



UNIVERSIDAD
PRIVADA
DEL NORTE

FACULTAD DE INGENIERÍA

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

“ESTUDIO DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN
ROCA ENTRE LOS KILÓMETROS 95 AL 97 DE LA
CARRETERA CIUDAD DE DIOS - CAJAMARCA”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Bach. Mario Alexander Díaz Rodas
Bach. Jean Geyler Rodríguez Salazar

Asesor:

Ing. Elmer Ovidio Luque Luque

Cajamarca - Perú
2017

APROBACIÓN DE LA TESIS

El asesor y los miembros del jurado evaluador asignados, **APRUEBAN** la tesis desarrollada por los bachilleres **Mario Alexander Díaz Rodas** y **Jean Geyler Rodríguez Salazar**, denominada:

**“ESTUDIO DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN ROCA ENTRE LOS
KILÓMETROS 95 AL 97 DE LA CARRETERA CIUDAD DE DIOS -
CAJAMARCA”**

Ing. Elmer Ovidio Luque Luque
ASESOR

Ing. Vladimir Héctor Yataco Dueñas
JURADO
PRESIDENTE

Ing. Wilmer Alejandro Salcedo Rebaza
JURADO

Ing. Rafael Napoleón Ocas Boñón
JURADO

DEDICATORIA

A mi madre, que siempre ha estado pendiente tanto en los momentos hermosos como en los difíciles de mi vida y me ha brindado todo el apoyo y amor que un hijo puede recibir.

A mis hermanas que con sus grandes consejos han servido de motivación para poder llegar a este momento tan importante para mí, sobre todo a mi esposa e hijos, por ser siempre el motor y el motivo de cada paso en mi vida.

Mario Díaz

Se la dedico al forjador de mi camino, a mi padre especial, el que me acompaña y siempre me levanta de mis tropiezos, a Dios.

A mi padre que ha estado apoyándome siempre, desde el inicio, y hasta el día de hoy.

A mi madre que ha sido mi principal fuente de inspiración, y un gran apoyo durante todos estos años.

Jean Rodríguez

AGRADECIMIENTO

El principal agradecimiento que expresamos es a Dios, quien nos ha cuidado, guiado y mantenido firmes en esta ardua labor universitaria que hoy culmina con la elaboración de la presente tesis de grado.

A nuestros padres de quienes hemos recibido no solamente un apoyo económico sino también un apoyo moral y ético, un ejemplo de responsabilidad y compromiso, necesario para poder llegar hasta este punto de nuestras vidas. Gracias a ustedes por la confianza que han depositado en nosotros para poder alcanzar una meta más en nuestras vidas.

Quisiéramos también agradecer al Ing. Víctor Gerardo Rivasplata Melgar por su gran apoyo en la elaboración de la presente tesis; y el aporte importante del Ing. Elmer Ovidio Luque Luque.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DE LA TESIS.....	ii
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE DE CONTENIDOS	v
ÍNDICE DE TABLAS.....	viii
ÍNDICE DE FIGURAS	ix
ÍNDICE DE FOTOS.....	xi
ÍNDICE DE PLANOS	xii
ÍNDICE DE ANEXOS	xiii
RESUMEN	xiv
ABSTRACT	xvii
CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	20
1.1. Realidad problemática	20
1.2. Formulación del problema.....	20
1.3. Justificación.....	20
1.4. Limitaciones	21
1.5. Objetivos	21
1.5.1. <i>Objetivo general</i>	21
1.5.2. <i>Objetivos específicos</i>	21
CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO.....	22
2.1. Antecedentes	22
2.2. Bases teóricas.....	27
2.2.1. <i>Taludes en Roca</i>	27
2.2.2. <i>Factor de Seguridad (FS)</i>	34
2.2.3. <i>Mapeo Lineal de Detalle (Registro Lineal)</i>	34
2.2.4. <i>Criterio de Rotura de Barton Bandis</i>	35
2.2.5. <i>Proyección Estereográfica</i>	44
2.2.6. <i>Cálculo de la cohesión y ángulo de fricción interno</i>	50
2.2.7. <i>Cálculo del FS con el programa RocPlane</i>	50
2.3. Definición de términos básicos	52
2.4. Hipótesis	54
CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA.....	55
3.1. Operacionalización de variables	55

3.2.	Diseño de investigación	55
3.2.1.	<i>Etapa de Gabinete</i>	55
3.2.2.	<i>Etapa de Campo</i>	55
3.2.3.	<i>Etapa final</i>	56
3.3.	Unidad de estudio	56
3.4.	Población	56
3.5.	Muestra (muestreo o selección).....	56
3.6.	Técnicas, instrumentos y procedimientos de recolección de datos	56
3.6.1.	<i>Filtraciones</i>	56
3.6.2.	<i>Resistencia a la Compresión Uniaxial</i>	56
3.6.3.	<i>Rugosidad</i>	56
3.6.4.	<i>Toma de muestras para el ensayo de Tilt Test</i>	56
3.7.	Métodos, instrumentos y procedimientos de análisis de datos	57
3.7.1.	<i>Filtraciones de agua</i>	57
3.7.2.	<i>Martillo de Schmidt</i>	57
3.7.3.	<i>Peine de Barton</i>	57
3.7.4.	<i>Ensayo de Tilt Test</i>	57
CAPÍTULO 4. GENERALIDADES.....		58
4.1.	Ubicación y accesos	58
4.2.	Clima y Vegetación	60
4.3.	Geología Regional	60
4.3.1.	<i>Formación Inca (Ki - In)</i>	60
4.3.2.	<i>Formación Chulec (Ki - Chu)</i>	60
4.3.3.	<i>Formación Pariatambo (Ki - Pa)</i>	61
4.3.4.	<i>Formación Yumagual (Ks - Yu)</i>	61
4.3.5.	<i>Volcánico Tembladera (Pp - Vt)</i>	61
4.3.6.	<i>Volcánico Chilete (Pe - Vch)</i>	62
4.3.7.	<i>Volcánico San Pablo (Po - Vsp)</i>	62
4.4.	Geología local	63
4.4.1.	<i>Formación Carhuaz (Ki - ca)</i>	63
4.4.2.	<i>Formación Farrat (Ki - f)</i>	63
CAPÍTULO 5. PROCEDIMIENTOS EN GABINETE Y RECOLECCIÓN DE DATOS EN CAMPO Y LABORATORIO.....		65
5.1.	Gabinete.....	65
5.1.1.	<i>Análisis de imágenes satelitales en gabinete</i>	65
5.1.2.	<i>Diseño de la toma de datos</i>	67
5.2.	Recolección de datos en campo.....	67
5.2.1.	<i>Toma de rumbo y buzamiento de las discontinuidades y del talud</i>	67
5.2.2.	<i>Determinación de la resistencia a la compresión simple</i>	68
5.2.3.	<i>Determinación de la rugosidad de las discontinuidades</i>	69
5.3.	Recolección de datos en laboratorio.....	70
5.3.1.	<i>Preparación de probetas o muestras</i>	70
5.3.2.	<i>Determinación del ángulo de fricción básico</i>	71

5.3.3. <i>Determinación de la densidad de la roca</i>	72
CAPÍTULO 6. RESULTADOS	74
6.1. Cálculo de la densidad de la roca	74
6.2. Determinación del Ángulo de Fricción Básico	74
6.3. Análisis Cinemático	74
6.4. Cálculo del JCS, JRC, Cohesión, Ángulo de Fricción Interno y Factor de Seguridad.	81
DISCUSIÓN	102
CONCLUSIONES	103
RECOMENDACIONES	104
REFERENCIAS	105
ANEXOS	107

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Operacionalización de variables	55
Tabla 2: Longitud de mapeo en línea de detalle por estación	67
Tabla 3: Determinación de ángulos de fricción básico	74
Tabla 4: Resumen de los parámetros de la zona estudiada	102

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Análisis de estabilidad de los taludes en roca	27
Figura 2: Representación de una Falla Planar	29
Figura 3: Falla Planar Vista Lateral	30
Figura 4: Representación de una Falla tipo Cuña.....	31
Figura 5: Representación de la Falla tipo Vuelco	32
Figura 6: Factor de Seguridad en taludes estables e inestables	34
Figura 7: Perfiles normalizados que propusieron Barton y Choubey (1977) para obtener el índice de rugosidad de una junta o JRC. Cortesía de Springer-Verlag.....	37
Figura 8: Método alternativo de Barton (1982) para calcular el JRC. Cortesía Balkema.....	39
Figura 9: Método alternativo de Barton (1987) para calcular el JRC y correlacionarlo con el índice de alteración y rugosidad Jr, de la clasificación geomecánica Q de Barton	40
Figura 10: Ábaco para la obtención de la resistencia a compresión simple de una roca o de los labios de una discontinuidad a partir de medidas con el martillo de Schmidt tipo L o esclerómetro (Basado en Miller, 1966).....	42
Figura 11: Diagramas de la sección y transversal de un ensayo de inclinación o “tilt-test” con testigos para obtener el ángulo de fricción básico según la propuesta de Stimpson (1981)	43
Figura 12: Elementos que definen una recta y un plano en geología	44
Figura 13: Proyección estereográfica de un plano inclinado	45
Figura 14: Diagrama de círculos máximos o diagrama beta	45
Figura 15: Diagrama de polos o diagrama pi	46
Figura 16: Diagrama de densidad de polos: a) en proyección equirreal y en proyección estereográfica (equiangular)	47
Figura 17: Elementos de un plano y una recta.....	47
Figura 18: Tipos de roturas en macizos rocosos y su representación estereográfica	49
Figura 19: Obtención de coeficiente de seguridad frente a rotura plana con el programa RocPlane (ROCSCIENCE, 2001).....	51
Figura 20: Ábaco para la determinación de JCS.....	69
Figura 21: Ábaco que correlaciona la profundidad de la rugosidad y la longitud del Peine de Barton	70
Figura 22: Análisis cinemático de la estación 1.....	74
Figura 23: Análisis cinemático de la estación 2.....	75
Figura 24: Análisis cinemático de la estación 3.....	76
Figura 25: Análisis cinemático de la estación 4.....	77
Figura 26: Análisis cinemático de la estación 5.....	78
Figura 27. Análisis cinemático de la estación 6.....	79

Figura 28: Análisis cinemático de la estación 7	80
Figura 29: Ábaco de RCU de la estación 01	81
Figura 30: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 01	81
Figura 31: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 01	82
Figura 32: Ábaco de RCU de la estación 02	84
Figura 33: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 02	84
Figura 34: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 02	85
Figura 35: Ábaco de RCU de la estación 03	87
Figura 36: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 03	87
Figura 37: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 03	88
Figura 38: Ábaco de RCU de la estación 04	90
Figura 39: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 04	90
Figura 40: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 04	91
Figura 41: Ábaco de RCU de la estación 05	93
Figura 42: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 05	93
Figura 43: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 05	94
Figura 44: Ábaco de RCU de la estación 06	96
Figura 45: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 06	96
Figura 46: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 06	97
Figura 47: Ábaco de RCU de la estación 07	99
Figura 48: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 07	99
Figura 49: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 07	100

ÍNDICE DE FOTOS

Foto 1: Toma de datos (rumbo y buzamiento) en la zona de estudio.....	67
Foto 2: Toma de datos en la zona de estudio usando el martillo de Schmidt	68
Foto 3: Cálculo de la rugosidad con peine de Barton	69
Foto 4: Preparación de la probeta con el uso del equipo extractor de muestras	71
Foto 5: Preparación de la probeta con el uso del equipo extractor de muestras	71
Foto 6: Preparando la probeta para el ensayo de Tilt Test	72
Foto 7: Realizando el ensayo de Tilt Test	72
Foto 8: Tomando el peso de la probeta (muestra)	73
Foto 9: Sumergiendo la muestra en el agua para determinar el volumen	73

ÍNDICE DE PLANOS

Plano 1: Ubicación de la zona de estudio.....	59
Plano 2: Geología de la zona de estudio	64
Plano 3: Imágenes satelitales de la zona de estudio.....	66

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Data de resultados obtenidos en campo y laboratorio	107
Anexo 2. Datos de coeficiente sísmico de la Compañía Minera Coimolache.....	114
Anexo 3. Registros de Calibración de los equipos empleados.....	115

RESUMEN

Debido a los constantes deslizamientos que se producen en lugares cercanos a la zona de estudio, especialmente en épocas de invierno, nos llevó a realizar un estudio más detallado y minucioso acerca de la estabilidad de taludes en roca entre los kilómetros 95 al 97 de la carretera Ciudad de Dios - Cajamarca. Es por ello que la presente tesis se encargará de informar al gobierno central y a la población aledaña si realmente se puede producir un deslizamiento en el tramo mencionado. Para poder llegar a un veredicto final se dividió en siete estaciones geomecánicas a la zona, en donde se calculó la cohesión y ángulo de fricción interno de la roca mediante el criterio de rotura de Barton - Bandis, se analizó la cinemática de los taludes, a ello se sumó el cálculo de la densidad de las unidades litológicas aflorantes y finalmente los datos obtenidos se ingresaron a los software especializados (Rocscience) para obtener el valor del Factor de Seguridad (FS) para cada estación geomecánica estudiada. Teniendo como afirmación lo escrito líneas atrás, las autoridades deberán tomar cartas en el asunto para poder estabilizar dichos taludes, y así evitar que la ciudad de Cajamarca quede incomunicada con la costa; por consiguiente, tener pérdidas humanas y económicas.

En campo se observó fallas de tipo planar, y una característica más resaltante de este tipo de falla es que se produce por la presencia de juntas predominantes que buzan hacia el talud y cuyo rumbo es bastante paralelo a la cara del talud, con algún control estructural. A la par se distinguieron 2 discontinuidades (una predominante y otra aleatoria), es por ello que se optó por el criterio de rotura de Barton - Bandis para el cálculo de la cohesión y ángulo de fricción interno de la roca, mediante la siguiente ecuación:

$$\tau = \sigma_n \cdot \text{tg} \left[\phi_b + JRC \cdot \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right]$$

Donde:

τ : Esfuerzo cortante.

σ_n : Esfuerzo normal.

ϕ_b : Ángulo de fricción básico.

JRC : Coeficiente de rugosidad de la junta.

JCS : Resistencia a la compresión simple de los labios de la discontinuidad.

Para calcular los parámetros de dicho criterio de rotura se realizaron ensayos en campo y en laboratorio; y posteriormente utilizar ábacos geomecánicos.

El tipo de diseño de la investigación es pre experimental, puesto que los tesisistas nos limitamos solo a observar condiciones naturales del fenómeno, analizándolo sin modificarlo ni alterarlo; lo que nos permite confiar en la existencia de altos niveles de validez de los resultados obtenidos. Se identificó como variable dependiente a la estabilidad de taludes y como variable independiente a la calidad de la roca.

El área de estudio está ubicada en el distrito de Chilete, provincia de Contumazá, región de Cajamarca; abarcando un área aproximada de 0.5 Km². El marco geológico está dominado por unidades litológicas de las formaciones Carhuaz y Farrat, definiendo en campo una estratigrafía con buzamientos a favor de la carretera principal.

Los taludes que se encuentran entre las progresivas del Km 95+000 al 97+000 presentan de manera constante problemas de deslizamiento de bloques de roca, por lo que el estudio estuvo enfocado en realizar de manera inicial un mapeo en línea de detalle, haciendo ensayos directos en campo con el martillo de Schmidt y peine de Barton, para medir la resistencia a la compresión simple y la rugosidad respectivamente; al mismo tiempo tomando datos como DIP y DIP DIR de las discontinuidades. Se extrajeron muestras representativas para cada estación geomecánica, basándonos en el criterio de emplear fragmentos de roca intacta, es decir que no muestren discontinuidades. Dichas muestras extraídas en campo se prepararon en el laboratorio de mecánica de rocas de la UPN usando el extractor de muestras y basándonos en el criterio descrito por la ISRM, en donde las probetas deben tener una dimensión de por lo menos < 40% de la longitud total de la placa de Tilt Test para poder realizar el ensayo del mismo nombre y determinar la densidad.

Finalmente, se determinó la cohesión y ángulo de fricción interno de la roca con la ayuda del programa RocData. El análisis cinemático de los taludes estudiados se realizó en el programa Dips. Para determinar la densidad de las unidades litológicas aflorantes se aplicó la fórmula clásica de $\rho = m/v$; donde “m” es la masa y “v” es el volumen. El programa RocPlane nos sirvió para calcular los factores de seguridad estáticos y pseudoestáticos para cada estación geomecánica estudiada. Los resultados nos indican que la zona en estudio muestra un alto grado de inestabilidad de taludes en roca y eso se ve reflejado en el siguiente cuadro resumen:

N°	JRC	JCS	Densidad (Kn/m3)	Φ básico	Φ	C (MPa)	FS (Estático)	FS (Pseudoestático)	Condición
E1	8	90	25.036	29	41.04	0.092	1.12	0.94	Inestable
E2	4	105	25.036	28	34.91	0.026	0.91	0.76	Inestable
E3	4	116	25.036	28	34.94	0.028	0.79	0.65	Inestable
E4	5.5	114	25.036	27	35.15	0.069	0.72	0.58	Inestable
E5	7.5	90	25.036	29	40.34	0.082	1.10	0.91	Inestable
E6	3	120	25.036	27	32.10	0.022	0.68	0.54	Inestable
E7	3	116	25.036	28	33.77	0.013	0.75	0.58	Inestable

Es por ello que se recomienda realizar un estudio técnico para estabilizar y evitar deslizamientos en el sector estudiado, según la información brindada por esta tesis.

PALABRAS CLAVE:

Deslizamientos, estabilidad de taludes en roca, estaciones geomecánicas, cohesión y ángulo de fricción interno de la roca, criterio de rotura de Barton - Bandis, cinemática de los taludes, densidad de las unidades litológicas aflorantes, software especializados, factores de seguridad estáticos y pseudoestáticos, fallas de tipo planar, juntas, rumbo y buzamiento, discontinuidades, esfuerzo cortante, esfuerzo normal, ángulo de fricción básico, coeficiente de rugosidad, resistencia a la compresión simple, ensayos, ábacos geomecánicos, calidad de la roca, marco geológico, formaciones Carhuaz y Farrat, estratigrafía, mapeo en línea de detalle, martillo de Schmidt, peine de Barton, muestras, roca intacta, extractor de muestras, Tilt Test.

ABSTRACT

Due to the constant landslides that occur in places close to the area of study, especially in times of winter, led us to carry out a more detailed and thorough study about the stability of slopes in rock between 95 to 97 kilometers of the road City of God - Cajamarca. It is for this reason that this thesis is responsible for informing the central government and the population if you can really produce a slip in the section above. In order to reach a final verdict was divided into seven stations geomecánicas to the area, where the cohesion and internal friction angle of the rock was calculated by the criterion of breakage of Barton - Bandis, analyzed the kinematics of the slopes, the calculation of the density of the litológicas outcropping units and finally the data obtained were entered to the specialized (Rocscience software) to obtain the value of the safety factor (FS) for each station geomecánicas studied. Taking How to claim what was written, the authorities will have to take a hand in the matter to be able to stabilize such slopes, and so avoid the city of Cajamarca is cut off from the coast; therefore, human and economic losses.

In the field are planar type failures observed, and the most striking feature of this type of failure is caused by the presence of incumbents that buzan toward the slope and whose direction is quite parallel to the face of the slope, with some structural control. The pair were distinguished 2 discontinuities (a predominant and other random), which is why it was decided by the criterion of Barton - Bandis breakage for the calculation of the cohesion and internal friction angle of the rock, using the following equation:

$$\tau = \sigma_n \cdot \text{tg} \left[\phi_b + JRC \cdot \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right]$$

Where:

τ : Peak shear strength.

σ_n : Applied normal stress.

ϕ_b : Basic friction angle.

JRC : Joint Roughness Coefficient.

JCS : Joint wall Compressive Strength.

To calculate the parameters of such a criterion of breakage trials were carried out in the field and in the laboratory; and then use abacos geomecánicas.

The type of research design is pre-experimental, since the thesis students we limit ourselves only to observe the natural conditions of the phenomenon, analyzing it without modifying it or alter it; what allows us to rely on the existence of high levels of validity of the results obtained. It identified like dependent variable to the stability of taludes and like independent variable to the quality of the rock.

The study area is located in the district of Chilete, province of Contumaza, Cajamarca region; covering an approximate area of 0.5 km². The geological framework litológicas is dominated by units of the Formations Carhuaz and Farrat, defining in field a stratigraphy with dips in favor of the main road.

The slopes that are among the progressive of the Km 95+000 to 97+000 presented constant problems of sliding blocks of rock, so that the study focused on initial perform a mapping in detail line, making direct in field trials with the hammer of Schmidt and comb of Barton, to measure the resistance to compression and the roughness respectively; at the same time taking data as a DIP and DIP DIR of the discontinuities. Representative samples were taken for each station geomechanics, based on the criterion of using rock fragments intact, i.e. showing no discontinuities. These samples taken in the field were prepared in the laboratory of mechanics of rocks of the UPN using samples and based on the criteria described by the ISRM, where the test pieces must have a dimension of at least < 40% of the total length of the tilt test in order to be able to carry out the test of the same name and determine the density.

Finally, it was determined the cohesion and internal friction angle of the rock with the help of the RocData program. The kinematic analysis of the slopes studied was carried out in the program Dips. To determine the density of the units litológicas outcropping was applied the classic formula of $\rho = m/V$; where "m" is the mass and "v" is the volume. The program RocPlane served us to calculate the safety factors static and pseudo-static for each station geomechanics studied. The results indicate that the area under study shows a high degree of instability of slopes in rock and this is reflected in the following summary table:

No.	JRC	JCS	Density (Kn/m3)	Basic Φ	Φ	C (MPa)	FS (Static)	FS (Pseudostatic)	Condition
E1	8	90	25,036	29	41.04	0,092	1.12	0.94	Unstable
E2	4	105	25,036	28	34.91	0,026	0.91	0.76	Unstable
E3	4	116	25,036	28	44.85	0,028	0.79	0.65	Unstable
E4	5.5	114	25,036	27	35.15	0,069	0.72	0.58	Unstable
E5	7.5	90	25,036	29	40.34	0,082	1.10	0.91	Unstable
E6	3	120	25,036	27	32.10	0,022	0.68	0.54	Unstable
E7	3	116	25,036	28	47.95	0,013	0.75	0.58	Unstable

It is therefore recommended to carry out a technical study to stabilize and prevent landslides in the area studied, according to the information provided by this thesis.

KEYWORDS:

Landslides, Rock slope stability, geomechanics stations, cohesion and internal friction angle of the rock, criterion of breakage of Barton - Bandis, kinematics of the slopes, density of the units litológicas outcropping, specialized software, static safety factors and pseudoestatics, planar type failures, together, direction and dip, discontinuities, peak shear strength, applied normal stress, basic friction angle, Joint Roughness Coefficient, Joint wall Compressive Strength, essays, abacos geomechanical, quality of the rock, geological framework, geological formations Carhuaz and Farrat, stratigraphy, mapping in detail line, hammer of Schmidt, comb of Barton, samples, rock intact, extractor samples, Tilt Test.

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

Según el plano de movimientos en masa del Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico del Perú (INGEMMET, 2011) las regiones del norte del país están inmersos de manera intrínseca al desencadenamiento de deslizamientos de gran magnitud, causando serios daños a la economía de la región y afectando al desarrollo normal de la población en general. Teniendo como afirmación lo antes mencionado podemos aseverar que la carretera de penetración Ciudad de Dios - Cajamarca sufre constantemente procesos de deslizamientos, debido a la naturaleza anisótropa de las unidades geológicas (INGEMMET, 2010 y 2011) y de las actividades antrópicas. Esto ocurre principalmente en las estaciones climáticas de invierno (INGEMMET, 2010 y 2011; SENHAMI). La necesidad de identificar los sectores con potencial desarrollo de movimientos en masa; ya sea del tipo de falla planar, en cuña o por vuelco, hace necesario este tipo de investigaciones para delimitar específicamente un sector; además poder usar los software especializados, combinados con un trabajo de campo.

1.2. Formulación del problema

¿Cuáles son los factores de seguridad de los taludes en roca comprendidos entre los kilómetros 95 al 97 de la carretera Ciudad de Dios - Cajamarca?

1.3. Justificación

El área de estudio es una zona que necesita una atención especial, debido a que la configuración de las capas rocosas y las condiciones climáticas pueden desencadenar graves accidentes, es por ello que se va realizar un estudio más detallado y minucioso acerca de la estabilidad de los taludes en roca comprendidos entre los kilómetros 95 al 97 de la carretera Ciudad de Dios - Cajamarca.

Los resultados que se obtendrán nos ayudarán a evitar posibles deslizamientos que como consecuencia pueden traer pérdidas humanas y económicas.

Esta investigación se encargará de informar al gobierno central y a las comunidades aledañas acerca del grado de inestabilidad de los taludes en la zona de estudio.

Para poder llegar a una conclusión clara se dividirá en siete estaciones geomecánicas a la zona, en donde se calculará la cohesión y ángulo de fricción interno de la roca mediante el criterio de rotura de Barton - Bandis, se analizará la cinemática de los taludes, a ello se sumará el cálculo de la densidad de las unidades litológicas aflorantes y finalmente dichos datos se procesarán en los software especializados para poder obtener el valor del factor de seguridad para cada estación geomecánica estudiada.

Por lo expuesto anteriormente podemos afirmar que es de suma importancia calcular el factor de seguridad a través del criterio de rotura de Barton - Bandis, ya que beneficiará a la población en general de la región y principalmente a las autoridades para que puedan tomar cartas en el asunto estabilizando los taludes de alto grado de inestabilidad.

1.4. Limitaciones

- Broca desgastada del extractor de muestras, debido a su frecuente uso.

Se solucionará solicitando a la universidad, por intermedio del director académico que haga el cambio de broca al extractor de muestras.

1.5. Objetivos

1.5.1. Objetivo general

- Realizar un estudio de estabilidad de taludes en roca entre los kilómetros 95 al 97 de la carretera Ciudad de Dios - Cajamarca.

1.5.2. Objetivos específicos

- Calcular la cohesión y el ángulo de fricción interno de la roca mediante el criterio de rotura de Barton - Bandis.
- Analizar la cinemática de los taludes en estudio.
- Calcular la densidad de las unidades litológicas aflorantes en el área de estudio.
- Calcular el factor de seguridad (FS) para los taludes que presenten inestabilidad.
- Aplicar software especializados para calcular el FS y realizar estudios cinemáticos de taludes.

CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

- **Ortiz y Portilla (2014)** en su tesis titulada “Estudio de estabilidad de los taludes de las presas del proyecto Pacalori, teniendo en cuenta la acción sísmica” (Cuenca, Ecuador), llegan a las siguientes conclusiones:
 - ✓ Para definir el procedimiento de cálculo de la estabilidad de los taludes de las presas de tierra del Proyecto PACALORI teniendo en cuenta la acción sísmica se requirió obtener el coeficiente pseudoestático horizontal, de acuerdo a la ubicación del Proyecto PACALORI, el registro de la sismicidad de la zona, la importancia económica de las presas de tierra y de la experiencia internacional en el diseño de las mismas, donde la acción sísmica no provoca fallas catastróficas, hemos concluido utilizar un período de retorno de 475 años. Para un período de retorno de 475 años y utilizando la Norma Ecuatoriana de la Construcción, se considera aceptable utilizar en la modelación de las presas del proyecto PACALORI, una aceleración máxima esperada en roca de 0.30 g, lo que resulta en un coeficiente sísmico horizontal de 0.15 ($k_h = 0.15$), valor que se encuentra dentro del rango [0.1 - 0.2], recomendado por muchos investigadores y organismos internacionales como relativamente seguro.
 - ✓ El procedimiento de cálculo del factor de seguridad mínimo, considerando acción sísmica para las presas de tierra del Proyecto PACALORI, se aplicó al diseño de taludes de la presa Chojampe 2, resultando que el talud aguas arriba de 1:3 y aguas abajo de 1:2.75, con drenaje de colchón son estables, seguros y económicos para todos los estados de carga y considerando acción sísmica.
 - ✓ El procedimiento aplicado en la presa Chojampe 2, para el diseño de los taludes considerando la acción sísmica, puede ser utilizado en el resto de presas de tierra homogénea que constituyen el Proyecto PACALORI.

- **Merchán y Sánchez (2013)** en su tesis titulada “Evaluación de la estabilidad de los taludes en un sector de la cantera de materiales pétreos Las Victorias” (Cuenca, Ecuador), llegan a las siguientes conclusiones:
 - ✓ La calidad de las rocas de la cantera “Las Victorias” es de calidad buena según la caracterización geomecánica realizada.

- ✓ El talud analizado (talud base de apertura) se considera estable por las tres direcciones posibles de fallas, en relación con la dirección del agrietamiento presente en el macizo.
 - ✓ Las principales inestabilidades que se producen son desprendimientos de rocas.
 - ✓ Las medidas de estabilización propuestas permiten evitar potenciales inestabilidades a las que el talud es propenso.
 - ✓ Al evaluar la estabilidad de los taludes en un sector de la cantera “Las Victorias” se obtiene que la estabilidad del talud de apertura es estable.
- **Carrillo, Linkimer, Rodríguez y Zúñiga (2002) en su investigación titulada “Clasificación geomecánica y análisis estabilidad de taludes del macizo rocoso Coris, Cartago, Costa Rica”, llegan a las siguientes conclusiones:**
- ✓ El macizo rocoso estudiado se clasifica como de muy mala calidad, con un RMR < 20, un RQD de 23 y un Q de 0,5. La orientación de los sistemas de discontinuidades y su ángulo de buzamiento, se consideran como las características más desfavorables que posee este macizo rocoso en particular.
 - ✓ El caso más crítico de estabilidad será cuando el talud de explotación se oriente paralelo a alguno de los sistemas de diaclasas, con lo cual, existe la posibilidad de deslizamiento a lo largo de las discontinuidades. En la mina propiedad de SICORSA, la orientación del frente norte de explotación es de S70°E, con inclinación al SW. Es por esta razón que los sistemas denominados 2 y 3, se consideran como medianamente desfavorables o desfavorables, ya que se inclinan al S37°E y al S31°W.
 - ✓ El frente de explotación actual, con una altura de 7 m, tiene un factor de seguridad de 2,2. De acuerdo con el análisis realizado, el talud es estable hasta una altura de 15 m, alcanzando un factor de seguridad de 1,3.
- **Pozo (2014) en su tesis titulada “Análisis numérico del mecanismo de falla en macizos rocosos fracturados considerando el efecto escala” (Lima, Perú), llega a las siguientes conclusiones:**
- ✓ Debido a la mejoras de modelos numéricos tales como el método de reducción de los parámetros de resistencia al corte (SSR), los procedimientos automatizados para la generación de redes de fracturas, las formulaciones numéricas del comportamiento conjunto roca intacta - discontinuidades, y el amplio desarrollo de programas de cómputo, es posible realizar el análisis numérico de macizos rocosos

que tome en cuenta el cambio del mecanismo de rotura cuando se considera un incremento de la altura del talud.

