

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA
Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS**



**“DETERMINACIÓN EMPÍRICO DE PARÁMETROS GEOLÓGICO -
GEOTÉCNICOS Y SU APLICACIÓN EN LA ESTABILIDAD DE TALUDES
EN CANTERA TEMBLADERA, CEMENTOS PACASMAYO S.A.A - 2016”**

**Tesis para obtener el Título Profesional de
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:
Bach. Noel Meza Salcedo**

AYACUCHO - PERÚ

2018

DEDICATORIA

A Dios por su iluminación e inmensa bendición en el que hacer minero, a mis padres Máximo Meza Aguilar y Dina Salcedo Galindo, por su inmenso amor y apoyo incondicional por verme profesional, por ser el motivo que me impulsa a seguir cada día más.

A todas las personas que iluminaron este trabajo de investigación en especial a mis hermanos, amigos y profesores con infinito amor y respeto.

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga alma mater del cual me siento orgulloso de ser egresado.

Agradecimiento especial a CEMENTOS PASCASMAYO S.A.A y SAN MARTIN CONTRATISTAS GENERALES S.A, la cual me abrió la puerta para poder ejercer mi carrera profesional y contribuir con el mundo Minero.

Al Ing. EDWIN TICONA Gerente de ORERACIONES, Ing. CARLOS TARRILLO DIAZ Jefe de Mina, por darme su confianza en realización de mi formación profesional de Ingeniero de Minas, de igual manera a todo el personal profesional, Ingenieros, técnicos y obreros de la compañía, por las facilidades y el apoyo brindado durante mi trabajo.

INTRODUCCIÓN

El presente Tesis se ha desarrollado con la finalidad de evaluar el macizo rocoso y aplicar modelos geomecánicos a fin de poder Clasificar Geológicamente y geotécnicamente las estructuras del macizo rocoso, describir los factores Geológicos-Geotécnicos que generan la inestabilidad de taludes, señalar los métodos utilizados en campo y en laboratorio para obtener los parámetros Geológico - Geotécnicos de rocas para su posterior análisis de estabilidad de taludes, mostrar por medio de ejemplos el empleo de los métodos de análisis de estabilidad de taludes mediante el uso de programas de cómputo comerciales.

Presentar los métodos de análisis de equilibrio límite que se utilizan para determinar la estabilidad de una ladera o un talud. Con este fin el trabajo de tesis ha sido dividido en IV Capítulos cuyo detalle es:

El capítulo I.- Generalidades: Contiene referidos a ubicación, accesibilidad. Describe el problema de estudio, objetivos, hipótesis, justificación, importancia, etc. Describe metodología de la investigación, métodos de investigación, métodos de trabajo, materiales, etc.

El capítulo II.- Geología estructural: Describe la geología regional, estructural, local y económico, donde estudia las características geológicas del yacimiento y muestra la cantidad de reservas minerales que posee el yacimiento los cuales serán explotados en los próximos años.

El capítulo III.- Marco teórico: Describe método de explotación, plan de minado, programa de producción, método y parámetros de minado, procesos de operación etc.

El capítulo IV.- Determinación empírica de parámetros geomecánicos en el diseño de estabilidad de taludes: Describe consideraciones de diseño de talud, peligro de sismicidad, aspectos hidrológicos, consideraciones geológicos-geotécnicos para la estabilidad de taludes, métodos de clasificación del macizo rocoso, criterios de falla de macizo rocoso, modelos de falla, factores de seguridad, zonificación geomecánica de la masa rocosa, principales métodos de análisis, modelamiento geotécnico, etc.

El capítulo V.- Discusión de Resultados: Describe aplicación de los modelos geomecánicos en el diseño y construcción de taludes. Constituye el capítulo central de la Tesis y se hace toda la evaluación del macizo rocoso donde se emplaza la Cantera Tembladera y mediante el modelamiento usando software como el Dips, Slide, Roclab, Swedge, RocPlane y Minesight para su análisis de estabilidad de taludes.

Finalmente se presenta las conclusiones, recomendaciones y las referencias bibliográficas.

RESUMEN

Cementos Pacasmayo S.A.A. tiene proyectado como parte de sus planes futuros de operación de la Cantera Tembladera, unir en una sola gran cantera, las canteras que actualmente son explotadas de manera aislada. Para elaborar el diseño final de esta gran cantera, es necesario definir los ángulos de los taludes de la misma.

La presente tesis propone un presente estudio, el cual tiene como objetivo evaluar el comportamiento o condiciones de la estabilidad de la masa rocosa involucrada con la Cantera Tembladera, con el fin de definir los ángulos de los taludes asociados a la ampliación de la misma, en función de sus planes futuros de operación, apoyando así al planeamiento y diseño de esta ampliación.

Para cumplir con el objetivo mencionado, fue necesario realizar trabajos de campo, laboratorio y gabinete. En una primera etapa el estudio estuvo orientado a la ejecución de investigaciones básicas, con el fin de obtener la información necesaria, que permitió evaluar los factores principales del control de la estabilidad, y estimar los parámetros geomecánicos básicos. En una segunda etapa, se integró la información obtenida durante las investigaciones básicas, con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de los taludes.

Como parte de las investigaciones básicas, se ha hecho una caracterización detallada de la masa rocosa de la cantera desde el punto de vista de su estructura

y calidad, en base al mapeo geotécnico de los afloramientos rocosos y de los testigos de las perforaciones diamantinas ejecutadas como parte de la exploración del yacimiento. Esta caracterización condujo a la zonificación geomecánica de cantera. Por otro lado, se determinaron en base a ensayos realizados in-situ y en laboratorio las propiedades físicas y parámetros de resistencia de la roca intacta, de las discontinuidades y de la masa rocosa. También se evaluaron las condiciones de presencia de agua y las condiciones sísmicas del lugar.

Como parte de la evaluación de las condiciones de estabilidad, se realizaron un número de análisis, con datos de entrada establecidos en las investigaciones básicas, lo cual condujo a establecer los ángulos de taludes.

Como resultado del trabajo realizado, se dan las recomendaciones sobre los ángulos de los taludes más adecuados para la ampliación de la Cantera Tembladera y las consideraciones a tenerse en cuenta a futuro para mantener estables estos taludes.

INDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
INTRODUCCIÓN	
RESUMEN	

CAPITULO I GENERALIDADES

1.1	Ámbito de estudio.....	1
1.1.1	Ubicación.....	1
1.1.2	Accesibilidad.....	2
1.2	Fisiografía y topografía.....	2
1.3	Clima y vegetación.....	2
1.4	Recursos hidroenergéticos.....	3
1.5	Historia de la mina.....	3
1.6	Problema.....	4
1.6.1	Problema general.....	4
1.6.2	Problemas específico.....	4
1.7	Objetivos.....	5
1.7.1	Objetivo general.....	5
1.7.2	Objetivos específicos.....	5
1.8	Hipótesis.....	5
1.9	Justificación.....	5
1.10	Importancia.....	6
1.11	Método de investigación.....	6
1.11.1	Tipo de investigación.....	6
1.11.2	Nivel de investigación.....	6
1.11.3	Método de trabajo.....	6
1.11.3.1	Trabajo de campo.....	7
1.11.3.2	Trabajo de gabinete.....	7
1.11.4	Materiales.....	7

CAPÍTULO II GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

2.1	Geología regional.....	8
2.2	Geología local.....	9

2.2.1 Litoestratigrafía.....	10
2.2.1.1 Formación Cajamarca (kis-ca).....	10
2.2.1.2 Formación Celendín (kis-ea).....	11
2.2.1.3 Diques andesíticos (kis-ea).....	12
2.2.1.4 Depósitos cuaternarios.....	13
2.3 Tectónicas de placas (pliegues y fracturas).....	13
2.4 Geología económica.....	15

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO

3.1 Método de explotación.....	17
3.2 Plan de minado.....	17
3.3 Limite de minado.....	17
3.4 Plan de minado de largo plazo.....	17
3.5 Plan de minado de mediano plazo.....	18
3.6 Plan de minado de corto plazo.....	18
3.6.1 Reservas minables.....	18
3.6.1.1 Ritmo óptimo de producción.....	18
3.6.1.2 Vida de la mina.....	19
3.6.2 Programa de producción.....	19
3.6.3 Método y parámetros de minado.....	19
3.6.4 Procesos de operación.....	19
3.6.4.1 Preparación y desarrollo.....	20
3.6.4.2 Perforación.....	20
3.6.4.3 Voladura.....	22
3.6.4.4 Carguío y acarreo.....	22
3.6.4.5 Chancado primario o trituración.....	23
3.6.4.6 Área de geología.....	24

CAPITULO IV

DETERMINACIÓN EMPÍRICO DE PARÁMETROS GEOLÓGICO - GEOMECÁNICOS Y SU APLICACIÓN EN LA ESTABILIDAD DE TALUDES

4.1 Consideraciones de diseño de talud.....	28
4.1.1 Criterios de diseño de talud.....	28
4.1.2 Identificación y definición del problema de taludes.....	29
4.1.3 Variedades de taludes.....	30
4.2 Peligro de sismicidad.....	31

4.3 Aspectos hidrogeológicos.....	32
4.4 Consideraciones geológico-geotécnicos para la estabilidad de taludes.....	34
4.4.1 Definición de unidades geotécnicas.....	34
4.4.2 Estudio geológico-geotécnicos.....	38
4.4.3 Mapeo geológico-geomecánico.....	38
4.4.3.1 Mapeo de celdas o estación y línea de detalle.....	38
4.4.3.2 Proyección estereográfica.....	38
4.4.3.3 Secuencia del mapeo.....	39
4.4.4 Evaluación de las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso.....	39
4.4.4.1 Propiedades físicas de las rocas.....	39
4.4.4.2 Propiedades mecánicas de las rocas.....	40
4.4.4.3. Preparación de muestra o probetas.....	44
4.5 Métodos de clasificación del macizo rocoso.....	45
4.5.1 RQD - DEERE (1967).....	45
4.5.2 RMR - BIENIAWSKI (1989).....	46
4.5.3 Q - BARTON (1974).....	56
4.5.4 GSI - HOEK (1994).....	60
4.5.4.1 Estimación de las propiedades del macizo rocoso.....	60
4.5.4.2 Correlación de parámetros de clasificación geomecánica.....	61
4.5.5 SMR - ROMANO (1988).....	62
4.5.6 Consideraciones finales.....	64
4.6 Criterio de falla de macizo rocoso.....	65
4.6.1 Criterio de MOHR – COULOMB.....	65
4.6.2 Criterio de HOEK Y BROWN.....	67
4.6.2.1 Criterio de rotura para la matriz rocosa.....	67
4.6.2.2 Criterio de rotura para la masa rocosa.....	69
4.7 Modelos de falla.....	70
4.7.1 Fallas con control estructural.....	71
4.7.1.1 Falla plana.....	71
4.7.1.1.1 Análisis de estabilidad en rotura planar.....	71
4.7.1.2 Falla por cuñas.....	72
4.7.1.3 Volcamientos.....	73
4.7.2 Fallas sin control estructural.....	73
4.7.2.1 Caída de rocas.....	73
4.7.2.2 Falla circular.....	74
4.8 Factor de seguridad.....	74
4.9 Zonificación geomecánica de la masa rocosa.....	75

4.10 Principales métodos de análisis.....	76
4.10.1 Métodos de cálculo en deformaciones.....	77
4.10.2 Métodos de equilibrio límite.....	77
4.10.2.1 Métodos exactos.....	77
4.10.2.1.1 Modelo estructural determinístico.....	78
4.10.2.1.2 Modelo estructural probabilístico.....	79
4.10.2.2 Métodos no exactos.....	79
4.11 Modelamiento geotécnico.....	86
4.11.1 Interpretación geotécnica.....	86
4.11.2 Parámetros geotécnicos.....	86
4.11.3 Modelo geotécnico.....	87

CAPÍTULO V

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1 Recolección de datos.....	88
5.1.1 Mapeo geológico-geomecánico.....	88
4.1.1.1 Mapeo de celdas o estación y línea de detalle.....	88
4.1.1.2 Proyección estereográfica.....	89
5.2 Propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso.....	90
5.2.1 Ensayo de propiedades físicas.....	90
5.2.2 Ensayo de las propiedades mecánicas.....	90
5.2.2.1 Ensayo de compresión uniaxial en roca intacta.....	90
5.2.2.2 Ensayo de tracción indirecta.....	91
5.2.2.3 ensayo de compresión triaxial en roca intacta.....	91
5.2.2.4 Ensayo de corte directo.....	91
5.2.2.5 Ensayo de propiedades elasticas.....	91
5.3 Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	92
5.3.1 RMR (Rock Mass Rating).....	92
5.3.1.1 Resistencia a la compresión uniaxial (σ_c).....	92
5.3.1.2 RQD (Rock Quality Designation).....	93
5.3.1.3 Espaciamiento de discontinuidades.....	94
5.3.1.4 Condiciones de discontinuidades.....	95
5.3.1.5 Aguas subterráneas.....	97
5.3.1.6 Orientación de las discontinuidades.....	98
5.3.1.7 Valoración total del "RMR".....	98
5.3.2 Índice de calidad de la masa rocosa, (Q).....	99
5.3.3 Relaciones entre RMR y GSI.....	99

5.3.4 SMR - Romano (1988).....	99
4.3.4.1 Grado de estabilidad de taludes.....	100
5.4 Criterio de falla en el macizo rocoso.....	102
5.4.1 Criterio de falla en el macizo rocoso.....	102
5.4.1.1 Resistencia de la matriz rocosa.....	103
5.4.1.2 Resistencia de la masa rocosa.....	104
5.5 Proyecciones estereográficas del agrietamiento del macizo (EG – 01).....	108
5.5.1 Análisis de los modelos de falla (EG – 01).....	109
5.6 Aspectos hidrogeológicos.....	111
5.6.1 Precipitación.....	111
5.6.2 Napa freática.....	113
5.7 Peligro de sismicidad.....	113
5.8 Consideraciones de diseño.....	114
4.8.1 Criterios de diseño de talud.....	114
4.8.2 Análisis de estabilidad de talud general.....	119
5.9 Evaluación de estabilidad.....	119
5.9.1 Principales métodos de análisis.....	119
5.9.2 Resultados de los análisis de estabilidad.....	130
CONCLUSIONES.....	133
RECOMENDACIONES.....	136
BIBLIOGRAFIA.....	137
ANEXOS.....	139
ANEXO N° 01: PLANOS.....	140
ANEXO N° 02: FIGURAS.....	162
ANEXO N° 03: TABLAS.....	192
ANEXO N° 04: FOTOGRAFIAS.....	204

CAPITULO I

GENERALIDADES



1.1 ÁMBITO DE ESTUDIO


1.1.1 UBICACIÓN

La mina Cantera de Cementos Pacasmayo S.A.A se encuentra ubicada en (ver anexo N° 1.1):

REGIÓN	Cajamarca
PROVINCIA	Contumazá
DISTRITO	Yonán

IMAGEN N° 1.1: Plano de ubicación





UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA			
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL			
ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			
PLANO:			
UBICACIÓN CANTERA EMBLADERA			
UBICACIÓN:	PROYECTO:		
DEPTO : CAJAMARCA	CANTERA EMBLADERA		
PROV : CONTUMAZA	DIBUJO:	FECHA:	LAMINA:
DIST : YONAN	NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017	0
		ESCALA:	
		INDICADA	

Sus coordenadas geográficas son:

LATITUD SUR	07°15'11.08"
LONGITUD OESTE	79°08'3.07"
ALTIDUT PROMEDIO	416 m.s.n.m

1.1.2 CCESIBILIDAD

Las vías para llegar hasta las instalaciones de la cantera tembladera son las siguientes:

Destino	Tiempo de viaje	Distancia	Vía terrestre
Lima – Trujillo	8^h	350 km	Ormeño, etc.
Trujillo – Ciudad de Dios	2^h	185 km	Américas
Ciudad de Dios - Tembladera	1^h	10 km	Combis, Autos

1.2 FISIOGRAFIA Y TOPOGRAFIA

La zona de estudio presenta topografía moderada en algunos lugares, alcanzando desniveles que comprenden los 250 y 300 m. aproximadamente, a medida que se va ascendiendo, el relieve es accidentado y abrupto, producto de fases tectónicas de la Orogenia Andina del Cretácico superior, durante este periodo los estratos sedimentarios fueron deformados y afectados por fallamientos. Cabe mencionar que, los afloramientos alcanzaron un desnivel de hasta 2400 m. en este sector. Específicamente, en las inmediaciones del proyecto se observan las primeras montañas de la Cordillera Occidental, geográficamente pertenecen a la región natural yunga que presentan elevaciones entre 500 y 2300 m.s.n.m, el relieve se caracteriza por ser abrupto conformado por colinas, valles y montañas de rocas duras, formando escarpas y paredes inaccesibles muy acentuadas, diferente a los flancos orientales que son los llanos amazónicos.

1.3 CLIMA Y VEGETACIÓN

El clima del área de estudio es cálido entre el período de diciembre - Marzo, con temperaturas de 23° a 30°C aproximadamente, con escasas precipitaciones, salvo influencia del fenómeno del niño, donde se presenta templado, en invierno (Junio- Agosto), las temperaturas descienden hasta 17°C aproximadamente, con humedad relativa de 50% anual. La dirección promedio del viento es de Oeste a Este y la velocidad oscila entre 5 y 10 m/seg.

Cabe indicar que durante el año no se observa mayor variación de los vientos, que son condicionados por los valles al hacerlos cambiar de dirección cuando chocan con sus laderas, erosionando fuertemente las rocas al igual que las escorrentías de agua, lo que permite la formación de conos aluviales o de deyección, depositando sus aportes en las laderas y partes bajas de los cerros.

En lo que respecta a la vegetación, en las inmediaciones de la zona de estudio se encuentran, generalmente, en zonas de montañas, pequeños árboles de Hualtaco, Ceibo, Mejico, Cola de zorro, Uña de gato y ciertas flores violetas que se nutren de material carbonatado.

1.4 RECURSO HIDROENERGETICOS

El sistema hidrográfico de la zona de estudio está representado por: los ríos San Miguel y Chilete, cuyas aguas desembocan al río Tembladera que presenta drenaje dendrítico, caudal constante a lo largo de todo el año y se encuentra conformando a su vez el río Jequetepeque de regular caudal. Estos ríos transportan gran cantidad de sedimentos desde las partes altas de Cajamarca hasta su desembocadura en el Océano Pacífico. También, se han reconocido quebradas tributarias como: Quebrada Honda y Peña Blanca, ubicadas cerca al poblado de Tembladera. Cabe mencionar que las aguas de los ríos antes mencionados conforman una laguna, la misma que ha sido represada para construcción de la central hidroeléctrica "Gallito Ciego", a fin de generar energía eléctrica para los lugares de Chepén, Pacasmayo y Tembladera.

1.5 HISTORIA DE LA MINA

Cementos Pacasmayo S.A.A, empresa vinculada al sector industrial y minero, inició sus operaciones en el año 1957, con la finalidad de producir y comercializar cemento, cal, bloques, concreto y agregados, sus operaciones se vienen realizando en el Norte y Oriente del Perú. Actualmente, la concesión del proyecto se ubica con un rumbo de 35° NE y aproximadamente a 3 km del pueblo de Tembladera, cerca de la cantera del mismo nombre, perteneciente al distrito de Yonan, provincia de Contumaza, departamento de Cajamarca.

Para este estudio se recopiló información previa para trabajar en campo, como: estudios geológicos, cuadrángulos geológicos e imágenes satelitales,

etc. Luego, en campo se realizó un levantamiento geológico en la zona de estudio. El levantamiento geológico permitió delimitar en campo, las distintas formaciones geológicas, los rumbos y buzamientos de los afloramientos rocosos y de las estructuras geológicas (pliegues, fallas, diaclasas). Asimismo, se realizó un perfil geo-estructural, una columna estratigráfica local, la recolección de muestras de rocas sedimentarias, volcánicas, intrusivas y metamórficas. Finalmente, se evaluó el yacimiento con trabajos que consistieron en: identificar, delimitar y clasificar el tipo de depósito, determinar calidades de roca caliza, propiedades físicas de la roca y sus diferentes características para la elaboración de cemento.

1.6 PROBLEMA

La estabilidad de taludes constituye, el principal problema en la concepción y diseño de minas a cielo abierto, tanto desde el punto de vista económico como de seguridad. Durante los últimos años, se han desarrollado nuevas técnicas o modelos de cálculo numéricos. El desarrollo de estos modelos, ha permitido que la modelización geológica – geotécnico se haya convertido en una herramienta de cálculo muy útil. Dada su fundamentada base teórica y la permanente comprobación de los resultados con la realidad.

1.6.1 PROBLEMA GENERAL

- No existe actualmente una metodología secuencial para estimar la estabilidad de taludes en la unidad minera Tembladera, que haga uso de los sistemas de clasificaciones geomecánicas ni la evaluación geotécnica aplicadas en el diseño de la cantera Tembladera.

1.6.2 PROBLEMAS ESPECÍFICO

- Diseño de bancos y taludes en unidad Tembladera.
- Qué, ángulo tendrá el talud final aplicando la determinación empírica de parámetros Geológico-Geotécnico y su aplicación en la estabilidad de taludes.
- No, existe normas técnicas aprobadas por el Ministerio de Energía de Minas u otras instituciones del estado que permitan ser auditables de manera eficiente, ya que actualmente los inspectores se basan también a criterio empíricos y de experiencia.

1.7 OBJETIVOS

1.7.1 OBJETIVO GENERAL

- Dar a conocer la metodología de cálculo en el diseño de la estabilidad de bancos y taludes, en la unidad operativa Tembladera aplicando las mejores prácticas en el mapeo Geológico-Geotécnicos, con la interpretación Empírica de sistemas geomecánicas, con el fin de mejorar la seguridad del proceso, personal, equipos. Garantizando, la continuidad de las operaciones para asegurar el cumplimiento de los programas de producción.

1.7.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Mapear las estructuras del macizo rocoso.
- Describir los parámetros Geológicos-Geotécnicos que ofrecen los macizos rocosos en el diseño de la cantera.
- Señalar los métodos utilizados en campo y en laboratorio, para obtener los parámetros geomecánicas de los macizos rocosos de la unidad Tembladera.
- Mostrar la metodología empírica en los métodos de análisis de diseño de estabilidad de taludes, mediante el uso de softwares.
- Presentar los métodos de análisis de equilibrio límite que se utilizan para determinar el talud final de la cantera.
- Pretender obtener el Título de Ingeniero de Minas.

1.8 HIPÓTESIS

El análisis de la estabilidad de taludes PROPONE establecer los parámetros Geológico-Geotécnicos para los diseños más seguros y para elegir las técnicas de mitigación más económicas y factibles.

1.9 JUSTIFICACIÓN

Este estudio tiene una justificación técnico – económica y de seguridad. **Técnico**, porque proporciona una herramienta de cálculo, aplicando la determinación empírica de parámetros Geológico-Geotécnico y su aplicación en la estabilidad de taludes.

Económico, porque el diseñar en la mina un talud de mayor pendiente, permitirá una mayor extracción de mineral con un menor costo.

Seguridad, porque al determinar taludes estables minimiza o elimina la generación de eventos no deseados (deslizamientos) que pueden ocasionar accidentes a procesos, personas y equipos.

1.10 IMPORTANCIA

La importancia principal asociados al estudio de la estabilidad física del talud de la cantera Tembladera son los siguientes:

- ❖ Realizar la explotación de las calizas sin comprometer la estabilidad de la cantera.
- ❖ Verificar la estabilidad física del talud final del tajo de acuerdo al Diseño inicial realizado por DCR Ingenieros SRLtda.

1.11 MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

En la presente investigación, **se utilizará el Método Científico** como método general. En la actualidad según Cataldo, (1992:26): “El estudio del método científico es el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos”.

1.11.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

Según Oseda, Dulio (2008:117), “El tipo de estudio de la presente investigación **es aplicada** porque persigue fines de aplicación directos e inmediatos. Busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer para hacer y para actuar”.

1.11.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El nivel de investigación **es el Correlacional**. Según Restituto, S. (2002) “la investigación correlacional tiene como propósito medir el grado de relación que existe entre dos o más conceptos o variables para así intentar predecir.

1.11.3 MÉTODO DE TRABAJO

El desarrollo del presente trabajo de investigación ha comprendido dos etapas:

1.11.3.1 Trabajo de campo:

Basado en la observación, descripción y el levantamiento de información geotécnico-geomecánicas del macizo rocoso, la toma de muestras para el ensayo de propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso.

1.11.3.2 Trabajo de gabinete:

Procesamiento de datos obtenidos, caracterización del macizo rocoso, elaboración de planos y tablas geomecánicas, confección de cuadros geotécnicos y finalmente la redacción de tesis.

1.11.4 MATERIALES

1. Wincha 50 m.
2. Brújula.
3. Picota geológica.
4. Fluxómetro 5 m.
5. Cordel.
6. Libreta de campo.
7. Martillo Schmidt.
8. Pintura.
9. Laptop o computadora.
10. Software geomecánicos.
11. Hoja de cálculo "Excel".

CAPÍTULO II

GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

2.1 GEOLOGIA REGIONAL

El área que comprende la cantera Tembladera se circunscribe dentro de una gran superficie de morfología regularmente disectada por encañonamiento de ríos de la cuenca Pacifico, en ella se han diferenciado e identificado las unidades geomorfológicas “Cordillera Occidental” y Valles Vertiente Pacifico”. La superficie en la cantera corresponde a lomadas y cerros generados a partir de superficies de las estribaciones andinas y en donde se ha dado lugar además a la formación de escarpas importantes.

La cantera Tembladera específicamente se ubica sobre un conjunto de cerros que destacan sobre la margen derecha del río Jequetepeque, es de topografía moderadamente abrupta, con desniveles sub-verticales que alcanzan los 200 m sobre el fondo del valle.

El medio geológico en la región está constituido en la base por areniscas y cuarcitas blanquecinas a marrones estratificadas e intercaladas con horizontes de lutitas gris a marrón, la secuencia alcanza en el área un grosor de 300 m, los cuales corresponden a la Formación Goyllarisquizga. Sobreyaciendo al Goyllarisquizga se deposita una secuencia continua de calizas, areniscas, lutitas y tobas estratificadas que forman parte de las formaciones Inca, Chulec y Pariatambo; la secuencia alcanza un espesor total de 300 a 400 m. y es representada en los mapas como una sola unidad, debido a la similitud de facies y litología. Continúa una secuencia de areniscas, limonitas y lutitas marrones con ocasionales intercalaciones de calizas, de unos 700 m de grosor y que forman parte del Grupo Pulluicana,

en contacto normal luego se tienen lutitas friables, margas y horizontes delgados de calizas pertenecientes al Grupo Quillquiñan.

Finalmente completando el ciclo de unidades del Cretáceo, la formación Cajamarca es representada por una secuencia uniforme de calizas finas y puras, estratificado en bancos delgados a gruesos y que alcanzan un grosor total de 100 m en los alrededores de Tembladera.

Iniciando el ciclo de actividad volcánica en la región se emplazan de manera discordante sobre las calizas de la Formación Cajamarca, una secuencia gruesa que alcanza una potencia mayor a los 1000 m, conformados por andesitas y dacitas del Volcánico Llama.

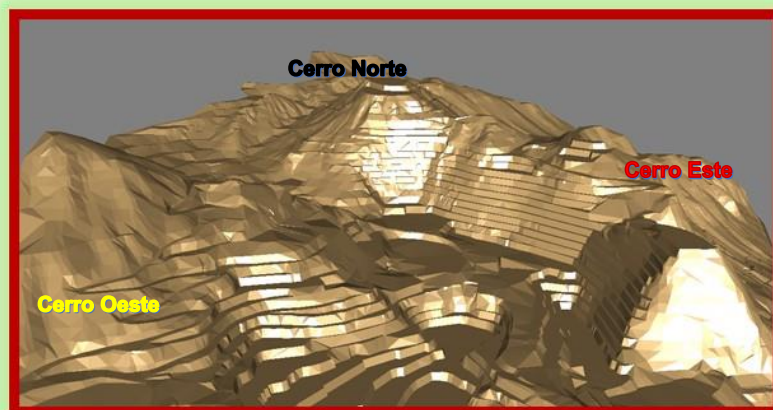
Cubriendo todas las secuencias se distribuyen a lo largo de la costa y estribaciones andinas, amplios depósitos aluviales y fluviales constituidos por conglomerados, gravas y arenas, que rellenan los fondos de valles, quebradas, terrazas aluviales y extensos conos de deyección.

La roca intrusiva en la región está representada por Batolito de la Costa, el cual consiste de plutones de granodiorita y tonalita, cuerpos de adamelita cortando la granodiorita y pequeños intrusitos de andesita.

2.2 GEOLOGIA LOCAL

El área de la cantera Tembladera está conformada por una secuencia gruesa de calizas, correspondientes a la Formación Cajamarca, el que conforma además el yacimiento calcáreo Tembladera.

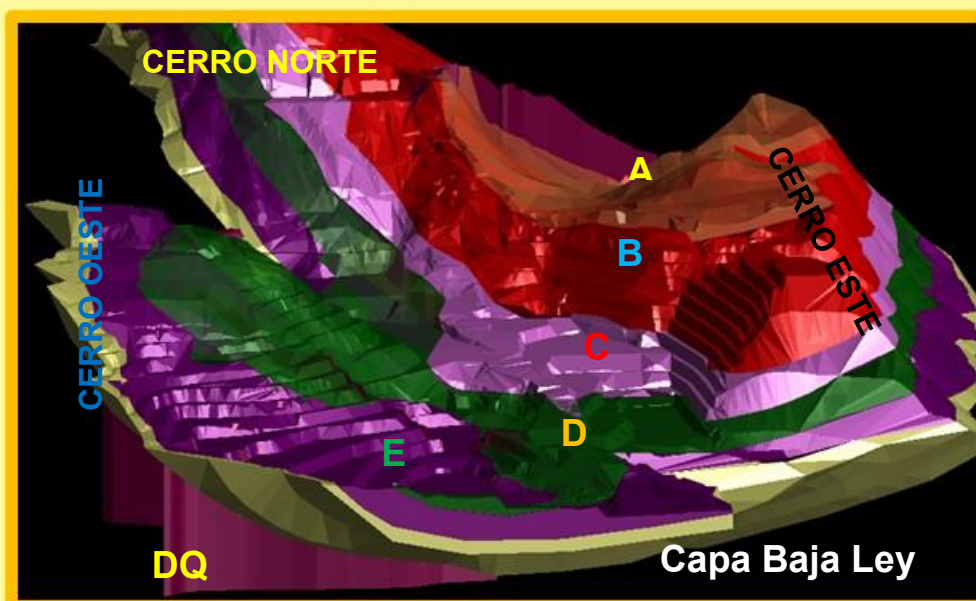
Sobreyaciendo y en contacto normal se tiene la secuencia de calizas y margas de la Formación Celendin. Disturbando en general la secuencia de calizas se emplazan estructuras diques de naturaleza andesítica.



2.2.1 LITOESTRATIGRAFIA

2.2.1.1 FORMACIÓN CAJAMARCA (KIS-CA)

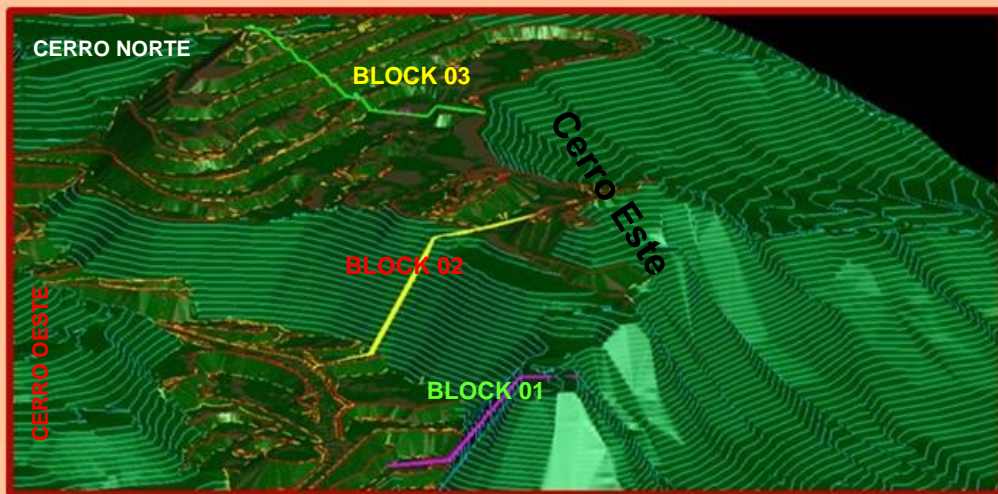
Esta unidad está compuesta por 100 a 300 m. de secuencias de capas de caliza pura, de textura muy fina, de color gris oscuro a azulado, muy compactas y con venillas y micro venillas de calcita. Dentro de la Formación Cajamarca se ha distinguido cinco horizontes de calizas, caracterizadas generalmente por el contenido químico del Oxido de Calcio (CaO). Estos horizontes son denominados como Capas A, B, C, D y E, las mismas que se encuentran superpuestas desde la superficie hacia la profundidad. En el aspecto geológico estructural a estas capas se les diferencian por los espesores de sus estratos, pero en algunos horizontes no es notoria esta diferenciación, salvo por la composición química de los oxido de calcio.



Las calizas de la Formación Cajamarca son observadas en el Cerro Este, Cerro Norte y Cerro Oeste; en el Cerro Este se le tiene caracterizado por sectores, conformando el Block 1, Block 2 y Block 3. La distribución de las capas en los diferentes sectores de la cantera es la siguiente:

- En el Block 1 se presentan las Capas B hasta la E.
- En el Block 2 se presentan las Capas A hasta la E.

- En el Block 3 se presentan las Capas A hasta la E.
- En el Cerro Norte se tienen solo las Capas C, D y E.



En el Cerro Oeste se tiene parte de la Capa D y parte de la Capa E, ya que en este sector ha habido explotación pasada, llegando hasta el Nivel 530.

El criterio de diferenciación de las capas de la formación Cajamarca, según el contenido químico del óxido de calcio (CaO), es el siguiente:

- Capa A: menos de 44% de contenido de CaO.
- Capa B: más de 48% de contenido de CaO.
- Capa C: aproximadamente igual a 48% de contenido de CaO.
- Capa D: más del 51% de contenido de CaO, producto importante para la Cal.
- Capa E: más del 48% de contenido de CaO.

Cabe mencionar que hay una última capa (Capa F), conformada por calizas de bajo contenido de CaO o de muy baja ley.

2.2.1.2 FORMACIÓN CELENDÍN (KIS-EA)

Las rocas de esta formación afloran en el área del Cerro Este, entre el Block 2 y parte del Block 3. Consiste en una secuencia de capas delgadas de calizas nodulares con intercalaciones de margas muy fracturadas. Las calizas presentan una coloración

grisácea a pardusca, con venillas y micro venillas de calcita y óxidos de hierro en fracturas, alternadas con margas calcáreas de color gris verdusco a pardo.

La Formación Celendín entra en contacto con la Formación Cajamarca en forma concordante y está en contacto con la Capa A de la Formación Cajamarca y su afloramiento se extiende mayormente en el Block 2.

El contenido de óxido de calcio en esta formación es de bajo porcentaje, menos de 40% de contenido CaO.

2.2.1.3 DIQUES ANDESÍTICOS (KIS-EA)

Dentro de toda la estructura rocosa de las calizas de Tembladera, se presentan diques andesíticos de formación plutónica, que intruyen en forma longitudinal en zonas muy localizadas de la masa rocosa del yacimiento calcáreo. Los diques andesíticos presentan textura afanítica a porfirítica, con algunos cristales visibles de plagioclasas, en una matriz de color gris verdosa a blanquecina, presenta también una alteración moderada a alta y un grado de fracturamiento moderado, polidireccional. Estos diques pueden observarse claramente en las paredes de los taludes de bancos de la cantera y en algunos cortes de acceso como ocurre en el cerro Este.

Los diques andesíticos del Block 1 del Cerro Este, se presentan en forma longitudinal y en un sistema de dos componentes en forma paralela, con distancia entre ellos de 25 a 30 m, que cruzan el Block 1 y el Cerro Norte. Estas estructuras sub paralelas tiene espesores de 1.0 a 1.5 m y orientación N-S, con buzamiento subvertical, formando figuras sinuosas en algunos tramos. Tienen una longitud de más de 0.5 km. En el Cerro Norte, estas estructuras se cortan y se distorsiona el subparalelismo, abriéndose uno al Norte y el otro hacia el Noreste.

En el Block 3, los diques andesíticos se presentan en forma longitudinal y sinuosa con dirección NW-SE y con buzamiento

variable y subvertical, cruzando la parte alta del Block 3, con espesores de 2 a 12 m.

En el Cerro Norte se tienen las mismas estructuras de diques andesíticos del Block 1, simplemente son la prolongación de estos sistemas con las mismas características mencionadas anteriormente. Además de estas estructuras, se tiene otra estructura de dique andesíticos con orientación es NE-SW, con longitud de aproximadamente 250 m, espesor de 6 a 8 m.

2.2.1.4 DEPÓSITOS CUATERNARIOS

Los depósitos cuaternarios de mayor propagación en el área de estudio son los depósitos coluviales y deluviales, correspondientes a los cauces de las quebradas secas y partes altas, donde en los pies de los taludes se conforman acumulaciones de fragmentos de rocas de diferentes tamaños. Estos materiales cuaternarios, constituidos por bloques y gravas con rellenos de limo arcillas, de coloración parda amarillenta y tonalidades grisáceas, tienen espesores de 4 a 5 m, en las partes altas entran en contacto con las rocas de la Formación Cajamarca, como se puede apreciar en el Cerro Norte. En el Cerro Este, los depósitos cuaternarios son de espesores menores, ya que se observa mayormente el afloramiento rocoso de las calizas.

En las cercanías de la Garita de Control N° 2, se observan depósitos cuaternarios de gran propagación en todas las laderas, conformados por una mezcla de bloques y gravas con matriz arcillosa de coloración pardo amarillento y tonalidades, estimándose que estos depósitos tienen espesores variables: 1 a 2 m en las laderas y 3 a 4 m en las zonas bajas y planas.

2.3 TÉCTONICAS DE PLACAS (Pliegues y Fracturas)

Dentro de las estructuras geológicas más importante de la zona, tanto de carácter local como regional, están aquellas relacionadas con el levantamiento tectónico del dominio cordillerano, que se inició en el Cretáceo terminal, en el llamado segundo movimiento del ciclo andino, que originó el plegamiento de gran extensión de la zona, formando un sinclinal cuyo eje

asimétrico se prolonga por el yacimiento de Tembladera y a los que están asociados fallas antiguas que resurgieron con los sucesivos periodos de compresión y levantamiento como fallas normales e inversas.

La zona de Tembladera, está conformada por una estructura geológica debida al levantamiento de la fase tectónica posterior al evento de depositación sedimentaria, esta estructura muestra un plegamiento de un sinclinal cuyo eje axial asimétrico es S65°E, al que acompañan un replegamiento de anticlinales y sinclinales menores de orientación NW-SE. Este eje axial del sinclinal se observa en el sector del Abra del Cerro Este, entre el Block 2 y Block 3, con una orientación NW-SE, prolongándose entre el sector del Cerro Oeste y el Block 1 del Cerro Este, con una orientación EW. El eje axial de este sinclinal sufre una variación de orientación, debido a otro evento geológico de mayor envergadura como es la falla geológica regional de rumbo NE-SW, de forma sinuosa, de tipo normal, que pasa por el acceso principal del fondo de la cantera y que delimita por un lado el Cerro Este y por otro lado los Cerros Oeste y Norte.

Estas estructuras de naturaleza geológica, sinclinal y la falla de desplazamiento, ha generado pliegues en los estratos de las calizas, con diferentes ángulos, en el sector de Tembladera, como a continuación se describe:

- En el sector del Block 1, se tiene una orientación de los estratos hacia el Norte con ángulos de inclinación aproximadamente sub horizontales (5° a 15°).
- En el Block 2, se tiene una orientación similar al Block 1, pero existe un replegamiento que afecta a las Formaciones Celendín y Cajamarca; este replegamiento se debe a la proximidad al eje axial del sinclinal (Abra).
- En el Block 3, se tiene una orientación hacia el SW con ángulos más elevados, entre 30° y 50°, que afecta a las dos formaciones (Celendín y Cajamarca).
- En el sector del Cerro Norte, se tiene una orientación hacia el Sur con ángulos bastantes pronunciados, comprendidos entre 40° a 60°, cuyos estratos son muy notorios, debido a su alto ángulo de estratificación. Aquí se han observado algunas áreas potencialmente inestables.

- En el sector del Cerro Oeste, la estratificación es similar al Cerro Norte, con algunas variaciones locales de los estratos, observados en este sector que se encuentra avanzado en su explotación.

2.4 GEOLOGÍA ECONÓMICA

El yacimiento es de tipo sedimentario, formado al menos por un 50% de carbonato de calcio, es conocido como depósito no metálico, depósito secundario e industrial por tener concentraciones de roca caliza, que sirve como materia prima para la elaboración de cemento y cal viva (productos manufacturados), sabiendo así, que todo material industrial persisten con sus mismas propiedades desde la cantera hasta su aplicación final. El Proyecto Cantera Tembladera, contiene caliza gris azuladas, con escasos estratos de calizas gris oscuras, conformando montañas con paredes muy verticales y empinadas, cuyos estratos presentan espesores de 1.5, 2 y 3 m, pertenecientes a la Formación. Este proyecto consta de un área aproximada de; 1,792,374 Tm.

Para el cálculo de la vida óptima de explotación (**VOE**) y el ritmo óptimo de producción (**ROP**) se calculó con la fórmula de la REGLA DE TAYLOR.

IMAGEN N° 5.1: Vista 3-D de topografía del depósito, barrenos y muestras superficiales

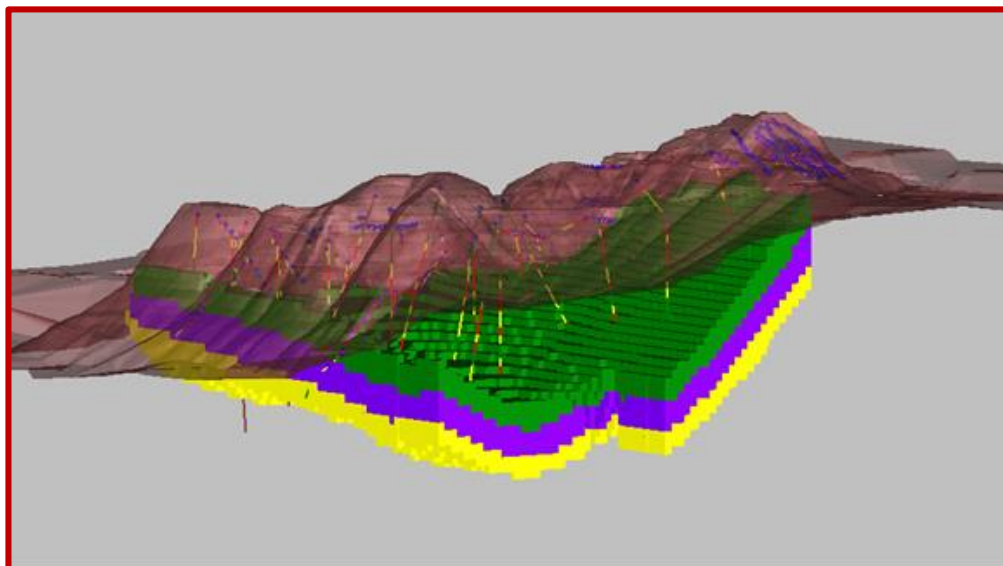


IMAGEN N° 5.2: Vista de los sólidos de capas en 3 dimensiones

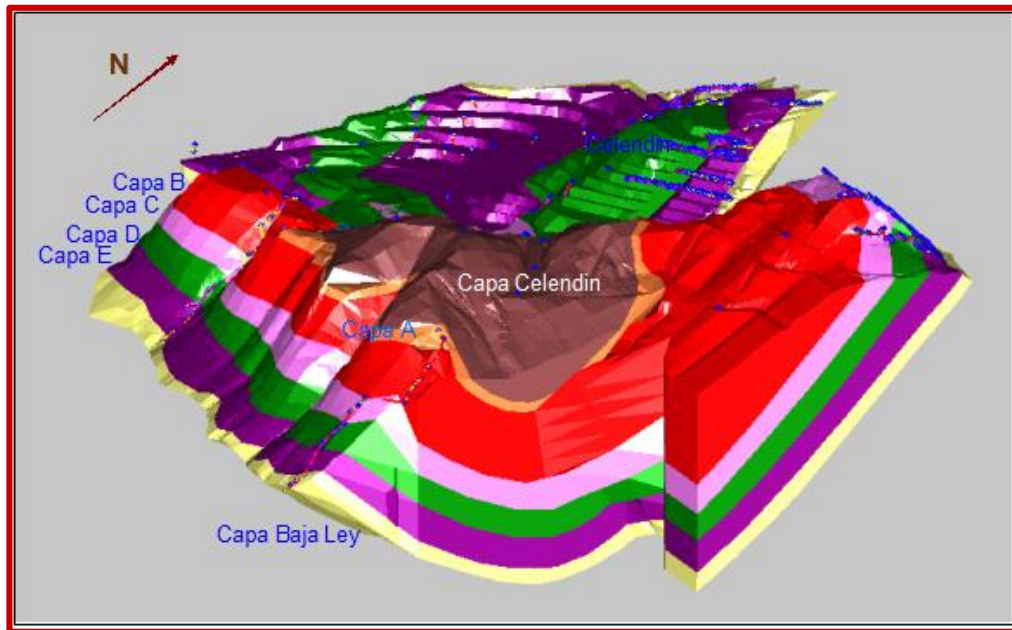


TABLA N° 5.2: Reservas probados del proyecto Cantera Tembladera.

RESERVAS PROBADOS TM											
DESCRIPCIÓN		CaO (%)		SO3 (%)		MgO (%)		Al2O3		SiO2	
LEYENDA DE COLORES	RESERVAS TM	Mín.	Máx.	Mín.	Máx.	Mín.	Máx.	Mín.	Máx.	Mín.	Máx.
ALTO SULFATO (2)	41059000	47	-	0.40	0.60	-	2.2	-	2.5	-	-
BAJO SULFATO (3)	46256000	47	-	-	0.40	-	2.2	-	2.5	-	-
ADICION (4)	52251000	42	-	-	1.00	-	-	-	-	-	-
TIPO CAL (6)	40937000	51	-	-	-	-	2.0	-	-	-	2.5
DIQUE / DESMONTE (0)	33616000	MATERIAL QUE NO CUMPLE LOS PARAMETROS ANTERIORES									
TOTAL		215000000									

$$\text{VOE (Años)} = 6.5 (\text{Reservas-Mt})^{0.25} \times (1 \pm 0.2) \quad (2.1)$$

$$\text{VOE (Años)} = 6.5 \times (215 \text{ Mt})^{0.25} \times (1.2)$$

$$\text{VOE (Años)} = 38 \text{ años}$$

$$\text{VOE (Años)} = 6.5 \times (215 \text{ Mt})^{0.25} \times (0.8)$$

$$\text{VOE (Años)} = 20 \text{ años}$$

$$\text{ROP (Ton/año)} = 0.15 (\text{Reservas-Mt})^{0.75} \times (1 \pm 0.2) \quad (2.2)$$

$$\text{ROP (Ton/Año)} = 0.15 \times (215 \text{ Mt})^{0.75} \times (1.2)$$

$$\text{ROP (Ton/Año)} = 10 \text{ Ton/año}$$

$$\text{ROP (Ton/Año)} = 0.15 \times (215 \text{ Mt})^{0.75} \times (0.8)$$

$$\text{ROP (Ton/Año)} = 7 \text{ Ton/año}$$

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO

3.1 METODO DE EXPLOTACION

Cementos Pacasmayo S.A.A. realiza sus actividades de Explotación del material calcáreo a tajo abierto en su yacimiento minero no metálico ubicado en el Distrito de Yonán - Tembladera, Provincia de Contumazá, Departamento de Cajamarca.

3.2 PLAN DE MINADO

Como parte de los planes de explotación de la Cantera Tembladera durante el año 2016, Cementos Pacasmayo S.A.A. tiene proyectado realizar prioritariamente por niveles en el block 3 para producir caliza de tipo I y caliza de tipo cal que son el material requeridos por planta.

Para el presente año de octubre se ha programado mover un total de 2,137,712 Tm de material, de los cuales 1,361,126 TM es del Tipo I; 169,469 TM es adición y 450,841 TM de caliza para cal.

3.3 LIMITE DE MINADO

El límite de minado está definido por la influencia del área de estudio de los taladros de chequeo, el mismo que ha servido para determinar los límites de la formación de Caliza y por tanto las reservas probadas.

3.4 PLAN DE MINADO DE LARGO PLAZO

Se considera plan de minado para la cantera de Caliza al minado a partir del quinto año hacia delante, considerando que solo se cuenta con un

reconocimiento geológico superficial y estudios geológicamente los alcances a profundidad del cuerpo de Caliza para estimar con más exactitud los recursos de este yacimiento.

3.5 PLAN DE MINADO DE MEDIANO PLAZO

El plan de minado de mediano plazo se considera hasta los 4 años, la explotación se centra principalmente en los recursos probados, es a esta escala que se acondiciona el estudio de reservas que se ha realizado en octubre del año 2016, proyectando extraer 2,137,712 Tm, tonelaje que alcanzará hasta el cuarto trimestre del 2017 dependiendo su alcance por la demanda fluctuante del material.

3.6 PLAN DE MINADO DE CORTO PLAZO

El plan de minado de corto plazo corresponde al periodo anual del 2016 describiéndose a continuación. En este periodo se tendrá en cuenta para la explotación anual un minado sistemático para obtener Tipo Cal, Tipo Cal alto sulfato, Tipo Cal bajo sulfato (Tipo I), Tipo Cal adición y su respectivo despacho hacia la fábrica.

3.6.1 RESERVAS MINABLES

La Caliza minable está concentrada dentro del Límite de Minado, tal como se muestra en el plano topográfico actualizado; el minado principal se concentrará en el sector CERRO ESTE, CERRO NORTE y CERRO OESTE de estas áreas.

3.6.1.1 RITMO OPTIMO DE PRODUCCIÓN

La chancadora primaria tiene una capacidad de producción de 700 TM por hora, solo se necesita un operador el cual controla desde su cabina y acciona el Rompe Bancos para material grueso, la Granulometría Máxima de Explotación será: 0.8 metros (32 pulgadas).

Producción Operacional tiene una capacidad: 8,000 TPD, con Horas efectivas requeridas: 7.2 H/día y Días efectivos al mes: 26 días.

3.6.1.2 VIDA DE LA MINA

Finalmente, por ser un depósito sedimentario no metálico, de estructura masiva, con estratos subhorizontales, con una potencia promedio total de 99 m. un área de 347,934 m², 92'523,430 TM de roca caliza, explotable para 50 años, se determinó que la explotación sería como se viene dando en cantera por minado a tajo abierto.

3.6.2 PROGRAMA DE PRODUCCION

La producción que corresponde a la preparación de material con perforación y voladura se realizará según consta en los planos actualizados de avance trimestral, así mismo las operaciones de carguío movimientos internos y despacho se realizará todo el año para abastecer los pedidos de planta.

En este año se ha programado mover material con un proceso de carguío y acarreo de Caliza hacia fábrica.

Material	Caliza TM
Tipo I	1,361,126
Adición	169,469
Caliza	450,841
TOTAL	2,137,712

3.6.3 METODO Y PARAMETROS DE MINADO

El método de explotación es "open pit", cuyos bancos son de 10 metros de altura con bermas de 5 - 6 metros y un talud de banco de 40°, para conseguir un ángulo final de la cantera menor a 30°.

3.6.4 PROCESOS DE OPERACIÓN

Las labores de operación en esta cantera, se restringen únicamente a labores de preparación y desarrollo, perforación, voladura, producción y carguío y acarreo.

Como servicio auxiliar, se debe mencionar que se ejecutan labores de regado de accesos y vías principales de tránsito mediante la operación de un camión cisterna.

3.6.4.1 PREPARACION Y DESARROLLO

La preparación y desarrollo se realizará con el apoyo de un Excavadora, esto consiste en habilitar los accesos pendientes a los niveles de extracción programados.

También el apoyo de la excavadora es para la habilitación de accesos y plataformas para el equipo de perforación y nivelación de plataformas deformadas por efectos de las voladuras programadas.

En caso se requiera por las condiciones y el nivel requerido de movimiento de material, las actividades de esta primera etapa se ejecutarían también con el apoyo de un tractor de orugas.

3.6.4.2 PERFORACION

Como la mayoría de las operaciones mineras a cielo abierto el ciclo se inicia con la perforación mecánica.

Los equipos de perforación nos permiten hacer taladros desde 4" hasta 8" de diámetro, siendo el más usado en nuestra cantera de 4":

La perforación en la cantera se realiza con tres máquinas perforadoras 2 en funcionamiento y 1 en stand bay o según requerimiento de material. Estas son:

- ATLAS COPCO ECM 720 (DIÁMETRO DE BROCA DE 4 PULGADAS Y 3 BARRAS MF DE 8 PIES)



IMAGEN N°3.1: Perforadora ATLAS COPCO

- DP 1100 SANVICH (DIAMETRO DE BROCA DE 4 PULGADAS Y 3 BARRAS FM DE 8 PIES)



IMAGEN N° 3.2: Perforadora DP 1100

- PERFORADORA TAMROCK



IMAGEN N° 3.3: Perforadora TAMROCK

Parámetros de Perforación:

- ❖ Malla de perforación: 4.5 X 3.3 m.
- ❖ Altura del banco: 10 m.
- ❖ Sobre perforación: 1 m.
- ❖ Longitud de perforación: 11 m. Incluye el sobre perforación
- ❖ Diámetro de perforación: 4 Pulgadas
- ❖ Angulo de perforación: de 70 a 90 grados
- ❖ Equipo de perforación: ECM 720 de 385 HP / DP 1100 de 320 HP

- ❖ Velocidad de penetración neta: 35 M-P / H
- ❖ TM por taladro: 371 TM/Tal (4.5 x 3.3 x 10 x 2.5)
- ❖ TM por metro perforado: 33 TM/ M-P
- ❖ Rendimiento Horario: 1,155 TM/H
- ❖ Rendimiento Diario (1,155x7): 9,240 TM/día

3.6.4.3 VOLADURA

Luego de la perforación se realiza la voladura para el cual se a normado el uso de explosivo como: Examón, Buster HDP 1/3 LB y Faneles (Dual) con diferentes retardos.



IMAGEN N° 3.4: Carguío de taladros para la voladura

Parámetros de Voladura:

- Burden: 3.3 m.
- Espaciamiento: 4.5 m.
- Taco: 3.0 m.
- Longitud de carga explosiva: 8.0 m.
- Factor de carga: 0.15 Kg. /tal
- Kg de explosivo por taladro: 56 Kg.

3.6.4.4 CARGUIO Y ACARREO

Para el carguío y acarreo de este material se realiza con 15 volquetes volvo FM de 30 toneladas de capacidad, 04 excavadoras CAT 330 LME (2.5 TON) en los frentes volados y 3 cargadores frontales CAT y KOMATSU 6 m³ para el carguío de

material de los stocks y conos provenientes de las diferentes fajas del chancado secundario.



IMAGEN N° 3.5: Carguío de caliza tipo cal del nivel 690 CERRO ESTE

3.6.4.5 CHANCADO PRIMARIO O TRITURACIÓN

El trabajo de la cantera termina con el descargue de la caliza en chancadora primaria, que requiere una alimentación de 700 TM/H por aspectos económicos y operacionales.



IMAGEN N° 3.6: Descarga de caliza cal a tolva de chancado primario

3.6.4.6 AREA DE GEOLOGIA

Esta área se encarga de la zonificación de las diferentes calidades de caliza que se encuentren en cantera y que puedan ser explotadas según requerimiento, además se encarga de la toma de muestras de taladros de perforación para el análisis respectivo y comprobar la calidad del material explotado, estos procedimientos se explicaran de forma detallada a continuación:

A) CONTROL DE CALIDAD

Para el control de calidad se realiza el siguiente procedimiento:

- El encargado del muestreo de los taladros pide el croquis del levantamiento topográfico de los taladros y se dirige a la zona a muestrear.
- Muestrear en cada taladro según el croquis, se debe mezclar el cono de material fino que deja la perforadora producto de la perforación del taladro para uniformizar y luego cuartearlo, esto se hace con cada uno de los taladros.



IMAGEN N° 3.7: Toma de muestra de taladro por muestrero.

- Las muestras se llevan a laboratorio y de cada bolsa, el material se cuartea y se lleva a la trituradora de quijada.



IMAGEN N° 3.8: Trituración de material del taladro.

- Luego esta muestra triturada es llevada a un molino de disco el cual reduce a polvo la muestra que se sacó del taladro y que previamente paso por la trituradora de quijada.

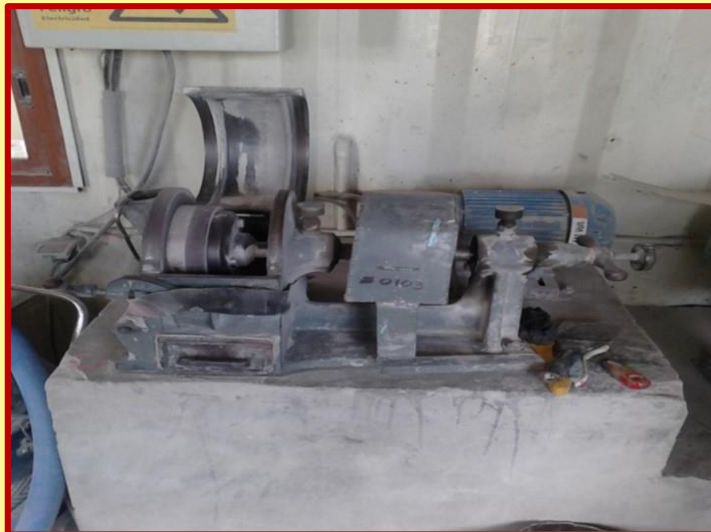


IMAGEN N° 3.9: Molino de disco para pulverizado de material muestreado.

- Después de moler el material muestreado se prepara para ser colocado en una casetera que ira a la compresora que finalmente terminara en la muestra final que ira al laboratorio de rayos x para identificar la calidad de caliza de ese taladro. Esta muestra es solo de 15 gramos y consiste en 14 gr de polvo del taladro y 1 gr de cera, previamente pesados en la balanza electrónica.



IMAGEN N° 3.10: Material pesado para ser comprimido (caliza-cera)

- Estas pastillas obtenidas de la compresión son rotuladas y enviadas en un taper hermético hacia rayos x.



IMAGEN N° 3.11: material encapsulado para su compresión



IMAGEN N° 3.12: pastillas para análisis en rayos x

B) RAYOS X:

En rayos x se hace el análisis de las pastillas enviadas las cuales representan cada taladro muestreado. La máquina de rayos x nos da valores de elementos presentes en la muestra como Fe, Ca, K, Cl, S, Si, Al, Mg, Na, siendo los más importantes el calcio que está presente en forma de carbonato, el sulfato y magnesio.

Estos datos obtenidos tienen que coincidir con los parámetros fijados en la cantera para ser considerados verdaderos de lo contrario este material puede ser descartado o re muestreado en campo para ver su composición real.

