer parámetro de la clasificación es la resistencia a la compresión simple. El martillo de Schmidt o escalómetro es un instrumento que sirve para calcularlo en un talud, testigo de roca, túnel o discontinuidad por medio de rebotes contra la cara del macizo rocoso. En la Figura 2.3 se observa el modelo de Martillo de Schmidt usado.



Figura 2.3 Martillo de Schmidt

Una vez identificada la zona de medición, se procedió a limpiarla para dejarla libre de suelo, musgo, líquenes, entre otros, para evitar efectos en los resultados. El martillo de Smith se colocó de forma perpendicular al plano y se tomaron 10 mediciones. Los resultados de los rebotes realizados en cada una de las estaciones geomecánicas se encuentran detallados en el Anexo A. Cualitativamente, se pudo identificar la resistencia de la roca en función al rebote generado pues, mientras mayor es el rebote, mayor es la resistencia. Se descartaron los 5 valores más bajos y se calculó el promedio de los valores restantes.

En 1965, Miller realizó un gráfico de correlación para el martillo de Schmidt en base a la resistencia a la compresión simple, el número de rebotes y la densidad de la roca. En el Anexo B, Figura B. 1, se puede observar la relación mencionada. Para su análisis, primero se observó el ángulo en el cual se realizó la medida para escoger cuál eje de las abscisas se ajusta a la situación.

Posteriormente, se proyectó el punto verticalmente hasta que intersecó con la línea correspondiente a la densidad de la roca. Luego, dicha intersección se la proyectó horizontalmente hasta que intersecó con el eje de las ordenadas, determinando así la

resistencia a la compresión simple. En la Tabla 2.1, se observa una clasificación cualitativa del macizo rocoso en función del valor obtenido.

Tabla 2.1 Clasificación cualitativa del macizo rocoso (Bieniawski, 1989)

Descripción	Resistencia a compresión simple
Extremadamente blanda	< 1 MPa
Muy blanda	1-5 MPa
Blanda	5-25 MPa
Moderadamente blanda	25-50 MPa
Dura	50-100 MPa
Muy dura	100-250 MPa
Extremadamente dura	> 250 MPa

El siguiente parámetro fue el RQD, para el cual se siguió el procedimiento propuesto por Deere (1967). El primer paso del proceso fue la obtención del testigo de roca. Durante las operaciones mineras en la cantera una perforadora se encarga de realizar las perforaciones en el macizo para las operaciones de voladura posteriores. Los testigos de roca se obtuvieron durante estas actividades.

No obstante, en el momento de la obtención, el macizo rocoso salía con un nivel de fracturación demasiado alto, de tal forma que el resultado eran detritos. Debido a ello, se colocó al macizo en la categoría más baja del RQD, siendo este muy pobre.

El espaciamiento se refiere a la distancia perpendicular que hay entre discontinuidades adyacentes, determinándose así, el tamaño de los bloques del macizo rocoso. Es decir que, mientras mayor sea el espaciado, los bloques serán de mayor dimensión y viceversa. Este parámetro fue calculado con un flexómetro y un ejemplo de ellos se puede observar en Figura 2.4.

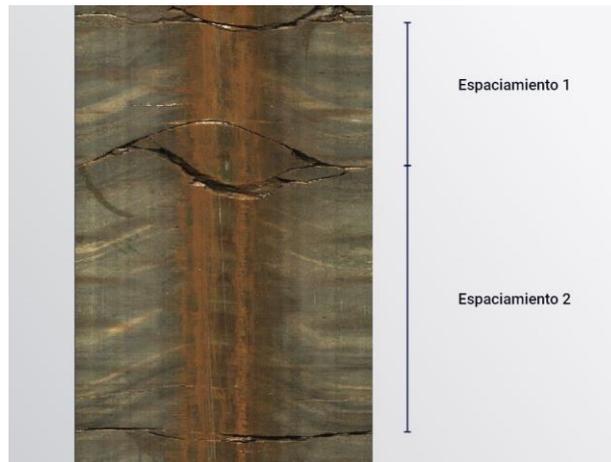


Figura 2.4 Ejemplo de la medición del espaciamiento

La condición de las discontinuidades considera aspectos como la persistencia, separación entre juntas, rugosidad, relleno y grado de meteorización. La persistencia se midió tomando en cuenta la longitud que esta se visualizaba en la estación geomecánica. Se hizo uso de un flexómetro para la medición de la separación entre juntas, tomando datos de las separaciones existentes entre las superficies rocosas de una discontinuidad.



Figura 2.5 Ejemplificación de la separación de juntas

Se usó el peine de Barton para determinar la rugosidad de las discontinuidades. El peine se empujó contra la cara de la discontinuidad, formándose un perfil en el instrumento. En la Figura 2.6 se puede visualizar el modelo del peine de Barton utilizado. Se procedió a medir la profundidad de la rugosidad y la longitud del perfil para hacer uso

del diagrama propuesto por Barton que relaciona las variables indicadas con el valor de JRC, el cual se visualiza en la Anexo B.



Figura 2.6 Peine de Barton

En el Anexo B se puede visualizar la relación existente entre el valor JRC obtenido y los perfiles de rugosidad de las discontinuidades para una apreciación cualitativa. Se hizo un reconocimiento de las discontinuidades para verificar la existencia de relleno en ellas. Se tomó en cuenta la mineralogía del relleno para determinar si era considerado un relleno duro o suave y, por último, se midió el grosor de este con un flexómetro. La determinación del grado de meteorización y las condiciones hidrogeológicas se lo realizó mediante una apreciación cualitativa, observándose la condición de las caras de los taludes.

La orientación de las discontinuidades se midió con una brújula geológica. En el sistema de clasificación RMR se consideró el buzamiento del talud y de las discontinuidades, además del tipo de mecanismo de rotura que pudiese existir para clasificar la situación en base a la Tabla 1.3 Ajuste debido a las orientaciones de las discontinuidades en el sistema RMR (Bieniawski, 1989), en el epígrafe 101.6.3.

2.2.3. Cálculo de factor de seguridad

El cálculo del factor de seguridad se lo realizó usando el método simplificado de Bishop por medio de la ecuación 1.3. Se calculó el factor de seguridad para dos

situaciones: la condición actual del talud en los frentes de explotación y la propuesta del diseño de talud estable.

Se hizo necesario identificar la geometría del terreno mediante la ejecución de un vuelo de dron, modelo DJI Mavic Pro. Los datos se procesaron por el software Agisoft Photo Scan para la obtención de las coordenadas y, posteriormente se procesaron por CIVIL 3D, produciendo una superficie del área de estudio.

Se hizo uso del software Slide2 para el cálculo de los factores de seguridad de los taludes en cada una de las estaciones geomecánicas establecidas. Partiendo de los perfiles digitalizados de las estaciones se agregan los parámetros de peso específico, cohesión y ángulo de fricción interna que fueron obtenidos anteriormente. Así, el software proporciona el factor de seguridad con el que cuenta dicha estación.

2.2.4. Propuesta de talud estable

Al hablar de un talud seguro tomaremos el valor de 1.5 como factor de seguridad, esto garantiza su estabilidad. Con ayuda del software Slide2 se simularon varios escenarios con los mismos perfiles hasta obtener las dimensiones optimas con el factor de seguridad de 1.5. Con esta información se modelaron las propuestas de talud de cada una de las cinco vías donde se encuentran los frentes de explotación de la cantera.

2.3. Fase III

En esta etapa se procedió a realizar una comparación entre la geometría del talud actual y el propuesto. Para el análisis, se consideraron las representaciones estereográficas y la clasificación SMR obtenida para justificar la propuesta del diseño de talud.

Se detallaron las limitaciones en el estudio de investigación, es decir, ensayos de laboratorio que no se realizaron, alternativas de softwares o de métodos para el cálculo de factor de seguridad. El objetivo de la respectiva fase fue de presentar la viabilidad del estudio geotécnico por medio de los resultados recopilados.

CAPÍTULO 3

RESULTADOS Y ANÁLISIS

3. RESULTADOS Y ANÁLISIS

3.1. Modelamiento de la cantera

Dentro del área de estudio se identificaron trece frentes de explotación analizados mediante nueve estaciones geomecánicas localizadas en los diferentes niveles de las cinco vías existentes en la cantera. Las coordenadas geográficas de las estaciones geomecánicas levantadas y utilizadas en los diferentes niveles representativos de la cantera se muestran en la Tabla 3.1.

Tabla 3.1 Ubicación geográfica de las estaciones geomecánicas

Nivel(N)/Estación Geomecánica (EG)	Coordenada X	Coordenada Y	Coordenada Z
N1EG1	550538.1860	9887440.9852	182.0000
N1EG2	550573.1134	9887401.1876	181.0000
N1EG3	550657.3160	9887387.4663	180.0000
N5EG1	550432.7140	9887305.6160	227.0000
N5EG2	550509.4360	9887319.4873	226.0000
N8EG1	550426.5936	9887206.0916	259.0000
N8EG2	550539.2346	9887220.3944	259.0000
N9EG1	550497.3188	9887200.2688	274.0000
N12EG1	550517.7203	9887118.6557	319.0000

En la Figura 3.1 se puede observar el modelamiento de la cantera obtenido por medio del software Agisoft, mientras que en la Figura 3.2, se detallan las ubicaciones de las estaciones geomecánicas en el terreno. En base al procesamiento de las curvas de nivel en el software Civil 3D, se determinaron los perfiles de las estaciones geomecánicas, junto a sus parámetros geométricos. Los perfiles se muestran desde Figura 3.3 hasta la Figura 3.11.

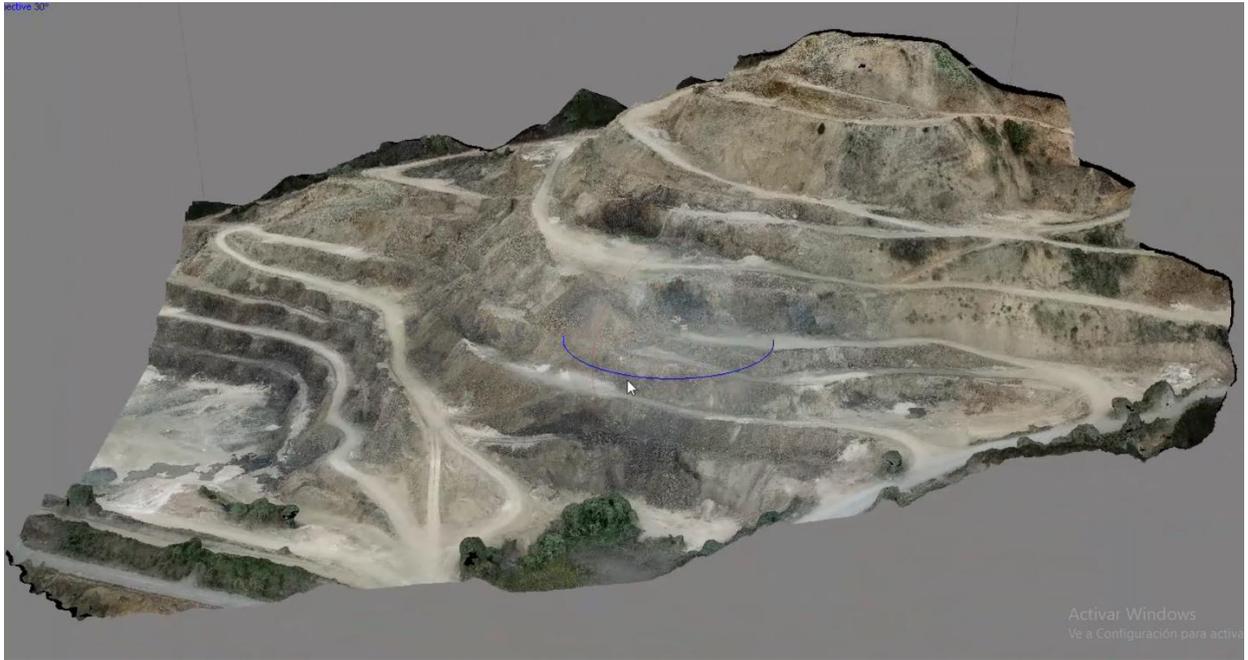


Figura 3.1 Modelamiento de la cantera “Picoazá”