- ✓ En la presente tesis, se ha verificado la aplicabilidad de la técnica del Método de Elementos Finitos con representación explícita de las discontinuidades (J-MEF) en el análisis de taludes de macizos rocosos. Fue utilizado con el método de reducción de los parámetros de resistencia al corte del material (SSR) con la finalidad de evaluar el factor de seguridad (SRF) mediante métodos numéricos y la forma de la superficie de rotura del talud para diferentes escalas geométricas del problema.
 - ✓ La aplicabilidad del método J-MEF ha permitido analizar la variación de los mecanismos de rotura de los taludes con el cambio de escala. De esta forma, se concluye que, la combinación de la técnica SSR con el análisis J-MEF representan una potencial herramienta para ayudar a los ingenieros geomecánicos a entender mejor y predecir la estabilidad de taludes en macizos rocosos con estructura en bloques. El método J-MEF ha permitido modelar roturas que incluyen deslizamiento a través de las discontinuidades y rotura por corte a través de la roca intacta. En todos los casos estudiados, se determinó automáticamente los mecanismos críticos de rotura sin ninguna suposición a priori sobre los modos o formas de estos mecanismos.
- **Villacorta, Llorente, Laín, Fidel, Machare y Carlotto (2007) en su investigación titulada “Análisis de la susceptibilidad a los movimientos de ladera en la cuenca del río Llaminchán (Cajamarca, Perú)”, llega a las siguientes conclusiones:**
- ✓ El inventario y cartografiado de movimientos de ladera son herramientas que proveen de información confiable a los modelos de susceptibilidad a dichos fenómenos.
 - ✓ El método usado es ventajoso debido a su fácil uso, breve tiempo en el procesamiento de datos espaciales y porque es costo - eficiente.
 - ✓ La elaboración de una matriz de susceptibilidad es de mucha utilidad para ponderar las relaciones existentes entre unidades litológicas y rangos de pendientes.
 - ✓ Las bases de datos estandarizadas permiten optimizar el análisis de la susceptibilidad por movimientos de ladera mediante SIG.
 - ✓ La susceptibilidad a los movimientos de ladera en la cuenca Llaminchán, está relacionada directamente a las pendientes y litología de la zona.
 - ✓ Las zonas con más alta susceptibilidad se encuentran al noreste de la ciudad de San Pablo (Cerros Llamadón y Calaquis), el flanco sur del Cerro Callancas, el sector norte del poblado Santa Ana, la parte alta del sector Pueblo Libre - El Naranjo

(Ladera oeste del cerro Sojllasta) y la zona comprendida entre Chilete y la mina Paredones (laderas en ambos márgenes del río Llaminchán).

▪ **Zavala y Rosado (2011) en su trabajo técnico titulado “Riesgo Geológico en la Región Cajamarca”, llegan a las siguientes conclusiones:**

- ✓ La región Cajamarca se caracteriza por un relieve morfológico que, a diferencia de otras áreas de la cordillera de los Andes, muestra elevaciones que no sobrepasan los 4650 msnm. Las morfologías presentes tienen una relación de origen tectónico degradacional y denudacional, así como procesos de agradación. Morfoestructuralmente, comprende, en el sector occidental, montañas y estribaciones de la cordillera Noroccidental (Batolito Andino), con laderas pronunciadas, cumbres suaves cortadas por valles juveniles, quebradas muy disectadas, relieves estructuralmente plegados en el sector central y oriental, pampas y altiplanicies que modelan secuencias volcánicas (mesetas y lomadas suaves). Son comunes vertientes con depósitos pliocuaternarios, aluviales y fluviales en el lado sur (San Marcos y Cajabamba) y norte (Jaén y San Ignacio) de la región. Se presentan remanentes de una cordillera antigua con laderas abruptas, expuestas en el lado noroccidental y oriental (Complejos Olmos y Marañón). El drenaje de la región lo conforman cinco ríos en la vertiente pacífica (La Leche, Chancay - Lambayeque, Saña, Jequetepeque y Chicama), y varios ríos tributarios en la cuenca Marañón de la vertiente atlántica (Crisnejas, Llaucano, Huancabamba - Chamaya y Tabaconas - Chinchipe).
- ✓ En el contexto general de peligros, muestra una sismicidad moderada y la presencia de fallas geológicas activas se restringe a la falla de Chaquilbamba en el límite con la región La Libertad. Sin embargo, desde el punto de vista hidrometeorológico, se da una gran influencia de lluvias normales y excepcionales (El Niño); presenta una alta recurrencia de peligros geológicos, en comparación a otras áreas del país. La cartografía de un gran número de movimientos en masa prehistóricos (avalanchas de rocas, deslizamientos y flujos) indica la geodinámica en el pasado geológico reciente en esta región. Estos factores naturales, aunados a la ocupación y crecimiento paulatino de las ciudades en los valles, laderas, planicies o depósitos de piedemonte, la apertura de carreteras, actividades agrícolas y mineras; han aumentado con la recurrencia en los últimos años de eventos de carácter desastroso, como el de los casos de Choropampa, La Púcara, Apangoya, Bambamarca, Huambos, entre otros.

- ✓ El análisis estadístico en la ocurrencia de peligros geológicos y geohidrológicos inventariados (2176 ocurrencias) muestra a los deslizamientos en primer lugar (36,81%), le siguen las caídas de rocas y derrumbes (22,25%), los flujos (17,83%), los procesos de erosión de laderas (10,25%), movimientos complejos (7,81%), erosión e inundación fluviales (3,22%), reptaciones (1,56%), hundimientos (0,18%) y vuelcos (0,09%). Los movimientos en masa inventariados han sido reconocidos en las fotografías aéreas, imágenes de satélite, con un porcentaje importante en la topografía de los escarpes y erosión, morfología de los cuerpos deslizados y acumulados en las laderas y valles, su densidad de vegetación, evidenciando una actividad reciente y un potencial de peligro alto. Algunos eventos de deslizamientos, avalanchas de rocas y flujos de detritos antiguos, que represaron los valles de los Huancabamba / Chamaya, Llaucano, Chotano, Jequetepeque y otros tributarios, por sus características denotan una edad prehistórica a histórica y recientes o activos, con dimensiones considerables en algunos casos, que controlan la morfología actual de estos valles. Algunos de estos tienen influencia sísmica como detonante.

- ✓ Respecto a la vulnerabilidad de obras lineales (carreteras, canales, tramo del oleoducto, eje de la presa El Limón del proyecto Olmos), se puede mencionar un gran número de tramos de carreteras principales afectadas por procesos de movimientos en masa, desde simples procesos de cárcavashuaicos, hasta procesos avanzados de cárcavas - derrumbes y deslizamientos. Los huacos y derrumbes obstruyen periódicamente tramos importantes de carretera, como ocurre usualmente en el tramo Chilete - Magdalena o en varios tramos de la carretera Olmos - Pucará - Chamaya - Corral Quemado. Las estructuras que controlan el paso de estos flujos son generalmente badenes; durante la temporada de lluvias, es necesario realizar periódicamente una limpieza de los mismos. Derrumbes y desprendimientos de rocas obstruyen el tránsito en las carreteras y algunos sectores la erosión fluvial socava sus plataformas. Deslizamientos de tierras y/o movimientos complejos, además de obstruir el tránsito, en algunos casos producen la destrucción o asentamiento de la plataforma de carretera. Las lluvias del verano del 2008 generaron grandes daños en muchos tramos de la carretera entre el Abra de Porculla - Pucará y Corral Quemado, la carretera Pacasmayo - Chilete - Magdalena - Cajamarca, tramos de la carretera Chiclayo - Cajamarca y algunas redes vecinales.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Taludes en Roca

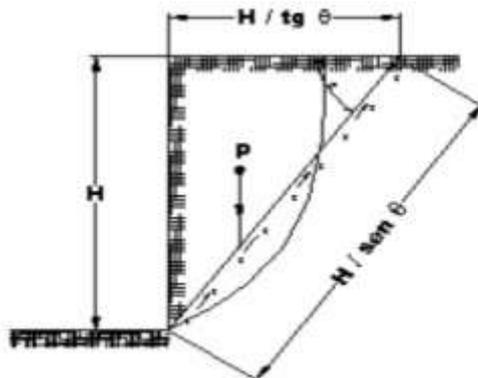
A diferencia de los suelos, la estructura que presentan las rocas es complicada, ya que bajo su apariencia sólida y homogénea se esconden anisotropías originadas por grietas, planos de fractura o estratificación, diaclasas y plegamientos que hacen que su comportamiento mecánico no sea el esperado a primera vista.

Los taludes naturales o los excavados en roca están sujetos de forma permanente a procesos de inestabilidad, provocados por la acción de agentes erosivos – el agua en sus diversos estados es el principal – en el caso de los primeros, a los que se une la propia geometría del talud artificial en el segundo caso. Otro factor que también influye en la estabilidad es la sismicidad natural o provocada por las voladuras realizadas para excavar dicho talud.

Este tipo de taludes es característico de las zonas de desmonte, donde muchas veces es necesario modificar el relieve para ajustar la traza de la carretera, con la consiguiente ruptura del equilibrio natural existente en sus taludes. (Bañón & Beviá, 2000)

Es importante señalar que un talud en rocas en la superficie y una excavación en el subsuelo, son dos ambientes claramente distintos, siendo el talud en la superficie generalmente menos seguro. Aunque una persona puede sentirse más expuesta al peligro trabajando en el subsuelo, debido a los peligros que implican el trabajar en un ambiente cerrado, las excavaciones en la superficie tienden a ser menos estables debido a que se tienen esfuerzos bajos, materiales con grados de intemperismo más elevados y a la acción del agua. (Ver Figura 1)

Figura 1: Análisis de estabilidad de los taludes en roca



Fuente: (Guillén, 2004)

Generalmente, una excavación abierta incluye rocas intemperizadas, cuyas resistencias son mucho menores que la de la roca intacta. Algunas rocas blandas continuarán

degradándose debido a alteraciones durante la construcción y posteriormente debido a la acción del agua y del clima, particularmente en regiones con climas cálidos y húmedos.

No obstante que las vetas de agua pueden ser interceptadas tanto en la superficie como en el subsuelo, los materiales en la superficie pueden permitir un mayor flujo de agua debido a su mayor porosidad y grado de fracturamiento, a pesar de la menor carga de agua; además, las aguas superficiales forman parte de los problemas que pueden ser causados por las aguas subterráneas.

Los taludes artificiales en roca son el producto de excavaciones realizadas para abrir espacio para rutas de transporte, edificios, centrales eléctricas, presas y portales de túneles. Son taludes "permanentes" en los cuales es necesario prevenir, o al menos controlar los movimientos de roca. Sin embargo, incluso taludes de roca "temporales", como son los usados en canteras y en operaciones de construcción, pueden tener porciones que requieren la prevención de fallamientos o deslizamientos por un largo periodo. Además, algunos taludes diseñados sólo para uso temporal terminan cobrando vida propia como parte integral del paisaje, colindantes con desarrollos de viviendas o complejos industriales.

Si un talud de roca es grande y contiene una variedad de estructuras y tipos de roca, no debe esperarse que una sola forma de falla cubra todos los sectores. Por el contrario, en una masa rocosa en deslizamiento sería razonable encontrar más de uno de los mecanismos de falla simple, actuando simultáneamente; una parte puede estar deslizándose, otra volcándose, otra experimentando erosión e incluso otra sufriendo fracturamiento y destrucción de lo que previamente era una masa de roca continua.

Algunos de los principios que gobiernan este comportamiento complejo son los siguientes:

- ✓ Los bloques aislados se forman por la intersección de discontinuidades pre-existentes y la superficie de la excavación.
- ✓ Los bloques orientados desfavorablemente se mueven primero, dejando en su lugar un nuevo espacio hacia el cual los bloques adyacentes pueden moverse; los primeros fueron denominados "bloques clave" por Goodman y Shi (1985).
- ✓ El deslizamiento a lo largo de una cara o de un borde de bloque de roca que esté orientado desfavorablemente, ocurrirá si se cumplen las condiciones cinemáticas. La condición más importante es que el bloque sea "removible" en el espacio excavado, implicando que la dirección de movimiento incipiente aflora o tiene salida hacia la excavación.
- ✓ Si se impide el movimiento por deslizamiento, se favorece al mismo tiempo el movimiento por rotación. Por lo tanto, cuando las posibilidades de deslizamiento son

impedidas, debido a que los planos de deslizamiento no afloran hacia la excavación, pueden ocurrir mecanismos por volteo, pandeo (buckling), hundimiento de bloque (block slumping) y fallamiento por torsión o torsional failure.

- ✓ Los bloques incompletos que no están totalmente cortados por el sistema de discontinuidades (implicando que no están completamente "aislados"), podrían fallar cuando la formación de nuevas fracturas en la roca los termine de aislar. (Guillén, 2004)

2.2.1.1. Cinemática de Fallamiento

No hay duda de que el talud constituye la estructura más compleja; por eso es preciso analizar la necesidad de definir criterios de estabilidad de taludes. Existen tipos de fallas más comunes en los taludes los cuales son:

2.2.1.1.1 Falla Planar

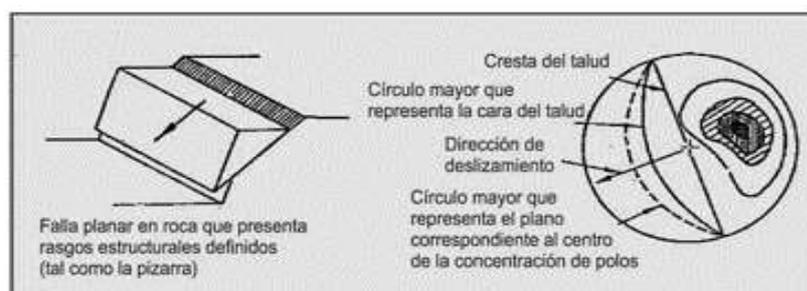
La falla planar se produce por la presencia de juntas predominantes y/o continuas que buzan hacia el talud y cuyo rumbo es bastante paralelo a la cara del talud, con algún control estructural.

Los deslizamientos mediante falla planar consisten en el movimiento de un bloque (o bloques) de roca a lo largo de una superficie de falla plana bien definida, estos deslizamientos pueden ocurrir lenta o rápidamente.

Los deslizamientos planares suelen ocurrir en:

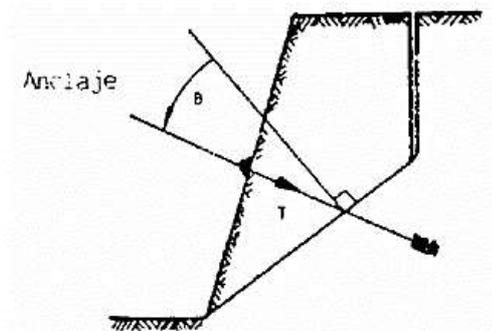
- Rocas sedimentarias que tengan un buzamiento similar o menor a la inclinación de la cara del talud.
- Discontinuidades, tales como fallas, foliaciones o diaclasas que forman largos continuos planos de debilidad que interceptan la superficie del talud. (Sánchez, 2015). (Ver Figuras 2 y 3)

Figura 2: Representación de una Falla Planar



Fuente: (Sánchez, 2015)

Figura 3: Falla Planar Vista Lateral



Fuente: (Sánchez, 2015)

Ocurre cuando una discontinuidad geológica, como la estratificación, buza en forma paralela hacia la cara del talud y su echado es mucho mayor que el ángulo de fricción.

Las condiciones estructurales para que ocurra una falla del talud se resumen a continuación:

- El rumbo de la discontinuidad planar debe de estar 20° dentro del rumbo de la cara del talud, en ambas direcciones: $\alpha_p = \alpha_f \pm 20^\circ$.
- El echado de la discontinuidad planar debe ser menor que el echado de la cara del talud, además de inclinarse hacia dicha cara. $\omega_p < \omega_f$.
- El echado de la discontinuidad debe ser mayor que el ángulo de fricción de la superficie de deslizamiento. $\omega_p > \phi_p$

Donde:

α_f = Dirección del echado de la cara del talud.

α_p = Dirección del echado del plano.

ω_f = Echado del talud.

ω_p = Echado del plano.

ϕ_p = Ángulo de fricción.

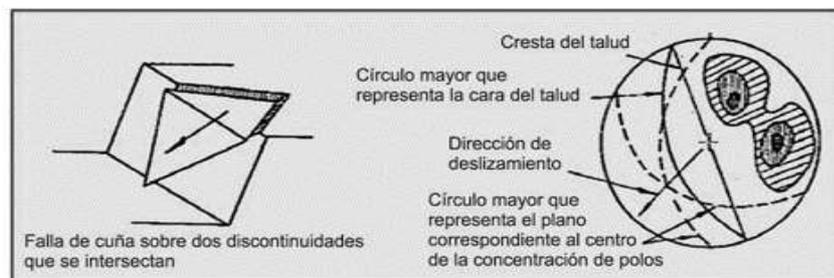
(Turner & Schuster, 1996)

2.2.1.1.2 Falla en Cuña

La falla en cuña ocurre según dos juntas de diferentes familias cuya intersección (quilla) buce hacia el talud. Las condiciones de estabilidad son similares a las de las fallas planas y pueden analizarse considerando al buzamiento de la quilla.

Un factor de cuña, que depende de la geometría, multiplica la resistencia al esfuerzo cortante movilizada en las caras de las juntas. (Sánchez, 2015). (Ver Figura 4)

Figura 4: Representación de una Falla tipo Cuña



Fuente: (Sánchez, 2015)

La formación y la ocurrencia de la falla en cuña dependen primeramente de la litología y la estructura del macizo rocoso. Rocas con juntas ortogonales bien definidas o clivajes en adición a una estratificación o foliación inclinada, generalmente son situaciones favorables para este mecanismo de falla. Lutitas, limolitas en estratos delgados, arcillas, calizas y litologías en capas, tienden a ser más propensas a desarrollar cuñas que otro tipo de rocas. No obstante, la litología no es un factor que influya en su formación. (Piteau, 1972)

Las condiciones estructurales necesarias para el fallamiento en cuña se enlistan a continuación:

- El rumbo de la línea de intersección debe ser aproximadamente igual a la dirección del echado de la cara del talud: $\alpha_i = \alpha_f \pm$ (debe aflorar hacia la cara del talud).
- La inmersión de la línea de intersección debe ser menor que el echado de la cara del talud. Bajo esta condición, se dice que la línea de intersección aflora en dirección hacia la cara del talud. $\omega_i < \omega_f$.
- La inmersión de la línea de intersección debe ser mayor que el ángulo de fricción del o los planos de deslizamientos. Si los ángulos de fricción para

ambos planos son marcadamente diferentes, un ángulo promedio de ellos puede ser aplicable. $\phi < \omega_i$.

- El análisis cinemático está gobernado por la orientación de la línea de intersección de los planos que delimitan a la cuña. Este análisis determina si el deslizamiento puede ocurrir, y en caso de ser así, si este ocurrirá en un solo plano o ambos. El postulado indica lo siguiente: si α_a o α_b están entre α_i o α_f , entonces el deslizamiento ocurre sobre el plano que tenga el valor más alto de echado.

Donde :

α_f = Dirección del echado de la cara del talud.

ω_f = Echado del talud.

ϕ = Ángulo de fricción.

ω_i = Inmersión de la línea de intersección.

α_i = Dirección del echado de la línea de intersección.

α_a = Dirección del echado del plano a.

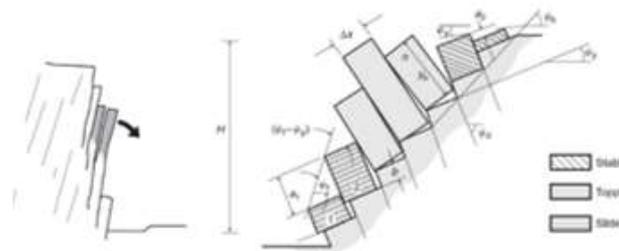
α_b = Dirección del echado del plano b.

(Armas, 2004)

2.2.1.1.3 Falla por Vuelco

Es la rotación hacia delante y hacia el exterior de la ladera, de una masa de suelo o roca alrededor de un eje situado por debajo de su centro de gravedad. La fuerza desestabilizadora es la gravedad así como el empuje ejercido por el terreno adyacente o los fluidos (agua o hielo) en las grietas. (Ver Figura 5)

Figura 5: Representación de la Falla tipo Vuelco



Fuente: (Sánchez, 2015)

Dentro del mecanismo de vuelco pueden distinguirse dos procesos:

- **Vuelco por flexión (flexural toppling)**

Tiene lugar en rocas con un sistema preferente de discontinuidades, formando vigas semicontinuas en voladizo (Goodman y Bray, 1976). Las columnas continuas cuando se doblan hacia delante, rompen por flexión. Este tipo de movimiento es característico en esquistos, filitas, pizarras y en secuencias rítmicas finamente estratificadas (facies flysch).

- **Desplome**

La parte movida cae con un movimiento brusco de giro, al menos inicial, apoyado en su base externa. Estos movimientos se producen en bordes acantilados rocosos o de materiales areno-arcillosos compactados. Si la ladera es empinada, las roturas por vuelco pueden transformarse en caídas. (Sánchez, 2015)

Las condiciones necesarias para este mecanismo son:

- El rumbo de las capas debe ser aproximadamente paralelo a del talud. Diferencias en estas orientaciones de entre 15° - 30° han sido citadas entre varios autores, pero por consistencia entre otros modelos de mecanismos de falla, un valor de 20° es aproximado.
- El echado de las capas debe tender hacia el interior del talud. Usando el convenio de dirección del echado, estas condiciones se pueden fijar como sigue: la dirección del echado de las capas, entre la dirección de la cara del talud debe de ser entre 160° y 200° , $\alpha_p = (\alpha_f \pm 180^\circ) \pm 20^\circ$.
- En orden para que el deslizamiento intercapas ocurra, el polo del círculo máximo de la discontinuidad a volcarse debe tener una inmersión menor que la inclinación de la cara del talud menor que el ángulo de fricción. Esta condición puede ser formulada como sigue: $(90^\circ - \omega_p) = (\omega_f - \phi_p)$.

Dónde:

ω_p = Echado de las capas (planos).

ω_f = Echado de la cara del talud.

α_p = Dirección del echado del plano.

ϕ_p = Ángulo de fricción.

α_f = Dirección del echado de la cara del talud.

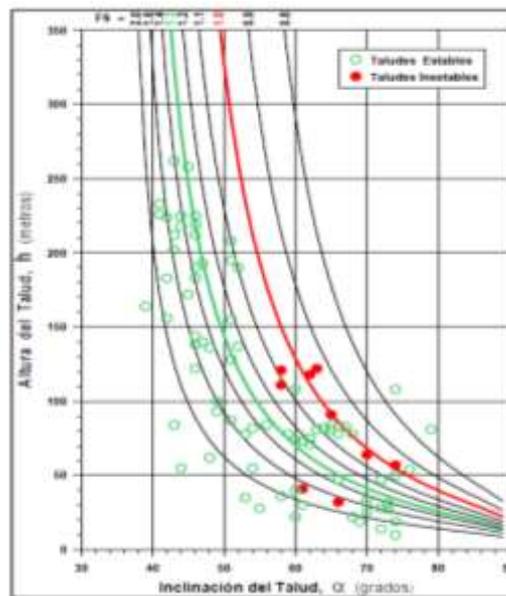
(Armas, 2004)

2.2.2. Factor de Seguridad (FS)

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

En ingeniería geotécnica se utiliza un factor de seguridad para taludes mineros superior a 1,3. Resultados del análisis retrospectivo de taludes estables e inestables en pórfido cuprífero Rajo Atalaya (Rio Tinto, España), sugieren que $FS \geq 1,30$ parece razonable (Hoek, 1969). En él se ha mostrado que taludes fallados presentan inestabilidad para valores de factor de seguridad inferiores a 1,3. Así mismo los taludes que tienen un valor mayor al antes señalado presentan, generalmente, condiciones de estabilidad que hacen segura la operación de dichas condiciones. (Morales, 2009). (Ver Figura 6)

Figura 6: Factor de Seguridad en taludes estables e inestables



Fuente: (Morales, 2009)

2.2.3. Mapeo Lineal de Detalle (Registro Lineal)

2.2.3.1. Levantamiento parcial por la línea de rastreo

En la práctica de la geología y la ingeniería geológica, las líneas de rastreo (*scanlines*) se usan para extraer información de los afloramientos. La técnica por la línea de rastreo consiste en instalar líneas rectas de rastreo, compuestas por cintas, cables o pitas instaladas con anclas, en la pared expuesta. En ciertos casos, es posible también pintar líneas sobre el macizo rocoso con tiza o pintura.

El método consiste en extraer toda la información que es cortada por la línea de rastreo que puede variar de 50m a 100m de longitud. Este método es rápido, pero tiene problemas de errores de sesgo de cada variable o información extraída. El sesgo se produce debido a que cada tipo de variable o información tiene una distinta probabilidad de aparecer y ser cortada por cualquier línea de rastreo que puedes tener cualquier orientación espacial. A través de este método, se pueden inferir características del macizo rocoso tales como el espaciamiento, la densidad, la persistencia y la intensidad de las discontinuidades. Sin embargo, se necesitan hacer correcciones según la orientación espacial de la línea de rastreo, tomando en cuenta que los datos de dos líneas de rastreo localizadas en distintos sitios son mutua y únicamente comparables si ambas tienen la misma orientación.

2.2.3.2. Levantamiento parcial por polilínea de rastreo

Este método es una mejora del anterior método que posibilita una línea de rastreo compuesta por varias líneas. (Suárez, 2014)

2.2.4. Criterio de Rotura de Barton Bandis

En la naturaleza las discontinuidades son comúnmente rugosas, siendo además su rugosidad muy irregular. Barton inicialmente en 1973 y sus colaboradores a lo largo de los años 1970 a 1990 analizaron en detalle el comportamiento resistente de pico de juntas rugosas naturales sin relleno y propusieron que la ecuación que describe dicho comportamiento se podía escribir de la forma:

$$\tau = \sigma_n \cdot \text{tg} \left[\phi_b + JRC \cdot \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right]$$

Donde JRC es el coeficiente de rugosidad de la junta y JCS la resistencia a compresión simple de los labios de la discontinuidad.

El ángulo de fricción básico, ϕ_b , se utiliza en el caso de que la superficie no este meteorizada ni húmeda: si esto no ocurre así, habrá que sustituir ϕ_b por ϕ_r que es el ángulo de fricción residual y que se puede calcular según proponen Barton y Choubey (1977) mediante la expresión:

$$\phi_r = (\phi_b - 20^\circ) + 20 \cdot (r/R)$$

Donde r es el rebote del martillo de Schmidt o esclerómetro en superficies húmedas y meteorizadas, tal y como se suelen encontrar normalmente en campo, y R es el rebote del martillo de Schmidt en superficies lisas no alteradas de la misma roca.

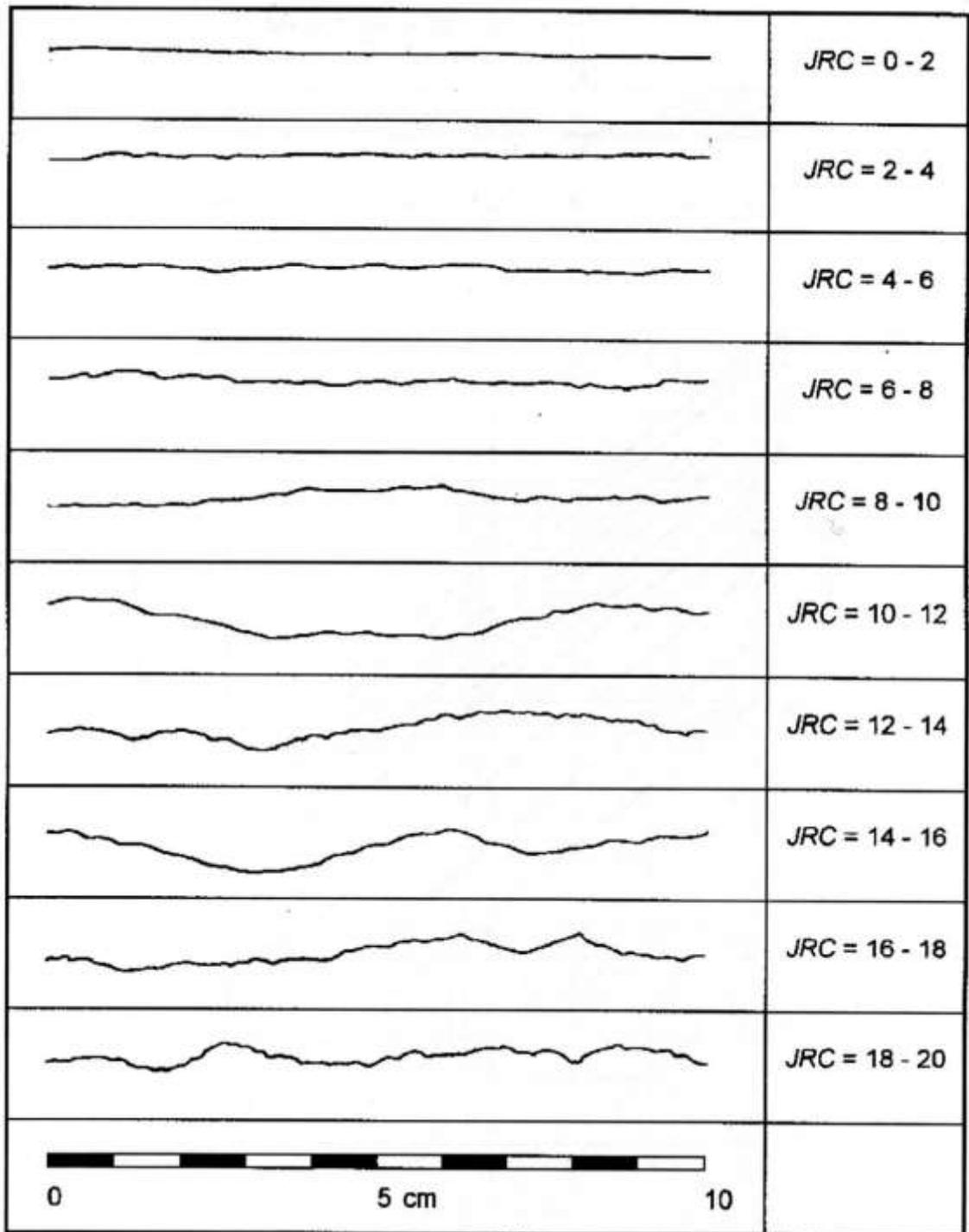
El ángulo básico de fricción está tabulado para distintos tipos de rocas y suele variar de entre 25° a 30° para rocas sedimentarias a entre 30 y 35° para rocas metamórficas e ígneas. También se puede obtener mediante ensayos de inclinación con testigos o "tilt tests", y con ensayos de corte directo en laboratorio sobre superficies de roca sanas, lisas y secas.

El índice de rugosidad de la junta o JRC se puede obtener de una serie de perfiles normalizados que propusieron Barton y Choubey (1977) y que se presentan en la figura 7.

Más tarde Barton (1982) publicó un método alternativo para estimar el índice de rugosidad de una junta, JRC , a partir de medidas de amplitud de las asperezas (para lo cual resulta adecuado utilizar el denominado peine de Barton) y de la longitud de la junta; con estos datos y entrando en el ábaco de la figura 8 se obtendrá el valor de JRC . Este ábaco se puede utilizar en conjunto con el peine de Barton que permite ver la rugosidad para hasta 30 cm de discontinuidad.