Los parámetros manejados para las calidades de caliza son:

ESPECIFICACIONES CALIZA - OPERACIÓN TEMBLADERA																						
MATERIAL		CaO (%)			Al2O3 (%)			MgO (%)			SO3 (%)			Na2O (%)			K2O (%)			K2O (%)		
		Pro	Max	Min	Pro	Max	Min	Pro	Max	Min	Pro	Max	Min	Pro	Max	Min	Pro	Max	Min	Pro	Max	Min
CALIZA TIPO I	CBS	50.20	51.80	48.60	1.65	2.15	1.15	-	2.50	-	-	0.30	-	0.15	0.21	0.09	0.30	0.37	0.23	N.A	N.A	N.A
CALIZA TIPO V	CAL V	52.00	53.50	50.50	-	1.40	-	-	2.50	-	-	0.30	-	0.15	0.21	0.09	0.25	0.32	0.18	N.A	N.A	N.A
CALIZA TIPO CAL	CAL	52.50	53.90	51.10	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	-	2.00	-
CALIZA TIPO ADICION	CAD	44.00	47.00	41.00	N.A	N.A	N.A	-	2.50	-	0.50	1.10	-	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A	N.A
CALIZA TIPO CAS	CAS	50.20	51.80	48.60	1.65	2.15	1.15	-	2.50	-	-	> 0.30	-	0.15	0.21	0.09	0.30	0.37	0.23	N.A	N.A	N.A
DESMONTE	DESM	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

CAPITULO IV

DETERMINACIÓN EMPÍRICO DE PARÁMETROS GEOLÓGICO - GEOMECÁNICOS Y SU APLICACIÓN EN LA ESTABILIDAD DE TALUDES

4.1 CONSIDERACIONES DE DISEÑO DE TALUD

Los objetivos principales asociados al estudio de la estabilidad física del talud de la cantera Tembladera son los siguientes:

- Realizar la explotación de las calizas sin comprometer la estabilidad de la cantera.
- Verificar la estabilidad física del talud final del tajo de acuerdo al Diseño inicial realizado por DCR Ingenieros SRLtda.

4.1.1 CRITERIOS DE DISEÑO DE TALUD

En una cantera de tajo abierto, el criterio de diseño debe considerar tres principales componentes, el ángulo de talud general, el ángulo de talud de banco, y la configuración geométrica de los bancos.

Para el presente año 2016, se considera perforar caliza para abastecer a la fábrica, preparación y desarrollo y los materiales que son considerados desmonte que se encuentran entre la caliza de producción, esto implica una necesidad de fragmentación hasta de 214,77 Tm mensuales o lo que equivale a 8,591 Tm por día.

La conformación de los taludes, bermas y ángulos del tajo se logra teniendo en cuenta el dimensionamiento de equipos para la perforación y que esto está sujeto a la demanda de producción de la planta.

La conformación de los taludes, bermas y ángulos del tajo se logra teniendo en cuenta el dimensionamiento de equipos para la perforación y que esto está sujeto a la demanda de producción de la planta.

Altura de banco (m)	10
Sobreperforación (m)	1
Diámetro de perforación (pulgadas)	4
Malla (m)	4.5 x 3.3
Inclinación de taladro	90° (producción) 75 y 60° (límite final)
Longitud de perforación (m)	11.0
Perforación específica (TM/m)	40
Velocidad de penetración neta (m/h)	33 (DP 1100) 31 (ECM 720)

De acuerdo a los estudios de Estabilidad de Taludes preparado por DCR INGENIEROS SRL tda y ACOMISA en el año 2007, los parámetros de explotación recomendados son:

- Ángulo de talud final por sector: variable entre 43° y 48°
- Ángulo de talud de banco insitu: variable entre 65-70°
- Altura de banco: 10 metros
- Banqueta de seguridad: 5 a 6 metros de ancho
- Ancho de rampas: 11 metros (incluye berma de seguridad y cuneta)
- Gradiente máx.10%
- Radio de curvatura mínimo: 25 metros
- Ancho banco en niveles activos: 6 metros

El diseño propuesto en este estudio será el resultado del análisis probabilístico de falla de cada unidad geotécnica de diseño, para los ángulos de banco y para el ángulo de talud general, que estarán representados en cuadros.

4.1.2 IDENTIFICACIÓN Y DEFINICIÓN DEL PROBLEMA DE TALUDES

Esta etapa del modelo de Gestión de Taludes incluye la identificación y definición del problema geotécnico. **La identificación** proporcionará la naturaleza y ubicación del problema; mientras que **la definición del problema** estará basada en una interpretación del levantamiento y recolección de datos geotécnicos preliminares.

Para el caso de un proyecto nuevo de minería a tajo abierto; el problema será el diseño del ángulo de talud final óptimo. El cual permitirá la recuperación de la mayor cantidad de mineral posible, con el menor radio de desbroce, con el objeto de maximizar ganancias, manteniendo condiciones de seguridad en las operaciones.

En el caso de una mina superficial en operación, el problema puede involucrar inestabilidades en un banco o toda la pared del talud del tajo; o la necesidad de ángulos de talud más parados para mejorar la recuperación económica de la operación.

4.1.3 VARIEDADES DE TALUDES

Los taludes constituyen la inclinación que va a tener las paredes del "Pit", ya sea durante su explotación o al finalizar ésta.

Las distintas clases de taludes podemos definir:

a). - Talud de Banco

Es el ángulo que adquieren un banco al trazar una línea entre su cresta y el pie generalmente está comprendida entre los 60° a 90°, está determinado por las características físicas de la roca que lo forman y por las condiciones de operación, generalmente presentan pequeños deslizamientos locales de rocas que afectan a un solo banco y no tiene mayor influencia en las operaciones de minado.

b). - Talud de Operación:

También llamado talud de trabajo está determinado por la inclinación que toma el talud durante los primeros años de minado y antes de llegar a su límite final de minado, está relacionado con los factores alto y ancho del banco y está directamente ligado a las condiciones de operación y tipo de maquinaria de excavación a utilizar.

c). - Talud final del tajo:

Señala la geometría y el diseño final de la excavación total a realizarse, está sujeta a variaciones determinadas especialmente por las condiciones físicas de estabilidad de taludes y seguridad,

conjuntamente con las variaciones en los precios de los metales en el mercado internacional.

d). - Talud Interrampa:

Es el ángulo formado por los bancos con la rampa principal de acceso al tajo o rampa de producción tal como se muestra en la Figura N°06.

4.2 PELIGRO DE SISMICIDAD

El Perú pertenece a una de las regiones de gran actividad sísmica conocida como el Círculo de Fuego del Pacífico donde han ocurrido más del 80% de los eventos sísmicos en el mundo. El marco tectónico regional a mayor escala está gobernado por la interacción de la placa de Nazca y la placa sudamericana. Esta vulnerabilidad sísmica del Perú hace necesario la evaluación del riesgo sísmico en el área de la cantera Tembladera, relacionada con la respuesta estructural.

Según el mapa de regionalización sismo tectónica, el área en estudio se localiza en la Zona 3, en el cual se registran posibles magnitudes de $M = 9,0$, produciendo una máxima aceleración horizontal promedio de $0,54g$ para un periodo de 500 años (Ver Anexo 001, Mapa de riesgo sísmico del Perú).

El Reglamento de Seguridad Minera DS N° 024 – 2016 – EM, en su Artículo 264 dispone que el talud general de los tajos sea establecido bajo condiciones pseudoestáticas, asumiendo la máxima aceleración sísmica y lluvias para un periodo de retorno de 100 años.

En los estudios realizados por SVS Ingenieros S.A (1993), se determinaron las aceleraciones de diseño de taludes para periodos de retorno de 50 y 100 años mediante búsqueda de los sismos de mayores intensidades de la zona de estudio en el Catálogo Sísmico del NGDC (National Geophysical Data Center), entidad dependiente de la NOAA (Nacional Oceanic and Atmospheric Administrativos). Se encontraron un total de 698 eventos sísmicos registrados instrumentalmente en el periodo de tiempo comprendido entre 1906 y 1984, dentro de un área de influencia de 600 km aproximadamente a la redonda de la zona de Tembladera.

Con los datos registrados de ubicación, profundidad y magnitud obtenidos a partir del Catálogo Sísmico de NGDC/NOAA, se ha determinado el análisis de riesgo sísmico empleando la fórmula de CASVERDE y VARGAS (1980).

Los resultados de este análisis indicaron que las máximas aceleraciones que se esperan para la localidad de Tembladera, son de 0.21g y 0.26 g para periodos de retorno de 50 y 100 años respectivamente, los cuales representan intensidades máximas de grado VIII a IX en el sistema de Mercalli Modificado.

Las aceleraciones arriba indicadas corresponden a valores máximos o picos. Es actualmente ampliamente aceptado que para los análisis pseudoestáticos de taludes, se considere un coeficiente sísmico horizontal de diseño de 1/2 a 2/3 de la aceleración máxima. Por tanto, adoptando este criterio establecemos aquí un valor del coeficiente sísmico horizontal de 0.17g para ser utilizado en los análisis pseudo estáticos de taludes de la cantera Tembladera, correspondiente a un periodo de retorno de 100 años.

4.3 ASPECTOS HIDROGEÓLOGICOS

Se observa el modelo de elevación digital utilizado para la zona de estudio, sobrepuesto sobre una imagen satelital Landsat TM7, mostrándose la delimitación de las submicrocuencas realizado con el software WMSv8.1. Usando un modelo de elevación digital del terreno, Software WMS (Wathershed Modelling System) y la consultora WALSH PERU SA pudo delinear automáticamente una línea divisoria de las aguas y los sub-cuencas. Como parte del proceso de la delineación, calcularon los datos de la cuenca tales como área, la pendiente, la elevación media, la distancia máxima del flujo, y muchos otros parámetros hidrológicos de uso general se computaron automáticamente.



IMAGEN N° 4.1: Modelo de Elevación Digital Tembladera. Fuente Walsh Perú S.A. Ingenieros Científicos Consultores, Diciembre 2015.

Del estudio realizado por la Consultora WALSH PERU SA se extrae también el perfil hidrológico que atraviesa la cantera tembladera (Figura 4.2 y Figura 3.3 – Sec A-A).

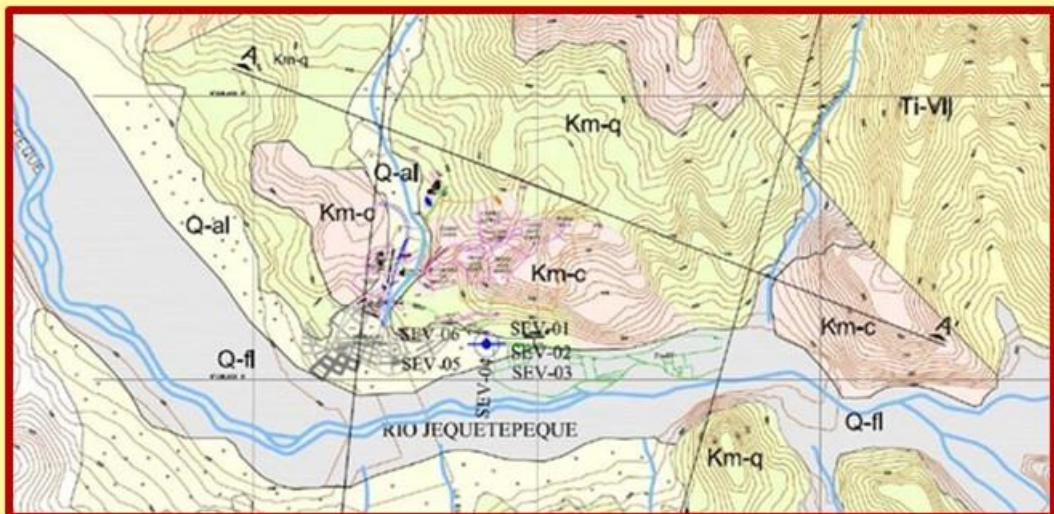


IMAGEN N° 4.2: Análisis Hidrológico que atraviesa la Cantera Tembladera

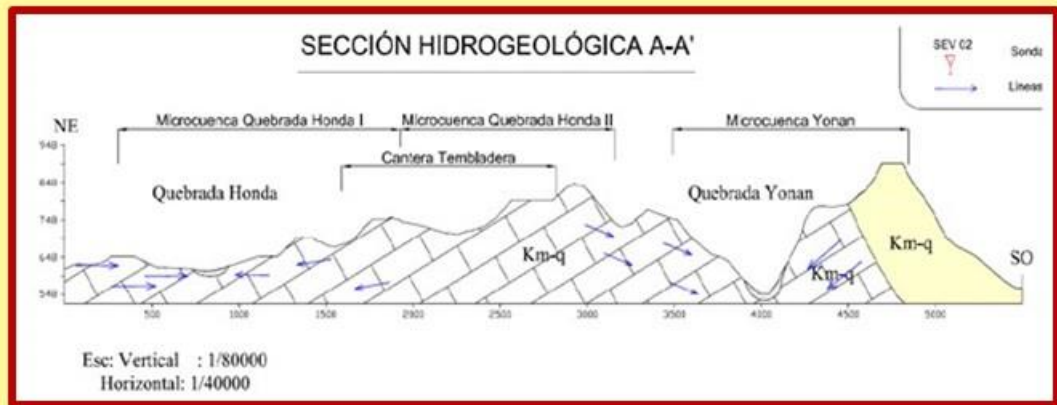


IMAGEN N° 4.3: Perfil Hidrológico que atraviesa la Cantera Tembladera

La zona de estudio presenta las siguientes precipitaciones total mensuales (promedio anual) para cada una de sus estaciones, las cuales son: 10.7mm (Estación Montegrande), 60.2mm (Estación Contumazá), 71.1mm (Estación Cachachi), 18.5mm (Estación Cascas) y 55mm (Estación Cajamarca)

4.4 CONSIDERACIONES GEOLÓGICO-GEOTÉCNICOS PARA LA ESTABILIDAD DE TALUDES

4.4.1 DEFINICION DE UNIDADES GEOTECNICAS

La determinación de las condiciones generales de la superficie del área de cantera se ha basado en las condiciones encontradas durante el mapeo geológico y geomecánico de superficie, en los ensayos de laboratorio y la información de calicatas y trincheras realizadas anteriormente por DCR Ingenieros SRLtda. (2007) y Walsh Perú SA (2009), como parte de las investigaciones de campo para el presente estudio.

Los resultados de las características de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales y el análisis que en seguida se efectúan, están referidos a las estructuras por sectores (Cerro Este, Cerro Norte y Cerro Oeste), considerando a las discontinuidades mayores y menores como estratos, fallas, diaclasas que se presentan en cada área.

A. Cerro Este:

El Cerro Este está conformado por las Formaciones Cajamarca y Celendín, dentro de los cuales este sector se ha dividido en tres bloques importantes, los cuales se caracterizan por contener al sistema de discontinuidades formado por estratos.

Estos bloques denominados Block 1, Block 2 y Block 3 tienen diferentes orientaciones estructurales, debido a los esfuerzos deformacionales producto del levantamiento tectónico de la corteza terrestre, que ha conformado a la estructura principal: el sinclinal. A continuación, se realiza la descripción de los principales sistemas de discontinuidades estructurales de los bloques mencionados.

A.1. Block 1:

Estos bloques han sido caracterizados mayormente a partir de los afloramientos de calizas, que comprenden desde la Capa B hasta la Capa D. Se han considerado para ello a las estructuras mayores, formado por estratos y fallas, a las estructuras menores, formado por diaclasas, y al final se ha considerado un compósito de estas.

A.1.1 Estructuras mayores

Estratos: En este bloque los estratos constituyen el sistema principal del arreglo estructural de la masa rocosa, este sistema se encuentra bien definido con tendencia de bajo buzamiento al Norte.

Fallas: Las estructuras mayores más importantes del Block 1 son los Sistemas 1 y 2 estas fallas pertenecen a discontinuidades de gran longitud.

A.1.2 Estructuras menores

Diaclasas: Como estructuras menores aquí se agrupan principalmente a las diaclasas presentes en las paredes de los niveles y bancos principales en todo el Block 1. Se puede apreciar en este caso, que están muy bien

definidos tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales.

A.2 Block 2

Están presentes aquí las formaciones Cajamarca y Celendín. Los estratos en este caso pertenecen al sinclinal de la margen izquierda, en donde las fuerzas tectónicas han producido replegamientos, conformando estratos polidireccionales.

A.2.1 Estructuras mayores

Estratos: Los estratos tienen orientaciones variables, debido al replegamiento de la estructura geológica.

Fallas: Estas tienen gran persistencia, pero se presentan en forma esporádica, con las siguientes tendencias orientacionales.

A.2.2 Estructuras menores

Diaclasas: Se puede apreciar en este caso, que están muy bien definidos tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales menores y un sistema secundario o aleatorio.

A.3 Block 3

Este bloque está conformado también por rocas de las Formaciones Cajamarca y Celendín, con las características que se mencionan a continuación.

A.3.1 Estructuras mayores

Estratos: Estos conforman la parte del lado derecho del sinclinal, y tienen orientación bien definida con buzamiento sur oeste.

Fallas: Se presentan formando tres sistemas principales (Sistemas 1, 2 y 3) y un sistema (Sistema 4) secundario o aleatorio.

A.3.2 Estructuras menores

Diaclasas: En este caso, los Sistemas 1, 2 y 3 también son los principales y más importantes, el Sistema 4 es secundario o aleatorio.

B. Cerro Norte

En el área de Cerro Norte solo está presente la Formación Cajamarca, en la cual se encuentran solo la Capa D y la Capa E. A continuación, se presenta la caracterización de la masa rocosa de esta área.

B.1 Estructuras mayores

Estratos: Los estratos constituyen la estructura predominante de esta área, y conforman el lado derecho del sinclinal. Su orientación está muy bien definida, con tendencia de buzamiento moderado hacia el Sur.

Fallas: Las fallas se presentan en dos sistemas, cuyas orientaciones están muy bien definidas.

B.2 Estructuras menores

Diaclasas: Se definen aquí tres sistemas típicos de diaclasas (Sistemas 1, 2 y 3) uno secundario (Sistema 4).

C. Cerro Oeste

En esta área está presente solo la Formación Cajamarca, en donde se da en gran magnitud la Capa E y en forma muy localizada la Capa D. Gran parte de esta área se encuentra explotada, llegando hasta el nivel 530, que corresponde al fondo actual de la cantera. La masa rocosa está compuesta totalmente por rocas calcáreas, cuyas características se describen enseguida.

B.1 Estructuras mayores

Estratos: Estas estructuras se presentan expuestas en los afloramientos rocosos, con orientación bien definida: tendencia de bajo buzamiento hacia el SW.

Fallas: Estas se presentan en forma longitudinal y transversal a las canteras actuales, con tres sistemas principales.

B.2 Estructuras menores

Diaclasas: Como estructuras menores aquí se agrupan principalmente a las diaclasas, vetillas de calcitas y diques de persistencia considerable. Dentro del agrupamiento de estas estructuras se puede apreciar en este caso, que están muy bien definidos tres sistemas típicos de discontinuidades menores y un sistema secundario o aleatorio.

4.4.2 ESTUDIO GEOLÓGICO-GEOTÉCNICOS

El estudio geológico-geotécnicos en Cantera Tembladera y su entorno físico se realiza en base a los datos litológico - estructurales tomados en el campo durante el mapeo geológico – geotécnico por el método “Líneas de Detalle”, la estimación de parámetros resistentes de la roca, los trabajos de gabinete empleando técnicas como la proyección estereográfica, métodos estadísticos para el análisis y representación de la información tomada en el campo.

4.4.3 MAPEO GEOLÓGICO-GEOMECÁNICO

En el mapeo geomecánico se realiza con el fin de determinar los posibles mecanismos de inestabilidad, para realizar un análisis de estabilidad global y así llevar a cabo la interpretación de resultados de monitoreo geomecánico, el mapeo se realiza del método siguiente:

4.4.3.1 MAPEO DE CELDAS O ESTACIÓN Y LÍNEA DE DETALLE

- **Objetivos:** Obtener, caracterizar y cuantificar estadísticamente las discontinuidades del macizo rocoso.
- **Parámetros a mapear:** Discontinuidades (mayores, menores) y sus características.
- **Cuando se mapea:** Para definir la ingeniería básica y de detalle de un proyecto en forma dirigida, cuando se manifiesta cambios importantes en la geología para optimizar un proyecto.

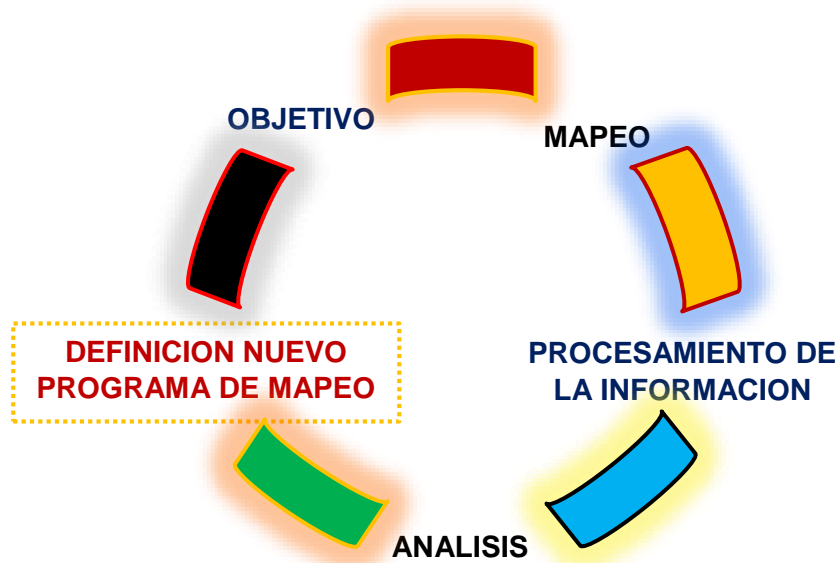
4.4.3.2 PROYECCION ESTEREOGRAFICA

Para ver la estereografía de la Cantera Tembladera y su entorno físico se emplean los datos de orientaciones de

discontinuidades estructurales tomadas en el mapeo geológico-geotécnico realizado en cada uno de los dominios estructurales presentes en el frente (NV 740, 730, 720, 710, 700, 690 Y 680).

Para la representación de las discontinuidades estructurales en el estereograma se emplea la técnica del programa de computo "DIPS V6.0" el cual se emplea en este estudio para la representación estereográfica de las discontinuidades.

4.4.3.3 SECUENCIA DEL MAPEO



4.4.4 EVALUACIÓN DE LAS PROPIEDADES FÍSICO-MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO

En la evaluación de las propiedades físicas y mecánicas de las rocas participan los siguientes:

4.4.4.1 PROPIEDADES FÍSICAS DE LAS ROCAS

El objetivo es determinar de los parámetros físicos:

1. Densidad

Densidad, masa de un cuerpo por unidad de volumen.

$$\text{Densidad} = \frac{\text{Peso seco}}{\text{Volumen}} ; (\text{gr/cm}^3) \quad (4.1)$$

2. Porosidad

La porosidad es la presencia de vacíos entre partículas de la roca, la cantidad de poros depende de la estructura de la roca.

$$\text{Porosidad} = \frac{V \text{ vacio}}{Volumen} * 100; (\%) \quad (4.2)$$

3. Absorción

Absorción, es la cantidad de agua absorbida por la roca, se mide en porcentaje.

$$\text{Porosidad} = \frac{V \text{ vacio}}{Volumen} * 100; (\%) \quad (4.3)$$

4. Esponjamiento

El esponjamiento de las rocas consolidadas se establece como el aumento de su volumen a consecuencia de la extracción, comparado con el volumen que la roca ocupaba en el macizo antes de la extracción.

$$F_{cv} = \frac{\text{Material suelto} \left(\frac{Kg}{m^3}\right)}{\text{Material insitu} \left(\frac{Kg}{m^3}\right)} \quad (4.4)$$

$$\%E = \frac{1}{F_{cv}} \quad (4.5)$$

4.4.4.2 PROPIEDADES MECÁNICAS DE LAS ROCAS

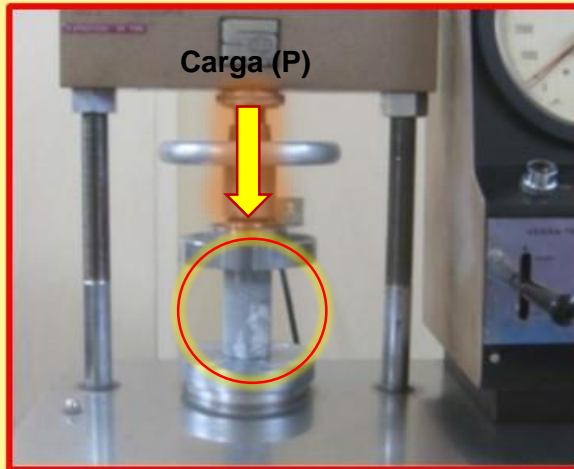
Las propiedades mecánicas de las rocas representan la resistencia mecánica, es decir la capacidad del material rocoso a resistir esfuerzos aplicados.

1. Ensayo de compresión uniaxial en roca intacta.

Este ensayo consiste en aplicar cargas compresivas axiales cada vez mayores, a probetas rocosas y/o minerales cilíndricos, hasta producir su rotura.

- **Objetivo.** - Determinar la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.

- **Equipo.** - Prensa Hidraulica



$$\sigma_c = \frac{P}{A} = \frac{4*P}{\pi*D^2} ; (\text{Kg/cm}^2) \quad (4.6)$$

Donde:

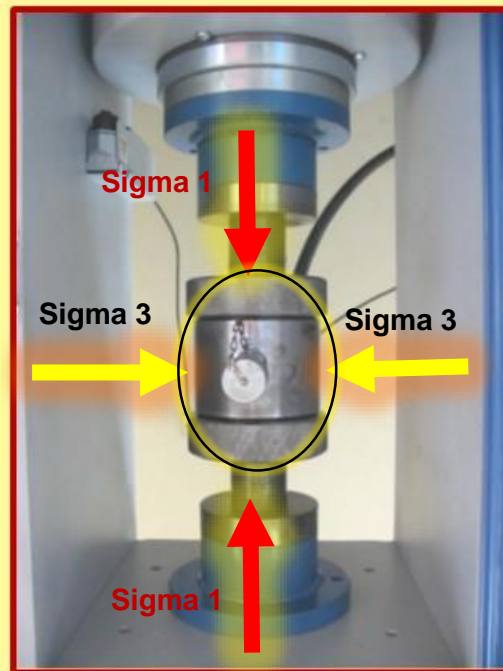
- σ_c = Resistencia compresiva de roca y/o mineral (kg/cm²)
- P = Carga ultima de rotura de la probeta (kg)
- A = Área de la probeta (cm)
- D = Diámetro de la probeta (cm)

2. Ensayo de compresión triaxial en roca intacta.

Consiste en la aplicación de una carga a una muestra cilíndrica, colocando probetas cilíndricas con relación L/D = 2, dentro de una celda triaxial y aplicando una presión de confinamiento lateral σ_3 constante (Esfuerzo principal menor), hasta producir su rotura, en esfuerzo que corresponde a σ_1 (Esfuerzo principal mayor).

Con los datos de σ_1 y σ_3 registrados se construye la envolvente de Mohr, obteniéndose de la misma los parámetros de resistencia al corte (Cohesión **c** y Angulo de fricción interna ϕ de la roca y/o mineral).

- **Objetivo.** - Determinar los parámetros de resistencia al corte (cohesión C y ángulo de fricción interna ϕ) y la constante “mi” de la roca intacta.
- **Equipo.** - Maquina de compresión triaxial.

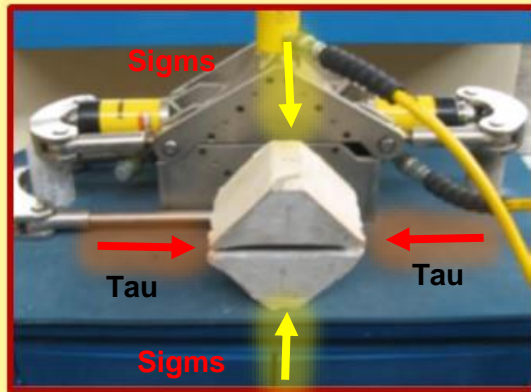


3. Ensayo de corte directo.

Los ensayos se llevan a cabo a través de superficies de discontinuidades contenidas en testigos rocosos Y/o minerales de 5 cm (50 mm) de diámetro de acuerdo al estándar del ISRM, los cuales fueron colocados en moldes de concreto, para luego ser transferidos a la Máquina de corte.

El ensayo consiste en cizallar la probeta a través de la superficie de discontinuidad, sometiéndola a un esfuerzo normal constante σ_n .

- **Objetivo.** - Determinar los parámetros de resistencia al corte (C y ϕ) en discontinuidades estructurales de la masa rocosa.
- **Equipo:**
 - Máquina de ensayo de corte directo
 - Molde para preparación de probeta de ensayos



4. Ensayo de rebote “R”

El objeto de conocer la dureza de una roca, mediante el Martillo Schmidt, es poder estimar su Resistencia Compresiva, para ser tomada en cuenta en el diseño de las Fases y/u operaciones Mineras Subterráneas y Superficiales.

- **Objetivo.** - Determinar la resistencia compresiva de la roca
- **Equipo.** - Mediante el Martillo Schmidt



$$\sigma_c = 10^{(0.00088 \cdot IR \cdot \delta + 1.01)}; \text{ (MPa)} \quad (4.7)$$

Donde:

- σ_c = Resistencia compresiva de la roca (MPa)

- δ = Densidad de la roca (KN/m³)
- IR = Rebote del martillo tipo "L"

4.4.4.3. PREPARACIÓN DE MUESTRA O PROBETAS

- **Objetivo.** - Preparar los especímenes para los ensayos
- **Equipos:**
 - ❖ Sonda sacatestigos. - (obtención de testigos)
 - ❖ Cortadora de disco diamantino. - (obtención de especímenes para ensayos)



SONDA SACATESTIGOS



MUESTRA DE ROCA INTACTA



CORTADORA DE DISCO DIAMANTINO

- **Equipos**
 - ❖ Balanza con precisión 0.01 gr.
 - ❖ Horno ventilado 105° c



BALANZA DE PRECISION



HORNO VENTILADO

4.5 MÉTODOS DE CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Para evaluar la calidad del macizo rocoso, se emplean diferentes métodos de estudio, actualmente los métodos basados en las clasificaciones geomecánicas, son los que han tenido gran difusión. Los criterios utilizados están basados en parámetros cualitativos y cuantitativos, dando como resultado diferentes métodos de evaluación y valoración.

4.5.1 RQD - DEERE (1967)

Desarrollado por Deere entre 1963 y 1967, se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud (en su eje) sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo.

Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo o zona de estudio de una operación minera, existen tres procedimientos de cálculo.

❖ Primer procedimiento

Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 cm en el intervalo de testigo de 1.5 m.

$$\text{RQD} = \frac{\Sigma \text{Trozos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud Total del Taladro}} * 100 \quad (4.8)$$

❖ Segundo procedimiento

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro lineal, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

$$\text{RQD} = 100 * e^{-0.1 * \lambda} (0.1\lambda + 1) \quad (4.9)$$

Donde:

- λ = Número de discontinuidades por metro lineal.

❖ Tercer procedimiento

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro cúbico, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

$$\text{RQD} = 115 - 3.3J_v \quad (4.10)$$

Donde:

- J_v = Número de fisuras por metro cúbico.

TABLA N° 4.1: Designación de la calidad de roca “RQD”.

Índice de calidad de roca	RQD	Observaciones
A.- Muy mala	0 – 25	1.- Cuando RQD 10, incluyendo cero; se puede utilizar el valor 10 para el RQD. 2.- Intervalos de 5 para RQD, o sea 100, 95, 90 son precisos.
B.- Mala	25 – 50	
C.- Regular	50 – 75	
D.- Buena	75 – 90	
E.- Excelente	90 - 100	

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

4.5.2 RMR - BIENIAWSKI (1989)

Esta clasificación geomecánica se basa en el índice RMR “Rock Mass Rating”; fue presentada por Bieniawski en 1973 y modificada sucesivamente en 1976, 1979, 1984 y 1989. Permite hacer una clasificación de las rocas 'in situ'. y estimar el tiempo de mantenimiento y la altura de un talud.

Los siguientes seis parámetros son usados para clasificar una masa rocosa con el sistema RMR:

1. Resistencia compresiva uniaxial del material rocoso
2. Designación de la calidad de la roca (RQD)
3. Espaciamiento de las discontinuidades
4. Condición de las discontinuidades
5. Condiciones del agua
6. Orientación de las discontinuidades

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma, en cada caso nos da el índice de Calidad del RMR que varía entre 0 – 100.

Los objetivos de esta clasificación son:

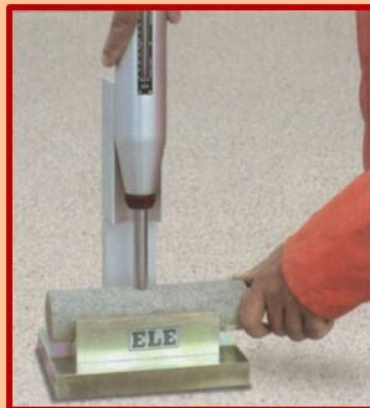
- Determinar y/o Estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca, proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.

1. Resistencia compresiva de la roca

La resistencia compresiva de una roca se puede determinar por tres procedimientos.

❖ **Primer procedimiento**

Estimación de la Resistencia Compresiva mediante el martillo Schmidt de Dureza.



❖ **Segundo procedimiento**

Determinación de la Resistencia Compresiva mediante el Ensayo de Carga Puntual “Franklin”.



TABLA N° 4.2: Puntaje según el índice de resistencia de carga puntual.

Resistencia a la compresión simple (MPa)	Puntuación
> 10	15
4 – 10	12
2 – 4	7
1 – 2	4
--	-

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

❖ **Tercer procedimiento**

Determinación de la Resistencia Compresiva mediante el ensayo de Compresión Simple y/o Uniaxial.



TABLA N° 4.3: Puntaje según la resistencia a la compresión simple.

Resistencia a la compresión simple (MPa)	Puntuación
> 250	15
100 – 250	12
50 – 100	7
25 – 50	4
< 25	2

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

❖ **Cuarto procedimiento**

Determinación de la Resistencia o el control superficial mediante golpes.



TABLA N° 4.4: Estimación de la resistencia de la roca.

Resistencia de la roca	σ_c (MPa)
✚ Solo se puede romper esquirlas de la muestra con el martillo de geólogo	> 250
• Con varios golpes con el martillo de geólogo se puede romper pequeños fragmentos de la muestra	175 – 200
➤ Se requieren varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra	100 – 175
✚ Se requiere tres golpes firmes con el martillo de geólogo para romper la muestra	75 – 100
✓ Con dos golpes con el martillo de geólogo se sólo se puede producir fracturamiento en la muestra	50 – 75
❖ No se puede rayar o desconchar con una navaja ❖ La muestra se puede se romper con dos golpes firmes del martillo	38 – 50
✚ Se puede rayar con dificultad con una navaja ✚ La muestra se puede romper con un golpe firme del martillo de geólogo	25 – 38
➤ Puede desconcharse con dificultad con una navaja ➤ Se puede hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo	< 25

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

2. RQD (Rock Quality Designation)

Según Bieniawski, Z.T. (1989). Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo o zona de estudio de una operación minera, existen tres procedimientos de cálculo.

TABLA N° 4.5: Puntaje según el valor del R.Q.D.

RQD (%)	Puntuación
90 - 100	20
75 - 90	15
50 - 75	10
25 - 50	8
< 25	5

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

3. Espaciamiento de las discontinuidades

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Éste determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuanto más espaciado tengan, los bloques serán más grandes.



IMAGEN 4.15 Espaciado de una discontinuidad.

TABLA N° 4.6: Puntaje según espaciamiento.

Espaciamiento	Puntuación
> 2 m	20
0.6 - 2 m	15
200 - 600 mm	10
60 - 200 mm	8
< 60 mm	5

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

4. Condición de las discontinuidades

En este apartado se tienen en cuenta los siguientes parámetros:

- a) Persistencia
- b) Apertura.
- c) Rugosidad.
- d) Relleno.
- e) Intemperización.

a) Persistencia. - Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuanto mayor sea ésta, será menos estable.



Figura 4.16 Persistencia de discontinuidades.

TABLA N° 4.7: Puntaje según la persistencia.

Persistencia	Puntuación
< 1 m	0
1 – 3 m	1
3 – 10 m	2
10 – 20 m	4
> 20 m	6

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

b) Apertura. - Es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que ésta presenta. A menor apertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejores y a mayor apertura, las condiciones serán más desfavorables.



IMAGEN 4.17 Apertura de una discontinuidad.

TABLA N° 4.8: Puntaje según la abertura.

Abertura	Puntuación
Cerrada 0	6
Muy angosta < 0.1 mm	5
Angosta 0.1 – 1.0 mm	4
Abierta 1.0 – 5.0 mm	1
Muy abierta > 5.0 mm	0

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

c) **Rugosidad.** - es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanto menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuanto mayor sea ésta, la masa rocosa será más competente.



IMAGEN 4.18 Grado de aspereza de discontinuidades.

TABLA N° 4.9: Puntaje según rugosidad.

Rugosidad	Puntuación
Muy rugosa	6
Rugosa	5
Ligeramente rugosa	3
Lisa	1
Muy lisa	0

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

- d) **Relleno.** - son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando éstos son más duros, ésta es más competente.



IMAGEN 4.19 Relleno de discontinuidades.

TABLA N° 4.10: Puntaje según relleno.

Relleno	Puntuación
Limpia	6
Relleno duro < 5 mm	4
Relleno duro > 5 mm	2
Relleno blando < 5 mm	1
Relleno blando > 5 mm	0

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

e) Intemperización. -

TABLA N° 4.11: Puntaje según meteorización.

Intemperización	Puntuación
Sana	6
Ligeramente intemperizada	5
Moderadamente intemperizada	3
Muy intemperizada	1
Descompuesta	0

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

5. La presencia de agua

El efecto del agua tiene especial importancia en los macizos rocosos diaclasados. Se tendrá en cuenta el flujo agua en el macizo rocoso.



IMAGEN 4.20 Agua subterránea.

TABLA N° 4.12: Puntaje según agua subterránea.

Agua subterránea	Puntuación
Seco	15
Húmedo	10
Mojado	7
Goteo	4
Flujo	0

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

6. Corrección por orientación

A la hora de considerar los efectos de la orientación de las discontinuidades para la clasificación del macizo rocoso, con vistas a la construcción de una excavación subterránea y una labor minera superficial, es suficiente considerar si las orientaciones del rumbo y del buzamiento son más o menos favorables con relación a la labor minera que se va ejecutar.

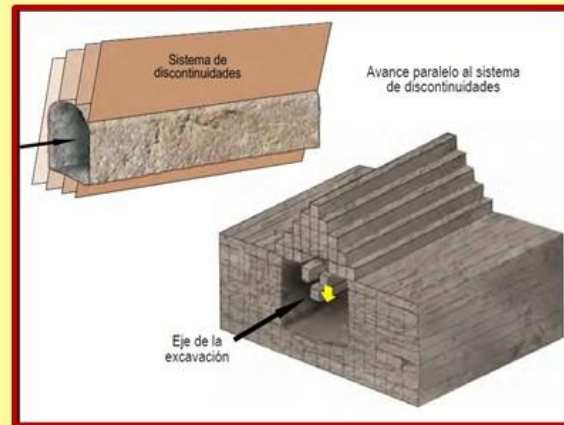


IMAGEN 4.21 Condición de avance.

TABLA N° 4.13: Corrección según orientación de discontinuidad.

Orientación de Disc.	Puntuación
Muy favorable	0
Favorable	-2
Regular	-5
Desfavorable	-10
Muy desfavorable	-12

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

RESUMEN DE LA CLASIFICACIÓN (RMR)

De la caracterización geotécnico-geomecánicas del macizo rocoso, según el sistema de valoración RMR₁₉₈₉ de Bieniawski, mostrados en las tablas anteriores se clasifica y tipifica el macizo rocoso, cuyo resumen se muestra en la tabla siguiente:

TABLA N° 4.14: Determinación de la clase del macizo rocoso

Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21
Categoría	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

4.5.3 Q - BARTON (1974)

Esta clasificación geomecánica se basa en el índice de calidad "Q" denominado también índice de Calidad tunelera, que da una estimación de la calidad del macizo rocoso.

❖ Primer procedimiento

Se calcula teniendo en cuenta los siguientes factores:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (4.11)$$

Donde:

- RQD : Es la Designación de la Calidad de la Roca
- J_n : Es el número de sistemas de juntas
- J_r : Es el número de rugosidad de las juntas
- J_a : Es el número de alteración de las juntas
- J_w : Es el factor de reducción de agua en las juntas
- SRF : Es el factor de reducción de los esfuerzos

TABLA N° 4.15: Designación de la calidad de roca "RQD".

Índice de calidad de roca	RQD	Observaciones
A.- Muy mala	0 - 25	1.- Cuando RQD 10, incluyendo cero; se puede utilizar el valor 10 para el RQD. 2.- Intervalos de 5 para RQD, o sea 100, 95, 90 son precisos.
B.- Mala	25 - 50	
C.- Regular	50 - 75	
D.- Buena	75 - 90	
E.- Excelente	90 - 100	

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

TABLA N° 4.16: Número de fallas de juntas "Jn".

Número de Familias	J_n	Observaciones
A.- Masivo, sin o con pocas juntas	0.5 - 1	
B.- Una familia de juntas	2	

C.- Una familia y algunas juntas ocasionales	3	1.- Para cruces en túneles utilizar (3 x Jn) 2.- Para Portales utilizar (2 x Jn)
D.- Dos familias de juntas	4	
E.- Dos familias y algunas juntas	6	
F.- Tres familias de juntas	9	
G.- Tres familias y algunas juntas	12	
H.- Cuatro familias o más, roca muy fracturada, Terrones de azúcar	15	
I.- Roca triturada terrosa	20	

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

TABLA N° 4.17: Número de rugosidad de las juntas "Jr".

Número de rugosidad de las juntas	Jr	Observaciones
a.- Contacto entre las dos caras de la junta. b.- Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento lateral 10 cm.		1.- Se añade 1.0 si el espaciamiento medio juntas es mayor de 3 m. 2.- Jr = 0.5 se puede usar para juntas de fricción planas y que tengan alineaciones orientadas para resistencia mínima.
A.- Juntas discontinuas.	4	
B.- Junta rugosa o irregular ondulada.	3	
C.- Suave ondulada.	2	
D.- Espejo de falla, ondulada	1.5	
E.- Rugosa o irregulares plana.	1.5	
F.- Suave plana.	1.0	
G.- Espejo de falla o superficie de fricción plana.	0.5	
c.- Sin contacto entre las dos caras de la junta desplazados lateralmente.		
H.- Zona que contiene minerales arcillosas de espesor suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras.	1	
I.- Zona arenosa de grava o roca triturada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre dos caras de la junta.	1	

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

TABLA N° 4.18: Número de alteración de las juntas "Ja"

Número de alteración de las juntas	Ja	Φ (Aprox.)	Observación
a.- Contacto entre las dos caras de la junta.			
A.- Junta sellada, dura, sin reblandamiento relleno impermeable, ej. Cuarzo.	0.75		
B.- Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25° - 35°	
C.- Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no			

reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	2	25° - 30°	1.- Los valores de "φ" el ángulo de fricción residual, se indica como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de la alteración si es que están presentes.
D.- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible.	3	20° - 25°	
E.- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, ej. Caolinita, mica, clorita, talco y pequeñas cantidades de arcilla expansivas, los recubrimientos son discontinuos con espesores de 1 o 2 mm.	4	8° - 16°	
b.- Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10 cm de desplazamiento lateral.			
F.- Partícula de arena, roca desintegrada, libre de arcilla.	4	25° - 30°	
G.- Fuertemente sobreconsolidados, rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos. Los recubrimientos son continuos menores de 5 mm de espesor.	6	16° - 24°	
H.- Sobreconsolidación media a baja, reblandecimiento, relleno de mineral arcilloso. Los recubrimientos son continuos menores de 5 mm de espesor.	8	8° - 16°	
I.- Relleno de arcilla expansiva ej. Montmorillonita, de espesor continuo de 5 mm. El valor "Ja" depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8 - 12	6° - 12	
c.- No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando esta es cizallada.			
J.- Zonas o bandas de roca desintegrada o manchada y arcilla.	6-8 8-12	6° - 24°	
K.- Zona blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla sin reblandecimiento.	5	6° - 24°	
L.- Zona o capas gruesas de arcilla.	10 - 13 13 - 20	6° - 24°	

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

TABLA N° 4.19: Reducción de agua en las juntas

Reducción por presencia de agua en las juntas	Jw	Presión de agua kg/cm ²	Observaciones
A.- Excavaciones secas o fluencia poco importante, menos de 5 l/min localmente.	1	< 1	1.- Los factores de C a E, son estimaciones aproximadas aumente "Jw" si se instalan drenes. 2.- Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideraciones.
B.- Fluencia o presión media, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0.66	1.0 - 2.5	
C.- Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0.33	2.5 - 10	
D.- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas con voladuras disminuyendo con el tiempo.	0.1 - 0.2	> 10	

E.- Fluencia o presión de agua excepcionalmente alta y continua, sin disminuir.	0.05 – 0.1	> 10	
---	------------	------	--

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

TABLA N° 4.20: Factor de reducción de esfuerzos.

	SRF	
a.- Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caída de bloques, según avanza la misma.		1.- Reducir estos valores de SRF en 25 – 50 % si solo son influenciados por zonas de corte relevantes, pero no intersectan la excavación.
A.- Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).	10	
B.- Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavaciones menor de 50 m.).	5	
C.- Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavaciones mayor de 50 m.).	2.5	
D.-Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor (cualquier profundidad).	7.5	
E.- Solo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m.).	5	
F.- Solo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación mayor de 50 m.).	2.5	
G.- Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).	5	

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

❖ **Segundo procedimiento**

Se calcula mediante la siguiente relación.

$$Q = e^{\frac{RMR - 44}{9}} \quad (4.12)$$

TABLA N° 4.21: Tabla de clasificación final “Q”

Tabla de clasificación final	“Q”
Excepcionalmente malo	< 0.01
Extremadamente malo	0.01 – 0.1
Muy malo	0.1 – 1.0
Malo	1.0 – 4.0
Medio	4.0 – 10
Bueno	10 – 40

Muy bueno	40 - 100
Extremadamente bueno	100 - 400
Excepcionalmente bueno	> 400

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

4.5.4 GSI - HOEK (1994)

Paul Marinos, profesor de Ingeniería Geológica de la Universidad Nacional Técnica de Atenas - Grecia, y Evert Hoek Ingeniero Consultor de Vancouver, B.C. de Canadá, desarrollaron el GSI, índice de resistencia geológica, con la finalidad de estimar la resistencia del macizo rocoso.

Este escrito presenta una revisión de la estimación de propiedades de resistencia del macizo rocoso a través del uso de GSI.

El sistema de clasificación GSI grandemente respeta las restricciones geológicas que ocurren en la naturaleza y están reflejadas en la información geológica.

4.5.4.1 ESTIMACIÓN DE LAS PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO

La entrada básica consta de estimaciones o medidas de la resistencia compresiva uniaxial (δ_c) y una constante del material (m_i), esto es relacionada con las propiedades de fricción de la roca. Idealmente, estas propiedades básicas deberían calcularse en el laboratorio, descrito por Hoek y Brown (1997), en muchos casos, la información es requerida antes de que las pruebas del laboratorio hayan sido completadas.

El componente más importante de Hoek – Brown, para determinar la calidad del macizo rocoso es el proceso de reducir la δ_c del material y la constante "mi", calculados en el laboratorio, valores que serán asignados en relación a los valores in-situ. Esto se calculará a través del Geological Strength Index – GSI.

TABLA N° 4.22: Criterios de Resistencia a la Compresión de Rocas

Grado	Termino	σ_c MPa	I_s MPa	Estimación de la resistencia en el Campo	Ejemplo
R6	Extremadamente Dura	> 250	> 10	Solo se pueden romper esquirlas de la muestra con el martillo de geólogo.	Basalto, Diabasa, Gneiss, Granito, Chert.
R5	Muy dura	100- 250	4 – 10	Se necesitan muchos golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	Anfibolita, Gneiss, Grabo, Granodiorita, Basalto.
R4	Dura	50 – 100	2 – 4	Se necesita más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra.	Caliza, Mármol, Esquistos, arenisca.
R3	Media	25 - 20	1 – 2	No se puede rayar o desconchar con una navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo.	Concreto, Esquistos, Siltstone.
R2	Débil	5.0 - 25	**	Puede desconcharse con dificultad con una navaja, se pueden hacer marcas poco profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo.	Yeso, Esquistos, Shale.
R1	Muy débil	1.0 – 5.0	**	Deleznable bajo golpes fuertes con la parte puntiaguda del martillo de geólogo puede desconcharse con una navaja.	Roca alterada, Shale.
R0	Extremadamente Débil	0.25 – 1	**	Rayado por la uña del dedo pulgar.	Falla delgada rígida.

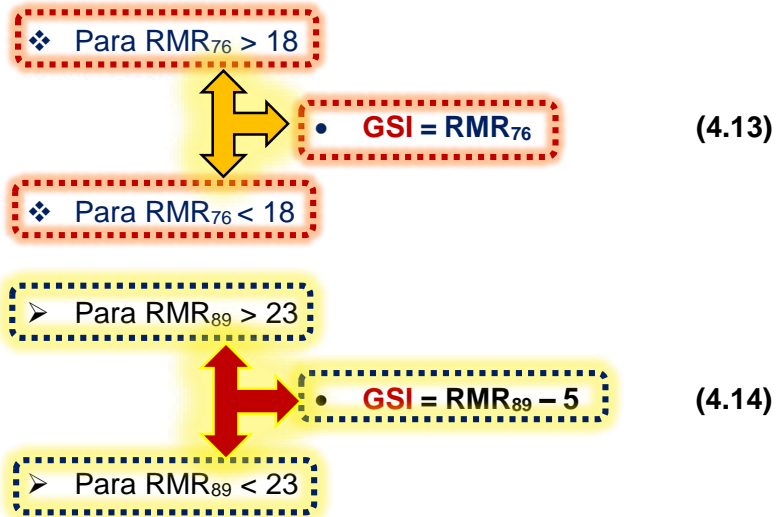
Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

- Grado adecuado por Brown (1981).
- La prueba de carga puntual sobre rocas con una resistencia compresiva uniaxial debajo de 25 MPa. Es probable que los resultados son ambiguos

4.5.4.2 CORRELACIÓN DE PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

La clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989, puede ser utilizada para estimar el valor GSI de una manera similar a lo descrito para versión de 1976. En este caso, se asigna un valor de 15 a la valoración del agua subterránea y de nuevo se considera como cero (0) el ajuste por orientación de Juntas. Nótese que el valor mínimo que se puede obtener

con la clasificación geomecánica de 1989 es 23 y que, en general, esta da un valor ligeramente más alto que la clasificación de 1976. La valorización final, llamada RMR89, puede ser utilizada para estimar el valor de GSI.



No se puede utilizar la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1976 y 1989 para estimar el valor GSI, en cambio se debería usar el valor de Q de Barton, Lien y Lunde.

Para sustituir a partir de la ecuación general de "Q" Barton, el Índice de calidad Tunelera modificada (Q') es calculada a partir de:

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} \quad (4.15)$$

Este Valor de Q' puede ser utilizado para estimar el valor GSI a partir de:

$$GSI = 9 \text{ Log}_e Q' + 44 \quad (4.16)$$

4.5.5 SMR - ROMANO (1988)

El Índice SMR para la clasificación de taludes se obtiene del índice RMR básico sumando dos "factores de ajuste"; uno que es función de la orientación de las discontinuidades y que es, a su vez, producto de

tres subfactores y otro conocido como "factor de excavación", el cual depende del método utilizado.

$$\text{SMR} = \text{RMR} + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4 \quad (4.17)$$

- **F1** depende del paralelismo entre el rumbo de las discontinuidades y de la cara del talud. Varía entre 1,00 (cuando ambos rumbos son paralelos) y 0,15 (cuando el ángulo entre ambos rumbos es mayor de 30° y la probabilidad de rotura es muy baja). Estos valores, establecidos empíricamente, se ajustan aproximadamente a la expresión:

$$F_1 = [1 - \text{Sen}(a_d) - a_s]^2 \quad (3.18)$$

donde a_d y a_s son los valores del buzamiento de la discontinuidad y del talud respectivamente.

1.1.- FACTORES POR AJUSTE DE JUNTAS (Determinación de factor de ajuste F_1)						
Caso		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Planar	$as - aj$	> 30	30 - 20	20 - 10	10 - 5	< 5
Volteo	$as - aj - 180$					
Valores de F_1		0.15	0.40	0.70	0.85	1.00

- **F2** depende del buzamiento de la discontinuidad en la rotura plana. En cierto sentido es una medida de la probabilidad de la resistencia al esfuerzo de corte. Varía entre 1,00 (para discontinuidades con buzamiento superior a 45°) y 0,15 (para discontinuidades con buzamiento inferior a 20°). Fue establecido empíricamente, pero puede ajustarse aproximadamente según la relación:

$$F_2 = [\text{Tan}^2(b_d) -]2 \quad (4.19)$$

donde b_d es el buzamiento de la discontinuidad. F_2 vale 1,00 para las roturas por vuelco.

1.2.- FACTORES POR AJUSTE DE JUNTAS (Determinación de factor de ajuste F_2)						
Caso		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Planar	bj	< 20	20 - 30	30 - 35	35 - 45	> 45
Valor de F_2		0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
Nota: Para el caso de falla por volteo considerar $F_2 = 1.00$						

- **F3** refleja la relación entre los buzamientos de la discontinuidad y el talud. Se han mantenido los valores propuestos por Bieniawski en 1976 que son siempre negativos.

1.3.- FACTORES POR AJUSTE DE JUNTAS (Determinación de factor de ajuste F_3)					
Caso	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Planar $b_j - b_s$	> 10	10 - 0	0	0 - (-10)	< -10
Volteo $b_j + b_s$	> 110	110 - 120	> 120	----	----
Valores de F_3	0	-6	-25	-50	-60

- **F4** se determina dependiendo el método de excavación. Así el valor asignado queda definido por la siguiente tabla.

2.- FACTOR DE AJUSTE SEGÚN EL METODO DE EXCAVACION (F_4)					
Método	Talud natural	Pre-corte	Volad. controlada	Volad. regular	Volad. Defic.
Valor de F_4	15	10	8	0	-8

Y la estabilidad del talud queda definida como sigue:

TABLA 4.23: Estabilidad de talud según SMR.

GRADO DE ESTAB.	E3	E2	E1		E0
CLASE	V	IV	III	II	I
SMR	0 - 20	21 - 40	41 - 60	61 - 80	81 - 100
DESCRIPCION	Muy mala	Malá	Regular	Buena	Muy buena
ESTABILIDAD	Muy inestable	Inestable	Parcialmente estable	Estable	Totalmente estable
FALLA	Planar o como suelo	Planar o cuñas grandes	Algunas juntas o muchas cuñas	Algunos bloques	Ninguno
SOPORTE	Re-excavación	Correctivos vastos	Sistemático	Ocasional	Ninguno

4.5.6 CONSIDERACIONES FINALES

De acuerdo a la revisión de los diferentes métodos de clasificación del macizo rocoso, podemos extraer las siguientes consideraciones:

- El RQD es un parámetro direccional del grado de fracturamiento de un testigo de roca, por lo tanto, no debe ser considerado como una clasificación del macizo, sino como un valor necesario para determinar la clasificación en cualquiera de los cinco métodos siguientes propuestos. Dado que la presente clasificación se realizará de acuerdo a los testigos de roca recuperados por una

campana de sondajes, el RQD ha sido determinado de acuerdo al primer procedimiento.

- El Q de Barton fue principalmente diseñado con motivo de entregar una recomendación en la construcción de túneles en obras civiles, Subterránea y su aplicación en minería a cielo abierto es muy reducida. No considera además el espaciamiento de las discontinuidades ni el UCS de la roca intacta en forma directa, sólo lo hace a través del RQD.
- Con respecto al SMR, este índice se presenta como un método óptimo, debido a que considera la orientación de los planos de discontinuidad con respecto a la cara del talud. Sin embargo, para el caso de la mina Franke, la orientación de dichos planos sólo ha sido definida de acuerdo a un escaneo óptico de pozos de sondajes, lo que no entrega mayor información acerca de la persistencia de las estructuras, por lo que incorporarlas, y sus orientaciones, como factores de ajuste no es del todo correcto.

4.6 CRITERIO DE FALLA DE MACIZO ROCOSO

Un criterio de falla es una expresión algebraica de las condiciones mecánicas bajo las cuales un material falla por fracturamiento o deformación hasta un límite específico, este puede ser definido en términos de carga, esfuerzo, deformación u otros parámetros.

Los criterios de falla que se han popularizado hoy son El criterio de falla de Mohr-Coulomb y el de Hoek-Brown, la principal diferencia entre ambos es que el primero es un criterio lineal y el segundo no lineal, más adecuado al comportamiento mecánico real de las rocas.

4.6.1 CRITERIO DE MOHR – COULOMB

De los criterios más extendido en mecánica de rocas es el criterio lineal propuesto por Coulomb (1800), Figura 3.10:

$$\tau = c + \sigma_n \cdot \tan \phi \quad (4.20)$$

Donde:

- c = Cohesión.

- ϕ = Ángulo de resistencia interna del material.
- σ_n = Esfuerzos tangencial y normal sobre el plano de rotura.

El criterio puede expresarse en función de los esfuerzos principales mediante la expresión (3.20), permitiendo obtener la resistencia en cualquier plano definido por el ángulo θ .

$$\sigma_1 = \frac{2C + \sigma_3[\text{Sen}2\theta + \text{Tan}\phi(1 - 2\text{Cos}\theta)]}{\text{Sen}2\theta - \text{Tan}\phi(1 + 2\text{Cos}\theta)} \quad (4.21)$$

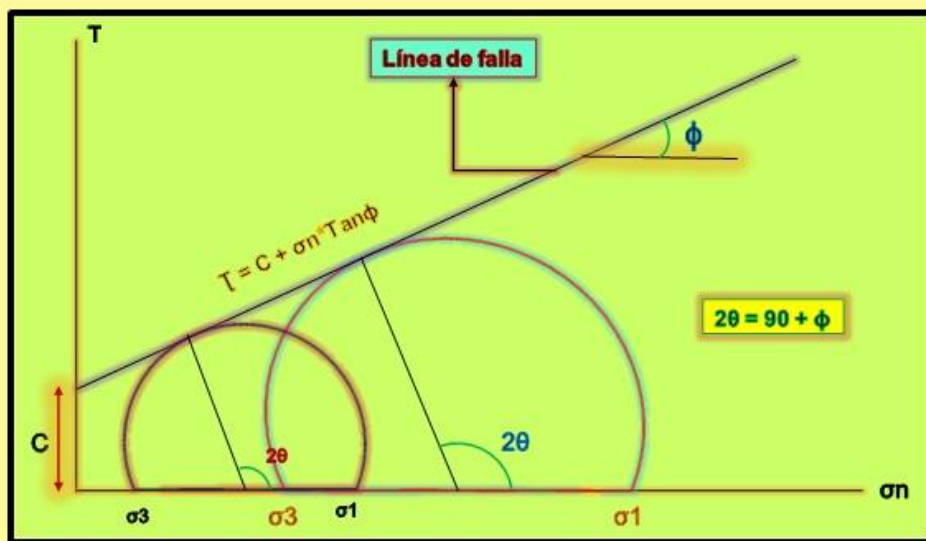
Para el plano crítico de rotura cuando $\theta = 45^\circ + \frac{\phi}{2}$ la expresión (3.20) adquiere la forma:

Si se tiene la condición sin que exista confinamiento, $\sigma_3 = 0$, σ_1 será la resistencia a compresión simple de la roca, expresión (3.21) y la resistencia a tensión de la roca es definida por la expresión (3.22).

$$\sigma_1 = \sigma_c = 2C + \frac{\text{Cos}\phi}{1 - \text{Sen}\phi} \quad (4.22)$$

$$\sigma_t = \frac{2C + \text{Cos}\phi}{1 + \text{Sen}\phi} \quad (3.23)$$

FIGURA N° 4.1: Criterio de rotura de Mohr-Coulomb



Fuente: Mohr-Coulomb (1800)

4.6.2 CRITERIO DE HOEK Y BROWN

4.6.2.1 CRITERIO DE ROTURA PARA LA MATRIZ ROCOSA

Es propuesto por Hoek y Brown (1980), es un criterio de rotura no lineal para evaluar la resistencia de la matriz rocosa (roca intacta) isotrópica en condiciones triaxiales, ecuación (3.23).

