

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA CIVIL Y ARQUITECTURA**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA CIVIL**



**“ANÁLISIS DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN MACIZO  
ROCO SO DE LA CARRETERA SINA YANAHUAYA  
TRAMO III - SUB TRAMO 02, A PARTIR DE LA  
CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA Y RESISTENCIA  
A LA COMPRESIÓN SIMPLE”**

**TESIS**

PRESENTADA POR:

**Bach. ROGER RENE MAMANI LARICO**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

**INGENIERO CIVIL**

PUNO - PERÚ

2016

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERÍA CIVIL, ARQUITECTURA Y URBANISMO  
CARRERA PROFESIONAL DE INGENIERÍA CIVIL

TESIS

“ANÁLISIS DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN MACIZO ROCOSO DE  
LA CARRETERA SINA YANAHUAYA TRAMO III - SUB TRAMO 02, A  
PARTIR DE LA CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA Y RESISTENCIA A LA  
COMPRESIÓN SIMPLE”

PRESENTADA POR:

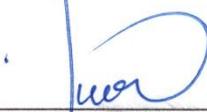
Bach. ROGER RENE MAMANI LARICO

A LA COORDINACIÓN DE INVESTIGACIÓN DE LA FACULTAD DE  
INGENIERÍA CIVIL Y ARQUITECTURA PARA OPTAR EL TÍTULO  
PROFESIONAL DE:

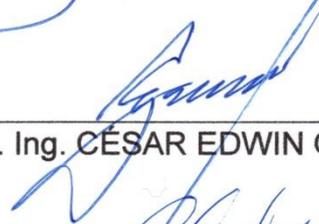
INGENIERO CIVIL

APROBADA POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:

PRESIDENTE :

  
M.Sc. Ing. NÉSTOR LEODAN SUCA SUCA

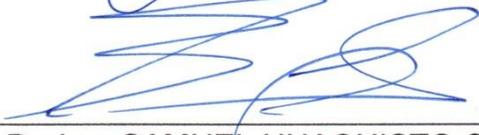
PRIMER MIEMBRO :

  
Mg. Ing. CÉSAR EDWIN GUERRA RAMOS

SEGUNDO MIEMBRO:

  
Ing. GLENY ZOILA DE LA RIVA TAPIA

DIRECTOR DE TESIS:

  
Dr. Ing. SAMUEL HUAQUISTO CACERES

ASESOR DE TESIS :

  
M.Sc. Ing. ERNESTO SAMUEL MACHACCA HANCCO

Área: Geotecnia.

Tema: Geotecnia aplicada.

Línea de investigación: Deslizamientos, huaycos y aludes.

## DEDICATORIA

*Con profundo amor*

*Dedico esta tesis a mis padres*

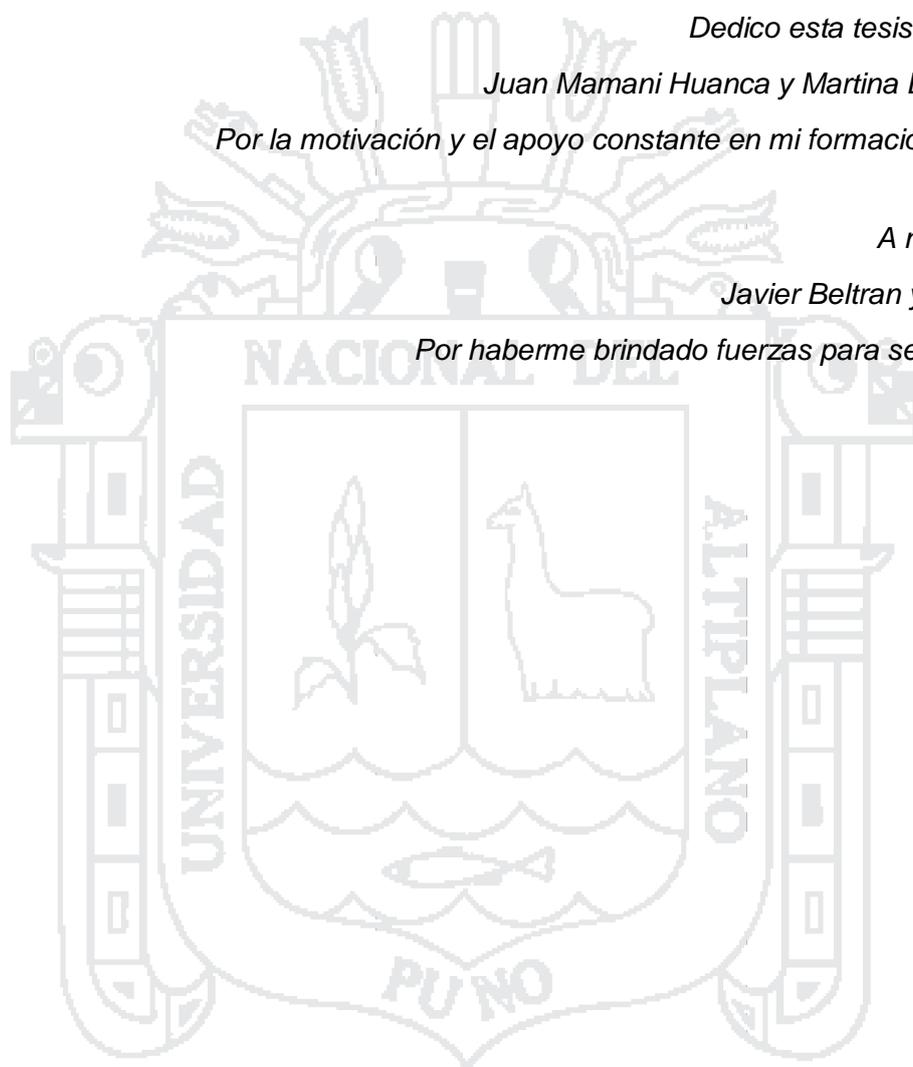
*Juan Mamani Huanca y Martina Larico Quispe*

*Por la motivación y el apoyo constante en mi formación profesional*

*A mis hermanos*

*Javier Beltran y Jhan Carlos*

*Por haberme brindado fuerzas para seguir adelante*



## AGRADECIMIENTO

*Quisiera expresar mis más profundos y sinceros agradecimientos a:*

*A Dios nuestro señor, por ser mi guía y compañía en cada momento a lo largo de mi carrera, por ser mi fortaleza en mis momentos de debilidad y por brindarme una vida llena de aprendizaje y sobre todo felicidad.*

*A la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, Alma Mater que me ha acogido durante todos los años de mi formación académica profesional, enseñándome aspectos de la vida que ninguna clase formal pudiera enseñar, llevándome una experiencia tan maravillosa e inolvidable.*

*A todo los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería Civil, que me han impartido sus conocimientos, experiencias, y que estuvieron siempre dispuestos a aclarar mis dudas y responder mis preguntas, especialmente al Ing. Néstor Leodan Suca Suca, Ing. Edwin Cesar Guerra Ramos, Ing. Gleny Zoila De La Riva Tapia, y al Ing. Samuel Huaquisto Caceres; a todos ellos, una y mil gracias.*

*Al Ing. Ernesto Samuel Machacca Hanco, por su paciencia y constante apoyo incondicional en la ejecución y culminación del presente trabajo de investigación.*

*A mis compañeros y amigos de toda la vida, con la cual he formado una gran amistad y fraternidad durante toda mi carrera profesional, gracias por ser tan buenos compañeros y amigos.*

*A mis padres y hermanos, que siempre ha estado allí para apoyarme, alentarme y darme ánimo cuando las fuerzas desfallecen, depositando una confianza en mí.*

*Quisiera también expresar mi más sentido agradecimiento a todas aquellas personas que directa o indirectamente han colaborado y contribuido con su apoyo, comentarios, sugerencia y ayuda en el desarrollo de esta tesis.*

## ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
ÍNDICE	
LISTA DE FIGURAS	
LISTA DE TABLAS	
LISTA DE SÍMBOLOS, ABREVIATURAS Y NOMENCLATURAS	
RESUMEN.....	23
ABSTRACT.....	24
INTRODUCCIÓN.....	25
CAPÍTULO I	
EL PROBLEMA	
1.1 Planteamiento del problema.....	26
1.1.1 Descripción de la realidad problemática.....	26
1.2 Formulación del problema.....	27
1.2.1 Pregunta general.....	27
1.2.2 Preguntas específicas.....	27
1.3 Objetivos de la investigación.....	28
1.3.1 Objetivo general.....	28
1.3.2 Objetivos específicos.....	28
1.4 Justificación de la investigación.....	28
1.5 Delimitación del área de estudio.....	30
1.6 Antecedentes del estudio.....	30
1.7 Antecedentes del proyecto.....	33
1.7.1 Ubicación.....	33
1.7.2 Accesibilidad.....	34
1.7.3 Clima.....	34
1.7.4 Geología.....	35

1.7.4.1	Descripción geológica .....	35
1.7.4.2	Estratigrafía local .....	36
1.7.4.3	Paleozoico .....	36
1.7.4.3.1	Grupo San José .....	37
1.7.4.3.2	Formación Iparo .....	37
1.7.4.3.3	Formación Purumpata .....	37
1.7.4.3.4	Formación Sandía .....	38
1.7.4.3.5	Formación Ananea .....	38
1.7.4.4	Cuaternario .....	39
1.7.4.4.1	Terrazas recientes .....	39
1.7.4.4.2	Flujos de tierra o barro .....	40
1.7.4.4.3	Depósitos aluviales .....	40
1.7.4.4.4	Depósitos coluviales.....	41
1.7.5	Geodinámica.....	41
1.7.5.1	Geodinámica interna .....	41
1.7.5.2	Geodinámica externa .....	41
1.7.5.2.1	Riesgos geológicos.....	42

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL

2.1	BASES TEÓRICAS .....	44
2.1.1	Consideraciones generales sobre la estabilidad de taludes .....	44
2.1.2	Metodología de los estudios de estabilidad de taludes.....	45
2.1.3	Factores influyentes en la estabilidad de taludes .....	48
2.1.4	Caracterización geológica .....	49
2.1.4.1	Estratigrafía y litología.....	50
2.1.5	Importancia de las estructuras geológicas.....	50
2.1.6	Caracterización geológica estructural.....	51

2.1.7	Mapeo superficial y descripción cuantitativa de las estructuras .....	52
2.1.7.1	Número de familias de discontinuidades .....	54
2.1.7.2	Orientación de estructuras .....	55
2.1.7.3	Espaciamiento de las estructuras.....	57
2.1.7.4	Persistencia o continuidad de las estructuras.....	59
2.1.7.5	Rugosidad de las estructuras.....	61
2.1.7.6	Abertura de las estructuras .....	65
2.1.7.7	Relleno en las discontinuidades .....	66
2.1.7.8	Agua en las discontinuidades.....	67
2.1.7.9	Resistencia de las paredes de las discontinuidades.....	68
2.1.8	Meteorización o alteración.....	71
2.1.9	Proyección estereográfica.....	72
2.1.10	Modos de Rotura.....	75
2.1.10.1	Modo de rotura planar .....	76
2.1.10.2	Modo de rotura por cuña .....	76
2.1.10.3	Modo de rotura circular .....	76
2.1.10.4	Modo de rotura por vuelco.....	77
2.1.11	Mecanismos de rotura.....	77
2.1.12	Propiedades de la roca intacta .....	78
2.1.13	Sistemas de caracterización y clasificación geomecánica del macizo rocoso .....	78
2.1.13.1	Índice de designación de la calidad de roca (RQD) .....	80
2.1.13.2	Sistema de clasificación RMR (Bieniawski 1973) .....	82
2.1.13.3	Método del índice GSI.....	84
2.1.14	Caracterización de las propiedades del macizo rocoso .....	86
2.1.14.1	Criterio de rotura de Hoek-Brown generalizado.....	87
2.1.14.2	Estimación de los parámetros de Mohr-Coulomb del macizo a partir de los del criterio de rotura de Hoek-Brown. ....	88

2.1.15 Caracterización de las propiedades de deformabilidad de los macizos rocosos .....	90
2.1.15.1 Aplicabilidad del criterio de rotura de Hoek-Brown a los macizos rocosos .....	91
2.1.16 Propiedades de las Estructuras.....	92
2.1.17 Caracterización hidrogeológica .....	94
2.1.17.1 El agua en los macizos rocosos y taludes .....	95
2.1.17.1.1 Agua intergranular .....	96
2.1.17.1.2 Agua interfractural.....	96
2.1.17.1.3 Agua en fallas .....	96
2.1.17.2 Aguas subterráneas en macizos rocosos .....	96
2.1.18 Análisis de estabilidad de taludes.....	98
2.1.19 Métodos para el análisis de estabilidad de taludes.....	99
2.1.19.1 Métodos empíricos para la estabilidad de taludes .....	100
2.1.19.1.1 Cuadros de ángulos de talud versus altura de talud.....	101
2.1.19.1.2 Diseño empírico de cuadros .....	102
2.1.19.2 Métodos de proyecciones estereográficas o cinemáticos. ....	103
2.1.19.3 Principales modos de falla.....	104
2.1.19.3.1 Modo de falla planar .....	105
2.1.19.3.2 Falla por cuña .....	106
2.1.19.3.3 Falla por vuelco .....	107
2.1.19.3.4 Falla circular .....	108
2.1.19.4 Métodos de equilibrio limite o analítico. ....	110
2.1.19.4.1 Análisis de estabilidad en falla planar .....	111
2.1.19.4.2 Análisis de estabilidad en falla por cuña .....	115
2.1.19.4.3 Análisis de estabilidad en falla por vuelco.....	118
2.1.19.4.4 Análisis de estabilidad en falla circular.....	119
2.1.19.4.5 Métodos de dovelas.....	120

2.1.19.5	Métodos numéricos .....	124
2.1.19.6	Métodos estadísticos.....	125
2.2	MARCO CONCEPTUAL.....	127
2.2.1	Abertura .....	127
2.2.2	Banqueta.....	127
2.2.3	Buzamiento .....	127
2.2.4	Caracterización geológica .....	127
2.2.5	Clasificación geomecánica.....	127
2.2.6	Deslizamiento.....	127
2.2.7	Discontinuidad.....	127
2.2.8	Dirección de buzamiento .....	128
2.2.9	Esclerómetro .....	128
2.2.10	Estabilidad de taludes .....	128
2.2.11	Espaciamiento.....	128
2.2.12	Factor de seguridad .....	128
2.2.13	Geodinámica externa .....	129
2.2.14	Filtración .....	129
2.2.15	Macizo rocoso .....	129
2.2.16	Matriz rocosa.....	129
2.2.17	Meteorización.....	130
2.2.18	Orientación.....	130
2.2.19	Pie de talud .....	130
2.2.20	Pizarras .....	130
2.2.21	Relleno.....	130
2.2.22	Resistencia a compresión simple .....	130
2.2.23	Resistencia de la discontinuidad .....	131
2.2.24	Roca.....	131

2.2.25 Roca intacta .....	131
2.2.26 Roca metamórfica .....	131
2.2.27 Rugosidad .....	131
2.2.28 Talud .....	131
2.2.29 Tilt test .....	132
2.2.30 Tipo de rotura .....	132

### CAPÍTULO III

#### METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

3.1 Diseño metodológico .....	133
3.2 Revisión, recopilación y elaboración de informaciones preliminares....	133
3.3 Población y muestra .....	134
3.4 Variables .....	134
3.4.1 Variables dependientes .....	134
3.4.2 Variables independientes .....	134
3.5 Operacionabilidad de variables .....	135
3.6 Técnicas de recolección de datos.....	136
3.6.1 Etapa de campo .....	136
3.6.1.1 Caracterización geológica estructural y geotécnica .....	136
3.6.2 Ensayos de laboratorio.....	137
3.7 Técnicas para el procesamiento de la información .....	137
3.8 Materiales.....	139

### CAPÍTULO IV

#### EXPOSICIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.1 Exploración y muestreo .....	140
4.2 Mapeo de la estructuras geológicas .....	141
4.2.1 Familias de discontinuidades y orientación de juntas .....	141
4.2.2 Buzamiento y dirección de buzamiento .....	142

4.2.3	Espaciamiento de las estructuras .....	142
4.2.4	Continuidad o persistencia .....	145
4.2.5	Abertura de las estructuras .....	148
4.2.6	Rugosidad .....	150
4.2.7	Relleno .....	153
4.2.8	Meteorización .....	156
4.2.9	Condiciones hidrogeológicas .....	159
4.2.10	Resistencia de las paredes de las discontinuidades .....	162
4.3	Coeficiente de rugosidad de las juntas .....	164
4.4	Valoración geotécnica de roca intacta .....	165
4.4.1	Propiedades físicas (densidad, porosidad y peso específico) .....	165
4.4.2	Resistencia a la compresión simple .....	167
4.4.2.1	Resistencia a la compresión uniaxial (USC) .....	167
4.4.2.2	Ensayos de carga puntual (PLT) .....	169
4.4.2.3	Tilt test .....	171
4.4.2.4	Análisis petrográfico .....	173
4.5	Caracterización geomecánica .....	174
4.5.1	Clasificación geomecánica del macizo rocoso .....	174
4.5.1.1	Índice de designación de la calidad de la roca (RQD) .....	174
4.5.1.2	Clasificación RMR (Bieniawski, 1973) .....	175
4.5.1.3	Clasificación por el método GSI .....	175
4.5.2	Valoración geotécnica del macizo rocoso .....	176
4.5.2.1	Criterio de resistencia generalizado de Hoek - Brown .....	176
4.5.3	Valoración geotécnica de las estructuras .....	178
4.5.3.1	Criterio de resistencia de Barton - Bandis y Mohr - Coulomb ..	178
4.6	Análisis de estabilidad de taludes .....	178
4.6.1	Análisis de estabilidad por el método estereográfico o cinemático ..	180

4.6.1.1	Modo de falla planar.....	186
4.6.1.2	Modo de falla por cuña.....	186
4.6.1.3	Modo de falla por vuelco .....	187
4.6.1.4	Modo de falla circular .....	187
4.6.2	Análisis de estabilidad por el método equilibrio limite o analítico .....	188

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones .....	192
Recomendaciones .....	193

BIBLIOGRAFÍA.....	195
-------------------	-----

ANEXOS.....	199
-------------	-----

- A-1: PANEL FOTOGRÁFICO
- A-2: DATOS DEL MAPEO LINEAL
- A-3: RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE LABORATORIO
- A-4: RESULTADOS DEL ANALISIS PETROGRAFICO - LAMINA DELGADA
- A-5: ANÁLISIS DE ESTABILIDAD POR EL MÉTODO ESTEREOGRÁFICO
- A-6: RESULTADOS DE LA CLASIFICACION GEOMECÁNICA
- A-7: CRITERIOS DE RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO
- A-8: ANÁLISIS DE ESTABILIDAD POR EL MÉTODO DE EQUILIBRIO LÍMITE
- A-9: PLANOS

## LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1: Etapas para realizar un estudio de estabilidad de taludes.....	47
Figura 2.2: Estructuras geológicas de un talud alto.....	51
Figura 2.3: Esquema ilustrativo de los parámetros que describen las estructuras presentes en el macizo rocoso .....	53
Figura 2.4: Terminología para definir la orientación de las discontinuidades (dirección de buzamiento y buzamiento), vista isométrica del plano.....	56
Figura 2.5: Medidas de espaciamiento entre discontinuidades en afloramiento de un macizo rocoso que muestra 3 sets o familias de estructuras. ....	57
Figura 2.6: Distribución de frecuencias de acuerdo al espaciamiento de un set estructural en forma de histograma. ....	59
Figura 2.7: Esquema que ilustra las condiciones de término que pueden presentar las estructuras de un macizo rocoso. ....	60
Figura 2.8: Caracterización de la rugosidad de las estructuras según las recomendaciones de la ISRM. ....	62
Figura 2.9: Perfiles de rugosidad y valores asociados del coeficiente JRC. ....	63
Figura 2.10: Ábaco para evaluar el coeficiente JRC en función del largo del perfil de la estructura y la amplitud máxima de las asperezas de ésta.....	64
Figura 2.11: Diagramas que muestran la definición de la abertura de las discontinuidades y el ancho de las discontinuidades rellenas. ....	65
Figura 2.12: 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”.....	69
Figura 2.13: Proyección polar y ecuatorial en una esfera.....	73
Figura 2.14: Representación estegeográfica polar de igual ángulo. ....	73
Figura 2.15: Representación estereográfica ecuatorial de igual ángulo. ....	74
Figura 2.16: Representación de rosetas para la distribución de rumbos de estructuras intermedias.....	74
Figura 2.17: Modos de rotura en taludes de roca: a) Planar, b) Cuña, c) Vuelco, y d) circular.....	75

Figura 2.18: Frecuencia relativa de uso de distintos métodos de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos en minas a rajos abiertos y subterráneos.....	80
Figura 2.19: Carta para evaluar el índice de resistencia geológica en macizos rocosos fracturados.....	85
Figura 2.20: Carta para evaluar el índice de resistencia geológica en macizos rocosos estratificados y heterogéneos. ....	86
Figura 2.21: Ajuste de una envolvente lineal a la envolvente de Hoek-Brown..	88
Figura 2.22: Condiciones de aplicabilidad del criterio de Hoek-Brown. ....	91
Figura 2.23: Condiciones de aplicabilidad del criterio de Hoek-Brown, para estabilidad de taludes en macizo rocoso.....	92
Figura 2.24: Criterio lineal de Mohr-Coulomb para la resistencia pico y residual de una estructura.....	93
Figura 2.25: Flujo de agua en fracturas en condiciones uniformes (macizo rocoso que contiene tres conjunto de fracturas idealizadas, mutuamente ortogonales). ....	97
Figura 2.26: Valores de porosidad (%) y la permeabilidad ( $K=m/s$ ) para el flujo de la fractura en las condiciones uniformes de la figura 2.25, los valores de permeabilidad asumen fracturas se llenan de agua pura a $10^{\circ}C$ .....	97
Figura 2.27: Influencia de la apertura $e$ de la junta y el espaciamiento $b$ con la conductividad hidráulica $K$ en la dirección de un conjunto de juntas paralelas y lisas en un macizo rocoso.....	98
Figura 2.28: Factor de seguridad en taludes estables e inestables .....	101
Figura 2.29: El éxito y el fracaso de la roca de talud designada por resistencia de la roca. ....	102
Figura 2.30: Tabla para determinar el ángulo de inclinación y la altura del talud. ....	103
Figura 2.31: Disposición de discontinuidades en el estereograma para un modo de falla planar.....	106
Figura 2.32: Disposición de discontinuidades en el estereograma para un modo de falla por cuñas. ....	107
Figura 2.33: Disposición de discontinuidades en el estereograma para un modo de falla por vuelco de bloques. ....	108

Figura 2.34: Disposición de discontinuidades en el estereograma para un modo de falla circular. .... 109

Figura 2.35: Esquema de métodos para estabilidad de taludes ..... 110

Figura 2.36: Rotura planar: a) Condiciones geométricas, b) Paredes laterales de la superficie de rotura, y c) Estudio bidimensional de rotura... 113

Figura 2.37: Rotura planar: a) Grieta de tracción ubicada en la cabecera del talud y b) Grieta de tracción ubicada en la cara del talud. .... 113

Figura 2.38: Geometría de un análisis estático de solo fricción de una falla en cuna. .... 116

Figura 2.39: Deslizamiento e inestabilidad de bloques por vuelco en un plano inclinado..... 119

Figura 2.40: Metodo de la dovela para una rotura circular en una serie de fajas y rebanas verticales..... 120

Figura 2.41: Parametros geometricos y esquema de esfuerzos en una rebanda para el metodo de fellenuis. .... 121

Figura 2.42: Parametros geometricos y esquema de esfuerzos en una rebanda para el metodo de bishop simplificado y jambu simplificado. .... 123

Figura 4.1 Histograma del espaciamiento de estructuras km 1+400 al 1+580 143

Figura 4.2 Histograma del espaciamiento de estructuras km 1+580 al 1+700 143

Figura 4.3 Histograma del espaciamiento de estructuras km 2+500 al 2+620 144

Figura 4.4 Histograma del espaciamiento de estructuras km 2+620 al 2+760 144

Figura 4.5 Histograma del espaciamiento de estructuras km 6+400 al 6+700 145

Figura 4.6 Histograma de la persistencia del km 1+400 al 1+580 ..... 146

Figura 4.7 Histograma de la persistencia del km 1+580 al 1+700 ..... 146

Figura 4.8 Histograma de la persistencia del km 2+500 al 2+620 ..... 147

Figura 4.9 Histograma de la persistencia del km 2+620 al 2+760 ..... 147

Figura 4.10 Histograma de la persistencia del km 6+400 al 6+700 ..... 147

Figura 4.11 Histograma de la abertura km 1+400 al 1+580..... 148

Figura 4.12 Histograma de la abertura km 1+580 al 1+700..... 149

Figura 4.13 Histograma de la abertura km 2+500 al 2+620..... 149

Figura 4.14 Histograma de la abertura km 2+620 al 6+760..... 150

Figura 4.15 Histograma de la abertura km 6+400 al 6+700..... 150

Figura 4.16 Histograma de rugosidad de las estructuras km 1+400 al 1+580. 151

Figura 4.17 Histograma de rugosidad de las estructuras km 1+580 al 1+700.152

Figura 4.18 Histograma de rugosidad de las estructuras km 2+500 al 2+620.152

Figura 4.19 Histograma de rugosidad de las estructuras km 2+620 al 2+760.153

Figura 4.20 Histograma de rugosidad de las estructuras km 6+400 al 6+700.153

Figura 4.21 Relleno en las discontinuidades km 1+400 al 1+580..... 154

Figura 4.22 Relleno en las discontinuidades km 1+580 al 1+700..... 155

Figura 4.23 Relleno en las discontinuidades km 2+500 al 1+620..... 155

Figura 4.24 Relleno en las discontinuidades km 2+620 al 2+760..... 155

Figura 4.25 Relleno en las discontinuidades km 6+400 al 6+700..... 156

Figura 4.26 Meteorización del macizo rocoso km 1+400 al 1+580 ..... 157

Figura 4.27 Meteorización del macizo rocoso km 1+580 al 1+700 ..... 157

Figura 4.28 Meteorización del macizo rocoso km 2+500 al 2+620 ..... 158

Figura 4.29 Meteorización del macizo rocoso km 2+620 al 2+760 ..... 158

Figura 4.30 Meteorización del macizo rocoso km 6+400 al 6+700..... 159

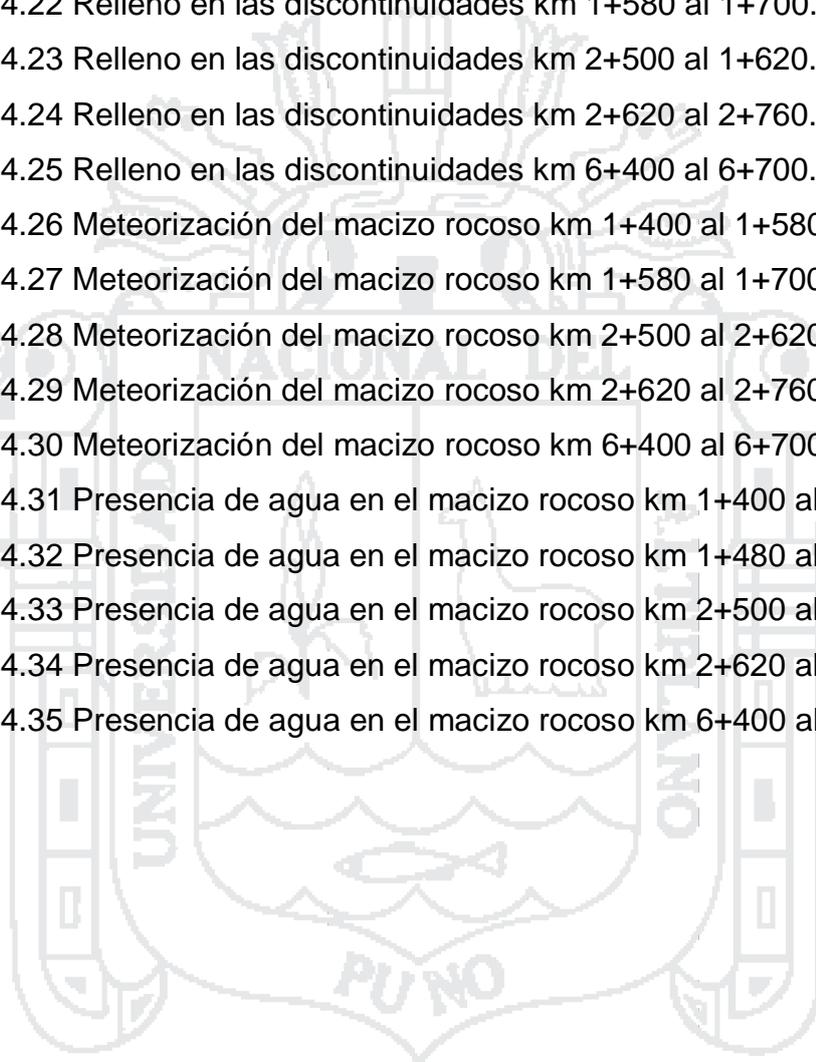
Figura 4.31 Presencia de agua en el macizo rocoso km 1+400 al 1+580..... 160

Figura 4.32 Presencia de agua en el macizo rocoso km 1+480 al 1+700..... 160

Figura 4.33 Presencia de agua en el macizo rocoso km 2+500 al 2+620..... 161

Figura 4.34 Presencia de agua en el macizo rocoso km 2+620 al 2+760..... 161

Figura 4.35 Presencia de agua en el macizo rocoso km 6+400 al 6+700..... 161



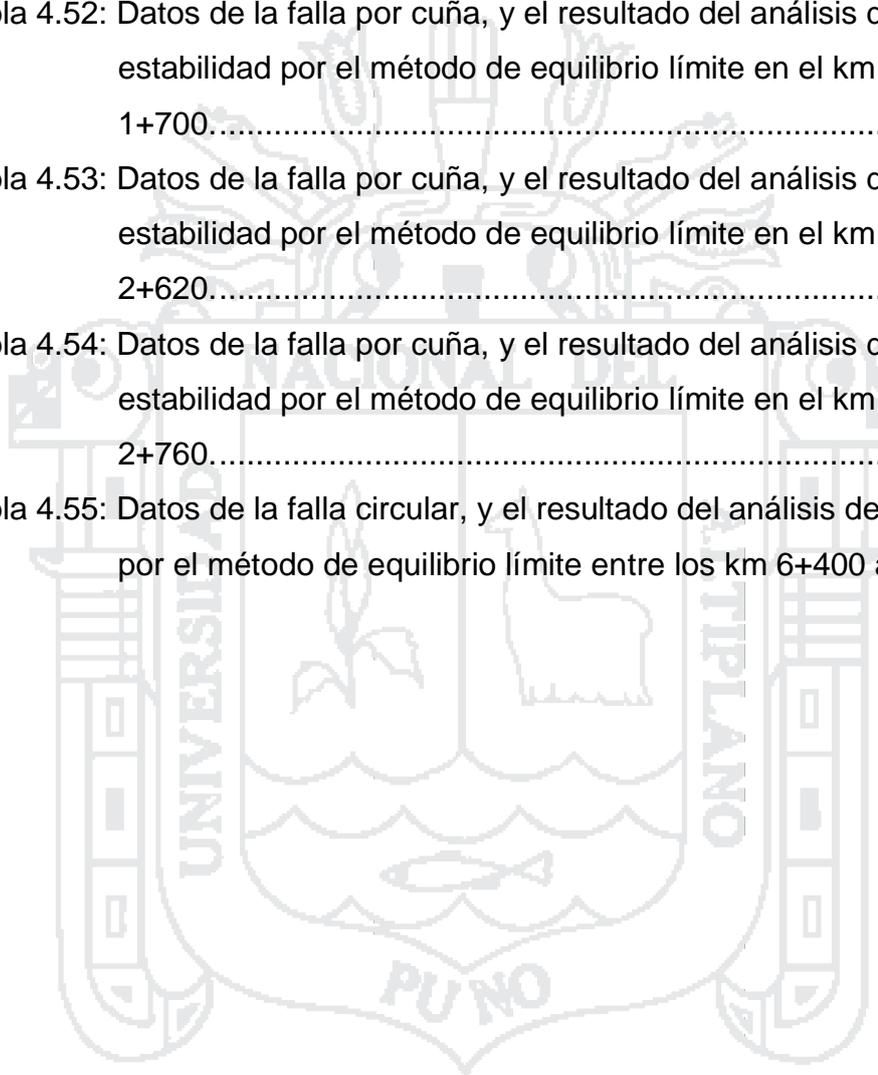
## LISTA DE TABLAS

Tabla 1.1: Coordenadas del tramo III de la carretera Sina Yanahuaya. ....	33
Tabla 1.2: Delimitación del área de investigación de los tres tramos. ....	34
Tabla 1.3: Acceso principal al área de investigación. ....	34
Tabla 1.4: Vía alternas para el acceso al área de investigación. ....	34
Tabla 1.5: Principales formaciones geológicas en el área de estudio. ....	36
Tabla 2.1: Descripción del espaciamiento de las estructuras, según ISRM (1981).....	59
Tabla 2.2: Descripción de la persistencia de las estructuras, según ISRM (1981).....	61
Tabla 2.3: Descripción de la abertura de las estructuras, según ISRM (1981) .	66
Tabla 2.4: Descripción de la granulometría del material de relleno, según ISRM (1981).....	67
Tabla 2.5: Descripción de la condición de humedad de las estructuras, según ISRM (1981).....	68
Tabla 2.6: Estimación aproximada y clasificación de la resistencia a compresión simple mediante un martillo de geólogo y una navaja. .	70
Tabla 2.7: Descripción del grado de meteorización del macizo rocoso dependiendo del grado de alteración de la roca. ....	72
Tabla 2.8: Guías para evaluar el parámetro D para taludes. ....	87
Tabla 3.1: Operacionabilidad de variables para la clasificación geomecanica.	135
Tabla 3.2: Operacionabilidad de variables para el factor de seguridad. ....	135
Tabla 4.1: Datos del espaciamiento de las estructuras. ....	143
Tabla 4.2: Datos obtenidos de la persistencia de las estructuras. ....	145
Tabla 4.3: Datos de la caracterización de la abertura de las discontinuidades	148
Tabla 4.4: Datos de la de la rugosidad de las discontinuidades. ....	151
Tabla 4.5: Datos de relleno presentes en las discontinuidades. ....	154
Tabla 4.6: Meteorización del macizo rocoso. ....	157
Tabla 4.7: condiciones hidrogeologicas - presencia de agua. ....	159
Tabla 4.8: Valores promedio de JCS km 1+400 al 1+580. ....	162
Tabla 4.9: Valores promedio de JCS km 1+580 al 2+700. ....	163
Tabla 4.10: Valores de JCS km 2+500 al 2+620. ....	163
Tabla 4.11: Valores promedio de JCS km 2+620 al 2+760. ....	163

Tabla 4.12: Valores promedio de JCS km 6+400 al 6+700. ....	164
Tabla 4.13: Valores del coeficiente de rugosidad de las juntas para cada tramo de análisis. ....	165
Tabla 4.14: Resultados del ensayo de las propiedades físicas para el km 1+400 al 1+580. ....	165
Tabla 4.15: Resultados del ensayo de las propiedades físicas para el km 1+580 al 1+700. ....	166
Tabla 4.16: Resultados del ensayo de las propiedades físicas para el km 2+500 al 2+620. ....	166
Tabla 4.17: Resultados del ensayo de las propiedades físicas para el km 2+620 al 2+760. ....	166
Tabla 4.18: Resultados del ensayo de las propiedades físicas para el km 6+400 al 6+700. ....	166
Tabla 4.19: Resultados de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta km 1+400 al 1+580. ....	167
Tabla 4.20: Resultados de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta km 1+580 al 1+700. ....	168
Tabla 4.21: Resultados de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta km 2+500 al 2+620. ....	168
Tabla 4.22: Resultados de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta km 2+620 al 2+760. ....	168
Tabla 4.23: Resultados de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta km 6+400 al 6+700. ....	169
Tabla 4.24: Resultados de la resistencia a compresión simple por el ensayo de carga puntual km 1+400 al 1+580. ....	169
Tabla 4.25: Resultados de la resistencia a compresión simple por el ensayo de carga puntual km 1+580 al 1+700. ....	170
Tabla 4.26: Resultados de la resistencia a compresión simple por el ensayo de carga puntual km 2+500 al 2+620. ....	170
Tabla 4.27: Resultados de la resistencia a compresión simple por el ensayo de carga puntual km 2+620 al 2+760. ....	170
Tabla 4.28: Resultados de la resistencia a compresión simple por el ensayo de carga puntual km 6+400 al 6+700. ....	171
Tabla 4.29: Valores para el ángulo de fricción básico km 1+400 al 1+580. ....	172

Tabla 4.30: Valores para el ángulo de fricción básico km 1+580 al 1+700. ....	172
Tabla 4.31: Valores para el ángulo de fricción básico km 2+500 al 2+620. ....	172
Tabla 4.32: Valores para el ángulo de fricción básico km 2+620 al 2+760. ....	173
Tabla 4.33: Valores para el ángulo de fricción básico km 6+400 al 6+700. ....	173
Tabla 4.34: Índice de designación de la calidad del macizo rocoso para cada tramo.....	174
Tabla 4.35: Resultado de valores de RMR para cada tramo de análisis. ....	175
Tabla 4.36: Resultado de valores de GSI para cada zona de estudio. ....	176
Tabla 4.37: Datos para los criterios de resistencia del macizo rocoso en los tramos de análisis. ....	177
Tabla 4.38: Valores del cálculo de parámetros de resistencia del macizo rocoso por el criterio de Hoek - Brown. ....	177
Tabla 4.39: Valores del cálculo de parámetros de resistencia del macizo rocoso. ....	177
Tabla 4.40: Datos para el criterio de resistencia de Barton Bandis. ....	178
Tabla 4.41: Datos para el análisis de modos de falla, realizados en el estereograma km 1+400 al 1+580.....	181
Tabla 4.42: Datos para el análisis de modos de falla, realizados en el estereograma km 1+580 al 1+700.....	181
Tabla 4.43: Datos para el análisis de modos de falla, realizados en el estereograma km 2+500 al 2+620.....	182
Tabla 4.44: Datos para el análisis de modos de falla, realizados en el estereograma km 2+620 al 2+760.....	182
Tabla 4.45: Datos para el análisis de modos de falla, realizados en el estereograma km 6+400 al 6+700.....	182
Tabla 4.46: Resultados de los principales modos de falla, según su incidencia para el km 1+400 al 1+580.....	183
Tabla 4.47: Resultados de los principales modos de falla, según su incidencia para el km 1+580 al 1+700.....	184
Tabla 4.48: Resultados de los principales modos de falla, según su incidencia para el km 2+500 al 2+620.....	184
Tabla 4.49: Resultados de los principales modos de falla, según su incidencia para el km 2+620 al 2+700.....	184

Tabla 4.50: Resultados de los principales modos de falla, según su incidencia para diferentes direcciones del talud entre los km 6+400 al 6+700 .....	185
Tabla 4.51: Datos de la falla planar, y el resultado del análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite km 1+400 al 1+580.....	189
Tabla 4.52: Datos de la falla por cuña, y el resultado del análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite en el km 1+580 al 1+700.....	189
Tabla 4.53: Datos de la falla por cuña, y el resultado del análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite en el km 2+500 al 2+620.....	190
Tabla 4.54: Datos de la falla por cuña, y el resultado del análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite en el km 2+620 al 2+760.....	190
Tabla 4.55: Datos de la falla circular, y el resultado del análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite entre los km 6+400 al 6+700...	191



**LISTA DE SÍMBOLOS, ABREVIATURAS Y NOMENCLATURAS**

$H$	<i>Altura del talud</i>
$h$	<i>Altura de la dovela en la parte media</i>
$b$	<i>Ancho de la dovela</i>
$\delta$	<i>Ángulo de apertura de la cuña o ángulo que forman los planos A y B</i>
$\phi'$	<i>Ángulo de fricción interna</i>
$\psi_s$	<i>Ángulo de la superficie de la cabecera</i>
$\psi_f$	<i>Ángulo del buzamiento del talud</i>
$\psi_t$	<i>Ángulo del talud con la horizontal</i>
$\alpha$	<i>Ángulo positivo o negativo de la base de la dovela con respecto a la horizontal</i>
$\beta$	<i>Ángulo que forma con la horizontal la bisectriz de la cuña</i>
$\psi_P$	<i>Ángulo que forma el plano de deslizamiento con la horizontal</i>
$z_w$	<i>Altura del agua en la grieta de tracción</i>
$h_w$	<i>Altura del nivel de agua</i>
$z$	<i>Altura del nivel de agua en la grieta de tracción</i>
$A$	<i>Área de la superficie de deslizamiento (supuesta de ancho unidad)</i>
JRC	<i>Coeficiente de rugosidad de las juntas o estructuras "Joint Roughness Coefficient"</i>
$c'$	<i>Cohesión en términos de tensiones efectivas</i>
PLT	<i>Ensayo de carga puntual "Point Load Test"</i>
$R_A$	<i>Es la reacción normal efectiva sobre el plano A</i>
$R_B$	<i>Es la reacción normal efectiva sobre el plano B</i>
$D$	<i>factor de perturbación por daño por voladura</i>
FS	<i>Factor de seguridad</i>
RQD	<i>Índice de calidad de roca "Rock Quality Designation"</i>
$R$	<i>Índice de rebote</i>
GSI	<i>Índice de resistencia geológica "Geological Strength Index"</i>

$L$	<i>Longitud de la base de la dovela</i>
MPa	<i>Mega pascales</i>
MDF	<i>Métodos de diferencias finitas</i>
MEC	<i>Métodos de elementos de contorno</i>
MED	<i>Métodos de elementos discretos</i>
MEF	<i>Métodos de elementos finitos</i>
$\lambda$	<i>Número medio de discontinuidades por metro lineal</i>
$W$	<i>Peso de cada dovela</i>
$\gamma_w$	<i>Peso específico del agua</i>
$\gamma$	<i>Peso específico de la roca (<math>kN/m^3</math>)</i>
JCS	<i>Resistencia a compresión simple de la capa superficial de la roca “Joint Wall Comopression Strength” (MPa)</i>
UCS	<i>Resistencia a la compresión uniaxial “Uniaxial Compressive Strength” (MPa)</i>
$U$	<i>Resultante de las presiones intersticiales que actúan sobre el plano de deslizamiento</i>
$V$	<i>Resultante de las presiones intersticiales que actúan sobre la grieta de tracción</i>
RMR	<i>Calidad del macizo rocoso “Rock Mass Rating”</i>
ASTM	<i>Sociedad Americana para el ensayo de Materiales “American Society for Testing and Materials”</i>
ISRM	<i>Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas “International Society for Rock Mechanics”</i>

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene por finalidad realizar un análisis de estabilidad de taludes en macizo rocoso de la Carretera Sina Yanahuaya Tramo III, en la zona correspondiente al Sub Tramo 02, Distrito de Sina, Provincia de San Antonio de Putina; durante el año 2015 - 2016. En base a este análisis de estabilidad de taludes surge la necesidad de resolver problemas relacionados a la inestabilidad de este tramo específico, que constituye un estudio de investigación geotécnica para el análisis de estabilidad de taludes, que se realizó en las progresivas que comprenden tres tramos que son: Catarata km 1+400 al 1+700, Mirador km 2+500 al 2+760, y Huancoiri km 6+400 al 6+700.

El objetivo principal de este trabajo de investigación es realizar el análisis de estabilidad de taludes en macizos rocosos, que depende de una clasificación geomecánica para determinar la calidad del macizo rocoso y de un factor de seguridad (FS), obtenido de un análisis de estabilidad cinemático y analítico. La caracterización de los macizos rocosos se realizó in situ, mediante el mapeo línea de detalles, de todas las estructuras presentes en el afloramiento del talud, y la toma de muestras de roca intacta para los ensayos de laboratorio.

La clasificación geomecánica se determinó a partir de la caracterización del macizo rocoso y la resistencia a la compresión simple; y el factor de seguridad se realizó aplicando la metodología de la proyección estereográfica, y del método de equilibrio límite para cada tipo de rotura; los resultados obtenidos para cada talud analizado es: Catarata km 1+400 al 1+580 RMR=64, Clase II, GSI=59, FS=1.79; km 1+580 al 1+700 RMR=54, Clase III, GSI=49, FS=1.02; Mirador km 2+500 al 2+620 RMR=69, Clase II, GSI=59, FS=1.87; km 2+620 al 2+760 RMR=72, Clase II, GSI=67, FS=3.89; y Huancoiri km 6+400 al 6+700 RMR=43, Clase III, GSI=38; y para las secciones km 6+400 FS=0.93; km 6+540 FS=1.41; km 6+620 FS=0.85 y km 6+660 FS=0.94.

**Palabras claves:** Estabilidad de taludes, macizo rocoso, clasificación geomecánica, factor de seguridad, equilibrio límite.

**ABSTRACT**

The present research work has for purpose to accomplish a stability analysis of slopes in rocky mountain mass of the road Sina Yanahuaya Tramo III, at the zone corresponding to the Sub Tramo 02, Distrito of Sina, Provincia of San Antonio de Putina; during the year 2015 - 2016. The need to solve problems related to the instability of this specific stretch, that a study of investigation constitutes geotécnica for the stability analysis of slopes that came true in the progressive that three stretches that they are understand happens on the basis of this stability analysis of slopes: Catarata km 1+400 to the 1+700, Mirador km 2+500 to the 2+760, and Huancoiri km 6+400 to the 6+700.

The principal objective of this research work is to accomplish the stability analysis of slopes in rocky mountain masses, that geomecánica to determine the quality of the rocky mountain mass of a safety factor and (FS), once a kinematic and analytical stability analysis was gotten from depends on a classification. The characterization of the rocky mountain masses accomplished mapping itself in situ, intervening line of details, of all the present structures in the outcrop of the slope, and the overtaking of intact rock for the essays of laboratory.

Classification geomecánica of you determined as from the characterization of the rocky mountain mass and the simple compression strength; And the safety factor came true applying the methodology of the projection estereográfica, and limit for each kind of breaking of the method of equilibrium; The results obtained for each examined slope are: Catarata km 1+400 to the 1+580 RMR=64, Classroom II, GSI=59, FS=1,79; km 1+580 to the 1+700 RMR=54, Classroom III, GSI=49, FS=1,02; Mirador km 2+500 to the 2+620 RMR=69, Classroom II, GSI=64, FS=1,87; km 2+620 to the 2+760 RMR=72, Classroom II, GSI=67, FS=3,89; and Huancoiri km 6+400 to the 6+700 RMR=43, Clase III, GSI=38, and for sections km 6+400 FS=0,93; km 6+540 FS=1,41; km 6+620 FS=0,85 and km 6+660 FS=0,94.

**Key words:** Stability of slopes, rocky mountain mass, classification geomecánica, safety factor, equilibrium limit.

## INTRODUCCIÓN

El análisis de estabilidad de taludes es una de las principales etapas dentro del estudio de sí mismo. Los taludes en macizos rocosos se encuentran presentes en las obras de Ingeniería Civil y de Minería, como carreteras, canales, accesos a puentes, túneles, represas, gaseoductos y oleoductos, excavaciones a cielo abierto así como en las canteras de piedra ornamentales, entre otras.

El enfoque de diseño en las obras civiles es proyectar taludes permanentes y seguros, los criterios de seguridad juegan un papel muy importante y fundamental, ya sea en suelos o rocas, pues la identificación de los modos de falla en un talud es primordial para realizar un posterior análisis de estabilidad, pues en el campo de las obras civiles surgen con frecuencia problemas relacionados con la inestabilidad de taludes naturales o de corte.

En la ingeniería actual existe la tendencia de proyectar taludes cada vez más altos, en las obras civiles, siendo más frecuente el uso de técnicas que permitan determinar el factor de seguridad del talud en función de la caracterización geológica y los modos de rotura.

Los métodos estereográficos y de equilibrio límite son ampliamente utilizados en los análisis de estabilidad de taludes en macizos rocosos y suelos.

Los estudios y análisis de la estabilidad de taludes están dirigidos a conseguir un talud final económico y seguro, mediante las investigaciones de campo, análisis de laboratorio, evaluaciones técnicas, un apropiado programa de control en el terreno y experimentación. El interés de aplicación en cualquier obra civil o mina está en saber aprovechar las condiciones de las estructuras rocosas con relación a la estabilidad y la interacción que existen con los programas de perforación; voladura, seguridad y medio ambiente.

# CAPÍTULO I

## EL PROBLEMA

### 1.1 Planteamiento del problema

#### 1.1.1 Descripción de la realidad problemática

El presente trabajo trata sobre la estabilidad de los taludes en obras de Ingeniería Civil, que pocas veces se ocupan de excavaciones, ya que tiene que mantenerse estables a lo largo de muchos años, considerando el comportamiento de las laderas naturales o artificiales y los declives del terreno a los efectos del proceso de geodinámica externa.

En el campo de las obras civiles surgen con frecuencia, problemas geotécnicos relacionados con la estabilidad de taludes naturales o excavados. El éxito de las obras de estabilización de taludes depende en gran parte, de los estudios de caracterización geológica y geotécnica del macizo rocoso.

Los efectos de derrumbes, deslizamientos y caída de bloques de roca, constituyen un problema de vital importancia en los cortes de talud en la construcción de carreteras, en varios sectores del territorio nacional se presentaron algunos problemas, por la morfología sumamente accidentada.

Estos fenómenos se localizan mayormente en la Cordillera Andina (Valles Interandinos), contrafuertes orientales y occidentales, en diversos niveles y en los distintos niveles de afloramientos rocosos; sus manifestaciones destructivas, se extiende a la construcción de obras de

ingeniería a lo largo del proceso constructivo, desarrollo y conservación de las obras viales.

Los deslizamientos y derrumbes, se desarrollan generalmente por causas artificiales como la excavación de un talud (carreteras) y naturales por la fuerte pendiente del terreno (gravedad) y condiciones climáticas.

Para controlar o impedir estos procesos geodinámicos es de esperar que en un futuro, se tome mayor interés en el estudio de los deslizamientos y derrumbes, que ocurren mayormente en las regiones de la Sierra y la Selva Peruana, comprometiendo la seguridad y estabilidad de toda las obras de ingeniería.

El estudio y análisis de estabilidad de taludes en macizos rocosos es un tema de vital importancia en las obras civiles como carreteras, represas, embalses, cimentaciones y otros; el análisis de estos taludes se vienen aplicando los conceptos de cinemática y de equilibrio límite como métodos de cálculo, debido a que son más utilizados y proporcionan un análisis más completo.

En base a este contexto se hizo necesario la formulación y el siguiente planteamiento del problema:

## 1.2 Formulación del problema

Con la presente investigación pretendemos dar respuesta a las siguientes interrogantes.

### 1.2.1 Pregunta general

¿Cómo será la estabilidad de taludes en macizo rocoso de la carretera Sina - Yanahuaya Tramo III - Sub Tramo 02, a partir de la caracterización geológica y resistencia a la compresión simple?

### 1.2.2 Preguntas específicas

PE1: ¿Cómo será la clasificación geomecánica de los macizos rocosos?

PE2: ¿Cuáles serán los factores de seguridad de los taludes analizados?

### 1.3 Objetivos de la investigación

#### 1.3.1 Objetivo general

Realizar el análisis de la estabilidad de taludes en macizo rocoso de la carretera Sina Yanahuaya Tramo III - Sub Tramo 02, a partir de la caracterización geológica y resistencia a la compresión simple.

#### 1.3.2 Objetivos específicos

OE1: Realizar la clasificación geomecánica de los macizos rocosos.

OE2: Determinar los factores de seguridad de los taludes analizados.

### 1.4 Justificación de la investigación

El tramo estudiado, sobre todo en épocas de avenida es muy propenso a sufrir una serie de roturas en taludes de corte. Estas ocurrencias, por lo general, perjudican considerablemente la operación del transporte, en el aspecto de la seguridad y en lo económico.

No se tiene información de ningún trabajo detallado, para analizar la estabilidad de taludes en la zona de investigación; por lo cual se justifica la realización de un estudio con la finalidad de obtener parámetros geotécnicos, que puedan ayudar a la solución de estos problemas, para el tramo de análisis en la carretera Sina Yanahuaya, que va a mejorar en la construcción de la vía.

En las décadas actuales, se da un fuerte impulso al desarrollo en materia de carreteras a las zonas de Selva y Ceja de Selva a nivel nacional, dentro de esta política es que se realizaron trabajos de reconocimiento de campo y accesos en las zonas de la selva del Departamento de Puno.

La carretera Sina Yanahuaya que está en proceso de ejecución a nivel de apertura, una obra sin precedentes en la Región Puno; que estará destinada principalmente al intercambio comercial entre los pueblos de la selva puneña y los mercados locales del sur del Perú, de esta manera traerá mayor desarrollo a los pueblos del valle del río Tambopata el cual comprende los distritos de Yanahuaya, San Juan del Oro y San Pedro de Putina Punco en la provincia de Sandía.

La inestabilidad de la superficie del área depende de las condiciones geológicas, como de las características físicas climatológicas, erosión fluvial y composición del terreno que en cierta forma favorece los frecuentes derrumbes y deslizamientos de la zona.

Estos taludes se encuentran en las laderas o muy cerca de ellas con una pendiente hacia el valle, que debido a la posición de la pendiente del terreno, drenaje de las aguas temporales o de lluvias que favorecen a dichos deslizamientos, al saturarse en sus masas, que luego adquiere su mayor peso a medida que se va acumulando de agua y acompañado con la pendiente del terreno y que produce el movimiento por efecto de la gravedad.

Durante el proceso constructivo, las características de la zona se presentaron rocas descompuestas e inestables como rocas metamórficas y materiales de depósitos coluviales de la formación Sandía lo que origina deslizamientos permanentes.

Es en ese sentido la construcción de la carretera, significa todo un desafío debido a que se ubica dentro de las zonas montañosas de alta pendiente de accidentada geografía, el clima impredecible y el riesgo constante a deslizamientos ocasionando la inestabilidad de taludes en tramos críticos.

El presente trabajo de investigación "ANÁLISIS DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN MACIZO ROCOSO DE LA CARRETERA SINA YANAHUAYA TRAMO III - SUB TRAMO 02, A PARTIR DE LA CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA Y RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE", se desarrolla con el fin de realizar la clasificación geomecánica del macizo rocoso, su grado de estabilidad, probabilidad de falla y posibles medidas de corrección para así mejorar las condiciones del talud. Esto implica la necesidad de establecer los parámetros geológicos, geomecánicos y establecer los dominios geotécnicos en el área de estudio, la aplicación y análisis a los taludes de macizos rocosos que permitan y garanticen la estabilidad del talud.

### 1.5 Delimitación del área de estudio

La zona de estudio está enmarcada entre las siguientes coordenadas UTM (8403655.381-N y 471504.869-E) Inicio y (8414302.459-N y 473313.104-E) final.

El trabajo de investigación se llevara a cabo para dar solución principalmente al problema de la inestabilidad, en la Carretera Desvío Vilquechico - Cojata - Sina - Yanahuaya Tramo III Sub Tramo 02 (Sina - Yanahuaya) que está comprendido entre los km 31+200 al km 48+800.

Por otro lado el alcance de los objetivos se limita estrictamente a realizar la clasificación geomecánica y determinar el factor de seguridad de los taludes excavados en macizos rocosos de la carretera Sina Yanahuaya; los taludes de interés están en progresivas siguientes: km. 1+400 al km. 1+700 - Catarata, km. 2+500 al km. 2+750 - Mirador, y km. 6+400 al km. 6+700 - Huancoiri.

### 1.6 Antecedentes del estudio

(García Nuñez, 2005), En su tesis de Título “Análisis de estabilidad de taludes en macizos rocosos aplicando el método de elementos distintos”, presentada en la Facultad de Ingeniería Civil y Arquitectura, de la Universidad Nacional del Altiplano Puno, concluye en lo siguiente:

Conclusión N° 01: El resultado del análisis estático del talud Sudeste de la mina Cuajone, en condiciones secas, obtenido por el MEL, mostró en términos de estabilidad, que el talud se encuentra estable ( $FS=1.213$ ). A diferencia del resultado obtenido por el MED, que muestra que el talud se encuentra próximo de la rotura ( $FS=1.100$ ) y en condiciones inestables en términos de diseño ( $FS=1.2$ ).

Conclusión N° 06: Los factores de mayor influencia en la inestabilidad de talud Sudeste de la Mina Cuajone son las geometrías de talud (altura y ángulo de inclinación), las estructuras geológicas, el nivel freático y el factor sísmico.

(Cabrera Laura, 2005), En su tesis de Título “Estudio de la estabilidad de taludes del tajo sur y suro norte Mina Virgen”, presentada en la Facultad

de Ingeniería de Minas, de la Universidad Nacional del Altiplano Puno, concluye en lo siguiente:

Conclusión N° 02: La recolección de la información estructural y de las características geotécnicas del macizo rocoso de la zona de estudio, se realizó a través de un mapeo geológico - geotécnico sobre la superficie de los corte efectuados por la explotación actual, seguido de un mapeo estructural del método de línea de detalles y método de celdas.

Conclusión N° 04: La clasificación del macizo rocoso para cada zona investigada se realizó empleando el índice RQD, sistema RMR (Bieniawski, 1989), índice Q (Barton et. al, 1974) e índice GSI (Marino & Hoek, 2000), lo que ha permitido definir diez dominios estructurales.

(Carnero Guzmán, 2011), En su tesis de Título “Estudio geotécnico para la estabilidad de taludes en la carretera: Patahuasi - Yauri - Sicuani tramo: el Descanso - Langui”, presentada en la Facultad de Ingeniería Geológica y Metalúrgica de la Universidad Nacional del Altiplano Puno, concluye en lo siguiente:

Conclusión N° 05: El factor de seguridad adoptado es de 1.30 para el cálculo estático y de 1.00 para el cálculo seudoestático realizado con el programa (software) “slide” versión 5.0, utilizando los métodos de Janbu Simplificado y de Bishop Simplificado, y su comprobación con el método de Hoek Bray.

Conclusión N° 07: La combinación de la pérdida de presiones efectivas verticales, unido al relajamiento de las tensiones horizontales y la existencia de presiones hidrostáticas producidas por la saturación, pueden provocar el efecto de rotura progresiva.

Conclusión N° 08: El afloramiento de riodacita porfirítica ha permitido la toma de datos estructurales y realizando el análisis cinemático para determinar la estabilidad del talud, con lo cual se determinó que no existe ningún tipo de falla que podría ocurrir en el talud, salvo algunos desprendimientos de pequeños bloques, lo cual requiere un buen desatado.

(Morales Cárdenas, 2009), En su tesis de Título “Caracterización geotécnica y determinación de ángulos de talud en yacimiento Franke”,

presentada en la Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile, concluye en lo siguiente:

Conclusión N° 01: El UCS por unidad litológica ha sido estimado de acuerdo a ensayos de carga puntual para cada una de ellas; sin embargo existen ensayos de compresión uniaxial para tres de esas unidades (andesita porfídica, andesita porfídica amigdaloidal y ocoíta) que arrojan resultados mucho menores para este valor. Si bien no se tiene información acerca del equipamiento con el que han sido realizados ambos ensayos, sí es posible apreciar que existe una gran diferencia entre ambos métodos, y sólo considerando la desviación estándar en ambos casos se puede llegar a un valor común, pero muy alejado del promedio.

Conclusión N° 02: El GSI por unidad geológica determina sólo las características globales de las cualidades geotécnicas de la misma, entonces se concluye que lo que realmente gobierna el comportamiento es la profundidad y el evento mineralizador (asociado a fallas en el centro del yacimiento) tal como se puede apreciar en los planos y secciones transversales adjuntas.

Conclusión N° 06: El análisis determinístico, según modo de falla para cada uno de los perfiles, entrega factores de seguridad mayores a 1.3 en todos los casos al considerar el ángulo global de diseño. Al forzar que cada ángulo sea el definido por un FS igual a 1.3 encontramos que los perfiles 6, 9, 10 y 11 presentan un valor significativamente más bajo que los demás.

Conclusión N° 07: Luego el análisis probabilístico se cumple para cada uno de los perfiles, satisfaciendo los requisitos establecidos como aceptables. Es importante destacar que los perfiles 6, 9, 10 y 11 presentan las mayores probabilidades de que el factor de seguridad sea menor a 1.3.

(Azuarte Mendoza, 2004), En su trabajo especial de grado de Título "Caracterización geológica y geomecánica de los macizos rocosos de la sección Guatire- Caucagua de la autopista Rómulo Betancourt, Estado

Miranda”, presentada en la Escuela de Geología, Minas y Geofísica de la Universidad Central de Venezuela, concluye en lo siguiente:

Conclusión N° 06: Los modelos cinemáticos, utilizados tradicionalmente (diagramación de discontinuidades en proyección estereográfica) para la predicción de ocurrencia de fallas siguen siendo certeros.

Conclusión N° 10: Es importante para cualquier metodología que implique el uso de GSI como parámetro numérico de información geológica, una buena descripción en campo de las características de las discontinuidades, como rugosidad, meteorización, abertura y rellenos presentes.

Conclusión N° 11: En cuanto al conocimiento de los parámetros de resistencia al corte de una roca, se recomienda en caso de aplicar una metodología numérica, corroborar los resultados con la ayuda de ensayos de campo y laboratorio, como el tilt test, determinación de coeficiente de rugosidad JRC, y el ensayo de corte directo, determinando así la resistencia al corte pico y residual.

## 1.7 Antecedentes del proyecto

### 1.7.1 Ubicación

La Carretera Desvío Vilquechico - Cojata - Sina - Yanahuaya Tramo III (Sina - Yanahuaya) Sub Tramo 02 (km 31+200 al km 48+800), está delimitado por las coordenadas UTM que se muestran en el Anexo A-9 y en la tabla 1.1, políticamente la obra en ejecución se encuentra ubicada en:

Región : Puno  
Provincia : San Antonio de Putina  
Distrito : Sina

Tabla 1.1: Coordenadas del tramo III de la carretera Sina Yanahuaya.

Sub tramo 02	Norte	Este
Km 48+800	8403655.381	471504.869
Km 31+200	8414302.459	473313.104

Fuente: Elaboración propia

El Área de estudio es parte de análisis de la estabilidad de taludes de la carretera en mención, los tramos de análisis se muestran a continuación:

Tabla 1.2: Delimitación del área de investigación de los tres tramos.

Tramos	Norte	Este	Cota
Km 1+400 al 1+700 Catarata	8404924.965	471640.342	2762.833
	8405189.903	471619.278	2738.190
Km 2+500 al 1+760 Mirador	8405897.831	471543.879	2742.993
	8406054.590	471699.068	2737.245
Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	8408233.435	472054.743	2404.933
	8408180.161	472277.924	2374.506

Fuente: Elaboración propia

### 1.7.2 Accesibilidad

Las vías de acceso disponibles para llegar a la zona del estudio son:

Tabla 1.3: Acceso principal al área de investigación.

Descripción	Dist. (km)	Tipo de vía
Puno – Juliaca	44	Carretera Asfaltada
Juliaca – Huancané	57	Carretera Asfaltada
Huancané – Vilquechico	9	Carretera Asfaltada
Vilquechico – Cojata	55	Carretera Afirmada
Cojata – Sina	68	Carretera Afirmada
Sina – Pte Jerusalen	7	Carretera Afirmada
<b>Distancia total</b>	<b>240</b>	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 1.4: Vía alternas para el acceso al área de investigación

Descripción	Dist. (km)	Tipo de vía
Puno – Juliaca	44	Carretera Asfaltada
Juliaca – Desv. Hne. Putina	50	Carretera Asfaltada
Desv. Hne. Putina – Putina	41	Carretera Asfaltada
Putina – Ananea	58	Carretera Asfaltada
Ananea – Sina	68	Carretera Afirmada
Sina – Pte Jerusalen	7	Carretera Afirmada
<b>Distancia total</b>	<b>268</b>	

Fuente: Elaboración propia

### 1.7.3 Clima<sup>1</sup>

El tramo en estudio se ubica dentro de las altitudes siguientes; máxima altitud del tramo es en el distrito de Sina con 3168.87 m.s.n.m. y la zona más baja es de 1425.97 m.s.n.m. en el distrito de Yanahuaya de acuerdo a la altitud corresponde a la región geográfica denominada Selva Alta,

<sup>1</sup> El clima de la zona de estudio, han sido extraídas del expediente técnico y corroboradas con las precipitaciones de las estaciones meteorológicas cercanas.

por su ubicación geográfica pertenece al grupo de clima Sub Tropical; húmedo y lluvioso con precipitaciones anuales entre 823.20 y 2,401.70 mm. En los meses de octubre a abril caracterizado por ser caluroso y por lo general lluvioso y los otros meses del año permanece con precipitaciones esporádicas, abarca parte de la estación de otoño y parte de la primavera, durante este periodo el clima es característico, es decir en el día es caluroso y por las noches es algo frío y húmedo.

Se puede señalar las siguientes características climatológicas de la zona de emplazamiento del proyecto:

Precipitación (mm)

- Promedio anual : 1,537.50 mm.

Registrado por SENAMHI

Temperatura (°C) Promedio anual

- Máxima : 25.40 °C

- Media : 20.15 °C

- Mínima : 14.90 °C

Humedad relativa (%)

- Promedio anual : 82.22 %

## 1.7.4 Geología<sup>2</sup>

### 1.7.4.1 Descripción geológica

El área de estudio y zonas cercanas al proyecto fue estudiado por el Instituto Geológico Minero y Metalúrgico “INGEMMET”, la gran parte del tramo en estudio se encuentra en el Mapa Geológico del Cuadrángulo de Sandía hoja (29Y).

Los afloramientos de las rocas pertenecen al período Ordovícico del Paleozoico Inferior. Están constituidas por Pizarras, Esquistos Areno arcillosos y Lutitas negras con Cuarzitas las que pertenecen al Grupo San José, Formación Sandía, Formación Ananea y cubiertos por cuaternario.

<sup>2</sup> La geología de la zona de estudio han sido extraídas del expediente técnico y del instituto geológico minero y metalúrgico - INGEMMET.

### 1.7.4.2 Estratigrafía local

La zona de estudio está constituida principalmente por pizarras, cuarcitas, areniscas y lutitas. Las edades de estas rocas están comprendidas entre el Ordovísico Inferior hasta el Holoceno, las rocas Ordovicianas conforman la base de la secuencia estratigráfica.

La secuencia estratigráfica más antigua es el Grupo San José, compuesto de pizarras, cubierta en aparente concordancia por metalutitas, seguida por una secuencia de estratos de cuarcitas interestratificadas con pizarras cuarzosas, sedimentos fliishoides que constituyen la Formación Sandia y lutitas pizarrosas de la Formación Ananea.

Los depósitos plio-pleistocénicos y recientes afloran en áreas restringidas formando terrazas antiguas y depósitos recientes. En su conjunto, estos sedimentos forman el flanco Nororiental de la Cordillera Oriental el que a su vez está fuertemente disectado por la acción erosiva de los ríos de la zona y otros afluentes menores.

Tabla 1.5: Principales formaciones geológicas en el área de estudio.

Era	Sistema	Serie		Unidad litoestratigrafica	
Cenozoica	Cuaternario	Holoceno		Deposito Aluvial	<b>Qh - al</b>
		Pleistoceno			
Paleozoico	Siluro Devoniano	Superior		Formación Ananea	<b>SD - a</b>
	Ordovísico	Caradociano		Formación Sandia	<b>Os - s</b>
		Llanvirniano	Grupo San Jose	Formación Purumpata	<b>Oi - p</b>
		Arenigiano		Formación Iparo	<b>Oi - i</b>

Fuente: Ingemmet

### 1.7.4.3 Paleozoico

En la zona de estudio, las rocas más antiguas están representadas por la edad Ordoviciana (Paleozoico Inferior) del Grupo San José,

integrado por las Formaciones Iparo y Purumpata, litológicamente compuesto por facies pizarrosas, pelíticas y metalutitas, que sobreyacen las formaciones de Sandía y Ananea de secuencias fliishoides y pizarras que en su conjunto están plegadas y falladas.

#### **1.7.4.3.1 Grupo San José**

Inicialmente fue estudiado como Formación San José (Laubacher, 1978) a una secuencia sedimentaria que se encuentra extensamente distribuida y que tienen una gran extensión en la zona, posteriormente, De La Cruz y Carpio (1996) la elevaron a categoría de Grupo, diferenciando dos formaciones Iparo y Purumpata.

#### **1.7.4.3.2 Formación Iparo**

Es del Paleozoico Inferior, del Ordoviciano Inferior, de la Serie Arenigiano.

Los afloramientos bien expuestos se encuentran en las inmediaciones del puente Iparo, de donde proviene el nombre, la estratificación está orientada de NW - SE.

Desde el punto de vista litológico, se caracteriza por ser casi monótona y su coloración ligeramente variable entre gris a negrusco y de granulometría fina o de grano fino, por el intemperismo es amarillento, en ciertos tramos se presentan piritosas y limosas, su coloración negrusca en algunos casos indican la presencia de materia orgánica en los estratos; cuyos afloramientos se encuentran en el río Huañaraya, centro poblado de Purumpata y en la quebrada del río San Martín hasta Jucuchanicunca.

#### **1.7.4.3.3 Formación Purumpata**

Es de la Era Paleozoico Inferior, del Ordoviciano Inferior, de la Serie Llanvirniano y Formación Purumpata; esta Formación aflora en el sector del puente San José y hacia el norte de la misma aún mejor expuesta se encuentra en el sector de San Juan del Oro y Purumpata (Yanahuaya) de donde proviene el nombre de la Formación.

El contacto con la Formación infrayacente no se observa muy claramente, sin embargo, se considera que descansa en ligera discordancia erosional sobre la Formación Iparo, caso similar es con la formación suprayacente.

Esta Formación está conformada por una secuencia de pizarras arcillosas, metalutitas, etc. estas rocas se caracterizan por que son de estratificación no muy bien definida, debido a que es totalmente meteorizable y más que todo por la deformación de los estratos debido a los efectos tectónicos, finalmente la secuencia litoestratigráfica de esta formación culmina con una alternancia de pizarras y areniscas. Los afloramientos en la zona de estudios se encuentran en el cerro Huañaraya, Locería, Lulimachay, cerro Auquitilanto, cerro Chullo hasta Jucuchanicunca.

#### **1.7.4.3.4 Formación Sandia**

Es del Paleozoico Inferior, del Ordoviciano Superior de la Serie Caradociano.

La Formación Sandia así denominada por Laubacher (1978) a una secuencia fliشوide interestratificada con pizarras y cuarcitas que aflora ampliamente en la zona de Sandia; esta Formación ocupa una gran extensión en el área de estudio, se encuentra fuertemente plegada y fallada.

La litología en general consta de una alternancia monótona de pizarras y cuarcitas de diferentes espesores. Las cuarcitas son aparentemente predominantes en la base de la formación y en la parte media de la secuencia. Los afloramientos más notorios se encuentran en el sector de Huacapata, Huancuiri y sector de Jerusalem hasta el sur de Sina.

#### **1.7.4.3.5 Formación Ananea**

Del Paleozoico Superior, del Sistema Silúrico y Devónico, cuya unidad es de la Formación Ananea (Siluro Devoniano), esta Formación se encuentra ampliamente distribuída en el cuadrángulo

de Rinconada y el nombre proviene del nevado de Ananea, que fue descrito inicialmente por Laubacher (1974), son una secuencia de lutitas que se encuentran entre Cuyo cuyo y Ananea.

Al NE de la hoja de Sandia el aspecto físico de las rocas presentan diferencias en cuanto a su grado de meteorización, debido a que fácilmente se alteran formando pequeños clastos astillosos mientras que en el Suroeste de la misma es maciza probablemente debido al metamorfismo regional que ha soportado, originando que en las proximidades a las partes altas de la Cordillera, las rocas están más metamorfizadas que los sedimentos más alejados de la Cordillera, por lo que por su grado de erosión en las partes bajas aparecen formando escarpas pronunciadas en el corte de las quebradas cubiertas de aluvial y vegetación.

Los afloramientos se encuentran en las partes altas de la zona de Huacapata, kasa chico y kasa grande, son pizarrosas o esquistosas, color negro y grisáceo con componentes de cuarzo, mica muscovita, cloritas y material carbonoso, existe en otros afloramientos, en partes altas de la zona Sina (lado E y W).

#### **1.7.4.4 Cuaternario**

Superficialmente la gran parte de la zona de estudio se encuentra cubierta por Cuaternario o Reciente y esta Formación Cuaternaria se encuentra con la cobertura vegetal influenciada por el clima y la situación geográfica donde se ubica.