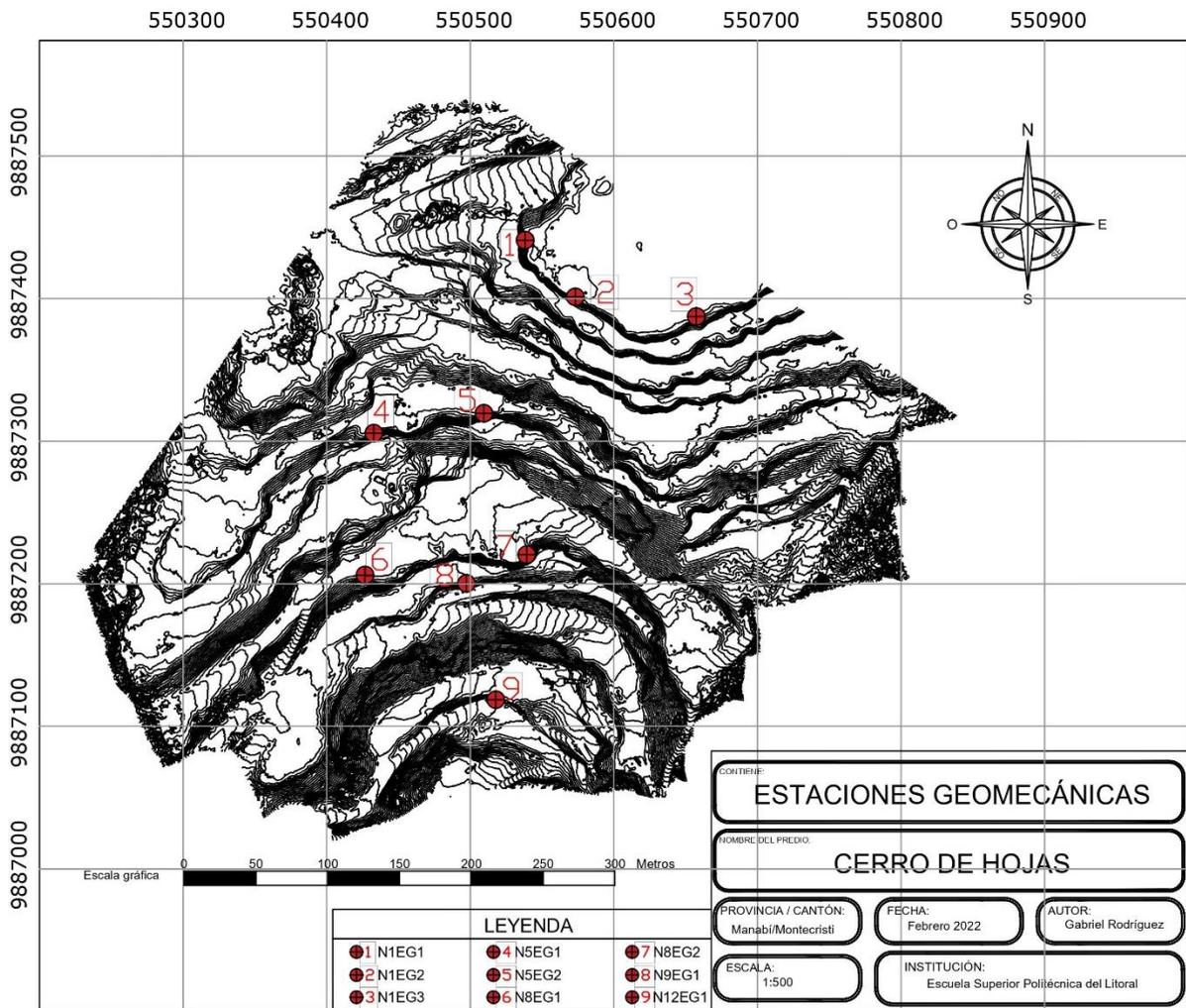


Figura 3.2 Ubicaciones de las estaciones geomecánicas en el terreno

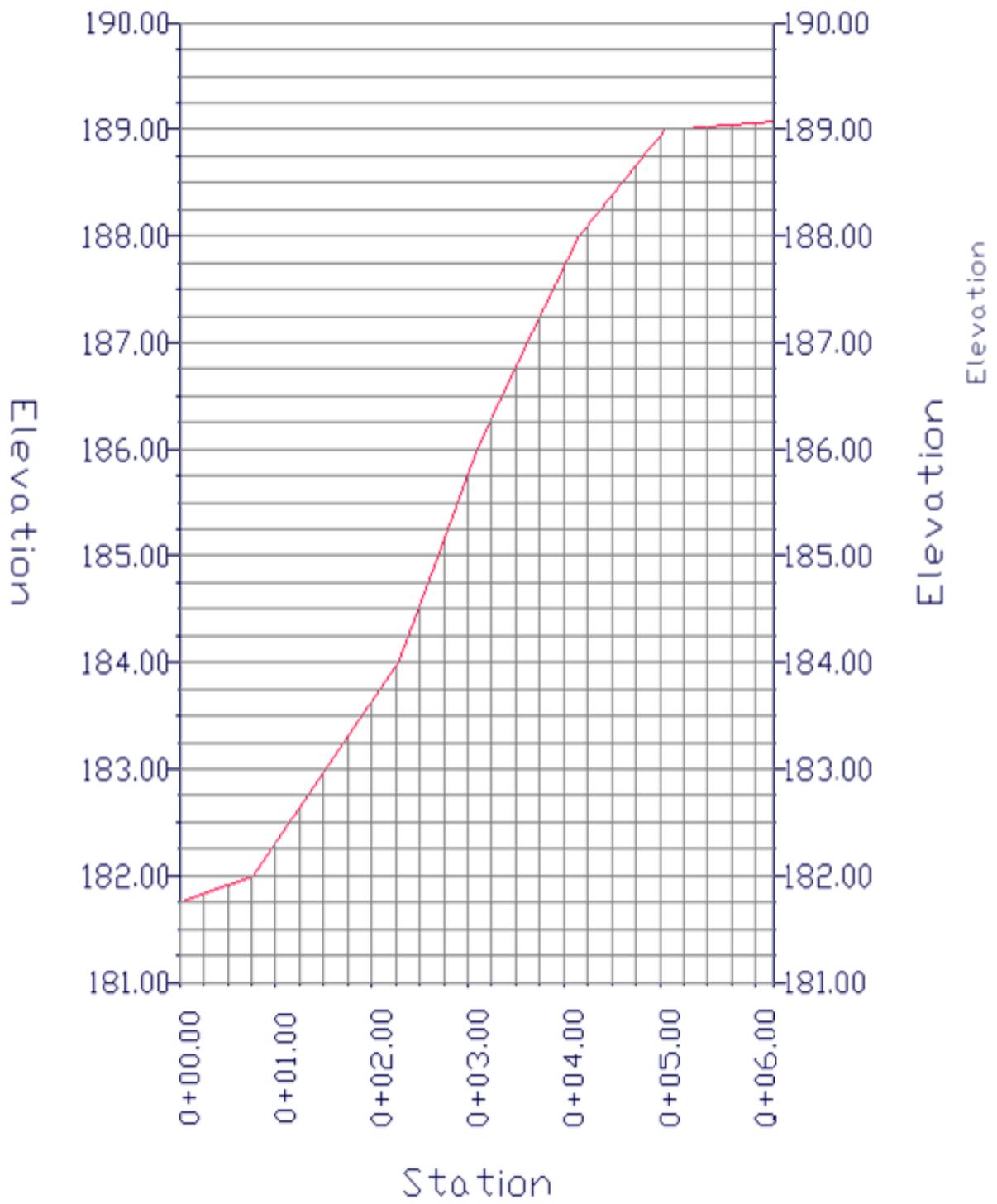


Figura 3.3 Perfil de la estación N1EG1

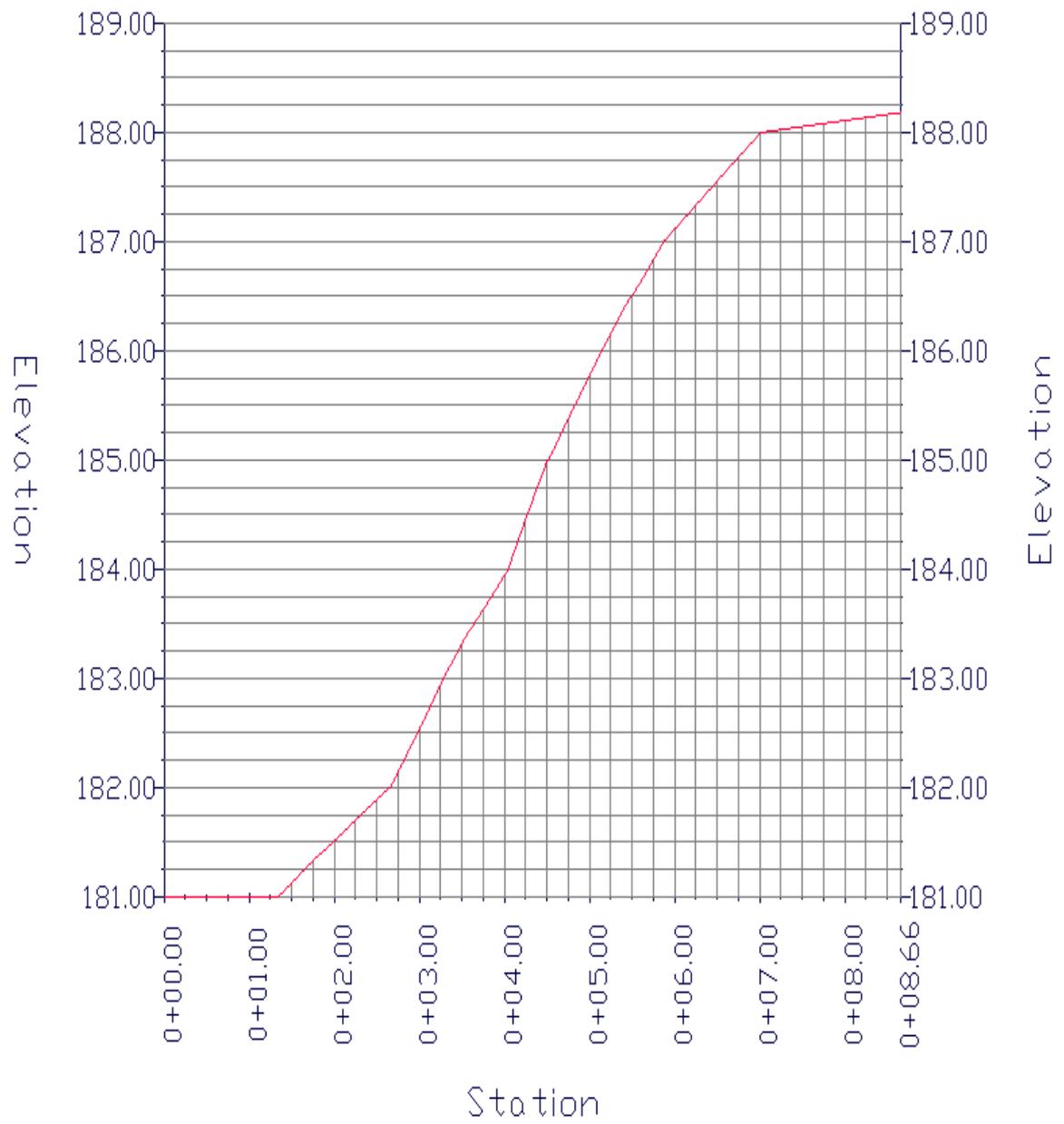


Figura 3.4 Perfil de la estación N1EG2

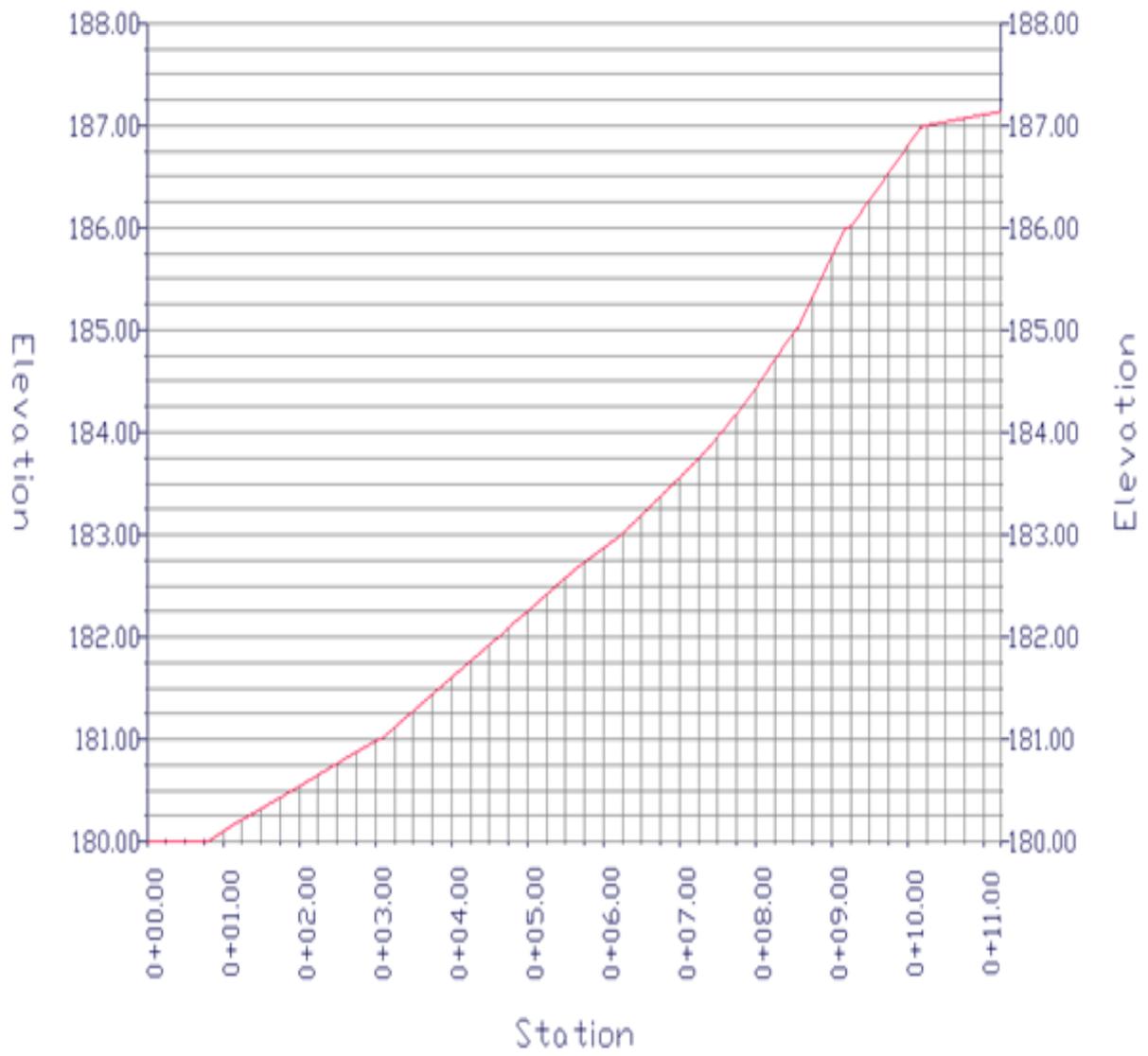


Figura 3.5 Perfil de la estación N1EG3

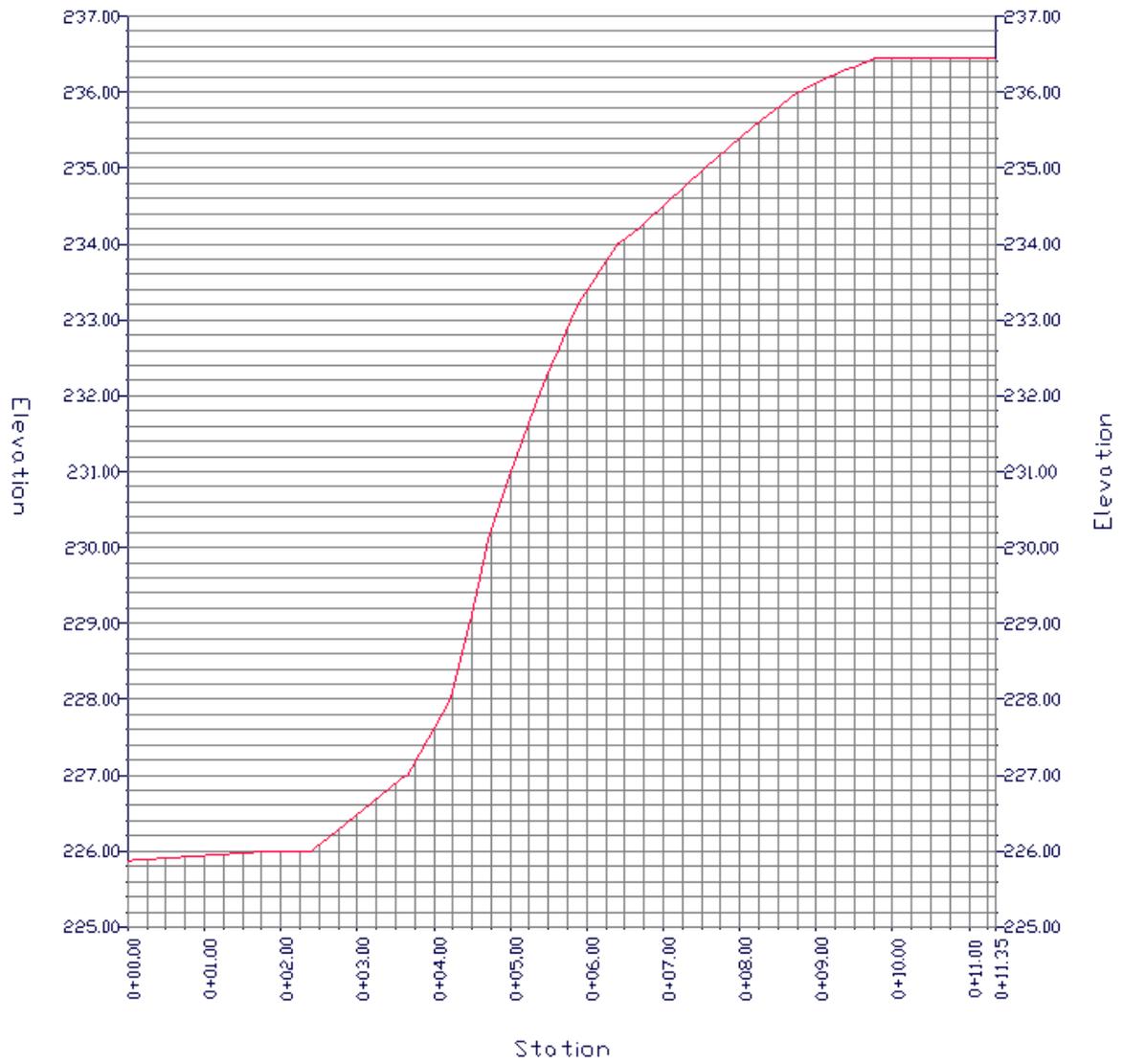


Figura 3.6 Perfil de la estación N5EG1

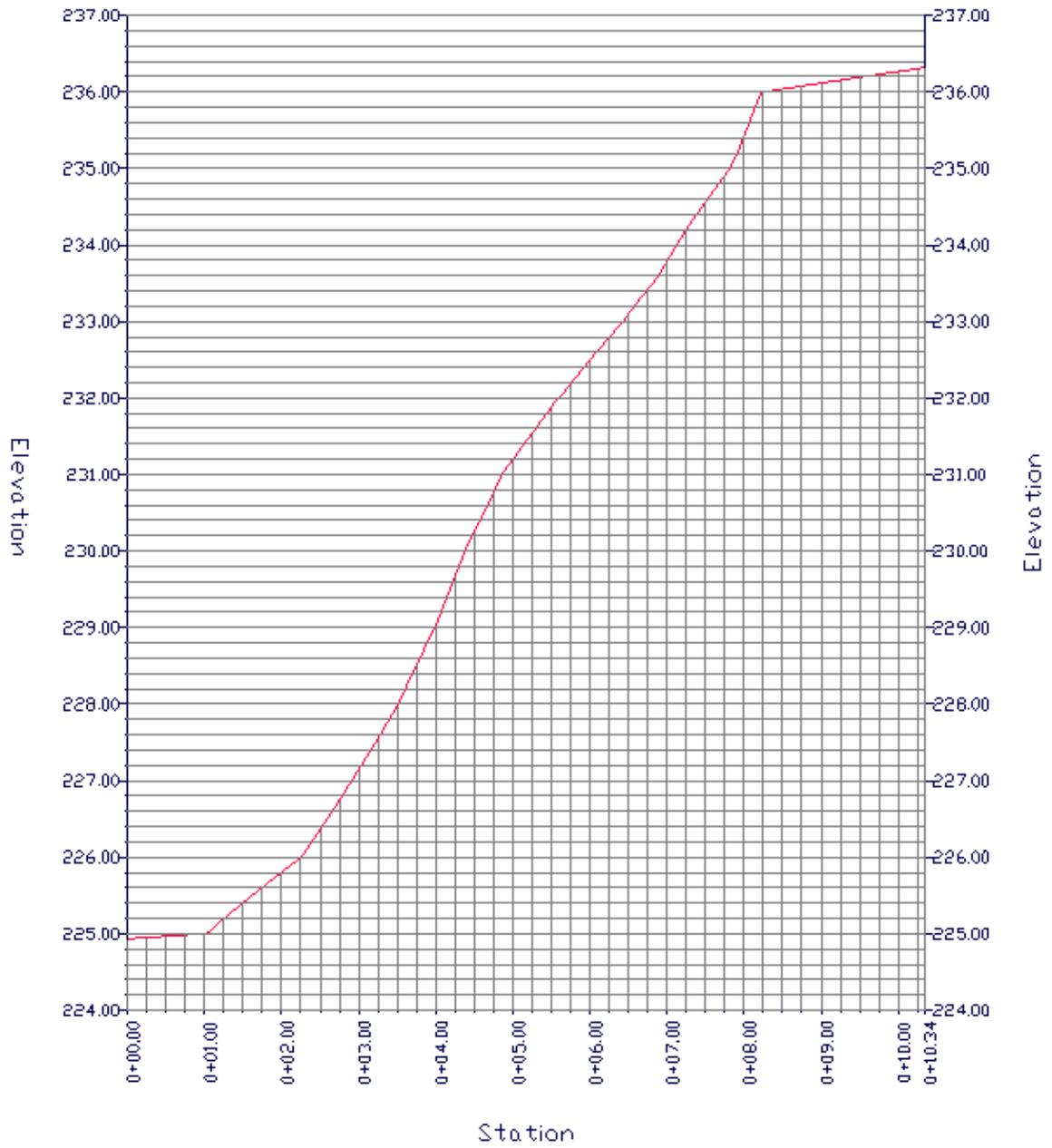


Figura 3.7 Perfil de la estación N5EG2

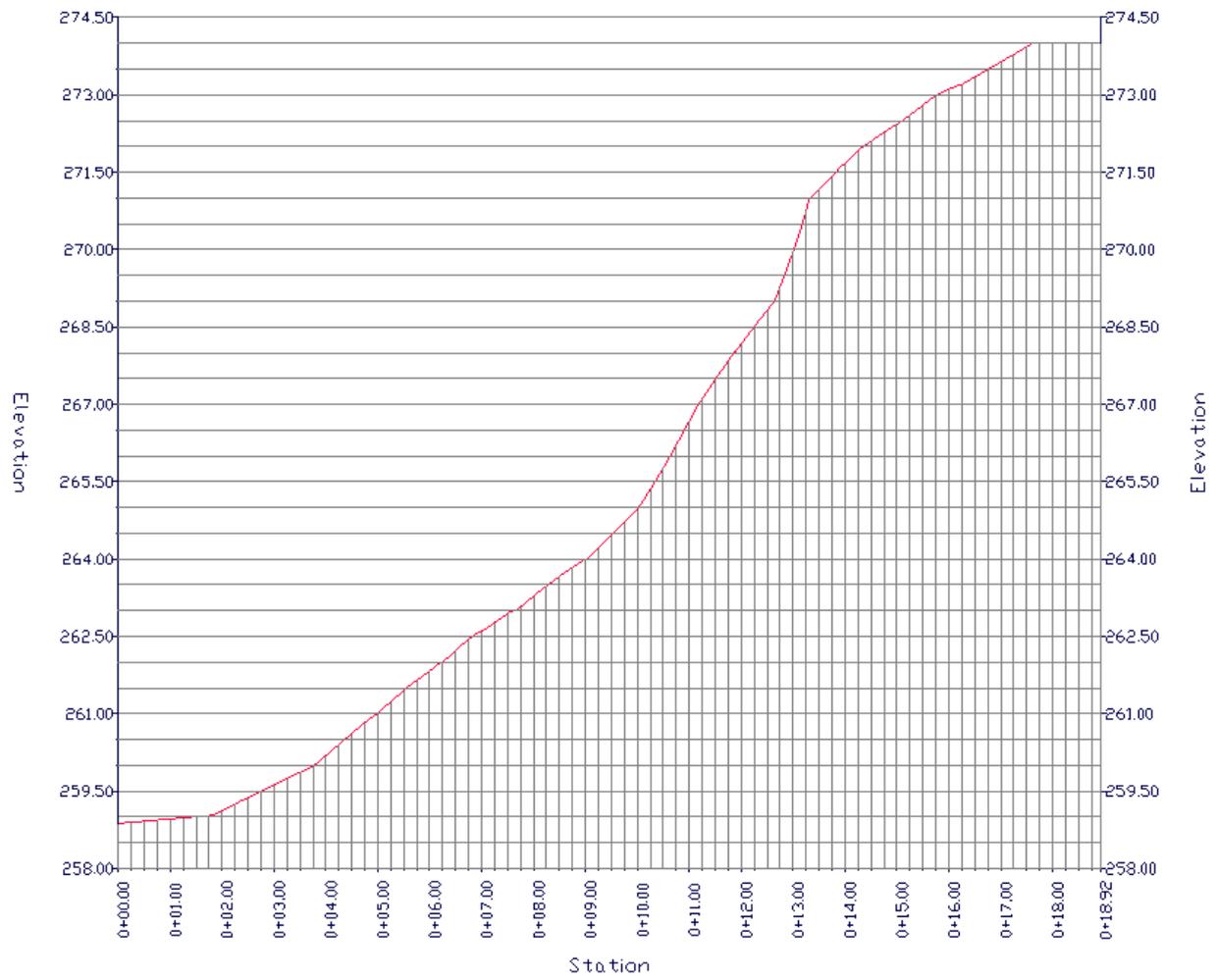


Figura 3.8 Perfil de la estación N8EG1

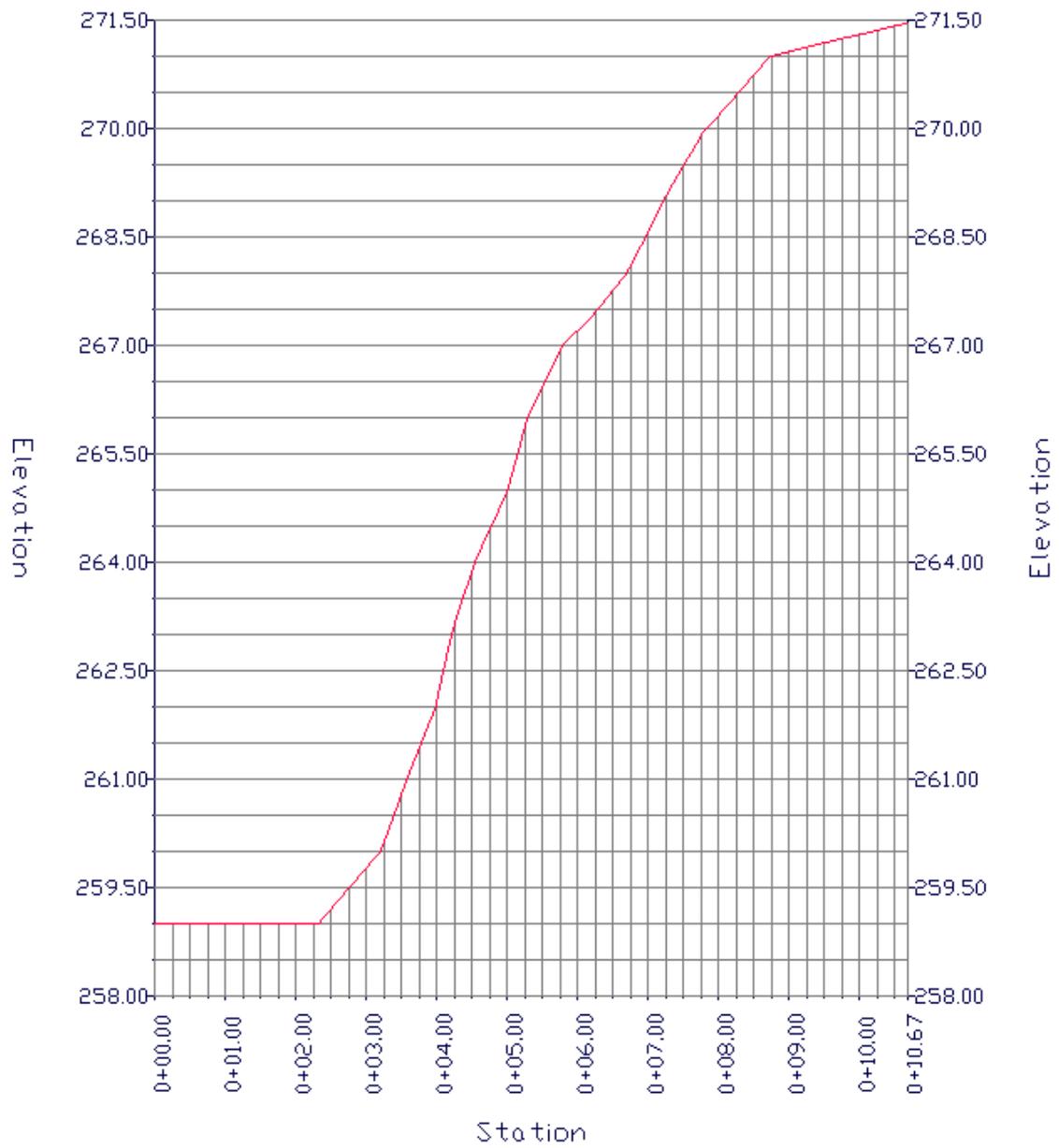


Figura 3.9 Perfil de la estación N8EG2

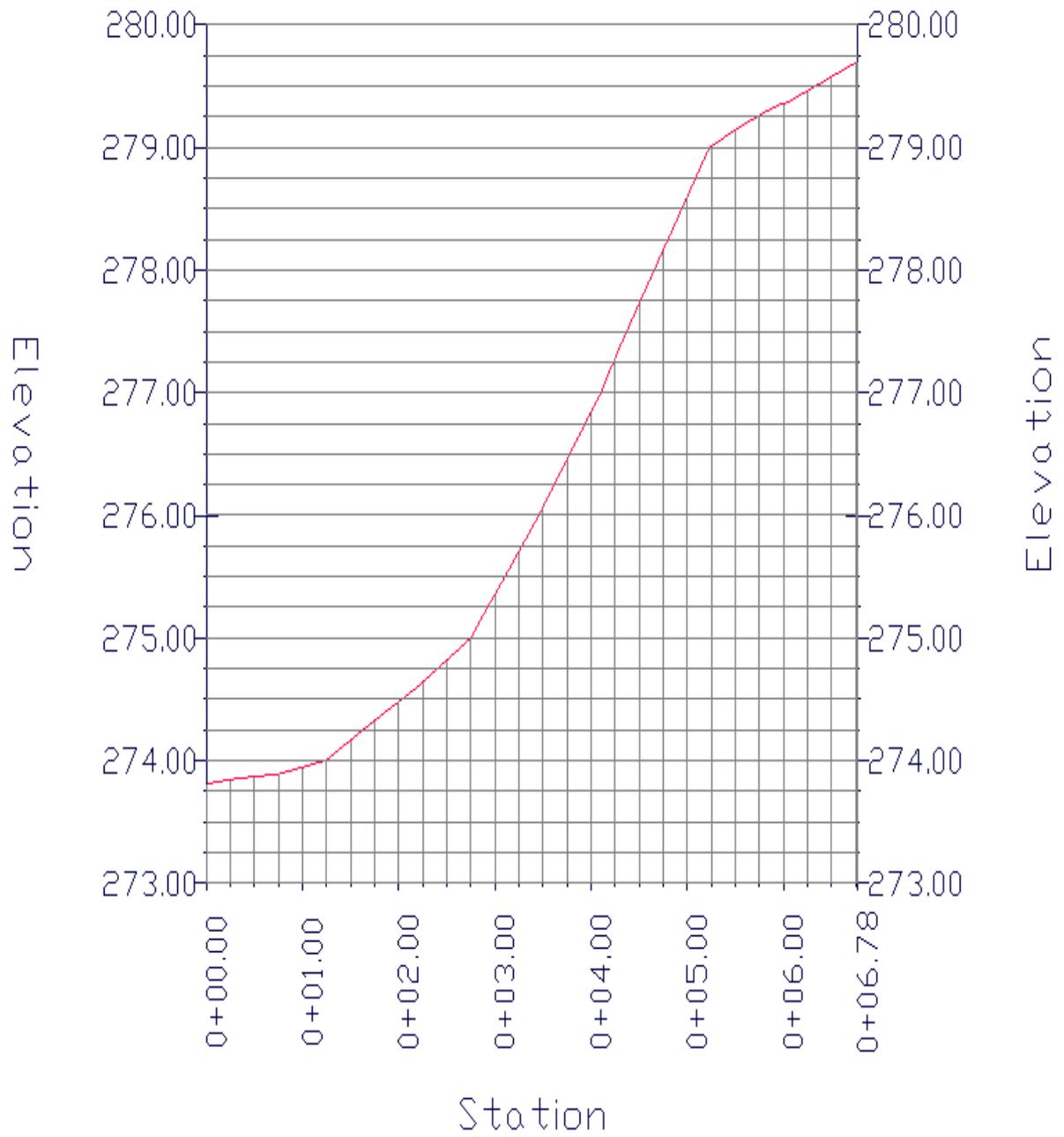


Figura 3.10 Perfil de la estación N9EG1

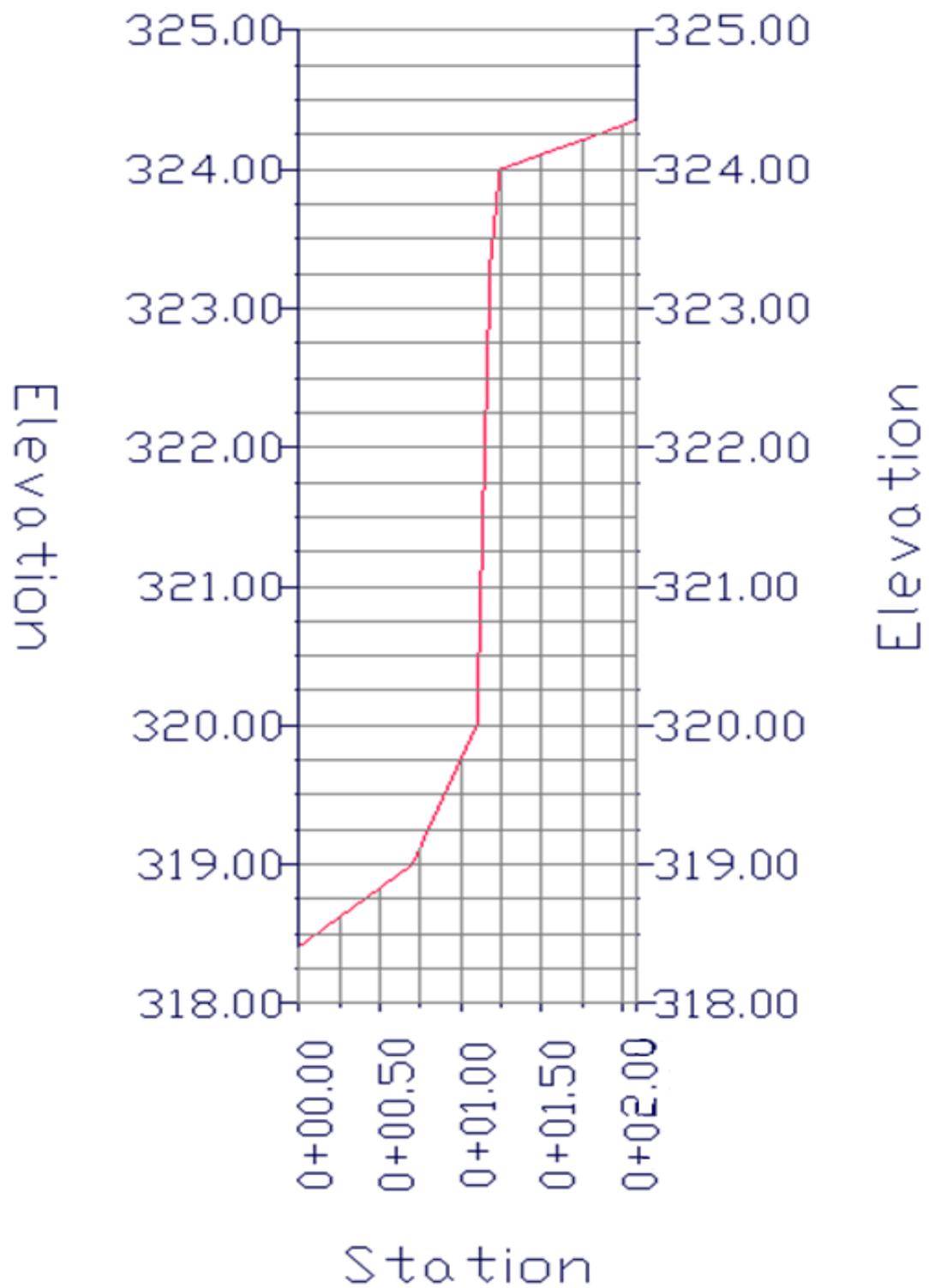


Figura 3.11 Perfil de la estación N12EG1

Por medio del software Rocdata, se obtuvieron los parámetros geotécnicos intrínsecos del macizo rocoso: ángulo de fricción interna y cohesión. En la Tabla 3.2 se puede ver un resumen de los parámetros geométricos y geotécnicos obtenidos para cada estación geomecánica.

Tabla 3.2 Parámetros geométricos y geotécnicos de las estaciones geomecánicas

Código	Parámetros geométricos		Parámetros geotécnicos	
	Altura (m)	Ancho (m)	Cohesión (MPa)	Ángulo fricción interna (°)
N1EG1	7,328	6,189	0,218	26,50
N1EG2	7,183	8,663	0,216	26,63
N1EG3	7,138	11,227	0,215	26,67
N5EG1	10,574	11,350	0,265	23,64
N5EG2	11,389	10,408	0,277	23,18
N8EG1	15,123	19,068	0,300	20,11
N8EG2	12,457	8,387	0,267	21,23
N9EG1	5,907	6,810	0,150	23,91
N12EG1	5,923	2,164	0,151	23,90

3.2. Factores de seguridad actuales de los taludes

Los factores de seguridad se calcularon por medio del software Slide2. Los datos brutos usados para el procesamiento fueron el ángulo de fricción interna, cohesión y peso específico del macizo rocoso. En la Tabla 3.3 se detallan los valores calculados para cada estación geomecánica y en las siguientes imágenes se muestran los perfiles de los taludes procesados en el software Slide2 con su respectivo factor de seguridad calculado.

