

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL**



TESIS

**“VALIDACIÓN FINAL DEL SISTEMA DE ANCLAJES EN TALUDES
ADYACENTES A LAS FAJAS CV013 Y CV023 CHANCADO PRIMARIO
CERRO VERDE – AREQUIPA”**

TOMO I

PARA OBTENER EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO CIVIL

ELABORADO POR

VICTOR LOZANO CHOQUEHUANCA

ASESOR

MSc. Ing. LUIS SERAFÍN GONZALES HIJAR

LIMA- PERÚ

2020

© 2020, Universidad Nacional de Ingeniería. Todos los derechos reservados

“El autor autoriza a la UNI a reproducir la tesis en su totalidad o en parte, con fines estrictamente académicos.”

Victor Lozano Choquehuanca

Correo: lozano.vita@gmail.com

Cel: 963088614

DEDICATORIA

Esta tesis se la dedico a mis padres Victor Lozano Sulca y Ordulia Choquehuanca Campos, a mi querida UNI y a todas las personas que me brindaron su apoyo en mi camino profesional.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco al Ing. Victor Sarmiento e Ing. Marvin León por su apoyo en la recopilación de la información, así como los conocimientos y consejos que me brindaron en mi carrera profesional.

Así mismo, con mucho aprecio a mi amigo Msc. Ing. Luis Serafín Gonzales Hija por su constante apoyo mediante sus consejos y conocimientos para la elaboración de la tesis.

De igual manera el agradecimiento al Ing. Carlos Ernesto Huaman Egoavil quien compartió su experiencia para el desarrollo de este trabajo.

Finalmente, y no menos importante, agradezco con todo mi corazón a mis padres Víctor y Ordulia, quienes me dieron su amor y apoyo incondicional en toda etapa de mi vida, a mis hermanas Cristina, Yui y Paloma quienes me dieron la responsabilidad de cumplir con mis objetivos trazados, a mis grandes amigos Carlos Belén y Rocio Ponce por su constante preocupación en mi desarrollo personal y profesional.

ÍNDICE

RESUMEN	4
ABSTRACT	6
PRÓLOGO	7
LISTA DE TABLAS	8
LISTA DE FIGURAS	9
LISTA DE SÍMBOLOS Y SIGLAS	11
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN	13
1.1 ANTECEDENTES	15
1.2 OBJETIVO.....	17
1.3 Objetivo General.....	15
1.4 Objetivo Específicos.....	17
CAPÍTULO II. FUNDAMENTO TEÓRICO	18
2.1 Anclaje.....	18
2.1.1 Partes de un anclaje	18
2.1.1.1 Zona de anclaje (Bulbo)	18
2.1.1.2 Zona libre.....	18
2.1.1.3 Cabeza.....	18
2.1.2 Clasificación del anclaje.....	18
2.1.2.1 Según elementos constituyentes de los tirantes	18
2.1.2.2 Según su vida útil.....	20
2.1.2.3 Según la inyección.....	20
2.1.3 Materiales del anclaje.....	20
2.1.3.1 Barras de acero.....	20
2.1.3.2 Placas de acero.....	21
2.1.3.3 Tuercas de acero.....	22
2.2 Aspectos normativos ASTM 4425-13.....	23
CAPÍTULO III. FORMACIÓN Y CONDICIONES GEOLÓGICAS DEL PROYECTO	25
3.1 Información general del proyecto.....	25
3.1.1 Ubicación.....	25
3.1.2 Accesibilidad	26
3.2 Geología Regional y Local.....	26
3.2.1 Geología Regional.....	26

3.2.2 Geología Local	27
3.2.2.1 Gneis Charcani (Precámbrico – Paleozoico inferior)	27
3.2.2.2 Conglomerado Tinajones (Triásico Superior – Jurásico inferior)	27
3.2.2.3 Volcánico Chocolate (Jurásico inferior)	27
3.2.2.4 Formación Socosani (Jurásico Inferior a Medio)	27
3.2.2.5 Grupo Yura (Jurásico Superior – Inferior)	27
3.2.2.6 Volcánicos Toquepala (Cretáceo Superior – Terciario Inferior)	27
3.2.2.7 Volcánicos Sencca (Piloceno Superior)	27
3.2.2.8 Rocas Cuaternarias recientes	28
3.3 Geología Estructural	29
3.3.1 Falla Cenicienta	29
3.3.2 Falla Variante	29
3.3.3 Falla Jenks	29
3.3.4 Falla Tinajones	29
3.3.5 Falla Yura	29
3.4 Parámetros Geotécnicos	29
3.4.1 Ensayo de Carga Puntual	29
3.4.2 RQD (Rock Quality Designation)	31
3.4.3 RMR (Rock Mass Rating)	33
3.5 Análisis de Estabilidad de Taludes	38
3.6 Análisis Cinemático	47
3.6.1 Fallas Planares	48
3.6.2 Fallas en Cuña	49
3.6.3 Fallas por Toppling (Inclinación)	49
3.6.4 Plantillas de redes estereográficas	51
3.7 Evaluación de la caída de rocas.....	53
3.8 MacRo.....	58
CAPÍTULO IV. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO CONSTRUCTIVO DE LOS ANCLAJES.....	70
4.1 Actividades Preliminares	70
4.1.1 Accesos.....	70
4.1.2 Control de calidad de los materiales	70
4.1.3 Trazo y replanteo	70
4.1.4 Acondicionamiento del anclaje	70
4.2 Perforación	72

4.2.1 Percusión	72
4.2.2 Rotación	72
4.2.3 Empuje.....	73
4.2.4 Barrido	73
4.3 Inyección de lechada	74
4.3.1 Equipos de control de calidad	74
4.3.1.1 Balanza de Baroid	74
4.3.1.2 Cono de Marsh	74
4.3.1.3 Peachímetro	76
4.3.1.4 Termómetro	77
4.3.2 Procedimiento de inyección	77
CAPÍTULO IV. PUNTO DE CONTROL – ENSAYO PULL OUT TEST NORMA	
ASTM 4435	80
5.1 Norma DIN 2521-98	81
5.2 Norma ASTM 4435-13.....	84
5.3 Partes del equipo de Tensado	86
5.3.1 Pistón Hidráulico	86
5.3.2 Reloj Comparador	86
5.3.3 Base Magnética	87
5.3.4 Bomba	88
5.4 Procedimiento de Ensayo	88
5.4.1 Identificación del perno a ensayar	88
5.4.2 Colocación del equipo de tensado	88
5.4.3 Toma de datos	89
5.4.4 Procesamiento de la información	89
CONCLUSIONES.....	93
RECOMENDACIONES	93
BIBLIOGRAFÍA	96
ANEXOS	98

RESUMEN

En la ejecución de taludes de carreteras, túneles y obras mineras se presentan ocasionalmente la caída de rocas, las cuales representan un peligro para la seguridad de las personas como también para las estructuras que están a su alrededor. Ante ello, una de las soluciones de estabilización superficial es el sistema de anclajes que consisten en la instalación de pernos para roca y malla galvanizada, con la finalidad de retener la caída de material.

Para determinar si la instalación fue correcta, se realiza el ensayo de arranque a los anclajes en campo, que son usados para la validación final del anclaje instalado en un talud, previamente evaluado en su estabilidad general, haciendo uso de programas de la casa Rocscience.

El presente trabajo procura aportar conceptos claros acerca de la prueba de arranque a los anclajes, cuya validación no solo se limita a la lectura que se muestra en el manómetro, sino a evaluar el desplazamiento que se da en el anclaje.

Con la actualización de la tecnología nuevos conceptos y normas surgen en la teoría de prueba de anclaje como la que encuentra en la norma ASTM 4435 modificada en el 2013. El proyecto "Instalación del sistema de sostenimiento del talud adyacente a la faja CV013 y CV023", consiste en la instalación permanente de un sistema de protección contra caída de rocas en donde se colocaron pernos de roca consistentes en barras helicoidales de $\varnothing 32$ mm x 3 m de longitud, con una resistencia a la fluencia en tracción $f_y = 5200$ kg/cm², además de una malla HR 30 de cocada 8 x 10 cm; estos taludes fueron evaluados bajo los programas Roc Fall V6.0 (evalúa la caída de rocas), Roc Data V6.0 (evalúa los esfuerzos de la roca), Slide V6.0 (evalúa la estabilidad del talud) y Dips V6.0 (evalúa las fallas presentes), el 1% de estos anclajes fueron sometidos a un ensayo de arrancamiento usando como información técnica la norma mencionada líneas arriba.

El aporte de la tesis radica en dar recomendaciones en la instalación de anclajes y de las pruebas de ensayo de arrancamiento, con la realización de esos ensayos llegamos a corroborar que el control de calidad en la instalación fue adecuado durante la ejecución del proyecto.

ABSTRACT

In the execution of slopes for roads, tunnels and mining works occur occasionally the fall of rocks, which represent a hazard for the safety of people as well as the structures that are around them. In view of this, one of the surface stabilization solutions is the anchoring system consisting of the installation of bolts for rock and galvanized mesh.

To determine if the installation was correct, the pull-out test is carried out on the anchors in the field, which are used for the final validation of the installed anchor, previously evaluated in general stability, using programs from the Rocscience house.

The present work seeks to provide clear concepts about a Pull Out test to the anchors, whose validation is not only limited to the reading shown on the manometer, but to evaluate the displacement that occurs in the anchor.

With the update of the technology new concepts and norms arise in the anchor test theory as found in the ASTM 4435 standard modified in 2013. The project "Installation of the slope support system adjacent to the conveyor belt CV013 and CV023", consists on the permanent installation of a protection system against falling rocks where rock bolts consisting of steel bars of $\varnothing 32$ mm x 3 m in length were placed, with a yield strength in tension $f_y = 5200$ Kg / cm², in addition to a mesh HR 30 of 8 x 10cm opening; these were evaluated under the programs Roc Fall V6.0 (evaluate the fall of rock), Roc Data V6.0 (evaluate the strength of the rock), Slide V6.0 (evaluate the stability of the slope) and Dips V6.0 (evaluate present failures), 1% of these anchors were subjected to a Pull Out test using ASTM 4435 as technical information.

The contribution of the thesis lies in giving recommendations on the installation of anchors and the Pull Out Test, performing of these tests we corroborate that the quality control in the installation was adequate during the execution of the project.

PRÓLOGO

En la actualidad la aplicación del sistema de sostenimiento se ha expandido en todo el mundo, se usan en minería como el refuerzo de túneles y galerías, en obras civiles como estabilización de presas, de taludes, tirantes para grandes estructuras y refuerzo de cimentaciones sometidos a tracción. En el Perú se usó por primera vez en 1982 en la Presa Tablachaca – ElectroPerú.

En la presente tesis se ha evaluado el sistema de anclajes en los taludes adyacentes a las fajas Cv022 y CV023 mediante el uso de softwares geotécnicos. Con ello se propone una solución alternativa que es el uso del sistema de anclajes, los cuales son ensayados usando la norma ASTM 4435 -13.

Dentro del estudio, se explica el ensayo de Pull Out con los estándares establecidos por la norma mencionada líneas arriba, a su vez se dan las recomendaciones en la toma de datos y en el tema de seguridad al realizar este tipo de ensayo.

Finalmente, con la presente tesis se quiere aumentar los conocimientos con respecto a este tipo de solución a los interesados en la materia.

Ing. Luis Gonzales Hajar

Asesor de Tesis

LISTA DE TABLAS

Tabla N° 2.1	Características de los pernos helicoidales.....	22
Tabla N° 2.2	Diámetro y dimensiones de la placa de acero	23
Tabla N° 2.3	Diámetro y dimensiones de la tuerca de acero.....	24
Tabla N° 3.1	Resistencia compresiva equivalente en la celda geomecánica .	31
Tabla N° 3.2	Índice RQD	32
Tabla N° 3.3	Factor β	33
Tabla N° 3.4	Índice volumétrico de juntas (Jv).....	34
Tabla N° 3.5	Puntaje del RQD	35
Tabla N° 3.6	Puntuación del RCS	35
Tabla N° 3.7	Puntuación del espaciamiento de juntas	36
Tabla N° 3.8	Puntuación de la condición de discontinuidades del macizo.....	36
Tabla N° 3.9	Puntuación de la filtración del agua.....	36
Tabla N° 3.10	Clasificación del macizo rocoso según su puntuación RMR.....	37
Tabla N° 3.11	Corrección por la orientación de discontinuidades	37
Tabla N° 3.12	RMR en las celdas geomecánicas	38
Tabla N° 3.13	Parámetros de Hoek & Brown (2002) en las celdas geomecánicas	44
Tabla N° 3.14	Factor de seguridad estático y pseudoestático en las celdas geomecánicas	48
Tabla N° 3.15	Tipo de fallas presentadas en las celdas geomecánicas	58
Tabla N° 3.16	Factor de seguridad en las celdas geomecánicas	58
Tabla N° 3.17	Parámetros de diseño del sistema de anclaje	69
Tabla N° 5.1	Factor de seguridad N_k	84
Tabla N° 5.2	Estados de carga y periodos de observación mínima (min) ..	84
Tabla N° 5.3	Carga de prueba en suelo sin cohesión,suelo cohesivo y roca ...	87
Tabla N° 5.4	Ensayo de arrancamiento en los anclajes	94

LISTA DE FIGURAS

Figura N° 2.1	Partes de un anclaje de cable	20
Figura N° 2.2	Partes de un anclaje de perno	20
Figura N° 2.3	Vista transversal y longitudinal del perno	22
Figura N° 2.4	Vista transversal y en planta de la placa de fijación	23
Figura N° 2.5	Vista en planta y frontal de la tuerca de acero	24
Figura N° 2.6	Equipo de ensayo Pull Out Test.....	25
Figura N° 3.1	Ubicación del proyecto.....	26
Figura N° 3.2	Vista frontal del talud.....	27
Figura N° 3.3	Geología de Cerro Verde	29
Figura N° 3.4	Muestras de rocas para el ensayo de carga puntual	31
Figura N° 3.5	Expresión del RQD	32
Figura N° 3.6	Parámetro “GSI” en el programa Roc Data	40
Figura N° 3.7	Parámetro “mi” en el programa Roc Data.....	41
Figura N° 3.8	Parámetro “D” en el programa Roc Data.....	41
Figura N° 3.9	Curva de rotura Hoek & Brown en la CG-01	42
Figura N° 3.10	Análisis estático de estabilidad de la celda geomecánica 12, con una superficie de falla tipo aleatorio, para una falla local.	45
Figura N° 3.11	Análisis estático de estabilidad de la celda geomecánica 12, con una superficie de falla tipo aleatorio, para una falla intermedia...45	
Figura N° 3.12	Análisis estático de estabilidad de la celda geomecánica12, con una superficie de falla tipo aleatorio, para una falla global.....46	
Figura N° 3.13	Análisis pseudoestático de estabilidad de la celda geomecánica 12, con una superficie de falla tipo aleatorio, para una falla local.... 46	
Figura N° 3.14	Análisis pseudoestático de estabilidad de la celda geomecánica 12, con una superficie de falla tipo aleatorio, para una falla intermedia...47	
Figura N° 3.15	Análisis pseudoestático de estabilidad de la celda geomecánica12, con una superficie de falla tipo aleatorio,para una falla global.....47	
Figura N°3.16	Condiciones para una falla planar	49
Figura N° 3.17	Esquema general de la falla de cuña	50
Figura N° 3.18	Esquema de falla tipo volteo a flexión	51
Figura N° 3.19	Esquema de falla tipo volteo de bloques	52
Figura N° 3.20	Estereograma de la celda geomecánica N°04	53
Figura N° 3.21	Estereograma de la celda geomecánica N°09.....	53

Figura N° 3.22	Ánálisis Estático para la CG-02 (Falla en cuña)	54
Figura N° 3.23	Ánálisis Pseudo Estático para la CG-02 (Falla en cuña).....	54
Figura N° 3.24	Ánálisis Estático para la CG-04 (Falla planar)	55
Figura N° 3.25	Ánálisis Pseudo Estático para la CG-04 (Falla planar).....	55
Figura N° 3.26	Ánálisis de caídas rocas en la celda geomecánica N°07.....	56
Figura N° 3.27	Ánálisis de caídas rocas en la celda geomecánica N°09.....	57
Figura N° 3.28	Superficie inestable en la cara del talud.....	62
Figura N° 3.29	Longitud del anclaje	65
Figura N° 3.30	Entrada de datos del talud rocoso con el programa MacRo.	66
Figura N° 3.31	Entrada de datos de malla con el programa MacRo.....	66
Figura N° 3.32	Entrada de datos de barra de anclaje con el programa MacRo. 67	
Figura N° 3.33	Entrada de datos en el FS con el programa MacRo.....	68
Figura N° 3.34	Sistema de sostenimiento del talud, CG-04 Pág.N°1 de 2.	71
Figura N° 3.35	Sistema de sostenimiento del talud, CG-04 Pág.N°2 de 2.	72
Figura N° 4.1	Levantamiento topográfico en la cresta del talud	74
Figura N° 4.2	Acondicionamiento de los anclajes	74
Figura N° 4.3	Anclaje sobre parihuelas.....	75
Figura N° 4.4	Acciones en la perforación.....	76
Figura N° 4.5	Barrido de aire	77
Figura N° 4.6	Balanza de Baroid.....	78
Figura N° 4.7	Cono de Marsh	79
Figura N° 4.8	Peachímetro	79
Figura N° 4.9	Termómetro	80
Figura N° 4.10	Central de inyección en la cresta del talud.....	81
Figura N° 4.11	Colocación del anclaje en el talud.....	81
Figura N° 4.12	Inyección de anclaje.....	82
Figura N° 5.1	Formas de rotura en forma de la estratificación del medio a) Estratificación horizontal b) Fracturas verticales c) Estratos inclinados	83
Figura N° 5.2	Curva Carga vs Deformación – DIN2521	86
Figura N° 5.3	Curva Carga vs Deformación – ASTM 4435	88
Figura N° 5.4	Pistón Hidráulico - Enerpac.....	89
Figura N° 5.5	Reloj Comparador.....	90
Figura N° 5.6	Base Magnética	90
Figura N° 5.7	Bomba Manual.....	91

Figura N° 5.8	Instalación del equipo de ensayo	92
Figura N° 5.9	Ploteo de datos del ensayo Pull Out Test del Anclaje A-03	93
Figura N° 5.10	Ploteo de datos del ensayo Pull Out Test del Anclaje A-02	94

LISTA DE SÍMBOLOS Y SIGLAS

T_{lim}	: Adherencia roca –lechada (MPa)
ASTM	: American Society for Testing and Materials
BM	: Benchmark
γOL	: Cargas externas
CG	: Celda Geomecánica
JRC	: Coeficiente de seguridad de la junta
DIN	: Deutsches Institut für Normung
U_b	: Deformación elástica de la barra
U_c	: Desplazamiento corregido
Dn	: Desplazamiento máximo nominal de la malla (m)
Dm	: Desplazamiento máximo de diseño de la malla (m)
U_t	: Desplazamiento total
Ø_i	: Diámetro interno de la barra (mm)
Ø_e	: Diámetro externo de la barra (mm)
X	: Distancia horizontal entre anclajes (m)
Y	: Distancia vertical entre anclajes (m)
σ_b	: Esfuerzo del perno
Ø_c	: Espesor de la corona de corrosión (mm)
S	: Espesor de la superficie inestable (m)
γDT	: Factor de reducción de la adherencia roca – lechada
γMH	: Factor de reducción de la resistencia de la malla
γST	: Factor de reducción para la resistencia de acero
FS	: Factor de seguridad
γ_{mbulg}	: Factor de seguridad para el máximo desplazamiento
γTHI	: Incertidumbre en la estabilidad del espesor superficial
γWG	: Incertidumbre sobre la masa unitaria de las rocas
γBH	: Incertidumbre en la agresividad del medio ambiente
θ	: Inclinación de la barra respecto a la horizontal (°)
IR	: Inyección repetitiva
IU	: Inyección Única
E	: Módulo de elasticidad
γMO	: Morfología de la superficie del talud
α	: Pendiente de la junta más peligrosa (°)

B	: Pendiente del talud (°)
γ	: Peso específico de la masa rocosa (KN/m ³)
POT	: Pull Out Test
JCS	: Resistencia compresiva de la junta (MPa)
R	: Resistencia última a la tracción de la malla (KN/m)
γ_{DW}	: Resultante de las fuerzas actuantes
γ_{RW}	: Resultante reducción de fuerzas estabilizadoras
RMR	: Rock Mass Rating
RQD	: Rock Quality Designation
Yst	: Tensión de fluencia de la barra (MPa)
Lp	: Tramo asumido de plastificación de la masa inestable de roca (m)
UCS	: Unconfined Compression Strength
UTM	: Universal Transverse Mercator

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

El desprendimiento de rocas es un peligro para personas y obras civiles cercanas al talud, su ocurrencia se debe a la presencia de roca suelta, roca fragmentada o débil, cuyo origen pueden ser condiciones naturales de las masas rocosas o ser causadas por la voladura realizada para la excavación del talud.

Estas masas rocosas potencialmente inestables en superficie pueden ser estabilizadas mediante sistema de anclajes de barra de acero y mallas galvanizadas, los cuales aumentan la resistencia al esfuerzo cortante del terreno superficial y previenen el desprendimiento y caída de bloques de roca.

Al proponer el sistema de anclajes y mallas como solución a la caída de rocas, se debe asegurar que el anclaje cumpla con las cargas requeridas. Para ello estos pasan por un ensayo de arrancamiento. Para confirmar que un anclaje cumple con lo requerido no basta con lo que se muestra en las lecturas del manómetro, problema que se encuentra en diferentes lugares donde se realiza el Pull Out Test, sino que también se debe de evaluar el desplazamiento corregido del sistema, todo esto bajo las indicaciones de la Norma ASTM 4435-13.

En tal sentido la presente tesis a tratar se ha dividido en 5 capítulos los cuales son:

El Capítulo I describe en principio los antecedentes de los sistemas de anclaje, así como los objetivos generales y específicos del tema de tesis a tratar.

El Capítulo II trata del marco conceptual del sostenimiento en roca con anclajes de acero como también hace una revisión de las diferentes normas del ensayo de arranque disponibles actualmente.

El Capítulo III describe las condiciones geológicas y geotécnicas del área de estudio, además del alcance del proyecto como ubicación y accesibilidad. Luego, se desarrolla el análisis de estabilidad de taludes global por el método de equilibrio límite, el análisis cinemático y finalmente el cálculo de los anclajes y mallas para la estabilización superficial del caso de estudio.

El Capítulo IV muestra los procedimientos constructivos de los anclajes, los cuales son supervisados por el área de control de calidad.

El Capítulo V describe los resultados, así como la interpretación obtenidos por el ensayo de arrancamiento.

En las conclusiones y recomendaciones se describe lo obtenido después de realizar el estudio del sostenimiento de anclajes y malla en el talud como medida de estabilización superficial.

1.1. ANTECEDENTES

El primer anclaje instalado fue en la estructura el Faro “Le Jeumont”, ubicado al noroeste de Francia, llevado a cabo por el ingeniero francés Coyne en 1930.

“El sistema Coyne fue empleado en muros de contención y presas sobre lechos de roca. El tendón es rectilíneo y está compuesto por un gran número de alambres de acero de alta resistencia, con un diámetro no mayor de 5mm para facilitar el doblado en forma de gancho de uno de sus extremos. Los alambres se mantenían unidos mediante correas espaciadas no más de 50 cm en toda su longitud” (Joan Ayats Calsat, Estado actual del pretensado y tendencias y retos del futuro, 2004) Con el avance de la tecnología se usó nuevamente en la presa “Cheurfas” - Argelia en 1934.

“Para 1950 a 1960, el uso de anclajes se volvió en una práctica común en Europa, se empleó para estabilizar y reforzar presas y torres altas. En Alemania se instaló anclajes para la construcción del estadio olímpico de Múnich. Estos anclajes tenían como característica distintiva, el hecho de dejar una distancia libre entre el elemento reforzante y el terreno circundante. La aplicación anterior con sus diversas variantes constituye la forma más avanzada de anclaje hoy en día”. (Monroy Salgado Rogelio, Anclajes en suelos, 2007)

En América no fue hasta 1961 que se colocó el primer anclaje para la estabilización de muro del expreso de Michigan, fueron anclajes permanentes en arcillas.

Para la década de 1970 a 1980, los anclajes se convirtieron en una práctica comúnmente aceptada.

En 1978 se construye contrafuertes anclados utilizados para la estabilización de cerro Corcovado, Brasil. En la parte superior del cerro Corcovado se encuentra la estatua de Cristo Redentor de 30 m de altura sobre un pedestal de 8 m.

Las aplicaciones en Chile fueron puntuales y escasas hasta el año 1996. A partir dicho año, se inició la construcción de anclajes postensados para contención del suelo en los subterráneos de la ampliación del Hotel Sheraton en Santiago.

Dentro de las tendencias e innovaciones que se pueden esperar en el uso de este sistema se puede mencionar:

- Anclajes bajo la napa freática
- Incremento de casos de aplicación de anclajes en suelos de baja capacidad de carga, induciendo la utilización de nuevas formas de inyección (IRS) y nuevos tipos de anclaje como el “single bore múltiple anchor”.
- Anclajes de mayores capacidades de carga (120 a 200 ton)

Al desarrollar el sistema de sostenimiento mediante anclajes de acero estos pasan por una prueba de tensado, esto es para corroborar el correcto funcionamiento del anclaje.

(Gonzales, 2005) en su tesis sobre "Sistema de sostenimiento en roca con anclajes por cables de acero con cabezal retensable" menciona que “[...] la operación de tensado se realiza como un medio de control de la resistencia del anclaje además de verificar la validez e hipótesis admitidas en el proyecto [...]”.

En el ensayo de arrancamiento se pueden usar las normas como la DIN 21521 y ASTM 4435-13.

1.2. OBJETIVO

1.3. Objetivo General

- Estudio de la instalación de los anclajes y de su validación mediante la prueba de arranque.

1.4. Objetivos Específicos

- Verificar la capacidad de los anclajes.
- Verificar el sistema de estabilización superficial con mallas y pernos de anclaje.
- Visualizar el comportamiento de los desplazamientos en los anclajes al ser ensayados.
- Pautas para los controles de calidad en la instalación de los anclajes.

CAPÍTULO II. MARCO TEÓRICO

2.1 Anclaje

Elemento capaz de transmitir esfuerzos de tracción desde la superficie del terreno hasta una zona interior del mismo. Consta de cabeza, zona libre y bulbo o también llamada zona de anclaje.

2.1.1 Partes de un anclaje

2.1.1.1 Zona de anclaje (Bulbo)

Es la parte en que el anclaje se adhiere al terreno y le transmite su carga, generalmente mediante la lechada, y que se tiene en cuenta para efectos resistentes.

2.1.1.2 Zona libre

Es la parte del anclaje entre la cabeza y el bulbo o zona de anclaje, dotada de libre alargamiento.

2.1.1.3 Cabeza

Parte extrema del anclaje capaz de transmitir la carga del tirante a la superficie del terreno o a la estructura a anclar. Esta zona se compone de: placa, tuercas y protección.

2.1.2 Clasificación del anclaje

2.1.2.1 Según los elementos constituyentes de los tirantes:

- Anclaje de cable: Es un sistema de anclaje al terreno pretensado de manera activa. Dispone de una protección anticorrosiva permanente, a cada cable se le envuelve en masa anticorrosiva y se envaina en un tubo individual de fábrica.