Para evaluar la resistencia de la matriz rocosa es más adecuado un criterio no lineal, donde la representación gráfica de la rotura es una curva de tipo cóncavo.

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m_i * \sigma_{ci} * \sigma_3 + \sigma_{ci}^2} \quad (4.24)$$

Donde:

- σ_1 y σ_3 = Son los esfuerzos principales mayor y menor
- σ_{ci} = Es la resistencia a compresión simple de la matriz rocosa
- m_i = Es una constante que depende de las propiedades de la matriz rocosa.

El valor de σ_{ci} debe ser determinado en laboratorio; el parámetro m_i puede obtenerse la Tabla 3.1 cuando no se tengan ensayos triaxiales en la roca. La resistencia a compresión simple de la roca se obtiene cuando se sustituye $\sigma_3=0$ en la ecuación anterior y la resistencia a tensión se obtiene resolviendo para $\sigma_1 = 0$ y $\sigma_3 = \sigma_t$, ecuaciones (3.25) y (3.26).

$$\sigma_1 = \sigma_{ci} \quad (4.25)$$

$$\sigma_t = \frac{1}{2} * \sigma_{ci} * (m_i - \sqrt{m_i^2 + 4}) \quad (4.26)$$

TABLA N° 4.24: Valores de la constante m_i para la matriz rocosa (Hoek y Brown, 1997)

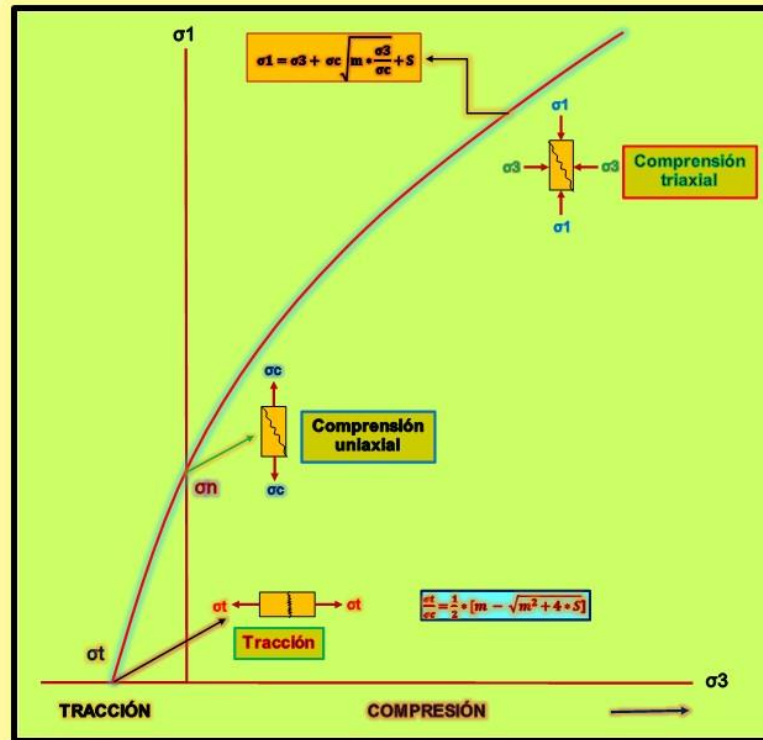
TIPO DE ROCA Y VALOR DE LA CONSTANTE m_i				
Sedimentarias clásticas	Conglomerado	(22)	Lutita	4
	Arenisca	19	Grauvaca	(18)
	Limolita	9		
Sedimentaria no clásticas	Caliza margosa	7	Caliza micrítica	8
	Brecha caliza	(20)	Yeso	16
	Caliza esparítica	(10)	Anhidrita	3
Metamórficas	Mármol	9	Gneiss (*)	33
	Cuarcita	24	Esquistos (*)	4-8
	Migmatita	(30)	Filita (*)	(10)
	Anfibolita	25-31	Pizarra (*)	9
	Milonita	(6)		
Ígneas	Granito	33	Diorita	(28)
	Riolita	(16)	Andesita	19
	Granodiorita	(30)	Gabro	27
	Dacita	(17)	Basalto	(17)
Ígneas extrusivas piroclásticas	Aglomerados	(20)	Toba	(15)
	Brecha	(18)		

Los valores entre paréntesis son estimados

Fuente: Hoek y Brown (1997)

Mediante la ecuación (4.23) se puede dibujar la envolvente para la rotura de la matriz rocosa, para diferentes condiciones de esfuerzo Figura 4.2.

FIGURA N°: 4.2 Envoltente de falla del criterio de Hoek-Brown en función de los esfuerzos principales (Hoek y Brown, 1997)



Fuente: Hoek y Brown (1997)

4.6.2.2 CRITERIO DE ROTURA PARA LA MASA ROCOSA

Se conoce como el criterio generalizado para determinar la rotura de una masa rocosa (Hoek y Brown, 2000), considera los factores que determinan la rotura a escala de la masa rocosa, como el nivel de esfuerzos a la que está sometida, la no linealidad, la influencia del tipo de roca y el estado de alteración del medio rocoso.

a).- resistencia de la masa rocosa.

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} * \sqrt{m * \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s} \quad (4.26)$$

b).- Módulo de deformación del macizo rocoso (E)

$$E = 10^3 \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} * 10^{\frac{(GSI-10)}{40}} \quad (4.27)$$

c).- Parámetros de corte (m, s)

$$m = m_i * e^{\frac{(GSI-100)}{28}} \quad (4.28)$$

$$s = e^{\frac{GSI-100}{9}} \quad (4.29)$$

d).- Ángulo de fricción interna (ϕ)

$$\tan^2\left(45^\circ + \frac{\phi}{2}\right) = 1 + 4 \cdot \left(\sqrt{s + \frac{m}{4}} - \sqrt{s}\right) \quad (4.30)$$

e).- Cohesión (C)

$$\left(\frac{C}{\sigma_c}\right) = \frac{180^\circ}{\pi(\phi^{\circ 2} - \phi^{\circ 1})} \left\{ \frac{m}{16} \cdot \ln \left(\frac{\tan \phi_2 \cdot \tan^2\left(45^\circ + \frac{\phi_1}{2}\right)}{\tan \phi_1 \cdot \tan^2\left(45^\circ + \frac{\phi_2}{2}\right)} \right) - \left(\frac{s}{m} + \frac{m}{16}\right) \ln \left(\frac{\cos \phi_2}{\cos \phi_1} \right) \right\} \quad (4.31)$$

f).- De igual forma al tomar en cuenta las ecuaciones:

$$\text{Sen } \phi_1 = \left(\frac{m}{4 \cdot \sqrt{s+m}} \right) \quad (4.32)$$

$$\text{Sen } \phi_2 = \frac{m}{2 \cdot \sqrt{m+4s+m}} \quad (4.33)$$

g).- Compresión de la masa rocosa (σ_{cm})

$$\sigma_{cm} = 2 \cdot C \cdot \tan\left(45^\circ + \frac{\phi}{2}\right) \quad (3.34)$$

4.7 MODELOS DE FALLA

El buen conocimiento del comportamiento de un talud frente a sus posibles roturas, repercute enormemente en los **costos y en la seguridad**, por ello las **investigaciones de campo (in situ) y de laboratorio** deben ser las suficientes, como para poder caracterizar en la medida de lo posible las características geomecánicas del terreno, así como los posibles mecanismos de rotura.

Se presenta a continuación una revisión de los tipos de fallas probables en un talud:

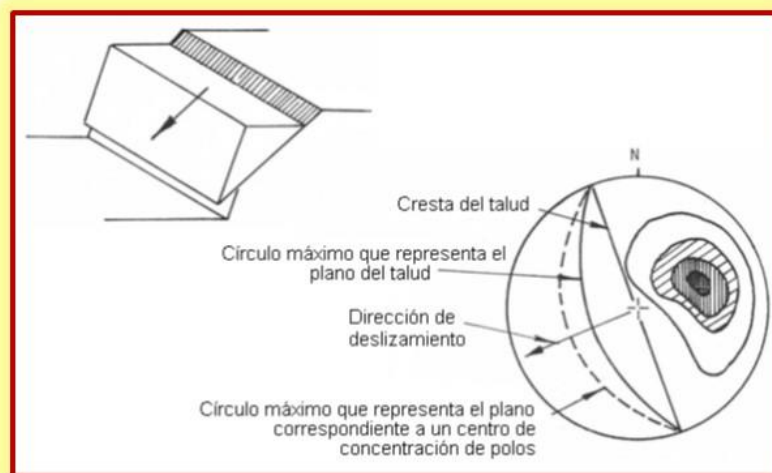
- cuando esta se encuentra dominada por las estructuras (con control estructural).
- cuando no es posible determinar la familia de discontinuidades que determinaría el modo de falla (sin control estructural).

4.7.1 FALLAS CON CONTROL ESTRUCTURAL

4.7.1.1 FALLA PLANA

Se entiende por falla plana, o rotura planar, como aquella en la que el deslizamiento se produce a través de una única superficie plana. Siendo la más sencilla de las formas de rotura posibles se produce cuando existe una fracturación dominante en la roca y convenientemente orientada respecto al talud. La representación semiesférica en la red de Schmidt de esta condición se observa en la imagen 4.22, se prevé el deslizamiento cuando el rumbo de la familia de discontinuidades es similar al del talud y su buzamiento menor que este.

IMAGEN N° 4.22: Proyección estereográfica de falla plana.



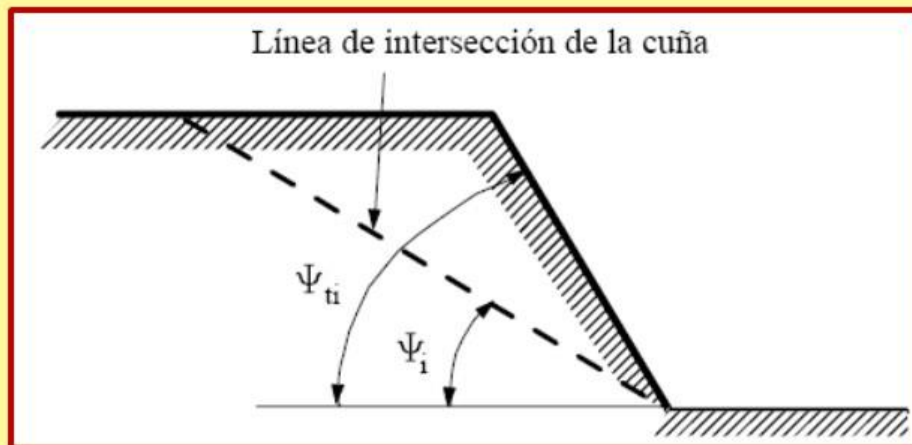
4.7.1.1.1 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD EN ROTURA PLANAR

En el caso de rotura planar el factor de seguridad FS se obtiene de forma directa como cociente entre las fuerzas que tienden a producir el movimiento y las fuerzas resistentes del terreno que se oponen al mismo, proyectadas todas según la dirección del plano de rotura. Al calcular FS de esta manera, se supone implícitamente constante a lo largo de toda la superficie de rotura, lo cual se acepta a pesar de no ser estrictamente cierto.

4.7.1.2 FALLA POR CUÑAS

En este tipo de rotura se aprecia la existencia de dos familias de discontinuidades de rumbos oblicuos respecto al del talud, quedando el rumbo de este comprendido entre los de las familias de discontinuidades. La condición geométrica que hace posible el deslizamiento es $\Phi < \psi_i < \psi_{ti}$, imagen 4.23.

IMAGEN 4.23: Condición geométrica falla por cuña.

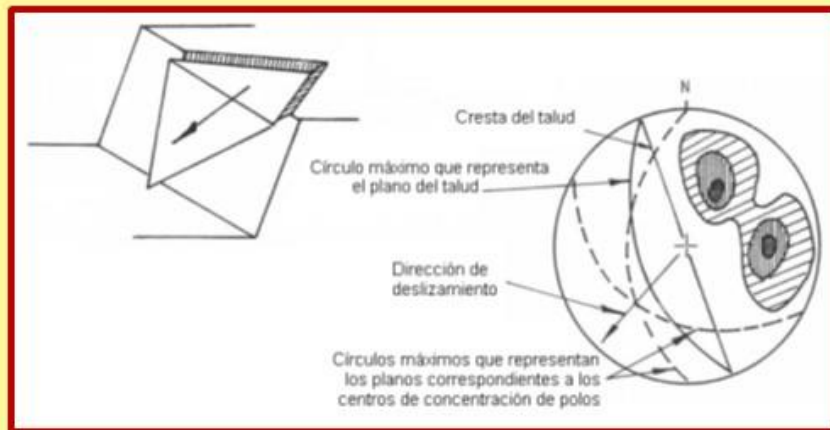


Donde:

- Φ : ángulo de fricción de la estructura.
- ψ_i : ángulo de inclinación de la línea de intersección de la cuña
- ψ_{ti} : ángulo de inclinación del talud.

En proyección estereográfica esta condición se cumple si el punto de intersección de los círculos máximos de las dos familias de discontinuidades es exterior al círculo máximo que representa el talud; imagen 4.24.

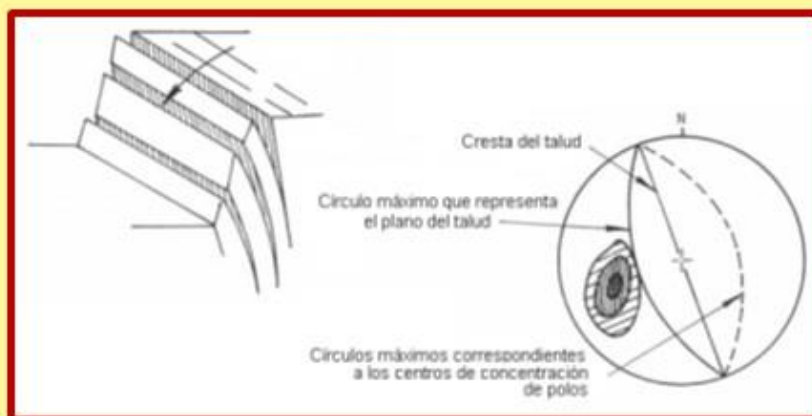
IMAGEN 4.24: Proyección estereográfica de falla por cuña.



4.7.1.3 VOLCAMIENTOS

Una rotura por volcamiento se produce debido a la existencia de un set de fracturas paralelas o subparalelas y otro set perpendicular o sub-perpendicular. Estas estructuras forman bloques los cuales pierden la adhesión a la matriz y pueden rotar por sobre la base por efectos de la gravedad. La condición en la red de Schmidt se observa en la imagen 4.25.

IMAGEN N° 4.25: Proyección estereográfica de falla por volcamiento.



4.7.2 FALLAS SIN CONTROL ESTRUCTURAL

4.7.2.1 CAÍDA DE ROCAS

Es el tipo de falla más simple, y sucede cuando una roca suelta, o varias, se movilizan producto de una pequeña perturbación que hace cambiar su estado desde reposo a

movimiento, rodando por el talud hasta quedar detenida. Su predicción es muy difícil y por tanto se recurre comúnmente a métodos de contención de rocas en la caída más que al modelamiento de la falla misma, por lo tanto modelos de simulación de caída relativas de rocas sueltas son capaces de producir razonablemente exactas predicciones de trayectorias de caída de rocas.

4.7.2.2 FALLA CIRCULAR

También conocida como deslizamiento o rotura rotacional, es producida por muchos sets de fallas, las cuales tienen distintos rumbos y manteos, y dejan la roca muy fracturada, perdiendo la cohesión. Por la cantidad de fracturas, el macizo rocoso se transforma en una especie de gravilla, la que desliza por la cara del talud, tal como se muestra en la figura 9. Esta aproximación de rotura se hace cuando no es posible determinar la familia de discontinuidades que controla la inestabilidad.

IMAGEN N° 4.26: Proyección estereográfica de rotura rotacional.

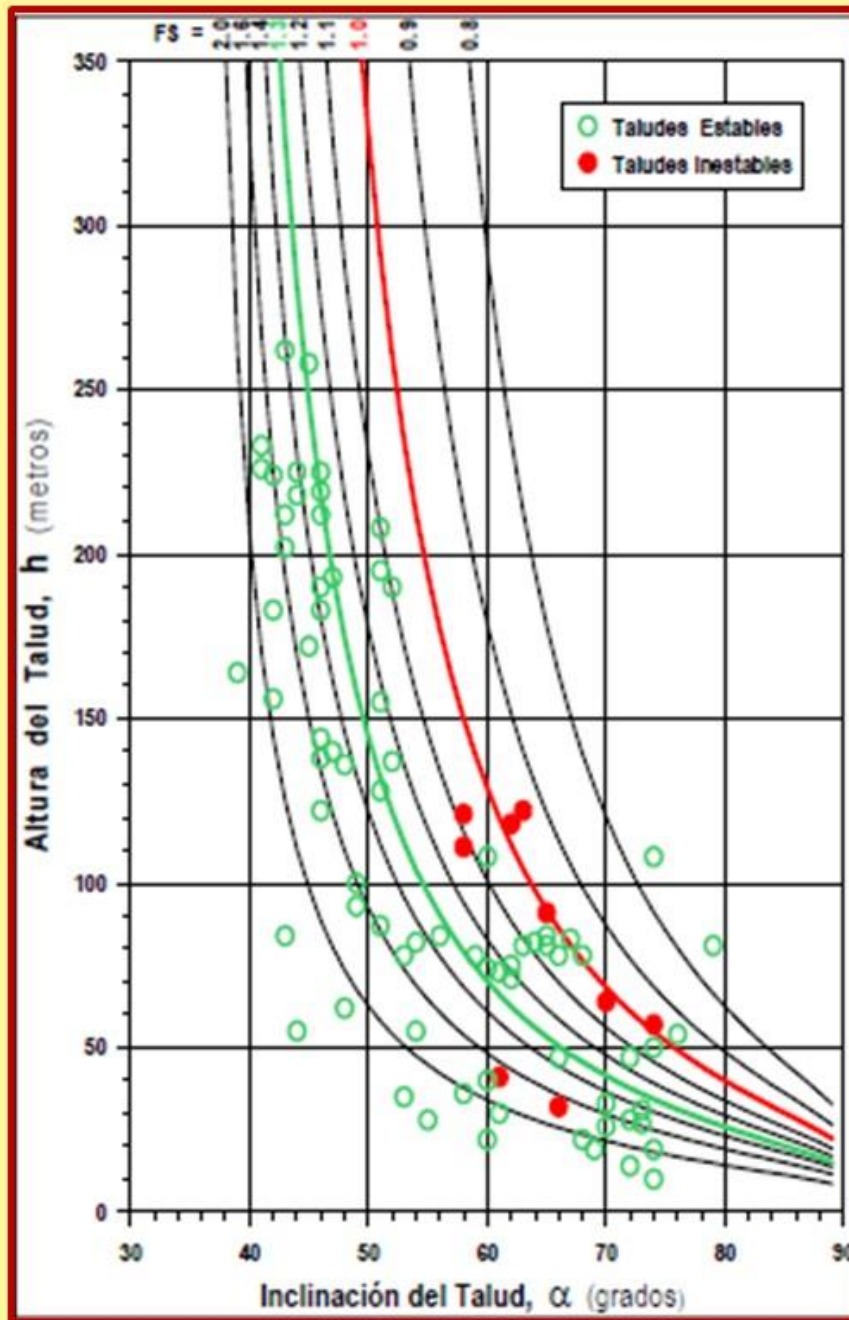


4.8 FACTOR DE SEGURIDAD

El análisis de los mecanismos de falla en los taludes nos permitirá cuantificar el factor de seguridad, el que a su vez entrega la condición mínima segura para la inclinación de la pared.

En ingeniería geotécnica se utiliza un factor de seguridad para taludes mineros superior a 1,3. Como se observa en la imagen 4.27.

IMAGEN N° 4.27: Factor de seguridad en taludes estables e inestables.



De acuerdo a este valor de 1,3, a los métodos listados en la sección de antecedentes y a los métodos que maneja el software SLIDE de RocLab, se cuantificará el valor del factor de seguridad de acuerdo a Janbu aproximado, Bishop simplificado (aproximados) y Morgenstern-Price.

4.9 ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio, esté dividida en áreas

de características estructurales y mecánicas similares, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño, serán válidos solo dentro de masas rocosas que presentan propiedades físicas y mecánicas similares. Dentro de estas propiedades, el arreglo o modelo estructural de la masa rocosa es una consideración importante a tomarse en cuenta, para la delimitación de los dominios estructurales, en los cuales la estructura de la roca es prácticamente homogénea. Para nuestro caso, según los resultados del análisis de distribución de discontinuidades, se establece que los dominios estructurales están asociados a áreas específicas a los que denominamos:

- Sector Este (Cerro Este), compuesto de tres bloques.
- Sector Norte (Cerro Norte).
- Sector Oeste (Cerro Oeste).

Este arreglo básicamente está regido por la presencia de la estructura geológica predominante en todo el sector de Tembladera: el SINCLINAL.

La calidad de la masa rocosa está relacionada a las diferentes capas que presentan las calizas y a la presencia de la Formación Celendín. Por tanto, para ejecutar los análisis de estabilidad de los diferentes taludes que presentará la gran cantera proyectada, se han de tomar dos criterios de zonificación.

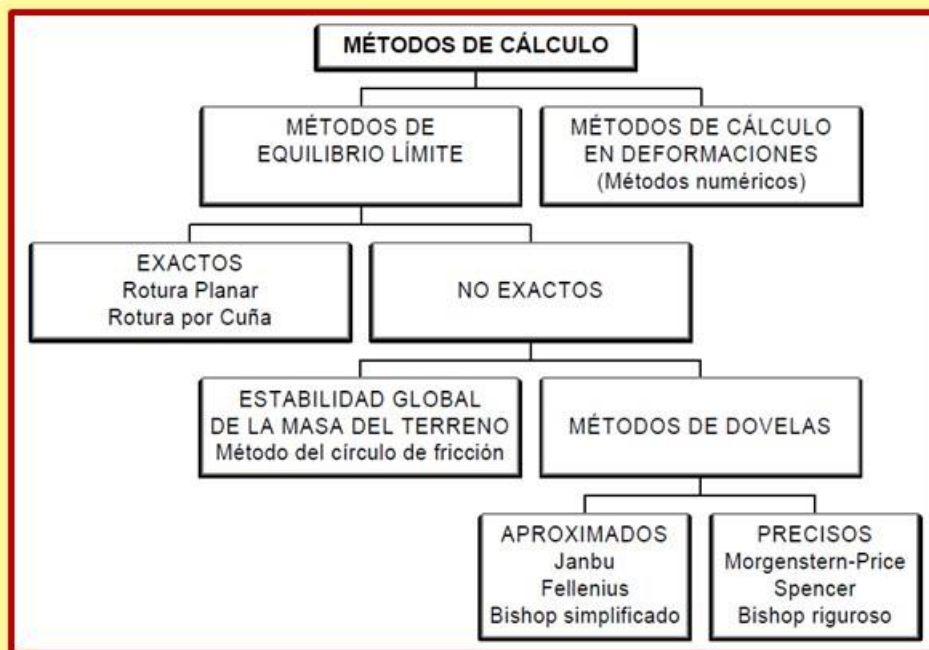
- El control de la estabilidad debido al arreglo estructural de la masa rocosa, para los taludes de bancos e interrampas, el cual está relacionado a los diferentes sectores mencionados.
- El control de la estabilidad debido a la calidad de la masa rocosa.

4.10 PRINCIPALES MÉTODOS DE ANÁLISIS

Los métodos de cálculo para analizar la estabilidad de un talud buscan determinar el factor de seguridad (FS) del mismo y se pueden clasificar en dos grandes grupos:

1. Métodos de cálculo de deformaciones.
2. Métodos de equilibrio límite.

CUADRO N° 4.1: Gráfico en el que se recogen los diferentes métodos de cálculo.



4.10.1 MÉTODOS DE CÁLCULO EN DEFORMACIONES

Consideran el cálculo de las deformaciones en terreno, además de las leyes de la estática. Su aplicación práctica es de gran complejidad y el problema debe estudiarse usando métodos de elementos finitos u otras soluciones numéricas.

4.10.2 MÉTODOS DE EQUILIBRIO LÍMITE

Se basan exclusivamente en las leyes de la estática para determinar el estado de equilibrio de una masa de terreno potencialmente inestable. No tienen en cuenta deformaciones del terreno y suponen que la resistencia al corte se moviliza total y simultáneamente a lo largo de la superficie de corte. Estos a su vez se pueden clasificar en:

1. Métodos exactos.
2. Métodos aproximados.

4.10.2.1 MÉTODOS EXACTOS

Se refieren a los cálculos de fallas con total control estructural. Podemos distinguir en los métodos exactos aquellos

destinados a identificar roturas planares y por causa de cuñas.

4.10.2.1.1 MODELO ESTRUCTURAL DETERMINÍSTICO

Este modelo reconoce que la causa más probable de un colapso es a través de estructuras geológicas que forman bloques o cunas que pueden deslizar por la pared del talud. Se asigna un valor único a cada una de las variables que intervienen en el cálculo y se obtiene finalmente una estimación de la posibilidad de deslizamiento en función de un factor de seguridad. En la medida de que este factor es mayor que 1,3 o que un valor superior que se acepta como valor mínimo (para cubrir posibles incertezas en la asignación de las propiedades), el talud se considera estable. Este es el método tradicionalmente empleado para los análisis de estabilidad.

En el caso de rotura planar el factor de seguridad se obtiene de forma directa como cociente entre las fuerzas que tienden a producir el movimiento y las fuerzas resistentes del terreno que se oponen al mismo, proyectadas todas según la dirección del plano de rotura. Al calcular el FS de esta manera, se supone implícitamente constante a lo largo de toda la superficie de rotura, lo cual se acepta a pesar de no ser estrictamente cierto. Dependiendo de los resultados que se obtengan para cada perfil de análisis, el cálculo se repite variando el ángulo del talud hasta alcanzar el factor de seguridad mínimo definido.

Para el análisis de estabilidad en rotura por cuñas la obtención del factor de seguridad es tarea más compleja que en el caso de rotura planar, debido a que el cálculo debe realizarse en tres dimensiones y no en dos. El factor de seguridad se obtiene como cociente entre las fuerzas resistentes del terreno y las fuerzas que tienden a provocar el deslizamiento.

4.10.2.1.2 MODELO ESTRUCTURAL PROBABILÍSTICO

En este modelo, la estabilidad del talud se expresa en términos de la probabilidad de que el talud falle. El método empleado en este caso corresponde a una simulación de Montecarlo, en el cual cada propiedad o variable se expresa como una distribución estadística. Las variables o parámetros que se presentan como una función de probabilidad, son la orientación de los planos de debilidad, la cohesión y ángulo de fricción. La simulación obtiene valores de cada parámetro en forma aleatoria de cada distribución y se calcula un factor de seguridad en base a los valores obtenidos.

Al repetir este análisis un número significativo de veces, se obtiene una distribución de factores de seguridad. Así es posible conocer la probabilidad de que el factor de seguridad sea menor que 1,0; por ejemplo. El uso de este método está difundido en estudios de estabilidad de taludes y existen numerosas publicaciones que analizan el método y lo proponen como uno de los más adecuados para el desarrollo de un modelo probabilístico.

Lo anterior se aplica al cálculo considerando los siguientes criterios de diseño geotécnico:

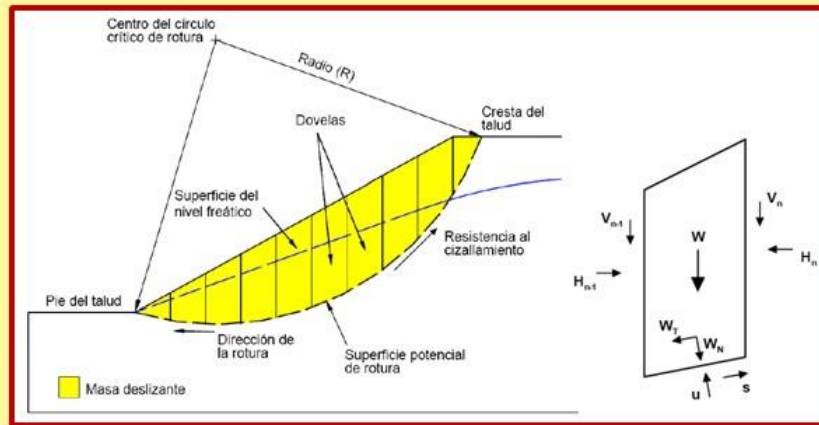
- Cada perfil debería tener un factor de seguridad mínimo aceptable igual a $FS = 1,3$.
- La probabilidad de que el factor de seguridad sea menor que $FS = 1,0$ no debería superar el 3% al 5%.
- La probabilidad de que el factor de seguridad sea menor que $FS = 1,3$ no debería superar el 30%.

4.10.2.2 MÉTODOS NO EXACTOS

Se puede distinguir aquí entre los métodos que consideran el equilibrio global de la masa deslizante, prácticamente en desuso, y los métodos de dovelas, o rebanadas. Este último es en el que casi la totalidad de los métodos utilizados actualmente se basan y consisten en dividir el macizo

potencialmente deslizante en rebanadas verticales, calcular el equilibrio de cada una de ellas, y finalmente analizar el equilibrio global, obteniendo el factor de seguridad, que se define como la relación entre fuerzas o momentos resistentes y fuerzas o momentos motores.

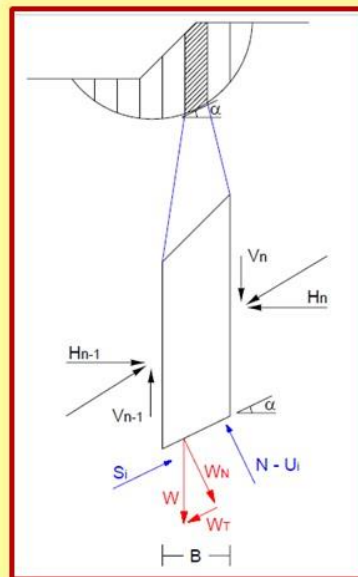
IMAGEN N° 4.28: Principio de los métodos de rebanadas



MÉTODO DE FELLENIUS

La gran mayoría de los métodos de equilibrio límite utilizados en la actualidad, se basan en el denominado método de las rebanadas o dovelas, propuesto por Fellenius (Imagen 3.29), el cual consiste en dividir la masa de suelo potencialmente deslizante, en rebanadas verticales.

IMAGEN N° 4.29: FORMULACION DEL MÉTODO DE FELLENIUS



Una vez hecho esto, se calcula el equilibrio de cada una de las dovelas, para finalmente analizar el equilibrio global, obteniéndose así un Factor de Seguridad (FS), al que se le puede definir como la relación entre fuerzas o momentos resistentes y fuerzas o momentos actuantes según sea el método, sobre la masa a deslizarse.

Observándose la imagen 4.29, se puede apreciar que el peso de la rebanada (W) se descompone en una componente tangencial (W_T) y otra componente normal (W_N), paralela y perpendicularmente a la base de la rebanada, respectivamente.

La componente tangencial W_T origina una fuerza cortante, inducida a lo largo de la base de la rebanada, a la que se le opone la propia resistencia al corte (S_i) del terreno. Mientras que la componente normal W_N , actúa perpendicularmente al plano de la base de la rebanada, a la cual disminuida en la fuerza producida por la presión de poros (U_i), se opone a la reacción normal del suelo que se encuentra en la base de la rebanada (N).

Las fuerzas V y H , con sus respectivos subíndices, definen la interacción entre las rebanadas, y es la evaluación de estas reacciones internas lo que establece la diferencia fundamental entre los métodos; en el caso de Fellenius no se considera estas fuerzas en el cálculo del Factor de Seguridad. Por lo tanto:

$$FS = \frac{\Sigma(c.B + (W.Cos\alpha - u.B)Tan\phi}{\Sigma W.Sen\alpha} \quad (4.35)$$

Donde:

- $W_N = W.Cos\alpha$
- $W_T = W.Sen\alpha$
- $U_i = u.B$
- W : Peso de la dovela.
- W_N : Componente normal del peso de la dovela.

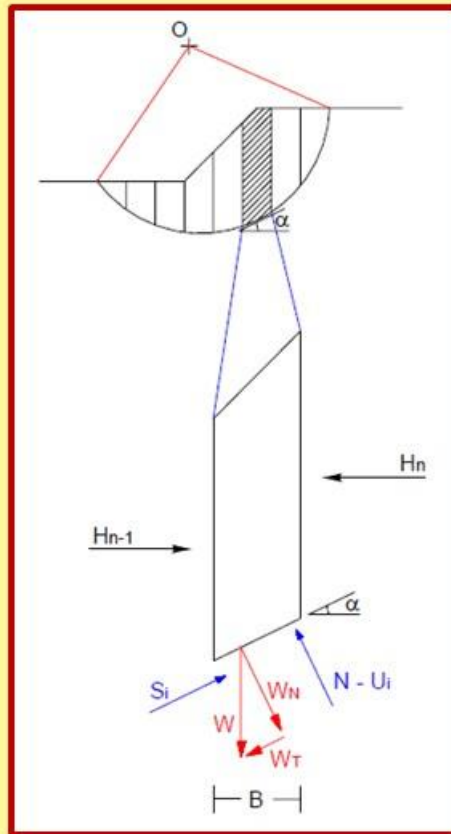
- W_T : Componente tangencial del peso de la dovela.
- N : Reacción normal del suelo sobre la dovela.
- u : Presión de poros.
- U_i : Fuerza producida por la presión de poros.
- B : Base de la dovela.
- c : Cohesión del suelo.
- φ : Ángulo de fricción del suelo.
- α : Ángulo de la superficie de falla en la dovela.
- S_i : Resistencia al corte del terreno = $c \cdot B + (W \cdot \cos\alpha - \mu \cdot B) \cdot \tan\varphi$
- $H_{n,n-1}$: Fuerzas horizontales de interacción entre dovelas.
- $V_{n,n-1}$: Fuerzas verticales de interacción entre dovelas.
- FS : Factor de seguridad.

MÉTODO DE BISHOP SIMPLIFICADO

Debido a que el método de las rebanadas o dovelas no es muy preciso para suelos friccionantes, Bishop (1955) propuso otro método, originalmente desarrollado para superficies de fallas circulares, el cual considera la condición de equilibrio entre las fuerzas de interacción verticales actuantes entre las rebanadas.

Ya que en los suelos friccionantes ($\varphi > 0$), la resistencia cortante depende de los esfuerzos confinantes, al considerar la condición de equilibrio de fuerzas verticales (solamente se considera empuje horizontal), la determinación de las fuerzas normales se hace más precisa. La Imagen 3.30 ilustra la formulación de éste método.

IMAFEN N° 4.30: FORMULACIÓN DEL MÉTODO DE BISHOP SIMPLIFICADO



El cálculo de la metodología original se basa en buscar el equilibrio de momentos respecto al centro del arco circular que coincide con la superficie de falla; en la posterior versión modificada, se puede aplicar a superficies no curvas, teniendo que definir centros ficticios. Este es un método iterativo en el cual se parte de un Factor de Seguridad calculado de una superficie falla dada.

$$FS = \frac{\sum (c.B + (W - u.B) \tan \phi)}{\sum W \cdot \text{Sen} \alpha} \quad (4.36)$$

Donde:

- W: Peso de la dovela.
- W_T: Componente tangencial del peso de la dovela.
- W_N: Componente normal del peso de la dovela.
- N: Fuerza normal en la base de la dovela.
- H_{n,n+1}: Fuerzas horizontales aplicadas sobre la dovela.
- u: Presión de poros.

- U_i : Fuerza ejercida por la presión de poros.
- B : Base de la dovela.
- c : Cohesión del suelo.
- φ : Ángulo de fricción del suelo.
- α : Ángulo de la superficie de falla en la dovela.
- FS : Factor de seguridad.

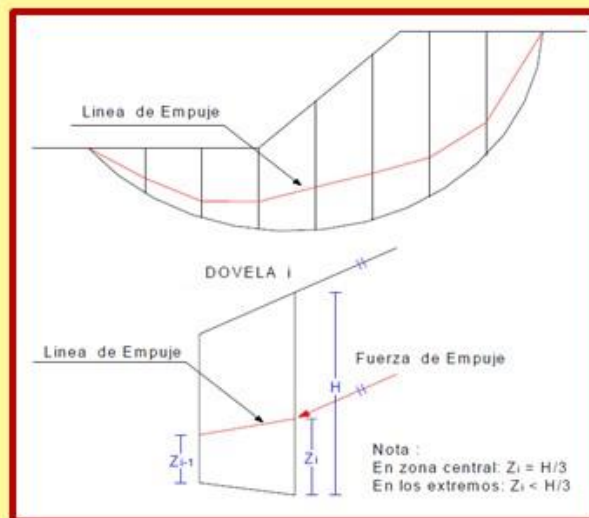
$$ma = \text{Cosa} \cdot \left(1 + \frac{\text{Tan} \alpha \cdot \text{Tan} \phi}{FS}\right) \quad (4.37)$$

MÉTODO DE JANBU

Diseñado para superficies no necesariamente circulares, también supone que la interacción entre rebanadas es nula, pero a diferencia de Bishop, este método busca el equilibrio de fuerzas y no de momentos. Experiencias posteriores hicieron ver que la interacción nula en el caso de equilibrio de fuerzas era demasiado restrictiva, lo que obligó a introducir un factor de corrección f_0 empírico aplicable al FS .

En la versión posterior modificada, se define una línea de empuje entre las rebanadas, y se buscan los equilibrios en fuerzas y momentos respecto al centro de la base de cada una, como se muestra en la Imagen 4.31.

IMAGEN N° 4.31: FORMULACIÓN DEL MÉTODO DE JANBU



$$FS = \frac{fo \cdot \Sigma(c.B + (W - u.B) \tan \phi)}{\Sigma W \cdot \tan \alpha} \quad (4.38)$$

Donde:

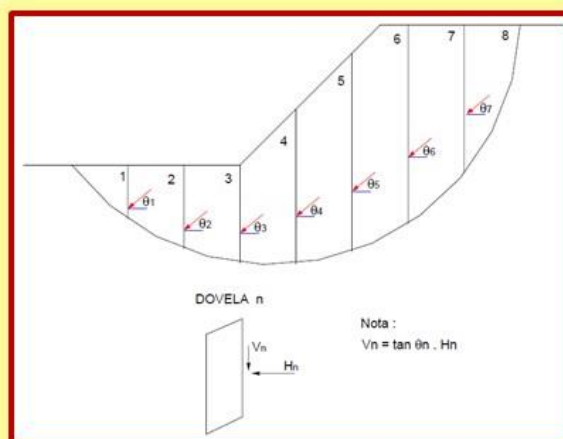
- W: Peso de la dovela.
- u: Presión de poros.
- B: Base de la dovela.
- c: Cohesión del suelo.
- ϕ : Ángulo de fricción del suelo.
- α : Ángulo de la superficie de falla en la dovela.
- fo: Factor de corrección.
- FS: Factor de seguridad.

$$ma = \text{Cosa} \cdot \left(1 + \frac{\text{Tan} \alpha \cdot \text{Tan} \phi}{FS}\right) \quad (4.39)$$

MÉTODO DE SPENCER

Este método es uno de los considerados rigurosos. Supone que la interacción entre rebanadas actúa como una componente de empuje con un ángulo (θ) de inclinación constante, por lo que, mediante iteraciones, se analiza tanto el equilibrio de momentos como de fuerzas en función a ese ángulo (θ), hasta hacerlo converger hacia un mismo valor, calculando entonces el FS correspondiente. Es aplicable tanto a superficies de fallas circulares como generales. La imagen 4.32 ilustra esta metodología.

IMAGEN N° 4.32: FORMULACIÓN DEL MÉTODO DE SPENCER



4.11 MODELAMIENTO GEOTECNICO

La variación del talud en un solo grado en un tajo abierto puede equivaler a minar millones de toneladas de desmonte adicionales o a perder millones de reservas.

El talud de trabajo o el talud final del tajo es uno de los principales elementos que afectan el tamaño y la forma del yacimiento, pueden contribuir a la viabilidad o no de un yacimiento, una pared echada o con un ángulo de talud bajo significa un mayor desbroce.

La pared del tajo o pared de una determinada zona debe ser tal que tiene que permanecer estable mientras haya actividad en esta zona, la estabilidad debe de ser analizada cuidadosamente. La información geológica, calidad de la roca, fallas, juntas, presencia de agua, etc, son factores claves en la determinación del talud del tajo.

Para estudios de pre-factibilidad los supuestos son sencillos, se puede usar un promedio de 45 grados, pero se debe de hacer un estudio detallado.

4.11.1 INTERPRETACION GEOTECNICA

En el análisis de estabilidad de taludes, se debe de tratar de modelar adecuadamente las condiciones del macizo rocoso, la orientación de las estructuras geológicas, la fricción y la cohesión son factores críticos para la determinación de este.

4.11.2 PARAMETROS GEOTECNICOS

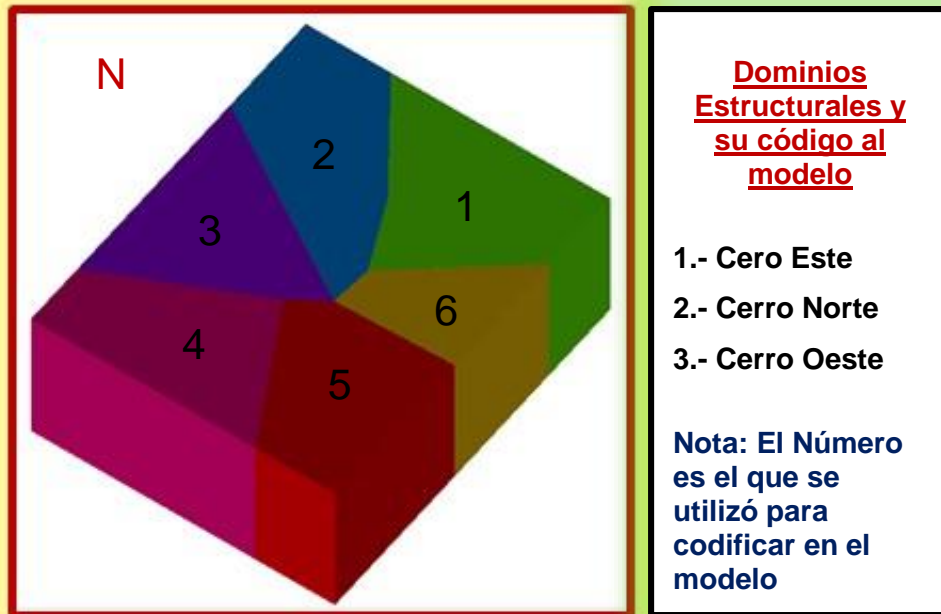
Como ejemplo de los parámetros geotécnicos se muestran los estudios de la Mina Cantera Tembladera.

Los estudios de las características de las estructuras y del macizo rocoso de Cantera Tembladera han permitido definir 6 Dominios estructurales (Ver imagen 4.32).

En base a estos Dominios Estructurales y para propósitos de su uso en la optimización de Tajos, el depósito se dividió en superficies, que están relacionados con los principales tipos de roca existente en el tajo de acuerdo a su génesis de formación, estas superficies son interceptadas verticalmente por diferentes tipos de rocas.

Para cada una de estas intersecciones se ha definido un ángulo de talud, toda esta combinación de información es para que tengamos un mejor control de los ángulos verticales y una multiplicidad de sectores para cada zona de las superficies, y con ello podemos determinar la pared final del Tajo.

IMAGEN N° 4.32: Dominios Estructurales - Mina cantera Tembladera



4.11.3 MODELO GEOTECNICO

El modelo Geotécnico usado considera ángulos de taludes complejos por tipo de roca y por Dominios Estructurales según los estudios. Para los ángulos complejos, el sistema MINESIGHT® permite considerar las 5 zonas de las superficies determinadas, controlando los ángulos de Talud. El modelo generado es introducido para Optimizar el Tajo Final.

Luego son llevados a bloques de 10x10x10 m. para generar el Tajo Económico Operativo, con datos de anchos de bermas, ángulo de talud, bancos simples o dobles, de acuerdo a los dominios estructurales.

CAPÍTULO V

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1 RECOLECCIÓN DE DATOS

Para la recolección de datos se diseñará un plan de muestreo in-situ, la toma de datos consiste en registrar información litológica-estructural del macizo rocoso, mediante las observaciones de campo; así también se obtendrán datos actuales que presenta la mina en los Procesos de Perforación y Voladura. Los ensayos necesarios para el estudio deben realizarse en el laboratorio de Mecánica de Rocas, a partir de muestras de roca procedente de la mina técnicamente extraído y transportado.

5.1.1 MAPEO GEOLÓGICO-GEOMECÁNICO

El estudio geomecánico de la cantera Tembladera y su entorno físico se ha realiza en base a los datos litológico - estructurales tomados en el campo durante el mapeo geológico – geotécnico

5.1.1.1 MAPEO DE CELDAS O ESTACIÓN Y LÍNEA DE DETALLE

El mapeo geológico – geotécnico se ha realizado por el método “Líneas de Detalle” para cada dominio estructural.

TABLA N° 5.1: Orientaciones estructurales de la Cantera Tembladera y su entorno (EG-01).

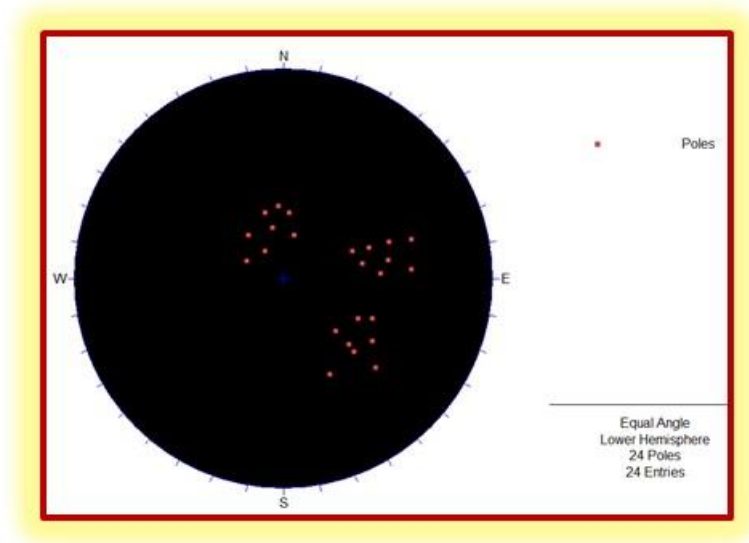
LEVANTAMIENTO DE DISCONTINUIDADES EN ESTACIONES GEOMECAICAS												
MAPEO GEOMECAICO		LUGAR : CERRO ESTE		POR : Noel Meza Salcedo		SAN MARTIN CONTRATISTA GENERALES S.A						
San Martin		SECTOR : CANTERA TEMBLADERA		FECHA : 09/02/17								
		NIVEL : 698		HOJA : 1 de 1								
DISCONTINUIDADES							TALUD ACTUAL					
ZONA	FAMILIA	JUNTA S	COORDENADAS UTM			RUMBO	BUZAMIENTO DIP	DIP DIRECTION	RUMBO	BUZAMIENTO DIP	DIP DIRECTION	
			ESTE	NORTE	ELEVACION							
EG - 01	1	1	708222	9198631	713	N 04W	63SW	266	N45E	73NW	315	
		2	708218	9198633	713	N 17W	65SW	253				
		3	708214	9198634	713	N 10W	54SW	260				
		4	708210	9198636	713	N 19W	56SW	251				
		5	708206	9198638	713	N 03W	50SW	267				
		6	708202	9198639	713	N 76W	24SW	194				
		7	708197	9198642	713	N 20W	47SW	250				
		8	708194	9198643	713	N 11W	42SW	259				
		9	708189	9198645	713	N 22W	39SW	248				
		10	708185	9198647	714	N 85W	35SW	185				
	11	708182	9198645	714	N 45E	48NW	315					
	12	708186	9198643	713	N 64E	54NW	334					
	13	708190	9198641	713	N 45E	39NW	315					
	14	708194	9198639	713	N 35E	55NW	305					
	15	708198	9198637	713	N 28E	44NW	298					
	16	708202	9198635	713	N 46E	52NW	316					
	17	708206	9198634	713	N 24E	50NW	294					
	18	708211	9198632	713	N 44E	NW63	314					
	19	708215	9198630	713	N 78E	28SE	168					
	20	708219	9198628	713	N 51E	30SE	141					
	21	708211	9198628	713	N 26E	22SE	116					
	22	708207	9198629	713	N 57E	18SE	147					
	23	708203	9198631	713	N 86E	38SE	176					
	24	708199	9198633	713	N 74E	36SE	164					

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5.1.1.2 PROYECCION ESTEREOGRAFICA

Para ver la estereografía de la cantera Tembladera y su entorno físico se emplean los datos de orientaciones de discontinuidades estructurales tomadas en el mapeo geológico–geomecánico realizado en cada uno de los dominios estructurales presentes. Para la representación de las discontinuidades estructurales en el estereograma se emplea la técnica de proyección estereográfica mediante el programa de computo “DIPS” el cual se emplea en este estudio para la representación estereográfica de las discontinuidades.

FIGURA N° 5.1: Diagrama estereográfico de dispersión de polos con el Dips (EG-01).



5.2 PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO

5.2.1 ENSAYO DE PROPIEDADES FÍSICAS

ENSAYO DE PROPIEDADES FÍSICAS						
Muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Densidad (g/cm ³)	Poros. Ap. (%)	Absorción (%)	P.E.A. (Kn/m ³)
Caliza M ₁	4.52	3.71	2.73	0.61	0.22	26.79
Caliza M ₂	4.42	1.71	2.73	0.18	0.07	26.82
Caliza M ₃	4.43	4.06	2.65	2.91	1.10	25.98
Caliza M ₄	3.25	5.26	2.69	2.43	0.90	26.43

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5.2.2 ENSAYO DE LAS PROPIEDADES MECÁNICAS

5.2.2.1 ENSAYO DE COMPRESIÓN UNIAXIAL EN ROCA INTACTA

ENSAYO DE RESISTENCIA A COMPRESION UNIAXIAL					
Muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga de Rotura (Kg)	σ_c (Kg/cm ²)	σ_c (MPa)
Caliza M ₁	3.25	5.94	2300	407.88	85
Caliza M ₂	4.28	8.49	19800	591.43	58
Caliza M ₃	4.35	8.60	12574	815.76	45
Caliza M ₄	3.68	5.97	8624	764.76	89

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5.2.2.2 ENSAYO DE TRACCIÓN INDIRECTA.

ENSAYO DE TRACCIÓN DIRECTA					
Muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga de Rotura (Kg)	σ_t (Kg/cm ²)	σ_t (MPa)
Caliza M ₁	6.30	3.04	1750	59.93	5.87
Caliza M ₂	6.31	3.02	1880	63.68	6.24
Caliza M ₃	6.30	3.01	2390	80.83	7.92
Caliza M ₄	3.05	1.53	800	96.13	9.42

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5.2.2.3 ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL EN ROCA INTACTA

ENSAYO DE COMPRESION TRIAXIAL							
Muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga de Rotura (Kg)	Confinamiento	mi	ϕ (°)	C (MPa)
Caliza M ₁	3.25	6.50	4400	6	14.25	28.4	21.6
Caliza M ₂	3.15	5.78	11060	6	14.35	48.3	21.3
Caliza M ₃	3.05	5.95	5130	6	15.42	49.4	22.2
Caliza M ₄	3.47	6.20	5270	6	14.27	31.5	22.5

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5.2.2.4 ENSAYO DE CORTE DIRECTO

ENSAYO DE CORTE DIRECTO				
Muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	ϕ (°)	C (MPa)
Caliza M ₁	6.25	30.95	31.5	26.1
Caliza M ₂	6.27	31.15	27.8	40.8
Caliza M ₃	6.24	31.24	30.6	36.7
Caliza M ₄	6.35	30.25	30.4	25.3

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5.2.2.5 ENSAYO DE PROPIEDADES ELASTICAS

ENSAYO DE PROPIEDADES ELASTICAS				
Muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	E (GPa)	ν
Caliza M ₁	3.18	6.41	8.54	0.25
Caliza M ₂	4.92	8.48	9.76	0.29
Caliza M ₃	4.28	8.11	9.67	0.27
Caliza M ₄	3.44	6.32	8.47	0.29

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5.3 CLASIFICACIÓN GEOMECAICA DEL MACIZO ROCOSO

De la caracterización geomecánica del macizo rocoso, se clasifica y tipifica el macizo rocoso definiéndolo geomecánicamente según dominios estructurales a través del sistema de valoración RMR₈₉ de Bieniawski.

5.3.1 RMR (ROCK MASS RATING)

El Rock Mass Rating (RMR) se determinó mediante mapeos geomecánicos a cada tramo de avance por voladura (mapeo de líneas por detalle) en una longitud aproximadamente de 15 m de avance, el valor comprende a un promedio correspondiente a la longitud estimada.

5.3.1.1 RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL (σ_c)

Para el cálculo de " σ_c " reemplazando en la ecuación 5.2

TABLA N° 5.2: Ensayo de martillo SCHMIDHT

REGISTRO LINEAL ENSAYO DE CAMPO MARTILLO SCHMIDHT			
Muestra	Rebote	Valores Similares	Observaciones
1	35	30.9	Horizontal
2	34	38.3	Horizontal
3	33	33.9	Horizontal
4	40	43.3	Horizontal
5	35	31.9	Horizontal
6	36	32.9	Horizontal
7	39	35.9	Horizontal
8	35	31.9	Horizontal
9	43	40.3	Horizontal
10	30	26.9	Horizontal
PROMEDIO		35.2	

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

$$\sigma_c = 10^{(0.00088 * \gamma * IR + 1.01)}$$

$$\sigma_c = 10^{(0.00088 * 26 * 35.2 + 1.01)} = 65 \text{ MPa}$$

VALORACIÓN: 7

Dónde:

❖ σ_c = Resistencia a la compresión uniaxial de la roca

- ❖ IR = 35.2 (para nuestro caso)
- ❖ $\gamma = 26.24 \text{ KN/m}^3$ o 2.6 kg/tn

5.3.1.2 RQD (Rock Quality Designation)

Para el cálculo de “RQD” emplearemos la siguiente ecuación 3.3

❖ Primer procedimiento

Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 cm en el intervalo de testigo.

$$\text{RQD} = \frac{\Sigma \text{Trozos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud Total del Taladro}} * 100$$

Para el intervalo de muestreo desde 104.3 m hasta 96.2 m el cálculo que se efectuó es el siguiente:

TABLA N° 5.3: Datos de los testigos de perforación analizados

LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGO DE PERFORACION										
RQD	1		2		3		4		5	
	DESDE	HASTA	DESDE	HASTA	DESDE	HASTA	DESDE	HASTA	DESDE	HASTA
	85.85	91.56	91.56	96.2	96.2	104.3	104.3	109.1	109.1	114.4
	0.24		0.53		0.52		0.14		0.52	
	0.15		0.22		0.242		0.257		0.328	
	0.145		0.235		0.652		0.36		0.31	
	0.28		0.15		0.415		0.26		0.45	
	0.15		0.14		0.52		0.11		0.19	
	0.53		0.3		0.307		0.26		0.28	
	0.125		0.135		0.393		0.15		0.26	
	0.48		0.19		0.45		0.102		0.152	
	0.55		0.32		0.35		0.155		0.39	
	0.25		0.12		0.135		0.38		0.312	
	0.115		0.175		0.57		0.45		0.228	
	0.37		0.25				0.633		0.32	
	0.26		0.146				0.36		0.41	
	0.125		0.135				0.262			
	0.28		0.34							
			0.22							
			0.25							
			0.101							
RQD	71		85		56		81		78	

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

$$\text{RQD (\%)} = \frac{0.52+0.242+0.652+0.415+0.52+0.307+0.393+0.45+0.35+0.135+0.57}{104.3 - 96.2} = 56$$

❖ Segundo procedimiento

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro lineal, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

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

$$RQD = 100 * e^{-0.1 * 15} (0.1 * 15 + 1) = 56 \%$$

VALORACIÓN: 13

Dónde:

- $\lambda = 15$ (promedio para nuestro mapeo).
- $e = 2.7182$

TABLA N° 5.4: Valores de RQD

Ubicación	Banco	Muestra	Frecuencia (λ)	RQD (%)
ES-01	700	M-1	17.5	48
ES-02	690	M-1	15.0	56
ES-03	710	M-1	18.5	45
ES-04	680	M-1	11.5	68
ES-05	680	M-1	12.3	65
ES-06	690	M-1	17.5	48

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5.3.1.3 ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES

Se empleó un procedimiento estadístico para determinar el espaciamiento de con mayor frecuencia de un total de 24 datos.

FIGURA N° 5.2: Dato estadístico del programa Dips v2.



Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

Espaciamiento = 200 mm a 600 mm

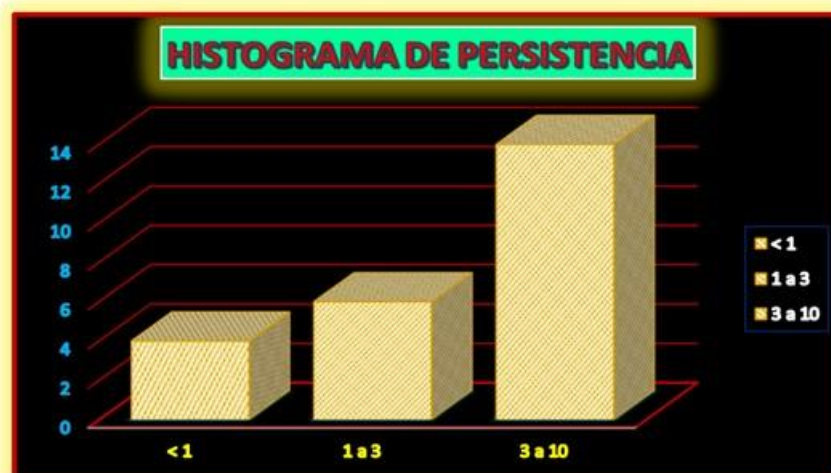
VALORACIÓN: 10

5.3.1.4 CONDICIONES DE DISCONTINUIDADES

La roca presenta en todo ese dominio estructural:

- 1) Persistencia = 3 a 10 m.

FIGURA N° 5.3: Dato estadístico del programa Dips v2.



Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

2) **Apertura** = < 1 mm de separación.

FIGURA N° 5.4: Dato estadístico del programa Dips v2.



Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

3) **Rugosidad** = Ligeramente rugosa.

FIGURA N° 5.5: Dato estadístico del programa Dips v2.



Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

4) **Relleno** = Duro > 5.

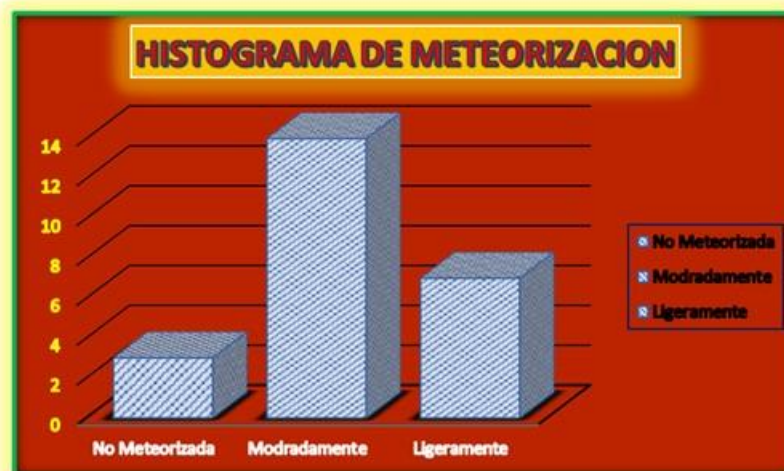
FIGURA N° 5.4: Dato estadístico del programa Dips v2.



Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5) Intemperización = Moderadamente intemperizado.

FIGURA N° 5.5: Dato estadístico del programa Dips v2.



Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

VALORACIÓN: 13

5.3.1.5 AGUAS SUBTERRÁNEAS

La zona presenta seco en la mayoría de los tramos analizados

Agua subterránea = **Seco**

VALORACIÓN: 15

5.3.1.6 ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES

El talud es conducido a través de una roca Caliza con un sistema dominante de diaclasas buzando 60°. Avance en el sentido del buzamiento.

Orientación de discontinuidades = Muy favorable

VALORACIÓN: - 0

5.3.1.7 VALORACIÓN TOTAL DEL “RMR”

Sumando los valores anteriores de tiene:

RMR = 58

VALOR DE RMR	
RMR Básico	58
RMR Ajustado	58
RMR (Condiciones secas y muy favorables)	58
Cohesión	35.7
Ángulo de fricción interna (°)	29.4

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

TABLA N° 5.5: Valoración total del macizo rocoso

Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21
Categoría	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

TABLA N° 5.6: Cuadro de Valorización

Ubicación	Tipo de Roca	Valoración de la Masa Rocosa (RMR)		
		Básico	Ajustado	Condiciones secas
EG-01	Caliza	58	57	58
EG-02	Caliza	45	40	45
EG-03	Caliza	40	35	40
EG-04	Caliza	53	48	53
EG-05	Caliza	52	47	52
EG-06	Caliza	39	34	39

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5.3.2 ÍNDICE DE CALIDAD DE LA MASA ROCOSA, (Q)

Determinando el Índice de calidad Q', para posteriormente poder determinar el GSI.

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a}$$

$$Q' = \frac{56}{9} * \frac{1.5}{2} = 4.7$$

Dónde:

- ❖ RQD = 56 %
- ❖ Jn = 9
- ❖ Jr = 1.5
- ❖ Ja = 2

5.3.3 RELACIONES ENTRE RMR Y GSI

Este Valor de Q' puede ser utilizado para estimar el valor GSI a partir de:

$$GSI = 9 * \text{Log } Q' + 44$$

$$GSI = 9 * \text{Log } (4.7) + 44 = 50$$

ESTABILIDAD DE TAJOS

Sobre la base de los resultados de la investigación geotécnica se ha realizado la verificación de la estabilidad de los taludes del tajo de la mina mediante la metodología del SMR y el método analítico.

5.3.4 SMR - ROMANO (1988)

La clasificación RMR ha sido complementada con factores de reducción que dependen de la interrelación de los elementos de orientación de las discontinuidades con la obra de ingeniería, así como de los métodos de excavación. En función al sistema de valoración propuesto por Bieniawski en 1979, Romana en 1985, propuso un sistema de valoración de aplicación a taludes, este sistema considera el efecto de la discontinuidad del macizo rocoso en función al corte del talud, por otro lado, considera, el tipo de falla predominante y método de excavación, el siguiente cuadro resume la valoración propuesta y la que utilizaremos en la evaluación:

1.- DATOS DE LA DISCONTINUIDAD (EG-03)			
Dirección de buzamiento (aj)	201	Buzamiento (bj)	53

2.- DATOS DE TALUD (EG-03)			
Dirección de buzamiento (as)	165	Buzamiento (bs)	80

3.- TIPO DE FALLA PREDOMINANTE			
Planar (P)	P	Volteo (V)	

4.- FACTORES POR AJUSTE DE JUNTAS						
Determinación de factor de ajuste F ₁						
Caso		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Planar	as - aj	> 30	30 - 20	20 - 10	10 - 5	< 5
Volteo	as - aj - 180					
Valores de F ₁		0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
					VALOR DE F ₁	0.15
Determinación de factor de ajuste F ₂						
Caso		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Planar	bj	< 20	20 - 30	30 - 35	35 - 45	> 45
Valor de F ₂		0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
Nota: Para el caso de falla por volteo considerar F ₂ = 1.00					VALOR DE F ₂	1.00
Determinación de factor de ajuste F ₃						
Caso		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Planar	bj - bs	> 10	10 - 0	0	0 - (-10)	< -10
Volteo	bj + bs	> 110	110 - 120	> 120	-----	-----
Valores de F ₃		0	-6	-25	-50	-60
					VALOR DE F ₃	-60

5.- FACTOR DE AJUSTE SEGÚN EL METODO DE EXCAVACION						
Determinación de factor de ajuste F ₄						
Método	Talud natural	Pre-corte	Volad. controlada	Volad. regular	Volad. Defic.	
	NS	PS	SB	RB	DB	
Valor de F ₄		15	10	8	0	-8
				VALOR F ₄	8	

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

$$SMR = 58 + (0.15 * 1.00 * -60) + 8 = 57$$

5.3.4.1 Grado de Estabilidad de Taludes

Para uniformizar la evaluación y se pueda entender bajo un mismo criterio de ha realizado una cuidadosa observación de las condiciones

actuales de los taludes, mediante el cual se propone dividir los taludes por su grado de estabilidad en los siguientes grupos:

TABLA N° 5.7: Rangos de los grados de estabilidad obtenidos de la valoración SMR

GRADO DE ESTAB.	E3	E2	E1		E0
CLASE	V	IV	III	II	I
SMR	0 - 20	21 - 40	41 - 60	61 - 80	81 - 100
DESCRIPCIÓN	Muy mala	Mala	Regular	Buena	Muy buena
ESTABILIDAD	Muy inestable	Inestable	Parcialmente estable	Estable	Totalmente estable
FALLA	Planar o como suelo	Planar o cuñas grandes	Algunas juntas o muchas cuñas	Algunos bloques	Ninguno
SOPORTE	Re-excavación	Correctivos vastos	Sistemático	Ocasional	Ninguno

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

- E0 : Talud Totalmente Estable
- E1 : Talud Normalmente estable o Parcialmente estable
- E2 : Talud Inestable
- E3 : Talud Crítico

Los siguientes cuadros muestran las valoraciones SMR y sus grados de estabilidad:

TABLA N°5.8: Grados de Estabilidad de Familias de Discontinuidad

VALOR DE SMR	
SMR	57
Descripción	Regular
Estabilidad	Parcialmente estable
Roturas	Algunas juntas o muchas cuñas
Tratamiento	Sistemático

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

TABLA N° 5.9: Valoración SMR

Ubicación	RMR	SMR			
	RMR 89	Falla evaluada	Descripción	Valor	Grado de Estabilidad
EG-01	59	P	Regular	57	Estable
EG-02	45	P	Regular	47	Parcialmente estable
EG-03	40	P	Regular	45	Parcialmente estable
EG-04	53	P	Regular	45	Parcialmente estable
EG-05	52	P	Mala	35	Planar o cuñas grandes
EG-06	39	P	Mala	38	Planar o cuñas grandes

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5.4 CRITERIO DE FALLA EN EL MACIZO ROCOSO

Se ha reconocido que el Índice de Resistencia Geológica GSI (Hoek (1994)) como vehículo adecuado para relacionar el criterio de falla de Hoek y Brown con las observaciones geológicas en campo (las que siempre dependen del criterio de quien toma la información), particularmente para macizos rocosos, incluso en aquellos muy débiles

5.4.1 CRITERIO DE FALLA EN EL MACIZO ROCOSO

Ante la práctica para determinar las leyes que rigen el comportamiento, la resistencia y la rotura de los materiales rocosos (tanto en la roca intacta como en la masa rocosa), se emplean una serie de criterios de rotura o de resistencia, obtenidos a partir de ensayos de laboratorio y de experiencias. Estos criterios son expresiones matemáticas que representan modelos que permiten estimar la resistencia del material en base a los esfuerzos aplicados, en sus propiedades de resistencia y predecir cuando ocurre la rotura.

La resistencia estará en función de los esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3 . Además de los esfuerzos principales, los criterios de resistencia son desarrollados en términos del esfuerzo normal y el esfuerzo tangencial, actuando sobre un plano.

Datos de campo de la masa rocosa:

1. RQD = 56% (Roca de buena calidad)
2. RMR = 58 (Masa rocosa de buena calidad)
3. Q = 4.7 (Masa rocosa de muy buena calidad)
4. GSI = 50 (índice geológico de resistencia)
5. $\sigma_v = 2.13$ MPa (Se considera un esfuerzo vertical)
6. Z = 85 m (Equivalente a una altura)

Datos de ensayos de laboratorio en la roca intacta:

- 1) $\gamma = 2.5$ ton/m³ (Peso volumétrico)
- 2) $\sigma_{ci} = 75.5$ MPa (Resistencia a compresión simple de la roca intacta)
- 3) E = 8.69 GPa (Módulo de deformabilidad de la roca intacta)
- 4) $\nu = 0.16$ (Relación de Poisson)
- 5) $m_i = 14$ (Parámetro de la roca)
- 6) $\phi = 35.8$ (Ángulo de fricción interna de ensayos triaxiales)
- 7) c = 2.9 MPa (Cohesión de ensayos triaxiales)

5.4.1.1 RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA

1).- Criterio de Mohr-Coulomb

La resistencia de la roca expresada en función de los esfuerzos principales es:

$$\theta = 45^\circ + \frac{35.8}{2} = 62.9^\circ$$

$$\sigma_1 = \frac{2C + \sigma_3[\text{Sen}2\theta + \text{Tan}\phi(1 - 2\text{Cos}\theta)]}{\text{Sen}2\theta - \text{Tan}\phi(1 + 2\text{Cos}\theta)}$$

$$\sigma_1 = \frac{2*2.9 + 2.13*[\text{Sen}2*62.9 + \text{Tan}35.8^\circ(1 - 2\text{Cos}62.9^\circ)]}{\text{Sen}2*62.9^\circ - \text{Tan}35.8^\circ(1 + 2\text{Cos}62.9^\circ)} = 58.5 \text{ MPa}$$

La resistencia a compresión simple según Mohr-Coulomb será:

$$\sigma_1 = \sigma_c = 2C \frac{\text{Cos}\phi}{1 - \text{Sen}\phi}$$

$$\sigma_1 = \sigma_c = 2*2.9 \frac{\text{Cos}35.8^\circ}{1 - \text{Sen}35.8^\circ} = 11.33 \text{ MPa}$$

La resistencia a la tensión de la matriz rocosa viene dada por:

$$\sigma_t = \frac{2C*\text{Cos}\phi^\circ}{1 + \text{Sen}\phi^\circ}$$

$$\sigma_t = \frac{2*2.9*\text{Cos}35.8^\circ}{1 + \text{Sen}35.8^\circ} = 2.97 \text{ MPa}$$

2).- Criterio de Hoek y Brown

La resistencia a compresión de la roca viene dada por:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m_i * \sigma_{ci} * \sigma_3 + \sigma_{ci}^2}$$

$$\sigma_1 = 2.13 + \sqrt{14 * 75.5 * 2.13 + 75.5^2} = 82.3 \text{ MPa}$$

La resistencia a la tensión está dada por:

$$\sigma_t = \frac{\sigma_{ci}}{2} * (m_i - \sqrt{m_i^2 + 4})$$

$$\sigma_t = \frac{75.5}{2} * (14 - \sqrt{14^2 + 4}) = 5.37 \text{ MPa}$$

5.4.1.2 RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA

La resistencia de la masa rocosa a partir del criterio de Hoek y Brown, viene dada por:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \sqrt{m * \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s}$$

Las constantes **m** y **s** pueden determinarse a partir de la expresión (3.29), para una masa rocosa no alterada:

a) Con $m_i = 14$ (de la matriz rocosa) y RMR= 58

$$m = m_i * e^{\frac{RMR - 100}{28}}$$

$$s = e^{\frac{RMR - 100}{9}}$$

$$m = 14 * e^{\frac{58 - 100}{28}} = 3.12$$

$$s = e^{\frac{58 - 100}{9}} = 0.0094$$

b) Con $m_i = 14$ (de la matriz rocosa) y el índice GSI = 50 y utilizando las expresiones (3.31):

$$m = m_i * e^{\frac{GSI - 100}{28}}$$

$$s = e^{\frac{GSI - 100}{9}}$$

$$m = 14 * e^{\frac{50 - 100}{28}} = 2.35$$

$$s = e^{\frac{50 - 100}{9}} = 0.0039$$

c) Consultando la Tabla en el anexo II para obtener las constantes **m** y **s**, para una roca caliza inalterada con un RMR = 58:

$$m = 3.383$$

$$s = 0.00198$$

d) La resistencia de la masa rocosa a partir del criterio de Hoek y Brown, viene dada por:

$$\sigma_1 = 2.13 + 75.5 \sqrt{3.12 * \frac{2.13}{75.5} + 0.0094} = 25.69 \text{ MPa}$$

$$\sigma_1 = 2.13 + 75.5 \sqrt{2.35 * \frac{2.13}{75.5} + 0.0039} = 22.13 \text{ MPa}$$

$$\sigma_1 = 2.13 + 75.5 \sqrt{3.383 * \frac{2.13}{75.5} + 0.00198} = 25.69 \text{ MPa}$$

La resistencia a compresión simple de la masa rocosa, σ_{cm} , se obtiene para la condición cuando $\sigma_3 = 0$, la ecuación de resistencia de Hoek se reduce a:

$$\sigma_{cm} = \sigma_{ci} \sqrt{s}$$

$$\sigma_{cm} = 75.5 * \sqrt{0.0094} = 7.32 \text{ MPa}$$

$$\sigma_{cm} = 75.5 * \sqrt{0.0039} = 4.71 \text{ MPa}$$

$$\sigma_{cm} = 75.5 * \sqrt{0.00198} = 3.36 \text{ MPa}$$

La resistencia a la tensión de la masa rocosa, σ_{tm} , viene dada por:

$$\sigma_{tm} = \frac{s * \sigma_{ci}}{m}$$

$$\sigma_{tm} = \frac{0.0094 * 75.5}{3.12} = 0.23 \text{ MPa}$$

$$\sigma_{tm} = \frac{0.0039 * 75.5}{2.35} = 0.13 \text{ MPa}$$

$$\sigma_{tm} = \frac{0.00198 * 75.5}{3.383} = 0.044 \text{ MPa}$$

En la Figura 5.5, se muestra los esfuerzos principales obtenidos con el criterio de rotura de Hoek, la resistencia a compresión simple de la masa rocosa se presenta cuando el esfuerzo principal menor es cero, obteniendo un valor del orden de 21 MPa, también se observa que el valor máximo a la tensión es de 0.68 MPa, estos valores son inferiores

a los obtenidos con el criterio de Mohr Coulomb. En la Figura 4.6, se muestra la representación de las diferentes condiciones de esfuerzo para la rotura de la roca.

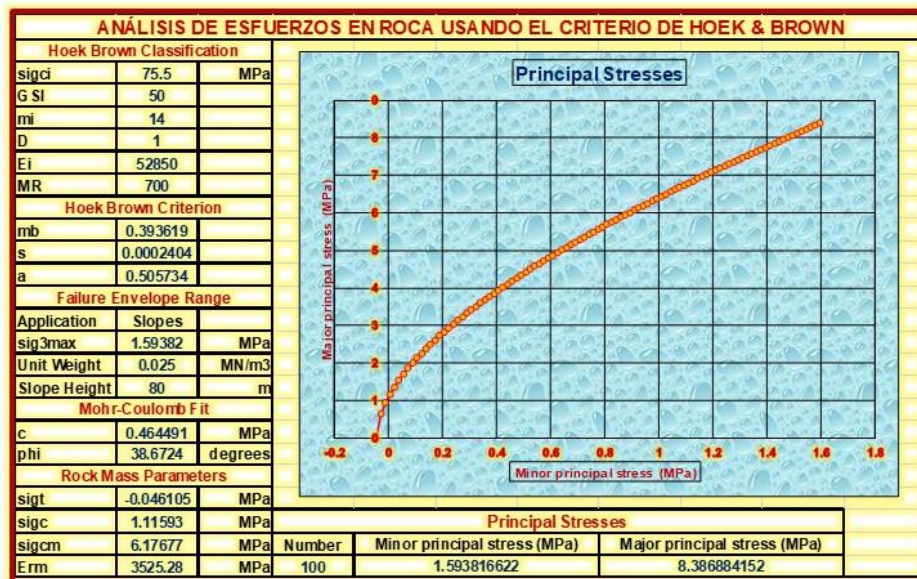


FIGURA 5.5: Envoltente de falla del criterio de rotura (Hoek y Brown, 1997)

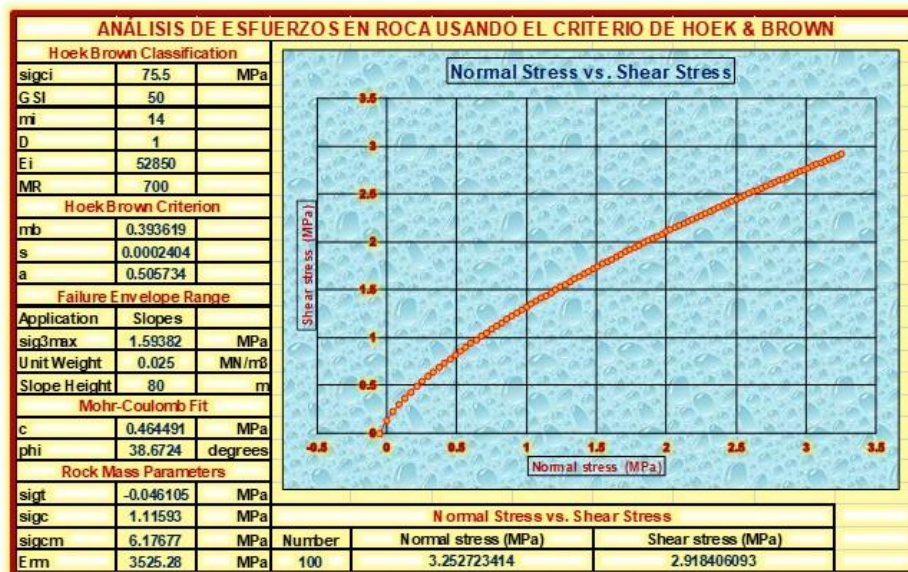


FIGURA 5.6: Representación de las condiciones de esfuerzo para la rotura de la roca (Hoek y Brown, 1997)

El resumen de los valores obtenidos con los criterios descritos, se muestra en la Tabla 5.7.

TABLA N° 5.7: Resultados en la determinación de la resistencia de la roca

	Resultado de laboratorio	CRITERIO	
		Mohr-Coulomb	Hoek-Brown
Roca Intacta			
σ_1		58.5	82.3
σ_c	75.5	11.33	82.3
σ_t	10	2.97	5.37
Masa Rocosa			
σ_1	----	----	25.69
			22.13
			25.13
σ_{cm}	----	----	7.32
			4.71
			3.36
σ_{tm}	----	----	0.23
			0.13
			0.044

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

Los valores obtenidos con el criterio de Mohr-Coulomb resultan inferiores a los datos obtenidos de laboratorio de la resistencia a compresión simple de la roca ($\sigma_{ci} = 75.5$ MPa), lo que teóricamente no es posible, esta diferencia conduce a obtener valores sobreestimados en la resistencia de la roca.

El criterio de Hoek y Brown, resulta más acorde a rangos de valores característicos de la resistencia de la matriz rocosa. La no linealidad considerada en la resistencia se ajusta más al comportamiento real de los materiales rocosos. Las constantes **m** y **s** involucran el factor a escala de las discontinuidades de la masa rocosa, con lo que se obtienen valores representativos del comportamiento de la roca, así pues, el valor de 82.3 MPa de resistencia a compresión de la roca, se aproxima al valor obtenido en laboratorio (75.5 MPa).

Para la resistencia de la masa rocosa se obtienen tres valores, que difieren por la obtención de las constantes m y s, un valor representativo puede utilizarse el promedio de los tres valores reportados.

5.5 PROYECCIONES ESTEREOGRÁFICAS DEL AGRIETAMIENTO DEL MACIZO (EG – 01)

Para realizar el diseño y análisis de estabilidad de taludes en macizos rocosos se ha investigado cuidadosamente las propiedades de la roca fracturada las mismas que se encuentran influenciadas notablemente por la existencia de fisuras y otras superficies de separación de índole geológica.

La proyección estereográfica de las discontinuidades presentes en los taludes del macizo rocoso ha sido determinada con el programa de cómputo CONTEO (Dips V6), la misma que representa de manera gráfica las discontinuidades agrupándolos en "set" o familias principales para luego determinar el tipo de falla más probable de ocurrencia en el talud, una vez determinada el tipo de falla se analiza para cada caso mediante el método de equilibrio límite. Del análisis que se realiza en el macizo rocoso se puede identificar los siguientes tipos de falla.

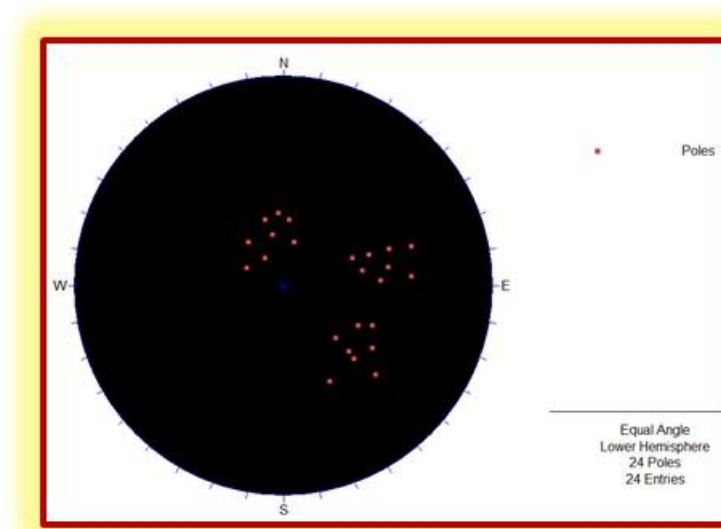


FIGURA N° 5.7: Representación de los polos con el Dips

5.5.1 ANALISIS DE LOS MODELOS DE FALLA (EG - 01)

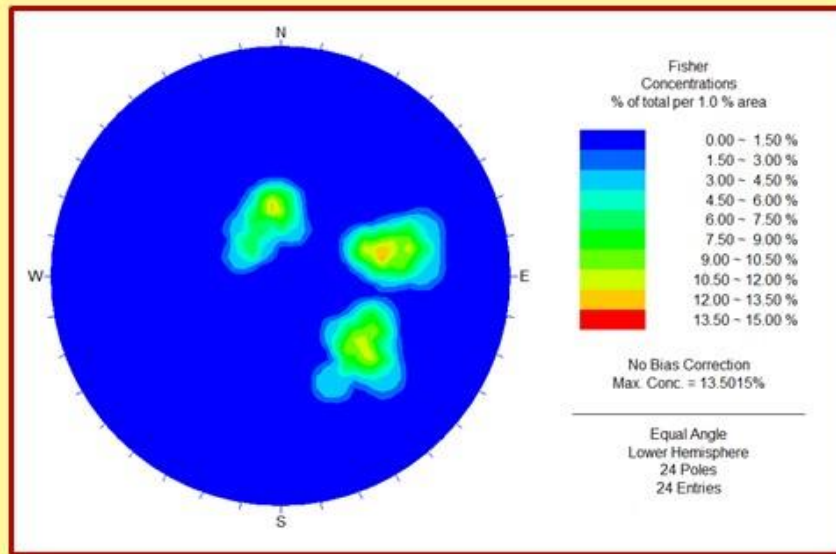


FIGURA N° 5.8: Representación del ploteo para ver la concentración de las familias con el Dips

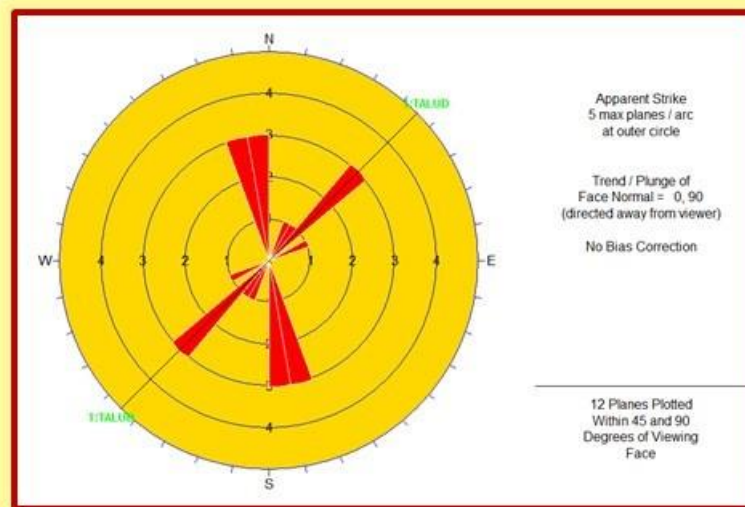


FIGURA N° 5.9: Roseta, visualiza las orientaciones de las estructuras, la que favorece enormemente a la estabilidad del mismo.

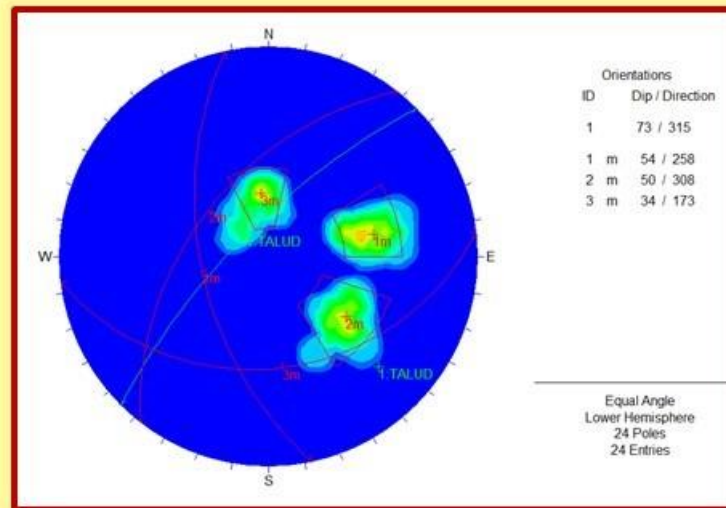


FIGURA N° 5.10: Representaciones en grupos de familias más importantes con el Dips:

TABLA N° 5.8: Tipo de Falla por Familia de Discontinuidades

Ubicación	Familias principales (Dir.Buz. / Buz.)	Familias que producen fallas		
		Falla Planar	Falla por cuña	Falla por Volteo
EG-01	1. 258° / 54° 2. 308° / 50° 3. 173° / 34°	Planar Potencial 2	Cuña Potencial 1 y 2	Arreglo estructural adverso Insignificante
EG-02	1. 232° / 76° 2. 003° / 77° 3. 113° / 55°	Arreglo estructural adverso no Significativo	Cuña Potencial 1 y 2	Vuelco Mayor 3
EG-03	1. 201° / 53° 2. 342° / 50° 3. 257° / 76°	Falla mayor por amplia dispersión 1	Cuña potencial 1 y 3	Vuelco mayor 2
EG-04	1. 244° / 39° 2. 051° / 52° 3. 328° / 82°	Planar mayor por dispersión 1 y Planar menor por dispersión 3	Cuña potencial 1 y 3	Arreglo estructural adverso insignificante
EG-05	1. 131° / 79° 2. 240° / 41° 3. 099° / 61°	Arreglo estructural adverso insignificante	Por dispersión 1 y 3	Vuelco probable por dispersión 1
EG-06	1. 229° / 40° 2. 354° / 84° 3. 268° / 73°	Falla planar menor por dispersión 1	Cuña potencial 1 y 3	Vuelco mayor 2

Fuente: Sección de Operaciones – SMC G S.A

Para la evaluación de la estabilidad de las fallas presentadas en el análisis de discontinuidades se empleó el programa Swedge y RocPlane para el caso de falla por cuña y planar.

Los siguientes cuadros muestran los factores de seguridad determinados en la evaluación.

TABLA N° 5.9: Factores de Seguridad por Tipo de Falla

Ubicación	Familias principales (Dir.Buz. / Buz.)	Falla Planar	F.S.	Falla por cuña	F.S.
EG-01	1. 258° / 54° 2. 308° / 50° 3. 173° / 34°	Planar Potencial 2	1.8	Cuña Potencial 1 y 2	2.1
EG-02	1. 232° / 76° 2. 003° / 77° 3. 113° / 55°	-	---	Cuña Potencial 1 y 2	1.5
EG-03	1. 201° / 53° 2. 342° / 50° 3. 257° / 76°	Falla mayor por amplia dispersión 1	1.5	Cuña potencial 1 y 3	1.7
EG-04	1. 244° / 39° 2. 051° / 52° 3. 328° / 82°	Planar mayor por dispersión 1 y Planar menor por dispersión 3	1.9	Cuña potencial 1 y 3	2.0
EG-05	1. 131° / 79° 2. 240° / 41° 3. 099° / 61°	-	1.6	Por dispersión 1 y 3	1.8
EG-06	1. 229° / 40° 2. 354° / 84° 3. 268° / 73°	Falla planar menor por dispersión 1	1.4	Cuña potencial 1 y 3	1.7

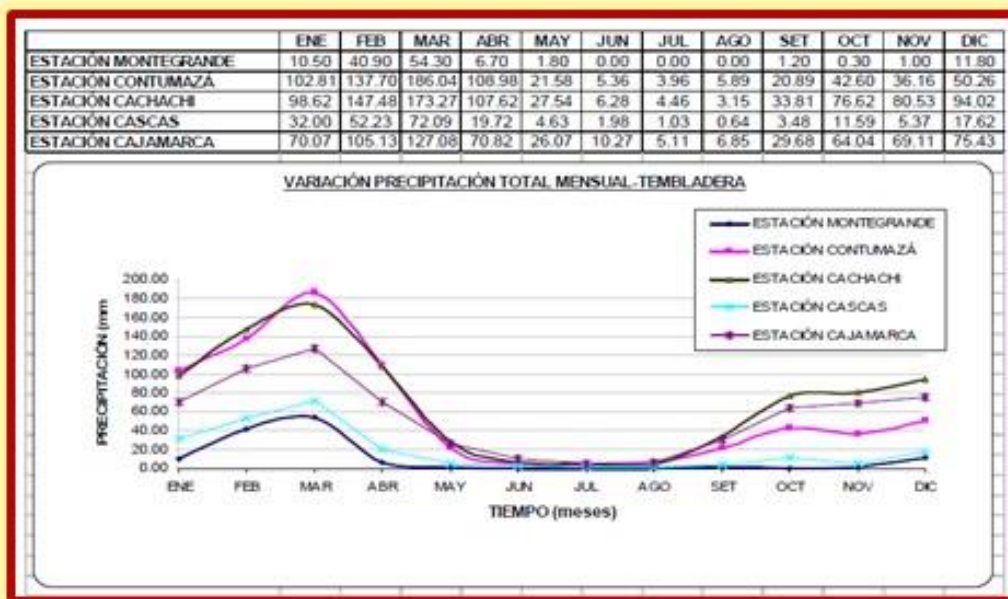
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

5.6 ASPECTOS HIDROGEOLÓGICOS

5.6.1 PRECIPITACIÓN

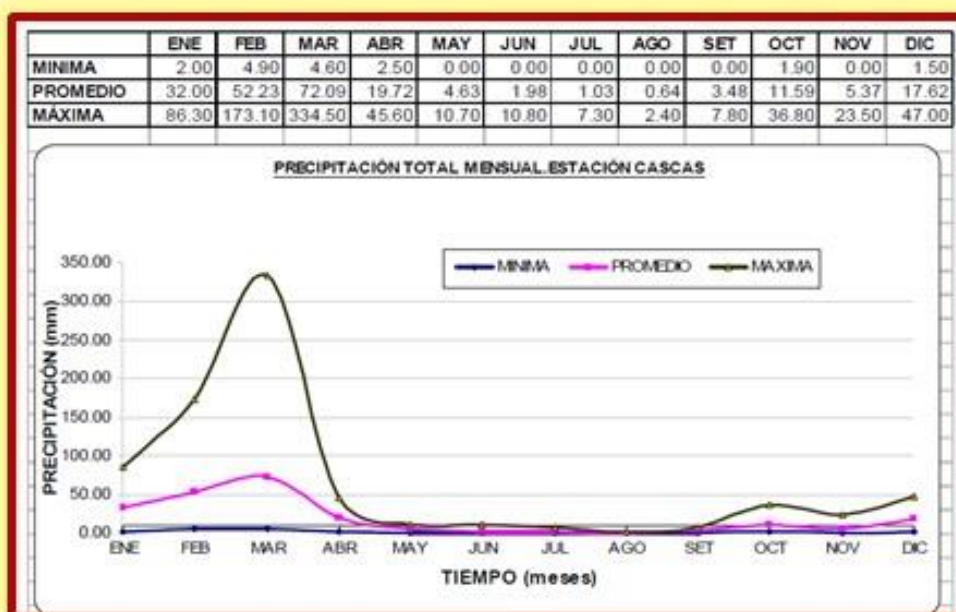
La zona de estudio presenta las siguientes precipitaciones total mensuales (promedio anual) para cada una de sus estaciones, las cuales son: 10.7mm (Estación Montegrando), 60.2mm (Estación Contumazá), 71.1mm (Estación Cachachi), 18.5mm (Estación Cascas) y 55mm (Estación Cajamarca), a continuación, se muestra una comparación de las precipitaciones de las estaciones del área de estudio en el Cuadro 5.1.

CUADRO N° 5.1: Comparación de la variación de Precipitación por estaciones.



Para el presente estudio se tomó como referencia la estación Cascas, la cual presenta una precipitación mínima mensual de 0 mm, una precipitación media mensual de 167.25 mm y una precipitación máxima mensual de 334.5 mm, la variación de precipitaciones mensuales se muestran a continuación en el Cuadro 5.2.

CUADRO N° 5.2: Variación de Precipitación Total mensual Cascas.



5.6.2 NAPA FREÁTICA

En Conclusión, del análisis hidrológico, las aguas provenientes de las precipitaciones pluviales son mínimas, y las aguas acumuladas de las escorrentías serian controlables de manera muy local y su duración seria de muy corto tiempo, lo cual no justifica hacer obras de drenaje en la Cantera tembladera.

TABLA N° 5.10: Medición de Napa freática con piezómetros perforados en la Cantera Tembladera.

N° de Pozo	Nombre del Pozo	Cota del Terreno (msnm)	Profundidad del Pozo (M)	Nivel Estático	
				Profundidad (m)	Cota (msnm)
Pz-01	Piezómetro 01 (Pozo de Captación)	459.00	13.00	9.57	449.43
Pz-05	Piezómetro 05 (Qda. Honda)	428.00	21.40	12.56	415.44

En relación a las aguas subterráneas, el área de la cantera Tembladera se encuentra en una zona empinada y abrupta, cuyo basamento rocoso está compuesto por calizas, cuya permeabilidad está en el orden 10^{-5} a 10^{-6} cm/s, lo que indica que esta es una zona prácticamente impermeable. Estas características de impermeabilidad, hacen que las aguas superficiales no percolen hacia el interior del subsuelo, formando niveles de agua subterráneas.

5.7 PELIGRO DE SISMICIDAD

Los resultados de este análisis indicaron que las máximas aceleraciones que se esperan para la localidad de Tembladera, son de 0.21g y 0.26 g para periodos de retorno de 50 y 100 años respectivamente, los cuales representan intensidades máximas de grado VIII a IX en el sistema de Mercalli Modificado.

Las aceleraciones arriba indicadas corresponden a valores máximos o picos. Es actualmente ampliamente aceptado que para los análisis pseudo estáticos de taludes, se considere un coeficiente sísmico horizontal de diseño de $1/2$ a $2/3$ de la aceleración máxima. Por tanto, adoptando este criterio establecemos aquí un valor del coeficiente sísmico horizontal de **0.17g** para ser utilizado en los análisis pseudo estáticos de taludes de la cantera Tembladera, correspondiente a un periodo de retorno de 100 años.

5.8 CONSIDERACIONES DE DISEÑO

Los objetivos principales asociados al estudio de la estabilidad física del talud de la cantera Tembladera son los siguientes:

- Realizar la explotación de las calizas sin comprometer la estabilidad de la cantera.
- Verificar la estabilidad física del talud final del tajo de acuerdo al Diseño inicial realizado por DCR Ingenieros SRLtda.

5.8.1 CRITERIOS DE DISEÑO DE TALUD

En una cantera de tajo abierto, el criterio de diseño debe considerar tres principales componentes, el ángulo de talud general, el ángulo de talud de banco, y la configuración geométrica de los bancos.

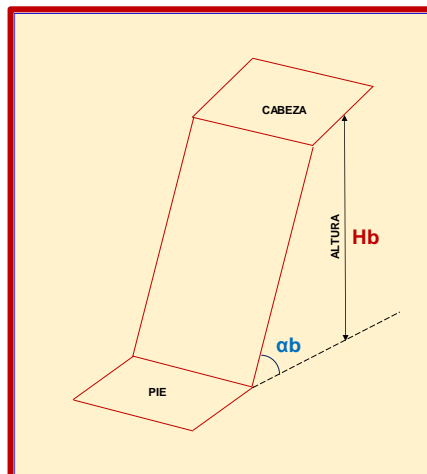
La conformación de los taludes, bermas y ángulos del tajo se logra teniendo en cuenta el dimensionamiento de equipos para la perforación y que esto está sujeto a la demanda de producción de la planta.

ALTURA DE BANCO (H_b)

La altura de banco se establece, generalmente a partir de las dimensiones de los equipos de excavación y carga, las características del macizo rocoso y de las exigencias de selectividad de la explotación.

En líneas generales, el condicionante para establecer la altura de banco es el equipo de carga y la altura máxima que alcanza el cucharón. Este criterio permite utilizar la pala o excavadora para sanear cualquier punto del frente y mantener unas condiciones de seguridad aceptables.

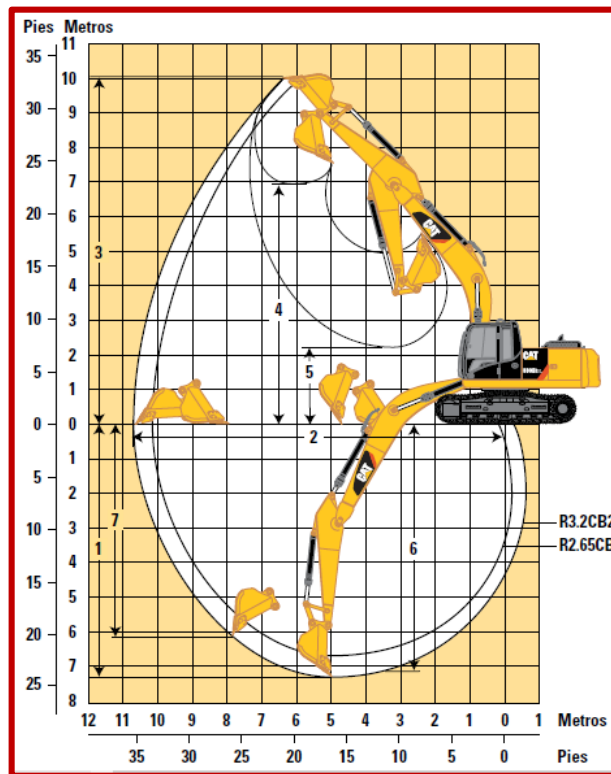
IMAGEN 5.1: Altura de banco y ángulo



Sin embargo, la experiencia en el sector de las canteras muestra como, casi de forma sistemática, se acude a alturas de banco comprendidas entre 10 y 20 metros.

- Corresponde a la altura de un talud único. Normalmente, queda definida por consideraciones operacionales, mas no geotécnicas. (imagen 5.4)

IMAGEN N° 5.4: Altura de banco de acuerdo al equipo de carguío – Excavadora CAT 330D

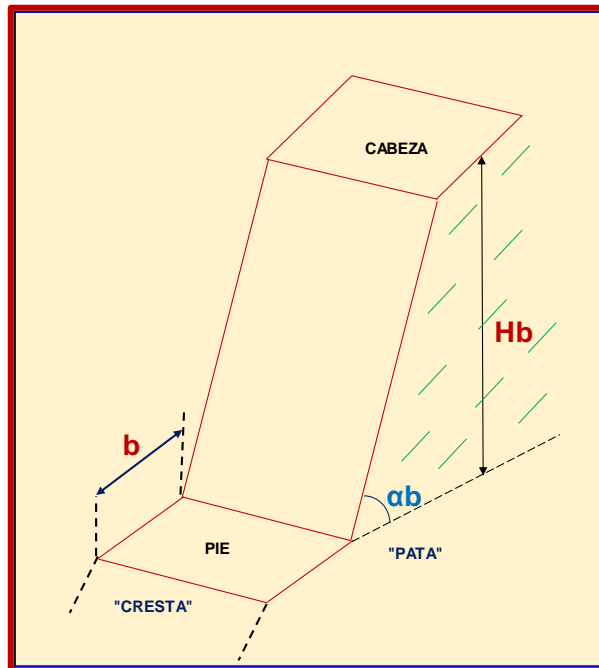


- **Hb = 10 metros**

ANCHO DE BERMA (b)

El ancho de berma es la distancia entre la pata del banco y la cresta del mismo inmediatamente inferior. Esta distancia queda definida por el volumen de los derrames producidos por las inestabilidades. (imagen 5.5).

IMAGEN 5.1: Ancho de berma



- Por otro lado, los anchos de bermas se definen de acuerdo al criterio de Ritchie (1 963), el cual fue modificado por Evans y Call (1 992).

$$W = 0.2Hb + 2.0, \quad \text{para } Hb < 9.0 \text{ m} \quad (5.1)$$

$$W = 0.2Hb + 4.5, \quad \text{para } Hb > 9.0 \text{ m} \quad (5.1)$$

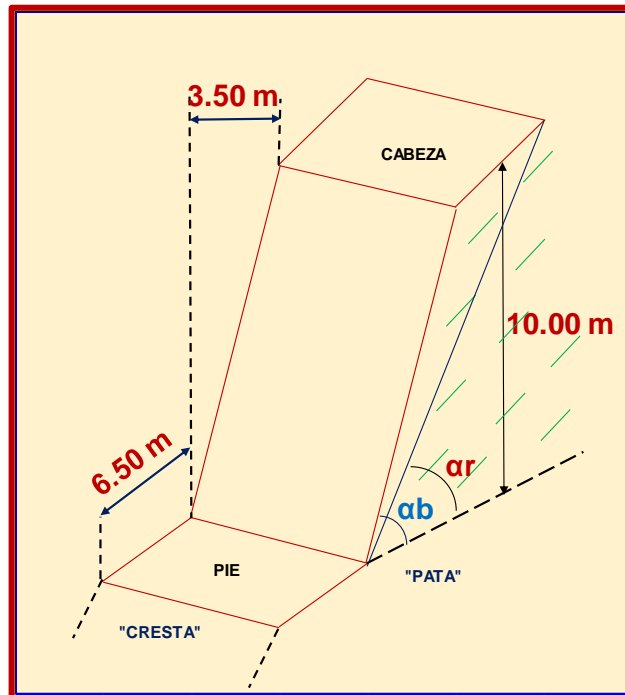
$$W = (0.2 \times 10 \text{ m}) + 4.5$$

$$W = 6.5 \text{ m}$$

ÁNGULO DE BANCO (αb)

Está definido como el ángulo que forma la cara del banco y la horizontal. La finalidad del ángulo de banco es reducir el potencial de deslizamiento.

IMAGEN 5.1: Ángulo de banco

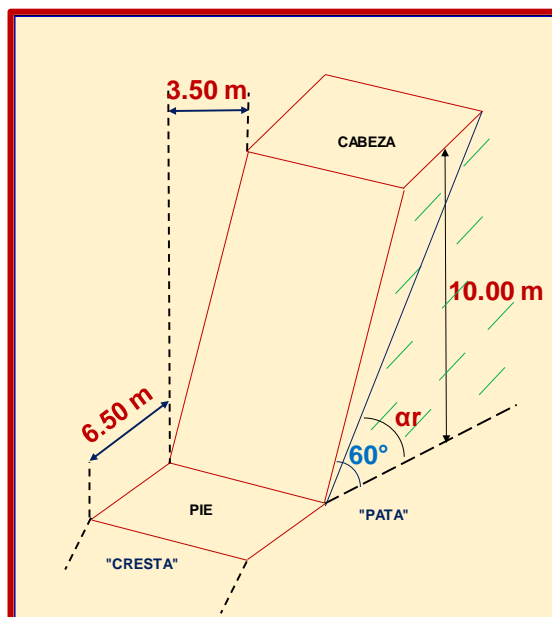


➤ $\alpha_b = 60^\circ$

ÁNGULO INTERRAMPA (α_r)

Es el ángulo que forma la horizontal y la línea que une todas las "patas" de los bancos. Este valor no corresponde a la inclinación geotécnica del talud; sin embargo, es empleado para la planificación minera.

IMAGEN 5.1: Ángulo de interrampa



$$Q' = \frac{Hb}{\tan \alpha} \quad (5.2)$$

$$Q' = \frac{10 \text{ m}}{\tan 60^\circ}$$

$$Q' = 5.7 \text{ m}$$

$$\alpha_r = \tan^{-1}\left(\frac{Hb}{Q'+b}\right) \quad (5.3)$$

$$\alpha_r = \tan^{-1}\left(\frac{10 \text{ m}}{5.77 \text{ m} + 6.5 \text{ m}}\right)$$

$$\alpha_r = 39^\circ$$

Altura de banco (m)	10
Sobreperforación (m)	1
Diámetro de perforación (pulgadas)	4
Malla (m)	4.5 x 3.3
Inclinación de taladro	90° (producción) 75 y 60° (límite final)
Longitud de perforación (m)	11.0
Perforación específica (TM/m)	40
Velocidad de penetración neta (m/h)	33 (DP 1100) 31 (ECM 720)

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

De acuerdo a los estudios de Estabilidad de Taludes preparado por DCR INGENIEROS SRL tda y ACOMISA en el año 2007, los parámetros de explotación recomendados son:

- Ángulo de talud final por sector: variable entre 43° y 48°
- Ángulo de talud de banco insitu: variable entre 65-70°
- Altura de banco: 10 metros
- Banqueta de seguridad: 5 a 6 metros de ancho
- Ancho de rampas: 11 metros (incluye berma de seguridad y cuneta)
- Gradiente máx.10%
- Radio de curvatura mínimo: 25 metros
- Ancho banco en niveles activos: 6.5 metros

El diseño propuesto en este estudio será el resultado del análisis probabilístico de falla de cada unidad geotécnica de diseño, para los

ángulos de banco y para el ángulo de talud general, que estarán representados en cuadros.

5.8.2 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE TALUD GENERAL

El análisis de estabilidad se realizó empleando el programa computacional SLIDE versión 6.0 y Phase2, Versión 5.1 (Rocscience, 2011).

Los factores de seguridad mínimos utilizados para los análisis de estabilidad fueron desarrollados en base de MEM (1998) y BC MWRPRC (1991). Los factores de seguridad (FS) mínimos requeridos para satisfacer las condiciones estáticas y pseudo-estáticas utilizadas en este estudio son:

- Mínimo factor de seguridad estático igual a **1.3**; y
- Mínimo factor de seguridad pseudo-estático igual a **1.0**.

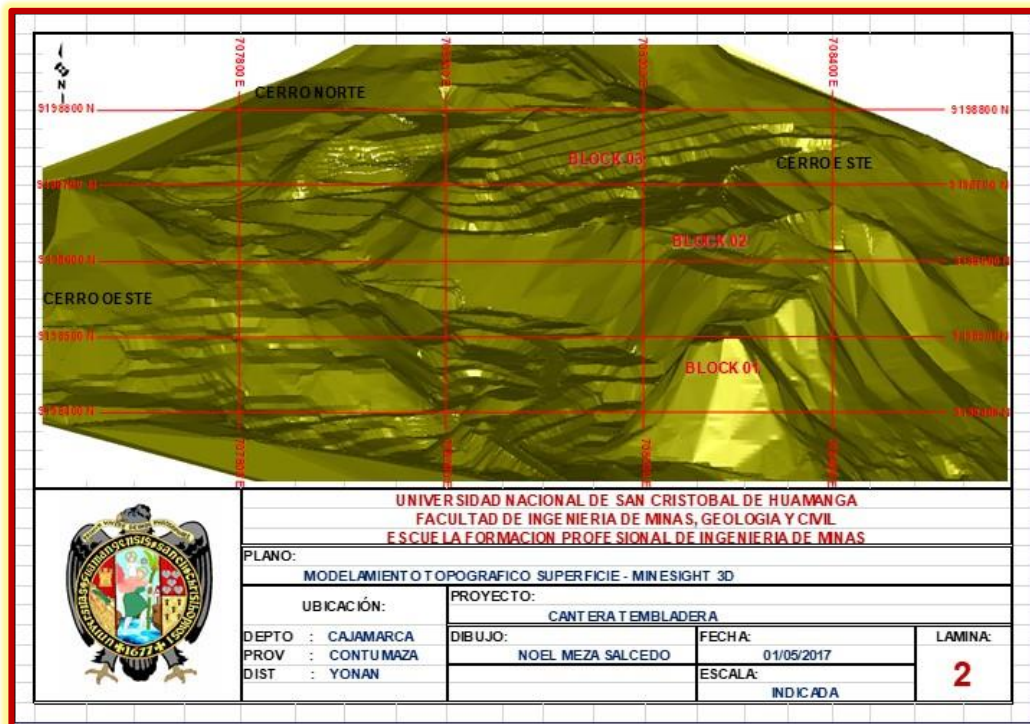
5.9 EVALUACIÓN DE ESTABILIDAD

Para realizar el diseño y análisis de estabilidad de taludes en macizos rocosos se ha investigado cuidadosamente las propiedades de la roca fracturada las mismas que se encuentran influenciadas notablemente por la existencia de fisuras y otras superficies de separación de índole geológica.

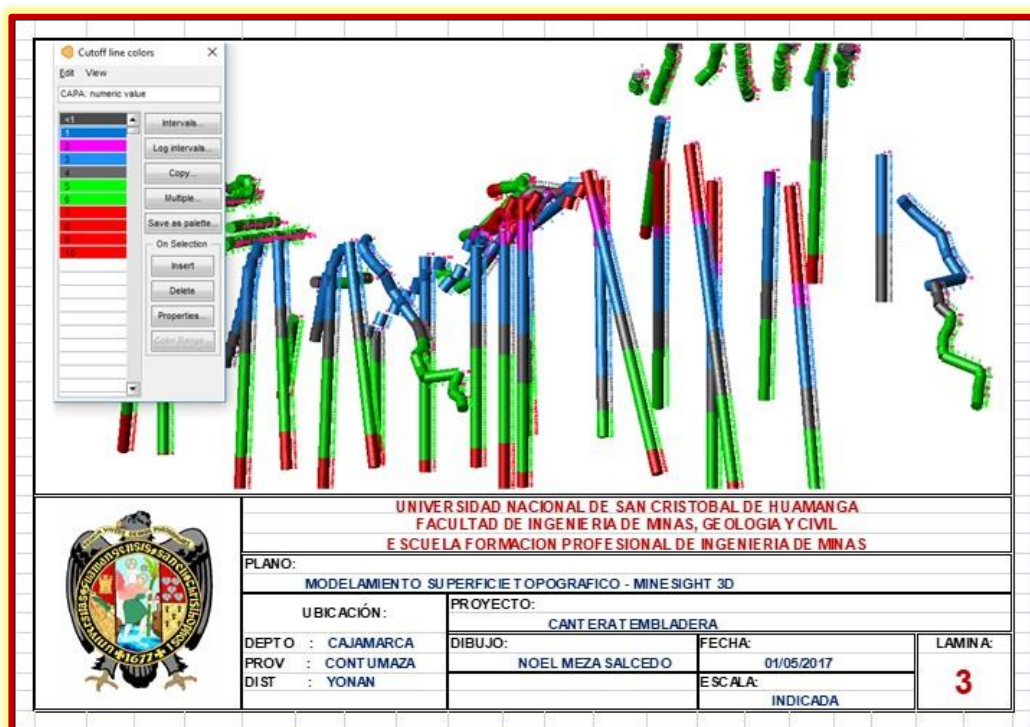
5.9.1 PRINCIPALES MÉTODOS DE ANÁLISIS

La proyección estereográfica de las discontinuidades presentes en los taludes del macizo rocoso ha sido determinada con el programa de cómputo CONTEO, la misma que representa de manera gráfica las discontinuidades agrupándolos en "set" o familias principales para luego determinar el tipo de falla más probable de ocurrencia en el talud.

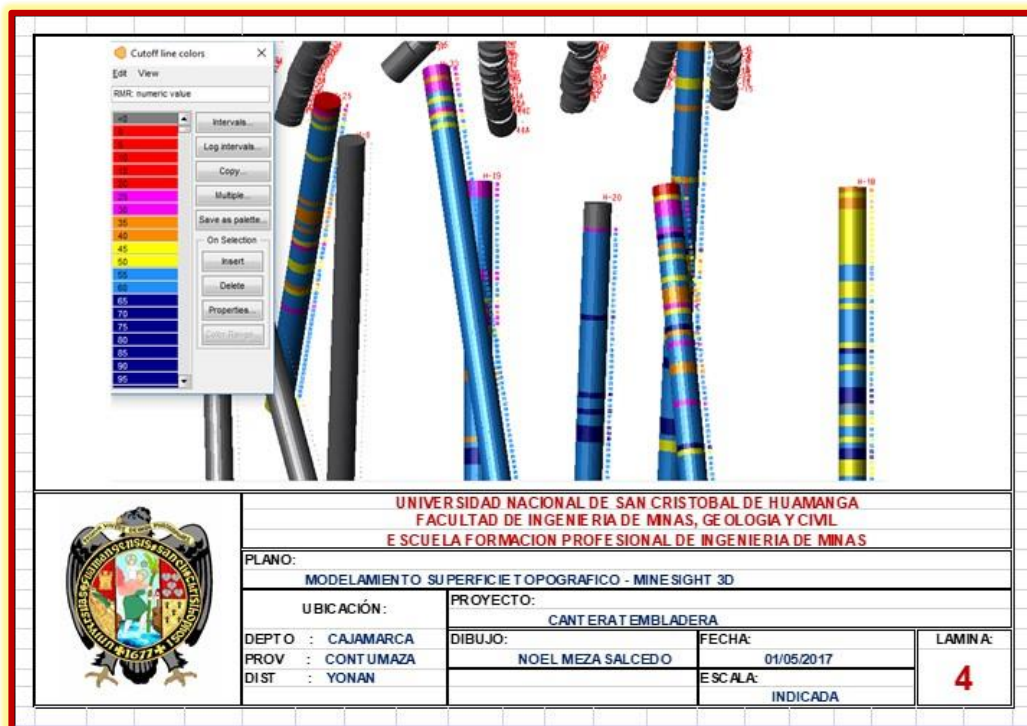
- Para el análisis de estabildades del tajo se hizo uso del software Minesight 10.5, estimando un promedio de 8 bancos con altura de 10 mt. Y berma de 6 mt. Con la información recolectadas se hizo los siguientes modelamientos correspondiente al **Modelo Geológico**.