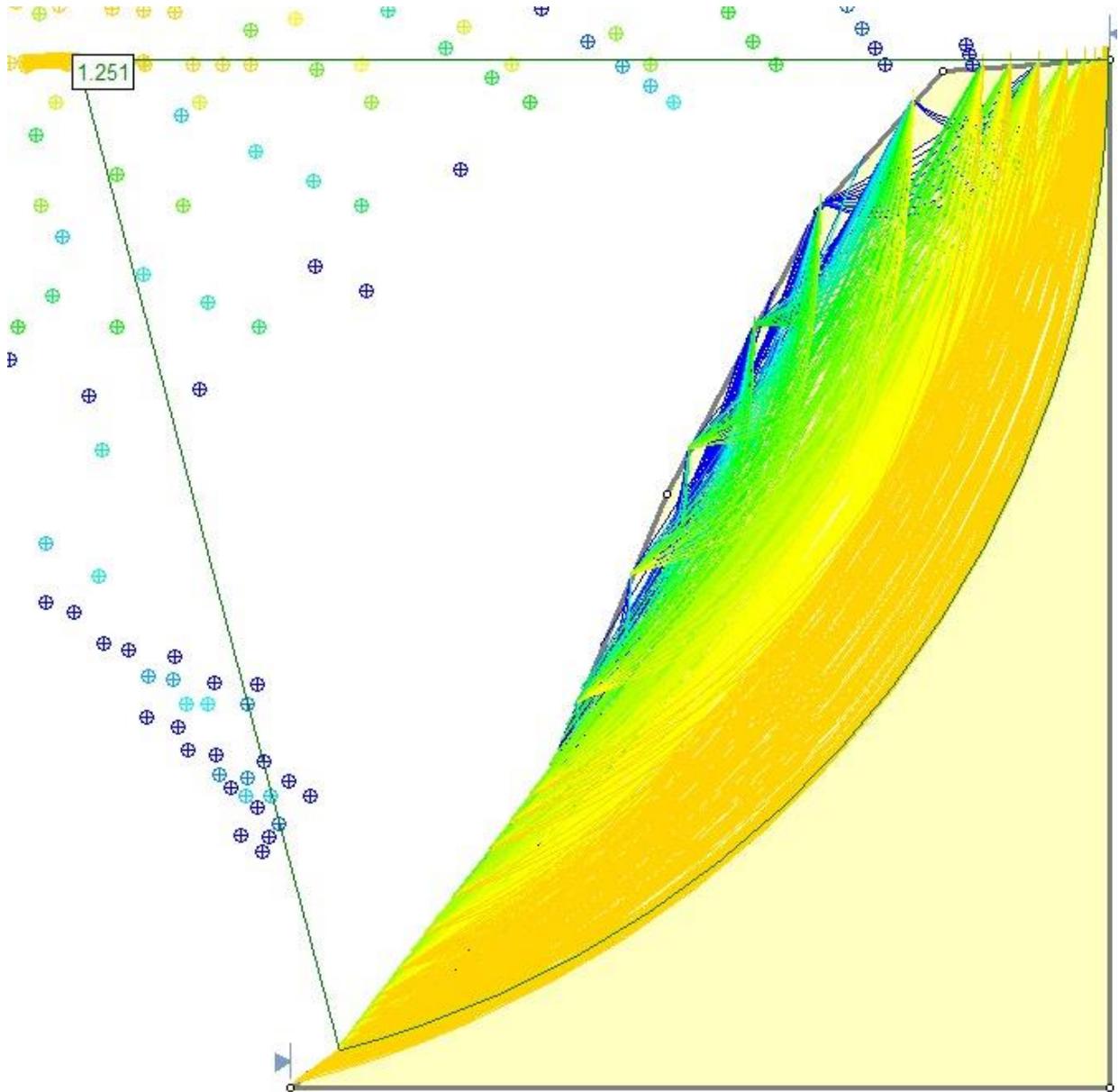


Figura 3.12 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N1EG1

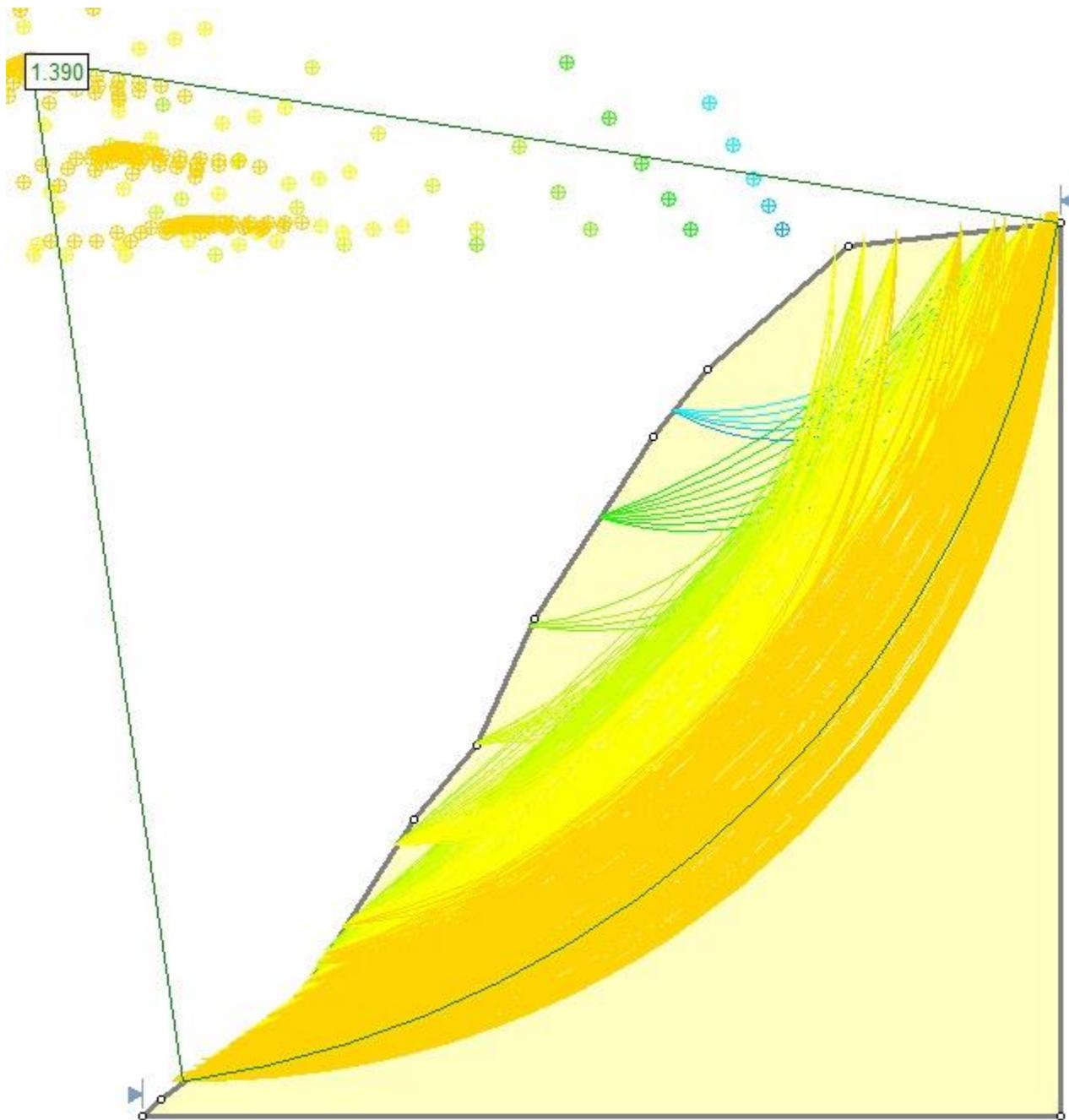


Figura 3.13 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N1EG2

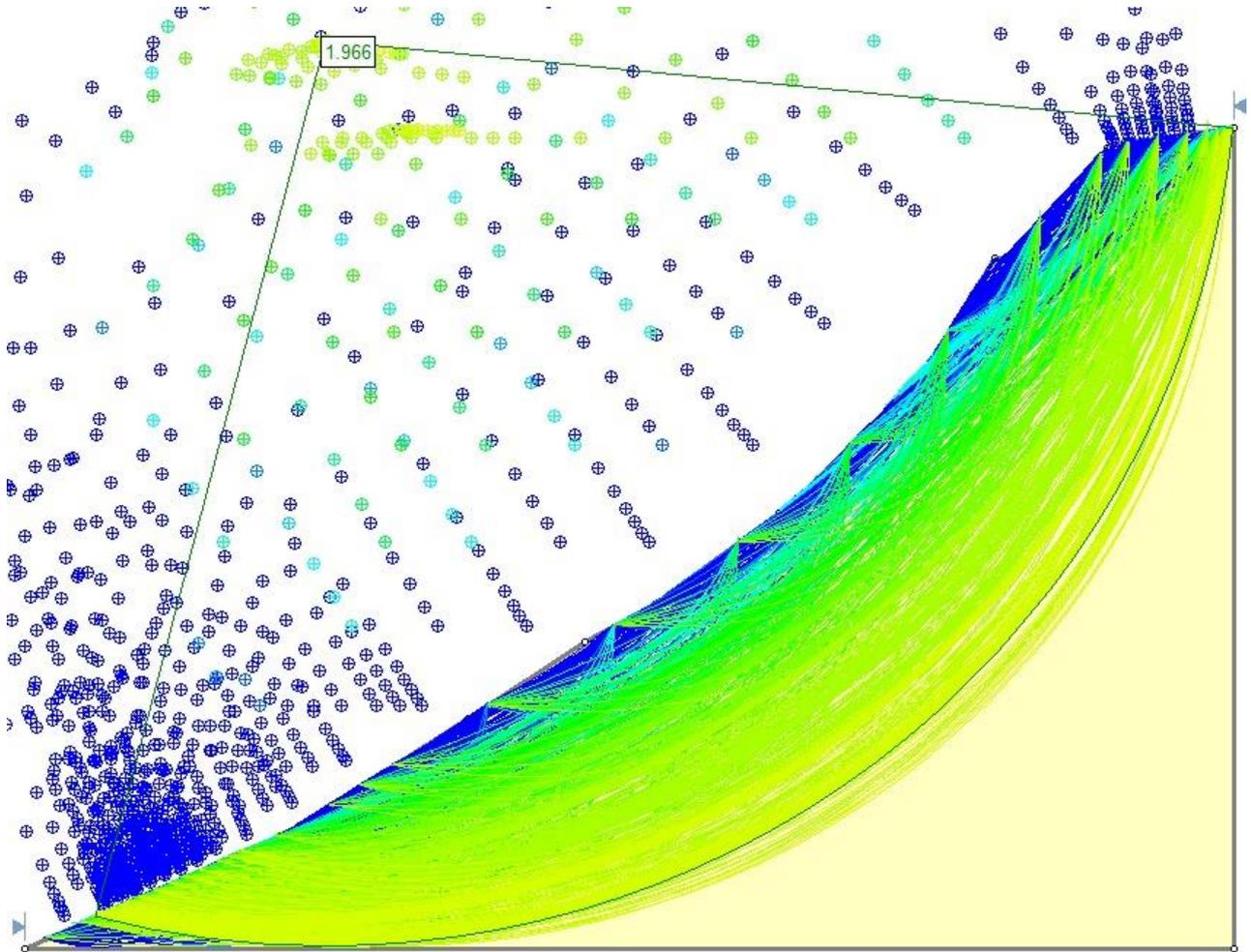


Figura 3.14 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N1EG3

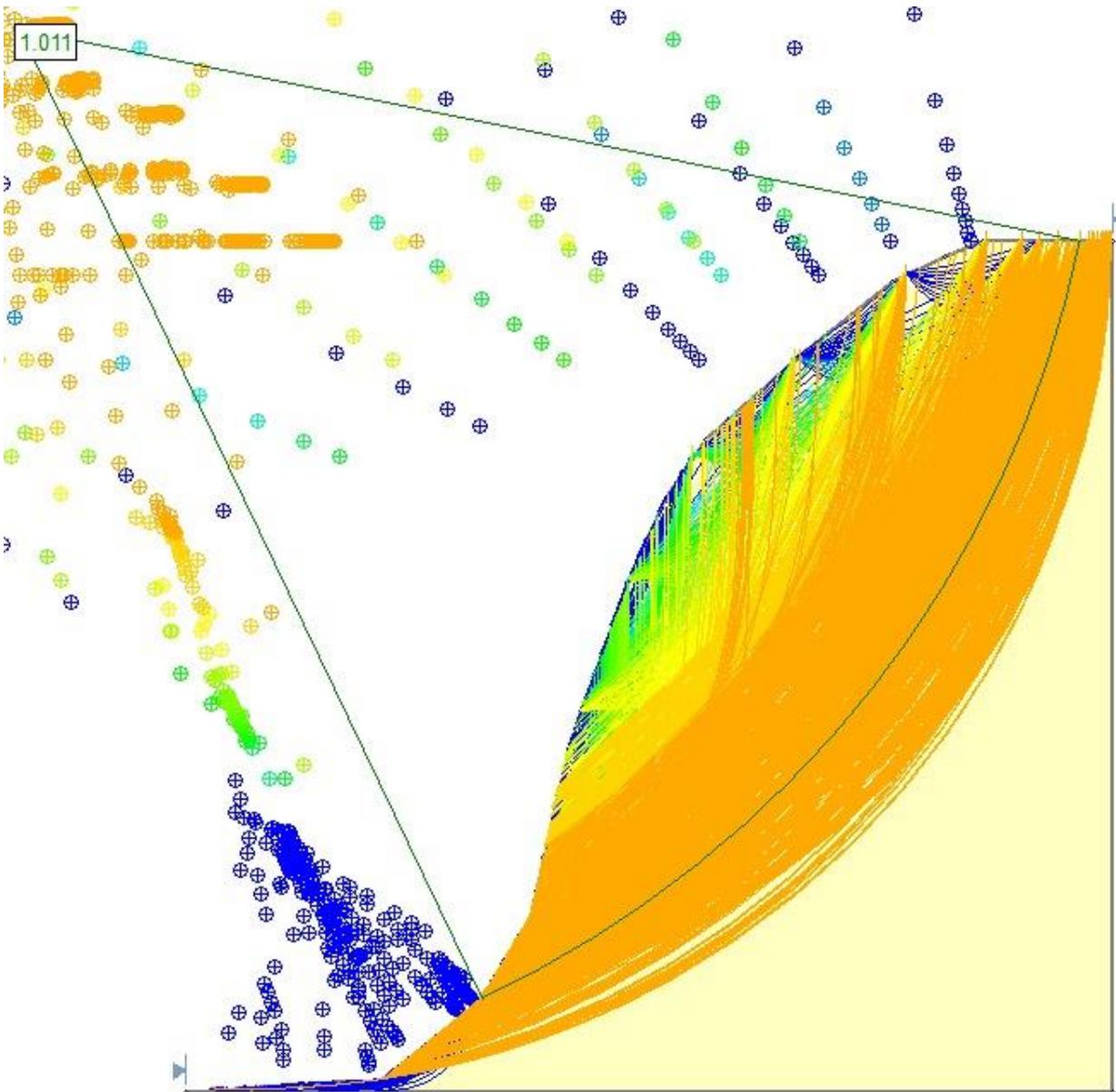


Figura 3.15 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N5EG1

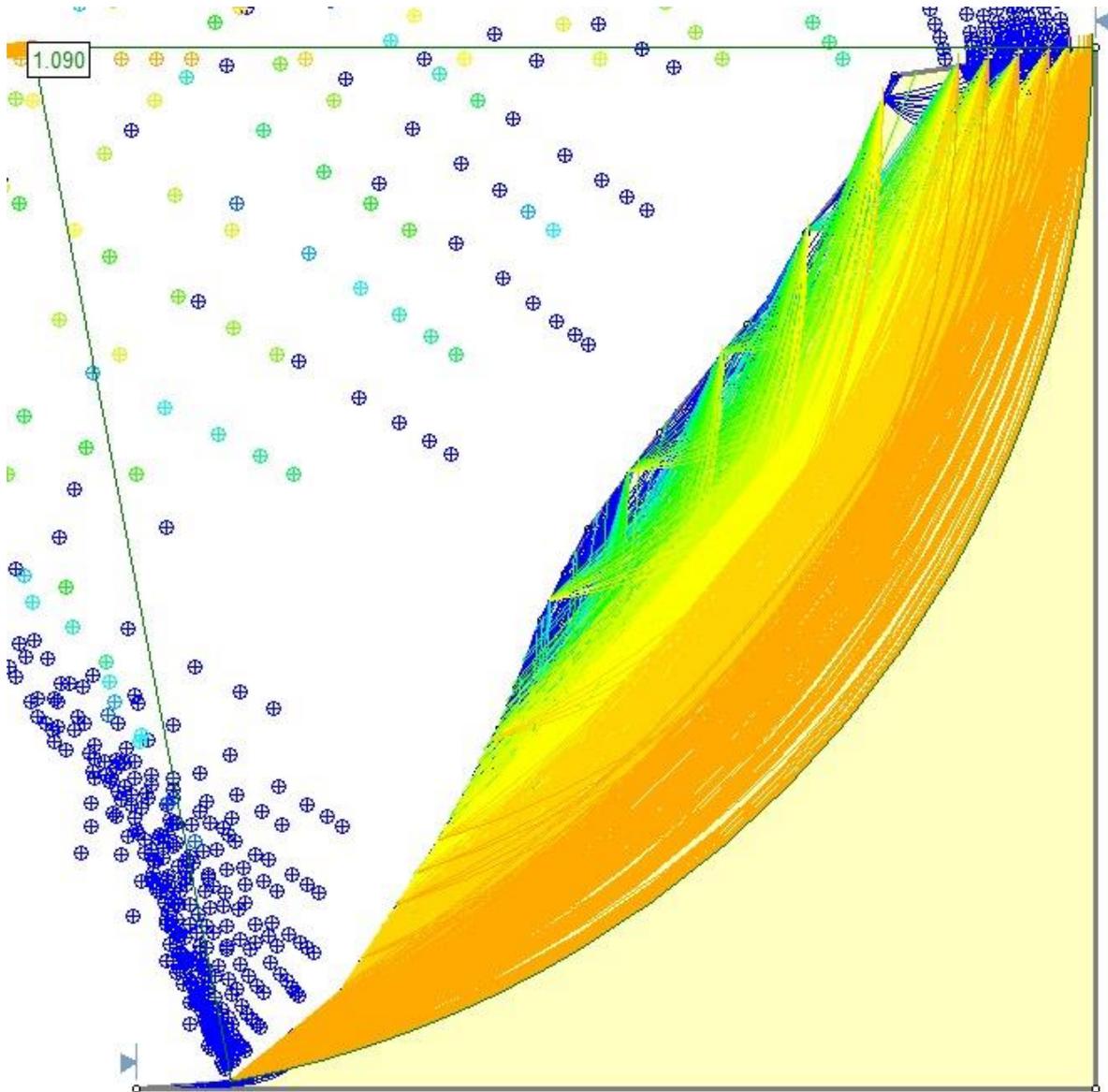


Figura 3.16 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N5EG2

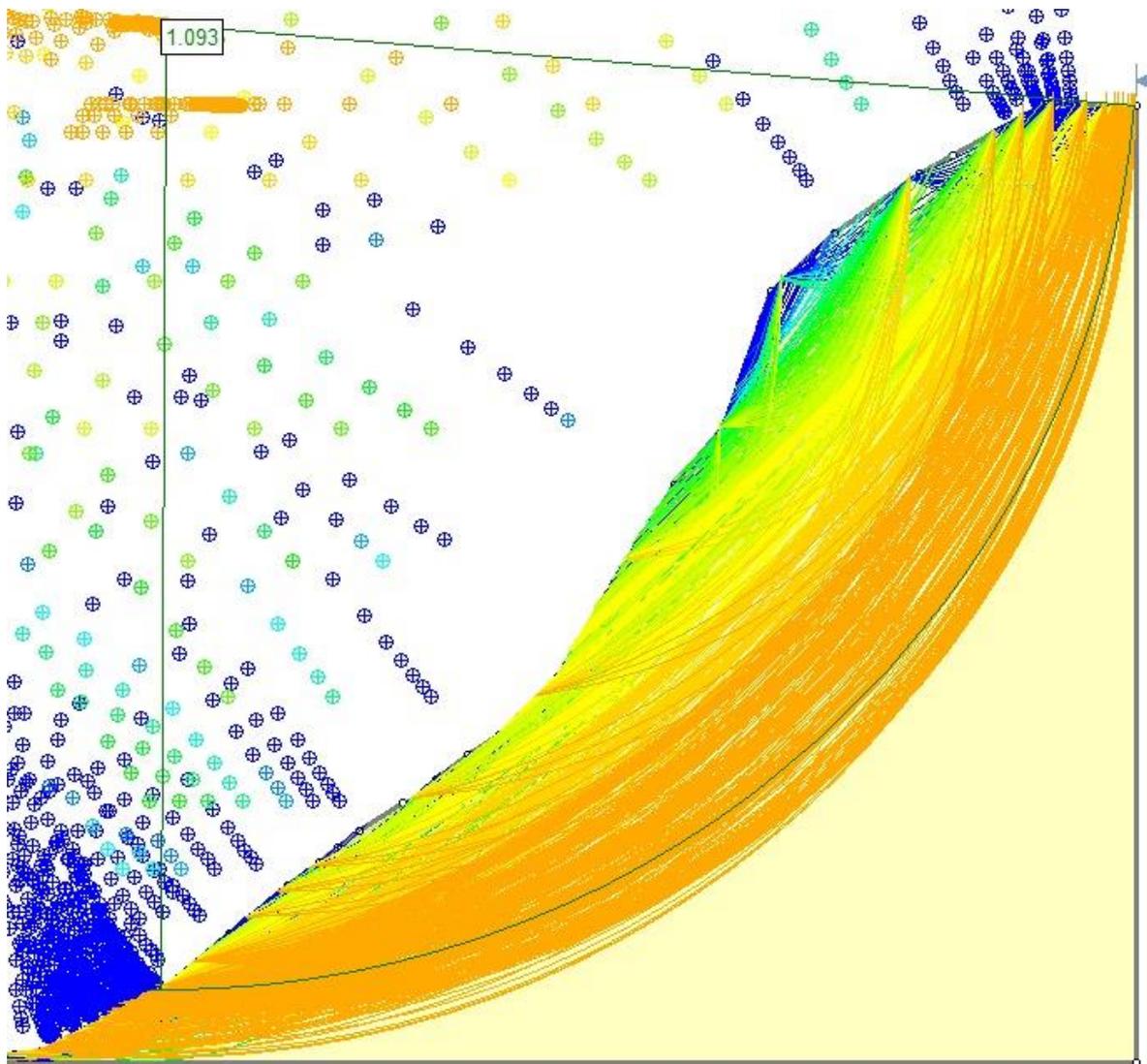


Figura 3.17 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N8EG1

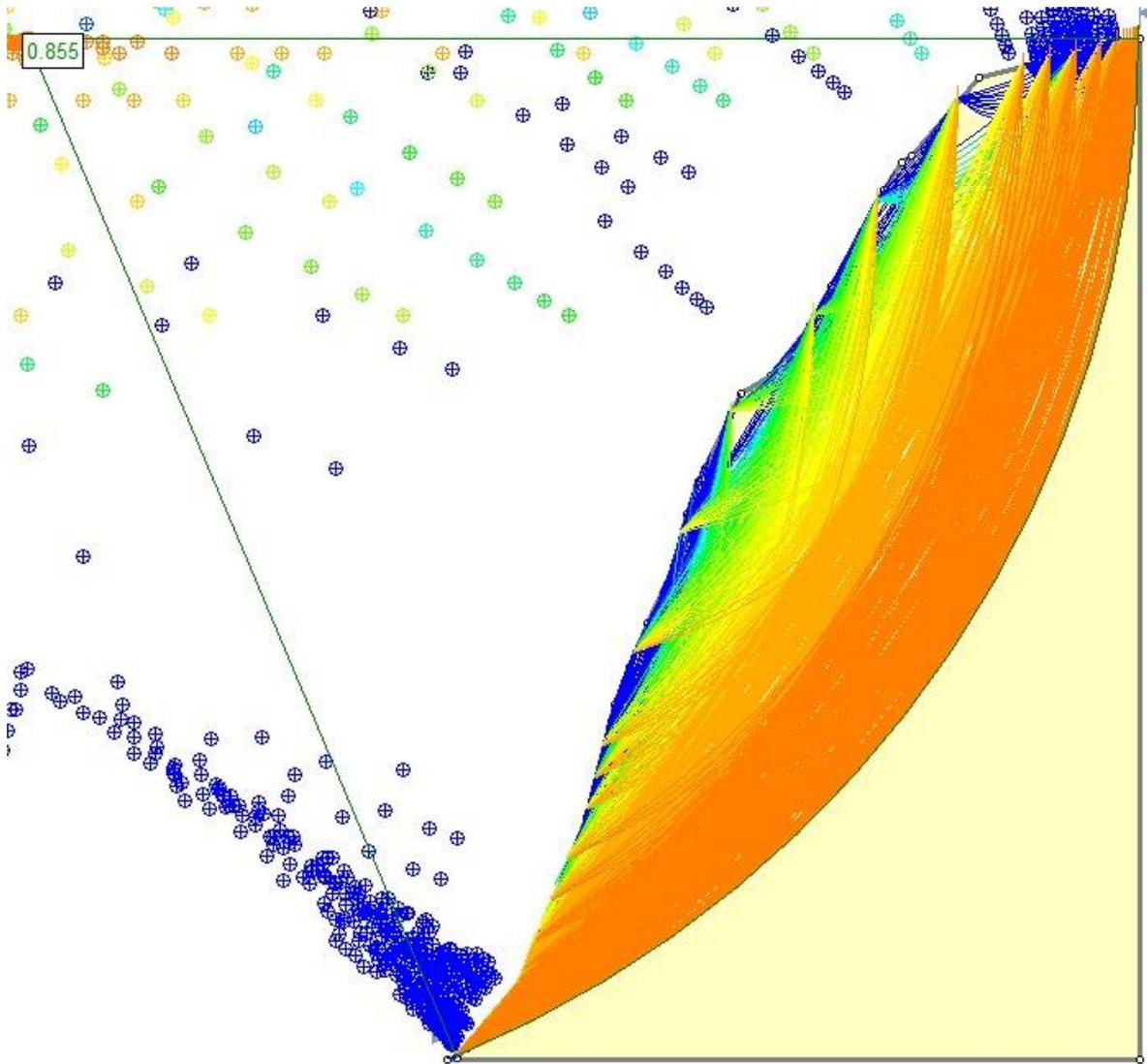


Figura 3.18 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N8EG2

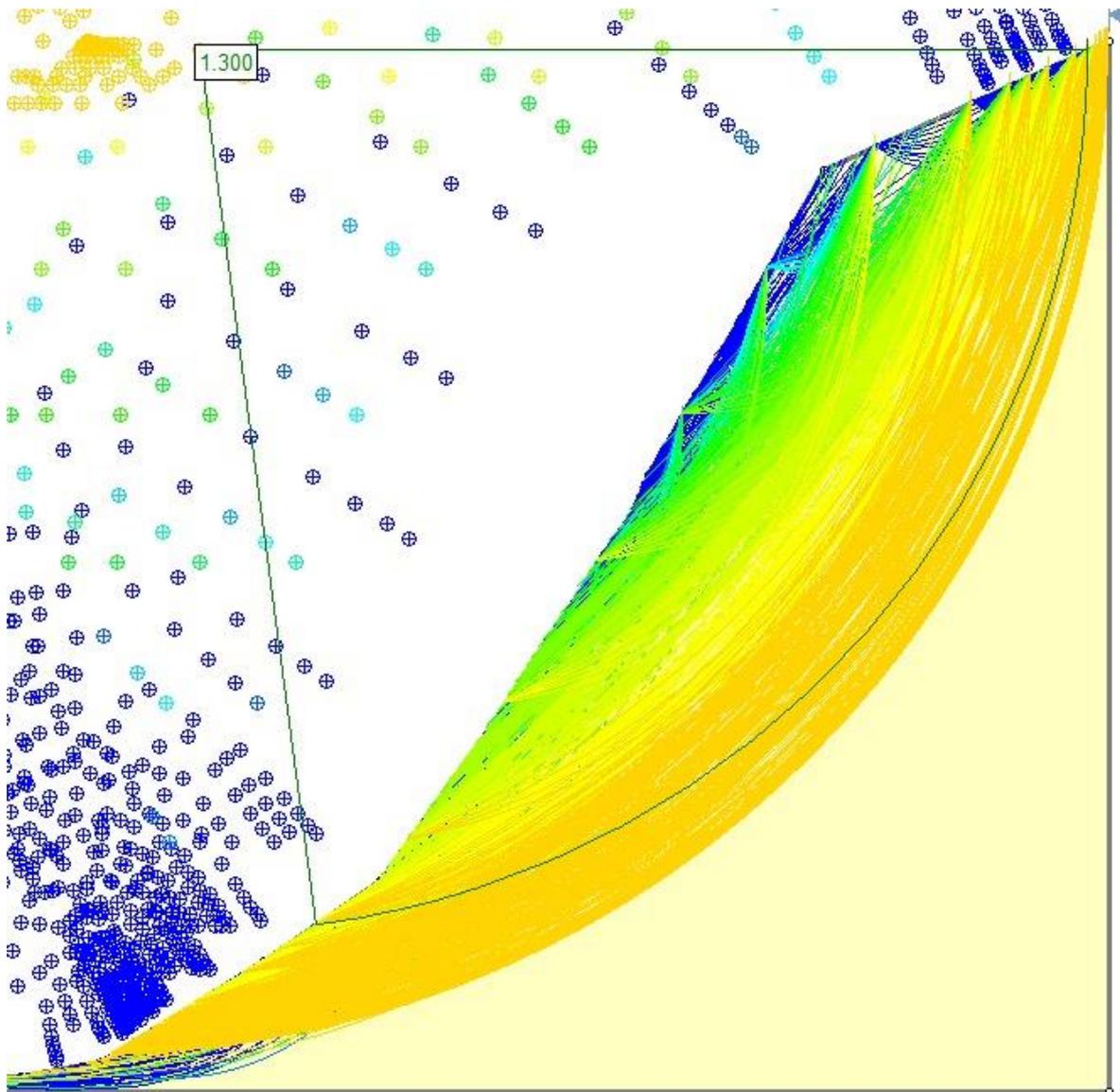


Figura 3.19 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N9EG1

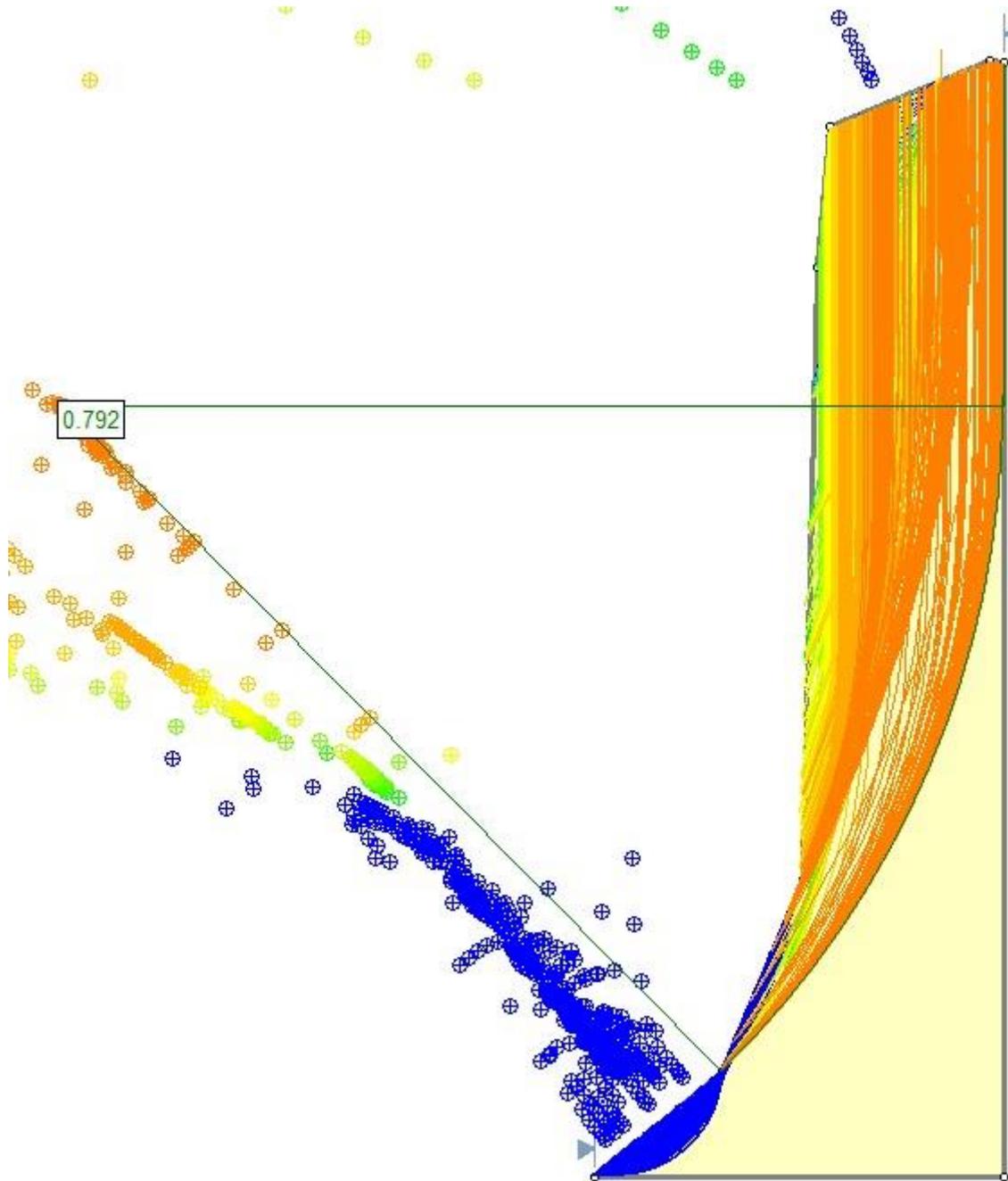


Figura 3.20 Perfil del cálculo del factor de seguridad en Slide2 del talud en N12EG1

Tabla 3.3 Factores de seguridad de la geometría actual

Código	Factor de seguridad
N1EG1	1,25
N1EG2	1,39
N1EG3	1,96
N5EG1	1,01
N5EG2	1,09
N8EG1	1,09
N8EG2	0,85
N9EG1	1,30
N12EG1	0,79

3.3. Análisis cinemático

A partir de las mediciones de rumbo y buzamiento de las discontinuidades y taludes tomadas en campo, se realizó un análisis cinemático en el software Dips. En la sección de Anexos se detallan las orientaciones de las discontinuidades y los taludes, al igual que los datos brutos tomados en cuenta para la obtención de las proyecciones estereográficas de cada estación geomecánica.

Se muestra una proyección estereográfica correspondiente a cada mecanismo de rotura encontrado en las estaciones geomecánicas, las cuales se evidencian en la sección de Anexos. En la Tabla 3.4, se detallan los mecanismos de rotura que aparecen junto a la probabilidad de ocurrencia de ellos y en la Tabla 3.5, el riesgo asociado a estas probabilidades.

Tabla 3.4 Probabilidad de ocurrencia de los mecanismos de rotura

Código	Probabilidad de ocurrencia		
	Deslizamiento Planar (%)	Falla en Cuña (%)	Volcamiento (%)
N1EG1	1,67	9,27	16,67
N1EG2	6,67	55,40	6,67
N1EG3	9,10	8,33	13,33
N5EG1	16,67	26,21	26,67
N5EG2	N/A	7,82	23,33
N8EG1	N/A	18,85	N/A
N8EG2	10,00	48,74	10,00
N9EG1	N/A	2,76	33,33
N12EG1	3,33	12,44	40,00

Tabla 3.5 Escala de riesgo según la probabilidad de ocurrencia de fallas

Rango	Riesgo
< 5 %	Bajo
5 - 30 %	Medio
> 30 %	Alto

3.4. Caracterización geomecánica

Previo a la caracterización geomecánica, se realizaron mediciones del martillo de Schmidt y el peine de Barton, con el fin de obtener la resistencia a la compresión simple y la rugosidad, respectivamente. De igual manera, se efectuaron mediciones para los parámetros relacionados a las discontinuidades, juntas por metro cúbico, hidrogeología y orientaciones. Los cálculos realizados y el detalle para la obtención de dichos valores se detallan en la sección de Anexos.

En la Tabla 3.6 se detalla la caracterización obtenido para cada estación geomecánica. Además, se observa una breve descripción de la mineralogía, debido a que esta variaba entre cada nivel.

Tabla 3.6 Caracterización geomecánica para cada estación

Código	Mineralogía	Valor SMR	Clase
N1EG1	Basalto negro con minerales ferromagnesianos. En menor grado: zeolita y clorita.	13.25	V
N1EG2		35.10	IV
N1EG3		13.25	V
N5EG1	Basalto negro con minerales ferromagnesianos	34.10	IV
N5EG2		10.25	V
N8EG1	Predomina la zeolita sobre una capa de basalto café	10.25	V
N8EG2	Basalto café con minerales ferromagnesianos y de alteración	14.25	V
N9EG1		29.25	IV
N12EG1		22.25	IV

3.5. Propuesta de talud estable

Se hizo uso de la función de modelamiento de múltiples escenarios en Slide2 para la determinación de los ángulos que resultaban en un factor de seguridad mayor a 1.5 para

cada estación geomecánica. El detalle de los ángulos junto a los factores de seguridad resultantes ya sea que cumplan o no con el requisito, se observan en la sección de Anexos.

En base a dichos datos, se realizó una comparación entre las estaciones geomecánicas del mismo nivel para determinar el ángulo óptimo para cada vía. En la Tabla 3.7 se puede ver los ángulos mínimos y máximos para cada vía, junto al factor de seguridad resultante asegurando así la estabilidad de los taludes. En la Figura 3.21, se evidencia el perfil del pit final, que resultó en un factor de seguridad de 1.5.

Tabla 3.7 Parámetros para el diseño geotécnico del talud

Código	Cota (m)	Ángulo		Factor de seguridad
		Mínimo	Máximo	
Vía 5	316	36	37	1.52
Vía 4	274	37	38	1.52
Vía 3	259	28	29	1.54
Vía 2	226	30	32	1.52
Vía 1	181	40	42	1.52

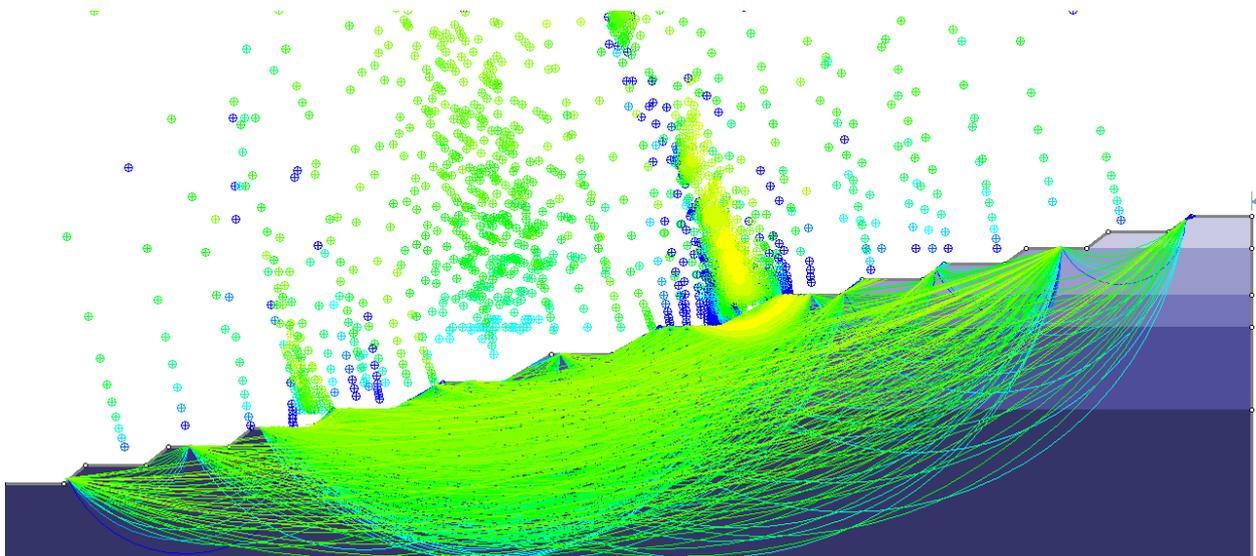


Figura 3.21 Perfil general del Pit Final

Finalmente, se muestran los diseños de la propuesta final de los taludes estables en cada una de las 5 vías de acceso que posee la cantera Picoazá.