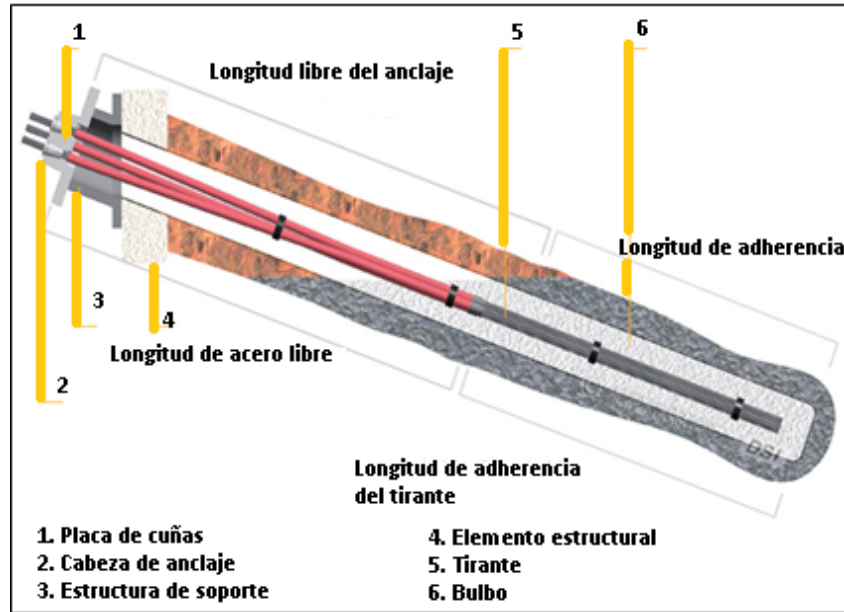
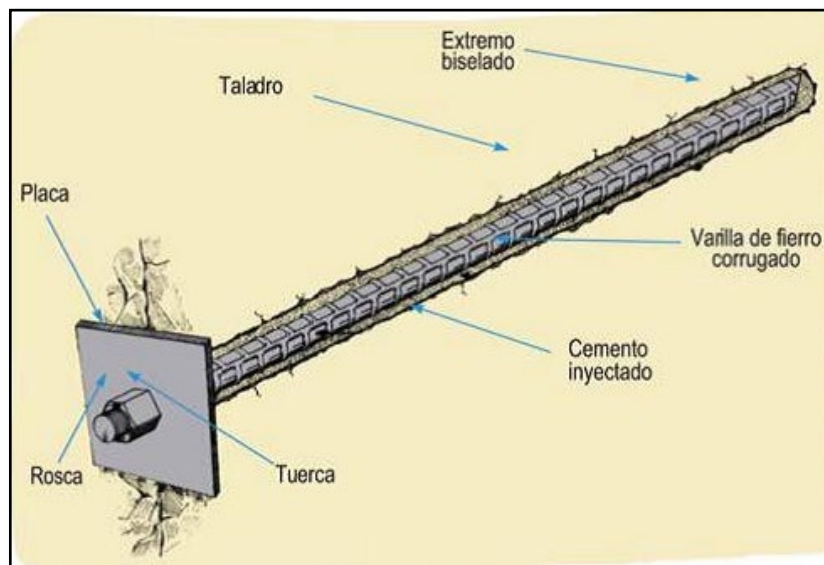


Figura N° 2.1 Partes de un anclaje de cable

Fuente: Imagen extraída del catálogo de productos para minería (DSI, 2018)

- Anclaje de barra: Actúa en conjunto con una placa y una tuerca para reforzar y preservar la resistencia natural.



Partes de un anclaje de perno

Fuente: Imagen extraída del libro "Guía para el diseño y la ejecución de anclajes al terreno en obras de carretera". (Dirección Técnica de la Dirección General de Carreteras, 2001)

2.1.2.2 Según su vida útil:

- Anclaje permanente: Estos anclajes se caracterizan por tener un largo periodo de vida útil. Los utilizados en obras de carreteras, obras hidráulicas, losas de sub-presión, tienen carácter permanente.
- Anclaje provisional: Estos anclajes son construidos para un periodo de vida útil máximo de 2 años. Normalmente los anclajes realizados en edificaciones son de carácter provisional, debido a que la estructura final asume el rol de soporte de la excavación y los empujes del terreno.

2.1.2.3 Según la inyección:

- Inyección única global (IU): Esta inyección se realiza en una única fase para llenar la perforación realizada. Tiene un buen comportamiento en las rocas o en terrenos con alta cohesión.
- Inyección repetitiva (IR): Inyección efectuada normalmente a través de latiguillos o circuitos globales con válvulas, con un número de reinyecciones generalmente no superior a dos. Realizadas para mejorar la capacidad de la formación en la zona bulbo. Se usan en mayor medida en rocas con fisuras blandas y en aluviones granulares gruesos.
- Inyección repetitiva y selectiva (IRS): Inyección efectuada normalmente a través de dos tubos, uno de ellos con válvula cada metro en la zona bulbo y que a través de un obturador se pueden realizar múltiples inyecciones hasta que la lechada haya cubierto toda la zona del bulbo y el otro se usa como verificador del retorno de la lechada. Se usan generalmente en suelos con contenidos de finos.

2.1.3 Materiales del anclaje

2.1.3.1 Barras de acero:

Son elementos de sección redonda, en cuya superficie se encuentran resaltes para facilitar la adherencia lechada de inyección. La fabricación de estos elementos debe cumplir las especificaciones según la norma ASTM A615 – Grado 60, en donde se señalan el límite de fluencia, resistencia a la tracción y su elongación.

Tabla N° 2.1 Características de los pernos helicoidales

DESIGNACIÓN	DIÁMETRO NOMINAL	DIÁMETRO EXTERIOR, mm	NÚCLEO, mm (*)		CARGA MÍNIMA Según ASTM A615		PESO NOMINAL (*)
			Mayor	Menor	Fluencia	Tracción	
		D ₀	A	B	Lbs [KN]	Lbs [KN]	kg/m
# 6	19	21.5	18.3	17.7	33,000 [146]	44,000 [195]	2.14
# 7	22	24.6	21.4	20.6	45,000 [200]	60,000 [270]	2.85
# 8	25	27.9	24.4	23.0	59,300 [263]	79,000 [350]	3.85
# 10	32	34.8	30.6	30.3	95,200 [425]	127,000 [564]	6.03

Fuente: Imagen extraída de la hoja técnica de pernos helicoidales (Aceros Arequipa, 2018)

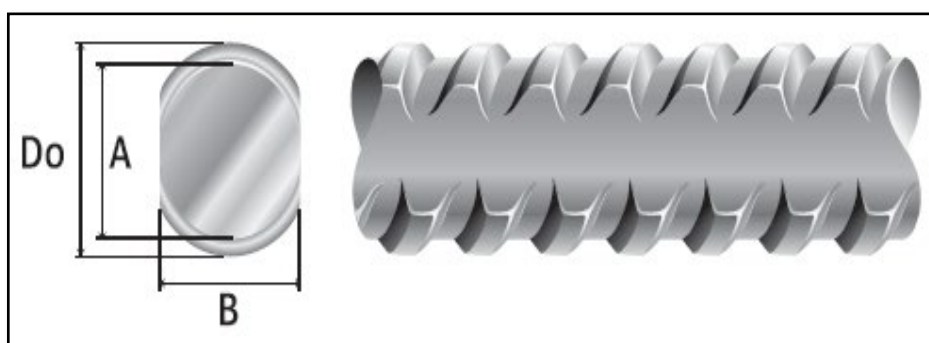


Figura N° 2.3 Vista transversal y longitudinal del perno helicoidal

Fuente: Imagen extraída de la hoja técnica de pernos helicoidal (Aceros Arequipa, 2018)

2.1.3.2 Placas de acero:

Accesorio del perno de anclaje que permite el posicionamiento de la tuerca de fijación cumpliendo con la norma ASTM A36, hace contacto con el macizo rocoso después de ser instalado el anclaje. Se tiene el tipo normal (placa plana) y el tipo volcán (su mismo nombre indica la forma de la placa).

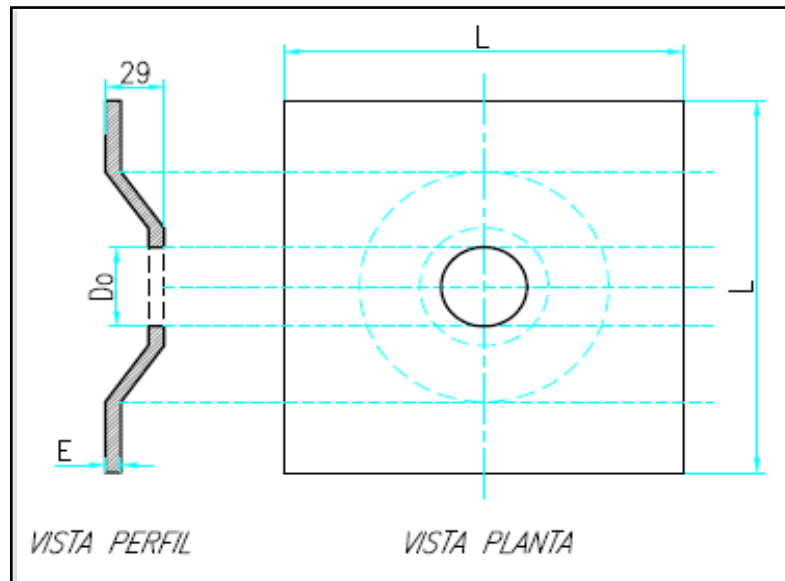


Figura N° 2.4 Vista transversal y en planta de la placa de fijación

Fuente: Elaboración propia para estudio de tesis.

Tabla N° 2.2 Diámetro y dimensiones de la placa de acero

Diámetro nominal del perno de fortificación (mm)	Dimensiones, mm			
	Espesor (E)	Tipo	Diámetro de Orificio (D_o)	Lado (L)
19	4.5 +/- 0.45	Normal y Volcán	32.0 +/- 1.0	200 +/- 5.0
22			38.0 +/- 1.0	
25			44.0 +/- 1.0	
32			44.0 +/- 1.0	
19	9.5 +/- 0.45	Volcán	32.0 +/- 1.0	150 +/- 5.0
22			38.0 +/- 1.0	
25			44.0 +/- 1.0	
32			54.0 +/- 1.0	
25	9.5 +/- 0.45	Volcán	44.0 +/- 1.0	200 +/- 5.0

Fuente: Imagen extraída de la hoja técnica de placas y tuercas (Aceros Arequipa, 2018)

2.1.3.3 Tuercas de acero:

Elemento del perno del anclaje que permite el posicionamiento de la placa sobre el macizo rocoso. Estos deben cumplir con las especificaciones técnicas del ASTM A194 Grado 75.

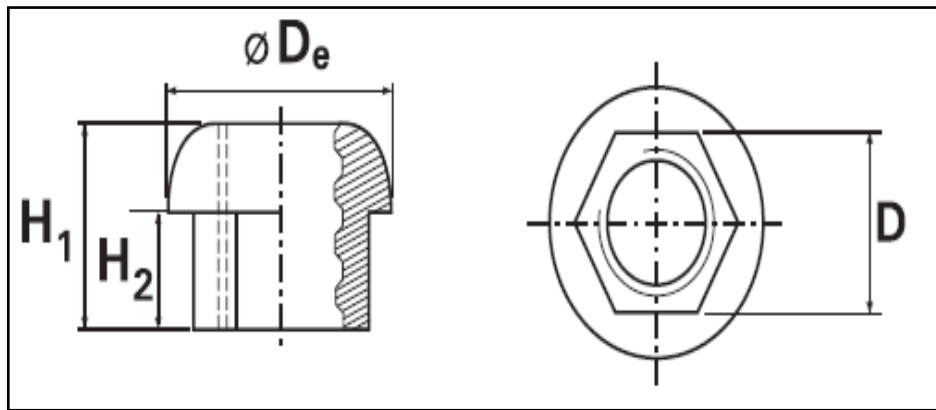


Figura N° 2.5 Vista en planta y frontal de la tuerca de acero

Fuente: Imagen extraída de la hoja técnica de placas y tuercas (Aceros Arequipa, 2018)

Tabla N° 2.3 Diámetro y dimensiones de la tuerca de acero

Diámetro Nominal	Norma de Fabricación	Dimensiones (mm)				Peso Unitario (gr)
		Diámetro Exterior (D_e)	Altura Total (H_1)	Altura de Vástago (H_2)	Distancia Entre Caras (D)	
19	ASTM A194	42.7	34.9	22.0	31.8	160
	ASTM A536	42.0	34.9	22.0	31.8	160
22	ASTM A194	49.3	41.3	25.0	34.9	226
	ASTM A536	49.0	37.0	21.0	32.0	226
25	ASTM A194	55.1	44.5	28.0	38.1	325
32	ASTM A194	69.9	57.2	37.0	46.0	542

Fuente: Imagen extraída de la hoja técnica de placas y tuercas (Aceros Arequipa, 2018)

2.2 Aspectos Normativos

Tanto la norma ASTM 4435-13 y la DIN 4125 estandarizan el ensayo tipo “pull out” en roca, este ensayo consiste en medir la resistencia última conforme se mide a la vez el desplazamiento del perno instalado que puede ser un perno adherido al macizo rocoso mediante cemento, resinas (epoxi, poliéster y similares) u otros elementos.

La importancia del ensayo en el macizo rocoso es que muestra el desempeño del perno en condiciones reales y así se puede determinar o confirmar el largo, espaciamiento y el tamaño del perno a instalar.

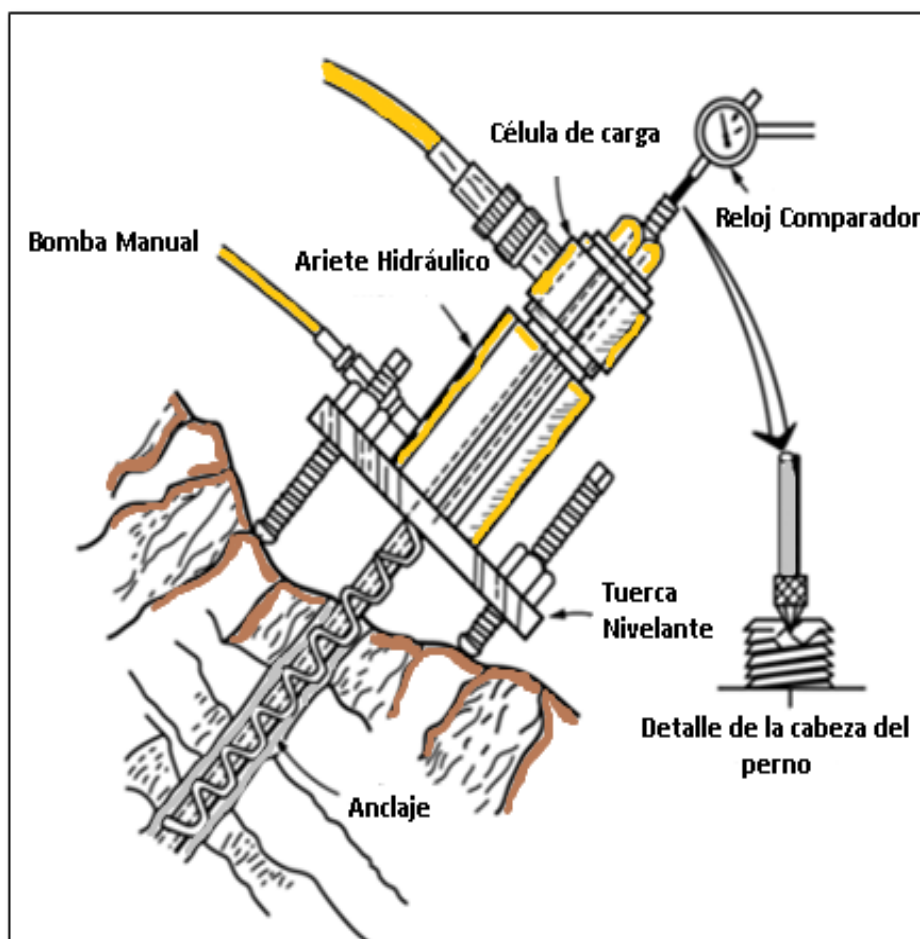


Figura N° 2.6 Equipo de ensayo de arrancamiento

Fuente: Imagen extraída de la norma Pull Out Test (ASTM 4435, 2013)

CAPÍTULO III. INFORMACIÓN Y CONDICIONES GEOLÓGICAS

3.1 Información general del proyecto

3.1.1 Ubicación:

El lugar del proyecto “Sostenimiento del sistema de anclajes en los taludes adyacentes a las fajas CV022 y CV023” se encuentra ubicado dentro de las instalaciones de la minera Cerro Verde, cerca al área de Chancado Primario de la Concentradora 2, Uchumayo, Arequipa.

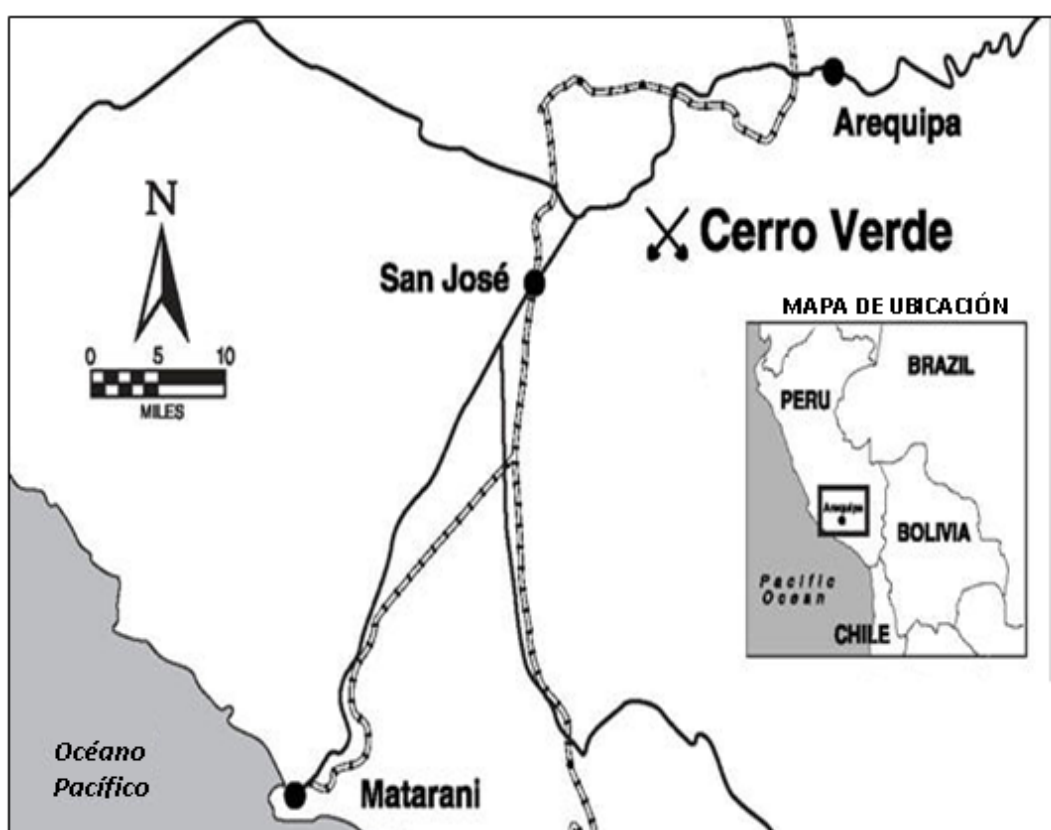


Figura N° 3.1 Ubicación del proyecto

Fuente: Elaboración propia para el estudio de tesis.



Figura N°3.2 Vista frontal del talud

Fuente: Imagen extraída del control fotográfico de avance de obra para el estudio de tesis. Tomada el 20 de Julio del 2016.

3.1.2 Accesibilidad:

El acceso a la ciudad de Arequipa se puede realizar por vía aérea ruta Lima-Arequipa y/o terrestre, aproximadamente a 1000 km al sur de la ciudad de Lima. El recorrido es de 15 horas aproximadamente, mediante la carretera Nacional PE-34 Evitamiento Uchumayo.

3.2 Geología Regional y Local:

3.2.1 Geología Regional

La unidad minera está ubicada 30 km al SO de Arequipa, donde se encuentra un yacimiento minero de cobre y molibdeno, emplazados en el segmento sur del batolito de la Costa. En esta región se encuentran diversos tipos de roca ígneas, sedimentarias y metamórficas que están comprendidas entre el Precámbrico y el Cuaternario. En el anexo A se muestra el plano de la Geología Regional.

3.2.2 Geología Local

3.2.2.1 Gneis Charcani (*Precámbrico – Paleozoico Inferior*)

Roca que forma el basamento cristalino regional, la cual está parcialmente cubierta por rocas volcánicas de la formación Chocolate. Se encuentra en el norte, oeste y sur del tajo Cerro Verde. Está constituido por gneis y esquistos micáceos de color gris oscuro, bandeado, de grano medio a grueso.

3.2.2.2 Conglomerado Tinajones (*Triásico Superior – Jurásico Inferior*)

El afloramiento de estas rocas se encuentra situado a 2.5 km al NE de Cerro Verde. Se encuentran rocas fracturadas en el gneis, intrusivos graníticos y rocas volcánicas. Este tipo de roca ha sido clasificado como perteneciente al grupo Yamayo.

3.2.2.3 Volcánico Chocolate (*Jurásico Inferior*)

Esta formación se puede observar hacia el norte y noroeste de Cerro Verde. Es mayormente una secuencia andesítica, con algunas intercalaciones de lutitas y calcáreos madreporicos, y aglomerados.

3.2.2.4 Formación Socosani (*Jurásico Inferior a Medio*)

Este afloramiento de la formación se encuentra presente a 1 km al NO de Cerro Verde. Esta formación se compone de piedra caliza de grano grueso de color gris.

3.2.2.5 Grupo Yura (*Jurásico Superior – Inferior*)

Aflora al sur de Cerro Verde, encontrándose en contacto con el Precámbrico formado por gneis e intrusivos terciarios, y al norte con las rocas volcánicas Chocolate. El espesor es aproximadamente de 500 m.

3.2.2.6 Volcánicos Toquepala (*Cretáceo Superior – Terciario Inferior*)

Formación compuesta de aglomerados, flujos andesíticos y brechas volcánicas. Espesor aproximadamente de 100 m. El talud se encuentra emplazado en este sector.

3.2.2.7 Volcánicos Sencca (*Plioceno Superior*)

Afloramiento compuesto por cuarzo, feldespato, micas y piedra pómez. No se concentra en un solo lugar, el más cercano es al norte del tajo de Santa Rosa.

3.2.2.8 Rocas Cuaternarias recientes

Constituidas por una serie de depósitos de origen eólico, volcánico sub-aéreo, coluvial y aluvial compuestos por delgadas capas de arena, cenizas blanquecinas en matriz arenosa. Se encuentran en las laderas de los cerros, como en los propios canales de drenaje o quebradas.

Se adjunta el plano de Geología Local en el anexo B.

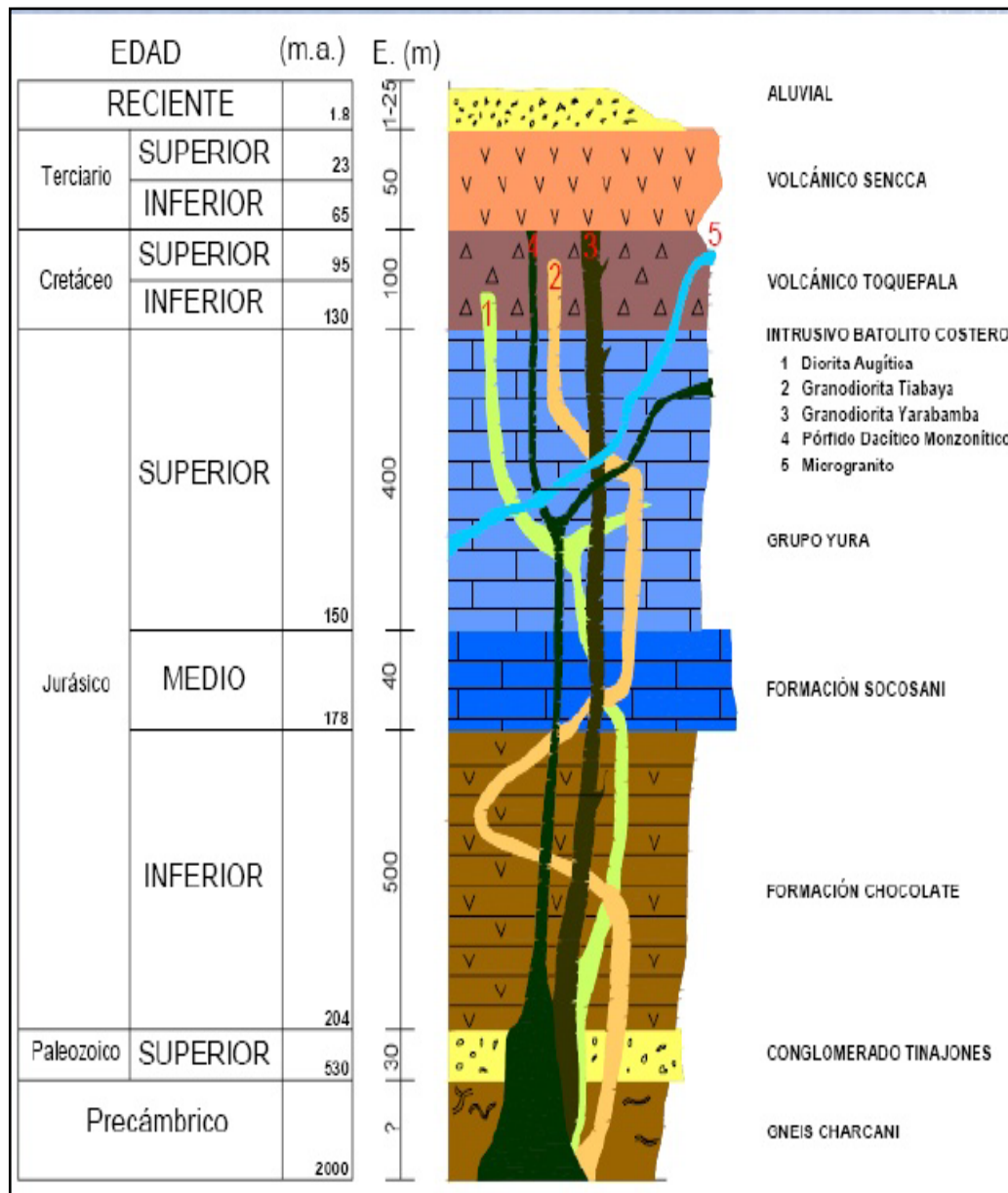


Figura N°3.3 Geología de Cerro Verde

Fuente: Imagen extraída de diapositiva N°15 del tema: "Geología de Cerro Verde". (Universidad Nacional de San Agustín, 2010)

3.3 Geología Estructural

El área de Cerro Verde, en diferentes etapas de la historia geológica ha sido sometida a un intenso fallamiento y fracturamiento debido al levantamiento de los Andes y el emplazamiento del Batolito de la Costa. Estas fallas se encuentran a los alrededores del área estudiado.