Las principales características fisiográficas encontradas en esta Formación son las siguientes:

##### **1.7.4.4.1 Terrazas recientes**

Se encuentra ocupando el fondo del valle labrado por los ríos se observa una serie de pequeñas terrazas que en forma discontinua se exponen en ambos lados del lecho de los ríos. Estas terrazas han permitido el desarrollo de algunos poblados y la agricultura en forma eventual.

Los materiales que constituyen estas unidades consisten principalmente en gravas, arenas y con cantos sub-redondeados en una mezcla heterogénea y caótica, en otras veces ligeramente consolidadas; los espesores no sobrepasan a 50 metros.

#### **1.7.4.4.2 Flujos de tierra o barro**

En diferentes lugares del área se encuentran depósitos clásticos conformados por una mezcla de materiales que alcanzan una potencia de decenas de metros de altura y el material que los conforma consiste principalmente de fragmentos de rocas derrumbadas, guijarros de lutitas y pizarras de tamaño variable.

En algunos sectores, éste material se presenta en una matriz arenarcillosa medianamente consolidado, pero no ofrece ninguna manifestación de estratificación ni clasificación en sus componentes.

Estos depósitos se reconocen en los tramos del estudio donde indica material suelto, son ligeramente consolidados con cantos subangulosos mayormente lutíticos.

El tamaño de los elementos varía entre 5 y 10 cm. no siendo raro encontrar bloques de mayores dimensiones de diámetros, este material cubre en gran parte el contacto superior de la Formación Cuaternaria.

#### **1.7.4.4.3 Depósitos aluviales**

Estudiamos bajo este nombre, a todos los depósitos Recientes cuyos materiales han sido arrancados y transportados por el agua y depositados a poca distancia de su lugar de origen, estos materiales se presentan poco consolidados y sus elementos no tienen ninguna selección, es decir trata de una mezcla heterogénea de rocas de diferentes tamaños y formas (angulosas a sub-redondeadas), con escasa matriz fina.

#### 1.7.4.4 Depósitos coluviales

Estos depósitos están formados por la intemperización de las rocas madres con las disoluciones de materiales orgánicos e inorgánicos por procesos químicos de meteorización, a consecuencia de este proceso se debe la formación de suelos lateríticos y otros.

#### 1.7.5 Geodinámica

En el presente trabajo de investigación permite señalar la necesidad de considerar los procesos geodinámicos que pueden provocar daños de una forma directa o indirecta dentro de la carretera Sina Yanahuaya Tramo III - Sub Tramo 02.

Estos procesos modifican y afectan constantemente la morfología, de manera que condicionan parcialmente o totalmente a la carretera que se encuentra a nivel de construcción.

##### 1.7.5.1 Geodinámica interna

De acuerdo al mapa de zonificación sísmica del Perú, según el RNE Norma E.030, que se muestra en el Anexo A-9 de los planos; la zona de estudio se encuentra en la carretera Sina Yanahuaya con zonificación sísmica de para cada uno de (Sina: 2 y Yanahuaya: 1), y asigna un factor de  $Z = 0.25$  y  $0.1$ , habiendo un poca probabilidad de que ocurran sismos de intensidades moderadas mayores de 3.5 grados en la escala de Richter, es por eso que no se considera el análisis seudo estático para los tramos de análisis.

##### 1.7.5.2 Geodinámica externa

En algunos tramos o sectores, los afloramientos se hallan con valores de ángulo de pendiente superior al límite crítico para su estabilidad, generándose como consecuencia por este factor los riesgos geológicos, teniendo como: desprendimientos de rocas (caídas de bloques), derrumbes y remociones masivas (deslizamiento).

Los procesos y evoluciones de los fenómenos de geodinámica externa en el área de estudio están condicionados por los siguientes factores.

### 1.7.5.2.1 Riesgos geológicos

El principal riesgo que se tiene son las caídas de bloques, derrumbes y deslizamientos por el tipo de material que se presenta en las diferentes progresivas de la vía, en cuya composición a veces no se garantiza la estabilidad de la plataforma y del talud.

El tipo de material que se presenta en estos riesgos geológicos es de roca suelta y de material suelto representado por escombros de rocas pizarras en su mayoría, además por fragmentos de pizarras esquistosas, cuarcitas, lutitas entre otros tipos de roca y minerales. Los escombros que se encuentran en la zona son producto de la erosión de estratos de pizarras; estos escombros están superpuestos por una capa de materia orgánica cubierta por la vegetación.

El principal riesgo que se tiene en este tipo de material son las caídas de bloques por falta de consistencia, derrumbes y deslizamientos producidos por los diferentes factores geológicos y climatológicos.

#### a) Caída de bloques

Son remociones masivas y activas de fragmentos y escombros rocosos pendiente abajo que se desprenden de un talud, esta masa desciende principalmente en caída libre por el aire, rebotando o rodando, con movimientos muy rápidos que pueden o no haber sido precedidos, este fenómeno es por el efecto de la gravedad asociado al fracturamiento, como el grado de meteorización y alteración del macizo rocoso. El tamaño de los bloques es variable de un lugar a otro, siendo un promedio de 0.25 a 0.50 m.

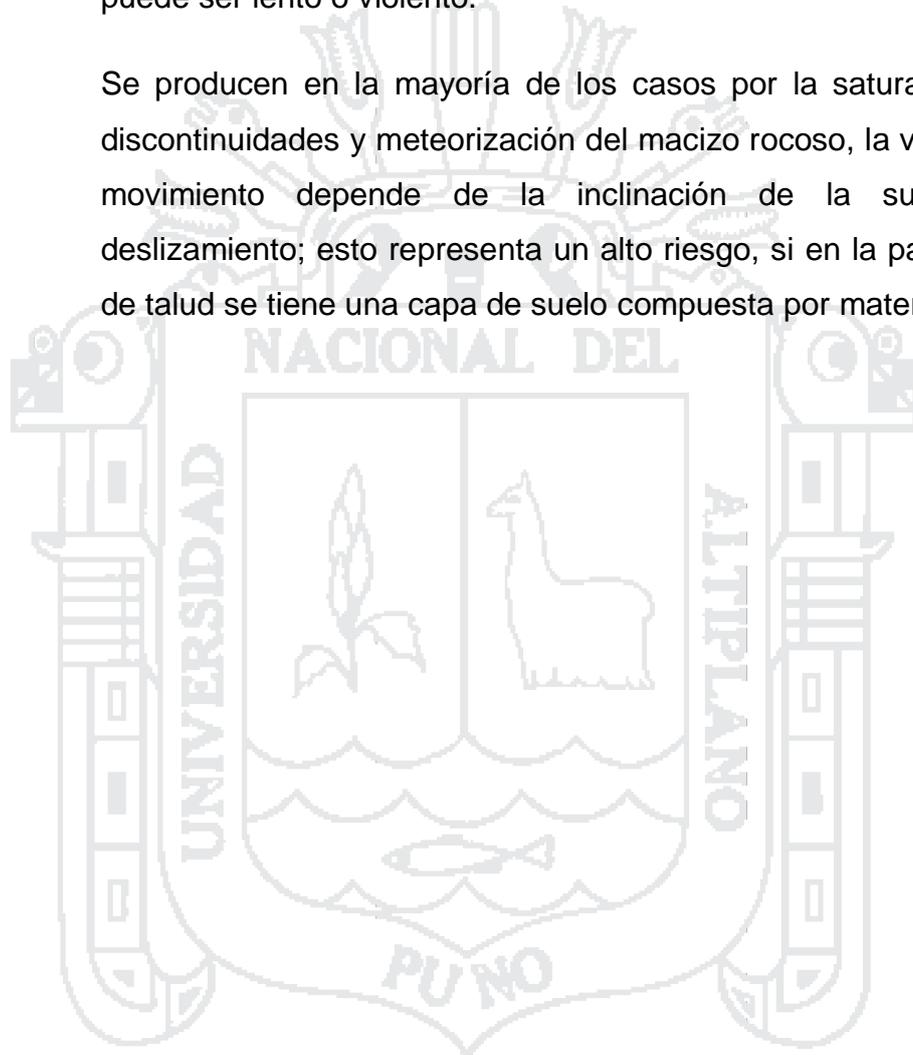
#### b) Derrumbes

Son caídas repentinas de una porción roca por pérdida de la resistencia al esfuerzo cortante. No presenta planos o superficies de deslizamiento, pueden ser por la presencia de grandes bloques o masas rocosas.

**c) Deslizamientos**

Son movimientos gravitacionales de masas de roca o suelo que se deslizan sobre una o varias superficies de rotura al superar la resistencia cortante en estos planos, es característica la presencia de planos de rotura a lo largo del cual se produce el movimiento que puede ser lento o violento.

Se producen en la mayoría de los casos por la saturación de las discontinuidades y meteorización del macizo rocoso, la velocidad del movimiento depende de la inclinación de la superficie de deslizamiento; esto representa un alto riesgo, si en la parte superior de talud se tiene una capa de suelo compuesta por materia orgánica.



## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL

#### 2.1 BASES TEÓRICAS

##### 2.1.1 Consideraciones generales sobre la estabilidad de taludes

En la mayor parte de los casos, el estudio de las inestabilidades de taludes no puede realizarse a nivel general, sino talud por talud, ya que las inestabilidades suelen ir asociadas a la presencia de discontinuidades concretas con orientaciones determinadas. La estabilidad de taludes suele estar muy condicionada por la presencia de agua, ya que en muchos casos es el factor determinante, ya que los coeficientes de seguridad suelen ser muy diferentes para un talud excavado en un macizo rocoso totalmente seco o totalmente saturado. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Cuando el coeficiente de seguridad de un talud bien calculado es inferior a 1, es muy probable que se produzca su rotura. En un caso determinado, se podrá dar esta circunstancia a partir de una cierta inclinación del talud. En la mayoría de los taludes mineros, donde sólo es necesario garantizar la estabilidad durante un tiempo relativamente corto, mientras dure la operación minera, se considera suficiente un coeficiente de seguridad igual o superior a 1.2. Si se trata de garantizar la estabilidad de taludes a más largo plazo, hay que pensar en un coeficiente de seguridad del orden de 1.5. Mediante cálculos se podrá determinar el ángulo de inclinación del talud, en los casos de que se encuentre seco o totalmente saturado, para alcanzar un determinado coeficiente de seguridad. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Los problemas que presenta la estabilidad de taludes, tanto naturales como excavados, han sido objeto de análisis en varios dominios de la actividad humana y con especial atención en los incluidos en la ingeniería civil (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

La inestabilidad de taludes se traduce en una serie de movimientos, que pueden ser clasificados en base a distintos criterios. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

La mayor parte de los problemas de taludes en roca se producen en las explotaciones de minería a cielo abierto y en los desmontes que se hacen en la construcción de carreteras y ferrocarriles. El estado tecnológico actual relacionado con el problema de los taludes no es satisfactorio. No obstante se pueden estudiar muchos aspectos del mismo, y en el caso de rocas incompetentes pueden hallarse ángulos de talud crítico; en cambio en rocas duras no es posible aun prever la rotura de los taludes, ni siquiera existe un procedimiento racional comprobado para el cálculo de los mismos. (Coates, 1973)

Casi todas las fallas de taludes en roca se producen a lo largo de fallas pre-existentes, predeterminadas como discontinuidades o planos de debilidad, tales como una falla o una zona de cizalla, por ejemplo. En los problemas de estabilidad de taludes en roca, la falla real o superficie de deslizamiento depende de la orientación espacial, la frecuencia y distribución de las discontinuidades, y la resistencia al corte a lo largo de las discontinuidades. Tras el corte, la formación rocosa geológica se desbloquea, lo que resulta en el deslizamiento. (Jumukis, 1983)

### **2.1.2 Metodología de los estudios de estabilidad de taludes**

Como la mayoría de los estudios geotécnicos, los de estabilidad de taludes se suelen efectuar en varias fases, que se corresponden con las de los proyectos de ingeniería de que forman parte. La metodología que se debe seguir es la misma en todas las fases y se presenta a continuación, pero la profundidad del estudio varía en proporción directa con lo avanzada que sea la fase; normalmente, la utilización de modelos

numéricos para analizar la estabilidad de taludes se suele reservar para la fase de proyecto y no en todas las zonas, pero la campaña de investigación geológico-geotécnica suele acometerse ya en la fase de viabilidad.

No existe una solución única para construir un talud estable, sino que, por el contrario, normalmente caben varias alternativas que conviene valorar económicamente antes de elegir una; tanto en minería como en obras públicas la más conveniente suele ser excavar el talud con una pendiente tal que alcance un coeficiente de seguridad superior a 1.2 en las peores circunstancias, pero esto no siempre es posible.

Un aspecto del estudio de estabilidad de un talud que se debe resolver ya al principio, en cuanto se dispone de los datos de la investigación geológico-geotécnica, es el mecanismo de rotura más probable que puede producirse en él; si no se identifica correctamente este aspecto es fácil que el resto del estudio discorra por un camino erróneo. La determinación del mecanismo de rotura, que puede ser en algunos casos muy complejo, requiere a veces una gran experiencia.

Para analizar la estabilidad de un talud hay que tener en cuenta las características del macizo rocosos donde se construye. Si se trata de un macizo rocoso con gran resistencia en conjunto pero diaclasado o con fallas, son estas discontinuidades las que van a gobernar el tipo de rotura. Si, por el contrario, la resistencia del macizo es baja, la rotura viene condicionada por la resistencia al corte de éste. Además, existen otros factores que pueden condicionar la rotura, como la presencia de agua, los efectos vibratorios provocados por voladuras, los terremotos, etc.

Para estudiar la estabilidad de un talud, las líneas a seguir pueden ser las siguientes:

- a) Realización de una campaña de investigación geológica y geotécnica.

- b) Investigación de las características resistentes de las rocas y de las discontinuidades de los macizos rocosos, mediante: ensayos de laboratorio, análisis retrospectivos de roturas acaecidas en los taludes de la zona, ensayos de campo e instrumentación (piezómetros, presiómetros, medida de tensiones, etc.).
- c) Determinación de los criterios de rotura más acordes para explicar los comportamientos observados en los macizos rocosos.
- d) Análisis retrospectivos sistemáticos de roturas acaecidas.
- e) Análisis pormenorizado de la estabilidad de los taludes mediante la utilización de modelos de equilibrio límite o modelos numéricos.
- f) Una vez en las fases de construcción y operación se deberá, no obstante, controlar o vigilar el talud al objeto de constatar que se cumple razonablemente el resultado de los estudios.

En la figura 2.1, se presenta un esquema de metodología recomendada para llevar a cabo un estudio de estabilidad de taludes.

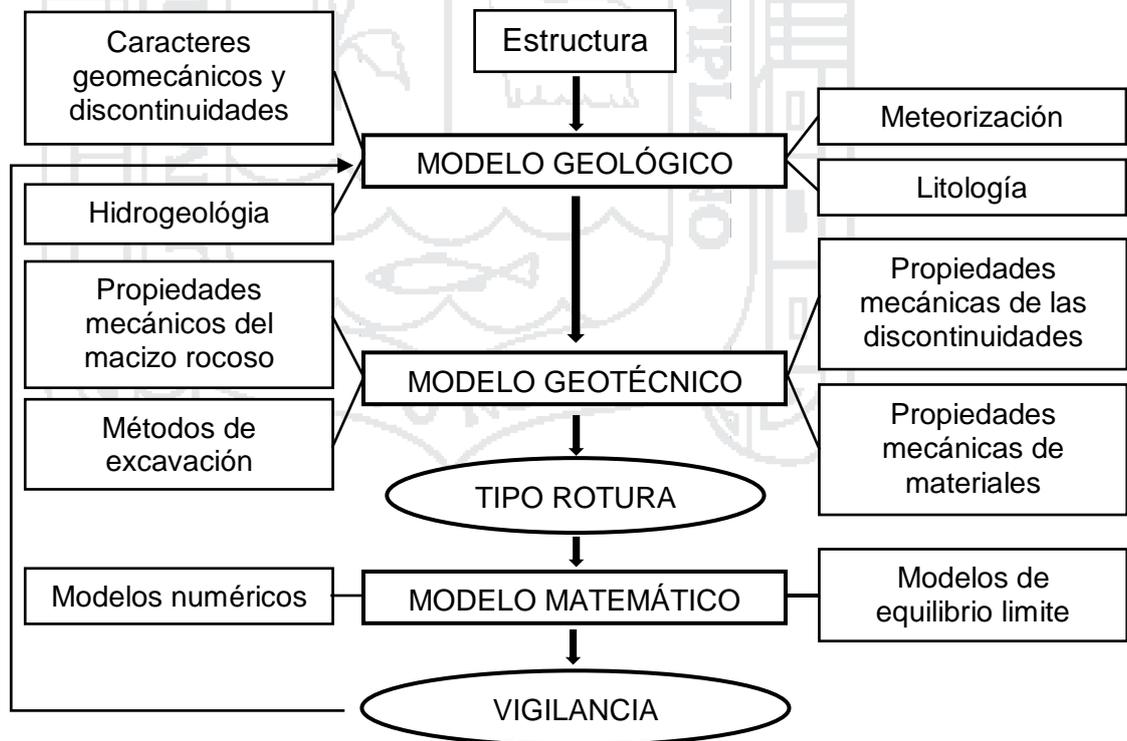


Figura 2.1: Etapas para realizar un estudio de estabilidad de taludes  
Fuente: Ramirez Oyanguren & Alejono Monge, 2007

Para encontrar las causas y mecanismos de falla y poder cuantificar los parámetros que determinan la estabilidad de un talud, diagnosticar y

diseñar las obras de estabilización se recomienda realizar un estudio que incluye las siguientes etapas: (Suarez Diaz, 1998)

- a) Reconocimiento e identificación del sitio.
- b) Análisis de la información existente.
- c) Estudio de las características superficiales del sitio que permitan la caracterización topográfica y geotécnica.
- d) Investigación de campo que incluye sondeos, toma de muestras, y ensayos in situ para cuantificar los parámetros del macizo rocoso.
- e) Investigación de Laboratorio.
- f) Análisis de la información obtenida, modelación matemática y diseño.

### 2.1.3 Factores influyentes en la estabilidad de taludes

La estabilidad de un talud está determinada por factores:

- Geométricos (altura e inclinación)
- Factores geológicos (que condicionan la presencia de planos y zonas de debilidad y anisotropía en el talud)
- Factores hidrogeológicos (presencia de agua)
- Factores geotécnicos o relacionados con el comportamiento mecánico del terreno (resistencia y deformabilidad).

La combinación de los factores citados puede determinar la condición de rotura a lo largo de una o varias superficies, y que sea cinemáticamente posible el movimiento de un cierto volumen de masa de suelo o roca. La posibilidad de rotura y los mecanismos, y modelos de inestabilidad de los taludes están controlados principalmente por factores geológicos y geométricos. (González de Vallejo, 2002)

Los factores geológicos, hidrogeológicos y geotécnicos se consideran factores condicionantes, y son intrínsecos a los materiales. En los suelos, la litología, estratigrafía y las condiciones hidrogeológicas determinan las propiedades resistentes y el comportamiento del talud. En el caso de macizos rocosos competentes el principal factor condicionante es la estructura geológica: la disposición y frecuencia de las superficies de discontinuidad y el grado de fracturación, la litología y

el grado de alteración juegan también un papel predominante. Junto a los factores condicionantes de la estabilidad de los taludes (también denominados pasivos), los factores desencadenantes o activos provocan la rotura una vez que se cumplen una serie de condiciones. Estos últimos son factores externos que actúan sobre los suelos o macizos rocosos, modificando sus características y propiedades y las condiciones de equilibrio del talud. El conocimiento de todos ellos permitirá un correcto análisis del talud, la evaluación del estado de estabilidad del mismo y, en su caso, el diseño de las medidas que deberán ser adoptadas para evitar o estabilizar los movimientos. (González de Vallejo, 2002)

#### **2.1.4 Caracterización geológica**

La caracterización geológica debe permitir no solo definir la geometría de subsuperficie, en lo que dice relación con los contactos entre los diversos entes geológicos, sino también permitir una definición de los distintos tipos de unidades geotécnicas básicas que aparecen en el área de interés. (Flores & Karzulovic, 2002)

El propósito es el de relacionar la geología física regional y los eventos que conducen a la formación de los cuerpos mineralizados afectando su descripción de los depósitos atendiendo a su génesis, distribución y la naturaleza de los suelos de recubrimiento y tipos de roca en la zona, incluyendo los efectos de alteración y erosión. La preparación del modelo es fundamental para el proceso de diseño de taludes y requiere un entendimiento básico de los conceptos esenciales de la geología. (Read & Stacey, 2009)

A partir de la información de la descripción geológica regional descrita con anterioridad, se recomienda hacer una descripción geológica local. Muchos estudios de ingeniería de rocas no consideran esta importante fase, y saltan de la fase de la descripción geológica regional hacia la fase de investigación de ingeniería, situación que hace perder valiosa información al nivel de escala necesaria, que será de gran utilidad para

entender el estado de conservación del macizo rocoso y en especial la configuración de las discontinuidades. (Suarez Burgoa, 2013)

Cada formación geológica posee una susceptibilidad específica a los deslizamientos y los mapas de inventario de deslizamientos presentan densidades de número o tamaño de los movimientos que son característicos de determinadas áreas dentro de cada formación geológica. Cuando un talud está formado por varios tipos de roca, el comportamiento geotécnico del conjunto es diferente al de cada material por separado. Deben estudiarse las propiedades de cada tipo de roca, las características de sus discontinuidades y a su vez la interacción de las propiedades y discontinuidades dentro del conjunto. (Suarez Diaz, 1998)

#### **2.1.4.1 Estratigrafía y litología**

La naturaleza del material que forma un talud está íntimamente relacionada con el tipo de inestabilidad que este puede sufrir, presentando las diferentes litologías distinto grado de susceptibilidad potencial ante la ocurrencia de deslizamientos o roturas. Las propiedades físicas y resistentes de cada tipo de material, junto con la presencia de agua, gobiernan su comportamiento tenso-deformacional y, por tanto, su estabilidad. En los macizos rocosos, la existencia de capas o estratos de diferente competencia implica también un diferente grado de fracturación en los materiales, lo que complica la caracterización y el análisis del comportamiento del talud. (González de Vallejo, 2002)

#### **2.1.5 Importancia de las estructuras geológicas**

Las estructuras geológicas son el factor que afecta frecuentemente la estabilidad de los taludes altos en roca. Un talud alto puede envolver estructuras diversas (juntas, fallas, zonas de corte, planos de estratificación, etc.) y de diferente escala, en la figura 2.2 las estructuras geológicas presentes en el talud, en relación con la escala del mismo, será un factor fundamental en la elección de la aproximación (continua o discontinua) de análisis. Así, en el caso de un talud en un macizo rocoso

altamente fracturado una aproximación continua resulta más conveniente; en el caso de que el macizo contenga pocas discontinuidades, y en donde estas cumplan un rol importante en el comportamiento del talud, una aproximación discontinua es más apropiada.

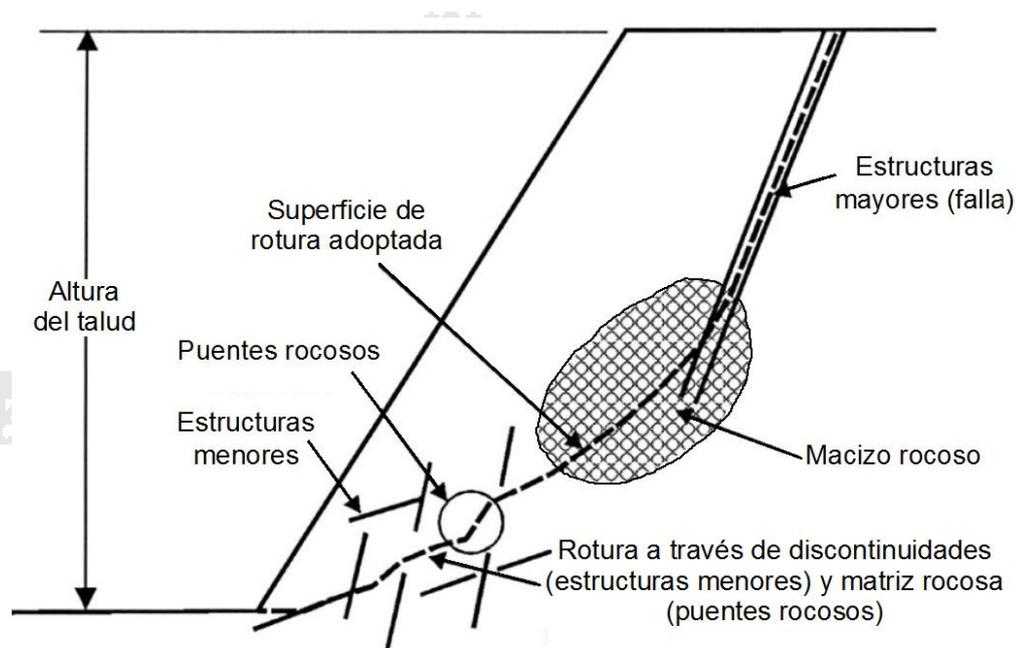


Figura 2.2: Estructuras geológicas de un talud alto.  
Fuente: Hoek y Karsulovic, 2000

Los modos y mecanismos de rotura de un talud están dictaminados esencialmente por la relación existente entre las características estructurales (espaciado, persistencia, orientación, etc.) y la geometría del talud, las condiciones estructurales en un talud alto pueden presentar cierto grado de complejidad tornando difícil la elección de una sola aproximación para su análisis, en la figura 2.2 se debe a que condiciones estructurales complejas en el talud conlleva a un mecanismo de rotura.

### 2.1.6 Caracterización geológica estructural

La caracterización estructural es quizás el aspecto más importante de la caracterización geológico - geotécnica para un proyecto de transición de rajo abierto a minería subterránea, ya que no solo debe permitir definir las estructuras mayores, los dominios estructurales y su patrón

estructural, sino que también resulta esencial para definir la fragmentación.

Resulta de fundamental importancia comenzar con la geología estructural a nivel distrital, para poder definir las macro-tendencias estructurales que explican el patrón estructural propio del sector que interesa, ya que de lo contrario puede resultar difícil comprenderlo y poder definir adecuadamente los distintos dominios estructurales propios de este sector. De hecho, los límites de los dominios estructurales definidos a escala mina deben corresponder a entes geológicos (contactos litológicos, estructuras principales, etc.), y el patrón estructural definido a esta escala debe poder explicarse en términos de la geología estructural distrital.

Si lo anterior no se cumple, debe suponerse que la caracterización estructural presenta deficiencias, y la misma debe ser revisada. En la práctica suele ser conveniente que los geólogos a cargo de la caracterización estructural cuenten con la asesoría de un experto en geología estructural para lograr esta caracterización global, que permite explicar la condición imperante en el sector que interesa. (Flores & Karzulovic, 2002)

### **2.1.7 Mapeo superficial y descripción cuantitativa de las estructuras**

Los métodos de mapeo estructural que examinarán sistemáticamente todas las características geológicas son el mapeo lineal y de ventana. El mapeo lineal consiste en estirar una cinta métrica a lo largo de la cara del talud y mapear todos que intersectan en la línea, las longitudes de la línea son normalmente entre 50 y 100 metros o mayores. El mapeo de ventanas o por celdas comprende realizar un mapeo de todas las discontinuidades dentro de un segmento representativo o ventana de un tamaño fijo, espaciados a intervalos regulares a lo largo de la cara del talud, las áreas que intervienen se examinan por similitud de estructura; las dimensiones de una ventana normalmente puede ser de aproximadamente 10 m. (Wyllie & Mah, 2005)

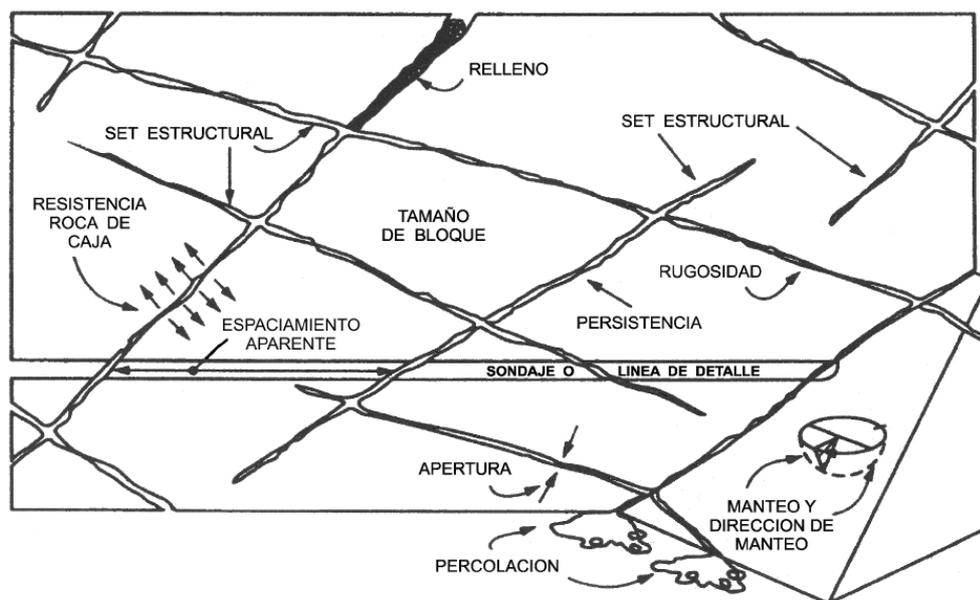


Figura 2.3: Esquema ilustrativo de los parámetros que describen las estructuras presentes en el macizo rocoso

Fuente: Hudson, 1989

En los métodos sugeridos por la ISRM para la descripción cuantitativa de discontinuidades en macizos rocosos se reseñan 10 parámetros que es preciso describir para lograr este tipo de caracterización (Brown, 1981).

Estos parámetros se ilustran en el esquema de la figura 2.3, y son los siguientes:

- 1) Número de familias o sistemas de estructuras que aparecen en el macizo rocoso.
- 2) Orientación de cada set (definida por valores característicos del manteo y de la dirección de manteo).
- 3) Espaciamiento entre estructuras de una misma familia o set estructural (puede ser verdadero si se mide en la dirección normal al plano de las estructuras, o aparente si se mide en otra dirección).
- 4) Persistencia o extensión de las estructuras de cada set.
- 5) Rugosidad de las estructuras de cada set.
- 6) Abertura (estructuras abiertas) o potencia (estructuras selladas) de las estructuras de cada set.
- 7) Tipo(s) de relleno(s) presente(s) en las estructuras de cada set.

- 8) Resistencia de la roca de caja para cada set de estructuras (si bien el tipo de roca puede ser el mismo, distintos sets de estructuras pueden presentar distintas características de alteración, afectando de diferente forma a la roca de caja).
- 9) Características de la percolación de aguas observada en las estructuras de cada set.
- 10) Tamaño de los bloques que definen las estructuras en el macizo rocoso.

En el caso de no tener acceso total del objeto levantado, el mapeo por ventanas es favorable para el levantamiento del macizo rocoso, un mapeo típico puede incluir la colección de los siguientes datos de las discontinuidades. (Suarez Burgoa, 2013)

- 1) Tipo de discontinuidades (falla, junta, estrato, etc.).
- 2) Dirección buzamiento (orientación espacial).
- 3) Localización (coordenadas y elevación de la ocurrencia).
- 4) Continuidad (longitud de la exposición de la continuidad).
- 5) Rugosidad y planaridad (la rugosidad relativa).
- 6) Espaciado (distancia aproximada entre las discontinuidades paralelas).
- 7) Relleno (el tipo, blando, duro o varios).
- 8) Roca (tipo y resistencia)

Variedad de datos que considera que son importantes. (Crawford & Hustrulid, 1979). Toda la dato recolectada se realizara con la ayuda de fichas geomecánicas especialmente diseñada para la toma de datos.

La utilización de métodos de proyección estereográfica es la mejor forma de representar los datos geológicos estructurales. (Hoek & Bray, 1981), permitiendo un estudio estadístico de la distribución de los datos por métodos gráficos; este estudio estadístico de distribución de las discontinuidades se realiza con programas computacionales.

#### **2.1.7.1 Número de familias de discontinuidades**

Una familia de discontinuidades está constituida por aquellas que tienen orientaciones similares y el mismo origen. Por ello las familias

se pueden determinar, representando los polos de las discontinuidades observadas en el macizo rocosos en una red polar equiareal mediante la plantilla de Schmidt, para obtener un diagrama de polos que se contornearán utilizando una plantilla de conteo equiareal para obtener la distribución de polos que representará todas las discontinuidades medidas en el macizo rocosos y donde se tratará de identificar y estimar las orientaciones medias de las familias. El número de familias de discontinuidades existentes en un macizo rocoso define su comportamiento; determina el grado en que puede deformarse sin que se produzcan roturas en los materiales rocosos y prefigura la forma de rotura del macizo. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

La definición del número de familias o sistemas de estructuras está relacionada directamente con la definición de la orientación de cada familia; lo cual se hace analizando la información estructural mediante proyecciones estereográficas, para representar cada estructura (plano) por un punto (polo) y luego; mediante técnicas estadísticas, analizar las agrupaciones de los polos y definir así las familias o sistemas principales (claramente predominantes) y las familias o sistemas secundarios (o menos frecuentes). (Flores & Karzulovic, 2002)

#### **2.1.7.2 Orientación de estructuras**

La orientación e inclinación de las discontinuidades estructurales de un macizo rocoso son factores extremadamente importantes a la hora de diseñar una excavación subterránea o a cielo abierto.

La orientación de un plano de discontinuidades en el espacio queda definida por su dirección de buzamiento (dirección de la línea de máxima pendiente del plano de discontinuidades respecto al norte) y por su buzamiento (inclinación hacia debajo de dicha línea, respecto al plano horizontal). El instrumento que se emplea para la medida directa de la dirección de buzamiento y buzamiento es la brújula, la notación que se usa para especificar estos dos valores es de escribir

primero la dirección de buzamiento y luego especificar el buzamiento del plano. (Suarez Burgoa, 2013)

En geotecnia lo más habitual es definir las discontinuidades mediante la dirección del buzamiento y la pendiente del plano con la horizontal. Para realizar la medida de la dirección de buzamiento se coloca en primer lugar la tapa de la brújula geotécnica apoyada sobre la discontinuidad y se cala la burbuja. En el caso de que la discontinuidad buce hacia fuera (hacia fuera del talud), la medida de la aguja que marca al norte será la dirección de buzamiento de la discontinuidad (por estar las brújulas geotécnicas numeradas en sentido anti-horario). En el caso de que la discontinuidad buce hacia el macizo, la dirección de buzamiento vendrá marcada por la aguja que buza al sur (suelen tener distintos colores en la brújulas geotécnicas). Para medir el buzamiento, se coloca la brújula geotécnica en vertical apoyada sobre la discontinuidad y se mide el buzamiento mediante el clinómetro que lleva la brújula. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

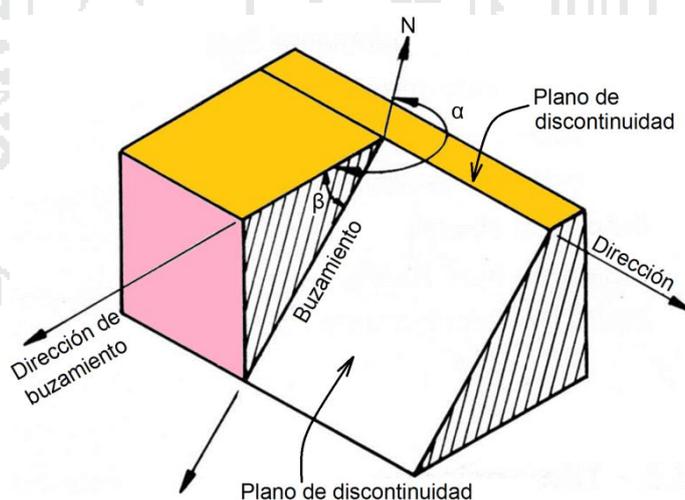


Figura 2.4: Terminología para definir la orientación de las discontinuidades (dirección de buzamiento y buzamiento), vista isométrica del plano.

Fuente: Hudson, 1989

La orientación e inclinación de las discontinuidades y su posición relativa respecto al plano del talud se puede deducir cuál es el tipo de

rotura más probable en el talud. (Instituto Geologico y Minero de España, 2006)

### 2.1.7.3 Espaciamiento de las estructuras

El espaciado de las discontinuidades es el promedio entre los planos de debilidad en el macizo rocoso en la dirección perpendicular al plano de las discontinuidades. (Bieniawski, 1989)

El espaciado de las discontinuidades es el factor que más influye en el tamaño de los bloques que componen el macizo rocoso. Este aspecto cobra la máxima importancia cuando existen otros factores que contribuyen a aumentar la deformabilidad del macizo rocoso, como, por ejemplo, una pequeña resistencia al corte de las discontinuidades; tiene también gran influencia en la permeabilidad del macizo rocoso y, por tanto, en la circulación del agua en el mismo. El espaciado se mide colocando una cinta métrica perpendicular a las discontinuidades en el afloramiento. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

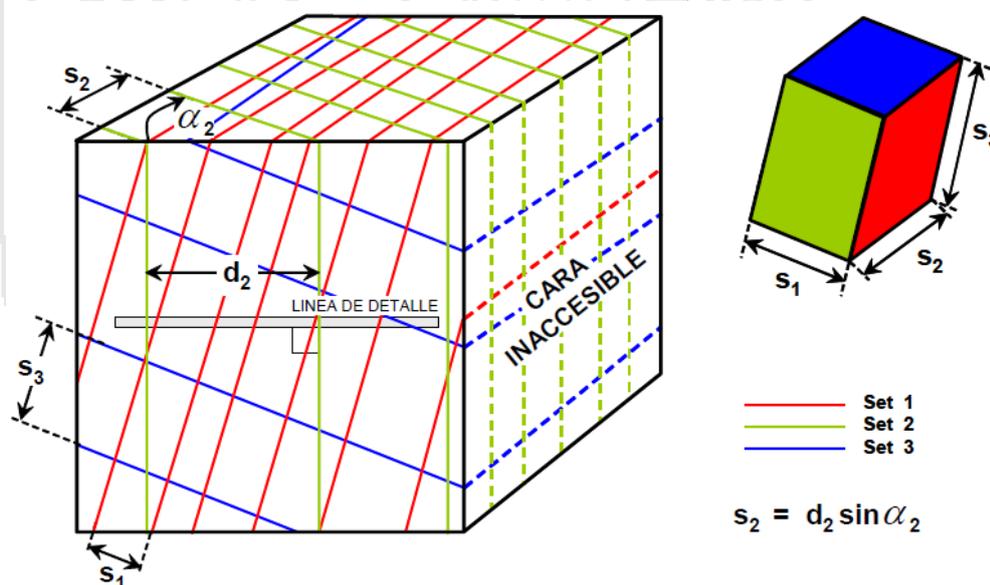


Figura 2.5: Medidas de espaciado entre discontinuidades en afloramiento de un macizo rocoso que muestra 3 sets o familias de estructuras.

Fuente: Brown, 1981

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes, la figura 2.5, determina el tamaño de los bloques de roca intacta.

Cuando menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuando más espacio tengan los bloques, serán más grandes. (Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2004)

Para medir el espaciamiento se necesita una cinta métrica de mínimo de 3 metros de longitud, con divisiones en milímetros, y la brújula. El procedimiento a seguir es el siguiente, para cada familia de discontinuidades. (Suarez Burgoa, 2013)

- Elegir una superficie de afloramiento o una pared excavada y medir la orientación de cada una de las superficies.
- Definir una línea de trabajo, donde se colocara en forma paralela la cinta métrica, de tal manera que las trazas de la familia de discontinuidades a ser medidas sean lo más perpendicular a ella.

En la práctica a cada set o familia de estructuras se le asigna un valor “característico” de espaciamiento (los más usados corresponden al valor promedio o al valor modal de las mediciones de espaciamiento para dicho set), ya que el espaciamiento de un set de estructuras no presenta un único valor sino que un rango de valores, muchas veces conforme a una cierta distribución estadística (para lograr una buena definición de esta distribución).

Hudson & Harrison (1997) señalan que debe contarse con al menos 200 mediciones). Debe tenerse presente también que si la extensión de la línea de detalle utilizada para medir el espaciamiento de un set de estructuras es “corta” en comparación al valor medio de este espaciamiento, entonces las mediciones estarán sesgadas (Brown (2002)). En principio, puede considerarse que para no tener este problema la longitud de la línea de detalle debería ser al menos 5 veces el valor medio del espaciamiento del set de estructuras considerado. (Flores & Karzulovic, 2002)

Tabla 2.1: Descripción del espaciamiento de las estructuras, según ISRM (1981)

Descripción	Espaciamiento (mm)
Extremadamente Junto	< 20
Muy Junto	20 a 60
Junto	60 a 200
Moderado	200 a 600
Separado	600 a 2000
Muy Separado	2000 a 6000
Extremadamente Separado	> 6000

Resulta recomendable que los resultados de las mediciones de espaciamiento se presenten en histogramas como se muestra en figura 2.7, y para describir el espaciamiento se sugiere usar las definiciones de la ISRM que se reseñan en tabla 2.1.

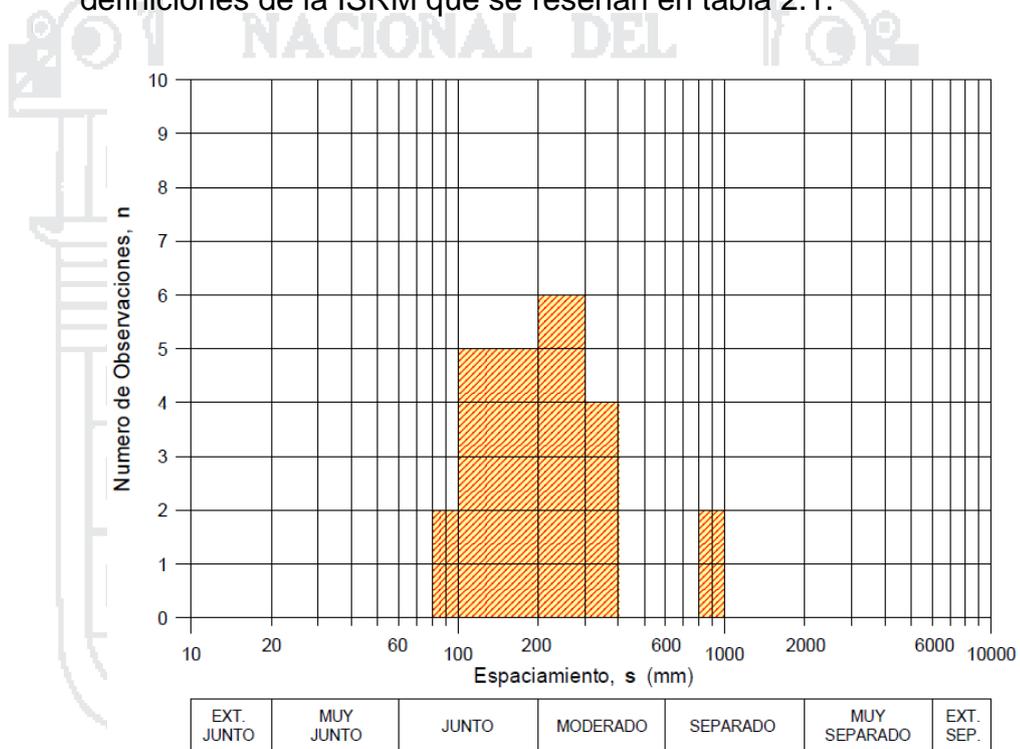


Figura 2.6: Distribución de frecuencias de acuerdo al espaciamiento de un set estructural en forma de histograma.

Fuente: Brown, 1981

#### 2.1.7.4 Persistencia o continuidad de las estructuras

Este concepto hace referencia a la extensión o tamaño de las discontinuidades. Las dimensiones de una discontinuidad se pueden cuantificar observando su longitud en los afloramientos en la dirección del rumbo y en la del buzamiento. Es interesante realizar además un pequeño esquema que refleje gráficamente el tamaño relativo de las

familias de discontinuidades. Se deben diferenciar las discontinuidades que se extienden fuera del afloramiento de las que acaban dentro del mismo y de las que terminan contra otras discontinuidades, ya que una familia de juntas que se extiende fuera del afloramiento debe ser más persistente que otra en la que predominan las terminaciones contra otras juntas. Cuando los afloramientos donde se realizan las observaciones son de poca extensión puede ser imposible estimar correctamente las dimensiones de las discontinuidades. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

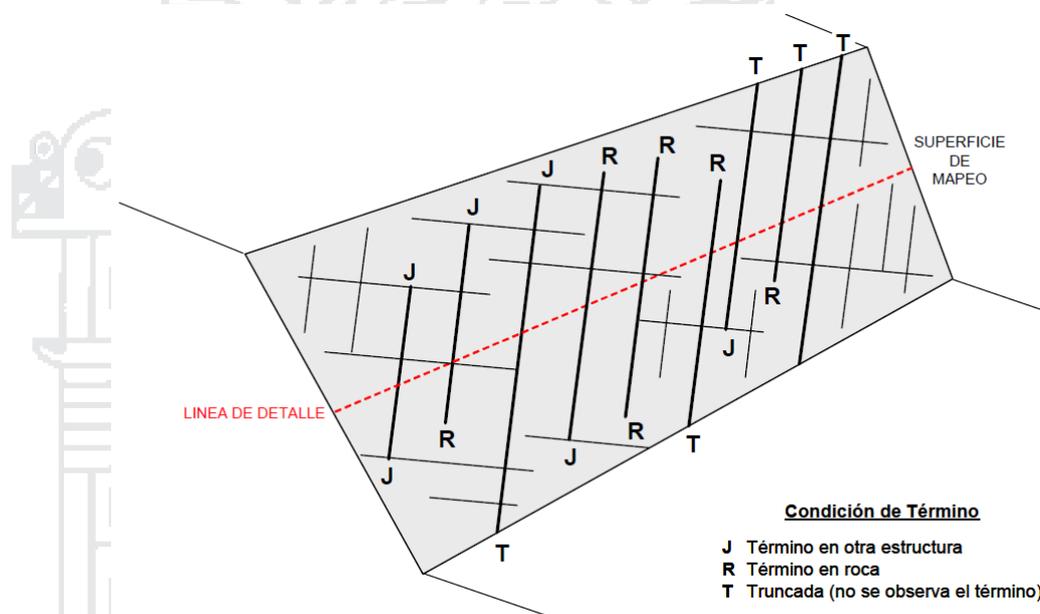


Figura 2.7: Esquema que ilustra las condiciones de término que pueden presentar las estructuras de un macizo rocoso.

Fuente: Brown, 1981

La persistencia o extensión de las estructuras de cada set corresponde al largo de la traza de la estructura, el cual medirse en la dirección del rumbo o en la dirección del manteo de la estructura. En problemas de estabilidad de taludes resulta preferible definir la persistencia en la dirección del manteo; por otra parte, al evaluar la estabilidad de las labores subterráneas se emplea mayoritariamente la persistencia en la dirección del rumbo de la estructura. Obviamente no pueden hacerse mediciones de persistencia en testigos de sondajes. Por otra parte, el mapeo de las galerías de una mina subterránea o los bancos de un rajo abierto también presenta problemas de truncación para las estructuras de persistencia mayor a

la superficie de mapeo. Conforme con esto, con la sola excepción de las estructuras menores, la definición de la persistencia de las estructuras requiere un grado importante de interpretación geológica, que permita inferir continuidad para estructuras mapeadas en distintos puntos y que presentan similar orientación, potencia y tipo de relleno. (Flores & Karzulovic, 2002)

Para describir la persistencia de la estructuras se sugiere usar las definiciones de la ISRM que se reseñan en tabla 2.2. Por otra parte, se recomienda complementar la persistencia con información relativa al tipo de término que presentan las estructuras de un set dado, conforme al esquema que se muestra en figura 2.7.

Tabla 2.2: Descripción de la persistencia de las estructuras, según ISRM (1981)

Descripción	Persistencia (m)
Muy Baja	< 1
Baja	1 a 3
Media	3 a 10
Alta	10 a 20
Muy Alta	> 20

#### 2.1.7.5 Rugosidad de las estructuras

La rugosidad se define de las características morfológicas que presenta la superficie del plano de discontinuidades, la cual contribuye a disminuir o aumentar la resistencia al esfuerzo cortante. (Suarez Burgoa, 2013)

La rugosidad de los labios de una discontinuidad tiene una gran influencia sobre su resistencia al corte. Esta influencia es tanto menor cuanto mayor sea su apertura y el espesor de relleno. La rugosidad de una discontinuidad se puede caracterizar mediante dos factores: ondulación y aspereza. Las ondulaciones son rugosidades a gran escala que provocan una fuerte expansión o dilatación de la discontinuidad al experimentar ésta un desplazamiento cortante, si ambos lados están en contacto. Las asperezas son rugosidades a pequeña escala que pueden desaparecer en parte durante el desplazamiento cortante de la discontinuidad, si éste produce la

rotura de los pequeños picos de roca que constituyen la rugosidad. Si la resistencia de la roca de los labios de la discontinuidad es elevada o la tensión normal aplicada es pequeña, esta rotura no tiene lugar. El valor de la resistencia al corte debido a las asperezas se puede obtener en el laboratorio ensayando una muestra de la discontinuidad o, a mayor escala, mediante un ensayo de corte directo “in situ”. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

La rugosidad de las estructuras puede jugar un rol importante en su resistencia al corte, y en su forma más general debe definirse considerando la ondulación (waviness) de la estructura a “gran escala” (usualmente en el rango de 5 a 30 m), y las disparidades (unevenness) que presenta la estructura a pequeña escala (usualmente en el rango de 10 a 50 cm). Brown (1981) discute métodos para medir la rugosidad de las estructuras, pero en la práctica las evaluaciones de la rugosidad de las estructuras se suelen hacer por comparación con “perfiles de rugosidad”, lo que indudablemente introduce subjetividad y, al mismo tiempo, un potencial problema de escala (los perfiles a emplear deben ser acordes a la escala de la observación). (Flores & Karzulovic, 2002)

Clase	Escala		Perfil Típico de Rugosidad de la Estructura	JRC <sub>20</sub>	JRC <sub>100</sub>
	Intermedia	Menor			
I	Escalonada	Rugosa		20	11
II		Lisa		14	9
III		Pulida		11	8
IV	Ondulosa	Rugosa		14	9
V		Lisa		11	8
VI		Pulida		7	6
VII	Plana	Rugosa		2.5	2.3
VIII		Lisa		1.5	0.9
IX		Pulida		0.5	0.4

Notas: La longitud de cada perfil puede estar en el rango de 1 a 10 m.

Las escalas vertical y horizontal son iguales.

JRC<sub>20</sub> y JRC<sub>100</sub> corresponde al valor estimado del coeficiente de rugosidad de la estructura (Barton & Choubey (1977)) cuando el perfil se “asimila” a un largo de 20 y de 100 cm, respectivamente (Bandis (1993)).

Figura 2.8: Caracterización de la rugosidad de las estructuras según las recomendaciones de la ISRM.

Fuente: Brown, 1981.

Para definir la rugosidad de las estructuras se recomienda el empleo de los perfiles que se muestran en Figura 2.8, y considerar 2 escalas:

- ESCALA INTERMEDIA (varios metros), en que la ondulación (waviness) de las estructuras permite clasificarlas en 3 clases (ver figura 2.8): escalonadas (stepped), ondulosas (undulating), y planas (planar).
- ESCALA MENOR (varios centímetros), en que las disparidades (unevenness) de la estructura permiten clasificarlas en 3 clases (ver figura 2.8): rugosas (rouge), lisas (smooth), y pulidas (slikensided).

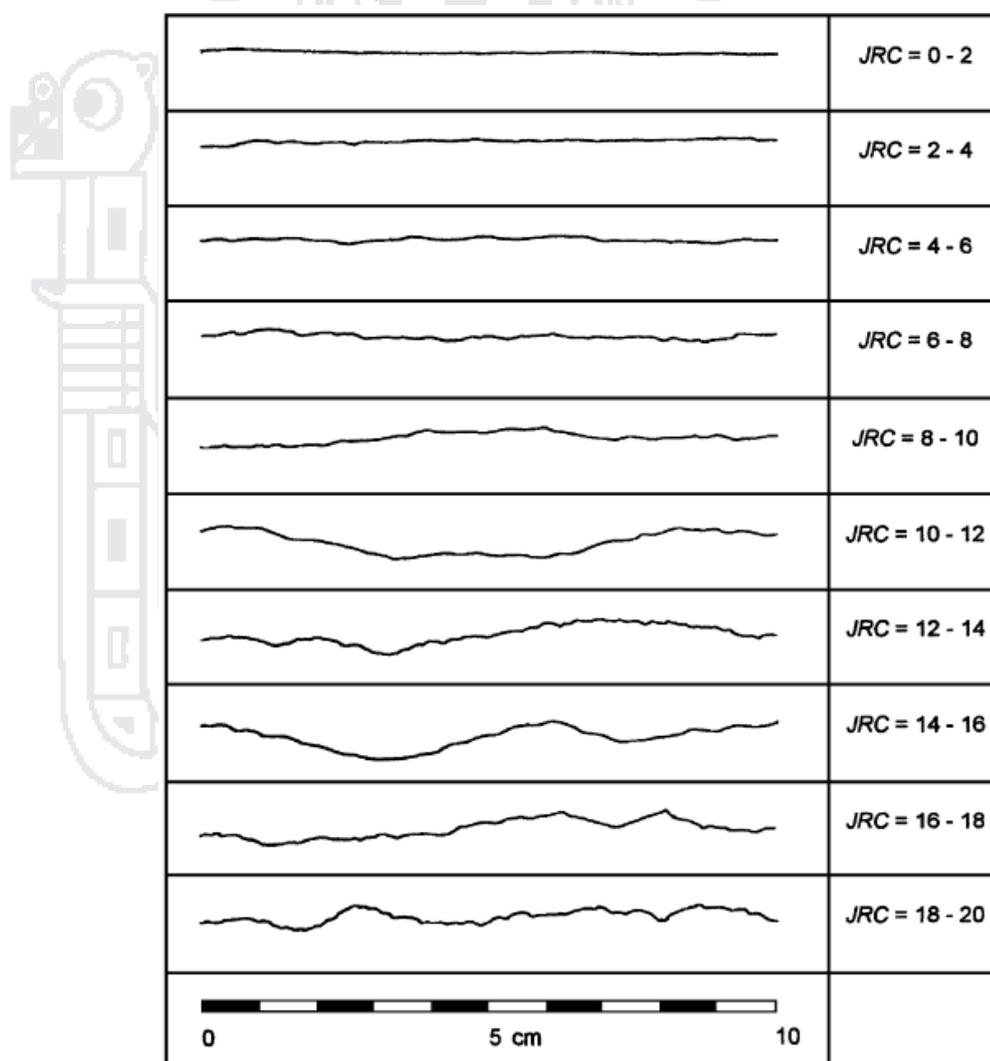


Figura 2.9: Perfiles de rugosidad y valores asociados del coeficiente JRC.  
Fuente: Barton & Choubey, 1977.

Esto permite definir un total de 9 clases de estructuras: (I) escalonadas rugosas, (II) escalonadas lisas, (III) escalonadas pulidas, (IV) ondulosas

rugosas, (V) ondulosas lisas, (VI) ondulosas pulidas, (VII) planas rugosas, (VIII) planas lisas, y (IX) planas pulidas.

Sin perjuicio de lo recién recomendado, es también relativamente frecuente el empleo del coeficiente de rugosidad de la estructura (joint roughness coefficient), JRC, definido por Barton & Choubey (1977) para caracterizar la rugosidad de las estructuras a escala centimétrica, utilizando los perfiles de rugosidad que se muestran en la figura 2.9.

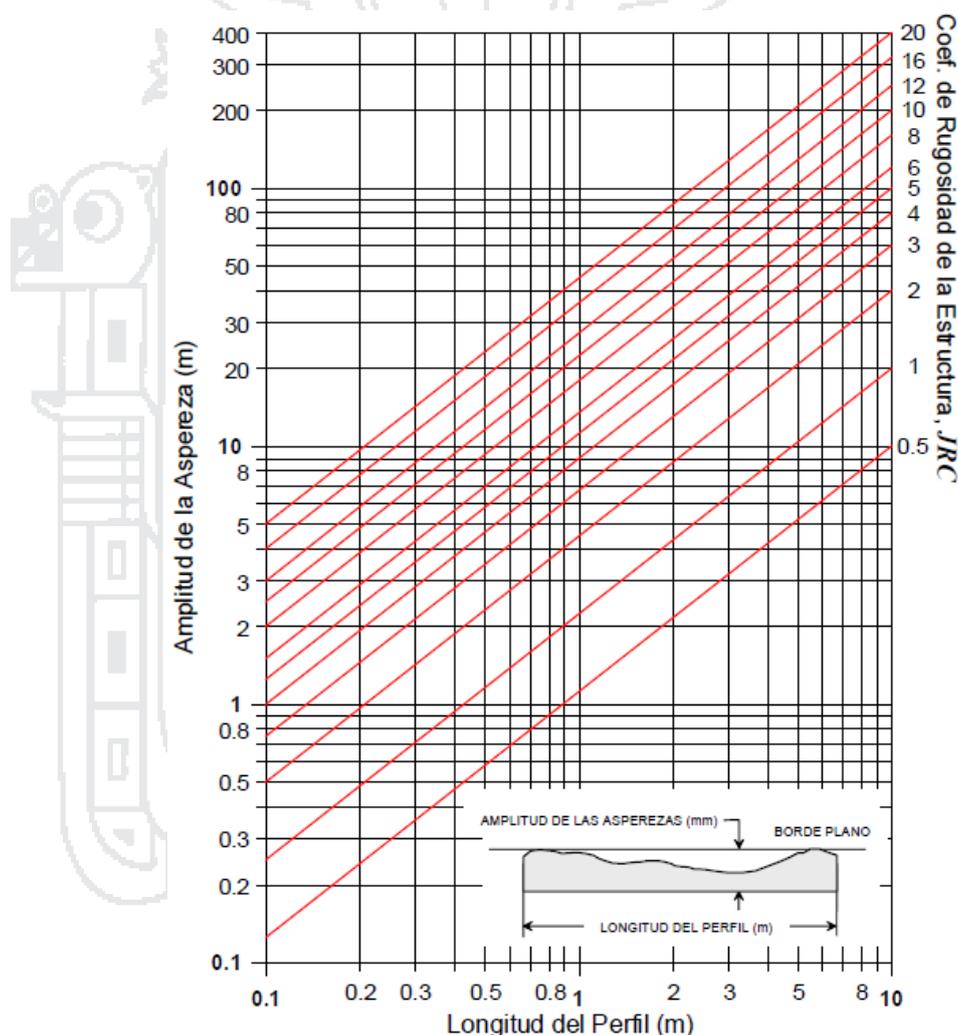


Figura 2.10: Ábaco para evaluar el coeficiente JRC en función del largo del perfil de la estructura y la amplitud máxima de las asperezas de ésta.

Fuente: Barton & Choubey, 1977

Finalmente, cabe señalar que a veces resulta útil el ábaco propuesto por Barton (1982) para estimar la rugosidad en términos del índice JRC, como se muestra en la figura 2.10.

### 2.1.7.6 Abertura de las estructuras

Se define abertura como la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de roca de una discontinuidad, cuando este espacio intermedio tiene agua o aire. En esto se distingue la abertura del espesor de relleno. Se deben anotar las aberturas de todas las discontinuidades intersectadas por la línea de toma de datos, cuando se utiliza esta técnica de observación. Las variaciones de abertura que suelen tener las grandes discontinuidades se suelen medir a lo largo de la traza de las mismas. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

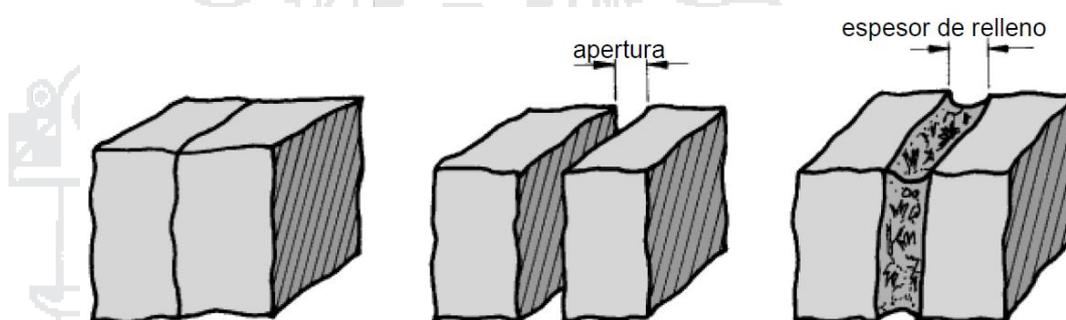


Figura 2.11: Diagramas que muestran la definición de la abertura de las discontinuidades y el ancho de las discontinuidades rellenas.

Fuente: Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007.

La abertura es la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno. Este parámetro puede ser muy variable en diferentes zonas de un mismo macizo rocoso: mientras que en superficie la abertura puede ser alta, esta se reduce con la profundidad, pudiendo llegar a cerrarse. La influencia de la abertura en la resistencia al corte de la discontinuidad es importante incluso en discontinuidades muy cerradas, al modificar las tensiones efectivas que actúan sobre las paredes, los procesos de desplazamiento en la discontinuidad o de disolución pueden dar lugar a aberturas importantes. Las medidas han de realizarse para cada familia de discontinuidades, adoptando los valores medios más representativos de cada una de ellas. (González de Vallejo, 2002)

(Brown, 1981) Discute la forma de medir estos parámetros según las recomendaciones de la ISRM. Para describir la abertura se recomienda la terminología de la tabla 2.3.

Tabla 2.3: Descripción de la abertura de las estructuras, según ISRM (1981)

Abertura	Descripción	Aspecto
< 0.10 mm	Muy cerrada	Aspecto cerrado
0.1 – 0.25 mm	Cerrada	
0.25 - 0.50 mm	Parcialmente abierta	
0.5 - 2.50 mm	Abierta	Aspecto semiabierto
2.5 - 10 mm	Moderadamente ancha	
> 10 mm	Ancha	
1 - 10 cm	Muy ancha	Aspecto abiertos
10 - 100 cm	Extremadamente ancha	
> 1 m	Cavernosa	

#### 2.1.7.7 Relleno en las discontinuidades

Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando estos son más duros, ésta es más competente. (Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2004)

La presencia de relleno gobierna el comportamiento de la discontinuidad, por lo que deben ser reconocidos y descritos todos los aspectos referentes a sus propiedades y estado. (González de Vallejo, 2002)

Se denomina relleno de una discontinuidad al material que ocupa el espacio entre sus labios, normalmente el espesor de relleno es igual a la distancia perpendicular entre los labios. Es conveniente medir los espesores máximo y mínimo y estimar, a partir de ellos, el espesor medio. Si la diferencia entre los espesores máximo y mínimo es grande, puede ser debido a que la discontinuidad ha experimentado desplazamientos cortantes. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Tabla 2.4: Descripción de la granulometría del material de relleno, según ISRM (1981)

Tamaño (mm)	Descripción	Material	Granulometría
> 600	Bloques	Granular	Muy Gruesa
200 a 600	Bolones		
60 a 200	Bolones pequeños		
20 a 60	Gravas gruesas		
6 a 20	Gravas		Gruesa
2 a 6	Gravas finas		
0.6 a 2	Arenas gruesas		
0.2 a 0.6	Arenas		Media
0.06 a 0.2	Arenas finas		
< 0.06	Limos, Arcillas	Fino	Fina

#### 2.1.7.8 Agua en las discontinuidades

Generalmente, la circulación de agua en los macizos rocosos se realiza a lo largo de las discontinuidades (permeabilidad secundaria), excepto en las rocas sedimentarias con un alto índice de poros, en las cuales el agua circula por la propia roca (permeabilidad primaria). Esta permeabilidad necesita que los estratos permeables conecten unos con otros, frecuentemente a través de discontinuidades. La permeabilidad secundaria es más propia de los macizos de rocas ígneas y metamórficas, la permeabilidad en los macizos rocosos suele ser muy anisotrópica. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Las observaciones respecto a las filtraciones en discontinuidades, tanto si se presentan rellenas como si aparecen limpias, pueden seguir las descripciones de la tabla 2.5, según las recomendaciones de la ISRM. (González de Vallejo, 2002)

El agua que cae sobre un talud puede infiltrarse, o bien escurrir sobre la superficie (escorrentía superficial); el primer caso, el agua sigue varios caminos. Si la cantidad que cae es poca quedará retenida en los primeros centímetros o decímetros de terreno que normalmente es suelo o roca alterada, si la lluvia es más intensa, el agua atraviesa esta primera capa incrementando el contenido de humedad y

percolando vertical y lateralmente hacia el pie de talud. (Instituto Geologico y Minero de España, 2006)

Tabla 2.5: Descripción de la condición de humedad de las estructuras, según ISRM (1981)

Condición	Descripción de la Condición de Humedad	
	Estructuras Sin Relleno	Estructuras Con Relleno
I	Estructura cerrada y seca. No parece posible que a través de la misma circule agua.	El relleno se observa consolidado y seco. No parece posible el flujo de agua.
II	Estructura seca y sin evidencia de que haya permitido el flujo de agua.	El relleno está húmedo pero sin señales de agua libre.
III	Estructura seca pero con evidencia de que ha permitido el flujo de agua.	El relleno está mojado y presenta goteos ocasionales.
IV	La estructura está húmeda pero no hay goteos ni otras señales de agua libre.	Se observa un flujo continuo de agua (estimar el caudal). El relleno puede mostrar señales de lavado.
V	La estructura presenta goteos ocasionales, pero sin un flujo continuo de agua.	Se observa flujo considerable de agua según "canales" preferentes (estimar el caudal y la presión). El relleno está localmente lavado.
VI	La estructura muestra un flujo continuo de agua (estimar el caudal y la presión).	Se observa un flujo considerable de agua (estimar caudal y presión). El relleno ha sido, al menos localmente, completamente lavado.

#### 2.1.7.9 Resistencia de las paredes de las discontinuidades

La resistencia de las paredes está definida por el ISRM, el cual indica que este es el equivalente a la resistencia a la compresión de la roca adyacente a las paredes de las discontinuidades. Este es un componente muy importante de la resistencia al corte y la deformabilidad. La resistencia de las paredes podría disminuir debido a la alteración y meteorización de las paredes, una descripción semi - cuantitativa y cuantitativa de la resistencia de las paredes es obtenida con el uso de un martillo de geólogo y el martillo de Schmidt. (Giani, 1992)

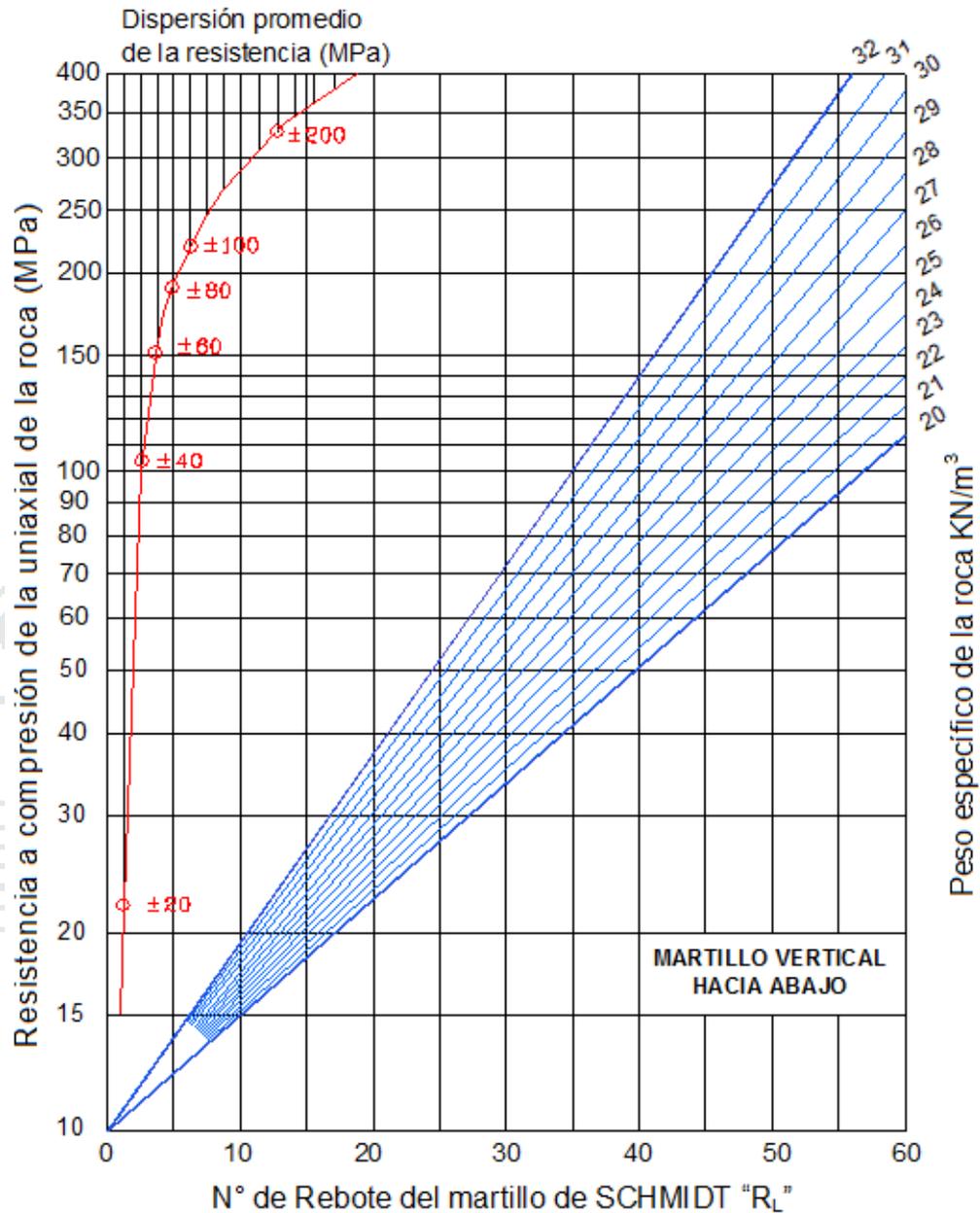


Figura 2.12: Ábaco para la obtención de la resistencia a compresión simple de una roca o de los labios de una discontinuidad a partir de medidas con el martillo de Schmidt tipo "L".

Fuente: Hoek, 2000.

La resistencia a compresión de las rocas se puede estimar a partir de la dureza superficial de las mismas, la cual se puede obtener mediante el martillo de Schmidt (ver figura 2.12), éste consiste en un dispositivo que registra el rebote de un cilindro metálico que, impulsado por un muelle, choca contra un vástago también metálico apoyado en la roca. El martillo tipo L permite medir valores de la resistencia a compresión simple de la roca comprendidos entre 20

MPa y 300 MPa. Barton y Choubey (1977), han propuesto la siguiente fórmula para calcular la resistencia de la roca partiendo del índice de rebote del martillo de Schmidt. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

$$\log(JCR) = 0.00088\gamma R + 1.01 \dots\dots\dots 2.1$$

Dónde:

$\gamma$  = Peso específico de la roca (KN/m<sup>3</sup>)

R = Índice de rebote

JCS = Resistencia a compresión simple de la capa superficial de la roca (MPa)

Tabla 2.6: Estimación aproximada y clasificación de la resistencia a compresión simple mediante un martillo de geólogo y una navaja.

Clase	Descripción	Identificación de campo	Valor aprox. Resistencia a Compresión Simple (MPa)
R <sub>0</sub>	Extremadamente débil	Se puede penetrar con el dedo pulgar	0.25 – 1.0
R <sub>1</sub>	Roca muy débil	La roca se desmenuza al golpear con la punta del martillo, con una navaja se talla fácilmente	1.0 - 5.0
R <sub>2</sub>	Roca débil	Se talla con dificultad con una navaja, al golpear con la punta del martillo se producen pequeñas marcas	5.0 - 25
R <sub>3</sub>	Roca moderadamente dura	No puede tallarse con la navaja. Puede fracturarse con un golpe fuerte del martillo	25 - 50
R <sub>4</sub>	Roca dura	Se requiere más de un golpe con el martillo para fracturarla.	50 - 100
R <sub>5</sub>	Roca muy dura	Se requieren muchos golpes con el martillo para fracturarla	100 - 250
R <sub>6</sub>	Roca extremadamente dura	Al golpearlo con el martillo sólo saltan esquirlas	> 250

Fuente. (Brown, 1981)

Para poder aplicar directamente la fórmula anterior, el martillo debe colocarse verticalmente hacia abajo sobre una superficie horizontal, es decir, en la condición de rebote mínima. Los índices de rebote van en la práctica de 10 a 60. El índice más bajo corresponde a las rocas más débiles (resistencia a compresión simple  $< 20$  MPa), mientras que el más alto es propio de las rocas muy resistentes (resistencia a compresión  $> 150$  MPa). Las rocas muy poco resistentes no se deben ensayar con el martillo de Schmidt tipo L.