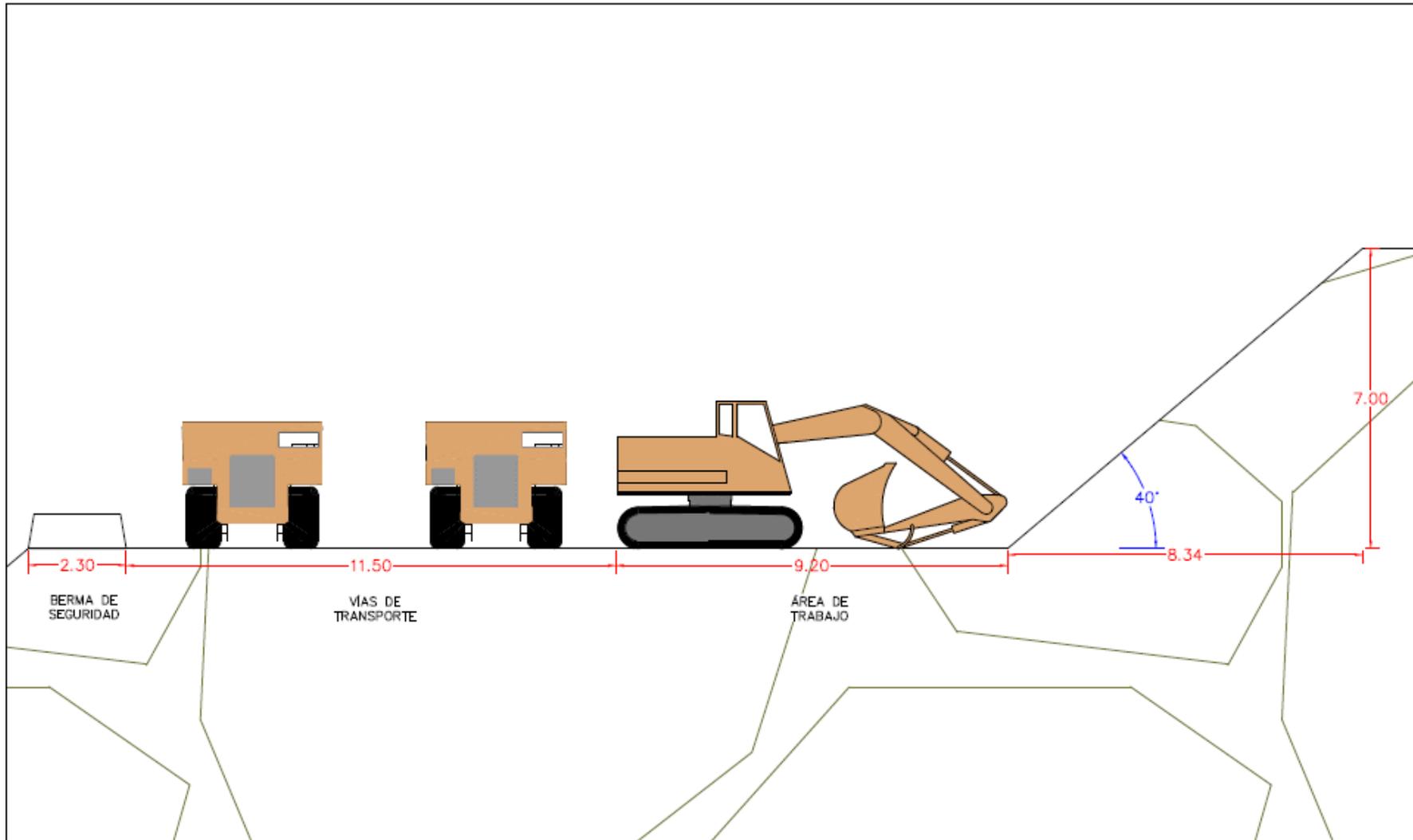


Figura 3.22 Propuesta de diseño para la vía 1

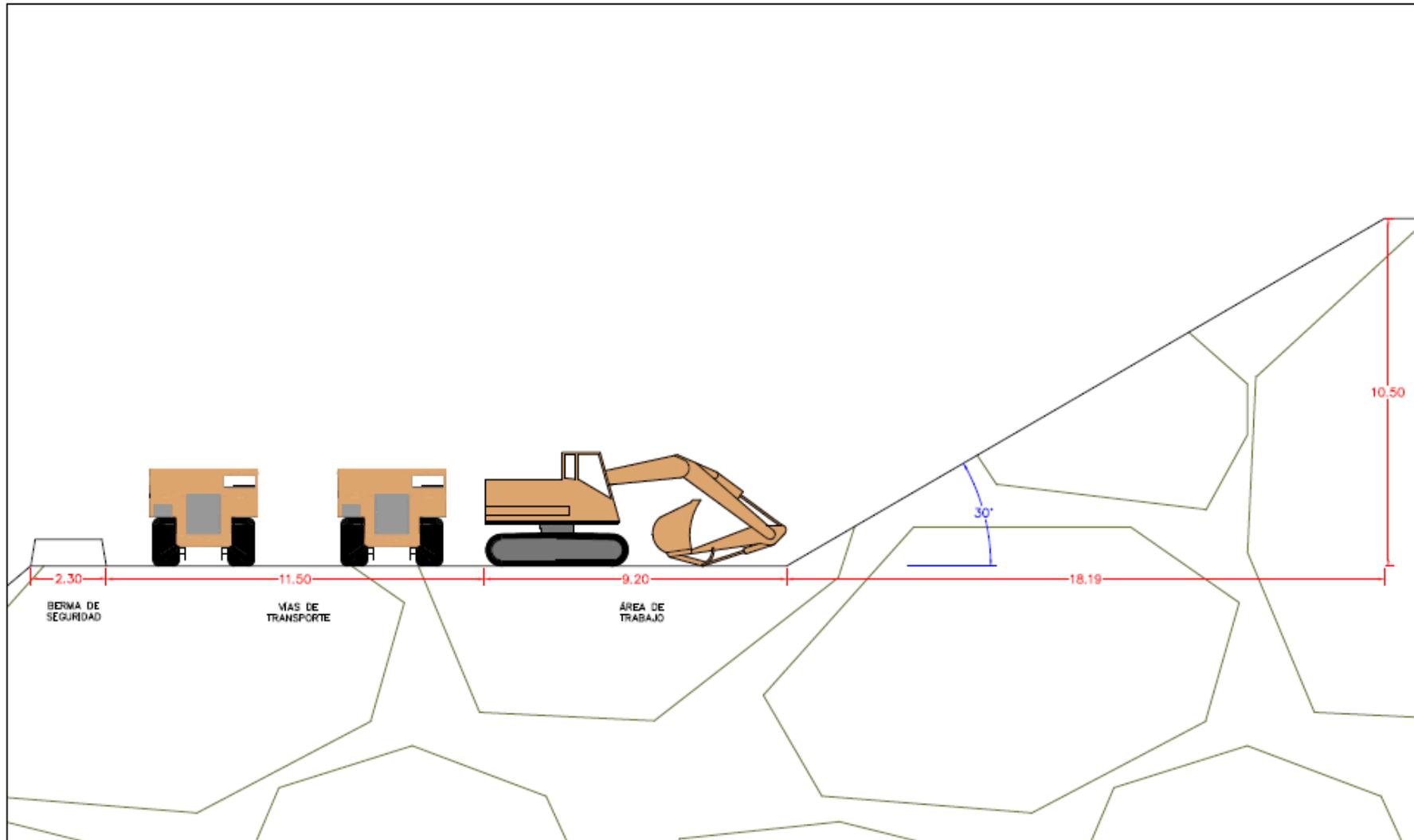


Figura 3.23 Propuesta de diseño para la vía 2

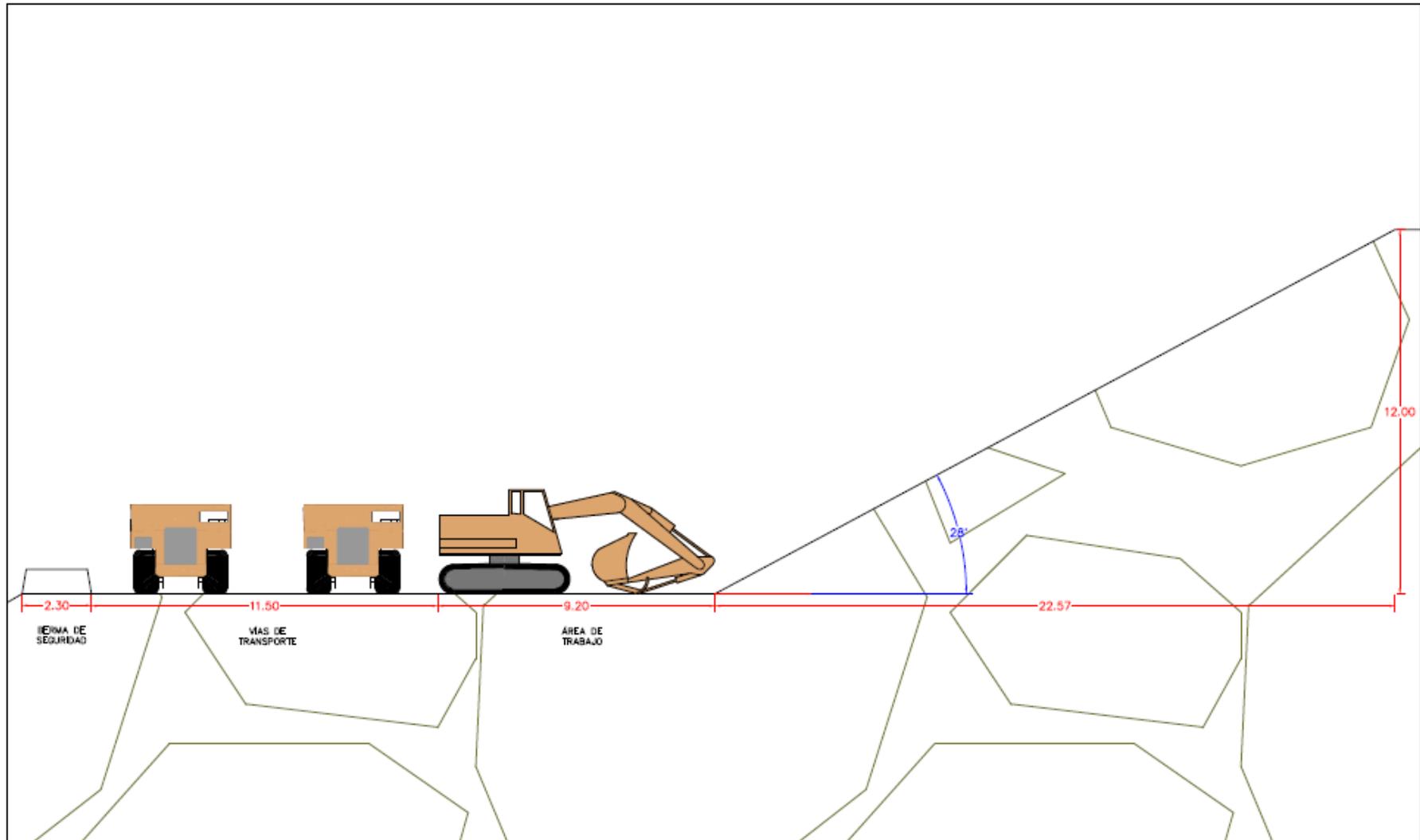


Figura 3.24 Propuesta de diseño para la vía 3

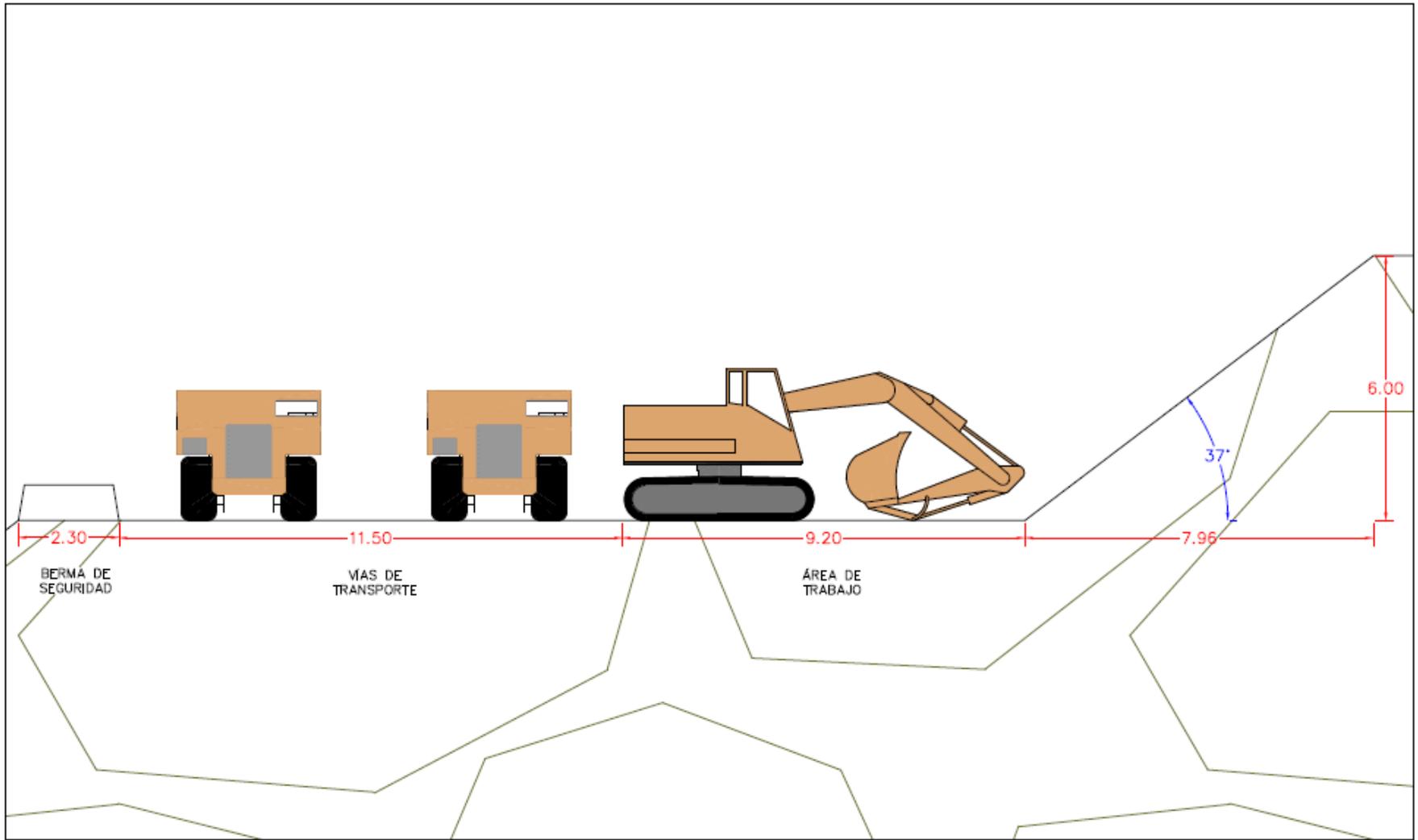


Figura 3.25 Propuesta de diseño para la vía 4

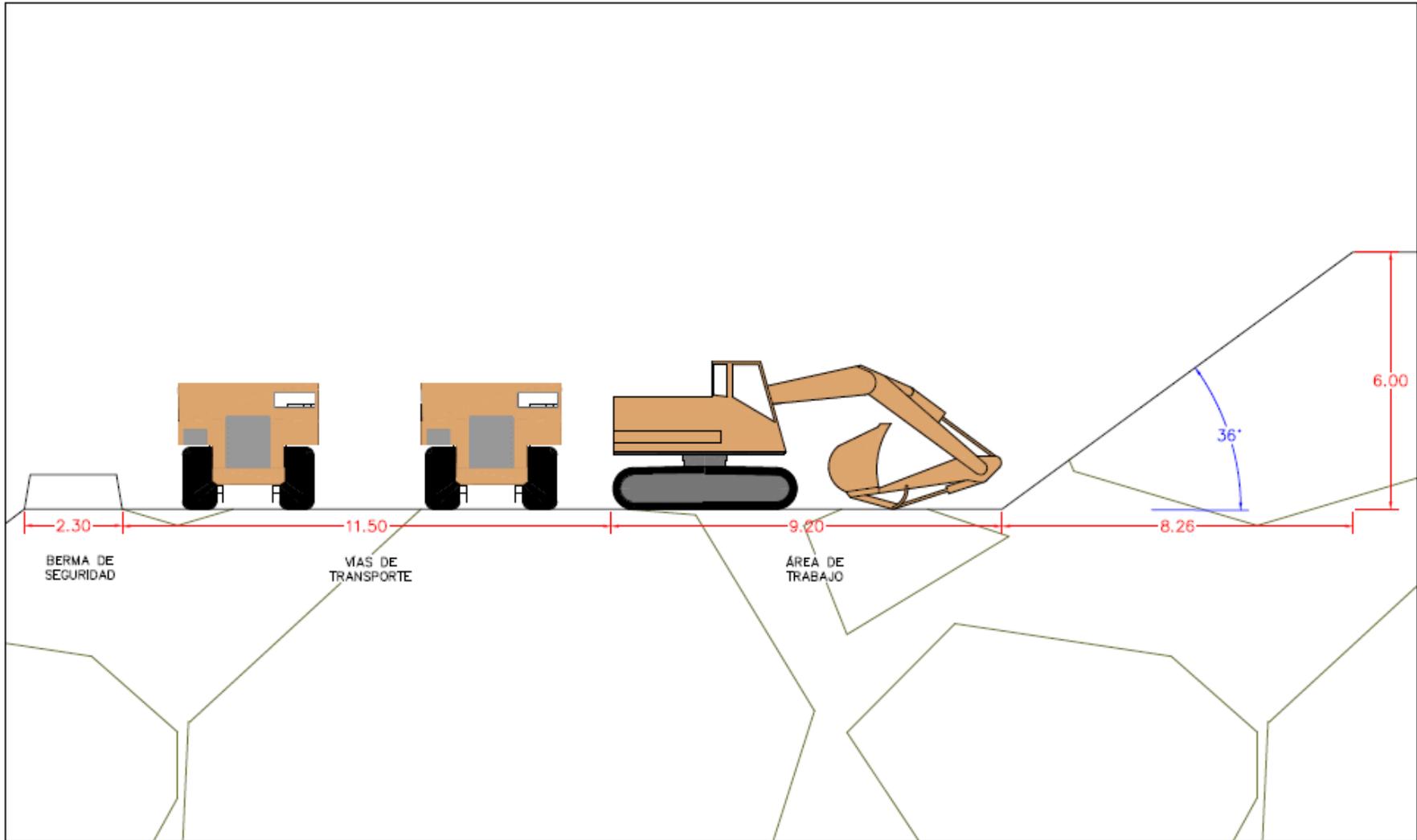


Figura 3.26 Propuesta de diseño para la vía 5

CAPÍTULO 4

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- El diseño actual de los taludes existentes en la cantera no cumple con los requerimientos mínimos de estabilidad, de las nueve estaciones geomecánicas establecidas solo en un caso el factor de seguridad supera el valor mínimo de estabilidad.
- Todas las estaciones geomecánicas establecidas presentan probabilidades de ocurrencia de algún tipo de falla. Las posibles roturas por volcamiento se presentarían en el 66.67% de las estaciones y en el restante 33.33% existe la posibilidad de una falla en cuña. Esto compromete la seguridad de los trabajadores y de la mina en general.
- Los diseños actuales de los taludes de los frentes de explotación poseen una estabilidad de clase IV y V según su SMR. Considerados malos y muy malos, su estabilidad es desde completamente inestable a inestable pudiendo suceder varios tipos de fallos con altas probabilidades de ocurrencia.

Recomendaciones

- Al momento de realizar el vuelo del dron para la obtención de la topografía del terreno, considerar las condiciones climatológicas pues pueden influenciar sobre la precisión y exactitud de los puntos de control utilizados, derivándose en un modelamiento erróneo del terreno y, consecuentemente, unos perfiles que no van acorde a la realidad.
- Se recomienda usar un ensayo de tracción directa en cada una de las estaciones geomecánicas para la determinación del peso específico, cohesión y ángulo de fricción interna del macizo rocoso, con el fin de obtener resultados aún más realísticos.
- Se propone obtener el valor de RQD por medio de testigos de roca para identificar alguna variación en la clasificación geomecánica, al igual que obtener la

resistencia a la carga puntual por medio de un ensayo de corte directo, a diferencia del estudio de juntas por m³ y uso del martillo de Schmidt, respectivamente.

- De ser posible, realizar un estudio hidrogeológico en la zona de estudio para obtener valores cuantitativos de la influencia que tiene sobre la obtención de los factores de seguridad en el software Slide2.
- Debido a las complicaciones el terreno y la dificultad en la realización de taludes muy inclinados se recomienda el diseño de una vía estándar para toda la cantera. Así mismo en los taludes de menor factor de seguridad, se propone realizar estudios geotécnicos más a detalle con ensayos en laboratorio con el fin de subir dicho factor de seguridad.

BIBLIOGRAFÍA

- American Society for Testing and Materials. (2021). *ASTM Volume 04.09: Soil And Rock (II): D5878*.
- Armas, J. (Enero de 2004). *Cartografía geológica estructural del valle de heachal, como base para el análisis de estabilidad de taludes de la carretera Rumbo Nuevo, Tamps., México*. Obtenido de <http://eprints.uanl.mx/5463/1/1020149840.PDF>
- Ayala, C. (1984). *Análisis y propuesta de estabilización de un posible desprendimiento en yesos en Lodosa (Navarra)*. Madrid.
- Das, B. (2013). *Fundamentos de ingeniería geotécnica*. Cengage Learning.
- Escobar Potes, C., & Duque Escobar, G. (2017). *Geotecnia para el trópico andino*. Manizales. Recuperado el Noviembre de 2021, de <https://repositorio.unal.edu.co/bitstream/handle/unal/57334/analisisdeestabilidaddetaludes.pdf?sequence=11&isAllowed=y#:~:text=En%20un%20an%C3%A1lisis%20de%20estabilidad,que%20act%C3%BAan%20sobre%20el%20talud>.
- Feng, X.-T. (2017). *Rock Mechanics and Engineering*. London: CRC Press.
- Fossen, H. (2016). *Structural Geology*. Cambridge University Press.
- Hoek, E. (Febrero de 2008). *Practical Rock Engineering*. Obtenido de <https://www.rocscience.com/assets/resources/learning/hoek/Practical-Rock-Engineering-Full-Text.pdf>
- IGM, I. (2009). *Hoja Geológica Montecristi*. Quito. Recuperado el 11 de Enero de 2021
- Melentijevic, S. (2005). *Estabilidad de taludes en macizos rocosos con criterios de rotura no lineales y leyes de fluencia no asociada*. Madrid. Recuperado el Noviembre de 2021, de <https://oa.upm.es/722/1/04200507.pdf>
- Municipio de Montecristi. (2016). *Actualización del plan de desarrollo y ordenamiento territorial del Cantón Montecristi*. Montecristi. Obtenido de http://app.sni.gob.ec/sni-link/sni/PORTAL_SNI/data_sigad_plus/sigadplusdocumentofinal/1360001010001_PDOT%20-%20GR%20Montecristi_30-12-2016_20-48-10.pdf
- Municipio de Portoviejo. (2020). *Ordenanza de Aridos y Pétreos*. Portoviejo.

- Pérez de Ágreda, E. (2005). *Estabilidad de Taludes*. Catalunya. Recuperado el Noviembre de 2021, de https://portal.camins.upc.edu/materials_guia/250339/2015/Tema5--Taludes.pdf
- Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de taludes*. Madrid: Red Desir. Recuperado el enero de 2021, de https://oa.upm.es/14183/1/MECANICA_DE_ROCAS_1.pdf
- Ramos Vásquez, A. (2017). *Análisis de estabilidad de taludes en rocas*. Madrid. Recuperado el Noviembre de 2021, de https://oa.upm.es/47326/1/TFM_ABEL_ANTONIO_RAMOS_VASQUEZ.pdf
- Rocscience. (2021). *Dips*. Obtenido de Sitio web de Rocscience: <https://www.rocscience.com/software/dips>
- Romana, M., Tomás, R., & Serón, J. (Mayo de 2015). *Slope Mass Rating (SMR) geomechanics classification: thirty years review*. Obtenido de <https://www.researchgate.net/publication/283584139>
- Samhuesa Plaza, & Rodriguez Cifuentes. (2013). Análisis Comparativo de métodos de cálculo de estabilidad de taludes finitos aplicados a laderas naturales. *Revista de la construcción*(12), 17-29. Recuperado el 2021, de <https://dx.doi.org/10.4067/S0718-915X2013000100003>
- Vahid, S. (Marzo de 2013). *Stability Analysis of A Railway Trench By Using Stereographical Projection*. Obtenido de Electronic Journal of Geotechnical Engineering: https://www.researchgate.net/publication/261001450_Stability_Analysis_of_A_Railway_Trench_By_Using_Stereographical_Projection
- Verma, D., & Thereja, R. (Agosto de 2011). *Evaluation of open pit mine slope stability analysis*. Obtenido de International Journal of Earth Sciences and Engineering: <https://www.researchgate.net/publication/272355140>

ANEXOS

ANEXO A

Tabla A. 1 Coordenadas de los vértices del área correspondiente a la concesión A MAN CERRO DE HOJAS donde se encuentra la cantera Picoazá

Concesión "A MAN CERRO DE HOJAS" Código 211				
Puntos	Coordenadas PSAD 54		Coordenadas WGS-84	
	Longitud	Latitud	Longitud	Latitud
PP	549850	9887650	549601.92	9887283.88
1	549850	9887600	549601.92	9887233.88
2	550300	9887600	550051.92	9887233.88
3	550300	9887500	550051.92	9887133.88
4	550500	9887500	550251.92	9887133.88
5	550500	9886750	550251.92	9886383.88
6	550250	9886750	550001.92	9886383.88
7	550250	9886500	550001.92	9886133.88
8	549800	9886500	549551.92	9886133.88
9	549800	9886800	5495551.92	9886433.88
10	549450	9886800	549201.92	9886433.88
11	549450	9887450	549201.92	9887083.88
12	549550	9887450	549301.92	9887083.88
13	549550	9887550	549301.92	9887183.88
14	549650	9887550	549401.92	9887183.88
15	549650	9887650	549401.92	9887283.88

Tabla A. 2 Lecturas en campo con el martillo Schmidt

N. de rebotes	Vía 1	Vía 2	Vía 3	Vía 4	Vía 5
1	29	35	39	11	37
2	42	20	32	28	13
3	26	46	39	25	24
4	32	40	38	35	32
5	42	43	35	13	36
6	42	28	43	44	25
7	42	36	34	16	20
8	50	42	38	31	19
9	25	24	23	12	36
10	29	29	37	10	35
Promedio	43,6	41,4	39,4	32,6	35,2
Densidad de la roca	27,9	27,9	27,9	27,9	27,9
Resistencia (MPa)	130	120	95	70	70

Tabla A. 3 Mediciones en campo de la brújula del rumbo y buzamiento de las familias de discontinuidades en N1EG1

N.º	N1EG1-FD1		N1EG1-FD2		N1EG1-FD3		N1EG1-TALUD	
	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo
1	16	38	86	345	36	85	51	18
2	20	35	88	344	45	80	40	29
3	20	41	89	346	30	82	55	25
4	20	37	78	338	32	96	43	16
5	17	35	89	349	44	92	48	12
6	10	30	76	335	43	90	52	17
7	22	44	92	333	31	88	56	22
8	26	32	94	339	31	83	40	28
9	15	46	79	345	45	94	43	16
10	16	33	78	344	37	84	55	13
PROMEDIO	18,2	37,1	84,9	341,8	37,4	87,4	48,3	19,6

Tabla A. 4 Mediciones en campo de la brújula del rumbo y buzamiento de las familias de discontinuidades en N1EG2

N.º	N1EG2-FD1		N1EG2-FD2		N1EG2-FD3		N1EG2-TALUD	
	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo
1	65	23	69	272	35	328	61	280
2	60	18	61	265	39	318	50	282
3	65	15	67	264	38	333	55	268
4	61	28	65	275	46	315	64	274
5	67	13	60	267	30	326	52	278
6	72	20	72	262	32	322	63	280
7	58	21	58	270	43	317	54	271
8	54	16	58	275	37	330	53	269
9	66	18	74	263	39	321	68	288
10	71	23	66	270	42	319	69	286
PROMEDIO	63,9	19,5	65	268,3	38,1	322,9	58,9	277,6

Tabla A. 5 Mediciones en campo de la brújula del rumbo y buzamiento de las familias de discontinuidades en N1EG3

N.º	N1EG3-FD1		N1EG3-FD2		N1EG3-FD3		N1EG3-TALUD	
	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo
1	26	279	80	281	57	75	65	239
2	23	284	76	277	49	80	60	242
3	23	276	84	285	60	71	65	231
4	18	288	80	290	62	82	61	231
5	15	272	79	278	52	76	67	233
6	30	275	86	282	55	72	72	235
7	32	284	72	286	55	83	58	238
8	24	273	75	276	61	74	54	236
9	18	276	86	288	61	70	66	236
10	19	280	83	285	64	81	71	240
PROMEDIO	22,8	278,7	80,1	282,8	57,6	76,4	63,9	236,1

Tabla A. 6 Mediciones en campo de la brújula del rumbo y buzamiento de las familias de discontinuidades en N5EG1

N.º	N5EG1-FD1		N5EG1-FD2		N5EG1-FD3		N5EG1-TALUD	
	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo
1	59	206	61	261	30	242	55	235
2	66	218	63	273	31	255	50	230
3	65	214	60	260	26	243	52	225
4	61	205	58	259	24	241	51	224
5	57	213	66	272	30	253	49	226
6	72	216	62	268	23	238	58	226
7	67	216	62	267	22	246	58	231
8	63	210	69	270	35	240	52	231
9	58	211	57	262	22	253	50	230
10	62	220	57	273	26	247	48	228
PROMEDIO	63	212,9	61,5	266,5	26,9	245,8	52,3	228,6

Tabla A. 7 Mediciones en campo de la brújula del rumbo y buzamiento de las familias de discontinuidades en N5EG2

N.º	N5EG2-FD1		N5EG2-FD2		N5EG2-FD3		N5EG2-TALUD	
	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo
1	27	244	72	31	79	293	69	287
2	30	253	62	21	81	290	69	290
3	24	246	75	31	80	300	68	292
4	20	246	63	20	76	302	67	288
5	33	252	68	38	72	288	67	289
6	22	241	75	35	79	296	67	286
7	24	250	61	28	70	293	71	285
8	30	242	71	21	82	292	73	286
9	25	250	74	36	82	289	70	290
10	23	249	65	31	71	299	68	291
PROMEDIO	25,8	247,3	68,6	29,2	77,2	294,2	68,9	288,4

Tabla A. 8 Mediciones en campo de la brújula del rumbo y buzamiento de las familias de discontinuidades en N8EG1

N.º	N8EG1-FD1		N8EG1-FD2		N8EG1-FD3		N8EG1-TALUD	
	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo
1	38	275	62	255	75	342	64	209
2	39	266	70	262	75	348	66	199
3	38	259	61	256	64	339	65	202
4	35	261	64	252	62	336	58	201
5	33	262	64	250	72	334	55	198
6	30	262	62	250	70	336	58	205
7	31	265	63	258	71	345	58	205
8	40	266	66	257	67	344	60	204
9	41	268	66	260	67	343	61	198
10	40	268	69	253	66	347	60	202
PROMEDIO	36,5	265,2	64,7	255,3	68,9	341,4	60,5	202,3

Tabla A. 9 Mediciones en campo de la brújula del rumbo y buzamiento de las familias de discontinuidades en N8EG2

N.º	N8EG2-FD1		N8EG2-FD2		N8EG2-FD3		N8EG2-TALUD	
	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo
1	44	227	81	160	77	231	79	255
2	39	225	85	162	74	226	75	250
3	36	331	83	158	79	220	77	246
4	39	228	86	155	76	221	77	248
5	39	333	88	158	71	228	76	247
6	38	332	82	156	76	223	79	250
7	45	228	84	161	78	235	81	251
8	42	226	84	157	75	236	80	251
9	42	225	86	163	74	234	75	253
10	40	225	83	162	74	233	76	252
PROMEDIO	40,4	258	84,2	159,2	75,4	228,7	77,5	250,3

Tabla A. 10 Mediciones en campo de la brújula del rumbo y buzamiento de las familias de discontinuidades en N9EG1

N.º	N9EG1-FD1		N9EG1-FD2		N9EG1-FD3		N9EG1-TALUD	
	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo
1	23	263	90	308	88	226	56	266
2	17	274	89	319	88	232	57	266
3	20	279	88	321	70	233	52	269
4	18	276	80	297	90	235	53	258
5	19	274	80	319	87	230	55	255
6	21	278	86	310	86	237	55	254
7	21	278	83	313	82	234	56	252
8	18	292	86	315	83	233	57	253
9	17	280	77	311	85	236	58	264
10	17	266	78	310	86	238	58	265
PROMEDIO	19,1	276	83,7	312,3	84,5	233,4	55,7	260,2

Tabla A. 11 Mediciones en campo de la brújula del rumbo y buzamiento de las familias de discontinuidades en N12EG1

N.º	N12EG1-FD1		N12EG1-FD2		N12EG1-FD3		N12EG1-TALUD	
	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo	Buzamiento	Rumbo
1	20	272	80	215	70	264	76	250
2	18	266	79	210	71	266	72	251
3	18	267	82	216	66	270	68	251
4	17	274	76	221	71	262	62	243
5	12	265	72	214	70	262	75	246
6	10	264	72	222	67	264	65	245
7	10	264	70	220	67	268	65	248
8	10	267	82	211	71	270	64	243
9	13	274	82	213	71	265	71	242
10	11	269	75	213	69	263	71	250
PROMEDIO	13,9	268,2	77	215,5	69,3	265,4	68,9	246,9

Anexo B

Dispersión media de la fuerza
para la mayoría de las rocas - MPa

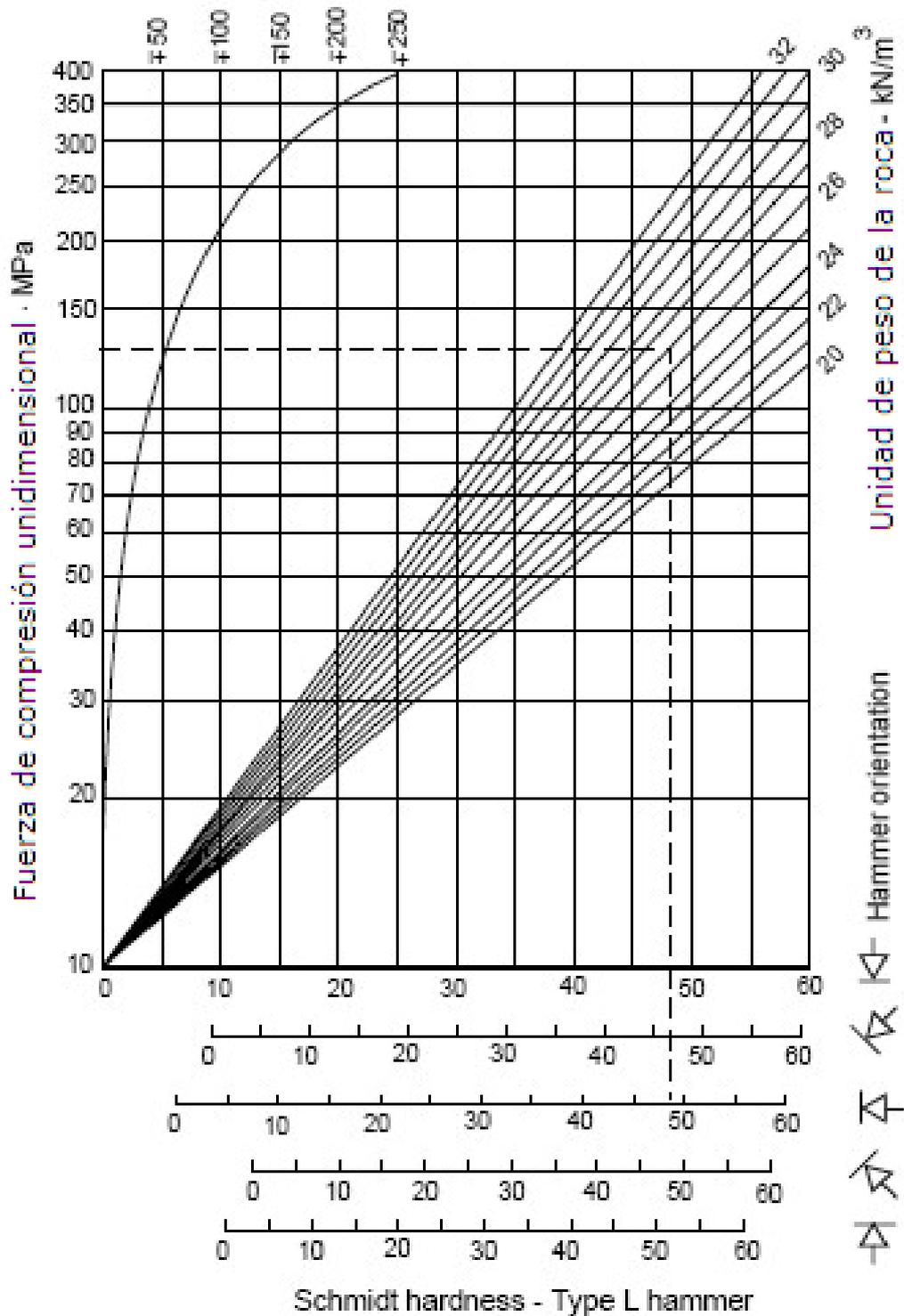


Figura B. 1 Grafico de correlación para el martillo Schmidt entre resistencia a compresión, densidad de la roca y rebote

	$JRC = 0 - 2$
	$JRC = 2 - 4$
	$JRC = 4 - 6$
	$JRC = 6 - 8$
	$JRC = 8 - 10$
	$JRC = 10 - 12$
	$JRC = 12 - 14$
	$JRC = 14 - 16$
	$JRC = 16 - 18$
	$JRC = 18 - 20$
	

Figura B. 2 Grafico para la evaluación de JRC según estimación visual a partir del peine de Barton

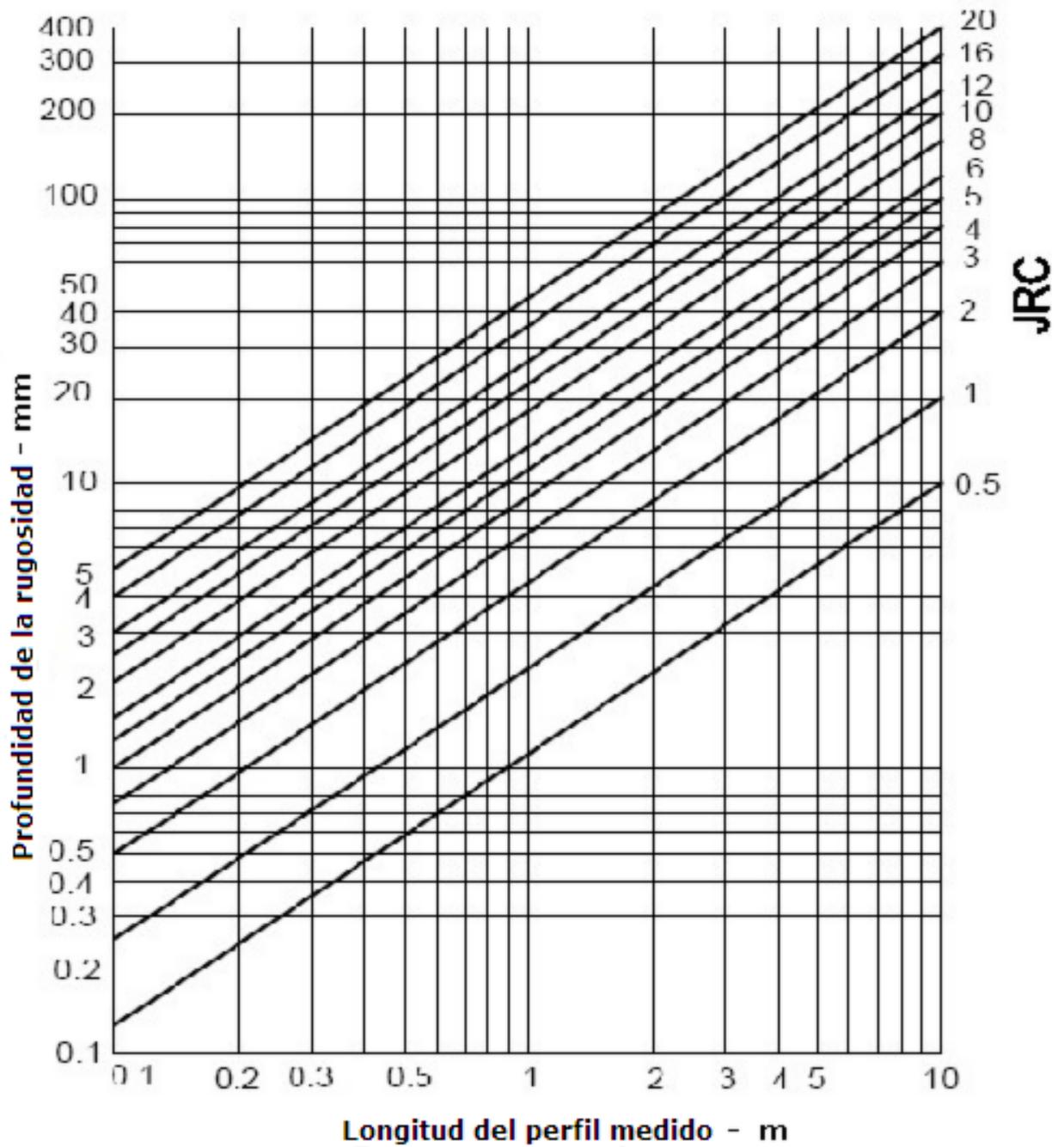


Figura B. 3 Grafica para la determinación indirecta del coeficiente de rugosidad conjunta JRC