3.3.1 Falla Cenicienta

Esta falla con dirección NO-SE presenta una estructura expuesta y extensa con relieve peculiar; a su vez se tiene la presencia de panizo.

3.3.2 Falla Variante

Paralela a la Falla Cenicienta.

3.3.3 Falla Jenks

Falla con buzamiento de 60° a 65° hacia el NE, la cual pone en contacto la formación Chocolate con el Gneis Charcani.

3.3.4 Falla Tinajones

Su afloramiento es esporádico debido a la cubierta cuaternaria.

3.3.5 Falla Yura

Falla que pone en contacto el Gneis Charcani con el grupo Yura.

3.4 Parámetros Geotécnicos

El basamento rocoso del talud está constituido principalmente por: Gneis Charcani (roca metamórfica de edad Precámbrica) y la diorita (Intrusivo de edad Cretácico Superior – Terciario inferior). Encima de estas unidades se tiene depósitos de suelos eluviales, suelos coluviales y ceniza volcánica.

Para el proceso de recolección de datos e interpretación se tuvo que delimitar el área de estudio en 16 celdas geomecánicas. Estas celdas geomecánica fueron de dimensiones de 20x20 m. Ver anexo C

3.4.1 Ensayo de Carga Puntual

Este procedimiento de ensayo permite obtener el índice $IS_{(50)}$, mediante la aplicación de una carga concentrada en dos punzones cónicos metálicos, en donde la carga se incrementará de forma constante, de tal manera que se produzca la rotura entre 10s y 60s quedando registrada la carga P, con ello se obtiene $Is = P/D^2$, que es una resistencia a carga puntual no corregida.

Para la corrección por tamaño se aplica $I_{s(60)} = F * I_s$, donde $F = (D/50)^{0.45}$.

El comportamiento mecánico de las rocas está definido por su resistencia y su deformabilidad. La resistencia es el esfuerzo que soporta una roca hasta la rotura de falla. Del proyecto se tomaron tres muestras en cada celda geomecánica, con estas se realizó el ensayo de carga puntual (ASTM D5731-08) para determinar indirectamente la resistencia a la compresión uniaxial no confinada (UCS) mediante una correlación estadística entre este parámetro y el índice de carga puntual (I_{s50}). El peso específico en base a la experiencia en trabajos similares en el interior de la mina es de 26 KN/m³, por lo que se toma este valor para el área de estudio.



Figura N°3.4 Muestras de rocas para el ensayo de carga puntual

Fuente: Imagen extraída en campo para tema de tesis

Tabla 3.1. Resistencia compresiva equivalente en las celdas geomecánicas

Código de celda	UCS (MPa)	Litología	Código de celda	UCS (MPa)	Litología	Código de celda	UCS (MPa)	Litología
CG-01(M°1)	125	Gneis	CG-07(M°1)	89	Gneis	CG-13(M°1)	87	Gneis
CG-01(M°2)	267		CG-07(M°2)	116		CG-13(M°2)	74	
CG-01(M°3)	165		CG-07(M°3)	137		CG-13(M°3)	69	
CG-02(M°1)	182	Diorita	CG-08(M°1)	166	Diorita	CG-14(M°1)	68	Gneis
CG-02(M°2)	111		CG-08(M°2)	224		CG-14(M°2)	42	
CG-02(M°3)	243		CG-08(M°3)	251		CG-14(M°3)	105	
CG-03(M°1)	122	Diorita	CG-09(M°1)	75	Gneis	CG-15(M°1)	89	Gneis
CG-03(M°2)	125		CG-09(M°2)	75		CG-15(M°2)	95	
CG-03(M°3)	55		CG-09(M°3)	75		CG-15(M°3)	81	
CG-04(M°1)	194	Gneis	CG-10(M°1)	172	Gneis	CG-16(M°1)	178	Gneis
CG-04(M°2)	262		CG-10(M°2)	178		CG-16(M°2)	177	
CG-04(M°3)	262		CG-10(M°3)	185		CG-16(M°3)	136	
CG-05(M°1)	139	Gneis	CG-11(M°1)	162	Gneis			
CG-05(M°2)	165		CG-11(M°2)	224				
CG-05(M°3)	192		CG-11(M°3)	66				
CG-06(M°1)	148	Gneis	CG-12(M°1)	103	Gneis			
CG-06(M°2)	81		CG-12(M°2)	128				
CG-06(M°3)	94		CG-12(M°3)	77				

Fuente: Elaboración propia para el estudio de tesis

3.4.2 RQD (Rock Quality Designation)

Índice cuantitativo que representa la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta las características del fracturamiento del testigo recuperado en una perforación. Usualmente se planifican varias perforaciones en el macizo y se obtienen las características en cada punto. En función de la homogeneidad/heterogeneidad observadas, se realizan perforaciones complementarias para clarificar la situación en zonas que podrían ser consideradas a priori como críticas. Estos testigos extraídos de las perforaciones se van colocando en cajones especiales en cuyos bordes constan las progresivas de profundidad. Todos estos trozos enteros de testigo o estas partes de roca fracturada se miden y se contabilizan para entonces aplicarlos a una fórmula de cálculo. Para ser contabilizados, los fragmentos de testigo deben tener una longitud mayor a 0.1m.

RQD =
$$\frac{\text{Longitud recuperada en piezas } \geq 0,1 \text{ m} \times 100}{\text{Longitud del sondeo}}$$

donde:

I = Longitud recuperada (en metros).
L = Longitud del sondeo (en metros).

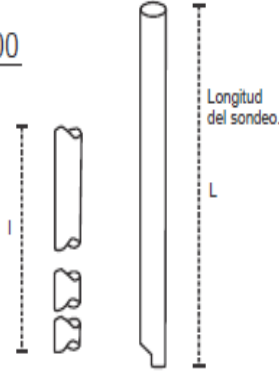


Figura N°3.5 Expresión del RQD

Fuente: Imagen extraída de la diapositiva N°47 del diplomado de estabilización de taludes. (CAMIPER, 2018)

Tabla N°3.2: Índice del RQD

Índice de calidad R.Q.D. (%)	Calidad
<25	muy mala
25 - 50	mala
50 - 75	regular
75 - 90	buena
90 - 100	excelente

Fuente: Clasificación geomecánica (Bieniawski, 1989)

A partir de la frecuencia de discontinuidades λ también se puede estimar el valor de RQD en la siguiente expresión (Priest y Houston, 1967):

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

Donde

λ : frecuencia media de discontinuidades/m

$$\lambda = \frac{\text{Número de fracturas}}{\text{Longitud de la corrida}}$$

En caso de que no se realicen sondajes diamantinos, el RQD puede estimarse de las medidas de las discontinuidades en afloramientos. Se puede estimar mediante el Índice volumétrico J_v , el cual tiene la siguiente expresión:

$$J_v = \sum_{i=1}^n \left(\frac{1}{S_n} \right)$$

En donde:

S_n : Espaciado promedio de la n ésima familia de discontinuidades (m)

A partir del parámetro J_v (Índice volumétrico de juntas) :

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v \quad (\text{Para } J_v > 4.5) \text{ o bien,}$$

$$RQD = 100 \quad (\text{Para } J_v < 4.5)$$

El volumen del bloque típico (V_b) se determina mediante la expresión de Palmström (1995).

$$V_b = \beta J_v^{-3}$$

Donde:

β : Factor que depende de la forma del bloque

Tabla N°3.3: Factor β

Forma	β
Bloques cúbicos	27
Bloque equidimensional	<28-32>
Bloque prismático	<33-59>
Bloque largo o plano	<60-200>
Bloque largo o muy largo	Más de 200

Fuente: Extraído de la publicación “Correlaciones entre tamaño de cuña y pieza en taludes rocosos con índices de fisura (J_v) bajos” (Bruno Fernández, 2015)

En el proyecto, el volumen de bloque equivalente está comprendido entre 0.01 y 0.06 m³. Considerando un peso específico de la roca de 2.60 ton/m³, el peso promedio varía entre 17 y 164 kg, es decir se forma bloques pequeños a medianos.

Tabla 3.4 Índice Volumétrico de Juntas (Jv)

Código de celda	Volumen de bloque (m ³)	Forma del bloque	Factor de forma del bloque (β)	Índice volumétrico de Juntas (Jv)	RQD (%)
CG - 01	0.01	Equidimensional	27	14	69
CG - 02	0.01	Polihedral	32	17	59
CG - 03	0.01	Equidimensional	27	13	71
CG - 04	0.02	Equidimensional	32	11	79
CG - 05	0.03	Prismático	46	11	80
CG - 06	0.03	Prismático	46	11	80
CG - 07	0.05	Prismático	46	10	83
CG - 08	0.01	Equidimensional	32	17	61
CG - 09	0.02	Polihedral	27	11	78
CG - 10	0.01	Prismático	46	15	64
CG - 11	0.01	Prismático	46	17	60
CG - 12	0.06	Prismático	46	9	86
CG - 13	0.02	Polihedral	32	12	77
CG - 14	0.01	Prismático	46	16	72
CG - 15	0.03	Prismático	46	11	88
CG - 16	0.01	Equidimensional	32	15	164

Fuente: Elaboración propia para el estudio de tesis

3.4.3 RMR (Rock Mass Rating)

Este índice de clasificación geomecánica fue presentado por Bieniawski en 1973, siendo modificado por el autor en los años 1976, 1979, 1984 y 1989.

Pondera una serie de parámetros como:

- RQD, ver Tabla N°3.5
- Ensayo de compresión simple, ver Tabla N°3.6
- Espaciamiento de las diaclasas, ver Tabla N°3.7
- Condiciones de las diaclasas, ver Tabla N°3.8
- Condiciones del agua subterránea, ver Tabla N°3.9

- Orientación de las diaclasas (favorabilidad de rumbo y buzamiento), ver Tabla N°3.10

El método se aplica asignando la valoración correspondiente para cada parámetro, como también el factor de ajuste, que depende de las discontinuidades y tiene valores distintos según se aplique a túneles, cimentaciones o taludes. El resultado de la resta (el factor de ajuste es negativo) es el índice RMR que clasifica a los macizos rocosos en cinco clases, ver tabla 3.10.

Tabla N°3.5 Puntaje del RQD

R.Q.D (%)	Puntaje
90 - 100	20
75 - 90	17
50 - 75	13
25 - 50	8
< 25	3

Fuente: Clasificación geomecánica (Bieniawski, 1989)

Tabla N°3.6 Puntuación del RCS

Índice del Ensayo de Carga Puntual (MPa)	Resistencia a la Compresión Simple (RCS) (MPa)	Puntaje
> 10	> 250	15
4 - 10	100 - 250	12
2 - 4	50 - 100	7
1 - 2	25 - 50	4
--	10 - 25	2
--	3 - 10	1
--	< 3	0

Fuente: Clasificación geomecánica (Bieniawski, 1989)

Tabla N°3.7 Puntuación del Espaciamiento de Juntas

Espaciamiento (m)	Puntaje
>2	20
0,6 - 2,0	15
0,2 - 0,6	10
0,06 - 0,2	8
< 0,06	5

Fuente: Clasificación geomecánica (Bieniawski, 1989)

Tabla 3.8 Puntuación de la condición de la superficie de las fracturas o juntas

Descripción	Puntaje
Superficies muy rugosas, de poca extensión, paredes de roca resistente.	15
Superficies poco rugosas, apertura menor a 1mm, paredes de roca resistente.	12
Idem anterior, pero con paredes de roca blanda.	7
Superficies suaves o relleno de falla de 1 a 5 mm de espesor o apertura de 1 a 5 mm, las discontinuidades se extienden por varios metros.	4
Discontinuidades abiertas, con relleno de falla de más de 5 mm de espesor o apertura de más de 5 mm, las discontinuidades se extienden por varios metros.	0

Fuente: Clasificación geomecánica (Bieniawski, 1989)

Tabla 3.9 Puntuación de la condición del agua subterránea

Filtración por cada 10 m de longitud de túnel. (L/min)	Presión del agua en la discontinuidad dividido por la tensión principal mayor ($\frac{\mu}{\sigma_1}$)	Condiciones Generales.	Puntaje.
Nada	0	Completamente seco	15
< 10	0,0 - 0,1	Apenas húmedo	12
10 - 25	0,1 - 0,2	Húmedo	7
25 - 125	0,2 - 0,5	Goteo	4
> 125	> 0,5	Flujo continuo	0

Fuente: Clasificación geomecánica (Bieniawski, 1989)

Tabla 3.10 Clasificación del Macizo Rocosó según su puntuación

CLASIFICACION GEOMECANICA (Bieniawski).		
R.M.R. Suma de los puntajes de las tablas	Calificación del Macizo Rocosó	Clase
81 - 100	Muy bueno	I
61 - 80	Bueno	II
41 - 60	Medio	III
21 - 40	Malo	IV
0 - 20	Muy malo	V

Fuente: Clasificación geomecánica (Bieniawski, 1989)

Tabla 3.11 Corrección por la orientación de discontinuidades

Evaluación de la influencia de la orientación para la obra	Puntaje para túneles	Puntaje para fundaciones	Puntaje para taludes
Muy favorable	0	0	0
Favorable	-2	-2	-5
Medio	-5	-7	-25
Desfavorable	-10	-15	-50
Muy desfavorable	-12	-25	-60

Fuente: Clasificación geomecánica (Bieniawski, 1989)

En el proyecto se realizó un ajuste de acuerdo a la orientación, el puntaje para el talud es entre favorable y medio, por lo que se da el valor de -10 para la corrección.

A continuación, se presenta el valor de RMR en cada celda geomecánica.

Tabla N°3.12: RMR en las celdas geomecánicas

Código de celda	Litología	Parámetro	UCS(MPa)	RQD (%)	Espaciamiento promedio (m)	Persistencia (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	Relleno	Alteración	Agua subterránea	Ajuste por orientación	RMR	Clase
CG-01	Gneis/Diorita	Descripción	186	69	0.2-0.6	>20	1-5	Ligera	Ox.<5	Alta	Seco	Regular	47	III
		Valor	12	13	10	0	1	3	2	1	15	-10		
CG-02	Diorita	Descripción	179	59	0.2-0.6	>20	1-5	Ligera	Ox.<5	Alta	Seco	Regular	45	III
		Valor	12	11	10	0	1	3	2	1	15	-10		
CG-03	Diorita	Descripción	101	71	0.2-0.6	>20	1-5	Ligera	Ox.<5	Moderada	Seco	Regular	48	III
		Valor	10	14	10	0	1	3	2	3	15	-10		
CG-04	Gneis/Diorita	Descripción	239	79	0.2-0.6	>20	0.1-1	Rugosa	Ox.<5	Ligera	Seco	Regular	64	II
		Valor	14	16	13	0	4	5	2	5	15	-10		
CG-05	Gneis	Descripción	165	80	0.2-0.6	>20	0.1-1	Ligera	Ox.<5	Ligera	Seco	Regular	60	III
		Valor	12	16	13	0	4	3	2	5	15	-10		
CG-06	Gneis	Descripción	108	8	0.2-0.6	>20	1-5	Rugosa	Ox.<5	Ligera	Seco	Regular	56	III
		Valor	10	16	12	0	1	5	2	5	15	-10		
CG-07	Gneis/Diorita	Descripción	114	83	0.2-0.6	>20	0.1-1	Rugosa	Ox.<5	Ligera	Seco	Regular	61	II
		Valor	10	17	13	0	4	5	2	5	15	-10		
CG-08	Diorita	Descripción	214	61	0.2-0.6	>20	1-5	Rugosa	Ox.<5	Moderada	Seco	Regular	53	III
		Valor	14	13	10	0	1	5	2	3	15	-10		
CG-09	Gneis	Descripción	75	78	0.2-0.6	>20	1-5	Ligera	Ox.<5	Moderada	Seco	Regular	47	III
		Valor	7	16	10	0	1	3	2	3	15	-10		
CG-10	Gneis	Descripción	178	64	0.2-0.6	>20	1-5	Rugosa	Ox.<5	Moderada	Seco	Regular	51	III
		Valor	12	13	10	0	1	5	2	3	15	-10		
CG-11	Gneis	Descripción	151	60	0.2-0.6	>20	1-5	Ligera	Ox.<5	Ligera	Seco	Regular	50	III
		Valor	11	13	10	0	1	3	2	5	15	-10		
CG-12	Gneis	Descripción	103	86	0.2-0.6	>20	0.1-1	Rugosa	Ox.<5	Ligera	Seco	Regular	62	II
		Valor	10	18	13	0	4	5	2	5	15	-10		
CG-13	Gneis	Descripción	77	76	0.2-0.6	>20	1-5	Ligera	Ox.<5	Ligera	Seco	Regular	51	III
		Valor	7	15	13	0	1	3	2	5	15	-10		
CG-14	Gneis	Descripción	72	62	0.2-0.6	>20	1-5	Rugosa	Ox.<5	Ligera	Seco	Regular	49	III
		Valor	7	13	11	0	1	5	2	5	15	-10		
CG-15	Gneis	Descripción	88	80	0.2-0.6	>20	1-5	Rugosa	Ox.<5	Ligera	Seco	Regular	54	III
		Valor	8	16	12	0	1	5	2	5	15	-10		
CG-16	Gneis/Diorita	Descripción	164	66	0.2-0.6	>20	1-5	Ligera	Ox.<5	Ligera	Seco	Regular	51	III
		Valor	12	13	10	0	1	3	2	5	15	-10		

Fuente: Elaboración propia para estudio de tesis

De los trabajos en campo por parte de la minera, se realizó un reconocimiento geológico general de la zona con la finalidad de conocer el marco geológico en el cual se encuentra inscrita el área de proyecto. Se estableció que el basamento rocoso está constituido por dos unidades litológicas: el Gneis y Diorita. Sobreyaciendo estas unidades se ha identificado depósitos de suelos eluviales, ceniza volcánica y rellenos de origen antrópico. En el talud se tiene mayor presencia de Gneis, en donde podemos encontrar roca de una buena consistencia ya que se encuentra entre la clase II y III según la clasificación de Bieniawski (1989). En el área de estudio no se tiene presencia de agua subterránea, pero si lluvia en verano, por lo que los trabajos se terminaron en Diciembre.

3.5 Análisis de Estabilidad de Taludes

Se realizó una evaluación de la estabilidad global de los taludes con el programa Slide de la firma Rocscience. En el análisis se usó el criterio de rotura de Hoek & Brown (2002). Dentro de este criterio se tiene parámetros como la resistencia compresiva de la roca intacta, el "GSI" (Índice de Resistencia Geológica) ver figura 3.6, el parámetro "mi" (constante de la roca intacta) ver figura 3.7 y el parámetro "D" (factor de perturbación) ver figura 3.8, con ello se tiene los parámetros "mb", "s" y "a" que serán usados para el análisis de estabilidad con el criterio de falla de Hoek & Brown. Se hizo uso del programa Roc Data para obtener los parámetros mencionados. En el proyecto no se cuenta con información sobre el contacto litológico entre la diorita y el gneis, por ello se infirió en base a la información proporcionada por el Área de Geotecnia de Mina. No obstante, no tiene mayor incidencia en los resultados dado que ambas formaciones se les ha asignado propiedades físico-mecánicas para el tema de estudio.

En el área no se encuentra agua subterránea que genere presiones de poros en las discontinuidades, por ello las condiciones del talud son secas.

Se analiza la rotura del tipo aleatorio para la superficie de falla local, intermedia y global. Con respecto al análisis pseudo estático (Castillo & Alva, 1993) en su artículo de "Peligro sísmico en el Perú" menciona que la aceleración máxima del terreno en la zona de estudio considerando un 10% de excedencia y 50 años de exposición, con un periodo de retorno de 475 años, es de 0.44g. Para el análisis pseudoestático, el valor de coeficiente se usó como la mitad de la aceleración máxima del terreno, $K_h = 0.22g$.

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX, GSI, PARA ROCAS FRACTURADAS (Hoek y Marinos, 2000) A partir de la litología, la estructura y las condiciones de las discontinuidades, estimar el valor promedio del GSI. No intentar ser demasiado precisos, establecer un rango entre 33 y 37 es más realista que GSI = 35. Nótese que la tabla no tiene en cuenta las fallas estructuralmente controladas. En los casos en los que existan planos débiles con orientación desfavorable a la excavación, éstos dominarán el comportamiento de la masa. La resistencia de discontinuidades susceptibles al intemperismo se verá reducida si hay presencia de agua en el medio. En rocas de muy mala calidad y en presencia de agua conviene mover las categorías a la derecha.		CONDICIONES DE LOS PLANOS DE LAS DISCONTINUIDADES				
		MUY BUENA Muy rugosas, inalteradas, frescas	BUENA Rugosas, poco alteradas, algo de óxido	REGULAR Onduladas, moderadamente intemperizadas y alteradas	MALA Pulidas y/o falladas, muy alteradas, conteniendo rellenos compactos de materiales angulosos	MUY MALA Pulidas y/o falladas, muy alteradas, conteniendo relleno arcilloso u otros rellenos blandos
ESTRUCTURA		CALIDAD DE LOS PLANOS DISMINUYE →				
	ROCA INTACTA O MASIVA-especímenes de roca intacta o masiva <i>in situ</i> con algunas discontinuidades ampliamente espaciadas	90			N/A	N/A
	BLOQUIZADA-masa de roca no tectonizada formada por bloques cúbicos con buena trabazón entre ellos formados por 3 familias de discontinuidades	80	70			
	MUY BLOQUIZADA- masa de roca parcialmente tectonizada formada por múltiples bloques angulosos con regular trabazón y definidos por más de 4 familias de discontinuidades		60	50		
	BLOQUIZADA/TECTONIZADA/PLEGADA-formada por bloques angulosos con múltiples sistemas que se intersectan. Persistencia de planos de estratificación o esquistosidad			40	30	
	DESINTEGRADA- trabazón pobre, roca altamente fracturada con una combinación de fragmentos angulosos y redondeados				20	
	LAMINADA/CIZALLADA- no forma bloques debido al escaso espaciamiento de débiles planos de esquistosidad o de cizalla	N/A	N/A			10

Figura N°3.6 Parámetro “GSI” en el programa Roc Data

Fuente: Elaboración propia con el programa Roc Data para tema de tesis

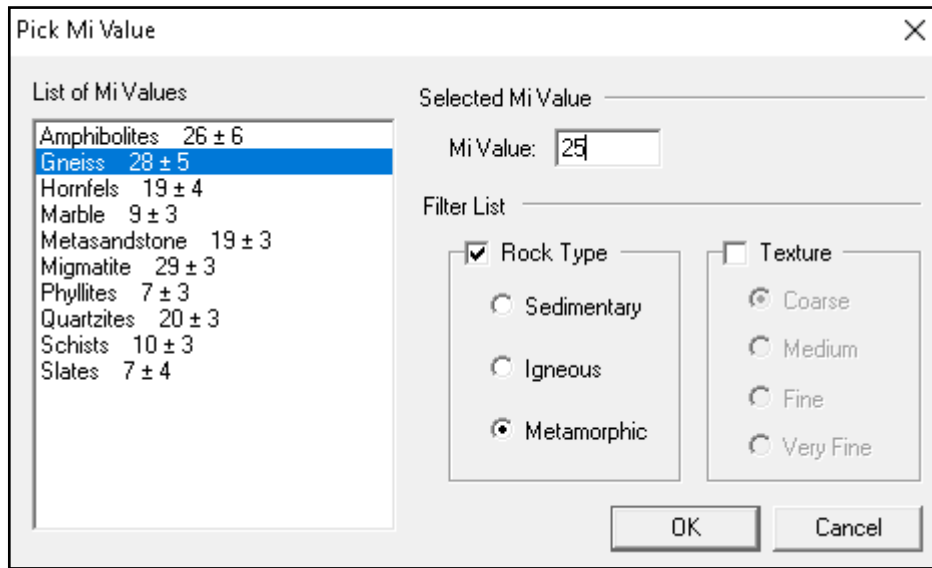


Figura N°3.7 Parámetro “mi” en el programa Roc Data

Fuente: Elaboración propia con el programa Roc Data para tema de tesis

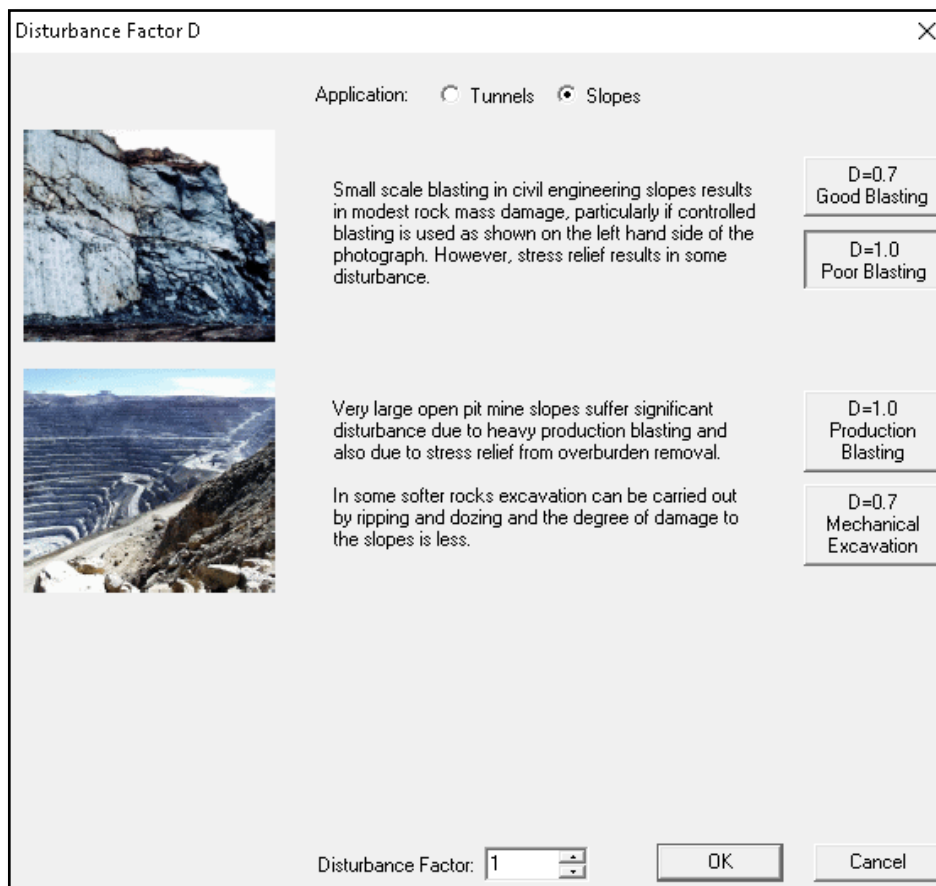


Figura N°3.8 Parámetro “D” en el programa Roc Data

Fuente: Elaboración propia con el programa Roc Data para tema de tesis

En la figura N°3.6 se muestra el ábaco para el GSI, en donde se muestra por un lado la estructura de la roca en conjunto con las discontinuidades y por el otro lado las condiciones de superficie, para el caso de la CG- 02, el valor de GSI tomado es de 40, para este valor nos podemos basar en la correlación, $GSI=RMR -5$, propuesta por Hoek (1995). En la figura N°3.15 el valor de “mi” dependerá del material en que se hace el estudio, para el caso de la CG-02 es de 25 ya que el material es un gneis y en la figura N°3.16 el valor “D” dependerá de si se trabaja en un túnel o talud, para nuestro caso es un talud en el cual hubo voladuras no controladas, por ello el valor de factor de disturbancia es de 1.