Las resistencias de las rocas se pueden estimar también en el campo utilizando una navaja y un martillo de geólogo, aunque con menos precisión que con el martillo de Schmidt, en la tabla 2.6, se describe la forma de hacerlo según la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas. (González de Vallejo, 2002)

#### **2.1.8 Meteorización o alteración**

La meteorización de las rocas se denomina a las modificaciones experimentadas en su composición o estructura por la acción de los agentes atmosféricos. La importancia que tiene la meteorización desde el punto de vista de la mecánica de rocas se debe a que produce profundos cambios en las propiedades físicas y mecánicas de los materiales rocosos. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

La sociedad internacional de mecánica de rocas ISRM, en su publicación de 1978, establece tablas con los criterios para clasificar la meteorización tanto de la masa rocosa como de los labios o paredes de las discontinuidades. (Brown, 1981)

En primer lugar indica que debe de describirse el grado de meteorización o alteración de la masa rocosa como un todo, utilizando los términos descritos en la Tabla 2.7, durante el mapeo geológico se deben identificar zonas de alteración mostrando sus grados y tipo de alteración; en muchos casos la meteorización tiene impacto sobre la resistencia del macizo rocoso y su estabilidad.

Tabla 2.7: Descripción del grado de meteorización del macizo rocoso dependiendo del grado de alteración de la roca.

Termino	Descripción	Grado
Fresco	No se aprecian signos visibles de alteración: como mucho ligeras decoloraciones en las discontinuidades más relevantes	I
Ligeramente meteorizado	La decoloración indica meteorización del material rocoso y de las superficies de las discontinuidades. Todo el material rocoso puede estar descolorido por el efecto de la meteorización y puede haber zonas más débiles externamente que en condiciones frescas (sanas)	II
Moderadamente meteorizado	Menos de la mitad del material rocoso está descompuesto o desintegrado en suelo Hay presente zonas de roca sana o descolorida a modo de entramados discontinuo o como fragmentos aislados	III
Muy meteorizado	Más de la mitad del material rocoso está descompuesto o desintegrado en un suelo. Hay presente zonas de roca sana o descolorida a modo de entramados discontinuo o como fragmentos aislados	IV
Completamente meteorizado	Todo el material rocoso está descompuesto o desintegrado y ha dado paso a un suelo. La estructura original del macizo rocoso esta sensiblemente intacta	V
Suelo residual	Toda la roca se ha convertido en suelo. La estructura del macizo rocoso y la fábrica han desaparecido. Hay un gran aumento de volumen. Pero el suelo no ha sido transportado de forma significativa	VI

Fuente. (Brown, 1981)

### 2.1.9 Proyección estereográfica

Desde el punto de vista de análisis, la característica más importante de una discontinuidad es su orientación (rumbo y buzamiento). La interpretación de los datos geológicos estructurales requiere del uso de proyecciones estereográficas que permiten la representación en dos dimensiones, de datos en tres dimensiones. Las proyecciones más comúnmente utilizadas son la red de Wulf de igual angulo y la red de Schmidt de igual area. (Suarez Diaz, 1998)

La proyección estereográfica hace que los datos de orientación en tres dimensiones sean representados y analizados en dos dimensiones. Una importante limitación de las proyecciones estereográficas es que ellas consideran relaciones angulares entre líneas y planos, y no representan la posición y el tamaño de las formas. Los dos tipos de proyección estereográfica usados en geología estructural son las proyecciones polar y ecuatorial, ver figura 2.13. La proyección polar solo se utiliza para el ploteo de planos, mientras la proyección ecuatorial puede ser utilizada para el ploteo de planos mayores y polos. (Wyllie & Mah, 2005)

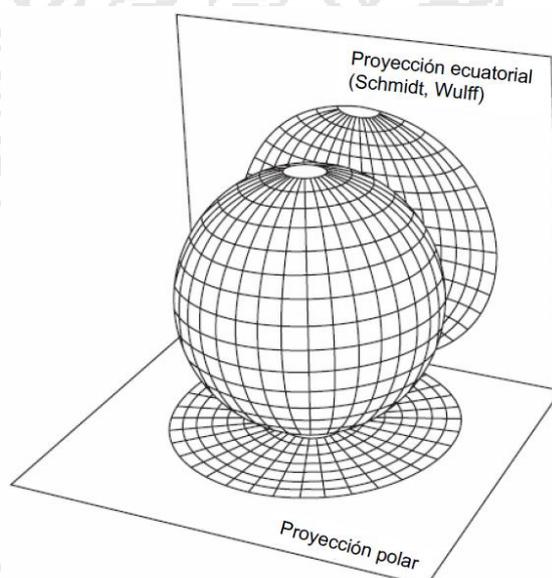


Figura 2.13: Proyección polar y ecuatorial en una esfera.  
Fuente: Wyllie & Mah, 2005

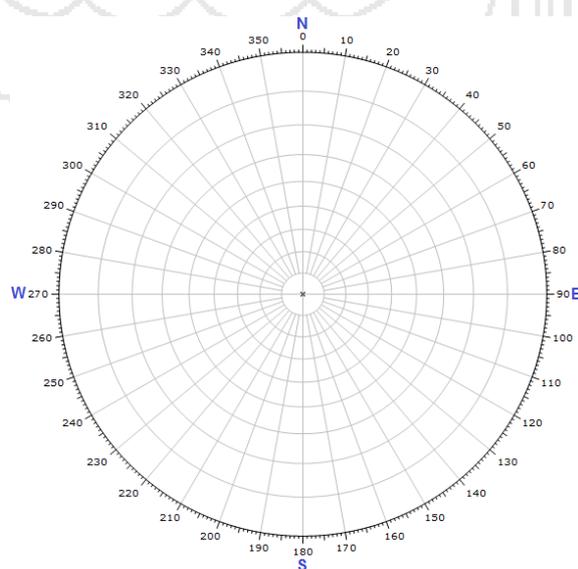


Figura 2.14: Representación estereográfica polar de igual ángulo.  
Fuente: Elaboración propia.

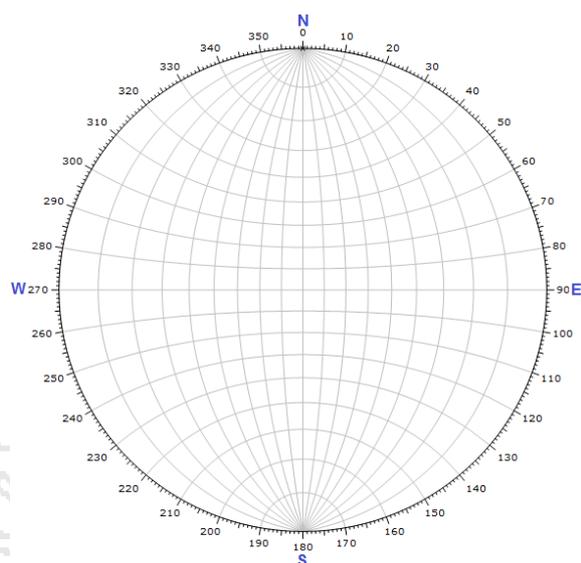


Figura 2.15: Representación estereográfica ecuatorial de igual ángulo.  
Fuente: Elaboración propia.

Las proyecciones estereográficas pueden complementarse con rosetas como la que se muestra en el ejemplo de la figura 2.16. La roseta convencional considera la proyección sobre un plano horizontal, por lo que representa un histograma radial del rumbo de las estructuras; sin embargo, es posible considerar cualquier plano de proyección para la roseta (con lo que resultan histogramas radiales de manteos aparentes o rumbos aparentes). (Flores & Karzulovic, 2002)

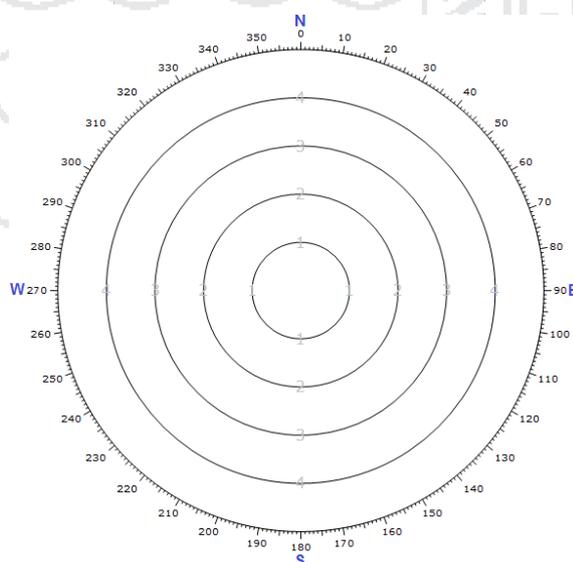


Figura 2.16: Representación de rosetas para la distribución de rumbos de estructuras intermedias.  
Fuente: Elaboración propia.

La proyección equiangular es la se usa en la geología estructural cuando las relaciones angulares entre las estructuras geológicas, como los planos de estratificación están examinándose, La proyección equiareal se usa más a menudo cuando la distribución de planos dentro de ciertas áreas de la esfera de la referencia se examina.

### 2.1.10 Modos de Rotura

El análisis de estabilidad de un talud comienza con la identificación del modo de rotura y la selección de un modelo apropiado para dicho análisis. (Call, 1999)

(Coates, 1973), realizó una clasificación de los modos de rotura en base a criterios geométricos y estos son: Rotura planar, Rotura por cuna, Rotura por fluencia de bloques (vuelco), y Rotura rotacional (circular).

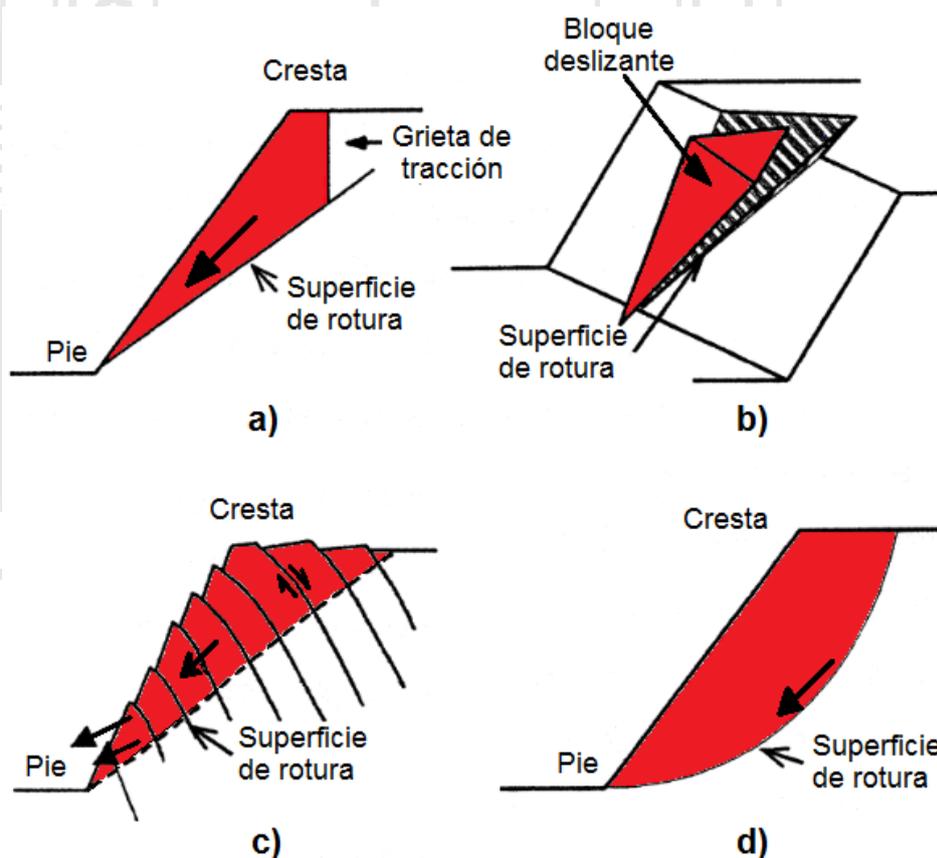


Figura 2.17: Modos de rotura en taludes de roca: a) Planar, b) Cuña, c) Vuelco, y d) circular.

Fuente: Coates, 1973

#### **2.1.10.1 Modo de rotura planar**

Es muy poco común en taludes altos en rocas debido a las condiciones estructurales requeridas, las cuales son: superficie de rotura en dirección paralela o casi paralela a la cara del talud, el ángulo de buzamiento del talud mayor que el ángulo de buzamiento de la superficie de rotura, y este último mayor que el ángulo de fricción.

Se llama rotura planar o plana a aquella en la que el deslizamiento se produce a través de una única superficie plana. Es la más sencilla de las formas de rotura posibles y se produce cuando existe una fracturación dominante en la roca y convenientemente orientada respecto al talud. Frecuentemente se trata de fallas que intersectan el talud. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

#### **2.1.10.2 Modo de rotura por cuña**

Se desarrolla a través de la intersección de dos planos de discontinuidad, los cuales generan un bloque deslizante en forma de cuña, para que se produzca la rotura los dos planos deben aflorar en la cara del talud.

Se llama rotura por cuña a aquella producida a través de dos discontinuidades dispuestas oblicuamente a la superficie del talud, con la línea de intersección de ambas aflorando en la superficie del mismo y buzando en sentido desfavorable. Este tipo de rotura se origina preferentemente en macizos rocosos en los que se da la disposición adecuada, en orientación y buzamiento de las diaclasas. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

#### **2.1.10.3 Modo de rotura circular**

Ocurre en macizos poco competentes, muy alterados y altamente fracturados, que presentan un comportamiento isótropo y donde los planos de discontinuidad no controlan el comportamiento mecánico.

Se llama rotura circular a aquella en la que la superficie de deslizamiento es asimilable a una superficie cilíndrica cuya sección

transversal se asemeja a un arco de círculo. (Instituto Geologico y Minero de España, 2006)

#### **2.1.10.4 Modo de rotura por vuelco**

Se presenta en macizos rocosos con estructuras buzando en dirección contraria a la cara del talud y con una dirección de buzamiento paralelas o sub paralelas al mismo, dependiendo de las propiedades resistentes de la matriz rocosa y de las discontinuidades se producirá la rotación de las columnas de roca.

La rotura de un talud por vuelco o rotura rotacional supone la rotación de columnas o bloques de roca. (Instituto Geologico y Minero de España, 2006)

(Hoek & Karzulovic, 2000), clasifica la rotura de un talud en dos categorías, roturas controladas estructuralmente y roturas sin ningún control estructural. Dentro de la primera categoría se encuentran los modos de rotura planar, por cuña y vuelco. Dentro del segundo grupo se encuentra el modo de rotura circular.

#### **2.1.11 Mecanismos de rotura**

La rotura de un talud está comprendida por diferentes eventos o procesos físicos que se desarrollan desde el inicio hasta el final de la rotura. Este concepto se conoce como mecanismo de rotura de un talud, inicialmente los estudios sobre mecanismos de rotura en taludes fueron realizados a través de modelos físicos y posteriormente fueron incluidos modelos numéricos.

(Barton, 1974), constituyo un modelo físico bidimensional de un talud en macizo rocoso sistemáticamente fracturados con tres sistemas de discontinuidades (bloques discretos o cúbicos). Los resultados obtenidos por Barton mostraron que la inestabilidad se desarrolla a través del deslizamiento a lo largo de las discontinuidades preexistentes, y que este pasa por el pie del talud, la rotura observada fue del tipo progresiva.

Otro punto de vista discutido en la literatura especializada, se refiere al inicio de la rotura del talud. Por una parte se indica que la rotura se inicia en la cresta del talud, esto debido al desarrollo de grietas de tracción en esta región, ya que esta zona se encuentra activa y libre al movimiento. Por otra parte, resultados de otros investigadores (Sjöberg, 2000), mostraron que la rotura se inicia en el pie del talud, esto debido a la concentración de tensiones compresivas y cortantes en este sector, avanzando progresivamente por el interior del talud hasta interceptar con la cresta en un ángulo casi recto. Estos últimos resultados parecen ser los más aceptables, y se aplica a los diferentes modos de rotura.

#### **2.1.12 Propiedades de la roca intacta**

Para definir las propiedades mecánicas de la roca intacta deberán obtenerse probetas de cada unidad geotécnica básica y someterlas a ensayos de laboratorio, para realizar estos ensayos se podrán seguirse las recomendaciones de la ISRM (Brown (1981)) y/o las Normas ASTM (1999). (Flores & Karzulovic, 2002)

Las propiedades geomecánicas de la roca intacta que se encuentran entre defectos estructurales en un típico macizo rocoso son medidas en laboratorio de muestras representativas de roca intacta. La necesidad de obtener muestras representativas es muy importante. (Read & Stacey, 2009)

#### **2.1.13 Sistemas de caracterización y clasificación geomecánica del macizo rocoso**

Las clasificaciones geomecánicas se utilizan mucho actualmente, sobre todo en los estudios geotécnicos de túneles, (donde de los diez mil kilómetros de túneles y galerías que se excavan anualmente aproximadamente un 80 % se excavan atendiendo únicamente a la clasificación geomecánica de los terrenos), pero es conveniente aplicarlas no perdiendo de vista los datos sobre los que se fundamentan.

En lo que se refiere a los taludes, la principal ventaja de las clasificaciones geomecánicas consiste en que permiten obtener,

mediante unas correlaciones establecidas, los principales parámetros mecánicos del macizo rocoso: módulo de elasticidad, coeficientes del criterio de rotura Hoek-Brown, etc. La utilización directa de las clasificaciones para determinar la estabilidad de los taludes puede tener ventajas en fases iniciales del estudio, pero su empleo como única herramienta de decisión a nivel de proyecto es cuestionable (Bieniawski, 2003).

Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos tienen por objeto evaluar sus características para determinar de forma cuantitativa su calidad. El término “macizo rocoso” se refiere al conjunto de uno o varios tipos de rocas atravesados por plano de discontinuidad en el que se inserta la obra de ingeniería o la mina. Su caracterización requiere el conocimiento de los siguientes parámetros:

- Resistencia y comportamiento de la roca.
- Familias de discontinuidades existentes.
- Espaciado de los planos de discontinuidad y fracturación del macizo.
- Caracteres geomecánicos de las discontinuidades: continuidad, rugosidad, separación y resistencia de los labios, meteorización y relleno.
- Condiciones del agua en las juntas.
- Tensiones in situ, naturales o inducidas.
- Alteraciones producidas en el macizo rocoso por las excavaciones.

Los criterios de clasificación tienen que ser claros y consistentes para que no haya ninguna duda a la hora de aplicarlos y las categorías que se establezcan deben ser mutuamente excluyentes, de modo que no sea posible asignarle a un macizo rocoso dos categorías distintas. Por otra parte, se gana en objetividad a la hora de definir la calidad de un macizo rocoso si se obtienen índices mediante dos o más clasificaciones que se puedan correlacionar entre sí.

Para definir las propiedades mecánicas del macizo rocoso es preciso “escalar” las propiedades de la roca “intacta” considerando la calidad geotécnica del macizo rocoso, la cual se define en términos de un índice de calidad geotécnica asociado a algún sistema de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos

Como se muestra en la figura 2.18, los métodos de clasificación geotécnica más empleados en minería a rajo abierto son los de Hoek et al. (1995) y de Bieniawski (1989) (Ingeniería Geotécnica, 2003)

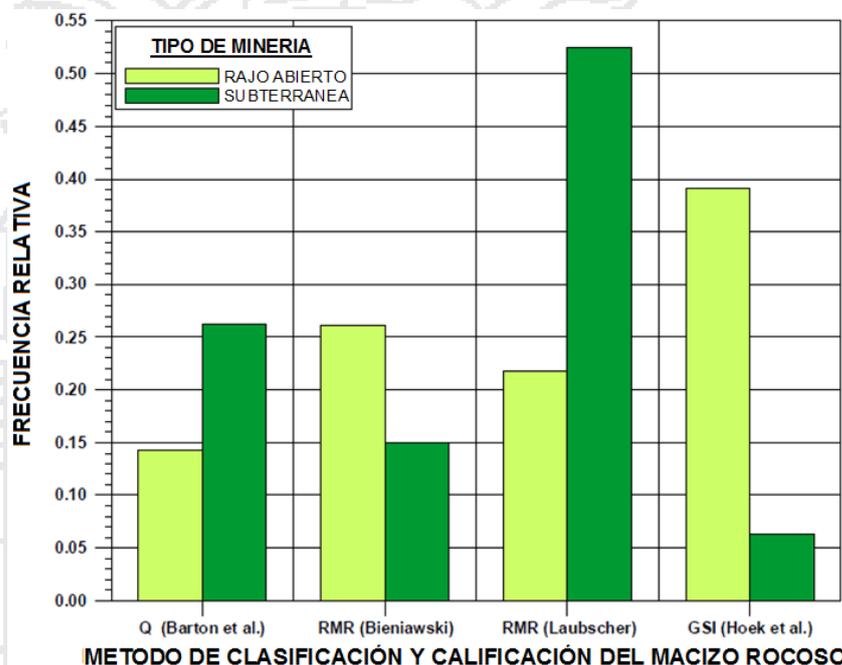


Figura 2.18: Frecuencia relativa de uso de distintos métodos de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos en minas a rajos abiertos y subterráneos.

Fuente: Flores & Karzulovic, 2002.

Las tres clasificaciones más utilizadas actualmente son la de Bieniawski (*RMR*), la de Barton, Lien y Lunde (*Q*) y la de Hoek-Brown (*GSI*). Las dos primeras clasificaciones utilizan un parámetro, *RQD*, que constituye la base de la clasificación de Deere. A continuación se describen las clasificaciones utilizadas en el presente trabajo de investigación.

### 2.1.13.1 Índice de designación de la calidad de roca (*RQD*)

Fue desarrollado por Deere para promover un estimado cuantitativo de calidad de la masa rocosa, a partir de los testigos de perforación diamantina. El *RQD* es definido como el porcentaje de piezas de

testigo intactos mayores a 100 mm en la longitud total del testigo, el testigo deberá tener por lo menos un tamaño (54.7 mm de diámetro) y deberá ser perforado con un cilindro de doble tubo de perforación. (Hoek, 2000)

Deere, en 1967 propuso un sistema de diseño de sostenimientos basado en el *RQD*. Este parámetro se obtiene a partir del porcentaje de trozos de testigo mayores de 10 cm recuperado en un sondeo, y permite estimar el grado de fracturación del macizo rocoso. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

El índice *RQD* (Rock Quality Designation) se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud en su eje, sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo.

El *RQD* hay que tomarlo con las debidas precauciones, ya que su valor depende no sólo de la fracturación del macizo rocoso sino también de otros factores, como la técnica del sondeo, su dirección, diámetro, etc. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

$$RQD = \frac{\sum \text{trozos de longitud} \geq 10\text{cm}}{\text{longitud total de la perforacion}} \times 100(\%) \dots\dots 2.2$$

(Palmstrom, 1982) Sugirió que, cuando los testigos no estén disponibles pero las tasas de las discontinuidades son visibles en afloramientos superficiales o en socavones exploratorios, el *RQD* puede ser estimado a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen.

Se hace el cálculo del *RQD* en función del número de fisuras por metro cubico ( $J_v$ ) determinadas al realizar el levantamiento litológico - estructural en el área o zona predeterminada. Esto se usa para voladura y queda establecida de acuerdo a la relación entre *RQD* y  $J_v$ .

$$RQD = 115 - 3.3J_v \dots\dots\dots 2.3$$

$J_v$ : Conteo de discontinuidades volumétrico Número de discontinuidades interceptando un volumen de 1 m<sup>3</sup>

Para determinar el *RQD* en el campo existen procedimientos de cálculo, según: (Priest & Hudson, 1976)

A partir de mapeos geotécnicos: comprende el cálculo del *RQD* en función del número de fisuras por metro lineal, determinadas al realizar el levantamiento litológico - estructural (mapeo por línea de detalles) en el área o zona predeterminada de la operación minera u obra civil.

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1) \dots\dots\dots 2.4$$

$\lambda$ : Número medio de discontinuidades por metro lineal.

### 2.1.13.2 Sistema de clasificación RMR (Bieniawski 1973)

Para determinar la calidad del macizo rocoso, se divide éste en dominios estructurales, es decir, en zonas delimitadas por discontinuidades geológicas, dentro de las cuales la estructura es prácticamente homogénea. La estructura del macizo comprende el conjunto de fallas, diaclasas, pliegues y demás características geológicas propias de una determinada región. El índice que define la clasificación es el denominado *RMR* (Rock Mass Rating), que evalúa la calidad del macizo rocoso. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

El método de clasificación de Bieniawski (1973) se desarrolló para estimar la fortificación de túneles y taludes en función del índice *RMR* de calidad geotécnica, definido como la suma de los puntajes que se asignan a cinco parámetros que representan la condición del macizo rocoso (los puntajes que se indican se refieren a la versión actual del método, Bieniawski (1989)):

*UCS*: es la resistencia en compresión uniaxial de la roca "intacta", y el puntaje asociado a la misma puede variar de 0 (si *UCS* < 1 MPa) a 15 (si *UCS* > 250 MPa).

*RQD*: es la designación de la calidad de la roca definida por Deere et al. (1967), y el puntaje asociado a la misma puede variar de 3 (si *RQD* < 25%) a 20 (si  $90 < RQD \leq 100$ ).

**S:** es el espaciamiento entre las estructuras, y el puntaje asociado al mismo puede variar de 5 (si  $s < 60$  mm) a 20 (si  $s > 3$  m).

**JC:** es la condición de las discontinuidades, y el puntaje asociado a la misma puede variar de 0 (en el caso de estructuras continuas y abiertas más de 5 mm, o con rellenos arcillosos blandos de potencia mayor a 5 mm y alteración descompuesta) a 30 (en el caso de estructuras discontinuas, muy rugosas, cerradas y sin alteración de su roca).

**WC:** es la condición de la presencia del agua, y el puntaje asociado a la misma puede variar de 0 (en el caso de estructuras con flujos de agua) a 15 (en el caso de estructuras completamente secas).

Además, este método considera una corrección por efecto de la orientación de las estructuras y el tipo de obra de ingeniería, la cual puede variar de 0 (en el caso de orientaciones favorables) a -60 (en el caso de taludes con estructuras desfavorablemente orientadas). A menos que se indique explícitamente lo contrario, lo que sigue se refiere al valor "in situ" o sin corrección del índice *RMR*.

El detalle para la determinación de los valores de estos cinco parámetros y el ajuste de la orientación de las estructuras, se presenta en el Anexo, de la presente investigación, y el uso del índice *RMR* permite calificar la calidad geotécnica de los macizos rocosos en una escala que varía desde 0 a 100, y considera 5 clases:

- Macizos de calidad MUY MALA (Clase V,  $0 \leq RMR \leq 20$ ).
- Macizos de calidad MALA (Clase IV,  $20 < RMR \leq 40$ ).
- Macizos de calidad REGULAR (Clase III,  $40 < RMR \leq 60$ ).
- Macizos de calidad BUENA (Clase II,  $60 < RMR \leq 80$ ).
- Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I,  $80 < RMR \leq 100$ ).

Después de haber definido los 6 parámetros de la clasificación de Bieniawski, se determina la categoría del macizo rocoso, la calidad y descripción del grado de estabilidad.

### 2.1.13.3 Método del índice GSI

La clasificación *GSI* se basa en una observación cuidadosa del macizo rocoso y, por consiguiente, es esencialmente cualitativa. Este índice incorpora la estructura del mismo y las características geomecánicas de las superficies de discontinuidad existentes en él y se obtiene a partir de un examen visual del macizo rocoso en afloramientos y sondeos. El *GSI* combina los dos aspectos fundamentales del comportamiento de los macizos rocosos, es decir: su fracturación, o sea, el tamaño y la forma de los bloques, y la resistencia al corte de las discontinuidades. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

El índice de resistencia geológica, *GSI*, fue desarrollado por Hoek (1994) para subsanar los problemas detectados con el uso del índice *RMR* para evaluar la resistencia de macizos rocosos según el criterio generalizado de Hoek-Brown. Este índice de calidad geotécnica se determina en base a dos parámetros que definen la resistencia y la deformabilidad de los macizos rocosos:

*RMS*: es la “estructura del macizo rocoso”, definida en términos de su blocosidad y grado de trabazón.

*JC*: es la condición de las estructuras presentes en el macizo rocoso.

La evaluación del *GSI* se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas que se muestran en la figura 2.19, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos:

- Macizos de calidad MUY MALA (Clase V,  $0 \leq GSI \leq 20$ ).
- Macizos de calidad MALA (Clase IV,  $20 < GSI \leq 40$ ).
- Macizos de calidad REGULAR (Clase III,  $40 < GSI \leq 60$ ).
- Macizos de calidad BUENA (Clase II,  $60 < GSI \leq 80$ ).
- Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I,  $80 < GSI \leq 100$ ).

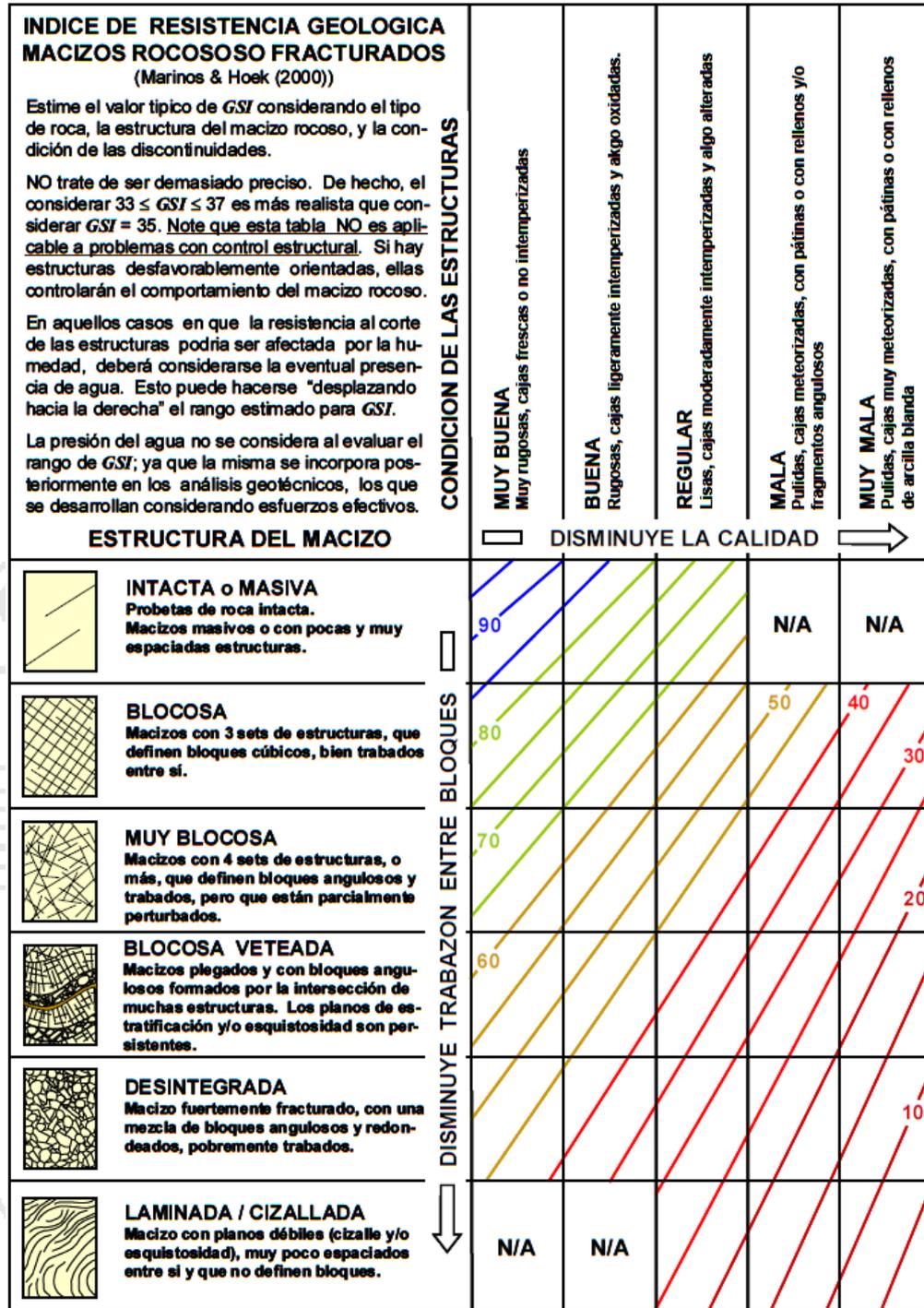


Figura 2.19: Carta para evaluar el índice de resistencia geológica en macizos rocosos fracturados.  
Fuente: (Marinos & Hoek, 2000)

En la etapa inicial del  $GSI$ , los creadores de esta clasificación propusieron (Hoek y Brown, 1997) estimar el  $GSI$  a partir del  $RMR$  realizando algunas correcciones en estos índices. Actualmente se considera que esta forma de proceder puede resultar correcta solamente en los macizos rocosos de mejor calidad pero que puede

carecer de sentido en los de calidad baja. (Marinos et al., 2005) No se recomienda utilizar la correlación que se presenta a continuación en macizos rocosos débiles y heterogéneos, con  $GSI < 35$ . En los macizos rocosos de mejor calidad el  $GSI$  se puede estimar directamente a partir de  $GSI = RMR - 5$ , cuando  $RMR$  es mayor a 23

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA MACIZOS ROCOSOS ESTRATIFICADOS HETEROGENEOS (Marinos & Hoek (2000))		CONDICION ESTRUCTURAS (PLANOS DE ESTRATIFICACION)				
En base a una descripción de la litología, la estructura del macizo y la condición de las estructuras (especialmente los planos de estratificación), seleccione una zona en la tabla. Ubique en esa zona la posición correspondiente a la condición de las estructuras y estime el valor medio de $GSI$ . NO trate de ser demasiado preciso. De hecho, el considerar $33 \leq GSI \leq 37$ es más realista que suponer $GSI = 35$ . <b>Note que esta tabla NO es aplicable a problemas con control estructural.</b> Si hay estructuras desfavorablemente orientadas ellas controlarán el comportamiento del macizo rocoso. En aquellos casos en que la resistencia al corte de las estructuras podría ser afectada por la humedad, deberá considerarse la eventual presencia de agua. Esto puede hacerse "desplazando hacia la derecha" el rango estimado para $GSI$ para condiciones regular, mala o muy mala de las estructuras. La presión del agua no se considera al evaluar el $GSI$ (análisis en esfuerzos efectivos).		MUY BUENA Muy rugosas, superficies frescas o no meteorizadas.	BUENA Rugosas, superficie algo meteorizadas.	REGULAR Lisas, superficies moderadamente meteorizadas y lateradas.	MALA Muy lisas, ocasionalmente pulidas, con pátinas compactas o rellenos con fragmentos angulosos.	MUY MALA Muy lisas y pulidas o de superficies muy meteorizadas, y con pátinas o rellenos de arcilla blanda.
COMPOSICION Y ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO						
	A. Estratos gruesos de arenisca de mucha blocosidad. El efecto de posibles pátinas pelíticas en los planos de estratificación se ve minimizado por el confinamiento del macizo rocoso, sin embargo, en túneles poco profundos y/o taludes, estos planos de estratificación pueden generar inestabilidades controladas estructuralmente.	70	A		20	
	B. Arenisca con lentes delgadas de limonita.	60	B, C, D, E			
	C. Arenisca y limonita, en estratos de similar potencia.					
	D. Limolitas o esquistos limosos con estratos de arenisca.	50	F		10	
	E. Limolitas débiles o esquistos arcillosos con estratos de arenisca.					
C, D, E y G: Pueden estar más o menos plegados que lo indicado, pero esto no altera su resistencia. Si presentan deformación tectónica, fallamientos y pérdidas de continuidad, cambie estas categorías a F y H.		40		30		
	F. Esquistos limosos o arcillosos, deformados tectónicamente, muy plegados y Cizallados, con estratos de arenisca deformados y quebrados, definiendo una estructura casi caótica.	N/A	N/A	G	H	
	G. Esquistos limosos o arcillosos no perturbados, con o sin intercalaciones de estratos delgados de arenisca.					
	H. Esquistos limosos o arcillosos, deformados tectónicamente, con una estructura caótica y bolsones de arcilla. Estratos delgados de arenisca quebrados en pequeños bloques de roca.					

→ Indica deformación por tectonismo.

Figura 2.20: Carta para evaluar el índice de resistencia geológica en macizos rocosos estratificados y heterogéneos.  
Fuente: (Marinos & Hoek, 2000)

En casos especiales, como macizos rocosos heterogéneos, puede ser necesario desarrollar una versión especial de la tabla de calificación del índice  $GSI$ . Un ejemplo de esto se muestra en Figura 2.20, donde se presenta una tabla desarrollada por Marinos & Hoek (2000) para el caso de macizos heterogéneos estratificados.

### 2.1.14 Caracterización de las propiedades del macizo rocoso

Se presentan a continuación el procedimiento para la estimación de la resistencia de pico de un macizo rocoso, en el que se incluye la estimación de los criterios de Hoek-Brown y de Mohr- Coulomb, que son los que se utilizan mayoritariamente en el ámbito de la ingeniería de macizos rocosos.

**2.1.14.1 Criterio de rotura de Hoek-Brown generalizado**

El criterio de rotura más generalmente utilizado en la actualidad en el estudio del comportamiento de los macizos rocosos es el de Hoek y Brown.

Una vez evaluadas las propiedades de la roca intacta y definida la calidad geotécnica del macizo rocoso, es posible evaluar las propiedades geomecánicas de éste. Para esto se recomienda emplear el criterio generalizado de Hoek-Brown, con lo que la resistencia del macizo rocoso puede evaluarse como:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \dots\dots\dots 2.5$$

Dónde:  $\sigma_1'$  y  $\sigma_3'$  son los esfuerzos principales efectivos en la condición de falla,  $\sigma_{ci}$  es la resistencia en compresión uniaxial de la roca intacta, y  $m_b$ ,  $s$  y  $a$  son constantes del material que están dadas por:

$$m_b = m_i \exp \left( \frac{GSI - 100}{28 - 14D} \right) \dots\dots\dots 2.6$$

$$S = \exp \left( \frac{GSI - 100}{9 - 3D} \right) \dots\dots\dots 2.7$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left( e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \dots\dots\dots 2.8$$

Tabla 2.8: Guías para evaluar el parámetro D para taludes

<b>Taludes en ingeniería civil y minera</b>	
<b>Condición del macizo rocoso</b>	<b>D</b>
Voladuras con excelente control en pequeños taludes (sobre todo si se utiliza precorte o recorte). La relajación de tensiones produce perturbación.	0.7
Excavación por arranque mecánico o ripado en rocas blandas.	
Voladuras poco cuidadosas en pequeños taludes en el ámbito de la ingeniería civil.	1.0
En cortas y grandes explotaciones mineras a cielo abierto se produce mucha perturbación por las grandes voladuras de producción y por la relajación de tensiones asociada a la retirada de material.	

Fuente: (Hoek, 2002).

Donde  $m_i$  es el valor del parámetro  $m$  para la roca intacta,  $GSI$  es el índice de resistencia geológica del macizo rocoso y  $D$  es un factor que considera la perturbación que producen en el macizo rocoso el

desconfinamiento y las voladuras. En la tabla 2.8 se presentan algunas guías para evaluar  $D$ .

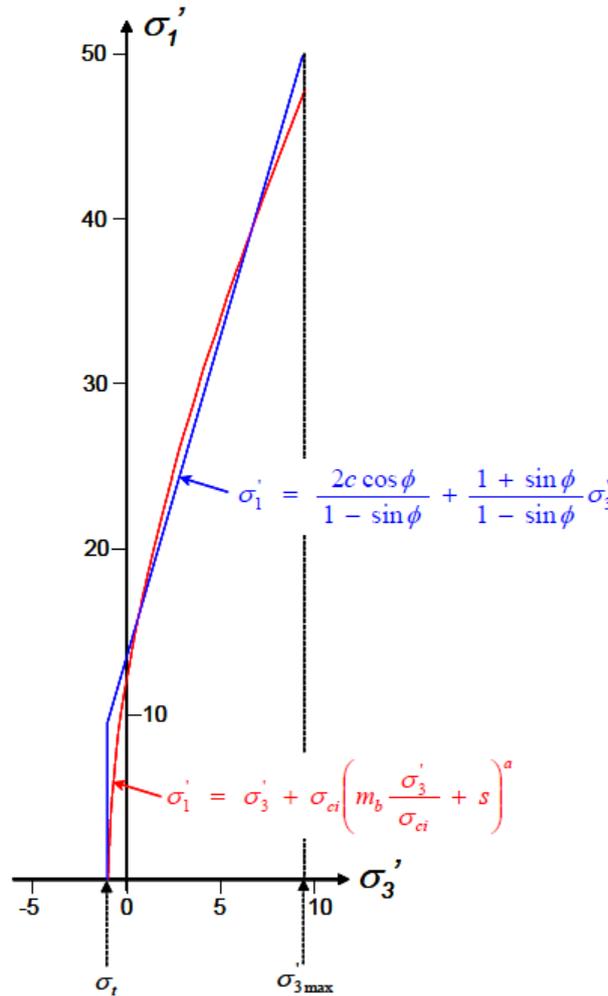


Figura 2.21: Ajuste de una envolvente lineal a la envolvente de Hoek-Brown. Fuente: (Hoek et al. (2002)).

#### 2.1.14.2 Estimación de los parámetros de Mohr-Coulomb del macizo a partir de los del criterio de rotura de Hoek-Brown

Puesto que la mayor parte de los programas geotécnicos suelen utilizar el criterio de rotura de Mohr-Coulomb, y además los ingenieros suelen estar más familiarizados con los parámetros cohesión y fricción que con aquellos propios del criterio de rotura de Hoek-Brown, resulta necesario ser capaz de determinar los ángulos de fricción y cohesiones correspondientes a cada macizo rocoso para cada gama de tensiones.

Recordemos que el criterio de rotura de Mohr-Coulomb se expresa en ejes tensión cortante-tensión normal en la forma:

$$\tau = c\sigma'_n \tan \phi \dots\dots\dots 2.9$$

Que al pasarlo a unos ejes  $\sigma'_1 - \sigma'_3$  tales como los que se utilizan para representar el criterio de rotura de Hoek-Brown, quedaría en la forma:

$$\sigma'_1 = \frac{2c \cos \phi}{1 - \sin \phi} + \frac{1 + \sin \phi}{1 - \sin \phi} \sigma'_3 \dots\dots\dots 2.10$$

Evidentemente, nunca se puede ajustar de manera exacta una parábola (Hoek-Brown) a una recta (Mohr-Coulomb).

Ajustando una envolvente lineal a la de Hoek-Brown, basado en una regresión lineal media en una gama de valores de la tensión principal menor tal que  $\sigma'_t > \sigma'_3 > \sigma'_{3m\acute{a}x}$ , en la el proceso de ajuste llevaría consigo equilibrar las áreas que quedarían por encima y debajo de la recta de Mohr-Coulomb. Este ajuste daría como resultado las siguientes expresiones de fricción "c" y cohesión " $\phi$ ", del macizo rocoso como se muestra en la figura 2.21.

$$\phi' = \sin^{-1} \left( \frac{6am_b(s+m_b\sigma'_3)^{a-1}}{2(1+a)(2+a)+6am_b(s+m_b\sigma'_3)^{a-1}} \right) \dots\dots\dots 2.11$$

$$c' = \frac{\sigma_{ci}((1-2a)s+(1-a)m_b\sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a) \sqrt{1 + \frac{6am_b(s+m_b\sigma'_3)^{a-1}}{(1+a)(2+a)}}} \dots\dots\dots 2.12$$

$$\sigma'_3 = \frac{\sigma'_{3m\acute{a}x}}{\sigma_{ci}} \dots\dots\dots 2.13$$

El valor de  $\sigma'_{3m\acute{a}x}$  corresponde al límite superior de la tensión de confinamiento sobre el cual se estimará la relación entre los criterios de rotura de Hoek-Brown y Mohr-Coulomb, se determinará específicamente para cada problema.

Con estos valores se podrá calcular, si se requiere, la resistencia a compresión simple del macizo rocoso como:

$$\sigma'_{cm} = \frac{2c' \cos \phi'}{1 - \sin \phi'} \dots\dots\dots 2.14$$

Donde, si c' y  $\phi'$  se determinan para la gama de tensiones  $\sigma'_t > \sigma'_3 > \sigma_{ci}/4$ , se podría también obtener como:

$$\sigma'_{cm} = \sigma_{ci} \frac{m_b + 4s - a(m_b - 8s) \left(\frac{m_b + s}{4}\right)^{a-1}}{2(1+a)(2+a)} \dots\dots\dots 2.15$$

Estudios análogos realizados en el ámbito de la ingeniería de taludes (utilizando en particular el método de fajas de Bishop para análisis de rotura circular de taludes para una amplia gama de geometrías y propiedades de macizos rocosos) llevaron a Hoek et al. (2002) a proponer para la estimación del parámetro  $\sigma'_{3max}$  en estudios de taludes el siguiente valor:

$$\frac{\sigma'_{3max}}{\sigma_{cm}} = 0.72 \left(\frac{\sigma_{cm}}{\gamma H}\right)^{-0.91} \dots\dots\dots 2.16$$

Donde en este caso  $H$  se refiere a la altura del talud.

**2.1.15 Caracterización de las propiedades de deformabilidad de los macizos rocosos**

Para evaluar el módulo de deformabilidad del macizo rocoso,  $E_m$ , Hoek et al. (2002) sugieren utilizar la formula siguiente:

$$E_m = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \times \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} \times 10^{\left(\frac{GSI-10}{40}\right)} \dots\dots\dots 2.17$$

Donde  $E_m$  se expresa en GPa, y  $\sigma_{ci}$  en MPa. Para estimar la razón de Poisson del macizo rocoso,  $\nu_m$ , puede utilizarse la siguiente formula empírica (Karzulovic (1999)):

$$\nu_m = 0.4 - \frac{GSI^{0.7}}{100} \dots\dots\dots 2.18$$

Conocidos  $E_m$  y  $\nu_m$  pueden evaluarse los módulos de corte  $G_m$ , y de deformabilidad volumétrica  $B_m$ , del macizo rocoso:

$$G_m = \frac{E_m}{2(1+\nu_m)} \dots\dots\dots 2.19$$

$$B_m = \frac{E_m}{3(1-2\nu_m)} \dots\dots\dots 2.20$$

Estas no son aplicables en aquellos casos en que el comportamiento del macizo rocoso presenta un claro control estructural (Flores & Karzulovic, 2002)

### 2.1.15.1 Aplicabilidad del criterio de rotura de Hoek-Brown a los macizos rocosos

El criterio de rotura de Hoek-Brown sólo se puede aplicar al material rocoso intacto o a los macizos rocosos fracturados que puedan ser considerados homogéneos e isótropos. El criterio funciona bien en aquellos macizos rocosos cuya resistencia está controlada por bloques angulares de rocas duras bien encastradas.

No se debe aplicar en macizos rocosos cuyas propiedades estén controladas por una sola familia de discontinuidades como los estratificados, para los que resultaría más adecuado utilizar criterios como el de juntas ubicuas que aparecen en determinados códigos y que simula dos criterios de rotura diferentes en función de que la rotura se produzca a través de las discontinuidades de la familia que controla o domina el comportamiento del macizo (esquistosidad, estratificación) o a través del material.

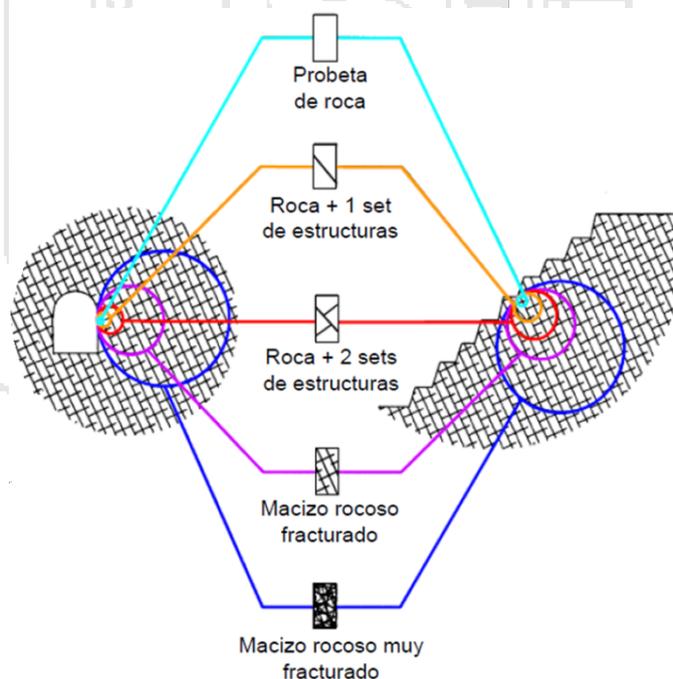


Figura 2.22: Condiciones de aplicabilidad del criterio de Hoek-Brown.  
Fuente: Hoek, 1995.

En las figuras 2.22 y 2.23 se muestran de manera gráfica las condiciones del macizo rocoso bajo las cuales se puede utilizar este criterio de rotura.

Cuando aparecen dos familias muy marcadas de discontinuidades se debe utilizar el criterio de Hoek-Brown con cierta prudencia, así estaría bien aplicado en el caso de que ninguna de las dos familias tenga un efecto dominante sobre la otra. En caso contrario, por ejemplo, si una de las familias de juntas tiene un relleno de arcilla y es manifiestamente más débil que la otra, no se debe usar este criterio. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

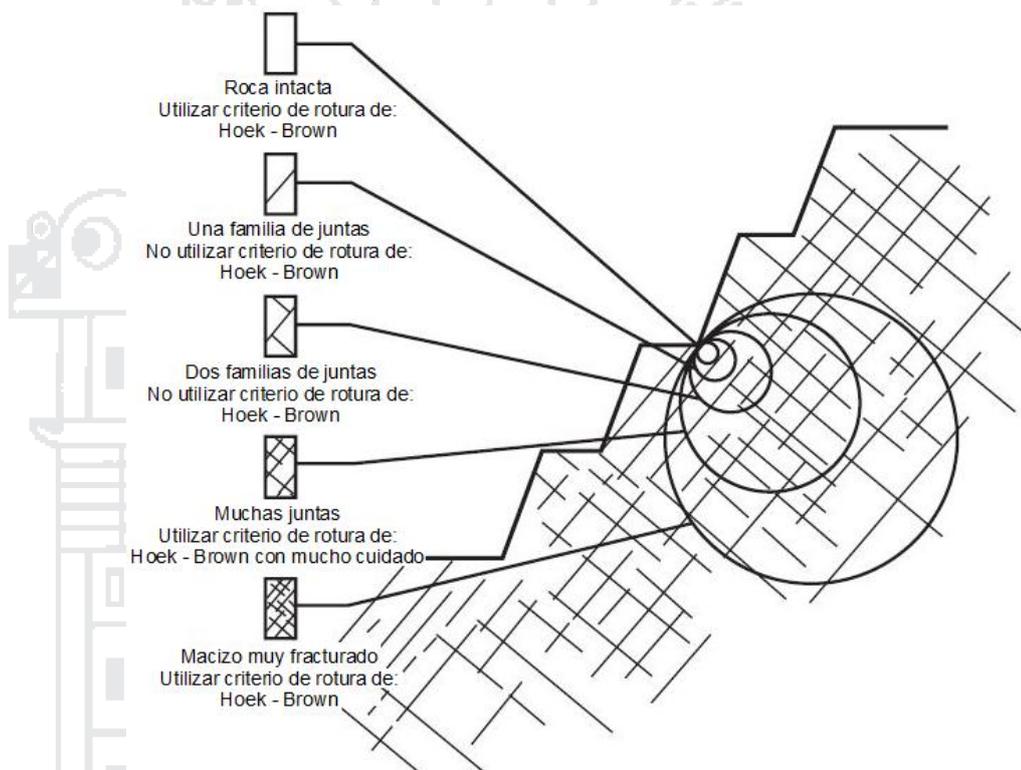


Figura 2.23: Condiciones de aplicabilidad del criterio de Hoek-Brown, para estabilidad de taludes en macizo rocoso.

### 2.1.16 Propiedades de las Estructuras

La correcta evaluación de las propiedades geomecánicas de las estructuras presentes en el macizo rocoso resulta difícil en la práctica, debido a los efectos de escala y la dificultad y costo de ejecutar ensayos in situ. Para una discusión detallada sobre las propiedades de las estructuras pueden consultarse los trabajos de Goodman (1989), Priest (1993) y Hoek (2000); sin embargo, en lo que sigue se resumen los criterios de caracterización y se presentan algunas recomendaciones prácticas. (Flores & Karzulovic, 2002)

Hoek & Bray (1981) indican que la resistencia al corte de estructuras lisas o no rugosas puede evaluarse mediante el criterio de Mohr-Coulomb, considerando que la resistencia peak queda dada por:

$$\tau_{max} = c_j + \sigma_n' \tan \phi_j \dots\dots\dots 2.21$$

Donde  $\phi_j$  y  $c_j$  corresponden al ángulo de fricción y la cohesión para la condición de resistencia pico, y  $\sigma_n'$  es el valor medio del esfuerzo normal efectivo actuante sobre el plano de la estructura. En condición residual, o sea cuando se ha excedido la resistencia peak y han ocurrido desplazamientos importantes en el plano de la estructura, la resistencia al corte queda dada por:

$$\tau_{max} = c_{jres} + \sigma_n' \tan \phi_{jres} \dots\dots\dots 2.22$$

Donde  $\phi_{jres}$  y  $c_{jres}$  corresponden al ángulo de fricción y la cohesión para la condición de resistencia residual (usualmente la cohesión es nula en la condición residual), y  $\sigma_n'$  es el valor medio del esfuerzo normal efectivo actuante sobre el plano de la estructura. Este criterio de resistencia se ilustra en la figura 2.24, y es el más utilizado en la práctica.

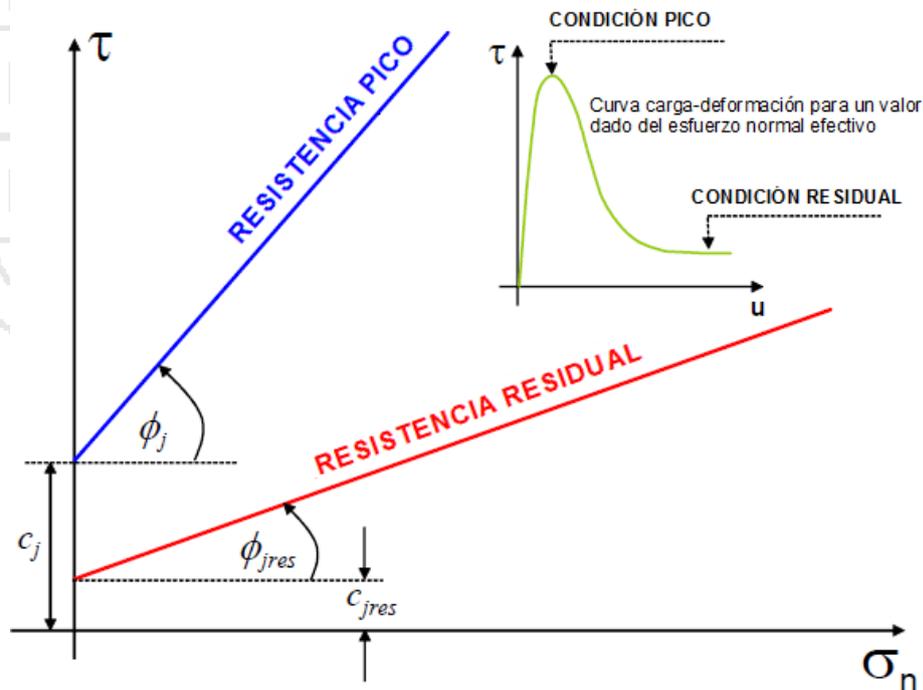


Figura 2.24: Criterio lineal de Mohr-Coulomb para la resistencia pico y residual de una estructura.

Como el criterio de Mohr-Coulomb ignora la no linealidad de la envolvente de resistencia al corte, la determinación de los parámetros de resistencia al corte debe hacerse para un rango de presiones de confinamiento acorde a la situación que se tendrá en terreno (de lo contrario éstos podrían no ser válidos).

Barton (1971,1973) propuso un modelo no lineal empírico para la resistencia al corte de las estructuras, sugiriendo que ésta podía determinarse con una precisión razonable si se consideraba la resistencia en compresión uniaxial de la roca de caja,  $JCS$ . Posteriormente, Barton & Choubey (1977) extendieron el criterio para incluir distintos grados de rugosidad en términos de un índice de rugosidad de la estructura,  $JRC$ . Barton y sus colaboradores han continuado mejorando este criterio, que actualmente se conoce como criterio de Barton-Bandis:

$$\tau_{max} = \sigma_n \tan \left( JRC \log \left( \frac{JCS}{\sigma_n} \right) + \phi_b \right) \dots\dots\dots 2.23$$

Donde  $\phi_b$  es el ángulo de fricción básico de la roca de caja de la estructura (medido sobre un plano liso de dicha roca),  $JRC$  es el coeficiente de rugosidad de la estructura, y  $JCS$  es la resistencia en compresión uniaxial de la roca que forma la rugosidad de la estructura.

Un método para determinar la resistencia al corte en discontinuidades podría ser determinado mediante un ensayo de corte directo. El ensayo consiste en estimar los parámetros de corte directo en campo con la utilización de técnicas de laboratorio. (Crawford & Hustrulid, 1979)

### 2.1.17 Caracterización hidrogeológica

La caracterización hidrogeológica resulta fundamental para definir las posibles infiltraciones de aguas, tanto en taludes como en túneles subterráneos, y los potenciales requerimientos de drenaje y/o despresurización.

Discusiones detalladas sobre distintos aspectos de la hidrogeología aplicada pueden encontrarse en los trabajos de Custodio & Llamas

(1983), Freeze & Cherry (1979) y Fetter (2001); sin embargo, desde un punto de vista práctico puede señalarse lo siguiente respecto al flujo de aguas a través de los macizos rocosos y la caracterización hidrogeológica para un proyecto de transición de rajo abierto a minería subterránea generalmente de gran envergadura. (Flores & Karzulovic, 2002)

En la gran mayoría de los casos de conductividad hidráulica de los macizos rocosos quedan definida por la presencia de estructuras, las cuales definen lo que comúnmente se denomina “permeabilidad secundaria” y es de órdenes de magnitud mayor de la llamada “permeabilidad primaria”, asociada al flujo a través de la roca misma. Por lo mismo, la conductividad hidráulica de los macizos suelen ser muy anisotrópica, siendo mucho mayor en la dirección de las estructuras que permiten el flujo de aguas que en la dirección normal a estas (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Según (Read & Stacey, 2009), la presencia de las aguas subterráneas puede afectar a las excavaciones de tajo abierto.

- Puede causar cambios en la tensión efectiva de la masa rocosa donde se ha excavado, aumentando la posibilidad de falla de taludes que conducen a otras medidas correctas, para compensar la reducción de la fuerza global del macizo rocoso.
- Se puede crear condiciones de saturación.
- Las aguas subterráneas por lo general tiene un efecto perjudicial sobre la estabilidad de taludes.

#### **2.1.17.1 El agua en los macizos rocosos y taludes**

Es comúnmente aceptado que la presencia de agua afecta negativamente a la estabilidad y seguridad de los taludes, el agua se encuentra siempre presente en los macizos rocosos, aunque en muy diferentes formas. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

#### **2.1.17.1.1 Agua intergranular**

Se encuentra ocupando los poros y huecos entre los granos que constituyen la roca. La cantidad de agua almacenada dependerá, por tanto, de la porosidad de la propia roca.

#### **2.1.17.1.2 Agua interfRACTURAL**

Ocupa los huecos originados por la presencia de discontinuidades en el macizo rocoso, como son diaclasas, fracturas, planos de estratificación y contactos entre materiales. La cantidad de agua almacenada por este sistema no depende de las propiedades acuíferas de la roca, si no de las características y condiciones de las discontinuidades, tales como: el número de juntas por metro cúbico ( $J_v$ ), la apertura y continuidad de las mismas y la presencia de rellenos ocupando dicha apertura. Como consecuencia, un macizo rocoso constituido por una roca considerada impermeable.

#### **2.1.17.1.3 Agua en fallas**

Las fallas suelen actuar como sistemas conductores de agua, condicionados por la apertura y tipo de relleno que presenten. En general, su capacidad de transmisión de agua suele ser tan importante que determinan la red hidrológica subterránea de su área de influencia ya que pueden comunicar o aislar entre sí diferentes sistemas acuíferos.

#### **2.1.17.2 Aguas subterráneas en macizos rocosos**

Según (Kliche, 1999), en macizos rocosos el flujo de aguas subterráneas a menudo es controlado por la permeabilidad secundaria, debido a que la permeabilidad en roca intacta usualmente es baja. La naturaleza y orientación de estas discontinuidades son las que determinan la permeabilidad del macizo rocoso. (Hunt, 1984), esta puede ser definida por la conductividad de la junta, que es el flujo característico de una simple junta o fisura.

Una fractura puede ser considerada como un ejemplo extremo de una capa altamente permeable. Los estudios teóricos de flujo-fractura se

basan generalmente en la suposición de que la fractura puede ser tratada como una abertura delimitada por liso, plano, laminas paralelas con la abertura uniformen, ver la figura 2.25.

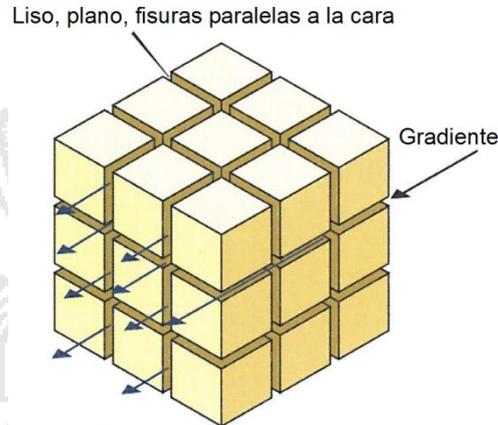


Figura 2.25: Flujo de agua en fracturas en condiciones uniformes (macizo rocoso que contiene tres conjunto de fracturas idealizadas, mutuamente ortogonales).

Los valores de porosidad y conductividad hidráulica es un sistema fracturado homogéneo, en la figura 2.26 se muestran la relación entre el espaciado de fractura, abertura de fractura, porosidad y permeabilidad para un sistema de fracturas que consta de tres conjuntos ideales que son mutuamente ortogonales y paredes lisas. (Read & Stacey, 2009)

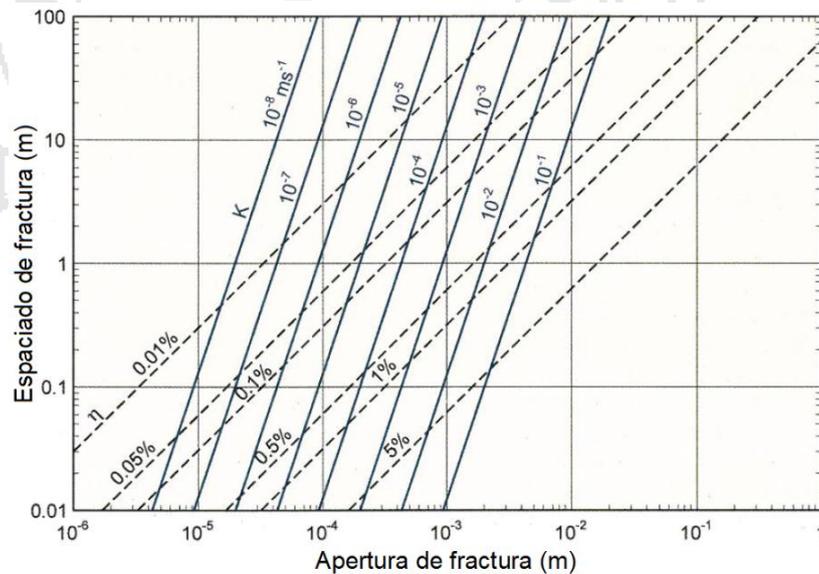


Figura 2.26: Valores de porosidad (%) y la permeabilidad ( $K=m/s$ ) para el flujo de la fractura en las condiciones uniformes de la figura 2.25, los valores de permeabilidad asumen fracturas se llenan de agua pura a  $10^{\circ}C$ . Fuente: Snow, 1968.

La conductividad equivalente de una disposición paralela de discontinuidades en relación con la abertura y el espaciado se muestra en la figura 2.27 dado que la conductividad hidráulica es proporcional a la tercera potencia de la abertura, pequeños cambios en la abertura debida al aumentar la tensión en la roca se disminuye significativamente la conductividad. Esta condición puede desarrollarse en el pie de un talud abrupto donde las altas tensiones disminuyen la abertura y el resultado de una acumulación de presión del agua en la pendiente.

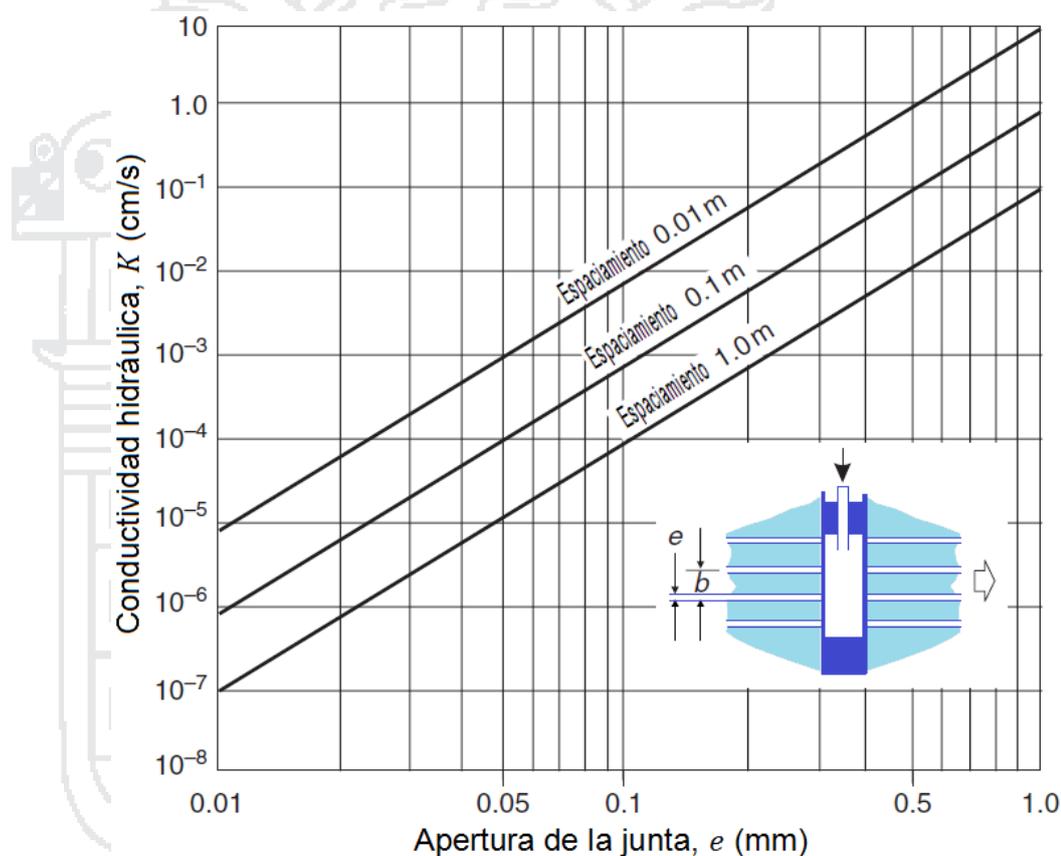


Figura 2.27: Influencia de la apertura  $e$  de la junta y el espaciamiento  $b$  con la conductividad hidráulica  $K$  en la dirección de un conjunto de juntas paralelas y lisas en un macizo rocoso.

Fuente: Wyllie & Mah, 2005.

### 2.1.18 Análisis de estabilidad de taludes

Por la naturaleza de las discontinuidades en roca, el diseño de un talud en roca estable es más que un arte esto es una aplicación de la ingeniería, la experiencia es muy importante en la utilización de las teorías de mecánica de suelos y rocas, geología estructural, e hidrología.

Muchas herramientas computacionales se han desarrollado para el diseño de taludes en roca.

Es importante que estos ingenieros comprendan la teoría básica de la estabilidad de taludes en roca especialmente de tratar de interpretar y aplicar los resultados (Kliche, 1999)

Los análisis de estabilidad se aplican al diseño de taludes o cuando estos presentan problemas de inestabilidad. Se debe elegir un coeficiente de seguridad adecuado, dependiendo de la finalidad de la excavación y del carácter temporal o definitivo del talud, combinando los aspectos de seguridad, costes de ejecución, consecuencias o riesgos que podría causar su rotura, etc. Para taludes permanentes, el coeficiente de seguridad a adoptar debe ser igual o superior a 1.5, e incluso 2.0, dependiendo de la seguridad exigida y de la confianza que se tenga en los datos geotécnicos que intervienen en los calculos; para taludes temporales el factor de seguridad está en tomo a 1.3, pero en ocasiones pueden adoptarse valores inferiores. (Gonzáles de Vallejo, 2002)

Los análisis permiten definir la geometría de la excavación o las fuerzas externas que deben ser aplicadas para lograr el factor de seguridad requerido. En caso de taludes inestables, los análisis permiten diseñar las medidas de corrección o estabilización adecuadas para evitar nuevos movimientos. (Gonzáles de Vallejo, 2002)

La elección de una correcta técnica de análisis depende de las condiciones del sitio y los potenciales modos de falla, con especial consideración ser determinado la variación de resistencias, debilidades y limitaciones inherentes a la metodología aplicada. (Gundewar, 2014)

### **2.1.19 Métodos para el análisis de estabilidad de taludes**

El método de análisis a utilizar depende de varios factores los cuales incluyen:

- La fase del proyecto.
- La escala del talud en consideración, y

- Las propiedades de los materiales que conforma el talud.

Según (Read & Stacey, 2009) Los principales métodos de análisis incluyen:

- Métodos empíricos.
- Métodos cinemáticos.
- Métodos de equilibrio limite.
- Métodos numéricos.
- Métodos estadísticos.

Actualmente debido a la variedad de autores que han escrito sobre estabilidad de taludes en macizos rocosos se tiene discrepancias en cuanto a los métodos utilizados uno de ellos es el de los métodos de proyección estereográfica o cinemáticos.

Según (Gundewar, 2014) estos examinan que modos de falla puedan posiblemente ocurrir en el macizo rocoso para un posterior análisis por el método de equilibrio limite.

#### **2.1.19.1 Métodos empíricos para la estabilidad de taludes**

En la fase inicial del desarrollo de un proyecto cuando los datos son limitados y el modelo geotécnico no está completamente desarrollado, los cuadros empíricos pueden ser utilizados en casos extremados para establecer un diseño preliminar del talud, siempre que se reconozcan sus limitaciones. (Read & Stacey, 2009)

Varios autores elaboraron gráficos para macizos rocosos específicos, revelando que tal relación es típica en la estabilidad de taludes rocosos. La gran dificultad de la aplicación de estos métodos empíricos reside, con todo no generalizado a otros macizos rocosos o a otras condiciones de agua subterránea, los resultados obtenidos son gráficos de estabilidades, no permitiendo cualquier opción al proyectista que pretende estudiar la estabilidad. (Dinis Da Gama, 1999)

### 2.1.19.1.1 Cuadros de ángulos de talud versus altura de talud

Un gran número de autores tiene publicaciones relacionando el ángulo del talud versus la altura del talud. Una contribución de esta naturaleza fue dada por Barton dada a partir de la observación de 50 taludes excavados en la mina Atalaya, pertenecientes a Rio Tinto España, en el cual se especifica aquellos que se mantienen estables y cuales aquellos que revelan inestabilidad. Otros autores como Coates y Hoek también elaboran graficos similares para macizos rocosos específicos. La semejanza de estos cuadros nos revela la relación típica de la estabilidad de taludes rocosos. (Dinis Da Gama, 1999)

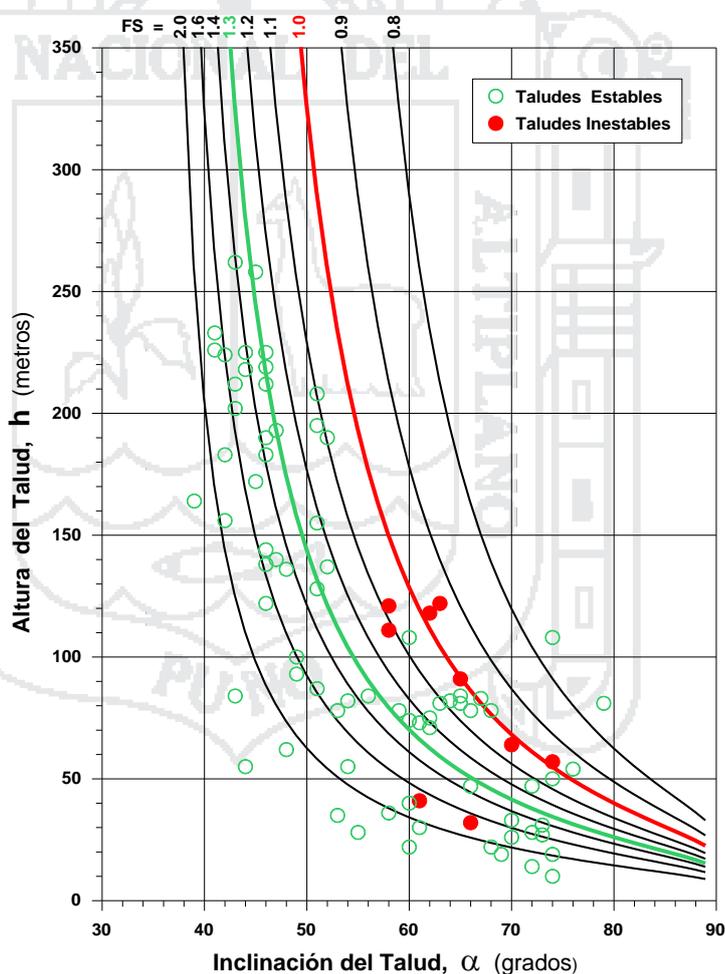


Figura 2.28: Factor de seguridad en taludes estables e inestables  
Fuente: Cátedra de geotecnia minera. Universidad de Chile.