Anexo C

Tabla C. 1 Clasificación de las condiciones de N1EG1 para la obtención del SMR

Vía 1 - N1EG1		
	<i>Dato campo</i>	<i>Rating</i>
<i>Resistencia</i>	130	12
<i>RQD</i>	25-50%	8
<i>Espaciamiento</i>	5 cm	5
<i>Presencia agua</i>	Fluye	0
<i>Estado discontinuidades</i>		17
<i>Persistencia</i>	3-4 m	2
<i>Abertura</i>	Nada	6
<i>Rugosidad</i>	Poco rugoso	3
<i>Relleno</i>	No hay	6
<i>Meteorización</i>	Alta	0
<i>Orientación discontinuidad</i>		-25
<i>VALOR RMR</i>		17
<i>Corrección SMR</i>		-3,75
<i>VALOR SMR</i>		13,25

Tabla C. 2 Clasificación de las condiciones de N1EG2 para la obtención del SMR

Vía 1 - N1EG2		
	<i>Dato campo</i>	<i>Rating</i>
<i>Resistencia</i>	130	12
<i>RQD</i>	25-50%	8
<i>Espaciamiento</i>	5 cm	5
<i>Presencia agua</i>	Fluye	0
<i>Estado discontinuidades</i>		17
<i>Persistencia</i>	3-4 m	2
<i>Abertura</i>	Nada	6
<i>Rugosidad</i>	Poco rugoso	3
<i>Relleno</i>	No hay	6
<i>Meteorización</i>	Alta	0
<i>Orientación discontinuidad</i>		-6
<i>VALOR RMR</i>		36
<i>Corrección SMR</i>		-0,9
<i>VALOR SMR</i>		35,1

Tabla C. 3 Clasificación de las condiciones de N1EG3 para la obtención del SMR

Vía 1 - N1EG3		
	Dato campo	Rating
Resistencia	130	12
RQD	25-50%	8
Espaciamiento	5 cm	5
Presencia agua	Fluye	0
Estado discontinuidades		17
Persistencia	3-4 m	2
Abertura	Nada	6
Rugosidad	Poco rugoso	3
Relleno	No hay	6
Meteorización	Alta	0
Orientación discontinuidad		-25
VALOR RMR		17
Corrección SMR		-3,75
VALOR SMR		13,25

Tabla C. 4 Clasificación de las condiciones de N5EG1 para la obtención del SMR

Vía 2 - N5EG1		
	Dato campo	Rating
Resistencia	120	12
RQD	25-50%	8
Espaciamiento	48 cm	10
Presencia agua	Fluye	0
Estado discontinuidades		8
Persistencia	3-10 m	2
Abertura	2 mm	1
Rugosidad	Rugoso	5
Relleno	Frágil, >20 cm	0
Meteorización	Medio	3
Orientación discontinuidad		-6
VALOR RMR		35
Corrección SMR		-0,9
VALOR SMR		34,1

Tabla C. 5 Clasificación de las condiciones de N5EG2 para la obtención del SMR

Vía 2 - N5EG2		
	Dato campo	Rating
Resistencia	120	12
RQD	25-50%	8
Espaciamiento	48 cm	10
Presencia agua	Fluye	0
Estado discontinuidades		6
Persistencia	3-10 m	2
Abertura	2 mm	1
Rugosidad	Rugoso	5
Relleno	Frágil, >20 cm	0
Meteorización	Medio	3
Orientación discontinuidad		-25
VALOR RMR		14
Corrección SMR		-3,75
VALOR SMR		10,25

Tabla C. 6 Clasificación de las condiciones de N8EG1 para la obtención del SMR

Vía 3 - N8EG1		
	Dato campo	Rating
Resistencia	95	7
RQD	25-50%	8
Espaciamiento	18 cm	8
Presencia agua	Seco	15
Estado discontinuidades		
Persistencia	3-10 m	2
Abertura	1 mm	1
Rugosidad	Rugoso	5
Relleno	No hay	6
Meteorización	Muy alterado	1
Orientación discontinuidad		-25
VALOR RMR		14
Corrección SMR		-3,75
VALOR SMR		10,25

Tabla C. 7 Clasificación de las condiciones de N8EG2 para la obtención del SMR

Vía 3 - N8EG2		
	Dato campo	Rating
Resistencia	95	7
RQD	25-50%	8
Espaciamiento	18 cm	8
Presencia agua	Seco	15
Estado discontinuidades		
Persistencia	3-10 m	2
Abertura	Nada	6
Rugosidad	Poco rugoso	3
Relleno	Frágil, 25 cm	0
Meteorización	Bajo	5
Orientación discontinuidad		-25
VALOR RMR		18
Corrección SMR		-3,75
VALOR SMR		14,25

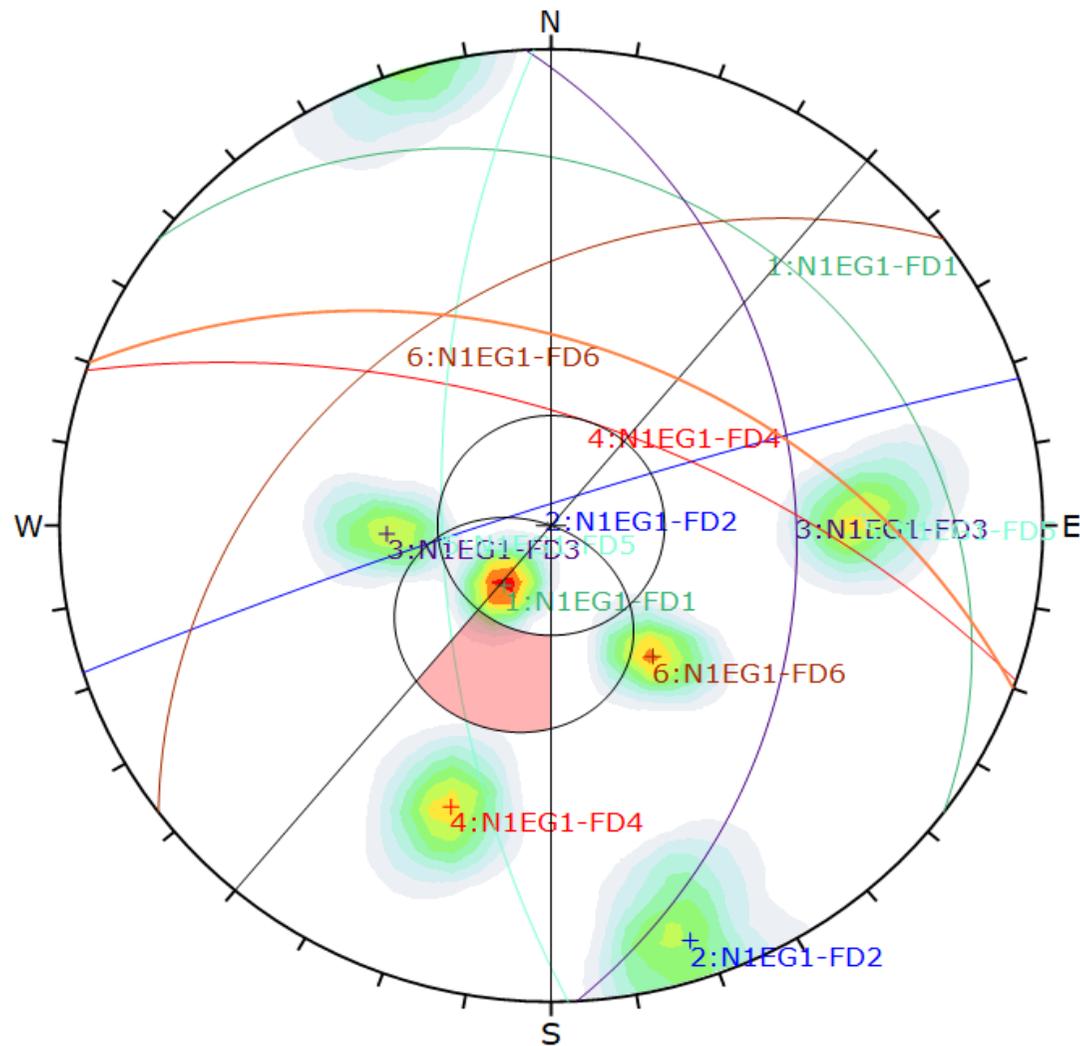
Tabla C. 8 Clasificación de las condiciones de N9EG1 para la obtención del SMR

Vía 4 – N9EG1		
	Dato campo	Rating
Resistencia	70	7
RQD	<25%	3
Espaciamiento	7 cm	15
Presencia agua	Seco	15
Estado discontinuidades		12
Persistencia	3-10 m	2
Abertura	2 mm	1
Rugosidad	Poco rugoso	3
Relleno	No hay	6
Meteorización	Muy alterado	1
Orientación discontinuidad		-25
VALOR RMR		28
Corrección SMR		-3,75
VALOR SMR		24,25

Tabla C. 9 Clasificación de las condiciones de N12EG1 para la obtención del SMR

Vía 5 – N12EG1		
	Dato campo	Rating
Resistencia	70	7
RQD	<25%	3
Espaciamiento	5 cm	10
Presencia agua	Seco	15
Estado discontinuidades		11
Persistencia	3-10 m	2
Abertura	4 cm	0
Rugosidad	Poco rugoso	3
Relleno	No hay	6
Meteorización	Alta	0
Orientación discontinuidad		-25
VALOR RMR		21
Corrección SMR		-3,75
VALOR SMR		17,25

Anexo D



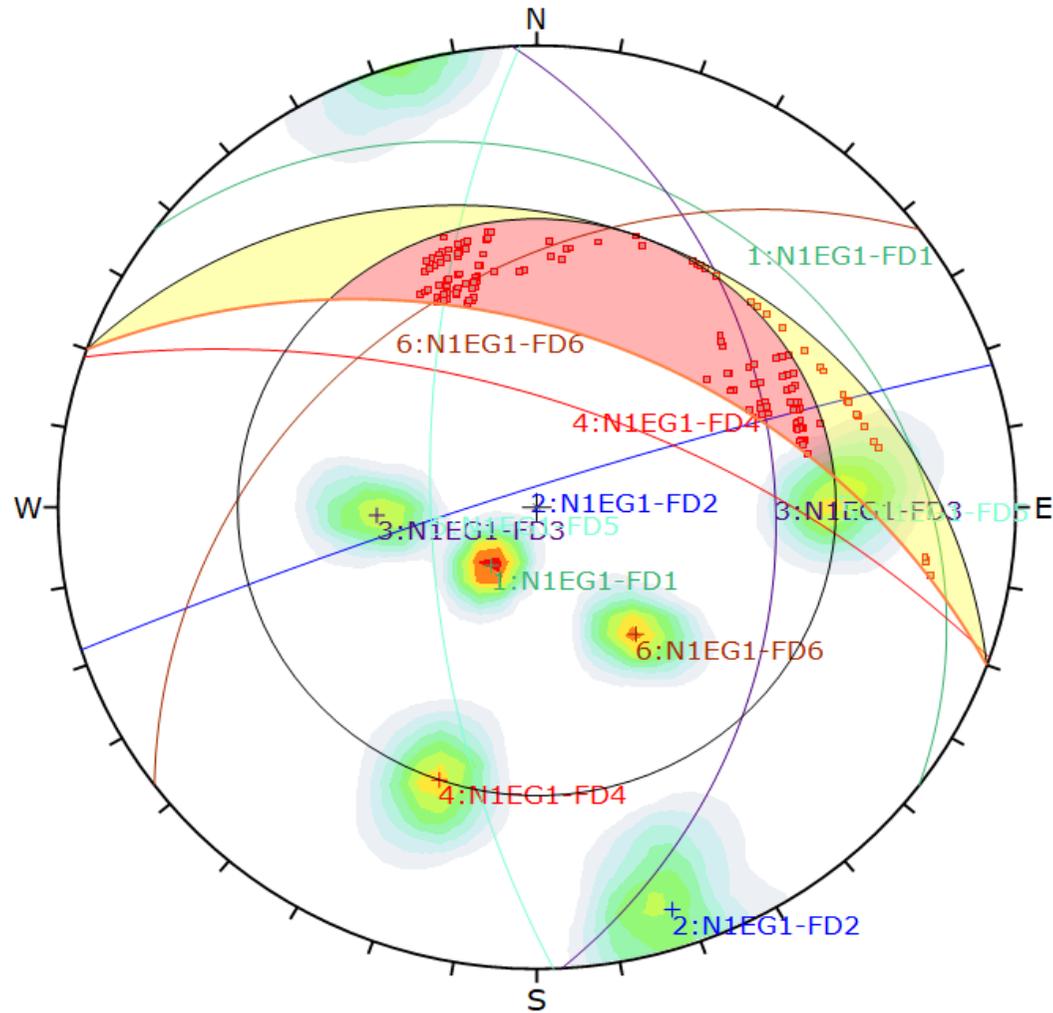
Color	Density Concentrations
	0.00 - 1.50
	1.50 - 3.00
	3.00 - 4.50
	4.50 - 6.00
	6.00 - 7.50
	7.50 - 9.00
	9.00 - 10.50
	10.50 - 12.00
	12.00 - 13.50
	13.50 - 15.00

Contour Data		Pole Vectors	
Maximum Density	14.08%		
Contour Distribution	Fisher		
Counting Circle Size	1.0%		

Kinematic Analysis		Planar Sliding		
Slope Dip	48			
Slope Dip Direction	20			
Friction Angle	26°			
Lateral Limits	20°			
		Critical	Total	%
Planar Sliding (All)		1	60	1.67%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	60 (60 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figura D.1 Proyecciones estereográficas para analizar falla planar en N1EG1



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

Color	Density Concentrations
	0.00 - 1.50
	1.50 - 3.00
	3.00 - 4.50
	4.50 - 6.00
	6.00 - 7.50
	7.50 - 9.00
	9.00 - 10.50
	10.50 - 12.00
	12.00 - 13.50
	13.50 - 15.00

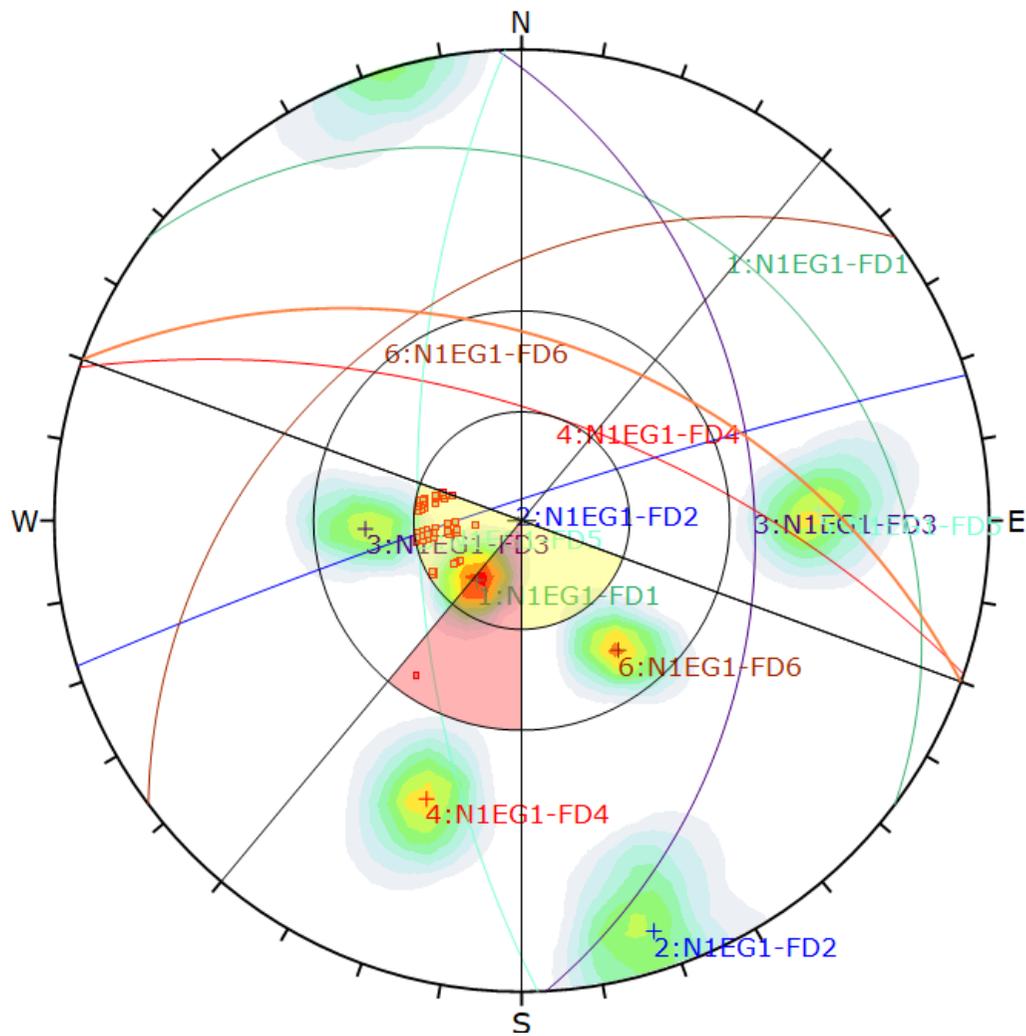
Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	14.08%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Kinematic Analysis	Wedge Sliding
Slope Dip	48
Slope Dip Direction	20
Friction Angle	26°

	Critical	Total	%
Wedge Sliding	164	1770	9.27%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	60 (60 Entries)
Intersection Mode	Grid Data Planes
Intersections Count	1770
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figura D. 2 Proyecciones estereográficas para analizar falla en cuña en N1EG1



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

Color	Density Concentrations
	0.00 - 1.50
	1.50 - 3.00
	3.00 - 4.50
	4.50 - 6.00
	6.00 - 7.50
	7.50 - 9.00
	9.00 - 10.50
	10.50 - 12.00
	12.00 - 13.50
	13.50 - 15.00

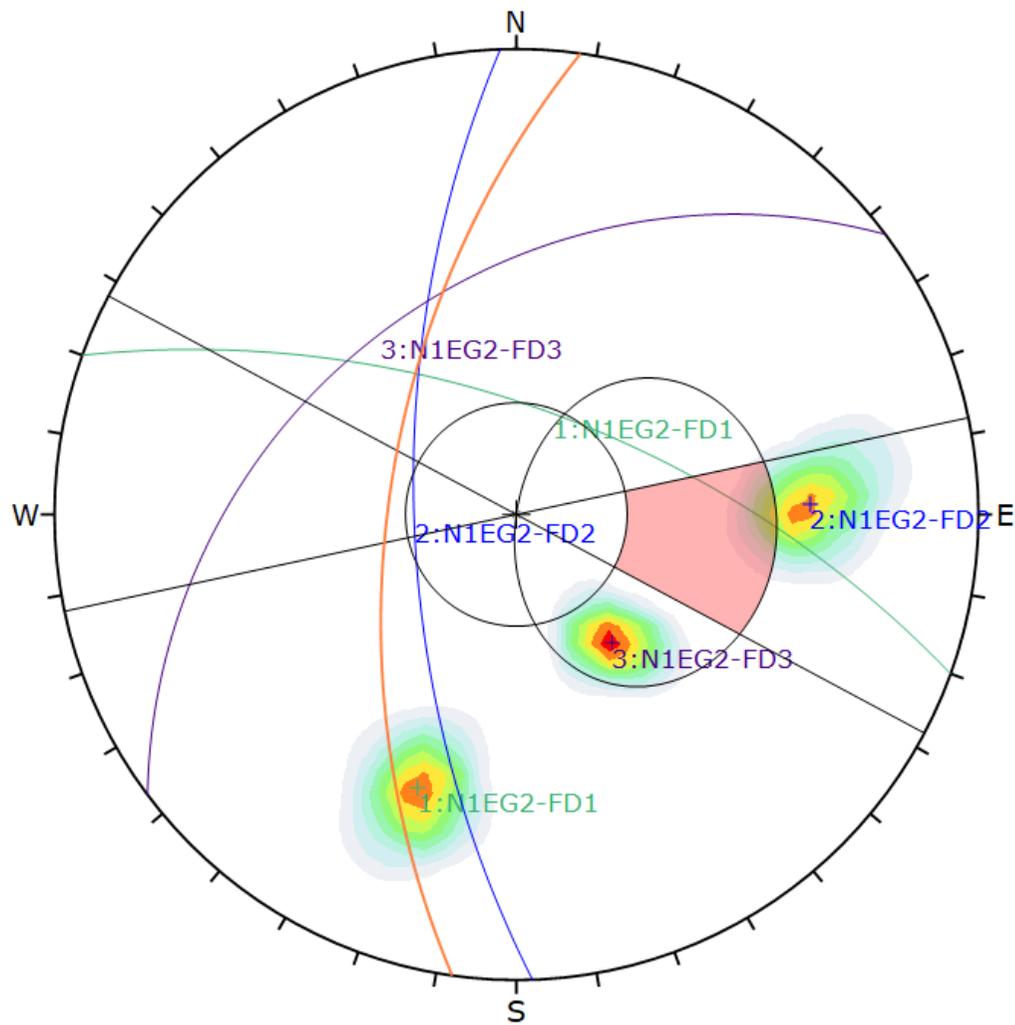
Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	14.08%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Kinematic Analysis	Direct Toppling
Slope Dip	48
Slope Dip Direction	20
Friction Angle	26°
Lateral Limits	20°

	Critical	Total	%
Direct Toppling (Intersection)	1	1770	0.06%
Oblique Toppling (Intersection)	56	1770	3.16%
Base Plane (All)	10	60	16.67%

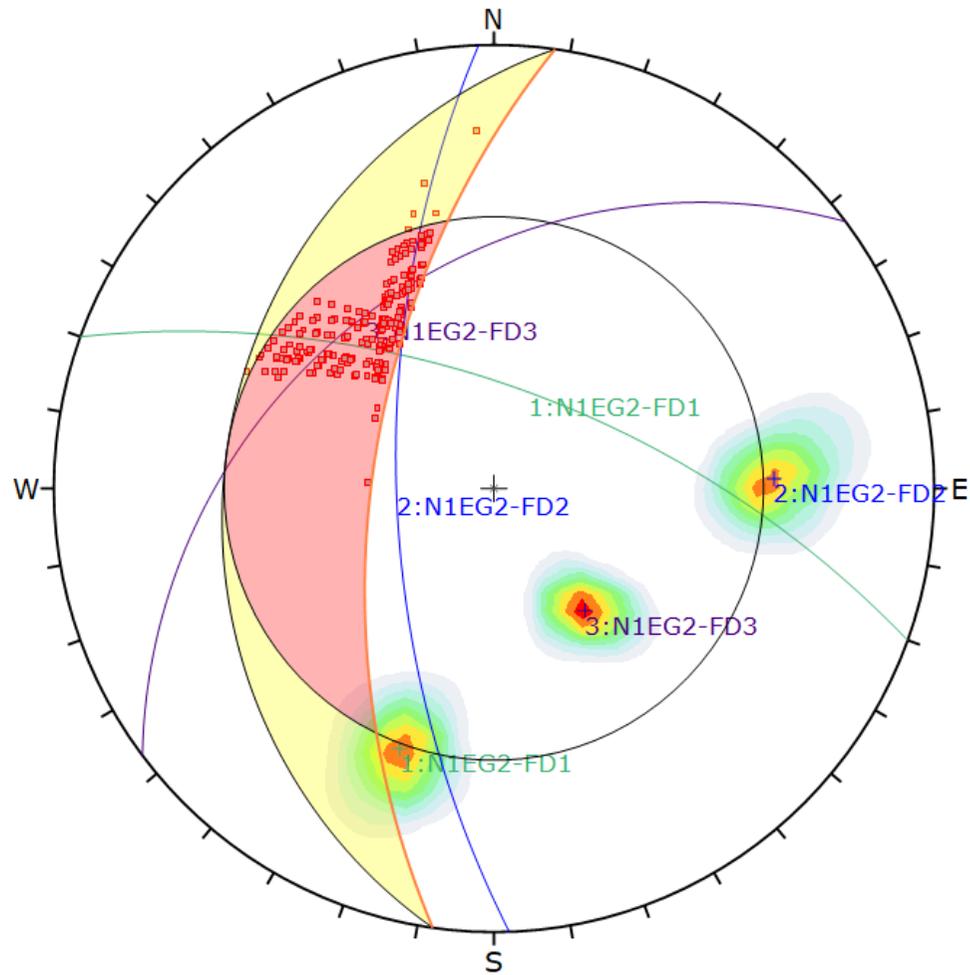
Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	60 (60 Entries)
Intersection Mode	Grid Data Planes
Intersections Count	1770
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figura D. 3 Proyecciones estereográficas para analizar falla por volcamiento en N1EG1



Color	Density Concentrations		
	0.00 - 2.60		
	2.60 - 5.20		
	5.20 - 7.80		
	7.80 - 10.40		
	10.40 - 13.00		
	13.00 - 15.60		
	15.60 - 18.20		
	18.20 - 20.80		
	20.80 - 23.40		
	23.40 - 26.00		
Contour Data Pole Vectors			
Maximum Density	25.44%		
Contour Distribution	Fisher		
Counting Circle Size	1.0%		
Kinematic Analysis	Planar Sliding		
Slope Dip	59		
Slope Dip Direction	278		
Friction Angle	27°		
Lateral Limits	20°		
	Critical Total %		
Planar Sliding (All)	2	30	6.67%
Plot Mode	Pole Vectors		
Vector Count	30 (30 Entries)		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Angle		

Figura D. 4 Proyecciones estereográficas para analizar falla planar en N1EG2



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

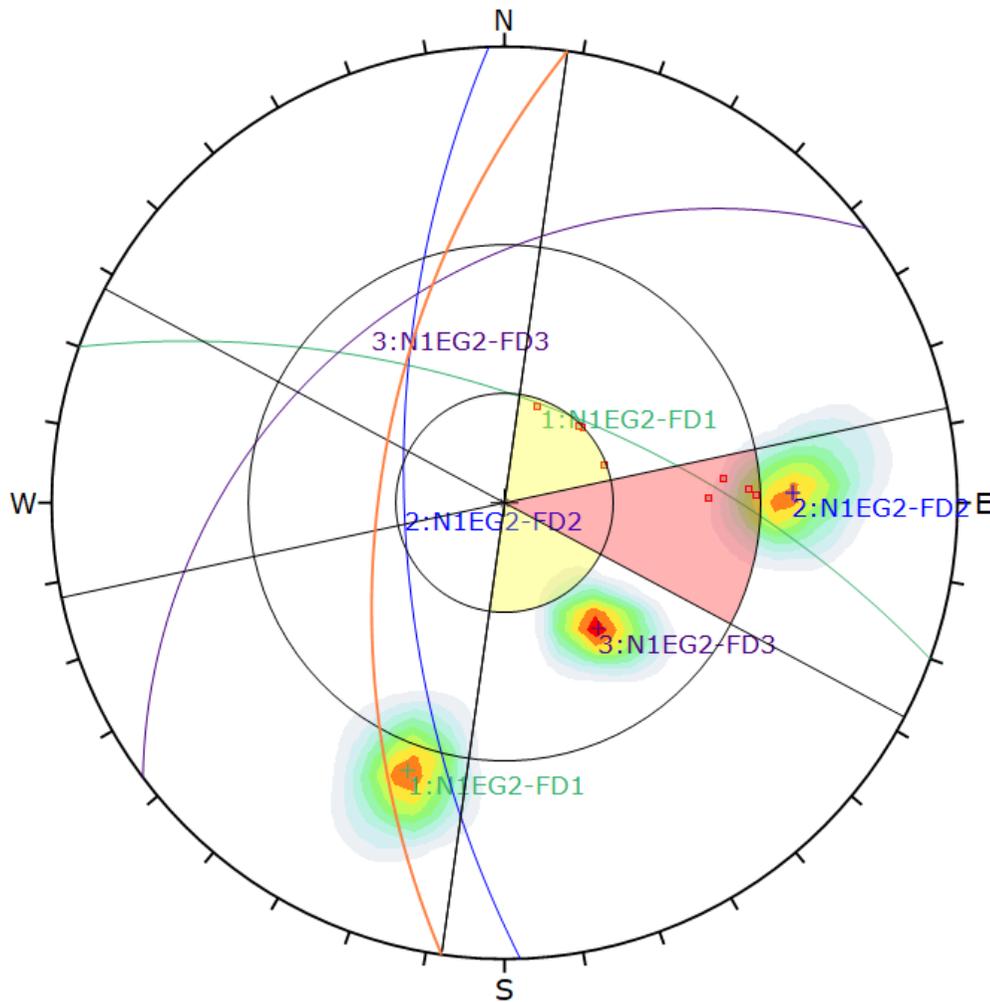
Color	Density Concentrations
	0.00 - 2.60
	2.60 - 5.20
	5.20 - 7.80
	7.80 - 10.40
	10.40 - 13.00
	13.00 - 15.60
	15.60 - 18.20
	18.20 - 20.80
	20.80 - 23.40
	23.40 - 26.00

Contour Data		Pole Vectors	
Maximum Density	25.44%		
Contour Distribution	Fisher		
Counting Circle Size	1.0%		

Kinematic Analysis		Wedge Sliding		
Slope Dip	59			
Slope Dip Direction	278			
Friction Angle	27°			
		Critical	Total	%
Wedge Sliding		241	435	55.40%

Plot Mode		Pole Vectors		
Vector Count	30 (30 Entries)			
Intersection Mode	Grid Data Planes			
Intersections Count	435			
Hemisphere	Lower			
Projection	Equal Angle			

Figura D. 5 Proyecciones estereográficas para analizar falla en cuña en N1EG2



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

Color	Density Concentrations
	0.00 - 2.60
	2.60 - 5.20
	5.20 - 7.80
	7.80 - 10.40
	10.40 - 13.00
	13.00 - 15.60
	15.60 - 18.20
	18.20 - 20.80
	20.80 - 23.40
	23.40 - 26.00

Contour Data		Pole Vectors	
Maximum Density	25.44%		
Contour Distribution	Fisher		
Counting Circle Size	1.0%		

Kinematic Analysis		Direct Toppling		
Slope Dip	59			
Slope Dip Direction	278			
Friction Angle	27°			
Lateral Limits	20°			
		Critical	Total	%
Direct Toppling (Intersection)		4	435	0.92%
Oblique Toppling (Intersection)		4	435	0.92%
Base Plane (All)		2	30	6.67%

Plot Mode		Pole Vectors		
Vector Count	30 (30 Entries)			
Intersection Mode	Grid Data Planes			
Intersections Count	435			
Hemisphere	Lower			
Projection	Equal Angle			

Figura D. 6 Proyecciones estereográficas para analizar falla por volcamiento en N1EG2