Algún tiempo más tarde Barton (1987) publicó una tabla que relaciona el índice J_r , que como se verá más adelante se utiliza en su sistema de clasificación geomecánica de índice Q , con el valor de JRC . Esta tabla se reproduce en la figura 9. Barton y Bandis (1990) también señalan que el JRC se puede estimar a partir de ensayos de inclinación de campo o "tilt test".

Figura 7: Perfiles normalizados que propusieron Barton y Choubey (1977) para obtener el índice de rugosidad de una junta o JRC. Cortesía de Springer-Verlag



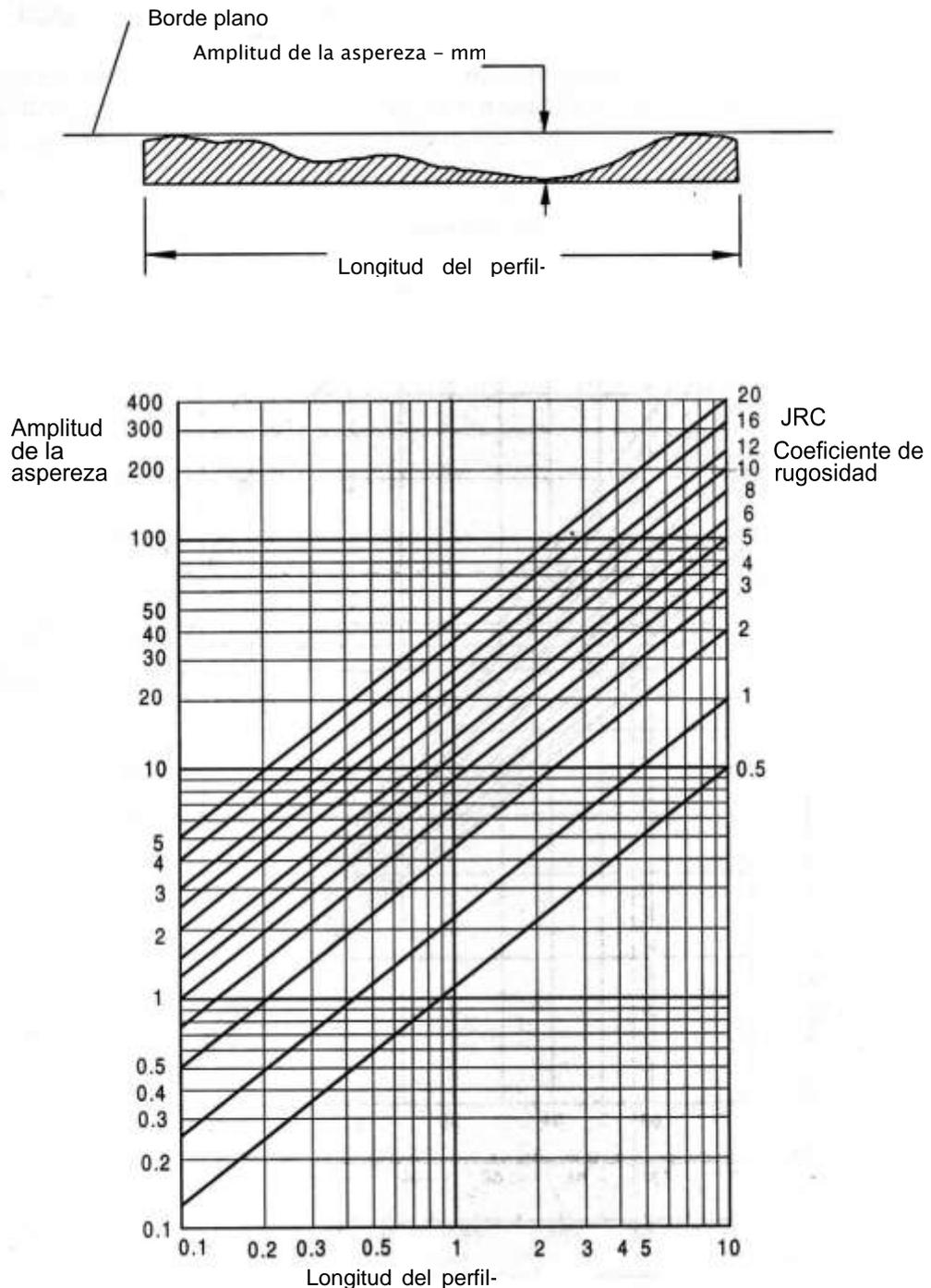
Fuente: (Ramírez y Alejano, 2004)

En estos ensayos de inclinación se toman dos bloques de roca asociados a los labios de una discontinuidad y se van inclinando lentamente hasta que el bloque superior desliza sobre el inferior. Esto ocurrirá para un determinado ángulo de inclinación al que denominaremos " α ". El valor de JRC se puede estimar a partir de este valor mediante la siguiente expresión:

$$JRC = (\alpha - \phi_b) / \log_{10}(JCS / \sigma_n)$$

Este último procedimiento suele dar lugar a valores de JRC diferentes de los obtenidos mediante los procedimientos indicados anteriormente, lo que pone de manifiesto que la definición de un índice de rugosidad para las discontinuidades es más difícil de lo que parece.

**Figura 8: Método alternativo de Barton (1982) para calcular el JRC. Cortesía
 Balkema**



Fuente: (Ramírez y Alejano, 2004)

La resistencia a compresión simple de los labios de la discontinuidad o *JCS* se puede obtener mediante la aplicación del martillo de Schmidt tipo L sobre la discontinuidad y utilizando el ábaco de la figura 10 que se adjunta, propuesto por Miller (1966). Este aparato consiste básicamente en un vástago que lleva conectado un muelle. Se coloca el vástago sobre la roca y se introduce en el martillo empujando este contra la roca lo que da lugar a que se almacene energía en un muelle que se libera automáticamente cuando esa energía elástica alcanza un cierto nivel y lanza una masa contra el vástago. La altura que alcanza esta marca al rebotar, que se mide en una escala graduada de 0 a 60 es directamente proporcional a la dureza y por tanto a la resistencia a compresión simple de la superficie de roca.

Figura 9: Método alternativo de Barton (1987) para calcular el *JRC* y correlacionarlo con el índice de alteración y rugosidad *J_r*, de la clasificación geomecánica *Q* de Barton

Descripci	Perfi	<i>J_r</i>	<i>JRC</i> 200mm	<i>JRC</i> 1 m
Rugosa		4	20	11
Lisa		3	14	9
		2	11	8
	Escalona			
Rugosa		3	14	9
Lisa		2	11	8
		1.5	7	6
	Ondulad			
Rugosa		1.5	2.5	2.3
Lisa		1.0	1.5	0.9
		0.5	0.5	0.4
	Plan			

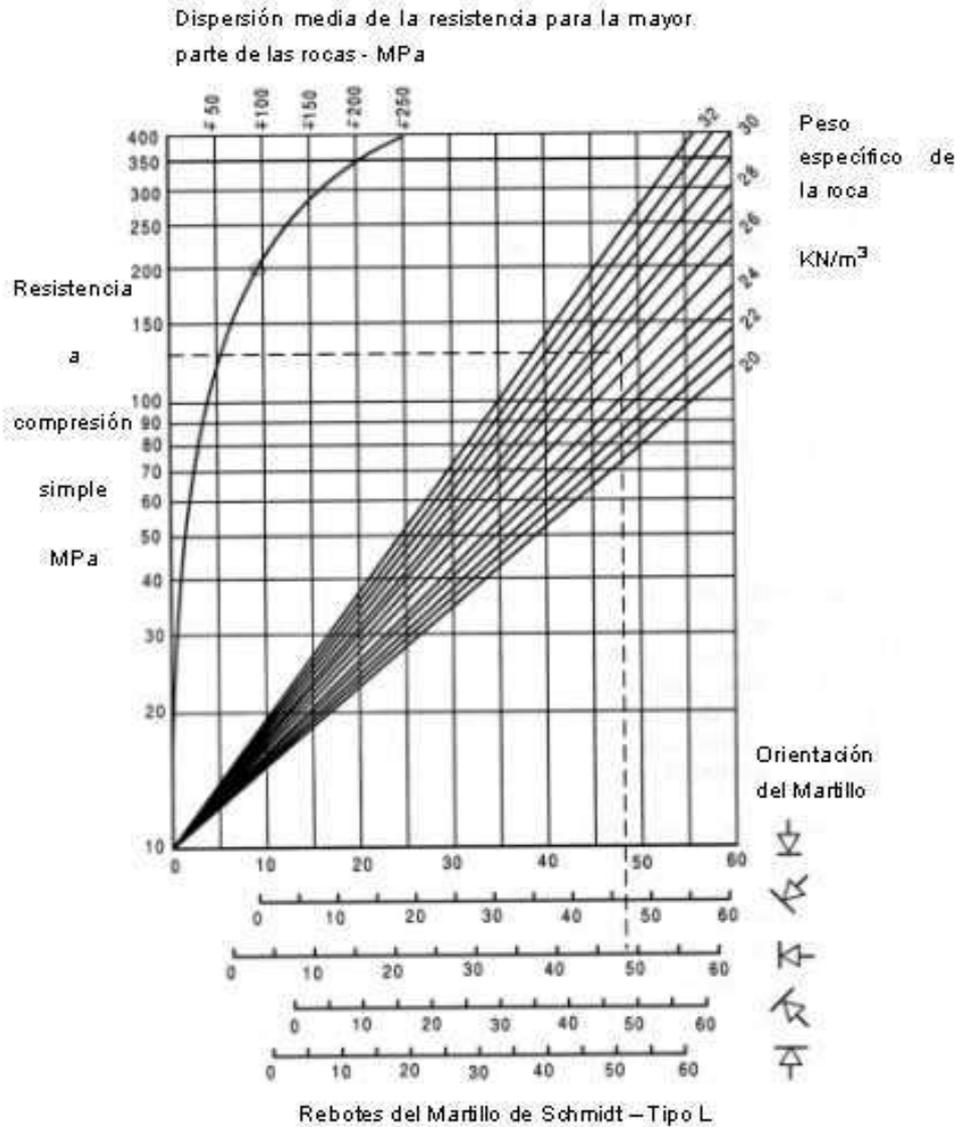
Fuente: (Ramírez y Alejano, 2004)

Para obtener el valor de esta resistencia o JCS , conociendo el número de rebotes, R , resultado medio de varios ensayos, se aplica la siguiente expresión:

$$JCS = 10^{0,00088 \cdot \gamma \cdot R + 1,01}$$

Donde γ es el peso específico de la roca expresado en kN/m^3 y R es el número de rebotes del martillo de Schmidt. Este número se debe corregir en el caso de que el martillo no se aplique verticalmente y hacia abajo. También y para representar esta fórmula, se puede utilizar el ábaco de la figura 10, en el que se incluyen las correcciones para la orientación del martillo. Para obtener un valor de R representativo conviene realizar varios ensayos (entre 8 y 10) eliminando los dos o tres valores inferiores y promediando, ya que en algunas ocasiones parte de la energía que se transmite a la superficie no se recupera en forma de rebote, si no que se disipa en forma de movimiento o rotura de granos.

Figura 10: Ábaco para la obtención de la resistencia a compresión simple de una roca o de los labios de una discontinuidad a partir de medidas con el martillo de Schmidt tipo L o esclerómetro (Basado en Miller, 1966)



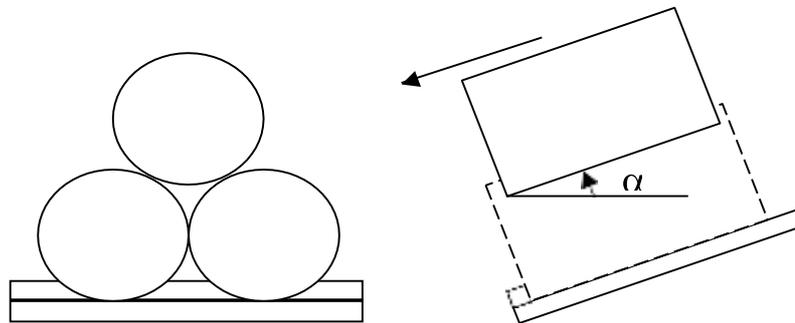
Fuente: (Ramírez y Alejano, 2004)

2.2.4.1. Ensayo de Tilt Test

El ángulo de fricción básico de un material rocoso se puede obtener en laboratorio simplemente aplicando la definición propuesta por Barton (1976) que dice que este ángulo será el valor de “ $arctan(\tau/\sigma_n)$ ” obtenido cuando se realiza un ensayo de inclinación sobre discontinuidades totalmente sanas, planas, secas y serradas en laboratorio. Por lo que el ángulo de inclinación de una placa sobre otra en el momento del deslizamiento será el ángulo de fricción básico.

Stimpson (1981) observó que en muchas ocasiones resulta mucho más sencillo contar con testigos de sondeo (muestras cilíndricas de roca) que con bloques o placas tales como las que indicaba Barton. Así propuso realizar el ensayo de inclinación con tres testigos o probetas dejando que una de ellas deslizará sobre las otras dos en la forma que se observa en la figura 11 y midiendo el ángulo inclinación “ α ” en el momento de comienzo del deslizamiento.

Figura 11: Diagramas de la sección y transversal de un ensayo de inclinación o “tilt test” con testigos para obtener el ángulo de fricción básico según la propuesta de Stimpson (1981)



Fuente: (Ramírez y Alejano, 2004)

A partir de la configuración geométrica del ensayo, Stimpson demostró que el ángulo de fricción básico de la roca de los testigos se podía calcular como:

$$\phi_b = arctan\left(\frac{2}{\sqrt{3}} \cdot \tan \alpha\right)$$

Este ensayo resulta sencillo, barato y fácil de repetir y de gran utilidad para aplicar el modelo Barton-Bandis de estimación de las propiedades resistentes de las discontinuidades rugosas sin relleno, que son las que más comúnmente se encuentran en gran parte de los macizos rocosos a partir de cierta profundidad, por lo que se utiliza a menudo. (Ramírez y Alejano, 2004)

2.2.5. Proyección Estereográfica

En la proyección estereográfica ecuatorial el plano de proyección pasa por el ecuador y el centro de proyección está sobre la superficie de la esfera en una recta perpendicular a él. Este tipo de proyección define una inversión en el espacio que transforma los puntos de la esfera en puntos del plano. Además, presenta la ventaja de que la proyección de los círculos de la esfera se produce como círculos, lo que hace muy sencillo la construcción de la proyección.

La proyección estereográfica es conforme, es decir, conserva la verdadera magnitud de los ángulos en la proyección, de ahí que también se denomine proyección equiangular.

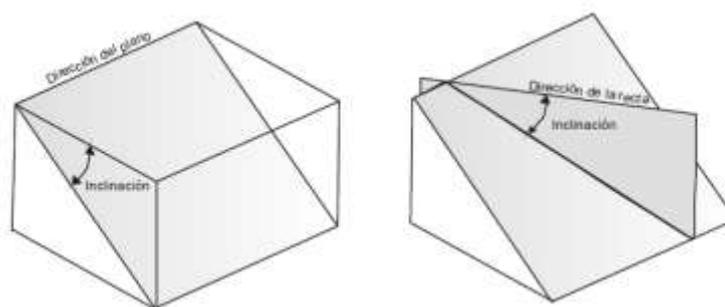
Para trabajar con la proyección estereográfica es preciso conocer, inicialmente, una serie de términos geométricos, que nos permitan definir de forma unívoca cada elemento, estos términos nos determinan su orientación.

La orientación se define como la posición de un plano o línea en el espacio, referenciado mediante coordenadas geográficas y su relación con el plano horizontal de comparación.

La orientación de un elemento queda definida mediante el rumbo y la inclinación:

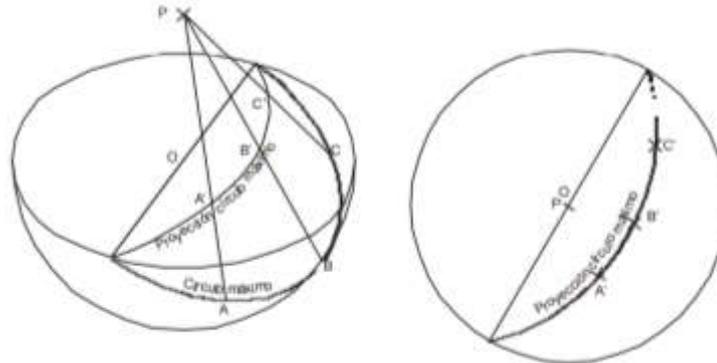
- ❖ **Inclinación:** Ángulo vertical comprendido entre la horizontal y el plano o línea considerado.
- ❖ **Rumbo o dirección:** Ángulo horizontal comprendido entre una línea y una dirección preestablecida, el norte magnético en geología estructural. (Ver Figura 12)

Figura 12: Elementos que definen una recta y un plano en geología



Fuente: (Tomás., Ferreiro, Sentana y Díaz, 2002)

Figura 13: Proyección estereográfica de un plano inclinado



Fuente: (Tomás., Ferreiro, Sentana y Díaz, 2002)

En la figura 13 hemos representado la proyección estereográfica de un plano inclinado respecto al plano horizontal, definido por los puntos A, B, C, situados en un círculo máximo sobre la esfera.

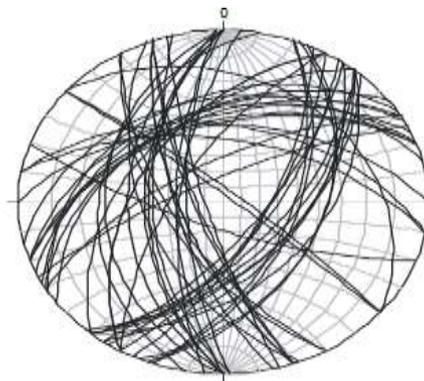
2.2.5.1. Tipos de representaciones estereográficas

Existen diversas formas de representación de los elementos planos y lineales en la proyección estereográfica. Todos ellos se llevan a cabo mediante el empleo de la falsilla de Wulff que se obtiene a partir de la proyección de los meridianos y paralelos de la esfera.

➤ Diagrama de círculos máximos o diagrama beta

Únicamente se utiliza para la representación de elementos planos. Se obtiene por proyección sobre el plano ecuatorial, del círculo máximo de la superficie plana considerada. Este círculo máximo representa la intersección del plano con la esfera. (Ver Figura 14)

Figura 14: Diagrama de círculos máximos o diagrama beta



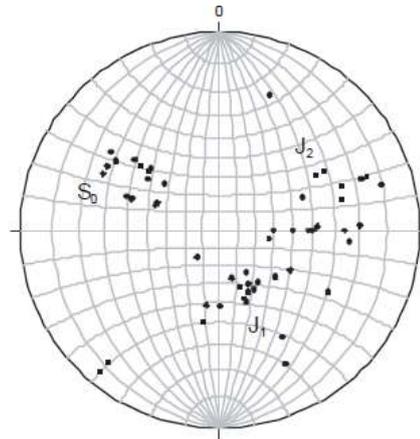
Fuente: (Tomás., Ferreiro, Sentana y Díaz, 2002)

➤ **Diagrama de polos o diagrama pi**

Cuando las medidas a representar en el diagrama son muy numerosas, la representación mediante círculos máximos puede dificultar la lectura de los resultados en la falsilla, por lo que se suele recurrir a los diagramas de polos o diagramas pi.

En este tipo de diagramas se representan únicamente los polos de los planos o rectas, es decir la intersección de la recta con la esfera en el caso de elementos lineales o la intersección de la normal al plano con la esfera si se trata de elementos planos. (Ver Figura 15)

Figura 15: Diagrama de polos o diagrama pi



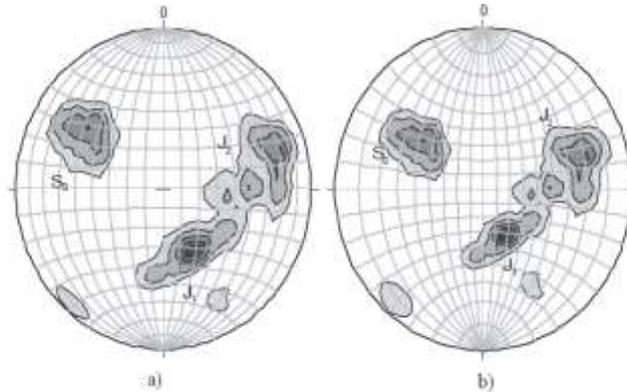
Fuente: (Tomás., Ferreiro, Sentana y Díaz, 2002)

➤ **Diagrama de densidad de polos**

La proyección estereográfica de un determinado elemento de la naturaleza, nunca es tan exacta como la de líneas y planos teóricos, ya que presentan irregularidades puntuales, falta de ajuste con la geometría ideal, en muchos casos, y posibles errores de precisión. Esto hace que se produzcan dispersiones que, dependiendo de su magnitud, pueden o no facilitar la interpretación de un polo o un círculo máximo. De ser así y producirse una gran dispersión de datos, será preciso recurrir a un análisis estadístico de una muestra grande de datos con el fin de determinar la dirección y buzamiento predominantes.

Para realizar este análisis se recurre a la proyección equiareal, empleando la falsilla de Schmidt, que nos permite el recuento directo de los polos, calcular su valor estadístico por unidad de superficie y determinar las direcciones y buzamiento predominantes. (Ver Figura 16)

Figura 16: Diagrama de densidad de polos: a) en proyección equirreal y en proyección estereográfica (equiangular)



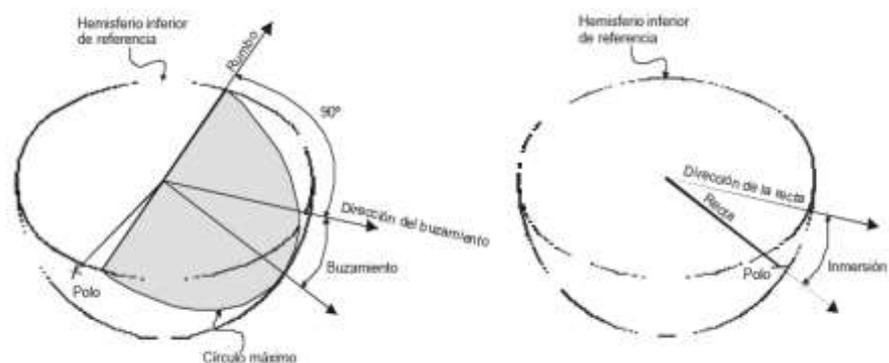
Fuente: (Tomás., Ferreiro, Sentana y Díaz, 2002)

2.2.5.2. Usos de la proyección estereográfica en Ingeniería Geológica

➤ Aplicaciones en geología estructural

La proyección estereográfica permite la representación en elementos de geología estructural. Los datos empleados se toman en el campo, de forma directa, mediante el empleo de la brújula de geólogo. Esta posee una brújula convencional que nos permite tomar las direcciones de los diferentes elementos tomando como referencia el norte magnético y un clinómetro que facilita el ángulo que forma el elemento a medir con respecto al plano horizontal. Cuando el elemento a medir es un plano, el ángulo de inclinación recibe en geología el nombre de buzamiento (dip), mientras que cuando se trata de una recta la inclinación recibe el nombre de inmersión (plunge). (Ver Figura 17)

Figura 17: Elementos de un plano y una recta



Fuente: (Tomás., Ferreiro, Sentana y Díaz, 2002)

➤ **Determinación de familias de diaclasas**

Para la determinación de los juegos de diaclasas o discontinuidades que afectan a un macizo rocoso suelen elaborarse diagramas pi de los planos de discontinuidad.

Cuando la dispersión es muy pequeña, fácilmente podemos determinar los juegos que afectan al macizo situándonos sobre la zona de máxima densidad de puntos. Sin embargo, esto no siempre es así, ya que generalmente la dispersión es grande, debiendo recurrir a métodos estadísticos que nos permitan establecer las zonas de máxima concentración de polos.

Preparado el diagrama de polos se procede a contar su densidad, para lo cual suele ser conveniente, tal y como ya se ha comentado con anterioridad, el uso de la representación equiareal que permite un tratamiento estadístico de los datos.

Tras el recuento estaremos en condiciones de trazar las curvas de distribución que nos mostrarán los lugares geométricos donde el número de polos es el mismo, obteniendo así el diagrama de densidad de polos, y estableciendo el polo de las familias de diaclasas en los puntos de máxima concentración de polos.

➤ **Análisis cinemático de roturas en roca**

En el estudio de taludes excavados en macizos rocosos suele ser muy útil la determinación de las discontinuidades existentes para su posterior representación estereográfica junto con la representación del propio talud. Observando las orientaciones de los juegos de discontinuidades y del talud puede llegarse a deducir mediante un análisis sencillo cual será el tipo de rotura predominante.

Además, la proyección estereográfica nos permitirá en algunos de estos casos obtener las magnitudes angulares necesarias para el cálculo del factor de seguridad del talud.

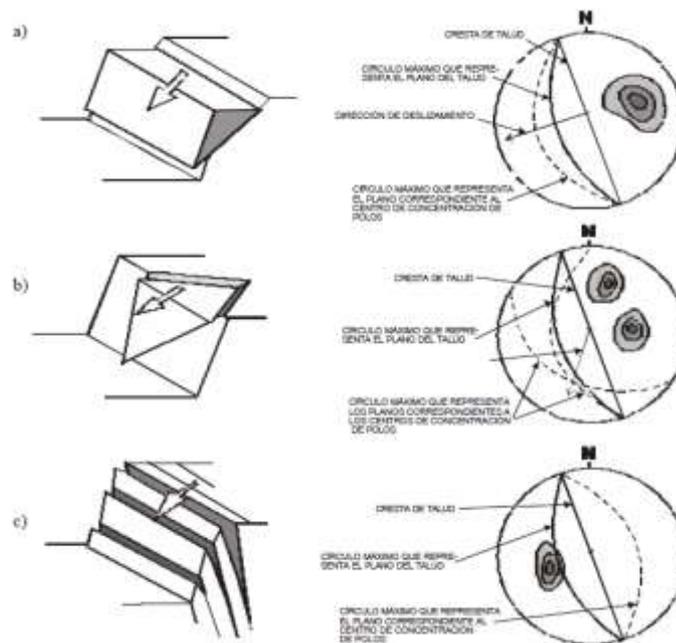
Al representar en proyección estereográfica la orientación del talud y de las discontinuidades existentes en el mismo se puede llegar a intuir un tipo de rotura plana Siempre que exista alguna familia de discontinuidades de dirección similar del talud, pero buzamiento menor que este. La dirección del movimiento tras producirse la rotura será perpendicular a la dirección del talud y en el sentido de buzamiento del mismo.

Si se representa en proyección estereográfica la orientación del talud a estudiar y de los juegos de diaclasas existentes en el mismo podremos estimar la posibilidad de ocurrencia de una rotura en cuña cuando existen dos familias de discontinuidades con direcciones oblicuas respecto a la dirección del talud. La posible rotura en cuña quedará comprendida entre la de las dos familias de discontinuidades.

La dirección de avance de la cuña será la de la línea de intersección de ambos planos de discontinuidad, cuya inmersión y dirección se obtienen directamente de la representación estereográfica.

Si una vez representados los datos de las familias de discontinuidades observamos que existen dos familias de discontinuidades con direcciones subparalelas a las del talud, una de ellas con un buzamiento muy suave y en el mismo sentido que el talud y una segunda familia con un gran buzamiento opuesto al del talud y ligeramente perpendicular al juego anterior, la primera familia delimitará los bloques rocosos y proporcionará la superficie sobre la que deslizarán o girarán los bloques en función del buzamiento que posean, generando un tipo de rotura con vuelco. (Ver Figura 18)

Figura 18: Tipos de roturas en macizos rocosos y su representación estereográfica



Fuente: (Tomás., Ferreiro, Sentana y Díaz, 2002)

(Tomás., Ferreiro, Sentana y Díaz, 2002)

El análisis cinemático se puede realizar tanto manualmente como en el programa Dips de la compañía ROCSCIENCE (2001).

2.2.6. Cálculo de la cohesión y ángulo de fricción interno

Para hallar el valor de la cohesión y ángulo de fricción interno se utiliza el programa RocData, en donde se ingresan los datos de phir, JRC y JCS para que calcule dichos datos mencionados anteriormente. Existe otra forma de calcular utilizando la siguiente ecuación:

$$\tau = \sigma_n \cdot \text{tg} \left[\text{JRC} \cdot \log_{10} \left(\frac{\text{JCS}}{\sigma_n} \right) + \phi_r \right]$$

Donde:

τ : Esfuerzo cortante.

σ_n : Esfuerzo normal.

JRC : Coeficiente de rugosidad de la junta.

JCS : Resistencia a la compresión simple de los labios de la discontinuidad.

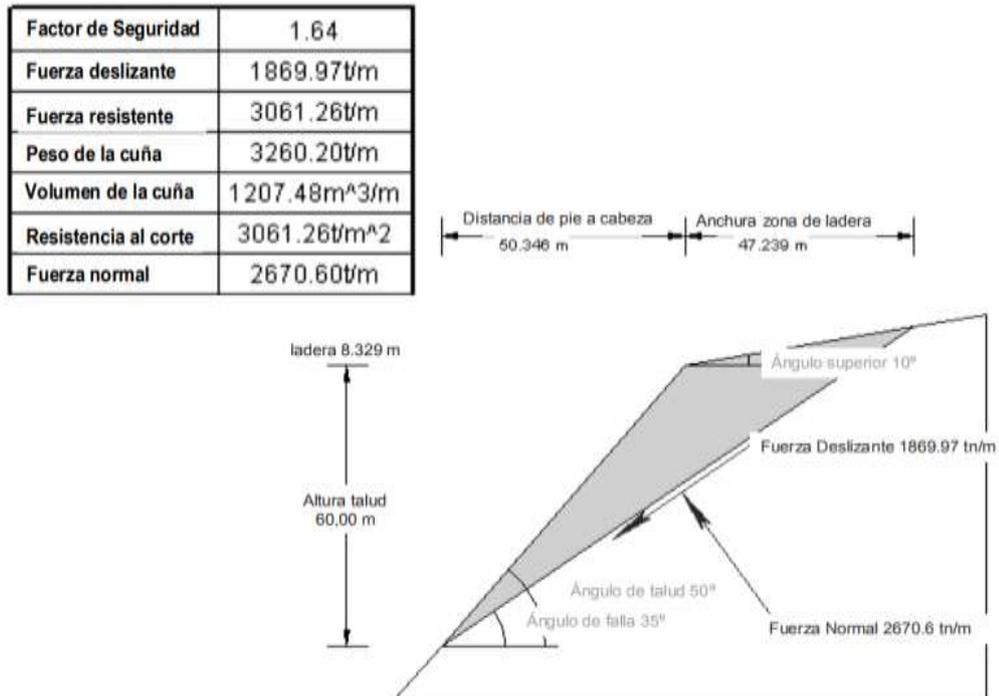
ϕ_r : Ángulo de fricción básico o phi residual.

2.2.7. Cálculo del FS con el programa RocPlane

La resolución de problemas de rotura plana, que se puede realizar de manera relativamente sencilla manualmente, también ha sido implementada en algunos programas de cálculo como el denominado RocPlane de la compañía ROCSCIENCE (2001).

La principal ventaja que presentan este tipo de códigos no es tanto la posibilidad de resolver problemas, que también se pueden realizar manualmente, sino que permiten aplicar técnicas “ad - hoc” como el análisis de sensibilidad, métodos estadísticos, la optimización de la orientación de anclaje y otras técnicas. Además, pueden resultar conveniente su adquisición en organismos que efectúen muchos cálculos de este tipo desde el punto de vista de la rapidez de la realización de los cálculos, de la facilidad de inclusión de anclajes estandarizados y de la calidad de la presentación de los resultados.