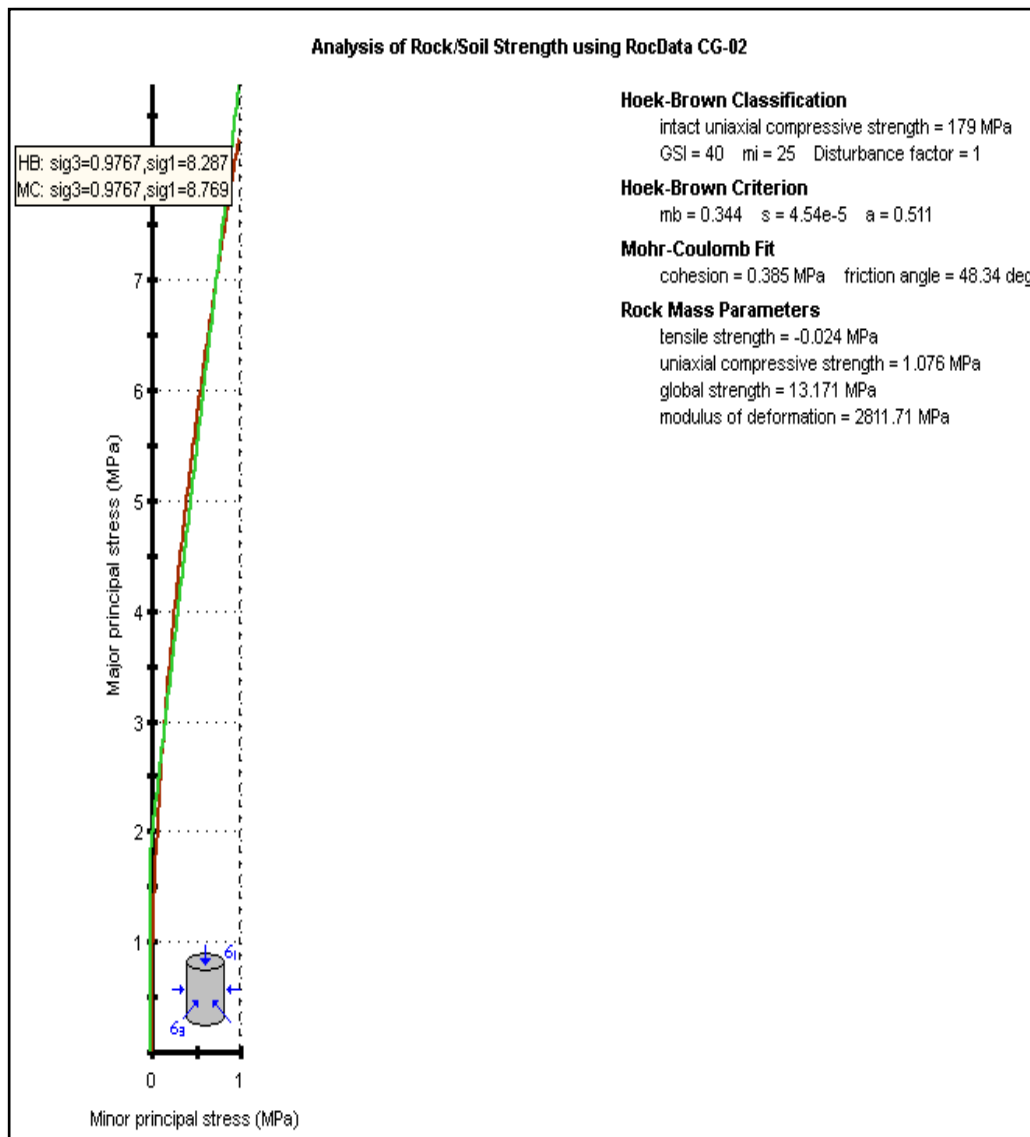


Figura N°3.9 Curva de rotura Hoek –Brown en la CG-02

Fuente: Elaboración propia con el programa Roc Data para tema de tesis

En la figura N°3.9 se muestran los valores de “mb”, “s” y “a” del criterio de falla de Hoek & Brown, obtenidos mediante el programa Roc Data, así como la cohesión y el ángulo de fricción equivalentes en el criterio de Mohr – Coulomb para la estación geomecánica 01.

Además, bajo el criterio generalizado de Hoek-Brown se tiene el esfuerzo máximo de confinamiento σ_3 , en la tabla 3.13, que se muestra en el análisis usando el programa Roc Data. Las demás corridas de las siguientes estaciones geomecánicas se encuentran en el anexo D. Estos valores obtenidos se usaron posteriormente en el programa Slide Versión 6.0 para el análisis de estabilidad estático y pseudoestático de los taludes globales.

Tabla N°3.13: Parámetros de Hoek & Brown (2002) en las celdas geomecánicas

Código de Celda	σ _{ci} (Mpa)	GSI	mi	D	mb	s	a	Hoek & Brown (2002)					
								σ ₃ máx (MPa)	Cohesión del Macizo (MPa)	Ángulo de fricción del macizo (°)	Resistencia a la tracción del Macizo (MPa)	Resistencia a la compresión del Macizo (MPa)	Resistencia global del Macizo (MPa)
CG-01	186	40	28	1	0.385	4.54E-05	0.511	0.715	0.328	51.94	-0.02	1.1	14.5
CG-02	179	40	25	1	0.344	4.54E-05	0.511	0.976	0.385	48.34	-0.02	1.1	13.2
CG-03	101	40	25	1	0.344	4.54E-05	0.511	0.974	0.314	43.79	-0.01	0.6	7.4
CG-04	239	55	28	1	1.125	6.00E-04	0.504	1.118	0.854	58.54	-0.117	5.5	33.4
CG-05	165	55	28	1	1.125	6.00E-04	0.504	1.274	0.758	55.26	-0.08	3.8	23.1
CG-06	108	55	28	1	1.125	6.00E-04	0.504	1.328	0.646	51.94	-0.05	2.5	15.1
CG-07	114	55	28	1	1.125	6.00E-04	0.504	1.369	0.673	52.11	-0.05	2.6	16.0
CG-08	214	45	25	1	0.492	1.00E-04	0.508	1.511	0.64	49.46	-0.045	2.0	19.2
CG-09	75	40	28	1	0.385	4.54E-05	0.511	1.186	0.335	40.72	-0.008	0.5	5.8
CG-10	178	45	28	1	0.551	1.00E-04	0.508	1.179	0.523	50.89	-0.033	1.7	17.0
CG-11	151	45	28	1	0.551	1.00E-04	0.508	1.15	0.484	49.83	-0.028	1.4	14.4
CG-12	103	55	28	1	1.125	6.00E-04	0.504	1.004	0.538	53.63	-0.05	2.4	14.4
CG-13	77	45	28	1	0.551	1.00E-04	0.508	0.847	0.313	46.94	-0.01	0.7	7.3
CG-14	72	45	28	1	0.551	1.00E-04	0.508	0.692	0.268	48.01	-0.01	0.7	6.9
CG-15	88	49	28	1	0.733	2.00E-04	0.506	0.529	0.28	53.87	-0.024	1.2	9.8
CG-16	164	45	28	1	0.55	1.00E-04	0.508	0.387	0.267	58.09	-0.03	1.6	15.6

Fuente: Elaboración propia para tema de tesis

A continuación, se evalúa la falla local en la cresta, intermedia y global del talud para la celda geomecánica 12. Las demás corridas con el programa Slide de las otras celdas geomecánicas se encuentran en el Anexo E.

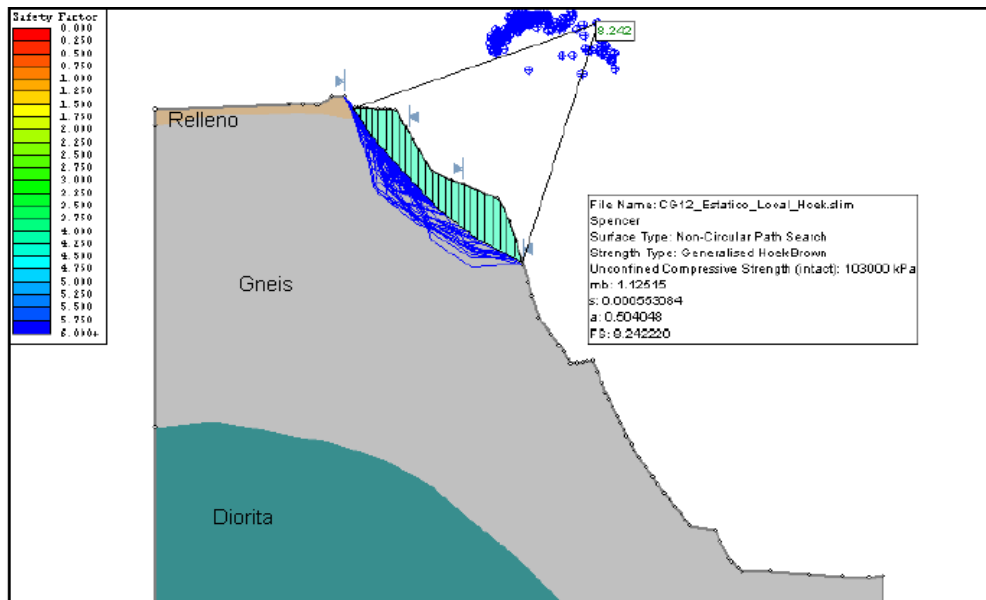


Figura N°3.10 Análisis estático de estabilidad de la CG-12, con una superficie de falla tipo aleatorio, para una falla local. FS es de 8.2

Fuente: Elaboración propia con el programa Slide para tema de tesis

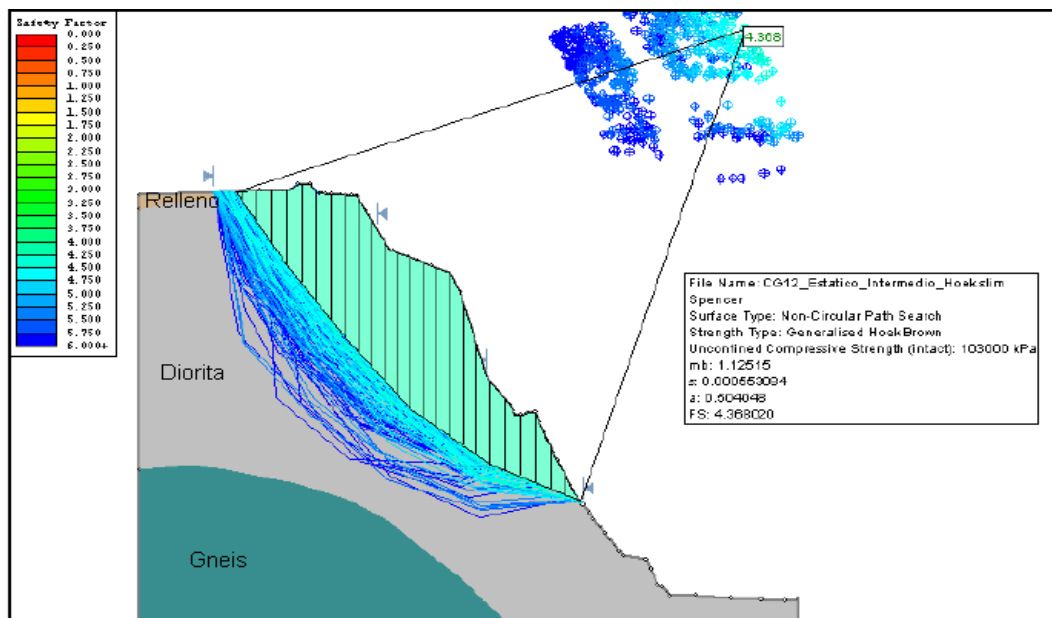


Figura N°3.11 Análisis estático de estabilidad de la CG-12, con una superficie de falla tipo aleatorio, para una falla intermedia. FS es de 4.36

Fuente: Elaboración propia con el programa Slide para tema de tesis

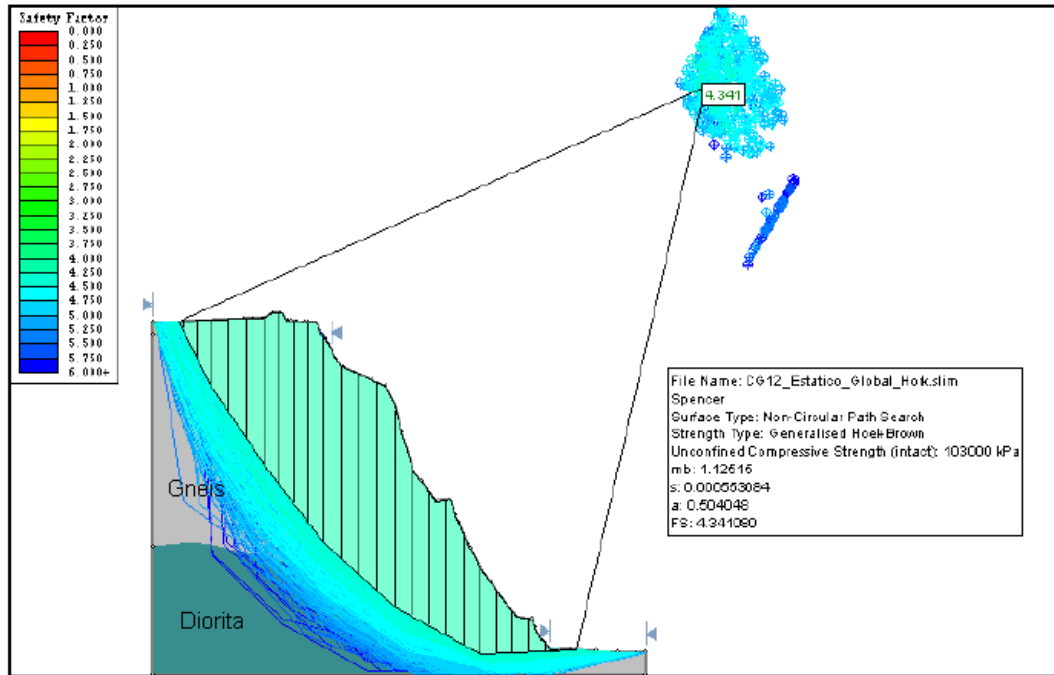


Figura N°3.12 Análisis estático de estabilidad de la CG-12, con una superficie de falla tipo aleatorio, para una falla global. FS es de 4.34

Fuente: Elaboración propia con el programa Slide para tema de tesis

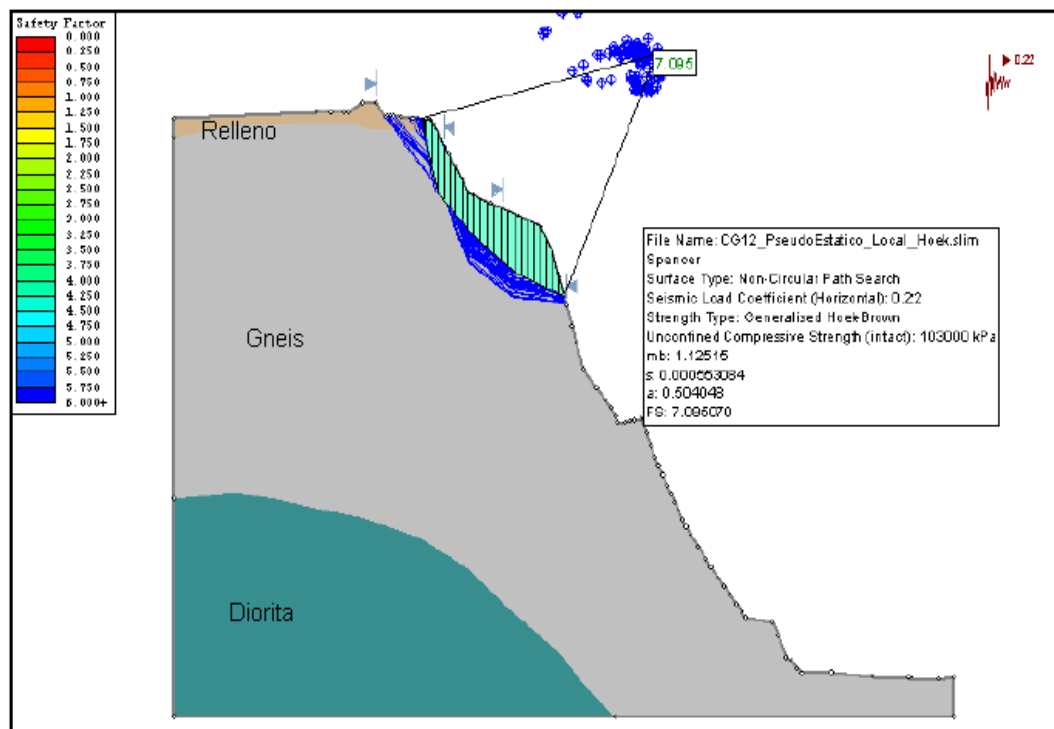


Figura N°3.13 Análisis Pseudoestático de estabilidad de la CG-12, con una superficie de falla tipo aleatorio, para una falla local. FS es de 7.09

Fuente: Elaboración propia con el programa Slide para tema de tesis

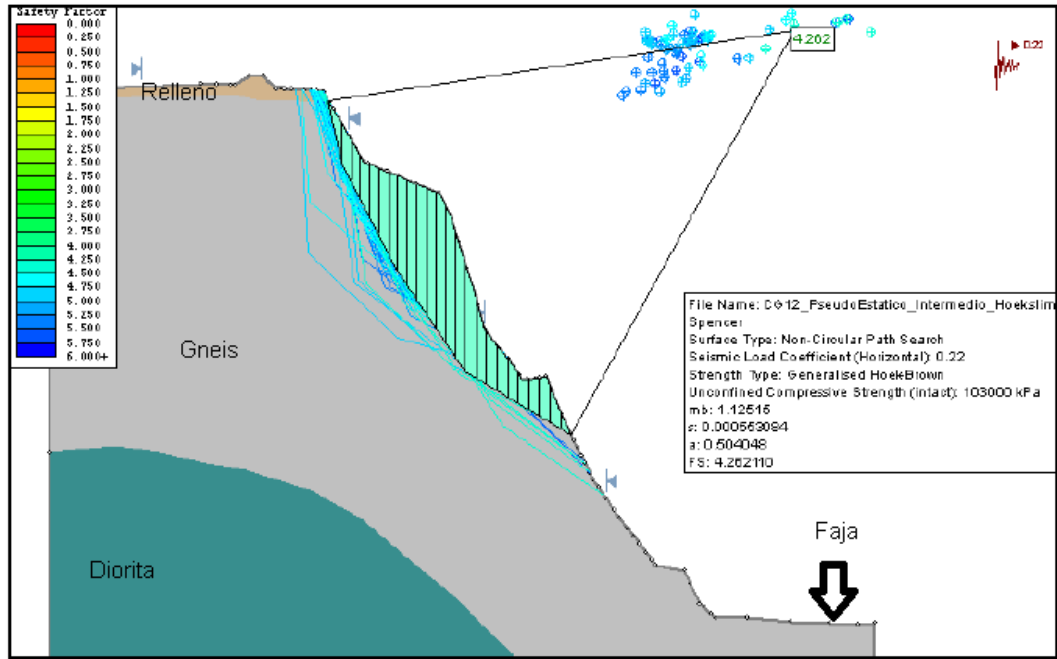


Figura N°3.14 Análisis Pseudoestático de estabilidad de la CG-12, con una superficie de falla tipo aleatorio, para una falla intermedia. FS es de 4.26

Fuente: Elaboración propia con el programa Slide para tema de tesis

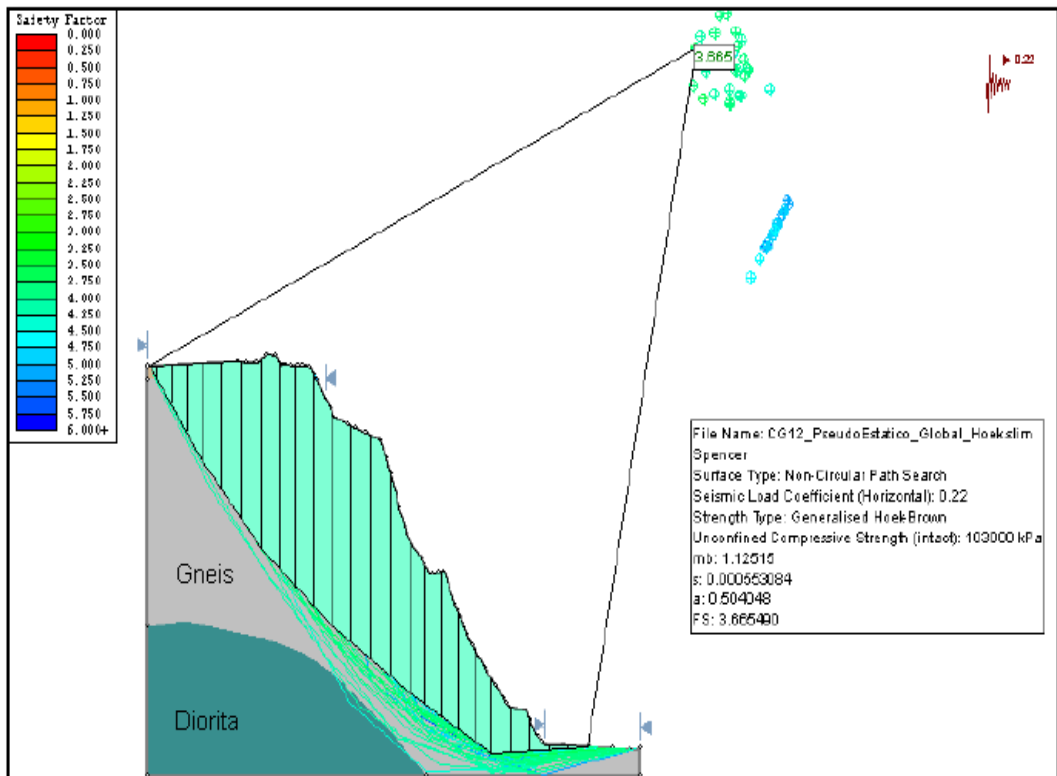


Figura N°3.15 Análisis Pseudoestático de estabilidad de la CG-12, con una superficie de falla tipo aleatorio, para una falla global. FS es de 3.66

Fuente: Elaboración propia con el programa Slide para tema de tesis

Se evaluó con el programa Slide la estabilidad de las 16 celdas geomecánicas, en el ámbito estático y pseudoestático. Según la normativa AASHTO LRFD, para un análisis estático de un talud permanente el FS mínimo es de 1.5 y para un pseudoestático es de 1.1, por otro lado, la CE 020 menciona que para el análisis estático el FS mínimo es de 1.5 y pseudoestático es de 1.25. Bajo esto se concluye que el talud estudiado es estable en todas las celdas o secciones analizadas.

Tabla N°3.14 Factor de Seguridad Estático y Pseudoestático en las celdas Geomecánicas

Celdas	FS Estático			FS PseudoEstático		
	Local	Intermedio	Global	Local	Intermedio	Global
CG01	6.84	4.29	3.86	4.84	3.28	3.02
CG02	3.81	3.68	3.30	3.11	2.85	2.45
CG03	4.17	3.97	2.72	3.02	2.79	1.98
CG04	12.87	9.21	6.71	9.80	6.78	5.75
CG05	8.26	7.11	5.48	6.22	5.20	4.43
CG06	8.69	5.63	4.21	6.60	4.37	3.48
CG07	6.57	4.37	4.09	5.43	3.53	3.38
CG08	5.61	4.30	3.59	3.23	3.18	3.02
CG09	2.54	2.07	2.06	2.42	1.61	1.46
CG10	4.12	3.86	3.73	3.98	3.20	3.08
CG11	4.76	3.66	3.47	3.40	2.90	2.79
CG12	8.24	4.36	4.34	7.09	4.26	3.66
CG13	5.36	2.99	3.11	3.84	2.69	2.69
CG14	4.96	3.44	3.07	3.49	2.69	2.52
CG15	6.07	4.73	4.42	6.02	4.32	3.79
CG16	7.06	6.50	6.00	6.54	5.70	5.05

Fuente: Elaboración propia con el programa Slide para tema de tesis

3.6 Análisis Cinemático

Este análisis requiere preparar una red estereográfica ploteando los polos de las discontinuidades identificadas en cada celda geomecánica, teniendo en cuenta la dirección de buzamiento y buzamiento de las mismas. Para el procesamiento de la información se empleó el programa Dips de la firma Rocscience.

Los tipos de falla identificadas en el talud son planares, cuña y vuelco. Esas fallas son originadas por la orientación y buzamiento de las discontinuidades con respecto a los del talud. Estas discontinuidades fueron medidas en campo con ayuda de una brújula Brunton azimutal.

3.6.1 Fallas Planares:

Es la falla por desplazamiento de la roca sobre una discontinuidad. Esta debe aflorar sobre la superficie del talud. Para que ocurra el movimiento se debe tener estas condiciones básicas (Modificado de Matherson, 1983)

- El plano de la discontinuidad sobre la cual ocurriría el desplazamiento debe tener una dirección cercana paralela a la superficie del talud con un margen de $\pm 20^\circ$.
- Los límites laterales de la superficie a deslizarse deben de tener poca resistencia.
- El ángulo de buzamiento del plano del deslizamiento debe ser mayor al ángulo de fricción de la superficie.
- La parte superior del deslizamiento debe interceptar la superficie del talud o terminar en una grieta de tensión.

Para que se dé el deslizamiento, es necesario también una liberación de las superficies laterales a ambos lados del bloque. El tipo de falla planar corresponde a mecanismos traslacionales y ocasionalmente rotacionales a lo largo de superficie estructurales más débiles.

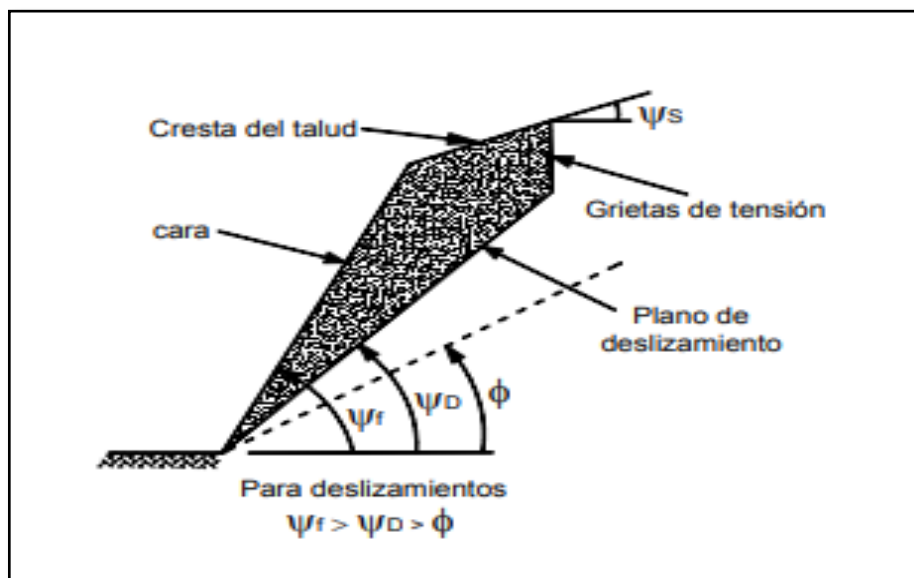


Figura N°3.16 Condiciones que se deben cumplir para que se dé una falla planar

Fuente: Imagen tomada del libro "Deslizamiento: Técnicas de remediación".
(Suarez, 1998).