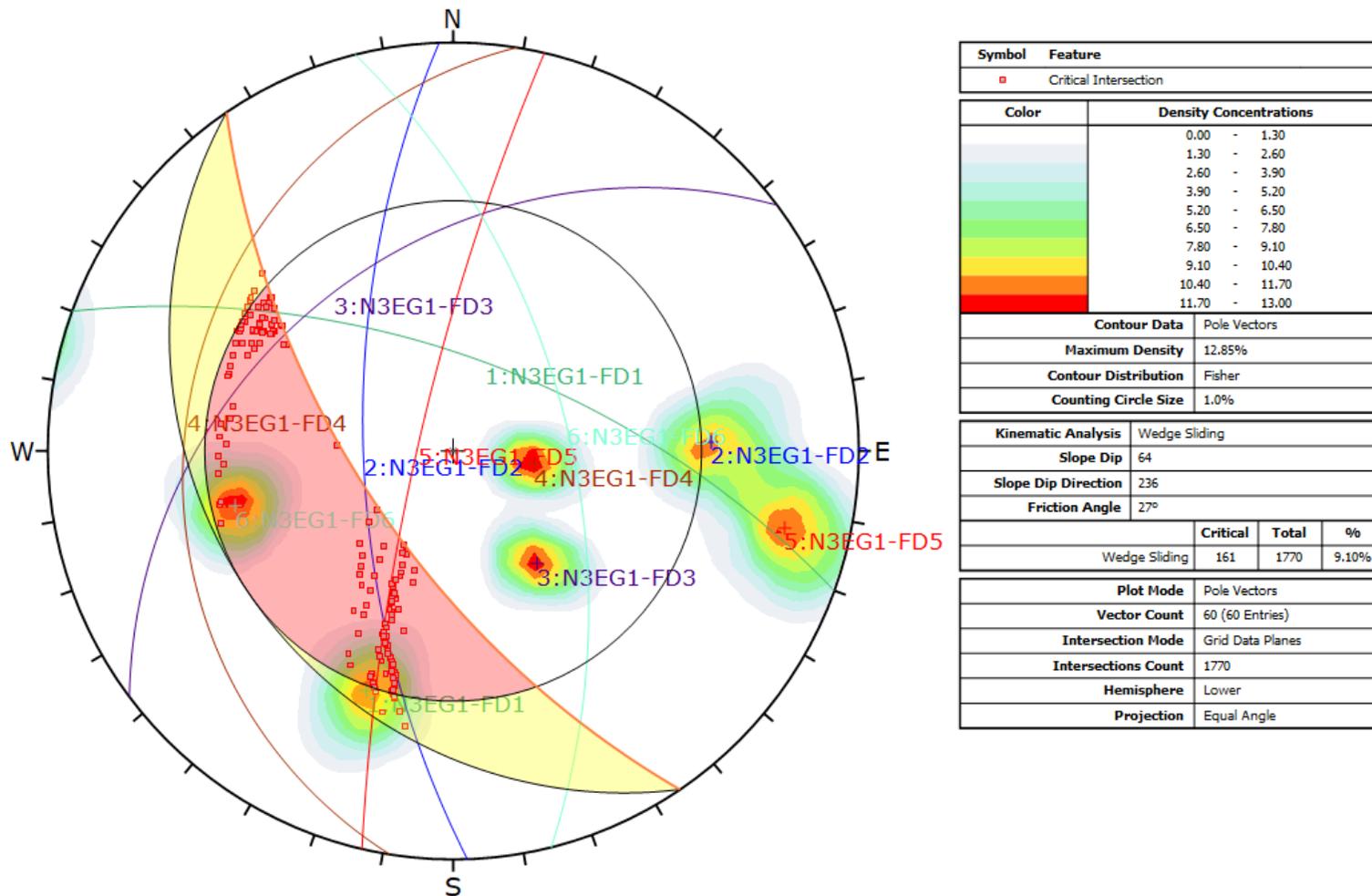
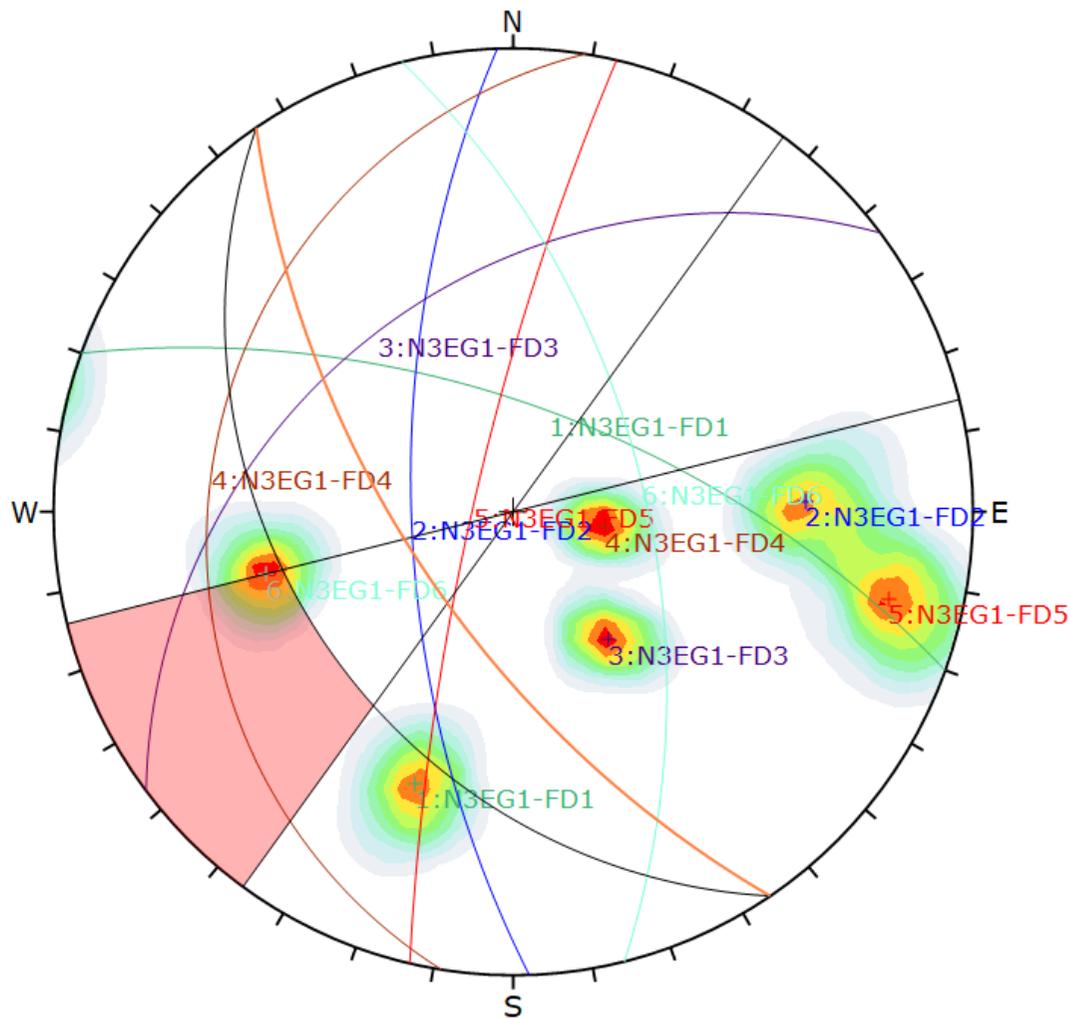


Figura D. 7 Proyecciones estereográficas para analizar falla planar en N1EG3



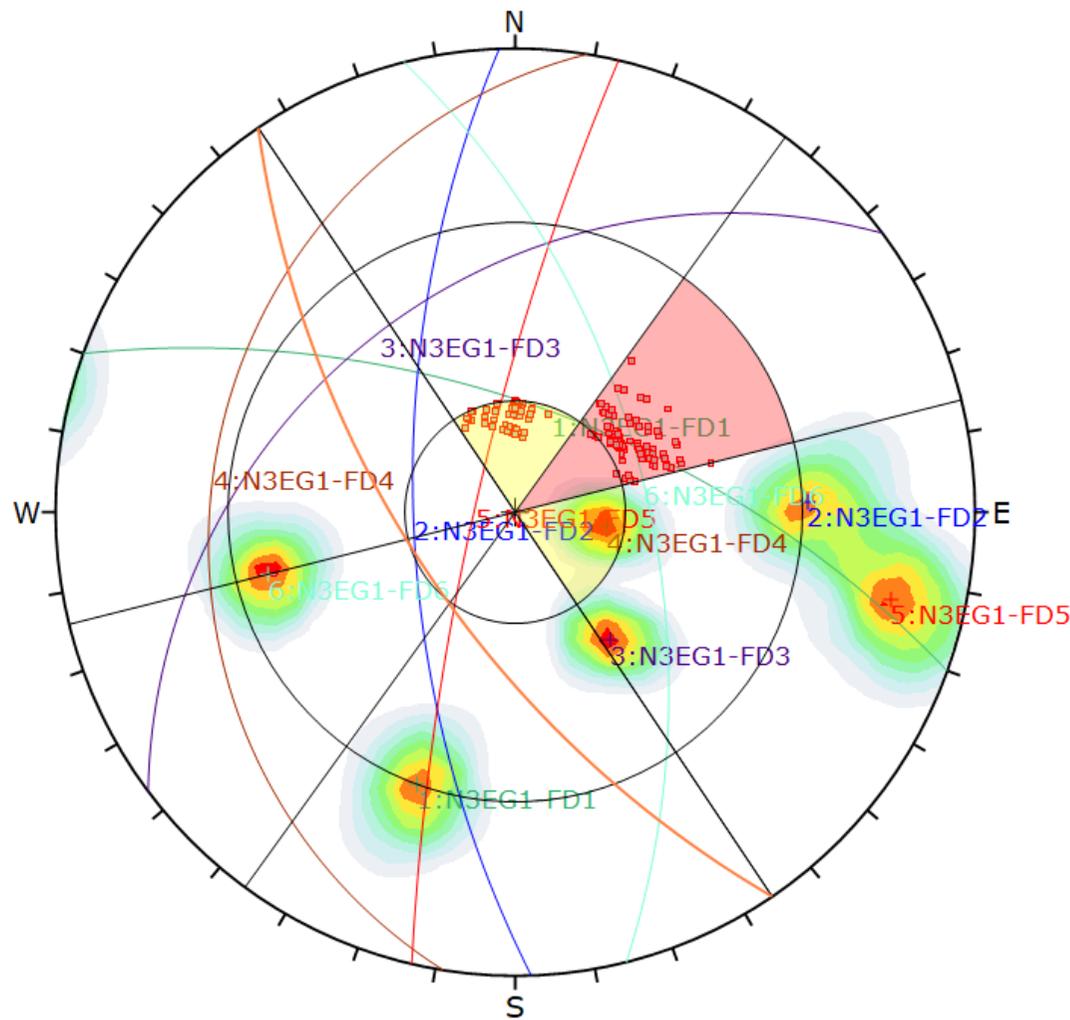
Color	Density Concentrations
	0.00 - 1.30
	1.30 - 2.60
	2.60 - 3.90
	3.90 - 5.20
	5.20 - 6.50
	6.50 - 7.80
	7.80 - 9.10
	9.10 - 10.40
	10.40 - 11.70
	11.70 - 13.00

Contour Data	Pole Vectors		
Maximum Density	12.85%		
Contour Distribution	Fisher		
Counting Circle Size	1.0%		

Kinematic Analysis	Flexural Toppling		
Slope Dip	64		
Slope Dip Direction	236		
Friction Angle	27°		
Lateral Limits	20°		
	Critical	Total	%
Flexural Toppling (All)	5	60	8.33%

Plot Mode	Pole Vectors		
Vector Count	60 (60 Entries)		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Angle		

Figura D. 8 Proyecciones estereográficas para analizar falla en cuña en N1EG3



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

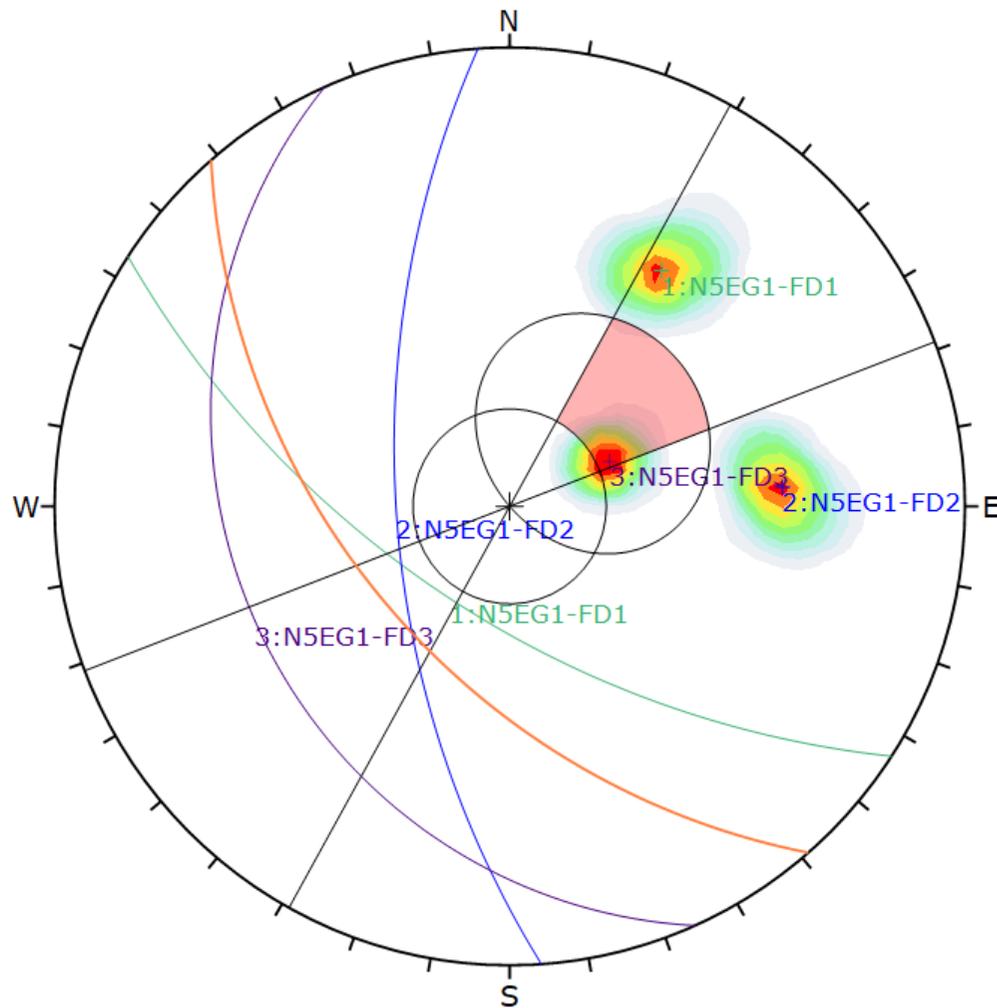
Color	Density Concentrations
	0.00 - 1.30
	1.30 - 2.60
	2.60 - 3.90
	3.90 - 5.20
	5.20 - 6.50
	6.50 - 7.80
	7.80 - 9.10
	9.10 - 10.40
	10.40 - 11.70
	11.70 - 13.00

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	12.85%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Kinematic Analysis		Direct Toppling		
Slope Dip	64			
Slope Dip Direction	236			
Friction Angle	27°			
Lateral Limits	20°			
		Critical	Total	%
Direct Toppling (Intersection)		94	1770	5.31%
Oblique Toppling (Intersection)		44	1770	2.49%
Base Plane (All)		8	60	13.33%

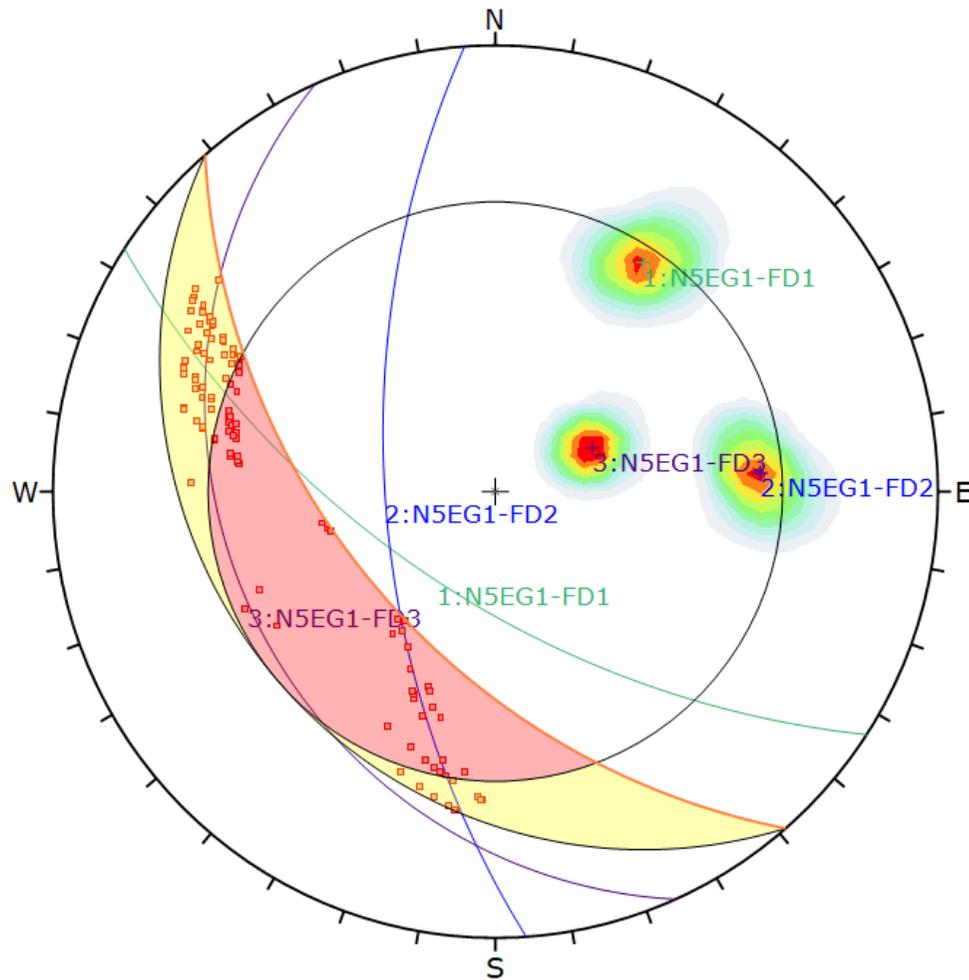
Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	60 (60 Entries)
Intersection Mode	Grid Data Planes
Intersections Count	1770
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figura D. 9 Proyecciones estereográficas para analizar falla por volcamiento en N1EG3



Color	Density Concentrations		
	0.00 - 2.70		
	2.70 - 5.40		
	5.40 - 8.10		
	8.10 - 10.80		
	10.80 - 13.50		
	13.50 - 16.20		
	16.20 - 18.90		
	18.90 - 21.60		
	21.60 - 24.30		
	24.30 - 27.00		
Contour Data Pole Vectors			
Maximum Density	26.85%		
Contour Distribution	Fisher		
Counting Circle Size	1.0%		
Kinematic Analysis	Planar Sliding		
Slope Dip	52		
Slope Dip Direction	229		
Friction Angle	24°		
Lateral Limits	20°		
	Critical Total %		
Planar Sliding (All)	5	30	16.67%
Plot Mode	Pole Vectors		
Vector Count	30 (30 Entries)		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Angle		

Figura D. 10 Proyecciones estereográficas para analizar falla planar en N5EG1



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

Color	Density Concentrations
	0.00 - 2.70
	2.70 - 5.40
	5.40 - 8.10
	8.10 - 10.80
	10.80 - 13.50
	13.50 - 16.20
	16.20 - 18.90
	18.90 - 21.60
	21.60 - 24.30
	24.30 - 27.00

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	26.85%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Kinematic Analysis	Wedge Sliding
Slope Dip	52
Slope Dip Direction	229
Friction Angle	24°

	Critical	Total	%
Wedge Sliding	114	435	26.21%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	30 (30 Entries)
Intersection Mode	Grid Data Planes
Intersections Count	435
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figura D. 11 Proyecciones estereográficas para analizar falla en cuña en N5EG1

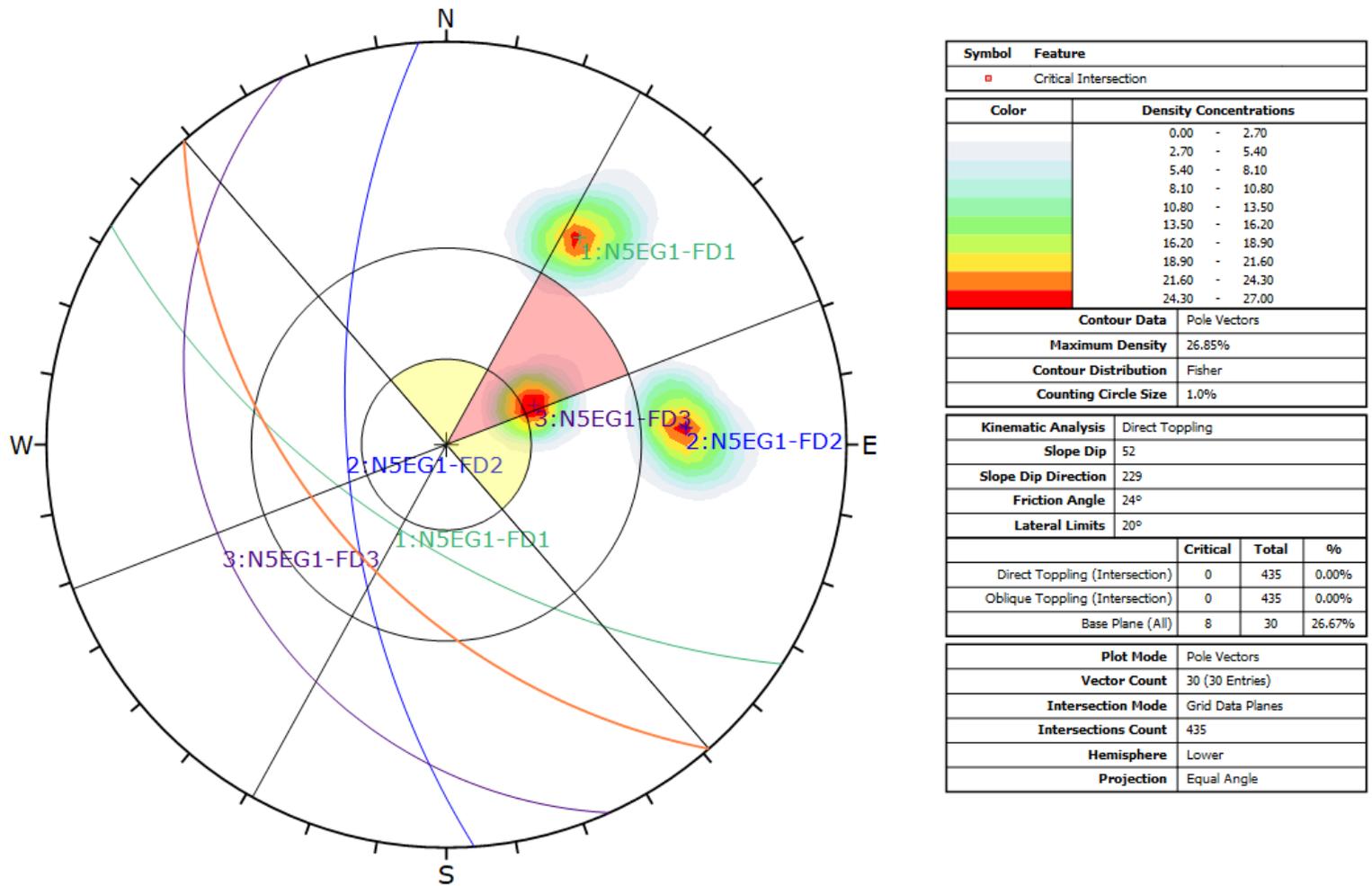
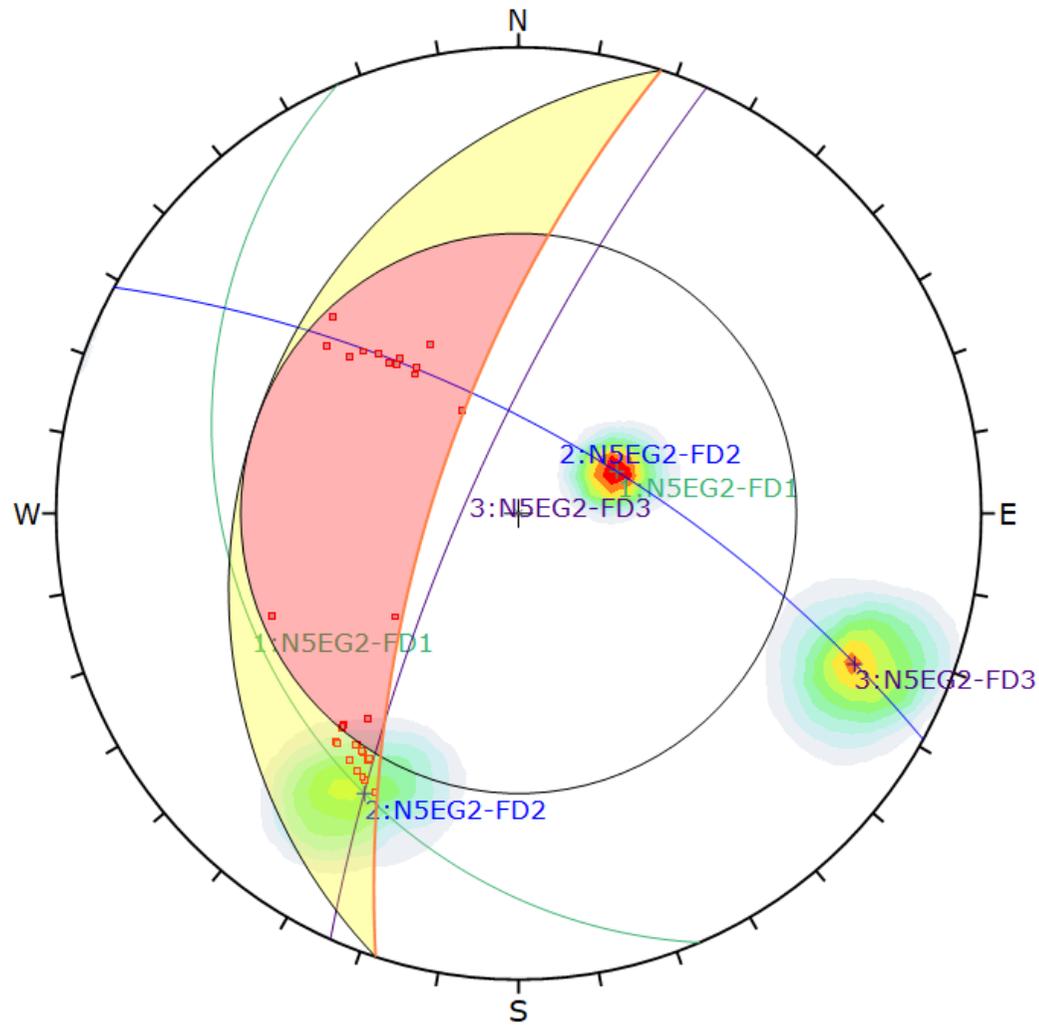


Figura D. 12 Proyecciones estereográficas para analizar falla por volcamiento en N5EG1



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

Color	Density Concentrations
	0.00 - 2.90
	2.90 - 5.80
	5.80 - 8.70
	8.70 - 11.60
	11.60 - 14.50
	14.50 - 17.40
	17.40 - 20.30
	20.30 - 23.20
	23.20 - 26.10
	26.10 - 29.00

Contour Data		Pole Vectors	
Maximum Density	28.82%		
Contour Distribution	Fisher		
Counting Circle Size	1.0%		

Kinematic Analysis		Wedge Sliding		
Slope Dip	69			
Slope Dip Direction	288			
Friction Angle	28°			
		Critical	Total	%
Wedge Sliding		34	435	7.82%

Plot Mode		Pole Vectors	
Vector Count	30 (30 Entries)		
Intersection Mode	Grid Data Planes		
Intersections Count	435		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Angle		

Figura D. 13 Proyecciones estereográficas para analizar falla en cuña en N5EG2

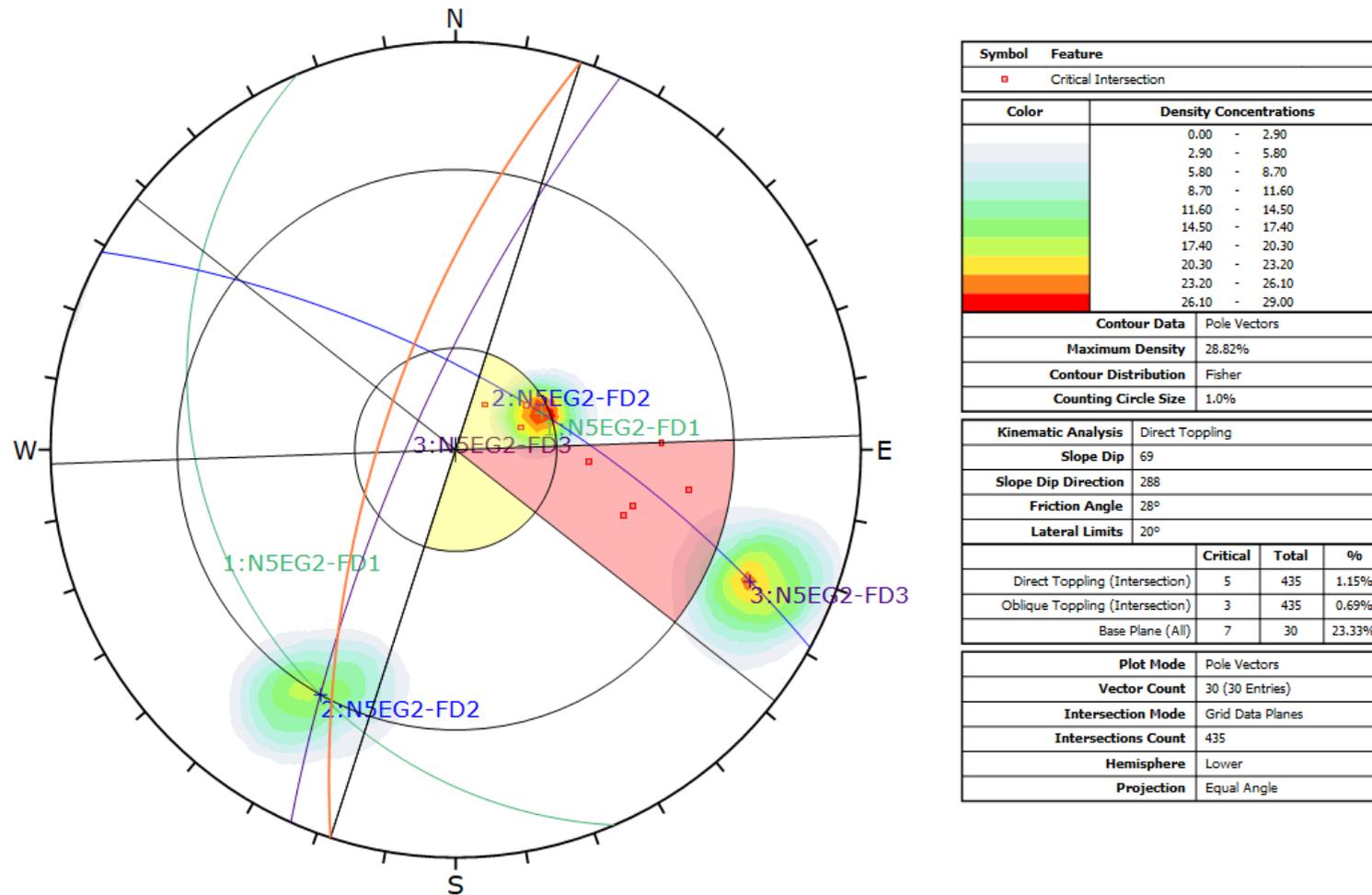
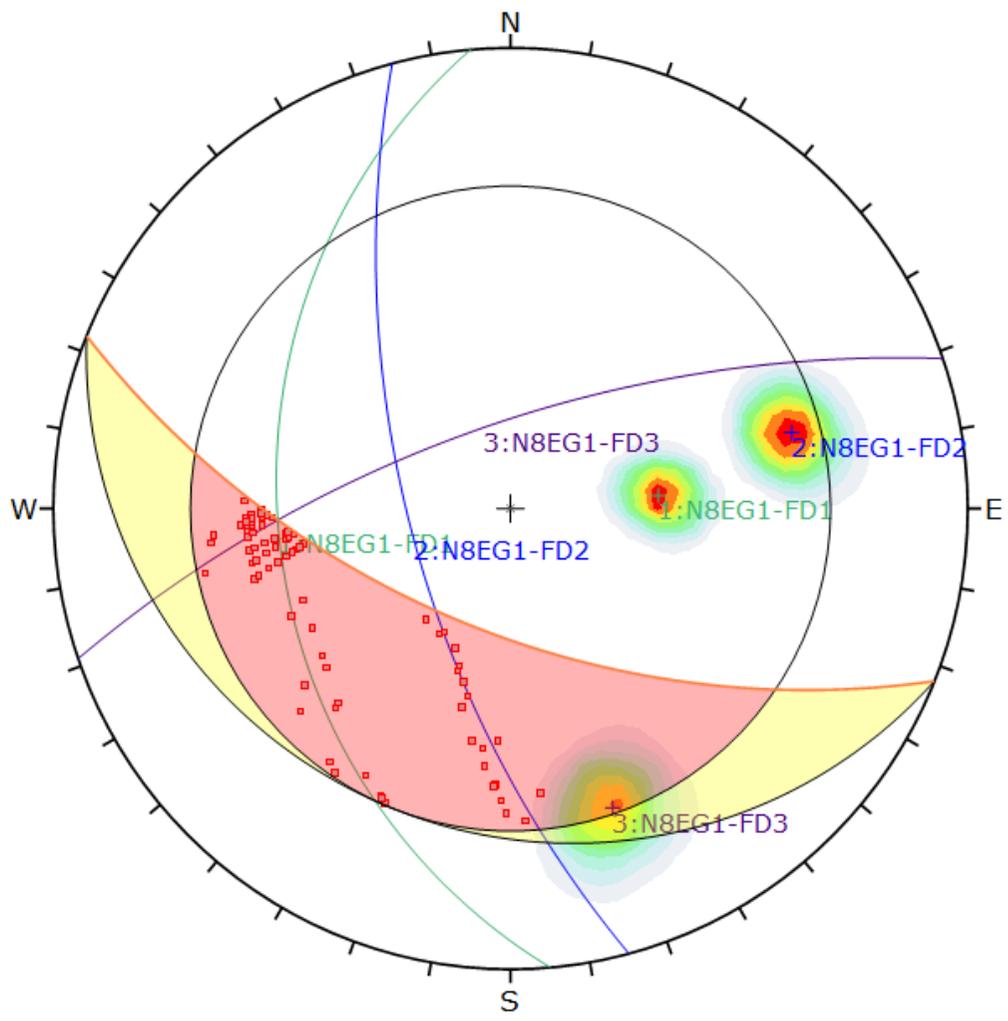


Figura D. 14 Proyecciones estereográficas para analizar falla por volcamiento en N5EG2