Figura 19: Obtención de coeficiente de seguridad frente a rotura plana con el programa RocPlane (ROCSCIENCE, 2001)



Fuente: (Ramírez y Alejano, 2004)

A manera de ejemplo se presenta a continuación un caso de un talud de 60 metros de altura con $\varphi_t = 35^\circ$, $\psi_t = 50^\circ$, 10° de inclinación de ladera en su zona superior, $\gamma = 2.7 \text{ tn}/\text{m}^3$, $\phi = 35^\circ$, $c = 10 \text{ tn}/\text{m}^2$ y seco. En la ilustración 14 se muestra la representación gráfica de los resultados de este programa para el ejemplo presentado, junto con la tabla de resultados más significativos. (Ramírez y Alejano, 2004)

2.3. Definición de términos básicos

- **Estabilidad**
Seguridad de una masa de roca contra la falla o movimiento.

- **Talud**
Cualquier superficie inclinada respecto a la horizontal que hayan de adoptar permanentemente las masas de rocas.

- **Macizo rocoso**
Conjunto de los bloques de matriz rocosa y de discontinuidades que presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo como consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, que condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico.

- **Geomecánica**
Es la disciplina que estudia las características mecánicas de los materiales geológicos que conforman las rocas de formación.

- **Roca**
Materia de minerales asociados de manera natural, que en cantidades considerables forma parte de la masa terrestre.

- **Roca intacta**
Roca sin fracturas continuas.

- **Fractura**
Es un plano de ruptura de la roca.

- **Discontinuidades**
Planos de estructuras que afectan a la continuidad de la roca, es decir, a las propiedades de las rocas.

- **Diaclasa o Junta**
Es un plano de discontinuidad que normalmente no implica desplazamiento. Las diaclasas suelen producirse como familias paralelas, que dividen el macizo rocoso en bloques.

- **Falla**
Es una fractura en la corteza terrestre a lo largo de la cual se mueven los bloques rocosos que son separados por ella.
- **Grieta**
Es una abertura larga y estrecha producto de la separación de dos materiales.
- **Fisura**
Es una hendidura en una roca.
- **Plegamiento o Pliegue**
Es una deformación de las rocas, generalmente de las rocas sedimentarias, en la que elementos de carácter horizontal, como los estratos o los planos de esquistosidad (en el caso de las rocas metamórficas), quedan curvados formando ondulaciones alargadas y de direcciones más o menos paralelas entre sí.
- **Estrato**
Masa de sedimentos, de espesor más o menos uniforme y escaso, extendida en sentido horizontal y separada de otras por capas paralelas.
- **Estratigrafía**
Es la rama de la geología que trata del estudio e interpretación de las rocas sedimentarias, metamórficas y volcánicas estratificadas; y de la identificación, descripción, secuencia; tanto vertical como horizontal, cartografía y correlación de las unidades estratificadas de rocas.
- **Cinemática**
Parte de la mecánica que trata del movimiento en sus condiciones de espacio y tiempo, sin tener en cuenta las causas que lo producen.
- **Litología**
Ciencia que estudia las características físicas y químicas de las rocas.
- **Formación Geológica**
Es una unidad litoestratigráfica formal que define cuerpos de rocas caracterizados por unas propiedades litológicas comunes (composición y estructura) que las diferencian de las adyacentes.

➤ **Roca Sedimentaria**

Roca que se forma a partir de la acumulación de sedimentos, los cuales son partículas de diversos tamaños que son transportadas por el agua, el hielo o el viento, y son sometidas a procesos físicos y químicos, que dan lugar a materiales consolidados.

➤ **Arenisca**

Roca sedimentaria formada por pequeños granos de arena compactados, cuya dureza depende del tamaño de los granos que la componen.

➤ **Cohesión**

Es la atracción entre partículas, originada por las fuerzas moleculares y las presencia de agua, cuya unidad es MPa.

➤ **Fricción interna**

Es la resistencia al deslizamiento causado por la fricción que hay entre las superficies de contacto de las partículas y de su densidad.

➤ **Anisotropía**

Es la variación predecible de una propiedad de un material con la dirección en la que se mide, lo cual puede producirse en todas las escalas.

➤ **Nivel Freático, Capa Freática, Manto Freático o Napa Freática**

Es el límite superior de la zona de saturación, es un elemento muy significativo del sistema de aguas subterráneas.

2.4. Hipótesis

El estudio de estabilidad de taludes en roca entre los kilómetros 95 al 97 de la carretera Ciudad de Dios - Cajamarca, nos permitirá identificar las zonas más críticas con potencial desarrollo de deslizamiento de rocas, ya que así lo demuestran las series de deslizamientos que ocurren y han ocurrido a lo largo de su trayectoria; siendo aún más inestable el sector en mención, por lo cual amerita realizar estudios técnicos detallados para determinar la estabilidad del macizo rocoso.

CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA

3.1. Operacionalización de variables

Tabla 1: Operacionalización de variables.

VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Estabilidad de Taludes (Variable Dependiente)	Se determina por la relación existente entre las fuerzas que tienden a producir inestabilidad resistentes y las fuerzas producidas por rocoso las características del macizo.	Orientación de las discontinuidades y del talud	Grados (°)
		Factor de Seguridad (FS)	Valor numérico (Adimensional)
Calidad de la Roca (Variable Independiente)	Conjunto de propiedades inherentes de la roca que permiten caracterizarla.	Filtraciones de agua	Galones por minuto (gal/min)
		Resistencia a la Compresión Uniaxial	Número de Rebotes (NReb)
		Rugosidad	Milímetros (mm)
		JRC	Valor numérico (Adimensional)
		JCS	Megapascales (Mpa)

3.2. Diseño de investigación

El tipo de diseño de la investigación es pre experimental, puesto que los tesisistas nos limitamos solo a observar condiciones naturales del fenómeno, analizándolo sin modificarlo ni alterarlo; lo que nos permite confiar en la existencia de altos niveles de validez de los resultados obtenidos. El presente trabajo de investigación se trabajará en 3 etapas:

3.2.1. Etapa de Gabinete

Elaboración del plan de trabajo; recolección, estructuración, diseño, análisis y procesamiento de la información.

3.2.2. Etapa de Campo

Recolección de datos geomecánicos, los que serán analizados, permitiéndonos definir la cinemática de los taludes y el cálculo del factor de seguridad.

3.2.3. Etapa final

La información obtenida en campo es procesada e interpretada en gabinete, haciendo uso de la metodología de experimentación se determinará el mejor modelo geomecánico para las variables técnicas, haciendo uso de Software especializados y criterios técnicos, se logrará delinear y construir los modelos de estabilidad de taludes.

3.3. Unidad de estudio

Los parámetros geomecánicos del macizo rocoso.

3.4. Población

Macizo rocoso del sector Chilete progresivas Km 95+000 al Km 97+000.

3.5. Muestra (muestreo o selección)

Las discontinuidades del macizo rocoso. Análisis a partir de un mapeo geomecánico, determinando las filtraciones, rugosidad y número de rebote.

3.6. Técnicas, instrumentos y procedimientos de recolección de datos

Realización de caminatas a lo largo de una línea de detalle para tomar datos de:

3.6.1. Filtraciones

Se empleará la técnica de determinación de las filtraciones mediante la valorización de agua empleada en el RMR de Bienawski.

3.6.2. Resistencia a la Compresión Uniaxial

Se empleará el Martillo de Schmidt para determinar los valores de carga puntual en cada uno de los puntos de la malla de muestreo.

3.6.3. Rugosidad

Se empleará el Peine de Barton para determinar la rugosidad promedio en cada uno de los puntos de la malla de muestreo.

3.6.4. Toma de muestras para el ensayo de Tilt Test

Se extraerán muestras del lugar de estudio para su posterior análisis en laboratorio.

Todos los datos serán apuntados en una libreta de campo para su posterior análisis en gabinete. Se aplicará el formato adjunto en el ítem de anexos.

3.7. Métodos, instrumentos y procedimientos de análisis de datos

Métodos de Campo:

3.7.1. Filtraciones de agua

El procedimiento para determinar la presencia de agua o filtraciones se lo realizará a través de tablas que se utilizarán en el mapeo de línea de detalle.

3.7.2. Martillo de Schmidt

El procedimiento para hallar la resistencia a compresión uniaxial de una muestra depende de la posición del disparo y de la forma de la muestra. Las pruebas de rebote sobre núcleos de roca se realizan con una cuna metálica que apoya el martillo en posición vertical y sobre otra cuna (porta muestras o base de acero) que sujeta el núcleo.

3.7.3. Peine de Barton

Se puede realizar por procedimientos ópticos, neumáticos y electromecánicos. El palpador sigue el perfil real y el transductor convierte sus desplazamientos en señales eléctricas que tras ser procesadas proporcionan el perfil efectivo.

3.7.4. Ensayo de Tilt Test

Para ello se precisa un testigo de roca que contenga un plano de discontinuidad sin cohesión (rugoso). El testigo se coloca sobre otro testigo de apoyo, y a continuación se inclina el testigo de apoyo hasta que comience a deslizar un fragmento sobre otro. En el momento en el que se inicie el desplazamiento se mide el ángulo del plano de apoyo con respecto a la horizontal. Este procedimiento debe repetirse con varias muestras, se debe realizar una pequeña caracterización de la discontinuidad a evaluar en donde se indique el relleno de la discontinuidad, espesor, así como el metrado en donde se encuentra ubicada y alguna otra característica importante que se aprecie en los testigos.

CAPÍTULO 4. GENERALIDADES

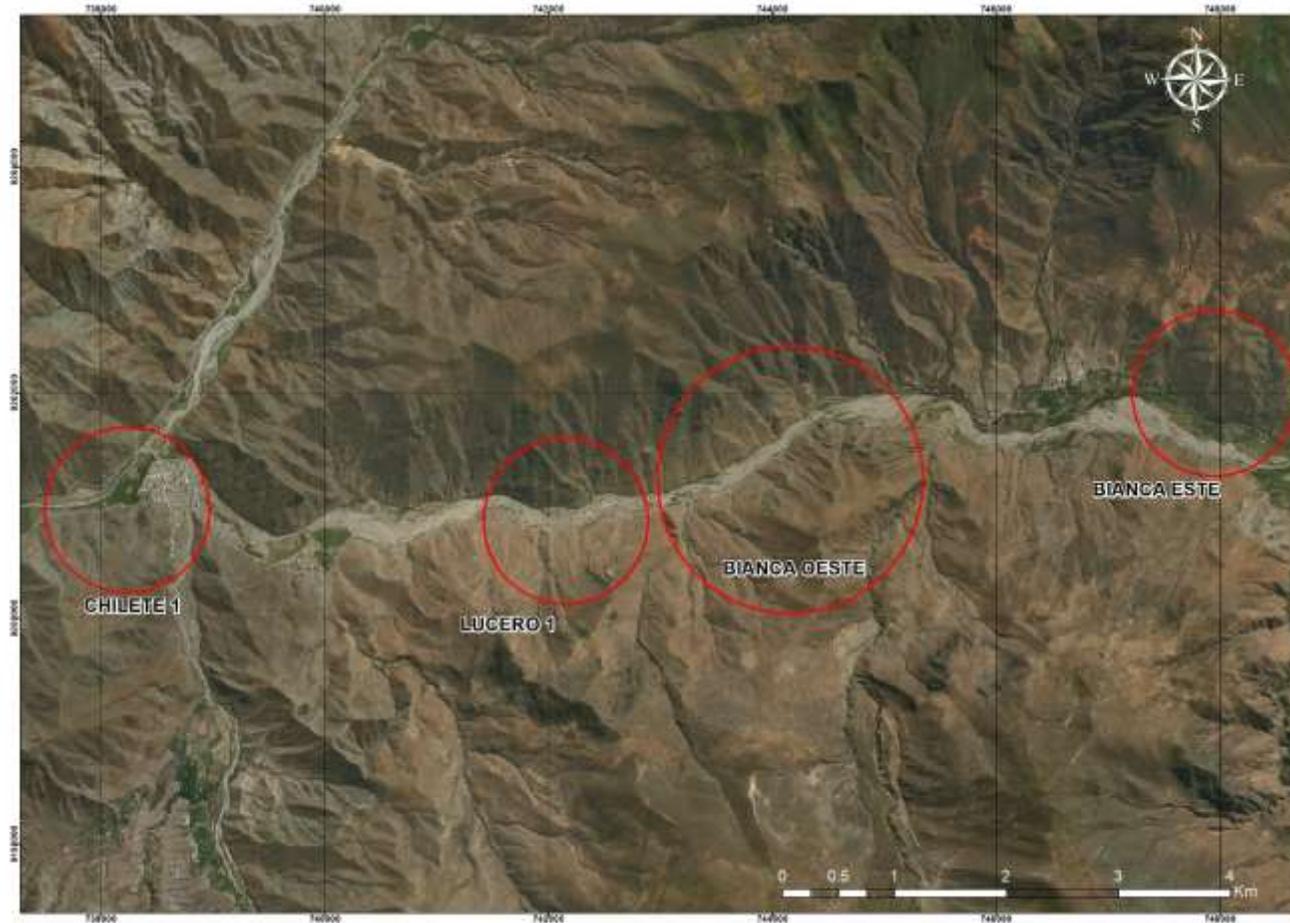
4.1. Ubicación y accesos

El área de investigación está situada políticamente en el distrito de Chilete, provincia de Contumazá, región de Cajamarca; abarcando un área aproximada de 0.5 Km², a una altura aproximada de 847 m.s.n.m. y entre las progresivas 95+000 Km - 97+000 Km de la carretera Ciudad de Dios - Cajamarca. El acceso se lo puede realizar a través de la carretera pavimentada:

- Ciudad de Dios - Chilete - Cajamarca.

(Ver plano de ubicación)

Plano 1: Ubicación de la zona de estudio



4.2. Clima y Vegetación

El clima en la zona de estudio es cálido, con sol durante la mayor parte del año. Con la ayuda de su clima y la utilización del agua del río Jequetepeque; se cultiva arroz y algunas plantas frutales, donde predomina el mango. Su temperatura máxima es de 32 C°, la media de 27 C° y la mínima de 22 °C. La vegetación en la zona no es muy variada, por lo cual en su mayoría tenemos árboles pequeños, como los huarangos, espino, cactus, pájaro bobo; así Como hierbas.

4.3. Geología Regional

4.3.1. Formación Inca (Ki - In)

Su localidad típica al este de los Baños del Inca en Cajamarca. En Cutervo se localiza al noroeste- sureste, en Chota al este y al oeste, en Hualgayoc al noreste, en Celendín al este y oeste, en San Pablo al sureste, en Cajamarca aflora a lo largo de casi toda la provincia, en Contumazá aflora al noreste, en San Marcos aflora al este y oeste, en Cajabamba al este y oeste. Consta de la intercalación de areniscas calcáreas, lutitas ferruginosas dando en superficie un matiz amarillento. En los alrededores de Cajamarca es de coloración rojiza. Su grosor aproximado es de 100 m. Infrayace concordantemente a la formación Chúlec y suprayace con la misma relación a la formación Farrat.

- **Edad y correlación.-** por la presencia de parahoplites, se le asigna una edad que se encuentra entre el Aptiano superior y Albiano inferior.

4.3.2. Formación Chulec (Ki - Chu)

Se localiza al suroeste de San Ignacio, al noroeste de Jaén, al noroeste y sureste de Cutervo, en chota al noreste- suroeste, en Santa Cruz al noreste y sureste, en Hualgayoc al noroeste y sureste, en Celendín al noroeste- sureste, en San Marcos al noroeste- sureste, en Cajabamba al noreste y suroeste, en Cajamarca en casi toda la provincia, en Contumazá al noroeste- sureste, en San Pablo al sur y al noreste, en San Miguel al norte. Esta formación consiste en una secuencia fosilífera de calizas arenosas, lutitas calcáreas y margas, las que por intemperismo adquieren un color crema amarillento. Su aspecto terroso amarillento es una característica para distinguirla en el campo.

Generalmente los bancos de margas se presentan muy nodulosos y las calizas frescas muestran colores gris parduzcos algo azulados. Su grosor varía de 200 a 250 m.

- **Edad y correlación.-** presenta una gran variedad de fósiles como cefalópodos, lamelibranquios y equinoideos. Estos fósiles se encuentran distribuidos en la parte baja del Albiano medio y en el Albiano inferior. Se correlaciona con la parte inferior

de la formación Crisnejas que aflora en el valle del Marañón y con la formación Santa Úrsula. Esta formación se extiende por los andes centrales del Perú.

4.3.3. Formación Pariatambo (Ki - Pa)

Consiste en una alternancia de lutitas con delgados lechos de calizas bituminosas negruzcas, estratos calcáreos con nódulos silíceos (chert) y dolomíticos, con un característico olor fétido al fracturarlas. Su espesor varía entre 150 a 200 m. Esta formación yace concordantemente sobre la formación Chúlec e infrayace con suave discordancia a la formación Yumagual, relación observable en la cuenca de Pulluicana, en la carretera Cajamarca- La Encañada, al este de los Baños del Inca.

- **Edad y correlación.**- la formación Pariatambo contiene restos de moluscos, estas especies son típicamente pelágicas del Albiano medio. Se correlaciona con la parte superior de la formación Crisnejas y con la formación Yacu Ushco. Se extiende ampliamente en los andes centrales del Perú.

4.3.4. Formación Yumagual (Ks - Yu)

Consiste en una secuencia de margas y calizas gris parduzcas en bancos más o menos uniformes, destacando un miembro medio lutáceo margoso, amarillento, dentro de un conjunto homogéneo presenta escarpas debido a su dureza uniforme. En algunos horizontes se observan nodulaciones calcáreas. Tiene un grosor aproximado de 700 m.

- **Edad y correlación.**- se han encontrado especímenes del Albiano y parte temprana del Cenomaniano. Se correlaciona con la parte inferior del grupo Pulluicana y con la parte baja de la formación Jumasha del centro del Perú.

4.3.5. Volcánico Tembladera (Pp - Vt)

Se denomina volcánico Tembladera a una secuencia de rocas volcánicas moderadamente plegadas, bien estratificadas. Litológicamente la parte inferior se compone de bancos andesíticos que se intercalan con brechas de la misma naturaleza, con matices gris verdoso; hacia la parte superior abundan tobas blanquecinas estratificadas en capas delgadas, alternantes con delgados lechos de areniscas y lutitas tobáceas, verdosas o moradas. El grosor aproximado es de 1000 m.

- **Edad y correlación.**- en ausencia de datos paleontológicos y radiométricos, la edad del volcánico Tembladera puede definirse en base a sus relaciones estratigráficas. La unidad reposa en discordancia angular sobre las series cretáceas marinas en algunos lugares y en otros en probable discordancia paralela sobre la formación

Huaylas del Paleógeno- Neógeno. Asimismo infrayace en discordancia angular al volcánico Chilete, por lo que el volcánico Tembladera debe corresponder a las primeras fases del vulcanismo del Paleógeno- Neógeno. Se correlaciona con la parte inferior de la serie volcánica Paleógeno- Neógeno del flanco Pacífico de la cordillera occidental del Perú central.

4.3.6. Volcánico Chilete (Pe - Vch)

Litológicamente consiste de intercalaciones tobáceas, areniscas tobáceas, conglomerados lenticulares y materiales volcánicos, mayormente andesíticos, bien estratificados. La proporción volcánica es mayor y presenta matices que van desde el verde- violáceo hasta el gris claro. Las areniscas son generalmente rojizas y muchas veces incluyen granos casi enteros de feldespatos. En la base los conglomerados son de cuarcita. El espesor del volcánico Chilete es aproximadamente de 800 m.

- **Edad y correlación.-** por ausencia de fósiles y datos radiométricos, y basándose en sus relaciones estratigráficas con las unidades infra y suprayacentes, la edad del volcánico Chilete es asignada al Paleógeno- Neógeno. Se correlaciona con los volcánicos que yacen discordantemente sobre la formación Casapalca, en la vertiente oriental de la cordillera occidental del centro del Perú.

4.3.7. Volcánico San Pablo (Po - Vsp)

Esta unidad consiste en gruesos estratos de rocas volcánicas, intercaladas en la base con areniscas rojizas y en la parte superior de una espesa secuencia de aglomerados y piroclásticos bien estratificados. Alcanza un espesor de 900 m.

El volcánico san pablo yace con suave discordancia erosional al volcánico Chilete e infrayace al volcánico Huambos en igual relación.

- **Edad y correlación.-** la ausencia de fósiles o estudios radiométricos en el volcánico san pablo, se estima su edad en base a discordancias, mineralización e intensidad de plegamiento. La acumulación volcánica de esta unidad tuvo lugar durante el paleógeno- neógeno. Se le correlaciona con el volcánico Lavasén.

4.4. Geología local

4.4.1. Formación Carhuaz (Ki - ca)

Consiste en la intercalación de areniscas (rojizas, violetas y verdosas; características principales para diferenciarla en campo) con lutitas grises. Hacia la parte superior contiene bancos de areniscas cuarzosas blancas que se intercalan con lutitas y areniscas.

La formación Carhuaz yace con suave discordancia sobre la formación Santa e infrayace concordante a la formación Farrat. Tiene un grosor aproximado de 500m.

- **Edad y correlación.**- probablemente las edades Valanginiano superior Hauteriviano y Barremiano corresponden a esta formación, ya que encima se encuentra la formación Farrat que a su vez infrayace a sedimentos del Aptiano – Albiano

4.4.2. Formación Farrat (Ki - f)

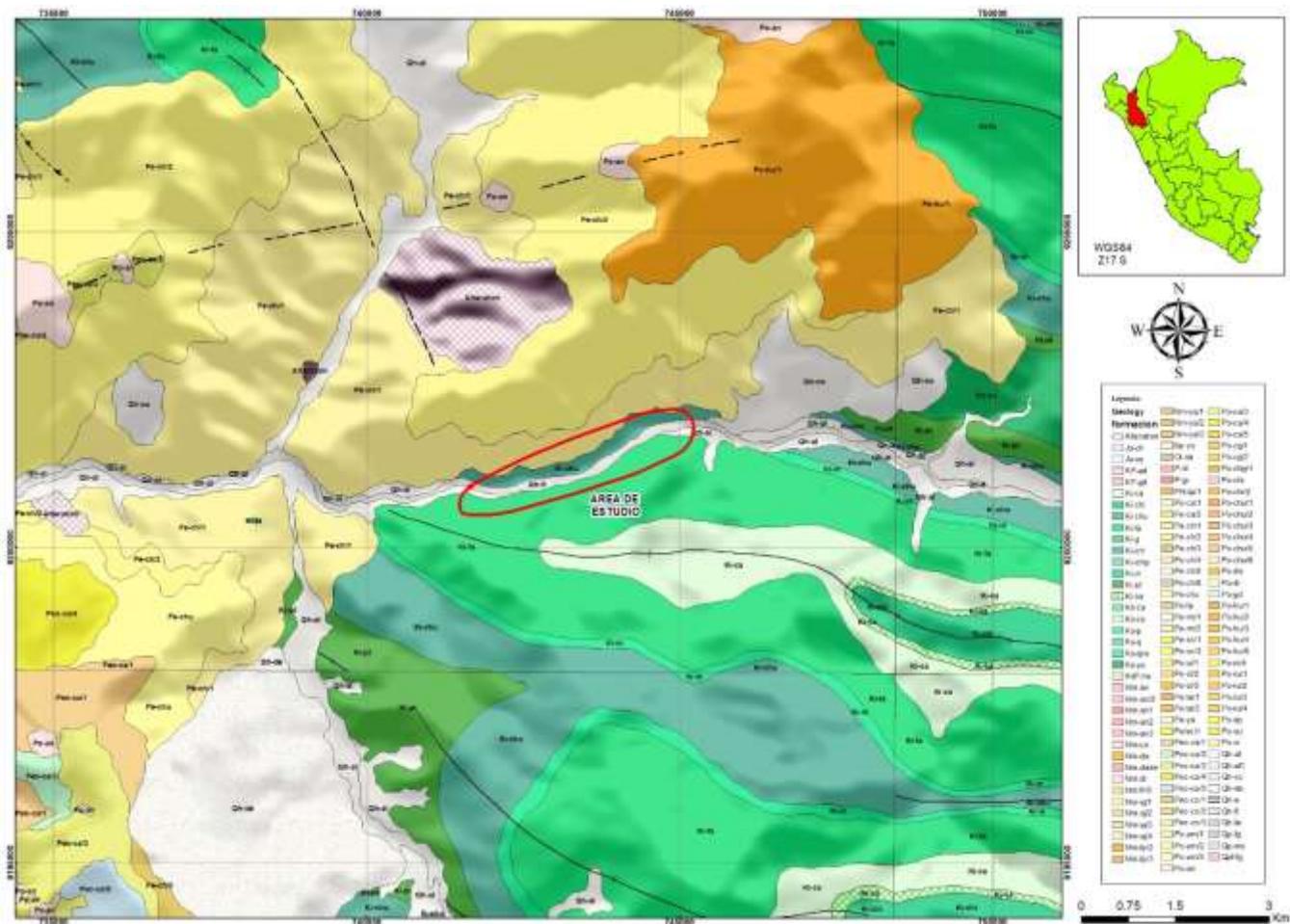
Esta formación aflora al noreste de San Miguel, al noreste- suroeste de San Pablo, al sur de Hualgayoc, al oeste de Celendín, al norte y al sur de San Marcos, al este y oeste de Cajabamba, en Cajamarca en casi toda la provincia, al norte y al sur de Contumazá.

Esta formación consiste de areniscas blancas de grano medio a grueso, tiene un grosor promedio de 500 m. en algunos lugares se observa estratificación cruzada y marcas de oleaje.

La formación Farrat suprayace con aparente concordancia a la formación Carhuaz e infrayace con la misma relación, a la formación Inca, dando la impresión en muchos lugares de tratarse de un paso gradual.

- **Edad y correlación.**- se han encontrado especímenes correspondientes al Cretáceo inferior. Por otra parte la formación Farrat infrayace a sedimentos de los niveles más altos del Aptiano por lo que se le asigna una edad aptiana. La formación Farrat se extiende con el mismo nombre hacia el norte del Perú, y a las regiones de Sihuas, Pomabamba, al sur. (Cruzado, 2009) (*Ver plano geológico*)

Plano 2: Geología de la zona de estudio



CAPÍTULO 5. PROCEDIMIENTOS EN GABINETE Y RECOLECCIÓN DE DATOS EN CAMPO Y LABORATORIO

Se utilizarán los siguientes equipos y materiales:

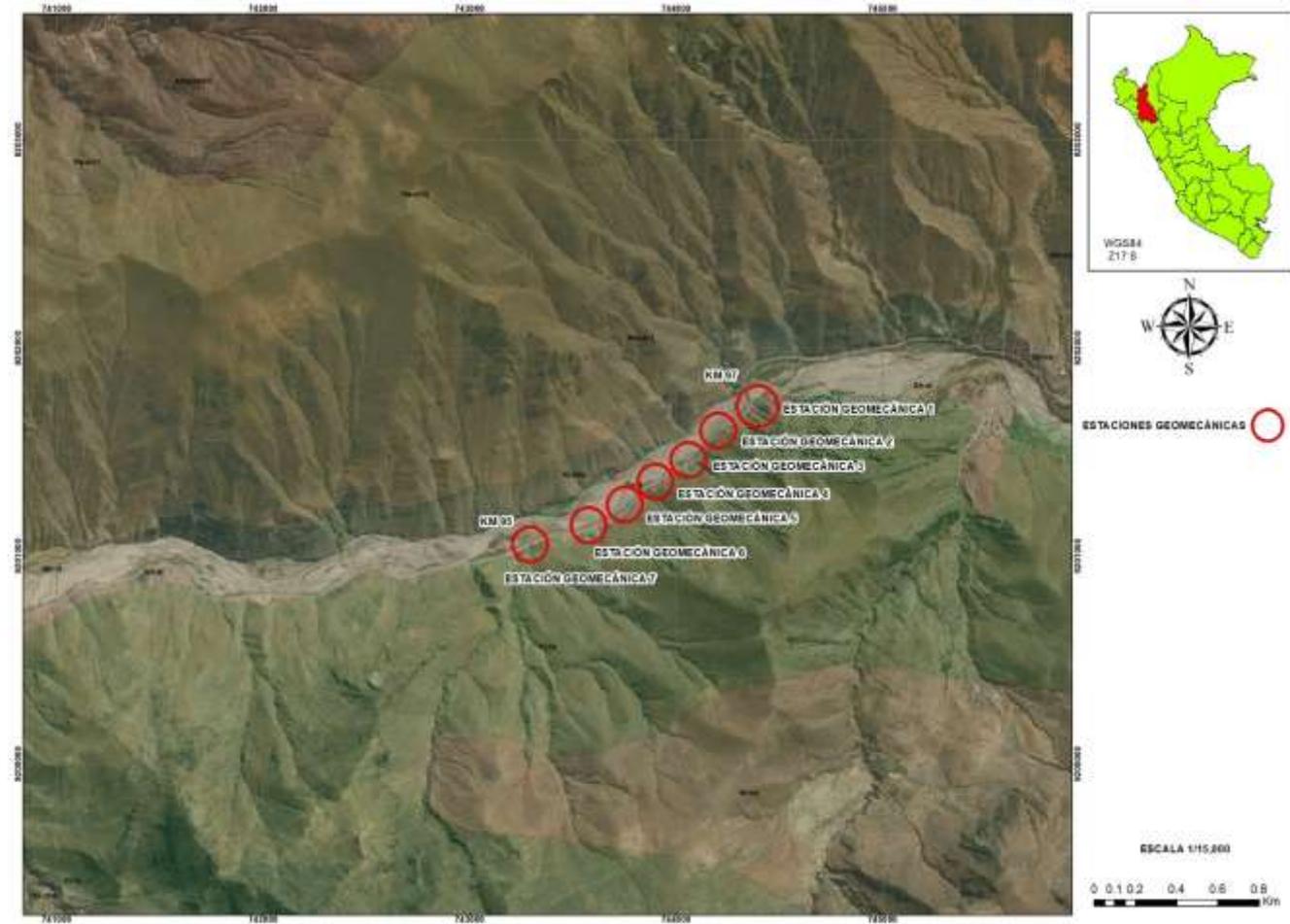
- **Flexómetro:** Para delimitar cada estación que comprende la zona de estudio.
- **GPS:** Para identificar las coordenadas UTM de la zona de estudio y luego insertarlas en el Google Earth, para así, tener la ubicación exacta de dicha zona.
- **Cámara Fotográfica:** Para fotografiar la zona de estudio y los ensayos a realizar.
- **Brújula Brunton:** Para tomar el rumbo y buzamiento de las discontinuidades y del talud.
- **Martillo de SCHMIDT:** Para calcular la resistencia a la compresión simple del macizo rocoso.
- **Peine de BARTON:** Para calcular el índice de rugosidad de la junta o JRC.
- **Libreta de apuntes:** Para la toma de datos en campo y laboratorio.