A continuación conoceremos ejemplos que incluyen cuadros publicados por Hoek (1970) y (Sjöberg J. , 1996). Hoek reporta la investigación de varios taludes e incluye un rango de ángulos del

talud, que se muestra en la figura 2.21, similar cuadro se presenta por (Hoek & Bray, 1981) y (Wyllie & Mah, 2005), en el cual se utilizó el enfoque de Hoek de simplemente comparar el ángulo de talud con su altura, mostrándose taludes estables e inestables.

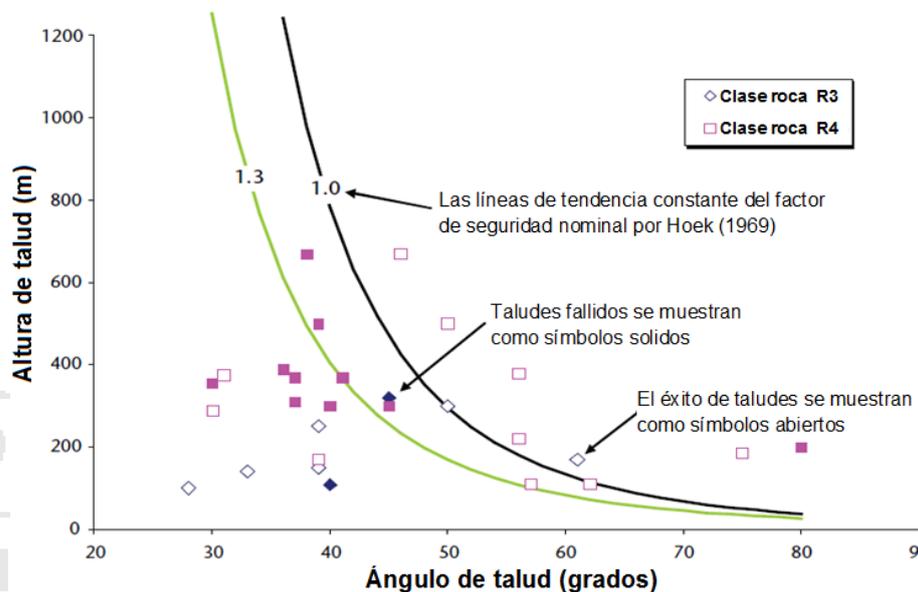


Figura 2.29: El éxito y el fracaso de la roca de talud designada por resistencia de la roca.

Fuente: Sjöberg, 2000.

Un estudio más reciente de Sjöberg (2000), que también que también clasifica los taludes por la característica de roca - dureza. Datos de Sjöberg para los dos casos se representan gráficamente en la figura 2.22 utilizando la notación que los símbolos abiertos representan los taludes fallados. Al igual que las conclusiones de Hoek, algunos taludes parecen estables cuando un ángulo de la pendiente frente a la clasificación altura del talud sugeriría fracaso, mientras que otros fracasaron, donde se podría haber esperado estabilidad. La actualización de la obra de Hoek y Sjöberg sugiere una gama más amplia de incertidumbre. (Read & Stacey, 2009)

#### 2.1.19.1.2 Diseño empírico de cuadros

El diseño de cuadros proporciona el diseño del ángulo del talud y altura del talud guías mediante la combinación de la experiencia adquirida en la realización de taludes conocidos en diversos sitios de la mina con la información proporcionada por un esquema de clasificación. Uno de los gráficos más conocidos y más ampliamente

utilizado es el publicado por Haines y Terbrugge (1991), que se basa en el esquema de clasificación del macizo rocoso Laubscher MRMR.

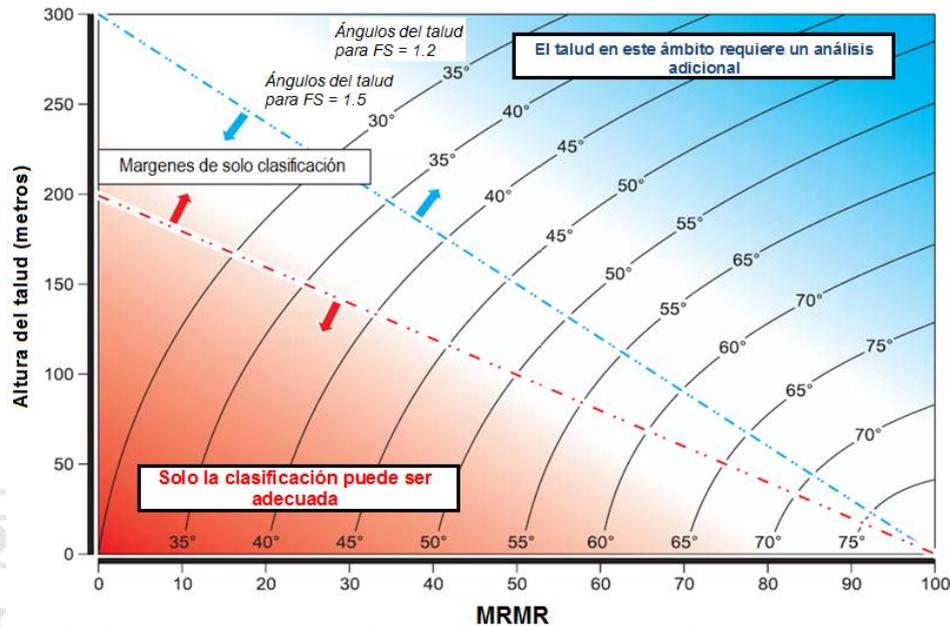


Figura 2.30: Tabla para determinar el ángulo de inclinación y la altura del talud.

Fuente: Haines & Terbrugge, 1991.

En la figura 2.23 se muestran las limitaciones del uso del gráfico de diseño son su experiencia y la naturaleza semi-cuantitativa. Estas limitaciones se reconocen claramente el grafico Haines y Terbrugge, que indica donde se crea ángulos de inclinación y alturas de taludes pueden determinarse únicamente sobre la base de la clasificación MRMR del macizo rocoso, donde la estimación es marginal y donde se requieren análisis adicionales. Los gráficos de diseño son herramientas útiles para la estimación de los diseños preliminares de taludes en las etapas conceptual y prefactibilidad del desarrollo de un proyecto. (Read & Stacey, 2009)

**2.1.19.2 Métodos de proyecciones estereográficas o cinemáticos**

En análisis cinemático, que es puramente geométrico, examina que modos de falla del talud son posibles en macizos rocosos con respecto a la existencia de un talud en roca. En un análisis cinemático, es combinación de la orientación de las discontinuidades, la cara del talud, la superficie superior del talud, y alguna superficie de interés, juntamente con la fricción que es examinada estos determinan

con certeza que modos de falla posiblemente pueden ocurrir. (Kliche, 1999)

Una vez que el tipo de falla se ha identificado en el estereograma, el mismo diagrama también se puede utilizar para examinar la dirección en la que un bloque se deslizará y dará una indicación de las condiciones de estabilidad. Este procedimiento se conoce como cinemático, esta relación entre la dirección en la que el bloque de roca se deslizará y la orientación de la cara es fácilmente evidente en el estereograma.

Sin embargo, mientras que el análisis del estereograma es buen indicador de las condiciones de estabilidad, que no tiene en cuenta las fuerzas extremas tales como presiones de agua o de refuerzo que comprende pernos de roca tensado, que pueden tener un efecto significativo en la estabilidad. El procedimiento de diseño habitual es utilizar el análisis cinemático para identificar bloques potencialmente inestables, seguido de un análisis de estabilidad detallada de estos bloques usando el método de equilibrio límite. (Wyllie & Mah, 2005)

### **2.1.19.3 Principales modos de falla**

Los diferentes tipos de falla en taludes están asociados con diferentes estructuras geológicas y es muy importante que el diseñador del talud sea capaz de reconocer los posibles problemas de estabilidad durante las primeras etapas de un proyecto. La importancia de distinguir entre estos cuatro modos de falla en taludes en roca es que hay tipo específico de análisis de estabilidad para cada uno como se muestra y es esencial que el método de análisis a ser utilizado sea correcto. En un estudio de campo típico en la que los datos estructurales se han trazado en un estereograma, una serie de concentraciones significativas de polos pueden estar presentes. Es útil para poder identificar a aquellos que representan posibles planos de falla y de eliminar aquellos que presentan estructuras que tienen pocas probabilidades de estar involucrados en las fallas del talud. Las pruebas para la identificación de las concentraciones de polos

importantes han sido desarrolladas por Markland (1972) y Hocking (1976). (Wyllie & Mah, 2005)

La orientación de las distintas familias de discontinuidades combinadas con la orientación del talud en cada dominio estructural, dan origen a la formación de los potenciales modos de falla que se podrían presentar en el talud. (Hoek, 2000)

La roca dura suele ser tan resistente que las fallas son por gravedad y esto es posible solo si las discontinuidades permiten un fácil movimiento de bloques discretos. En regularmente es estratos o roca foliada, cortada por juntas, hay muchas posibilidades de movimiento de bloques a lo largo de planos de debilidad y gran variedad de modos de comportamiento se exhiben. Con una apreciación del modo de falla, es posible evaluar la probabilidad de falla, o el factor de seguridad, y el ingeniero dar una medida de corrección si el grado de riesgo es inaceptable. (Goodman, 1989)

Existen posibles modos de falla como planar, cuña, vuelco estos son aplicables a los macizos rocosos fracturados. En roca muy fracturada o descomprimida, producirá fallas circulares, ocurrencias de cualquier modo de una fractura o combinación de los mismos está controlado por la orientación relativa de cara / plano de junta dominante, conjunto de juntas dominantes, las características de resistencia al corte de juntas, y su continuidad / frecuencia. (Gundewar, 2014)

#### **2.1.19.3.1 Modo de falla planar**

La rotura planar en taludes tiene lugar sobre todo en macizos rocosos constituidos por rocas de resistencia media o alta afectadas por fallas o diaclasas.

Si se representan el plano del talud y las discontinuidades en una proyección estereográfica, se puede temer una rotura de tipo planar cuando existe una familia de discontinuidades de rumbo similar al del talud y buzamiento menor que éste. La disposición típica descrita

se presenta en la figura 2.31. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

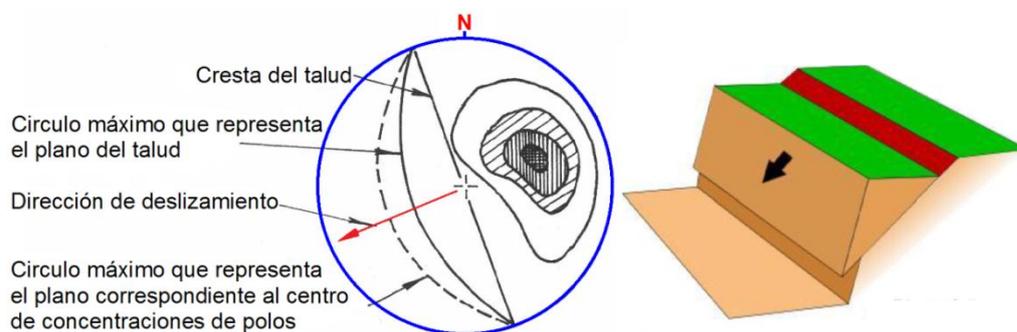


Figura 2.31: Disposición de discontinuidades en el estereograma para un modo de falla planar.

Fuente: Hoek & Bray, 1981.

Aunque no se trata de roturas excesivamente comunes si se puede observar ocasionalmente tanto en carreteras como en canteras, pudiendo dar lugar en algunos casos de roturas rápidas que pueden causar desde pequeños desprendimientos hasta cortes de carretera en el ámbito de la ingeniería civil y deslizamientos importantes con afectaciones a uno o varios bancos y accidentes laborales en minería. Por todo ello, este tipo de rotura debe ser necesariamente tenido en cuenta en el proceso de diseño de taludes en roca. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Para que se produzca este tipo de rotura deben concurrir un conjunto de circunstancias:

### 2.1.19.3.2 Falla por cuña

La rotura en cuña es un tipo de deslizamiento traslacional que está controlado por dos o más discontinuidades (estratificación, esquistosidades, diaclasas, fallas, etc.). Este tipo de deslizamientos generalmente se dan en macizos rocosos resistentes, con discontinuidades bien marcadas.

Si representamos el plano del talud y las discontinuidades en una proyección estereográfica, la disposición típica de los casos en que es posible la rotura por cuñas es la que aparece en la figura 2.32 En ella se aprecia la existencia de dos familias de discontinuidades de

rumbos oblicuos respecto al del talud quedando el rumbo de éste comprendido entre los de las dos familias de discontinuidades, La dirección de deslizamiento es la de la intersección de las dos familias de discontinuidades y ha de tener menos inclinación que el talud. (Instituto Geologico y Minero de España, 2006)

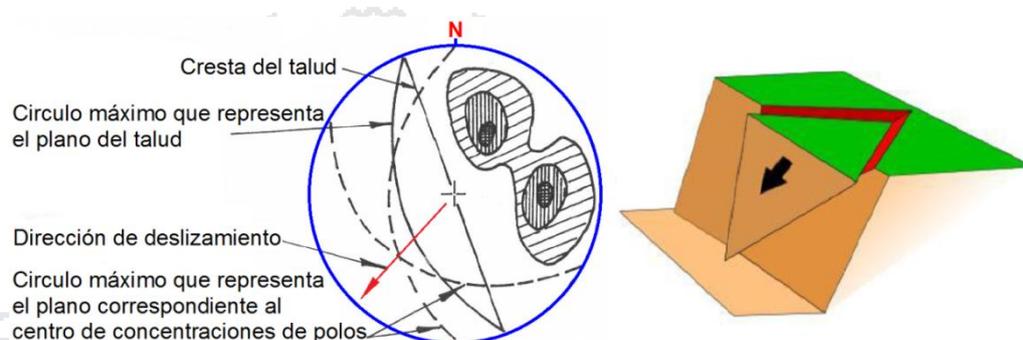


Figura 2.32: Disposición de discontinuidades en el estereograma para un modo de falla por cuñas.  
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

Este tipo de roturas es sin duda alguna una de las más comunes en taludes excavados en roca, fácilmente observable en múltiples carreteras, cualquier cantera o mina a cielo abierto, y no extraña en zonas de montaña. Cuando la cuña está formada por la intersección de dos discontinuidades o superficies de debilidad, si ambas superficies se inclinan en sentido diferente se denomina cuña directa. Cuando la inclinación de dichas discontinuidades va en el mismo sentido, reciben el nombre de cuña inversa. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

### 2.1.19.3.3 Falla por vuelco

Las roturas por vuelco de taludes aparecen principalmente cuando el rumbo del plano de discontinuidades: falla, estratificación, etc., coincide aproximadamente con el del plano del talud y además tiene un fuerte buzamiento hacia el interior del macizo rocoso.

En la figura 2.33, se muestra la disposición típica del plano del talud y las discontinuidades que hace previsible la rotura por vuelco de bloques. Se ha utilizado en dicha figura la proyección estereográfica. Se aprecia la existencia de familias de discontinuidades de

orientación similar a la del talud. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

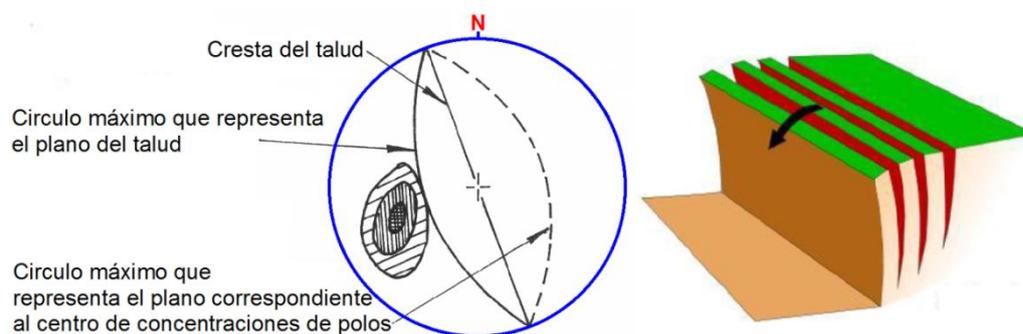


Figura 2.33: Disposición de discontinuidades en el estereograma para un modo de falla por vuelco de bloques.

Fuente: Hoek & Bray, 1981.

El vuelco en taludes es posible siempre que un conjunto de discontinuidades bien definidos se incline abruptamente en un talud. En este tipo de fallas, son largas, delgadas columnas de roca formadas por las discontinuidades fuertemente inclinadas estos pueden girar alrededor de un punto de giro situado en la esquina más baja del bloque. (Kliche, 1999)

Cuando el macizo rocoso presenta un conjunto de paquetes que quedan en voladizo, se produce el vuelco por flexión, además puede aparecer una familia de discontinuidades conjugadas con la principal produciéndose en este caso un vuelco de bloques o un vuelco de bloques por flexión. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

#### 2.1.19.3.4 Falla circular

En el caso de suelos, escombros y macizos rocosos de baja calidad muy alterados o meteorizados, la rotura se produce a través de la masa o el macizo (sin seguir discontinuidades) siguiendo la línea de menor resistencia. En el ámbito minero esta rotura es relativamente común en escombreras y presas de estériles, y también en taludes de explotaciones de arcillas o arenas. También se da muy comúnmente en taludes de carretera y en laderas naturales.

Este tipo de deslizamiento se suele producir en terrenos homogéneos, ya sea suelos o rocas altamente fracturadas sin direcciones predominantes de fracturación, en los que además ha de darse la condición de que las partículas de suelo o roca tengan tamaño muy pequeño en comparación con las dimensiones del talud. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

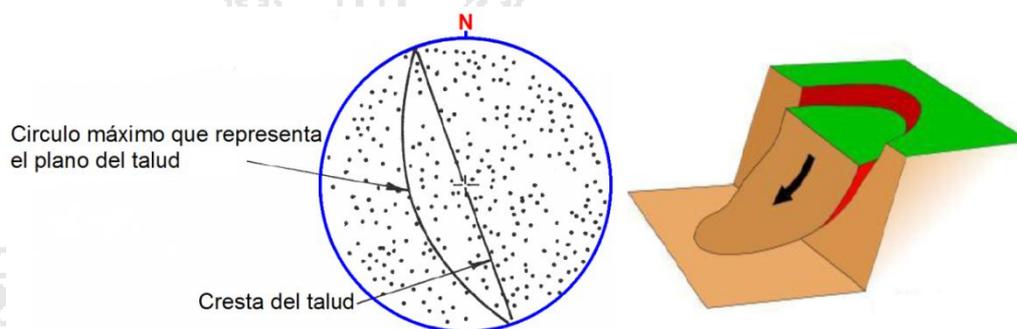


Figura 2.34: Disposición de discontinuidades en el estereograma para un modo de falla circular.  
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

Se produce a lo largo de una superficie de deslizamiento interna, de forma aproximadamente circular y cóncava. Se puede demostrar que en suelos homogéneos la superficie de rotura es una espiral logarítmica y que, por tanto, se aproxima mucho a un círculo. La mayoría de las teorías de análisis suelen partir de la hipótesis de que la superficie de rotura o deslizamiento es circular por lo que no cometen un error significativo. Los círculos de rotura suelen, además, pasar por el pie del talud. El movimiento tiene una naturaleza más o menos rotacional, alrededor de un eje dispuesto paralelamente al talud. Aunque las salidas de rotura tienden a pasar por el pie del talud, pueden también originarse en otras partes diferentes del talud, según las características resistentes del material, altura e inclinación del talud, en la superficie del terreno suelen aparecer grietas concéntricas y cóncavas hacia la dirección del movimiento, con un escarpe en su parte alta, tanto más acusado cuanto mayor desplazamiento sufre la masa deslizada. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Los métodos de cálculo para analizar la estabilidad de un talud buscan determinar el factor de seguridad (FS) del mismo y se pueden clasificar en dos grandes grupos: métodos de cálculo de deformaciones y métodos de equilibrio límite; figura 2.35.

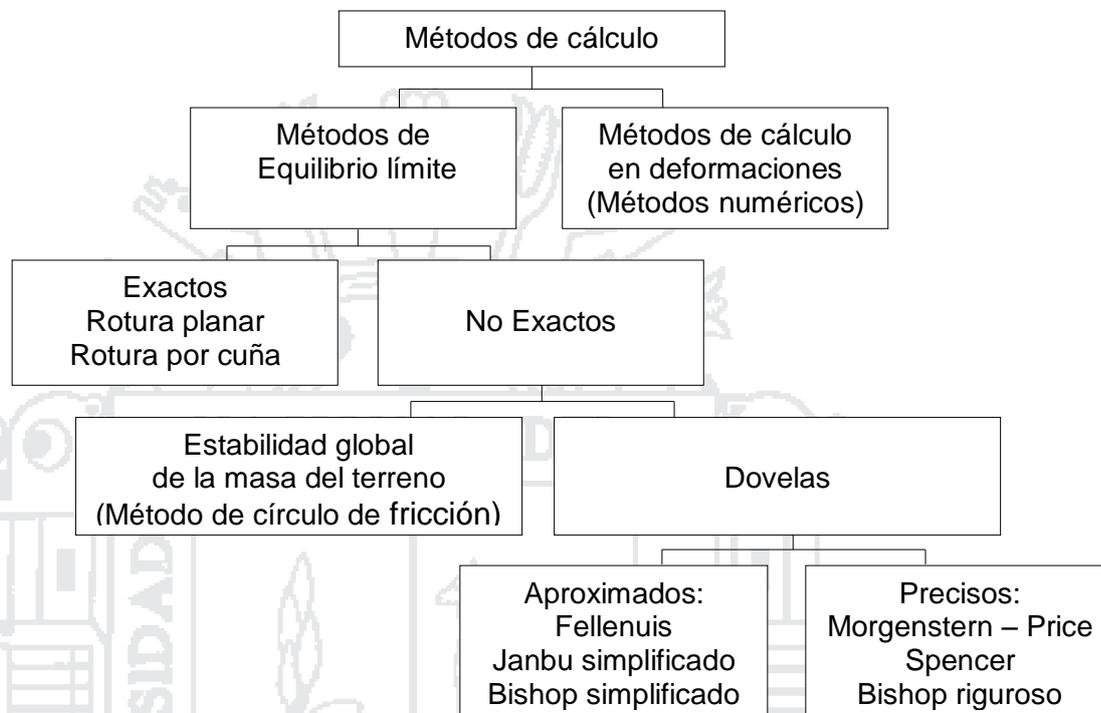


Figura 2.35: Esquema de métodos para estabilidad de taludes  
Fuente: Morales Cárdenas, 2009

**2.1.19.4 Métodos de equilibrio límite o analítico.**

Los métodos de equilibrio límite para el cálculo de estabilidad de taludes son los más utilizados en la práctica común por su gran sencillez y porque, a expensas de otras incertidumbres, el coeficiente de seguridad que proporcionan se asemeja enormemente al real. Se acude al cálculo de estabilidad empleando un factor de seguridad (FS) que reduce los parámetros de resistencia para llevar el talud al estado de equilibrio límite.

Existen dos procedimientos de aplicación dentro de este grupo:

- Métodos que suponen una superficie de deslizamiento predeterminada de la que se calcula su factor de seguridad, y
- Métodos en los que se busca la superficie de deslizamiento pésima y su factor de seguridad.

Los métodos de equilibrio límite (los más utilizados) analizan el equilibrio de una masa potencialmente inestable, y consisten en comparar las fuerzas tendentes al movimiento con las fuerzas resistentes que se oponen al mismo a lo largo de una determinada superficie de rotura. (González de Vallejo, 2002) Se basan en:

- La selección de una superficie teórica de rotura en el talud.
- El criterio de rotura de Hoek-Brown.
- El criterio de rotura de Mohr-Coulomb.
- El criterio de rotura de Barton-Bandis.
- La definición de coeficiente de seguridad.

En la ingeniería de taludes en roca, este método es de gran significancia en la detección de fallas de bloques simples a lo largo de distintas discontinuidades. Todos los métodos están basados en la comparación de fuerzas resistentes a la inestabilidad de la masa y otros que causan inestabilidad. Las secciones son analizadas en dos dimensiones asumiendo condiciones en un plano de esfuerzos. (Gundewar, 2014)

Se basan exclusivamente en las leyes de la estática para determinar el estado de equilibrio de una masa de terreno potencialmente inestable. No tienen en cuenta las deformaciones del terreno. Suponen que la resistencia al corte se moviliza total y simultáneamente a lo largo de la superficie de corte. En los métodos de equilibrio límite, la seguridad de un determinado talud se cuantifica por medio del factor (o coeficiente) de seguridad, FS, que se define como el cociente entre la resistencia al corte en la superficie de deslizamiento y la necesaria para mantener el equilibrio estricto de la masa deslizante. En la obtención del factor de seguridad se le supone constante en toda la superficie de deslizamiento. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

#### **2.1.19.4.1 Análisis de estabilidad en falla planar**

En el caso de rotura planar el factor de seguridad FS se obtiene de forma directa como cociente entre las fuerzas que tienden a producir

el deslizamiento y las fuerzas resistentes del terreno que se oponen al mismo, proyectadas todas según la dirección del plano de rotura. Al calcular FS de esta manera, se le supone implícitamente constante a lo largo de toda la superficie de rotura, lo cual se acepta a pesar de no ser estrictamente cierto. Por otra parte, se supone que la rotura se produce únicamente por deslizamiento, considerando que los momentos que pueden aparecer sobre el plano de rotura tienen efecto despreciable. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

El coeficiente de seguridad en la rotura plana se define como el cociente entre las fuerzas que se oponen al deslizamiento del bloque y las fuerzas que lo inducen. El valor de dicho cociente debe ser superior a la unidad para que el talud sea estable. Normalmente, con hipótesis de cálculo conservadoras, se considera que el talud es suficientemente estable si el coeficiente de seguridad es del orden de 1,3 o 1,1 si se considera el efecto sísmico. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Las fallas planas ocurren a lo largo de una superficie aproximadamente plana y se analizan como un problema en dos dimensiones, aunque pueden existir otras discontinuidades que definen los límites laterales de los movimientos, solo se tiene en cuenta el efecto de la discontinuidad principal. El tamaño de las fallas planas puede ir desde unos pequeños metros cúbicos a montañas enteras.

El análisis cinemático tiene en cuenta cuatro condiciones estructurales así:

- La dirección de la discontinuidad debe estar a menos de 20 grados de la dirección de la superficie del talud.
- El buzamiento de la discontinuidad debe ser menor que el buzamiento de la superficie del talud.
- El buzamiento de la discontinuidad debe ser mayor que su ángulo de fricción.

- La extensión lateral de la masa potencial de falla debe ser definida por superficies laterales que no contribuyen a la estabilidad.

Si las condiciones anteriores se cumplen la estabilidad puede evaluarse por el método del equilibrio límite; el análisis de estabilidad requiere la solución de fuerzas perpendiculares y paralelas a la superficie de falla potencial.

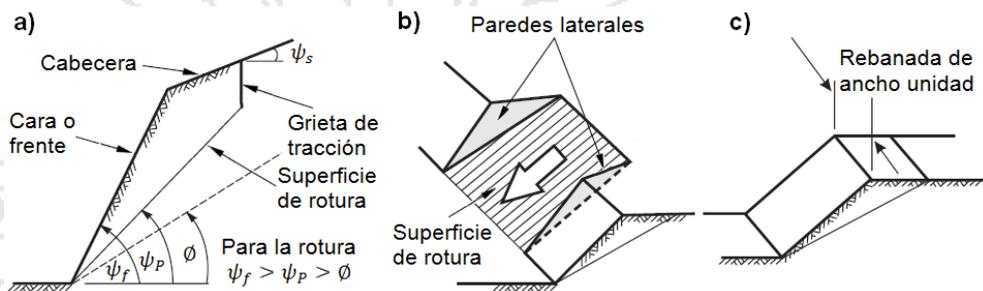


Figura 2.36: Rotura planar: a) Condiciones geométricas, b) Paredes laterales de la superficie de rotura, y c) Estudio bidimensional de rotura. Fuente: Hoek & Bray, 1981

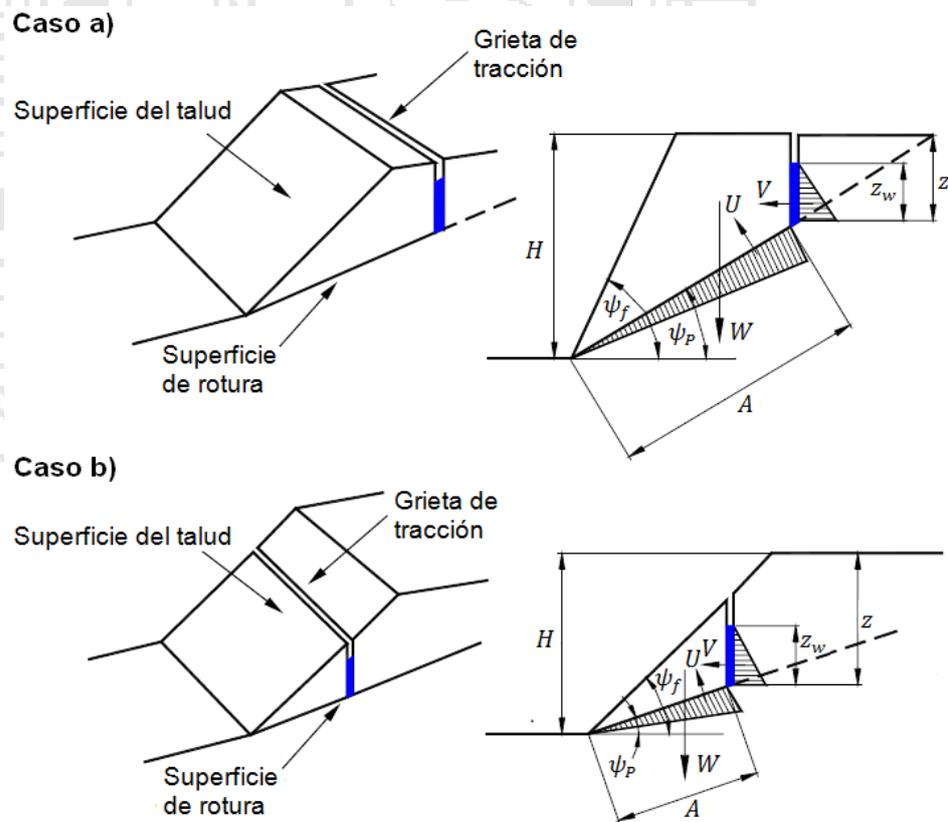


Figura 2.37: Rotura planar: a) Grieta de tracción ubicada en la cabecera del talud y b) Grieta de tracción ubicada en la cara del talud. Fuente: Hoek & Bray, 1981.

En la Figura 2.37 se presentan esquemas de una falla plana con grieta de tensión arriba de cabeza del talud, con grieta de tensión en la cara del talud, y en la figura 2.36 una representación esquemática general de la falla plana.

De acuerdo con la localización de la grieta de tensión se pueden considerar dos casos:

- Con grieta de tensión arriba de la cabeza del talud.
- Con grieta de tensión en la cara del talud, abajo de la cabeza.

Las ecuaciones de estabilidad son las siguientes:

$$FS = \frac{c' A + [W \cos \psi_P - U - V \sin(\psi_P + \delta)] \tan \phi'}{V \cos \psi_P + W \sin(\psi_P + \delta)} \dots\dots\dots 2.24$$

$$A = \frac{H-z}{\sin \psi_P} \dots\dots\dots 2.25$$

$$U = \frac{1}{2} \gamma_w z_w \frac{H-z}{\sin \psi_P} \dots\dots\dots 2.26$$

$$V = \frac{1}{2} \gamma_w z_w \dots\dots\dots 2.27$$

$$W = \frac{1}{2} \gamma H^2 \left[ \frac{1 - (\frac{z}{H})^2}{\tan \psi_P} - \frac{1}{\tan \psi_t} \right] \text{ Caso (a)} \dots\dots\dots 2.28$$

$$W = \frac{1}{2} \gamma H^2 \left( 1 - \frac{z}{H} \right)^2 \frac{(\tan \psi_t - 1)}{\tan \psi_P} \text{ Caso (b)} \dots\dots\dots 2.29$$

Dónde:

$FS$  = factor de seguridad

$H$  = altura del talud

$A$  = área de la superficie de deslizamiento (supuesta de ancho unidad)

$z_w$  = altura del agua en la grieta de tracción

$c'$  = cohesión efectiva en la superficie de deslizamiento

$\phi'$  = ángulo de rozamiento interno efectivo en la superficie de deslizamiento

$z$  = distancia de la grieta de tracción a la cresta del talud

$\psi_s$  = ángulo de la superficie de la cabecera

$\psi_f$  = ángulo del buzamiento del talud

$\psi_p$  = ángulo que forma el plano de deslizamiento con la horizontal

$\psi_t$  = ángulo del talud con la horizontal

$U$  = resultante de las presiones intersticiales que actúan sobre el plano de deslizamiento

$V$  = resultante de las presiones intersticiales que actúan sobre la grieta de tracción

$W$  = peso de la masa deslizante

$\gamma$  = peso específico de la masa inestable

$\gamma_w$  = peso específico del agua

$g$  = aceleración de la gravedad

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).

#### 2.1.19.4.2 Análisis de estabilidad en falla por cuña

La obtención del factor de seguridad es más compleja que en el caso de rotura planar debido a que el cálculo ha de hacerse en tres dimensiones, entrando en la caracterización geométrica del problema un número mucho mayor de variables angulares. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

El coeficiente de seguridad de la rotura en cuña viene definido, como en la rotura plana, por el cociente entre las fuerzas que se oponen al deslizamiento y las que lo inducen. Las fuerzas que intervienen son las mismas que en la rotura plana, es decir, peso de la cuña, empujes de agua, esfuerzos sísmicos, fuerzas de anclaje, fuerzas de reacción y fuerzas resistentes: cohesión y fricción. A diferencia de la rotura plana, en la rotura en cuña se desarrolla una componente resistente sobre cada uno de los dos planos de discontinuidad que forman la cuña. Así mismo, los empujes de agua pueden actuar independientemente sobre cada plano de discontinuidad, por lo que

la solución del problema se complica al convertirse en tridimensional. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Para calcular el coeficiente de seguridad hay que obtener la resultante sobre la línea de caída de las componentes tangenciales de las fuerzas que actúan sobre la cuña y compararla con las fuerzas resistentes. La solución gráfica de los problemas de estabilidad de cuñas necesita de la proyección estereográfica.

La falla en cuña ocurre cuando la masa de roca se desliza a lo largo de dos discontinuidades que se interceptan en un ángulo oblicuo a la superficie del talud (Figura 2.38). La formación de una falla en cuña depende primordialmente, de la litología y de la masa de roca.

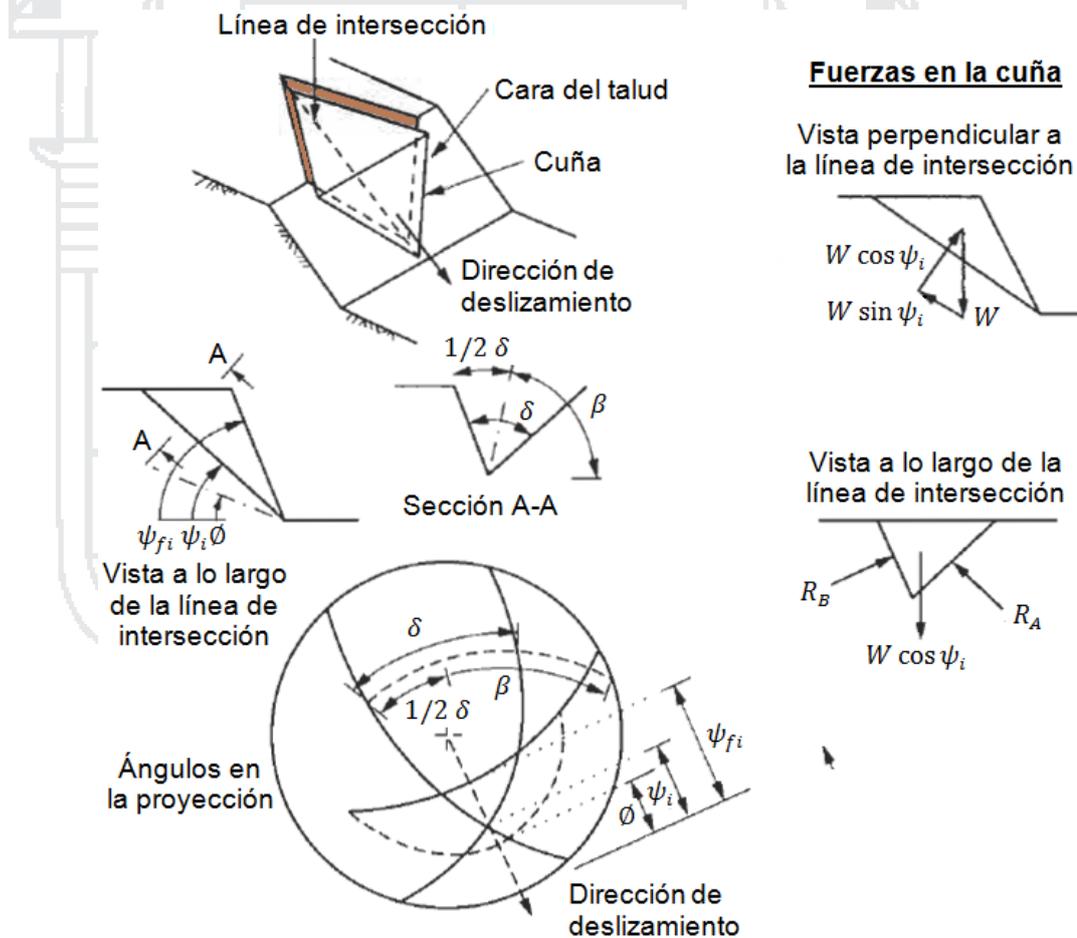


Figura 2.38: Geometría de un análisis estático de solo fricción de una falla en cuna.

Fuente: Hudson & Harrison, 1997.

El análisis cinemático de una falla en cuña es controlado por la orientación de la línea de intersección de los dos planos. Las condiciones estructurales que se deben cumplir son las siguientes:

- La dirección de la línea de intersección debe ser aproximadamente cercana a la del buzamiento de la superficie del talud.
- El buzamiento de la línea de intersección debe ser menor que el de la superficie del talud.
- El buzamiento de la línea de intersección debe ser mayor que el ángulo de fricción promedio de las dos superficies.

Asumiendo que la dirección de deslizamiento es paralela a la línea de intersección de los dos planos, fuerzas paralelas a esta línea y perpendicular a los dos planos de deslizamiento pueden resolverse en orden de determinar el factor de seguridad con la siguiente expresión. (Hudson & Harrison, 1997)

$$FS = \frac{(R_A + R_B) \tan \phi}{W \sin \psi_i} \dots\dots\dots 2.30$$

$$R_A + R_B = \frac{W \cos \psi_i \sin \beta}{\sin(\frac{1}{2}\delta)} \dots\dots\dots 2.31$$

Dónde:

$FS$  = factor de seguridad

$\phi$  = ángulo de fricción

$\psi_i$  = ángulo de inclinación de línea de intersección

$\psi_{fi}$  = ángulo de inclinación del talud, medido en la sección vertical indicada

$W$  = peso del bloque

$\delta$  = ángulo de apertura de la cuña o ángulo que forman los planos A y B

$\beta$  = ángulo que forma con la horizontal la bisectriz de la cuña

$R_A$  = Es la reacción normal efectiva sobre el plano A

$R_B$  = Es la reacción normal efectiva sobre el plano B

La resolución de problemas de rotura en forma de cuña que a veces resulta algo complicado realizar de manera manual ha sido implementada, en su versión basada en el cálculo vectorial (Hoek y Bray, 1974) ha sido implementada en algunos programas de cálculo como el denominado SWEDGE de la compañía ROCSCIENCE (2002), que también permite cálculos estadísticos y realización de análisis de sensibilidad.

#### **2.1.19.4.3 Análisis de estabilidad en falla por vuelco**

Este análisis se basa en los principios de los métodos de equilibrio límite por lo que únicamente se han considerado las ecuaciones generales de equilibrio estático sin tener en cuenta procesos dinámicos ni tenso-deformacionales. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

Los métodos numéricos resultan una solución elegante, que permite a su vez observar y analizar mecanismos más o menos complejos, pero que suele resultar cara. Independientemente del método de cálculo utilizado, se deben emplear coeficientes de seguridad más bien altos para el diseño de estos taludes ya que al influir sobre ellos un número de parámetros muy elevado, la incertidumbre sobre los valores de éstos será también bastante grande, con lo que el diseño debe situarse bastante del lado de la seguridad; las roturas por vuelco tienen, en cambio, la ventaja de que se producen lentamente por lo que da tiempo para tomar medidas tendentes a reducir los daños. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Existen herramientas para los modos de falla por vuelco directo (simultáneamente, existen soluciones para vuelcos flexurales pero también estas fallas envuelven deformaciones internas del bloque que es pobremente tratada usando técnicas de equilibrio limite). Otras consideraciones incluyen la posibilidad de que el bloque pueda deslizar, o que ambos deslizamiento y vuelco puedan ocurrir simultáneamente.

Las fallas al volteo ocurren en masas de roca que están subdivididas en una serie de columnas de gran buzamiento y con rumbo aproximadamente paralelo a la superficie del talud, en la falla al volteo la columna de roca rota alrededor de un punto cerca a la base de la misma columna (Figura 2.39).

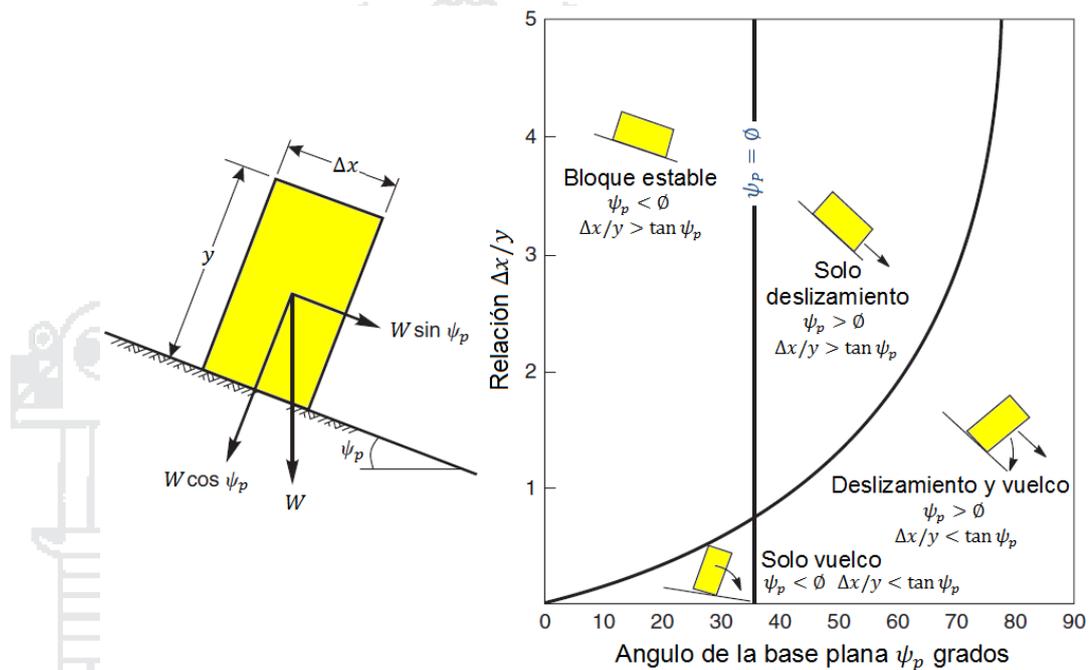


Figura 2.39: Deslizamiento e inestabilidad de bloques por vuelco en un plano inclinado.

Fuente: Hoek & Bray, 1981.

De los métodos analíticos para resolver los problemas de vuelco de taludes, uno de los difundidos es el propuesto por (Goodman & Bray, 1997), que se adapta sobre todo a taludes que presentan roturas con base escalonada ascendente regular, del tipo vuelco de bloques.

#### 2.1.19.4.4 Análisis de estabilidad en falla circular

Para el análisis de esta tipología de rotura en macizos rocosos isótropos, muy alterados o intensamente fracturados y de baja resistencia, pueden utilizarse los métodos para rotura circular en suelo. (González de Vallejo, 2002)

El estudio de la estabilidad de un talud mediante formas de rotura circulares ha sido y es altamente utilizado, pues se acerca razonablemente a la realidad en una gran parte de los casos. Los

métodos de cálculo más empleados son los llamados métodos de rebanadas o de dovelas, que requieren un cálculo muy laborioso por lo que su utilización se suele hacer mediante programas de cómputo. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

#### 2.1.19.4.5 Métodos de dovelas

Los métodos de dovelas consideran el problema bidimensional por lo que la estabilidad del talud se analiza en una sección transversal del mismo. La zona de terreno potencialmente deslizante se divide en una serie de fajas verticales estudiándose el equilibrio de cada una de ellas, tal como se muestra en la figura 2.39.

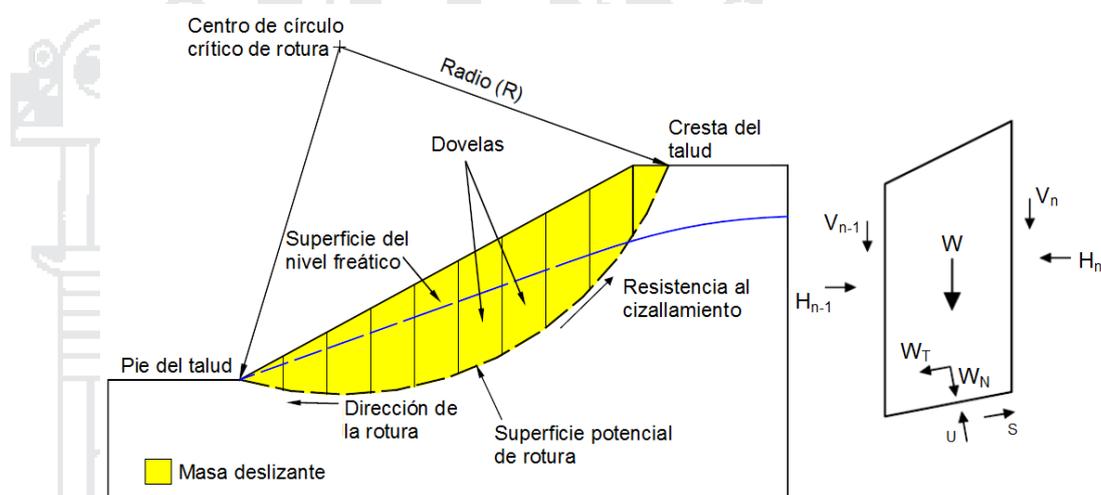


Figura 2.40: Metodo de la dovela para una rotura circular en una serie de fajas y rebanas verticales

La gran utilización que tienen actualmente los métodos de dovela se debe a que se pueden aplicar a una gran generalidad de problemas con un grado razonable de exactitud en la gran mayoría de los casos. Permiten considerar la acción de presiones intersticiales, la existencia de cargas externas actuando sobre el talud, la existencia de materiales de diferentes características y, en muchos casos, son aplicables a superficies de rotura de cualquier forma. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

El método de fajas o dovelas, con sus diferentes desarrollos, permite realizar cálculos de geometrías complejas, condiciones variables del terreno e incluir fuerzas externas de diverso origen (sobrecargas,

anclajes), se convierte en una herramienta práctica y versátil, que se puede aplicar y de hecho se aplica para resolver la mayor parte de problemas de rotura circular. De hecho ha sido prácticamente el único método de cálculo utilizado hasta bien recientemente, cuando se han comenzado a aplicar métodos numéricos para estos cálculos. Nace debido a la inexactitud y dificultad de aplicación de algunos métodos, y a que para estimar adecuadamente el coeficiente de seguridad en un terreno tipo Mohr-Coulomb se debe conocer la distribución de tensiones efectivas normales sobre la línea de deslizamiento, aspecto éste que no puede ser tenido en cuenta mediante los métodos anteriores. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Los métodos de dovelas o fajas más comunes, junto con las condiciones estáticas de equilibrio satisfechas en cada uno de ellos para la determinación del factor de seguridad son:

**a) Método de Fellenius**

Conocido también como el método sueco, método de las dovelas o método U.S.B.R., considera la superficie potencial de falla como circular y el factor de seguridad es calculado solo satisfaciendo la ecuación de equilibrio de momentos.

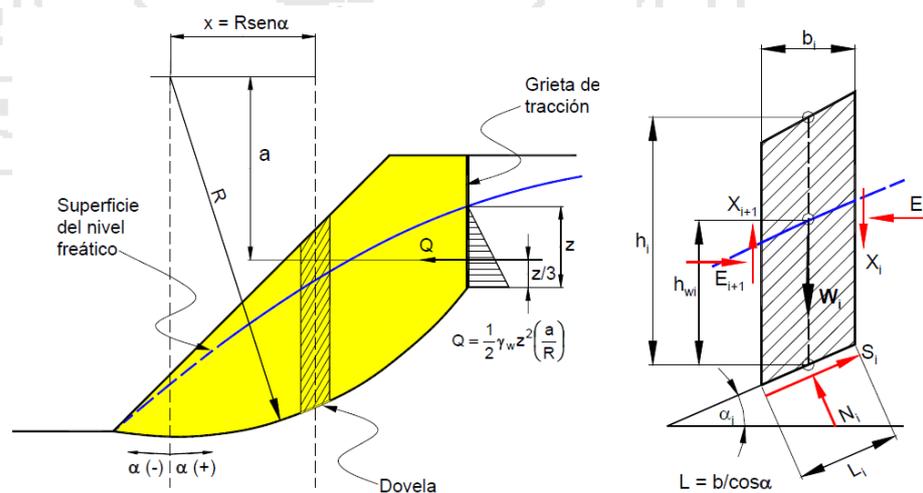


Figura 2.41: Parametros geometricos y esquema de esfuerzos en una rebanda para el metodo de fellenius.

En este método, también conocido como método ordinario de fajas, la simplificación consiste en suponer nulas las componentes según la dirección normal al círculo de deslizamiento de las fuerzas que actúan sobre los laterales de cada faja.

En este caso, el coeficiente de seguridad se expresa mediante la siguiente ecuación:

$$FS = \frac{\sum_{i=1}^n [c' L_i + (W_i \cos \alpha_i - u_i L_i) \tan \phi']}{\sum_{i=1}^n W_i \sin \alpha_i + \frac{1}{2} \gamma_w Z^2 \left(\frac{a}{R}\right)} \dots\dots\dots 2.32$$

**b) Método de Bishop simplificado**

En 1955. Bishop presento su método utilizando dovelas donde la superficie potencial de falla se admite como circular y el factor de seguridad es calculado satisfaciendo la ecuación de equilibrio de momentos y de fuerzas verticales empleada para la obtención de fuerzas normales, la resultante de fuerzas laterales actuantes en cada dovela es admitida como horizontal.

La simplificación que se hace en este procedimiento de cálculo consiste en suponer que las fuerzas que las demás fajas ejercen sobre los laterales de la rebanada considerada, tienen nula la componente vertical de la resultante.

$$FS = \frac{\sum_{i=1}^n \left[ \frac{c' b_i + (W_i - u_i b_i) \tan \phi'}{M_i(\alpha_i)} \right]}{\sum_{i=1}^n W_i \sin \alpha_i + \frac{1}{2} \gamma_w Z^2 \left(\frac{a}{R}\right)} \dots\dots\dots 2.33$$

$$M_i(\alpha_i) = \cos \alpha_i \left( 1 + \frac{\tan \alpha_i \tan \phi'}{FS} \right) \dots\dots\dots 2.34$$

En este método, como en el de Fellenius, el coeficiente de seguridad queda sobredeterminado, al disponerse de más ecuaciones que de incógnitas; por ello se pierde precisión en la obtención del factor de seguridad, alcanzándose valores de dicho coeficiente hasta 1,5 veces menores que el real, normalmente siempre del lado de la seguridad.

**c) Método de Janbu simplificado**

En 1968. Janbu presento un método de las dovelas para superficie de fallas curvas, y no circulares, satisfaciendo las ecuaciones de equilibrio fuerzas verticales y horizontales aunque no considerando las componentes verticales de las fuerzas entre dovelas.

En el método de Janbu se adopta la hipótesis de fijar la altura del punto de aplicación de la reacción normal de una rebanada sobre la siguiente. Con esta simplificación se introducen n-1 hipótesis y por consiguiente este método es, como los anteriores, inexacto. Con el método de Janbu se pueden analizar superficies de forma cualquiera. El método de Janbu satisface el equilibrio vertical de fuerzas en cada faja, así como el equilibrio de fuerzas horizontal general de toda la masa.

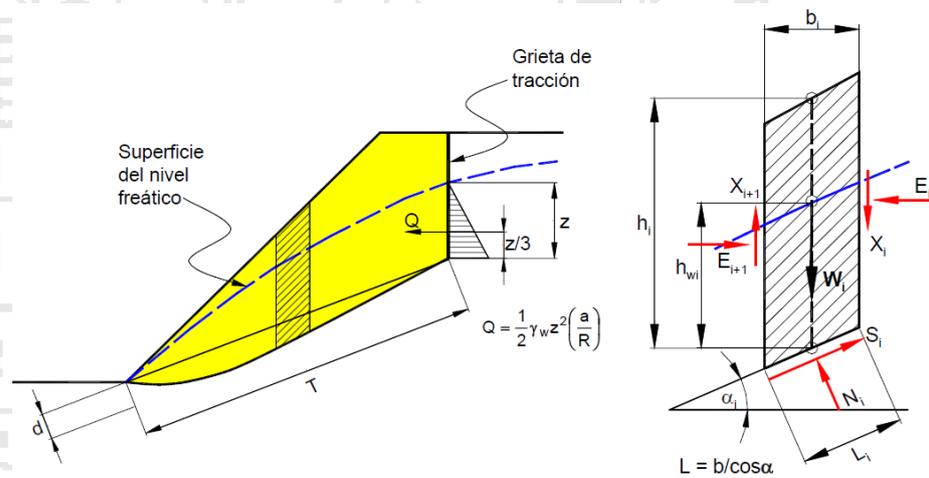


Figura 2.42: Parametros geometricos y esquema de esfuerzos en una rebanada para el metodo de bishop simplificado y jambu simplificado.

$$FS = \frac{f_0 \sum_{i=1}^n \left[ \frac{(c' + (\gamma h_i - \gamma_w h_{wi}) \tan \phi') (1 + \tan^2 \alpha_i) b_i}{N_i(\alpha_i)} \right]}{\sum_{i=1}^n W_i \tan \alpha_i + \frac{1}{2} \gamma_w Z^2} \dots\dots 2.35$$

$$N_i(\alpha_i) = \left( 1 + \frac{\tan \alpha_i \tan \phi'}{FS} \right) \dots\dots\dots 2.36$$

$$f_0 = 1 + k \left( \frac{d}{T} - 1.4 \left( \frac{d}{T} \right)^2 \right) \dots\dots\dots 2.37$$

Para  $c' = 0$ ;  $\rightarrow k = 0.31$

Para  $c' > 0, \phi' > 0$ ;  $\rightarrow k = 0.50$

$c'$  = cohesión en términos de tensiones efectivas

$\phi'$  = ángulo de fricción interna

$\gamma$  = peso específico del terreno

$\gamma_w$  = peso específico del agua

$h$  = altura de la dovela en la parte media

$h_w$  = altura del nivel de agua

$\alpha$  = ángulo positivo o negativo de la base de la dovela con respecto a la horizontal

$b$  = ancho de la dovela

$L$  = longitud de la base de la dovela

$W$  = peso de cada dovela

$z$  = altura del nivel de agua en la grieta de tracción

#### 2.1.19.5 Métodos numéricos

El uso de modelos numéricos en ingeniería de taludes puede contribuir a mejorar el conocimiento sobre los posibles mecanismos de rotura que pueden dar lugar a fenómenos de inestabilidad. Así mismo, puede ayudar a encontrar una geometría óptima del talud y permite el análisis de la secuencia de excavación y construcción. Finalmente, y mediante el método de reducción de la resistencia al corte (y a la tracción) se pueden estimar los coeficientes de seguridad de taludes mediante técnicas numéricas. (Dawson & Roth, 1999)

Los modelos numéricos analizan el comportamiento de los taludes; para lo cual pueden incorporar diferentes comportamientos mecánicos (elástico, elastoplástico, viscoso, discontinuo) de los materiales afectados. Dada la complejidad natural de los materiales que se analizan, la aplicación de los modelos numéricos exigirá simplificaciones, tanto en términos geométricos (modelos bidimensionales o axisimétricos, mallas finitas), como en la implementación de los modelos de comportamiento (linealización, homogeneización, eliminación de discontinuidades).

Los modelos pueden ser usados como ayuda para explicar las observaciones físicas del contorno del macizo rocoso y la evaluación de diferentes modelos geológicos, modos de falla y opciones de diseño de taludes. Los modelos numéricos dividen el macizo rocoso en elementos, estos pueden ser conectados por un modelo continuo o separado por discontinuidades en un modelo discontinuo. (Read & Stacey, 2009)

Los métodos numéricos se basan en la resolución numérica, y por tanto no exacta, de las ecuaciones diferenciales que rigen el comportamiento mecánico de los materiales (macizos rocosos o masas de suelo). Dada la complejidad del comportamiento de estos, es necesario simplificar sus propiedades para formalizar los modelos matemáticos. La solución de un problema concreto se presenta en forma de la distribución de las variables principales en el dominio considerado, tales como esfuerzos inducidos, deformaciones y desplazamientos. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

Los métodos numéricos se pueden dividir en:

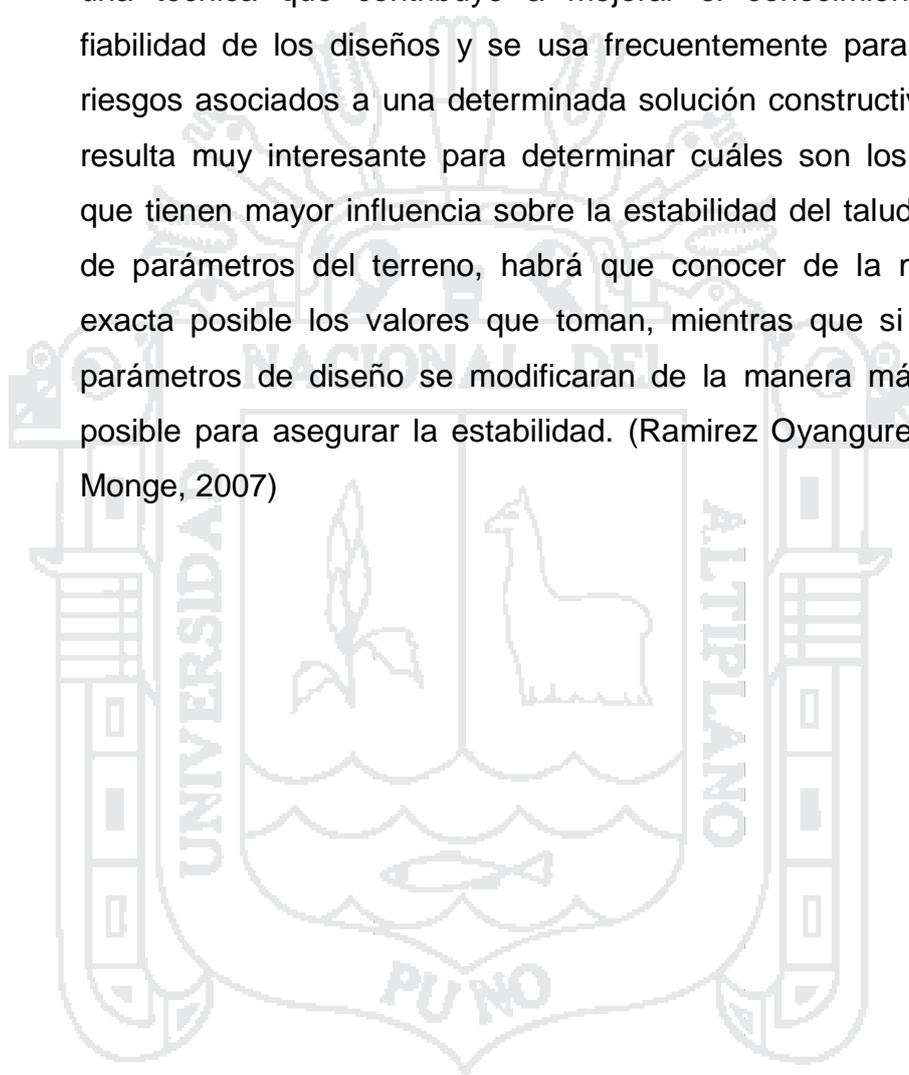
- Elementos finitos (MEF)
- Diferencias finitas (MDF)
- Elementos discretos (MED)
- Elementos de contorno (MEC)

#### **2.1.19.6 Métodos estadísticos**

En una disciplina, como la ingeniería de los macizos rocosos, en la que la incertidumbre juega un papel bastante importante, la utilización de métodos estadísticos presenta gran interés. Aunque las técnicas estadísticas se han desarrollado para tratar casos en los que se cuenta con un elevado número de datos, al contrario de lo que suele ocurrir en geotecnia, una adecuada gestión de éstos en combinación con el uso de técnicas estadísticas puede contribuir a facilitar la resolución de los problemas, controlando y limitando los niveles de incertidumbre a lo largo del proceso de diseño, y sacando el mayor partido posible de los escasos datos disponibles. Además, las

técnicas estadísticas permiten evaluar, de manera más o menos aproximada, el riesgo asociado a una determinada propuesta de diseño y, por tanto, la fiabilidad de la misma. (Harr, 1987)

Aunque no es necesariamente un método estadístico, se trata por ser una técnica que contribuye a mejorar el conocimiento sobre la fiabilidad de los diseños y se usa frecuentemente para evaluar los riesgos asociados a una determinada solución constructiva. También resulta muy interesante para determinar cuáles son los parámetros que tienen mayor influencia sobre la estabilidad del talud. Si se trata de parámetros del terreno, habrá que conocer de la manera más exacta posible los valores que toman, mientras que si se trata de parámetros de diseño se modificarán de la manera más adecuada posible para asegurar la estabilidad. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)



## 2.2 MARCO CONCEPTUAL

### 2.2.1 Abertura

Se define abertura como la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de roca de una discontinuidad. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

### 2.2.2 Banqueta

Obra de estabilización de taludes consistente en la construcción de una o más terrazas sucesivas en el talud. También se usa el término banqueteta para construir una terraza en el talud aledaño a la carretera destinada a que se cumpla el requisito de la distancia mínima de visibilidad de parada del vehículo.

### 2.2.3 Buzamiento

Ángulo que forma con la horizontal la línea de máxima pendiente de un plano. (Instituto Geológico y Minero de España, 2006)

### 2.2.4 Caracterización geológica

La caracterización geológica es la descripción de macizo rocoso donde se conocen los parámetros básicos de la roca y las discontinuidades, así como la estructura del macizo rocoso.

### 2.2.5 Clasificación geomecánica

Es un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite a su vez relacionar índices de calidad con parámetros de diseño y de sostenimiento. (Torrijo Echarri & Córtes Gimeno, 2007)

### 2.2.6 Deslizamiento

Los deslizamientos son movimientos de masas de suelo o roca que deslizan, moviéndose relativamente respecto al sustrato, sobre una o varias superficies de rotura. (Gonzáles de Vallejo, 2002)

### 2.2.7 Discontinuidad

Es cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa los bloques de matriz rocosa en un macizo rocoso. (Gonzáles de Vallejo, 2002)

Extensión superficial de una determinada discontinuidad en un plano imaginario que la contenga. (Instituto Geologico y Minero de España, 2006)

### **2.2.8 Dirección de buzamiento**

Ángulo, medido en el sentido de las agujas del reloj, entre la dirección Norte y la proyección horizontal de la línea de máxima pendiente considerada siempre en el sentido hacia el que desciende el plano. (Instituto Geologico y Minero de España, 2006)

### **2.2.9 Esclerómetro**

Martillo de rebote Schmidt es el medidor de dureza de la superficie que proporciona un medio rápido y sencillo para verificar la uniformidad del concreto. Mide el rebote de un émbolo cargado con un resorte después de golpear una superficie lisa de concreto.

### **2.2.10 Estabilidad de taludes**

Es la teoría que estudia la estabilidad de un talud a la hora de realizar un proyecto, o llevar a cabo una obra de construcción de ingeniería civil siendo un aspecto directamente relacionado con la geotecnia; la estabilidad de un talud, se puede producir por un desnivel, que tenga lugar a diversas razones.

### **2.2.11 Espaciamiento**

Distancia perpendicular entre dos discontinuidades adyacentes, normalmente se refiere al espaciamiento medio de una familia de discontinuidades. (Instituto Geologico y Minero de España, 2006)

### **2.2.12 Factor de seguridad**

El factor de seguridad es una medida determinística de la relación entre las fuerzas (capacidad) y las fuerzas impulsoras (demanda), del sistema en su entorno considerado. El factor de seguridad es el criterio más básico de diseño aceptado en la ingeniería de taludes. (Read & Stacey, 2009)

### 2.2.13 Geodinámica externa

Conjunto de fenómenos geológicos de carácter dinámico, que puede actuar sobre el terreno materia del estudio como: erupciones volcánicas, inundaciones, huaycos avalanchas, tsunamis, actividades de fallas geológicas. (Reglamento Nacional de Edificaciones, 2012)

Conjunto de factores geológicos de carácter dinámico, que actúan sobre el terreno materia del estudio geológico y geotécnico.

### 2.2.14 Filtración

Flujo de agua y humedad libre visible en discontinuidades o en la totalidad de la roca.

### 2.2.15 Macizo rocoso

El Macizo rocoso es un conjunto constituido por una o varias matrices rocosas que presentan una determinada estructura, está afectado por un cierto grado de alteración y tiene una serie de discontinuidades. (Plaza Diez, 2005)

Las masas rocosas se presentan en la naturaleza afectadas por una serie de planos de discontinuidad o debilidad que separan bloques de matriz rocosa, formando los macizos rocosos. Para el estudio del comportamiento mecánico del macizo rocoso deben estudiarse las propiedades tanto de la matriz como de las discontinuidades. (Gonzáles de Vallejo, 2002)

### 2.2.16 Matriz rocosa

Es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de roca intacta que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. (Gonzáles de Vallejo, 2002)

Roca o matriz rocosa puede definirse como agregado de más de una especie mineral, que presenta los mismos caracteres de conjunto en un área de cierta extensión de la corteza terrestre. (Plaza Diez, 2005)

### **2.2.17 Meteorización**

La meteorización puede ser definida como la alteración físico-química de las rocas en superficie, debido a las reacciones con soluciones atmosféricas líquidas o gaseosas. La importancia de la meteorización radica en su efecto sobre las propiedades mecánicas de los materiales a los que afecta, así como en la influencia sobre las características friccionales de las superficies sobre las que actúa. Además una roca sometida a un elevado grado de meteorización se convertirá finalmente en un material desagregado o poco cementado que se conoce por suelo, de forma que a medida que un macizo rocoso se va meteorizando tenderá a parecerse a este tipo de materiales. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

### **2.2.18 Orientación**

Posición de la discontinuidad en el espacio, definida por la dirección del buzamiento y el buzamiento de la línea de máxima pendiente en el plano de la discontinuidad. (Instituto Geologico y Minero de España, 2006)

### **2.2.19 Pie de talud**

El pie corresponde al sitio de cambio brusco de la pendiente en la parte inferior del talud o ladera. La forma del pie de una ladera es generalmente cóncava.

### **2.2.20 Pizarras**

Son rocas de metamorfismo regional cuyos minerales esenciales son moscovita, cuarzo, clorita y en algún caso grafito. (Plaza Diez, 2005)

### **2.2.21 Relleno**

Material que separa las paredes de una discontinuidad, normalmente más débil que la roca matriz.

### **2.2.22 Resistencia a compresión simple**

Es llamada también resistencia uniaxial y se define como el esfuerzo máximo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial, la cual se determina a través de una probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio.

### **2.2.23 Resistencia de la discontinuidad**

Resistencia a la compresión de la superficie de discontinuidad, puede ser más baja que la resistencia de la roca matriz a causa de la meteorización de la misma.

### **2.2.24 Roca**

Es un agregado natural duro y compacto de partículas minerales con fuertes uniones cohesivas permanentes que habitualmente se consideran un sistema continuo. (González de Vallejo, 2002)

Agregado natural compuesto de partículas de uno o más minerales, con fuertes uniones cohesivas, que no pueden ser disgregados o excavados con herramientas manuales, originada en forma natural por procesos geológicos. (Reglamento Nacional de Edificaciones, 2012)

### **2.2.25 Roca intacta**

Son cuerpos continuos formados por asociaciones de una o varias especies minerales. Por sus propiedades pueden ser: Homogéneos o Heterogéneos e Isótropos o Anisotrópicos. (Barletta, 2008)

### **2.2.26 Roca metamórfica**

Sustancia sólida compuesta por uno o más minerales, originada en forma natural por procesos geológicos.

### **2.2.27 Rugosidad**

Conjunto de irregularidades de diferentes órdenes de magnitud (asperezas, ondulaciones), que componen la superficie de las paredes de una discontinuidad.

### **2.2.28 Talud**

Inclinación de diseño dada al terreno lateral de la carretera, tanto en zonas de corte como en terraplenes, con estructura de roca o suelo.

Inclinación o pendiente de un terreno que queda al excavar. Perfil conseguido tras una excavación o terraplenado no necesariamente vertical, sino con cierto ángulo con la horizontal, llamado ángulo de talud. (Reglamento Nacional de Edificaciones, 2012)

### 2.2.29 Tilt test

Es un ensayo que permite estimar el ángulo de rozamiento de discontinuidades o el ángulo de rozamiento básico de discontinuidades lisas, a partir de los que se pueden evaluar el ángulo de rozamiento residual y el coeficiente de rugosidad de las juntas, JRC. (González de Vallejo, 2002)

### 2.2.30 Tipo de rotura

En cualquier parte de la superficie terrestre la gravedad actúa continuamente sobre los materiales, que tienden a dirigirse hacia niveles más bajos. El término más comúnmente usado para designar los movimientos producidos en los taludes es el de deslizamiento, dicho término implica movimientos de masas formadas por diferentes tipos de materiales: rocas, suelos, rellenos artificiales o también combinaciones de los mismos, a través de una superficie determinada denominada de rotura. La velocidad con que se desarrollan las roturas de los taludes es variable, dependiendo de la clase de material involucrado en los mismos y del tipo de deslizamiento. El movimiento puede ser progresivo, produciéndose inicialmente una rotura local, que va progresando hasta convertirse en una rotura generalizada. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2007)

## CAPÍTULO III

### METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

#### 3.1 Diseño metodológico

El presente trabajo de investigación, se sustenta en la investigación no experimental, de tipo descriptivo, orientándose al análisis de la estabilidad de taludes de la Carretera Desvió Vilquechico - Cojata - Sina - Yanahuaya Tramo III Sub Tramo 02, en macizo rocoso a partir de la caracterización geológica y resistencia a la compresión simple, por que describe el macizo rocoso en función de los factores geológicos, geotécnicos y geomecánicos, con la valoración RMR y GSI, y analítico porque se analiza la estabilidad del talud, que están en razón a las variables desarrolladas en la investigación.