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

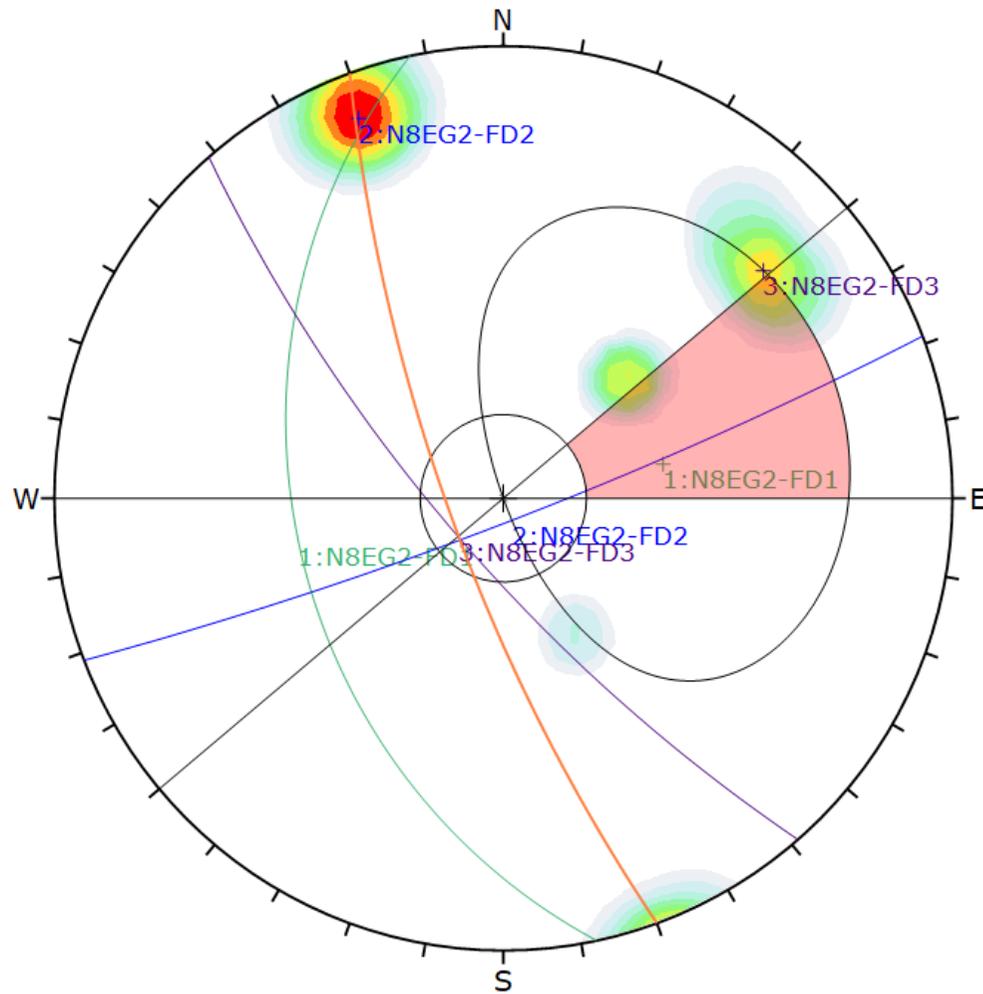
Color	Density Concentrations
	0.00 - 3.00
	3.00 - 6.00
	6.00 - 9.00
	9.00 - 12.00
	12.00 - 15.00
	15.00 - 18.00
	18.00 - 21.00
	21.00 - 24.00
	24.00 - 27.00
	27.00 - 30.00

Contour Data		Pole Vectors
Maximum Density	29.16%	
Contour Distribution	Fisher	
Counting Circle Size	1.0%	

Kinematic Analysis		Wedge Sliding		
Slope Dip	60			
Slope Dip Direction	202			
Friction Angle	20°			
	Critical	Total	%	
Wedge Sliding	82	435	18.85%	

Plot Mode	Pole Vectors		
Vector Count	30 (30 Entries)		
Intersection Mode	Grid Data Planes		
Intersections Count	435		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Angle		

Figura D. 15 Proyecciones estereográficas para analizar falla en cuña en N8EG1



Color	Density Concentrations
	0.00 - 3.20
	3.20 - 6.40
	6.40 - 9.60
	9.60 - 12.80
	12.80 - 16.00
	16.00 - 19.20
	19.20 - 22.40
	22.40 - 25.60
	25.60 - 28.80
	28.80 - 32.00

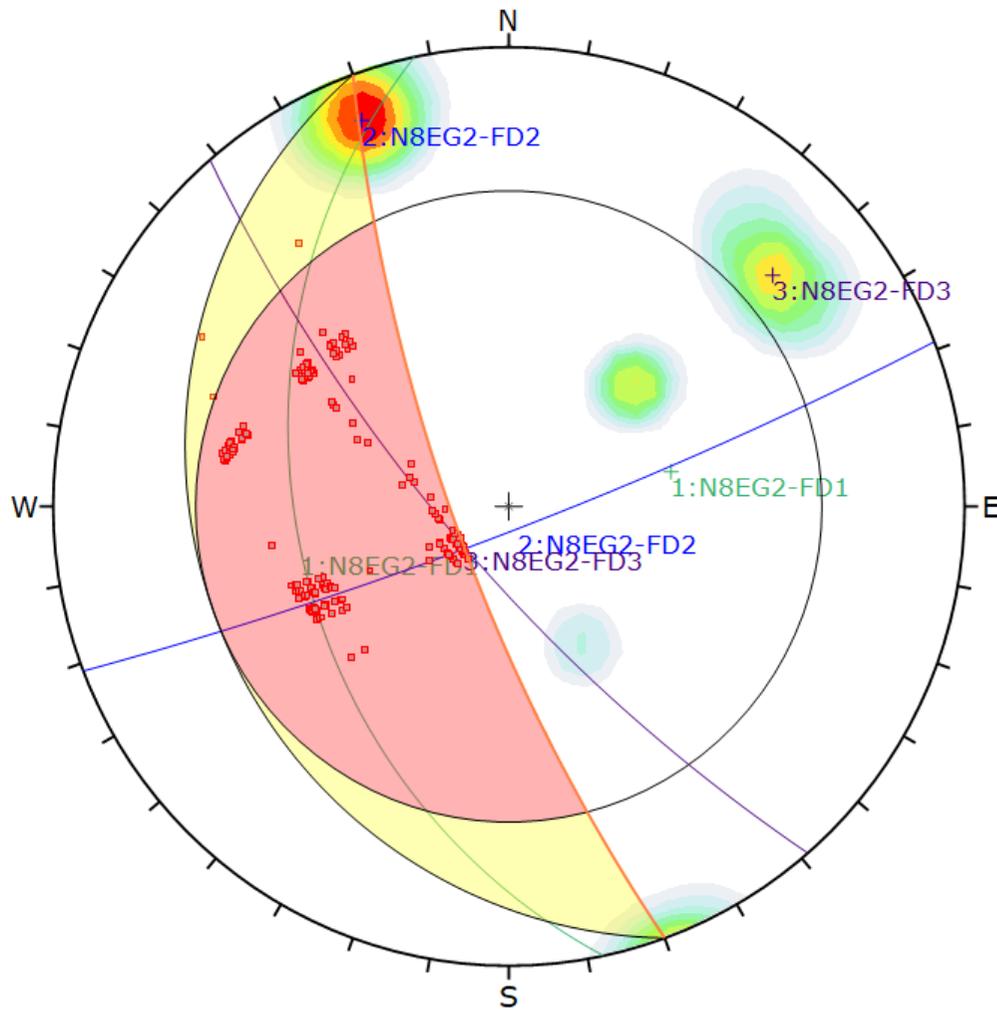
Contour Data		Pole Vectors	
Maximum Density	31.85%		
Contour Distribution	Fisher		
Counting Circle Size	1.0%		

Kinematic Analysis		Planar Sliding		
Slope Dip	76			
Slope Dip Direction	250			
Friction Angle	21°			
Lateral Limits	20°			

	Critical	Total	%
Planar Sliding (All)	3	30	10.00%

Plot Mode		Pole Vectors	
Vector Count	30 (30 Entries)		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Angle		

Figura D. 16 Proyecciones estereográficas para analizar falla planar en N8EG2



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

Color	Density Concentrations
	0.00 - 3.20
	3.20 - 6.40
	6.40 - 9.60
	9.60 - 12.80
	12.80 - 16.00
	16.00 - 19.20
	19.20 - 22.40
	22.40 - 25.60
	25.60 - 28.80
	28.80 - 32.00

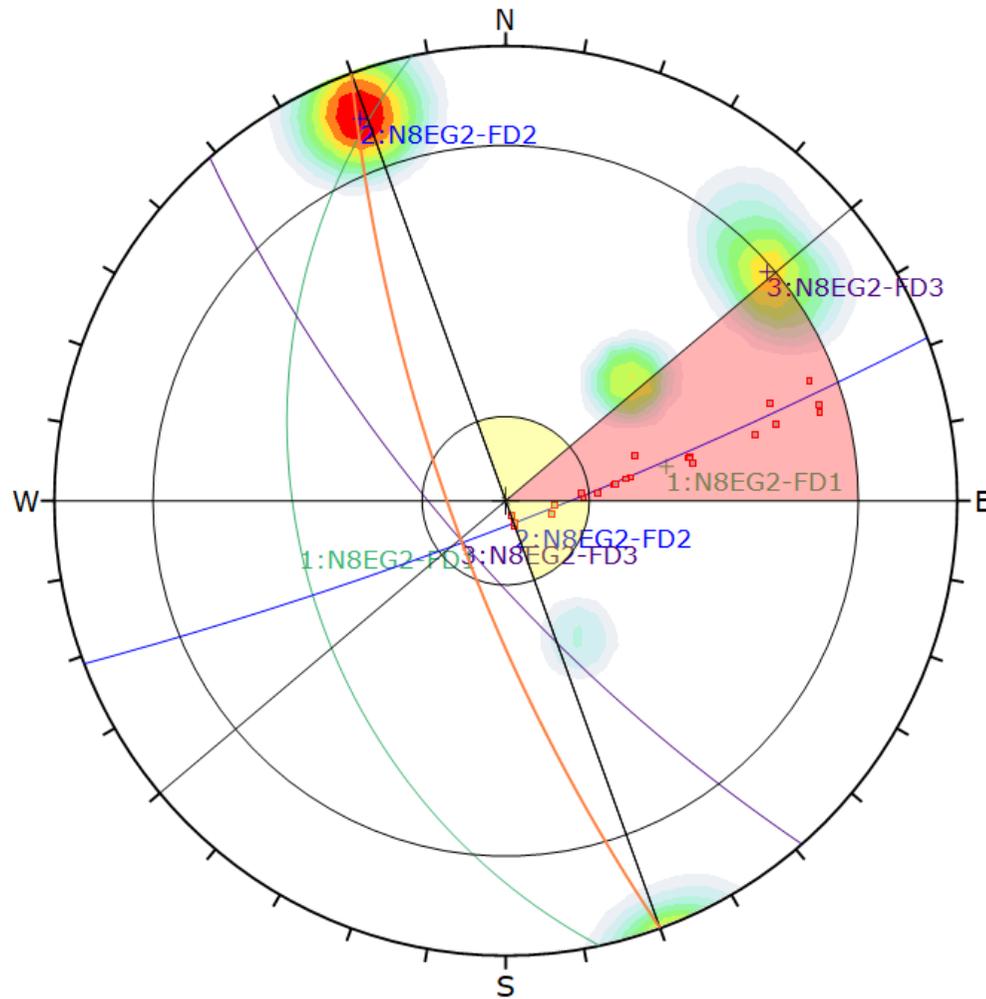
Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	31.85%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Kinematic Analysis	Wedge Sliding
Slope Dip	76
Slope Dip Direction	250
Friction Angle	21°

	Critical	Total	%
Wedge Sliding	212	435	48.74%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	30 (30 Entries)
Intersection Mode	Grid Data Planes
Intersections Count	435
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figura D. 17 Proyecciones estereográficas para analizar falla en cuña en N8EG2



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

Color	Density Concentrations
	0.00 - 3.20
	3.20 - 6.40
	6.40 - 9.60
	9.60 - 12.80
	12.80 - 16.00
	16.00 - 19.20
	19.20 - 22.40
	22.40 - 25.60
	25.60 - 28.80
	28.80 - 32.00

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	31.85%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Kinematic Analysis	Direct Toppling
Slope Dip	76
Slope Dip Direction	250
Friction Angle	21°
Lateral Limits	20°

	Critical	Total	%
Direct Toppling (Intersection)	19	435	4.37%
Oblique Toppling (Intersection)	5	435	1.15%
Base Plane (All)	3	30	10.00%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	30 (30 Entries)
Intersection Mode	Grid Data Planes
Intersections Count	435
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figura D. 18 Proyecciones estereográficas para analizar falla por volcamiento en N8EG2

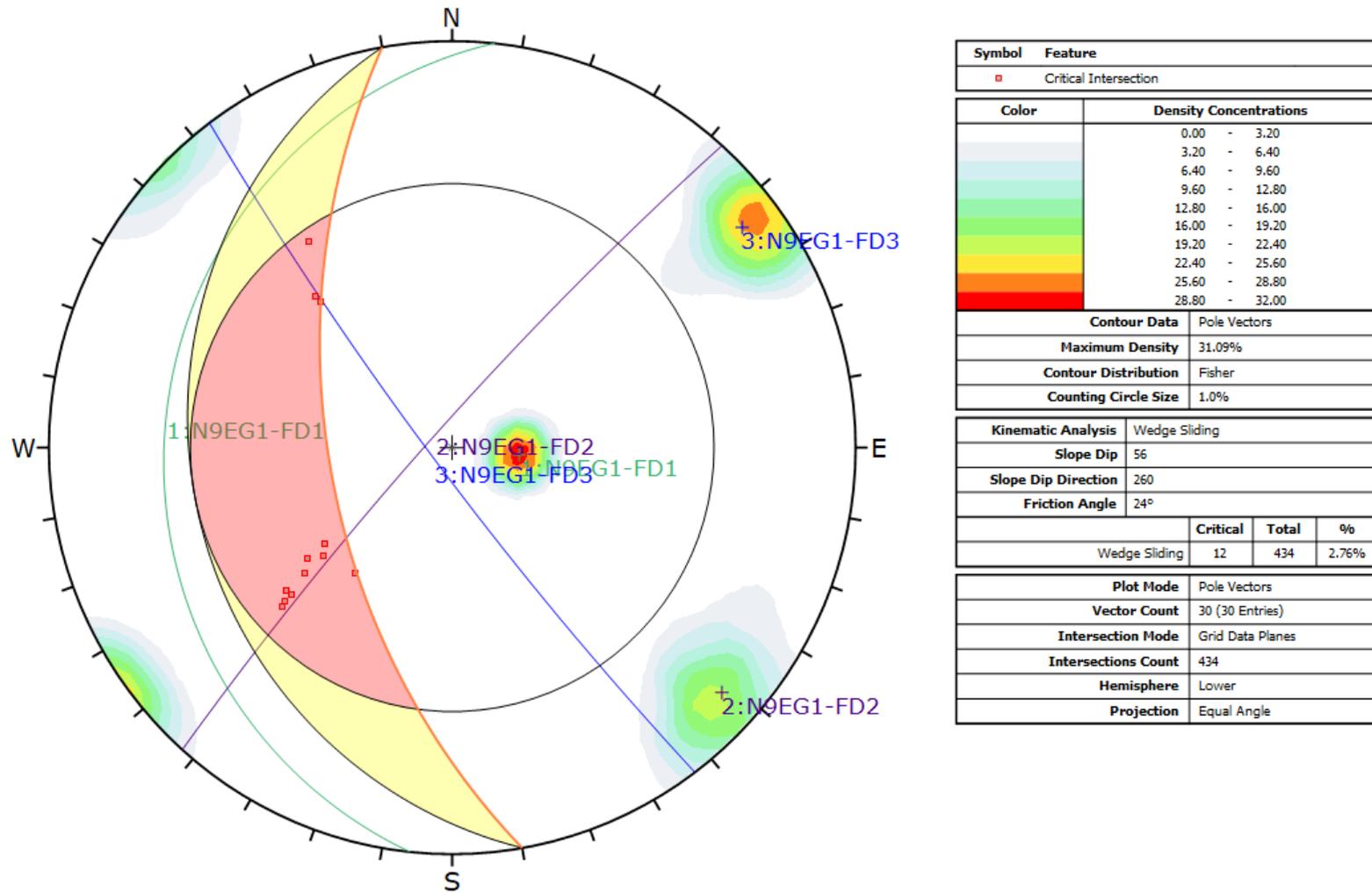
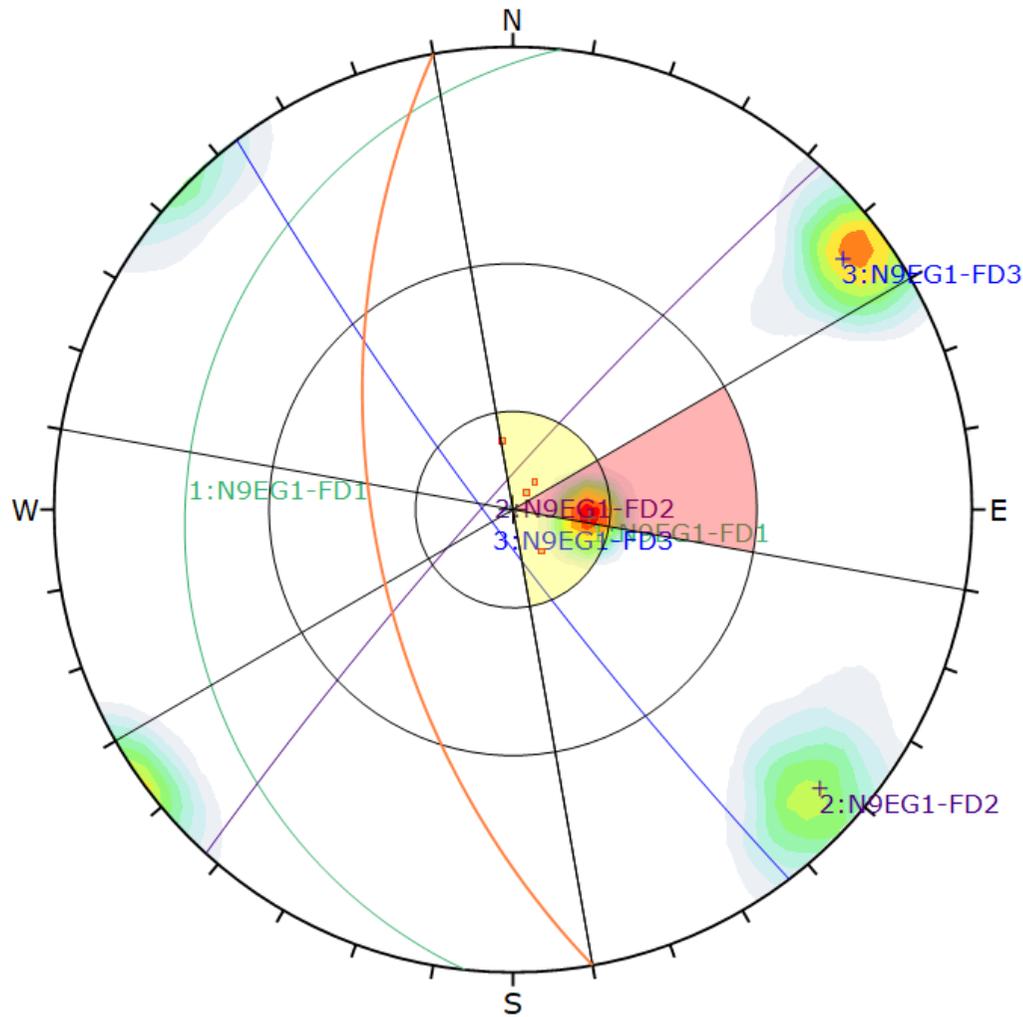


Figura D. 19 Proyecciones estereográficas para analizar falla en cuña en N9EG1



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

Color	Density Concentrations
Light Blue	0,00 - 3,20
Light Green	3,20 - 6,40
Green	6,40 - 9,60
Yellow-Green	9,60 - 12,80
Yellow	12,80 - 16,00
Orange	16,00 - 19,20
Red-Orange	19,20 - 22,40
Red	22,40 - 25,60
Dark Red	25,60 - 28,80
Black	28,80 - 32,00

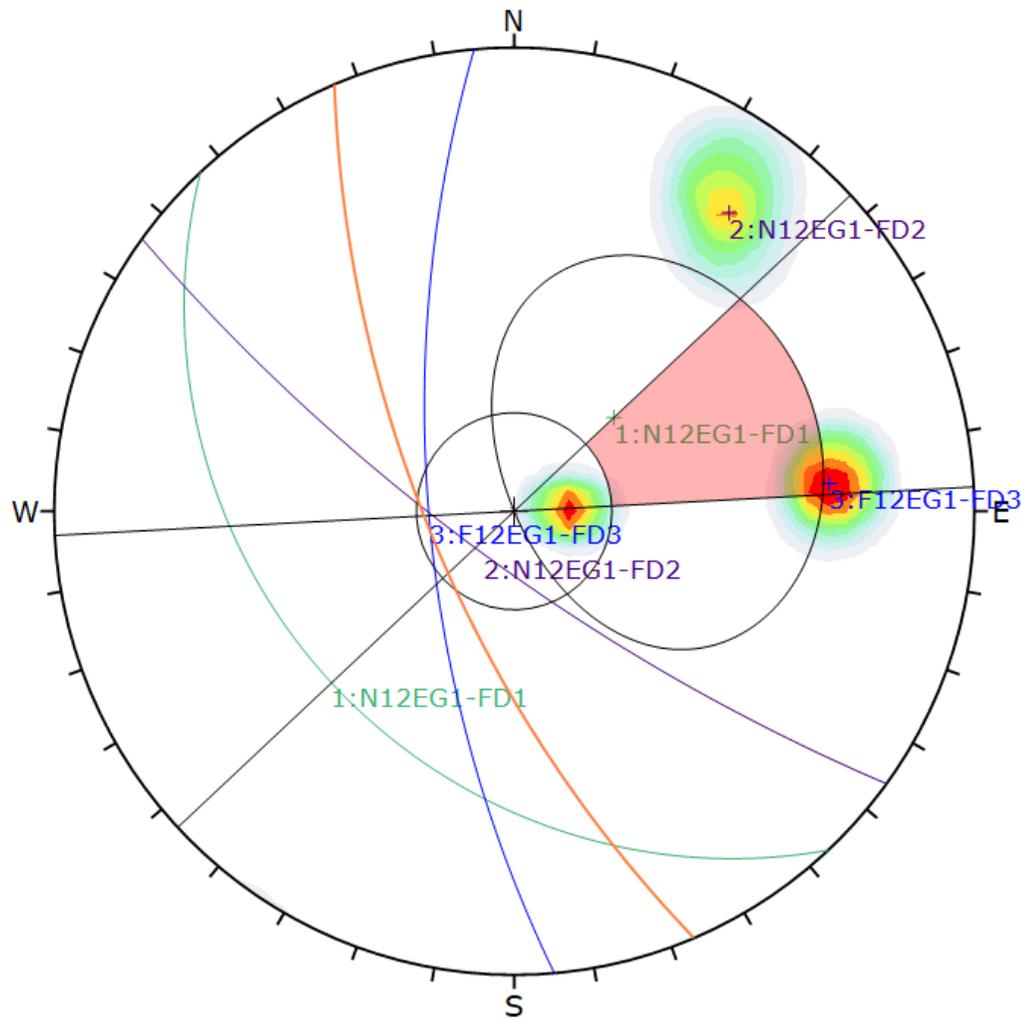
Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	31,09%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1,0%

Kinematic Analysis	Direct Toppling
Slope Dip	56
Slope Dip Direction	260
Friction Angle	24°
Lateral Limits	20°

	Critical	Total	%
Direct Toppling (Intersection)	0	434	0,00%
Oblique Toppling (Intersection)	4	434	0,92%
Base Plane (All)	10	30	33,33%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	30 (30 Entries)
Intersection Mode	Grid Data Planes
Intersections Count	434
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figura D. 20 Proyecciones estereográficas para analizar falla por volcamiento en N9EG1



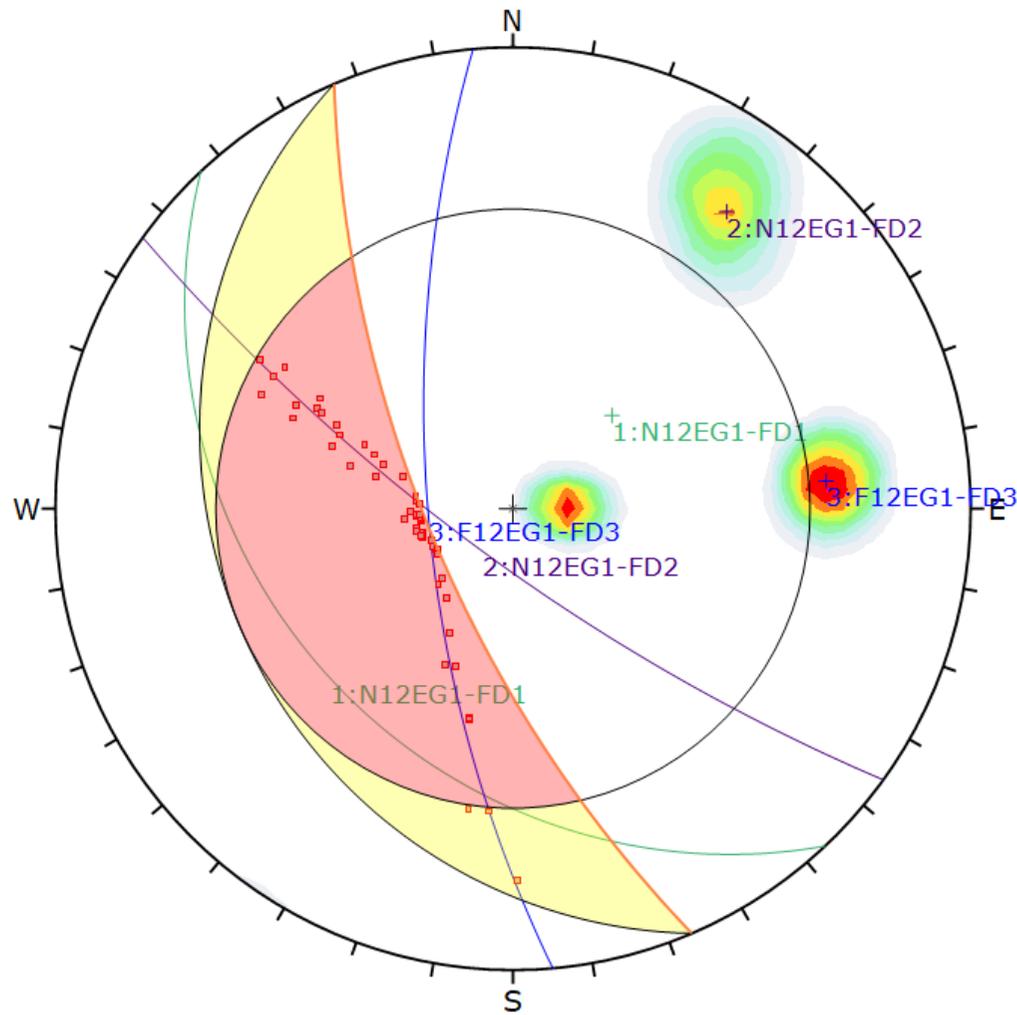
Color	Density Concentrations
	0.00 - 3.20
	3.20 - 6.40
	6.40 - 9.60
	9.60 - 12.80
	12.80 - 16.00
	16.00 - 19.20
	19.20 - 22.40
	22.40 - 25.60
	25.60 - 28.80
	28.80 - 32.00

Contour Data		Pole Vectors	
Maximum Density	31.62%		
Contour Distribution	Fisher		
Counting Circle Size	1.0%		

Kinematic Analysis		Planar Sliding		
Slope Dip	69			
Slope Dip Direction	247			
Friction Angle	24°			
Lateral Limits	20°			
		Critical	Total	%
Planar Sliding (All)		1	30	3.33%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	30 (30 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figura D. 21 Proyecciones estereográficas para analizar falla planar en N12EG1



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

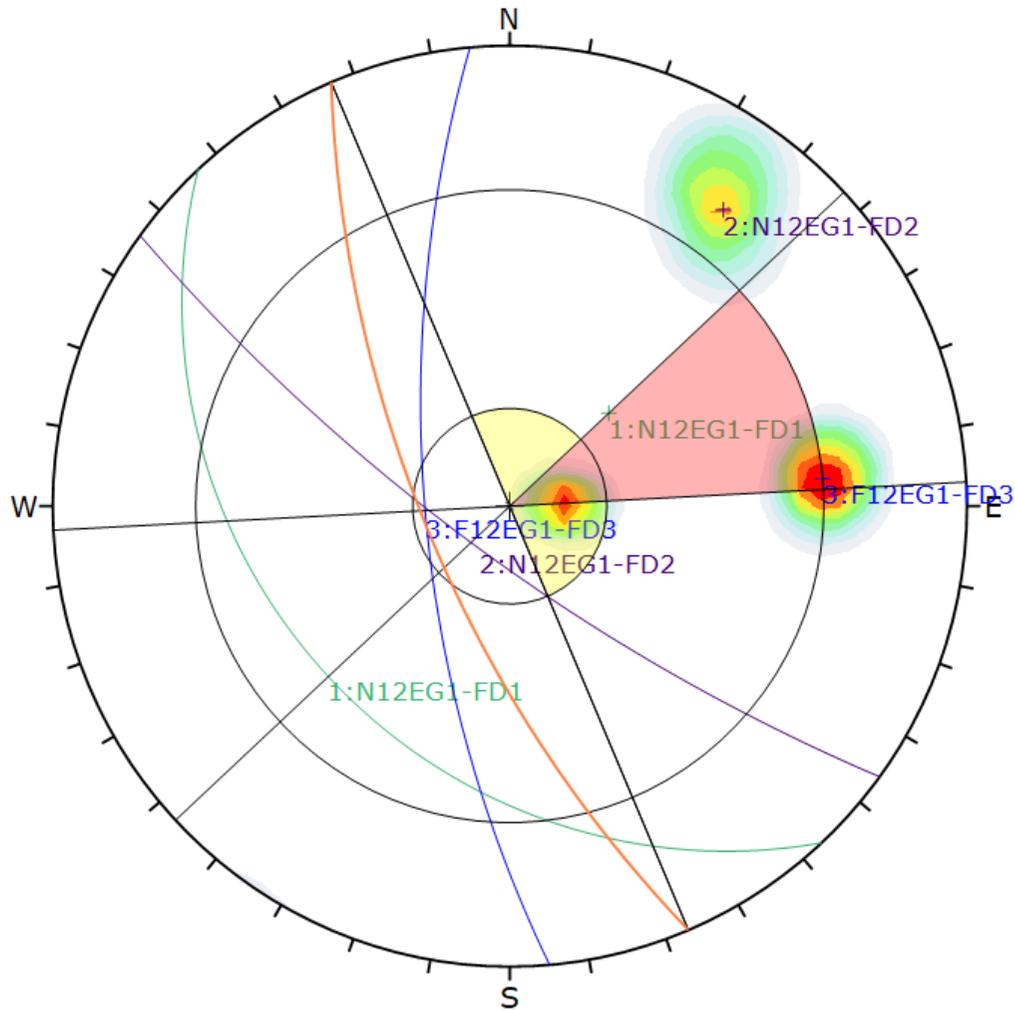
Color	Density Concentrations
	0.00 - 3.20
	3.20 - 6.40
	6.40 - 9.60
	9.60 - 12.80
	12.80 - 16.00
	16.00 - 19.20
	19.20 - 22.40
	22.40 - 25.60
	25.60 - 28.80
	28.80 - 32.00

Contour Data		Pole Vectors	
Maximum Density	31.62%		
Contour Distribution	Fisher		
Counting Circle Size	1.0%		

Kinematic Analysis		Wedge Sliding		
Slope Dip	69			
Slope Dip Direction	247			
Friction Angle	24°			
		Critical	Total	%
	Wedge Sliding	54	434	12.44%

Plot Mode	Pole Vectors		
Vector Count	30 (30 Entries)		
Intersection Mode	Grid Data Planes		
Intersections Count	434		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Angle		

Figura D. 22 Proyecciones estereográficas para analizar falla en cuña en N12EG1



Symbol	Feature
■	Critical Intersection

Color	Density Concentrations
	0.00 - 3.20
	3.20 - 6.40
	6.40 - 9.60
	9.60 - 12.80
	12.80 - 16.00
	16.00 - 19.20
	19.20 - 22.40
	22.40 - 25.60
	25.60 - 28.80
	28.80 - 32.00

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	31.62%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Kinematic Analysis	Direct Toppling
Slope Dip	69
Slope Dip Direction	247
Friction Angle	24°
Lateral Limits	20°

	Critical	Total	%
Direct Toppling (Intersection)	0	434	0.00%
Oblique Toppling (Intersection)	0	434	0.00%
Base Plane (All)	12	30	40.00%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	30 (30 Entries)
Intersection Mode	Grid Data Planes
Intersections Count	434
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figura D. 23 Proyecciones estereográficas para analizar falla por volcamiento en N12EG1