5.1. Gabinete

5.1.1. Análisis de imágenes satelitales en gabinete

Se procedió a identificar, empleando el ArcGIS con su aplicativo ArcBruTile, áreas longitudinales con potencial desarrollo de deslizamiento en macizos rocosos, tomando la decisión finalmente por el área al cual le denominamos como “Bianca Oeste”, inicialmente se había observado un tramo de 12 kilómetros para analizarlo, pero finalmente se decidió solo por el área más crítica que comprende una extensión de 2 kilómetros. *(Ver plano de imágenes satelitales)*

Plano 3: Imágenes satelitales de la zona de estudio



5.1.2. Diseño de la toma de datos

A lo largo del área de interés se realizaron estaciones geomecánicas, la cual consistió en un mapeo en línea de detalle. (Ver tabla 02)

Tabla 2: Longitud de mapeo en línea de detalle por estación

N°	Longitud del mapeo en línea de detalle
E1	25 m
E2	25 m
E3	35 m
E4	30 m
E5	25 m
E6	40 m
E7	40 m

5.2. Recolección de datos en campo

Una vez revisado la zona en gabinete se procedió a la toma de datos en campo teniendo en cuenta el siguiente procedimiento:

5.2.1. Toma de rumbo y buzamiento de las discontinuidades y del talud

Se tomaron aproximadamente entre 30 a 40 datos de rumbo y buzamiento de las discontinuidades, para cada estación geomecánica. Finalmente, se tomó el dato de rumbo y buzamiento de cada talud observado. (Ver Foto 1)

Foto 1: Toma de datos (rumbo y buzamiento) en la zona de estudio



5.2.2. Determinación de la resistencia a la compresión simple

Se determinó mediante el cálculo de Número de Rebotes (NReb), y para ello se empleó el Martillo de Schmidt tipo L, cuyo certificado de calibración están en el anexo N° 03.

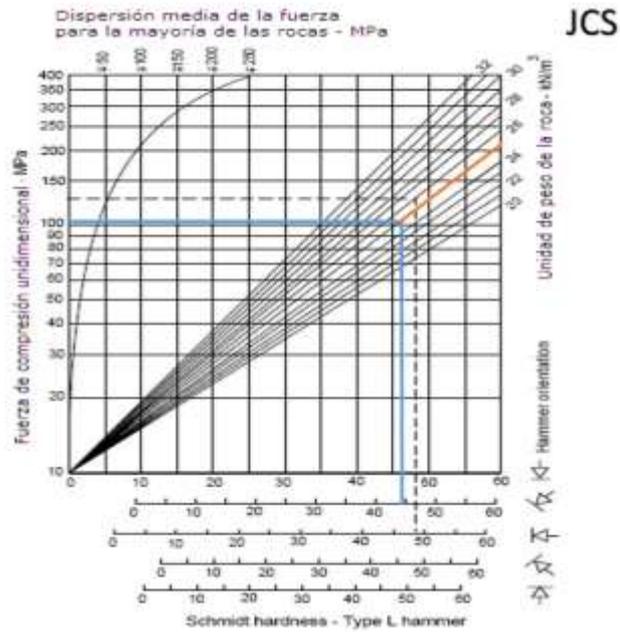
Se han tomado entre 30 a 40 superficies de discontinuidades para cada punto de muestreo o estación, utilizando el Matillo de Schmidt de forma ortogonal hacia la discontinuidad. (Ver Foto 2)

Foto 2: Toma de datos en la zona de estudio usando el martillo de Schmidt



En campo se procedió a realizar el cálculo aleatorio del JCS. Para obtener los valores se ha trabajado con el ábaco que correlaciona la dirección de aplicación del Martillo de Schmidt y la densidad de la roca analizada para finalmente calcular la resistencia a la compresión unidimensional en Mpa. (Ver Figura 20)

Figura 20: Ábaco para la determinación de JCS



5.2.3. Determinación de la rugosidad de las discontinuidades

Se determinó mediante el cálculo de la Profundidad de la Rugosidad (PRug), y para ello hemos utilizado el Peine de Barton.

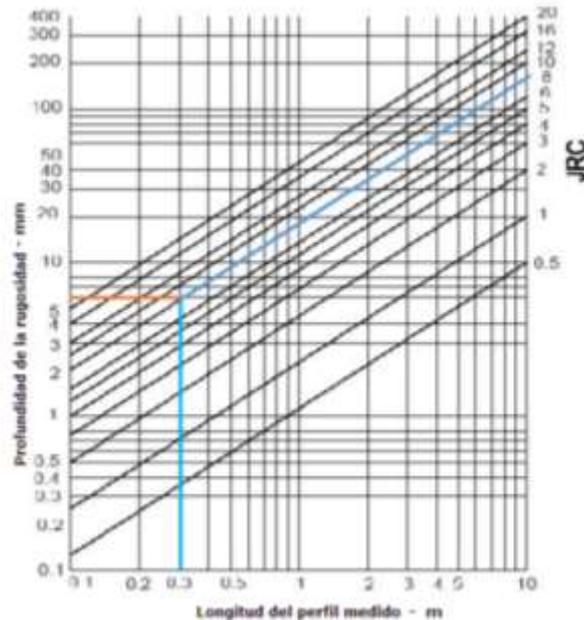
Se ha tomado entre 1 a 3 muestras para cada punto de muestreo o estación. (Ver Foto 3)

Foto 3: Cálculo de la rugosidad con peine de Barton



En campo se procedió a realizar el cálculo aleatorio del JRC. Para obtener los valores se ha trabajado con el ábaco de la figura 21.

Figura 21: Ábaco que correlaciona la profundidad de la rugosidad y la longitud del Peine de Barton



5.3. Recolección de datos en laboratorio

5.3.1. Preparación de probetas o muestras

Se extrajeron muestras representativas para cada estación geomecánica, basándonos en el criterio de emplear fragmentos de roca intacta, es decir que no muestren discontinuidades. Dichas muestras extraídas en campo se prepararon en el laboratorio de mecánica de rocas de la UPN usando el extractor de muestras y basándonos en el criterio descrito por ISRM, en donde las probetas deben tener una dimensión de por lo menos < 40% de la longitud total de la placa de Tilt Test para poder realizar el ensayo del mismo nombre. (Ver Fotos 4 y 5)

Foto 4: Preparación de la probeta con el uso del equipo extractor de muestras



Foto 5: Preparación de la probeta con el uso del equipo extractor de muestras



5.3.2. Determinación del ángulo de fricción básico

Una vez modelada la probeta en roca se procedió a someterla al equipo de Tilt Test, este ensayo consiste en colocar la probeta de diámetro 5.11 cm por 5.47 cm de longitud sobre la base de apoyo del equipo, el cual se va inclinando hasta el punto en que comience a deslizar la probeta. En el momento en el que se inicia el desplazamiento se mide el ángulo que forma la base de apoyo con respecto a la horizontal. (Ver Fotos 6 y 7)

Foto 6: Preparando la probeta para el ensayo de Tilt Test

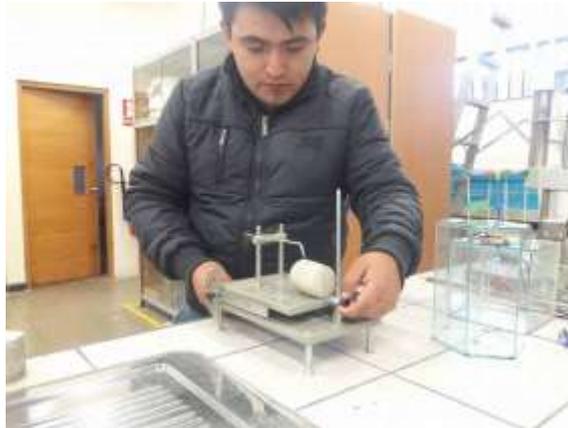


Foto 7: Realizando el ensayo de Tilt Test



5.3.3. Determinación de la densidad de la roca

En primer lugar, se pesaron en seco las muestras preparadas. Seguidamente, se calculó el volumen con la ayuda de una probeta. (Ver Fotos 8 y 9)

Finalmente se aplicó la fórmula clásica de $\rho = m/v$; donde “m” es la masa y “v” es el volumen. El resultado nos arrojó en g/ml y para ello se hizo la conversión para obtener dicho dato en KN/m^3 . (Ver el ítem 6.1)

Foto 8: Tomando el peso de la probeta (muestra)



Foto 9: Sumergiendo la muestra en el agua para determinar el volumen



CAPÍTULO 6. RESULTADOS

6.1. Cálculo de la densidad de la roca

$$\rho = \frac{m}{v} = \frac{357.41 \text{ g}}{140 \text{ ml}} \times \frac{1\,000\,000 \text{ ml}}{1 \text{ m}^3} \times \frac{1 \text{ KN}}{101\,971.6 \text{ g}} = \frac{357\,410\,000 \text{ KN}}{14\,276\,024 \text{ m}^3} = 25.036 \frac{\text{KN}}{\text{m}^3}$$

6.2. Determinación del Ángulo de Fricción Básico

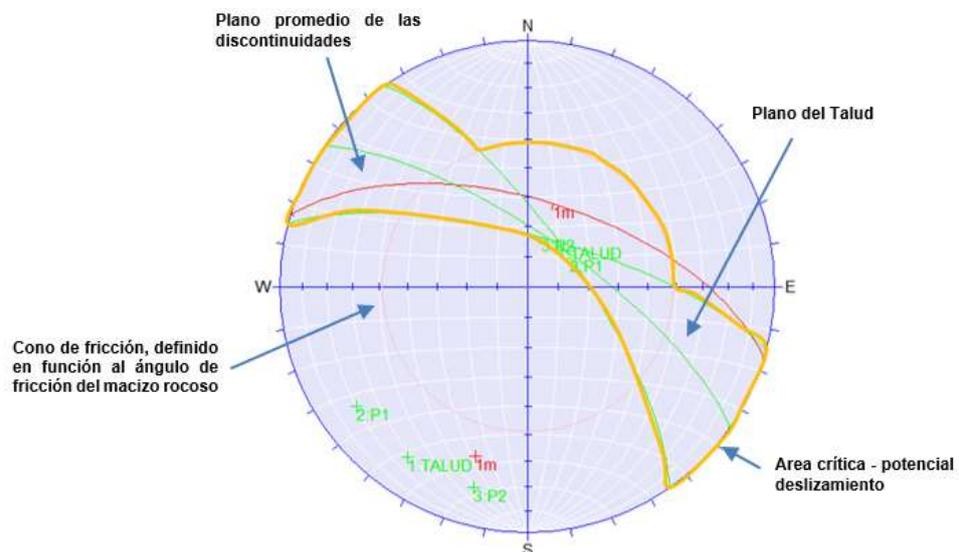
Tabla 3: Determinación de ángulos de fricción básico

N°	Ensayo	Φ básico	Diámetro x Longitud
E1	Tilt Test	29	5.25 cm x 5.55 cm
E2	Tilt Test	28	5.15 cm x 5.75 cm
E3	Tilt Test	28	5.05 cm x 5.50 cm
E4	Tilt Test	27	5.20 cm x 5.85 cm
E5	Tilt Test	29	5.00 cm x 4.90 cm
E6	Tilt Test	27	5.05 cm x 5.35 cm
E7	Tilt Test	28	5.10 cm x 5.40 cm

6.3. Análisis Cinemático

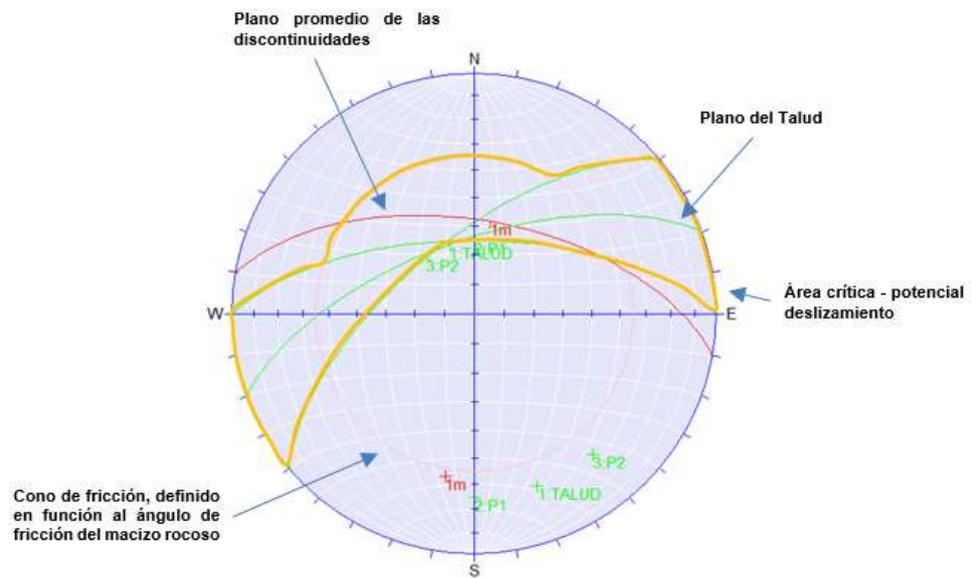
- **Estación Geomecánica 01:** El plano promedio de las discontinuidades obtenidas en campo están en la zona de potencial deslizamiento según se puede observar en el análisis cinemático de taludes aplicando el software Dips (figura 22). Se ha empleado un cono fricción (ángulo de fricción interna de la roca) real, calculado en gabinete.

Figura 22: Análisis cinemático de la estación 1



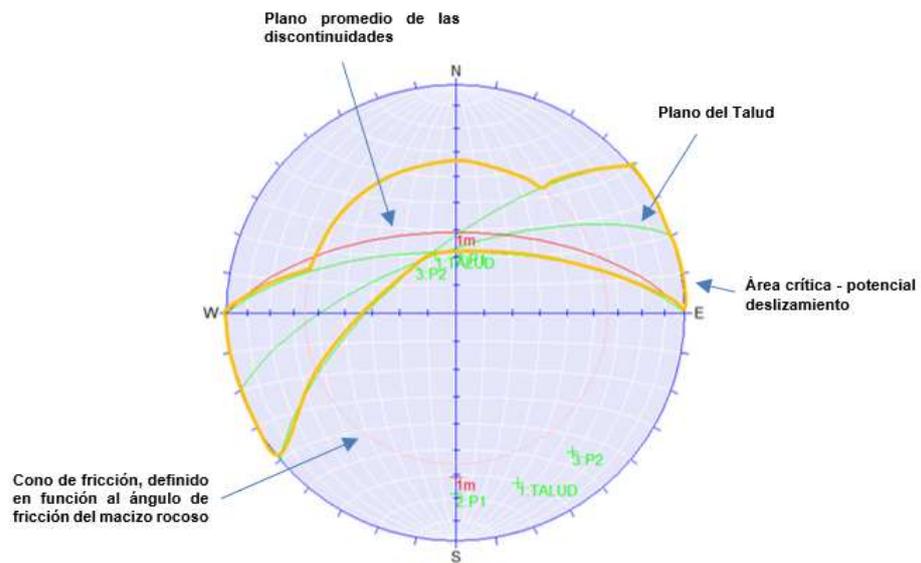
- **Estación Geomecánica 02:** El plano promedio de las discontinuidades obtenidas en campo están en la zona de potencial deslizamiento según se puede observar en el análisis cinemático de taludes aplicando el software Dips (figura 23). Se ha empleado un cono fricción (ángulo de fricción interna de la roca) real, calculado en gabinete.

Figura 23: Análisis cinemático de la estación 2



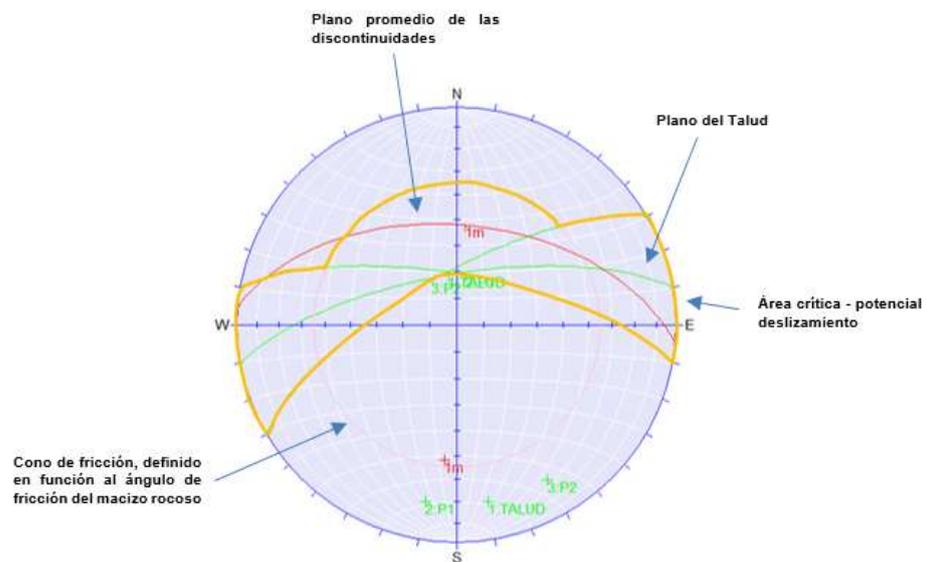
- **Estación Geomecánica 03:** El plano promedio de las discontinuidades obtenidas en campo están en la zona de potencial deslizamiento según se puede observar en el análisis cinemático de taludes aplicando el software Dips (figura 24). Se ha empleado un cono fricción (ángulo de fricción interna de la roca) real, calculado en gabinete.

Figura 24: Análisis cinemático de la estación 3



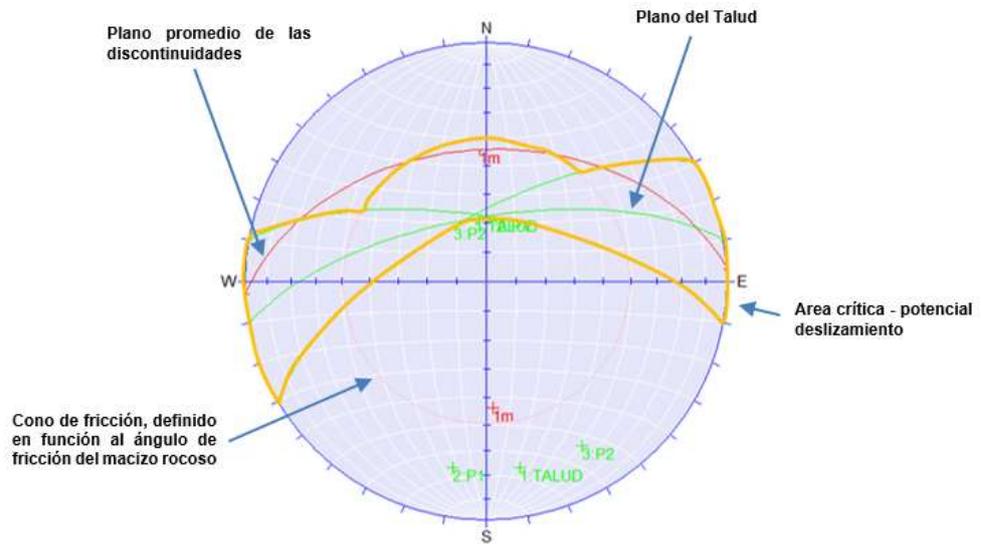
- **Estación Geomecánica 04:** El plano promedio de las discontinuidades obtenidas en campo están en la zona de potencial deslizamiento según se puede observar en el análisis cinemático de taludes aplicando el software Dips (figura 25). Se ha empleado un cono fricción (ángulo de fricción interna de la roca) real, calculado en gabinete.

Figura 25: Análisis cinemático de la estación 4



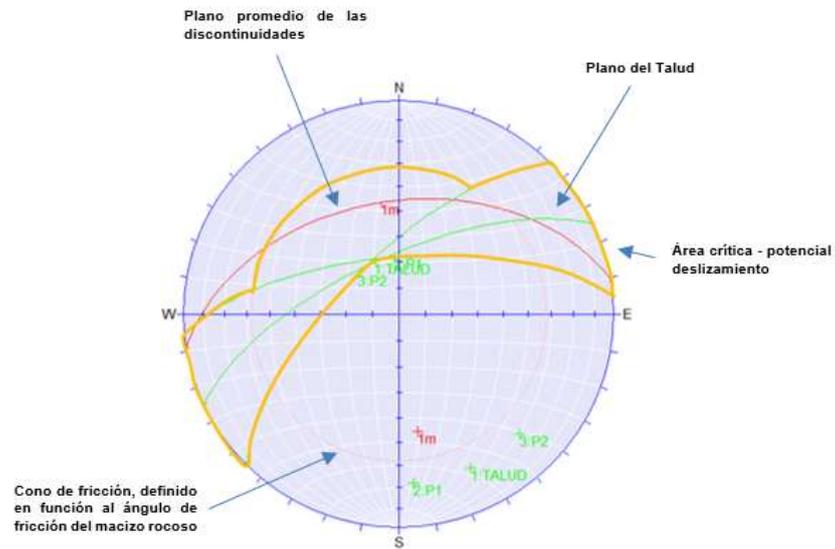
- **Estación Geomecánica 05:** El plano promedio de las discontinuidades obtenidas en campo están en la zona de potencial deslizamiento según se puede observar en el análisis cinemático de taludes aplicando el software Dips (figura 26). Se ha empleado un cono fricción (ángulo de fricción interna de la roca) real, calculado en gabinete.

Figura 26: Análisis cinemático de la estación 5



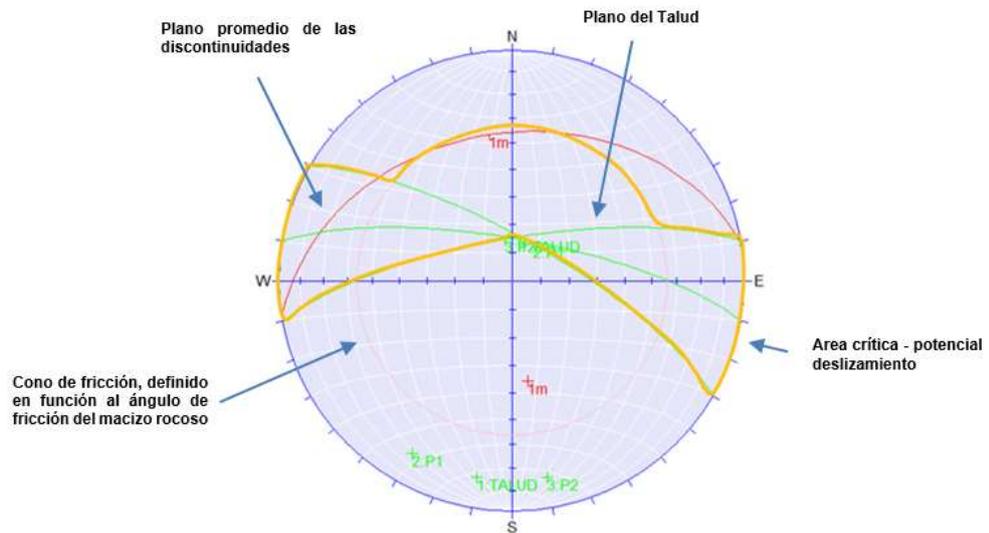
- **Estación Geomecánica 06:** El plano promedio de las discontinuidades obtenidas en campo están en la zona de potencial deslizamiento según se puede observar en el análisis cinemático de taludes aplicando el software Dips (figura 27). Se ha empleado un cono fricción (ángulo de fricción interna de la roca) real, calculado en gabinete.

Figura 27. Análisis cinemático de la estación 6



- **Estación Geomecánica 07:** El plano promedio de las discontinuidades obtenidas en campo están en la zona de potencial deslizamiento según se puede observar en el análisis cinemático de taludes aplicando el software Dips (figura 28). Se ha empleado un cono fricción (ángulo de fricción interna de la roca) real, calculado en gabinete.

Figura 28: Análisis cinemático de la estación 7



6.4. Cálculo del JCS, JRC, Cohesión, Ángulo de Fricción Interno y Factor de Seguridad.

➤ Estación Geomecánica 01

Figura 29: Ábaco de RCU de la estación 01

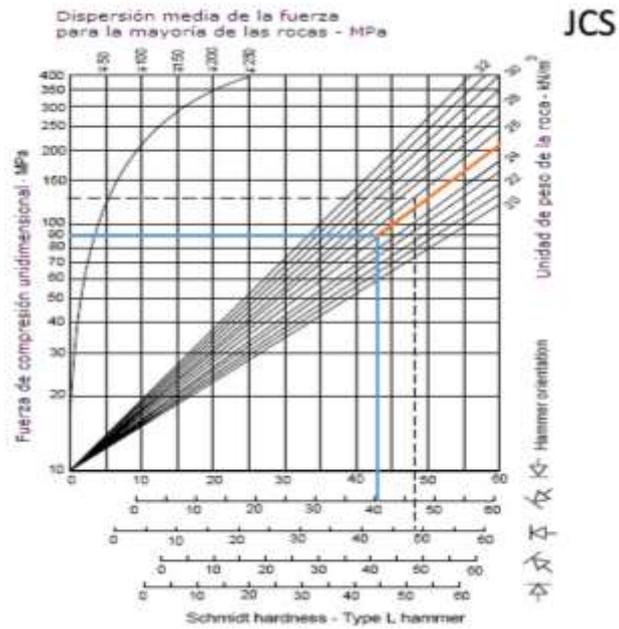


Figura 30: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 01

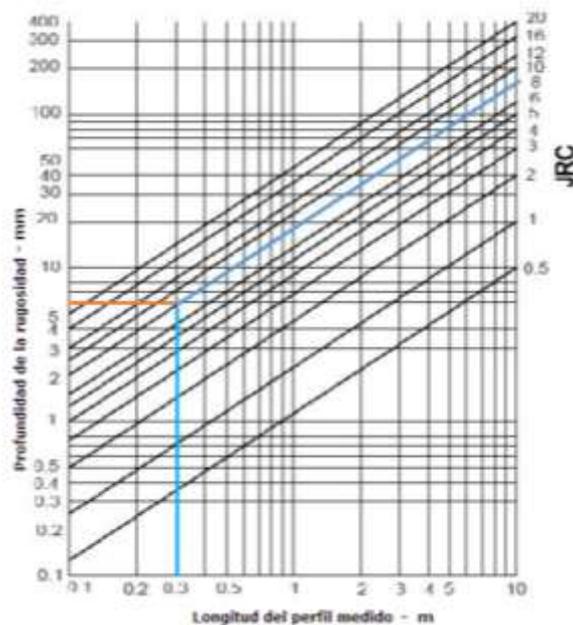
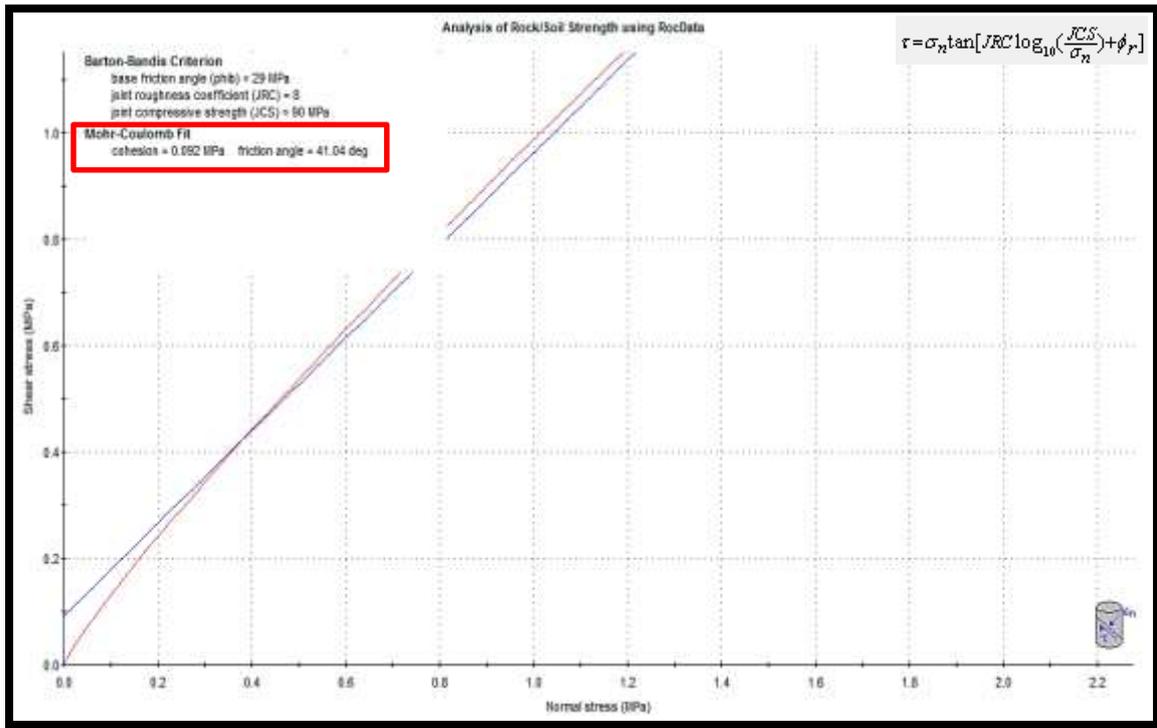
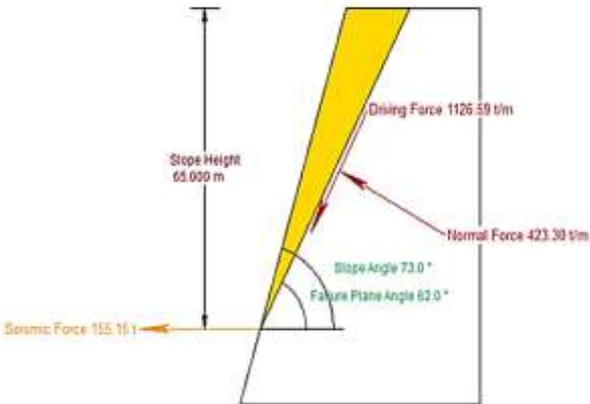
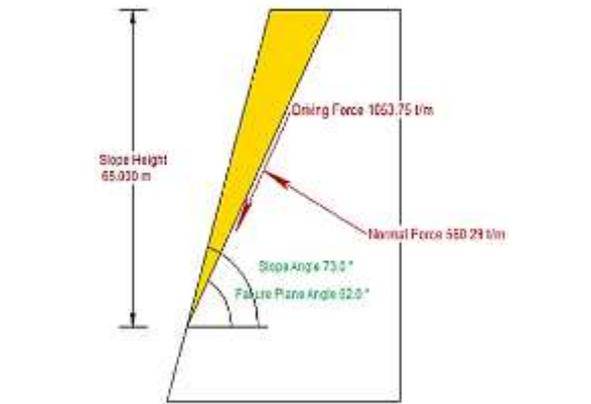
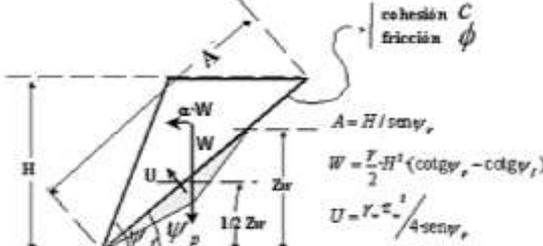