3.6.2 Fallas en cuña:

Es una falla común que se da por la intersección de planos de discontinuidad formando un vértice fuera de la cara del talud. En la falla, el movimiento ocurre en la dirección de la línea de contacto entre dos familias de discontinuidades.

Para que ocurra falla de cuña se deben tener las siguientes condiciones (Markland, 1972):

- El buzamiento de la línea de intersección debe exceder el ángulo de fricción de los planos.
- La línea de intersección de las dos discontinuidades debe salir al talud.

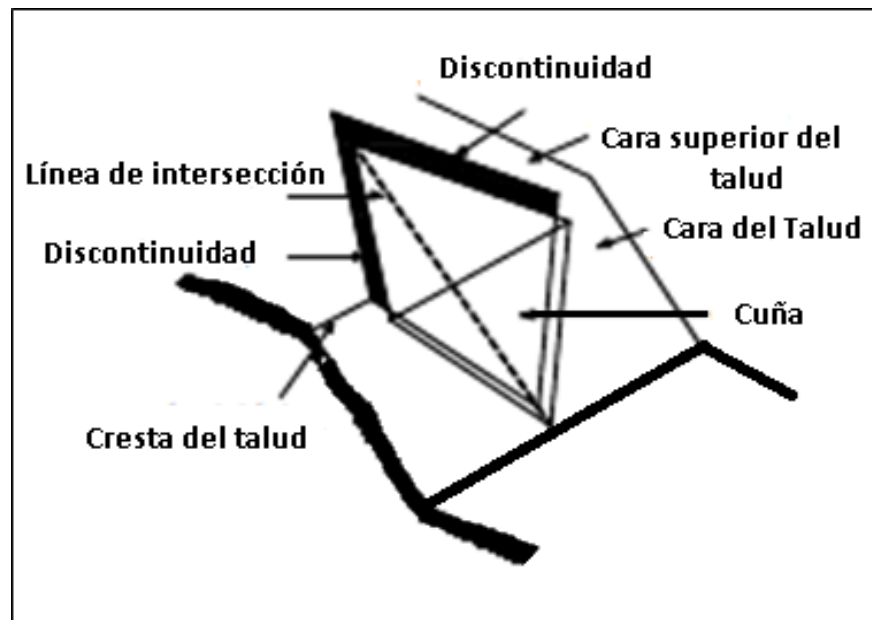


Figura N°3.17 Esquema general de la falla de cuña

Fuente: Imagen tomada del libro “Deslizamiento: Técnicas de remediación”
(Suarez, 1998)

3.6.3 Fallas por Toppling (Vuelco)

Es un mecanismo de falla que se caracteriza por el vuelco o volteo de estructuras semiverticales por efecto de la gravedad.

Volteo a flexión:

Este tipo de falla se presenta comúnmente en rocas foliadas. Cada capa trata de inclinarse bajo su propio peso y transferir una fuerza hacia la capa siguiente.

El criterio para que ocurra la inclinación a flexión es que los polos de los planos que tienen dirección contraria al talud deben caer en un círculo cuyo buzamiento es igual al buzamiento del plano del talud menos el ángulo de fricción de la discontinuidad y dos círculos menores de $\pm 15^\circ$ y $\pm 30^\circ$ con respecto a la línea de máxima pendiente del talud analizado.

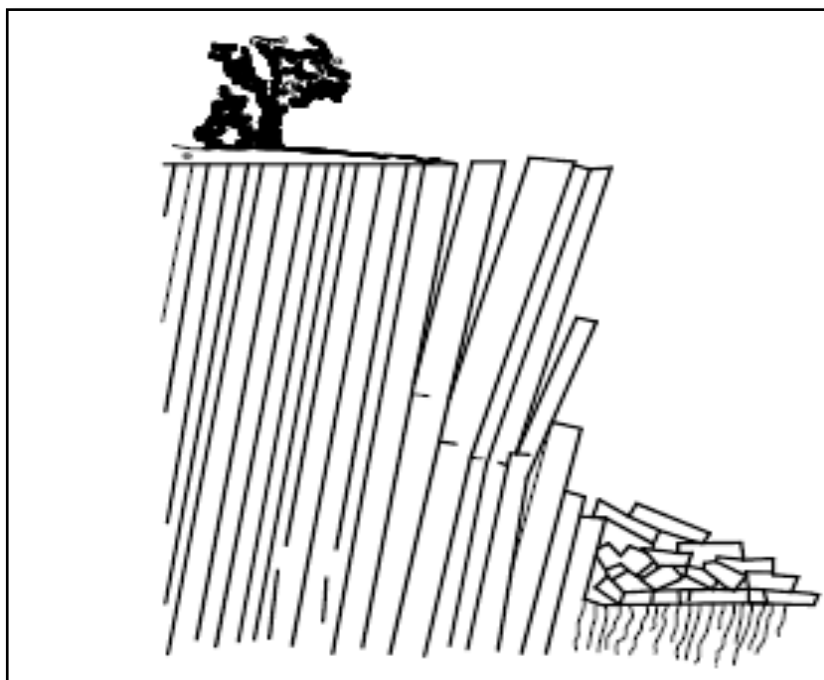


Figura N°3.18 Esquema de falla tipo volteo a flexión

Fuente: Imagen tomada del libro “Deslizamiento: Técnicas de remediación”
(Suarez, 1998).

Volteo de bloques:

A diferencia de la inclinación a flexión, el volteo de bloques involucra el volcamiento de bloques limitados por fracturas como columnas rígidas.

Para que ocurra la inclinación de bloques se deben de cumplir los siguientes criterios (Matherson, 1983):

- La dirección de las líneas de intersección entre discontinuidades debe estar dentro de 20° de la dirección de la cara de talud.
- La dirección del plano de falla debe estar dentro de 20° de la pendiente del talud.

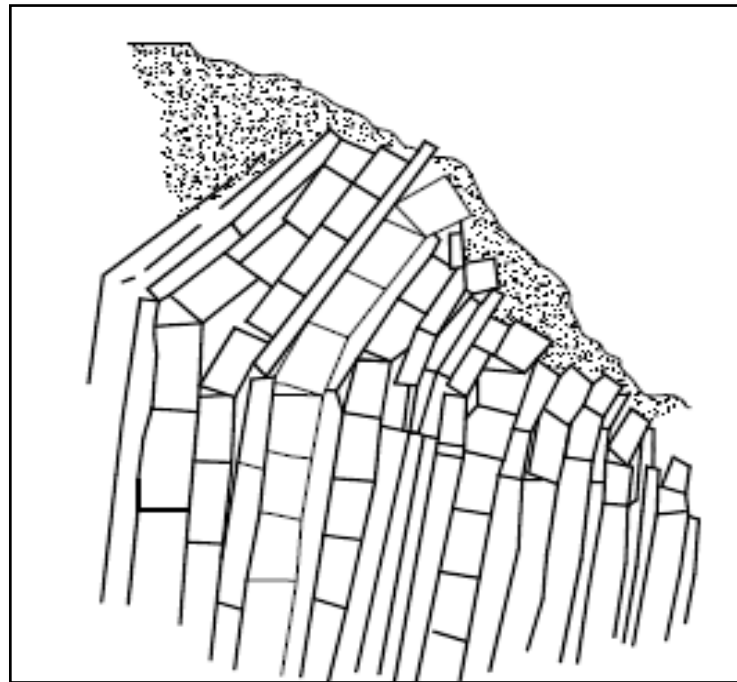


Figura N°3.9 Esquema de falla tipo volteo de bloques

Fuente: Imagen tomada del libro “Deslizamiento: Técnicas de remediación”
(Suarez, 1998).

3.6.4 Plantillas de redes estereográficas

El ángulo de fricción de las discontinuidades varían entre 25° y 35° , este parámetro fue estimado en base a datos bibliográficos, empleando para ello el tipo de roca encontrado en la zona (gneis y diorita). De acuerdo a N. Simons, B. Menzies & M. Matthews, el ángulo básico del gneis en estado seco oscila entre 26° y 29° y el de diorita entre 31° y 35° , mientras en estado húmedo del ángulo básico del gneis oscila entre 23° y 26° y el de diorita entre 29° y 31° . Se usó la condición húmeda ya que es la más desfavorable, además se consideró que el ángulo básico es casi igual al ángulo residual porque el grado de intemperismo es muy bajo.

Empleando el programa DIPS V6.0 se han identificado fallas planares, en cuña y en vuelco. A continuación, se muestran ejemplos de las corridas en celdas geomecánicas, con el programa DIPS V6.0. El resto del análisis de las demás celdas geomecánicas se encuentran en el anexo F.

A su vez se muestran ejemplos de las corridas del análisis de equilibrio límite con el programa SWEDGE (Falla en cuña) y ROC PLANE (Falla Planar), el resto del análisis se encuentra en el anexo H.

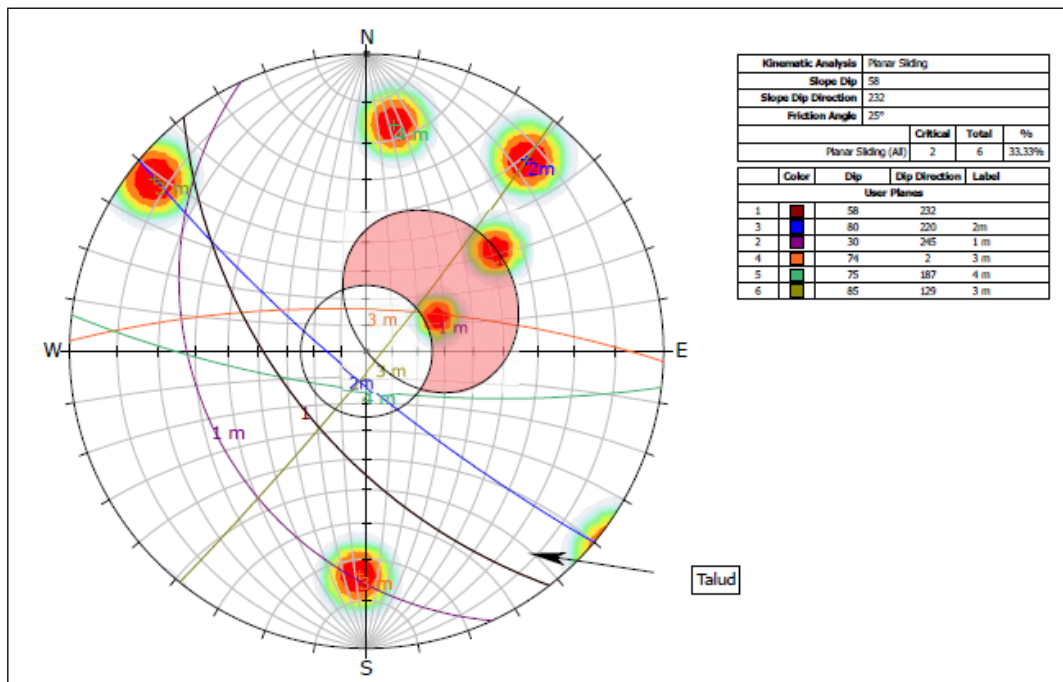


Figura N°3.20 Estereograma donde se han graficado los planos de discontinuidades en la celda geomecánica N°04 (Falla planar)

Fuente: Elaboración propia con el programa Dips V6.0 para tema de tesis

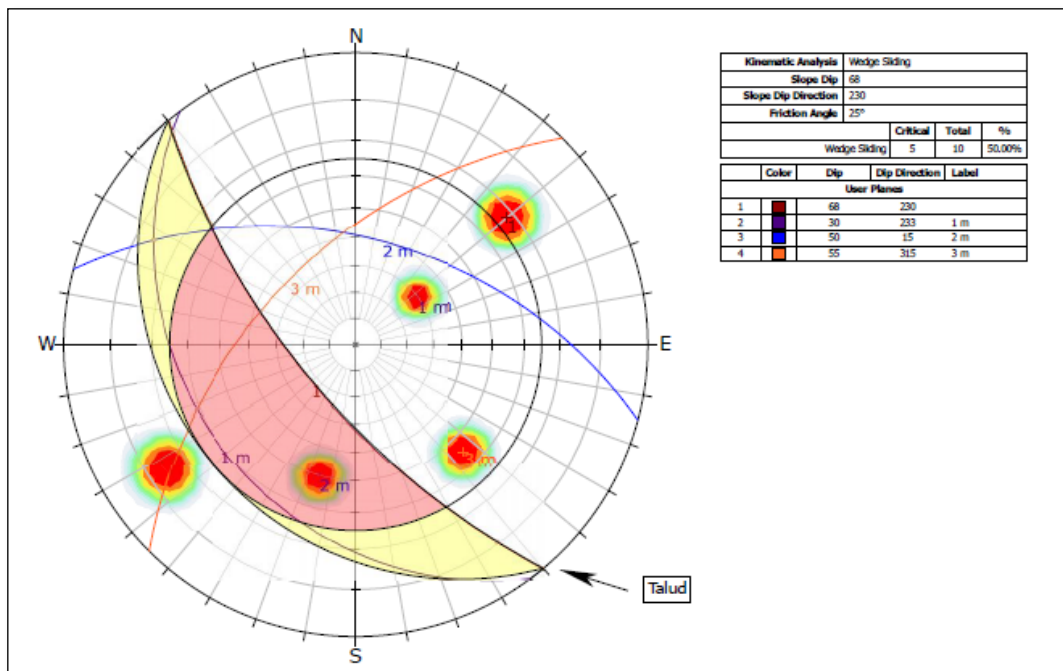


Figura N°3.21 Estereograma donde se han graficado los planos de discontinuidades en la celda geomecánica N°09 (Falla tipo cuña)

Fuente: Elaboración propia con el programa Dips V6.0 para tema de tesis

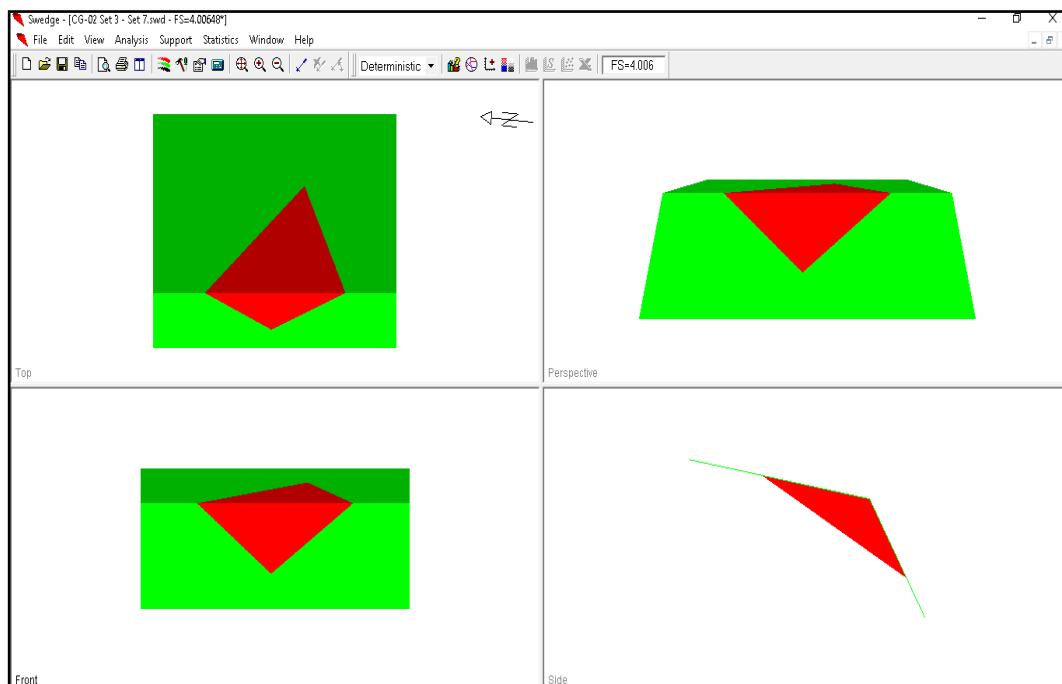


Figura N°3.22 Análisis Estático para la CG-02 (Falla en cuña)

Fuente: Elaboración propia con el programa Swedge para tema de tesis

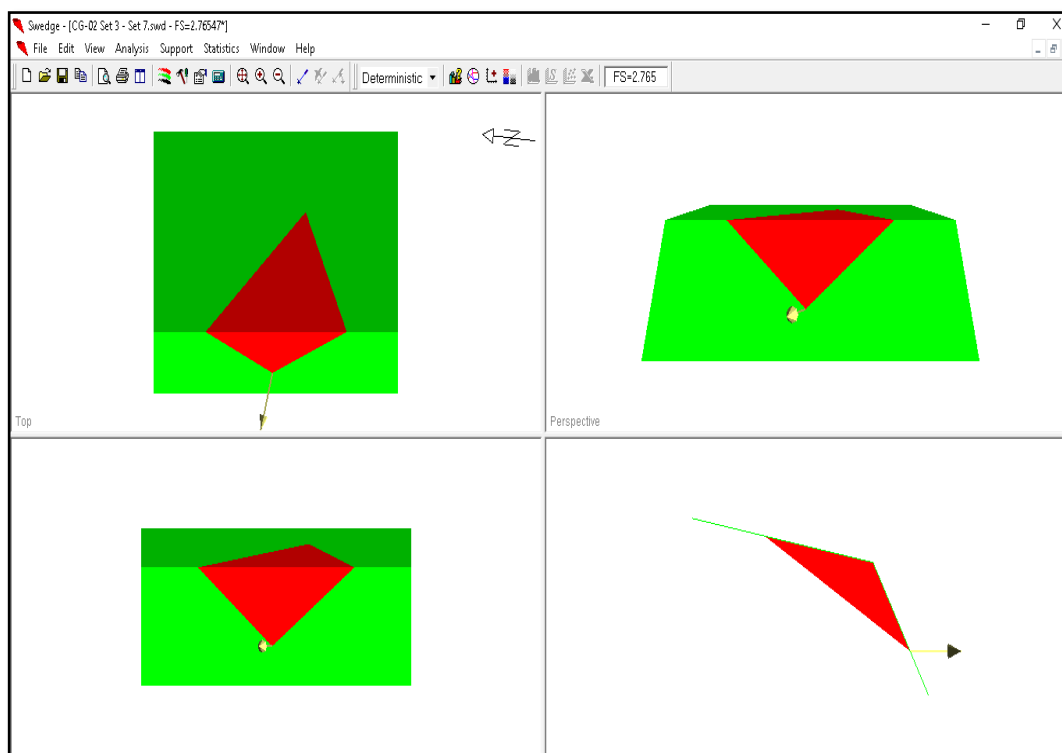


Figura N°3.23 Análisis Pseudo Estático para la CG-02 (Falla en cuña)

Fuente: Elaboración propia con el programa Swedge para tema de tesis

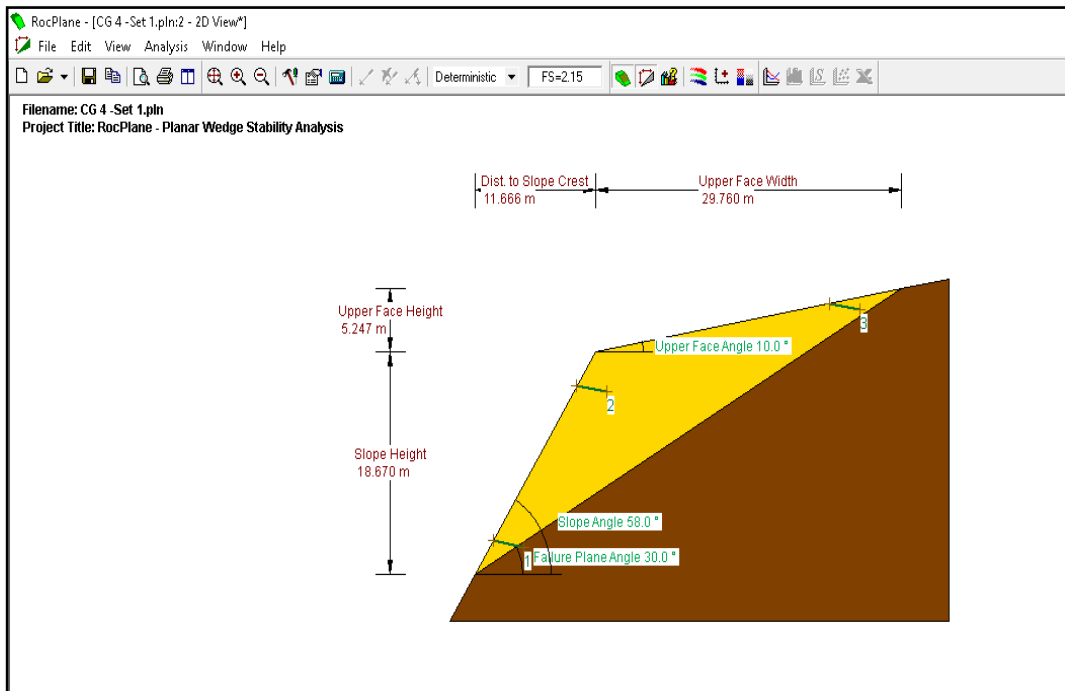


Figura N°3.24 Análisis Estático para la CG-04 (Falla planar)

Fuente: Elaboración propia con el programa Roc Plane para tema de tesis

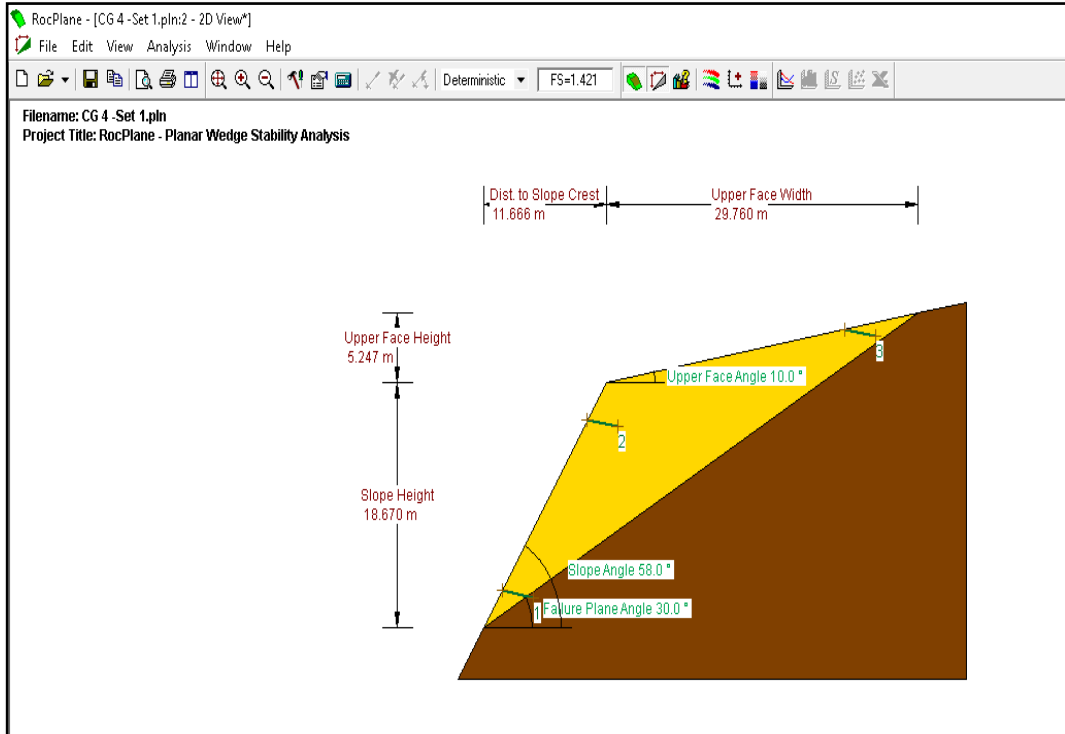


Figura N°3.25 Análisis Pseudo Estático para la CG-04 (Falla planar)

Fuente: Elaboración propia con el programa Roc Plane para tema de tesis

3.7 Evaluación de la caída de rocas

Los bloques sueltos que se encuentran en el talud son formados por la intersección de las discontinuidades. Las discontinuidades son generadas por asociación a la propia formación de la roca, cambios térmicos, esfuerzos tectónicos y descompresión por erosión de la cobertura. El macizo rocoso al ser cortado produce que la cara de corte quede libre de esfuerzos confinantes y libres para deformarse lateralmente por descompresión. Con esto las discontinuidades aumentan su abertura, reduciendo la fuerza de fricción entre ellas. En el corte del talud en estudio se realizó una voladura no controlada, alterando localmente el macizo rocoso.

Según Ritchie A.M (1963), en el caso de un talud uniforme, cuando la pendiente es menor a 45° , los bloques ruedan. Cuando la pendiente está comprendida entre 45° y 80° , los bloques rebotan contra la cara del talud y cuando el talud es casi vertical, los bloques caen verticalmente. Con el propósito de determinar la trayectoria de la caída de rocas, se realizó el análisis con el programa RocFall. Las figuras presentan ejemplos de estos análisis.