La Investigación descriptiva, comprende la descripción, registro, análisis e interpretación de la naturaleza actual, y la composición o procesos de los fenómenos. Utiliza el método de análisis, se logra caracterizar un objeto de estudio o una situación concreta, señalar sus características y propiedades, combinada con ciertos criterios de clasificación sirve para ordenar, agrupar o sistematizar los objetos involucrados en el trabajo indagatorio. (Suca Suca, 2015)

#### 3.2 Revisión, recopilación y elaboración de informaciones preliminares

Se realizó una planificación según las metodologías a aplicar para ejecutar el proyecto de investigación, se revisaron y recopilaron informaciones bibliográficas relacionadas al tema de investigación.

Se hizo una revisión bibliográfica de trabajos inéditos y tesis bibliográficas para tener una visión del estado de conocimiento en relación al análisis de

estabilidad de taludes en macizos rocosos y las metodologías relacionadas a la caracterización geológica estructural y geotécnica, y la resistencia a la compresión simples, para determinar la clasificación geomecánica y el factor de seguridad de un determinado talud.

### 3.3 Población y muestra

La presente investigación se llevó a cabo solamente en los macizos rocosos de los taludes de corte a lo largo del sub tramo 02, de la Carretera Desvío Vilquechico - Cojata - Sina - Yanahuaya Tramo III (Sina - Yanahuaya) Sub Tramo 02 km 31+200 al km 48+800, Distrito de Sina, Provincia de San Antonio de Putina, Departamento de Puno.

El muestreo se realizó de manera determinística utilizando los criterios de alturas considerables, pendientes pronunciadas (geometría del talud), esto en los taludes de macizo rocoso, el estudio fue realizado solamente en el sub tramo 02, en la que se escogieron tres taludes de interés a lo largo de la vía que actualmente se encuentra en la etapa construcción.

Para su descripción se utilizó el sistema de ubicación basado en las progresivas que cubre cada talud, propias de la obra, cuyo km 0+000 está al inicio de la construcción y no se rige por el progresivado del proyecto; así los taludes tendrán la siguiente nomenclatura:

- km. 1+400 al 1+700 - Catarata.
- km. 2+500 al 2+760 - Mirador.
- km. 6+400 al 6+700 - Huancoiri.

### 3.4 Variables

#### 3.4.1 Variables dependientes

La variable dependiente es:

- Estabilidad de taludes.

#### 3.4.2 Variables independientes

Las variables independientes son:

- Clasificación geomecánica de los macizos rocosos.
- Factor de seguridad de los taludes.

### 3.5 Operacionabilidad de variables

**Y: Dependientes:**

Y1: Estabilidad de talud.

**X: Independientes:**

X1: Clasificación geomecánica.

Tabla 3.1: Operacionabilidad de variables para la clasificación geomecánica.

Factor a medir	Indicador(es)	Dimensión(es)	Valores(es)
RMR	Resistencia a la compresión uniaxial	Fuerza	MPa
	Grado de fracturación - RQD	-	Índice
	Espaciamiento de las juntas	Longitud	m
	Longitud de las discontinuidades	Longitud	m
	Abertura de las discontinuidades	Longitud	mm, cm, m
	Rugosidad de las discontinuidades	Adimensional	#
	Relleno de las discontinuidades	Adimensional	-
	Meteorización o alteración	Adimensional	#
	Condiciones hidrogeológicas - agua	Adimensional	-
	Ajuste por orientación de juntas	Adimensional	#
GSI	-	-	Índice
Q	-	-	índice

X2: Factor de Seguridad.

Tabla 3.2: Operacionabilidad de variables para el factor de seguridad.

Factor a medir	Indicador(es)	Dimensión(es)	Valores(es)
F.S.	Altura	Longitud	m
	Dirección	Ángulo	°
	Pendiente	Ángulo	°
	Longitud	Longitud	m
	Número de familias	Adimensional	#
	Dirección de buzamiento	Ángulo	°
	Buzamiento	Ángulo	°
	Coefficiente de rugosidad - JRC	Adimensional	#
	Resistencia de las paredes - JCS	Fuerza	MPa
	Grado de meteorización	Adimensional	-
	Peso específico	-	KN/m3
	Angulo de fricción básico	Grados	°
	Modo de falla	Rotura	índice

### 3.6 Técnicas de recolección de datos

#### 3.6.1 Etapa de campo

Las investigaciones de campo constituyen la parte más esencial e importante en los análisis de estabilidad de taludes. La técnica usada en la presente investigación es la observación y la caracterización; que es una técnica que consiste en observar atentamente el afloramiento, fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para un posterior análisis. Los instrumentos usados en esta etapa son para la obtención de los datos en campo in situ, mediante el método de línea de detalles.

De ellos se obtienen características, parámetros y propiedades que definen las condiciones del macizo rocoso, la topografía y geometría del talud de análisis. En esta etapa se realizaron las siguientes actividades:

- Reconocimiento del área de análisis de la investigación.
- Levantamiento topográfico (proporcionado por la obra), para la elaboración de los planos de ubicación, geológico, planta, perfil, y secciones.
- Caracterización preliminar mediante el mapeo línea de detalles de aspectos geológicos estructurales y geotécnicos.
- Muestreo de rocas para la realización de ensayos en laboratorio.

##### 3.6.1.1 Caracterización geológica estructural y geotécnica

Mediante trabajos de campo estrictamente geológicos, se identificaron las diferentes litologías presentes en el área de investigación, el grado de meteorización de los taludes en análisis.

En la caracterización geológica estructural se realizó por línea de detalles (mapeo lineal) a lo largo del pie del talud, tomándose como datos de campo dirección de buzamiento, buzamiento, espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad, relleno, alteración, resistencia a la compresión simple de las juntas y la presencia de agua, que se determinó en forma cualitativa y cuantitativa; y la toma de muestras para realizar pruebas en laboratorio.

### 3.6.2 Ensayos de laboratorio

En los laboratorios de Mecánica de Rocas de las Escuelas Profesionales de Ingeniería Civil, Ingeniería de Minas e Ingeniería Geológica de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno, se realizaron los siguientes ensayos; bajo la normativa del ASTM y ISRM.

Propiedades físicas (densidad, porosidad y peso específico), resistencia a la compresión uniaxial (UCS), ensayos de carga puntual (PLT), ensayos de Tilt Test y el análisis petrográfico en lámina delgada.

Estos ensayos de laboratorio se realizaron, para determinar los diferentes parámetros o propiedades físicas y mecánicas de la roca, las propiedades de la roca intacta, propiedades de resistencia y las propiedades de la masa rocosa, con muestras de testigos obtenidos de bloques de roca, extraídas y recolectadas durante los trabajos de campo.

### 3.7 Técnicas para el procesamiento de la información

Los datos fueron procesados con la utilización de software especializados mediante la aplicación de programas computacionales; la caracterización geológica estructural de los macizos rocosos fueron almacenados en el software Microsoft Excel y expresados en histogramas, los datos relacionados con la orientación de la estructura y el análisis de los modos de falla presentes en los taludes de investigación de la carretera Sina Yanahuaya, se realizaron con la utilización de del software Dips v.6.0, y finalmente el análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite para el cálculo del factor de seguridad, se utilizó el software RocData v.3.0, RocPlane v.2.0, Swedge v.4.0 y Slide v.6.0 de la compañía de Rocscience.

El programa Dips es un software diseñado para identificar, estimar y analizar las orientaciones medias de las familias de todas las discontinuidades medidas en el macizo rocoso basado en datos geológicos recolectados en campo y nos permite realizar un análisis cinemático mediante proyección estereográfica los posibles mecanismos de rotura.

El software RocData, es un programa de computación que permite determinar los parámetros de resistencia del macizo rocoso, de acuerdo al criterio de rotura generalizado de Hoek-Brown, es uno de los mayores obstáculos que se encuentran en el campo de los modelos en la mecánica de rocas, es el problema de la definición de datos referentes a las propiedades de los macizos rocosos; el programa también puede ajustar al criterio de falla lineal de Mohr-Coulomb, y otros criterios de falla, tales como: el criterio de falla no lineal, Barton-Bandis y el modelo de Power-Curve de esfuerzo para poner a prueba los datos.

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, la principal ventaja que presenta este programa es la posibilidad de resolver problemas, que permiten aplicar técnicas de cálculos de este tipo desde el punto de vista de la rapidez de la realización de los cálculos, y de la calidad de la presentación de los resultados.

La resolución de problemas de rotura en forma de cuña que a veces resulta algo complicado realizar de manera manual y ha sido implementada en algunos programas de cálculo como el denominado Swedge. Este programa tiene la ventaja de que permite realizar cálculos de manera bastante sencilla y rápida; se obtienen rápidamente tanto los resultados y la representación en perspectiva de la cuña en cuestión, como la proyección estereográfica de los planos que afectan el estudio.

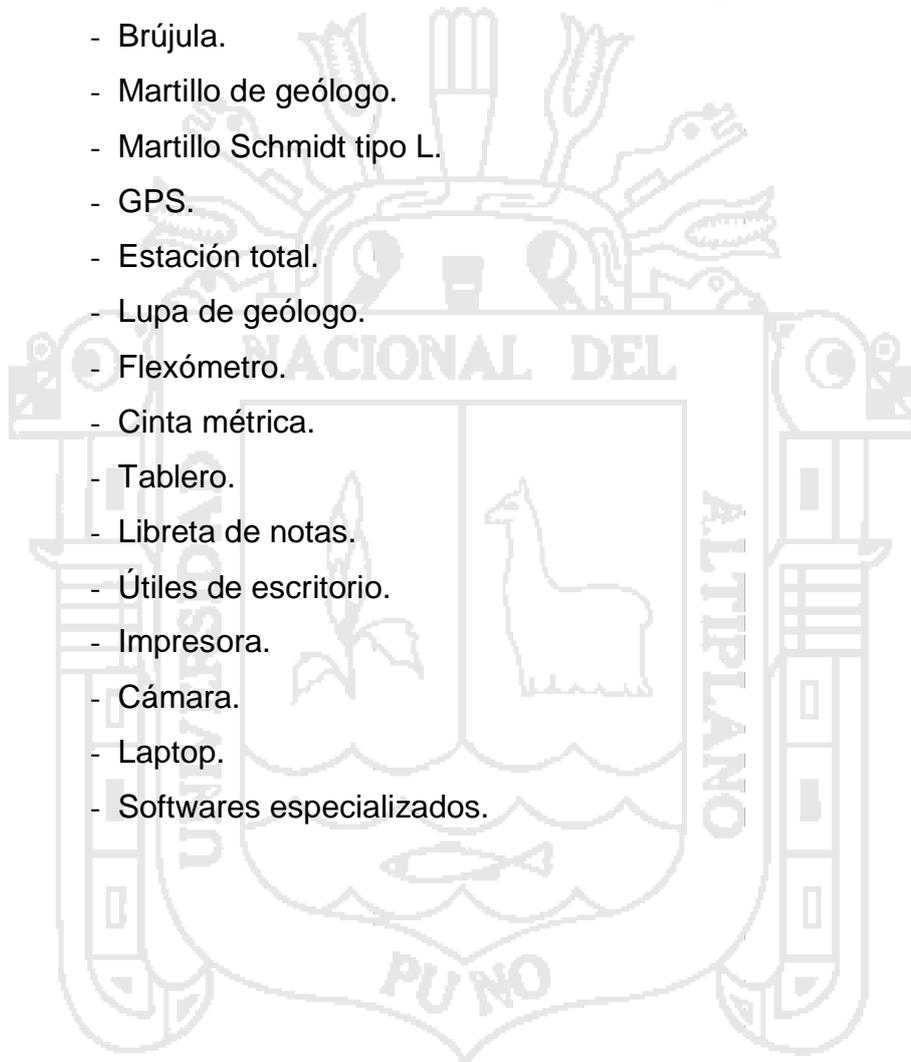
El Slide es un programa de estabilidad de taludes en 2D para la evaluación de la estabilidad de superficies de falla circulares o no circulares en suelos y macizos rocosos, el programa analiza la estabilidad de las superficies de deslizamiento utilizando el criterio de dovelas verticales de los métodos de equilibrio límite, que implementa todos los métodos de fajas como fellenius, bishop y janbu, además permite realizar análisis de probabilidad introduciendo los datos como variables aleatorias; es bastante sencillo de utilizar, con buenas capacidades gráficas y las

superficies de deslizamiento individuales pueden ser analizadas por secciones que pueden ser aplicados para localizar la superficie de deslizamiento crítico para un talud dado.

### 3.8 Materiales

Los materiales empleados en la presente investigación son los siguientes:

- Brújula.
- Martillo de geólogo.
- Martillo Schmidt tipo L.
- GPS.
- Estación total.
- Lupa de geólogo.
- Flexómetro.
- Cinta métrica.
- Tablero.
- Libreta de notas.
- Útiles de escritorio.
- Impresora.
- Cámara.
- Laptop.
- Softwares especializados.



## CAPÍTULO IV

### EXPOSICIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

#### 4.1 Exploración y muestreo

La descripción y caracterización del macizo rocoso se realizó en los afloramientos que presenta cada tramo de talud una identificación general, para lo cual se realizó un mapeo superficial de estructuras expuestas in situ, utilizando el método de línea de detalle (mapeo lineal), este método fue seleccionado por tratarse de una obra civil aplicado a una carretera; que son las estructuras que se presentan a modo de aberturas o grietas en el afloramiento del macizo rocoso, estas estructuras predominantes son las rocas metamórficas que comprende las pizarras, pizarras cuarzosas, cuarcitas y pizarras esquistosas de la Formación Sandia, los afloramientos más notorios se encuentran en los tramos de investigación, los cuales fueron mapeados y caracterizados, pues estas estructuras son las que controlan la estabilidad y rotura de un talud.

El muestreo de roca intacta (matriz) o inalterada se realizó a partir de un reconocimiento visual que se establecieron zonas representativas de cada tramo muestras de bloques de roca, haciendo una selección de las mismas, la extracción de estos bloques de roca se realizó en el pie del talud a lo largo de la vía sin fisuras y grietas con dimensiones mayores a 20 x 20 cm, pues las probetas talladas o extraídas en laboratorio deben ser cilíndricas con diámetros mayores a 54 mm y su altura debe ser 2.0 veces igual o mayor el diámetro de la probeta, para obtener ensayos óptimos de compresión simple, carga puntual, tilt test y propiedades físicas según las normas establecidas.

## 4.2 Mapeo de la estructuras geológicas

La caracterización de las estructuras geológicas se realizó con el mapeo lineal, en los tres tramos de investigación que se disponen en el pie del talud a lo largo del eje de vía.

En cada una de ellas se realizó una descripción cuantitativa de todas las estructuras presentes, los parámetros tomados en consideración son los siguientes: Orientación, número de familias (sistemas) espaciamiento, persistencia o continuidad, abertura, meteorización o alteración, rugosidad, relleno, resistencia de las paredes de las discontinuidades, agua en las discontinuidades (condiciones hidrogeológicas); la recolección de datos se encuentran en un registro lineal mostrados en el Anexo A-2, datos del mapeo lineal de la presente investigación.

De los datos tomados en campo, son agrupados en familias de discontinuidades principales a través del análisis estereográfico realizado con la ayuda del software Dips v.6.0, cada uno de los parámetros ya agrupados a una familia estos pueden ser procesados estadísticamente, teniendo como resultado parámetros y características típicas para cada una de las familias.

### 4.2.1 Familias de discontinuidades y orientación de juntas

Se tomaron datos de campo para cada tramo de análisis; la dirección de buzamiento y buzamiento con una brújula, de manera sistemática a lo largo de la vía del pie de talud mediante de un mapeo lineal en cada una de las zonas, estos datos se muestran en el Anexo A-2

Los datos de orientación de discontinuidades, fueron procesados y analizados en el software Dips v.6.0 de Rocscience. La representación de todos los datos tomados in situ, fueron proyectados en una plantilla estereográfica o plantilla equiangular, que es la más utilizada para resolver problemas de ingeniería de taludes, estos datos son expresados en puntos de manera dispersa y de manera agrupada (diagrama del ploteo de polos por familias), la dispersión de polos se debe a la variabilidad que presentan las orientaciones de las estructuras presentes

en el talud y los posibles errores en la toma de datos geológicos estructurales en el campo.

Debido a la variabilidad de puntos ploteados en el estereograma es que surge la necesidad de representarlos mediante un diagrama de densidad de polos (diagrama de densidad de polos), este nos muestra con mayor detalle la agrupación estadística de los datos tomados en el campo definiéndose en familias de discontinuidades principales para cada uno de los tramos.

Luego de identificar las familias, las definimos mediante un diagrama de planos como se muestra en el Anexo A-5 de la presente tesis

#### **4.2.2 Buzamiento y dirección de buzamiento**

Los valores de buzamiento y dirección de buzamiento son obtenidos por la caracterización realizada en campo; estos se presentan en el Anexo A-2, datos del mapeo lineal, agrupados según las familias de discontinuidades correspondientes.

El buzamiento y dirección de buzamiento es variable en distinta magnitud para cada una de las familias de discontinuidades, cabe mencionar que estos valores de orientación dependerán de la metodología utilizada para la toma de datos en campo, rugosidad de las discontinuidades, errores de medición y fallas en la brújula, por lo cual es importante realizar una cantidad de mediciones de orientaciones suficientes para poder definir de manera adecuada estos valores.

#### **4.2.3 Espaciamiento de las estructuras**

El espaciado de las discontinuidades fue medida in situ colocando una cinta métrica perpendicular a las discontinuidades en el afloramiento de cada tramo como se muestra en el Anexo A-2.

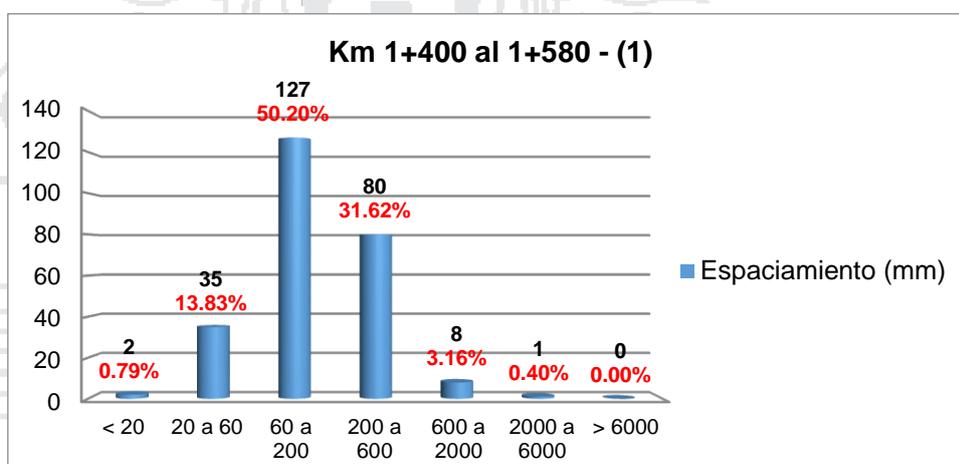
El espaciamiento de las estructuras presentes en cada tramo del talud del análisis de la carretera Sina Yanahuaya se muestra en la tabla 4.1 y en los gráficos y/o figuras del 4.1 al 4.5, a continuación resumimos los valores obtenidos del análisis correspondiente.

Tabla 4.1: Datos del espaciamiento de las estructuras

Espaciamiento (mm)					
Tramo	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
< 20	2	1	1	0	12
20 a 60	35	23	10	4	115
60 a 200	127	71	43	60	160
200 a 600	80	55	131	91	62
600 a 2000	8	1	38	55	0
2000 a 6000	1	0	0	0	0
> 6000	0	0	0	0	0

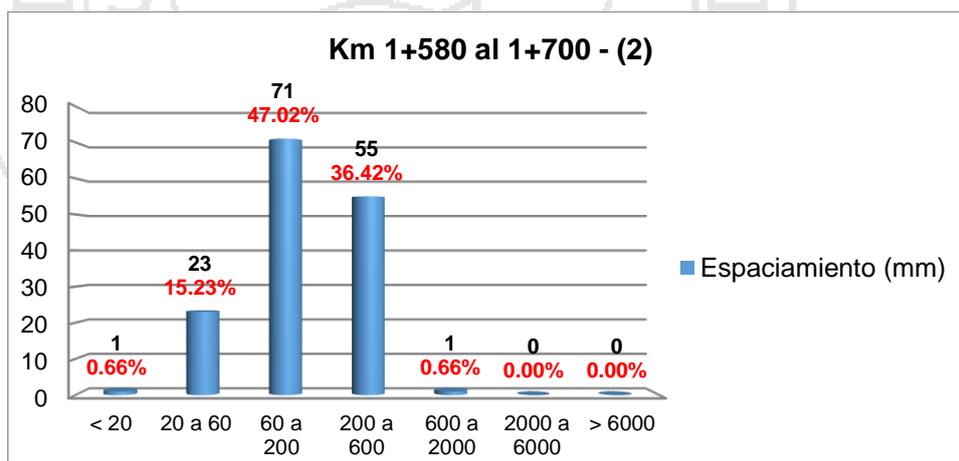
Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

Figura 4.1: Histograma del espaciamiento de estructuras km 1+400 al 1+580



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.2: Histograma del espaciamiento de estructuras km 1+580 al 1+700

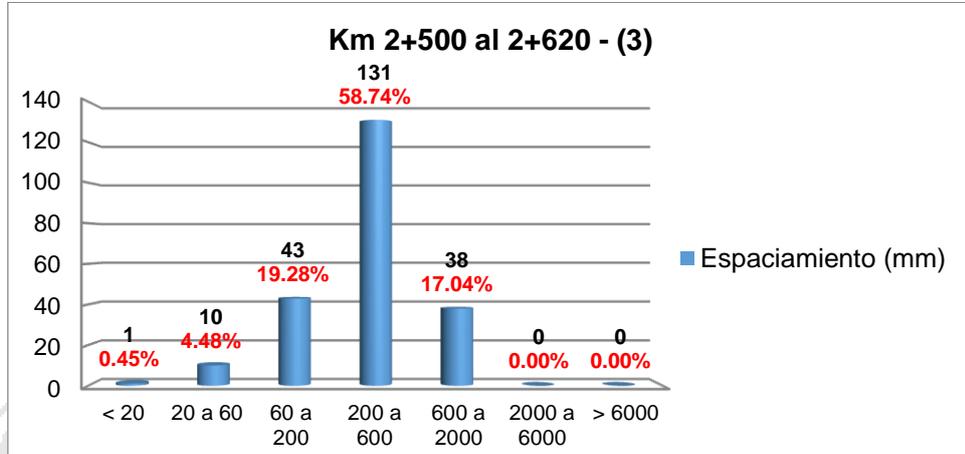


Fuente: Elaboración propia

Para este tramo de análisis entre las progresivas del km 1+400 al 1+700, las figuras 4.1 y 4.2 de los histogramas muestran una distribución simétrica lo cual nos indica que los espaciados de las estructuras de las

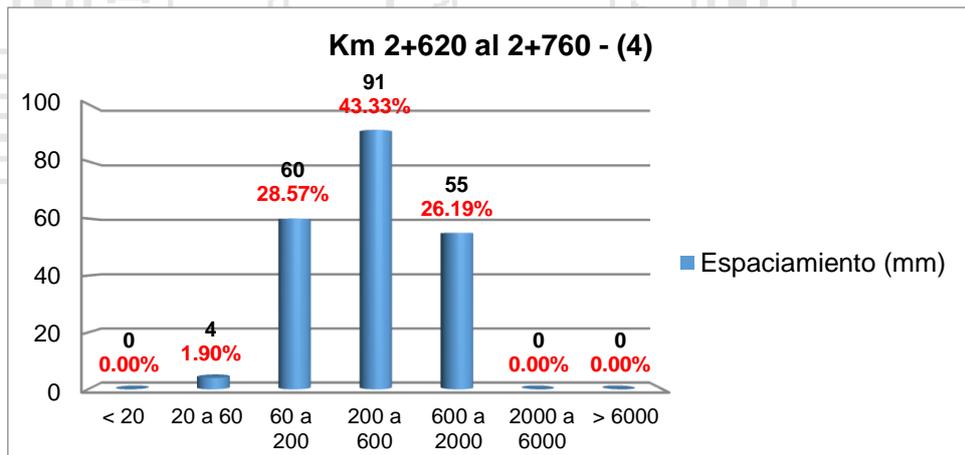
discontinuidades se encuentran entre 60 a 600 mm es decir de junto a moderado.

Figura 4.3: Histograma del espaciamiento de estructuras km 2+500 al 2+620



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.4: Histograma del espaciamiento de estructuras km 2+620 al 2+760



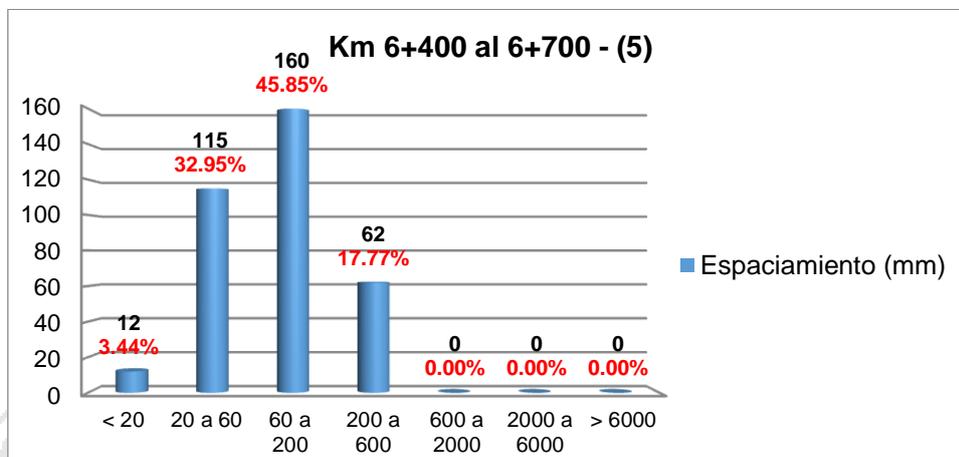
Fuente: Elaboración propia

Para el tramo del Mirador ubicadas entre las progresivas del km 2+500 al 2+760, las figuras 4.3 y 4.4 nos indica que los espaciamientos de las estructuras de las discontinuidades predominantes se encuentran entre 200 a 600 mm es decir el espaciamiento es moderado, lo cual nos indica que el fracturamiento del macizo rocoso es relativamente buena.

En las progresivas del km 6+400 al 6+700, la figura 4.5 nos muestra un espaciamiento de muy junto a junto según la clasificación ISRM, esto nos indica que el macizo rocoso está muy fracturado, estos datos

corresponde a la caracterización que se realizó in situ, como se muestra en la tabla 4.1.

Figura 4.5: Histograma del espaciamiento de estructuras km 6+400 al 6+700



Fuente: Elaboración propia

#### 4.2.4 Continuidad o persistencia

La persistencia de las discontinuidades se cuantificaron observando la extensión y/o longitud de las discontinuidades en los afloramientos, en la dirección del rumbo y en la de buzamiento; la persistencia se considera uno de los parámetros más importantes del macizo rocoso y uno de los más difíciles de cuantificar, los datos obtenidos el campo (in situ) se presentan en el Anexo A-2, datos del mapeo lineal.

Estos datos de persistencia fueron agrupados para cada tramo de análisis y son representados en la tabla 4.2 y figuras del 5.6 al 5.10.

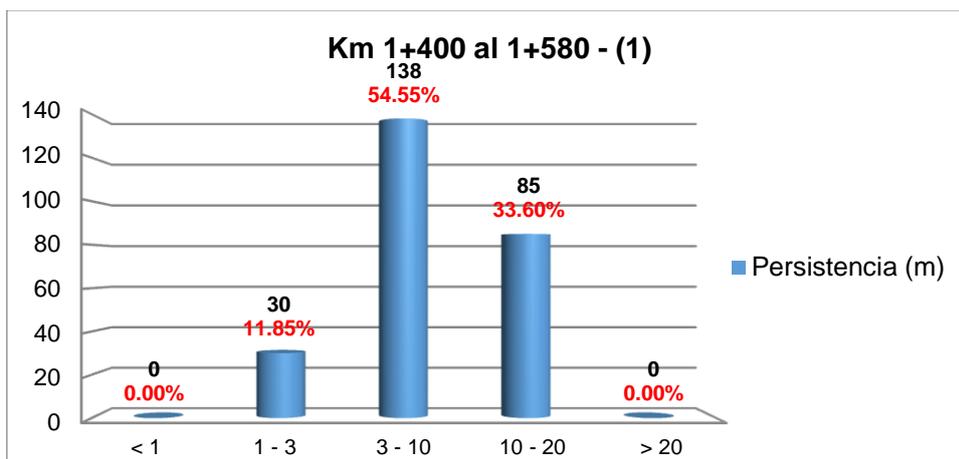
La persistencia de las estructuras presentes en cada tramo del talud se presenta a continuación:

Tabla 4.2: Datos obtenidos de la persistencia de las estructuras

Tramo	Persistencia (m)				
	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
< 1	0	0	3	0	13
1 - 3	30	21	62	40	136
3 - 10	138	76	115	146	158
10 - 20	85	54	42	24	42
> 20	0	0	1	0	0

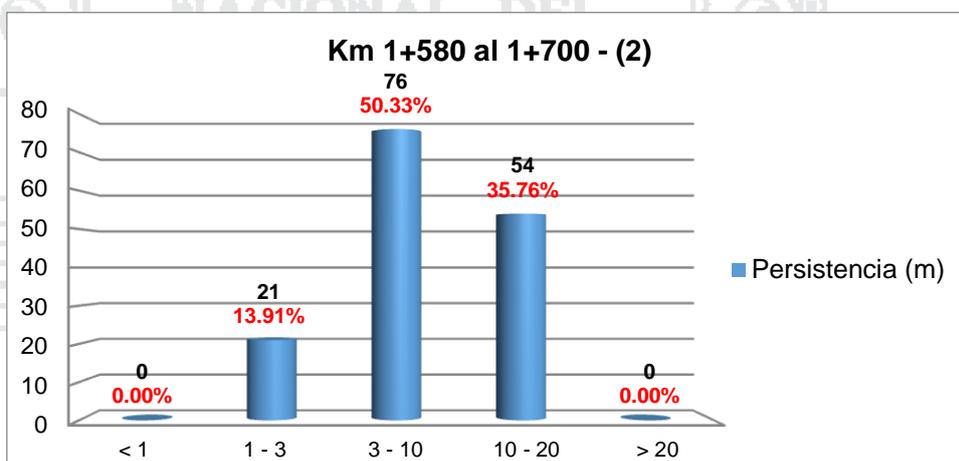
Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

Figura 4.6 Histograma de la persistencia del km 1+400 al 1+580



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.7: Histograma de la persistencia del km 1+580 al 1+700

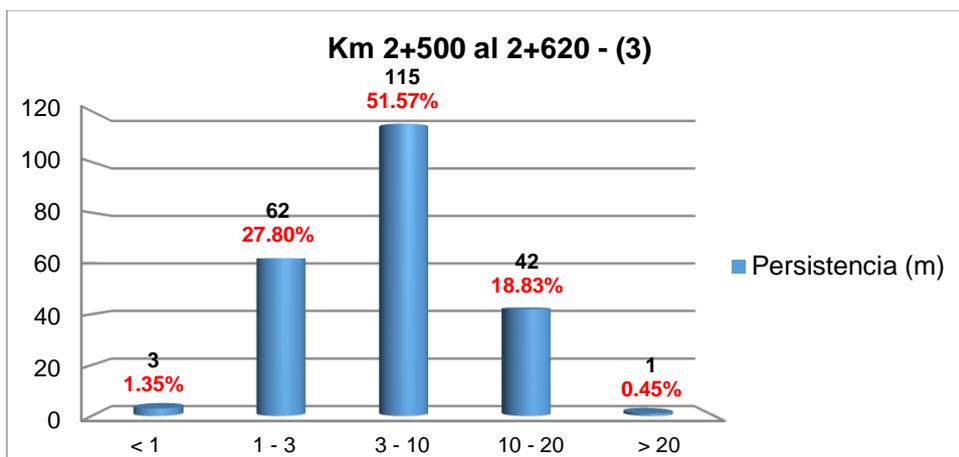


Fuente: Elaboración propia

La distribución que nos representan estas histogramas de las figuras 4.6 y 4.7 para el tramo de las progresivas del km 1+400 al 1+700 es normal, pues nos indica una persistencia media a alta de las estructuras presentes en el afloramiento del talud.

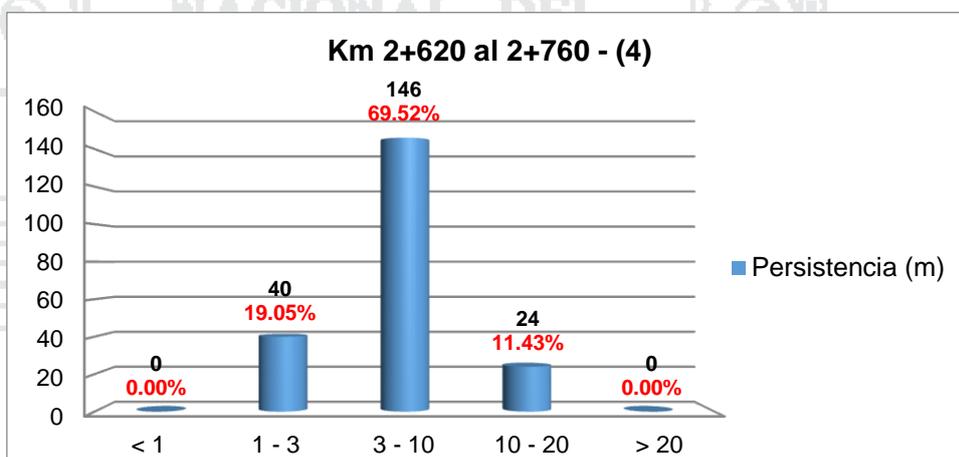
La persistencia predominante en el sector de Mirador entre las progresivas del km 1+500 al 1+760 son las medias que van entre 3 a 10 metros de longitud, pues la distribución de los histogramas muestran una distribución normal, ver figuras 4.8 y 4.9.

Figura 4.8: Histograma de la persistencia del km 2+500 al 2+620



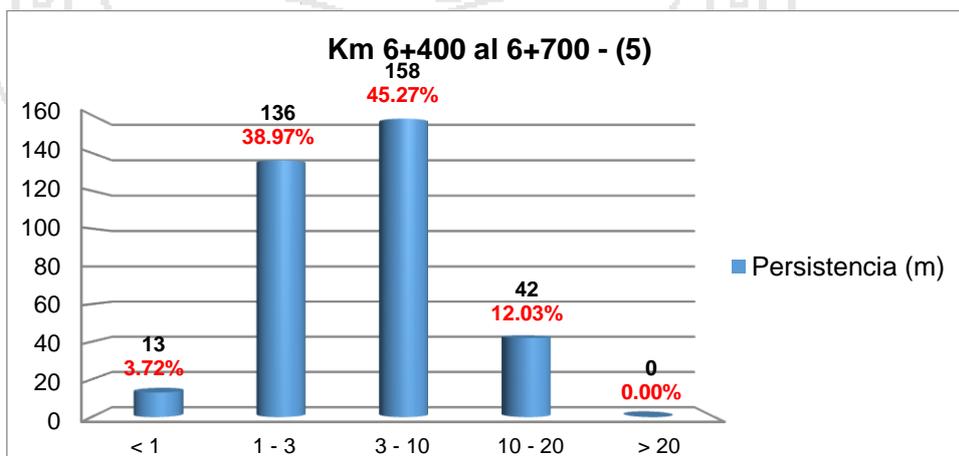
Fuente: Elaboración propia

Figura 4.9: Histograma de la persistencia del km 2+620 al 2+760



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.10: Histograma de la persistencia del km 6+400 al 6+700



Fuente: Elaboración propia

Para el tramo de Huancoiri entre las progresivas del 6+400 al 6+700, la persistencia que se presenta en el macizo rocoso es relativamente de

baja a media, estos fluctúan entre 1 a 10 metros de longitud, mostrado en la figura 4.10.

#### 4.2.5 Abertura de las estructuras

La abertura de las discontinuidades en campo fueron medidas y mapeadas con la ayuda de una cinta métrica. Los valores de abertura obtenidos en campo in situ; se muestran en el Anexo A-2, estos fueron medidos perpendicular a las paredes adyacentes de una discontinuidad para cada uno de los tramos, cada una de estas tienen características diferentes, los cuales se representan a través de gráficos estadísticos, representados por histogramas.

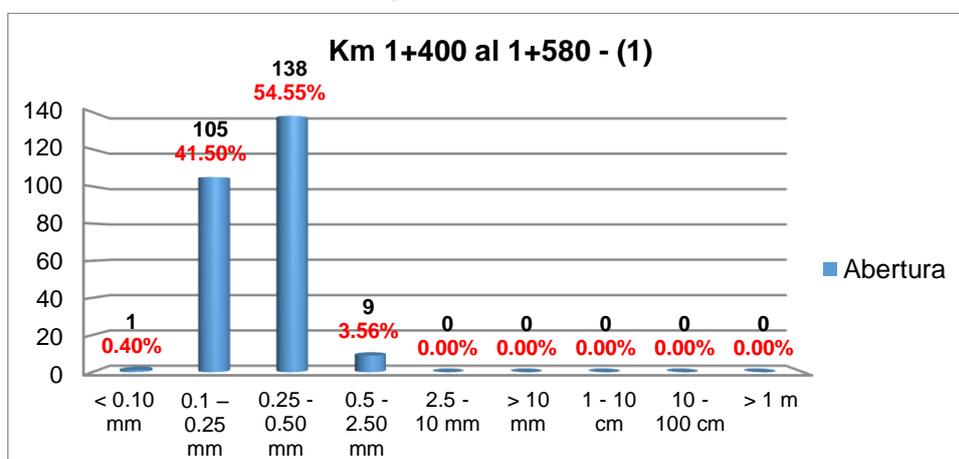
La abertura de las estructuras presentes en cada tramo del talud, se muestran en la tabla 4.3 y figuras del 4.11 al 4.15.

Tabla 4.3: Datos de la caracterización de la abertura de las discontinuidades

Tramo	Abertura				
	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
< 0.10 mm	1	0	0	10	0
0.1 – 0.25 mm	105	3	59	83	0
0.25 - 0.50 mm	138	69	64	88	22
0.5 - 2.50 mm	9	70	80	29	72
2.5 - 10 mm	0	9	20	0	59
> 10 mm	0	0	0	0	99
1 - 100 cm	0	0	0	0	69
10 - 100 cm	0	0	0	0	28
> 1 m	0	0	0	0	0

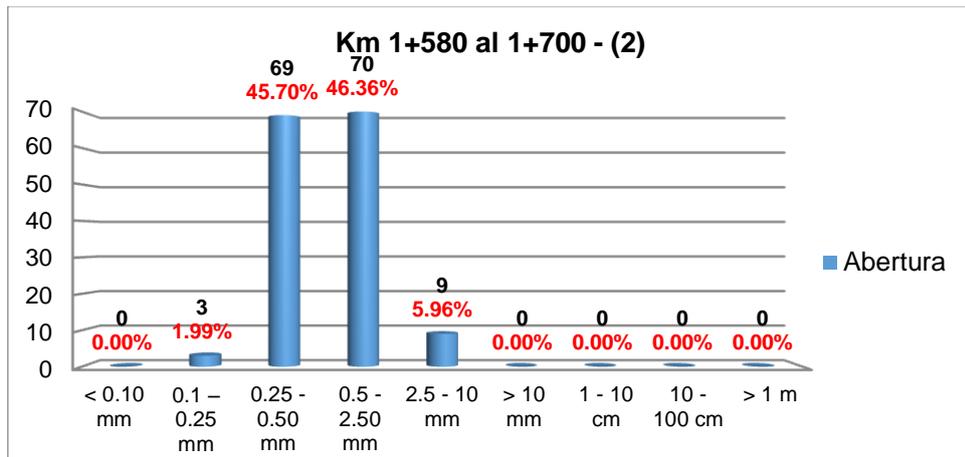
Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

Figura 4.11: Histograma de la abertura km 1+400 al 1+580



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.12: Histograma de la abertura km 1+580 al 1+700

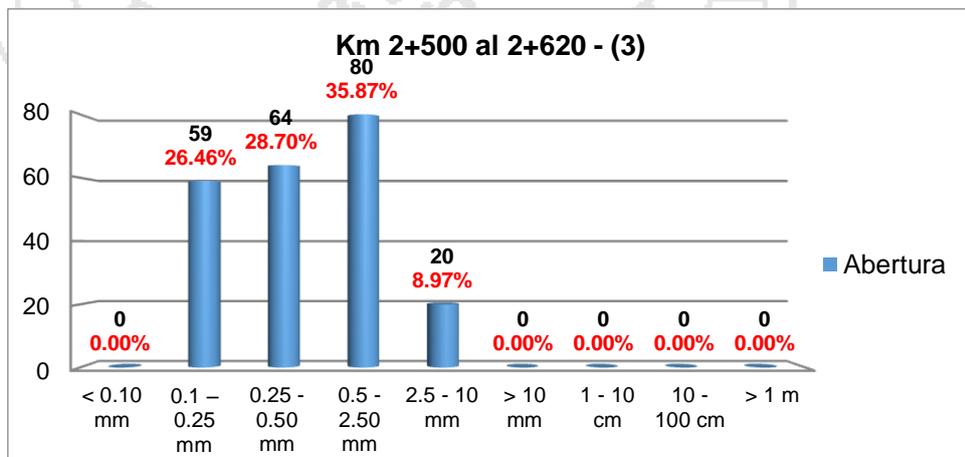


Fuente: Elaboración propia

Los histogramas correspondientes al tramo de la Catarata de las progresivas del km 1+400 al 1+700, en las figuras del 4.11 y 4.12 muestran aberturas que fluctúan de parcialmente abierta a abierta, estos aspectos se encuentran entre cerrado y semiabierto según ISRM.

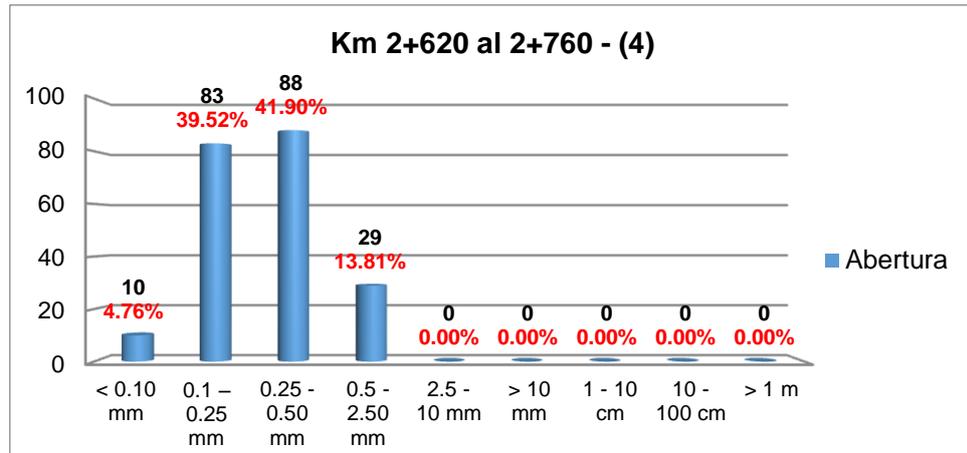
Para el tramo del Mirador entre las progresivas del km 2+500 al 2+760, como se muestran en las figuras del 4.13 al 4.14, podemos apreciar histogramas de aspecto cerrado a semiabierto que corresponden a una descripción de cerrada a abierta; nos indica que las aberturas presentes en el macizo rocoso en ambos histogramas son muy parecidos por la abertura que muestran.

Figura 4.13: Histograma de la abertura km 2+500 al 2+620



Fuente: Elaboración propia

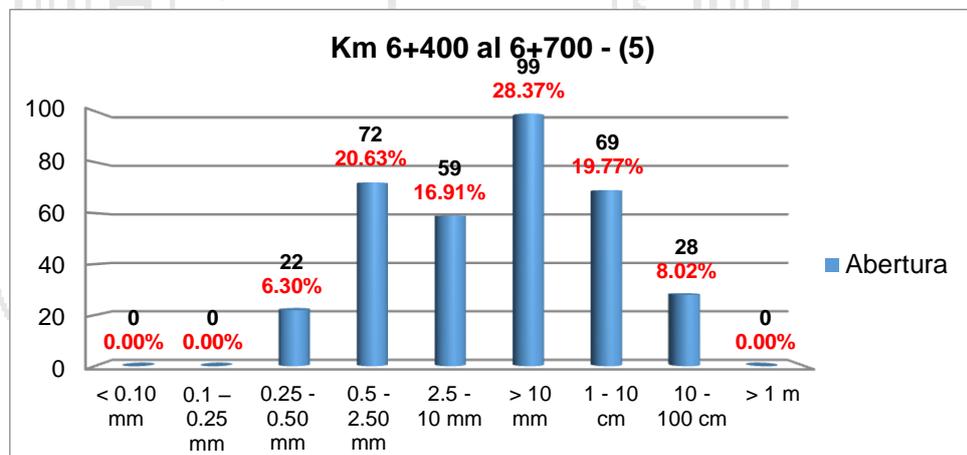
Figura 4.14: Histograma de la abertura km 2+620 al 6+760



Fuente: Elaboración propia

Para el tramo de estudio entre las progresivas del km 6+400 al 6+700 correspondiente a Huancoiri, el histograma que se muestra en la figura 4.15 se encuentra muy distorsionado, pues las aberturas que presenta el macizo rocoso se encuentra entre cerrada hasta muy ancha es decir las aberturas van desde 0.25mm hasta 10 cm.

Figura 4.15: Histograma de la abertura km 6+400 al 6+700



Fuente: Elaboración propia

#### 4.2.6 Rugosidad

La rugosidad presente en cada una de las discontinuidades se caracterizaron en fichas del mapeo lineal in situ, que se muestran en el Anexo A-2 de la presente tesis, la rugosidad la pared o labio de las

discontinuidades fueron medidos con la clasificación de perfiles típicos de rugosidad y valores asociados al coeficiente de rugosidad JRC.

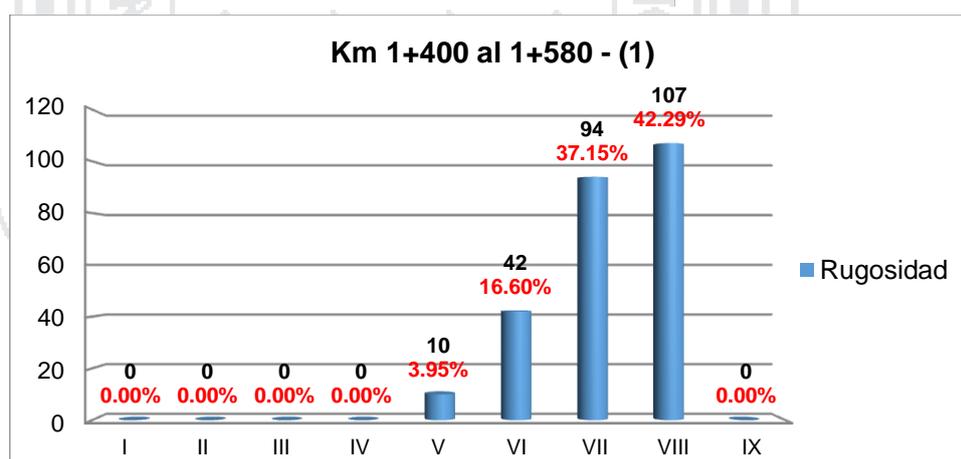
Del mapeo realizado en campo y datos procesados, los resultados se muestran en la tabla 4.4 y gráficos y/o figuras del 4.16 al 4.20, representados en histogramas para cada uno de los tramos; este parámetro es muy importante ya que controla la estabilidad estructural de los bloques presentes en el talud.

Tabla 4.4: Datos de la de la rugosidad de las discontinuidades

Tramo	Rugosidad				
	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
I	0	0	0	0	0
II	0	0	0	0	0
III	0	0	0	0	0
IV	0	6	4	1	2
V	10	12	41	6	128
VI	42	71	49	31	181
VII	94	62	86	90	38
VIII	107	0	39	73	0
IX	0	0	4	9	0

Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

Figura 4.16: Histograma de rugosidad de las estructuras km 1+400 al 1+580.

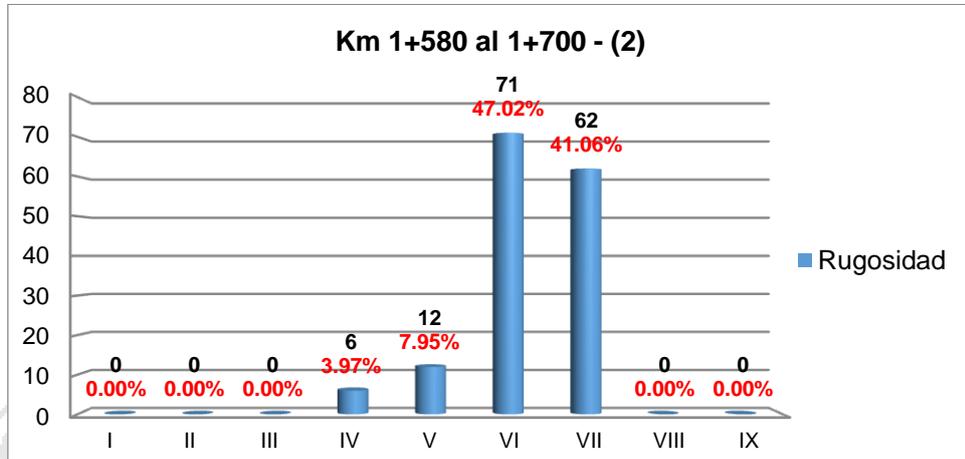


Fuente: Elaboración propia

Para este tramo de análisis entre las progresivas de km 1+400 al 1+580, el histograma de la figura 4.16, muestra distribución sesgada a la izquierda esto nos indica que la rugosidad presente en las estructuras

presentes es plana a ondulosa que se encuentra en escala intermedia de VII y VIII.

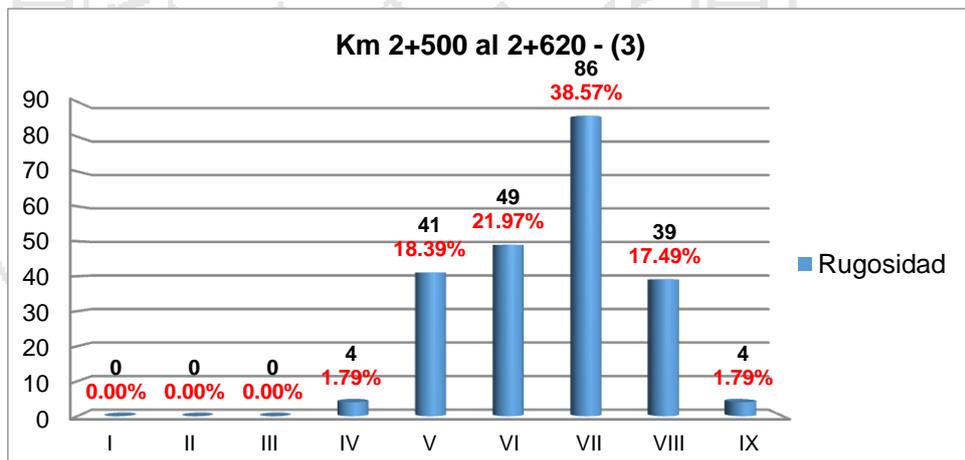
Figura 4.17: Histograma de rugosidad de las estructuras km 1+580 al 1+700.



Fuente: Elaboración propia

La distribución que se presenta en el histograma de la figura 4.17, del km 1+580 al 1+700, es normal pues la rugosidad de las estructuras según la ISRM, se encuentran en la clase VI y VII, que se encuentra en una escala intermedia de ondulosa a plana.

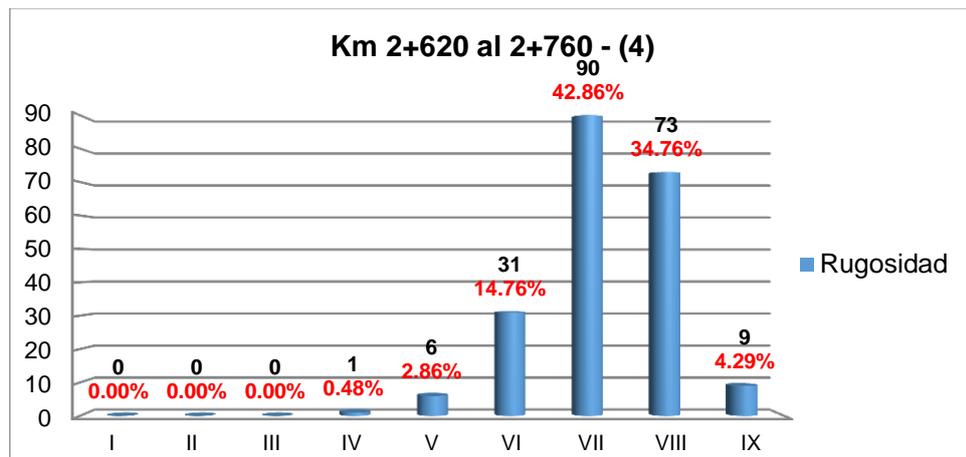
Figura 4.18: Histograma de rugosidad de las estructuras km 2+500 al 2+620.



Fuente: Elaboración propia

Los histogramas mostrados en las figuras 4.18 y 4.19 muestran una distribución normal, las rugosidades presentes en las estructuras del macizo rocoso predominantes es la clase VII, escala intermedia plana y una escala menor rugosa, para el tramo del Mirador entre las progresivas del km 2+500 al 2+760.

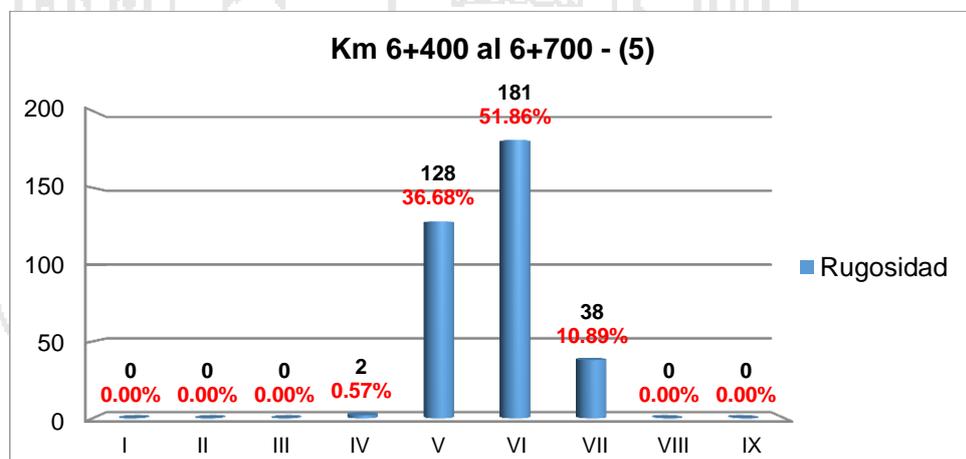
Figura 4.19: Histograma de rugosidad de las estructuras km 2+620 al 2+760.



Fuente: Elaboración propia

Para el tramo de Huancoiri que se encuentra entre las progresivas del km 6+400 al 6+700 la rugosidad presente en el macizo rocoso corresponde a una clase VI, clase intermedia ondulosa - pulida, las histogramas que muestra la figura 4.20 es una distribución normal que es aproximadamente simétrica, la mayor clase de frecuencia corresponde a la clase VII.

Figura 4.20: Histograma de rugosidad de las estructuras km 6+400 al 6+700.



Fuente: Elaboración propia

#### 4.2.7 Relleno

La caracterización de relleno en las estructuras presentes en cada tramo se realizó en campo in situ, tomando en consideración el material que se encuentra separando las paredes adyacentes de una discontinuidad; los rellenos fueron reconocidos según el material de relleno que presentan las discontinuidades.

También es importante recalcar que los rellenos se encuentran en las aberturas de las discontinuidades, cuando no existe relleno alguno en la abertura es porque las juntas están completamente cerradas.

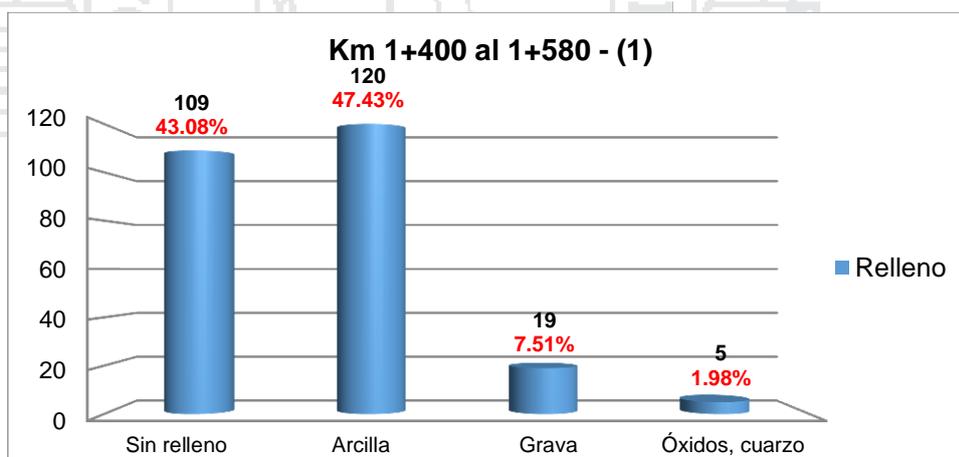
Los datos de relleno mapeados por línea de detalles in situ, se muestran en el Anexo A-2, y los resultados se presentan en la tabla 4.5 y las figuras del 4.21 al 4.25.

Tabla 4.5: Datos de relleno presentes en las discontinuidades

Relleno					
Tramo	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
Sin relleno	109	27	92	95	0
Arcilla	120	101	104	93	58
Grava	19	21	13	8	290
Óxidos, cuarzo	5	2	14	14	1

Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

Figura 4.21: Relleno en las discontinuidades km 1+400 al 1+580.

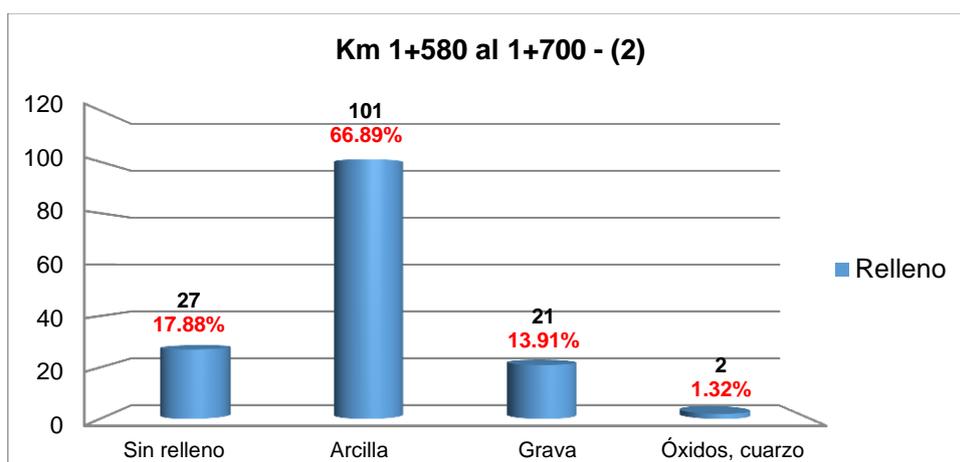


Fuente: Elaboración propia

El histograma de la figura 4.21 correspondiente a la progresiva km 1+400 al 1+580 nos muestra que las estructuras del macizo rocoso presentes en el talud no presenta relleno y la gran mayoría tiene presencia de arcilla.

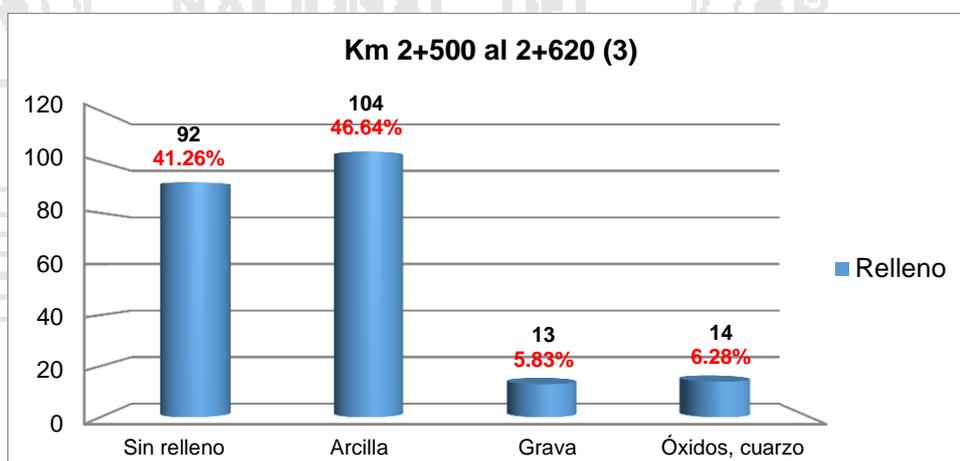
La distribución del histograma de la figura 4.22, es normal pues presenta una forma simétrica, esto nos indica que las discontinuidades presentes en el talud presentes contienen arcilla.

Figura 4.22: Relleno en las discontinuidades km 1+580 al 1+700.



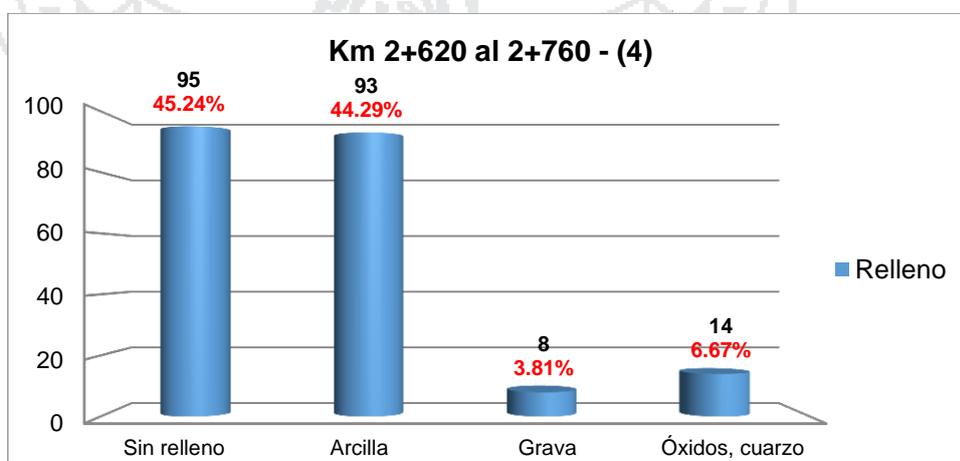
Fuente: Elaboración propia

Figura 4.23: Relleno en las discontinuidades km 2+500 al 1+620.



Fuente: Elaboración propia

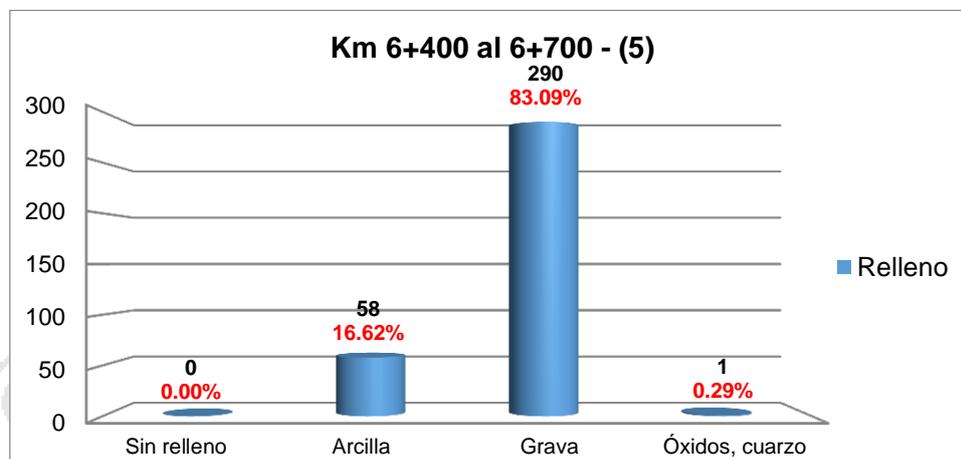
Figura 4.24: Relleno en las discontinuidades km 2+620 al 2+760.



Fuente: Elaboración propia

Entre las progresivas del km 2+500 al 2+760, los histogramas de las figuras 4.23 y 4.24 nos indican que algunas discontinuidades presentan rellenos predominando la arcilla y el resto se encuentran sin relleno.

Figura 4.25: Relleno en las discontinuidades km 6+400 al 6+700.



Fuente: Elaboración propia

En el tramo de Huancoiri que se encuentra entre las progresivas del km 6+400 al 6+700, el histograma nos muestra que los rellenos en las discontinuidades del macizo rocoso presentan relleno como arcillas, gravas, óxidos, cuarzos y otros materiales, pero el que predomina es la grava con un porcentaje mayor a los demás.

#### 4.2.8 Meteorización

La zona de estudio al ser un talud de corte producto de la excavación para la viabilidad de la carretera Sina Yanahuaya en alguno de los tramos presenta alteraciones muy visibles producto de la utilización de explosivos y de la misma formación geológica.

La meteorización se define como la alteración in situ, las condiciones del macizo rocoso, estos fueron caracterizados mediante observaciones visuales presentes en el macizo rocoso de cada tramo del talud que se muestran en el Anexo A-2, del presente trabajo de investigación.

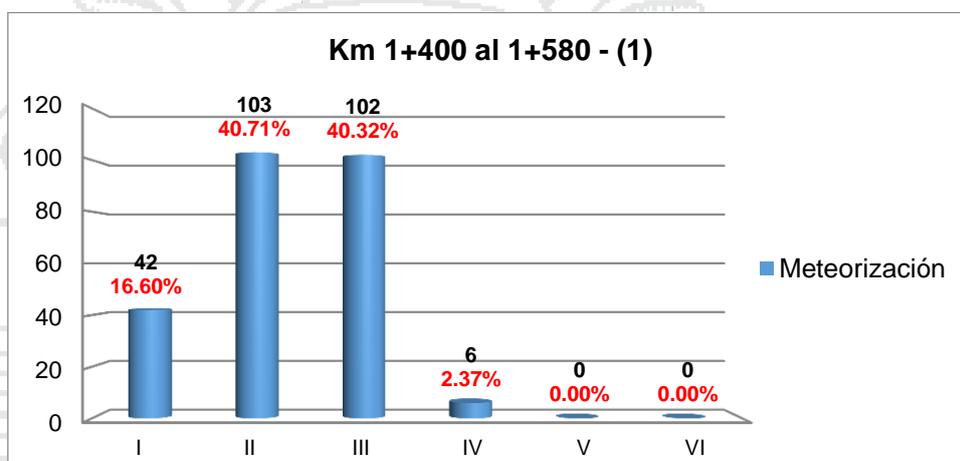
A continuación las características de meteorización y alteración se presentan en la tabla 4.6 y figuras del 4.26 al 4.30.

Tabla 4.6: Meteorización del macizo rocoso

Meteorización					
Tramo	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
I	42	7	78	96	0
II	103	50	134	111	24
III	102	79	11	3	152
IV	6	15	0	0	156
V	0	0	0	0	17
VI	0	0	0	0	0

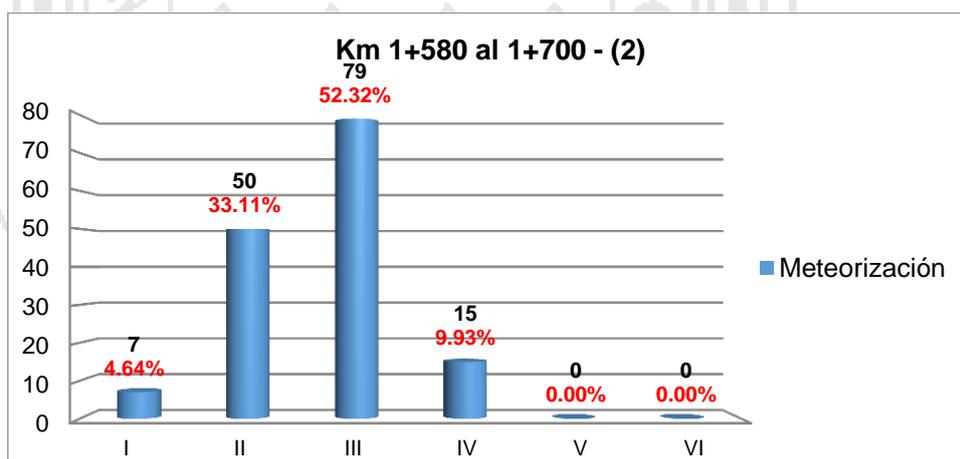
Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

Figura 4.26: Meteorización del macizo rocoso km 1+400 al 1+580



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.27: Meteorización del macizo rocoso km 1+580 al 1+700



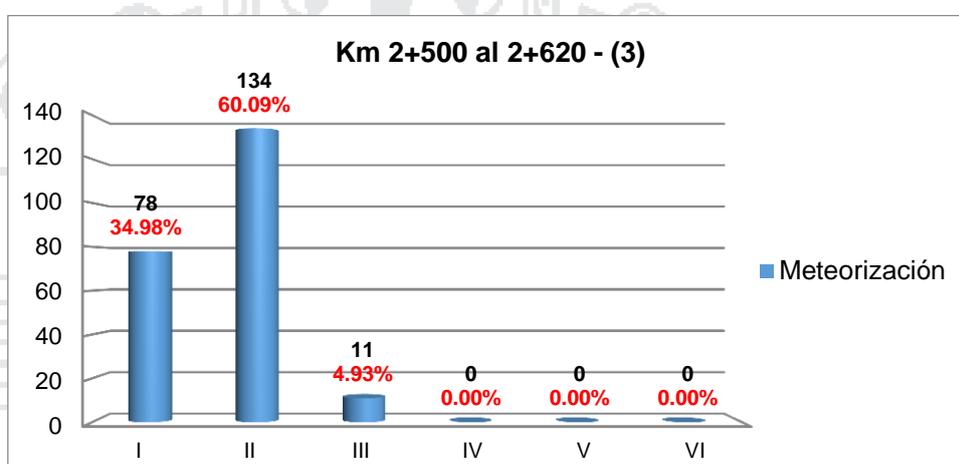
Fuente: Elaboración propia

En el tramo de la Catarata que comprende las progresivas del km 1+400 al 1+700 en las histogramas de las figuras 4.26 y 4.27 muestra una distribución normal por lo cual nos indica que el grado de meteorización es de II y III, esto nos indica que la meteorización del macizo rocoso y de

las superficies de las discontinuidades presentan descoloraciones frescas a desintegrado.

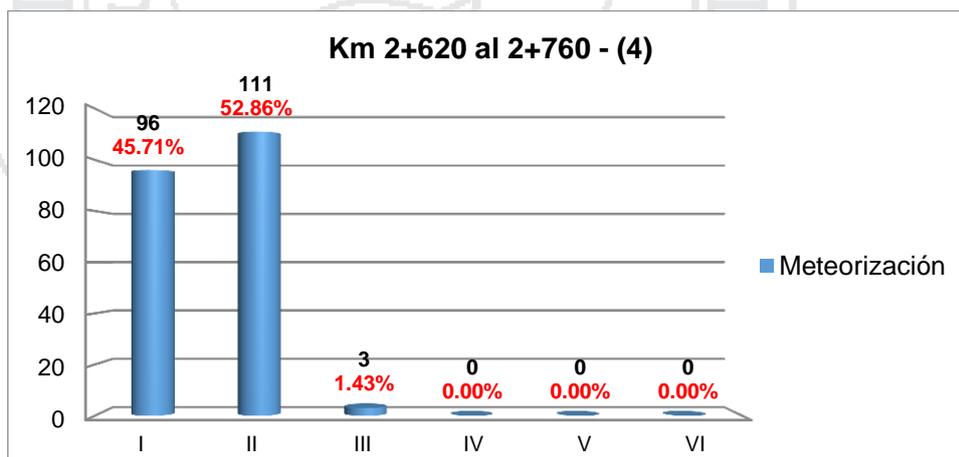
Las progresivas del km 2+500 al 2+760 - Mirador, los histogramas que se muestran en las figuras 4.28 y 4.29, presenta una distribución sesgada hacia la derecha lo que nos indica que para ambos casos que el grado de meteorización ligera y moderada es de I y II, pues el efecto de la meteorización y puede haber zonas más débiles externamente que en condiciones sanas.