Anexo E

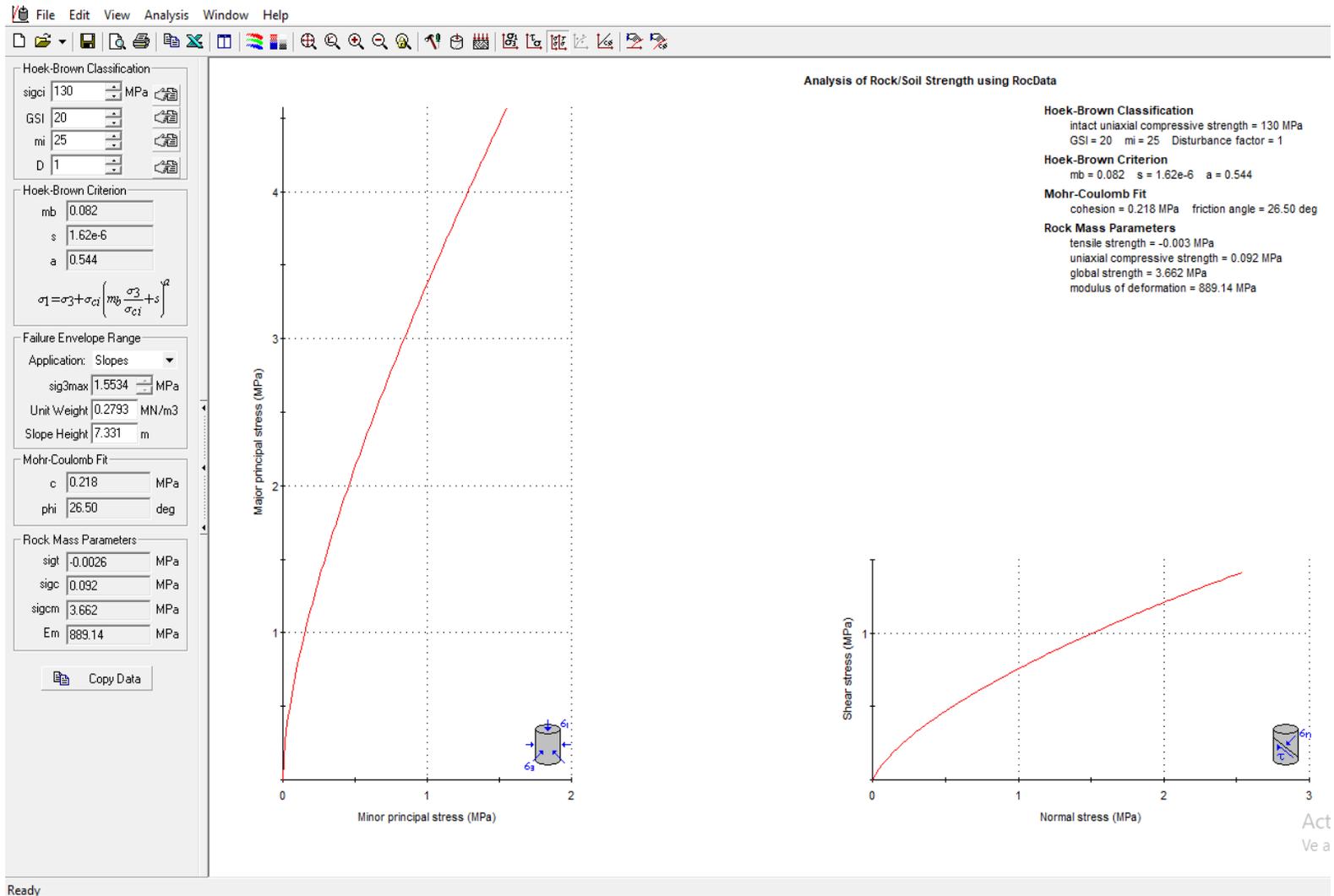


Figura E. 1 Simulación en RocData para la obtención de la Cohesión y el Angulo de fricción interna de N1EG1

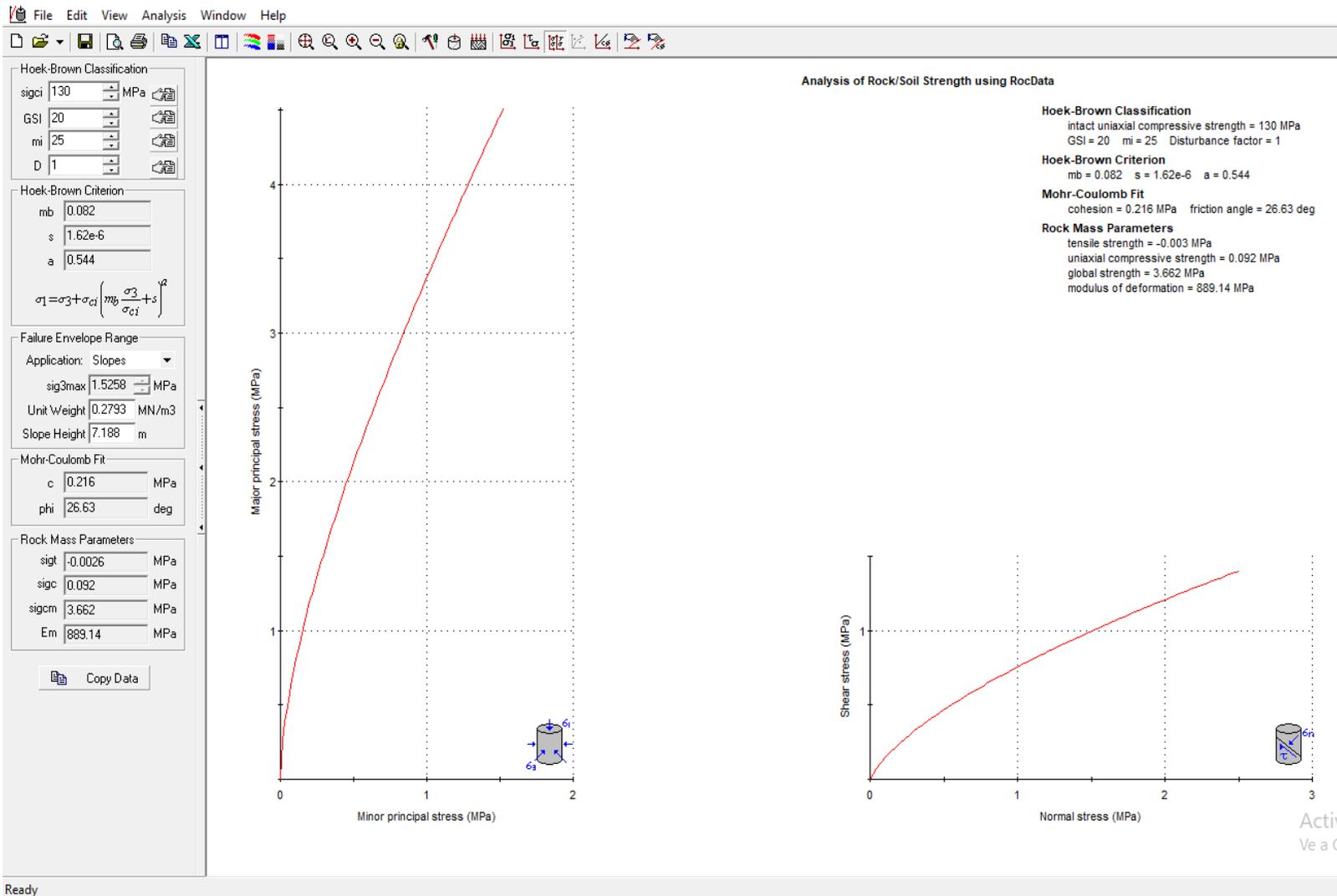


Figura E. 2 Simulación en RocData para la obtención de la Cohesión y el Angulo de fricción interna de N1EG2

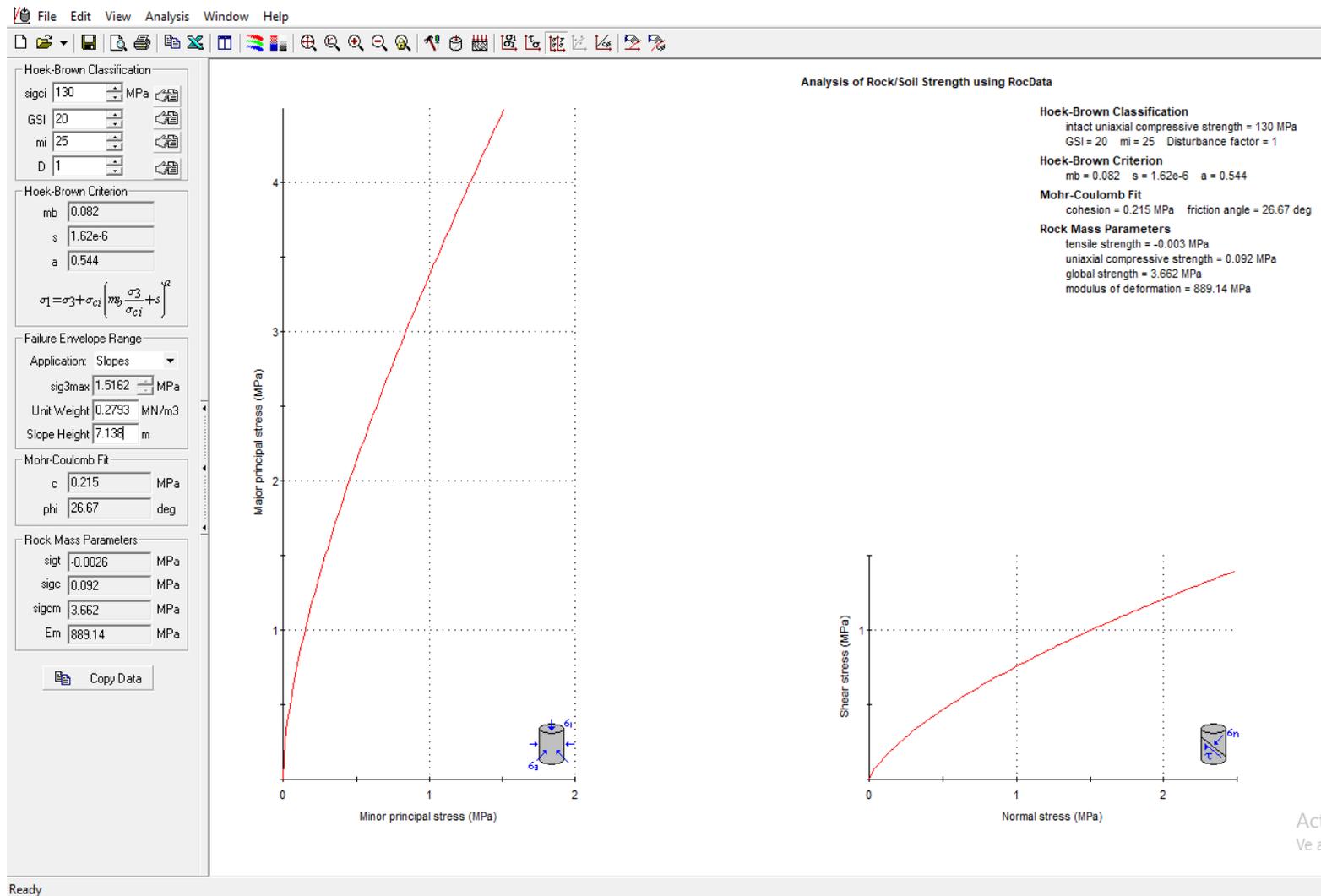


Figura E. 3 Simulación en RocData para la obtención de la Cohesión y el Angulo de fricción interna de N1EG3

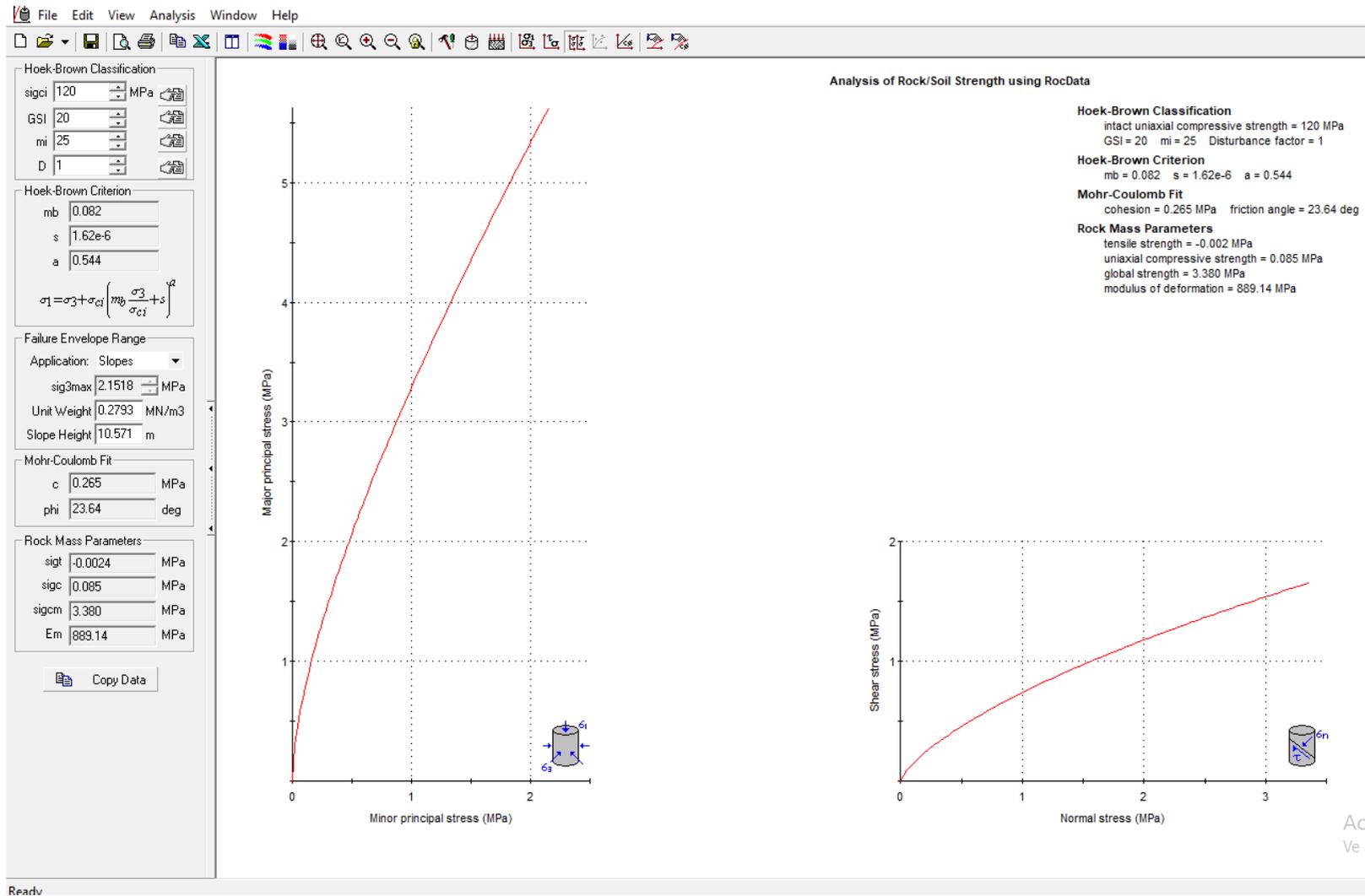


Figura E. 4 Simulación en RocData para la obtención de la Cohesión y el Angulo de fricción interna de N5EG1

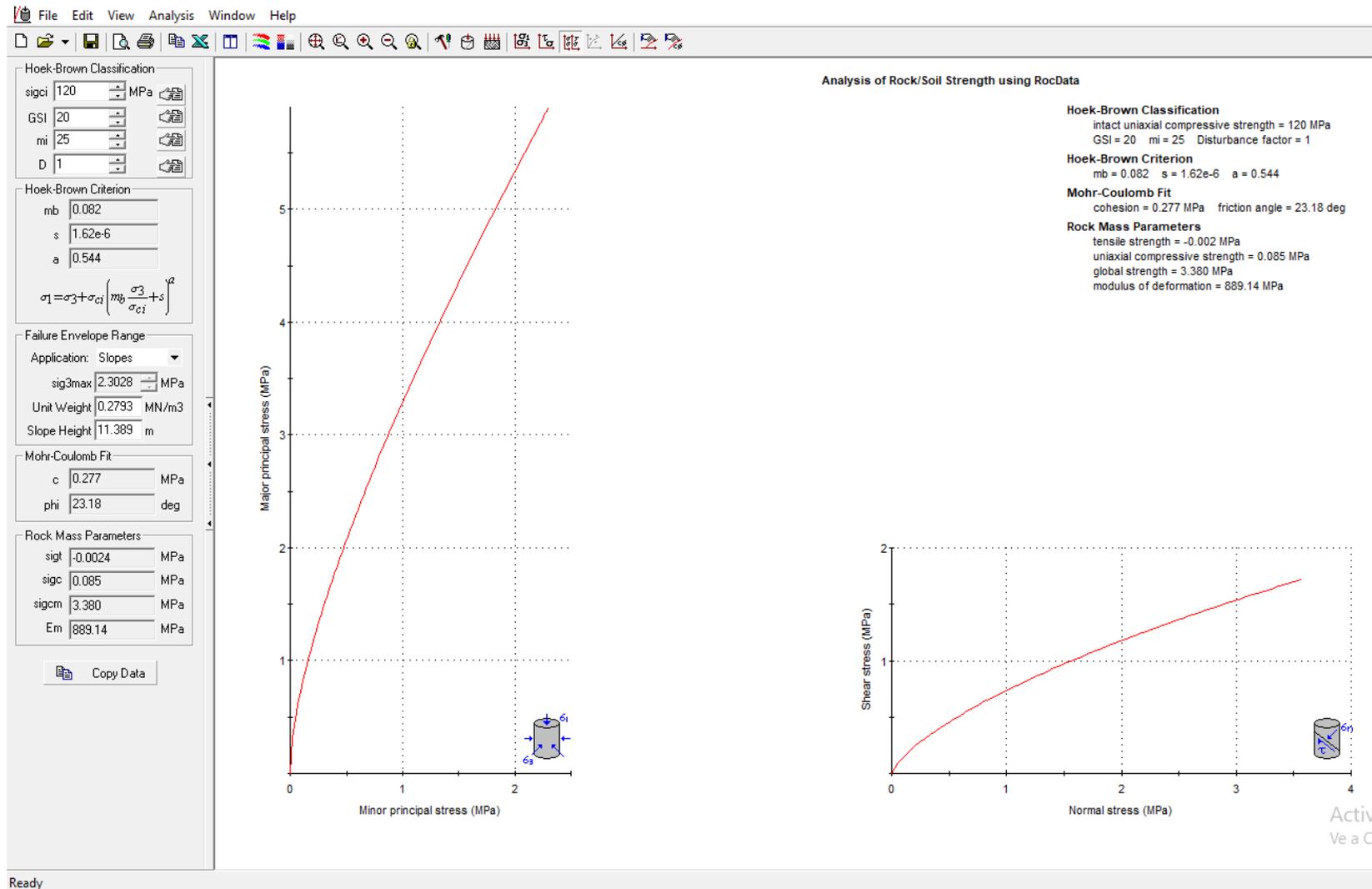


Figura E. 5 Simulación en RocData para la obtención de la Cohesión y el Angulo de fricción interna de N5EG2

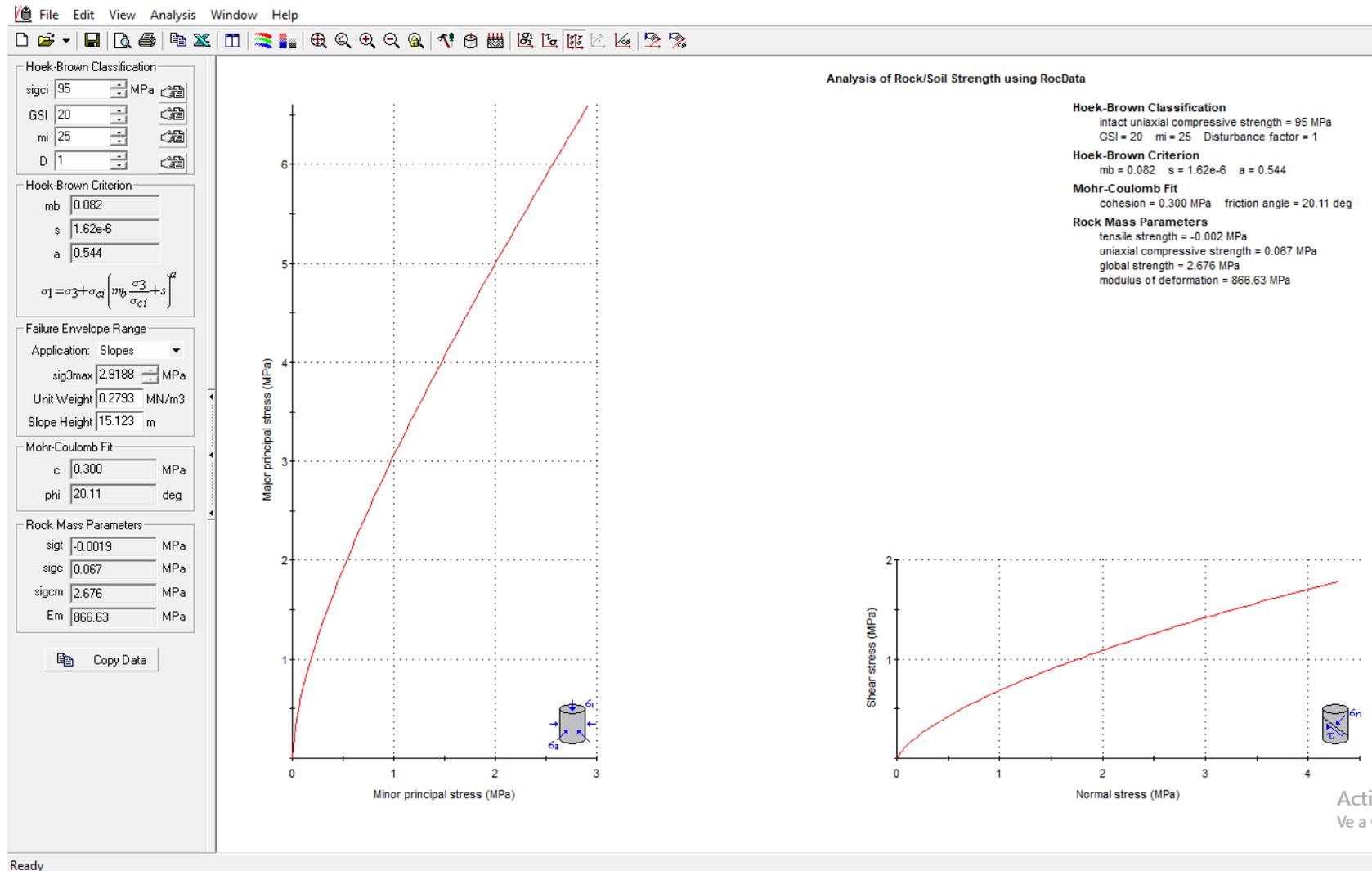


Figura E. 6 Simulación en RocData para la obtención de la Cohesión y el Angulo de fricción interna de N8EG1

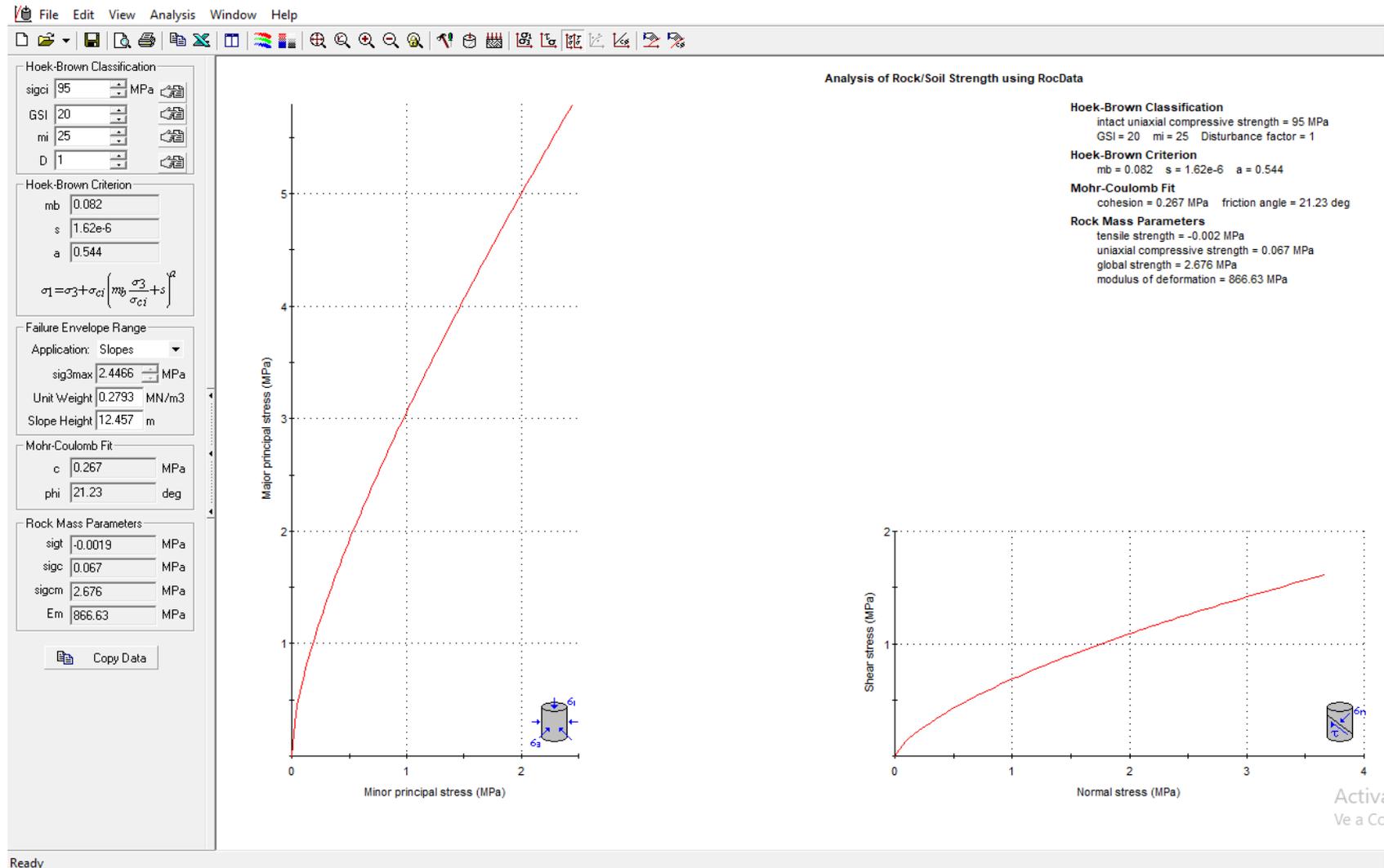


Figura E. 7 Simulación en RocData para la obtención de la Cohesión y el Angulo de fricción interna de N8EG2

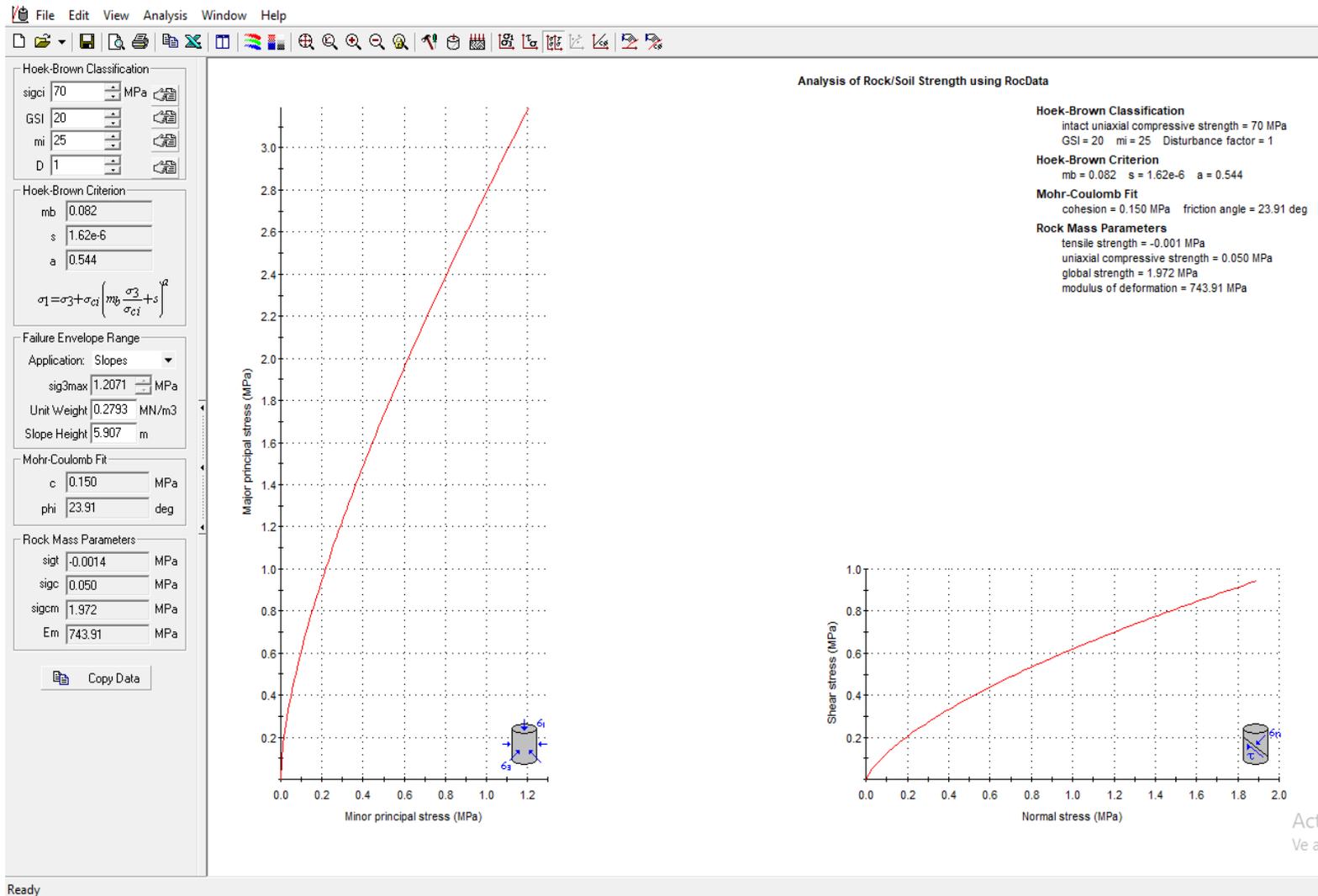


Figura E. 8 Simulación en RocData para la obtención de la Cohesión y el Angulo de fricción interna de N9EG1

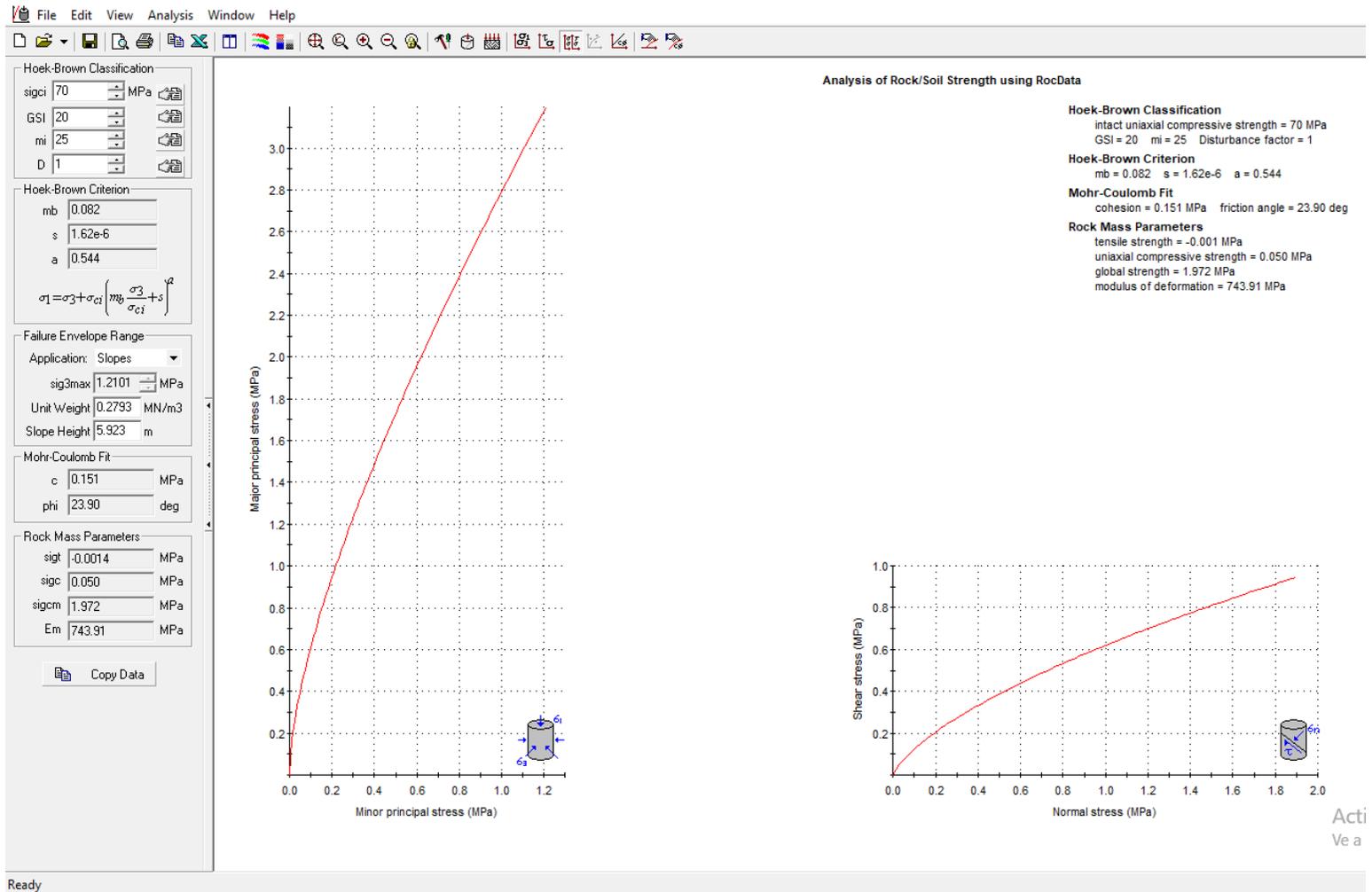


Figura E. 9 Simulación en RocData para la obtención de la Cohesión y el Angulo de fricción interna de N12EG1