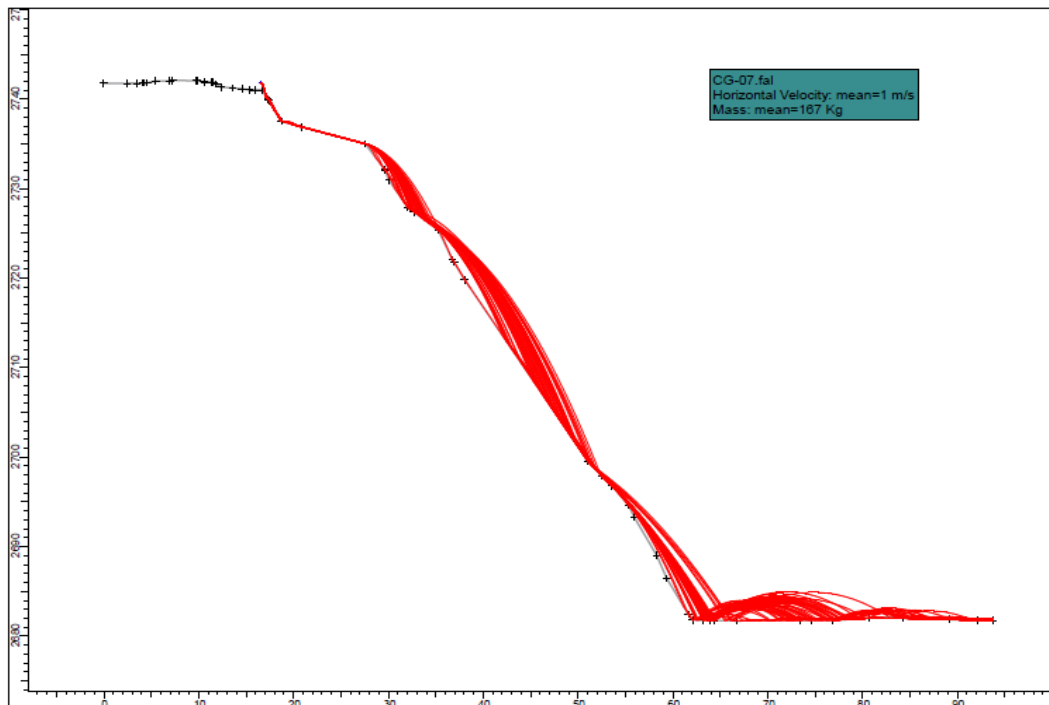


Figura N°3.26 Análisis de caída de rocas en la celda geomecánica N°07

Fuente: Elaboración propia con el programa RocFall para tema de tesis

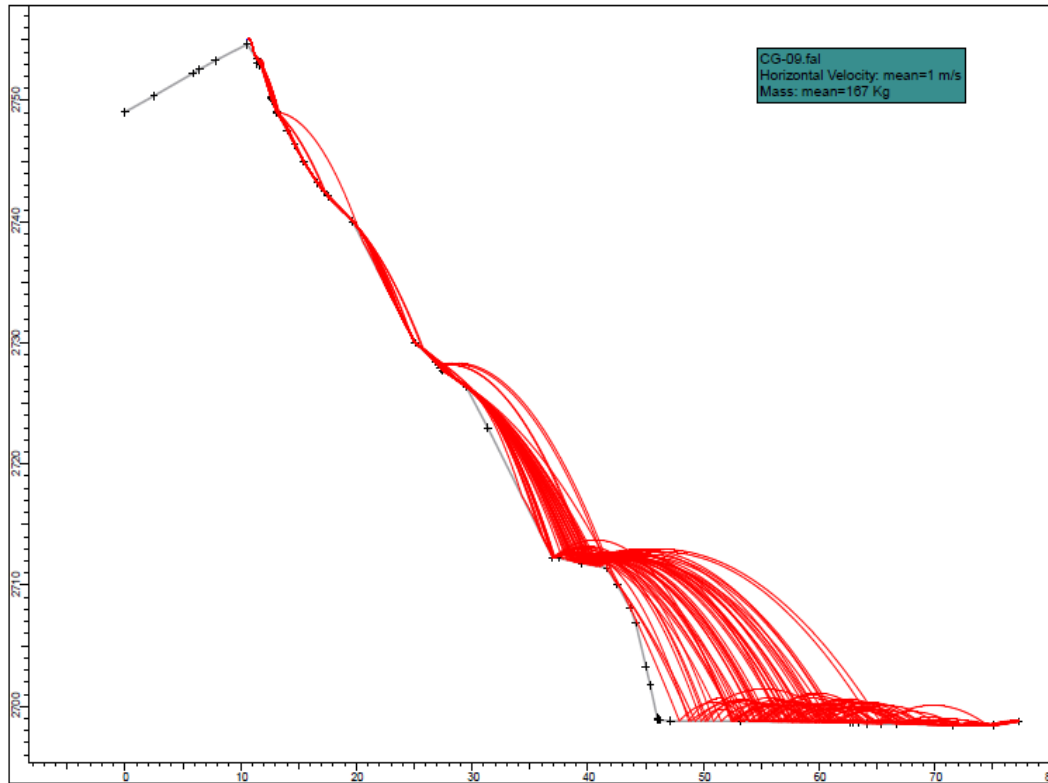


Figura N°3.27 Análisis de caída de rocas en la celda geomecánica N°09

Fuente: Elaboración propia con el programa RocFall para tema de tesis

De acuerdo con el análisis, la caída de rocas afectaría a la faja. Se comprueba que las banquetas existentes no detienen a los bloques, por el contrario, sirven de plataforma para proyectarlas a una mayor velocidad y distancia. Esto se debe a que las banquetas son cortas e inclinadas hacia el talud. El resto del análisis de las celdas geomecánicas se encuentran en el Anexo G.

En la zona de estudio existe una corta distancia entre el talud y la faja, dejando inviable posibles soluciones a la caída de rocas como las cunetas de gran tamaño, barreras de protección (terraplenes o muros gaviones) o barreras dinámicas. La solución que se adecua a la problemática es el sistema de sostenimiento de anclajes y mallas de acero.

La tabla 3.15 Presenta los tipos de falla predominante identificados en cada celda geomecánica.

Tabla 3.15 Tipo de fallas identificadas en las celdas geomecánicas

Celda	Mecanismo de inestabilidad			
	Planar	Cuña	Vuelco	Caídas de bloques
CG-01	J4	J2-J3, J4-J5, J3-J4	-	x
CG-02	-	J5-J6, J2-J7, J3-J7, J3-J8, J3-J6, J3-J4.	-	x
CG-03	-	J2-J3, J2-J4	-	x
CG-04	J1	J2-J5, J2-J4, J2-J3	-	x
CG-05	-	J2-J3, J4-J5, J3-J4	-	x
CG-06	-	J2-J3	-	x
CG-07	J5	J2-J3, J4-J5	-	x
CG-08	-	J2-J3	-	x
CG-09	J2	J2-J3, J2-J4	-	x
CG-10	-	J2-J3, J4-J5	J5	x
CG-11	-	J2-J3, J4-J5	-	x
CG-12	-	J2-J3, J4-J5, J3-J5, J2-J4	-	x
CG-13	-	J2-J3, J3-J4, J3-J5, J5-J6	-	x
CG-14	-	J2-J3, J2-J4, J3-J5, J4-J5	-	x
CG-15	J2	J2-J3, J2-J4, J2-J5, J3-J4, J4-J5	-	x
CG-16	J7	J2-J3, J4-J5	-	x

Fuente: Elaboración propia para tema de tesis

Tabla 3.16 Factor de Seguridad en las celdas geomecánicas

Celda	Tipo de Falla	Set	F.S Estático (Fs min ≥ 1.30)	F.S Pseudoestático (Fs min ≥ 1.00)
CG-01	Cuña 1	J2	9.27	6.48
		J3		
	Cuña 2	J4	6.61	5.31
		J5		
	Cuña 3	J6	5.93	4.06
J7				
Planar	J4	1.47	1.01	
CG-02	Cuña 1	J5	7.83	5.41
		J6		
	Cuña 2	J2	6.28	4.29
		J7		
	Cuña 3	J3	4.00	2.76

	Cuña 4	J7	5.35	3.88
		J3		
		J8		
	Cuña 5	J3	8.08	5.97
		J6		
	Cuña 6	J3	7.29	5.39
J4				
CG-03	Cuña 1	J2	4.37	3.22
		J3		
	Cuña 2	J2	4.69	3.37
		J4		
CG-04	Cuña 1	J2	3.44	2.45
		J5		
	Cuña 2	J2	4.87	3.56
		J4		
	Cuña 3	J2	5.19	4.14
		J3		
Planar	J1	2.15	1.42	
CG-05	Cuña 1	J2	7.26	5.80
		J3		
	Cuña 2	J4	4.19	2.95
		J5		
	Cuña 3	J3	3.78	2.33
		J4		
CG-06	Cuña 1	J2	3.62	2.22
		J3		
CG-07	Cuña 1	J2	3.58	2.15
		J3		
	Cuña 2	J4	3.07	2.18
		J5		
	Planar	J5	1.65	1.11
CG-08	Cuña 1	J2	4.30	2.29
		J3		
CG-09	Cuña 1	J2	4.02	2.14
		J3		
	Cuña 2	J2	2.39	1.65
		J4		
	Planar	J2	1.67	1.13
CG-10	Cuña 1	J2	9.54	7.88
		J3		
	Cuña 2	J4	2.39	1.65
		J5		

	Volteo	J5	1.35	1.20
CG-11	Cuña 1	J2	4.05	3.08
		J3		
	Cuña 2	J4	41.85	17.01
		J5		
CG-12	Cuña 1	J2	5.65	3.06
		J3		
	Cuña 2	J4	5.22	3.41
		J5		
	Cuña 3	J3	11.94	10.06
		J5		
	Cuña 4	J2	5.78	3.07
		J4		
CG-13	Cuña 1	J2	5.43	4.03
		J3		
	Cuña 2	J3	9.70	7.94
		J4		
	Cuña 3	J3	4.97	3.30
		J5		
	Cuña 4	J5	3.66	2.80
		J6		
CG-14	Cuña 1	J2	4.94	3.53
		J3		
	Cuña 2	J2	8.18	4.65
		J4		
	Cuña 3	J3	4.30	3.27
		J5		
	Cuña 4	J4	4.96	3.30
		J5		
CG-15	Cuña 1	J2	8.51	6.92
		J3		
	Cuña 2	J2	9.30	7.65
		J4		
	Cuña 3	J2	11.46	8.06
		J5		
	Cuña 4	J3	15.55	13.41
		J4		
Cuña 5	J4	16.89	15.14	
	J5			
CG-16	Cuña 1	J2	34.30	12.02
		J2		

		J3		
	Cuña 2	J4	24.18	21.00
		J5		
	Planar	J7	1.52	1.10

Fuente: Elaboración propia para tema de tesis

Se observó que después de hacer las corridas con el programa Dips V6.0 de análisis cinemático, de la firma Rocscience, que el tipo de falla más frecuente es el de cuña, luego la falla planar y por último la falla de volteo. A continuación se realizó el análisis de equilibrio límite de las potenciales fallas identificadas planar, cuña y vuelco usando los programas Roc Plane, Swedge y Toppling, respectivamente (Ver Anexo H) y con el programa RocFall (Ver anexo G) se identificó la trayectoria de las caídas de rocas, producto del gran número de discontinuidades generadas por los procesos tectónicos en la región además de la voladura no controlada.

3.8 Programa de Cómputo MacRo

De las evaluaciones anteriores se observa que el talud tendrá problemas de estabilidad superficial (Caída de rocas) por lo que se plantea la solución de un sistema de mallas y anclaje. La función de este sistema de mallas y anclajes es la de evitar la caída de rocas sobre la faja transportadora (analizado con el programa RocFall) fijando la malla contra el talud mediante los pernos instalados, además que estos pueden mejorar el F.S de las fallas de bloques superficiales presentes. Los valores adoptados vienen de la evaluación en campo realizado por la minera. La toma de datos es para el fin de realizar la tesis. Se usó el programa de cómputo MacRo para el diseño del sistema (malla más anclaje).

Macro es el software desarrollado por Maccaferri, el objetivo de este sistema es mejorar la estabilidad superficial del talud y mantener la roca desprendida en su lugar.

El enfoque del cálculo del software considera que en la pendiente del talud hay una superficie desgastada ocasionando inestabilidades superficiales (desprendimientos de rocas). Uno o más bloques salen del cuerpo desgastado, la dinámica de la inestabilidad podría ser cualquiera (deslizamiento planar, cuña y

volteo). El software solo considera el deslizamiento plano en el plano α . Debido a numerosas variables como la topografía, propiedades de la masa rocosa, geometría de las juntas entre otros, el modelo propuesto es complejo y por ello los modelos se evalúan con el método de equilibrio límite que a su vez dan resultados fiables y permite cálculos veloces.

Donde:

β : Ángulo de la cara del talud

α : Ángulo del sistema de fracturamiento desfavorable

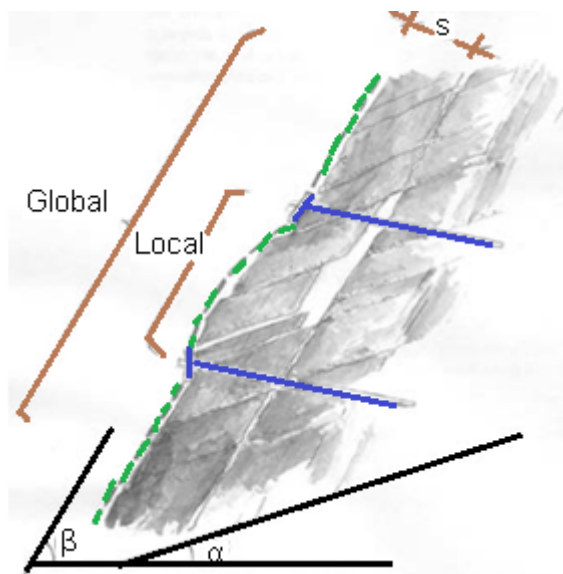


Figura N°3.28 Superficie inestable en la cara del talud

Fuente: Imagen tomada del manual “theory and background” (Maccaferri, 2014)

Los lineamientos del diseño de mallas con pernos que usa el software Macro adoptan conceptos generales del Eurocódigo (UNI ENV 1997-1:2005). Macro permite aumentar fuerzas desestabilizadoras y reducir la resistencia mediante coeficientes de seguridad. Estos parámetros requieren el criterio del desarrollador en su visita a campo.

En el cálculo de la malla, el estado límite nos indica si la malla resistirá a la presencia de las cargas consideradas, mientras que el estado de servicio permite conocer la deformación del revestimiento perpendicular al plano de sostenimiento. Teniendo en cuenta el comportamiento pasivo, la fuerza de resistencia tiene el mismo valor que la fuerza actuante.

Cálculo de anclajes:

$$\text{Fuerzas de resistencia} = W \sin\beta = \text{fuerzas actuantes}$$

Donde:

W: Peso de la masa de roca inestable

β = inclinación de la superficie de la pendiente

Con el apoyo del criterio de resistencia de Barton – Bandis, se puede reescribir la condición de estabilidad

$$W (\sin\beta - c \cdot \sin\beta \tan \varphi) + R \geq W (\sin \beta + c \cdot \cos \beta)$$

Teniendo en cuenta:

R = contribución estabilizadora de la junta

c = coeficiente sísmico

φ = ángulo de fricción de la junta

De acuerdo al concepto de intervención pasiva, se realiza el ajuste del ángulo de fricción = 45° y la presencia de los factores de seguridad para la fuerza estabilizadora (γ_{RW}) y fuerza actuante (γ_{DW})

$$W \cdot \sin\beta \cdot (1 - c) / \gamma_{RW} + R \geq W \cdot \gamma_{DW} \cdot (\sin \beta + c \cdot \cos \beta)$$

Los coeficientes de seguridad de la fuerza estabilizadora:

$$\gamma_{RW} = \gamma_{THI} * \gamma_{WG} * \gamma_{BH}$$

γ_{THI} : Describe la incertidumbre en la determinación del espesor de la inestabilidad superficial. Teniendo un valor de 1.20 cuando se basa en un estudio geomecánico y 1.30 cuando es aproximado.

γ_{WG} : Describe las incertidumbres en el peso unitario de la roca, su valor oscila de 1 a 1.05 (incertidumbre grande).

γ_{BH} : Describe la incertidumbre en el comportamiento de la roca frente a las condiciones ambientales (Erosionabilidad). Su valor varía entre 1 a 1.05 (condición ambiental severa).

Con las condiciones externas, se presentan el factor de seguridad de la fuerza actuante:

$$\gamma_{DW} = \gamma_{MO} * \gamma_{OL}$$

γ_{MO} : Describe las incertidumbres relacionadas con la morfología del talud. Si la malla no está en contacto continuo con la superficie se tiene un coeficiente de seguridad de 1.30, mientras si se encuentra en un mayor contacto con el terreno el coeficiente sería de 1.10

γ_{OL} : Describe las incertidumbres con las cargas adicionales (hielo, nieve o vegetación). El valor varia de 1 a 1.20 (Condiciones severa)

En el caso de la resistencia de la malla se tiene el siguiente coeficiente de seguridad:

γ_{MH} : Coeficiente de seguridad, el cual reduce la tracción de la malla. Este coeficiente se basa en observaciones empíricas de las pruebas realizadas en Torino Tech University y Lab IUAV Venice University, no debe ser inferior a 2.5.

γ_{mbulg} : Factor de seguridad para el máximo desplazamiento. El valor varia de 1.2 (revestimiento instalado correctamente en una pendiente con superficie plana) y 3 (revestimiento instalado inapropiadamente en una pendiente con superficie irregular).

En el caso de los anclajes se tiene los siguientes coeficientes de seguridad:

γ_{ST} : Factor de reducción para la resistencia del acero.

γ_{DT} : Coeficiente de seguridad de la adherencia de la roca – lechada. De acuerdo con el Eurocódigo EC7, este coeficiente no podrá ser menor que 1.8.

En el cálculo de la longitud anclaje se debe tener en cuenta que:

- La barra debe llegar a una zona estable
- El anclaje estará expuesto al intemperismo (lluvia, sales, etc.)
- La plasticidad de la roca (generalmente cerca al plano deslizante)

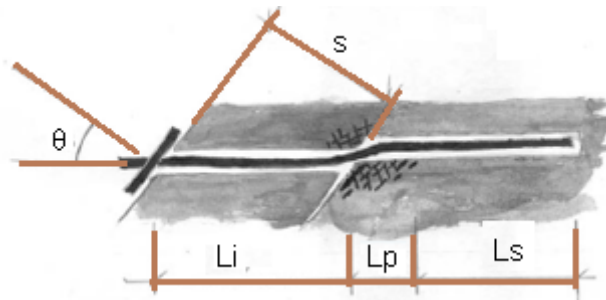


Figura N°3.29 Longitud del anclaje

Fuente: Imagen tomada del manual “theory and background” (Maccaferri, 2014)

L_s : Longitud estable en la roca = $P / (\pi \cdot \varnothing_{\text{drill}} \cdot t_{\text{lim}} / \gamma_{\text{gt}})$

L_i : Longitud expuesta a la intemperie = $s / \cos \theta \cdot \gamma_{\text{dw}}$

L_p : Longitud del fenómeno de plasticidad. Los valores varían entre 0.05m para roca dura (Granito o basalto) a 0.30m para roca débil (marga)

$\varnothing_{\text{drill}}$: Diámetro de perforación

t_{lim} : Adherencia entre la roca - lechada

γ_{DT} : Coeficiente de seguridad de la adherencia de la roca – lechada

P: Fuerza de arranque

El valor hallado es preliminar, la longitud será confirmada con la prueba de arranque. Este programa requiere de varios parámetros para la elaboración del diseño del sistema de sostenimiento, se considera:

Talud Rocoso

- Inclinación del Talud (°): 60° en la CG-04
- Espesor de la Inestabilidad (m): 0.50 m
- Densidad de la Roca (KN/m³): 26 KN/m³
- Inclinación de la Discontinuidad crítica: 15° en la CG-04
- JCS (MPa): 47 MPa
- JRC: 3
- Coeficiente Sísmico: 0.22

The screenshot shows the 'Talud Rocoso' window with the following data:

Parameter	Symbol	Value
Inclinación del talud [°]	β	60
Desbloquear relación entre ángulo del talud y de la barra	<input type="checkbox"/>	
Espesor de la inestabilidad [m]	S	0.50
Densidad de la roca [kN/m ³]	γ	26.00
Descontinuidad crítica		
Inclinación	α	15
Resistencia a la compresión JCS [MPa]	JCS	47.00
Rugosidad JRC	JRC	3.00
Aceleración sísmica		
Coefficiente sísmico horizontal	Δh	0.22

Figura N°3.30 Entrada de datos en Talud Rocoso con el programa MacRo

Fuente: Elaboración propia con el programa MacRo para tema de tesis

Malla

- Resistencia última a tracción de la malla
- Desplazamiento Máximo nominal (m): Desplazamiento antes de la ruptura de la malla.
- Desplazamiento Máximo de diseño(m): Desplazamiento al que fue diseñado

The screenshot shows the 'Malla' window with the following data:

Parameter	Value
Tipo de malla	Steelgrid HR 30
Resistencia última a tracción de la malla [kN/m]	177.00
Desplazamiento Máximo (nominal) [m]	0.49
Desplazamiento Máximo de Diseño [m]	0.41

Figura N°3.31 Entrada de datos en Malla con el programa MacRo

Fuente: Elaboración propia con el programa MacRo para tema de tesis

Barra de Anclaje

- Distancia horizontal entre ejes: X (m)
- Distancia vertical entre ejes: Y (m)
- Inclinación de la barra con respecto a la horizontal: $\Theta(^{\circ})$
- Diámetro de la barra: De (mm)
- Tensión de fluencia de la barra (MPa)
- Adherencia roca-lechada (MPa)
- Espesor de plasticización del macizo rocoso (m)

Datos de Entrada

Barras de Anclaje

Geometría

Distancia horizontal entre anclajes [m] Δx 3.50

Distancia vertical entre anclajes [m] Δy 3.50

Inclinación de la barra con respecto a la horizontal Θo 10

Tipo de anclaje Custom

Tipo de barra

Diámetro interno de la barra (cuando es hueca) [mm] $\varnothing i$ 0

Diámetro externo de la barra [mm] $\varnothing e$ 32

Espesor de la capa de corrosión [mm] $\varnothing c$ 1

Tensión de Fluencia de la Barra [MPa] Y_{st} 516.46

Diámetro de perforación [mm] 50

Adherencia roca-lechada (Resistencia del bulbo) [MPa] τ_{lim} 0.30

Espesor de plasticización del macizo rocoso [m] L_p 0.30

Ok

Figura N°3.32 Entrada de datos en Barra de Anclaje con el programa MacRo

Fuente: Elaboración propia con el programa MacRo para tema de tesis

Factor de Seguridad

Será propuesto por el desarrollador, se considera como un valor castigador al diseño.

SF
FS Factor de Seguridad
⌵

Factores que afectan a las fuerzas estabilizantes

Incertidumbre en el espesor de estabilidad superficial	γ_{THI} <input style="width: 60px;" type="text" value="1.20"/>
Incertidumbre sobre la masa unitaria de las rocas	γ_{WG} <input style="width: 60px;" type="text" value="1.01"/>
Incertidumbre en la agresividad del medio ambiente	γ_{BH} <input style="width: 60px;" type="text" value="1.05"/>

Resultante de reducción de fuerzas estabilizantes

$\gamma_{RW} = \gamma_{THI} \times \gamma_{WG} \times \gamma_{BH}$	γ_{RW} <input style="width: 60px; background-color: #d9ead3;" type="text" value="1.27"/>
--	---

Factores que afectan a las fuerzas solicitantes

Morfología de la superficie del talud	γ_{MO} <input style="width: 60px;" type="text" value="1.10"/>
Cargas externas	γ_{OL} <input style="width: 60px;" type="text" value="1.02"/>

Resultante de aumento de las fuerzas solicitantes

$\gamma_{DW} = \gamma_{MO} \times \gamma_{OL}$	γ_{DW} <input style="width: 60px; background-color: #d9ead3;" type="text" value="1.12"/>
--	---

Factores que afectan a las fuerzas solicitantes

Coeficiente de seguridad global	$\gamma_{DF} = \gamma_{RW} \times \gamma_{DW}$	γ_{DF} <input style="width: 60px; background-color: #d9ead3;" type="text" value="1.42"/>
---------------------------------	--	---

Malla

Factor de reducción de la resistencia de la malla	γ_{MH} <input style="width: 60px;" type="text" value="2.00"/>
Factor de seguridad para el máximo desplazamiento	γ_{bulg} <input style="width: 60px;" type="text" value="1.20"/>

Tipo de anclaje

Factor de reducción para la resistencia de acero	γ_{ST} <input style="width: 60px;" type="text" value="1.15"/>
Factor de reducción de la adherencia roca-lechada	γ_{DT} <input style="width: 60px;" type="text" value="1.75"/>

Figura N°3.33 Entrada de datos en el FS con el programa MacRo

Fuente: Elaboración propia con el programa MacRo para tema de tesis

Para las 16 celdas geomecánicas, según los factores que afectan las fuerzas estabilizadoras, se consideró un mismo F.S de 1.42 (valor castigador al diseño), ya que se tiene un estudio geotécnico para el área de estudio, no se tiene alguna incertidumbre de carga adicional (Nieve o vegetación), la malla está en contacto con la superficie del talud debido a los anclajes, las condiciones ambientales (erosionabilidad) es para todo el área de trabajo.

Tabla N°3.17: Parámetros de diseño del sistema de anclaje

Estación Geomecánica	Talud en Roca				Malla		Barra de Anclaje							Factor de Seguridad													
	β	S	γ	α	JCS	JRC	R	Dn	Dm	X	Y	θ	Dj	De	E	T	τ	Lp	γ_{THI}	γ_{WG}	γ_{BH}	γ_{MO}	γ_{OL}	γ_{MH}	γ_{mbulg}	γ_{ST}	γ_{DT}
CG-01	56	0.5	26	27	94.19	2	177	0.42	0.41	3.6	3.7	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-02	55	0.5	26	27	65.96	2.5	177	0.42	0.41	3.7	3.7	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-03	57	0.5	26	33	27.08	3	177	0.42	0.41	3.7	3.8	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-04	60	0.5	26	15	46.63	3	177	0.42	0.41	3.5	3.5	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-05	50	0.5	26	9	60.8	3	177	0.42	0.41	3.6	3.7	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-06	55	0.5	26	20	21.07	3	177	0.42	0.41	3.5	3.7	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-07	57	0.5	26	20	22.24	3	177	0.42	0.41	3.5	3.6	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-08	60	0.5	26	58	41.75	3	177	0.42	0.41	4	4	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-09	62	0.5	26	25	20.11	3	177	0.42	0.41	3.5	3.5	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-10	55	0.5	26	17	34.73	3	177	0.42	0.41	3.5	3.6	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-11	62	0.5	26	8	55.64	3	177	0.42	0.41	3.5	3.5	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-12	61	0.5	26	14	20.1	3	177	0.42	0.41	3.7	3.7	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-13	59	0.5	26	37	20.65	3	177	0.42	0.41	3.7	3.7	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-14	65	0.5	26	17	14.05	2.5	177	0.42	0.41	3.4	3.4	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-15	57	0.5	26	47	17.17	3	177	0.42	0.41	4	4	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75
CG-16	51	0.5	26	40	43.97	3	177	0.42	0.41	4	4	10	0	32	1	516.46	3.5	0.3	1.2	1.01	1.05	1.1	1.02	2	1.2	1.15	1.75

Fuente: Elaboración propia para estudio de tesis

- β : Pendiente del talud ($^{\circ}$)
- S: Espesor de la superficie inestable (m)
- γ : Peso específico de la masa rocosa (KN/m^3)
- α : Pendiente de la junta más peligrosa ($^{\circ}$)
- JCS: Resistencia compresiva de la junta (MPa)
- JRC: Coeficiente de seguridad de la junta
- R: Resistencia última a la tracción de la malla (KN/m)
- Dn: Desplazamiento máximo nominal de la malla (m)
- Dm: Desplazamiento máximo de diseño de la malla (m)
- X: Distancia horizontal entre anclajes (m)
- Y: Distancia vertical entre anclajes (m)
- θ : Inclinación de la barra respecto a la horizontal ($^{\circ}$)
- \emptyset_i : Diámetro interno de la barra (mm)
- \emptyset_e : Diámetro externo de la barra (mm)
- \emptyset_c : Espesor de la corona de corrosión (mm)
- Yst: Tensión de fluencia de la barra (MPa)
- T_{lim}: Adherencia roca –lechada (MPa)
- Lp: Tramo asumido de plastificación de la masa inestable de roca (m)
- γ_{THI} : Incertidumbre en la estabilidad del espesor superficial
- γ_{WG} : Incertidumbre sobre la masa unitaria de las rocas
- γ_{BH} : Incertidumbre en la agresividad del medio ambiente
- γ_{RW} : Resultante reducción de fuerzas estabilizadoras
- γ_{MO} : Morfología de la superficie del talud
- γ_{OL} : Cargas externas
- γ_{DW} : Resultante de las fuerzas actuantes
- γ_{MH} : Factor de reducción de la resistencia de la malla
- γ_{mbulg} : Factor de seguridad para el máximo desplazamiento
- γ_{ST} : Factor de reducción para la resistencia de acero
- γ_{DT} : Factor de reducción de la adherencia roca – lechada

A continuación se muestra la corrida del sistema de sostenimiento en la estación geomecánica N°04 con el programa MacRo, las demás corridas se encuentran en el anexo I.