Figura 4.28: Meteorización del macizo rocoso km 2+500 al 2+620



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.29: Meteorización del macizo rocoso km 2+620 al 2+760

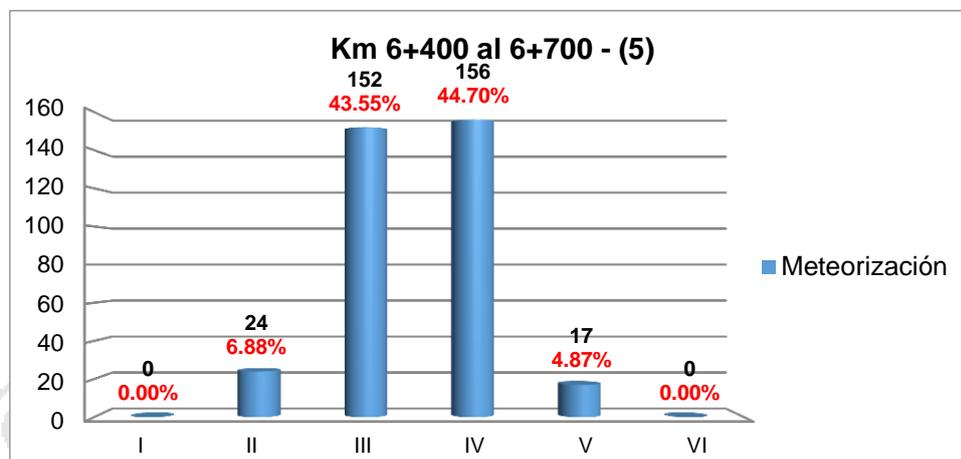


Fuente: Elaboración propia

En la histograma mostrado en la figura 4.30 que es el tramo de Huancoiri entre las progresivas del km 6+400 al 6+700, es una distribución normal lo que no indica que el grado de meteorización es III y IV, esto quiere

decir que el macizo rocoso esta moderadamente meteorizado a muy meteorizado, lo cual más de la mitad del material rocoso está descompuesto.

Figura 4.30: Meteorización del macizo rocoso km 6+400 al 6+700.



Fuente: Elaboración propia

#### 4.2.9 Condiciones hidrogeológicas

La descripción de la presencia de agua en los taludes de análisis, fueron mapeadas y caracterizadas mediante observaciones in situ, de aguas superficiales presentes en el macizo rocoso principalmente en las discontinuidades, de las zonas de estudio de cada talud, que es presentada en fichas del mapeo lineal en el Anexo A-2, de la presente tesis, nos muestra las condiciones de presencia de agua en los macizos rocosos de cada tramo de análisis, es decir en cada afloramiento de talud.

El resumen se presenta a continuación en la tabla 4.7 y las figuras del 4.31 al 4.35.

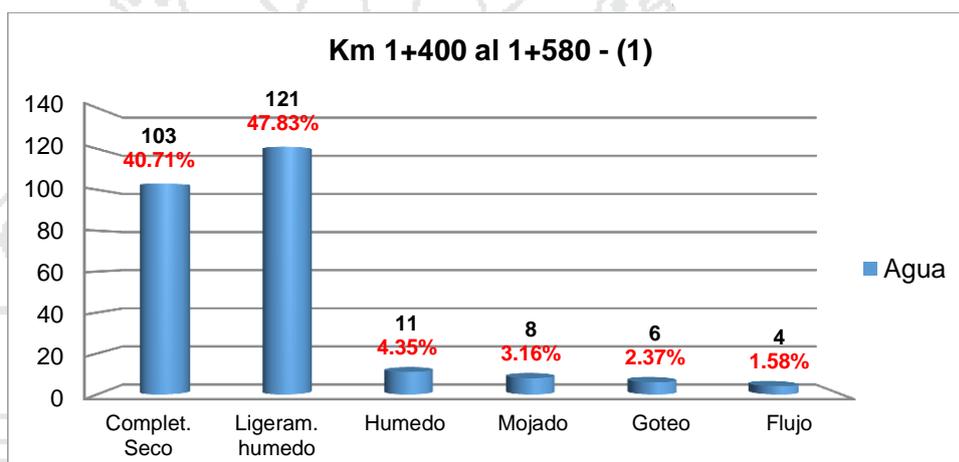
Tabla 4.7: condiciones hidrogeologicas - presencia de agua.

Agua					
Tramo	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
Completo. Seco	103	50	137	125	127
Ligeram. humedo	121	72	86	85	169
Humedo	11	16	0	0	53
Mojado	8	6	0	0	0
Goteo	6	4	0	0	0
Flujo	4	3	0	0	0

Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

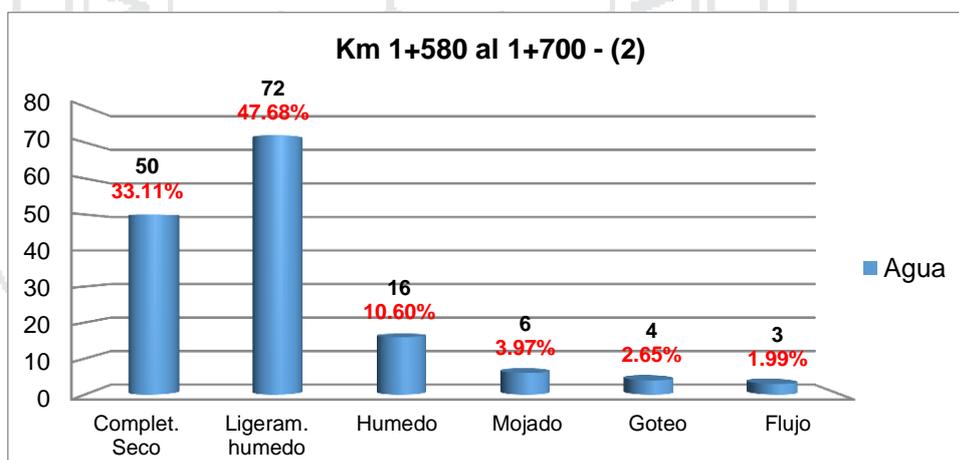
Las histogramas de las figuras 4.31 y 4.32 nos indicas que el macizo rocoso de las progresivas km 1+400 al 1+700 que se encuentra completamente seco a ligeramente húmedo es decir no hay presencia de agua; sin embargo este tramo hay una presencia de una catarata ubicada en el km 1+580, que no influye de manera significativa a lo largo de vía de carretera.

Figura 4.31: Presencia de agua en el macizo rocoso km 1+400 al 1+580.



Fuente: Elaboración propia

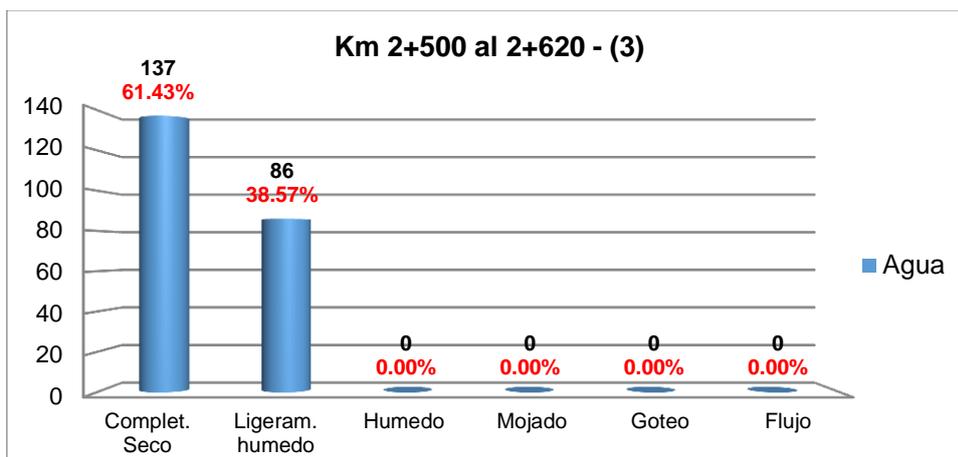
Figura 4.32: Presencia de agua en el macizo rocoso km 1+480 al 1+700.



Fuente: Elaboración propia

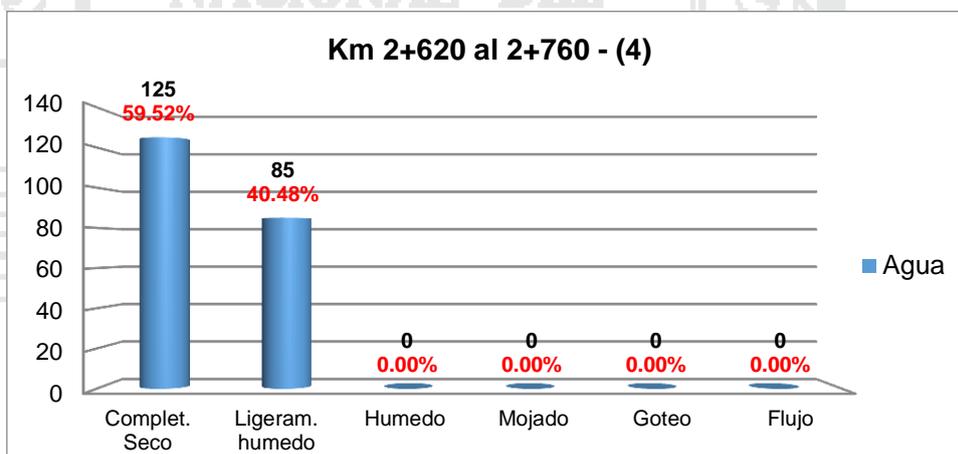
Para el tramo del Mirador entre las progresivas del km 2+500 al 2+760, los histogramas de las figuras 4.33 y 4.34 nos indica que la presencia de agua en el macizo rocoso es completamente seco con tendencia a ligeramente húmedo.

Figura 4.33: Presencia de agua en el macizo rocoso km 2+500 al 2+620.



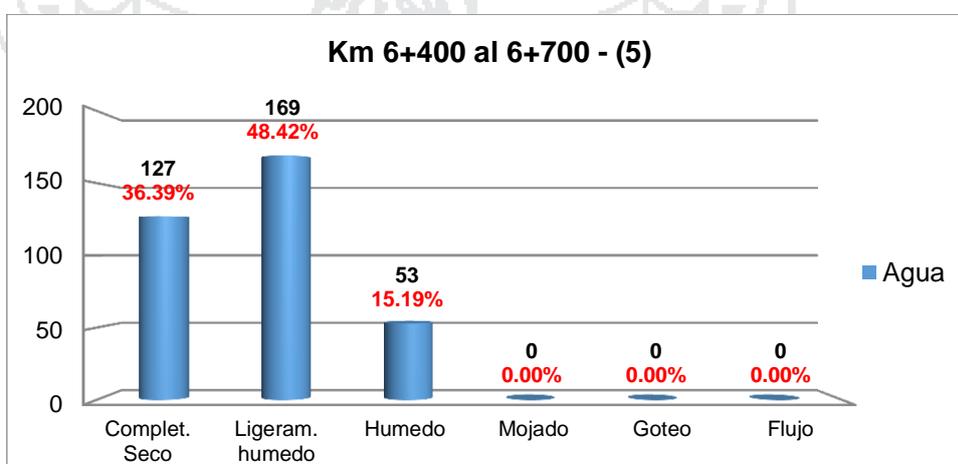
Fuente: Elaboración propia

Figura 4.34: Presencia de agua en el macizo rocoso km 2+620 al 2+760.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.35: Presencia de agua en el macizo rocoso km 6+400 al 6+700.



Fuente: Elaboración propia

El tramo de Huancoiri que comprende entre las progresivas km 6+400 al 6+700, según la figura 4.35 el histograma presenta una distribución casi normal que fluctúa entre completamente seco a húmedo, nos indica que si hay posibilidad de presencia de agua en el macizo rocoso.

#### 4.2.10 Resistencia de las paredes de las discontinuidades

Para la determinación de los valores de resistencia de las paredes de las discontinuidades, se tomaron datos en el campo con el martillo de Schmidt tipo L, aplicando directamente sobre los labios de las discontinuidades, estos datos se muestra en el Anexo A-2, en las fichas del mapeo lineal.

Los valores de JCS fueron calculados con la ecuación 2.1, para cada tramo de análisis, a partir del índice de rebote del martillo de Schmidt y el peso específico de la roca obtenido en el laboratorio, a continuación se muestran en las siguientes tablas del 4.8 al 4.12, para cada uno de los tramos de análisis.

Tabla 4.8: Valores promedio de JCS km 1+400 al 1+580.

Km 1+400 al 1+580			
Resist. de las Discontinuidades			
#	R <sub>prom.</sub>	γ <sub>prom.</sub>	JCS (MPa)
1	44.80	25.71	105.58
2	41.60	25.71	89.37
3	44.40	25.71	103.40
4	39.60	25.71	80.53
5	40.60	25.71	84.83
6	41.20	25.71	87.53
7	41.40	25.71	88.44
8	40.00	25.71	82.22
9	40.60	25.71	84.83
Promedio JCS			89.64

Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

En la tabla 4.8 se muestra una resistencia promedio de 89.64 MPa, este valor indica una roca R4 - roca dura, para las progresivas del km 1+400 al 1+580; y entre las progresivas del km 1+580 al 1+700 se tiene también una roca R4 - roca dura con una resistencia promedio de 86.08 MPa, ver tabla 4.9.

Tabla 4.9: Valores promedio de JCS km 1+580 al 2+700.

<b>Km 1+580 al 1+700</b>			
<b>Resist. de las Discontinuidades</b>			
<b>#</b>	<b>R<sub>prom.</sub></b>	<b>Y<sub>prom.</sub></b>	<b>JCS (MPa)</b>
1	44.20	25.59	101.24
2	40.40	25.59	83.13
3	40.00	25.59	81.43
4	40.60	25.59	84.00
5	39.80	25.59	80.59
Promedio JCS			86.08

Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

Tabla 4.10: Valores de JCS km 2+500 al 2+620.

<b>Km 2+500 al 2+620</b>			
<b>Resist. de las Discontinuidades</b>			
<b>#</b>	<b>R<sub>prom.</sub></b>	<b>Y<sub>prom.</sub></b>	<b>JCS (MPa)</b>
1	55.40	27.33	219.98
2	51.00	27.33	172.41
3	53.80	27.33	201.33
4	50.80	27.33	170.51
5	49.60	27.33	159.55
6	51.20	27.33	174.33
7	53.20	27.33	194.75
8	53.40	27.33	196.92
Promedio JCS			186.23

Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

Tabla 4.11: Valores promedio de JCS km 2+620 al 2+760.

<b>Km 2+620 al 2+760</b>			
<b>Resist. de las Discontinuidades</b>			
<b>#</b>	<b>R<sub>prom.</sub></b>	<b>Y<sub>prom.</sub></b>	<b>JCS (MPa)</b>
1	53.20	26.89	185.73
2	52.60	26.89	179.76
3	53.00	26.89	183.72
4	53.40	26.89	187.77
5	52.00	26.89	173.97
6	49.80	26.89	154.32
7	51.60	26.89	170.22
Promedio JCS			176.50

Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

La resistencia de las rocas para las progresivas entre los tramos del km 2+500 al 2+620 y km 2+620 al 2+760, la resistencia promedio es de 186

Mpa y 176 Mpa, nos indica una R5 - roca muy dura que se muestran en las tablas 4.10 y 4.11.

Tabla 4.12: Valores promedio de JCS km 6+400 al 6+700.

Km 6+400 al 6+700			
Resist. de las Discontinuidades			
#	R <sub>prom.</sub>	γ <sub>prom.</sub>	JCS (MPa)
1	36.20	27.31	75.86
2	38.40	27.31	85.68
3	36.80	27.31	78.42
4	35.20	27.31	71.77
5	36.40	27.31	76.70
6	37.40	27.31	81.06
7	35.00	27.31	70.98
8	35.20	27.31	71.77
9	35.00	27.31	70.98
10	33.60	27.31	65.69
11	35.60	27.31	73.38
12	35.00	27.31	70.98
Promedio JCS			74.44

Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal

En este tramo entre las progresivas del km 6+400 al 6+700 se realizó mediante la aplicación de índice de rebote del martillo de Schmidt en todo el eje de la vía sobre los pies de los taludes obteniéndose una resistencia promedio de 74.44 MPa roca dura a moderadamente dura - R4.

### 4.3 Coeficiente de rugosidad de las juntas

El JRC es un parámetro necesario para la valoración geotécnica de las discontinuidades por los criterios de resistencia, este indica un coeficiente de la rugosidad de las juntas, el cual es fundamental en la estabilidad de taludes en roca estructuralmente controlados.

Para estimar la rugosidad en términos de índice de JRC; se tomaron en cuenta los diferentes valores de la rugosidad obtenidos por el mapeo lineal, por observaciones y medidas en campo, con la comparación de perfiles típicos de rugosidad de las discontinuidades, pues estos valores están asociados con JRC, en la siguiente tabla 4.13 se muestran los valores promedios de cada talud.

Tabla 4.13: Valores del coeficiente de rugosidad de las juntas para cada tramo de análisis.

Tramo	JRC <sub>prom.</sub>	
Catarata km 1+400 al 1+580	2 - 4	4
Catarata km 1+580 al 1+700	6 - 8	6
Mirador km 2+500 al 2+620	4 - 6	5
Mirador km 2+620 al 2+760	4 - 6	4
Huancoiri km 6+400 al 6+700	6 - 8	7

Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal - elaboración propia

Las discontinuidades presentes en cada talud, tienen diferentes valores de JRC; esto refleja la variabilidad de las estructuras del macizo rocoso en los afloramientos de los cortes de talud.

#### 4.4 Valoración geotécnica de roca intacta

Para la valoración geotécnica de la roca intacta que constituye el macizo rocoso de los tramos de análisis de la carretera Sina Yanahuaya, se realizó mediante el cumplimiento de normas y estándares de calidad para la preparación y ejecución de ensayos de laboratorio.

##### 4.4.1 Propiedades físicas (densidad, porosidad y peso específico)

Los valores de densidad, porosidad y peso específico se presentan en las siguientes tablas del 4.14 al 4.18 que fueron realizados tomando en consideración la norma del ASTM C 97-02, el valor del peso específico es utilizado para la valoración en campo del parámetro JRC de las discontinuidades y en el análisis de estabilidad de taludes por los métodos analíticos.

Los ensayos fueron realizados en la facultad de Ingeniería de Minas en el laboratorio de mecánica de rocas y suelos.

Tabla 4.14: Resultados del ensayo de las propiedades físicas para el km 1+400 al 1+580.

Km 1+400 al 1+580 Catarata		
Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> )
2.62	0.03	25.71

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Tabla 4.15: Resultados del ensayo de las propiedades físicas para el km 1+580 al 1+700.

<b>Km 1+580 al 1+700 Catarata</b>		
Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> )
2.61	0.05	25.59

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

El peso específico de las rocas obtenido en laboratorio es de 25.71 KN/m<sup>3</sup> y 25.59 KN/m<sup>3</sup>, mostrado en las tablas 4.14 y 4.15 para tramo de la Catarata entre las progresivas del km 1+400 al 1+700.

Tabla 4.16: Resultados del ensayo de las propiedades físicas para el km 2+500 al 2+620.

<b>Km 2+500 al 2+620 Mirador</b>		
Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> )
2.79	0.07	27.33

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Tabla 4.17: Resultados del ensayo de las propiedades físicas para el km 2+620 al 2+760.

<b>Km 2+620 al 2+760 Mirador</b>		
Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> )
2.74	0.04	26.89

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

En las tablas 4.16 y 4.16 se muestran los resultados de los ensayos realizados para el tramo del Mirador entre las progresivas del km 2+500 al 2+760; el peso específico para cada zona es de 27.33 KN/m<sup>3</sup> y 26.89KN/m<sup>3</sup>.

Tabla 4.18: Resultados del ensayo de las propiedades físicas para el km 6+400 al 6+700.

<b>Km 6+400 al 6+700 Huancoiri</b>		
Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> )
2.78	0.06	27.31

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Para el tramo de Huancoiri el peso específico obtenido es de 27.31KN//m<sup>3</sup>, que se muestra en la tabla 4.18.

#### 4.4.2 Resistencia a la compresión simple

Para determinar la resistencia a la compresión simple de la roca intacta se tuvo que realizar ensayo de laboratorio, para cada tramo de análisis, los ensayos que se realizaron fueron: pruebas de resistencia a la compresión simple no confinada y ensayo de carga puntual de forma axial, los resultados se presentan en el anexo A-3.

##### 4.4.2.1 Resistencia a la compresión uniaxial (USC)

Los ensayos fueron realizados de acuerdo a la norma ASTM D 2938-95; a partir de testigos cilíndricos, cumpliendo con todos los procedimientos y protocolos de trabajo en el laboratorio de la facultad de Ingeniería de Minas, el equipo utilizado para este ensayo fue una prensa hidráulica manual de capacidad de 2000 KN de capacidad.

De los ensayos de laboratorio se obtuvo un valor promedio de la resistencia a compresión simple para cada tramo de análisis:

Tabla 4.19: Resultados de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta km 1+400 al 1+580.

<b>Km 1+400 al 1+580 Catarata</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b>USC (MPa)</b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	96.28
Valor mínimo, MIN	80.62
Mediana, MED	95.20
Valor promedio, MEAN	90.70
Desviación estándar, SDEV	8.75
Coeficiente de variación, CV	-1.70

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

La resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta realizada en laboratorio para el tramo de la Catarata entre las progresivas del km 1+400 al 1+700, se tomó el valor promedio para cada zona obteniéndose los siguientes resultados de 90.70 MPa y 92.91 MPa es una R4 - roca dura; ver tablas 4.19 y 4.20, esto según la clasificación de la ISRM.

Tabla 4.20: Resultados de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta km 1+580 al 1+700.

<b>Km 1+580 al 1+700 Catarata</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b>USC (MPa)</b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	116.95
Valor mínimo, MIN	76.89
Mediana, MED	84.88
Valor promedio, MEAN	92.91
Desviación estándar, SDEV	21.20
Coeficiente de variación, CV	1.46

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Tabla 4.21: Resultados de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta km 2+500 al 2+620.

<b>Km 2+500 al 2+620 Mirador</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b>USC (MPa)</b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	235.47
Valor mínimo, MIN	150.96
Mediana, MED	227.48
Valor promedio, MEAN	204.64
Desviación estándar, SDEV	46.66
Coeficiente de variación, CV	-1.68

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Tabla 4.22: Resultados de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta km 2+620 al 2+760.

<b>Km 2+620 al 2+760 Mirador</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b>USC (MPa)</b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	227.15
Valor mínimo, MIN	201.50
Mediana, MED	207.88
Valor promedio, MEAN	212.18
Desviación estándar, SDEV	13.35
Coeficiente de variación, CV	1.30

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Los resultados obtenidos para el tramo del Mirador entre las progresivas del km 2+500 al 2+620 y km 620 al 760, son de 204.64 MPa y 212.18 MPa es una R5 - roca muy dura, ver las tablas 4.21 y 4.22.

Tabla 4.23: Resultados de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta km 6+400 al 6+700.

<b>Km 6+400 al 6+700 Huancoiri</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b>USC (MPa)</b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	96.94
Valor mínimo, MIN	42.88
Mediana, MED	78.79
Valor promedio, MEAN	72.87
Desviación estándar, SDEV	27.51
Coeficiente de variación, CV	-0.92

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Para el tramo de Huancoiri se tomó en cuenta para todo la zona de análisis entre las progresivas del km6+400 al 6+700 llegándose a un resultado de 72.87 MPa es una R5 - roca dura, mostrado en la tabla 4.23.

#### 4.4.2.2 Ensayos de carga puntual (PLT)

Los ensayos fueron realizados cumpliéndose todos los procedimientos y protocolos de trabajo en laboratorio normados por la ASTM D 5731-02, el equipo de laboratorio utilizado para realizar los ensayos de carga puntual fue una prensa hidráulica manual de 5000 Dn de capacidad.

Los resultados obtenidos promedios de los ensayos de carga puntual para cada tramo de análisis se presentan en las siguientes tablas del 4.24 al 4.28.

Tabla 4.24: Resultados de la resistencia a compresión simple por el ensayo de carga puntual km 1+400 al 1+580.

<b>Km 1+400 al 1+580 Catarata</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b>Is (MPa)</b>
Numero de resultados	5
Valor máximo, MAX	4.20
Valor mínimo, MIN	2.61
Mediana, MED	3.25
Valor promedio, MEAN	3.33
Desviación estándar, SDEV	0.71
Coeficiente de variación, CV	0.23

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Tabla 4.25: Resultados de la resistencia a compresión simple por el ensayo de carga puntual km 1+580 al 1+700.

<b>Km 1+580 al 1+700 Catarata</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b>Is (MPa)</b>
Numero de resultados	5
Valor máximo, MAX	4.78
Valor mínimo, MIN	2.78
Mediana, MED	3.49
Valor promedio, MEAN	3.70
Desviación estándar, SDEV	0.79
Coeficiente de variación, CV	0.43

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Tabla 4.26: Resultados de la resistencia a compresión simple por el ensayo de carga puntual km 2+500 al 2+620.

<b>Km 2+500 al 2+620 Mirador</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b>Is (MPa)</b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	7.98
Valor mínimo, MIN	6.96
Mediana, MED	7.81
Valor promedio, MEAN	7.58
Desviación estándar, SDEV	0.55
Coeficiente de variación, CV	-1.53

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Tabla 4.27: Resultados de la resistencia a compresión simple por el ensayo de carga puntual km 2+620 al 2+760.

<b>Km 2+620 al 2+760 Mirador</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b>Is (MPa)</b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	9.54
Valor mínimo, MIN	7.48
Mediana, MED	8.26
Valor promedio, MEAN	8.43
Desviación estándar, SDEV	1.04
Coeficiente de variación, CV	0.71

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Estos ensayos de carga puntual también conocido como el ensayo tipo Franklin, se realizaron para cada tramo de análisis en el laboratorio de mecánica de rocas y suelos de la facultad de Ingeniería de Minas; obteniéndose el índice de resistencia a partir de muestras cilíndricas en forma axial con un factor de corrección de 24.

Tabla 4.28: Resultados de la resistencia a compresión simple por el ensayo de carga puntual km 6+400 al 6+700.

<b>Km 6+400 al 6+700 Huancoiri</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b>Is (MPa)</b>
Numero de resultados	7
Valor máximo, MAX	2.71
Valor mínimo, MIN	1.08
Mediana, MED	2.16
Valor promedio, MEAN	2.00
Desviación estándar, SDEV	0.58
Coefficiente de variación, CV	-0.57

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio

Estos ensayos de carga puntual se realizaron con la finalidad de correlacionar y corroborar con datos obtenidos por ensayos de compresión uniaxial, sin embargo los datos del índice carga puntual no se tomaron en cuenta por tratarse de un ensayo de manera indirecta; los datos de compresión uniaxial son los más confiables y utilizados.

#### 4.4.2.3 Tilt test

El ángulo de fricción básico es obtenido mediante el ensayo de tilt test, propuesto por Stimpson (1981), con la inclinación de tres testigos cilíndricos dejando que una de ellas deslizara sobre las otras dos, realizadas en el laboratorio de mecánica de rocas y suelos de la facultad de Ingeniería de Minas.

El valor del ángulo de fricción básico se utiliza como parámetro de entrada fundamental al realizar los análisis de estabilidad por el método estereográfico o cinemático con el software Dips v.6.0, también para valorar geotécnicamente las discontinuidades por familias por el criterio de resistencia de Barton Bandis, que es utilizado en el análisis de estabilidad de taludes por el método de equilibrio limite o analítico.

Los ensayos se realizaron según la norma ISRM, para obtener el ángulo básico de fricción de cada tramo de análisis, obteniéndose los siguientes resultados mostrados en las tablas del 4.29 al 4.33

Tabla 4.29: Valores para el ángulo de fricción básico km 1+400 al 1+580.

<b>Km 1+400 al 1+580 Catarata</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b><math>\Phi_b</math></b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	51.00
Valor mínimo, MIN	50.00
Mediana, MED	51.00
Valor promedio, MEAN	50.67
Desviación estándar, SDEV	0.58
Coeficiente de variación, CV	-1.73

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio - tilt test

Tabla 4.30: Valores para el ángulo de fricción básico km 1+580 al 1+700.

<b>Km 1+580 al 1+700 Catarata</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b><math>\Phi_b</math></b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	54.00
Valor mínimo, MIN	52.00
Mediana, MED	52.00
Valor promedio, MEAN	52.67
Desviación estándar, SDEV	1.15
Coeficiente de variación, CV	1.73

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio - tilt test

Tabla 4.31: Valores para el ángulo de fricción básico km 2+500 al 2+620.

<b>Km 2+500 al 2+620 Mirador</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b><math>\Phi_b</math></b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	59.00
Valor mínimo, MIN	58.00
Mediana, MED	58.00
Valor promedio, MEAN	58.33
Desviación estándar, SDEV	0.58
Coeficiente de variación, CV	1.73

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio - tilt test

Este ensayo de debió realizar en campo para cada tramo mediante el ensayo de inclinación con dos bloques con el cual, cuando se inicia el deslizamiento de una cara de las discontinuidades con respecto a la otra cara así determinando el ángulo de fricción básico.

Sin embargo se determinó en laboratorio, obteniéndose resultados muy elevados para cada tramo, ver tablas del 4.29 al 4.33; por tal

motivo escogemos los valores menores para posteriores análisis como son: km 1+400 al 1+580,  $\phi_b=50$ ; km 1+580 al 1+700,  $\phi_b=52$ ; km 2+500 al 2+620,  $\phi_b=58$ ; km 2+620 al 2+760,  $\phi_b=58$  y km 6+400 al 6+700,  $\phi_b=49$ .

Tabla 4.32: Valores para el ángulo de fricción básico km 2+620 al 2+760.

<b>Km 2+620 al 2+760 Mirador</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b><math>\phi_b</math></b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	60.00
Valor mínimo, MIN	58.00
Mediana, MED	60.00
Valor promedio, MEAN	59.33
Desviación estándar, SDEV	1.15
Coefficiente de variación, CV	-1.73

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio - tilt test

Tabla 4.33: Valores para el ángulo de fricción básico km 6+400 al 6+700.

<b>Km 6+400 al 6+700 Huancoiri</b>	
<b>Parámetros Estadísticos</b>	<b><math>\phi_b</math></b>
Numero de resultados	3
Valor máximo, MAX	50.00
Valor mínimo, MIN	49.00
Mediana, MED	50.00
Valor promedio, MEAN	49.67
Desviación estándar, SDEV	0.58
Coefficiente de variación, CV	-1.73

Referencia: Anexo A-3 Ensayos de laboratorio - tilt test

#### 4.4.2.4 Análisis petrográfico

El estudio de los minerales y rocas mediante el análisis petrográfico, es una de las técnicas más ampliamente utilizada, ya que no solo permite reconocer y cuantificar la composición mineralógica de una muestra, sino también establecer sus características textuales y por consiguiente inferir en su ámbito genético.

El estudio, identificación y clasificación de minerales y rocas de análisis se realizó con el microscopio petrográfico en láminas delgadas, en la Escuela Profesional de Ingeniería Geológica lo cual se muestra en el panel fotográfico y Anexo A-4, de la presente tesis.

## 4.5 Caracterización geomecánica

La caracterización geomecánica consistió en definir las propiedades mecánicas del macizo rocoso, las discontinuidades y de la roca intacta del área de investigación, valiéndonos de metodologías en la caracterización de macizos rocosos, ejecución de ensayos de laboratorio, tratamiento y procesamiento de la información, todo esto con el objetivo de realizar un buen análisis de estabilidad de taludes.

La clasificación geomecánica del macizo rocoso se realizó para cada uno de los tramos, a partir de mapeo lineal realizado in situ, de las cuales se obtuvieron el índice RQD, los valores de las clasificaciones RMR, GSI y Q.

### 4.5.1 Clasificación geomecánica del macizo rocoso

#### 4.5.1.1 Índice de designación de la calidad de la roca (RQD)

Para la determinación del RQD se utilizó el criterio de Priest y Hudson que consideran la medición del número de fisuras por metro lineal determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural, y por mapeo lineal (línea de detalles), calculados con la ecuación 2.4; los resultados obtenidos del RQD calculados a partir del número de fisuras por metro (espaciamiento de las discontinuidades), que se presentan en la tabla 4.31, este muestra los valores de RQD característicos para cada una de las zonas de análisis del mapeo geotécnico realizado.

Tabla 4.34: Índice de designación de la calidad del macizo rocoso para cada tramo.

Tramo	$\lambda$	RQD <sub>prom</sub>
Catarata km 1+400 al 1+580	4 fract./ml	94
Catarata km 1+580 al 1+700	6 fract./ml	88
Mirador km 2+500 al 2+620	4 fract./ml	94
Mirador km 2+620 al 2+760	3 fract./ml	96
Huancoiri km 6+400 al 6+700	12 fract./ml	66

Referencia: Anexo A-2 Datos del mapeo lineal - elaboración propia

#### 4.5.1.2 Clasificación RMR (Bieniawski, 1973)

La clasificación del RMR es para la determinación la calidad del macizo rocoso, Los resultados se obtienen a partir de los ensayos de compresión uniaxial de la roca intacta en laboratorio, RQD, caracterización de las discontinuidades, presencia de agua y el aguaste de la orientación de las discontinuidades, estos realizadas a partir de las observaciones en el macizo rocoso; los análisis se muestran en el Anexo A-6, a continuación los resultados se muestra en la siguiente tabla 4.35.

Tabla 4.35: Resultado de valores de RMR para cada tramo de análisis.

Tramo	RMR <sub>bas.</sub>	RMR	Clase	Descripción	Estabilidad
Catarata km 1+400 al 1+580	64	64	II	Buena	Normalmente estable
Catarata km 1+580 al 1+700	59	54	III	Regular	Normalmente estable
Mirador km 2+500 al 2+620	74	69	II	Buena	Normalmente estable
Mirador Km 2+620 al 2+760	77	72	II	Buena	Normalmente estable
Huancoiri km 6+400 al 6+700	48	43	III	Regular	Normalmente estable

Referencia: Anexo A-6 clasificación geomecánica

#### 4.5.1.3 Clasificación por el método GSI

Los valores del índice de resistencia geológica GSI se obtuvieron con la correlación del RMR de Bieniawski, para lo cual se consideró la recomendación dada por (Hoek, 2005), donde se menciona que el GSI es igual al RMR - 5, cuando el  $RMR > 23$ ; y si  $RMR < 23$ , entonces no puede estimarse el valor de GSI debido a que la estimación resulta poco confiable.

Los resultados obtenidos del GSI, mediante la correlación con el RMR, para cada uno de los tramos mapeadas por línea de detalles, se muestran en el Anexo A-6, del presente trabajo de investigación.

El resumen de estos datos se muestra en la tabla 4.36, estos valores de GSI indican el índice de calidad del macizo rocoso, y también se

incluye el índice de calidad Q de Barton, determinado a partir de la correlación del  $RMR=9\ln Q+44$ ; que constituye cada talud análisis de la carretera Sina Yanahuaya.

Tabla 4.36: Resultado de valores de GSI para cada zona de estudio.

Tramo	GSI	Calidad	Clase	Q
Catarata km 1+400 al 1+580	59	Regular	III	9.23
Catarata km 1+580 al 1+700	49	Regular	III	3.04
Mirador km 2+500 al 2+620	59	Regular	III	9.23
Mirador km 2+620 al 2+760	64	Buena	II	28.03
Huancoiri km 6+400 al 6+700	38	Mala	IV	0.89

Referencia: Anexo A-6 clasificación geomecánica

## 4.5.2 Valoración geotécnica del macizo rocoso

### 4.5.2.1 Criterio de resistencia generalizado de Hoek - Brown

La valoración de los criterios de resistencia del macizo rocoso que constituye cada talud de la carretera Sina Yanahuaya, se realizó con el objetivo de determinar las propiedades físicas que están involucradas con el macizo rocoso en conjunto, con la ayuda del software RocData v.3.0, de la compañía Rocscience, el cual es un software práctico que contempla los criterios de resistencia de macizo rocoso como es el de Hoek - Brown y Mohr - Coulomb.

Los datos de ingreso al software se presentan en la tabla 4.37, los cuales son; resistencia a la compresión uniaxial, peso unitario, los cuales fueron obtenidos de los ensayos de laboratorio, los valores de GSI obtenidos mediante correlaciones, D es un parámetro de perturbación que producen en el macizo rocoso en desconfinamiento y las voladuras dado por el tipo de excavación, se considera el valor 1.0 para los dos primeros tramos, debido a que en estos taludes se realizó una excavación con voladuras poco cuidadosas y de 0.7 para el último tramo de análisis por realizarse una excavación mecánica, esto en el ámbito de las obras civiles.

Para el análisis de estabilidad de taludes por el método analítico, se han realizado para cada tramo y a detalle de cada talud, es así que

calculamos los parámetros de resistencia para cada uno de los tramos analizados.

Tabla 4.37: Datos para los criterios de resistencia del macizo rocoso en los tramos de análisis.

Tramo	UCS (MPa)	GSI	$m_i$	D	$\gamma$ (MN/m <sup>3</sup> )	Altura del talud
km 1+400 al 1+580	90.70	59	7	1.0	0.0257	74
km 1+580 al 1+700	92.91	49	7	1.0	0.0256	77
km 2+500 al 2+620	204.64	64	7	1.0	0.0273	96
km 2+620 al 2+760	212.18	67	7	1.0	0.0269	90
km 6+400 al 6+700	72.87	38	7	0.7	0.0273	106

Fuente: Elaboración propia

Los parámetros presentados en la tabla 4.38, que fueron calculados con las formulaciones de criterios de rotura de Hoek-Brow, con las siguientes ecuaciones: 2.5, 2.6, 2.7, 2.10, 2.11, 2.12 y comparados con el software RocData v.3.0; en el Anexo A-7 se muestra a través de gráficos tomados del software, los parámetros ingresados, los resultados y gráficos de resistencia obtenidos para cada uno de los cortes de talud.

Tabla 4.38: Valores del cálculo de parámetros de resistencia del macizo rocoso por el criterio de Hoek - Brown.

Tramo	$m_b$	s	a	c	$\Phi$
km 1+400 al 1+580	0.374	0.0011	0.503	0.698	39.13
km 1+580 al 1+700	0.183	0.0002	0.506	0.427	33.71
km 2+500 al 2+620	0.535	0.0025	0.502	1.963	44.27
km 2+620 al 2+760	0.663	0.0041	0.502	2.524	45.82
km 6+400 al 6+700	0.232	0.0001	0.513	0.439	30.84

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.39: Valores del cálculo de parámetros de resistencia del macizo rocoso.

Tramo	$\sigma_{3max}$	$\sigma_t$	$\sigma_c$	$\sigma_{cm}$	$E_m$
km 1+400 al 1+580	1.5506	-0.2610	2.916	7.572	7994.17
km 1+580 al 1+700	1.5484	-0.1032	1.258	5.187	4549.89
km 2+500 al 2+620	2.2759	-0.9482	10.059	21.023	11193.61
km: 2+620 al 2+760	2.1492	-1.3082	13.438	24.805	13303.63
km 6+400 al 6+700	2.1621	-0.0393	0.725	4.367	2780.92

Fuente: Elaboración propia

### 4.5.3 Valoración geotécnica de las estructuras

#### 4.5.3.1 Criterio de resistencia de Barton - Bandis y Mohr - Coulomb

La estabilidad de taludes en roca de poca dimensión, en su mayoría están controladas por las estructuras, por lo cual es necesario realizar una valoración de la resistencia de discontinuidades que puede ser valoradas por dos criterios: el de Barton - Bandis y Mohr - Coulomb; los parámetros que involucran estos, son necesarios para la realización del análisis de estabilidad de taludes por el método de equilibrio límite o analítico.

Los parámetros involucrados en este criterio de Barton – Bandis, son obtenidos en campo in situ y pruebas simples en laboratorio, en cambio el criterio de Mohr - Coulomb se estima con ensayos de corte directo en laboratorio o por el ajuste con otros criterios de resistencia. Por lo cual en el Anexo A-7 de la presente investigación, se presentan los gráficos del criterio de Barton - Bandis y los valores calculados por el ajuste del criterio de Mohr - Coulomb para cada uno de los tramos analizados, esto con la ayuda del software RocData v.3.0; la tabla 4.40 nos muestra los datos para el criterio de resistencia de Barton - Bandis.

Tabla 4.40: Datos para el criterio de resistencia de Barton Bandis.

Tramo	$\phi_r$	JRC	JCS	$\gamma$ (MN/m <sup>3</sup> )	Altura del talud
km 1+400 al 1+580	35°, 50°	4	89.64	0.0257	74
km 1+580 al 1+700	35°, 52°	6	86.08	0.0256	77
km 2+500 al 2+620	35°, 58°	5	186.23	0.0273	96
km: 2+620 al 2+760	35°, 58°	4	176.50	0.0269	90
km 6+400 al 6+700	35°, 49°	7	74.44	0.0273	106

Fuente: Elaboración propia

### 4.6 Análisis de estabilidad de taludes

El análisis de estabilidad de taludes en los macizos rocosos no puede realizarse a nivel general, sino talud por talud, por las características que constituye el macizo rocoso en cada talud; también no existe una solución única para análisis, sino varias alternativas como los métodos empíricos,

cinemáticos, analíticos, numéricos y estadísticos que fueron descritos en apartados anteriores, cada uno de estos métodos de análisis tienen características muy particulares, algunos son más complicados que otros y a la vez son más confiables.

La etapa en la que se encuentre el proyecto y la magnitud, se realizan los análisis de estabilidad con mayor o menor detalle, es así que teniendo en consideración este criterio; los métodos empíricos son utilizados a nivel de perfil en un estudio, mientras en una etapa de operación será necesario un análisis por métodos cinemáticos, analíticos, numéricos y estadísticos.

El método empírico es muy sencillo y práctico de utilizar, pero no ofrece valores confiables. En cambio un análisis de estabilidad por el método estereográfico o cinemático ayuda a identificar la probabilidad de falla en los macizos rocosos como los modos de falla planar, por cuña, vuelco, y circular, pero este método tampoco da un valor cuantitativo o cualitativo de estabilidad, este método es de suma importancia para un posterior análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite o analítico, ya que determina los modos de falla que se presentan en el talud. El método de equilibrio límite, el cual trabaja con datos de parámetros geométricos geotécnicos del talud, y mecanismos de rotura más comunes obteniendo valores como el factor de seguridad y la probabilidad de falla los cuales hacen más confiables los resultados. Mientras que la aplicación del método numérico en taludes afronta el análisis de roturas más complejas, es el más complicado ya que involucra tener más datos de campo y laboratorio, para un correcto análisis, y los métodos estadísticos es a través de la presentación de las técnicas de análisis de sensibilidad, sin embargo se puede considerar que es muy poco común y complicado.

Los métodos de equilibrio límite o analíticos son los más utilizados y siguen siendo la base de los análisis de estabilidad de taludes, y están basados en la resolución exacta de las ecuaciones de equilibrio, permiten obtener soluciones exactas; por ello resultan fáciles de aplicar en muchos casos y muy adecuados para la realización de un análisis.

A continuación se muestran los resultados obtenidos producto de las investigaciones realizadas y el análisis de estabilidad de taludes por métodos cinemáticos y analíticos para cada uno tramos analizados de la Carretera Sina Yanahuaya.

#### **4.6.1 Análisis de estabilidad por el método estereográfico o cinemático**

El análisis de estabilidad, por el método estereográfico o cinemático es de suma importancia ya que este método ayuda a la identificación de los modos de falla más frecuentes y comunes en un talud; no determina el tamaño ni la forma de los bloques, tampoco da un valor cuantitativo del factor de seguridad, pero nos da una idea de cómo podrían producirse la rotura del macizo rocoso en un determinado talud.

Este análisis depende básicamente del número de datos tomados en campo como son: dirección de buzamiento y buzamiento, ya que estos deben ser lo suficientemente representativo para que representen de una mejor manera las orientaciones de las discontinuidades presentes en el talud y así obtener el número de familias de discontinuidades presentes en el macizo rocoso.

Los parámetros que son necesarios para el análisis de estabilidad de taludes, para cada tramo, se realizaron las respectivas mediciones de dirección de buzamiento y buzamiento y las condiciones de las discontinuidades mediante una observación visual cuantitativamente, los cuales se presentan en las fichas de mapeo lineal, la dirección de buzamiento del talud fue tomado en campo y la pendiente del talud es el más crítico encontrado en las secciones de corte, por último el ángulo de fricción básico considerado para el análisis fue obtenido de las pruebas Tilt Test en laboratorio.

Los datos que se presentan en el Anexo A-2, fueron realizadas mediante el mapeo lineal (línea de detalles); los valores de dirección de buzamiento y buzamiento se realizó con una brújula, para determinar las principales familias, para ello se tuvo que tomar datos para cada tramo de análisis: km 1+400 al 1+580, igual a 253 datos; km 1+580 al 1+700,

igual a 151 datos; km 2+500 al 2+620, igual a 223 datos; km 2+620 al 2+760, igual a 210 datos; y km 6+400 al 6+700, igual a 249.

El análisis de estabilidad por el método estereográfico, se realizó con la aplicación del software Dips v.6.0, la cual es muy práctico, confiable y la aplicación del mismo para el análisis mediante el método estereográfico o cinemático para taludes en macizo rocoso, que es lo mismo que identificar los modos de falla más comunes en un determinado talud con la utilización de proyecciones estereográficas, los resultados se muestran en las tablas de 4.41 al 4.45.

Tabla 4.41: Datos para el análisis de modos de falla, realizados en el estereograma km 1+400 al 1+580.

<b>Km 1+400 al 1+580 Catarata</b>	
<b>Datos para el análisis de modos de falla</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>
Número de datos	253
Familia de discontinuidades principales 01	81 / 304
Familia de discontinuidades principales 02	65 / 67
Familia de discontinuidades principales 03	45 / 287
Familia de discontinuidades principales 04	78 / 342
Altura del talud	74 m
Pendiente del talud	58°
Dirección de buzamiento del talud	N 68° W → 292°
Ángulo de fricción	35°, 50°

Referencia: Anexo A-5 Análisis por el método estereográfico

Tabla 4.42: Datos para el análisis de modos de falla, realizados en el estereograma km 1+580 al 1+700.

<b>Km 1+580 al 1+700 Catarata</b>	
<b>Datos para el análisis de modos de falla</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>
Número de datos	151
Familia de discontinuidades principales 01	84 / 48
Familia de discontinuidades principales 02	85 / 172
Familia de discontinuidades principales 03	81 / 297
Familia de discontinuidades principales 04	61 / 187
Altura del talud	77 m
Pendiente del talud	61°
Dirección de buzamiento del talud	S 69° W → 248°
Ángulo de fricción	35°, 52°

Referencia: Anexo A-5 Análisis por el método estereográfico

Tabla 4.43: Datos para el análisis de modos de falla, realizados en el estereograma km 2+500 al 2+620.

<b>Km 2+500 al 2+620 Mirador</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>
Número de datos	223
Familia de discontinuidades principales 01	82 / 299
Familia de discontinuidades principales 02	57 / 58
Familia de discontinuidades principales 03	83 / 6
Familia de discontinuidades principales 04	67 / 236
Altura del talud	96 m
Pendiente del talud	61°
Dirección de buzamiento del talud	N 75° W → 285
Ángulo de fricción	35°, 58°

Referencia: Anexo A-5 Análisis por el método estereográfico

Tabla 4.44: Datos para el análisis de modos de falla, realizados en el estereograma km 2+620 al 2+760.

<b>Km 2+620 al 2+760 Mirador</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>
Número de datos	210
Familia de discontinuidades principales 01	61 / 62
Familia de discontinuidades principales 02	77 / 308
Familia de discontinuidades principales 03	84 / 5
Altura del talud	90 m
Pendiente del talud	60°
Dirección de buzamiento del talud	N 16° W → 344°
Ángulo de fricción	35°, 58°

Referencia: Anexo A-5 Análisis por el método estereográfico

Tabla 4.45: Datos para el análisis de modos de falla, realizados en el estereograma km 6+400 al 6+700.

<b>Km 6+400 al 6+700 Huancoiri</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>
Número de datos	349
Familia de discontinuidades principales 01	76 / 2
Familia de discontinuidades principales 02	76 / 287
Familia de discontinuidades principales 03	75 / 92
Familia de discontinuidades principales 04	64 / 135
Familia de discontinuidades principales 05	61 / 212
Altura del talud	106 m
Pendiente del talud	67°
Dirección de buzamiento del talud	N 67° W → 293° N 18° E → 18° N 62° E → 62°
Ángulo de fricción	35°, 49°

Referencia: Anexo A-5 Análisis por el método estereográfico

Las principales familias de discontinuidades para los tramos de las progresivas del km 1+400 al 1+580 y km 1+580 al 1+700 se muestran en las tablas 4.41 y 4.42, donde se identificaron para cada tramo cuatro familias predominantes por el análisis estereográfico. Para el tramo del Mirador km 2+500 al 2+620 se identificaron cuatro familias de discontinuidades principales, y tres familias para la progresiva del km 2+620 al 2+760, mientras que en el tramo de Huancoiri se obtuvo cinco familias de discontinuidades a más.

Cuando los análisis son conservadores y aceptables, se asume a menudo que el ángulo de fricción básico sea de 30°. Los ángulos de fricción básico para las discontinuidades en roca pueden variar cerca de 0° a tan altos como de 60° grados, pero el rango de valores típico es de 25° a 35°; para este análisis adoptamos valores de 35° y los valores determinados por el ensayo de tilt test para cada tramo de análisis.

Los modos de falla para cada talud es muy diferente, se generan zonas de inestabilidad para cada tramo de análisis en el estereograma que se identifica la probabilidad de falla, es así que los resultados de estos análisis son expresados en porcentajes y para cada una de las formas de rotura, según sea el modo de falla estudiado, se detallan en las siguientes tablas del 4.46 al 4.50.

Tabla 4.46: Resultados de los principales modos de falla, según su incidencia para el km 1+400 al 1+580.

<b>Km 1+400 al 1+580 Catarata</b>		
<b>Modo de falla</b>	<b>Porcentaje</b>	
	$\Phi_b$ (35°)	$\Phi_b$ (50°)
<b>Modo de falla planar con límite lateral de 20°</b>		
Falla planar (total)	13.04%	5.14%
Falla planar (familia 03)	54.10%	21.31%
<b>Modo de falla planar sin límite lateral</b>		
Falla planar (total)	18.58%	6.72%
Falla planar (familia 03)	73.77%	27.87%
<b>Modo de falla por cuña</b>		
Falla por cuña	24.20%	5.65%
<b>Modo de falla por vuelco</b>		
Falla por vuelco flexural (total)	0.40%	0.00%

Referencia: Anexo A-5 Análisis por el método estereográfico

Tabla 4.47: Resultados de los principales modos de falla, según su incidencia para el km 1+580 al 1+700.

Km 1+580 al 1+700 Catarata		
Modo de falla	Porcentaje	
	$\Phi_b$ (35°)	$\Phi_b$ (52°)
<b>Modo de falla planar con límite lateral de 20°</b>		
Falla planar (total)	2.65%	0.66%
<b>Modo de falla planar sin límite lateral</b>		
Falla planar (total)	6.62%	1.32%
<b>Modo de falla por cuña</b>		
Falla por cuña	10.40%	2.44%
<b>Modo de falla por vuelco</b>		
Falla por vuelco flexural (total)	11.92%	3.31%
Falla por vuelco flexural (familia 01)	37.50%	15.63%

Referencia: Anexo A-5 Análisis por el método estereográfico

Tabla 4.48: Resultados de los principales modos de falla, según su incidencia para el km 2+500 al 2+620.

Km 2+500 al 2+620 Mirador		
Modo de falla	Porcentaje	
	$\Phi_b$ (35°)	$\Phi_b$ (58°)
<b>Modo de falla planar con límite lateral de 20°</b>		
Falla planar (total)	1.35%	0.45%
<b>Modo de falla planar sin límite lateral</b>		
Falla planar (total)	3.59%	0.45%
<b>Modo de falla por cuña</b>		
Falla por cuña	7.10%	0.67%
<b>Modo de falla por vuelco</b>		
Falla por vuelco flexural (total)	0.45%	0.00%

Referencia: Anexo A-5 Análisis por el método estereográfico

Tabla 4.49: Resultados de los principales modos de falla, según su incidencia para el km 2+620 al 2+700.

Km 2+620 al 2+700 Mirador		
Modo de falla	Porcentaje	
	$\Phi_b$ (35°)	$\Phi_b$ (58°)
<b>Modo de falla planar con límite lateral de 20°</b>		
Falla planar (total)	0.95%	0.00%
<b>Modo de falla planar sin límite lateral</b>		
Falla planar (total)	4.76%	0.00%
<b>Modo de falla por cuña</b>		
Falla por cuña	17.67%	0.10%
<b>Modo de falla por vuelco</b>		
Falla por vuelco flexural (total)	3.81%	0.00%

Referencia: Anexo A-5 Análisis por el método estereográfico

La probabilidad de falla para cada tipo de rotura fue analizada mediante las proyecciones estereográficas con dos ángulos de fricción básico de 35° y la determinada en laboratorio.

Para el tramo de la Catarata en el km 1+400 al 1+580 el modo de rotura predominante es la falla planar con 13.04% mostrado en la tabla 4.46; mientras que para el km 1+580 al 1+700 el modo de rotura es la falla por vuelco con 11.92% y falla por cuña con 10.40, ver tabla 4.47.

El modo de falla en el tramo del Mirador entre las progresivas km 2+500 al 2+620 y km 2+620 al 2+760, es de tipo por cuña con 7.10% y 17.67% respectivamente; mostradas en las tablas 4.48 y 4.49.

Tabla 4.50: Resultados de los principales modos de falla, según su incidencia para diferentes direcciones del talud entre los km 6+400 al 6+700.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri						
Modo de falla	Porcentaje					
	$\Phi_b$ (35°)	$\Phi_b$ (49°)	$\Phi_b$ (35°)	$\Phi_b$ (49°)	$\Phi_b$ (35°)	$\Phi_b$ (49°)
<b>F. planar con límite de 20°</b>						
F. planar (total)	1.49%	1.43%	6.30%	6.30%	1.15%	0.57%
F. planar (familia 01)	---	---	10.19%	10.19%	0.46%	0.46%
F. planar (familia 02)	6.67%	6.67%	---	---	---	---
<b>F. planar sin límite lateral</b>						
F. planar (total)	4.01%	2.29%	11.17%	9.46%	5.44%	4.30%
F. planar (familia 01)	0.93%	93.00%	14.81%	14.81%	5.56%	5.56%
F. planar (familia 02)	6.67%	6.67%	---	---	---	---
F. planar (familia 03)	---	---	---	---	11.11%	11.11%
F. planar (familia 04)	---	---	---	---	4.35%	---
<b>F. por cuña</b>						
F. por cuña	12.31%	7.53%	19.90%	14.57%	20.87%	12.73%
<b>F. por vuelco</b>						
F. por vuelco flexural (total)	4.87%	2.28%	1.15%	0.86%	1.72%	0.86%
F. por vuelco flexural (familia 01)	---	---	0.46%	0.46%	---	---
F. por vuelco flexural (familia 03)	33.33%	16.67%	---	---	---	---
F. por vuelco flexural (familia 04)	30.43%	21.74%	---	---	---	---
F. por vuelco flexural (familia 05)	---	---	33.33%	16.67%	---	---

Referencia: Anexo A-5 Análisis por el método estereográfico

Y para el tramo de Huancoiri entre los km 6+400 al 6+700, presenta la probabilidad de todos los tipos de falla como: planar, por cuña y vuelco, ver la tabla 4.50; por esa razón su análisis se realiza como falla circular.

#### 4.6.1.1 Modo de falla planar

La identificación de un posible modo de falla planar en cada talud de análisis, se realizó con las proyecciones estereográficas por métodos cinemáticos con el software Dips v.6.0, mediante dos tipos de falla planar; la primera considerando restricciones de límites laterales de  $20^\circ$  y la segunda sin considerar la anterior restricción es decir un deslizamiento planar total.

El análisis por el método cinemático para este tipo de falla planar con límites laterales de  $20^\circ$ , y sin límites laterales se presenta en el Anexo A-5, del cual se realizó para cada tramo, la zona más crítica es la de polos que se encuentran sombreadas de color rojo, lo cual representa la probabilidad de falla en porcentajes el modo de falla.

Los resultados obtenidos al realizar este tipo de análisis deben de ser tomados con mucho criterio, ya que necesariamente deberán de ser un fiel reflejo de la realidad en el campo, por lo cual tomamos en consideración el modo de falla planar, el tramo que más probabilidad de falla presenta es el de la Catarata entre las progresivas del km 1+400 al 1+580 con una probabilidad de falla planar total de 13.04% y falla planar en la familia 03 de 54.10%.

#### 4.6.1.2 Modo de falla por cuña

El análisis de modos de falla por cuña, también se utilizó las proyecciones estereográficas con la aplicación del software Dips v.6.0, de los polos ploteados se identifica toda las intersecciones formadas entre planos en el estereograma para considerar los puntos de intersección, se observan en las representaciones estereográficas mostrados en el Anexo A-5, la zonas sombreadas de color rojo formado por las intersecciones representan la probabilidad del modo de falla por cuña.

Por este modo de falla por cuña tenemos el tramo del Mirador que comprenden los km 2+500 al 2+620 y km 2+620 al 2+760, los bloques de este tramo son propensos a fallar estructuralmente por cuña con

una probabilidad de 7.10% y 17.67% respectivamente, de la misma forma el tramo de la Catarata del km 1+580 al 1+700 con 10.40%, puede sufrir una rotura por este método de falla; para lo cual resulta necesario realizar un análisis de estabilidad por el método de equilibrio limite o analítico para determinar el factor de seguridad.

#### 4.6.1.3 Modo de falla por vuelco

El análisis para este tipo de falla por vuelco, se realizó mediante el método cinemático para cada tramo de análisis que se muestra en el Anexo A-5, de los cuales los polos ploteados en el estereograma que se encuentran en la zona crítica es de color rojo sombreado, este valor representa una probabilidad de falla en porcentajes del total de polos para este modo de falla.

El tramo de la Catarata km 1+580 al 1+700 es muy propenso a sufrir una rotura por este tipo de falla con un 11.92%, para lo cual debería considerarse un análisis de estabilidad por el método de equilibrio limite o analítico, para determinar el factor de seguridad, sin embargo no se realiza el cálculo debido a que también, la probabilidad de falla por cuña es semejante al modo de falla por vuelco con 10.40%.

#### 4.6.1.4 Modo de falla circular

Para el análisis de este modo de falla se consideró muchos aspectos como el número de familias, la probabilidad de falla, analizados por los métodos anteriores, la caracterización geológica del tramo, la meteorización del talud, y la resistencia de la roca in situ y ensayos de laboratorio.

Dado que el tramo de Huancoiri que comprende las progresivas del km 6+400 al 6+700, presenta el número de familias mayor a cinco por encontrarse muy fracturado y meteorizado, el modo de falla que presentan los taludes analizados por métodos estereográficos son de todo tipo como planar, por cuña y vuelco es por eso que se opta en este tramo realizar el análisis de estabilidad por el modo de falla circular por secciones de corte a lo largo del eje de la vía, que son

analizados también por equilibrio límite mediante dovelas, con métodos aproximados como fellenuis, Bishop y Janbu.

#### 4.6.2 Análisis de estabilidad por el método equilibrio límite o analítico

El método de equilibrio límite, es utilizado generalmente en los análisis de estabilidad taludes en roca estructuralmente controlada, es decir la estabilidad del talud es controlada por la resistencia que ofrecen las estructuras, es así que se calculan los valores del factor de seguridad para cada talud.

Para cada tipo de rotura se realizó un análisis de estabilidad por equilibrio límite, de manera muy separada para los modos de falla que presenta cada talud. El modo de falla planar, con software RocPlane v.2.0, falla en cuña con software Swedge v.4.0, falla por vuelco con software RocTopple v.1.0 (no se utilizó) y falla circular con software Slide v.6.0, todos de la compañía Rocscience.

Los datos de la geometría del talud se consideraron según la sección de corte de cada talud analizado, teniendo en cuenta la altura, pendiente y la dirección del talud, criterios de rotura, y los demás parámetros para este tipo de análisis.

En base a este análisis de estabilidad, se determinó un factor de seguridad, para cada uno de los tramos analizados según el modo de falla probable que presenta cada talud entre las progresivas siguientes: Catarata km 1+400 al 1+580 y 1+580 al 1+700; Mirador km 2+500 al 2+620 y km 2+620 al 6+760; y Huancoiri km 6+400 al 6+700.

Los resultados mostrados en la tabla 4.52, nos dan una idea de que el tramo que comprende km 1+580 al 1+700 se encuentra en condición inestable pues el  $FS=1.02$ , no garantiza la estabilidad del talud pues el  $FS$  es inferior a 1.20; esto indica que se puede sufrir una rotura.

Mientras que el tramo entre las progresivas del km 1+400 al 1+580 se encuentra estable debido a que el factor de seguridad es superior a 1.50, que se muestra en la tabla 4.51.

Tabla 4.51: Datos para la falla planar, y los resultados del análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite km 1+400 al 1+580.

<b>Km 1+400 al 1+580 Catarata</b>	
<b>Análisis de falla planar</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>
Altura del talud	74 m
Pendiente del talud	58°
Dirección de buzamiento del talud	N 68° W → 292°
Peso específico de la roca	25.71
Buzamiento de la familia 03	45
Dirección de buzamiento de la familia 03	287
JRC	4
UCS	90.70
JCS	89.64
GSI	59
Ángulo de fricción básico	35°, 50°
Factor de seguridad	1.79
Condición	Estable

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.52: Datos para la falla por cuña, y los resultados del análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite en el km 1+580 al 1+700.

<b>Km 1+580 al 1+700 Catarata</b>	
<b>Análisis de falla por cuña</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>
Altura del talud	77 m
Pendiente del talud	61°
Dirección de buzamiento del talud	S 69° W → 248°
Peso específico de la roca	25.59
Buzamiento de la familia 03	81
Dirección de buzamiento de la familia 03	297
Buzamiento de la familia 04	61
Dirección de buzamiento de la familia 04	187
JRC	6
UCS	92.91
JCS	86.08
GSI	49
Ángulo de fricción	0.43
Cohesión	33.71
Factor de seguridad	1.02
Condición	Inestable

Fuente: Elaboración propia

En este tramo de la Carretera que comprende los km 2+500 al 2+620 y km 2+620 al 2+760 los factores de seguridad son de FS=1.87 y

FS=3.89, son mayores a 1.50; lo nos indica que el talud se encuentra muy estable y en buenas condiciones, ver las tablas 4.53 y 4.54.

Tabla 4.53: Datos para la falla por cuña, y los resultados del análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite en el km 2+500 al 2+620.

<b>Km 2+500 al 2+620 Mirador</b>	
<b>Análisis de falla por cuña</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>
Altura del talud	96
Pendiente del talud	61°
Dirección de buzamiento del talud	N 75° W → 285
Peso específico de la roca	27.33
Buzamiento de la familia 03	83
Dirección de buzamiento de la familia 03	6
Buzamiento de la familia 04	67
Dirección de buzamiento de la familia 04	236
JRC	5
UCS	204.64
GSI	64
Ángulo de fricción	1.96
Cohesión	44.27
Factor de seguridad	1.87
Condición	Estable

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.54: Datos para la falla por cuña, y los resultado del análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite en el km 2+620 al 2+760.

<b>Km 2+620 al 2+760 Mirador</b>	
<b>Análisis de falla por cuña</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>
Altura del talud	90 m
Pendiente del talud	60°
Dirección de buzamiento del talud	N 16° W → 344°
Peso específico de la roca	26.89
Buzamiento de la familia 01	61
Dirección de buzamiento de la familia 01	62
Buzamiento de la familia 02	77
Dirección de buzamiento de la familia 02	308
JRC	4
UCS	212.18
Ángulo de fricción	2.52
Cohesión	45.82
Factor de seguridad	3.89
Condición	Estable

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.55: Datos para la falla circular, y los resultado del análisis de estabilidad por equilibrio límite de dovelas entre los km 6+400 al 6+700.

<b>Km 6+400 al 6+700 Huancoiri</b>	
<b>Análisis de falla circular</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Ángulo de fricción básico	35°, 49°
Dirección de buzamiento del talud km 6+400	N 67° W → 293°
Dirección de buzamiento del talud km 6+540	N 18° E → 18°
Dirección de buzamiento del talud km 6+620	N 62° E → 62°
Dirección de buzamiento del talud km 6+660	N 16° E → 16°
Factor de seguridad km 6+400	0.92 - 0.93 – 0.92
Factor de seguridad km 6+540	1.38 - 1.42 – 1.38
Factor de seguridad km 6+620	0.81 - 0.85 – 0.81
Factor de seguridad km 6+660	0.94 - 0.94 – 0.94
Condición km 6+400	Inestable
Condición km 6+540	Estable
Condición km 6+620	Inestable
Condición km 6+660	Inestable

Fuente: Elaboración propia

Las secciones entre los km 6+400 al 6+700 que fueron analizados por equilibrio límite mediante modos de rotura circular que encuentra en condiciones inestables, debido a que los factores de seguridad se encuentran menores a 1.20.

Como el factor de seguridad es empleado para conocer cuál es el factor de amenaza que un talud falle en peores condiciones de comportamiento. Hasta el momento el factor de seguridad es el método más utilizado para el diseño de taludes, y existe una vasta experiencia de su aplicación para diferentes condiciones geológicas, tanto para rocas y suelos; para diferentes autores se concluye que:

Generalmente en excavaciones a cielo abierto, el rango del factor de seguridad oscila entre 1.20 y 1.50 para garantizar la estabilidad del talud, que es calculado a través del análisis por equilibrio límite; para nuestra investigación adaptamos estos valores.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### Conclusiones

1. La calidad geotécnica del macizo rocoso a través de la clasificación geomecánica RMR y GSI en cada tramo de análisis es:

Tramo	RMR	GSI	Clase	Descripción	Condición
Catarata: km 1+400 al 1+580	64	59	II - III	Regular Regular	Estable
Catarata: km 1+580 al 1+700	54	49	III - III	Regular Regular	Estable
Mirador: km 2+500 al 2+620	69	64	II - III	Buena Regular	Estable
Mirador: Km 2+620 al 2+760	72	67	II - II	Buena Buena	Estable
Huancoiri: km 6+400 al 6+700	43	38	III - IV	Regular Mala	Inestable

2. El análisis de estabilidad de taludes mediante el equilibrio límite, por métodos exactos se determinó el tipo de rotura y factor de seguridad para cada uno de los tramos analizados: km 1+400 al 1+580 FS=1.79; km 1+580 al 1+700 FS=1.02; km 2+500 al 2+620 FS=1.87; km 2+620 al 2+760 FS=3.89.

Tramo	Progresiva	Rotura	F.S.	Condición
Catarata	km 1+400 al 1+580	Planar	1.79	Estable
	km 1+580 al 1+700	Cuña/Vuelco	1.02	Inestable
Mirador	km 2+500 al 2+620	Cuña	1.87	Estable
	km 2+620 al 2+760	Caña	3.89	Estable

Y por el método de las dovelas el factor de seguridad entre las progresivas del km 6+400 al 6+700, para diferentes secciones de corte se obtuvo los siguientes resultados:

Tramo	Secciones	F.S.			Condición
		Fellenuis	Bishop	Janbu	
Huancoiri	km 6+400	0.92	0.93	0.92	Inestable
	km 6+540	1.38	1.41	1.38	Estable
	km 6+620	0.81	0.85	0.81	Inestable
	km 6+660	0.94	0.94	0.94	Inestable

## Recomendaciones

1. En el tramo km 1+580 al 1+700; el RMR es menor a 60, pertenece al clase III, y GSI igual a 49; presenta una descripción regular del macizo rocoso, para lo cual se sugiere realizar medidas de estabilización en el talud.

Para tramo km 6+400 al 6+700 el RMR es muy inferior a 60; casi igual a 40, de clase III, con un GSI igual a 38; el talud presenta una descripción geotécnica de regular a mala, es por eso que se considera un talud parcialmente inestable; ante esta condición se recomienda realizar una corrección del talud.

2. Para el tramo km 1+400 al 1+580, el factor de seguridad es ligeramente superior a 1.50, es estable; sin embargo se recomienda por medidas de seguridad una protección superficial como la instalación de mallas metálicas estáticas en el pie del talud, desde el km 1+485 al 1+540; como una barrera para proteger de la caída de bloques de roca sobre la vía.

El factor de seguridad para el tramo km 1+580 al 1+700, es menor de 1.20, se califica como inestable, para lo cual se plantea muros de contención de concreto armado del tipo muros con contrafuertes de 20 m de largo.

Dado que el factor de seguridad para el tramo km 2+500 al 2+620 y km 2+620 al 2+760 es superior a 1.50 este talud se encuentra totalmente estable, se sugiere realizar en el tramo analizado un rociado de mortero de cemento, agua y agregado fino, sobre la superficie de talud para evitar caídas de rocas.

Y siendo el factor de seguridad en las secciones analizadas del tramo km 6+400 al 6+700; muy inferior a 1.20, se considera como inestable y se recomienda realizar una corrección por modificación de la geometría

del talud mediante banquetas, eliminando el material en la parte superior y disminuyendo la pendiente del talud hasta (V:H) 1:1, con una altura máxima de talud de 45 m y un ancho de 10 m. esto desde el km 6+585 al 6+700, debido a que el macizo rocoso se encuentra totalmente fracturado.

Las recomendaciones adoptadas para esta investigación, proponen una alternativa de solución al problema de inestabilidad y probabilidad de falla en taludes de macizo rocoso analizados.

3. Se sugiere realizar un estudio de hidrología y drenaje debido a que el lugar de estudio no cuenta con estaciones meteorológicas; usando la mayor cantidad de estaciones meteorológicas cercanas o parecidas al lugar de análisis, para tener un drenaje adecuado en los taludes analizados.
4. La caracterización global de los macizos rocosos en los afloramientos es muy importante, para la descripción adecuada de todas las estructuras y/o discontinuidades presentes en un talud; para evaluar las fallas potenciales en los macizos rocosos mediante los análisis cinemáticos combinada con las proyecciones estereográficas y métodos analíticos (equilibrio límite) pues es una aproximación más sencilla para la evaluación de la estabilidad de taludes en macizos rocosos en excavaciones de vías.
5. Se continúe con la investigación aplicando un análisis de estabilidad de taludes en roca y suelos en los tramos posteriores de carretera Sina Yanahuaya; debido a que se encuentra en la etapa de construcción.
6. El laboratorio de suelo y materiales de la Escuela Profesional de Ingeniería Civil, sea implementado con equipos adecuados para realizar ensayo de mecánica de rocas.

**BIBLIOGRAFÍA**

- Azuarte Mendoza, D. (2004). *Grado de título: Caracterización Geológica y Geomecánica de los Macizos Rocosos de la Sección Guatire- Caucahua de la Autopista Rómulo Betancourt, Estado Miranda*. Venezuela: Escuela de Geología, Minas y Geofísica - Universidad Central de Venezuela.
- Barletta, I. (2008). *Representación Gráfica y Evaluación de Problemas Estructurales en Macizos Rocosos*. Universidad Nacional de la Plata.
- Barton, N. (1974). *Rock Slope Performance As Revealed By A Physical Joint Mode - In Advances in Rock Mechanics*. Washington: D.C: National Academy of Sciences.
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. Canada: Jhon Wiley & Sons.
- Brown, E. (1981). *Rock Characterization, Testing And Monitoring*. Pergamon Press: ISRM Suggested Methods.
- Cabrera Laura, J. (2005). *Tesis: Estudio de la Estabilidad de Taludes del Tajo Sur y Suro Norte Mina Virgen*. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas - Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Call, R. D. (1999). *Monitoring Pit Slope Behavior - Sme Mine Engineering Handbook*. New York: AIME.
- Carnero Guzmán, G. G. (2011). *Tesis: Estudio Geotécnico para la Estabilidad de Taludes en la Carretera: Patahuasi - Yauri - Sicuani Tramo: El Descanso - Langui*. Puno: Facultad de Ingeniería Geológica y Metalúrgica - Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Coates, D. F. (1973). *Fundamentos de Mecánica de Rocas*. Madrid: Blume.
- Crawford, J., & Hustrulid, W. (1979). *Open Pit Mine Planning And Design*. New York: AIME American Institute of Mining, Metalúrgica, and Petroleum Engineers.