Figura 31: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 01



ESTACIÓN 01: CÁLCULOS



<p style="text-align: center;">PSEUDOESTÁTICO</p> <p style="text-align: center;">Dist. to Slope (Upper Face Width) 19.872 m 14.689 m</p> 	<p style="text-align: center;">ESTÁTICO</p> <p style="text-align: center;">Dist. to Slope (Upper Face Width) 19.872 m 14.689 m</p> 																																		
<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.94</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>1126.59t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>1059.02t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>1193.45t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>477.38m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>1059.02t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>423.30t/m</td></tr> <tr><td>Seismic Force</td><td>155.15t</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.94	Driving Force	1126.59t/m	Resisting Force	1059.02t/m	Wedge Weight	1193.45t/m	Wedge Volume	477.38m³/m	Shear Strength	1059.02t/m²	Normal Force	423.30t/m	Seismic Force	155.15t	Plane Waviness	0.0°	<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>1.12</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>1053.75t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>1178.27t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>1193.45t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>477.38m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>1178.27t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>560.29t/m</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	1.12	Driving Force	1053.75t/m	Resisting Force	1178.27t/m	Wedge Weight	1193.45t/m	Wedge Volume	477.38m³/m	Shear Strength	1178.27t/m²	Normal Force	560.29t/m	Plane Waviness	0.0°
Factor of Safety	0.94																																		
Driving Force	1126.59t/m																																		
Resisting Force	1059.02t/m																																		
Wedge Weight	1193.45t/m																																		
Wedge Volume	477.38m³/m																																		
Shear Strength	1059.02t/m²																																		
Normal Force	423.30t/m																																		
Seismic Force	155.15t																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
Factor of Safety	1.12																																		
Driving Force	1053.75t/m																																		
Resisting Force	1178.27t/m																																		
Wedge Weight	1193.45t/m																																		
Wedge Volume	477.38m³/m																																		
Shear Strength	1178.27t/m²																																		
Normal Force	560.29t/m																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
<p style="text-align: center;">MODELO GEOMECÁNICO</p>  <p style="text-align: center;"> $A = H / \sin \psi_p$ $W = \frac{\gamma}{2} H^2 (\cot \psi_p - \cot \psi_r)$ $U = \gamma \frac{z_r^2}{4 \sin \psi_p}$ </p> <p style="text-align: center;"> $C.S. = \frac{c \cdot A + [W \cdot (\cos \psi_p - \alpha \cdot \sin \psi_p) - U] \cdot \tan \phi}{W \cdot (\sin \psi_p + \alpha \cdot \sin \psi_p)}$ </p>	<p style="text-align: center;">DATOS GEOMÉTRICOS</p> <p>Altura de banco caído – H (m) = 65 m Presencia de agua = Moderada</p> <p style="text-align: center;">DATOS GEOMECÁNICOS</p> <p>Rugosidad – JRC = 8 Resistencia Schmidt – JCS = 90 Fricción básica $\phi_b = 29$ Peso específico $\gamma = 0.025 \text{ MN/m}^3$</p>																																		
<p style="text-align: center;">F.S. PSEUDOESTÁTICO = 0.94</p>	<p style="text-align: center;">F.S. ESTÁTICO = 1.12</p>																																		

➤ Estación Geomecánica 02

Figura 32: Ábaco de RCU de la estación 02

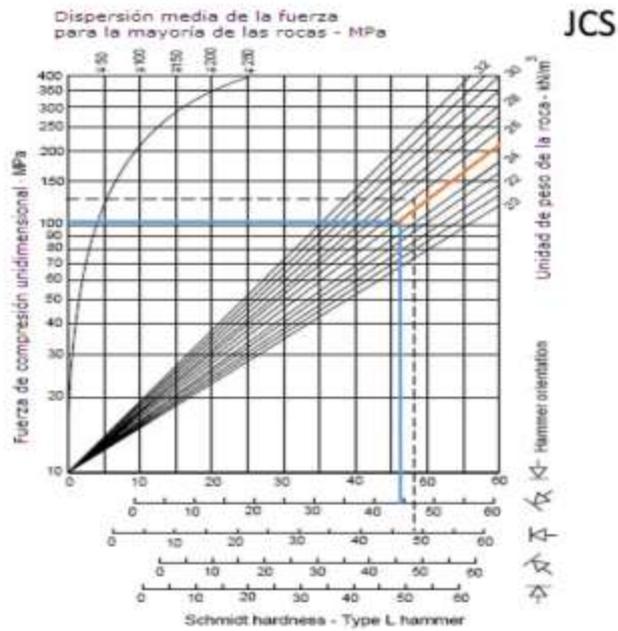


Figura 33: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 02

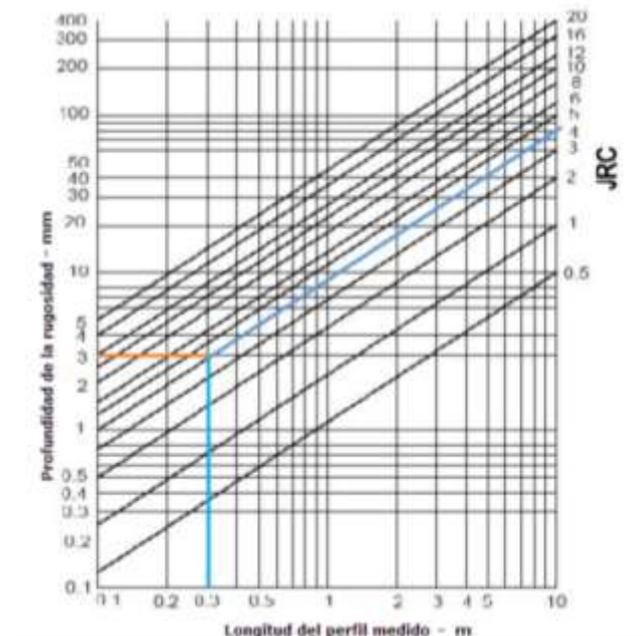
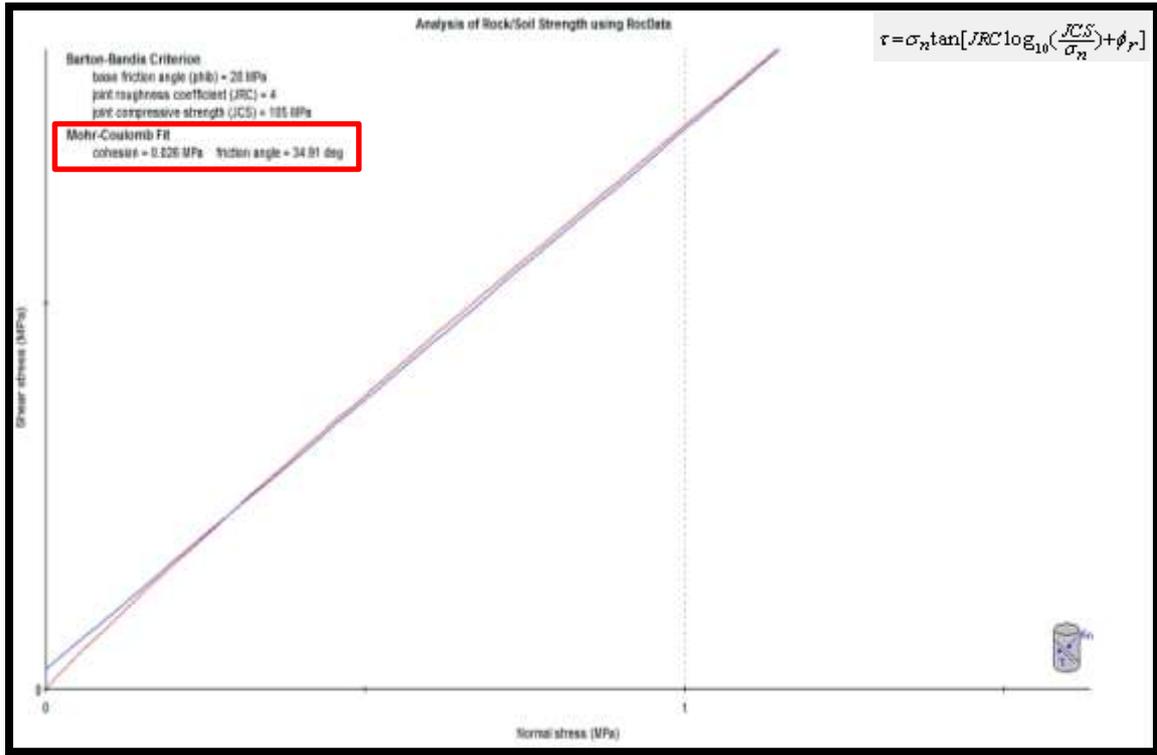
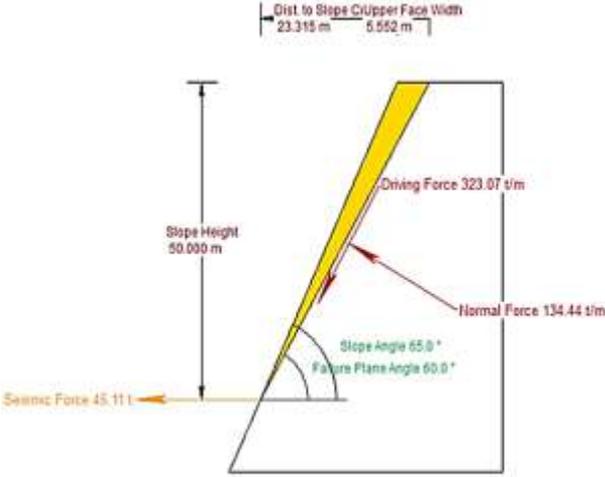
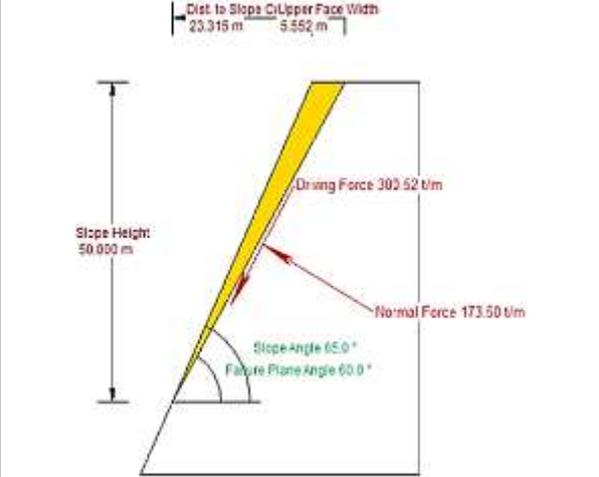
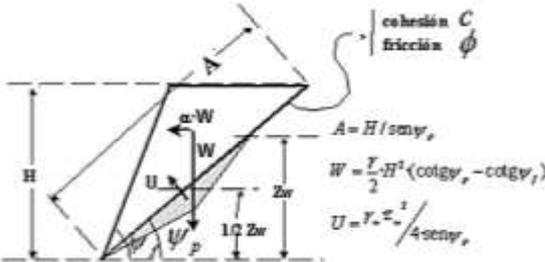


Figura 34: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 02



ESTACIÓN 02



<p style="text-align: center;">PSEUDOESTÁTICO</p> 	<p style="text-align: center;">ESTÁTICO</p> 																																		
<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.76</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>323.07t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>246.82t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>347.01t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>138.80m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>246.82t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>134.44t/m</td></tr> <tr><td>Seismic Force</td><td>45.11t</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.76	Driving Force	323.07t/m	Resisting Force	246.82t/m	Wedge Weight	347.01t/m	Wedge Volume	138.80m³/m	Shear Strength	246.82t/m²	Normal Force	134.44t/m	Seismic Force	45.11t	Plane Waviness	0.0°	<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.91</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>300.52t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>274.08t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>347.01t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>138.80m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>274.08t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>173.50t/m</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.91	Driving Force	300.52t/m	Resisting Force	274.08t/m	Wedge Weight	347.01t/m	Wedge Volume	138.80m³/m	Shear Strength	274.08t/m²	Normal Force	173.50t/m	Plane Waviness	0.0°
Factor of Safety	0.76																																		
Driving Force	323.07t/m																																		
Resisting Force	246.82t/m																																		
Wedge Weight	347.01t/m																																		
Wedge Volume	138.80m³/m																																		
Shear Strength	246.82t/m²																																		
Normal Force	134.44t/m																																		
Seismic Force	45.11t																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
Factor of Safety	0.91																																		
Driving Force	300.52t/m																																		
Resisting Force	274.08t/m																																		
Wedge Weight	347.01t/m																																		
Wedge Volume	138.80m³/m																																		
Shear Strength	274.08t/m²																																		
Normal Force	173.50t/m																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
<p style="text-align: center;">MODELO GEOMECÁNICO</p>  $A = H / \sin \psi_p$ $W = \frac{\gamma}{2} H^2 (\cot \psi_p - \cot \psi_f)$ $U = \gamma \frac{z_p^2}{4 \sin \psi_p}$ $C.S. = \frac{c \cdot A + [W \cdot (\cos \psi_p - \alpha \cdot \sin \psi_p) - U] \cdot \tan \phi}{W \cdot (\sin \psi_p + \alpha \cdot \sin \psi_p)}$	<p style="text-align: center;">DATOS GEOMÉTRICOS</p> <p>Altura de banco caído – H (m) = 50 m Presencia de agua = Moderada</p> <p style="text-align: center;">DATOS GEOMECÁNICOS</p> <p>Rugosidad – JRC = 4 Resistencia Schmidt – JCS = 105 Fricción básica $\phi_b = 28$ Peso específico $\gamma = 0.025 \text{ MN/m}^3$</p>																																		
<p style="text-align: center;">F.S. PSEUDOESTÁTICO = 0.76</p>	<p style="text-align: center;">F.S. ESTÁTICO = 0.91</p>																																		

➤ Estación Geomecánica 03

Figura 35: Ábaco de RCU de la estación 03

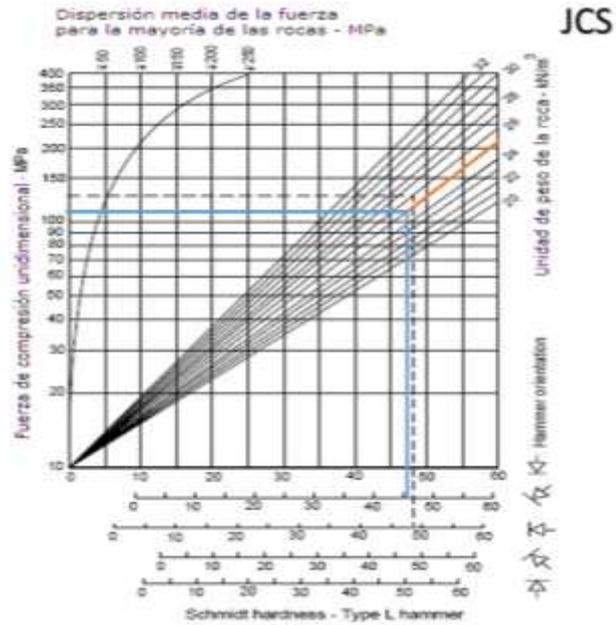


Figura 36: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 03

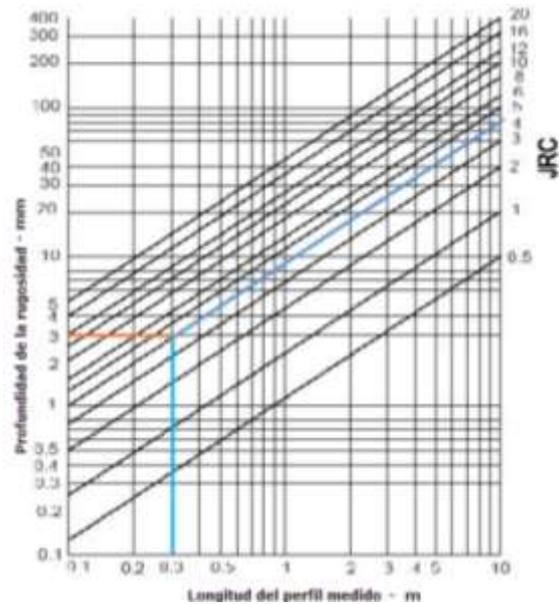
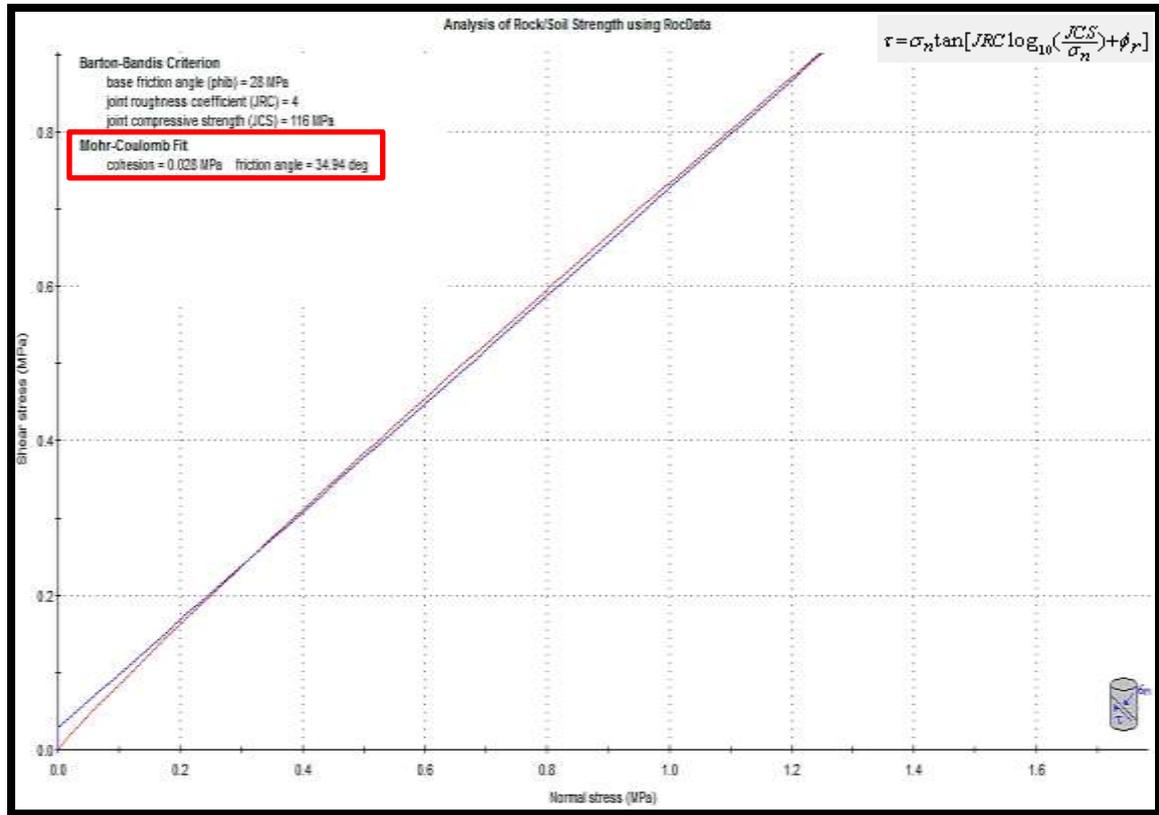
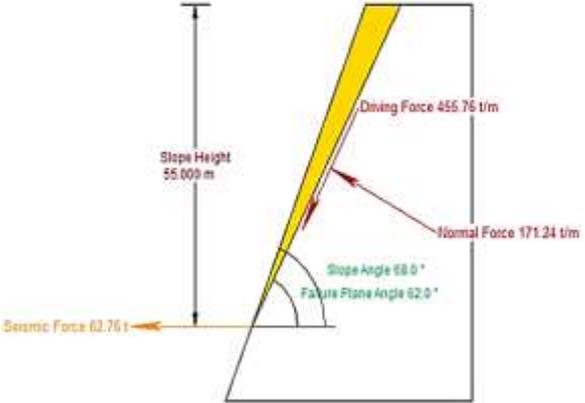
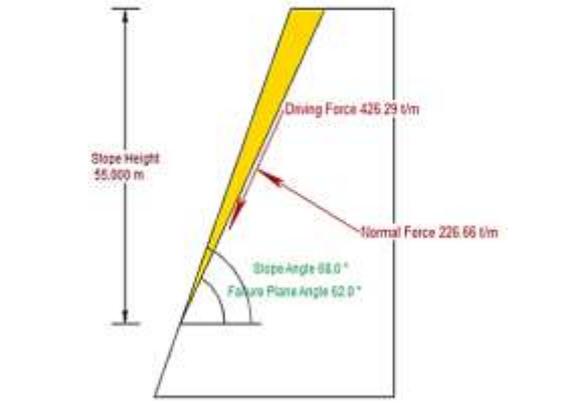
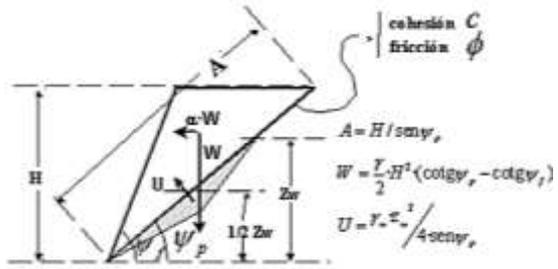


Figura 37: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 03



ESTACIÓN 03



<p style="text-align: center;">PSEUDOESTÁTICO</p> <p style="text-align: center;">Dist. to Slope Upper Face Width 22.221 m 7.023 m</p> 	<p style="text-align: center;">ESTÁTICO</p> <p style="text-align: center;">Dist. to Slope Upper Face Width 22.221 m 7.023 m</p> 																																		
<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.65</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>455.76t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>297.79t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>482.80t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>193.12m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>297.79t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>171.24t/m</td></tr> <tr><td>Seismic Force</td><td>62.76t</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.65	Driving Force	455.76t/m	Resisting Force	297.79t/m	Wedge Weight	482.80t/m	Wedge Volume	193.12m³/m	Shear Strength	297.79t/m²	Normal Force	171.24t/m	Seismic Force	62.76t	Plane Waviness	0.0°	<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.79</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>426.29t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>336.51t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>482.80t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>193.12m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>336.51t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>226.66t/m</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.79	Driving Force	426.29t/m	Resisting Force	336.51t/m	Wedge Weight	482.80t/m	Wedge Volume	193.12m³/m	Shear Strength	336.51t/m²	Normal Force	226.66t/m	Plane Waviness	0.0°
Factor of Safety	0.65																																		
Driving Force	455.76t/m																																		
Resisting Force	297.79t/m																																		
Wedge Weight	482.80t/m																																		
Wedge Volume	193.12m³/m																																		
Shear Strength	297.79t/m²																																		
Normal Force	171.24t/m																																		
Seismic Force	62.76t																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
Factor of Safety	0.79																																		
Driving Force	426.29t/m																																		
Resisting Force	336.51t/m																																		
Wedge Weight	482.80t/m																																		
Wedge Volume	193.12m³/m																																		
Shear Strength	336.51t/m²																																		
Normal Force	226.66t/m																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
<p style="text-align: center;">MODELO GEOMECÁNICO</p>  $C.S. = \frac{c \cdot A + [W \cdot (\cos \psi_p - \alpha \cdot \sin \psi_p) - U] \cdot \tan \phi}{W \cdot (\sin \psi_p + \alpha \cdot \sin \psi_p)}$	<p style="text-align: center;">DATOS GEOMÉTRICOS</p> <p>Altura de banco caído – H (m) = 55 m Presencia de agua = Moderada</p> <p style="text-align: center;">DATOS GEOMECÁNICOS</p> <p>Rugosidad – JRC = 4 Resistencia Schmidt – JCS = 116 Fricción básica $\phi_b = 28$ Peso específico $\gamma = 0.025 \text{ MN/m}^3$</p>																																		
<p style="text-align: center;">F.S. PSEUDOESTÁTICO = 0.65</p>	<p style="text-align: center;">F.S. ESTÁTICO = 0.79</p>																																		

➤ Estación Geomecánica 04

Figura 38: Ábaco de RCU de la estación 04

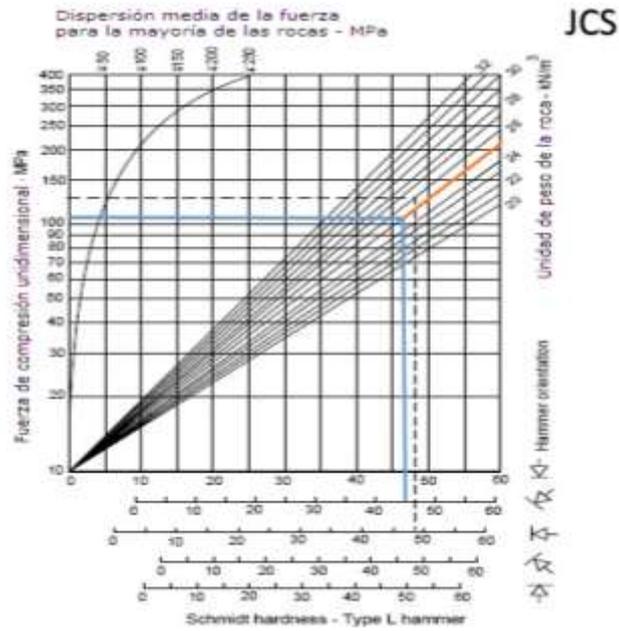


Figura 39: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 04

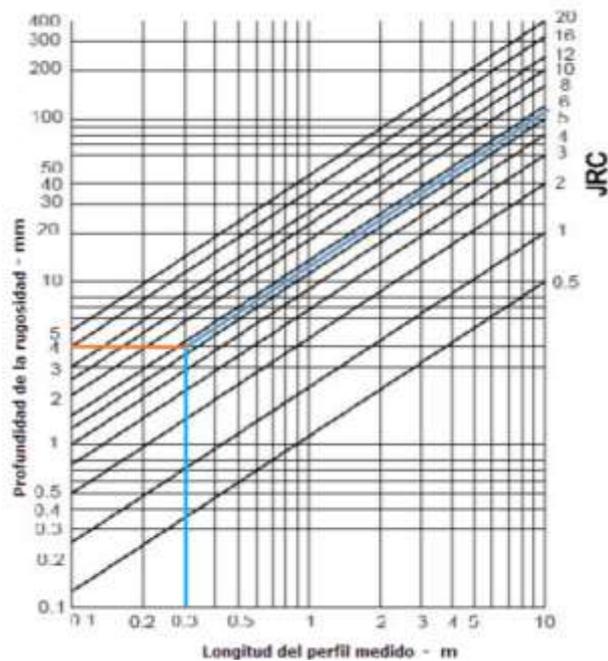
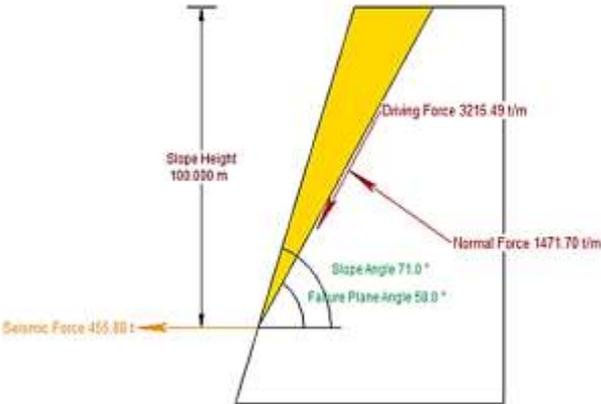
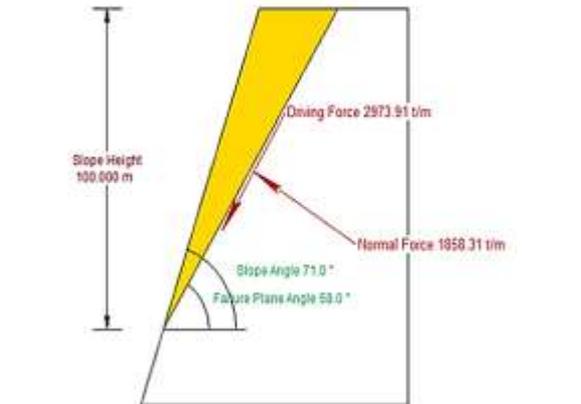
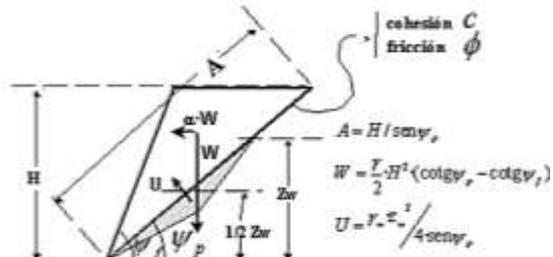


Figura 40: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 04



ESTACIÓN 04



<p style="text-align: center;">PSEUDOESTÁTICO</p> <p style="text-align: center;">Dist. to Slope Cut/Upper Face Width 34.433 m 28.054 m</p> 	<p style="text-align: center;">ESTÁTICO</p> <p style="text-align: center;">Dist. to Slope Cut/Upper Face Width 34.433 m 28.054 m</p> 																																		
<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.58</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>3215.49t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>1866.39t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>3506.77t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>1402.71m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>1866.39t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>1471.70t/m</td></tr> <tr><td>Seismic Force</td><td>455.88t</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.58	Driving Force	3215.49t/m	Resisting Force	1866.39t/m	Wedge Weight	3506.77t/m	Wedge Volume	1402.71m³/m	Shear Strength	1866.39t/m²	Normal Force	1471.70t/m	Seismic Force	455.88t	Plane Waviness	0.0°	<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.72</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>2973.91t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>2138.61t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>3506.77t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>1402.71m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>2138.61t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>1858.31t/m</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.72	Driving Force	2973.91t/m	Resisting Force	2138.61t/m	Wedge Weight	3506.77t/m	Wedge Volume	1402.71m³/m	Shear Strength	2138.61t/m²	Normal Force	1858.31t/m	Plane Waviness	0.0°
Factor of Safety	0.58																																		
Driving Force	3215.49t/m																																		
Resisting Force	1866.39t/m																																		
Wedge Weight	3506.77t/m																																		
Wedge Volume	1402.71m³/m																																		
Shear Strength	1866.39t/m²																																		
Normal Force	1471.70t/m																																		
Seismic Force	455.88t																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
Factor of Safety	0.72																																		
Driving Force	2973.91t/m																																		
Resisting Force	2138.61t/m																																		
Wedge Weight	3506.77t/m																																		
Wedge Volume	1402.71m³/m																																		
Shear Strength	2138.61t/m²																																		
Normal Force	1858.31t/m																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
<p style="text-align: center;">MODELO GEOMECÁNICO</p>  $C.S. = \frac{c \cdot A + [W \cdot (\cos \psi_p - \alpha \cdot \sin \psi_p) - U] \cdot \tan \phi}{W \cdot (\sin \psi_p + \alpha \cdot \sin \psi_p)}$	<p style="text-align: center;">DATOS GEOMÉTRICOS</p> <p>Altura de banco caído – H (m) = 100 m Presencia de agua = Moderada</p> <p style="text-align: center;">DATOS GEOMECÁNICOS</p> <p>Rugosidad – JRC = 5.5 Resistencia Schmidt – JCS = 114 Fricción básica $\phi_b = 27$ Peso específico $\gamma = 0.025 \text{ MN/m}^3$</p>																																		
F.S. PSEUDOESTÁTICO = 0.58	F.S. ESTÁTICO = 0.72																																		