● **Informaciones de Proyecto**

Título	CG-04	Descripción
Número	CG-04	
Ciente	TESIS	
Autor/proyectista		

● **Datos de Entrada**

Talud Rocoso

Inclinación del talud [°]	60
Espesor de la inestabilidad [m]	0.50
Densidad de la roca [kN/m³]	26.00
Espesor de plasticización del macizo rocoso [m]	0.30

Descontinuidad crítica

Inclinación	15
Resistencia a la compresión JCS [MPa]	46.63
Rugosidad JRC	3.00

Aceleración sísmica

Coefficiente sísmico horizontal	0.22
---------------------------------	------

Malla

Tipo de malla	Steelgrid HR 30
Resistencia última a tracción de la malla [kN/m]	177.00
Desplazamiento Máximo de Diseño [m]	0.41

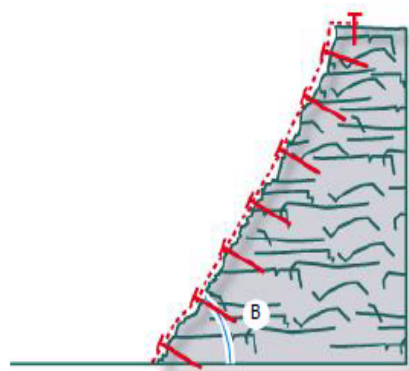
Barras de Anclaje

Geometría

Distancia horizontal entre anclajes [m]	3.50
Distancia vertical entre anclajes [m]	3.50
Inclinación de la barra con respecto a la horizontal	10

Tipo de anclaje

Tipo de Barra	
Diámetro interno de la barra (cuando es hueca) [mm]	0
Diámetro externo de la barra [mm]	32
Espesor de la capa de corrosión [mm]	1
Tensión de Fluencia de la Barra [MPa]	516.46
Adherencia roca-lechada (Resistencia del bulbo) [MPa]	3.50



FS Factor de Seguridad

Incertidumbre en el espesor de estabilidad superficial	1.20
Incertidumbre sobre la masa unitaria de las rocas	1.01
Incertidumbre en la agresividad del medio ambiente	1.05
Resultante de reducción de fuerzas estabilizantes	1.27
Morfología de la superficie del talud	1.10
Cargas externas	1.02
Resultante de aumento de las fuerzas solicitantes	1.12
Coefficiente de seguridad global	1.42
Factor de reducción de la resistencia de la malla	2.00
Factor de seguridad para el máximo desplazamiento	1.20
Factor de reducción para la resistencia de acero	1.15
Factor de reducción de la adherencia roca-lechada	1.75

Figura N°3.34 Sistema de sostenimiento del talud, CG-04 Pag.N°1 de 2

Fuente: Elaboración propia con el programa MACRO para tema de tesis

● **Resultados / Verificaciones**

Verificación de Anclaje

1.85 Satisfactorio

Verificación de Malla (ELU)

4.49 Satisfactorio

Verificación de Malla (ELS)

1.01 Satisfactorio

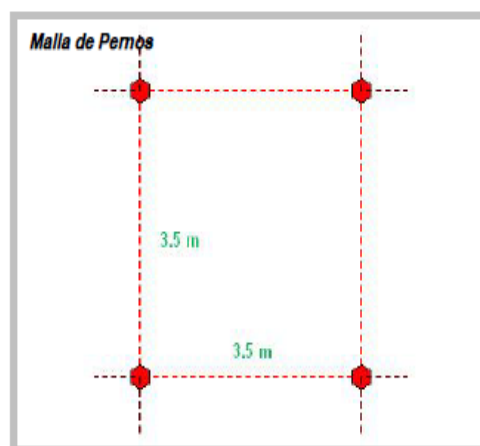
Dimensionamiento del anclaje

Fuerzas estabilizantes [kN]	322.28
Fuerzas desestabilizantes [kN]	174.08
Relación entre fuerzas estabilizantes / inestabilizantes	1.85
Ángulo entre la perpendicular del talud y la barra	20.00
Resistencia mínima aceptable del acero [MPa]	449.10
Sección transversal efectiva de la barra [mm ²]	706.86
Fuerzas estabilizantes en el plano de deslizamiento - por anclaje [kN]	237.57
Diámetro mínimo de perforación (NOMINAL) [mm]	50.00
Fuerza pull-out (arranque) en el anclaje por la carga en la malla [kN]	49.44
Fuerza pull-out (arranque) en el anclaje por la inestabilidad global [kN]	30.57
Fuerza pull-out (arranque) máxima (total) [kN]	49.44
Longitud mínima de la barra en roca sana [m]	0.20
Longitud mínima de la barra en roca inestable [m]	0.60
Longitud mínima total de la barra [m]	1.10

Serviciabilidad

Desplazamiento Máximo Aceptable [m]	0.34
Desplazamiento Calculado de la Malla [m]	0.34
Relación de Desplazamiento	1.01

Geometría



Dimensionamiento de la malla

Resistencia a la tracción admisible de la malla [kN/m]	88.50
Resistencia a la tracción máxima solicitada a la malla [kN/m]	19.69
Relación fuerza-resistencia	4.49
Volumen potencialmente inestable en la falla - A [m ³ /m]	0.00
Volumen potencialmente inestable en la falla - B [m ³ /m]	1.50
Volumen potencialmente inestable en la falla - C [m ³ /m]	0.13
Máximo volumen de roca que se puede deslizar entre los anclajes [m ³ /m]	1.63
Peso máximo de roca que se puede deslizar entre los anclajes [kN/m]	42.25
Suma de fuerzas desestabilizantes que actúan en el plano de deslizamiento [kN/m]	22.30
Suma de fuerzas estabilizantes que actúan en el plano de deslizamiento [kN/m]	6.72
Error in getmsg [kN]	38.58
Ángulo de deformación de la malla respecto a la horizontal (media)	10.97

Características de la inestabilidad

Tensión media en la superficie de deslizamiento [MPa]	0.01
Dilatación inicial de la junta más peligrosa	2.77
Volumen total inestable controlado por cada anclaje [m ³]	6.13
Peso total inestable controlado por cada anclaje [kN]	159.25

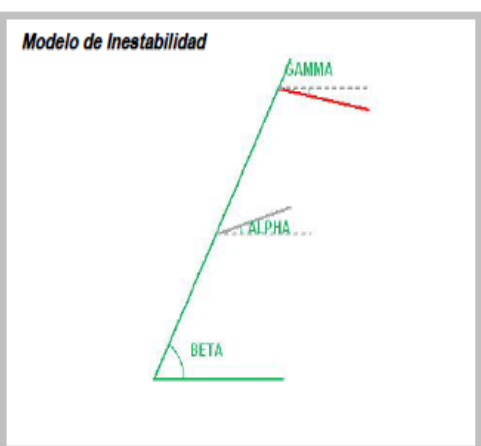


Figura N°3.35 Sistema de sostenimiento del talud, CG-04 Pag.N°2 de 2

Fuente: Elaboración propia con el programa MACRO para tema de tesis

CAPÍTULO IV. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO CONSTRUCTIVO DEL ANCLAJE

Antes de iniciar alguna labor, se debe realizar una inspección de la zona de trabajo para evaluar en qué lugares se colocan los almacenes para los materiales, equipos y herramientas, además de evaluar las zonas de acceso seguro para el traslado de los elementos requeridos para la instalación del anclaje.

4.1 Actividades Preliminares

4.1.1 Accesos:

Al hacer un recorrido al área de trabajo, se evalúa los posibles accesos que se usarán. Al tener decidido los accesos, se limpian del material que se encuentren en ese camino considerando que el acceso contenga la señalética de seguridad apropiada.

4.1.2 Control de calidad de los materiales:

Al recibir los materiales que componen al anclaje (placa, tuerca y barra helicoidal) se debe verificar que tenga el certificado de calidad vigente, además de una inspección visual a los elementos. Si se presentara alguna observación se debe informar al responsable para la evaluación del material.

4.1.3 Trazo y replanteo:

En primera instancia se realizó un levantamiento topográfico del área de trabajo identificando su forma, interferencias, entre otros; con ello se procede al replanteo topográfico. En referencia al proyecto, los puntos de control topográfico fueron establecidos en coordenadas UTM referidos al datum PSAD 56 zona 19 SUR. El trabajo de replanteo inicia con la instalación de anclajes para las líneas de vida (anclajes de seguridad), se procedió a ubicar los BM's principales y auxiliares con el personal calificado para trabajos en altura. El equipo utilizado fue una Estación Total marca Leica modelo TS-06 plus 5".



Figura N°4.1 Levantamiento topográfico en cresta del talud

Fuente: Imagen extraída para el estudio de tesis. Tomada el 17 de Julio del 2016.

4.1.4 Acondicionamiento del anclaje:

Para tener centrado el anclaje al momento de su instalación se hace uso de centralizadores como también el uso de tubos de PVC de 16 mm para controlar la inyección de lechada, estos se sujetan con cinta Duck Tail, al usar alambre se provocaría un ajuste causando una restricción al paso de la lechada en el conducto.



Figura N°4.2 Acondicionamiento de los anclajes

Fuente: Imagen extraída para el estudio de tesis. Tomada el 14 de Agosto del 2016.



Figura N°4.3 Anclajes sobre parihuelas

Fuente: Imagen extraída para el estudio de tesis. Tomada el 14 de Agosto del 2016

4.2 Perforación

López Jimeno (2003) en su libro “Manual de perforación y voladura de rocas” menciona que la perforación a percusión es el sistema más clásico de perforación de barrenos y su aparición en el tiempo coincide con el desarrollo industrial del siglo XX. Las primeras máquinas prototipos de Singer (1838) y Couch (1848) utilizaban vapor para su accionamiento, pero fue con la aplicación posterior del aire comprimido como fuente de energía en la ejecución del túnel de Mont Cenis en 1861 cuando este sistema evolucionó.

4.2.1 Percusión:

Los impactos producidos por el golpe del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la boca a través del varillaje. La eficiencia de esta transición es difícil de evaluar ya que se tiene que considerar el tipo de roca, la dimensión del pistón, la forma de la broca entre otros.

La potencia de percusión es el parámetro que más influye en la velocidad de penetración.

4.2.2 Rotación:

Tiene como misión girar la broca para que pueda darse impactos sucesivos en distintas partes de la roca.

4.2.3 Empuje:

Para que se pueda transmitir los impactos del martillo al macizo rocoso se necesita que la broca esté en contacto permanente con el fondo de barreno y esto se logra con la fuerza de un empuje dado por un motor.

En el caso de que el empuje sea insuficiente este pueda ocasionar desgaste en las varillas, manguitos y pérdida de apriete del varillaje.

En el caso de que el empuje sea excesivo, este disminuye la velocidad de perforación desgastando las brocas.

4.2.4 Barrido:

Como una acción de eficiencia en la perforación, el barrido es importante ya que permite extraer el detrito del fondo del barreno. Si esto no ocurre lo que puede ocasionar es que se consumirá más energía en triturar esas partículas desgastando el equipo, reduciendo el rendimiento y en el peor de los casos el atasco de la línea perforación.

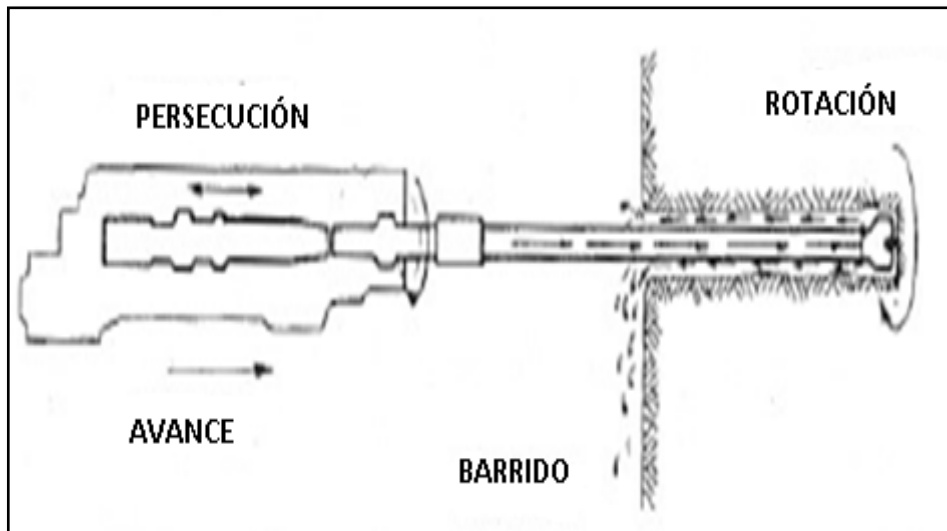


Figura N°4.4 Acciones en la perforación

Fuente: Imagen tomada del libro Manual de Perforación y voladura de Roca para el estudio de tesis. (López Jimeno, 2003)



Figura N°4.5 Barrido de aire

Fuente: Imagen extraída para estudio de tesis. Tomada el 20 de agosto del 2016.

4.3 Inyección de Lechada

Siendo la lechada la matriz principal que permite la sujeción entre el perno helicoidal y la roca mediante la fricción, es importante asegurar su resistencia. Para esto se realiza un control de calidad de la lechada en campo y además se toman muestras en cada día de inyección para ser ensayadas por medio del ensayo de resistencia a la compresión estándar y comprobar que sobrepasan el mínimo requerido. En el proyecto, el $f'c$ mínimo requerido fue de 280 kg/cm^2 .

4.3.1 Equipos de control de calidad de la lechada

4.3.1.1 Balanza de Baroid

La balanza de lodo se compone principalmente de una base sobre la cual descansa un brazo graduado con un vaso, tapa, cuchillo, nivel de burbuja de aire, pesa y contrapeso.

Se coloca el vaso de volumen constante en un extremo del brazo graduado, el cual tiene un contrapeso en el otro extremo. El vaso y el brazo oscilan

perpendicularmente al cuchillo horizontal, el cual descansa sobre el soporte, y son equilibrados desplazando la pesa a lo largo del brazo. Este instrumento mide el peso unitario de la mezcla.



Figura 4.6 Balanza de Baroid

Fuente: Imagen extraída para estudio de tesis. Tomada el 22 de setiembre del 2016.

4.3.1.2 Cono de Marsh

Instrumento que mide la fluidez de la lechada; manteniendo el embudo en posición vertical, se tapa el orificio con un dedo y se vierte la muestra de lechada recién obtenida a través de la malla dentro de un embudo limpio, hasta que el nivel de la lechada llegue a la parte inferior de la malla, se retira inmediatamente el dedo del orificio y se mide el tiempo requerido para que la lechada llene el vaso receptor hasta el nivel de indicado en el vaso. El viscosímetro de Marsh tiene un diámetro de 6 pulgadas en la parte superior y una longitud de 12 pulgadas en la parte inferior, un tubo de orificio liso de 2 pulgadas de largo, con un diámetro de interior de 3/16 pulgadas; está acoplada de tal manera que no hay ninguna constricción en la unión. Una malla de tela metálica con orificios de 1/16 de pulgada, cubriendo la mitad del embudo, está fijada a 3/4 de pulgada debajo de la parte superior del embudo.



Figura 4.7 Cono de Marsh

Fuente: Imagen extraída para el estudio de tesis. Tomada el 22 de setiembre del 2016.

4.3.1.3 Peachímetro

Este instrumento tiene un sensor el cual es utilizado para medir el pH de una disolución. Quiere decir que, junto con los electrodos, el voltímetro será sumergido en la sustancia haciendo que genere una corriente eléctrica, es así que mide la concentración de iones de hidrógenos que presenta la solución en la corriente eléctrica. Esto se da por medio de la membrana de vidrio que tiene el pH metro, la cual obtiene la sensibilidad y selectividad de las dos soluciones de concentración.



Figura N°4.8 Peachímetro

Fuente: Imagen extraída para el estudio de tesis. Tomada el 22 de setiembre del 2016.

4.3.1.4 Termómetro:

Instrumento que sirve para medir la temperatura; el más habitual consiste en un tubo capilar de vidrio cerrado que termina en un pequeño depósito que contiene una cierta cantidad de mercurio o alcohol, el cual se dilata al aumentar la temperatura o se contrae al disminuir y cuyas variaciones de volumen se leen en una escala graduada. Se usa en campo para un control de calidad en la ejecución de anclajes.



Figura N°4.9 Termómetro

Fuente: Imagen extraída para tema de tesis. Tomada el 22 de setiembre del 2016

4.3.2 Procedimiento de inyección:

Ya realizado el control de calidad de la lechada se procede con la inyección en los anclajes mediante una central de inyección.

El área de la central de inyección debe estar señalizada y delimitada, a su vez contar con geomembranas que ayuden a evitar el contacto de la lechada con el terreno y causen alguna contaminación ambiental.



Figura N°4.10 Central de Inyección en la cresta del talud

Fuente: Imagen extraída para el estudio de tesis. Tomada el 22 de setiembre del 2016.

Por otra parte, el personal trabajador coloca el perno acondicionado (con centralizador y tubo de PVC) en la perforación. Se deja una mecha de 0.20m para el tema del ensayo Pull Out Test. Colocado el perno helicoidal, se sella el orificio con diablo fuerte (mortero más yeso) el cual tiene un rápido fraguado, dejando como única vía de retorno de la lechada, el tubo de PVC.



Figura N°4.11 Colocación del anclaje en el talud

Fuente: Imagen extraída para tema de tesis. Tomada el 27 de setiembre del 2016.

La inyección del anclaje es controlada mediante un manómetro ubicado en la boca de la central de inyección, hasta llegar a unos 3 Bares. En el momento en que se observe el retorno de la lechada por medio del tubo de PVC se puede decir que el taladro ha sido inyectado en su totalidad.



Figura N°4.12 Inyección de anclaje

Fuente: Imagen extraída para el estudio de tesis. Tomada el 22 de setiembre del 2016.

Posterior al fraguado del anclaje se realiza la colocación de placa y tuerca, en donde la tuerca es ajustada mediante una llave de mano. El torque dado no será más de lo que indica la especificación técnica de la tuerca ya que puede ocasionar desgaste de los hilos.

CAPÍTULO V. PUNTO DE CONTROL – ENSAYO PULL OUT TEST NORMA ASTM 4435

El ensayo de arrancamiento analiza el comportamiento del anclaje frente a las cargas solicitantes, en donde:

- Las cargas solicitantes no deben de sobrepasar a la carga de fluencia de la barra.
- La falla del sistema se daría entre el contacto del macizo rocoso con la lechada de cemento o la barra de acero con la lechada.

Para medir el desplazamiento se requiere una regla metálica, wincha, extensómetros, hasta equipos de topografía.

Cabe recordar que cuando se quiera realizar un ensayo de carga se debe tener en cuenta la influencia de la estratificación en la superficie de rotura.

Duncan Wyllie (1992) en su libro Rock Slope Engineering menciona que: “No solo basta con conocer el tipo de roca, sino también la estructura del medio. El caso más favorable se da cuando la estratificación es ortogonal al anclaje y desfavorable cuando la estratificación es paralela al anclaje ya que involucra un menor volumen de roca”.

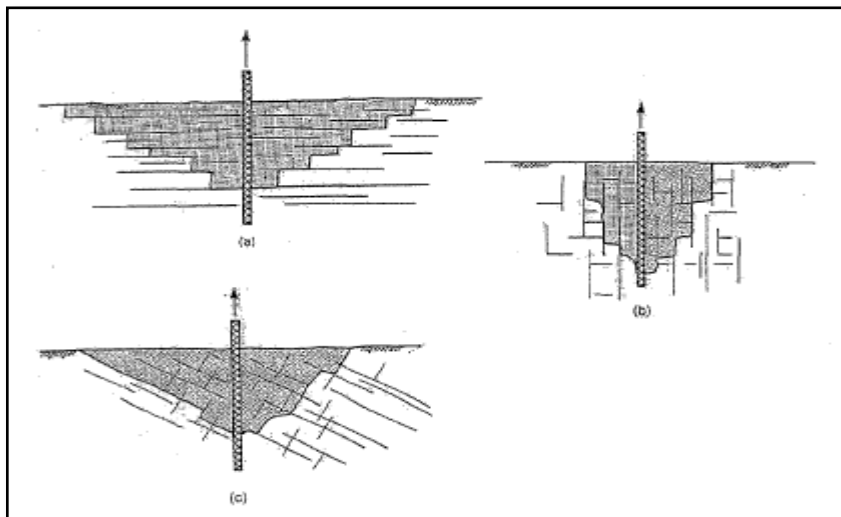


Figura N°5.1 Formas de rotura en forma de la estratificación del medio
a)Estratificación horizontal ortogonal al anclaje b)Fracturas verticales
paralelas al anclaje c)Estratos inclinados

Fuente: Imagen tomada del libro “Rock Slope Engineering”. (Wyllie, 1992)

5.1 Norma DIN 4125-88

Una prueba de aceptación tiene como objetivo verificar la capacidad del anclaje después de la instalación.

Esta norma alemana menciona que, para el ensayo de aceptación, se inicia con una precarga F_i y que se incrementará en etapas hasta llegar a la carga de prueba F_p . En el caso de los anclajes temporales el $F_p = 1.25 F_w$ (Carga de trabajo) mientras que en los anclajes permanentes el $F_p = n_k F_w$.

El factor de seguridad n_k puede ser obtenido de la tabla

Tabla N°5.1 Factor de seguridad n_k

Caso de cargas	n_k	
	Presión	
	Activa	Resto
1	1.5	1.33
2	1.33	1.25
3	1.25	1.2

Donde:

- El caso de carga 1 es para el caso de una excavación finalizada.
- El caso de carga 2 es para las etapas intermedias de la excavación.
- El caso de carga 3 es para los anclajes de roca.

Tabla N°5.2 Estados de carga y periodos de observación mínima (min)

Fp (Estado de cargas)	1	2	3	4	5	6	7	8
	Periodo mínimo de observación (min)							
	Ensayo de idoneidad				Ensayo de aceptación			
	Anclaje temporal		Anclaje permanente		Anclaje temporal		Anclaje permanente	
	Suelos sin cohesión, Roca	Suelos Cohesivos	Suelos sin cohesión, Roca	Suelos Cohesivos	Suelos sin cohesión, Roca	Suelos Cohesivos	Suelos sin cohesión, Roca	Suelos Cohesivos
$F_i < 0.2 F_w$	1	1	1	1	1	1	1	1
$0.5 F_w$	1	1	15	30	-	-	-	-
$0.75 F_w$	1	1	15	30	1	1	1	1
$1.0 F_w$	1	1	60	120	1	1	1	1
$1.25 F_w$	1	1	60	180	5	15	1	1
$n_k F_w$	15	30	120	1440	-	-	5	15

Para ser aceptado el anclaje, el desplazamiento elástico debe encontrarse dentro de los límites "a" y "b". Los límites pueden ser establecidos de la siguiente manera:

- La línea "a" :

$$S_{el} = \frac{Fp - Fi}{EA} (l_{fs} + l_v/2)$$

- La línea "b":

$$S_{el} = 0.8 * \frac{Fp - Fi}{EA} * l_{fs}$$

Donde:

Fp: Carga de prueba

Fi: Precarga

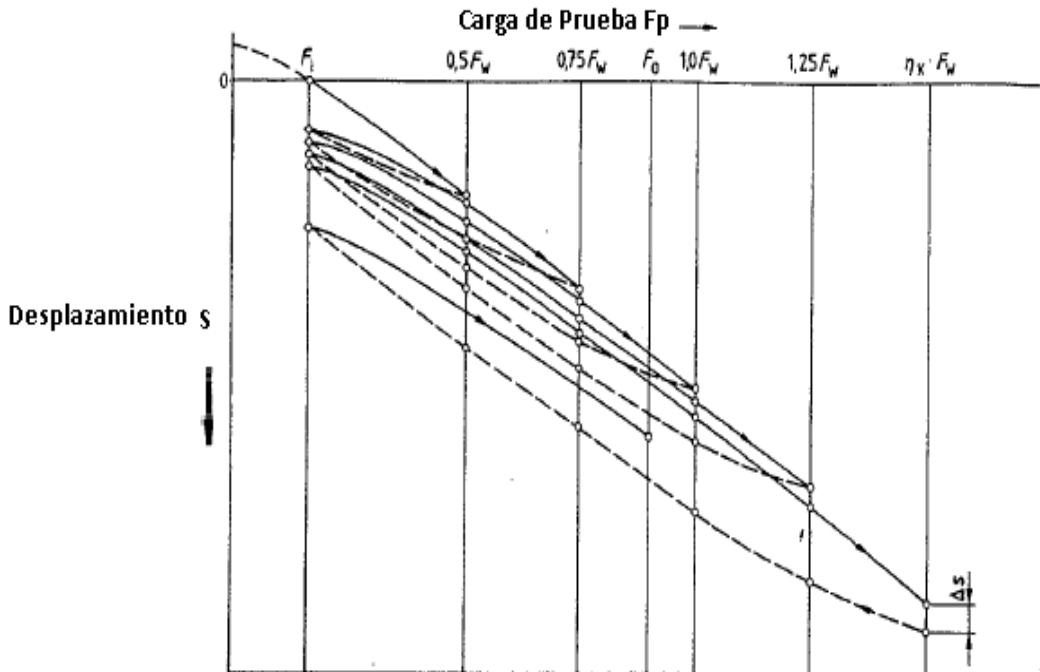
L_{fs} : Longitud del acero que no se encuentra embebido en la lechada.

L_v: Longitud del acero embebido en la lechada.

E: Módulo elástico del acero

A: Área de la sección transversal del acero

Se plotean los datos de carga/desplazamiento, el desplazamiento posee un componente elástico "s_{el}" y plástico "s_{bl}"(residual).