Dawson, E., & Roth, W. (1999). *Slope Stability Analysis With Flac - Flac and Numerical Modelling in*. Balkema: Rotterdam.

Dinis Da Gama, C. (1999). *Métodos Computacionais De Projeció De Taludes Em Mineracao*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.

Flores, G., & Karzulovic, A. (2002). *Geotechnical Guidelines For A Transition From Open Pit To Underground Mining*. Australia: Benchmarking Report, JKMRRC.

García Nuñez, J. C. (2005). *Tesis: Análisis De Estabilidad de Taludes en Macizos Rocosos Aplicando el Método de Elementos Distintos*. Puno: Facultad de Ingeniería Civil y Arquitectura - Universidad Nacional del Altiplano Puno.

Giani, G. P. (1992). *Rock Slope Stability Analysis*. Usa & Canada: A. A. Balkema Publishers, Olds Post, Rotterdam.

González de Vallejo, L. (2002). *Ingeniería Geológica*. Madrid: Pearson Educación.

Goodman, R. (1989). *Introduction To Rock Mechanics, 2nd edition*. California: Jhon Wiley & Sons.

Gundewar, G. S. (2014). *Aplication Of Rock Mechanics In Surface And Underground Mining*. Magpur: Indian Bureau of Mines.

Harr, M. (1987). *Reliability-Based Design In Civil Engineering*. New York: McGraw-Hill.

Hoek. (2000). *Practical Rock Engineering*. Toronto Canada: North Vancouver, B.C.

Hoek, E., & Bray, J. (1981). *Rock Slope Engineering*. London: IMM.

Hoek, E., & Brown, E. (1997). *Practical Estimates Of Rock Mass Strength*. London: Int. J. Rock Mech. Min. Sci.

- Hoek, E., & Karzulovic, A. (2000). *Rock Mass Properties For Surface Mines - Slope Stability in Surface Mining*. Littleton: McCarter and D. J. A. van Zyl. (SME).
- Hudson, J. A. (1989). *Rock Mechanics Principles In Engineering Practice*. Ground Engineering Report: Underground Construction: Butterworths.
- Hudson, J. A., & Harrison, J. P. (1997). *Engineering Rock Mechanics an Introduction to the Principles*. London: Pergamon.
- Ingeniería Geotécnica. (2003). *Guías Geotécnicas para una Transición Desde Rajo Abierto a Minería Subterránea - Caracterización Geotécnica*. La Serena - Chile: Primer Taller Geotécnico Interdivisional organizado por División Chuquicamata de Codelco.
- Instituto Geológico y Minero de España. (2006). *Manual de Ingeniería Taludes 2da Reimpresión*. Madrid: IGME.
- Jumukis, A. R. (1983). *ROCK MECHANICS*. Estados Unidos de América: Trans Tech S.A.
- Kliche, C. (1999). *Rock Slope Stability*. USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME).
- Marinos, P., & Hoek, E. (2000). *GSI – A geologically friendly tool for rock mass strength estimation*. Melbourne: Technomic Publishing Co.
- Morales Cárdenas, M. O. (2009). *Tesis: Caracterización Geotécnica y Determinación de Ángulos de Talud en Yacimiento Franke*. Chile: Departamento de Ingeniería de Minas - Universidad de Chile.
- Palmstrom, A. (1982). *The Volumetric Joint Count - A Useful Measure Of The Degree Of Rock Mass Jointing*. New Delhi: Proc. 4th Congress Int. Association of Engineering Geology.
- Plaza Diez, O. (2005). *Geología Aplicada*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.

Ramirez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2007). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.

Read, J., & Stacey, P. (2009). *Guidelines For Open Pit Slope Design - 1ra edición*. Australia: CSIRO Publishing.

Reglamento Nacional de Edificaciones. (2012). *CE.020 Estabilización de Suelos y Taludes*. Lima - Perú: Macro.

Singh, B., & Goel, R. (1999). *Rock Mass Classification A Practical Approach In Civil Engineering*. New York: Elsevier.

Sjöberg, J. (1996). *Large Scale Slope Stability In Open Pit Mining - A Review*. Luleå: Division of Rock Mechanics - Luleå University of Technology.

Sjöberg, J. (2000). *Analysis Of Large Scale Rock*. Noruega: Lulea University of Technology.

Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía. (2004). *Manual de Geomecánica Aplicada a la Prevención de Accidentes por Caídas De Rocas en Minería Subterránea*. Lima: SNMPE.

Suarez Burgoa, L. (2013). *Descripción del Macizo Rocoso - Introducción a Ingeniería de Rocas de Superficie y Subterránea*. Medellín Colombia: El Autor.

Suarez Diaz, J. (1998). *Deslizamiento y Estabilidad de Taludes en Zonas Tropicales*. Colombia: Ingeniería de Suelos Ltda.

Suca Suca, N. L. (2015). *Metodología de la Investigación Científica y Tecnológica en la Ingeniería Civil*. Puno.

Torrijo Echarri, F. J., & Córtes Gimeno, R. (2007). *Los Suelos y las Rocas en Ingeniería Geológica*. Valencia: Universidad Politécnica de Valencia.

Wyllie, D., & Mah, C. (2005). *Rock Slope Engineering Civil And Mining - 4th edition*. London and New York: Library of Congress Cataloging.

**ANEXOS**



A-1

PANEL FOTOGRÁFICO





PANEL FOTOGRÁFICO	SETIEMBRE 2014	FOTOGRAFÍA N° 001
<p>Vista panorámica del tramo de la Catarata entre las progresivas del km 1+400 al 1+700, donde se aprecia las estructuras geológicas y afloraciones en el talud, de formación Sandia.</p>		



PANEL FOTOGRÁFICO	SETIEMBRE 2014	FOTOGRAFÍA N° 002
<p>Vista panorámica del talud de corte, en el tramo del Mirador entre las progresivas del km 2+500 al 2+760 donde se aprecia las características geométricas del talud.</p>		



PANEL FOTOGRÁFICO	SEPTIEMBRE 2014	FOTOGRAFÍA N° 003
-------------------	-----------------	-------------------

Vista panorámica del tramo de Huancoiri entre las progresivas del km 6+400 al 6+700 donde se aprecia una roca metamórfica meteorizada y fracturada de pizarras.

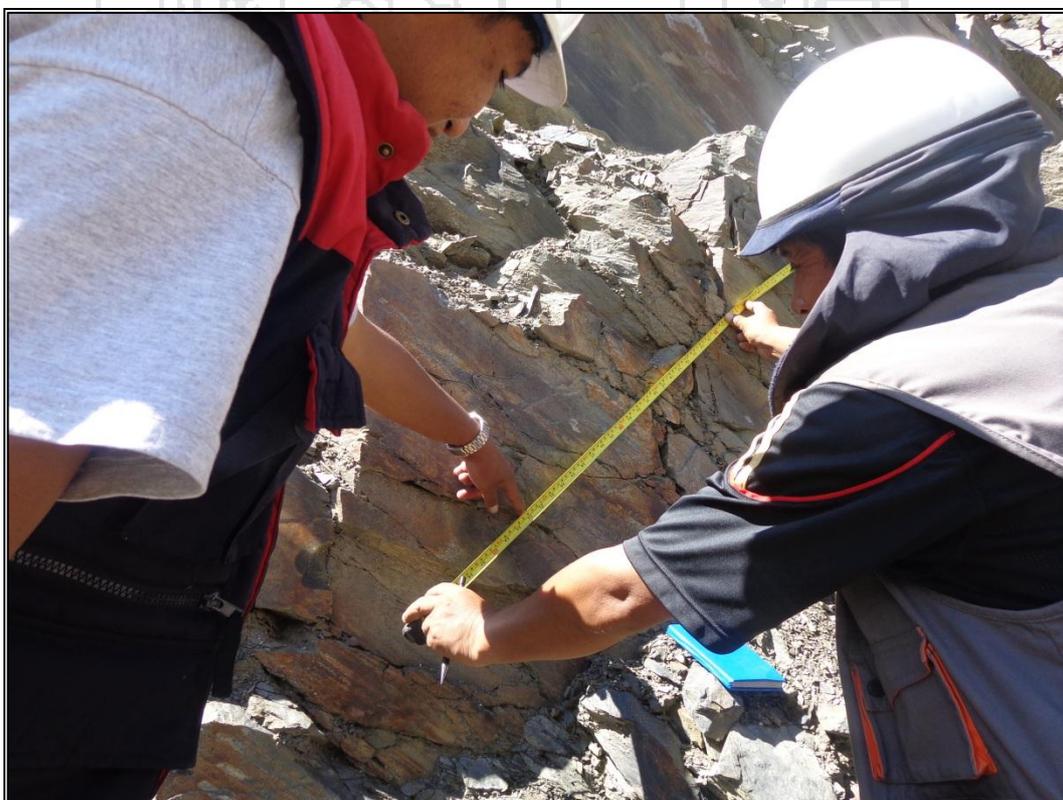


PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFIA N° 004
-------------------	----------------	-------------------

Aplicación del martillo de Schmidt tipo L para determinar la resistencia a la compresión simple de los labios de la discontinuidad del macizo rocoso en el tramo del km 6+400 al 6+700 Huancoiri.



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 005
Reconocimiento y medición de las aberturas de las discontinuidades en el macizo rocoso con un flexometro en la progresiva del km 6+400 al 6+700 - Huancoiri.		



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 006
Reconocimiento y medición del espaciamiento de las discontinuidades en el macizo rocoso presentes en los diferentes tramos de investigación, este es en el tramo de Huancoiri entre las progresivas del km 6+400 al 6+700.		



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 007
Toma de datos estructurales en campo, en la imagen se aprecia la lectura del buzamiento en las discontinuidades con una brújula Brunton, en el tramo del Mirador entre las progresivas del km 2+500 al 2+760.		



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 008
Toma de datos estructurales en campo, en la imagen se muestra la lectura de la dirección de buzamiento en las discontinuidades con una brújula tipo Brunton, en el tramo de Huancoiri entre las progresivas del km 6+400 al 6+700.		



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 009
Afloramiento del macizo rocoso en el talud de corte, de rocas metamórficas que componen pizarras esquistosas muy fracturadas que pertenecen al tramo de Huancoiri km 6+400 al 6+700.		



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 010
Apreciamos la medición del espaciamiento de las estructuras del macizo rocoso, esto en las progresivas del km 6+400 al 6+700, sobre el pie de talud de cada tramo de análisis.		



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 011
Afloramiento del macizo rocoso en el tramo de Huancoiri, que está comprendido en las progresivas del km 6+400 al 6+700, se muestra un macizo que está relativamente meteorizado y fracturado.		



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 012
Tramo del Mirador que está comprendido entre las progresivas del km 2+500 al 2+760, esta parte pertenece a la formación Sandía, se aprecian las estructuras que presenta el macizo.		



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 013
Toma de datos estructurales in situ en los afloramientos, mediante el mapeo lineal en el tramo de la Catarata que comprende las progresivas del km 1+400 al 1+700, con la ayuda de personal para recolectar la información.		



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 014
Extracción de muestras mediante observaciones en zonas representativas, para cada tramo de análisis y una selección de bloques de roca intacta con dimensiones mayores a 20 x 20 cm para realizar ensayos de laboratorio.		



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 015
Muestra inalterada, o bloques de rocas sin grietas para realizar ensayos de laboratorio, para someter a ensayos de resistencia a la compresión simple, muestra perteneciente al tramo de Huancori, entre las progresivas del km 6+400 al 6+700.		



PANEL FOTOGRÁFICO	NOVIEMBRE 2015	FOTOGRAFÍA N° 016
Personal de apoyo para realizar la caracterización del macizo rocoso, en los tramos de estudio, y la movilidad correspondiente para traer muestras de bloques de roca de campo hacia el laboratorio.		



PANEL FOTOGRÁFICO	DICIEMBRE 2015	MICROGRAFÍA N° 017
Preparación y cortado de muestras para el tallado, en el laboratorio de la escuela profesional de Ingeniería Civil.		



PANEL FOTOGRÁFICO	DICIEMBRE 2015	MICROGRAFÍA N° 018
Extracción de núcleos o probetas de roca con el equipo de perforación de diamantina para los ensayos de compresión simple, realizada en el laboratorio de la escuela profesional de Ingeniería Civil.		



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 019
-------------------	------------	-------------------

Muestras o probetas extraídas con perforación de diamantina para cada tramo de análisis, para someter a ensayos de compresión simple.



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 020
-------------------	------------	-------------------

Testigos de probetas para ejecutar ensayos a compresión simple, carga puntual, tilt test, y propiedades físicas de las rocas, según la normativa del ASTM.



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 021
-------------------	------------	-------------------

Probetas de diámetros mayores de 2 pulgadas, extraídas en el laboratorio de escuela profesional de Ingeniería de Minas.



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 022
-------------------	------------	-------------------

Cortadora de probetas de la escuela profesional de Ingeniería de Minas, se realizó con el fin de obtener la altura igual a dos veces el diámetro.



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 023
-------------------	------------	-------------------

Probetas para someter a ensayo de resistencia a la compresión simple, las muestras constan de 3 probetas para cada tramo de análisis.



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 024
-------------------	------------	-------------------

Realización del ensayo de tilt test, con la inclinación de tres testigos cilíndricos dejando que una de ellas deslizará sobre las otras dos, y se determina el ángulo de fricción básico, según las recomendaciones de la ISRM.



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 025
Una vez que comienza a deslizarse medimos el ángulo con la horizontal y determinación de ángulo de fricción básico mediante este ensayo de tilt test, se realizó para cada tramo de análisis.		



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 026
Probetas sometidas a ensayos de carga puntual de forma axial, realizadas en el laboratorio de Ingeniería de Minas.		



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 027
Muestras con diámetros de 54.90 mm y una altura de la muestra que tenga una relación de 1 a 1 con el diámetro, sometidas a compresión.		



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 028
Muestras después a haber sometido a ensayos de carga puntual PLT, realizadas en el laboratorio de la facultad de Ingeniería de Minas.		



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 029
Se muestran probetas extraídas de núcleos de roca intacta, con diámetros de 5.49 cm, y alturas aproximadamente dos veces el diámetro, según la normativa para realizar ensayos a compresión uniaxial.		



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 030
Núcleos de roca o probetas antes de someter a ensayos de compresión simple, estas muestras corresponden al tramo de la Catarata entre las progresivas del km 1+400 al 1+700.		



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 031
<p>Probetas después de someter a ensayos de compresión simple para el tramo de la Catarata, nos indican que las grietas de la rotura están en la misma dirección donde se aplicó la carga.</p>		

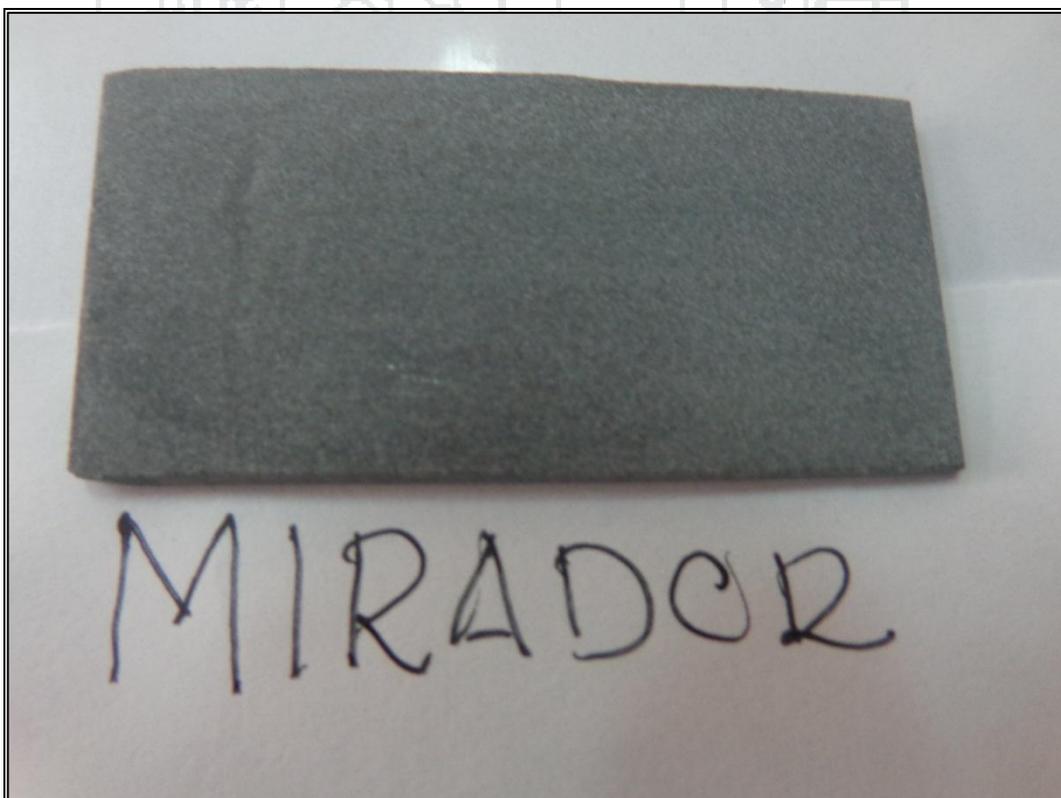


PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 032
<p>Probetas antes de someter a ensayos de compresión simple, estas muestras corresponden al tramo del Mirador que está entre las progresivas del km 2+500 al 2+760.</p>		



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 033
-------------------	------------	-------------------

Después de someter a la rotura para el tramo de Huancoiri, los tipos de rotura que se aprecia son de diferentes formas pues no hay uniformidad en la rotura.



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 034
-------------------	------------	-------------------

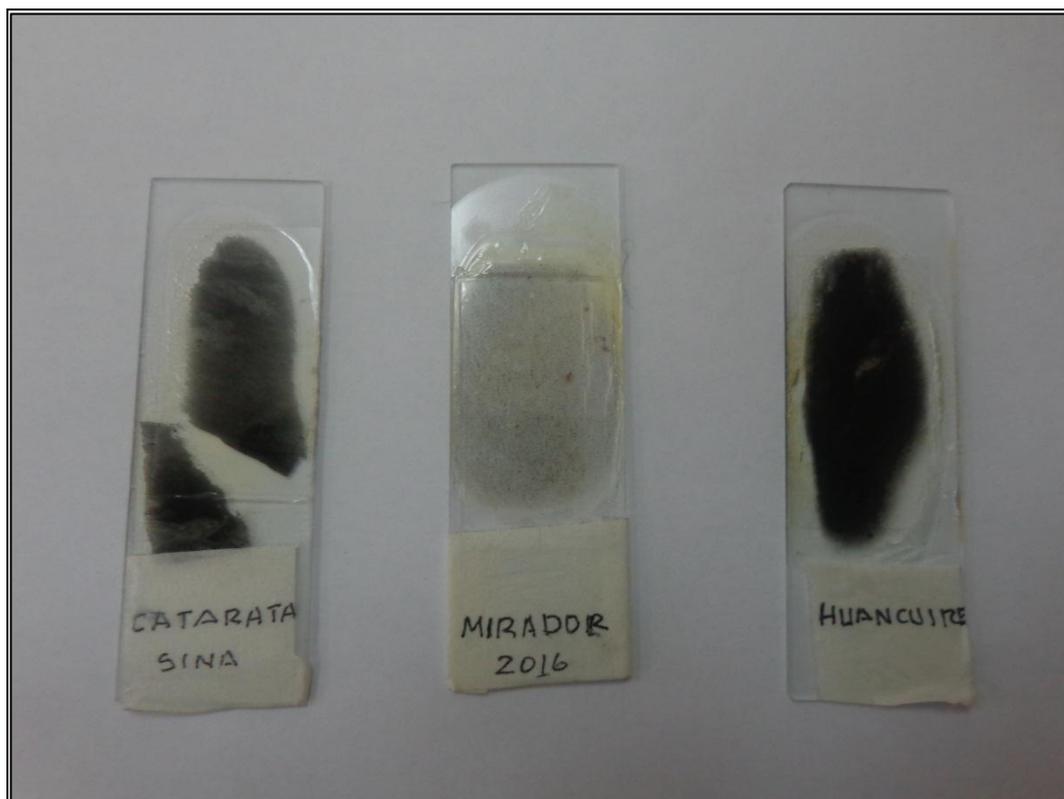
Preparación de la muestra para realizar el análisis petrográfico mediante lámina delgada para los tramos de análisis, esta muestra corresponde al tramo del Mirador.



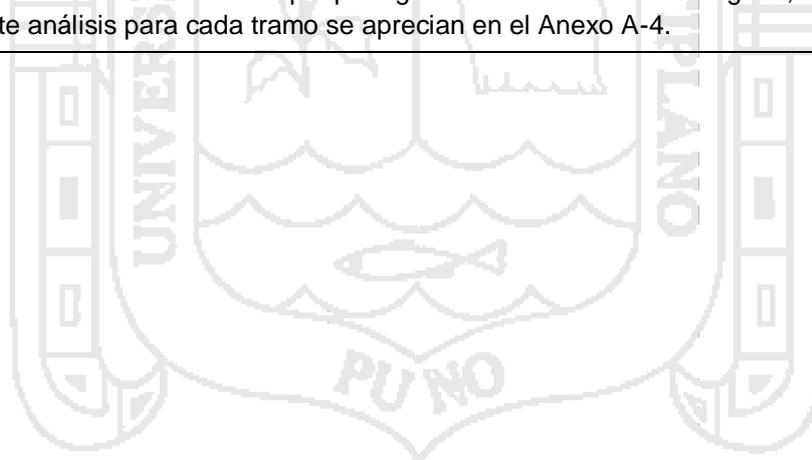
PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 035
<p>Apreciamos el desbaste y pulido de la muestra con la mano hasta alcanzar un espesor de 0.03 mm.</p>		



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA N° 036
<p>Con el fin de proteger la lámina delgada se le coloca con una resina transparente y para su identificación se le pone una etiqueta o nombre del tramo de análisis que se está realizando.</p>		



PANEL FOTOGRÁFICO	ENERO 2016	FOTOGRAFÍA Nº 037
Teniendo una sección fina de la muestra se realiza la identificación y clasificación de los minerales con el microscopio petrográfico mediante lamina delgada, los resultados de este análisis para cada tramo se aprecian en el Anexo A-4.		



A-2

DATOS DEL MAPEO LINEAL

































































































A-3

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE LABORATORIO





UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**INFORME 0010 – 2016-LMS &R-FIM-UNA-PUNO.**

**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

**ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL**

**ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE**

**ENSAYO TILT TEST**

**Solicitado por:**  
ROGER RENE MAMANI LARICO

**Proyecto:**  
TESIS “ANÁLISIS DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN MACIZO ROCOSO DE LA CARRETERA SINA YANAHUAYA TRAMO III – SUB TRAMO 02, A PARTIR DE LA CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA Y RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE”

**Muestra:**  
C-01

**Fecha:**  
Enero 28, 2016

Nota:

- La empresa solicitante es responsable por la toma de muestras en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.



  
Dr. E. Alfredo Cámac Torres  
Laboratorio de Mecánica de Rocas y Suelos  
Facultad de Ingeniería de Minas

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
Teléfono fijo: 051- 366193:  
E-mail: [unaminas@gmail.com](mailto:unaminas@gmail.com)  
Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97-02, obteniéndose los siguientes resultados:

Tara	Peso húmedo (g)	Peso seco (g)	Peso seco + parafina (g)	Peso parafina (g)	Peso sumergido (g)	Densidad parafina (g/cm <sup>3</sup> )	Volumen parafina (cm <sup>3</sup> )	Volumen muestra (cm <sup>3</sup> )	Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> )
C-01	29.53	29.27	32.46	3.19	17.63	0.87	3.67	11.16	2.62	0.03	25.71



Dr. E. Alfredo Camayo Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FIM - UNA - PUNO



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



### ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 5731-02 (cargas puntuales axiales y diametrales), obteniéndose los siguientes resultados:

ID	W (mm)	D (mm)	Relación W/D	De (mm)	Carga Aplicada (daN)	Tipo de prueba	Is (MPa)	Tipo de Rotura	Observación
PLT C-01A	54.60	54.90	1.0	3816.58	1240.00	Axial	3.25	matriz	
PLT C-01B	53.80	54.90	1.0	3760.66	980.00	Axial	2.61	matriz	
PLT C-01C	55.20	54.90	1.0	3858.52	1620.00	Axial	4.20	matriz	
PLT C-01D	54.50	54.90	1.0	3809.59	1025.00	Axial	2.69	matriz	
PLT C-01E	54.20	54.90	1.0	3788.62	1485.00	Axial	3.92	matriz	
<b>Numero de resultados</b>							<b>5</b>		
<b>Valor máximo, MAX</b>							<b>4.20</b>		
<b>Valor mínimo, MIN</b>							<b>2.61</b>		
<b>Mediana, MED</b>							<b>3.25</b>		
<b>Valor promedio, MEAN</b>							<b>3.33</b>		
<b>Desviación estándar, SDEV</b>							<b>0.71</b>		
<b>Coefficiente de variación, CV</b>							<b>0.23</b>		



Dr. E. Alfredo Carrasco Torres  
JEFE DE LABORATORIO  
FIM - UNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
Teléfono fijo: 051 - 366193  
E-mail: unaminas@gmail.com  
Web: http://web.unap.edu.pe/web-4minas



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



## ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 2938-95, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )	Relación L/D	Carga (Kg-f)	UCS (MPa)	Tipo de Rotura	Observaciones
UCS C-01A	5.49	10.85	23.67	2.0	22980.0	95.20	matriz	
UCS C-01B	5.49	10.95	23.67	2.0	19460.0	80.62	matriz	
UCS C-01C	5.49	10.90	23.67	2.0	23240.0	96.28	matriz	
<b>Numero de resultados</b>						<b>3</b>		
<b>Valor máximo, MAX</b>						<b>96.28</b>		
<b>Valor mínimo, MIN</b>						<b>80.62</b>		
<b>Mediana, MED</b>						<b>95.20</b>		
<b>Valor promedio, MEAN</b>						<b>90.70</b>		
<b>Desviación estándar, SDEV</b>						<b>8.75</b>		
<b>Coefficiente de variación, CV</b>						<b>-1.70</b>		



Dr. E. Enrique Cárdenas Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FIM/UNA-PUNO



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS TILT TEST**

Los ensayos se realizaron según la norma *ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring*, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Espesor (cm)	Relación L/D	Phi básico (°)	Observaciones
TT-C-01A	5.49	10.85	2.0	50	
TT-C-01B	5.49	10.95	2.0	51	
TT-C-01C	5.49	10.90	2.0	51	
<b>Numero de resultados</b>					<b>3</b>
<b>Valor máximo, MAX</b>					<b>51.00</b>
<b>Valor mínimo, MIN</b>					<b>50.00</b>
<b>Mediana, MED</b>					<b>51.00</b>
<b>Valor promedio, MEAN</b>					<b>50.67</b>
<b>Desviación estándar, SDEV</b>					<b>0.58</b>
<b>Coefficiente de variación, CV</b>					<b>-1.73</b>



*[Firma manuscrita]*  
 Dr. E. Alfaro Cabarc Torres  
 JEFE DEL LABORATORIO  
 F.I.M. - UNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
 Teléfono fijo: 051- 366193;  
 E-mail: [uaminas@gmail.com](mailto:uaminas@gmail.com)  
 Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



***INFORME 0011 – 2016-LMS &R-FIM-UNA-PUNO.***

***ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS***

***ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL***

***ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE***

***ENSAYO TILT TEST***

**Solicitado por:**

ROGER RENE MAMANI LARICO

**Proyecto:**

TESIS “ANÁLISIS DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN MACIZO ROCOSO DE LA CARRETERA SINA YANAHUAYA TRAMO III – SUB TRAMO 02, A PARTIR DE LA CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA Y RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE”

**Muestra:**

C-02

**Fecha:**

Enero 28, 2016

Nota:

- La empresa solicitante es responsable por la toma de muestras en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.



*Dr. E. Alfredo Cámac Torres*  
Laboratorio de Mecánica de Rocas y Suelos  
Facultad de Ingeniería de Minas

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
Teléfono fijo: 051- 366193  
E-mail: [unaminas@gmail.com](mailto:unaminas@gmail.com)  
Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97-02, obteniéndose los siguientes resultados:

Tara	Peso húmedo (g)	Peso seco (g)	Peso seco + parafina (g)	Peso parafina (g)	Peso sumergido (g)	Densidad parafina (g/cm <sup>3</sup> )	Volumen parafina (cm <sup>3</sup> )	Volumen muestra (cm <sup>3</sup> )	Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> )
C-02	67.88	67.67	71.63	3.96	41.15	0.87	4.55	25.93	2.61	0.05	25.59



*[Firma manuscrita]*  
 Dr. E. Alfredo Cámac Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FÍSICA - UNA - PUNO



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 5731-02 (cargas puntuales axiales y diametrales), obteniéndose los siguientes resultados:

ID	W (mm)	D (mm)	Relación W/D	De (mm)	Carga Aplicada (daN)	Tipo de prueba	Is (MPa)	Tipo de Rotura	Observación
PLT C-02A	54.40	54.90	1.0	3802.60	1056.00	Axial	2.78	matriz	
PLT C-02B	54.80	54.90	1.0	3830.56	1830.00	Axial	4.78	matriz	
PLT C-02C	54.20	54.90	1.0	3788.62	1586.00	Axial	4.19	matriz	
PLT C-02D	56.10	54.90	1.0	3921.43	1368.00	Axial	3.49	matriz	
PLT C-02E	53.20	54.90	1.0	3718.72	1208.00	Axial	3.25	matriz	
<b>Numero de resultados</b>							<b>5</b>		
<b>Valor máximo, MAX</b>							<b>4.78</b>		
<b>Valor mínimo, MIN</b>							<b>2.78</b>		
<b>Mediana, MED</b>							<b>3.49</b>		
<b>Valor promedio, MEAN</b>							<b>3.70</b>		
<b>Desviación estándar, SDEV</b>							<b>0.79</b>		
<b>Coefficiente de variación, CV</b>							<b>0.43</b>		



Dr. E. Amparo Cerna Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FIM - UNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
 Teléfono fijo: 051 - 366193  
 E-mail: unaminas@gmail.com  
 Web: http://web.unap.edu.pe/web/4minas



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



## ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 2938-95, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )	Relación L/D	Carga (Kg-f)	UCS (MPa)	Tipo de Rotura	Observaciones
UCS C-02A	5.49	11.02	23.67	2.0	28230.0	116.95	matriz	
UCS C-02B	5.49	10.92	23.67	2.0	20490.0	84.88	matriz	
UCS C-02C	5.49	11.20	23.67	2.0	18560.0	76.89	matriz	
<b>Numero de resultados</b>						<b>3</b>		
<b>Valor máximo, MAX</b>						<b>116.95</b>		
<b>Valor mínimo, MIN</b>						<b>76.89</b>		
<b>Mediana, MED</b>						<b>84.88</b>		
<b>Valor promedio, MEAN</b>						<b>92.91</b>		
<b>Desviación estándar, SDEV</b>						<b>21.20</b>		
<b>Coefficiente de variación, CV</b>						<b>1.46</b>		

Dr. E. Alarcón Carrizac Torres  
JEFE DE LABORATORIO  
FIM - UNA - PUNO



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS TILT TEST**

Los ensayos se realizaron según la norma *ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring*, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Espesor (cm)	Relación L/D	Phi básico (°)	Observaciones
TT-C-02A	5.49	11.02	2.0	52	
TT-C-02B	5.49	10.92	2.0	52	
TT-C-02C	5.49	11.20	2.0	54	
Numero de resultados				<b>3</b>	
Valor máximo, MAX				<b>54.00</b>	
Valor mínimo, MIN				<b>52.00</b>	
Mediana, MED				<b>52.00</b>	
Valor promedio, MEAN				<b>52.67</b>	
Desviación estándar, SDEV				<b>1.15</b>	
Coeficiente de variación, CV				<b>1.73</b>	



*[Signature]*  
 Dr. E. Alirio Cámac Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FM-UNA-PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
 Teléfono fijo: 051- 366 193;  
 E-mail: [unaminas@gmail.com](mailto:unaminas@gmail.com)  
 Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**INFORME 0012 – 2016-LMS &R-FIM-UNA-PUNO.**

**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

**ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL**

**ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE**

**ENSAYO TILT TEST**

**Solicitado por:**  
ROGER RENE MAMANI LARICO

**Proyecto:**  
TESIS “ANÁLISIS DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN MACIZO ROCOSO DE LA CARRETERA SINA YANAHUAYA TRAMO III – SUB TRAMO 02, A PARTIR DE LA CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA Y RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE”

**Muestra:**  
M-01

**Fecha:**  
Enero 28, 2016

Nota:

- La empresa solicitante es responsable por la toma de muestras en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.



*Dr. E. Alfredo Cámac Torres*  
Dr. E. Alfredo Cámac Torres  
Laboratorio de Mecánica de Rocas y Suelos  
Facultad de Ingeniería de Minas

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
Teléfono fijo: 051- 366193;  
E-mail: [unaminas@gmail.com](mailto:unaminas@gmail.com)  
Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97-02, obteniéndose los siguientes resultados:

Tara	Peso húmedo (g)	Peso seco (g)	Peso seco + parafina (g)	Peso parafina (g)	Peso sumergido (g)	Densidad parafina (g/cm <sup>3</sup> )	Volumen parafina (cm <sup>3</sup> )	Volumen muestra (cm <sup>3</sup> )	Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> )
M-01	175.32	175.21	199.76	24.55	108.68	0.87	28.22	62.86	2.79	0.07	27.33

Dr. E. Alfredo Cámac Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FIM - UNA - PUNO



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 5731-02 (cargas puntuales axiales y diametrales), obteniéndose los siguientes resultados:

ID	W (mm)	D (mm)	Relación W/D	De (mm)	Carga Aplicada (daN)	Tipo de prueba	Is (MPa)	Tipo de Rotura	Observación
PLT M-01A	54.80	54.90	1.0	3830.56	3058.00	Axial	7.98	matriz	
PLT M-01B	55.10	54.90	1.0	3851.53	2682.00	Axial	6.96	matriz	
PLT M-01C	54.60	54.90	1.0	3816.58	2980.00	Axial	7.81	matriz	
<b>Numero de resultados</b>							<b>3</b>		
<b>Valor máximo, MAX</b>							<b>7.98</b>		
<b>Valor mínimo, MIN</b>							<b>6.96</b>		
<b>Mediana, MED</b>							<b>7.81</b>		
<b>Valor promedio, MEAN</b>							<b>7.58</b>		
<b>Desviación estándar, SDEV</b>							<b>0.55</b>		
<b>Coefficiente de variación, CV</b>							<b>-1.53</b>		



Dr. E. Alfredo Cámac Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 PUNO - UNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
 Teléfono fijo: 051- 368193;  
 E-mail: [unaminas@gmail.com](mailto:unaminas@gmail.com)  
 Web: <http://web.unap.edu.pe/web/4minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



## ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 2938-95, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )	Relación L/D	Carga (Kg-f)	UCS (MPa)	Tipo de Rotura	Observaciones
UCS M-01A	5.49	10.96	23.67	2.0	54910.0	227.48	matriz	
UCS M-01B	5.49	11.04	23.67	2.0	56840.0	235.47	matriz	
UCS M-01C	5.49	10.98	23.67	2.0	36440.0	150.96	matriz	
<b>Numero de resultados</b>	<b>3</b>							
<b>Valor máximo, MAX</b>	<b>235.47</b>							
<b>Valor mínimo, MIN</b>	<b>150.96</b>							
<b>Mediana, MED</b>	<b>227.48</b>							
<b>Valor promedio, MEAN</b>	<b>204.64</b>							
<b>Desviación estándar, SDEV</b>	<b>46.66</b>							
<b>Coefficiente de variación, CV</b>	<b>-1.68</b>							

Dr. F. Alfredo Camacho Torres  
JEFE DE LABORATORIO  
FIM - UNA - PUNO





UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



## ENSAYOS TILT TEST

Los ensayos se realizaron según la norma *ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring*, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Díámetro (cm)	Espesor (cm)	Relación L/D	Phi básico (°)	Observaciones
TT-M-01A	5.49	10.96	2.0	58	
TT-M-01B	5.49	11.04	2.0	59	
TT-M-01C	5.49	10.98	2.0	58	
<b>Numero de resultados</b>				<b>3</b>	
<b>Valor máximo, MAX</b>				<b>59.00</b>	
<b>Valor mínimo, MIN</b>				<b>58.00</b>	
<b>Mediana, MED</b>				<b>58.00</b>	
<b>Valor promedio, MEAN</b>				<b>58.33</b>	
<b>Desviación estándar, SDEV</b>				<b>0.58</b>	
<b>Coefficiente de variación, CV</b>				<b>1.73</b>	



Dr. E. Alvaro Cámac Torres  
JEFE DE LABORATORIO  
FALUNA-PUNO



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**INFORME 0013 – 2016-LMS &R-FIM-UNA-PUNO.**

**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

**ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL**

**ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE**

**ENSAYO TILT TEST**

**Solicitado por:**

ROGER RENE MAMANI LARICO

**Proyecto:**

TESIS “ANÁLISIS DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN MACIZO ROCOSO DE LA CARRETERA SINA YANAHUAYA TRAMO III – SUB TRAMO 02, A PARTIR DE LA CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA Y RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE”

**Muestra:**

M-02

**Fecha:**

Enero 28, 2016

Nota:

- La empresa solicitante es responsable por la toma de muestras en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.



Dr. E. Alfredo Cámac Torres  
Laboratorio de Mecánica de Rocas y Suelos  
Facultad de Ingeniería de Minas

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno

Teléfono fijo: 051- 366193:

E-mail: [unaminas@gmail.com](mailto:unaminas@gmail.com)

Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97-02, obteniéndose los siguientes resultados:

Tara	Peso húmedo (g)	Peso seco (g)	Peso seco + parafina (g)	Peso parafina (g)	Peso sumergido (g)	Densidad parafina (g/cm <sup>3</sup> )	Volumen parafina (cm <sup>3</sup> )	Volumen muestra (cm <sup>3</sup> )	Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> )
M-02	143.86	143.79	159.81	16.02	88.96	0.87	18.41	52.44	2.74	0.04	26.89



Dr. E. Miryam Cámac Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FIM - UNA - PUNO



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



## ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 5731-02 (cargas puntuales axiales y diametrales), obteniéndose los siguientes resultados:

ID	W (mm)	D (mm)	Relación W/D	De (mm)	Carga Aplicada (daN)	Tipo de prueba	Is (MPa)	Tipo de Rotura	Observación
PLT M-02A	54.70	54.90	1.0	3823.57	3158.00	Axial	8.26	matriz	
PLT M-02B	54.50	54.90	1.0	3809.59	2850.00	Axial	7.48	matriz	
PLT M-02C	54.80	54.90	1.0	3830.56	3654.00	Axial	9.54	matriz	
<b>Numero de resultados</b>							<b>3</b>		
<b>Valor máximo, MAX</b>							<b>9.54</b>		
<b>Valor mínimo, MIN</b>							<b>7.48</b>		
<b>Mediana, MED</b>							<b>8.26</b>		
<b>Valor promedio, MEAN</b>							<b>8.43</b>		
<b>Desviación estándar, SDEV</b>							<b>1.04</b>		
<b>Coefficiente de variación, CV</b>							<b>0.71</b>		



  
 Dr. E. Miró y Camac Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FIM - PUNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
 Teléfono fijo: 051- 366193;  
 E-mail: [unaminas@gmail.com](mailto:unaminas@gmail.com)  
 Web: <http://web.unap.edu.pe/web/4minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



### ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 2938-95, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )	Relación L/D	Carga (Kg-f)	UCS (MPa)	Tipo de Rotura	Observaciones
UCS M-02A	5.49	11.08	23.67	2.0	48640.0	201.50	matriz	
UCS M-02B	5.49	10.98	23.67	2.0	54830.0	227.15	matriz	
UCS M-02C	5.49	11.00	23.67	2.0	50180.0	207.88	matriz	
<b>Numero de resultados</b>						<b>3</b>		
<b>Valor máximo, MAX</b>						<b>227.15</b>		
<b>Valor mínimo, MIN</b>						<b>201.50</b>		
<b>Mediana, MED</b>						<b>207.88</b>		
<b>Valor promedio, MEAN</b>						<b>212.18</b>		
<b>Desviación estándar, SDEV</b>						<b>13.35</b>		
<b>Coefficiente de variación, CV</b>						<b>1.30</b>		



Dr. *[Firma]* Jaime Torres  
JEFE DEL LABORATORIO  
UNA - PUNO



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



## ENSAYOS TILT TEST

Los ensayos se realizaron según la norma *ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring*, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Espesor (cm)	Relación L/D	Phi básico (°)	Observaciones
TT-M-02A	5.49	11.08	2.0	60	
TT-M-02B	5.49	10.98	2.0	58	
TT-M-02C	5.49	11.00	2.0	60	
<b>Numero de resultados</b>					<b>3</b>
<b>Valor máximo, MAX</b>					<b>60.00</b>
<b>Valor mínimo, MIN</b>					<b>58.00</b>
<b>Mediana, MED</b>					<b>60.00</b>
<b>Valor promedio, MEAN</b>					<b>59.33</b>
<b>Desviación estándar, SDEV</b>					<b>1.15</b>
<b>Coefficiente de variación, CV</b>					<b>-1.73</b>



Dr. E. Néstor Cámac Torres  
JEFE DE LABORATORIO  
FIM - UNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
Teléfono fijo: 051- 366193.  
E-mail: [unaminas@gmail.com](mailto:unaminas@gmail.com)  
Web: <http://web.unap.edu.pe/web-4minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**INFORME 0014 – 2016-LMS &R-FIM-UNA-PUNO.**

***ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS***

***ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL***

***ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE***

***ENSAYO TILT TEST***

**Solicitado por:**

ROGER RENE MAMANI LARICO

**Proyecto:**

TESIS “ANÁLISIS DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN MACIZO ROCOSO DE LA CARRETERA SINA YANAHUAYA TRAMO III – SUB TRAMO 02, A PARTIR DE LA CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA Y RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE”

**Muestra:**

H-01

**Fecha:**

Enero 28, 2016

Nota:

- La empresa solicitante es responsable por la toma de muestras en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.



Dr. E. Alfredo Cámac Torres  
Laboratorio de Mecánica de Rocas y Suelos  
Facultad de Ingeniería de Minas

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno

Teléfono fijo: 051- 366193;

E-mail: [unaminas@gmail.com](mailto:unaminas@gmail.com)

Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97-02, obteniéndose los siguientes resultados:

Tara	Peso húmedo (g)	Peso seco (g)	Peso seco + parafina (g)	Peso parafina (g)	Peso sumergido (g)	Densidad parafina (g/cm <sup>3</sup> )	Volumen parafina (cm <sup>3</sup> )	Volumen muestra (cm <sup>3</sup> )	Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> )
H-01	201.04	200.96	216.56	15.60	126.46	0.87	17.93	72.17	2.78	0.06	27.31



Dr. E. Víctor Camac Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FIM - UNA - PUNO



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 5731-02 (cargas puntuales axiales y diametrales), obteniéndose los siguientes resultados:

ID	W (mm)	D (mm)	Relación W/D	De (mm)	Carga Aplicada (daN)	Tipo de prueba	Is (MPa)	Tipo de Rotura	Observación
PLT H-01A	54.30	54.90	1.0	3795.61	540.00	Axial	1.42	matriz	
PLT H-01B	54.80	54.90	1.0	3830.56	720.00	Axial	1.88	matriz	
PLT H-01C	53.80	54.90	1.0	3760.66	856.00	Axial	2.28	matriz	
PLT H-01D	54.20	54.90	1.0	3788.62	1025.00	Axial	2.71	matriz	
PLT H-01E	55.40	54.90	1.0	3872.50	420.00	Axial	1.08	matriz	
PLT H-01F	54.60	54.90	1.0	3816.58	824.00	Axial	2.16	matriz	
PLT H-01G	55.00	54.90	1.0	3844.54	960.00	Axial	2.50	matriz	
<b>Numero de resultados</b>							<b>7</b>		
<b>Valor máximo, MAX</b>							<b>2.71</b>		
<b>Valor mínimo, MIN</b>							<b>1.08</b>		
<b>Mediana, MED</b>							<b>2.16</b>		
<b>Valor promedio, MEAN</b>							<b>2.00</b>		
<b>Desviación estándar, SDEV</b>							<b>0.58</b>		
<b>Coefficiente de variación, CV</b>							<b>-0.57</b>		

*[Firma manuscrita]*  
Dr. E. A. [Nombre] Jefe Laboratorio  
FIM PUNA-PUNO



Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
Teléfono fijo: 051- 366193;  
E-mail: unaminas@gmail.com  
Web: http://web.unap.edu.pe/web/dminas



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 2938-95, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )	Relación L/D	Carga (Kg-f)	UCS (MPa)	Tipo de Rotura	Observaciones
UCS H-01A	5.49	11.10	23.67	2.0	23400.0	96.94	matriz	
UCS H-01B	5.49	10.90	23.67	2.0	10350.0	42.88	matriz	
UCS H-01C	5.49	10.72	23.67	2.0	19020.0	78.79	matriz	
<b>Numero de resultados</b>						<b>3</b>		
<b>Valor máximo, MAX</b>						<b>96.94</b>		
<b>Valor mínimo, MIN</b>						<b>42.88</b>		
<b>Mediana, MED</b>						<b>78.79</b>		
<b>Valor promedio, MEAN</b>						<b>72.87</b>		
<b>Desviación estándar, SDEV</b>						<b>27.51</b>		
<b>Coefficiente de variación, CV</b>						<b>-0.92</b>		



*[Handwritten Signature]*  
 Dr. **Ernesto Camac Torres**  
 JEFE DE LABORATORIO  
 UNAP - UNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
 Teléfono fijo: 051- 366193;  
 E-mail: [unamines@gmail.com](mailto:unamines@gmail.com)  
 Web: <http://web.unap.edu.pe/web-4/minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS TILT TEST**

Los ensayos se realizaron según la norma *ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring*, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Espesor (cm)	Relación L/D	Phi básico (°)	Observaciones
TT-H-01A	5.49	11.10	2.0	50	
TT-H-01B	5.49	10.9	2.0	49	
TT-H-01C	5.49	10.72	2.0	50	
<b>Numero de resultados</b>					<b>3</b>
<b>Valor máximo, MAX</b>					<b>50.00</b>
<b>Valor mínimo, MIN</b>					<b>49.00</b>
<b>Mediana, MED</b>					<b>50.00</b>
<b>Valor promedio, MEAN</b>					<b>49.67</b>
<b>Desviación estándar, SDEV</b>					<b>0.58</b>
<b>Coefficiente de variación, CV</b>					<b>-1.73</b>



Dr. E. ARMANDO GIMAC TORRES  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FIM - UNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
 Teléfono fijo: 051- 366193;  
 E-mail: unaminas@unmail.com  
 Web: http://web.unap.edu.pe/web-4/minas



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**INFORME 0015 – 2016-LMS &R-FIM-UNA-PUNO.**

**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

**ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL**

**ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE**

**ENSAYO TILT TEST**

**Solicitado por:**

ROGER RENE MAMANI LARICO

**Proyecto:**

TESIS “ANÁLISIS DE LA ESTABILIDAD DE TALUDES EN MACIZO ROCOSO DE LA CARRETERA SINA YANAHUAYA TRAMO III – SUB TRAMO 02, A PARTIR DE LA CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA Y RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE”

**Muestra:**

H-02

**Fecha:**

Enero 28, 2016

Nota:

- La empresa solicitante es responsable por la toma de muestras en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.



Dr. E. Alfredo Cámac Torres  
Laboratorio de Mecánica de Rocas y Suelos  
Facultad de Ingeniería de Minas

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno

Teléfono fijo: 051- 366193:

E-mail: [unaminas@gmail.com](mailto:unaminas@gmail.com)

Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97-02, obteniéndose los siguientes resultados:

Tara	Peso húmedo (g)	Peso seco (g)	Peso seco + parafina (g)	Peso parafina (g)	Peso sumergido (g)	Densidad parafina (g/cm <sup>3</sup> )	Volumen parafina (cm <sup>3</sup> )	Volumen muestra (cm <sup>3</sup> )	Densidad seca (g/cm <sup>3</sup> )	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m <sup>3</sup> )
H-02	231.76	231.71	246.71	15.00	115.92	0.87	17.24	113.55	2.04	0.06	20.01



Dr. E. Alfredo Zamac Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FÍSICA - PUNO



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 5731-02 (cargas puntuales axiales y diametrales), obteniéndose los siguientes resultados:

ID	W (mm)	D (mm)	Relación W/D	De (mm)	Carga Aplicada (daN)	Tipo de prueba	Is (MPa)	Tipo de Rotura	Observación
PLT H-02A	52.90	54.90	1.0	3697.75	1206.00	Axial	3.26	matriz	
PLT H-02B	53.10	54.90	1.0	3711.73	986.00	Axial	2.66	matriz	
PLT H-02C	54.20	54.90	1.0	3788.62	1054.00	Axial	2.78	matriz	
PLT H-02D	53.60	54.90	1.0	3746.68	584.00	Axial	1.56	matriz	
PLT H-02E	55.00	54.90	1.0	3844.54	620.00	Axial	1.61	matriz	
PLT H-02F	54.10	54.90	1.0	3781.63	790.00	Axial	2.09	matriz	
PLT H-02G	54.30	54.90	1.0	3795.61	1325.00	Axial	3.49	matriz	
<b>Numero de resultados</b>							<b>7</b>		
<b>Valor máximo, MAX</b>							<b>3.49</b>		
<b>Valor mínimo, MIN</b>							<b>1.56</b>		
<b>Mediana, MED</b>							<b>2.66</b>		
<b>Valor promedio, MEAN</b>							<b>2.49</b>		
<b>Desviación estándar, SDEV</b>							<b>0.76</b>		
<b>Coefficiente de variación, CV</b>							<b>-0.05</b>		



*[Signature]*  
 Dr. E. Alfredo Domínguez Torres  
 JEFE DEL LABORATORIO  
 FIM - UNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
 Teléfono fijo: 051-366193.  
 E-mail: unaminas@gmail.com  
 Web: http://web.unap.edu.pe/web-4minas



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 2938-95, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Área (cm <sup>2</sup> )	Relación L/D	Carga (Kg-f)	UCS (MPa)	Tipo de Rotura	Observaciones
UCS H-02A	5.49	10.98	23.67	2.0	24090.0	99.80	matriz	
UCS H-02B	5.49	10.82	23.67	2.0	18340.0	75.98	matriz	
UCS H-02C	5.49	11.06	23.67	2.0	13410.0	55.55	matriz	
<b>Numero de resultados</b>						<b>3</b>		
<b>Valor máximo, MAX</b>						<b>99.80</b>		
<b>Valor mínimo, MIN</b>						<b>55.55</b>		
<b>Mediana, MED</b>						<b>75.98</b>		
<b>Valor promedio, MEAN</b>						<b>77.11</b>		
<b>Desviación estándar, SDEV</b>						<b>22.14</b>		
<b>Coefficiente de variación, CV</b>						<b>0.23</b>		



*[Handwritten Signature]*  
 Dr. E. Alfredo Zamac Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FIM / UNA - PUNO



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



**ENSAYOS TILT TEST**

Los ensayos se realizaron según la norma *ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring*, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Espesor (cm)	Relación L/D	Phi básico (°)	Observaciones
TT-H-02A	5.49	10.98	2.0	52	
TT-H-02B	5.49	10.82	2.0	50	
TT-H-02C	5.49	11.06	2.0	50	
<b>Numero de resultados</b>					<b>3</b>
<b>Valor máximo, MAX</b>					<b>52.00</b>
<b>Valor mínimo, MIN</b>					<b>50.00</b>
<b>Mediana, MED</b>					<b>50.00</b>
<b>Valor promedio, MEAN</b>					<b>50.67</b>
<b>Desviación estándar, SDEV</b>					<b>1.15</b>
<b>Coefficiente de variación, CV</b>					<b>1.73</b>



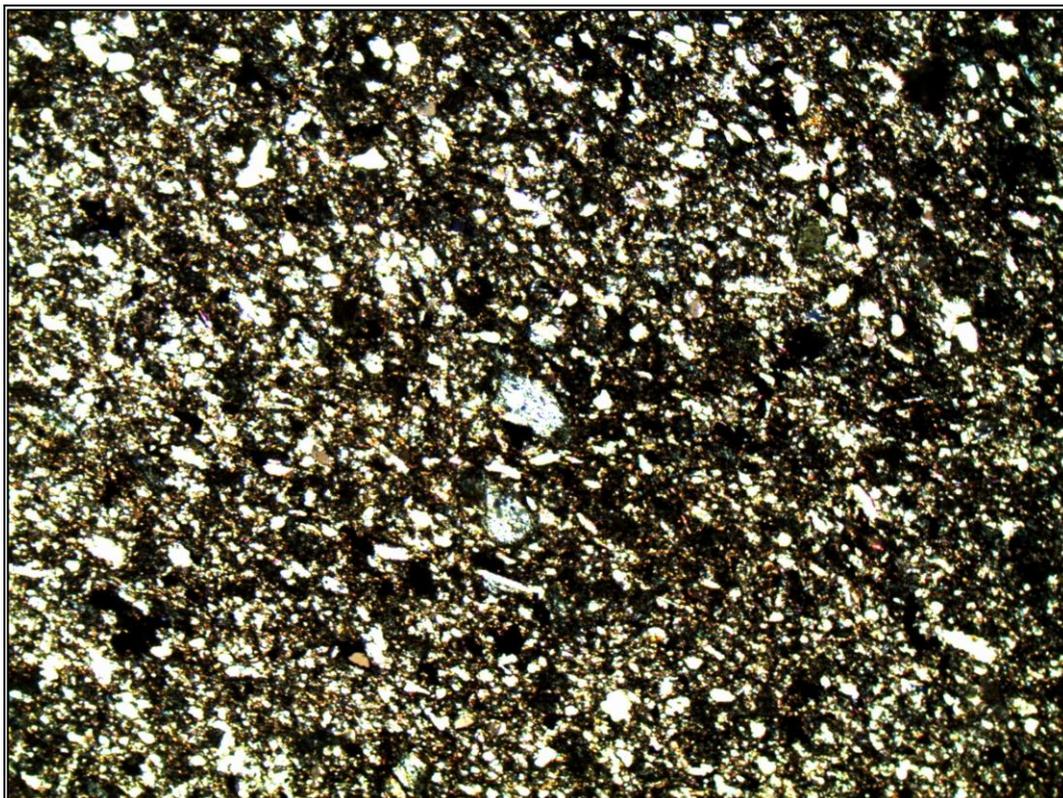
*[Signature]*  
 Dr. E. Camac Torres  
 JEFE DE LABORATORIO  
 FIA - LUNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno  
 Teléfono fijo: 051- 366193  
 E-mail: unaminas@gmail.com  
 Web: http://web.unap.edu.pe/web4/minas

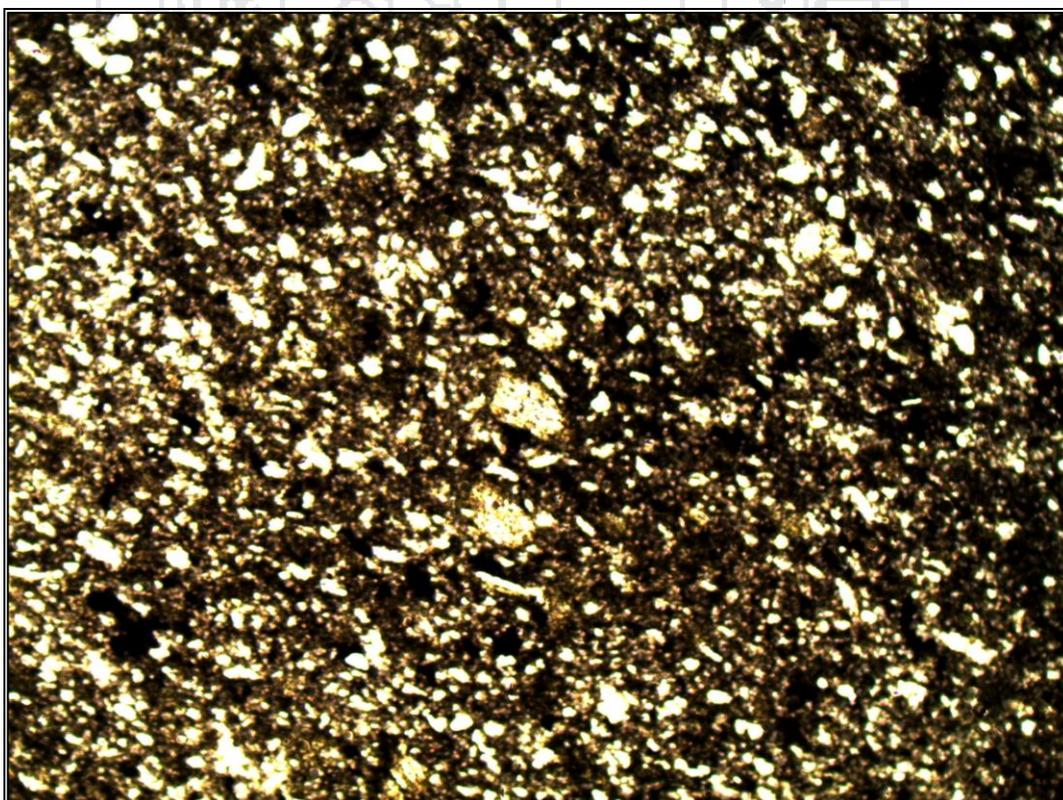
A-4

**RESULTADOS DEL ANÁLISIS PETROGRÁFICO - LAMINA DELGADA**

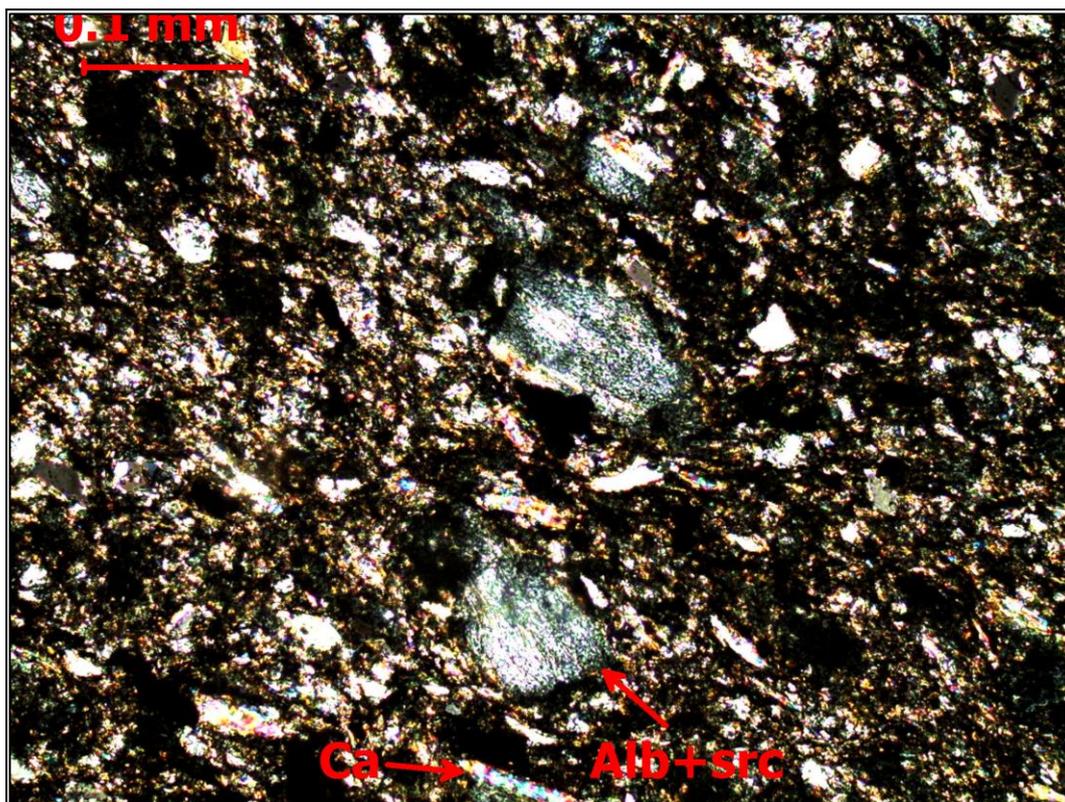




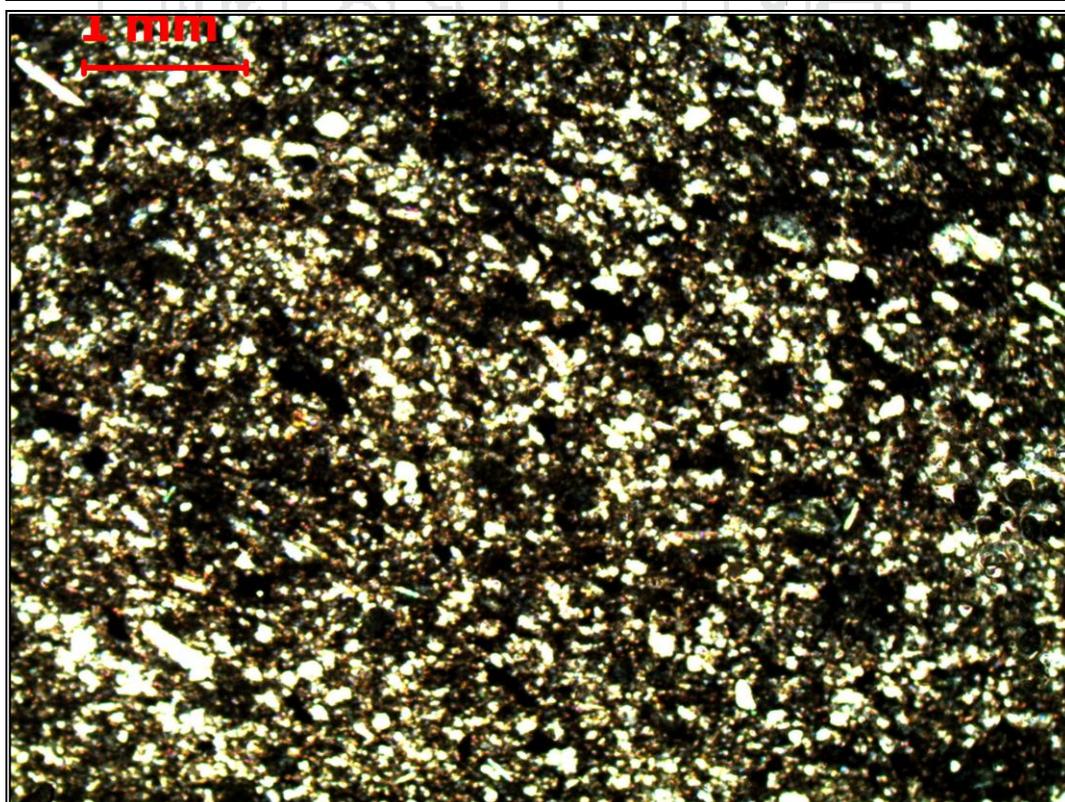
CATARATA: Km 1+400 al 1+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 001
Pizarra esquistosa ligeramente silicificada; compuesta de clorita, biotita, moscovita, cuarzo y presencia de materia orgánica.		



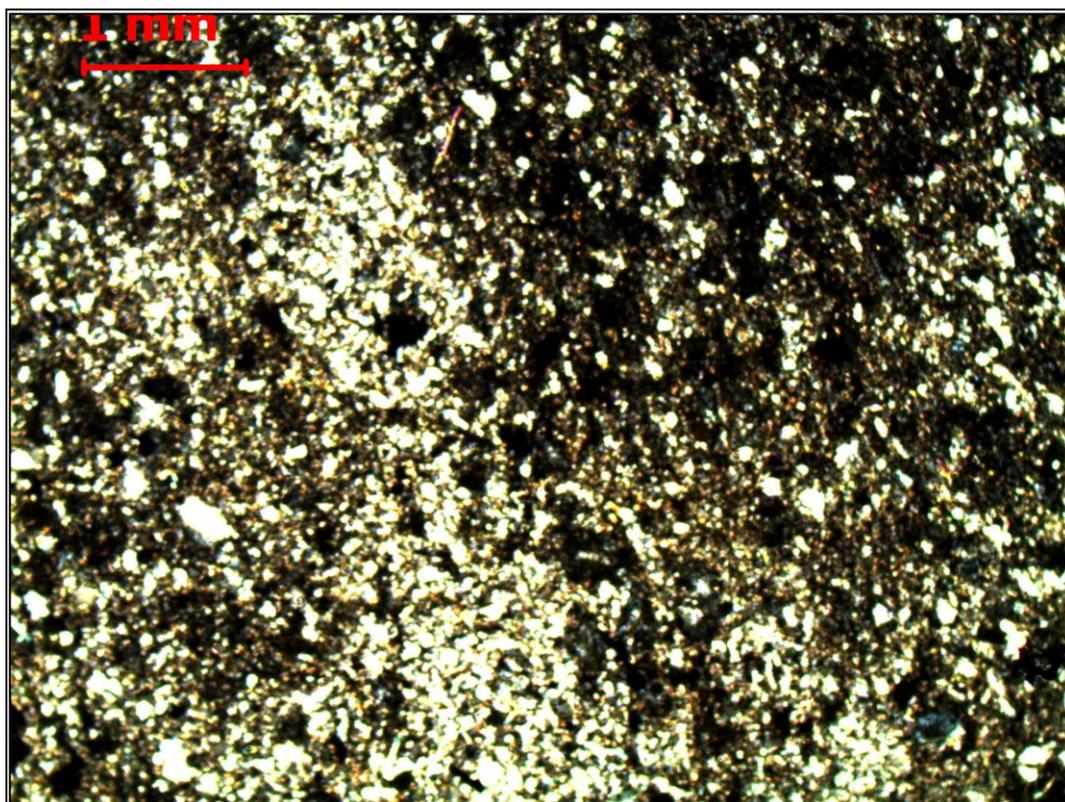
CATARATA: Km 1+400 al 1+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 002
Pizarra silicificada; con minerales de clorita, biotita, actinolita, cuarzo, óxidos y presencia de materia orgánica de 5 %; sección fina visto en el microscopio petrográfico en lámina delgada.		



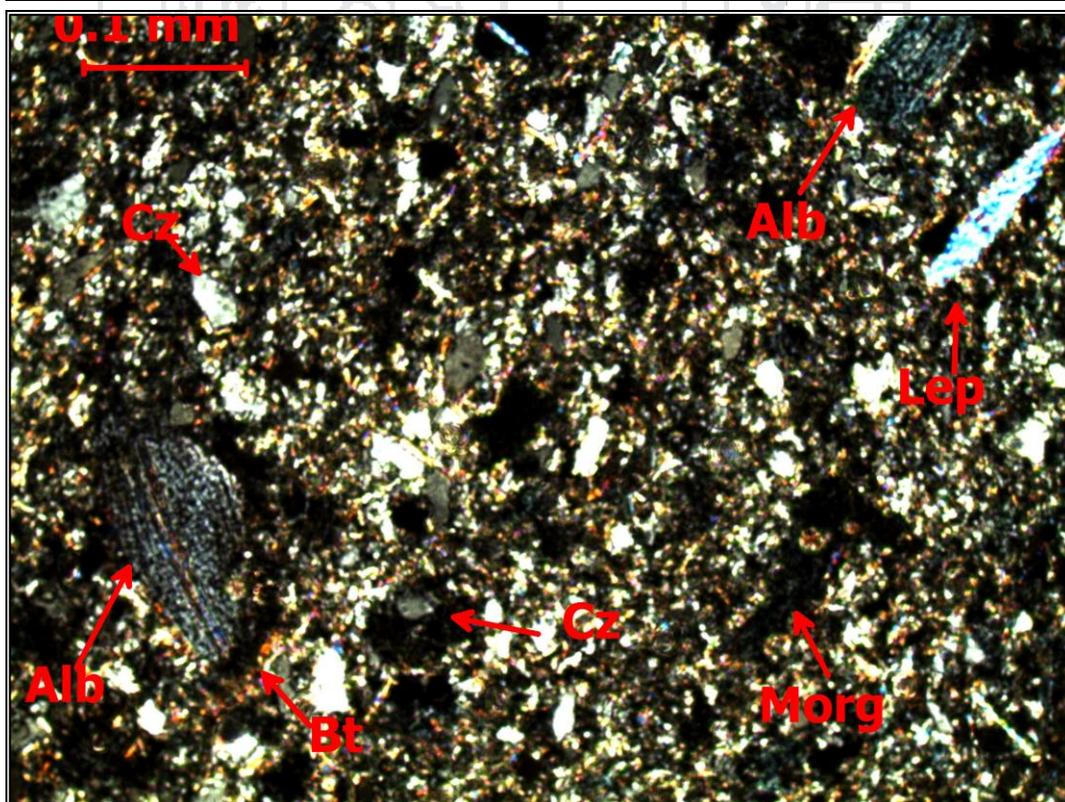
CATARATA: Km 1+400 al 1+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 003
Pizarra esquistosa y silicificada; con una fina foliación de albita en sercitas, clorita, biotita, moscovita, cuarzo y materia orgánica, de la carretera Sina Yanahuaya.		



CATARATA: Km 1+400 al 1+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 004
Pizarra esquistosa ligeramente silicificada, correspondiente al tramo de la Catarata entre las progresivas del km 1+400 al 1+700.		



CATARATA: Km 1+400 al 1+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 005
Bandas de cuarzo, biotitas, clorita y presencia de materia orgánica, muestra que corresponde al tramo de la Catarata.		

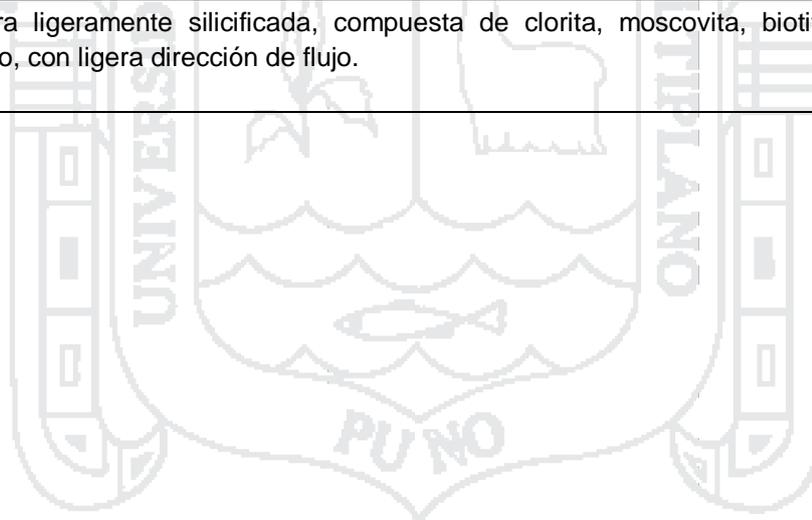


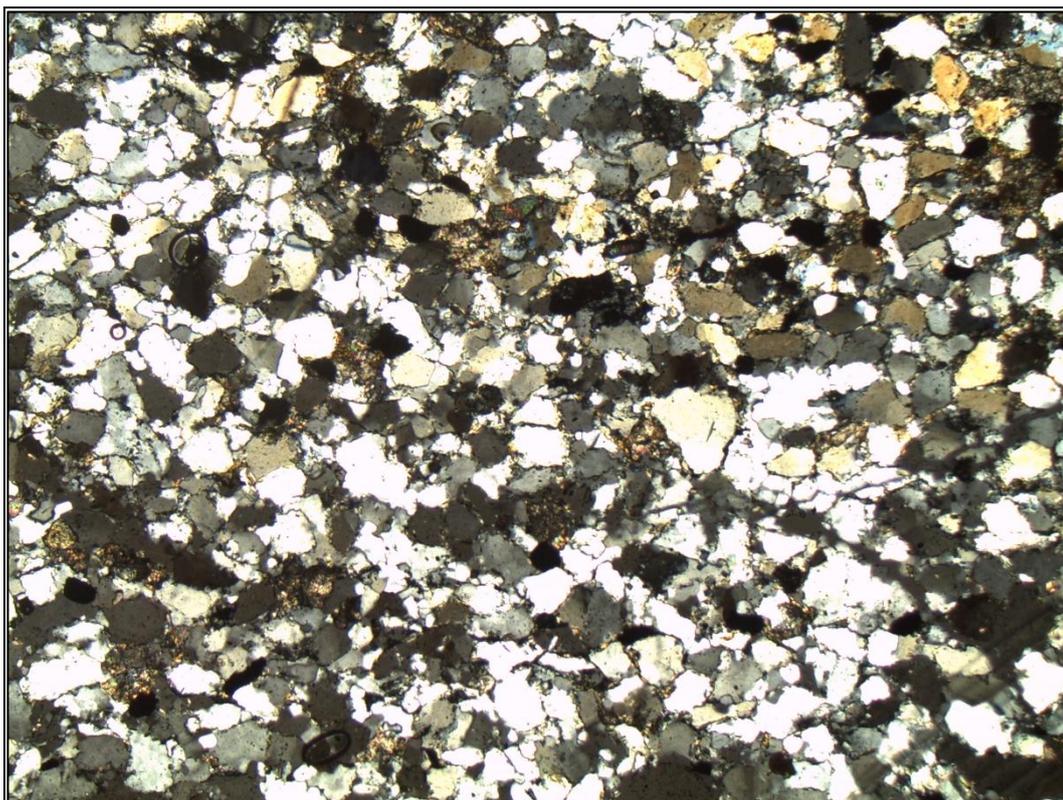
CATARATA: Km 1+400 al 1+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 006
Pizarra esquistosa ligeramente silicificada, en el tramo de la Catarata donde se aprecian los minerales existentes.		