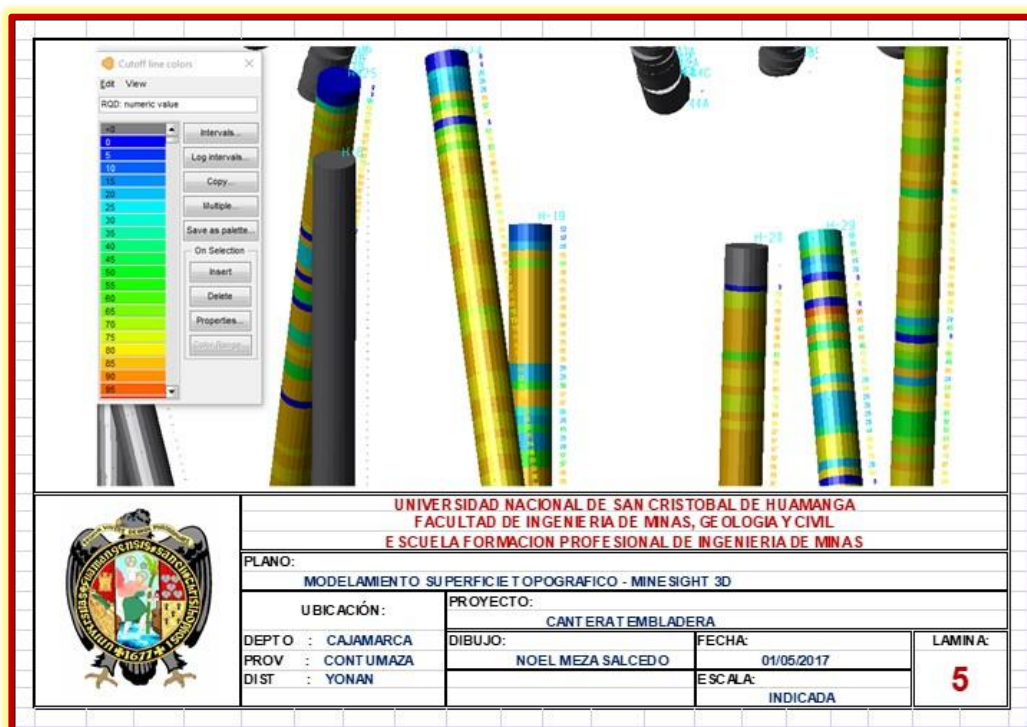
PLANO N° 5.1: Vista topográfico del tajo abierto Cantera Tembladera (Minesight 10.5 3D)



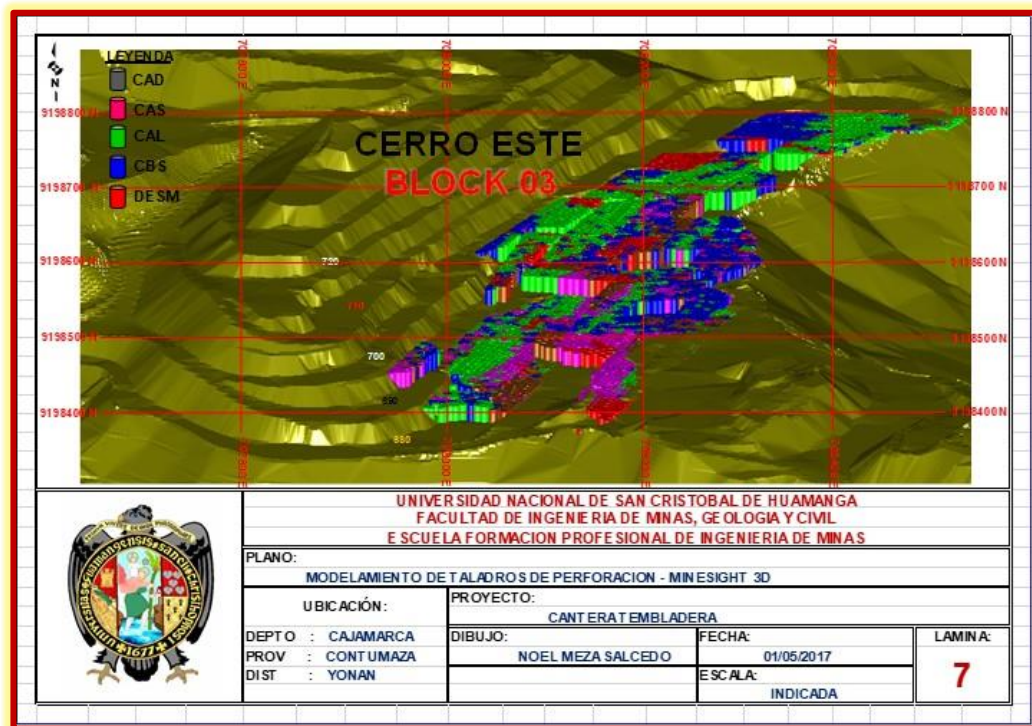
PLANO N° 5.2: Vista de sondajes de perforación litología Cantera Tembladera (Minesight 10.5 3D)



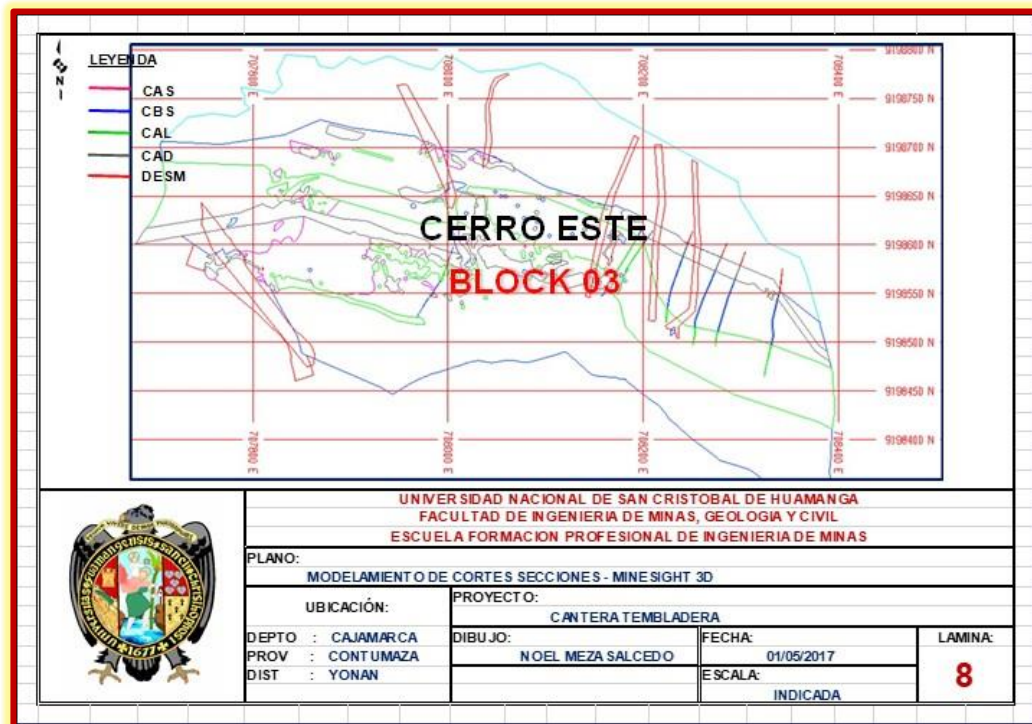
PLANO N° 5.3: Vista de sondajes de perforación de RMR Cantera Tembladera (Minesight 10.5 3D)



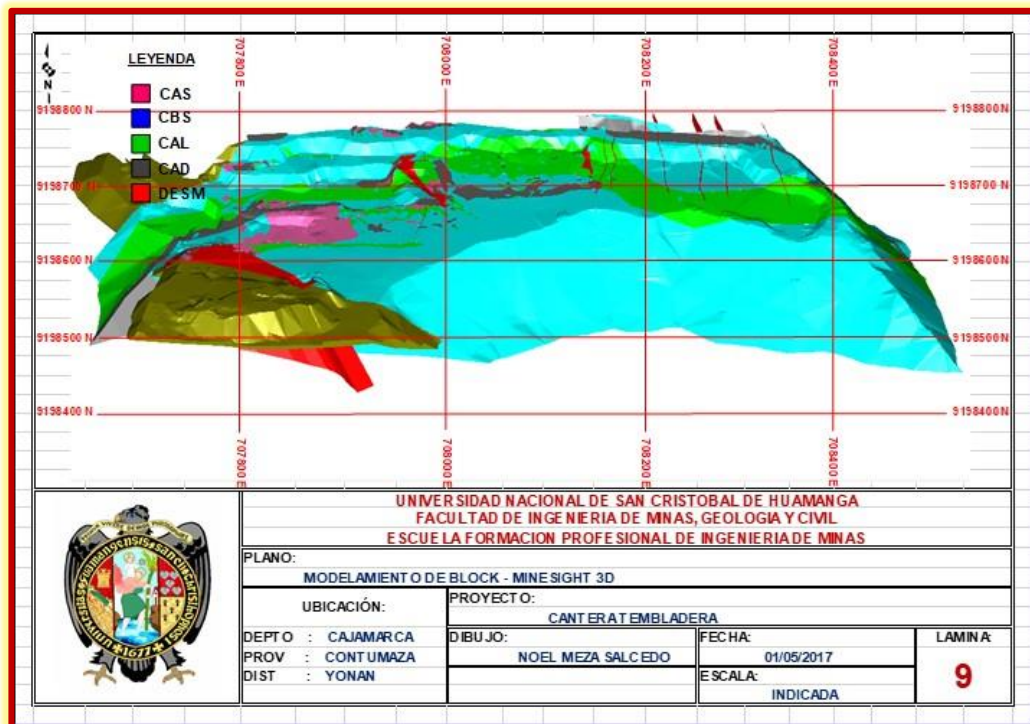
PLANO N° 5.4: Vista de sondajes de perforación de RQD Cantera Tembladera (Minesight 10.5 3D)



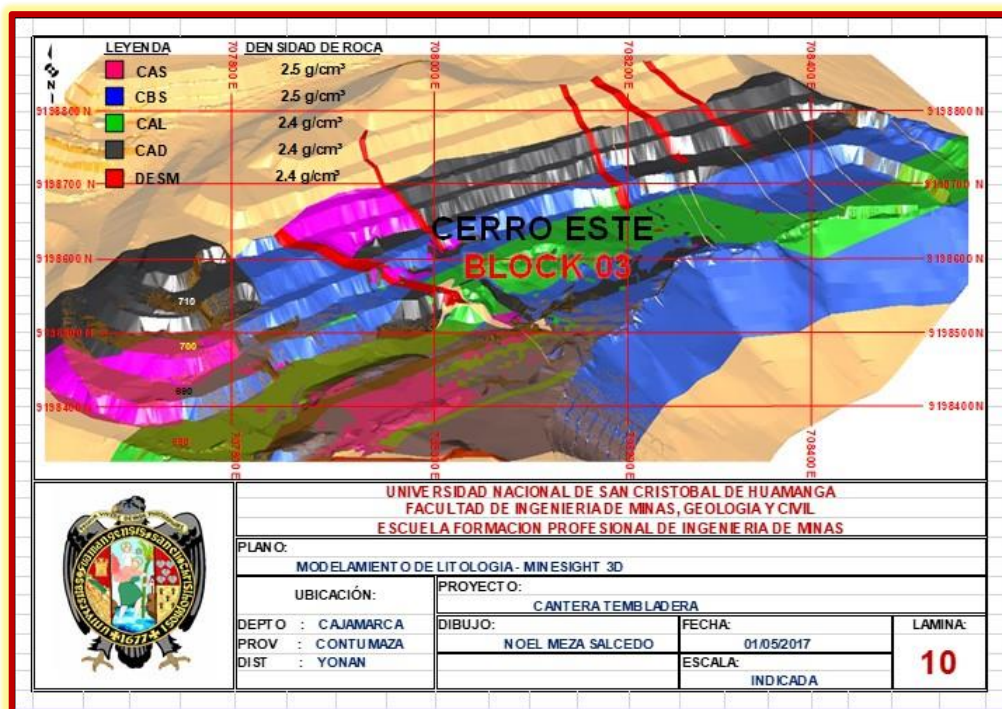
PLANO N° 5.5: Vista de sondajes de perforación Cantera Tembladera (Minesight 10.5 3D)



PLANO N° 5.6: Vista de sección de cortes para generar modelos de bloques Cantera Tembladera (Minesight 10.5 3D)



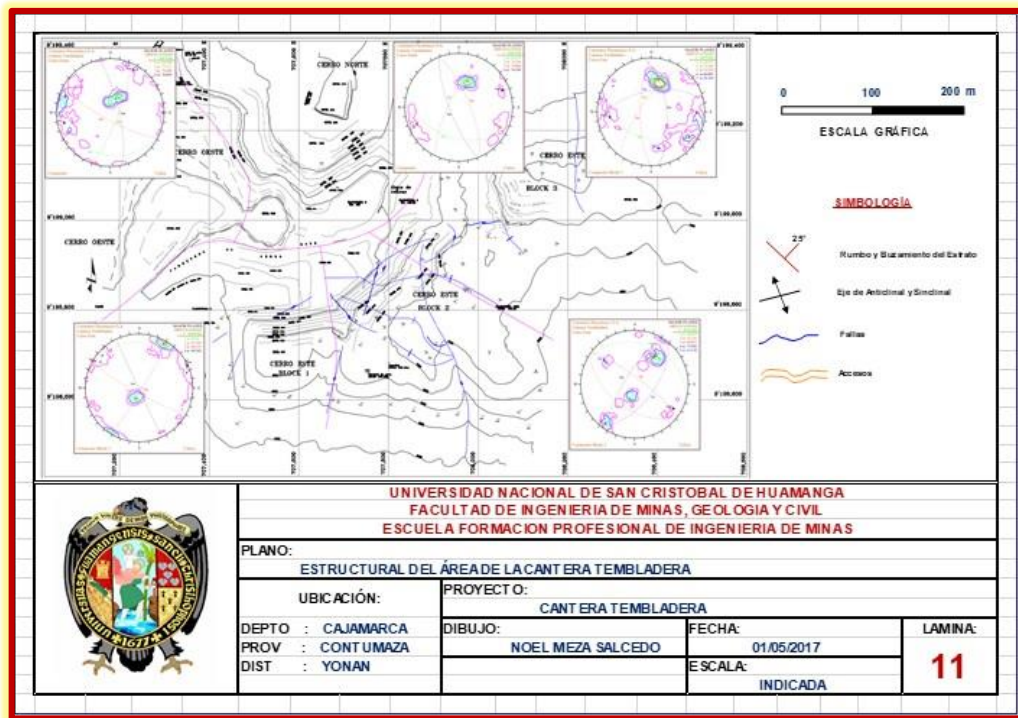
PLANO N° 5.7: Vista de modelo de bloques de Cantera Tembladera (Minesight 10.5 3D)



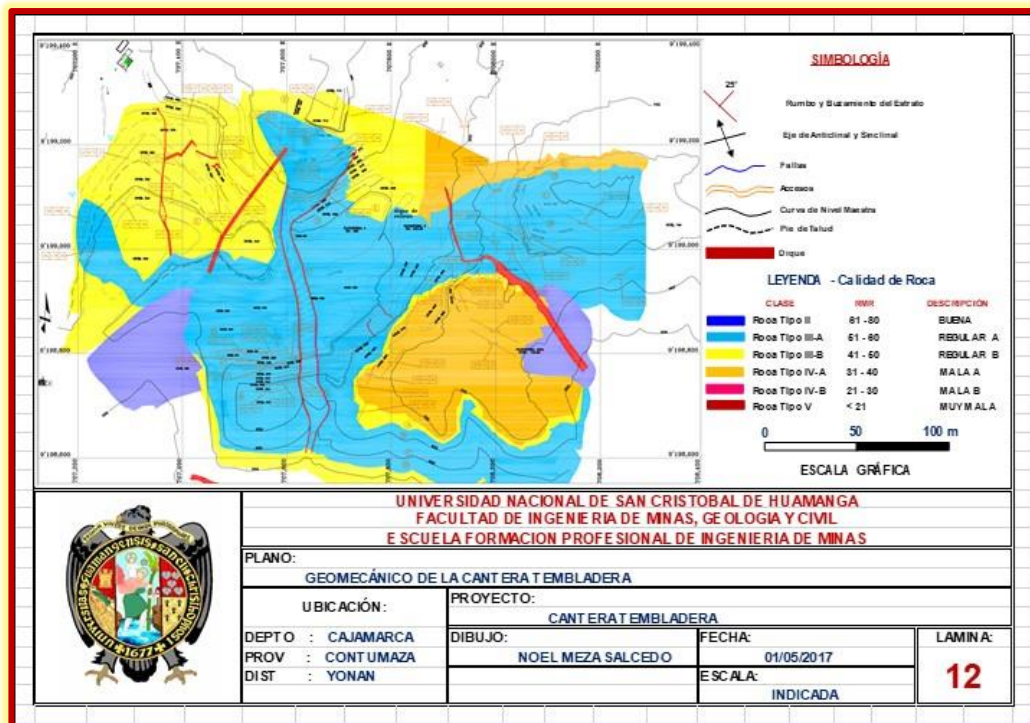
PLANO N° 5.8: Vista de modelo de bloques y superficie Cantera Tembladera (Minesight 10.5 3D)

- Luego de lo cual se realizó 12 cortes longitudinales de N-S para interceptar el cuerpo y poder analizar la estabilidad del tajo de en diferentes

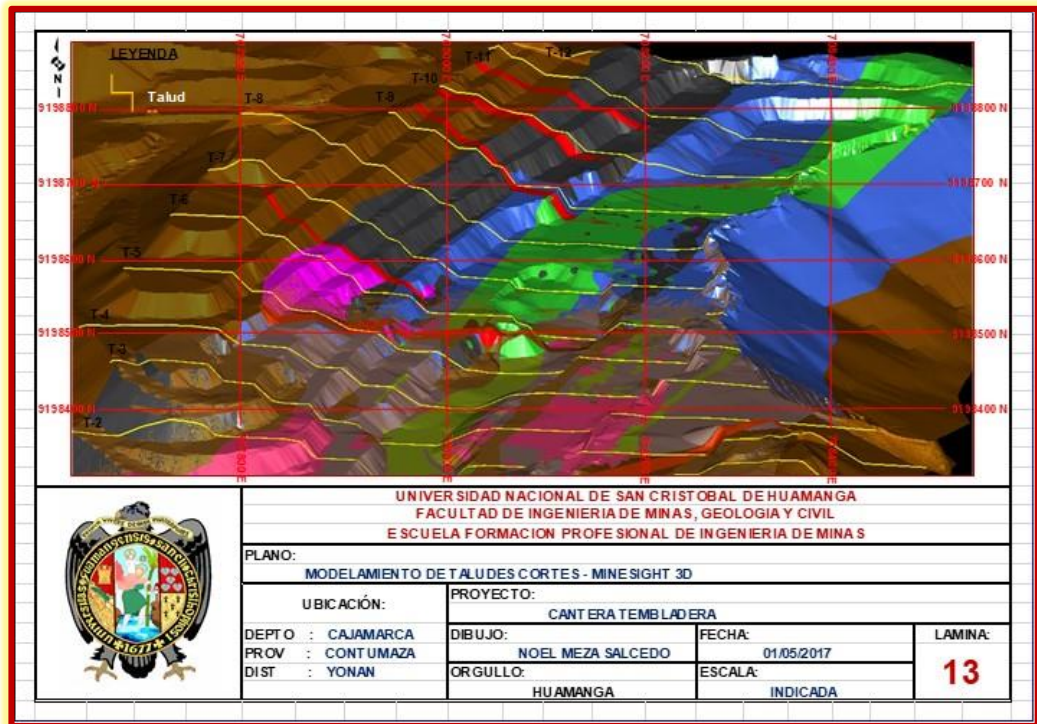
posiciones, para ello se usó el programa SLIDE 5.0, asimismo se ha tomado los valores de las propiedades físicos y mecánicas resultantes de los ensayos de laboratorio. **Modelamiento Geomecánico.**



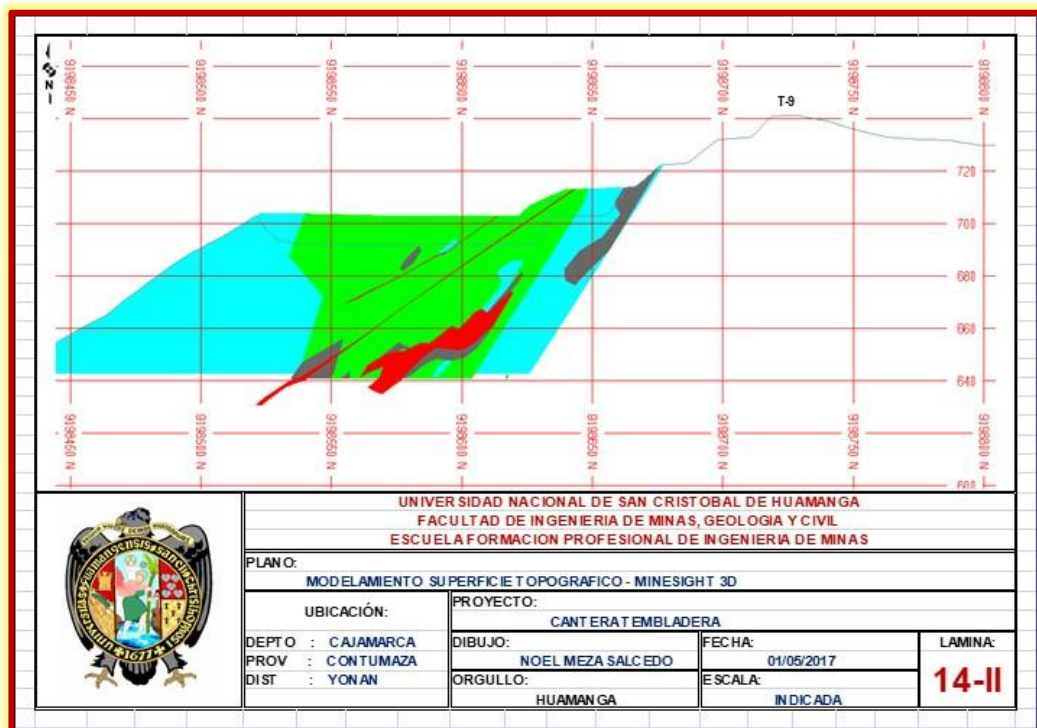
PLANO N° 5.9: Vista estructural del mapeo geomecánico



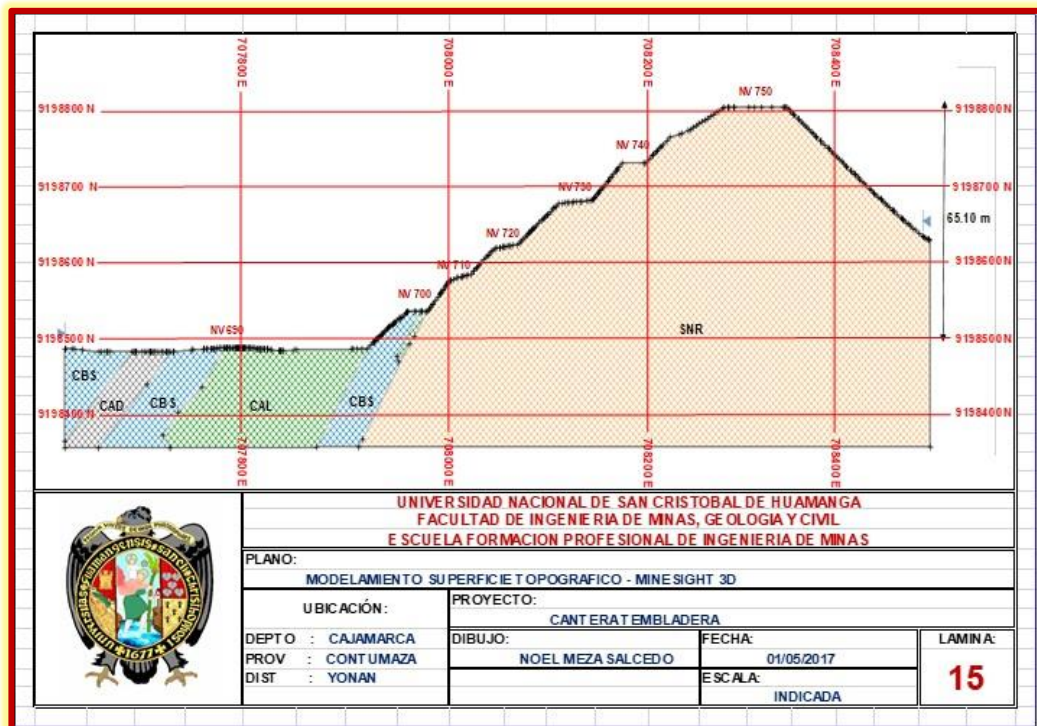
PLANO N° 5.10: Vista de la clasificación geomecánico del macizo rocoso



PLANO N° 5.11: Vista de los taludes para generar cortes Cantera Tembladera (Minesight 10.5 3D)

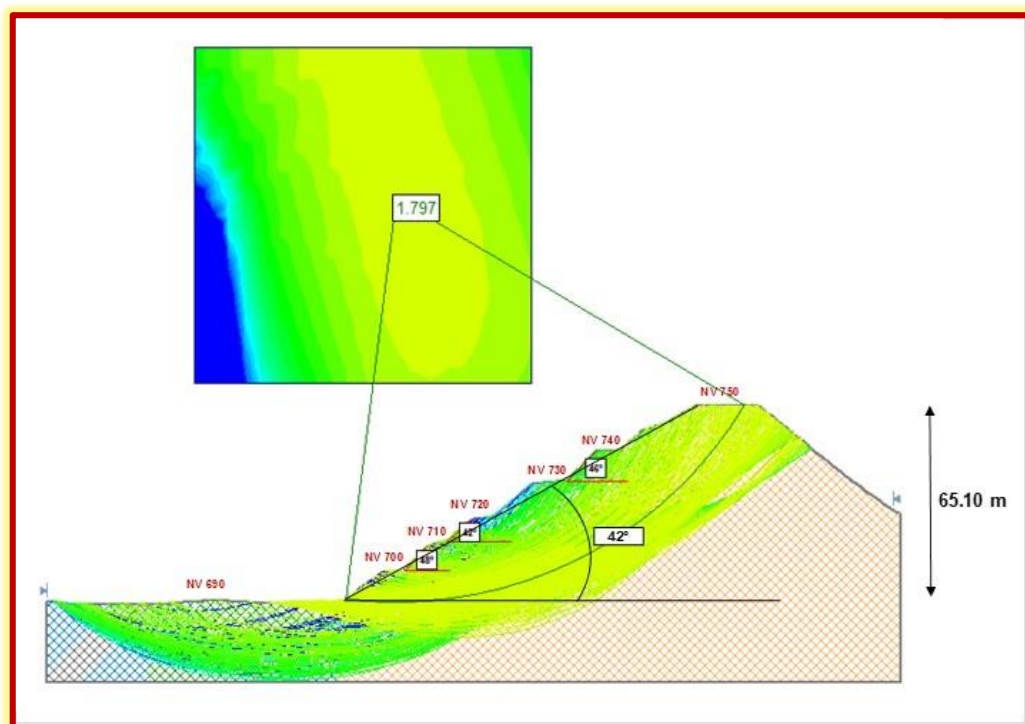


PLANO N° 5.12: Vista de los taludes de corte en perfil Cantera Tembladera (Minesight 10.5 3D)

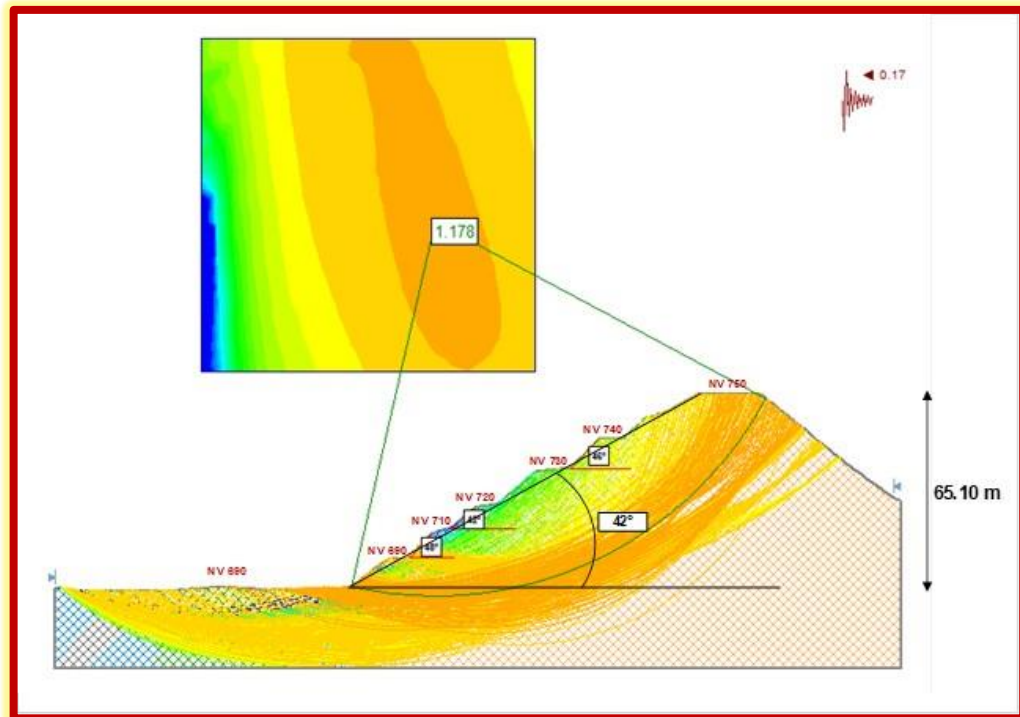


**PLANO N° 5.12: Vista de talud – análisis de estabilidad global taludes
Cantera Tembladera (SLIDE 5.0)**

- Una vez determinada el tipo de falla se analiza para cada caso mediante el método de equilibrio límite.



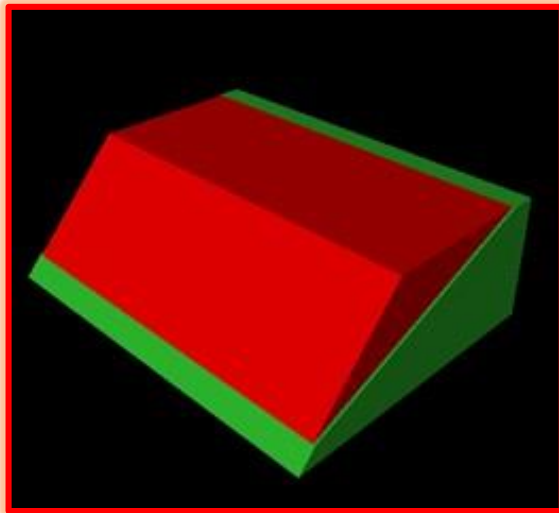
**IMAGEN N° 5.1: Análisis de estabilidad global de taludes Cantera
Tembladera (SLIDE 5.0)**



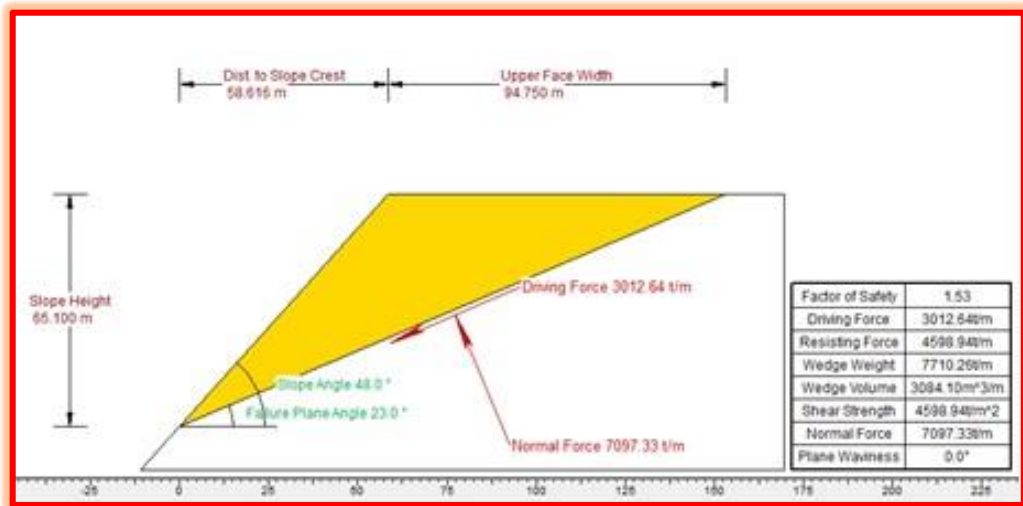
**IMAGEN N° 5.2: Análisis de estabilidad global de taludes – Pseudo estático
Cantera Tembladera (SLIDE 5.0)**

- Del análisis que se realiza en el macizo rocoso se puede identificar los siguientes tipos de falla.

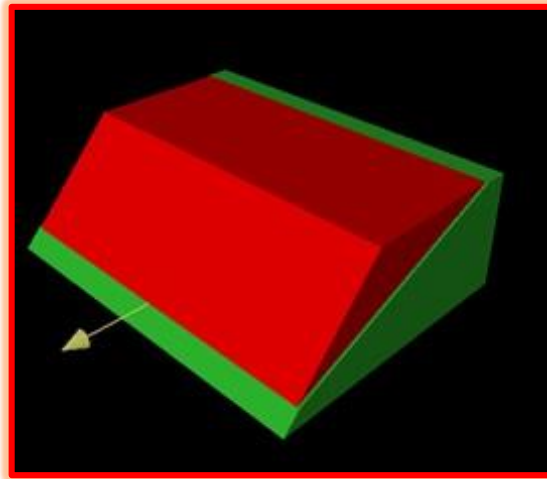
Falla Tipo Planar: Se trata del tipo de falla más sencillo que se puede presentar en un talud, y se produce cuando existe una fractura dominante en la roca y convenientemente orientada respecto al talud. En la salida del programa “Conteo” la zona de ocurrencia de falla planar está limitado por el ángulo de fricción y el buzamiento del talud.



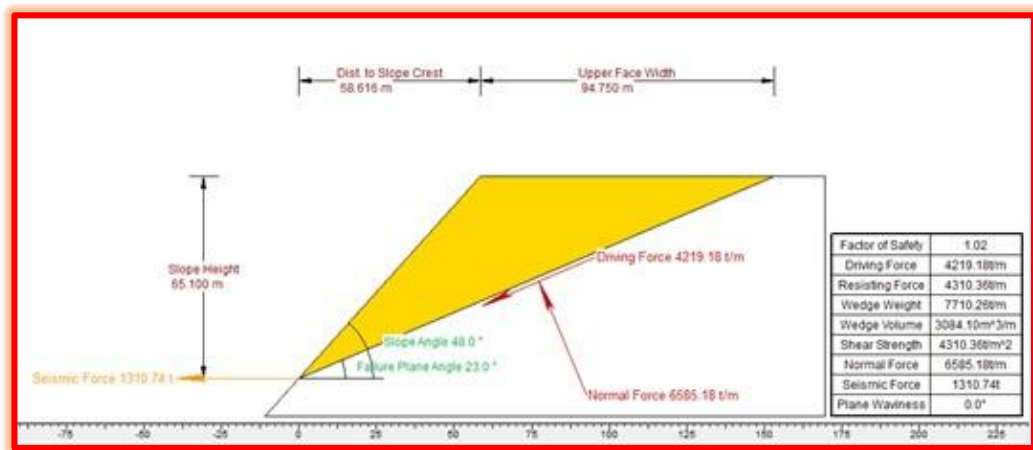
**IMAGEN N° 5.3: Análisis de estabilidad de taludes Cantera Tembladera
(SWEDGE 5.0)**



**IMAGEN N° 5.4: Análisis de estabilidad de taludes Cantera Tembladera
(SWEDGE 5.0)**



**IMAGEN N° 5.5: Análisis de estabilidad de taludes – pseudo estático
Cantera Tembladera (SWEDGE 5.0)**



**IMAGEN N° 5.6: Análisis de estabilidad de taludes – pseudo estático
Cantera Tembladera (SWEDGE 5.0)**

Falla Tipo Cuña: Este tipo de falla se produce a través de dos discontinuidades dispuestas oblicuamente a la superficie del talud, con la línea de intersección de ambas aflorando en la superficie del mismo y buzamiento desfavorable. La obtención del factor de seguridad es más compleja que en el caso de rotura planar debido a que el cálculo debe hacerse en tres dimensiones, entrando en la caracterización geométrica del problema, lo cual conlleva un número mucho mayor de variables angulares.

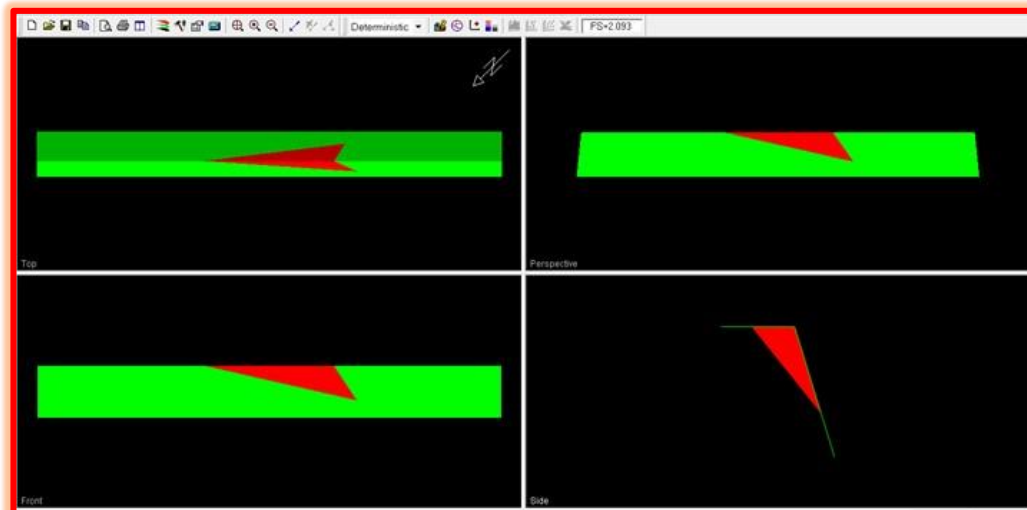


IMAGEN N° 5.7: Análisis de estabilidad de taludes Cantera Tembladera (ROCPLANE 5.0)

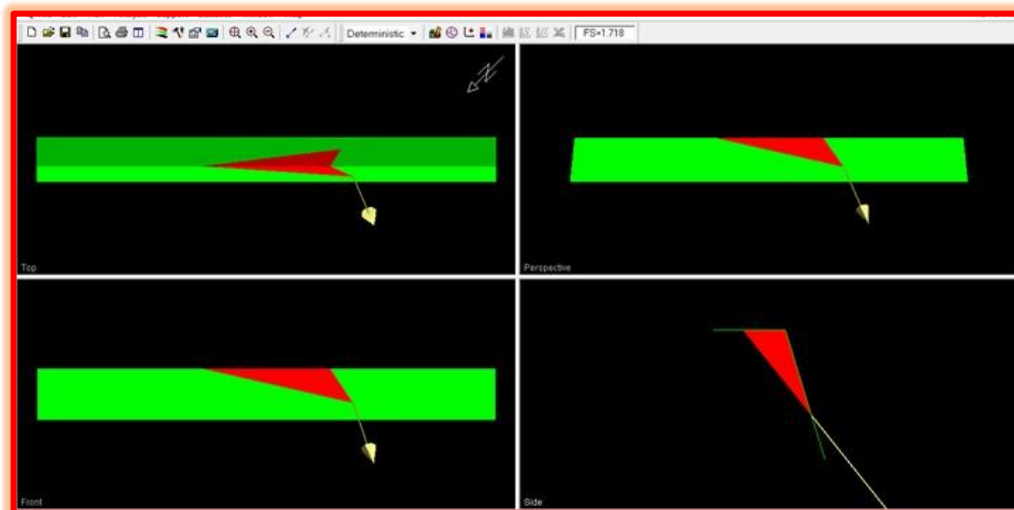


IMAGEN N° 5.8: Análisis de estabilidad de taludes – pseudo estático Cantera Tembladera (SROCPLANE 5.0)

5.9.2 RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS DE ESTABILIDAD

Los resultados de los análisis de estabilidad de bancos y los resultados de estabilidad de los taludes generales se presentan en el Anexo 004 - Análisis de Estabilidad Física de Taludes. Los ángulos de taludes generales y de los bancos en condiciones actuales se encuentran dentro del factor de seguridad estable.

Se han llevado a cabo diferentes análisis para identificar las superficies de fallas críticas con el Software Slide V6.0 (factor de seguridad más bajo). Los

resultados incluyen superficies de falla potenciales tanto para condiciones estáticas como condiciones pseudo estáticas.

N° TALUD	ALTURA (mt)	CONDICIÓN ACTUAL DE LA ZONA EN EVALUACIÓN	FACTOR DE SEGURIDAD	
			Estático	Pseudo estático
T-1	10.00	Zona que se Trabaja actualmente, y se tiene plan de minado aprobado para todo el 2017 y 2018.	3.9	2.8
T-2	21.00		3.6	2.3
T-3	40.40		2.4	1.5
T-8	65.10		1.7	1.2
T-10	44.00		2.4	1.6
T-11	46.00		2.6	1.6

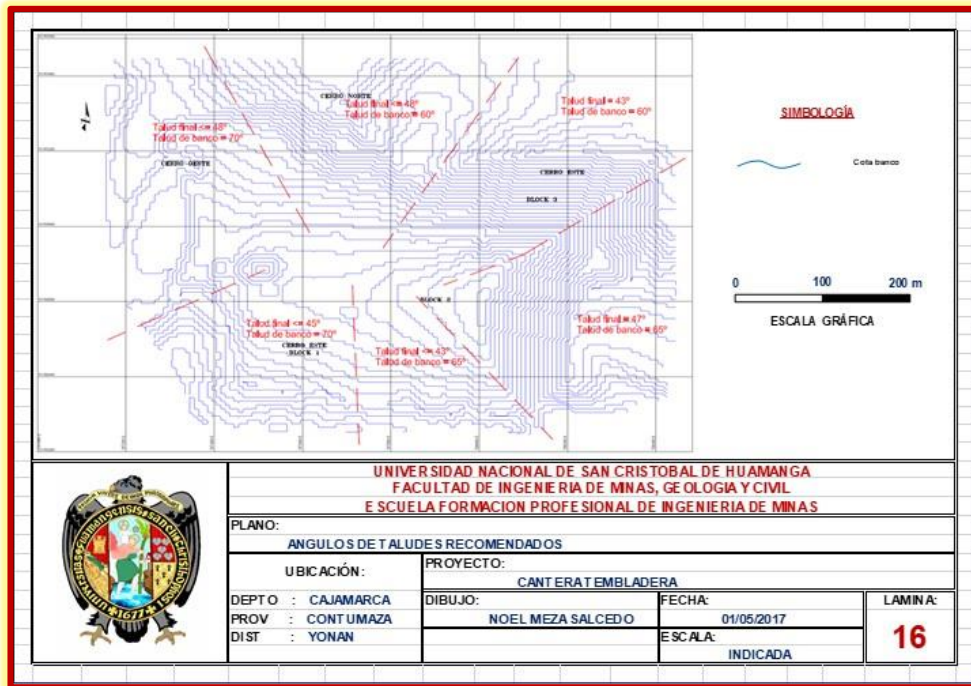
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

Los ángulos de taludes son también confirmados con este estudio de actualización las cuales se presentan en forma gráfica en el Anexo 003 – Plano 001 y un resumen de los mismos en el siguiente cuadro:

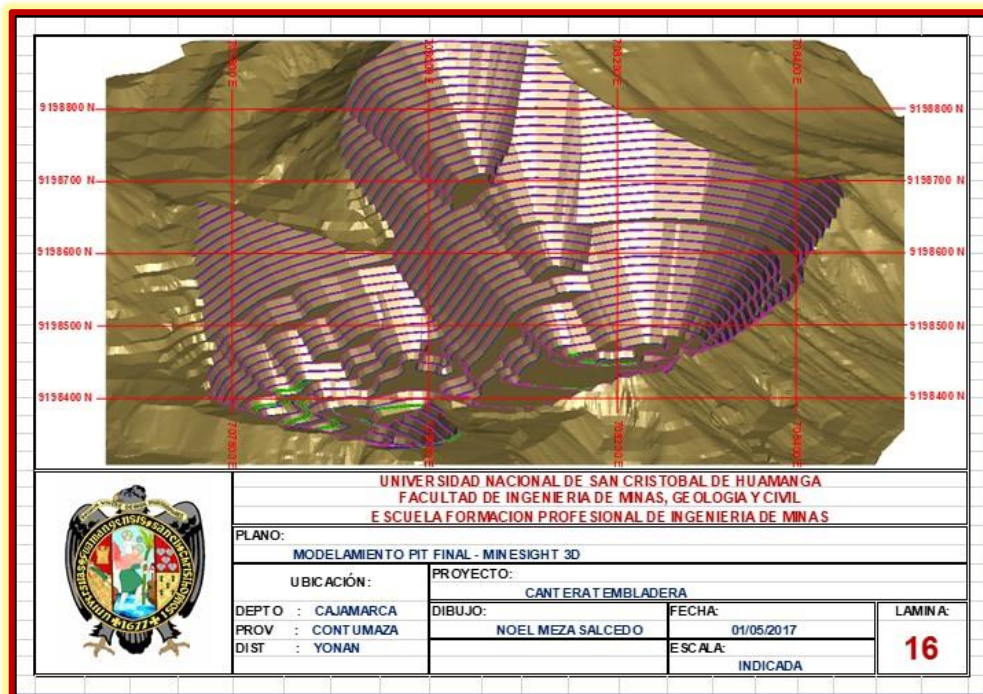
Sector de la Cantera	Ángulo de Talud Final	Ángulo de Talud de Banco
SW	45°	70°
SSW	45°	70°
S	43°	65°
E	47°	65°
NE	43°	60°
N	46°	60°
NW	46°	70°

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

Con estos ángulos las condiciones de estabilidad de los taludes finales y de bancos serán satisfactorias, por cumplir con los factores de seguridad mínimos requeridos.



PLANO N° 5.13: Vista de los taludes finales



PLANO N° 5.14: Vista de los taludes finales de la Cantera Tembladera
(Minesight 10.5 3D)

CONCLUSIONES

- En el área de la Cantera Tembladera, se presentan rocas sedimentarias de las Fms. Cajamarca y Celendín, correspondientes al Cretáceo Medio y Superior. La Fm. Celendín sobreyace a la Fm. Cajamarca, con espesores que sobrepasan los 30 a 40 m, **mientras la Fm. Cajamarca tiene gran potencia y es aquí donde se concentra todo el yacimiento calcáreo de Tembladera.**
- La revisión de los estudios previos y de la información que se ha tenido disponible, ha llevado a establecer que la máxima aceleración que se espera para la localidad de Tembladera, es de 0.26 g para un periodo de retorno de 100 años, lo cual representa una intensidad máxima de grado IX en el sistema de Mercalli Modificado. Según esto, **se ha establecido un valor del coeficiente sísmico horizontal de 0.17g para ser utilizado en los análisis pseudo estáticos de taludes de la cantera Tembladera.**

CONDICIÓN DEL ANÁLISIS	ACELERACIÓN MÁXIMA DE DISEÑO	PROBABILIDAD DE EXCEDENCIA	MAGNITUD DE COEFICIENTE SÍSMICO
PSEUDO-ESTÁTICO	0.26 g	100 años	0.17

- Los resultados de la clasificación geomecánica de la masa rocosa han indicado que la calidad de la roca es variable, dependiendo de la ubicación de las capas superficiales y las capas en profundidad. Adoptando el criterio de Bieniawski (1989), se observa la presencia de masas rocosas:
 - ❖ **Mala A (IVA – RMR 31-40)**
 - ❖ **Regular B (IIIB – RMR 41-50)**
 - ❖ **Regular A (IIIA – RMR 51-60)**

- Los ángulos de taludes son también confirmados con este estudio de actualización las cuales se presentan un resumen de los mismos en el siguiente cuadro.

Sector de la Cantera	Ángulo de Talud Final	Ángulo de Talud de Banco
SW	45°	70°
SSW	45°	70°
S	43°	65°
E	47°	65°
NE	43°	60°
N	46°	60°
NW	46°	70°

Con estos ángulos las condiciones de estabilidad de los taludes finales y de bancos serán satisfactorias, por cumplir con los factores de seguridad mínimos requeridos.



ANTES: Talud



DESPUES: Talud

- Conforme la explotación de la cantera avance hacia las paredes finales de la misma, deberá adecuarse el diseño de la voladura para controlar la estabilidad de los taludes. **En este caso será recomendable utilizar prácticas de voladura controlada**, para minimizar los daños detrás de las paredes finales de la cantera.



ANTES: Voladura Primaria



ANTES: Bolonería de la voladura



DESPUES: Voladura Primaria



DESPUES: Voladura Primaria

RECOMENDACIONES

- Conforme la explotación de la cantera avance hacia las paredes finales de la misma, deberá adecuarse el diseño de la voladura para controlar la estabilidad de los taludes. En este caso será recomendable utilizar prácticas de voladura controlada, para minimizar los daños detrás de las paredes finales de la cantera.
- Continuar con el monitoreo de desplazamientos conforme avance la operación. Estos sistemas tendrán como objetivo detectar áreas potencialmente inestables y luego conocer la evolución de los movimientos del talud. Una adecuada interpretación de los resultados de las mediciones de los controles instrumentales del monitoreo, indicará oportunamente las medidas a adoptarse para el manejo de los problemas asociados con las inestabilidades.
- Implementar el levantamiento mensual de Mapa de Riesgos Geotécnicos, Plano donde debe especificarse las zonas con posibles potenciales de deslizamientos, caídas de rocas, taludes inestables, hundimientos si es que hubiese y cualquier otro aspecto de riesgo geotécnico.

BIBLIOGRAFIA

Brawner C.O. "Control de Groundwater in surface mining", Abril 1985.

Call, Richard D. (1983), "Monitoring pit slope behavior"

Carlos A.J.V. Dinis da Gama (Setembro 1999) "Metodos
Computacionais de Projecto de Taludes en Mineracao"

Evert Hoek's Corner, Practical Rock Engineering (1998) obtenido de Internet
<http://www.rockeng.utoronto.ca/Hoekcorner.htm>

Hoek E., Carvalho J. L and Corkum B.T. (1992) "Phases 20". Toronto University.

Hack, H.R. G.K. y Price D.G. (1993): "A rock mass clasification system far the
design and safety analysis of slopes". Eurock'93, A.A. Balkema.

Lambe, T. William. And Whitman, Robert V. (1976 "Mecánica de Suelos" Editorial
Limusa, México.

Manual de estabilización y revegetación de taludes (1993). Dr. Carlos Lopez
Jimeno - Entorno gráfico, S.L. Madrid 1993.

ORR.C.M.(1996): "Use of the Rock Mass Rating (RMR) System in assessing the
stability of rock slopes". Milestone in Rock Engineering. The Bieniawsk

Jubilee Collection. A. A. Balkema.

Pande G.N., Beer G. And Williams J.R. (1990). "Numerical Methods in Rock Mechanics". John Wiley & Son s.

S. Walthall, J.C. Cripps, and M. G. Culshaw "Engineering Geology of Construction"
Edited by M. Eddleston.

Torres J. "Estudio Geotécnico Sur Mina Toquepala", Noviembre 1988.

Van Zyl, Dirk. (1987) "Geotechnical Aspects of Heap Leach Design". AIME,
Colorado State University 1987.

Warren New Comend H. and Martin Dennis C. (September 1988) "Geotechnical
Assessment of the southeast wall slope failure at highmont mine-British Columbia,
Canada".

ANEXOS



ANEXO N° 01

PLANOS

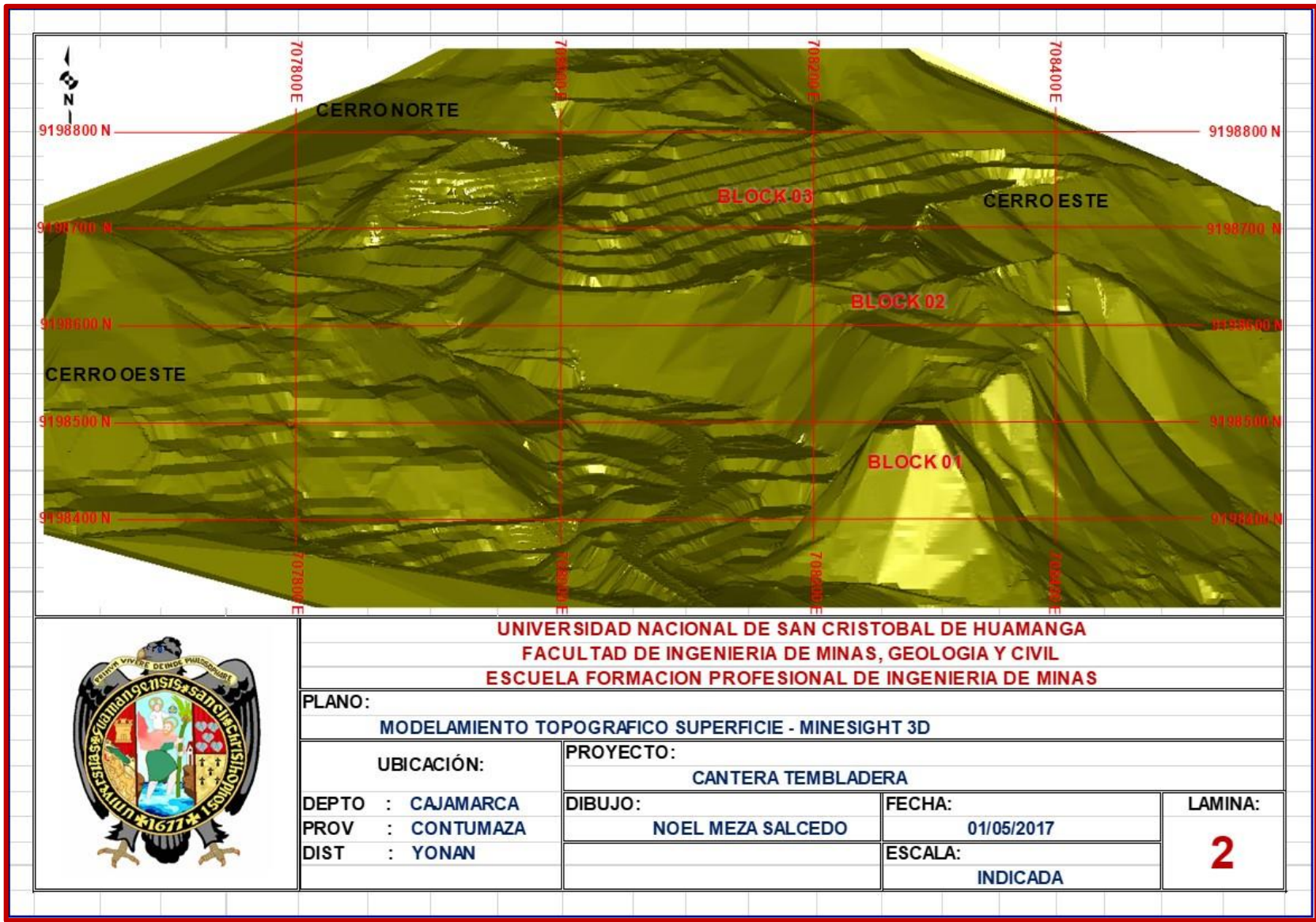
ANEXO N° 1.1

PLANOS DE UBICACIÓN

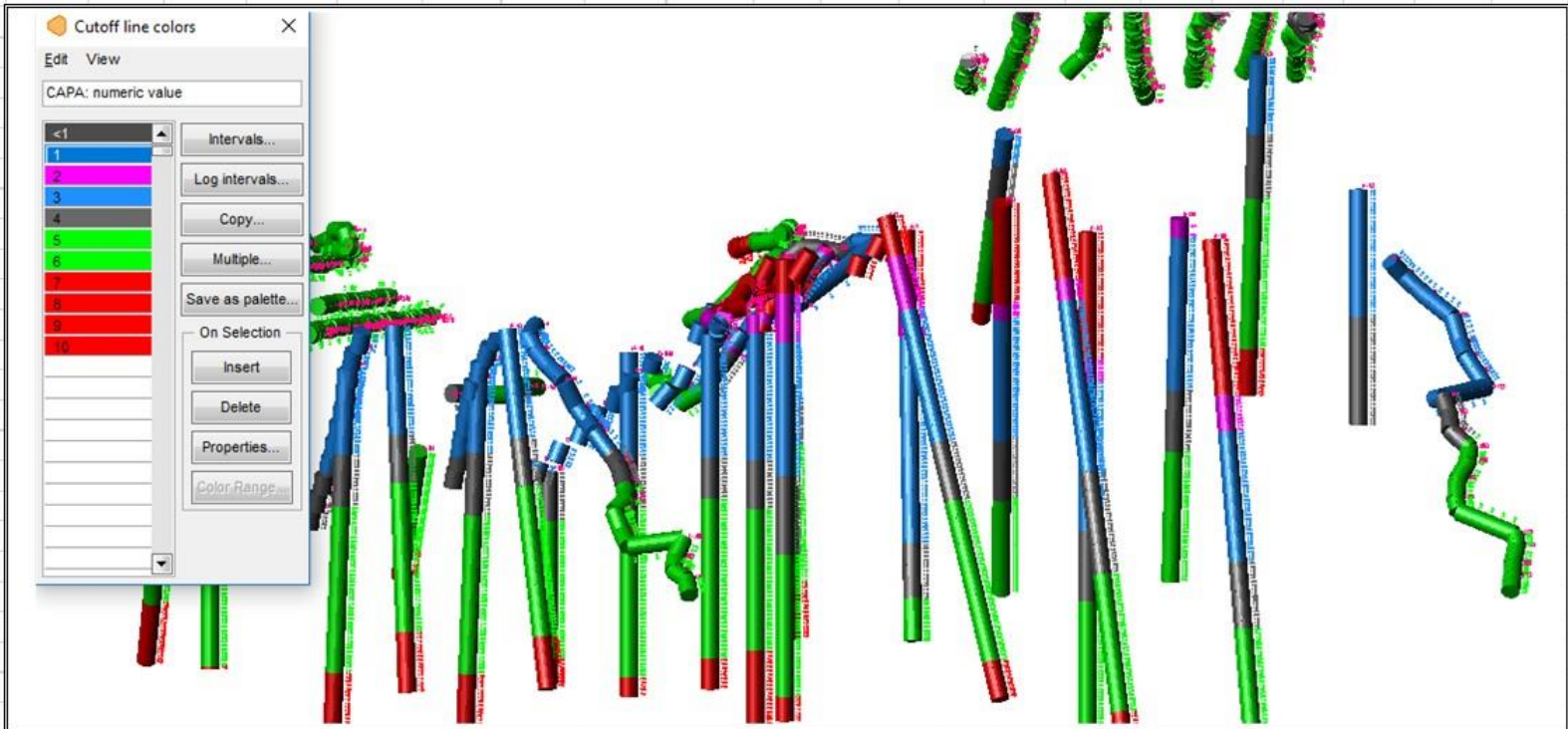
	UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			
	PLANO: UBICACIÓN CANTERA TEMBLADERA			
	UBICACIÓN:	PROYECTO: CANTERA TEMBLADERA		
	DEPTO : CAJAMARCA PROV : CONTUMAZA DIST : YONAN	DIBUJO: NOEL MEZA SALCEDO	FECHA: 01/05/2017	LAMINA: 0
	ESCALA: INDICADA			

ANEXO N° 1.2

PLANOS DE MODELAMIENTO GEOLÓGICO



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA			
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL			
ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			
PLANO:			
MODELAMIENTO TOPOGRAFICO SUPERFICIE - MINE SIGHT 3D			
UBICACIÓN:		PROYECTO:	
		CANTERA TEMBLADERA	
DEPTO :	CAJAMARCA	DIBUJO:	FECHA:
PROV :	CONTUMAZA	NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017
DIST :	YONAN		ESCALA:
			INDICADA
			LAMINA:
			2



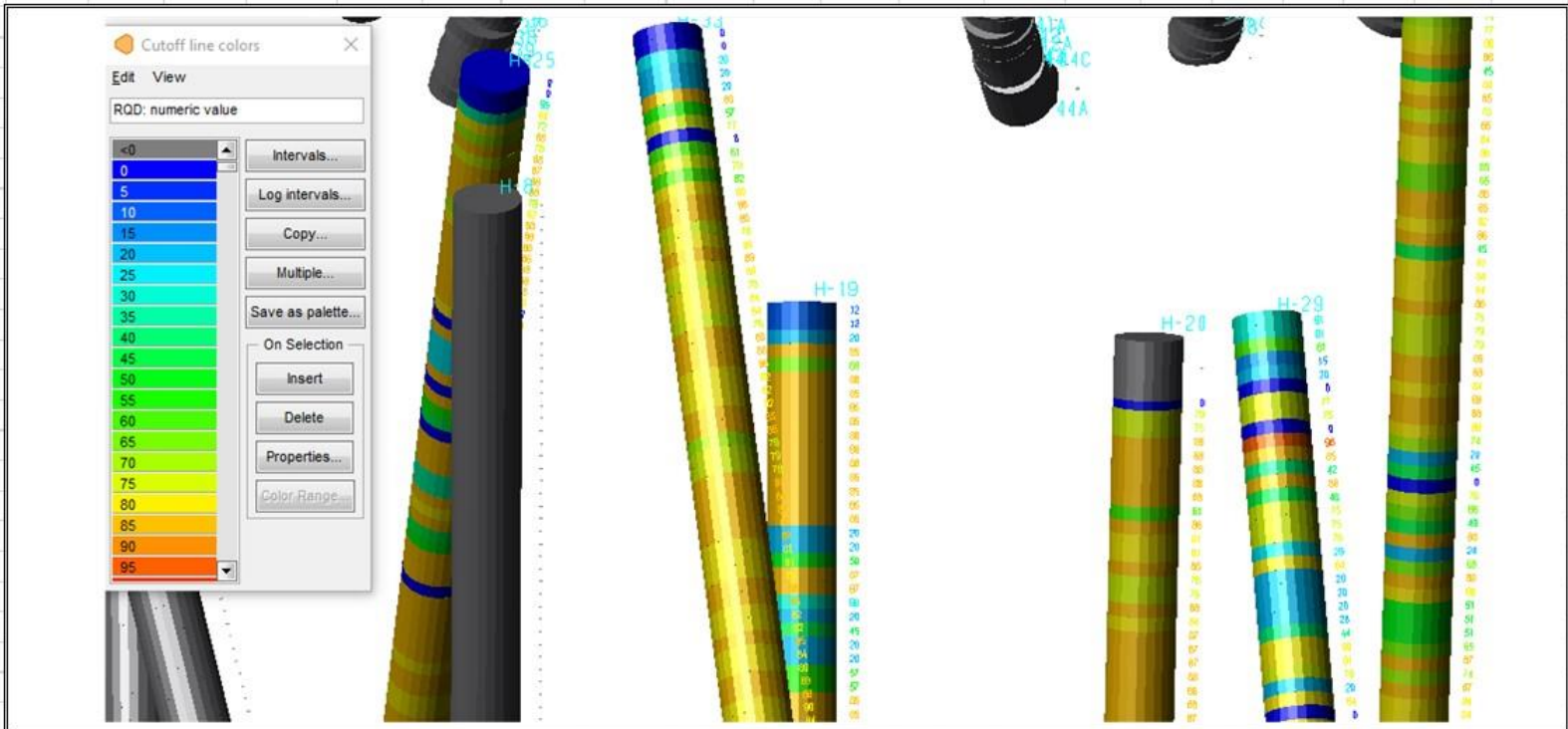
**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**

PLANO:			
MODELAMIENTO SUPERFICIE TOPOGRAFICO - MINE SIGHT 3D			
UBICACIÓN:		PROYECTO:	
		CANTERA TEMBLADERA	
DEPTO : CAJAMARCA	DIBUJO:	FECHA:	LAMINA: 3
PROV : CONTUMAZA	NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017	
DIST : YONAN		ESCALA: INDICADA	



**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**

PLANO:			
MODELAMIENTO SUPERFICIE TOPOGRAFICO - MINESIGHT 3D			
UBICACIÓN:		PROYECTO:	
		CANTERA TEMBLADERA	
DEPTO : CAJAMARCA	DIBUJO:	FECHA:	LAMINA:
PROV : CONTUMAZA	NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017	
DIST : YONAN		ESCALA: INDICADA	
			4