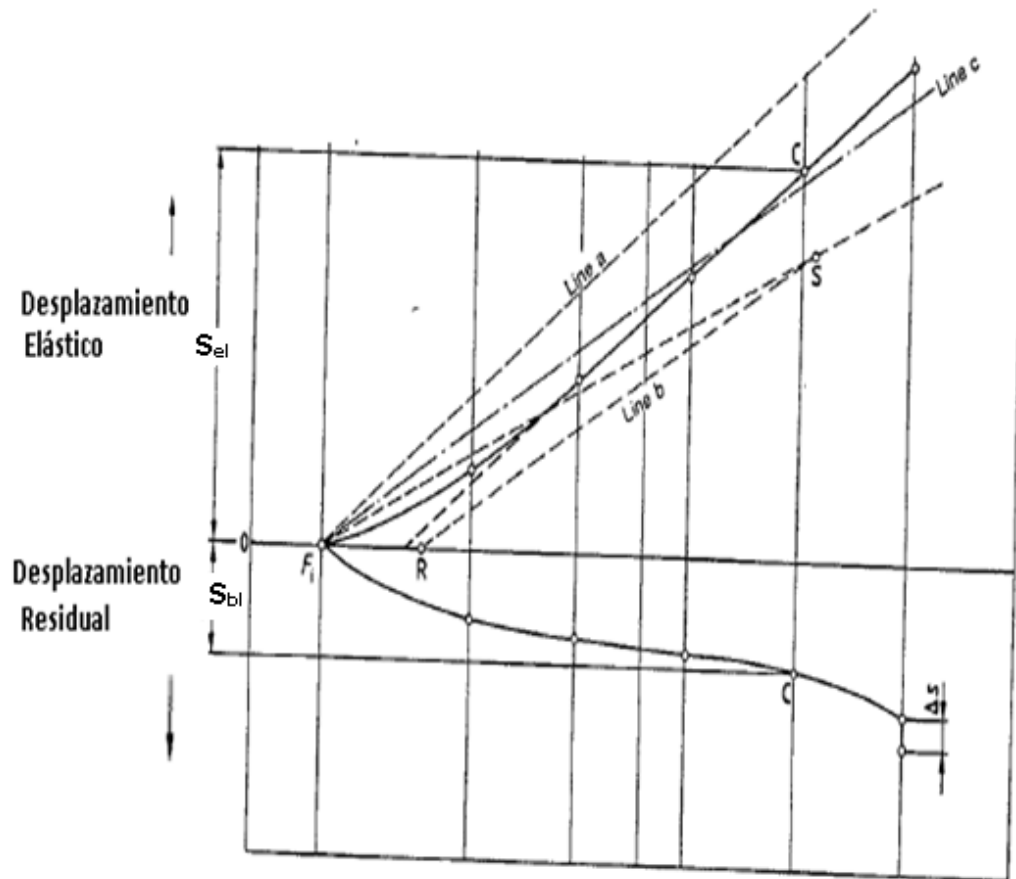


Figura N°5.2 Curva Carga vs Deformación – DIN 2521

Fuente: Imagen extraída de la norma DIN 2521 (Berlín, 1993)

Además:

- En la carga de prueba, el aumento de desplazamiento, Δs , en el suelo sin cohesión y roca, durante los 2 y 5 minutos no debe exceder de 0.2 mm.
- Para una observación prolongada, el incremento del desplazamiento no debe de exceder en 1mm para anclajes temporales y 2mm para anclajes permanentes.

Tabla N°5.3 Carga de prueba en suelo sin cohesión, cohesivo y roca

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ensayo de Idoneidad					Ensayo de aceptación			
Anclaje temporal			Anclaje Permanente		Anclaje temporal		Anclaje Permanente	
	Suelos sin cohesión, Roca	Suelos Cohesivos	Suelos sin cohesión, Roca	Suelos Cohesivos	Suelos sin cohesión, Roca	Suelos Cohesivos	Suelos sin cohesión, Roca	Suelos Cohesivos
Carga de Prueba	nk.Fw		nk.Fw		1.25 Fw		nk.Fw	
Observacion corta								
t1 (min)	5	5	-	-	2	5	2	5
t2 (min)	15	30	-	-	5	15	5	15
$\Delta s = s_2 - s_1$ (mm)	≤ 0.5	≤ 0.8	-	-	≤ 0.2	≤ 0.25	≤ 0.2	≤ 0.25
Observacion larga								
t1 *								
t2 (min)	> 15	> 30	> 120	> 1440	> 5	> 15	> 5	> 15
$\Delta s = s_2 - s_1$ (mm)	≤ 2	≤ 2	≤ 2	≤ 2	≤ 1	≤ 1	≤ 2	≤ 2

t1* debe leerse desde la sección lineal de la curva de tiempo - desplazamiento

Si se encontrase un anclaje que no cumple con el ensayo de aceptación, la acción a decidir se acordará con la supervisión (reducción de carga de trabajo, colocación de un anclaje adicional, entre otros).

5.2 Norma ASTM 4435-13

Los pernos de anclaje se utilizan como refuerzo o soporte en una variedad de situaciones de minería y obras públicas. Pueden ser utilizados para proporcionar una medida cuantitativa de los resultados relativos de diferentes sistemas de anclajes en el mismo tipo de roca, medidas como el desplazamiento conforme se carga al sistema.

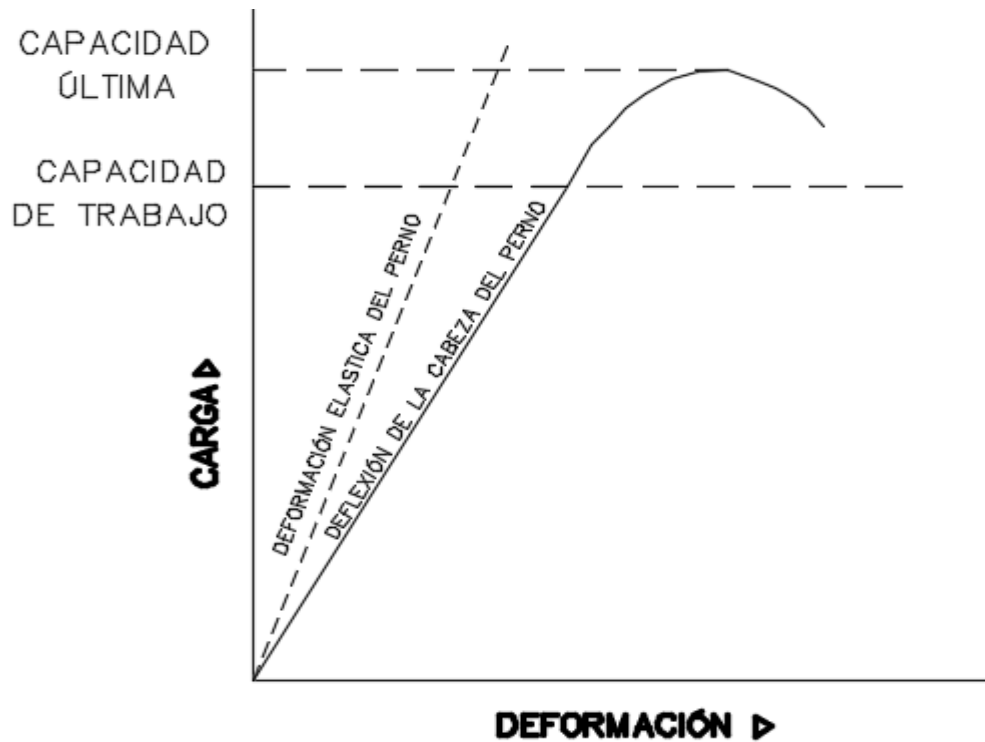


Figura N°5.3 Curva Carga vs Deformación – ASTM 4435

Fuente: Imagen extraída de la norma ASTM 4435 (Pennsylvania, 2013)

Al darse cargas al sistema, el reloj comparador toma las medidas del desplazamiento. Estas medidas deben de ser corregidas ya que la lectura que tiene el reloj comparador lee también la elongación de la barra helicoidal. La siguiente expresión muestra que el desplazamiento total es la suma del desplazamiento del sistema de anclajes más la elongación de la barra helicoidal:

$$U_t = U_c + U_b$$

En donde:

U_c: Desplazamiento corregido de la cabeza del perno en mm

U_b: Deformación elástica en el perno en mm

U_t: Desplazamiento total de la cabeza del perno en mm (medido con el reloj comparador).

El desplazamiento elástico de la barra se calcula de la siguiente manera:

$$U_b = \frac{\sigma_b}{E} * L$$

Donde:

σ_b : Esfuerzo en el perno en MPa

U_b : Deformación elástica en el perno en mm

L: Longitud expuesta del perno entre el anclaje y la cabeza en mm.

E: Módulo de elasticidad del acero del perno en MPa.

5.3 Partes del equipo de Tensado

5.3.1 Pistón Hidráulico

Son mecanismos que constan de un cilindro dentro del cual se desplaza un émbolo o pistón, y que transforma la presión de un líquido, mayormente aceite, en energía mecánica. El cilindro está cerrado por los dos extremos, en uno está el fondo y en el otro, la cabeza por donde se introduce el pistón, que tiene una perforación por donde sale el vástago. La velocidad depende del caudal de fluido y de la superficie del pistón.



Figura N°5.4 Pistón Hidráulico

Fuente: Imagen extraída de la hoja técnica del pistón hidráulico (Enerpac, 2018)

5.3.2 Reloj Comparador

Es un instrumento de medición de dimensiones que se utiliza para comparar cotas mediante la medición indirecta del desplazamiento de una punta de contacto esférica cuando el aparato está fijo en un soporte. Consta de un mecanismo de engranajes o palancas que amplifica el movimiento del vástago en un movimiento

circular de las agujas sobre escalas graduadas circulares que permiten obtener medidas con una precisión de centésimas o milésimas de milímetro (micras).



Figura N°5.5 Reloj Comparador

Fuente: Imagen extraída de la hoja técnica del reloj comparador (Mitutoyo, 2018)

5.3.3 Base Magnética

Son imanes protegidos por una carcasa metálica. Tienen la ventaja respecto a un simple imán que sólo imanta por una cara, estando las otras caras libres de campo magnético.

Se pueden utilizar para multitud de usos; por ejemplo, como herramientas para montajes, como topes, para fijar piezas para doblar, cortar, pegar, mecanizar, etc



Figura N°5.6 Base Magnética

Fuente: Imagen extraída de la hoja técnica de la base magnética (Mitutoyo, 2018)

5.3.4 Bomba

Instrumento manual que usa la fuerza humana y la ventaja mecánica para mover los líquidos o el aire de un lugar a otro.



Figura N°5.7 Bomba Manual

Fuente: Imagen extraída de la hoja técnica de bomba manual (Enerpac, 2018)

5.4 Procedimiento de Ensayo

5.4.1 Identificación del perno a ensayar

Se inicia las actividades eligiendo el perno a ser ensayado el cual debe cumplir con algunos requerimientos como:

- El perno debe estar lo más perpendicular al terreno, de no ser así se debe nivelar el terreno con apoyo de algunos elementos si se requiere o en lo posible nivelar con los soportes regulables del castillo del equipo.
- El perno a ensayarse debe presentar un relieve lo más plano posible para la correcta colocación de la base del equipo.
- La roca en la cual se encuentre instalado el perno no debe presentar fuerte fracturamiento puesto que esto puede diferir considerablemente la lectura de desplazamiento por tener roca suelta en la base.

5.4.2 Colocación del equipo de tensado:

El traslado del equipo a la zona del ensayo será realizado por dos trabajadores para evitar sobre esfuerzos, al llegar al perno a ensayar se procederá a colocar la placa. Una vez nivelada la placa base, se instala el adaptador al perno a ser

ensayado y se procede a colocar el castillo del equipo apoyándose con las patas regulables para el posicionamiento correcto.

Seguidamente se coloca el pistón y la tuerca triatleta para su fijación asegurándola con el whip check (cable de seguridad) luego se instalará la base magnética y reloj comparador.



Figura N°5.8 Instalación del equipo de ensayo

Fuente: Imagen extraída para tema de tesis. Tomada el 05 de noviembre del 2016.

5.4.3 Toma de datos:

Una vez instalado el equipo se procede a nivelarlo aplicando cargas no representativas (según evaluación) las cuales sirven para un mejor posicionamiento de este hasta conseguir su nivelación.

Se inicia la prueba con cargas consecutivas las cuales respetan un periodo de tiempo y se aplica en forma ascendente hasta llegar a la carga de ensayo final que muestra el arrancamiento del perno.

Estos datos son registrados en el reloj comparador, cabe mencionar que los primeros datos son no representativos puesto que esta lectura muestra el pegado y acomodamiento del equipo a la superficie del terreno.

5.4.4 Procesamiento de la información:

Los datos tomados son representados en un diagrama en el cual se indica el desplazamiento de los pernos. Además de realizar la corrección de estos.

En al menos la mitad de las pruebas, se realiza el ensayo cíclico que consta de tres ciclos de carga y descarga para comprobar si hay movimientos del anclaje en previsión de fallos. Se aplica la carga con el pistón hidráulico en ciclos de $\frac{1}{4}$, $\frac{1}{2}$ y $\frac{3}{4}$ de la carga de rotura estimada (determinados a partir del ensayo continuo). Al realizar este tipo de ensayo se debe tener la carga de alineamiento, si bien no se menciona en la norma ASTM 4435-13, en el PTI DC 35.1-04 (Post Tensioning Institute) en su libro "Recommendations for Prestresses Rock and Soil Anchors" menciona que "[...] La carga típica de alineamiento varía desde 5 hasta el 25% de la carga de rotura, y que comúnmente es el 10%. La carga de alineación se aplica para asegurar todos los componentes durante el esfuerzo y garantizar que los movimientos residuales se determinen con precisión y coherencia durante la descarga del ensayo [...]".

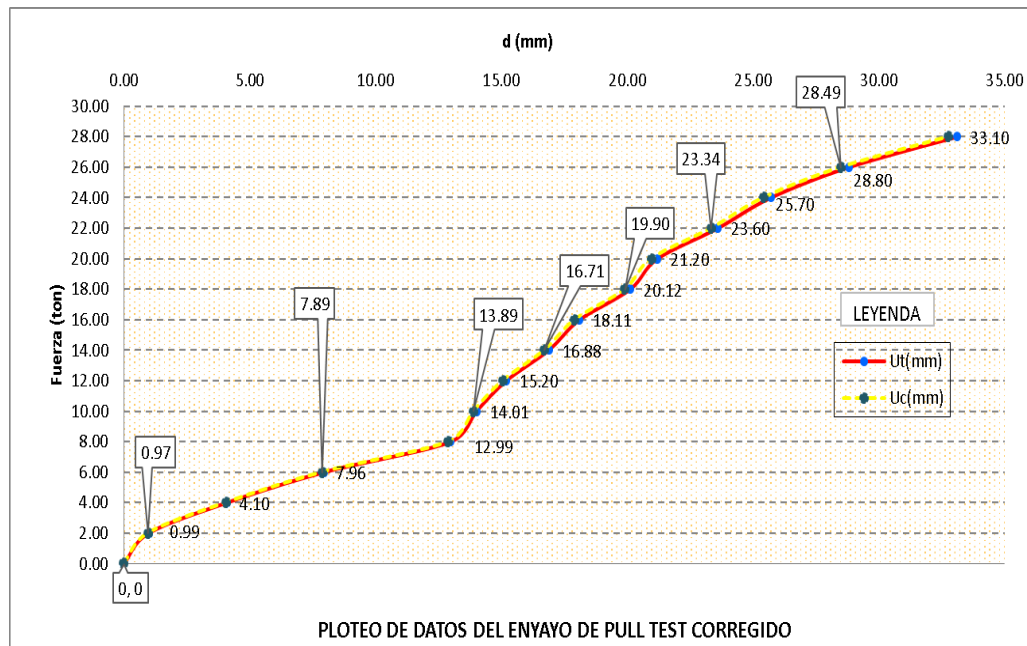


Figura N°5.9 Ploteo de datos del ensayo Pull Out Test del Anclaje A- 03

Fuente: Elaboración propia para tema de tesis

En la Fig. N°5.9, se tiene un ensayo continuo en donde el U_c (Desplazamiento corregido del sistema), que proviene entre la diferencia del U_t (Desplazamiento total del sistema) y U_b (Desplazamiento elástico de la barra helicoidal), y no debe de exceder la deformación total de 0.5 pulg (12.7 mm) indicado en la Norma ASTM 4435-13.

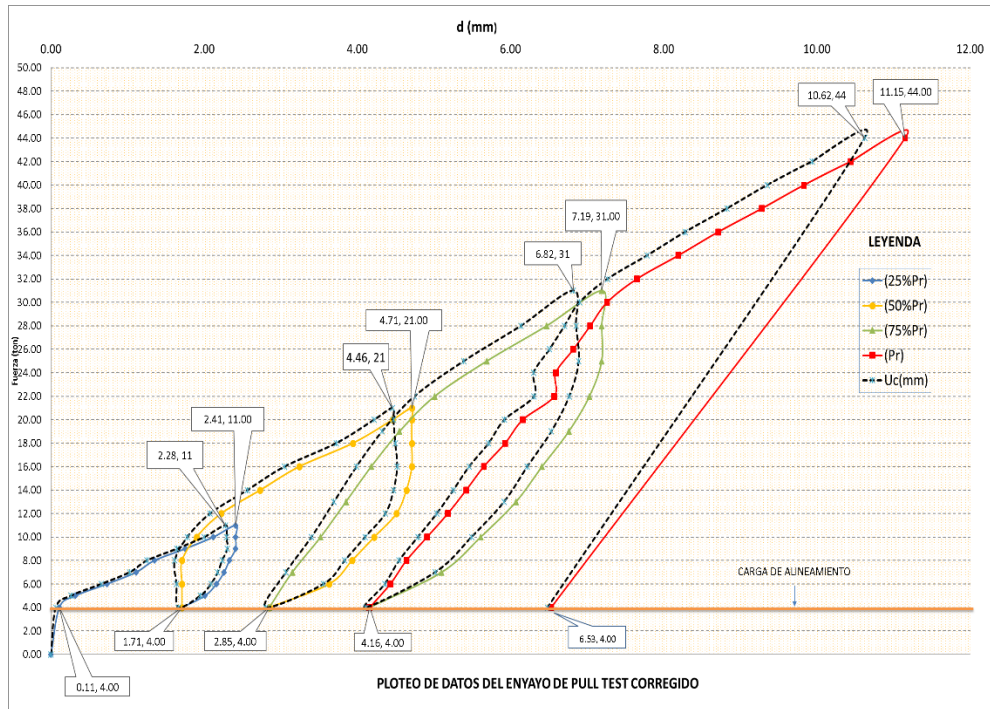


Figura N°5.10 Ploteo de datos del ensayo Pull Out Test del Anclaje A - 02

Fuente: Elaboración propia para tema de tesis

En la Figura N°5.10, se tiene un ensayo cíclico en donde la carga de alineamiento fue de 4 Ton (10% de la carga de rotura provenientes de los ensayos continuos), ensayados en 3 estadíos de carga y descarga ($\frac{1}{4}$, $\frac{1}{2}$ y $\frac{3}{4}$ de la carga de rotura).

Tabla N°5.4 Pull Out Test en los anclajes

Anclaje	ASTM 4435-13			Cumple	No Cumple
	Carga de rotura	Desplazamiento (mm)	Tipo de Ensayo		
A-01	30 Ton	11.64	Continuo	x	
A-02	44 Ton	11.15	Cíclico	x	
A-03	28 Ton	12.70	Continuo	x	
A-04	32 Ton	12.00	Continuo	x	
A-05	28 Ton	12.00	Continuo	x	
A-06	40 Ton	12.40	Cíclico	x	
A-07	42 Ton	12.70	Cíclico	x	
A-08	40 Ton	12.70	Continuo	x	
A-09	38 Ton	12.16	Continuo	x	
A-10	40 Ton	12.58	Continuo	x	

Fuente: Elaboración propia para tema de tesis

En la tabla N°5.4, se muestra los anclajes con las cargas ensayadas y sus desplazamientos respectivos después de realizarse la prueba bajo la norma ASTM

4435-13. Según la norma, la falla del anclaje se dará cuando se tenga una deformación total de 0.5 pulg (12.7 mm), en el anexo J se encuentran los registros de los pernos ensayados y en el anexo K la ubicación de estos.

Según (Ucar, 2002) en su libro “Manual de anclajes en Obras de Tierras” la carga de trabajo tiene la siguiente expresión:

$$P_t = 0.9 \cdot f_y \cdot A_s / FS$$

Donde:

F_y : Esfuerzo de fluencia del acero

A_s : Área de la sección transversal de la barra de acero.

FS: Factor de seguridad

El factor de seguridad dependerá de la naturaleza de la solución, es decir:

FS = 1.5 (Mínimo, si se trata de una solución provisional)

FS= 1.75 (Mínimo, si se trata de una solución definitiva)

Para el proyecto, se considera una barra helicoidal de 32 mm Acero A615 Grado 75 con un FS de 1.75, la carga de trabajo es de 20 Ton.

Los ensayos en su mayoría llegaron a más de 30 ton por lo que el F.S obtenido en el proyecto es como mínimo 1.5.

CONCLUSIONES

6.1 Conclusiones:

- En el área de estudio, la litología predominante fue el Gneis siendo clasificado por el método de Bieniawski como de buena a muy buena calidad. No se tiene presencia de agua subterránea, pero si presencia de lluvia en verano las cuales podrían generar caída de bloques, por ello que el proyecto se contempló en terminar en el mes de Diciembre.
- De acuerdo con el análisis local y global del talud estudiado por el método de equilibrio límite se puede concluir que es estable con factores de seguridad por encima del mínimo recomendado (Estático 1.5 y Pseudoestático 1.1 según AASHTO LRFD). Complementando, se realizó el análisis cinemático el cual muestra la presencia de fallas potenciales producto de las discontinuidades, que fueron analizadas y dieron como resultado el F.S mayor a 1. Además, los anclajes instalados ayudaron a mejorar este factor de seguridad.
- Se realizó el análisis de caída de bloques concluyéndose que se requiere proteger la faja transportadora que se encuentra al pie de talud. Inicialmente se planteó el uso de banquetas, bermas y muros de contención (Gaviones) pero debido al reducido espacio entre el talud y faja transportadora se opta por otro tipo de solución como el sistema de anclajes y malla ubicados en la corona, pie y cara del talud. Se usó barras de acero de 3m instalados en el talud con una distribución entre si de 3.5m en promedio, encima la malla galvanizada de doble torsión que además posee cable de acero de 8mm separadas 30cm entre cable y cable. En el pie de talud se tienen templadores que sirven para el destensado del cable de pie de talud y con ello se pueda levantar la malla galvanizada y retirar los bloques de roca que cayeron y luego volver a tensar el cable de pie de talud, con ello se realiza el mantenimiento de sistema.

- Para un ensayo de aceptación de un anclaje en roca, en la norma DIN4125-98 se llega a ensayar hasta un 1.25 Fw (Carga de trabajo) mientras que en el ASTM D4435 -13, el ensayo llega hasta la carga de rotura. Además, en la norma alemana se controlan los intervalos mediante tiempo y desplazamientos, por lado de la norma americana la sumatoria de esos desplazamientos debe ser menor a 12.7 mm. En nuestro medio estas dos normas son citadas para los ensayos de los anclajes.
- En los 10 pernos ensayados, se inicia con una precarga que comúnmente es el 10% de la carga de ensayo (recomendación del PTI DC 35.1-04) y las lecturas (en mm) registradas que se tuvieron en ese intervalo de carga se tuvieron que eliminar ya que son datos no representativos (a causa de reacomodo del anclaje). Según la norma ASTM 4435-13 al sobrepasar la deformación acumulada de 12.7 mm se da por fallado el anclaje. En el proyecto se tuvieron deformaciones cercanas a 12.7 mm y se registró la carga de arrancamiento a la que llegaron.
- Los pernos helicoidales ubicados en la cresta del talud llegan a soportar 40 ton mientras los pernos helicoidales en el talud llegan hasta las 28 Ton, esto se puede explicar ya que la parte de la cara del talud fue expuesta a una voladura sin control. En la cresta del talud se tiene un factor de seguridad de 2 mientras que en la cara del talud se tiene como mínimo 1.5.
- La corrección máxima debido a la deformación de la longitud expuesta del perno entre el anclaje y la cabeza se dio a las 42 Ton con un desplazamiento aprox. de 0.5 mm, con esto podemos inferir la lectura corregida para un análisis rápido en campo del desplazamiento del sistema de sostenimiento.

RECOMENDACIONES

- En cuanto a seguridad, de acuerdo con la experiencia al aplicar una mayor carga en campo se recomienda realizar el ensayo entre 40 a 45 Ton, ya que los hilos de la barra helicoidal de 32 mm son cortados por los hilos del acople debido a la gran carga aplicada.
- Las longitudes libres (mechas) de los pernos deben contar con la longitud ideal de 20 cm en lo posible, ya que si se tiene una longitud mayor o menor a esta se presentan algunos inconvenientes durante el proceso de instalación del equipo de tensado, o en el peor de los casos después del ensayo se pueda presentar daño en el equipo debido a una posible fricción entre el acople y el pistón hidráulico.

BIBLIOGRAFÍA:

1. **ASTM 4435**, "Standard Test Method for Rock Bolt Anchor Pull Test", Pennsylvania, 2013.
2. **Bongiorno Francisco**, "Índice de calidad de la roca RQD, clasificaciones de los macizos rocosos según: Barton, Bieniawski, Hoek y Brown", Universidad de los Andes Mérida de Venezuela, Escuela de Ingeniería Geológica, Mérida, 2002.
3. **CAMIPER**, "LXII Diplomado Internacional en Estabilidad de Taludes", Lima, 2018.
4. **Dips V6.0**, "Reference Manual", 2010.
5. **DIN 21521**, "Gebirgsanker für den Bergbau und den Tunnelbau", Berlin, 1993.
6. **Dirección Técnica de la Dirección General de Carreteras**, "Guía para el desarrollo y la ejecución de anclajes al terreno en obras de carretera", Madrid, 2001.
7. **Duncan C. Wyllie**, "Rock Slope Engineering", Fifth Edition, 2017
8. **García Wolfrum Silvia**, "Anclaje en rocas", Tesis para optar el Título de Doctor, Universidad Politécnica de Madrid, Departamento de Ingeniería y morfología del terreno, Madrid, 2005.
9. **Gonzales Tuesta Paolo**, "Sistema de sostenimiento en roca con anclajes por cables de acero con cabezal retensable", Tesis de grado para optar el título de Ingeniero Civil, Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Civil, Lima, 2002.
10. **Lazo Damian Bernabe Alcides**, "Control automatizado en la construcción del Starter Dam en Sociedad Minera Cerro Verde S.A.A utilizando el sistema de posicionamiento global GPS", Tesis de grado para optar el Título de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería de Minas, Lima, 2006.
11. **López Jimeno Carlos**, "Manual de perforación y voladura de rocas", Instituto Tecnológico Geominero de España, Madrid, 2003.
12. **NBR 5629**, "Execucao de tirantes ancorados no terreno", Rio de Janeiro, 1996.
13. **PTI DC35.1-04**, "Recommendations for Prestressed Rock and Soil Anchors", Post Tensioning Institute, Dallas, 2004
14. **RocLab V6.0**, "Guía del usuario", Rocscience, 2004.

15. **SlideV6.0**, "Users Guide", Rocscience, 2002.
16. **Suárez Díaz Jaime**, "Deslizamiento: Técnicas de remediación", Tomo II, Bucaramanga, 1998
17. **Ucar Navarro Roberto**, "Manual de anclajes en Obras de Tierras", Facultad de Ingeniería Mérida Venezuela, Mérida, 2002.
18. **Vidal Córdova Eldwin**, "Anclajes en roca y suelo como alternativa de uso múltiple en la ingeniería civil", Tesis de grado para optar el título de Ingeniero Civil, Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Civil, Lima, 1993.

ANEXOS

- A. Mapa Geológico Regional del Cuadrángulo de la Joya.
- B. Mapa Geológico Local – Cerro Verde.
- C. Registro de mapeo de estaciones geomecánicas.
- D. Caracterización del material mediante el criterio de Hoek & Brown usando el programa Roc Data V6.0
- E. Análisis del talud mediante el programa Slide V6.0
- F. Estereograma en las celdas geomecánicas con el programa Dips V6.0.
- G. Análisis de la caída de rocas mediante el programa Roc Fall.
- H. Análisis de equilibrio límite.
- I. Diseño del sistema de anclajes para la caída de rocas – MacRo.
- J. Registro de Pull Out Test
- K. Plano de los pernos ensayados
- L. Panel Fotográfico