➤ Estación Geomecánica 05

Figura 41: Ábaco de RCU de la estación 05

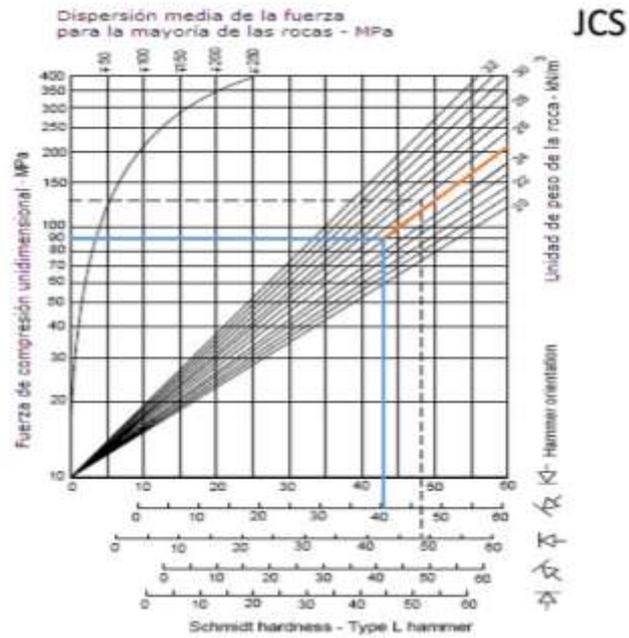


Figura 42: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 05

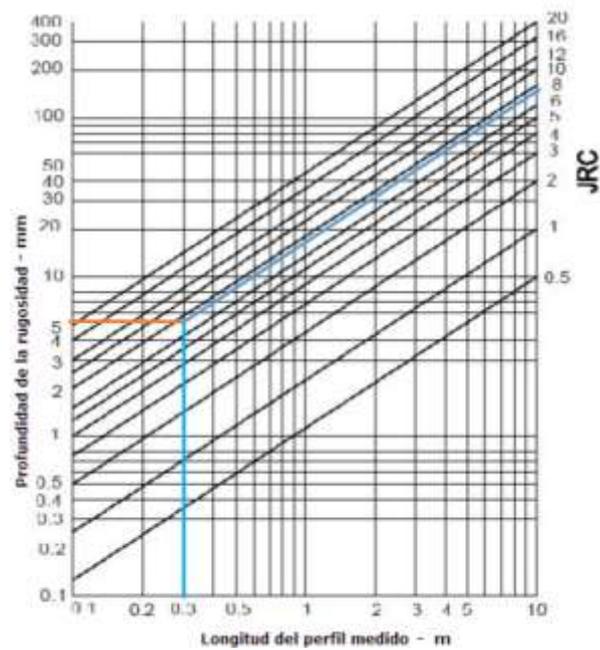
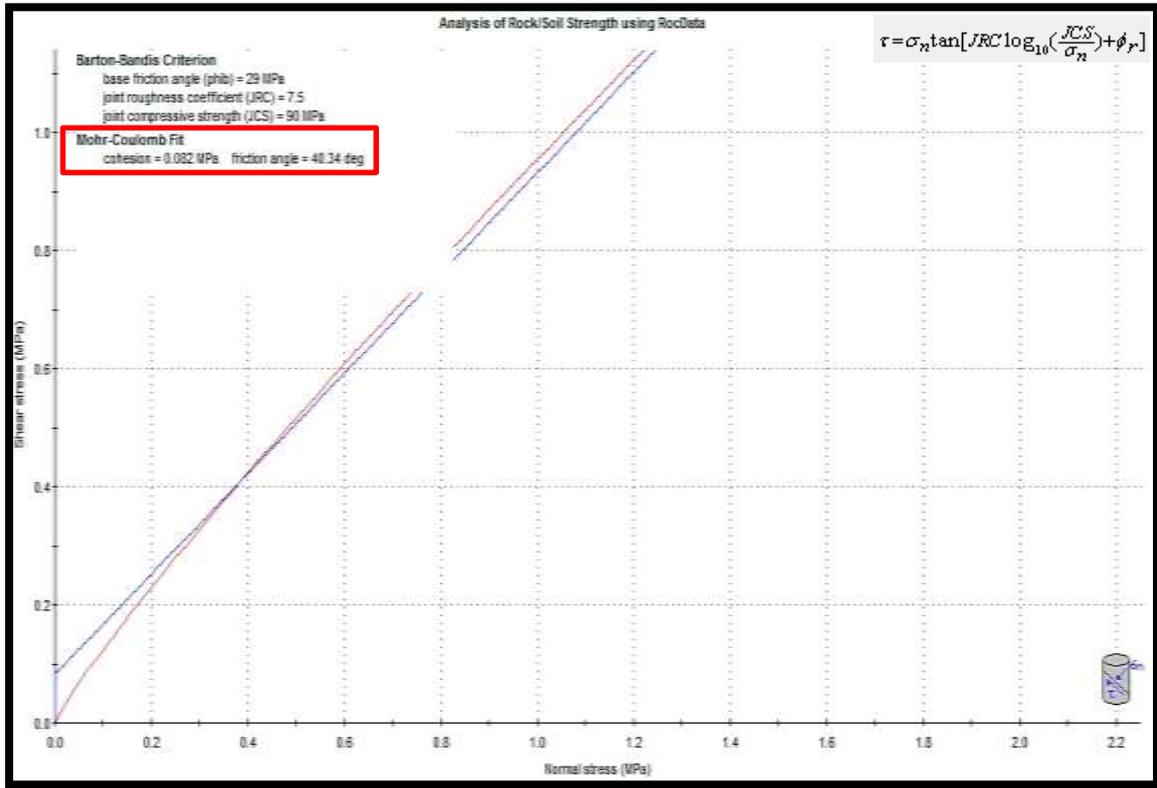
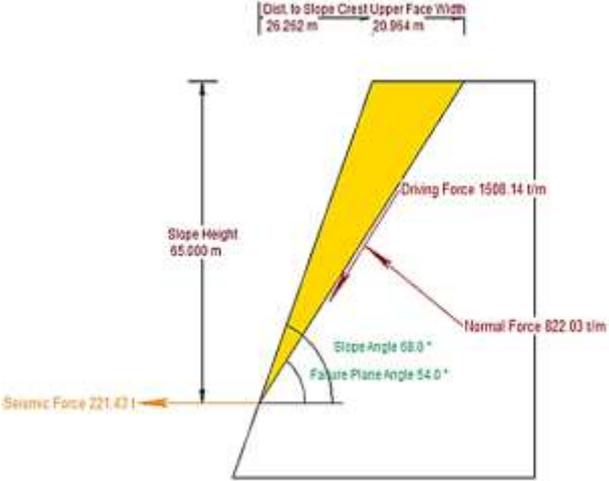
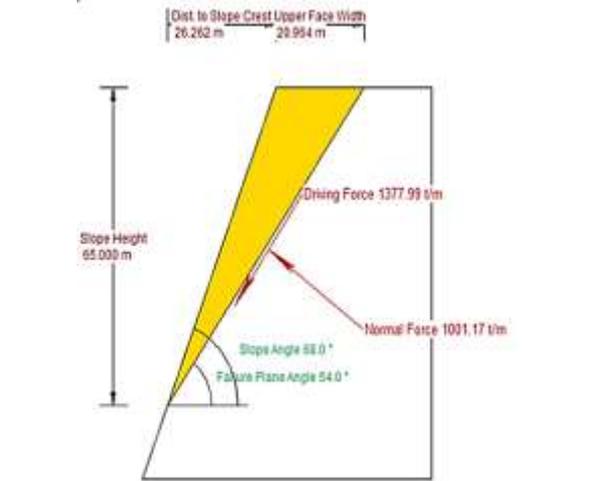
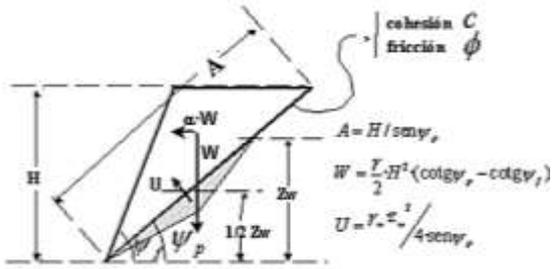


Figura 43: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 05



ESTACIÓN 05



<p style="text-align: center;">PSEUDOESTÁTICO</p> 	<p style="text-align: center;">ESTÁTICO</p> 																																		
<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.91</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>1508.14t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>1369.80t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>1703.29t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>681.32m³/3/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>1369.80t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>822.03t/m</td></tr> <tr><td>Seismic Force</td><td>221.43t</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.91	Driving Force	1508.14t/m	Resisting Force	1369.80t/m	Wedge Weight	1703.29t/m	Wedge Volume	681.32m³/3/m	Shear Strength	1369.80t/m²	Normal Force	822.03t/m	Seismic Force	221.43t	Plane Waviness	0.0°	<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>1.10</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>1377.99t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>1521.93t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>1703.29t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>681.32m³/3/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>1521.93t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>1001.17t/m</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	1.10	Driving Force	1377.99t/m	Resisting Force	1521.93t/m	Wedge Weight	1703.29t/m	Wedge Volume	681.32m³/3/m	Shear Strength	1521.93t/m²	Normal Force	1001.17t/m	Plane Waviness	0.0°
Factor of Safety	0.91																																		
Driving Force	1508.14t/m																																		
Resisting Force	1369.80t/m																																		
Wedge Weight	1703.29t/m																																		
Wedge Volume	681.32m³/3/m																																		
Shear Strength	1369.80t/m²																																		
Normal Force	822.03t/m																																		
Seismic Force	221.43t																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
Factor of Safety	1.10																																		
Driving Force	1377.99t/m																																		
Resisting Force	1521.93t/m																																		
Wedge Weight	1703.29t/m																																		
Wedge Volume	681.32m³/3/m																																		
Shear Strength	1521.93t/m²																																		
Normal Force	1001.17t/m																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
<p style="text-align: center;">MODELO GEOMECÁNICO</p>  $C.S. = \frac{c \cdot A + [W \cdot (\cos \psi_p - \alpha \cdot \sin \psi_p) - U] \cdot \tan \phi}{W \cdot (\sin \psi_p + \alpha \cdot \sin \psi_p)}$	<p style="text-align: center;">DATOS GEOMÉTRICOS</p> <p>Altura de banco caído – H (m) = 65 m Presencia de agua = Moderada</p> <p style="text-align: center;">DATOS GEOMECÁNICOS</p> <p>Rugosidad – JRC = 7.5 Resistencia Schmidt – JCS = 90 Fricción básica $\phi_b = 29$ Peso específico $\gamma = 0.025 \text{ MN/m}^3$</p>																																		
<p style="text-align: center;">F.S. PSEUDOESTÁTICO = 0.91</p>	<p style="text-align: center;">F.S. ESTÁTICO = 1.10</p>																																		

➤ Estación Geomecánica 06

Figura 44: Ábaco de RCU de la estación 06

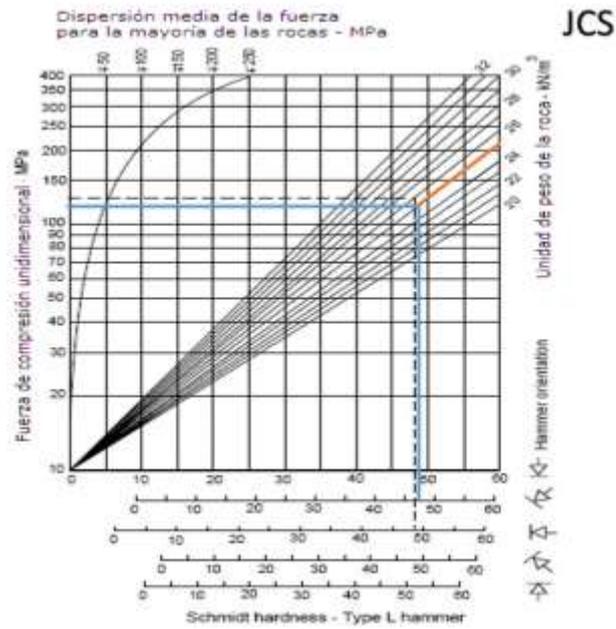


Figura 45: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 06

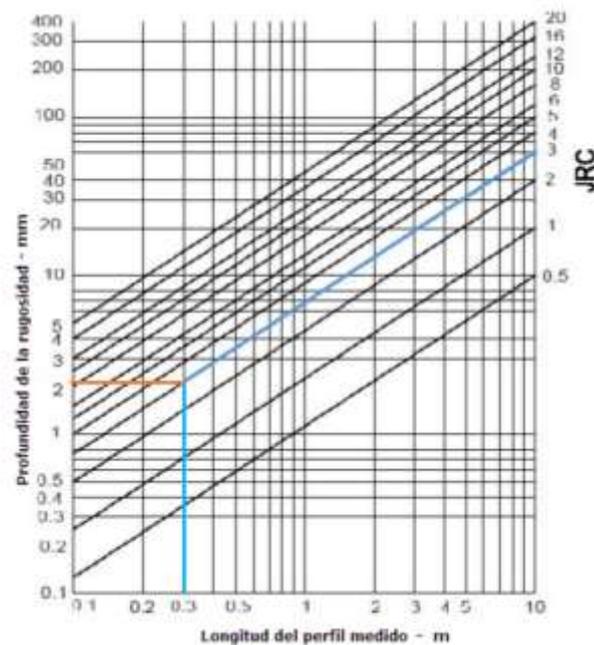
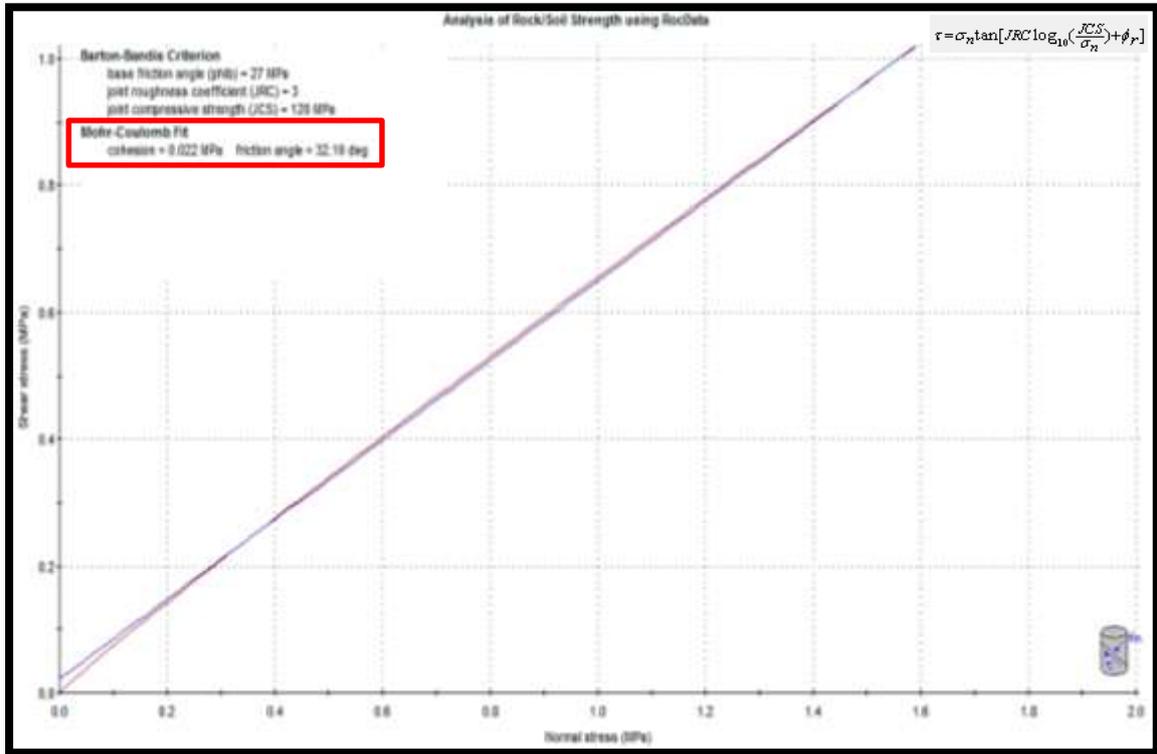
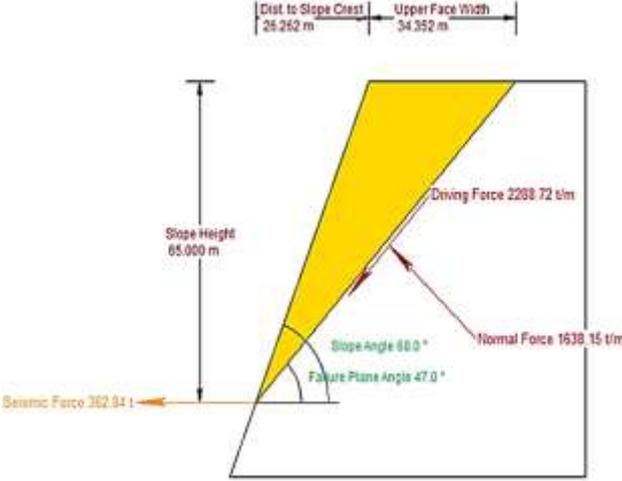
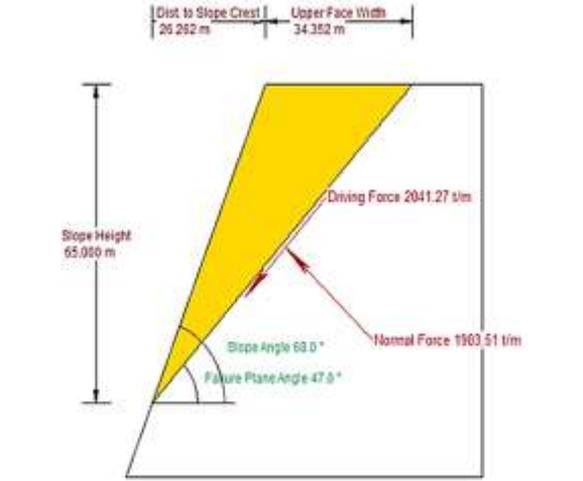
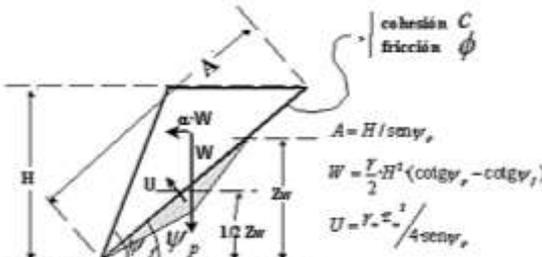


Figura 46: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 06



ESTACIÓN 06



<p style="text-align: center;">PSEUDOESTÁTICO</p> 	<p style="text-align: center;">ESTÁTICO</p> 																																		
<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.54</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>2288.72t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>1226.69t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>2791.08t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>1116.43m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>1226.69t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>1638.15t/m</td></tr> <tr><td>Seismic Force</td><td>362.84t</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.54	Driving Force	2288.72t/m	Resisting Force	1226.69t/m	Wedge Weight	2791.08t/m	Wedge Volume	1116.43m³/m	Shear Strength	1226.69t/m²	Normal Force	1638.15t/m	Seismic Force	362.84t	Plane Waviness	0.0°	<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.68</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>2041.27t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>1393.15t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>2791.08t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>1116.43m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>1393.15t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>1903.51t/m</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.68	Driving Force	2041.27t/m	Resisting Force	1393.15t/m	Wedge Weight	2791.08t/m	Wedge Volume	1116.43m³/m	Shear Strength	1393.15t/m²	Normal Force	1903.51t/m	Plane Waviness	0.0°
Factor of Safety	0.54																																		
Driving Force	2288.72t/m																																		
Resisting Force	1226.69t/m																																		
Wedge Weight	2791.08t/m																																		
Wedge Volume	1116.43m³/m																																		
Shear Strength	1226.69t/m²																																		
Normal Force	1638.15t/m																																		
Seismic Force	362.84t																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
Factor of Safety	0.68																																		
Driving Force	2041.27t/m																																		
Resisting Force	1393.15t/m																																		
Wedge Weight	2791.08t/m																																		
Wedge Volume	1116.43m³/m																																		
Shear Strength	1393.15t/m²																																		
Normal Force	1903.51t/m																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
<p style="text-align: center;">MODELO GEOMECÁNICO</p>  $C.S. = \frac{c \cdot A + [W \cdot (\cos \psi_p - \alpha \cdot \sin \psi_p) - U] \cdot \tan \phi}{W \cdot (\sin \psi_p + \alpha \cdot \sin \psi_p)}$	<p style="text-align: center;">DATOS GEOMÉTRICOS</p> <p>Altura de banco caído – H (m) = 65 m Presencia de agua = Moderada</p> <p style="text-align: center;">DATOS GEOMECÁNICOS</p> <p>Rugosidad – JRC = 3 Resistencia Schmidt – JCS = 120 Fricción básica $\phi_b = 27$ Peso específico $\gamma = 0.025 \text{ MN/m}^3$</p>																																		
<p style="text-align: center;">F.S. PSEUDOESTÁTICO = 0.54</p>	<p style="text-align: center;">F.S. ESTÁTICO = 0.68</p>																																		

➤ Estación Geomecánica 07

Figura 47: Ábaco de RCU de la estación 07

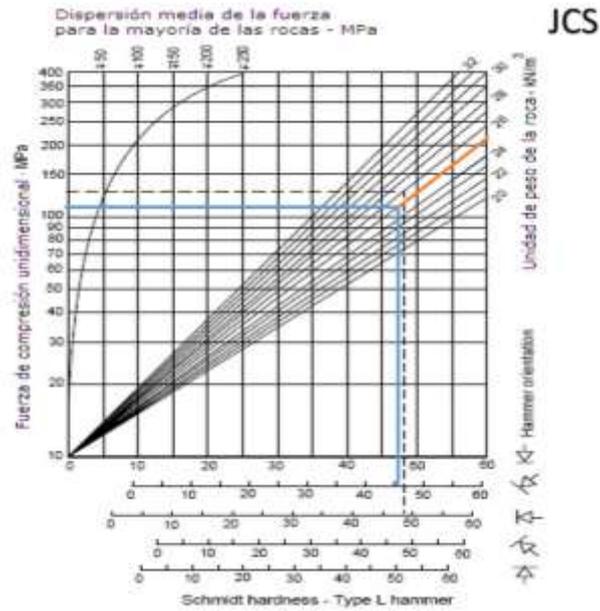


Figura 48: Ábaco de índice de rugosidad para la estación 07

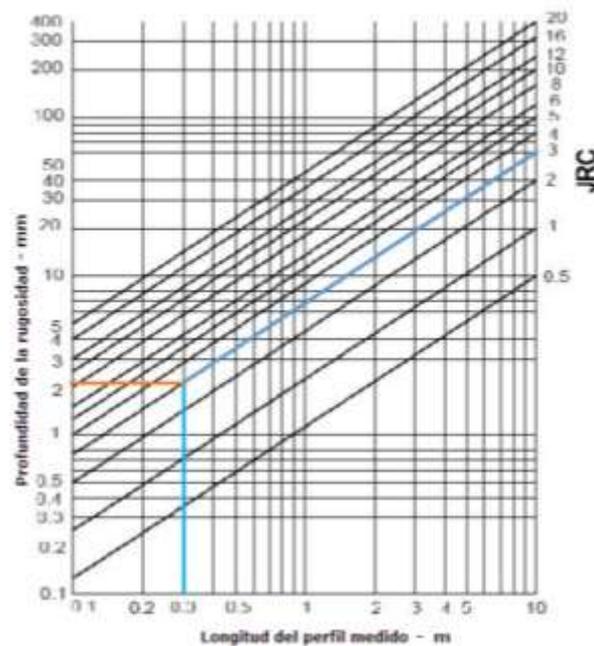
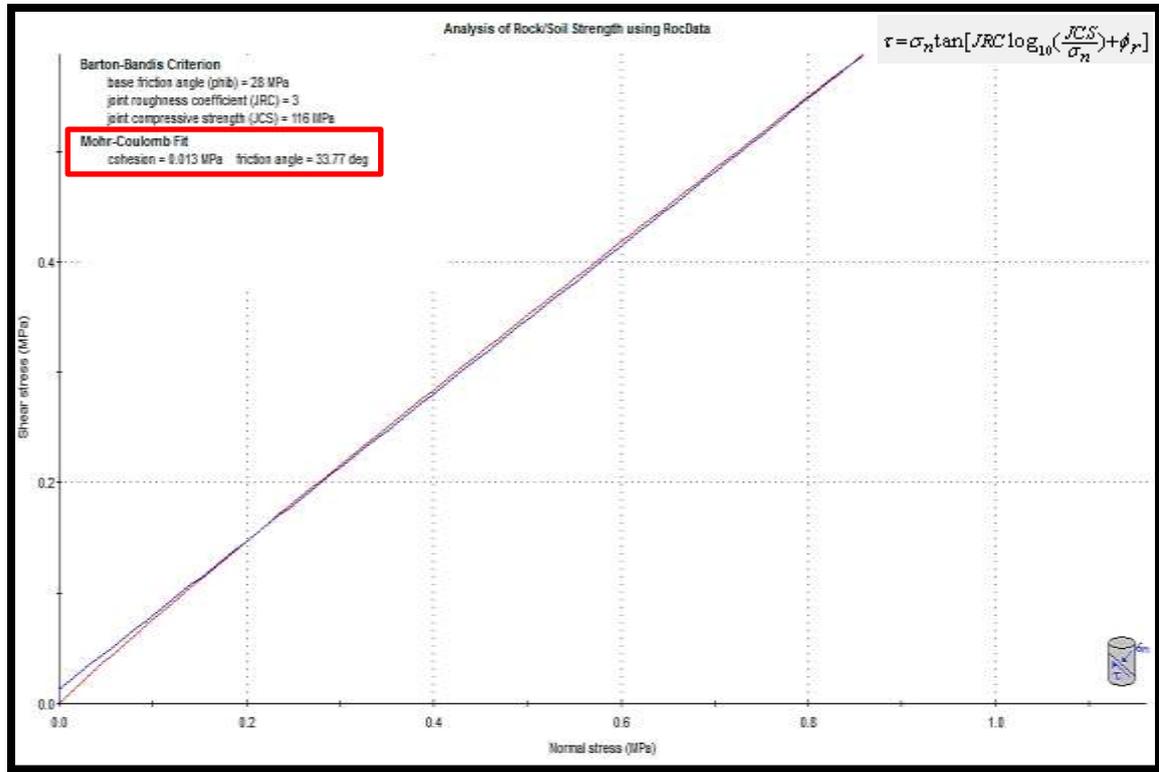
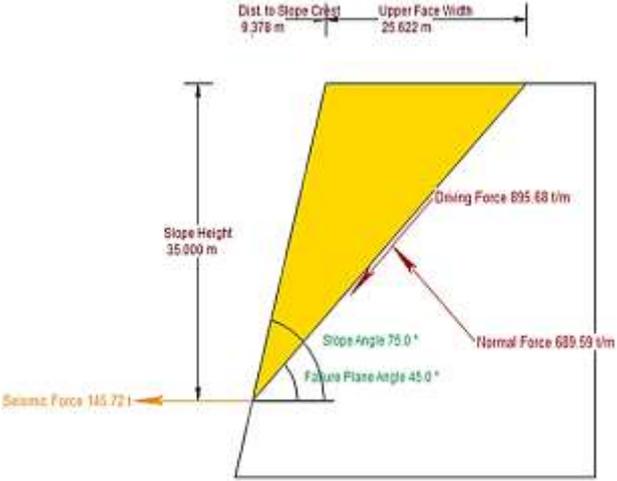
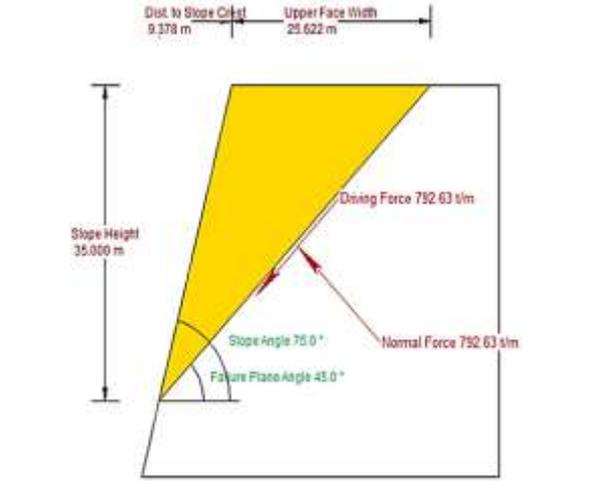
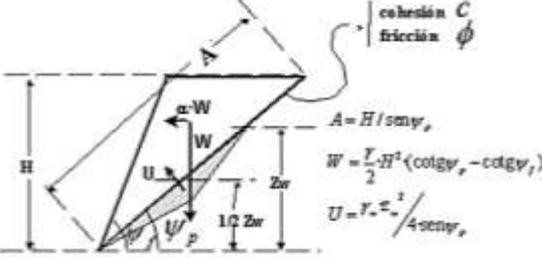


Figura 49: Cálculo en el software RocData de la cohesión y ángulo de fricción interno del macizo rocoso de la estación 07



ESTACIÓN 07



<p style="text-align: center;">PSEUDOESTÁTICO</p> 	<p style="text-align: center;">ESTÁTICO</p> 																																		
<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.59</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>895.68t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>526.95t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>1120.95t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>448.38m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>526.95t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>689.59t/m</td></tr> <tr><td>Seismic Force</td><td>145.72t</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.59	Driving Force	895.68t/m	Resisting Force	526.95t/m	Wedge Weight	1120.95t/m	Wedge Volume	448.38m³/m	Shear Strength	526.95t/m²	Normal Force	689.59t/m	Seismic Force	145.72t	Plane Waviness	0.0°	<table border="1"> <tr><td>Factor of Safety</td><td>0.75</td></tr> <tr><td>Driving Force</td><td>792.63t/m</td></tr> <tr><td>Resisting Force</td><td>595.85t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Weight</td><td>1120.95t/m</td></tr> <tr><td>Wedge Volume</td><td>448.38m³/m</td></tr> <tr><td>Shear Strength</td><td>595.85t/m²</td></tr> <tr><td>Normal Force</td><td>792.63t/m</td></tr> <tr><td>Plane Waviness</td><td>0.0°</td></tr> </table>	Factor of Safety	0.75	Driving Force	792.63t/m	Resisting Force	595.85t/m	Wedge Weight	1120.95t/m	Wedge Volume	448.38m³/m	Shear Strength	595.85t/m²	Normal Force	792.63t/m	Plane Waviness	0.0°
Factor of Safety	0.59																																		
Driving Force	895.68t/m																																		
Resisting Force	526.95t/m																																		
Wedge Weight	1120.95t/m																																		
Wedge Volume	448.38m³/m																																		
Shear Strength	526.95t/m²																																		
Normal Force	689.59t/m																																		
Seismic Force	145.72t																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
Factor of Safety	0.75																																		
Driving Force	792.63t/m																																		
Resisting Force	595.85t/m																																		
Wedge Weight	1120.95t/m																																		
Wedge Volume	448.38m³/m																																		
Shear Strength	595.85t/m²																																		
Normal Force	792.63t/m																																		
Plane Waviness	0.0°																																		
<p style="text-align: center;">MODELO GEOMECÁNICO</p>  $C.S. = \frac{c \cdot A + [W \cdot (\cos \psi_p - \alpha \cdot \sin \psi_p) - U] \cdot \tan \phi}{W \cdot (\sin \psi_p + \alpha \cdot \sin \psi_p)}$	<p style="text-align: center;">DATOS GEOMÉTRICOS</p> <p>Altura de banco caído – H (m) = 35 m Presencia de agua = Moderada</p> <p style="text-align: center;">DATOS GEOMECÁNICOS</p> <p>Rugosidad – JRC = 3 Resistencia Schmidt – JCS = 116 Fricción básica $\phi_b = 28$ Peso específico $\gamma = 0.025 \text{ MN/m}^3$</p>																																		
F.S. PSEUDOESTÁTICO = 0.59	F.S. ESTÁTICO = 0.75																																		

Cabe señalar que para el cálculo del factor de seguridad pseudoestático se consideró el valor de 0.15 como factor sísmico, tomado como referencia de los Estudios Geotécnicos de Tajos realizados al 2016 de la Compañía Minera Coimolache. (Ver Anexo 2)

DISCUSIÓN

Actualmente el tramo estudiado según los parámetros ingenieriles que definen la estabilidad de taludes en roca, muestran valores de factor de seguridad (FS) entre 0.68 a 1.12 para condiciones estáticas y de 0.54 a 0.94 para condiciones pseudoestáticas; indicando que la zona estudiada es potencialmente inestable, lo cual se puede corroborar cuando una pasa por ese sector, existiendo deslizamientos continuos de bloques de roca especialmente durante las épocas de lluvia.