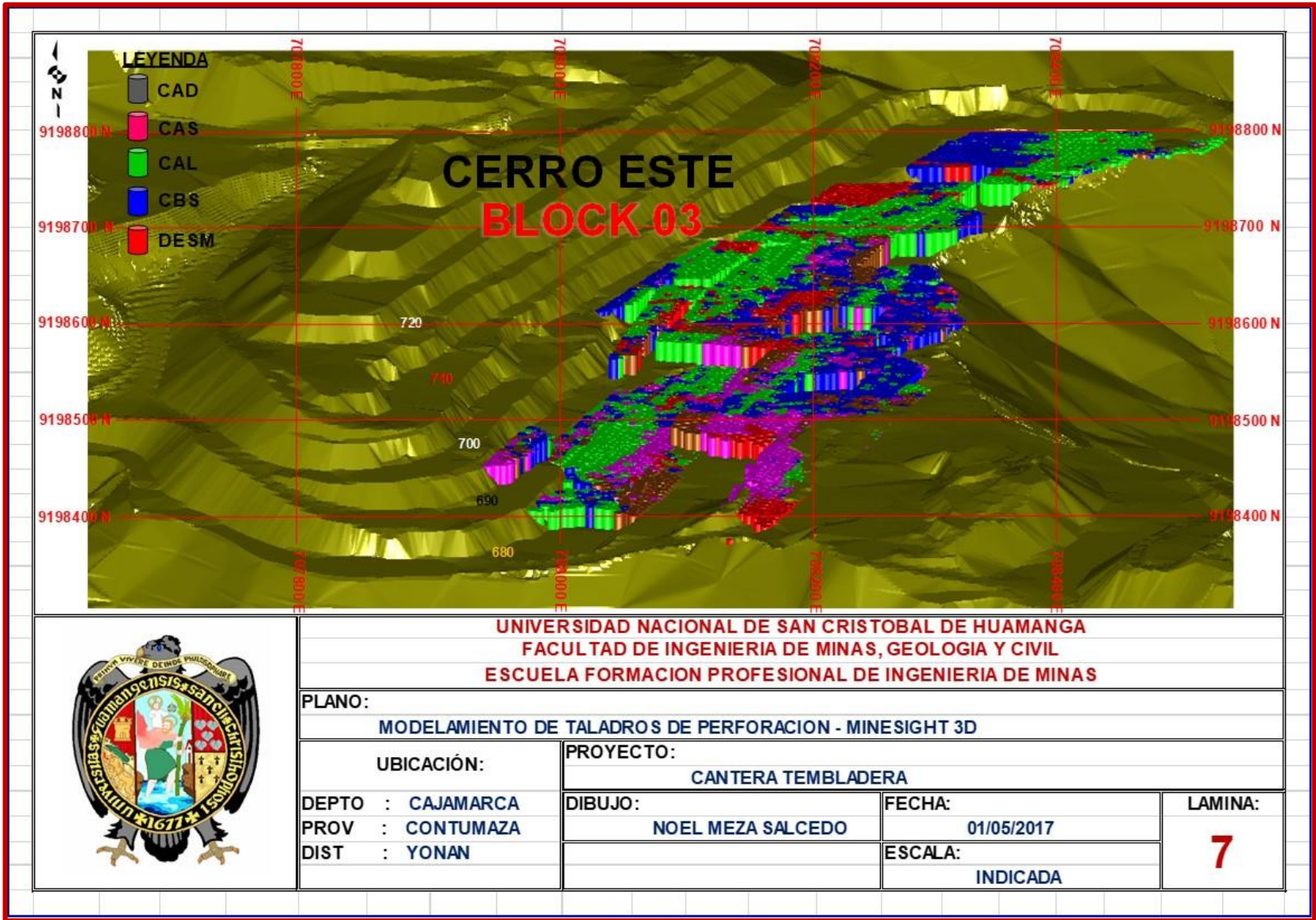


**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**

PLANO:			
MODELAMIENTO SUPERFICIE TOPOGRAFICO - MINESIGHT 3D			
UBICACIÓN:	PROYECTO:		
	CANTERA TEMBLADERA		
DEPTO : CAJAMARCA	DIBUJO:	FECHA:	LAMINA: 5
PROV : CONTUMAZA	NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017	
DIST : YONAN		ESCALA: INDICADA	

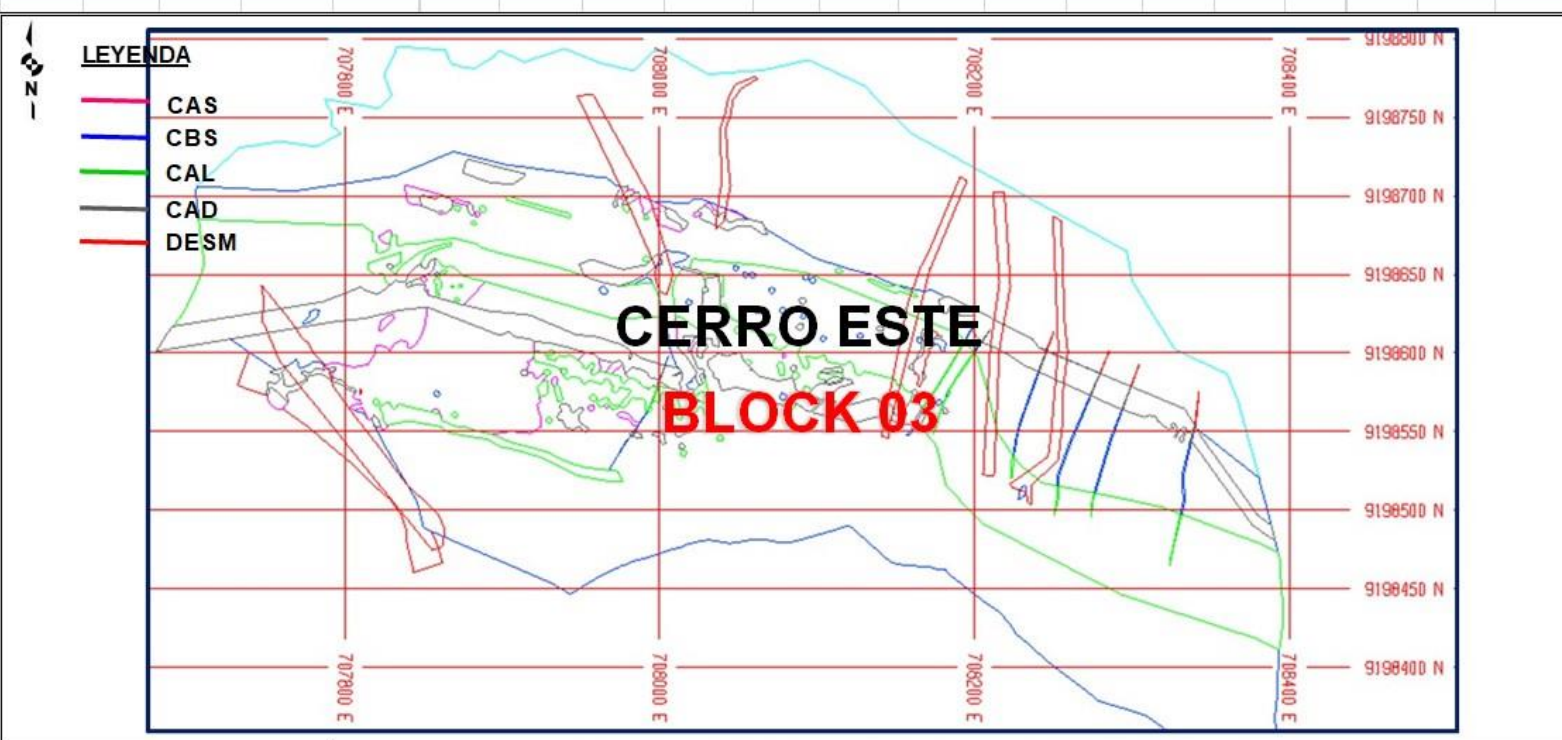


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA			
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL			
ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			
PLANO:			
MODELAMIENTO TOPOGRAFICO SUPERFICIE - MINESIGHT 3D			
UBICACIÓN:		PROYECTO:	
		CANTERA TEMBLADERA	
DEPTO :	CAJAMARCA	DIBUJO:	FECHA:
PROV :	CONTUMAZA	NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017
DIST :	YONAN		ESCALA:
			INDICADA
			LAMINA:
			6

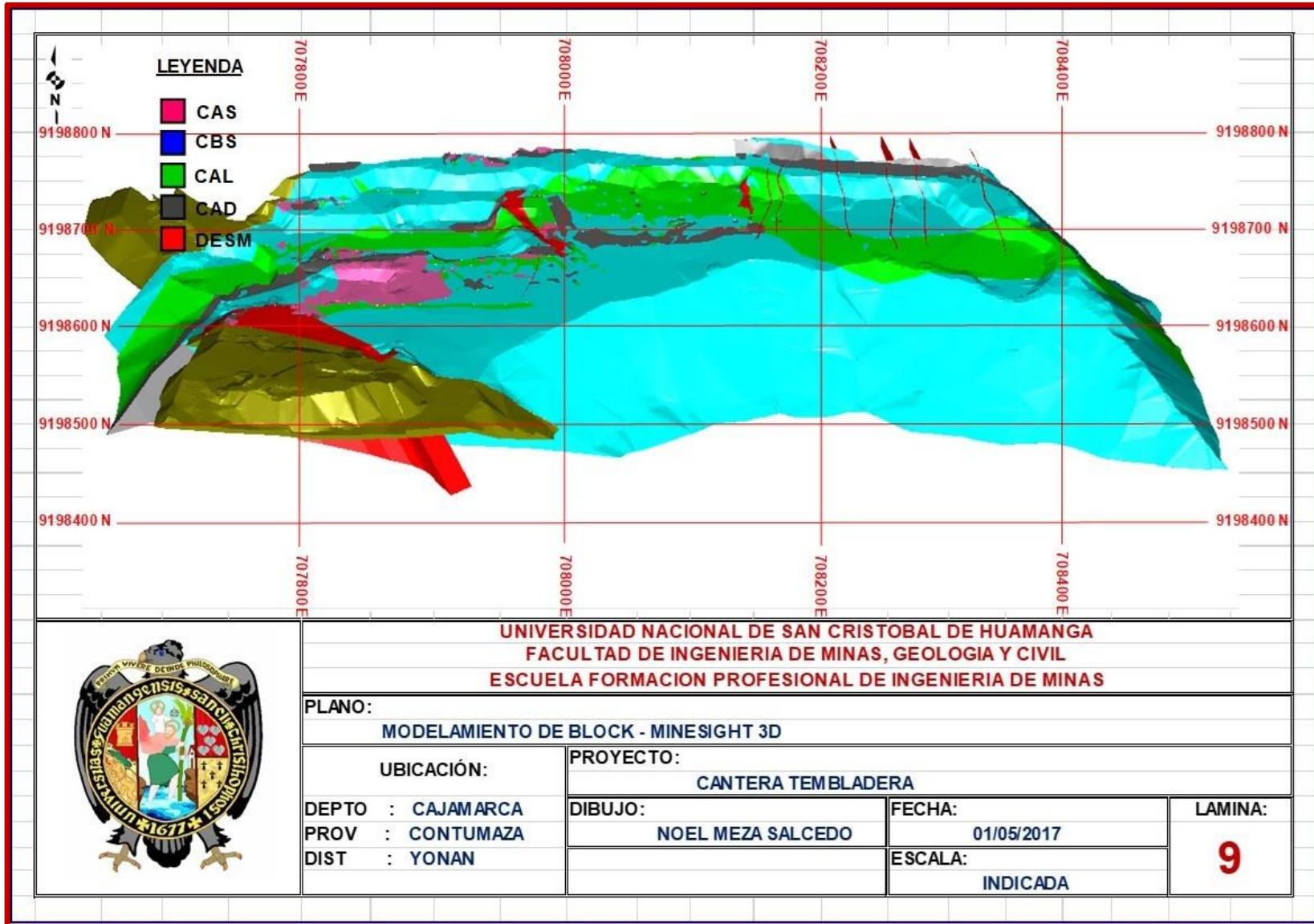


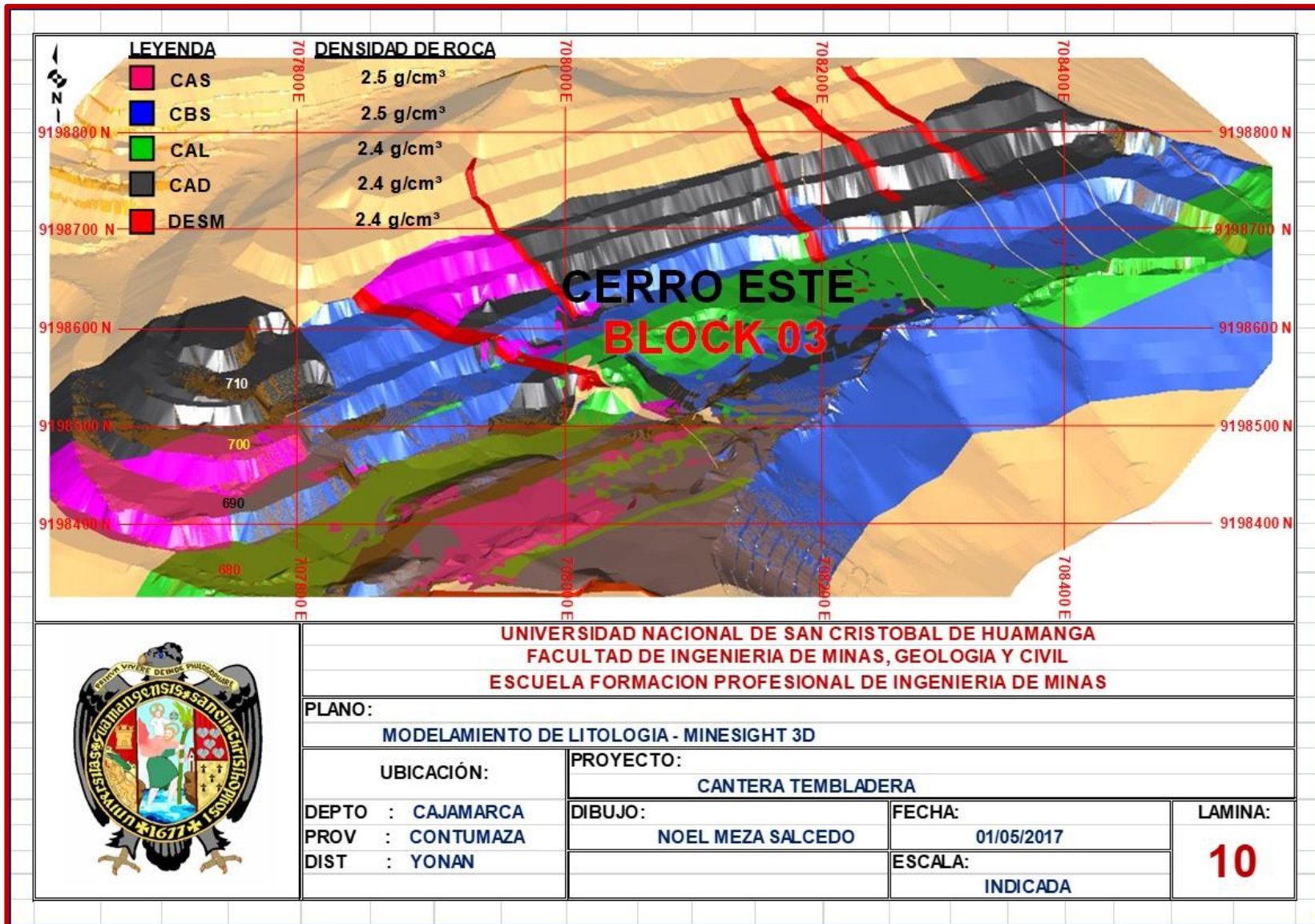
UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

PLANO:			
MODELAMIENTO DE TALADROS DE PERFORACION - MINE SIGHT 3D			
UBICACIÓN:		PROYECTO:	
DEPTO : CAJAMARCA		CANTERA TEMBLADERA	
PROV : CONTUMAZA		DIBUJO:	FECHA:
DIST : YONAN		NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017
		ESCALA:	LAMINA:
		INDICADA	
			7



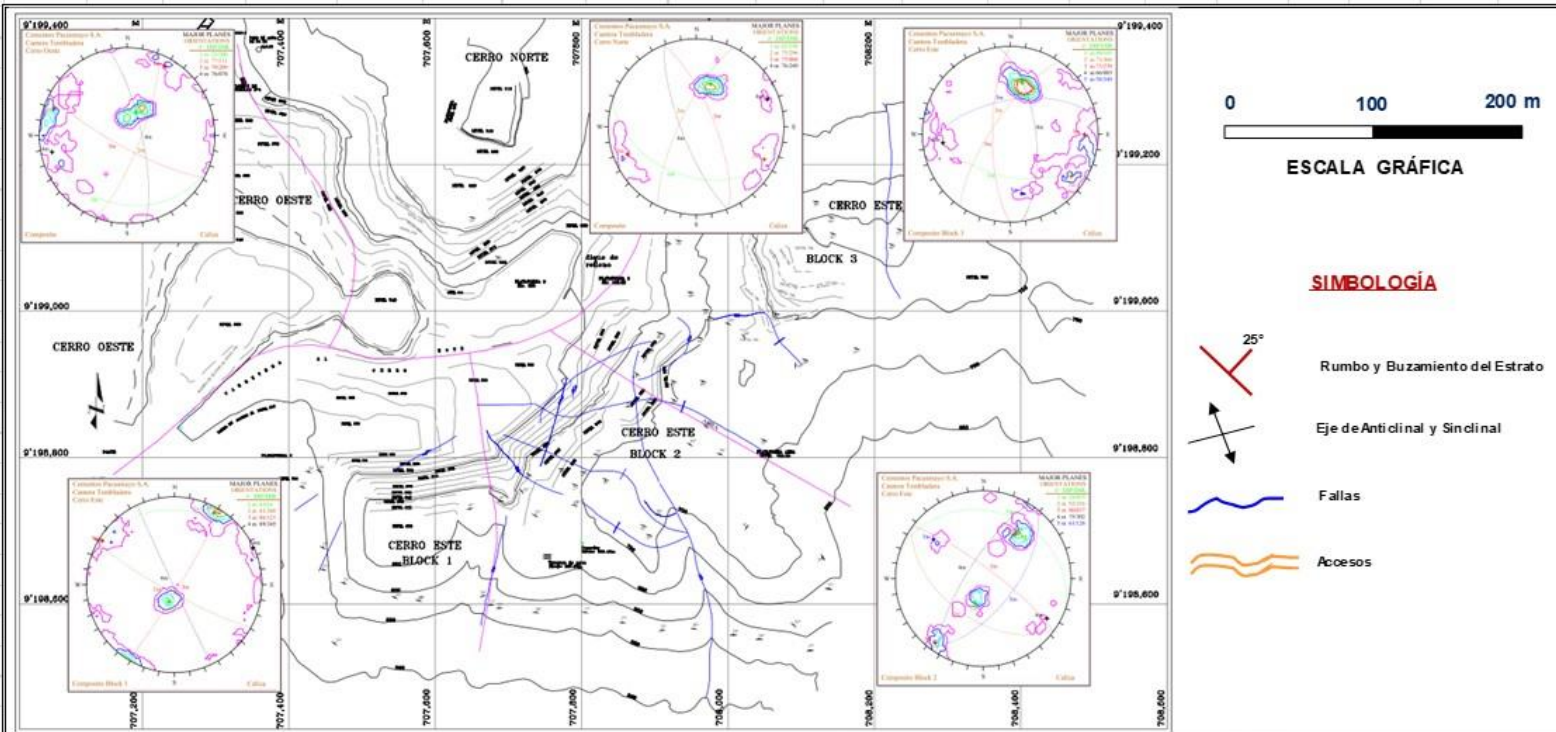
UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA			
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL			
ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			
PLANO:			
MODELAMIENTO DE CORTES SECCIONES - MINE SIGHT 3D			
UBICACIÓN:		PROYECTO:	
		CANTERA TEMBLADERA	
DEPTO :	CAJAMARCA	DIBUJO:	FECHA:
PROV :	CONTUMAZA	NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017
DIST :	YONAN		ESCALA:
			INDICADA
			LAMINA:
			8





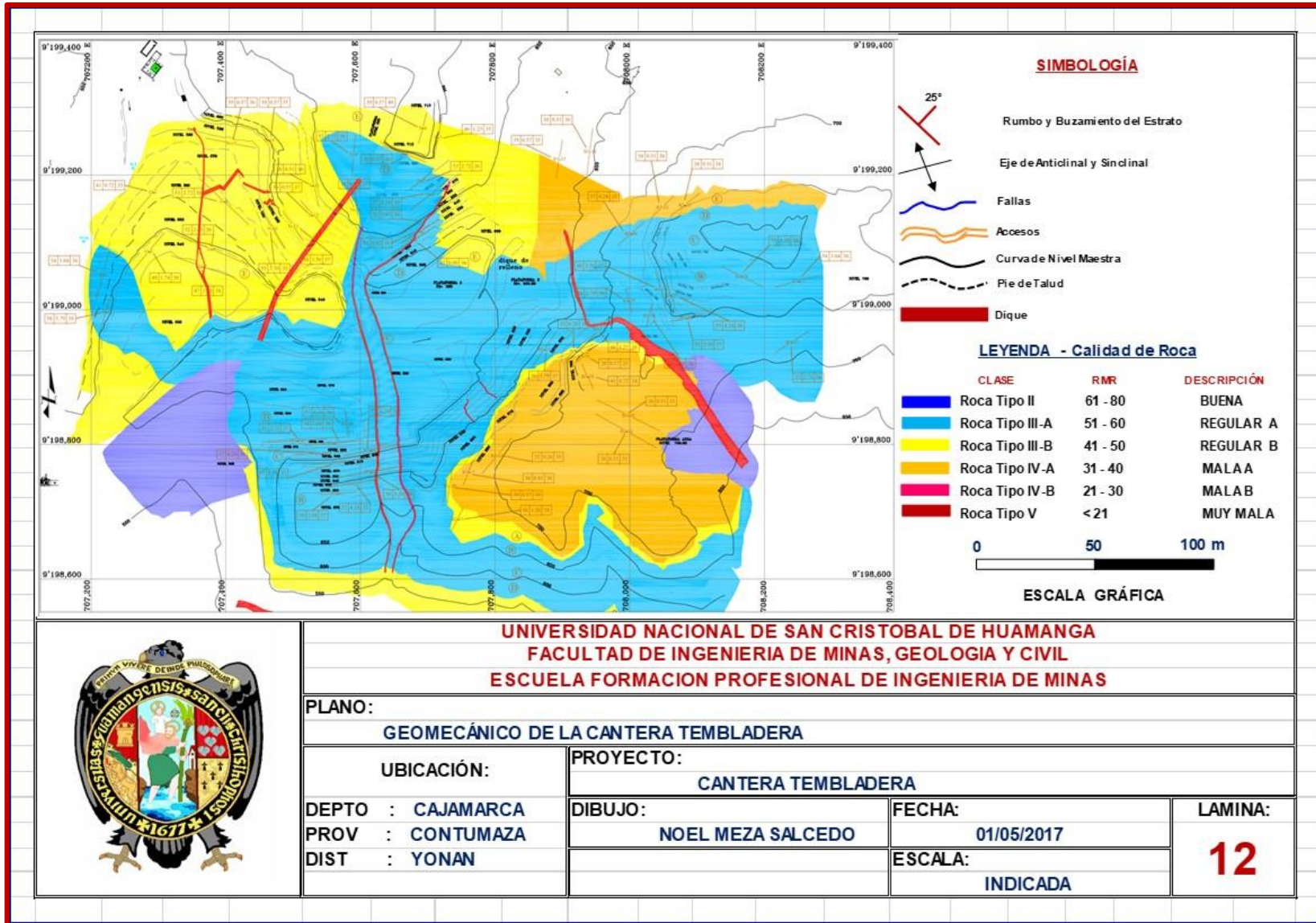
ANEXO N° 1.3

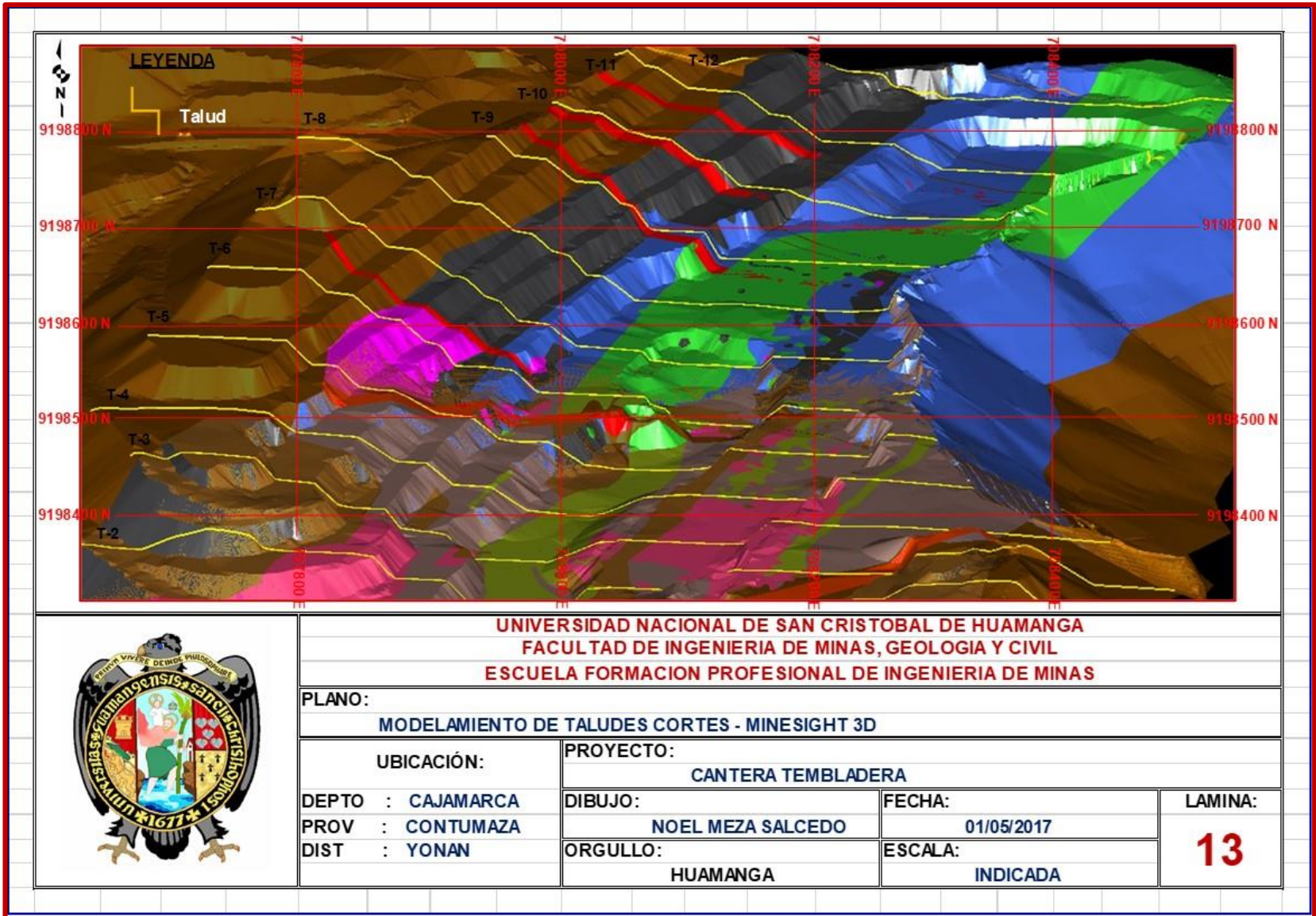
PLANOS MODELAMIENTO GEOMECÁNICO



**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**

PLANO:			
ESTRUCTURAL DEL ÁREA DE LA CANTERA TEMBLADERA			
UBICACIÓN:		PROYECTO:	
		CANTERA TEMBLADERA	
DEPTO :	CAJAMARCA	DIBUJO:	FECHA:
PROV :	CONTUMAZA	NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017
DIST :	YONAN	ESCALA:	LAMINA:
			11
			INDICADA



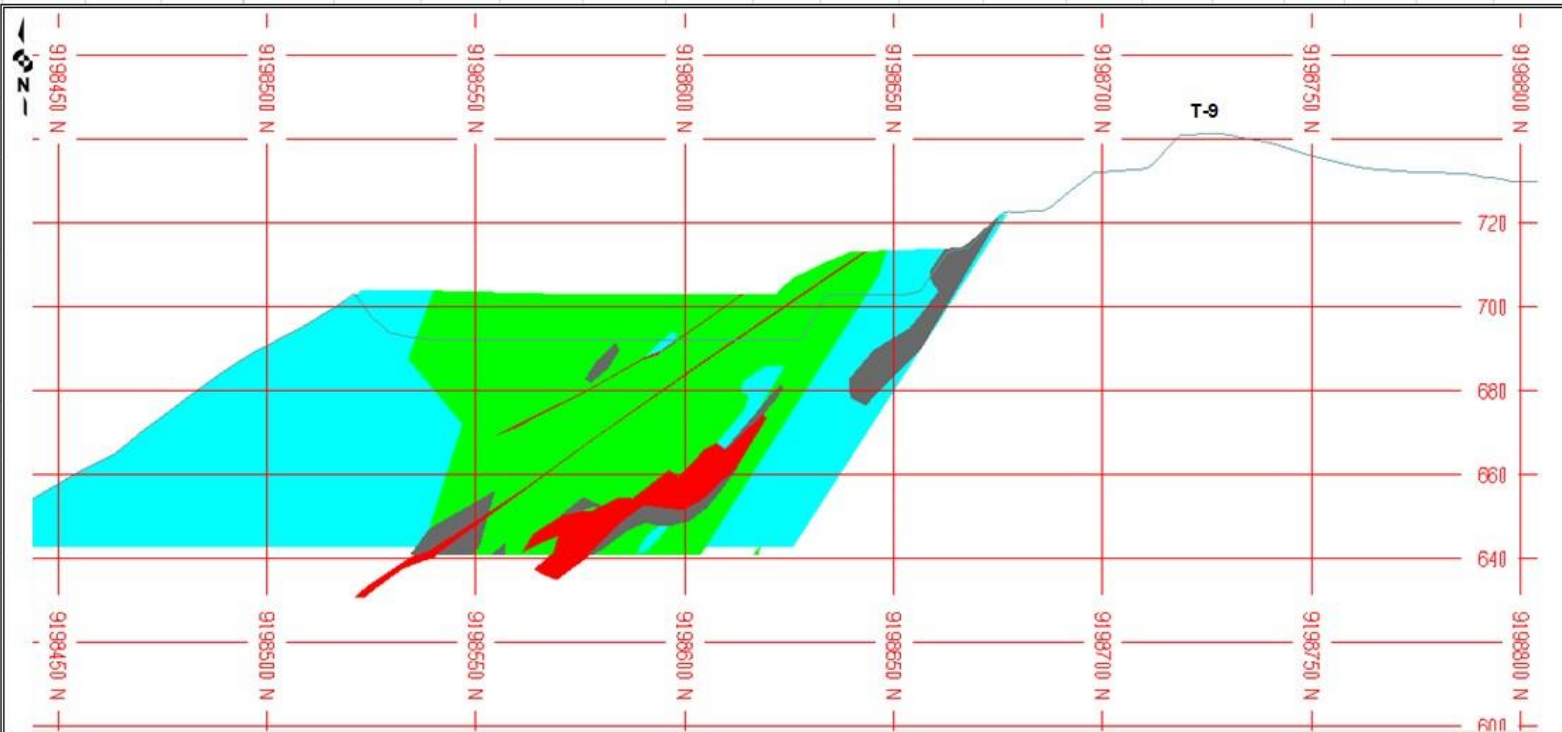


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

PLANO:

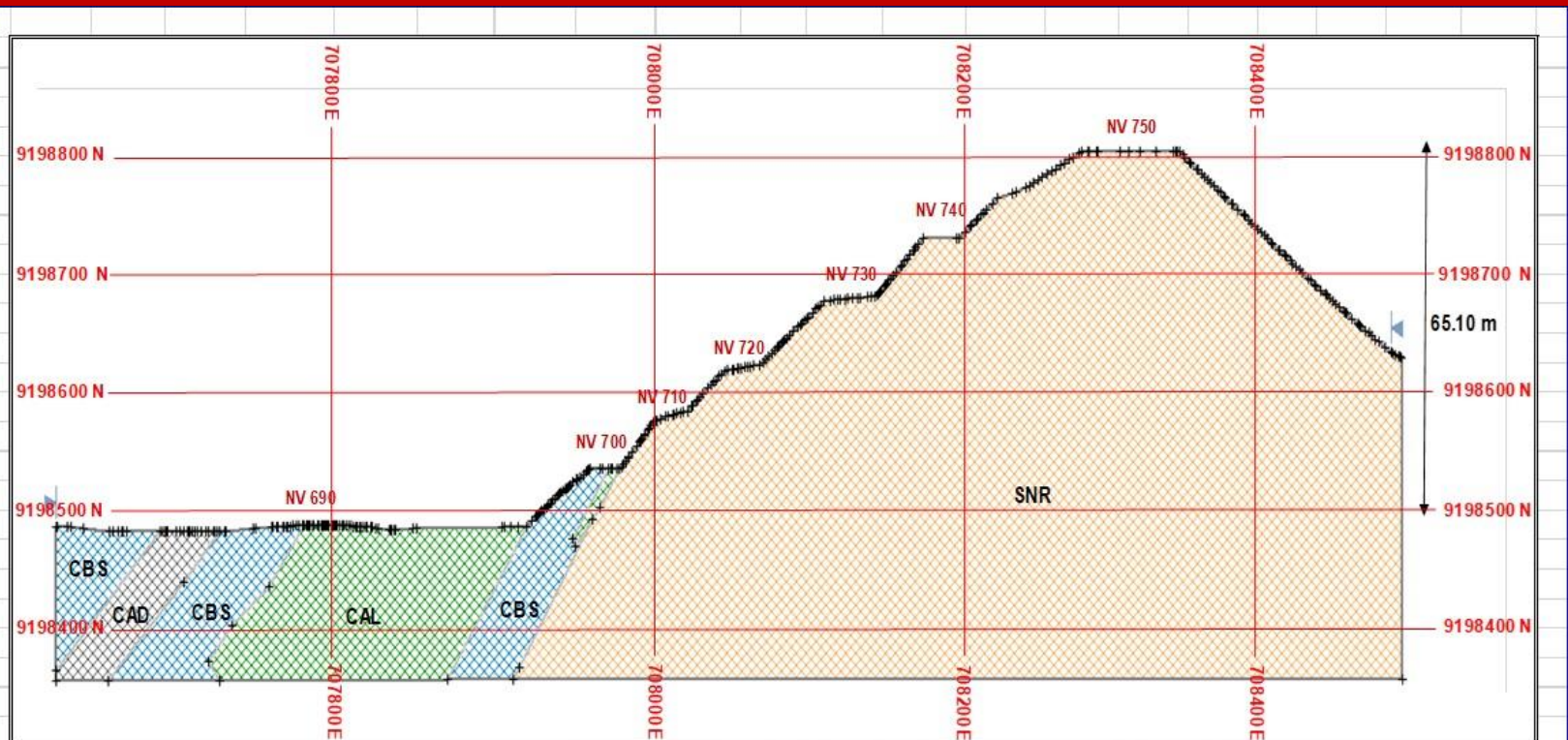
MODELAMIENTO DE TALUDES CORTES - MINESIGHT 3D

UBICACIÓN:	PROYECTO:			LAMINA:
DEPTO : CAJAMARCA	CANTERA TEMBLADERA			
PROV : CONTUMAZA	DIBUJO:	FECHA:	13	
DIST : YONAN	NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017		
	ORGULLO:	ESCALA:		
	HUAMANGA	INDICADA		



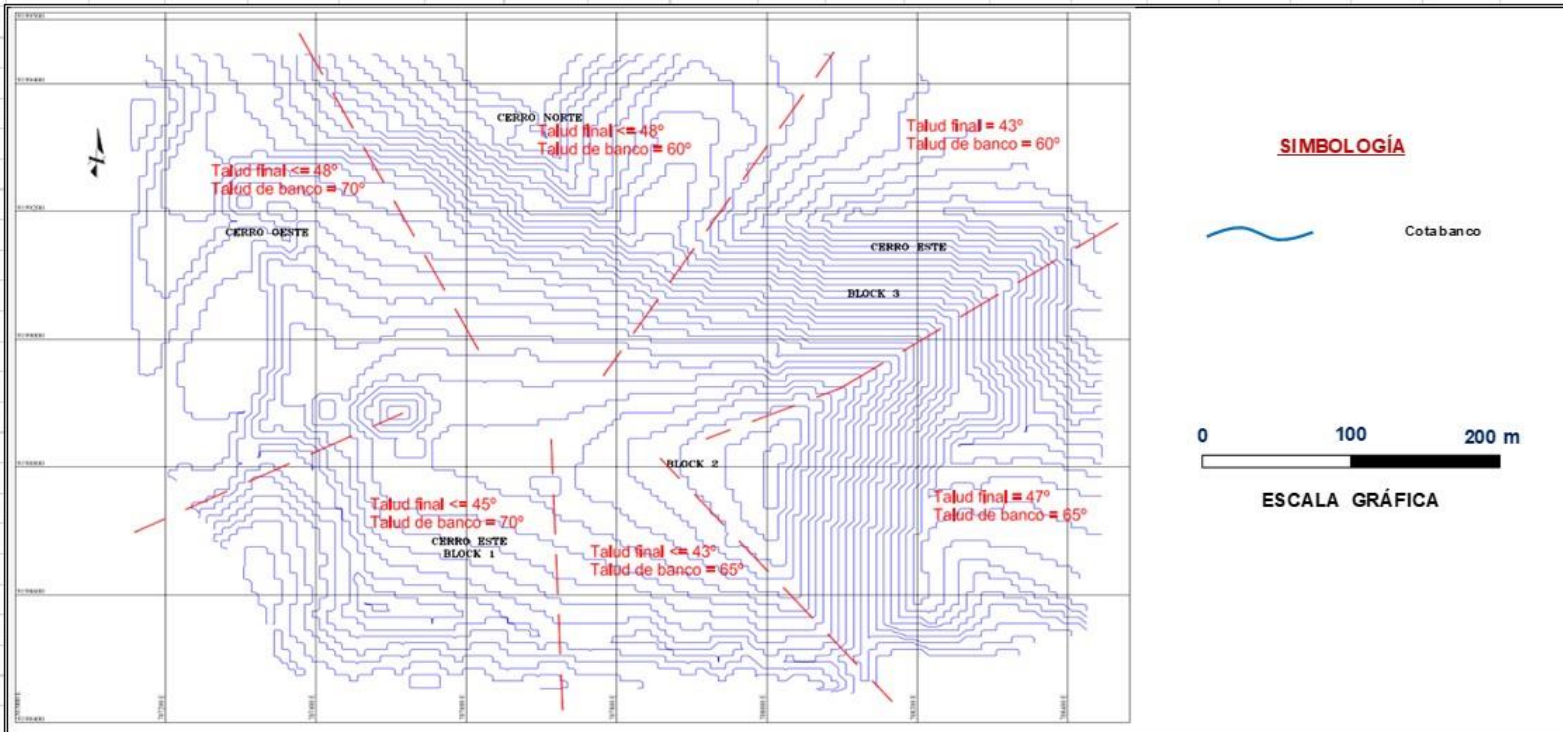
**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**

PLANO:			
MODELAMIENTO DE TALUDES CORTES POR SECCIONES - MINE SIGHT 3D			
UBICACIÓN:	PROYECTO:		
	CANTERA TEMBLADERA		
DEPTO : CAJAMARCA	DIBUJO:	FECHA:	LAMINA:
PROV : CONTUMAZA	NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017	
DIST : YONAN	ORGULLO:	ESCALA:	
	HUAMANGA	INDICADA	14-II



**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**

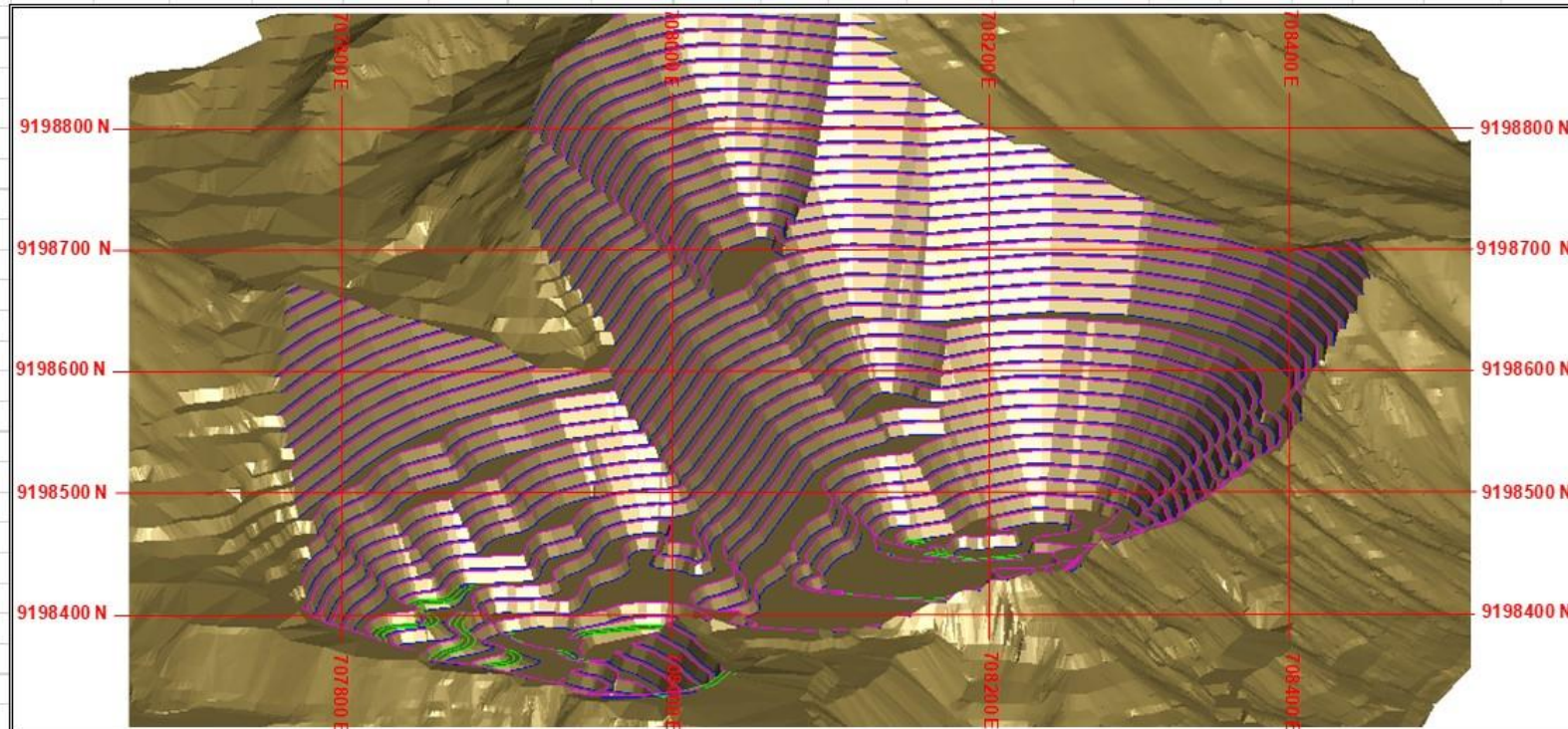
PLANO:			
MODELAMIENTO DE TALUDES - MINE SIGHT 3D			
UBICACIÓN:		PROYECTO:	
DEPTO : CAJAMARCA		CANTERA TEMBLADERA	
PROV : CONTUMAZA		DIBUJO:	FECHA:
DIST : YONAN		NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017
		ESCALA:	LAMINA:
		INDICADA	15



**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**

PLANO:
ANGULOS DE TALUDES RECOMENDADOS

UBICACIÓN:		PROYECTO:		LAMINA: 16
DEPTO : CAJAMARCA		CANTERA TEMBLADERA		
PROV : CONTUMAZA		DIBUJO:	FECHA:	
DIST : YONAN		NOEL MEZA SALCEDO		
		ESCALA:		
		INDICADA		



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

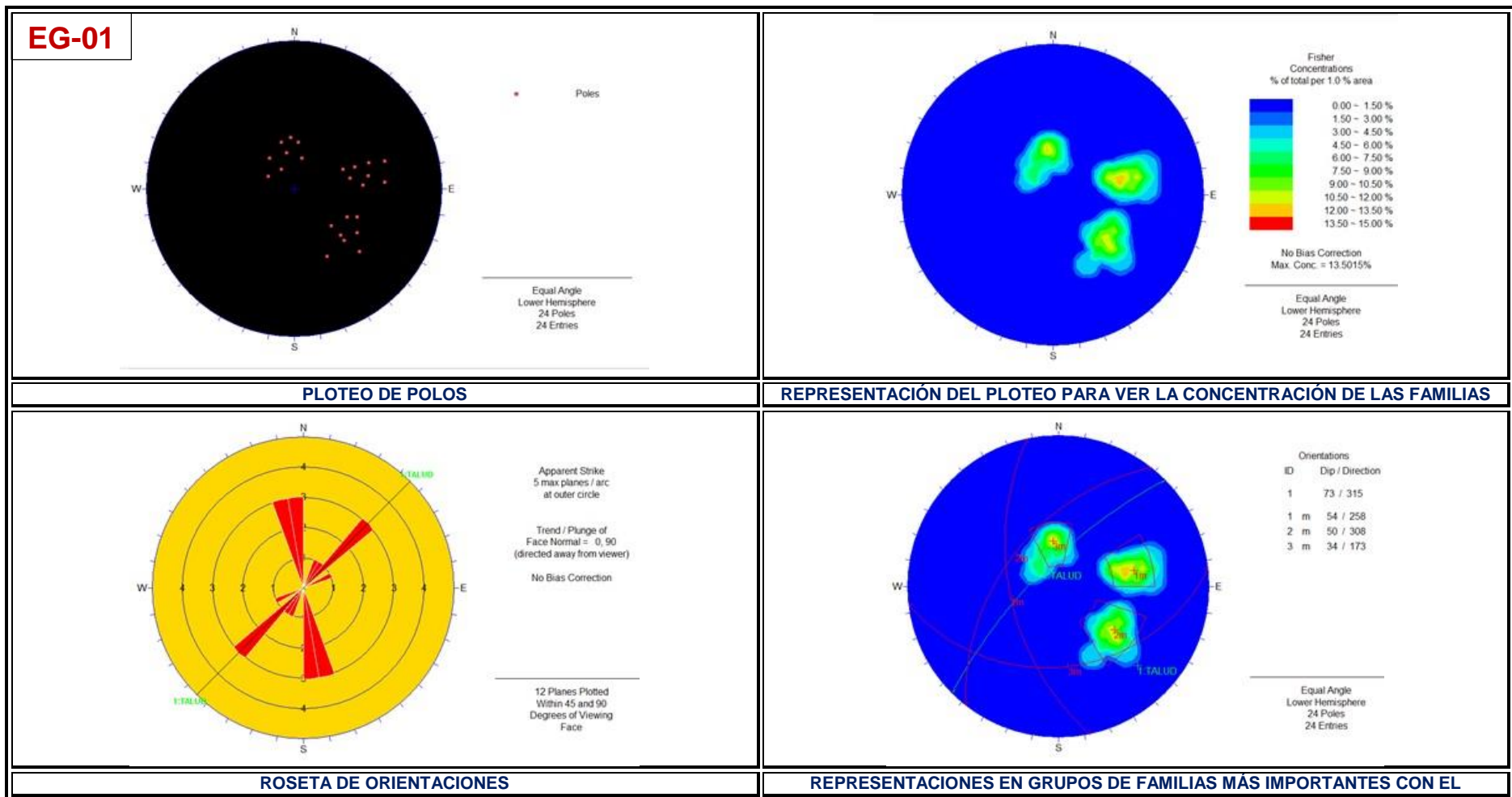
PLANO:			
MODELAMIENTO PIT FINAL - MINESIGHT 3D			
UBICACIÓN:		PROYECTO:	
		CANTERA TEMBLADERA	
DEPTO :	CAJAMARCA	DIBUJO:	FECHA:
PROV :	CONTUMAZA	NOEL MEZA SALCEDO	01/05/2017
DIST :	YONAN		ESCALA:
			INDICADA
			LAMINA: 17

ANEXO N° 02

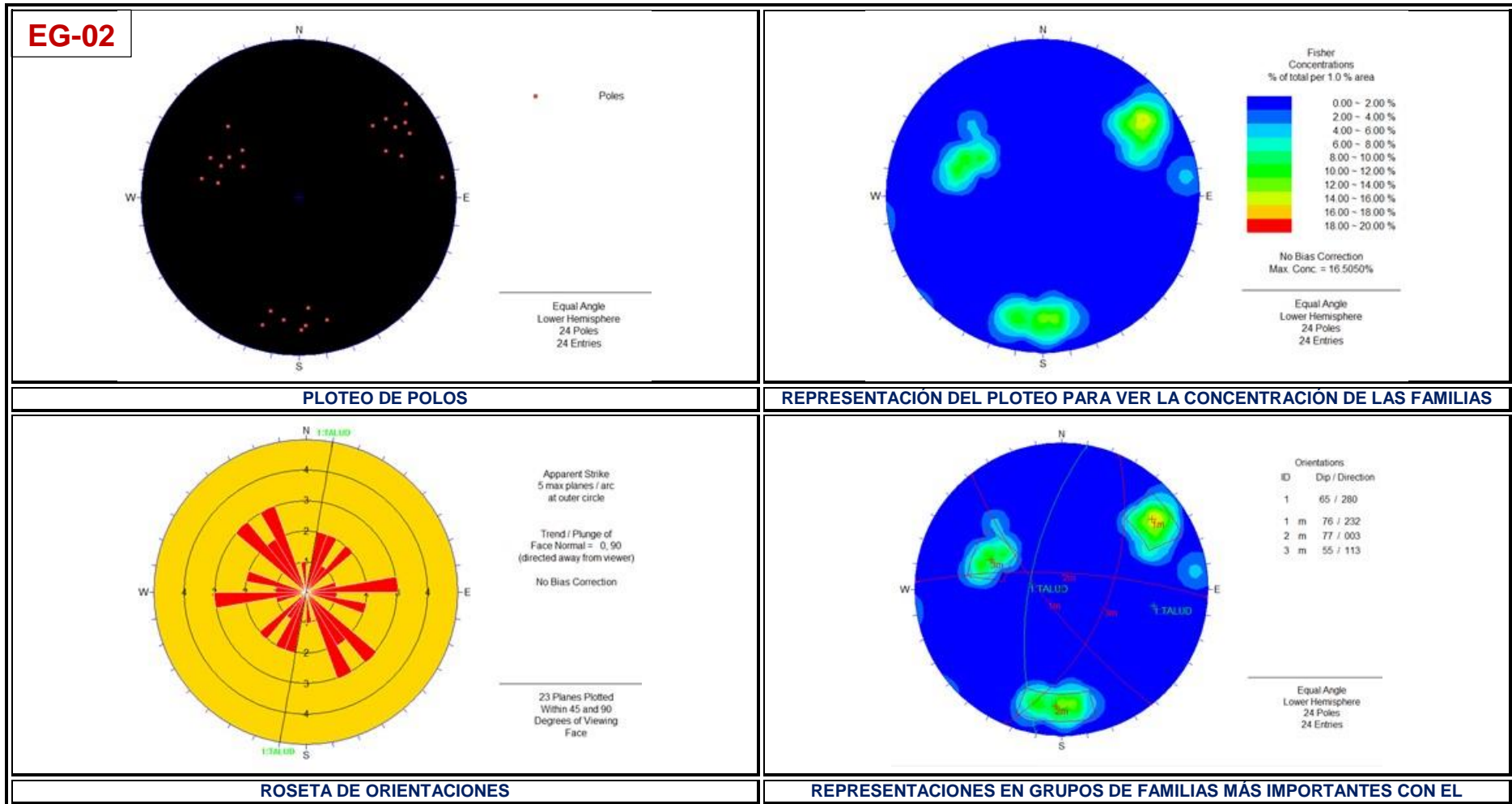
FIGURAS

ANEXO N° 2.1

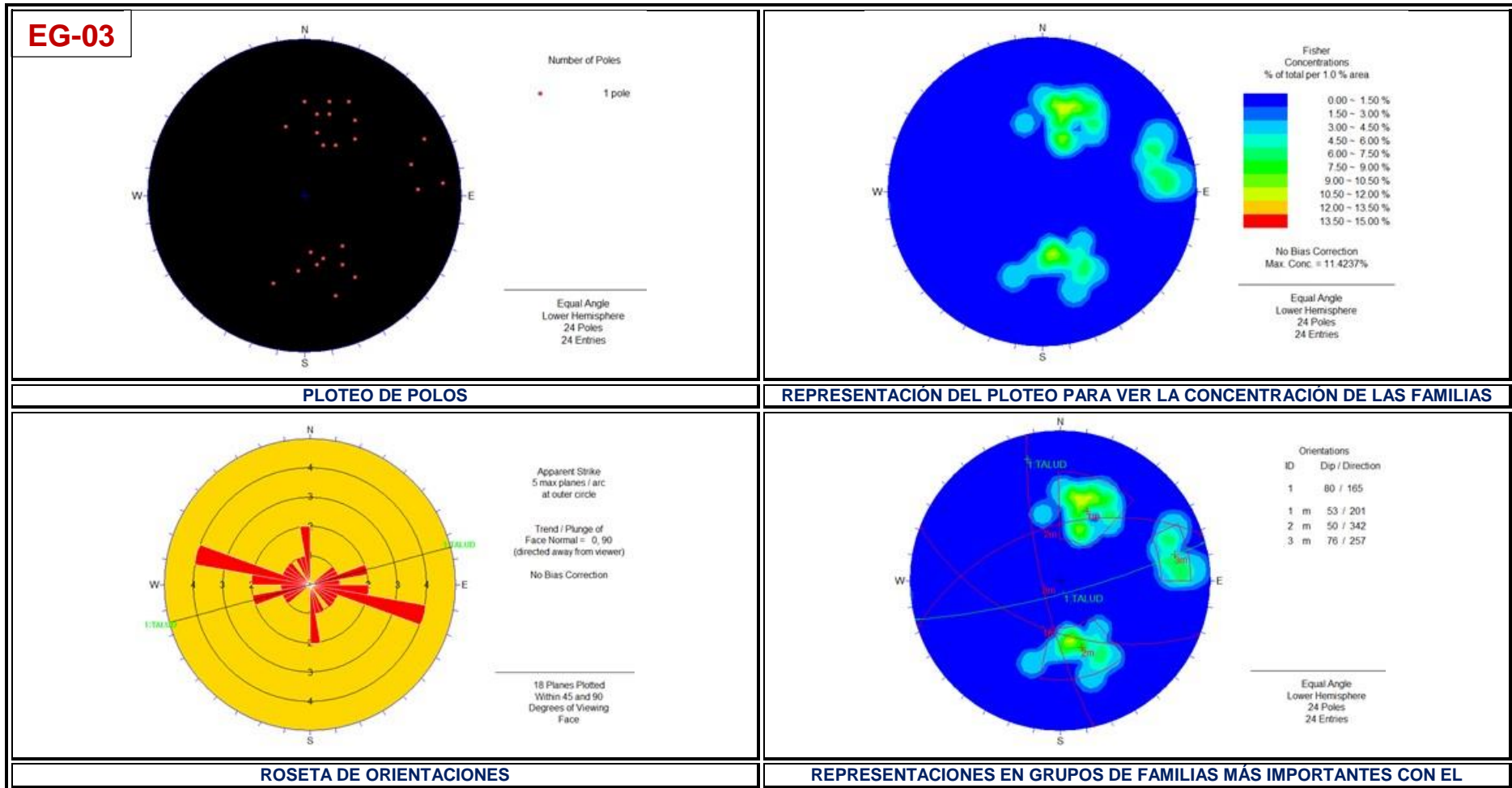
RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS DEL MAPEO GEOTÉCNICO DE DISCONTINUIDADES DEL MACIZO ROCOSO



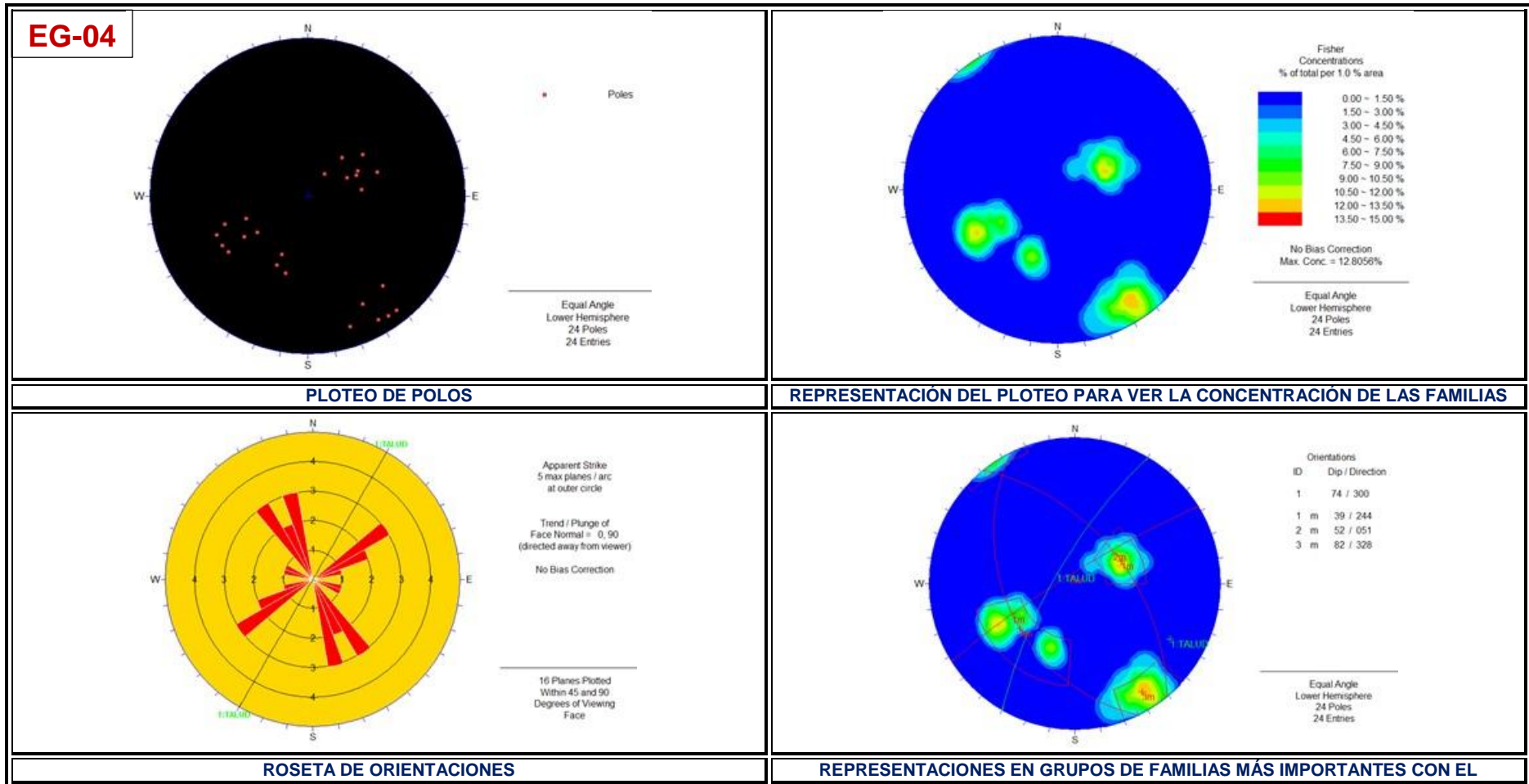
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A



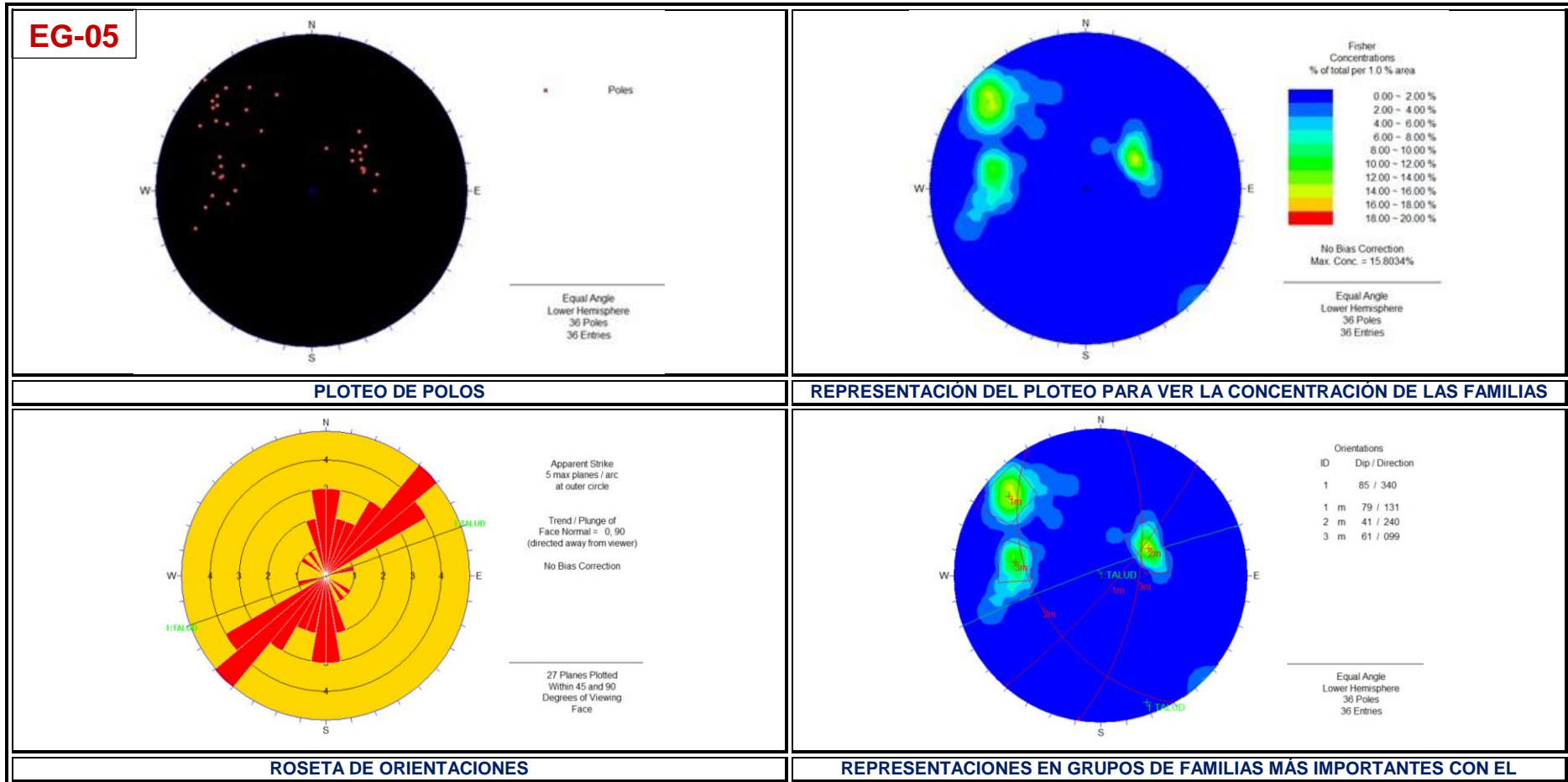
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A



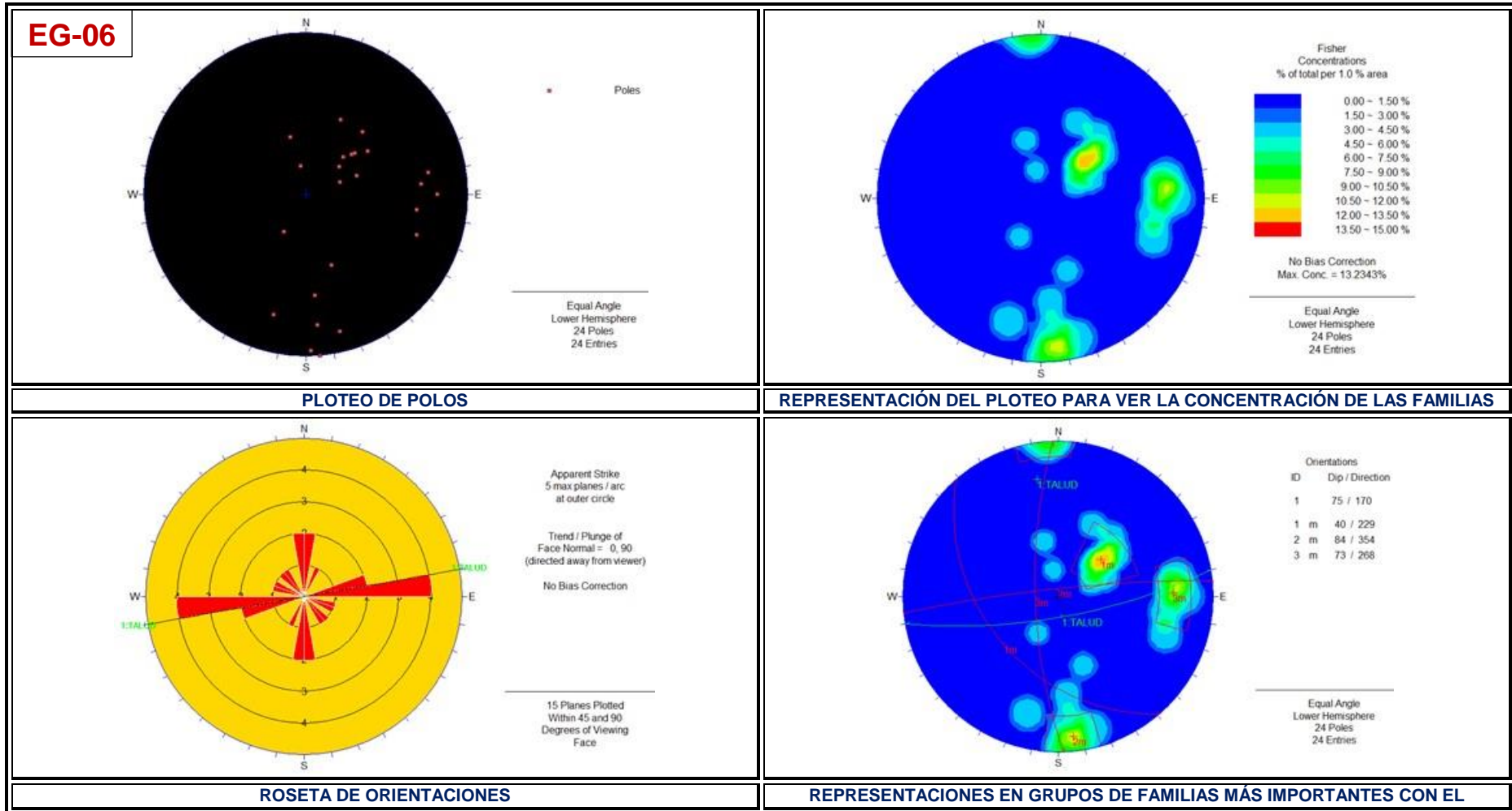
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A



Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A



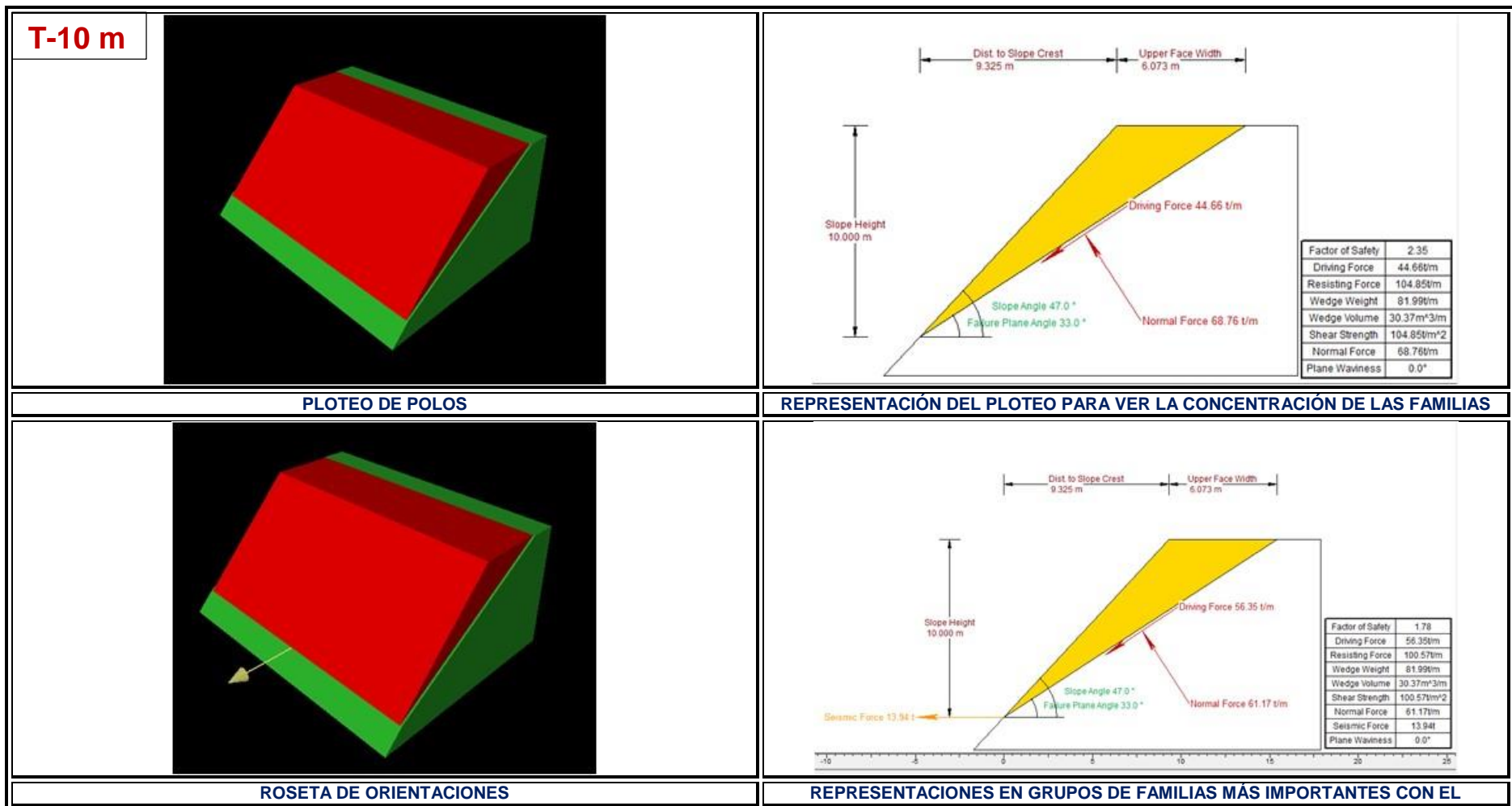
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A



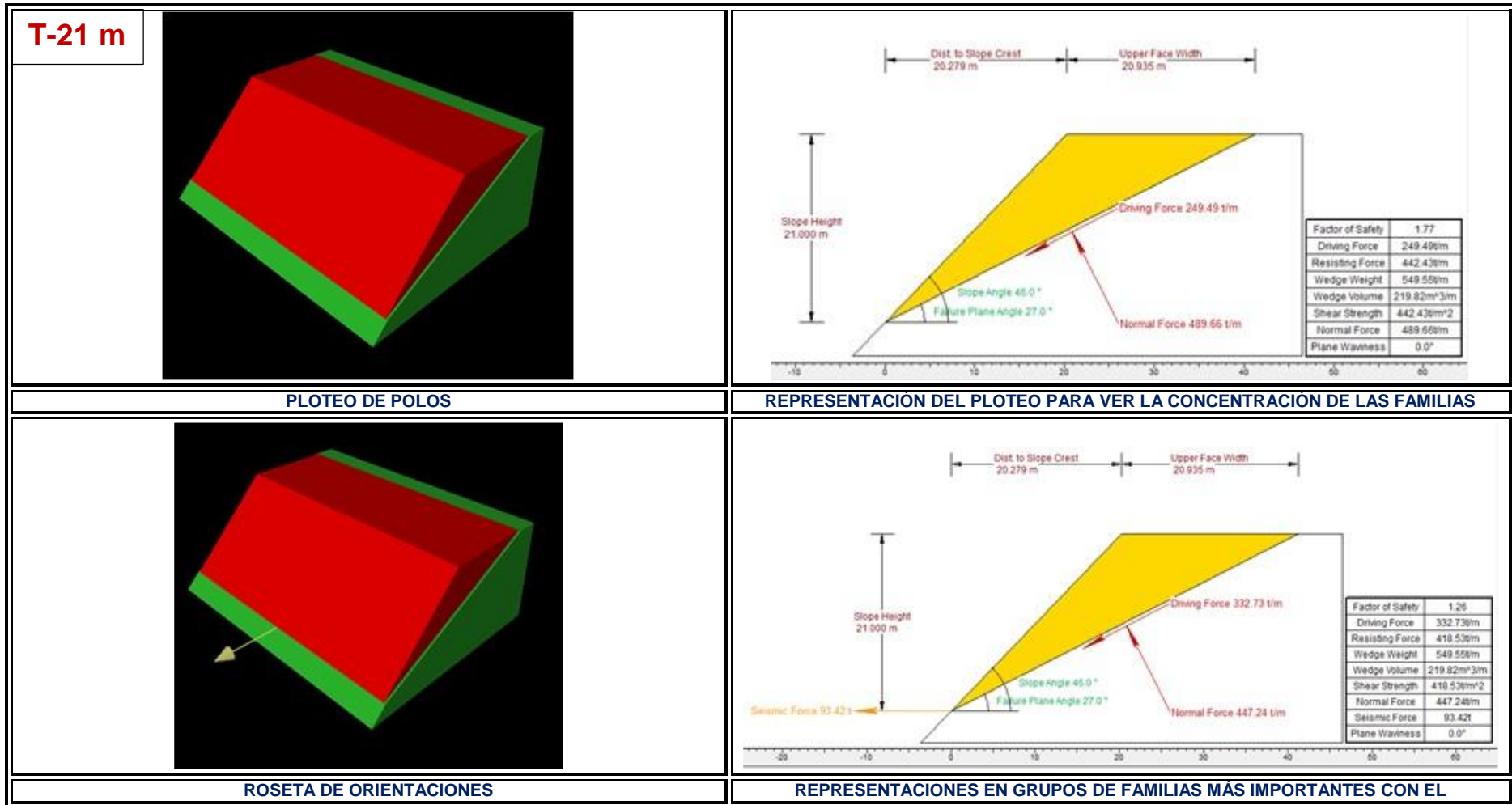
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

ANEXO N° 2.2

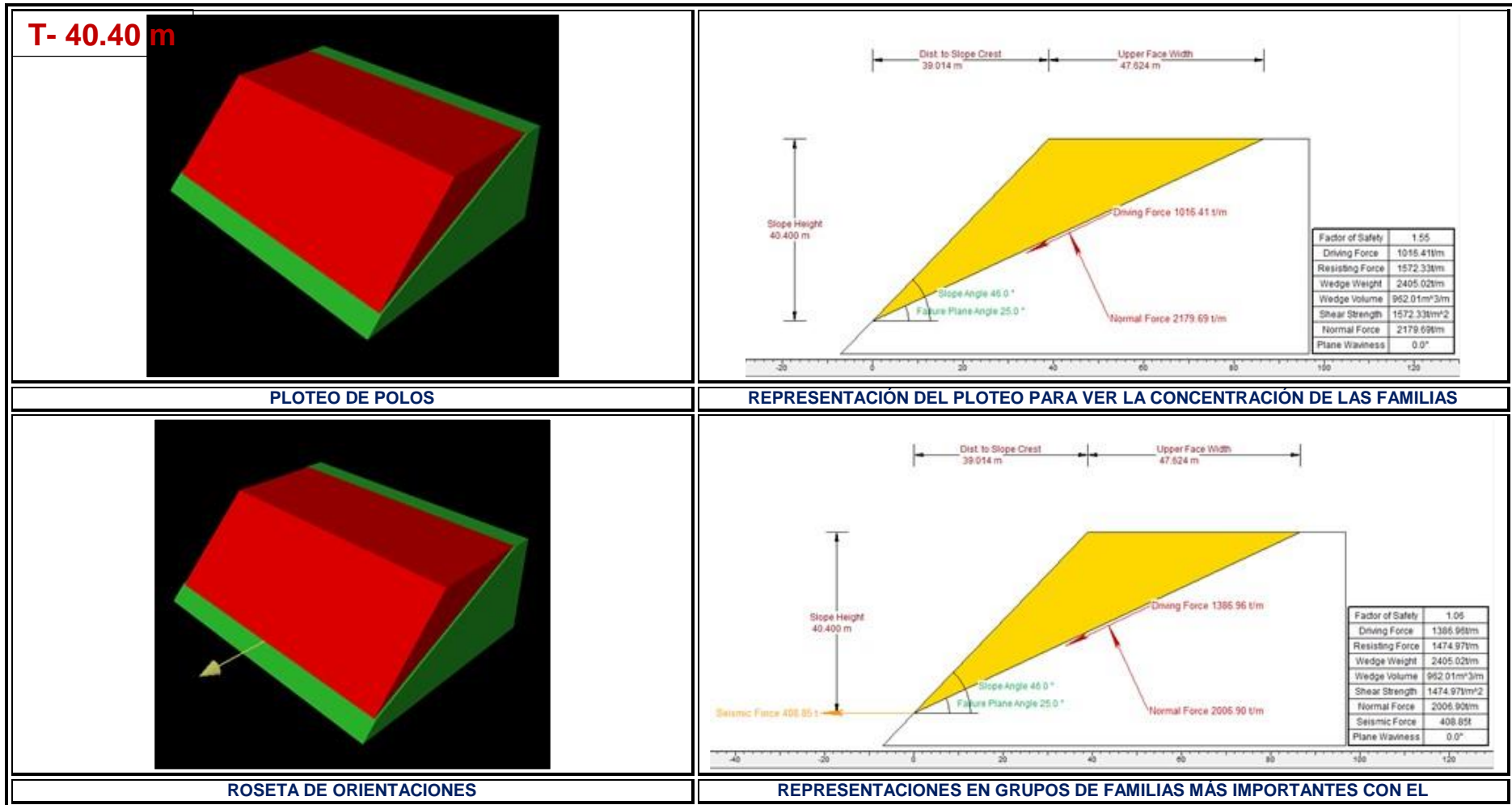
RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS DE ESTABILIDA DE FALLA PLANAR



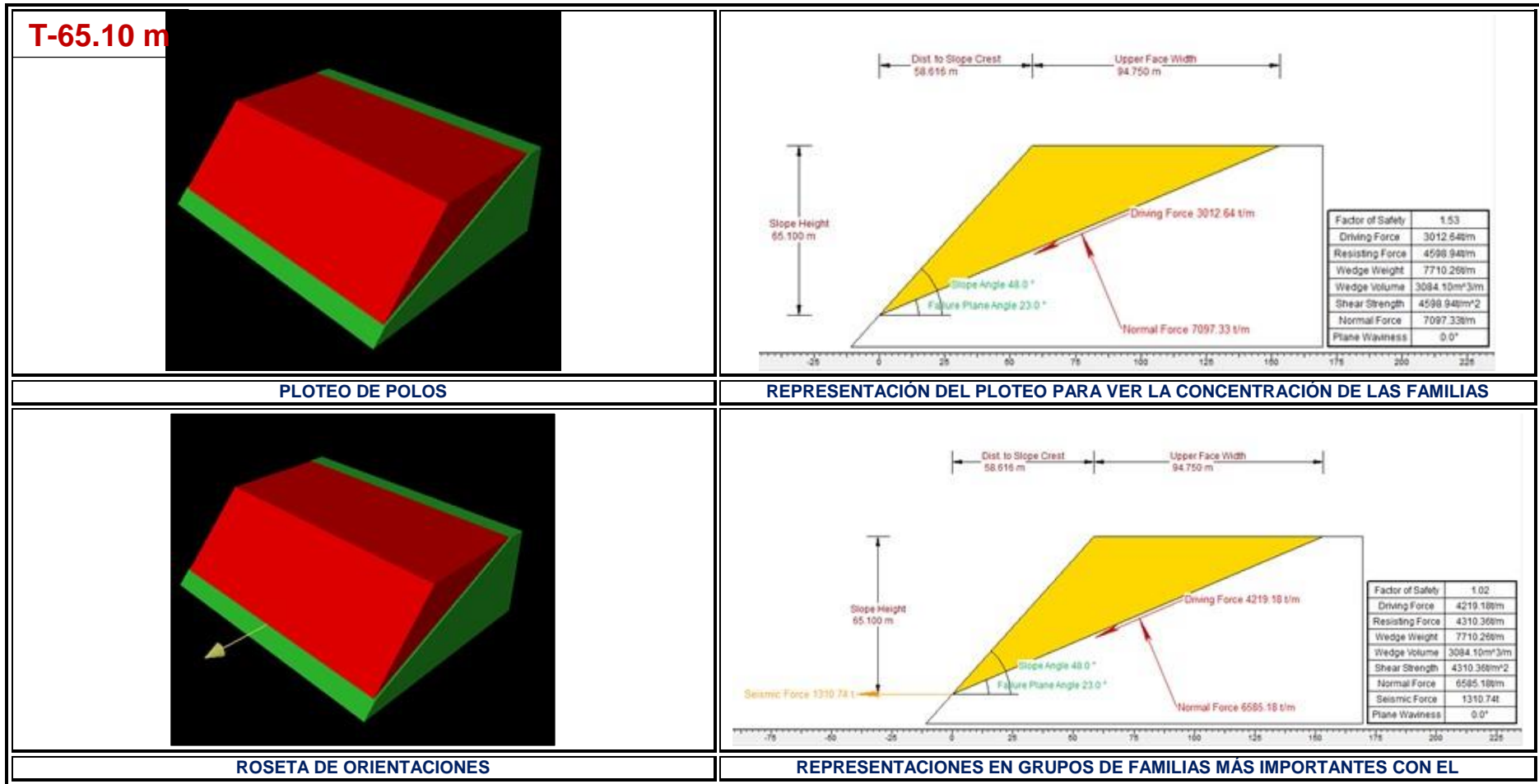
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A



Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

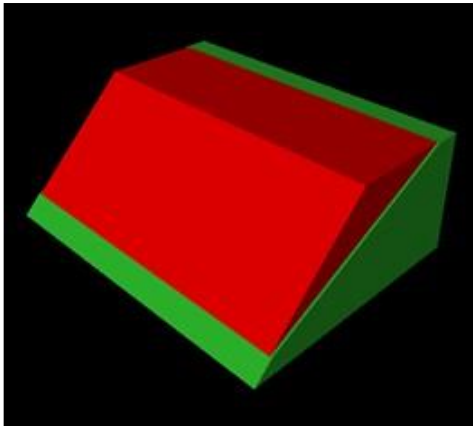


Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

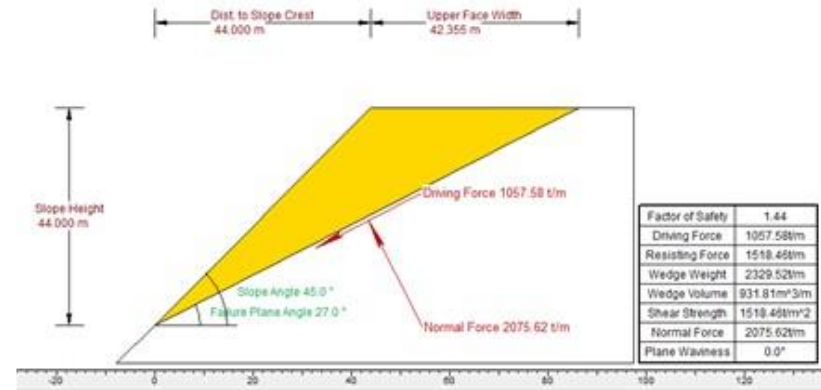


Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

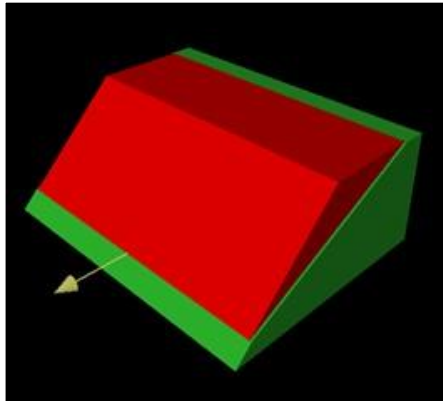
T-44 m



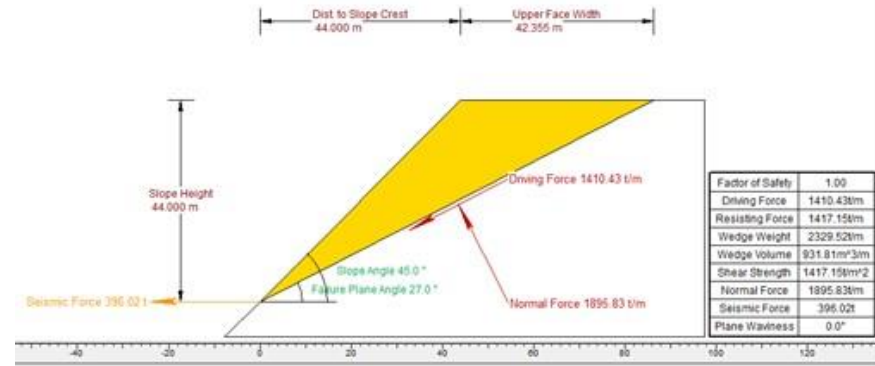
PLOTEO DE POLOS



REPRESENTACIÓN DEL PLOTEO PARA VER LA CONCENTRACIÓN DE LAS FAMILIAS



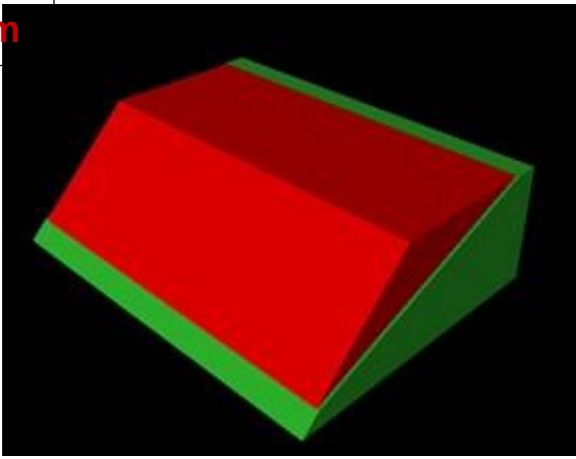
ROSETA DE ORIENTACIONES



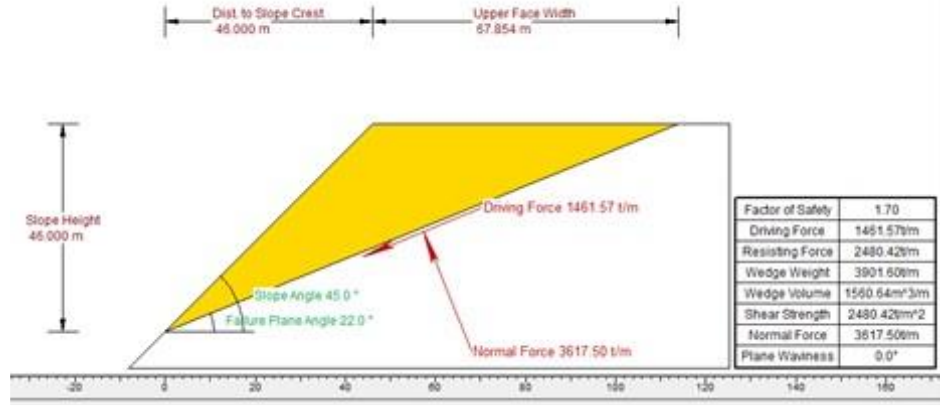
REPRESENTACIONES EN GRUPOS DE FAMILIAS MÁS IMPORTANTES CON EL

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

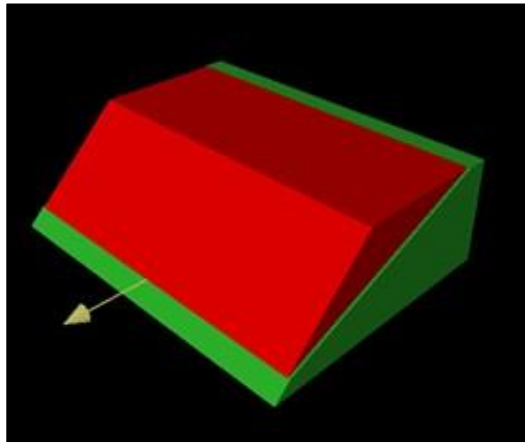
T-46 m



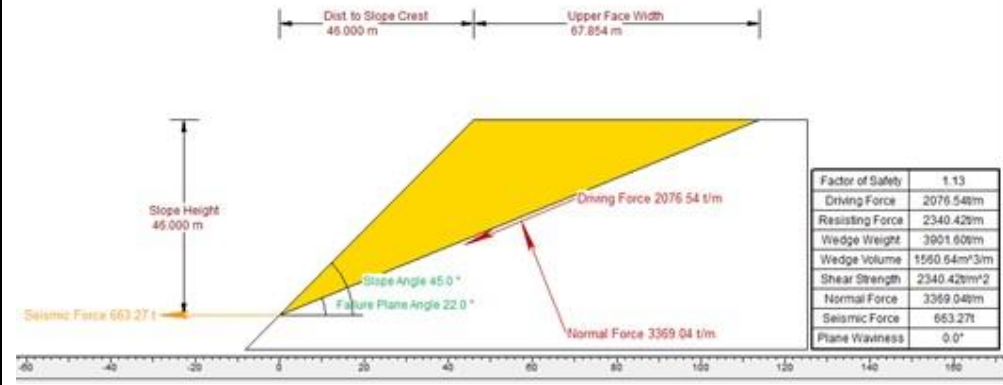
PLOTEO DE POLOS



REPRESENTACIÓN DEL PLOTEO PARA VER LA CONCENTRACIÓN DE LAS FAMILIAS



ROSETA DE ORIENTACIONES

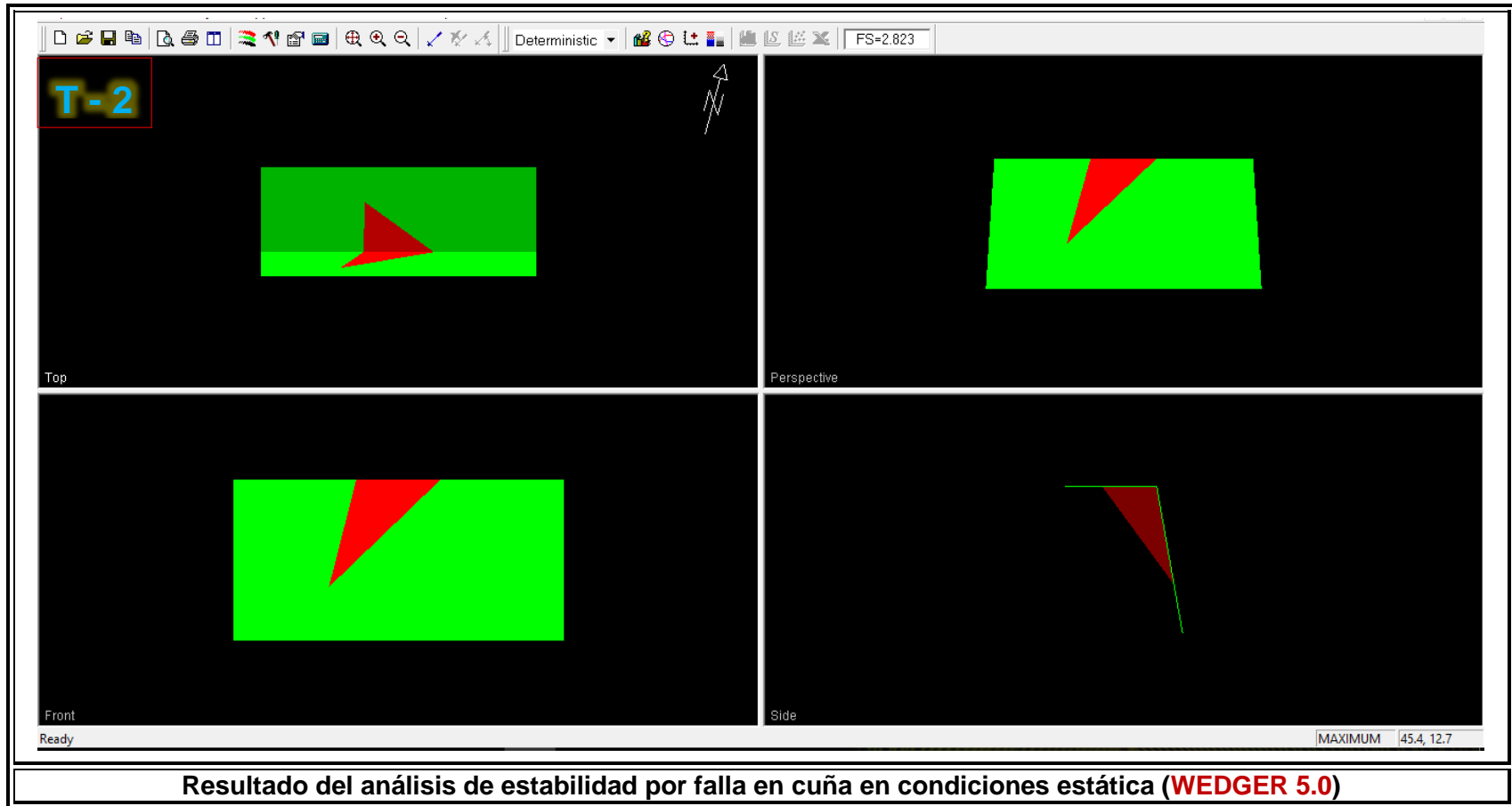


REPRESENTACIONES EN GRUPOS DE FAMILIAS MÁS IMPORTANTES CON EL

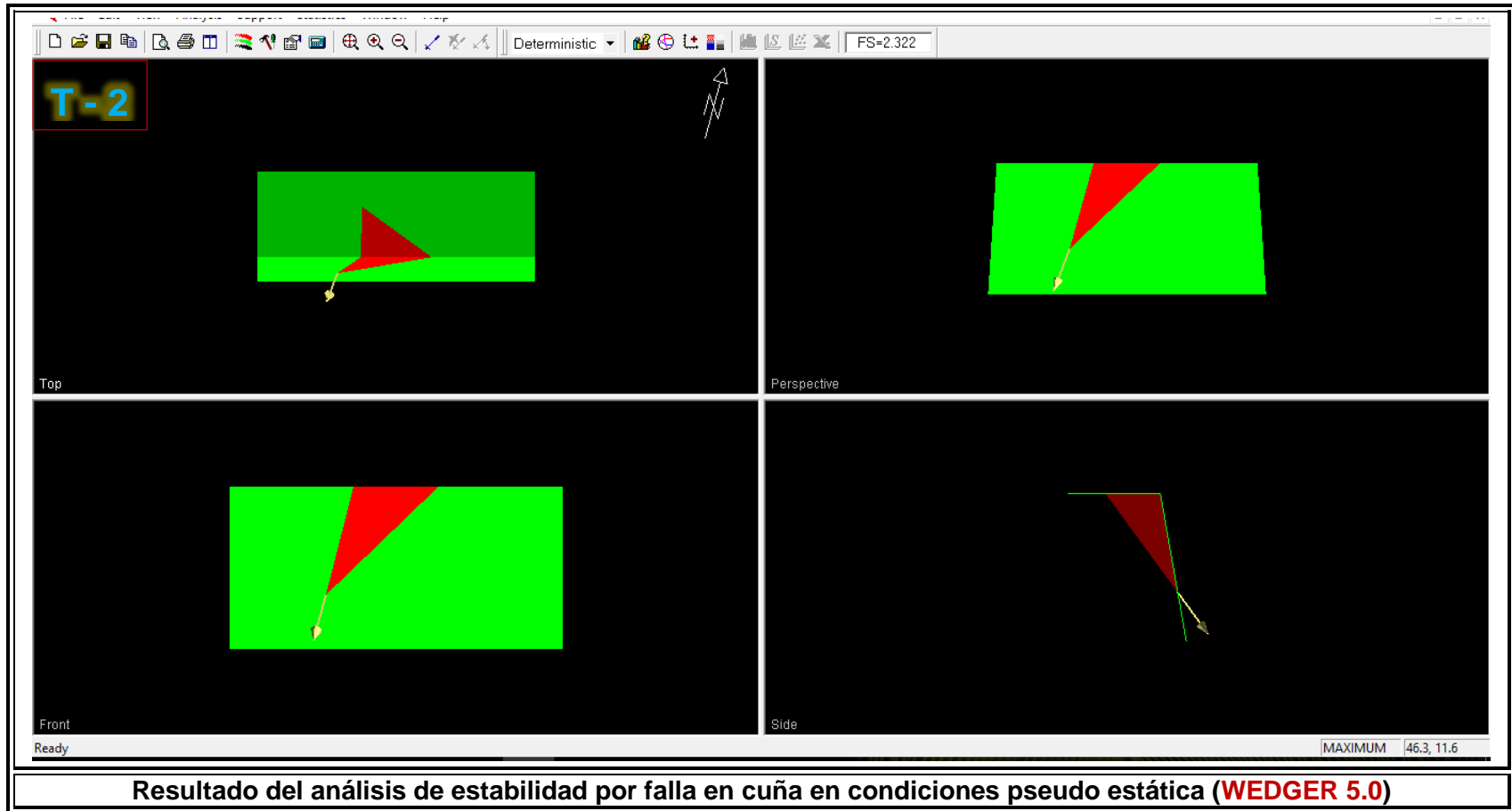
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

ANEXO N° 2.3

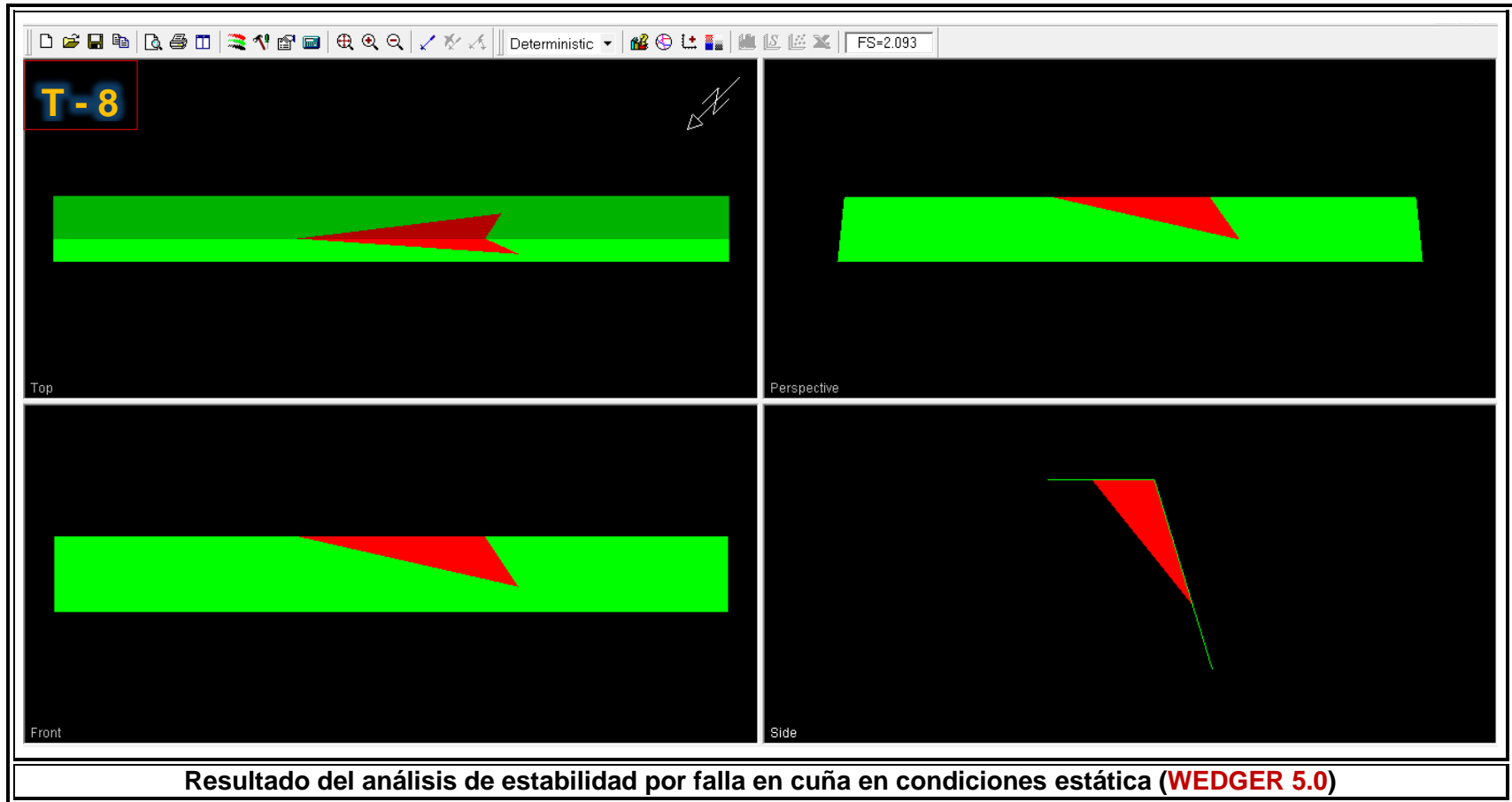
RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS DE ESTABILIDA DE FALLA DE CUÑA



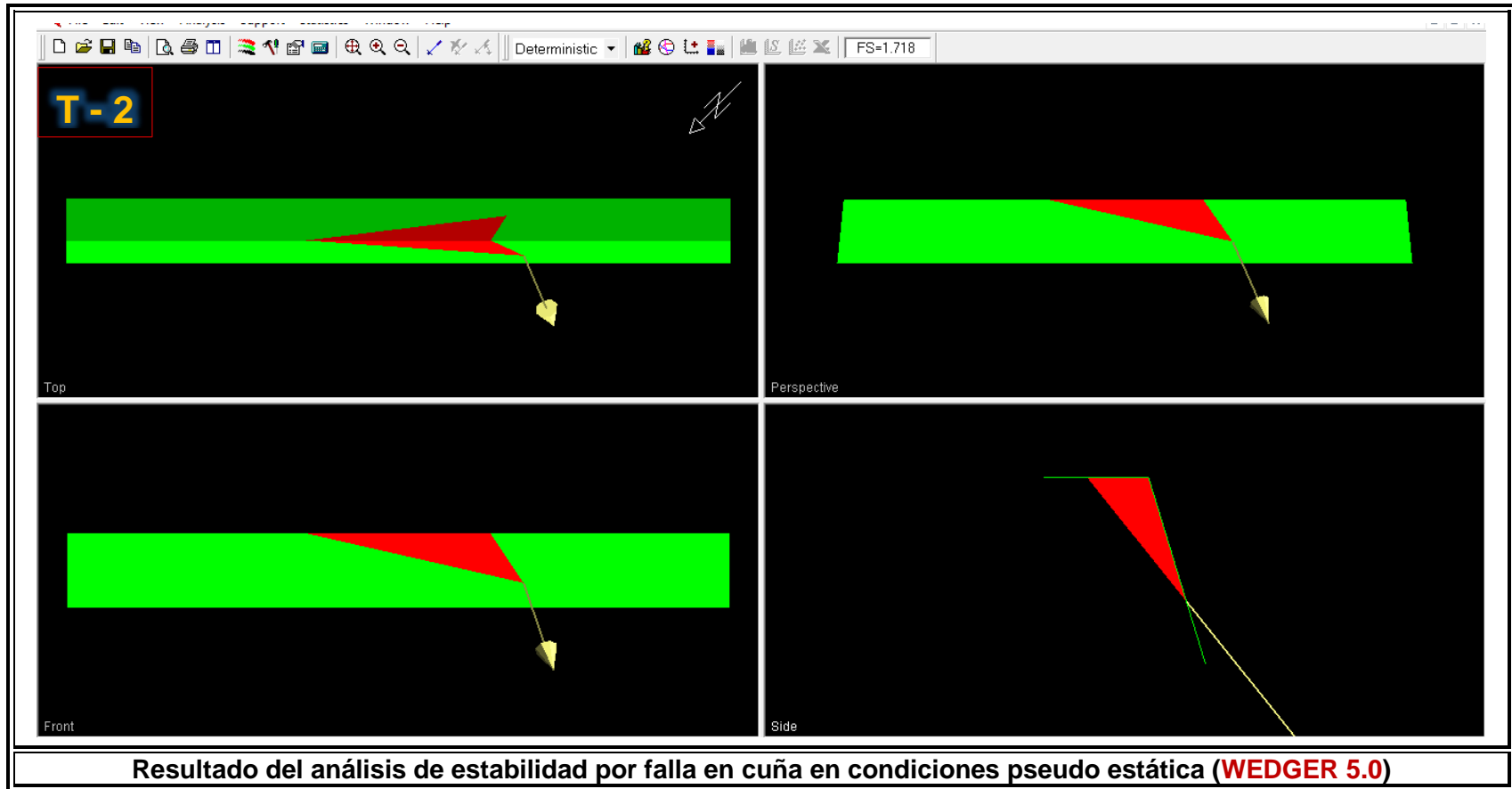
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A



Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A



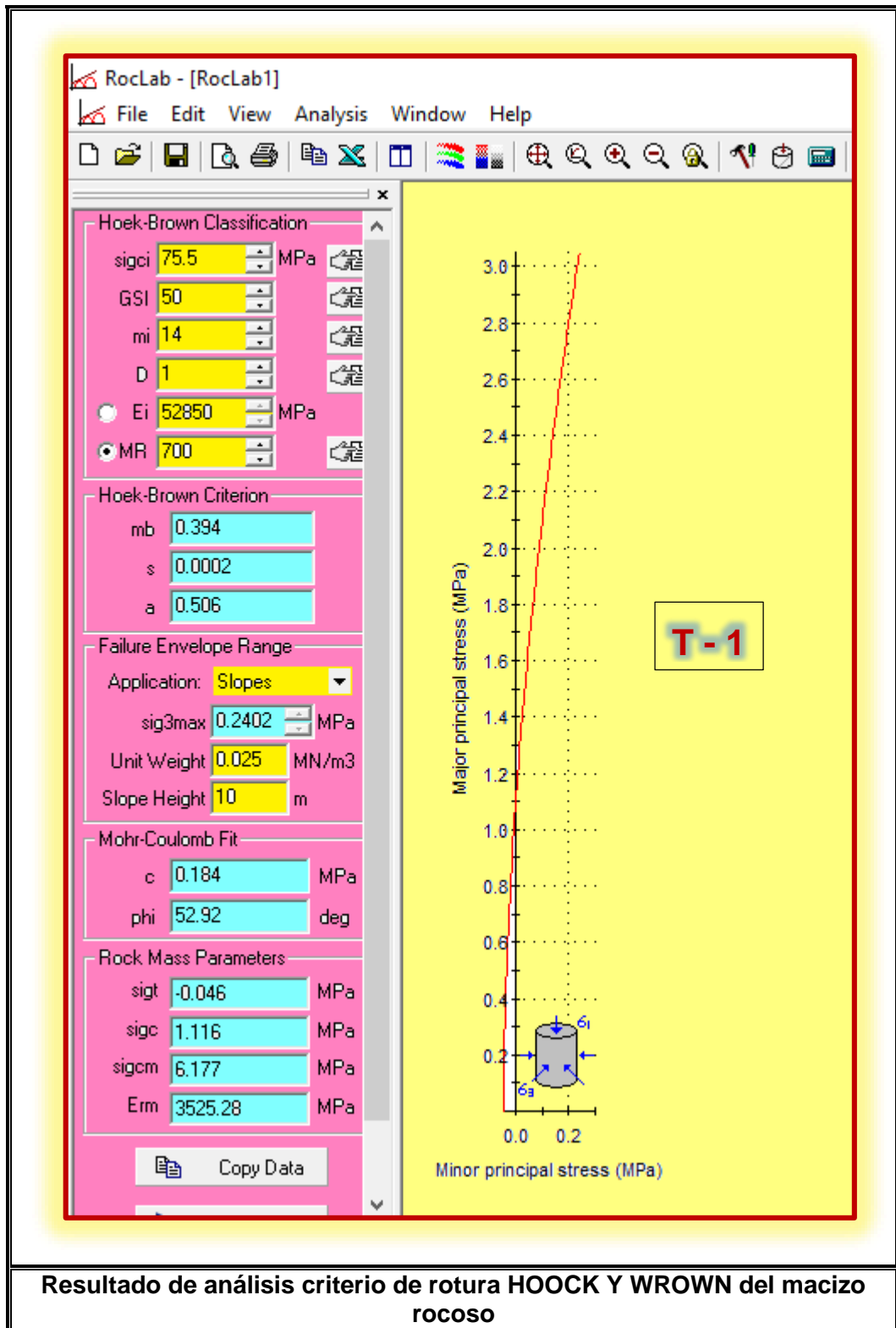
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A



Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

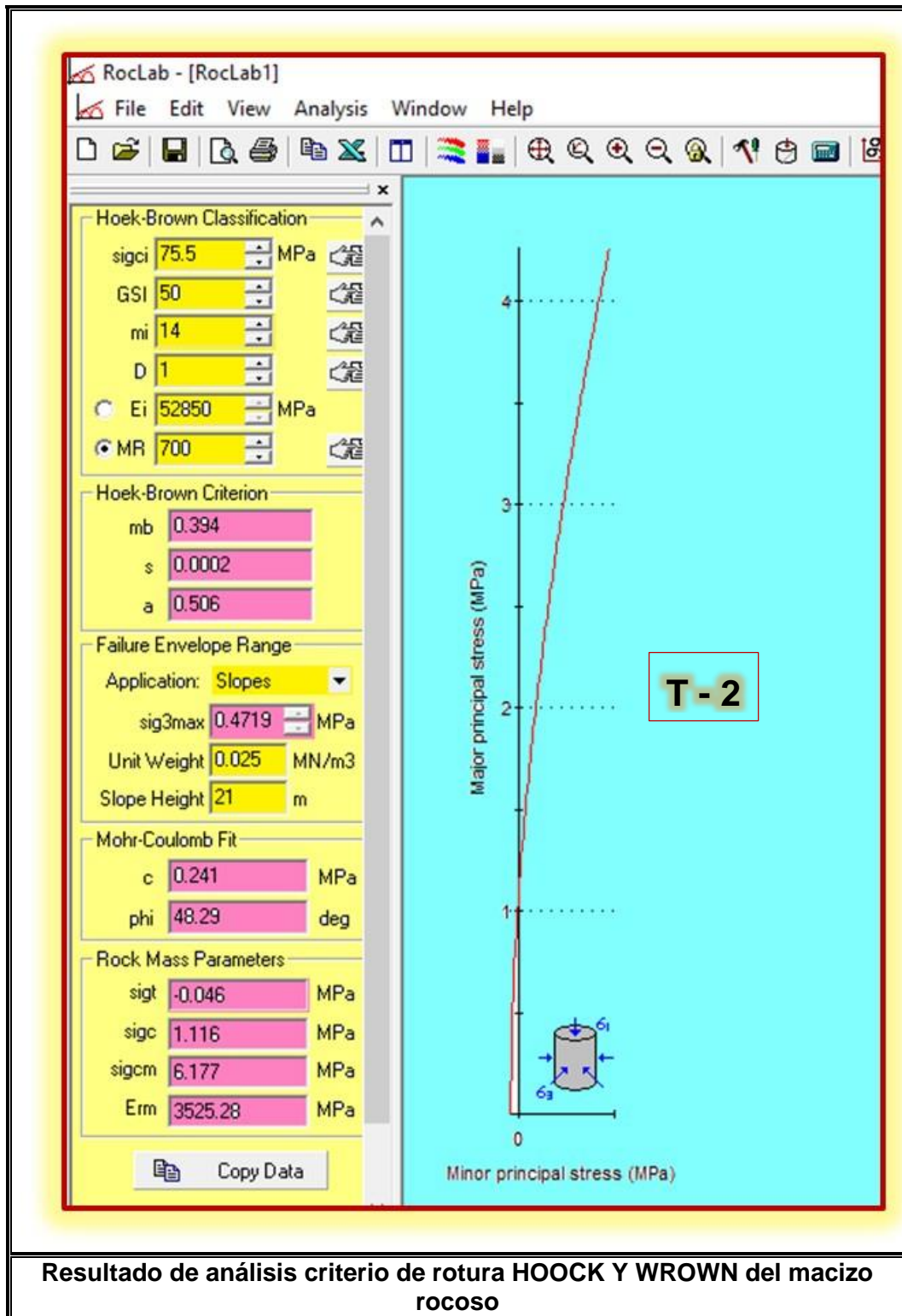
ANEXO N° 2.4

RESULTADOS DE CRITERIO DE ROTURA DEL MACIZO ROCOSO



Resultado de análisis criterio de rotura HOOK Y WROWN del macizo rocoso

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

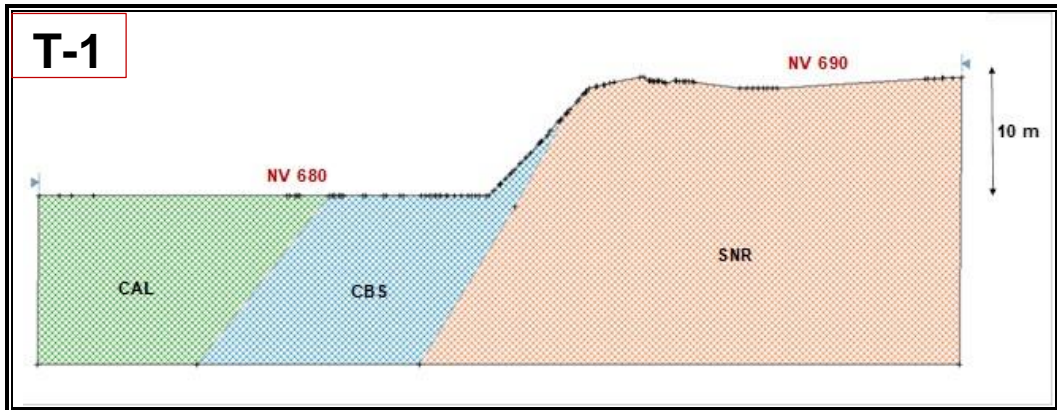


Resultado de análisis criterio de rotura HOOK Y WROWN del macizo rocoso

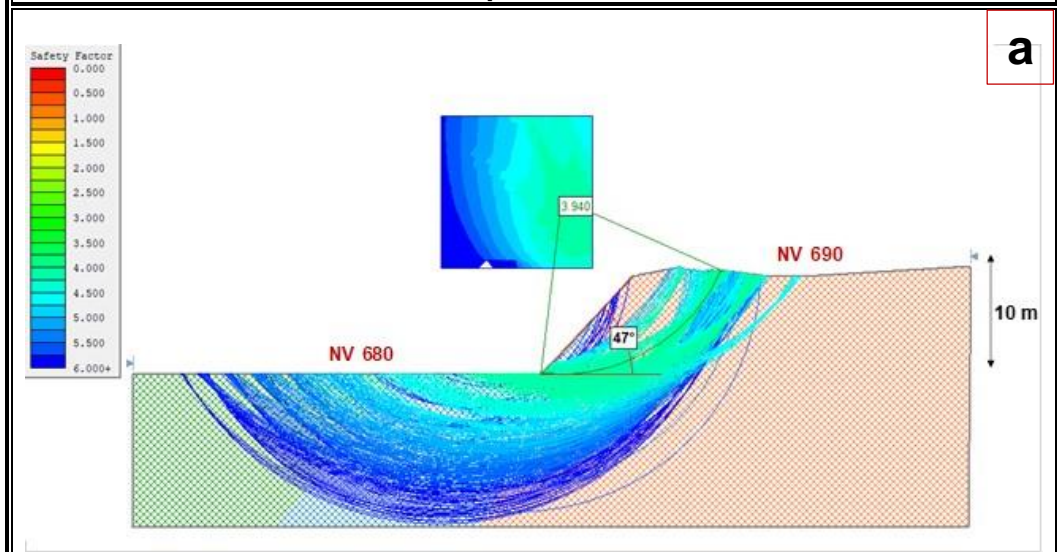
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

ANEXO N° 2.5

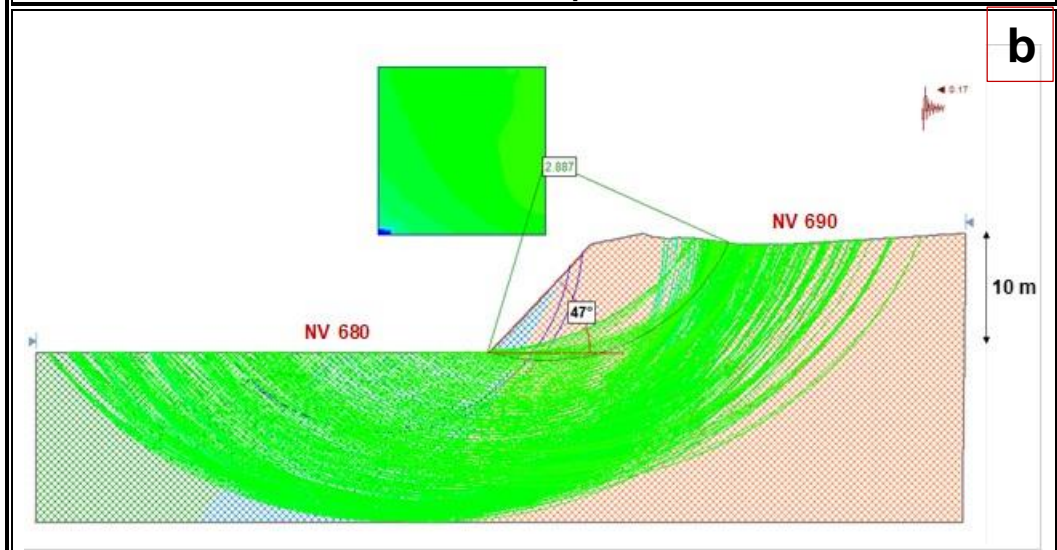
RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE TALUDES