A continuación, presentamos una tabla resumen (Tabla 4) con todos los datos obtenidos para los siete taludes estudiados.

Tabla 4: Resumen de los parámetros de la zona estudiada

N°	JRC	JCS	Densidad (Kn/m3)	Φ básico	Φ	C (MPa)	FS (Estático)	FS (Pseudoestático)	Condición
E1	8	90	25.036	29	41.04	0.092	1.12	0.94	Inestable
E2	4	105	25.036	28	34.91	0.026	0.91	0.76	Inestable
E3	4	116	25.036	28	34.94	0.028	0.79	0.65	Inestable
E4	5.5	114	25.036	27	35.15	0.069	0.72	0.58	Inestable
E5	7.5	90	25.036	29	40.34	0.082	1.10	0.91	Inestable
E6	3	120	25.036	27	32.10	0.022	0.68	0.54	Inestable
E7	3	116	25.036	28	33.77	0.013	0.75	0.58	Inestable

Si bien es cierto no se han considerado las condiciones de presión de agua entre las discontinuidades, esto amerita un estudio a futuro, quedando abierta la posibilidad de poder completar este estudio con datos adicionales de flujo o presión de agua.

CONCLUSIONES

- El estudio realizado muestra un alto grado de inestabilidad de taludes en roca entre los kilómetros 95 al 97 de la carretera Ciudad de Dios - Cajamarca.
- Los cálculos de la cohesión oscilan entre 0.013 MPa y 0.092 MPa, y los ángulos de fricción interno obtenidos en las estaciones geomecánicas fluctúan entre 32.10 deg. y 41.04 deg.; todo esto mediante el criterio de rotura de Barton - Bandis.
- El análisis cinemático de los taludes estudiados muestran un potencial deslizamiento tipo planar en rocas.
- El valor del cálculo de la densidad de las unidades litológicas aflorantes en el área de estudio es de 25.036 Kn/m³.
- Los valores de los factores de seguridad (estático y pseudoestático) para cada estación, los cuales fueron hallados según los software especializados son los que se muestran en el siguiente cuadro, los cuales fluctúan entre 0.68 y 1.12 para factores de seguridad estáticos y entre 0.54 y 0.94 para factores de seguridad pseudoestáticos.

N°	FS (Estático)	FS (Pseudoestático)
E1	1.12	0.94
E2	0.91	0.76
E3	0.79	0.65
E4	0.72	0.58
E5	1.10	0.91
E6	0.68	0.54
E7	0.75	0.58

RECOMENDACIONES

- Realizar un estudio técnico para estabilizar y evitar deslizamientos en el sector comprendido entre el Km 95 al Km 97 de la carretera Ciudad de Dios - Cajamarca, según la información brindada por este estudio.
- Ampliar esta metodología de trabajo para otros tramos de taludes en roca de la carretera Ciudad de Dios - Cajamarca y otras vías de conexión provincial y regional; para así poder brindar más información a nuestras autoridades acerca de las zonas más inestables que hay en nuestra región y país.

REFERENCIAS

- Armas, J. (2004). Cartografía geológica estructural del Valle de Huizachal, como base para el análisis de estabilidad de taludes de la carretera Rumbo Nuevo, Tamps., México.
- Bañón, L., & Beviá García, J. F. (2000). Manual de carreteras. Volumen II: construcción y mantenimiento. *Caminos II*.
- Carrillo, M., Linkimer, L., Rodríguez, A., & Zúñiga, H. (2002). Clasificación geomecánica y análisis estabilidad de taludes del macizo rocoso Coris, Cartago, Costa Rica. *Revista Geológica de América Central*, 26, 91-96.
- Cruzado, G. (2009). Estudio de Geología. Gobierno Regional de Cajamarca, Gerencia Regional de Planeamiento, Presupuesto y Acondicionamiento Territorial, Perú.
- Guillén Martínez, C. E. (2004). Estabilidad de taludes en los departamentos de Guatemala y alta Verapaz, casos reales. Universidad de San Carlos de Guatemala, Facultad de Ingeniería. Guatemala.
- Merchán Pesántez, J. B., & Sánchez Molina, D. R. (2013). *Evaluación de la estabilidad de los taludes en un sector de la cantera de materiales pétreos " Las Victorias"* (Bachelor's thesis).
- Morales Cárdenas M. O. (2009). *Caracterización geotécnica y determinación de ángulos de talud en yacimiento franke*. Universidad de Chile, Facultad de ciencias físicas y matemáticas, Santiago de Chile.
- Ortiz Quizhpi, W. F., & Portilla Flores, E. I. (2014). *Estudio de estabilidad de los taludes de las presas del Proyecto Pacalori, teniendo en cuenta la acción sísmica* (Bachelor's thesis).
- Piteau, D.R., (1972). Engineering geology considerations and approach in assessing the stability of rock slopes. Bulletin of the Association of Engineering Geologist. Vol. 9, pp: 301-320.
- Pozo García, R. R. (2014). Análisis numérico del mecanismo de falla en macizos rocosos fracturados considerando el efecto escala.
- Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. R. (2004). *Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes* (No. 727). Red DESIR.
- Sánchez Tomas, B. C. (2015). Estabilidad de taludes - Factor de seguridad y tipos de fallas - Falla planar, tipo cuña, circular y vuelco. Universidad nacional de Trujillo, facultad de ingeniería. Trujillo - Perú.
- Suárez Burgoa, L. O. (2014). Descripción del macizo rocoso: introducción a la ingeniería de rocas de superficie y subterráneas.
- Tomás Jover R., Ferreiro Prieto I., Sentana Gadea I. y Díaz Ivorra C. (2002). *Aplicaciones de la proyección estereográfica en ingeniería geológica*. Universidad de Alicante. Facultad de ingeniería, Santander - España.

- Turner, A.K., Schuster, R.L., (1996). Landslides: Investigation and Mitigation, Special Report 247. Transport Research Board, National Research Council. 673p.
- Villacorta Chambi, S. P., Llorente Isidro, M., Laín Huerta, L., Fidel, L., Machare, J., & Carlotto, V. (2007). Análisis de la susceptibilidad a los movimientos de ladera en la cuenca del río Llaminchán (Cajamarca, Perú). *Revista del Instituto de Investigaciones de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas*, 10(19), 103-112.
- Zavala, B. & Rosado, M. (2011). *Riesgo Geológico en la Región Cajamarca. Boletín N° 44 Serie C - Geodinámica e Ingeniería Geológica*. Lima - Perú: Instituto Geológico Minero y Metalúrgico (INGEMMET) y Ministerio de Energía y Minas.

ANEXOS

Anexo 1. Data de resultados obtenidos en campo y laboratorio

ESTACIÓN GEOMECÁNICA 01

	Rumbo	Buzamiento	Filtraciones	Rugosidad (mm)	# Rebotes	Ensayos de Tilt Test	Observaciones	Otro Datos	
1a	269	66	Moderado	7	51	61	Estrato	Dip Línea de Detalle: N225°	
	196	86	Moderado	7	50	61	Fractura		
	105	50	Moderado	7	50	61	Fractura	Talud	
	274	56	Moderado	7	51	61	Fractura		
	286	80	Moderado	7	48	61	Fractura	Rumbo: 305	
	108	55	Moderado	7	22	61	Fractura	Buzamiento: 73	
	193	85	Moderado	7	27	61	Fractura	Altura: 65 m	
	283	64	Moderado	7	42	61	Fractura		
	311	54	Moderado	7	45	61	Falla inversa		
	272	61	Moderado	7	44	61	Fractura		
	212	74	Moderado	7	49	61	Fractura		
	121	61	Moderado	7	53	61	Estrato		
	1b	199	27	Moderado	7	32	61	Fractura	
		210	88	Moderado	7	12	61	Fractura	
324		55	Moderado	7	46	61	Estrato		
203		71	Moderado	7	42	61	Fractura		
280		49	Moderado	7	39	61	Fractura		
308		71	Moderado	7	46	61	Estrato		
182		90	Moderado	7	46	61	Fractura		
301		72	Moderado	7	26	61	Estrato		
226		42	Moderado	7	30	61	Fractura		
289		54	Moderado	7	49	61	Fractura		
281		72	Moderado	7	49	61	Fractura		
297		62	Moderado	7	54	61	Fractura		
1c	200	61	Moderado	6	52	61	Fractura		
	282	66	Moderado	6	51	61	Fractura		
	302	59	Moderado	6	50	61	Fractura		
	298	71	Moderado	6	50	61	Fractura		
	278	58	Moderado	6	49	61	Fractura		
	184	41	Moderado	6	46	61	Fractura		
	283	45	Moderado	6	38	61	Fractura		
	278	59	Moderado	6	37	61	Fractura		
	273	61	Moderado	6	44	61	Fractura		
	291	54	Moderado	6	44	61	Fractura		
1d	279	62	Moderado	6	35	61	Fractura		
	209	59	Moderado	6	33	61	Fractura		
	282	67	Moderado	6	22	61	Fractura		
	192	56	Moderado	6	44	61	Fractura		
	281	59	Moderado	6	18	61	Fractura		
	268	70	Moderado	6	41	61	Fractura		
Promedio	247.75	62.325		6.6	41.43	61			

ESTACIÓN GEOMECÁNICA 02

	Rumbo	Buzamiento	Filtraciones	Rugosidad (mm)	Rebotes	Ensayos de Tilt Test	observaciones	Otro Datos
2a	279	76	Moderado	3	47	62	Fractura	Dip Línea de Detalle: N265°
	184	81	Moderado	3	47	62	Fractura	
	290	52	Moderado	3	51	62	Fractura	Talud
	287	74	Moderado	3	45	62	Fractura	
	299	59	Moderado	3	48	62	Fractura	
	175	49	Moderado	3	44	62	Fractura	
2b	266	81	Moderado	3	17	62	Fractura	Rumbo: 250 Buzamiento: 65 Altura: 50 m
	301	55	Moderado	3	24	62	Fractura	
	284	68	Moderado	3	48	62	Fractura	
	296	57	Moderado	3	18	62	Fractura	
	279	68	Moderado	3	42	62	Fractura	
	286	63	Moderado	3	42	62	Fractura	
	288	43	Moderado	3	48	62	Fractura	
	263	59	Moderado	3	47	62	Fractura	
	288	41	Moderado	3	18	62	Fractura	
	271	63	Moderado	3	51	62	Fractura	
	200	67	Moderado	3	38	62	Fractura	
	2c	294	50	Moderado	3	48	62	
291		43	Moderado	3	36	62	Fractura	
281		41	Moderado	3	48	62	Fractura	
274		53	Moderado	3	48	62	Fractura	
181		65	Moderado	3	49	62	Fractura	
274		67	Moderado	3	54	62	Fractura	
298		51	Moderado	3	47	62	Falla	
276		76	Moderado	3	49	62	Fractura	
292		54	Moderado	3	50	62	Fractura	
265		46	Moderado	3	48	62	Fractura	
181		70	Moderado	3	51	62	Fractura	
250		78	Moderado	3	46	62	Fractura	
2d		259	38	Moderado	4	44	62	Fractura
	179	62	Moderado	4	44	62	Fractura	
	266	61	Moderado	4	50	62	Fractura	
	183	63	Moderado	4	50	62	Fractura	
	284	53	Moderado	4	52	62	Fractura	
	284	57	Moderado	4	45	62	Fractura	
	283	72	Moderado	4	45	62	Fractura	
	263	52	Moderado	4	52	62	Fractura	
	273	60	Moderado	4	50	62	Fractura	
163	82	Moderado	4	51	62	Fractura		
Promedio	259.74	60.26		3.26	44.41	62		

ESTACIÓN GEOMECÁNICA 03

	Rumbo	Buzamiento	Filtraciones	Rugosidad (mm)	Rebotes	Ensayos de Tilt Test	Observaciones	Otro Datos
3a	169	61	Moderado	3	48	62	Fractura	Dip Línea de Detalle: N225° Talud Rumbo: 250 Buzamiento: 68 Altura: 55 m
	279	61	Moderado	3	46	62	Fractura	
	269	59	Moderado	3	46	62	Fractura	
	189	72	Moderado	3	48	62	Fractura	
	215	66	Moderado	3	42	62	Fractura	
	260	50	Moderado	3	52	62	Fractura	
	163	15	Moderado	3	46	62	Fractura	
	217	81	Moderado	3	46	62	Fractura	
	285	79	Moderado	3	47	62	Fractura	
	241	65	Moderado	3	48	62	Fractura	
3b	274	60	Moderado	3	49	62	Fractura	
	260	71	Moderado	3	49	62	Fractura	
	268	58	Moderado	4	51	62	Fractura	
	283	64	Moderado	4	50	62	Fractura	
	272	57	Moderado	4	39	62	Fractura	
	164	59	Moderado	4	50	62	Fractura	
	275	66	Moderado	4	50	62	Fractura	
	284	71	Moderado	4	37	62	Fractura	
	259	74	Moderado	4	51	62	Fractura	
	172	46	Moderado	4	38	62	Fractura	
3c	274	59	Moderado	4	42	62	Fractura	
	279	65	Moderado	4	44	62	Fractura	
	277	61	Moderado	4	46	62	Fractura	
	261	59	Moderado	4	45	62	Fractura	
	198	83	Moderado	3	50	62	Fractura	
	266	65	Moderado	3	49	62	Fractura	
	251	62	Moderado	3	46	62	Fractura	
	182	89	Moderado	3	45	62	Fractura	
	240	54	Moderado	3	51	62	Fractura	
	265	58	Moderado	3	50	62	Fractura	
3d	263	56	Moderado	3	48	62	Fractura	
	175	86	Moderado	3	48	62	Fractura	
	278	50	Moderado	3	44	62	Fractura	
	278	63	Moderado	3	45	62	Fractura	
	279	57	Moderado	3	39	62	Fractura	
	270	64	Moderado	3	38	62	Fractura	
3d	292	62	Moderado	3	43	62	Contacto arenisca con intrusivo andesítico (N145° / 56°)	
	174	44	Moderado	3	48	62	Fractura	
Promedio	244.74	62.42		3.32	46.16	62		

ESTACIÓN GEOMECÁNICA 04

	Rumbo	Buzamiento	Filtraciones	Rugosidad (mm)	Rebotes	Ensayos de Tilt Test	Observaciones	Otro Datos
4a	261	59	Moderado	5	50	63	Fractura	Dip Línea de Detalle: N260°
	160	55	Moderado	5	48	63	Fractura	
	289	46	Moderado	5	42	63	Fractura	Talud
	280	61	Moderado	5	47	63	Fractura	Rumbo: 260
	276	44	Moderado	5	49	63	Fractura	Buzamiento: 71
	137	79	Moderado	5	45	63	Fractura	Altura: 100 m
	278	61	Moderado	5	42	63	Fractura	
	274	46	Moderado	5	42	63	Fractura	
4b	279	86	Moderado	5	52	63	Fractura	
	274	58	Moderado	4	51	63	Fractura	
	160	86	Moderado	4	44	63	Fractura	
	284	35	Moderado	4	51	63	Fractura	
	276	57	Moderado	4	33	63	Fractura	
	280	51	Moderado	4	39	63	Fractura	
	273	48	Moderado	4	50	63	Fractura	
	202	84	Moderado	4	37	63	Fractura	
	273	42	Moderado	4	44	63	Fractura	
	272	56	Moderado	4	48	63	Fractura	
	196	81	Moderado	4	50	63	Fractura	
	227	54	Moderado	4	44	63	Fractura	
	268	51	Moderado	4	46	63	Fractura	
	273	64	Moderado	4	33	63	Fractura	
	210	56	Moderado	4	48	63	Fractura	
	199	50	Moderado	4	36	63	Fractura	
	280	59	Moderado	4	47	63	Fractura	
	277	56	Moderado	4	49	63	Fractura	
270	51	Moderado	4	45	63	Fractura		
272	54	Moderado	4	47	63	Fractura		
203	69	Moderado	4	45	63	Fractura		
274	49	Moderado	4	48	63	Fractura		
Promedio	249.23	58.27		4.3	45.07	63		

ESTACIÓN GEOMECÁNICA 05

	Rumbo	Buzamiento	Filtraciones	Rugosidad (mm)	Rebotes	Ensayos de Tilt Test	Observaciones	Otro Datos
5a	277	42	Moderado	6	48	61	Fractura	Dip Línea de Detalle: N245°
	305	81	Moderado	6	49	61	Fractura	
	262	40	Moderado	6	49	61	Fractura	Talud
	343	82	Moderado	6	53	61	Fractura	Rumbo: 260
	272	41	Moderado	6	52	61	Fractura	Buzamiento: 68
	194	86	Moderado	6	50	61	Fractura	Altura: 65 m
	260	50	Moderado	6	12	61	Fractura	
	251	44	Moderado	6	48	61	Fractura	
	146	84	Moderado	6	47	61	Fractura	
	255	58	Moderado	6	47	61	Fractura	
	345	75	Moderado	6	50	61	Fractura	
	266	57	Moderado	6	51	61	Fractura	
	283	16	Moderado	6	49	61	Fractura	
	269	69	Moderado	6	49	61	Fractura	
	270	44	Moderado	6	17	61	Fractura	
280	43	Moderado	6	15	61	Fractura		
273	45	Moderado	6	16	61	Fractura		
259	44	Moderado	6	50	61	Fractura		
5b	182	42	Moderado	7	50	61	Fractura	
	290	41	Moderado	7	17	61	Fractura	
	257	33	Moderado	7	13	61	Fractura	
	257	69	Moderado	7	36	61	Fractura	
	156	81	Moderado	7	38	61	Fractura	
	263	43	Moderado	7	36	61	Fractura	
	261	45	Moderado	7	44	61	Fractura	
	294	46	Moderado	7	47	61	Fractura	
	215	86	Moderado	7	48	61	Fractura	
	253	19	Moderado	7	48	61	Fractura	
181	51	Moderado	7	43	61	Fractura		
265	54	Moderado	7	42	61	Fractura		
Promedio	256.13	53.7		6.40	40.47	61		

ESTACIÓN GEOMECÁNICA 06

	Rumbo	Buzamiento	Filtraciones	Rugosidad (mm)	Rebotes	Ensayos de Tilt Test	Observaciones	Otro Datos
6a	247	44	Moderado	2	50	63	Fractura	Dip Línea de Detalle: N245°
	256	43	Moderado	2	50	63	Fractura	
	262	44	Moderado	2	52	63	Fractura	Talud
	249	45	Moderado	2	51	63	Fractura	Rumbo: 245
	260	34	Moderado	2	39	63	Fractura	Buzamiento: 68
	259	42	Moderado	2	42	63	Fractura	Altura: 65 m
	263	52	Moderado	2	46	63	Fractura	
	267	46	Moderado	2	45	63	Fractura	
	269	37	Moderado	2	45	63	Fractura	
	284	66	Moderado	2	54	63	Fractura	
	248	58	Moderado	2	45	63	Fractura	
	290	51	Moderado	2	46	63	Fractura	
	233	39	Moderado	2	45	63	Fractura	
	276	52	Moderado	2	46	63	Fractura	
	267	41	Moderado	2	52	63	Fractura	
	290	50	Moderado	2	55	63	Fractura	
	265	49	Moderado	2	48	63	Fractura	
	254	46	Moderado	2	49	63	Fractura	
226	54	Moderado	2	40	63	Fractura		
236	35	Moderado	2	46	63	Fractura		
6b	265	43	Moderado	3	52	63	Fractura	
	256	67	Moderado	3	52	63	Fractura	
	240	36	Moderado	3	52	63	Fractura	
	285	51	Moderado	3	49	63	Fractura	
	259	52	Moderado	3	50	63	Fractura	
Promedio	260.24	47.08		2.2	48.04	63		

ESTACIÓN GEOMECÁNICA 07

	Rumbo	Buzamiento	Filtraciones	Rugosidad (mm)	Rebotes	Ensayos de Tilt Test	Observaciones	Otro Datos
7a	260	35	Moderado	2	46	62	Fractura	Dip Línea de Detalle: N270°
	286	28	Moderado	2	47	62	Fractura	
	195	62	Moderado	2	46	62	Fractura	Talud
	268	39	Moderado	2	40	62	Fractura	Rumbo: 280
	250	38	Moderado	2	48	62	Fractura	Buzamiento: 75
	268	32	Moderado	2	49	62	Fractura	Altura: 35 m
	207	57	Moderado	2	51	62	Fractura	
	243	49	Moderado	2	48	62	Fractura	
	233	64	Moderado	2	52	62	Fractura	
	302	81	Moderado	2	53	62	Fractura	
	227	30	Moderado	2	52	62	Fractura	
	263	38	Moderado	2	56	62	Fractura	
	266	42	Moderado	2	42	62	Fractura	
	240	50	Moderado	2	50	62	Fractura	
	234	36	Moderado	2	37	62	Fractura	
	216	67	Moderado	2	36	62	Fractura	
	227	67	Moderado	2	49	62	Fractura	
	247	42	Moderado	2	59	62	Fractura	
	249	32	Moderado	2	44	62	Fractura	
	297	59	Moderado	2	45	62	Fractura	
	120	60	Moderado	2	45	62	Fractura	
	270	33	Moderado	2	47	62	Fractura	
	265	35	Moderado	2	48	62	Fractura	
	267	29	Moderado	2	48	62	Fractura	
	260	30	Moderado	2	50	62	Fractura	
	260	36	Moderado	2	41	62	Fractura	
	285	42	Moderado	2	41	62	Fractura	
	249	28	Moderado	2	41	62	Fractura	
	258	31	Moderado	2	41	62	Fractura	
	269	37	Moderado	2	45	62	Fractura	
	204	71	Moderado	2	45	62	Fractura	
	253	30	Moderado	2	45	62	Fractura	
	299	54	Moderado	2	45	62	Fractura	
	294	57	Moderado	2	48	62	Fractura	
	250	29	Moderado	2	52	62	Fractura	
	192	65	Moderado	2	44	62	Fractura	
	227	66	Moderado	2	39	62	Fractura	
	260	32	Moderado	2	44	62	Fractura	
	270	37	Moderado	2	44	62	Fractura	
	269	34	Moderado	2	44	62	Fractura	
280	59	Moderado	2	48	62	Fractura		
300	63	Moderado	2	43	62	Fractura		
260	36	Moderado	2	54	62	Fractura		
258	31	Moderado	2	50	62	Fractura		
Promedio	252.20	44.84		2	46.41	62		

Anexo 2. Datos de coeficiente sísmico de la Compañía Minera Coimolache.

ESTUDIOS GEOTÉCNICOS DE TAJOS REALIZADOS AL 2016						
PARÁMETROS DE DISEÑO	THY 2 CONO \$1250 Proyecto 14.51.04.02, Revisión 0		THY 2 EXTENSION NOROESTE Proyecto 14.51.04.04, Revisión 0		MIRADOR Proyecto 100937- RPT - 001- Revisión 1	CIÉNAGA NORTE CONO \$ 1250 Proyecto 14.51.04.01, Revisión C
	Banco doble	Banco simple	Banco doble	Banco simple	Banco simple	Banco simple
Altura de banco	16 m	8.0 m	16 m	8.0 m	8.0 m	8.0 m
Ángulo de cara inicial de banco inicial	70 "	70 "	70 "	70 "	65 "	70 "
Ángulo inter - rampa	46,9° - 49°	40,1° - 43,2°	46,9° - 49,0°	40,1° - 43,2°	38,8° - 41,8°	42,5° - 43,6°
Ángulo de cara final con pérdida de cresta	63,7° - 66,6°	60,6° - 66,3°	63,7° - 66,6°	60,6° - 66,3°	56,8° - 62,1°	65° - 67°
Ancho mínimo de banqueta de seguridad	7.0 m	5.0 m	7.0 m	5.0 m	4.7 m	5.0 m
Ancho de banco adicional para bancos dobles	0.5 m	-	0.5 m	-	-	-
Factor de Seguridad						
Condiciones estáticas	1.2	1.2	1.2	1.2	1.3	1.2
Condiciones pseudo - estáticas	1	1	1	1	-	1
Coeficiente sísmico	0.15	0.15	0.15	0.15	-	0.15

Anexo 3. Registros de Calibración de los equipos empleados.



Ingeniería de rocas y suelos para la Estabilidad y Seguridad de excavaciones

EMPRESA DEL GRUPO: GEOMECÁNICA LATINA S.A.

CONSTANCIA DE CALIBRACIÓN

CONSTANCIA Nro.	MS-GLSA-15040/15
INSTRUMENTO	MARTILLO PARA CLASIFICACIÓN DE ROCA
MARCA	CONTROLS
MODELO	4S-D0561
Nº DE SERIE	11000974
ENERGÍA DE IMPACTO	0.74 Nm
CLIENTE	UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE S.A.C.
OBSERVACIONES	Equipo sale con Mantenimiento y Calibración (Zero).

ESTE DOCUMENTO CERTIFICA QUE EL MARTILLO CON CARACTERÍSTICAS MENCIONADAS, HA SIDO CALIBRADO SOBRE EL YUNQUE ESTÁNDAR DE CALIBRACIÓN MARCA: CONTROLS, MODELO 58-C0184/1 Y SEGÚN REFERENCIAS DE LAS NORMAS INTERNACIONALES ASTM C805 Y D5873.

LECTURAS:

1	73.0
2	74.0
3	73.0
4	74.0
5	74.0
6	73.0
7	72.0
8	73.0
9	74.0
10	74.0
11	74.0
12	73.0
13	75.0
14	73.0
15	74.0

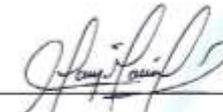
EL MARTILLO, ENSAYADO Y PROBADO BAJO EL YUNQUE OBTUVO UN PROMEDIO DE REBOTE EN 15 ENSAYOS DE: **73.53**

ESTO, INDICA QUE ESTA DENTRO DEL RANGO PRESCRITO 73 ± 2 , DE LA ESCALA DEL INDICADOR DEL MARTILLO. MÁXIMO ERROR PERMISIBLE: $\pm 3.0\%$. ERROR DEL EQUIPO **+0.73%** (Dentro del margen Óptimo). Tendencia: **NORMAL / ÓPTIMA**.

Procedimientos realizados según normas internacionales: EN12504-2, ASTM C805, ASTM D5873. Otros relacionadas a las fines de ensayos y condiciones: ASTM D3740, ASTM D7012, ASTM D4879, ASTM D420

CALIBRADO POR : ING. MIGUEL A. CHÁVEZ M.


Oscar Vasquez Mendonza
Coordinador de Laboratorio de Minas
Universidad Privada del Norte
Cajamarca

FIRMA: 

FECHA: 06 de Abril del 2015

NINGUNA RESPONSABILIDAD DE ACCIDENTOS O FALLAS SE DEBE ASIGNAR A LA EMPRESA.

PERÚ
AV. Los Paracas 812, Salamanca, Ate - LIMA
Teléfono: (+511) 4351969 / RUC: 20415405597

BOLIVIA
AV. Ecuador 2074, Sopocachi - LA PAZ
Teléfono: (+591) 2-7413097

CHILE
Almirante La Torre # 475 - SANTIAGO
Teléfono: (+562) 2-6064768

info@geomecanicajatina.com / www.geomec.pe



Empieza a usar y acabar para la Estabilidad y Seguridad de construcciones

EMPRESA DEL GRUPO: GEOMECÁNICA LATINA S.A.

CONSTANCIA DE CALIBRACIÓN

CONSTANCIA Nro.	MS-GLSA-15042/15
INSTRUMENTO	MARTILLO PARA CLASIFICACIÓN DE ROCA
MARCA	CONTROLS
MODELO	45-D0561
Nº DE SERIE	11000976
ENERGÍA DE IMPACTO	0.74 Nm
CLIENTE	UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE S.A.C.
OBSERVACIONES	Equipo sale con Mantenimiento y Calibración (Zero).

ESTE DOCUMENTO CERTIFICA QUE EL MARTILLO CON CARACTERÍSTICAS MENCIONADAS, HA SIDO CALIBRADO SOBRE EL YUNQUE ESTÁNDAR DE CALIBRACIÓN MARCA: CONTROLS, MODELO SB-C0184/1 Y SEGÚN REFERENCIAS DE LAS NORMAS INTERNACIONALES ASTM C805 Y D5873.

LECTURAS:

1	72.0
2	72.0
3	72.0
4	73.0
5	72.0
6	73.0
7	73.0
8	73.0
9	72.0
10	73.0
11	72.0
12	72.0
13	72.0
14	72.0
15	73.0

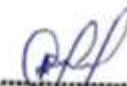
EL MARTILLO, ENSAYADO Y PROBADO BAJO EL YUNQUE OBTUVO UN PROMEDIO DE REBOTE EN 15 ENSAYOS DE:
72.40

ESTO, INDICA QUE ESTA DENTRO DEL RANGO PRESCRITO 73 +/- 2, DE LA ESCALA DEL INDICADOR DEL MARTILLO.
MÁXIMO ERROR PERMISIBLE: +/- 3.0%. ERROR DEL EQUIPO **0.82%** (Dentro del margen Óptimo). Tendencia:
NORMAL / ÓPTIMA.

Procedimientos realizados según normas internacionales: EN12504-2, ASTM C805, ASTM D5873. Otras relacionadas a los fines de ensayos y condiciones: ASTM D3740, ASTM D7012, ASTM D4879, ASTM D420

CALIBRADO POR

: ING. MIGUEL A. CHÁVEZ M.


Miguel A. Chávez M.
Coordinador de Laboratorio de Minas
Universidad Privada del Norte
Cajamarca

FIRMA:


FECHA: 06 de Abril del 2015

www.geomecanicalatina.com / www.geomec.pe

PERÚ
Av. Los Parcos 812, Salamanca, Are - IIRMA
Teléfono: (+511) 4351969 / RUC: 204154020597

BOLIVIA
Av. Equador 2079, Sopocachi - LA PAZ
Teléfono: (+591) 2 2411097

CHILE
Almirante La Torre # 475 - SANTIAGO
Teléfono: (+562) 2-6084708

info@geomecanicalatina.com / www.geomec.pe