Análisis de estabilidad para taludes de 10 m de altura

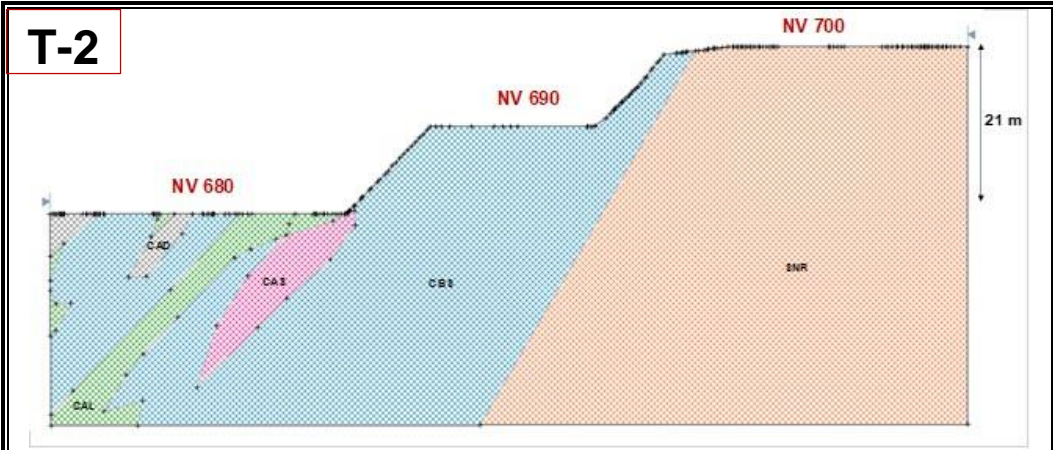


Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 10 m de altura

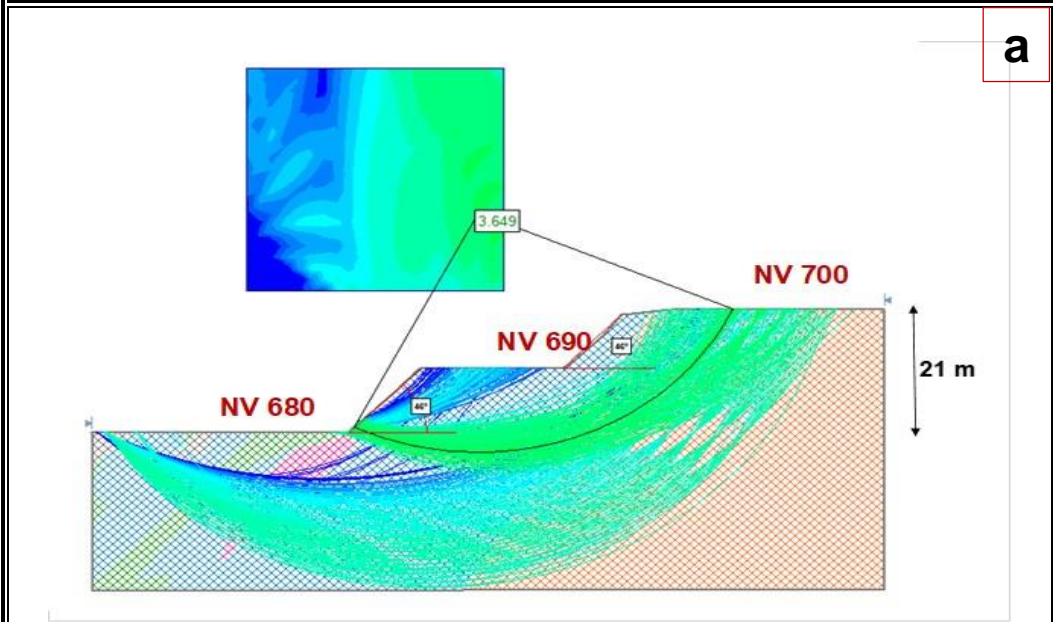


Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 10 m de altura – pseudo estático

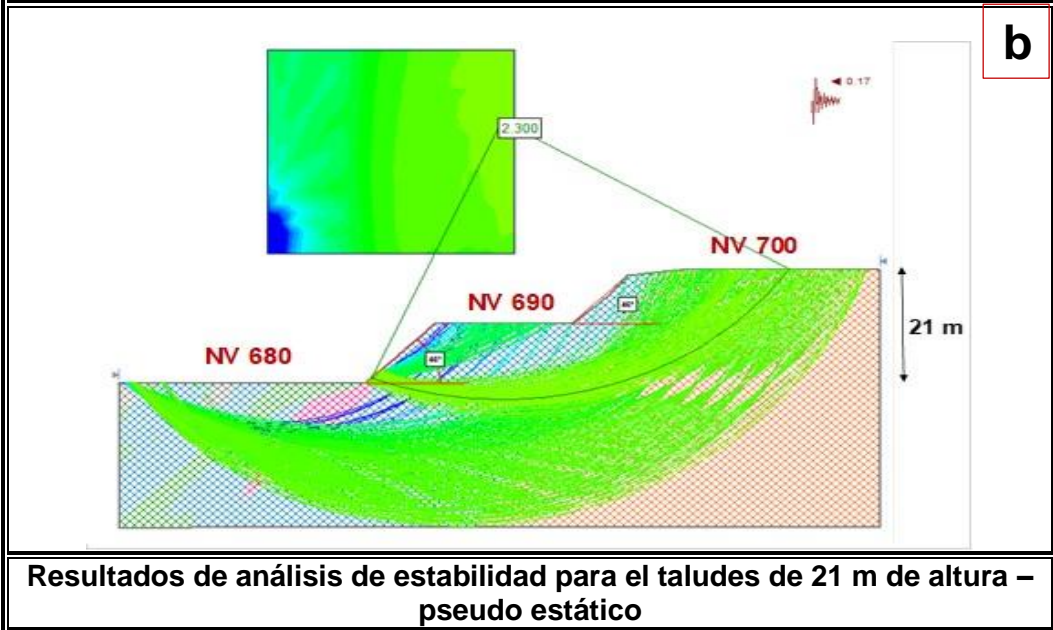
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A



Análisis de estabilidad para taludes de 21 m de altura



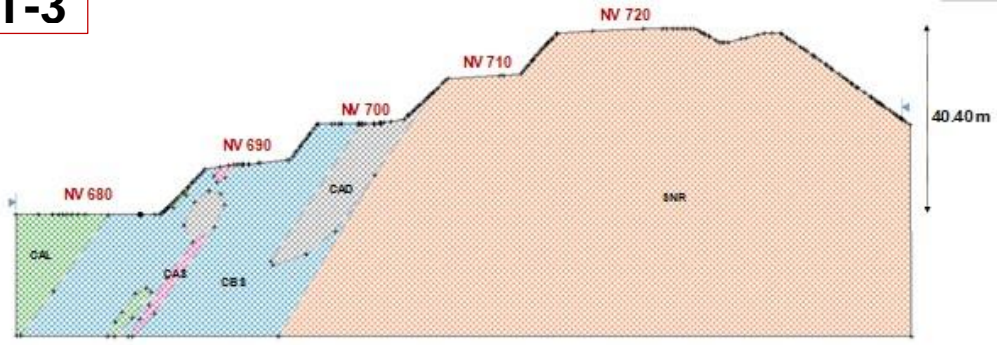
Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 21 m de altura



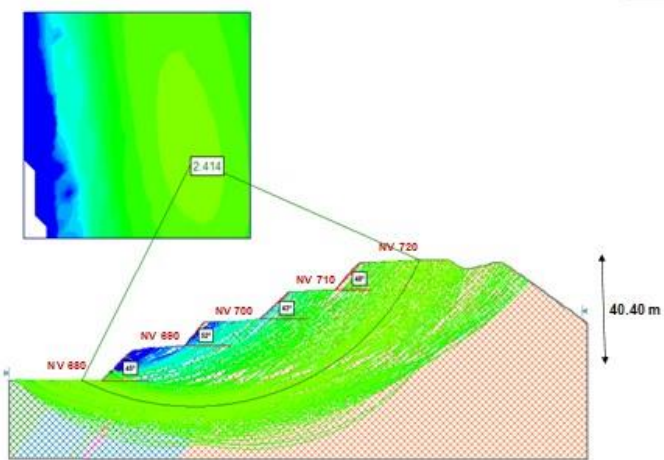
Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 21 m de altura – pseudo estático

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

T-3

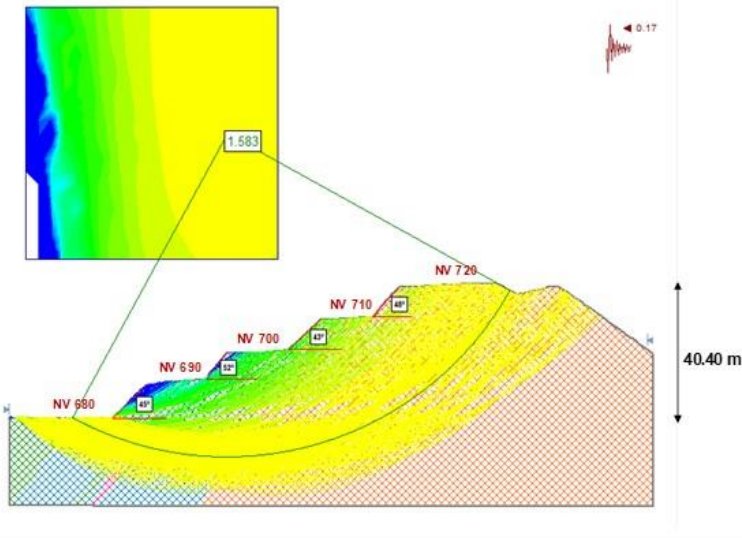


Análisis de estabilidad para taludes de 40.40 m de altura



a

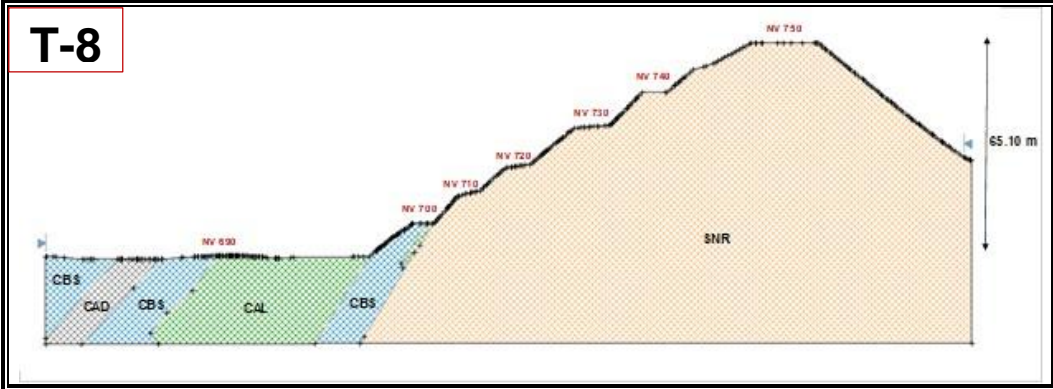
Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 40.40 m de altura



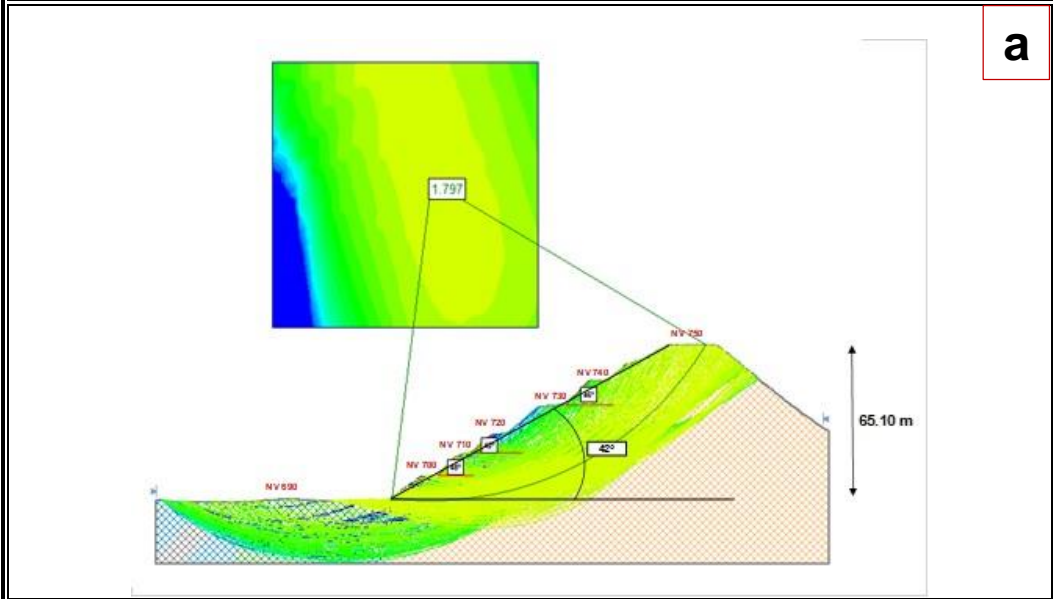
b

Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 40.40 m de altura – pseudo estático

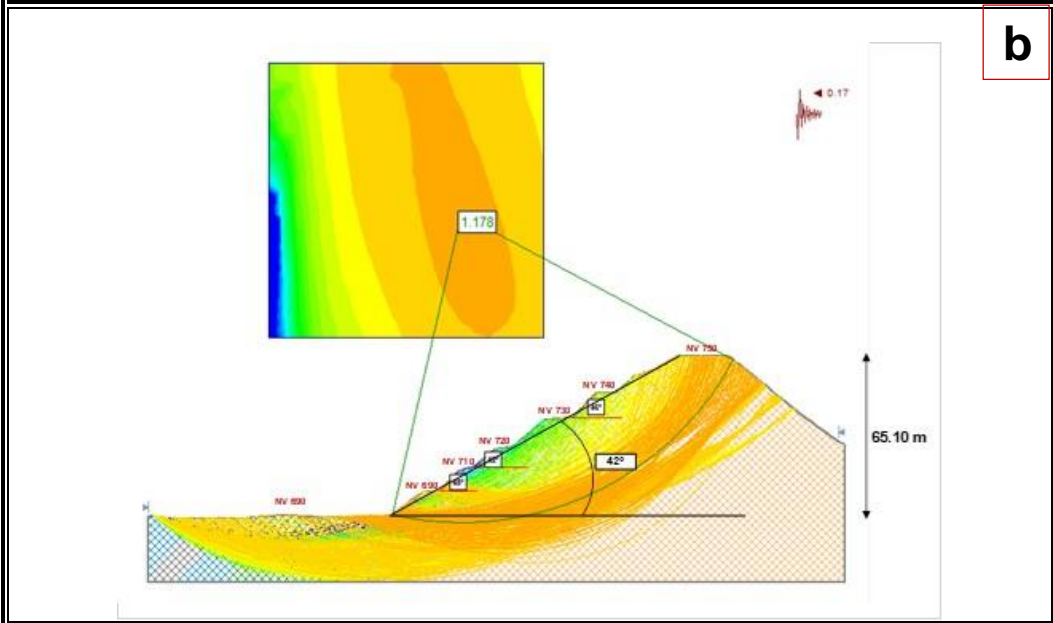
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A



Análisis de estabilidad para taludes de 65.10 m de altura



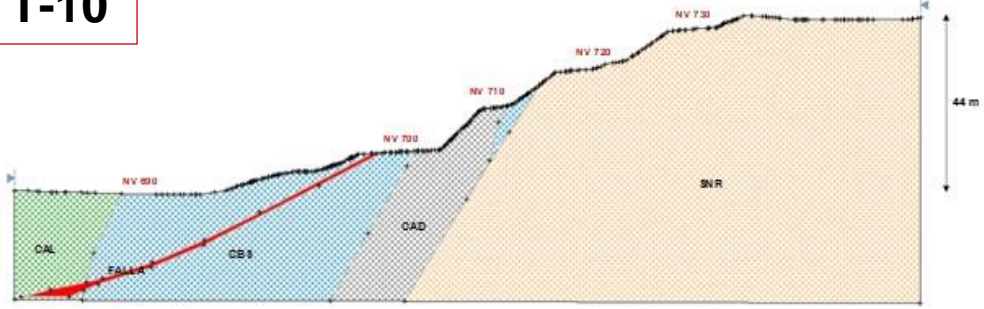
Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 65.10 m de altura



Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 65.10 m de altura – pseudo estático

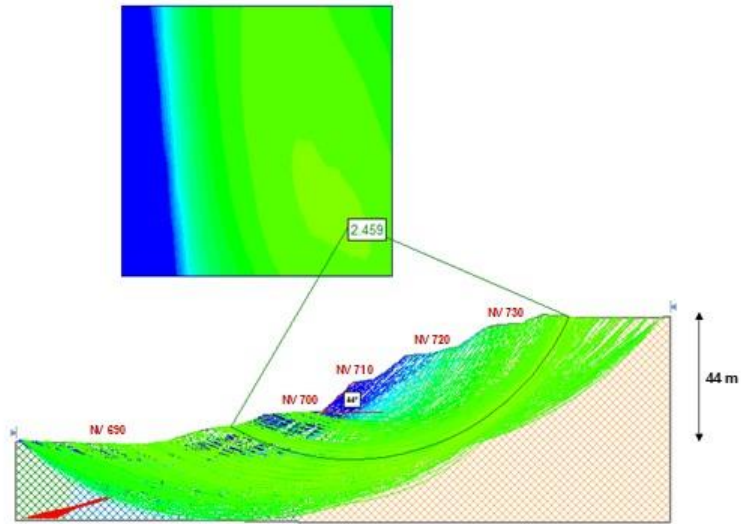
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

T-10



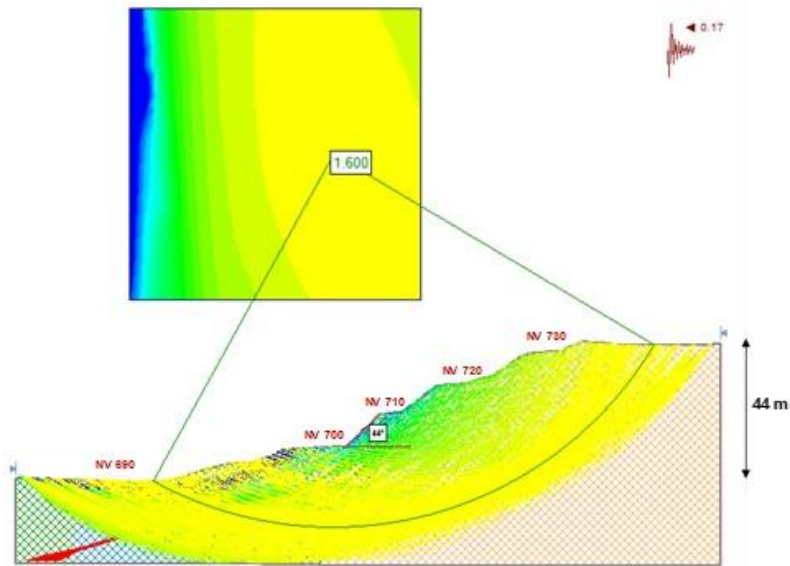
Análisis de estabilidad para taludes de 44 m de altura

a



Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 44 m de altura

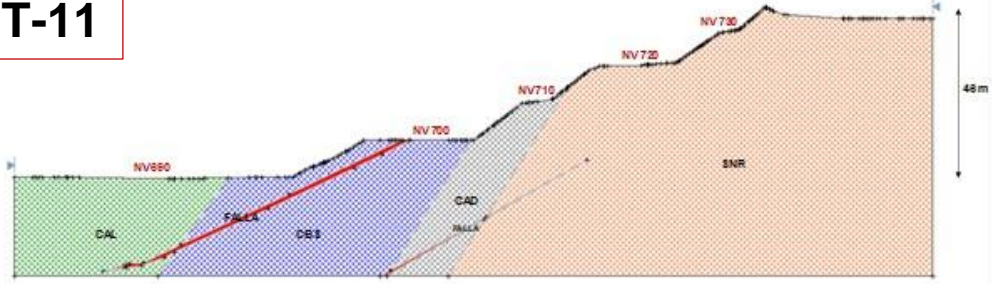
b



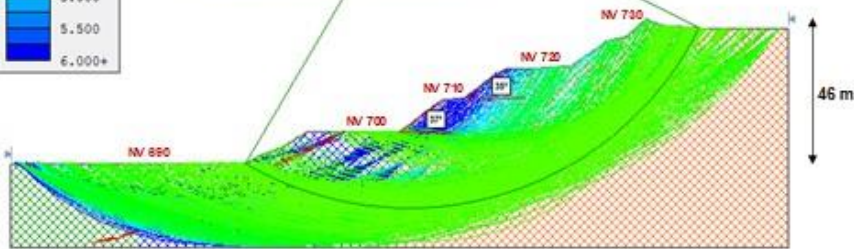
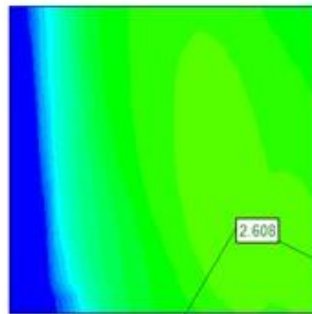
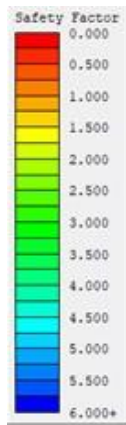
Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 44 m de altura – pseudo estático

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

T-11

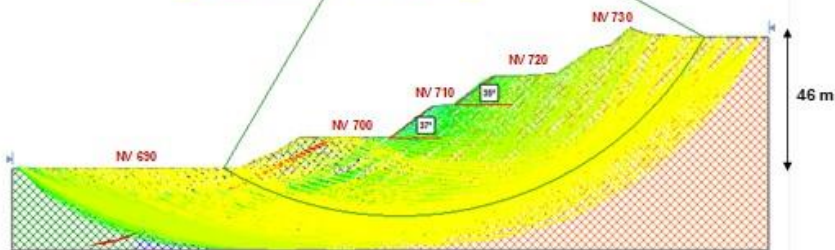
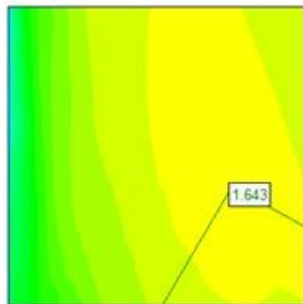


Análisis de estabilidad para taludes de 46 m de altura



a

Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 46 m de altura



b

Resultados de análisis de estabilidad para el taludes de 46 m de altura – pseudo estático

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

ANEXO N° 03

TABLAS

ANEXO N° 3.1

REGISTRO DE LEVANTAMIENTO DE DISCONTINUIDADES

LEVANTAMIENTO DE DISCONTINUIDADES EN ESTACIONES GEOMECANICAS											
MAPEO GEOMECANICO		LUGAR : CERRO ESTE		POR : Noel Meza Salcedo		SAN MARTIN CONTRATISTA GENERALES S.A					
		SECTOR : CANTERA TEMBLADERA		FECHA : 5/09/2017							
		NIVEL : 690		HOJA : 1 de 1							
DISCONTINUIDADES							TALUD ACTUAL				
ZONA	FAMILIA	JUNTAS	COORDENADAS UTM			RUMBO	BUZAMIENTO DIP	DIP DIRECTION	RUMBO	BUZAMIENTO DIP	DIP DIRECTION
			ESTE	NORTE	ELEVACION						
EG - 01	1	1	708222	9198631	713	N04W	63SW	266	N45E	73NW	315
		2	708218	9198633	713	N17W	65SW	253			
		3	708214	9198634	713	N10W	54SW	260			
		4	708210	9198636	713	N19W	56SW	251			
		5	708206	9198638	713	N03W	50SW	267			
		6	708202	9198639	713	N76W	24SW	194			
		7	708197	9198642	713	N20W	47SW	250			
		8	708194	9198643	713	N11W	42SW	259			
		9	708189	9198645	713	N22W	39SW	248			
		10	708185	9198647	714	N85W	35SW	185			
	2	11	708182	9198645	714	N45E	48NW	315			
		12	708186	9198643	713	N64E	54NW	334			
		13	708190	9198641	713	N45E	39NW	315			
		14	708194	9198639	713	N35E	55NW	305			
		15	708198	9198637	713	N28E	44NW	298			
		16	708202	9198635	713	N46E	52NW	316			
		17	708206	9198634	713	N24E	50NW	294			
		18	708211	9198632	713	N44E	NW63	314			
	3	19	708215	9198630	713	N78E	28SE	168			
		20	708219	9198628	713	N51E	30SE	141			
		21	708211	9198628	713	N26E	22SE	116			
		22	708207	9198629	713	N57E	18SE	147			
		23	708203	9198631	713	N86E	38SE	176			
		24	708199	9198633	713	N74E	36SE	164			

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

LEVANTAMIENTO DE DISCONTINUIDADES EN ESTACIONES GEOMECANICAS											
MAPEO GEOMECANICO		LUGAR : CERRO ESTE		POR : Noel Meza Salcedo		SAN MARTIN CONTRATISTA GENERALES S.A S					
		SECTOR : CANTERA TEMBLADERA		FECHA : 5/09/2017							
		NIVEL : 680		HOJA : 1 de 1							
DISCONTINUIDADES							TALUD ACTUAL				
ZONA	FAMILIA	JUNTAS	COORDENADAS UTM			RUMBO	BUZAMIENTO DIP	DIP DIRECTION	RUMBO	BUZAMIENTO DIP	DIP DIRECTION
			ESTE	NORTE	ELEVACION						
EG - 02	1	1	707858	9198692	693	N44W	66SW	226	N10E	65NW	280
		2	707862	9198691	693	N22W	70	248			
		3	707866	9198690	693	N30W	78	240			
		4	707870	9198689	692	N36W	74	234			
		5	707873	9198688	693	N28W	64	242			
		6	707874	9198684	692	N42W	73	228			
		7	707871	9198685	692	N41W	84	229			
		8	707867	9198686	692	N35W	79	235			
		9	707863	9198687	693	N08W	85	262			
	2	10	707859	9198688	693	N76W	73NE	14			
		11	707856	9198690	693	N74W	80NE	16			
		12	707862	9198686	693	N83W	76NE	7			
		13	707864	9198683	692	N85E	70NW	355			
		14	707868	9198682	692	N77E	77NW	347			
		15	707872	9198681	692	N89E	80NW	359			
		16	707875	9198680	692	N87E	78NW	357			
		17	707877	9198676	692	N45E	65SE	135			
	3	18	707873	9198677	692	N29E	44SE	119			
		19	707869	9198678	692	N20E	64SE	110			
		20	707866	9198679	692	N30E	54SE	120			
		21	707866	9198675	692	N22E	56SE	112			
		22	707870	9198674	692	N24E	63SE	114			
		23	707874	9198673	692	N40E	50SE	130			
		24	707877	9198672	692	N10E	55SE	100			

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

ANEXO N° 3.2

RESULTADO DEL MAPEO Y CLASIFICACIÓN GEOTÉCNICO DE AFLORAMIENTO ROCOSO

LEVANTAMIENTO DE DISCONTINUIDADES EN ESTACIONES GEOMECANICAS													
CLASIFICACIÓN RMR			LUGAR: Cerro Este		POR: Noel Meza Salcedo		SAN MARTIN CONTRATISTAS GENERALES S.A						
ESTACION			SECTOR: BLOCK 03		FECHA: 1/05/2017								
Nº			NIVEL: 700		HOJA: 1 de 1								
ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)									
ESTACION	RUMBO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	RANGO DE VALORES					VALORACI.			
EG-01	N45E	73NW	0 m	15 m	VALOR ESTIMADO								
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA		PARAMETRO							
A		%	B		%								
CLZ		100											
					N°Fract./ml.								
					8.5								
TIPO	ORIENTACION	ESPACIAMIENTO	RELLENO		Comentarios								
ESTRUC.	DIR. BUZ.	BUZAMIENTO	TIPO	ESPESOR									
E	168	28	cb-ox	3-2 cm									
D	141	30	cb-ox	5 mm									
E	116	22	cb-ox	2-3 mm									
D	147	18	cb-ox	2 mm									
D	176	38	ox	20-30 cm									
D	185	35	calcita	1-2 cm									
E	164	36	cb-ox	2-3 mm									
D	305	55	cb-ox	5-10 cm									
D	298	44	ar-cb-ox	1-3 mm									
D	316	52	ar-cb-ox	2-5 mm									
D	294	50	cb-ox	5 mm									
D	314	63	cb-ox	3-5 mm									
R. COMPRESION UNIAxIAL (MPa)					>250 (15)	X	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	12	
RQD %					90-100 (20)		75-90 (17)	X	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	13
ESPACIAMIENTO(m)					>2 (20)		0,6-2 (15)	X	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	<0,06 (5)	3	10
CONDICION DEJUNTAS					PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3m Long. (4)	3-10m (2)	10-20m (1)	X	>20 m (0)	4A	0
					ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	X	1-5 mm (1)	>5 mm (0)	4B	1
					RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	X	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	3
					RELLENO	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro>5mm (2)	Suave<5 mm (2)	X	Suave>5 mm (0)	4D	0
					ALTERACION	Sana (6)	X	Lig.Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	5
AGUA SUBTERRANEA					X	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	15	
CONDICION DEDISCONT.					X	Muy Fabor. (0)	Faborable (-2)	Regular (-5)	Desf. av. (-10)	Muy desf. (-12)	6	0	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1a 5) =											59		
CLASE DE MACIZO ROCOSO											III A		
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0						
DESCRIPCION	Muy Buena	II Buena	IA Regular	IB Regular	IVA Mala	AVB Mala	EV Muy Mala						

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	INDICE DE RESISTENCIAS	RANGO RESIS.
GRA Roca Granítica	IDENTIFICACION DE CAMPO <td>COMP. (M Pa)</td>	COMP. (M Pa)
MET Roca Metamórfica	R1 Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo, se desconcha con una cuchilla	1,0 - 5,0
Mrg Roca Margas	R2 Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
CLZ Caliza	R3 No se raya con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
	R4 La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
	R5 Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
	R6 Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	>250

ABREVIACION TIPO DE ESTRUCTURAS	ABREVIACION TIPO DE RELLENO
D Diaclasa	Ox Oxido
Fn Falla	Py Pirita
Ct Contacto	Arc Arcilla
E Estrato	Li Limonitas
	Cb Carbonatos
	Si Silice
	Pzo Panizo

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 >2 m
2 0,6 - 2 m
3 0,2 - 0,6 m
4 0,06 - 0,2 m
5 <0,06 m

28/05/2017

Análisis Estereográfico en Estaciones Geomecánicas

ESTACIÓN GEOMECÁNICA EG-01: SM CG S.A

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

LEVANTAMIENTO DE DISCONTINUIDADES EN ESTACIONES GEOMECANICAS															
CLASIFICACIÓN RMR			LUGAR : Cerro Este		POR : Noel Meza Salcedo		SAN MARTIN CONTRATISTAS GENERALES S.A								
ESTACION : EG-02			SECTOR : BLOCK 03		FECHA : 5/09/2017										
			NIVEL : 690		HOJA : 1 de 1										
Nº ESTACION		ORIENTACION DE LA LABOR			TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)								
EG-02		RUMBO N10E BUZAMIENTO 65NW			DESDE 0 m HASTA 25 m										
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA		PARAMETRO									
A		%		B		%		VALOR ESTIMADO			VALORACI.				
CLZ		100				Nº Fract. / ml.		R. COMPRESION UNIAXIAL (MPa)			1 7				
						7.5		90-100 (20)			2 8				
								100-250 (12)			3 10				
								50-100 (7)			4A 0				
								25-50 (4)			4B 4				
								25-50 (8)			4C 3				
								25-50 (13)			4D 0				
								0.2-0.6 (10)			4E 3				
								0.06-0.2 (8)			5 10				
								<0.06 (5)			6 0				
								<25 (2) <5 (1) <1 (0)			7 0				
								>25 (3)			8 0				
								>20 m (0)			9 0				
								>5 mm (0)			10 0				
								>5 mm (0)			11 0				
								Muy Alterada (2)			12 0				
								Descompuesta (0)			13 0				
								Muy Fabor. (0)			14 0				
								Faborable (-2)			15 0				
								Regular (-5)			16 0				
								Desfav. (-10)			17 0				
								Muy desf. (-12)			18 0				
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =										45					
CLASE DE MACIZO ROCOSO										III B					
RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31		30 - 21		20 - 0	
DESCRIPCION		Muy Buena		Buena		Regular		Regular		Mala		Mala		Muy Mala	


ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
GRA	Roca Granítica
MET	Roca Metamórfica
Mrg	Roca Margas
Clz	Caliza

ABREVIACION TIPO DE ESTRUCTURAS	
D	Diaclasis
F	Falla
E	Estrato
J	Junta

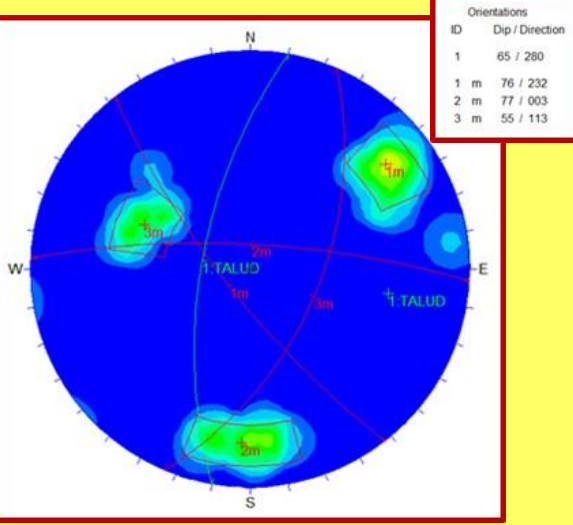
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO	
Ox	Oxido
Arc	Arcilla
Cb	Carbonatos
GG	Gouge

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO	
1	>2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	<0.06 m

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COM.P. (MPa)
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo, se desconcha con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	>250



Análisis Estereográfico en Estaciones Geomecánicas



ESTACIÓN GEOMECÁNICA EG-02: SM CG S.A


Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

LEVANTAMIENTO DE DISCONTINUIDADES EN ESTACIONES GEOMECANICAS									
CLASIFICACIÓN RMR		LUGAR CERRO ESTE		POR Noel Meza Salcedo		SAN MARTIN CONTRATISTAS GENERALES S.A			
SECTOR BLOCK 03		FECHA 5/09/2017		HOJA 1 de 1					
NIVEL 710									
ESTACION EG-03		ORIENTACION DE LA LABOR RUMBO N75E 80SE		TRAMO DESDE 0 m HASTA 15 m		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)			
TIPO DE ROCA		FRECUENCIA FRACTURA		PARAMETRO		RANGO DE VALORES VALOR ESTIMADO			
A CLZ 100 %		B % 7.5 N°Fract./ml		R. COMPRESION UNIAIXIAL (MPa)		>250 (15) 100-250 (12) 50-100 (7) X 25-50 (4) <25(2) <5(1) <(0)			
				RQD %		90-100 (20) 75-90 (17) 50-75 (13) 25-50 (8) X <25 (3)			
				ESPACIAMIENTO(m)		>2 (20) 0.6-2 (15) 0.2-0.6 (10) X 0.06-0.2 (8) <0.06 (5)			
TIPO		ORIENTACION		RELENO		CONDICIÓN DE JUNTAS		VALORACION	
ESTRUC. DIR. BUZ. BUZAMIENTO		ESPACIAMIENTO		TIPO ESPESOR		PERSISTENCIA		1 4	
E 205 66		2 cm		cb-ox 2-3 mm		<1mlong. (6) 1-3 m Long. (4)		2 3	
D 195 62		3 cm		cb-ox 5 mm		Cerrada (6) <0.1mm apert. (5) X 0.1-1.0mm (4) 1-5 mm (1) >5mm (0)		3 8	
D 214 62		4 cm		cb-ox 2-3 mm		Muy rugosa (6) X Rugosa (5) Lig.rugosa (3) Lisa (1) Espejo de falla (0)		4A 1	
D 253 71		4 cm		cb-ox 2-3 mm		RELENO Limpia (6) Duro <5mm (4) Duro >5mm (2) Suave <5mm (2) X Suave >5mm (0)		4B 4	
D 266 73		4 cm		ox 2-3 mm		ALTERACION Sana (6) X Lig.Alterada. (5) Mod.Alterada. (3) Muy Alterada. (2) Descompuesta (0)		4C 5	
D 350 49		3 cm		ox 1-2 mm		AGUA SUBTERRANEA Seco (15) X Humedo (10) Mojado (7) Goteo (4) Flujo (0)		4D 0	
D 221 53		3 cm		cb-ox 2-3 mm		CONDICIÓN DE DISCONT. X Muy Fabor. (0) Faborable (-2) Regular (-5) Desfav. (-10) Muy desf. (-12)		4E 5	
E 345 44		3 CM		ox 5 mm				6 0	
E 334 54		5 CM		ox 5-10 mm		VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =		40	
E 165 49		5 CM		cb-ox 3-5 mm		CLASE DE MACIZO ROCOSO		IV A	
D 200 36		2 cm		cb-ox 5-10 mm		RMR 100 - 81 80 - 61 60 - 51 50 - 41 40 - 31 30 - 21 20 - 0			
D 210 40		3 CM		ox 5 mm		DESCRIPCION Muy Buena II Buena IA Regular A Regular VA Mala A VB Mala B V Muy Mala			

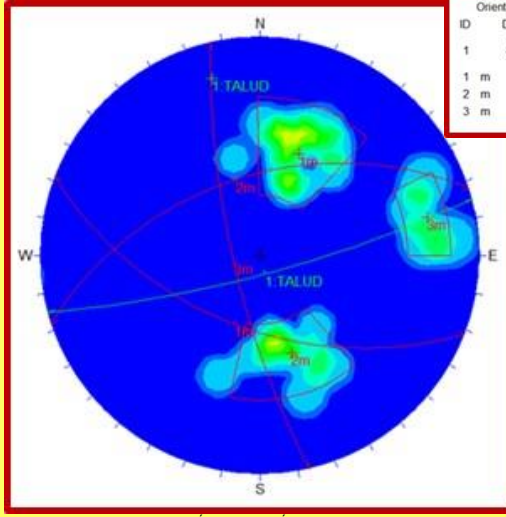
ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	INDICE DE RESISTENCIAS	RANGO RESIS. COMP. (MPa)
GRA Roca Granítica	R1 Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo, se desconcha con una cuchilla	10 - 50
MET Roca Metamórfica	R2 Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
Mrg Roca Margas	R3 La muestra se rompe con un golpe del martillo	25 - 50
CLZ Caliza	R4 La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
	R5 Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
	R6 Solo se rompe esquistos de la muestra con el martillo	> 250

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO	ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
Ox Oxido Py Pirita	1 > 2 m
Arc Arcilla Li Limos	2 0.6 - 2 m
Cb Carbonato Si Silice	3 0.2 - 0.6 m
GG Gouge	4 0.06 - 0.2 m
	5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE DISCONTINUIDAD
J Junta Dq Dique
F Falla E Estrato
D Microfalla Ct Contacto
Ct Contacto ESQ Esquistosid



Orientations Dip / Direction	
1	80 / 165
1 m	53 / 201
2 m	50 / 342
3 m	76 / 257



ESTACION GEOMECANICA EG-03: SM CG S.A

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

LEVANTAMIENTO DE DISCONTINUIDADES EN ESTACIONES GEOMECAICAS									
CLASIFICACIÓN RMR		LUGAR		Cerro Norte		POR		Noel Meza Salcedo	
		SECTOR		BLOCK 03		FECHA		5/09/2017	
		NIVEL		680		HOJA		1 de 1	
SAN MARTIN CONTRATISTAS GENERALES S.A									
Nº ESTACION		ORIENTACION DE LA LABOR		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)			
EG-04		RUMBO BUZAMIENTO		DESDE HASTA					
		N30E 74NW		0 m 15 m					
TIPO DE ROCA					FRECUCENCIA FRACTURA				
A					%				
CLZ					100				
					N°Fract. / m.				
					7.5				
TIPO		ORIENTACION		ESPACIAMIENTO		RELLENO		Comentarios	
ESTRUC.	DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO	TO	TIPO	ESPESOR				
E	251	50	2 cm	ar-cb-ox	3-5 cm	1			
D	233	47	4 cm	cb-ox	5 mm	2			
D	222	36	3 cm	cb-ox	5 mm	2			
D	247	37	4 cm	cb-ox	2 mm	3			
D	245	31	3 cm	cb-ox	5 mm	2			
D	243	39	4 cm	cb-ox	5 mm	2			
E	67	64	2 cm	ar-cb-ox	3-5 mm	1			
D	342	82	3 cm	cb-ox	5 mm	2			
D	333	75	4 cm	cb-ox	1-3 mm	2			
D	320	73	3 cm	cb-ox	2-5 mm	2			
D	330	84	4 cm	cb-ox	3-5 mm	2			
E	326	85	5 cm	ar-cb-ox	2-3 mm	2			
PARAMETRO		RANGO DE VALORES						VALORACI.	
		VALOR ESTIMADO							
R. COMPRESION UNIAxIAL (MPa)		>250 (15)	100-250 (12)	X 50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	7	
ROD %		90-100 (20)	75-90 (17)	X 50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	13	
ESPACIAMIENTO(m)		>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	X 0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)	3	8	
CONDICION DE JUNTAS		PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	X 10-20 m (1)	>20 m (0)	4A 1	
		ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	X 0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	>5 mm (0)	4B 4	
		RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	X Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C 5	
		RELLENO	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro>5mm (2)	Suave<5 mm (2)	X Suave>5mm (0)	4D 0	
		ALTERACION	Sana (6)	X Lig.Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E 5	
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	X Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)		5 10	
CONDICION DE DISCONT.		X Muy Favor. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfav. (-10)	Muy desf. (-12)		6 0	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 53									
CLASE DE MACIZO ROCOSO									
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0	III A	
DESCRIPCION	Muy Buena	II Buena	IA Regular	AB Regular	VA Mala A	VB Mala B	EV Muy Mala		


ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
GRA	Roca Granítica
MET	Roca Metamórfica
Mrg	Roca Margas
CLZ	Caliza

ABREVIACION TIPO DE ESTRUCTURAS			
J	Junta	Dq	Dique
Fn	Falla	E	Estrato
J	Junta	Ct	Contacto
D	Diaclasa	ESQ	Esquistosid.

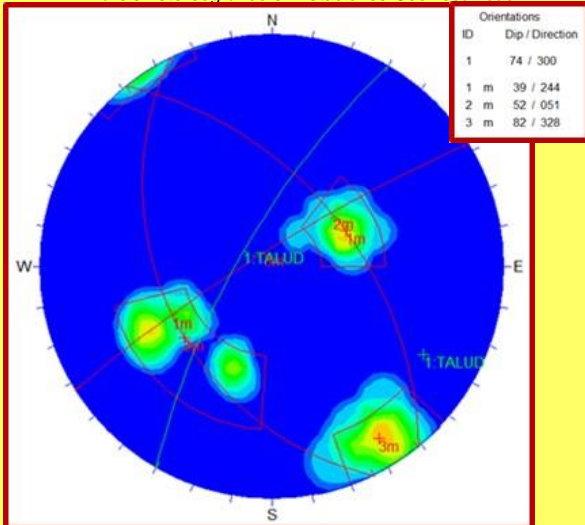
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Py	Pirita
Arc	Arcilla	Li	Limos
Cb	Carbonatos	Si	Silice
Pzo	Panizo		

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO	
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	<0.06 m

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS	RANGO RESIS.
	IDENTIFICACION DE CAMPO	COMP. (M Pa)
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo, se desoncha con una cuchilla	10 - 50
R2	Se desoncha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	Se raya con el martillo. La muestra se rompe con un golpe del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250



Análisis Estereográfico en Estaciones Geomecánicas



ESTACIÓN GEOMECAICA EG-04: SM CG S.A

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

LEVANTAMIENTO DE DISCONTINUIDADES EN ESTACIONES GEOMECANICAS									
CLASIFICACIÓN RMR		LUGAR		Cerro Norte		POR		Noel Meza Salcedo	
SECTOR		BLOCK 03		FECHA		5/09/2017		SAN MARTIN CONTRATISTAS GENERALES S.A	
NIVEL		680		HOJA		1 de 1			
Nº ESTACIÓN		ORIENTACION DE LA LABOR		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)			
N - 05		RUMBO BUZAMIENTO		DESDE HASTA					
		N70E 85NW		0 m 25 m					
TIPO DE ROCA		FRECUENCIA FRACTURA		VALOR ESTIMADO					
A		B		VALORACION					
CLZ		%		R. COMPRESION UNIAxIAL (MPa)					
100		7.5		>250 (15) 100-250 (12) X 50-100 (7) 25-50 (4) <25(2) <5(1) <1(0)					
				ROD %					
				90-100 (20) 75-90 (17) X 50-75 (13) 25-50 (8) <25 (3)					
TIPO		ORIENTACION		ESPACIAMIENT		RELLENO		Comentarios	
ESTRUC.		DIRECCION BUZ.		BUZAMIENTO		TO		ar-cb-ox	
D		110		50		2 cm		cb-ox 3-5 cm	
D		226		40		2 cm		cb-ox 5 mm	
D		160		66		3 cm		cb-ox 5 mm	
E		199		32		3 cm		cb-ox 2 mm	
D		140		53		3 cm		cb-ox 5 mm	
D		72		76		3 cm		cb-ox 5 mm	
D		128		69		3 cm		cb-ox 5 mm	
D		140		81		3 cm		cb-ox 3-5 cm	
J		87		65		3 cm		cb-ox 1-3 mm	
J		132		78		2 cm		ar-cb-ox 3-5 cm	
D		120		79		3 cm		cb-ox 3-5 cm	
D		132		81		5 cm		ar-cb-ox 5-10 cm	
CONDICION DEJUNTAS		PERSISTENCIA		ABERTURA		RUGOSIDAD		RELLENO	
		<1m long. (6)		1-3m Long. (4)		3-10m (2)		10-20m (1) X >20m (0)	
		Cerrada (6)		<0.1mm apert. (5) X		0.1-1.0mm (4)		1-5 mm (1) >5 mm (0)	
		Muy rugosa (6) X		Rugosa (5)		Lig.rugosa (3)		Lisa (1) Espejo defalla (0)	
		Limpia (6)		Duro<5mm (4)		Duro>5mm (2)		Suave<5 mm (2) X Suave>5mm (0)	
		Sana (6)		Lig.Alterada. (5) X		Mod.Alterada. (3)		Muy Alterada. (2) Descompuesta (0)	
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15) X		Humedo (10)		Mojado (7)		Goteo (4) Flujo (0)	
CONDICION DE DISCONT.		Muy Fabor. (0) X		Faborable (-2)		Regular (-5)		Desfav. (-10) Muy desf. (-12)	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 52									
CLASE DE MACIZO ROCOSO									
RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41	
DESCRIPCION		Muy Buena		Buena		Regular		Regular	
		II Buena		IA Regular		IB Regular		VA Mala A	
								VB Mala B	
								EV Muy Mala	
								III A	
Análisis Estereográfico en Estaciones Geomecánicas									
ABREVIACION DE TIPO DE ROCA		INDICE DE RESISTENCIAS		RANGO RESIS.		Orientations			
GRA Roca Granítica		IDENTIFICACION DE CAMPO		COMP. (MPa)		ID Dip / Direction			
MET Roca Metamórfica		R1 Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo, se desconcha con una cuchilla		10 - 50		1 85 / 340			
Mrg Roca Margas		R2 Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)		5 - 25		1 m 79 / 131			
CLZ Caliza		R3 Solo se raya con el martillo. La muestra se rompe con un golpe firme del martillo		25 - 50		2 m 41 / 240			
		R4 La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo		50 - 100		3 m 61 / 099			
		R5 Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra		100 - 250					
		R6 Solo se rompe esquistos de la muestra con el martillo		>250					
ABREVIACION TIPO DE ESTRUCTURAS		ESTACION GEOMECANICA EG-08: SM CG S.A							
J Junta Dq Dique		ESTACION GEOMECANICA EG-08: SM CG S.A							
Fn Falla SH Corte									
D Diacnasa Ct Contacto									
E Estrato ESQ Esquistosid.									
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO		ESTACION GEOMECANICA EG-08: SM CG S.A							
Ox Oxido Py Pirita									
Arc Arcilla Li Limos									
Cb Carbonatos Si Silice									
Pzo Panizo									
ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO									
1 > 2 m									
2 0.6 - 2 m									
3 0.2 - 0.6 m									
4 0.06 - 0.2 m									
5 < 0.06 m									

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A


LEVANTAMIENTO DE DISCONTINUIDADES EN ESTACIONES GEOMECANICAS										
CLASIFICACIÓN RMR		LUGAR CERRO ESTE		POR Noel Meza Salcedo		SAN MARTIN CONTRATISTAS GENERALES S.A				
ESTACION		SECTOR BLOCK 03		FECHA 5/09/2017						
EG - 06		NIVEL 690		HOJA 1 de 1						
Nº		ORIENTACION DE LA LABOR		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)				
ESTACION		RUMBO		DESDE		HASTA				
EG - 06		N80E		75SE		0 m		25 m		
TIPO DE ROCA					FRECUENCIA FRACTURA					
A		B		%		N°Fract. / ml.			VALORACI.	
CLZ		100		-		7.5				
TIPO		ORIENTACION		ESPACIAMEN		RELLENO		Comentarios		
ESTRUC.		DIRECCION BUZ.		BUZAMIENTO		TO				
D		170		20		15 cm		arc 2-5 cm		
D		165		40		20 cm		arc 10 mm		
J		230		43		45 cm		il-arc 5-10 cm		
J		265		71		50 cm		ox 5 mm		
J		270		78		25 cm		arc-cb-ox 2-6 mm		
D		355		90		2-10 mm		cb-ox 5 mm		
D		358		88		10 cm		arc 10 cm		
D		250		25		15 cm		arc 5 cm		
J		278		69		10 cm		arc-cb-ox 3-5 mm		
J		346		82		20 cm		cb-ox 10 cm		
D		230		30		5-15 mm		ox 5-10 mm		
D		340		50		20 cm		cb-arc 5 cm		
PARAMETRO					RANGO DE VALORES					
					VALOR ESTIMADO					
R. COMPRESION UNIAxIAL (MPa)					>250 (15) 100-250 (12) 50-100 (7) X 25-50 (4) <25 (2) <5 (1) <1 (0)					1 4
ROD %					90-100 (20) 75-90 (17) 50-75 (13) X 25-50 (8) <25 (3)					2 8
ESPACIAMIENTO (m)					>2 (20) 0.6-2 (15) 0.2-0.6 (10) 0.06-0.2 (8) X <0.06 (5)					3 5
CONDICION DE JUNTAS					PERSISTENCIA					
					<1m long. (6) 1-3 m Long. (4) 3-10m (2) 10-20m (1) X >20 m (0)					4A 0
					ABERTURA					
					Cerrada (6) <0.1mm apert. (5) X 0.1-1.0mm (4) 1-5 mm (1) >5mm (0)					4B 4
					RUGOSIDAD					
					Muy rugosa (6) Rugosa (5) X Lig.rugosa (3) Lisa (1) Espejo de falla (0)					4C 3
					RELLENO					
					Limpia (6) Duro<5mm (4) Duro>5mm (2) Suave<5mm (2) X Suave>5mm (0)					4D 0
					ALTERACION					
					Sana (6) X Lig.Alterada. (5) Mod.Alterada. (3) Muy Alterada. (2) Descompuesta (0)					4E 5
AGUA SUBTERRANEA					Seco (15) X Humedo (10) Mojado (7) Goteo (4) Flujo (0)					5 10
CONDICION DE DISCONT.					X Muy Fabor. (0) Faborable (-2) Regular (-5) Desfav. (-10) Muy desfav. (-12)					6 0
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =										39
CLASE DE MACIZO ROCOSO										
RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31
DESCRIPCION		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Mala A
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A		Regular B		Muy Mala
		II		I		A		B		V
		Muy Buena		Buena		Regular A				


ANEXO N° 3.3

RESULTADOS DE LAS PROPIEDADES FÍSICAS DE LAS ROCAS

ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS DEL MACIZO ROCOSO				
	PROYECTO	Cantera Tembladera	HECHO POR NOEL MEZA SALCEDO	
	MATERIAL	CAL - M ₁	FECHA 10/12/2017	
DATOS DE CAMPO		PY 690 - 63		
Volumen de agua inicial	ml	450	RESULTADOS	
Volumen de agua final	ml	520		
Volumen de agua desplazado	cm ³	70		DENSIDAD 2.4 gr/cm ³
Peso natural de la roca	gr	166		ABSORCION 3.0 %
Peso seco de la roca	gr	165		POROSIDAD 5.7 %
Peso saturado de la roca	gr	170		

ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS DEL MACIZO ROCOSO				
	PROYECTO	Cantera Tembladera	HECHO POR NOEL MEZA SALCEDO	
	MATERIAL	CBS - M ₁	FECHA 10/12/2017	
DATOS DE CAMPO		PY 680 - 16		
Volumen de agua inicial	ml	450	RESULTADOS	
Volumen de agua final	ml	525		
Volumen de agua desplazado	cm ³	75		DENSIDAD 2.5 gr/cm ³
Peso natural de la roca	gr	185		ABSORCION 2.8 %
Peso seco de la roca	gr	180		POROSIDAD 0.0 %
Peso saturado de la roca	gr	185		

ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS DEL MACIZO ROCOSO				
	PROYECTO	Cantera Tembladera	HECHO POR NOEL MEZA SALCEDO	
	MATERIAL	DIQUE - M ₁	FECHA 10/12/2017	
DATOS DE CAMPO		PY 690 - 63		
Volumen de agua inicial	ml	450	RESULTADOS	
Volumen de agua final	ml	550		
Volumen de agua desplazado	cm ³	100		DENSIDAD 2.4 gr/cm ³
Peso natural de la roca	gr	235		ABSORCION 6.5 %
Peso seco de la roca	gr	230		POROSIDAD 10.0 %
Peso saturado de la roca	gr	245		

ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS DEL MACIZO ROCOSO				
	PROYECTO	Cantera Tembladera	HECHO POR NOEL MEZA SALCEDO	
	MATERIAL	ADC - M ₁	FECHA 10/12/2017	
DATOS DE CAMPO		PY 680 - 17		
Volumen de agua inicial	ml	450	RESULTADOS	
Volumen de agua final	ml	575		
Volumen de agua desplazado	cm ³	125		DENSIDAD 2.4 gr/cm ³
Peso natural de la roca	gr	305		ABSORCION 1.6 %
Peso seco de la roca	gr	305		POROSIDAD 4.0 %
Peso saturado de la roca	gr	310		

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

ANEXO N° 04

FOTOGRAFIAS

ANEXO N° 4.1

GEOLOGIA ESTRUCTURAL DE LAS TALUDES



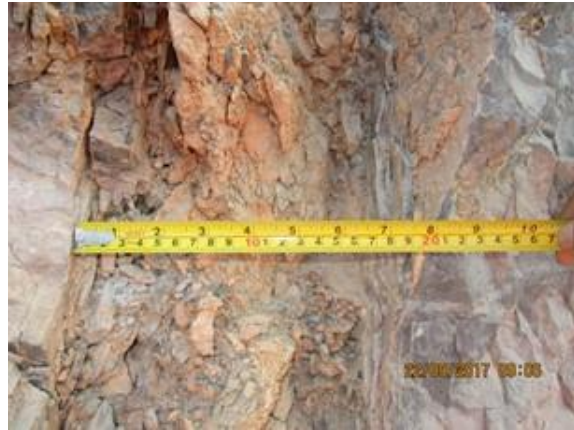





Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

ANEXO N° 4.2

MAPEO GEOTÉCNICO DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES

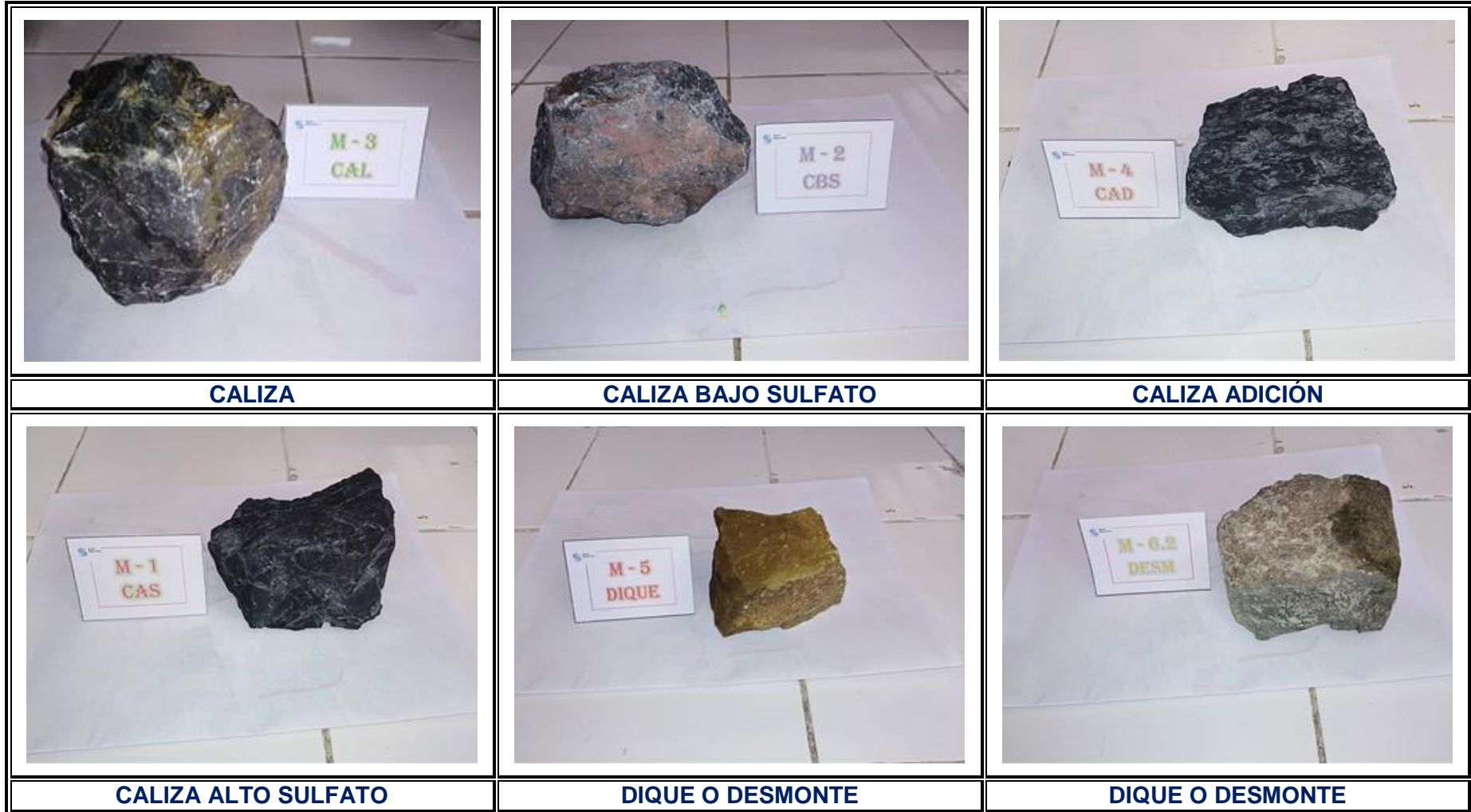
Talud NV 700

		
<p>ESTACION GEOLOGICA</p>	<p>INDICE DE CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO - GSI</p>	<p>ESPACIAMIENTO, ABERTURA ENTRE OTROS</p>
		
<p>RUMBO</p>	<p>BUZAMIENTO</p>	<p>DIRECCION DE BUZAMIENTO</p>

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

ANEXO N° 4.3

MUESTRAS DE MINERALES CANTERA TEMBLADERA



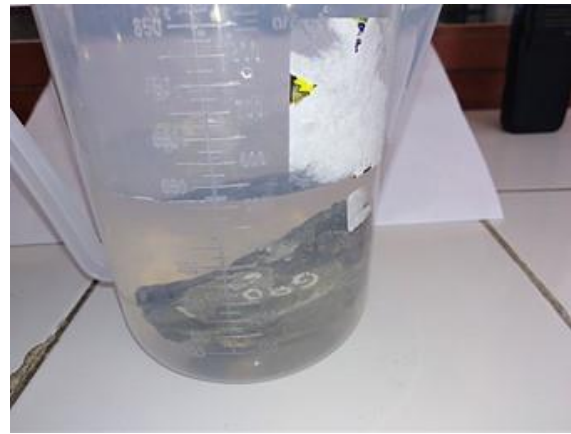
Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A

ANEXO N° 4.4

ESAYO DE LAS PROPIEDADES FÍSICAS DE LAS ROCAS



MUESTRAS



VOLUMEN DE LA MUESTRA



SECADO DE LA MUESTRA



PESO NATURAL SECO



MUESTRA SATURADO - 48 h



PESO SATURADO

Fuente: Sección de Operaciones – SMCG S.A