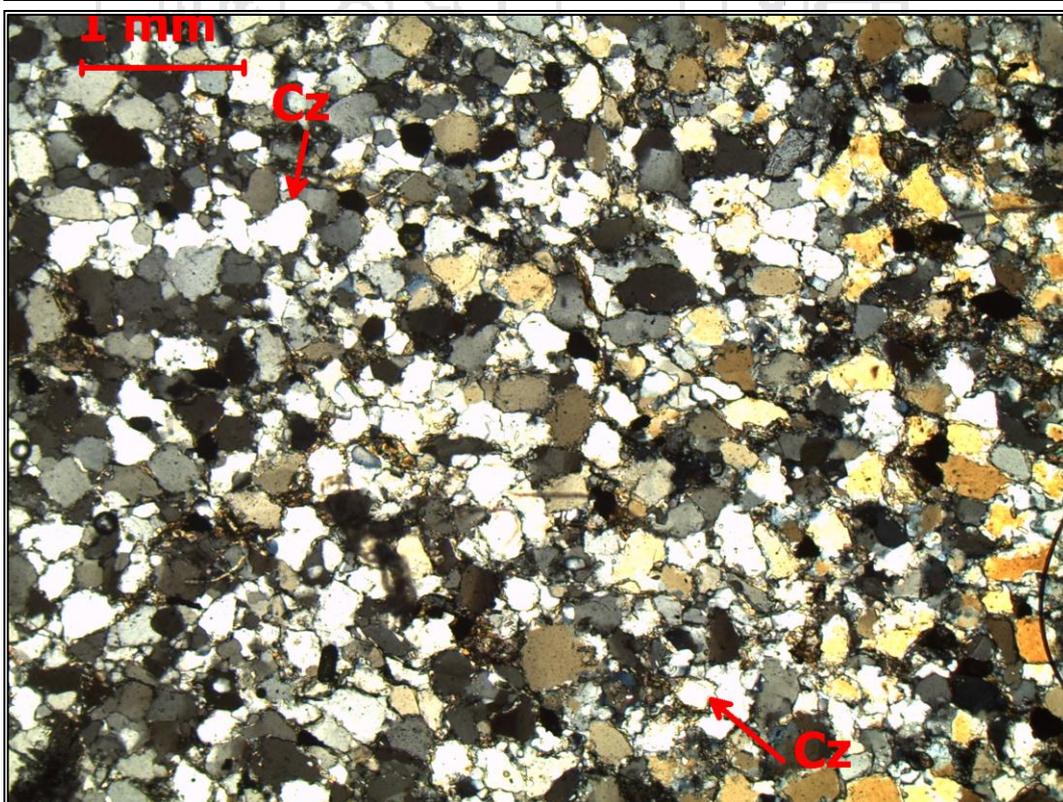
CATARATA: Km 1+400 al 1+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 007
-----------------------------	----------------	--------------------

Pizarra ligeramente silicificada, compuesta de clorita, moscovita, biotita, lepidolita, cuarzo, con ligera dirección de flujo.

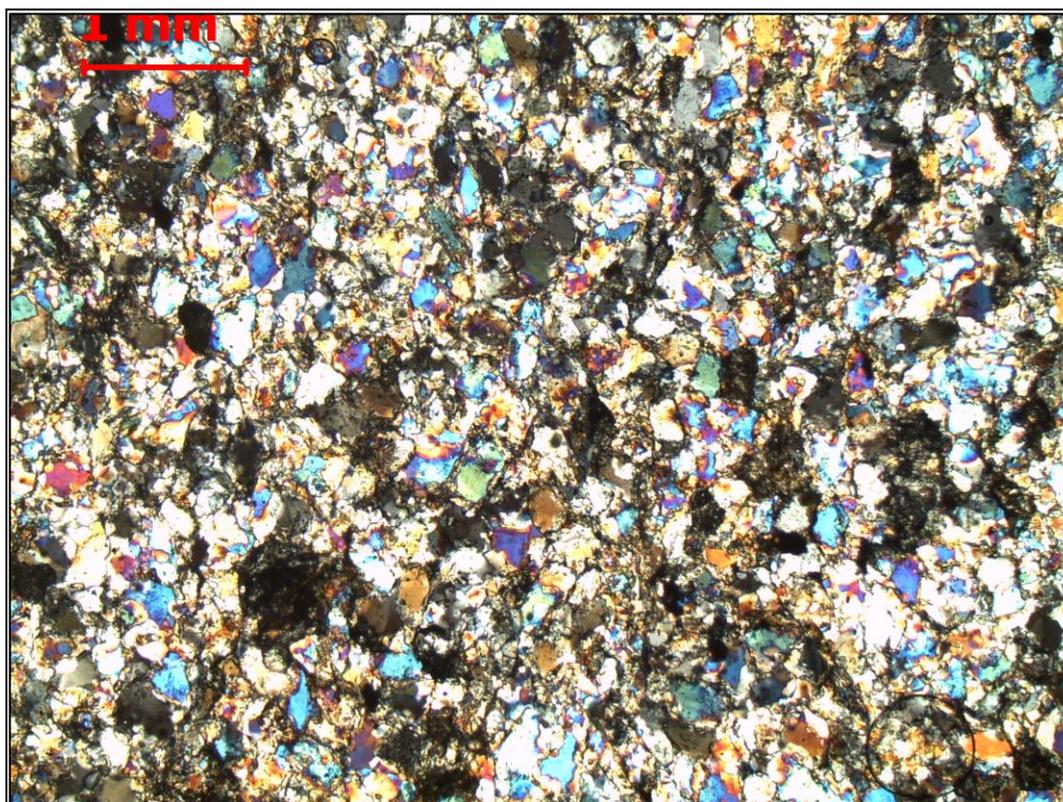




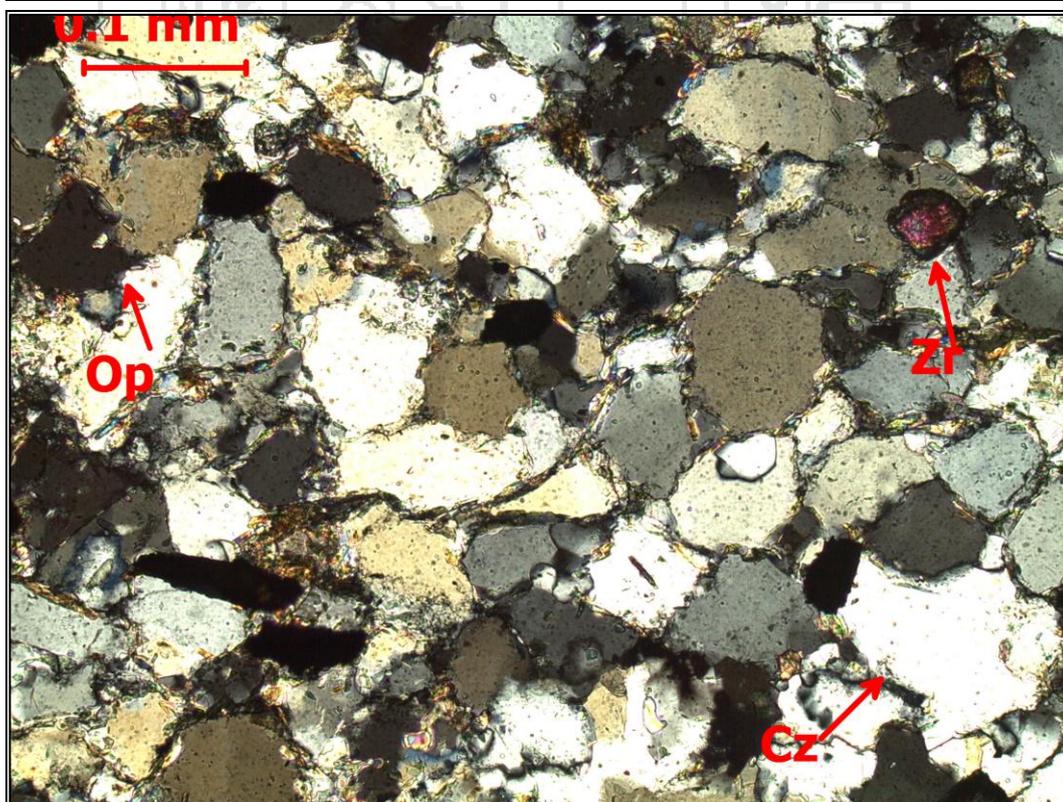
MIRADOR: Km 2+500 al 2+760	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 008
Sección fina que corresponde a una roca metamórfica de cuarcita, compuestas de granos angulosos de cuarzo de tamaño uniforme de 3 - 5 micras, vistos en microscopio de polarización en luz polarizada.		



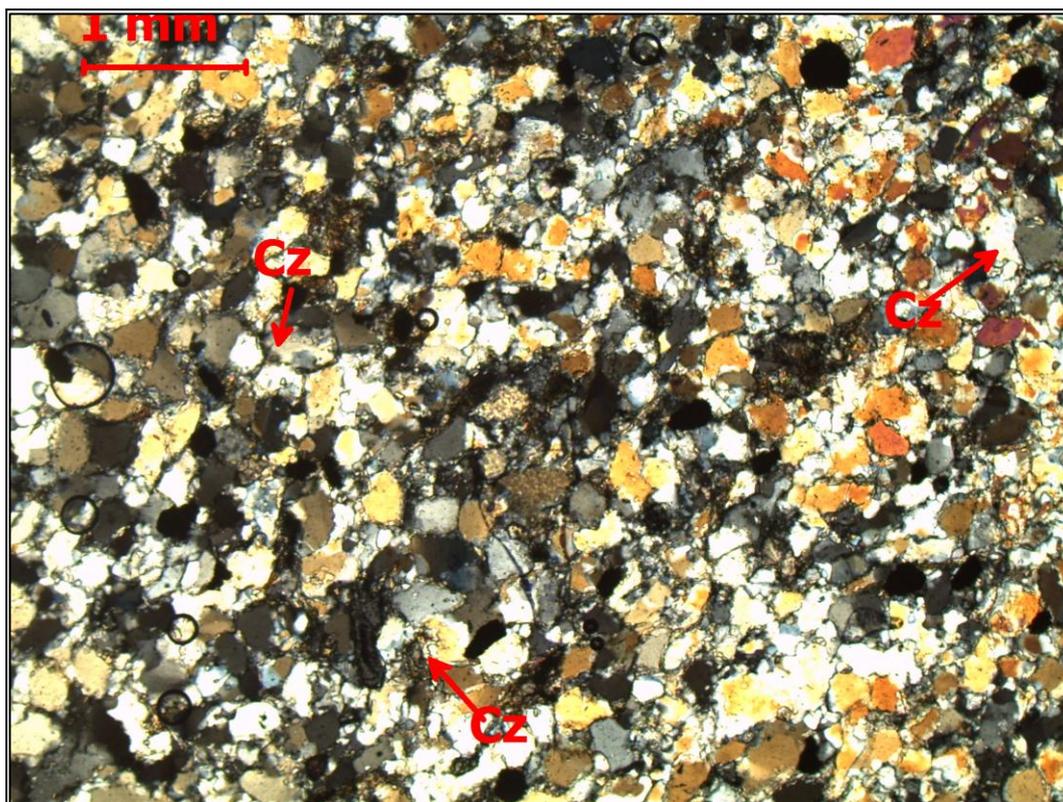
MIRADOR: Km 2+500 al 2+760	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 009
Cuarcita, compuesta de granos finos de cuarzo de tamaño de 4 micras uniformemente distribuidos; dentro de la matriz o fabrica de los minerales de cuarzo se encuentran óxidos y pequeñas trazas de micas de biotitas y cloritas.		



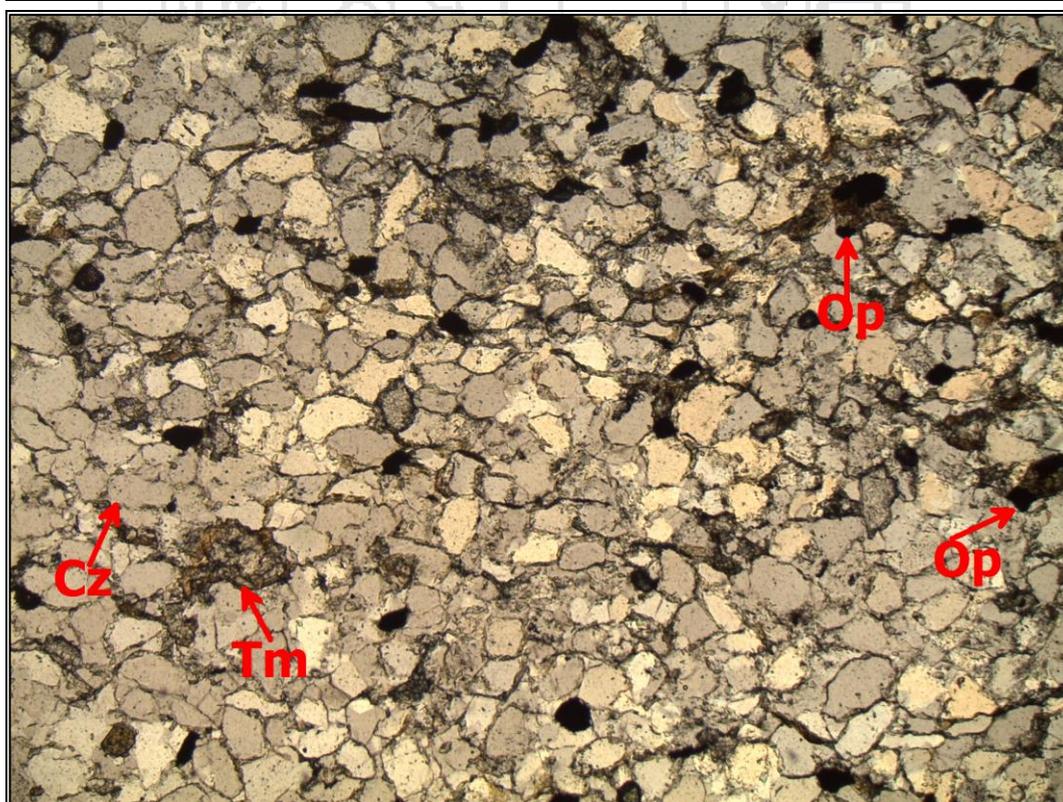
MIRADOR: Km 2+500 al 2+760	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA Nº 010
Cuarcita compuesta de granos finos de cuarzo, óxidos y biotitas. Los colores anómalos de azul, son granos de cuarzo, con una extinción ondulante, los colores oscuros son minerales opacos.		



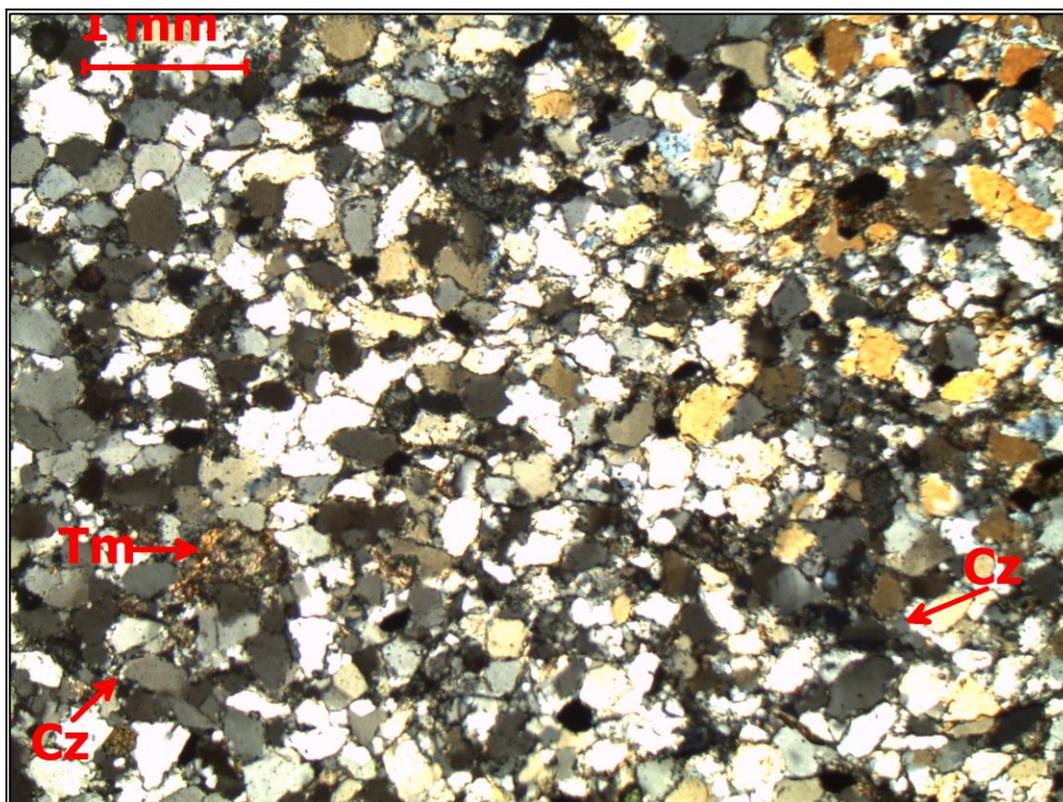
MIRADOR: Km 2+500 al 2+760	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA Nº 011
Mineral corresponde a una cuarcita; compuesta de granos finos de cuarzo, óxidos, micas; como mineral accesorio se observan un grano de circón, con su color característico, sección vista en luz polarizada 10X de aumento.		



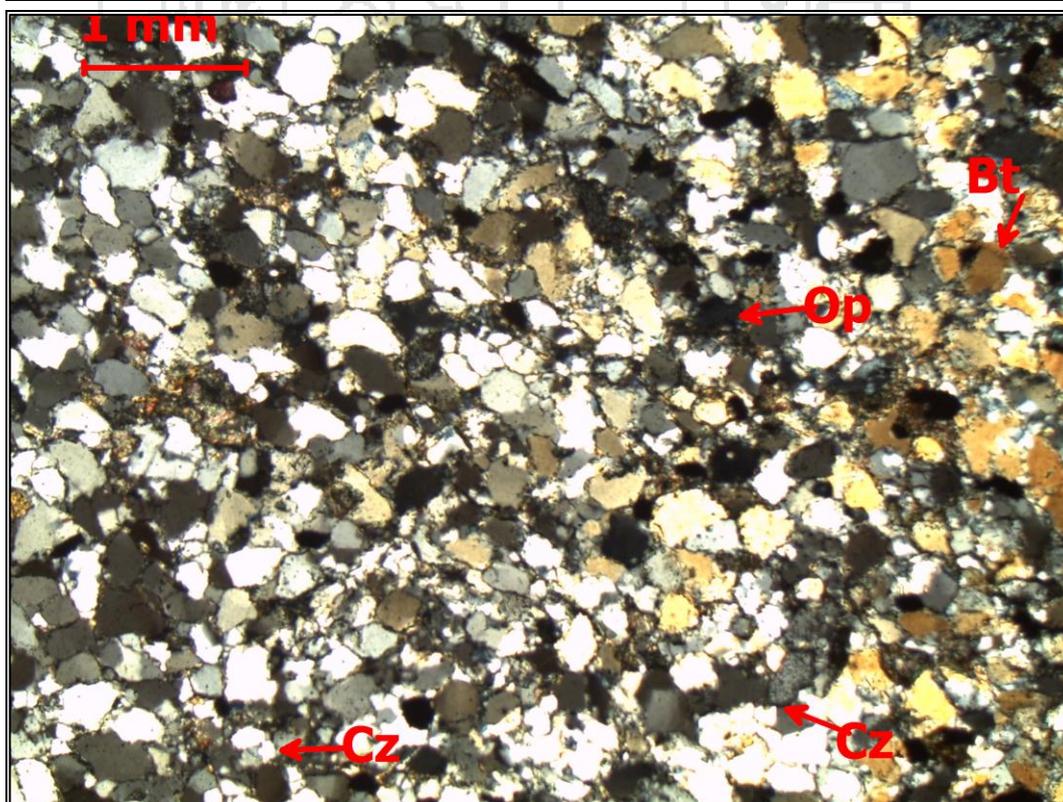
MIRADOR: Km 2+500 al 2+760	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 012
Cuarcita compuesta de granos finos de cuarzo, con una extinción ondulante de 95%, según su análisis modal.		



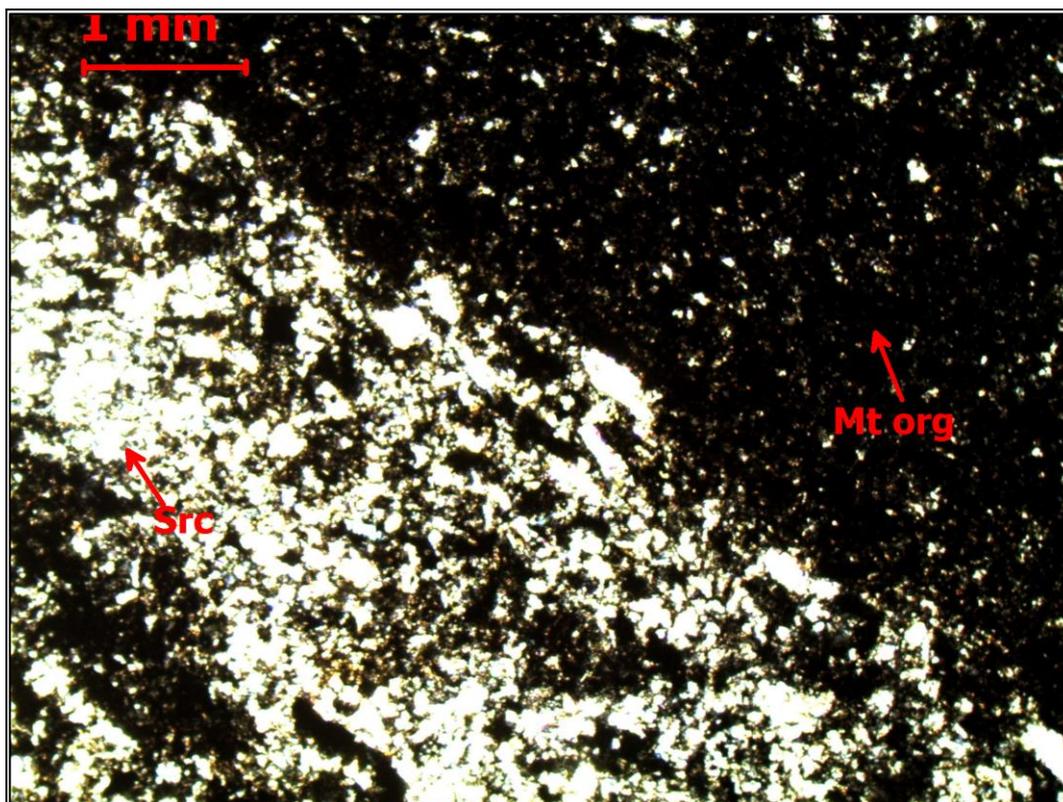
MIRADOR: Km 2+500 al 2+760	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 013
Visto en luz normal, se observan con claridad granos finos de cuarzo con 95%, y la presencia de minerales opacos en menos de 2%, y otros accesorios como turmalina.		



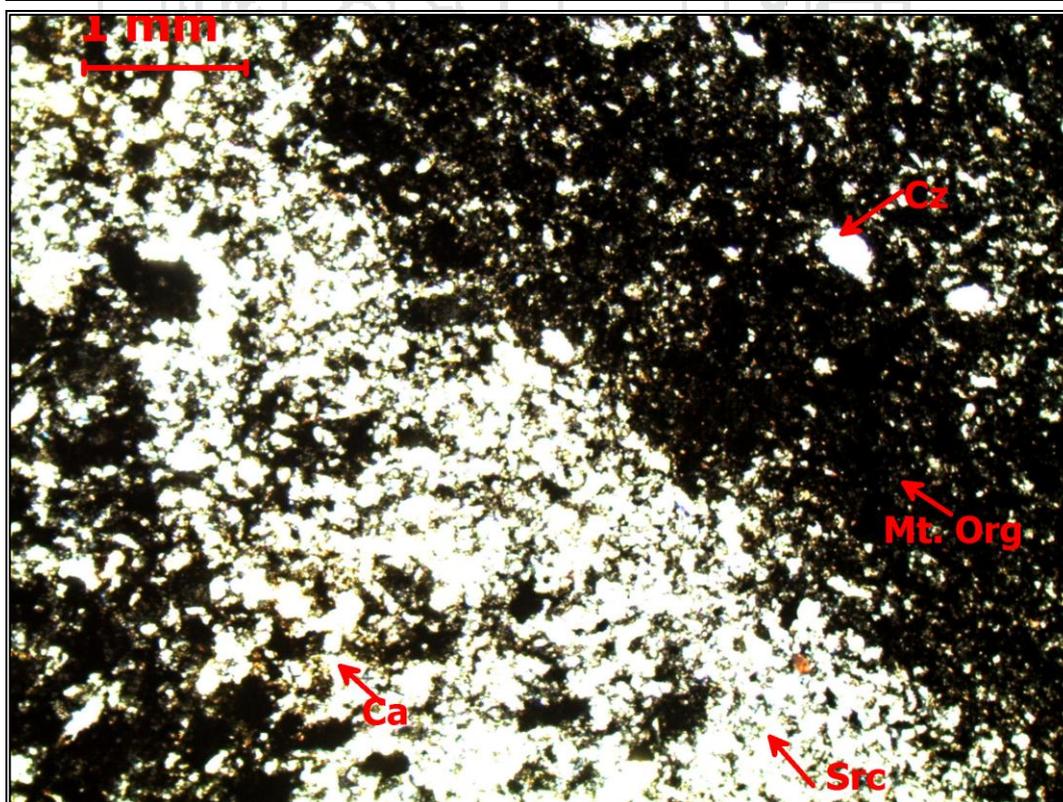
MIRADOR: Km 2+500 al 2+760	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 014
Cuarcita, que corresponde a la Formación Sandía, la consistencia se debe a la presencia de granos finos de cuarzo, que se han formado en ambientes áridos.		



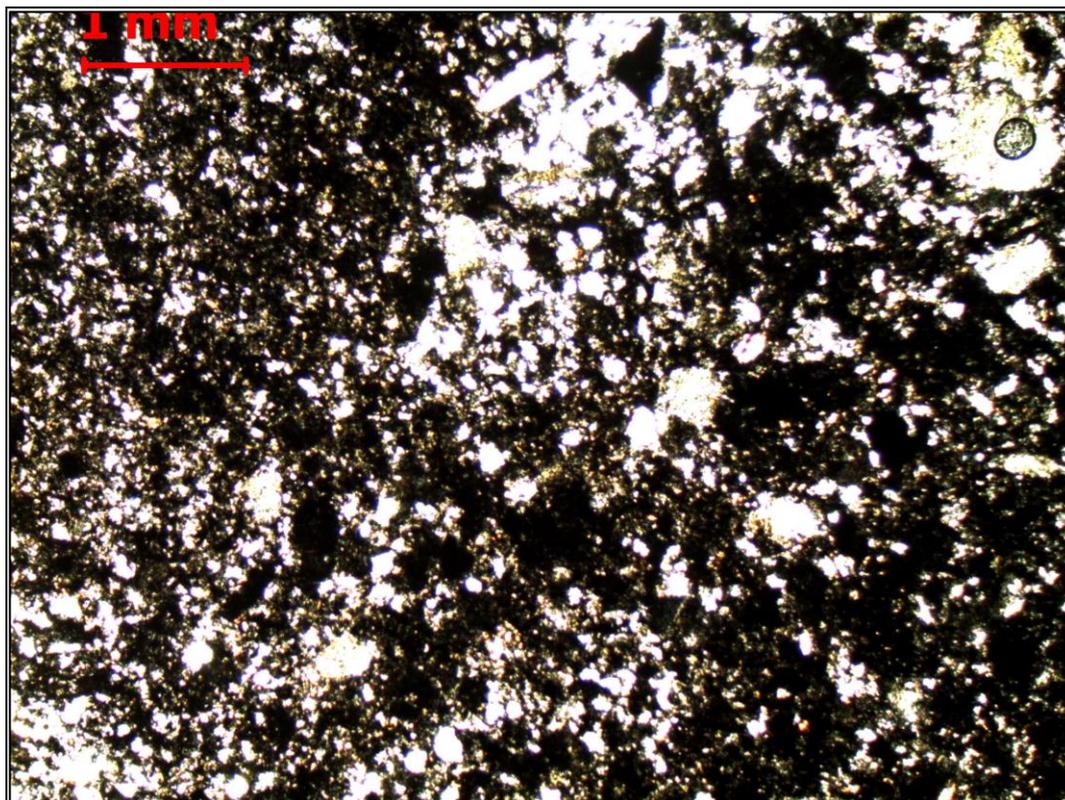
MIRADOR: Km 2+500 al 2+760	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 015
Roca metamórfica de granos de cuarcita distribuida uniformemente en la sección analizada para el tramo del Mirador.		



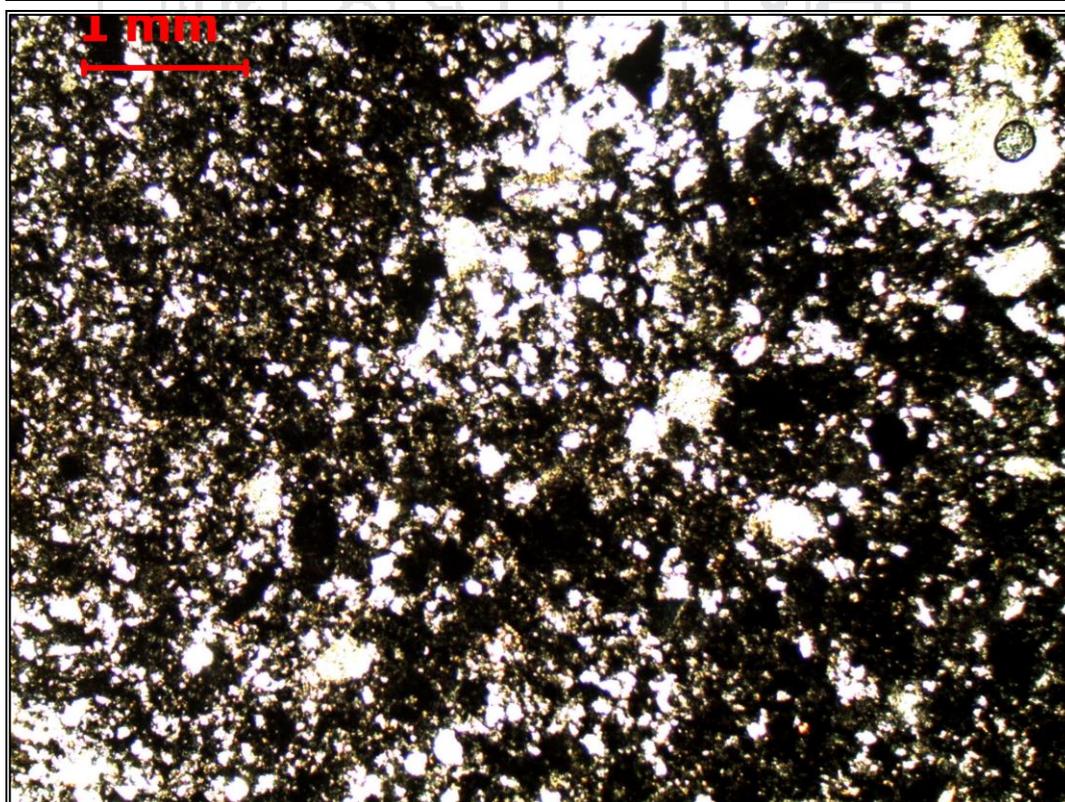
HUANCOIRI: Km 6+400 al 6+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 016
Fina alteración de feldspatos como albita en sericitas, caolinitas en bandas, cloritas, biotitas, magnetita, ilmenitas, hematites, finos cristales de cuarzo y presencia de materia orgánica de color oscuro en luz polarizada.		



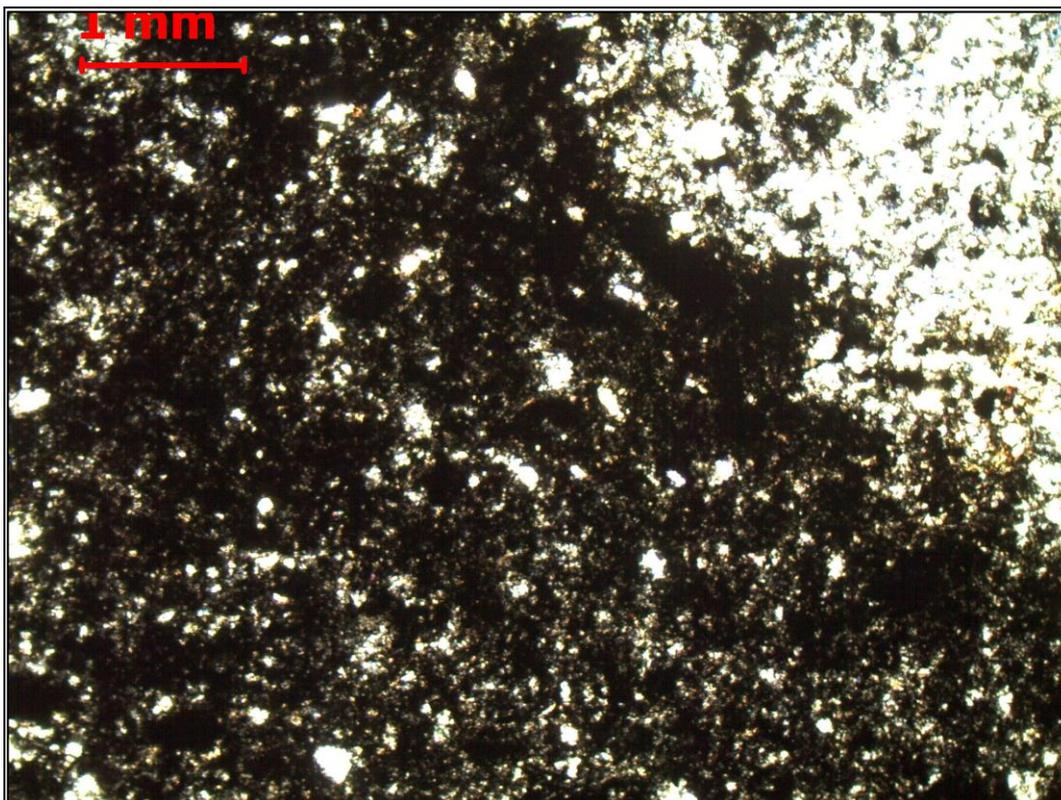
HUANCOIRI: Km 6+400 al 6+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 017
Pizarra esquistosa, que corresponde a una roca sumamente fisible en láminas finas, con minerales de sericitas, cloritas, biotitas y presencia materia orgánica 5 - 10%; se considera como pizarras bituminosas.		



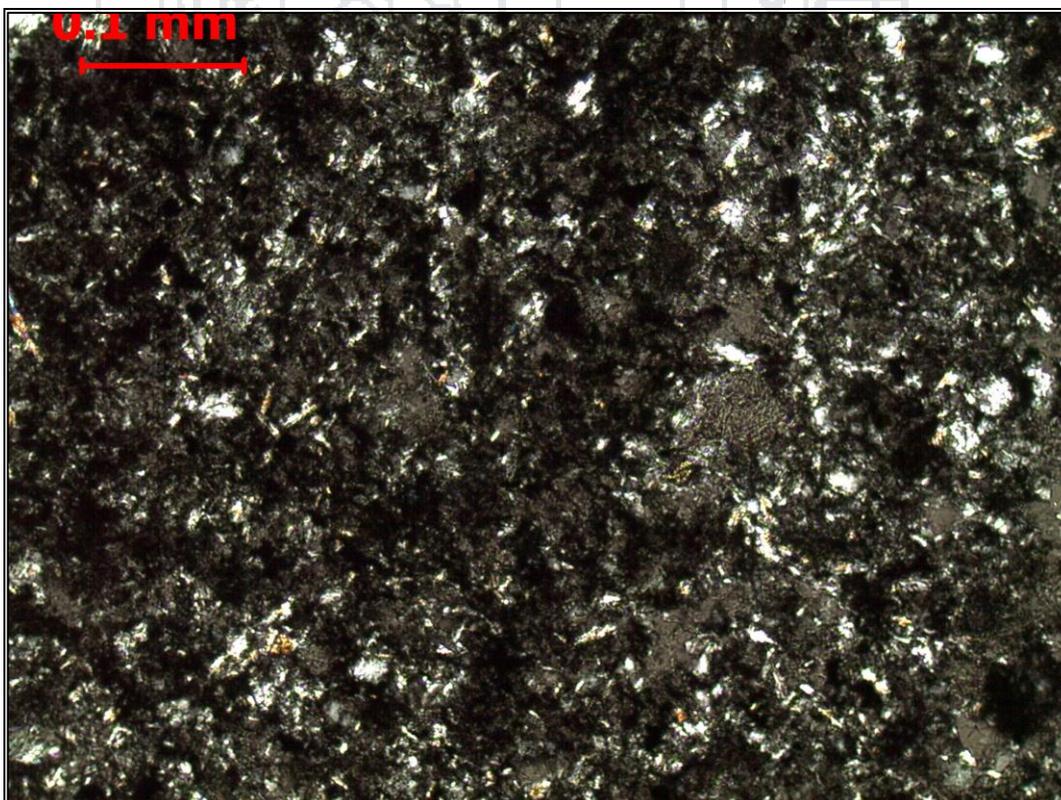
HUANCOIRI: Km 6+400 al 6+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 018
Pizarra esquistosa alterada (filitas); compuestas principalmente de minerales de granos muy finos y alterados.		



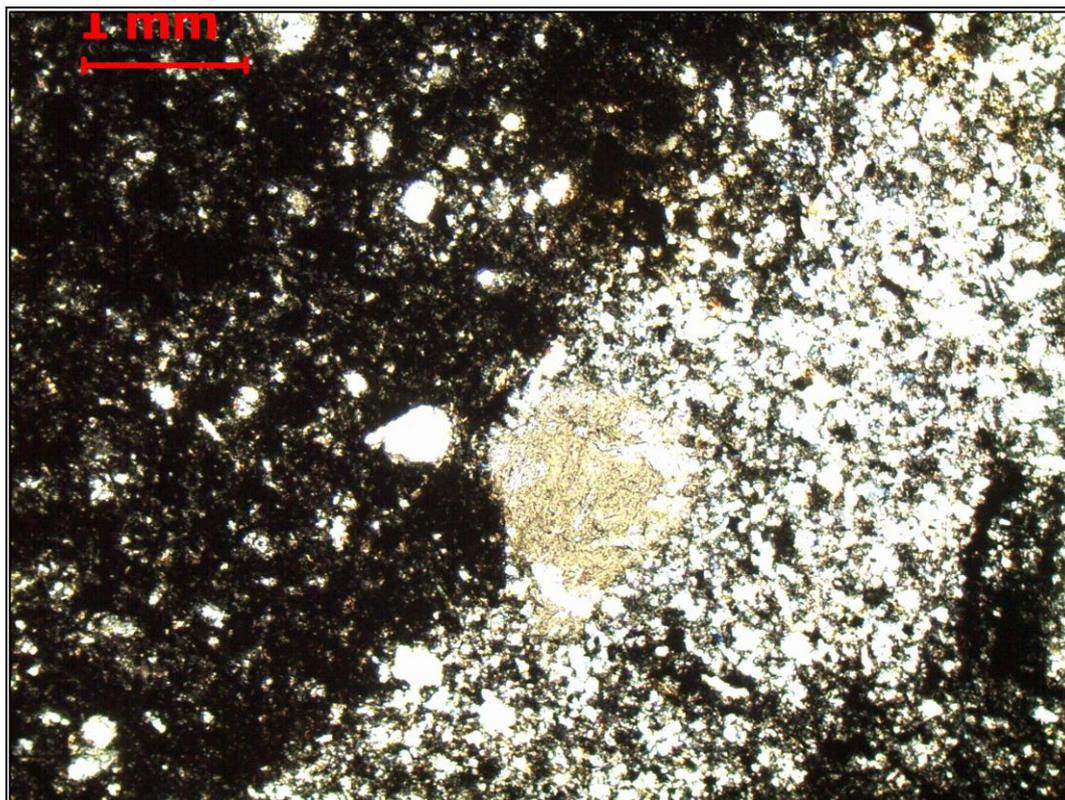
HUACOIRI: Km 6+400 al 6+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 019
Pizarra esquistosa con minerales de filosilicatos, como sericitas, caolinitas, cloritas, moscovitas, cuarzo, calcita, materia orgánica y minerales opacos.		



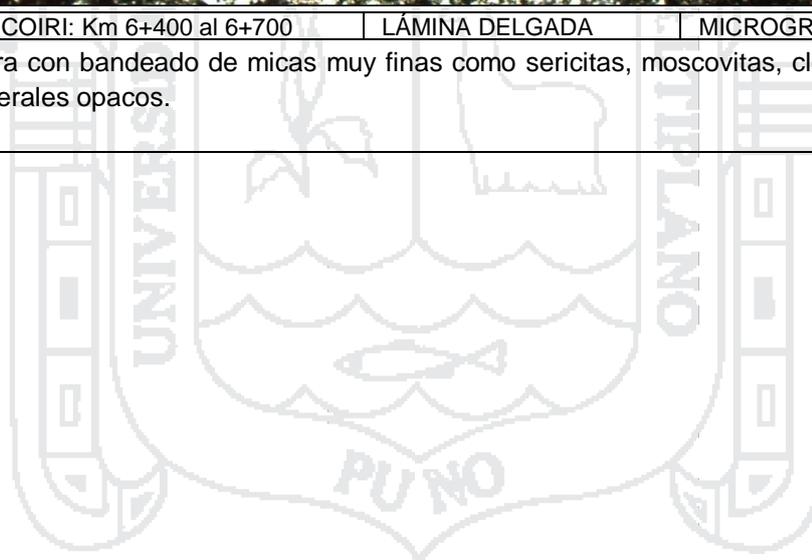
HUACOIRI: Km 6+400 al 6+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 020
Pizarra con minerales fino de filosilicatos, como sericitas, moscovitas, biotitas, lepidolitas, cuarzo, calcita y minerales opacos.		



HUANCOIRI: Km 6+400 al 6+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 021
Pizarra alterada con minerales de arcilla como sericitas, caolinitas, moscovitas, finos granos de cuarzo, presencia de materia orgánica de color oscuro, visto en luz polarizada en lámina de sección delgada		



HUANCOIRI: Km 6+400 al 6+700	LÁMINA DELGADA	MICROGRAFÍA N° 022
Pizarra con bandeado de micas muy finas como sericitas, moscovitas, cloritas, calcita y minerales opacos.		



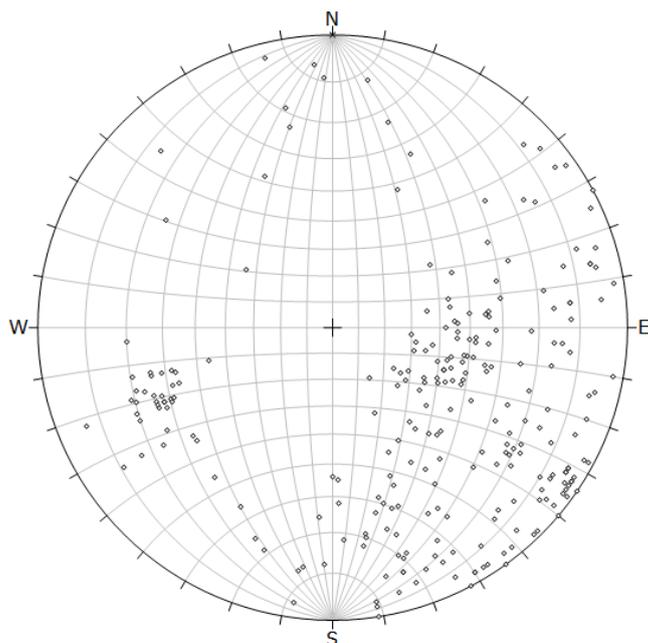
A-5

**ANÁLISIS DE ESTABILIDAD POR EL MÉTODO ESTEREOGRÁFICO**



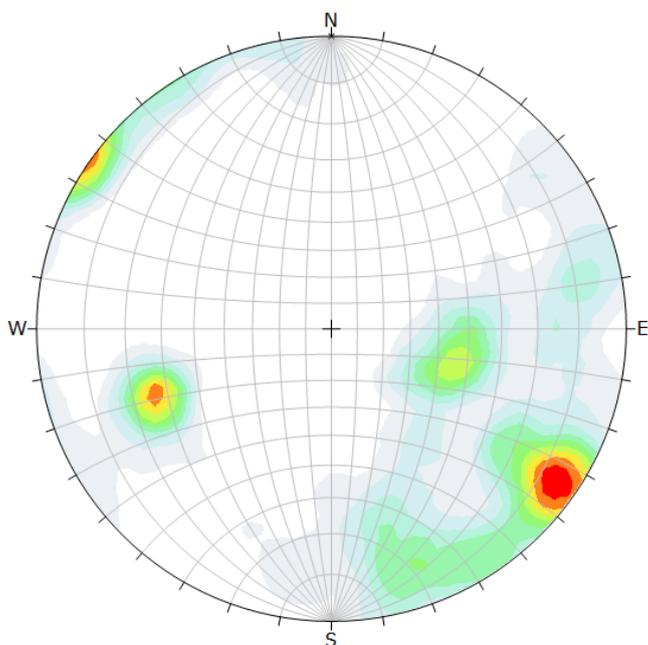
**Km 1+400 al 1+580**





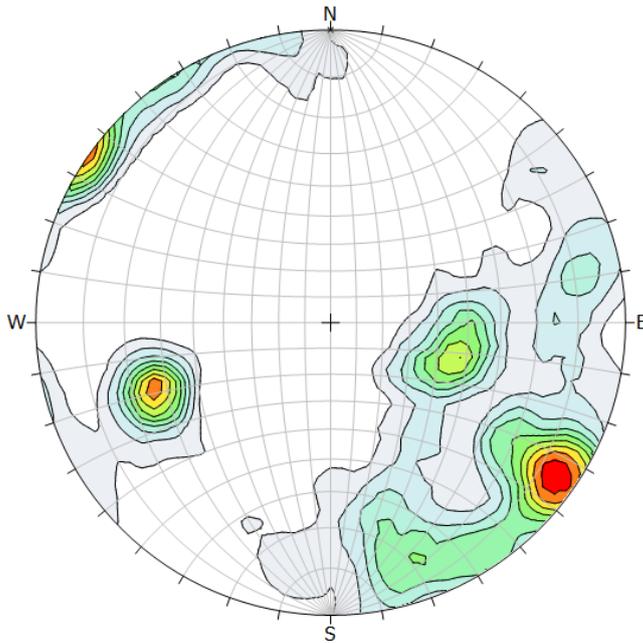
Symbol	Feature
◦	Pole Vectors
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors	
<b>Vector Count</b> 253 (253 Entries)	
<b>Hemisphere</b> Lower	
<b>Projection</b> Equal Angle	

Representación de la distribución de polos en la red estereográfica que representan el número de polos coincidentes en una orientación dada.



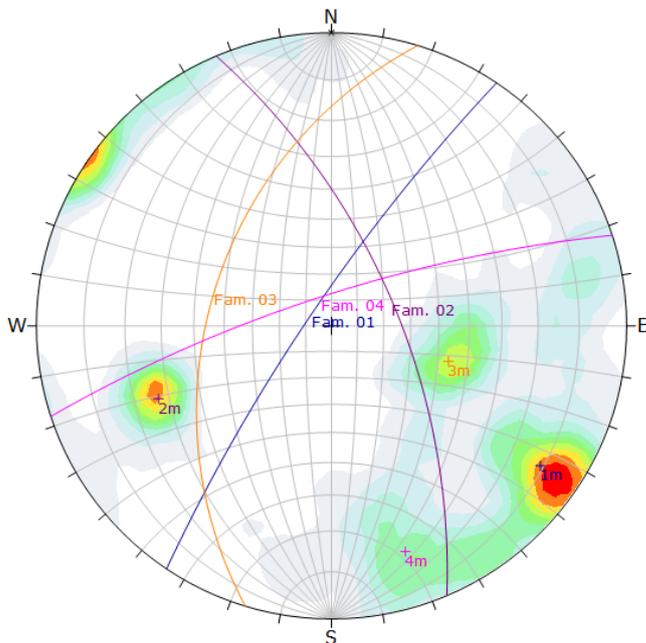
Color	Density Concentrations
	0.00 - 0.90
	0.90 - 1.80
	1.80 - 2.70
	2.70 - 3.60
	3.60 - 4.50
	4.50 - 5.40
	5.40 - 6.30
	6.30 - 7.20
	7.20 - 8.10
	8.10 - 9.00
<b>Maximum Density</b> 8.70%	
<b>Contour Data</b> Pole Vectors	
<b>Contour Distribution</b> Fisher	
<b>Counting Circle Size</b> 1.0%	
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors	
<b>Vector Count</b> 253 (253 Entries)	
<b>Hemisphere</b> Lower	
<b>Projection</b> Equal Angle	

Diagrama de densidad de polos representado por familias en la proyección estereográfica de igual ángulo.



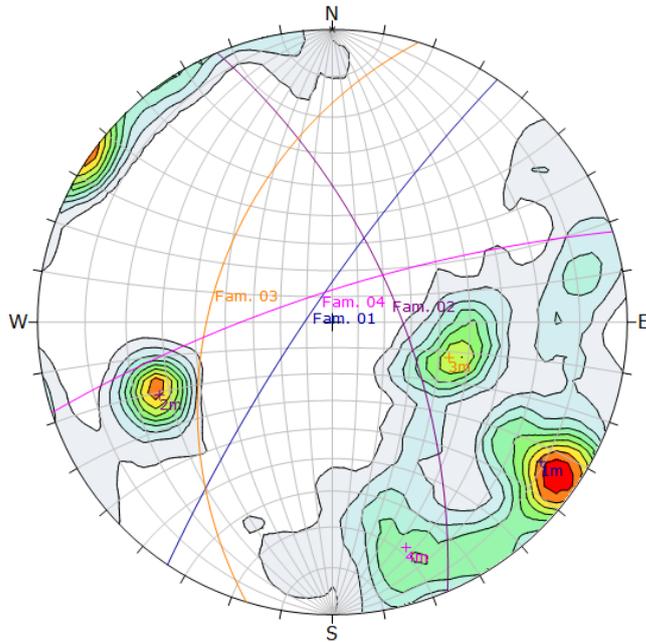
Color	Density Concentrations
	0.00 - 0.90
	0.90 - 1.80
	1.80 - 2.70
	2.70 - 3.60
	3.60 - 4.50
	4.50 - 5.40
	5.40 - 6.30
	6.30 - 7.20
	7.20 - 8.10
	8.10 - 9.00
<b>Maximum Density</b>	8.70%
<b>Contour Data</b>	Pole Vectors
<b>Contour Distribution</b>	Fisher
<b>Counting Circle Size</b>	1.0%
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	253 (253 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Diagramas de densidad de polos en contornos para el análisis de las concentraciones medias y/o máximas de polos.



Color	Density Concentrations		
	0.00 - 0.90		
	0.90 - 1.80		
	1.80 - 2.70		
	2.70 - 3.60		
	3.60 - 4.50		
	4.50 - 5.40		
	5.40 - 6.30		
	6.30 - 7.20		
	7.20 - 8.10		
	8.10 - 9.00		
<b>Maximum Density</b>	8.70%		
<b>Contour Data</b>	Pole Vectors		
<b>Contour Distribution</b>	Fisher		
<b>Counting Circle Size</b>	1.0%		
Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1m	81	304	Fam. 01
2m	65	67	Fam. 02
3m	45	287	Fam. 03
4m	78	342	Fam. 04
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors		
<b>Vector Count</b>	253 (253 Entries)		
<b>Hemisphere</b>	Lower		
<b>Projection</b>	Equal Angle		

Diagrama de planos de discontinuidades representado y agrupados en familias a partir del grafico de polos.



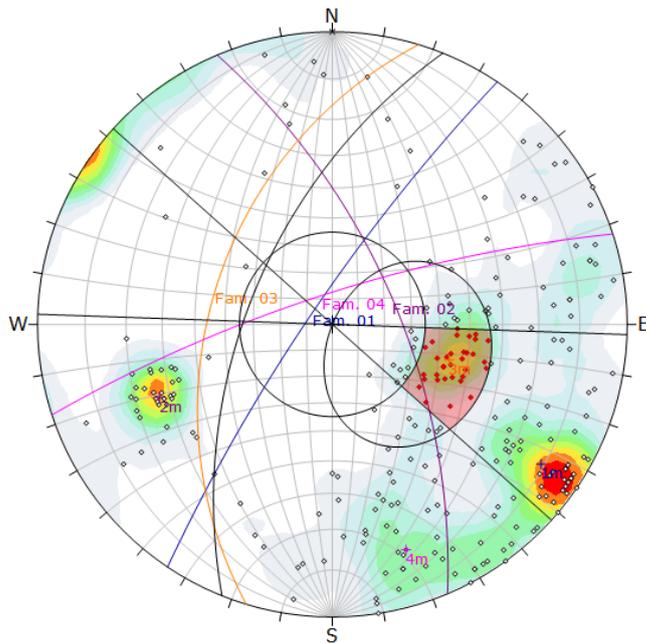
Color	Density Concentrations
	0.00 - 0.90
	0.90 - 1.80
	1.80 - 2.70
	2.70 - 3.60
	3.60 - 4.50
	4.50 - 5.40
	5.40 - 6.30
	6.30 - 7.20
	7.20 - 8.10
	8.10 - 9.00

<b>Maximum Density</b>	8.70%
<b>Contour Data</b>	Pole Vectors
<b>Contour Distribution</b>	Fisher
<b>Counting Circle Size</b>	1.0%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	81	304	Fam. 01
2m	■	65	67	Fam. 02
3m	■	45	287	Fam. 03
4m	■	78	342	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	253 (253 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Diagrama de planos de discontinuidades agrupados en familias a partir de los gráficos de dispersión en contornos.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

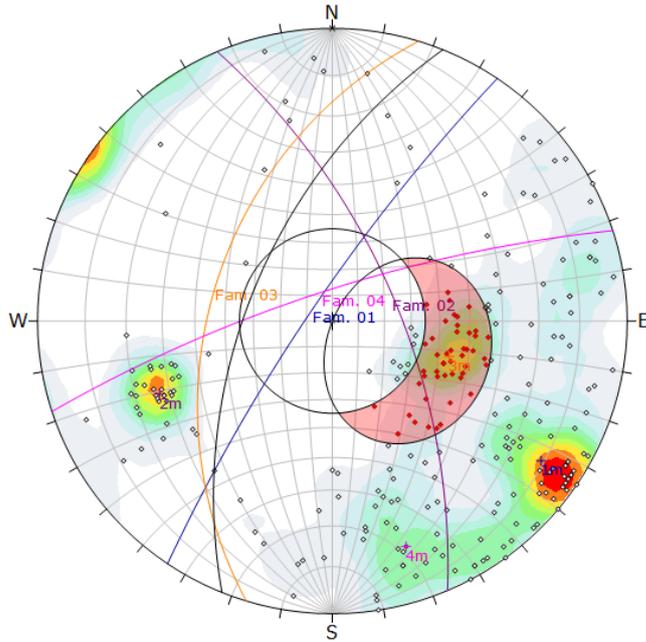
<b>Kinematic Analysis</b>	Planar Sliding
<b>Slope Dip</b>	58
<b>Slope Dip Direction</b>	292
<b>Friction Angle</b>	35°
<b>Lateral Limits</b>	20°

	Critical	Total	%
Planar Sliding (All)	33	253	13.04%
Planar Sliding (Set 3)	33	61	54.10%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	81	304	Fam. 01
2m	■	65	67	Fam. 02
3m	■	45	287	Fam. 03
4m	■	78	342	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	253 (253 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar con limite lateral de 20° para un ángulo de fricción básico de 35°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Planar Sliding
<b>Slope Dip</b>	58
<b>Slope Dip Direction</b>	292
<b>Friction Angle</b>	35°

	Critical	Total	%
Planar Sliding (All)	47	253	18.58%
Planar Sliding (Set 3)	45	61	73.77%

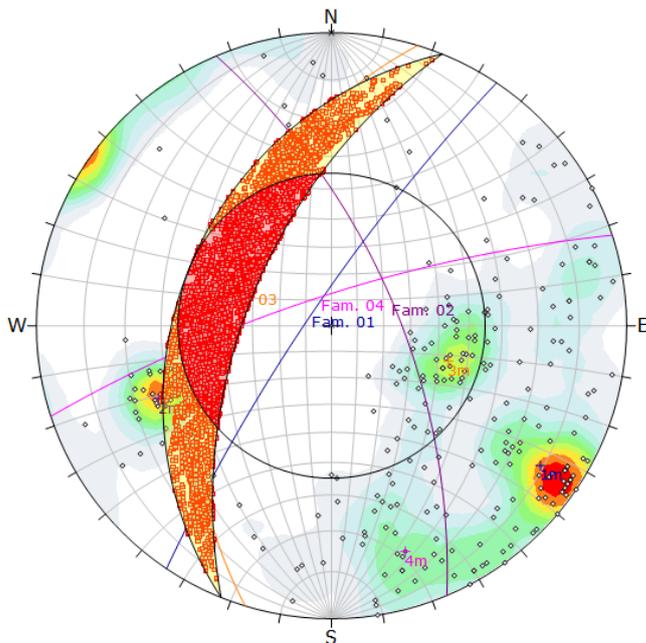
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	81	304	Fam. 01
2m	■	65	67	Fam. 02
3m	■	45	287	Fam. 03
4m	■	78	342	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	253 (253 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar sin límite lateral para un ángulo de fricción básico de 35°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Intersection

<b>Kinematic Analysis</b>	Wedge Sliding
<b>Slope Dip</b>	58
<b>Slope Dip Direction</b>	292
<b>Friction Angle</b>	35°

	Critical	Total	%
Wedge Sliding	7711	31869	24.20%

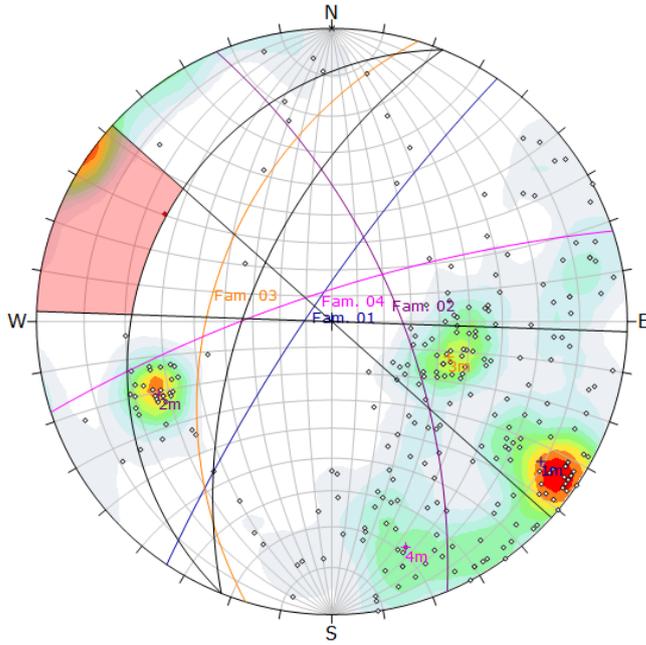
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	81	304	Fam. 01
2m	■	65	67	Fam. 02
3m	■	45	287	Fam. 03
4m	■	78	342	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	253 (253 Entries)
<b>Intersection Mode</b>	Grid Data Planes
<b>Intersections Count</b>	31869
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por cuña para un ángulo de fricción básico de 35°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

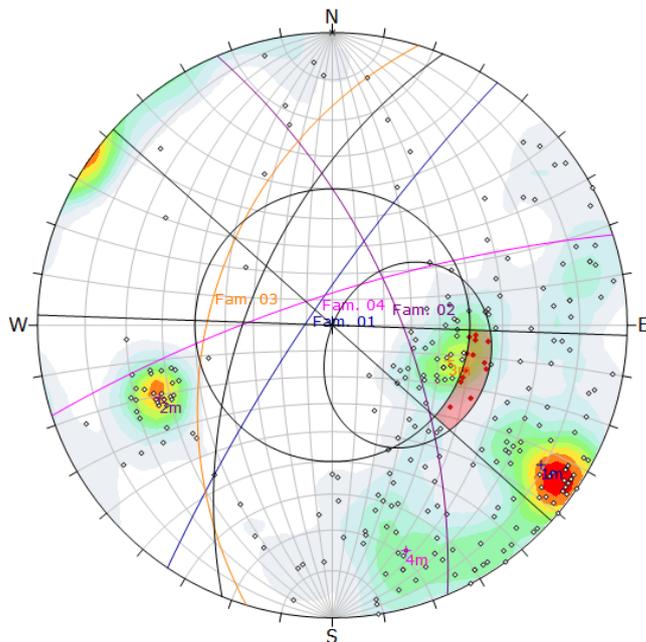
<b>Kinematic Analysis</b>	Flexural Toppling
<b>Slope Dip</b>	58
<b>Slope Dip Direction</b>	292
<b>Friction Angle</b>	35°
<b>Lateral Limits</b>	20°

	Critical	Total	%
Flexural Toppling (All)	1	253	0.40%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	81	304	Fam. 01
2m	■	65	67	Fam. 02
3m	■	45	287	Fam. 03
4m	■	78	342	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	253 (253 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por vuelco para un ángulo de fricción básico de 35°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

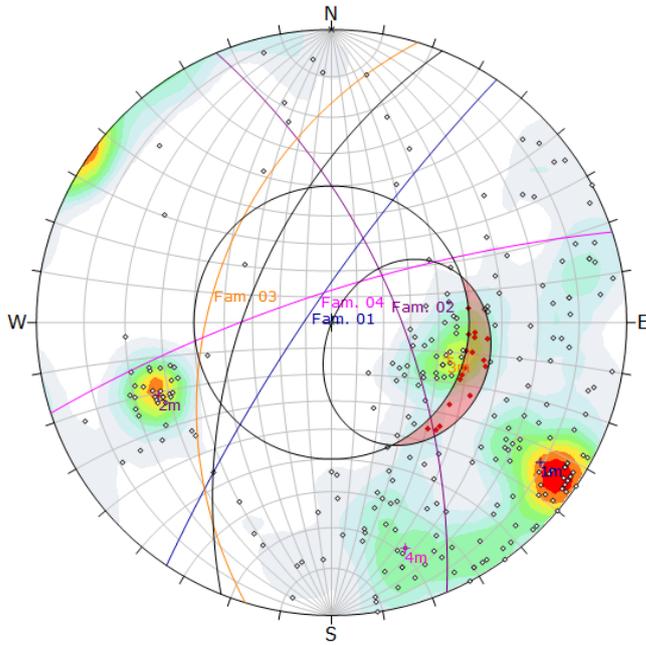
<b>Kinematic Analysis</b>	Planar Sliding
<b>Slope Dip</b>	58
<b>Slope Dip Direction</b>	292
<b>Friction Angle</b>	50°
<b>Lateral Limits</b>	20°

	Critical	Total	%
Planar Sliding (All)	13	253	5.14%
Planar Sliding (Set 3)	13	61	21.31%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	81	304	Fam. 01
2m	■	65	67	Fam. 02
3m	■	45	287	Fam. 03
4m	■	78	342	Fam. 04

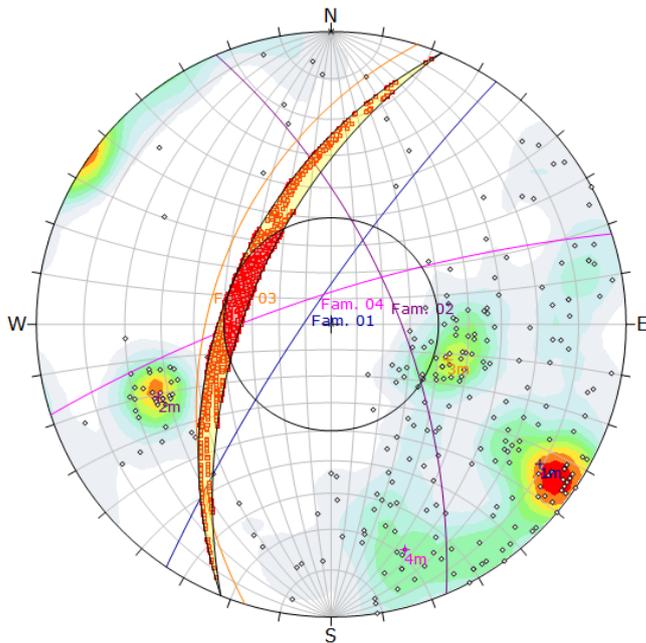
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	253 (253 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar con limite lateral de 20° para un ángulo de fricción básico de 50°.



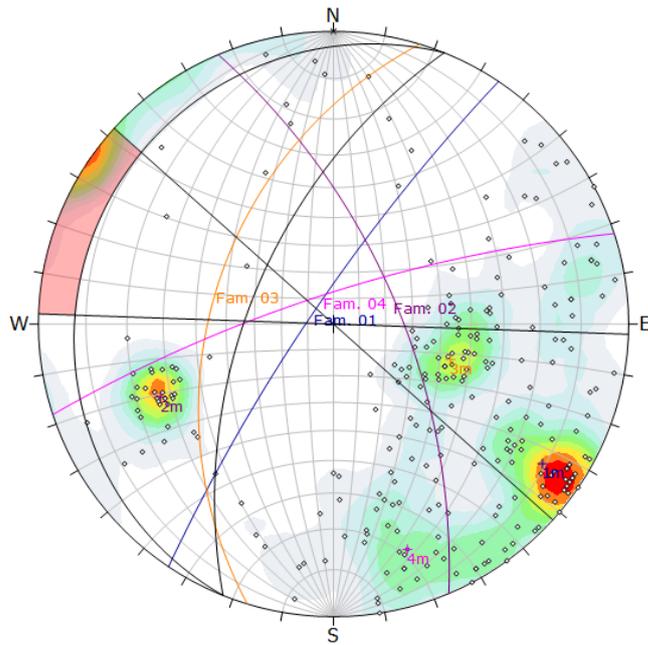
Symbol	Feature			
○	Pole Vectors			
●	Critical Vectors			
<b>Kinematic Analysis</b> Planar Sliding				
<b>Slope Dip</b> 58				
<b>Slope Dip Direction</b> 292				
<b>Friction Angle</b> 50°				
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Planar Sliding (All)		17	253	6.72%
Planar Sliding (Set 3)		17	61	27.87%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	81	304	Fam. 01	
2m	65	67	Fam. 02	
3m	45	287	Fam. 03	
4m	78	342	Fam. 04	
<b>Plot Mode</b>		Pole Vectors		
<b>Vector Count</b>		253 (253 Entries)		
<b>Hemisphere</b>		Lower		
<b>Projection</b>		Equal Angle		

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar sin límite lateral para un ángulo de fricción básico de 50°.



Symbol	Feature			
○	Pole Vectors			
●	Critical Intersection			
<b>Kinematic Analysis</b> Wedge Sliding				
<b>Slope Dip</b> 58				
<b>Slope Dip Direction</b> 292				
<b>Friction Angle</b> 50°				
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Wedge Sliding		1800	31869	5.65%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	81	304	Fam. 01	
2m	65	67	Fam. 02	
3m	45	287	Fam. 03	
4m	78	342	Fam. 04	
<b>Plot Mode</b>		Pole Vectors		
<b>Vector Count</b>		253 (253 Entries)		
<b>Intersection Mode</b>		Grid Data Planes		
<b>Intersections Count</b>		31869		
<b>Hemisphere</b>		Lower		
<b>Projection</b>		Equal Angle		

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por cuña para un ángulo de fricción básico de 50°.



Symbol	Feature
◦	Pole Vectors
•	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Flexural Topping
<b>Slope Dip</b>	58
<b>Slope Dip Direction</b>	292
<b>Friction Angle</b>	50°
<b>Lateral Limits</b>	20°

	Critical	Total	%
Flexural Topping (All)	0	253	0.00%

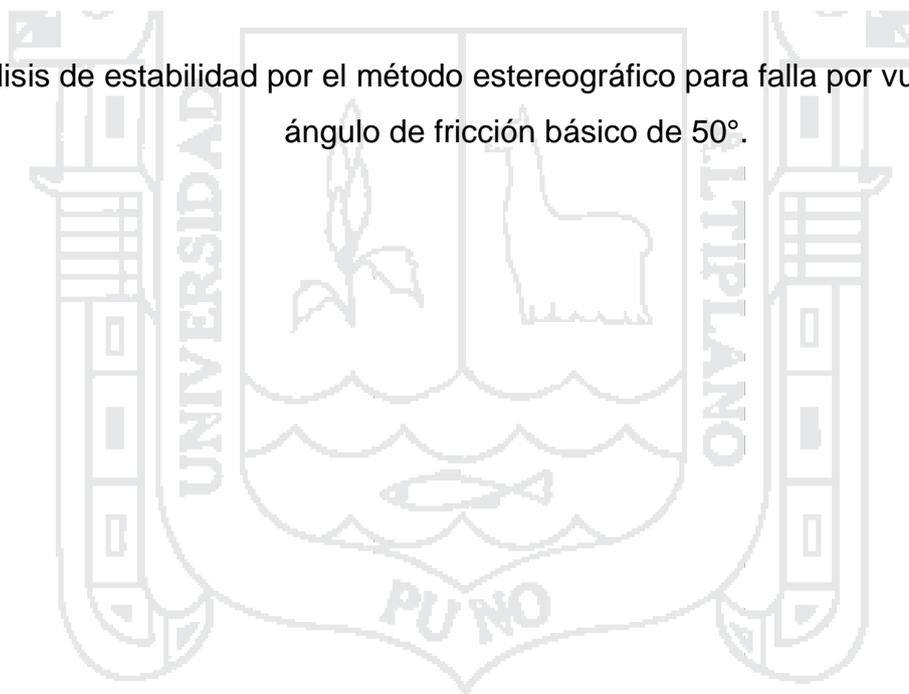
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	<span style="color:blue">■</span>	81	304	Fam. 01
2m	<span style="color:purple">■</span>	65	67	Fam. 02
3m	<span style="color:orange">■</span>	45	287	Fam. 03
4m	<span style="color:magenta">■</span>	78	342	Fam. 04

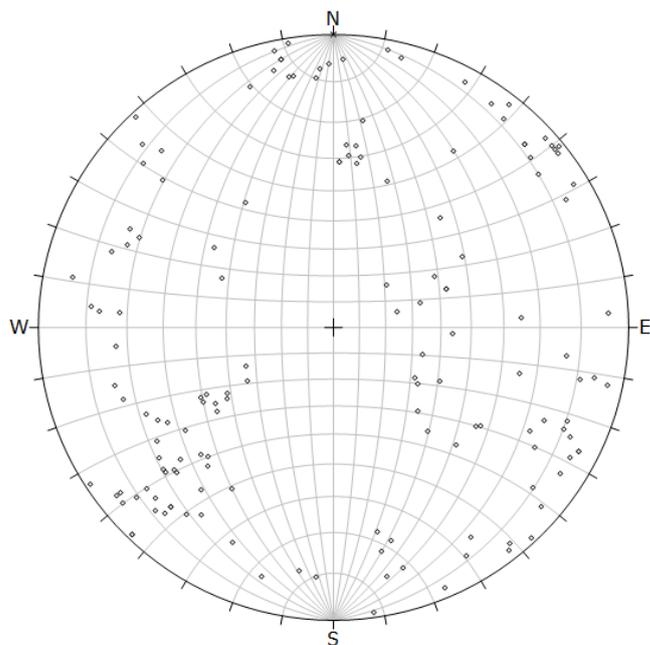
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	253 (253 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por vuelco para un ángulo de fricción básico de 50°.



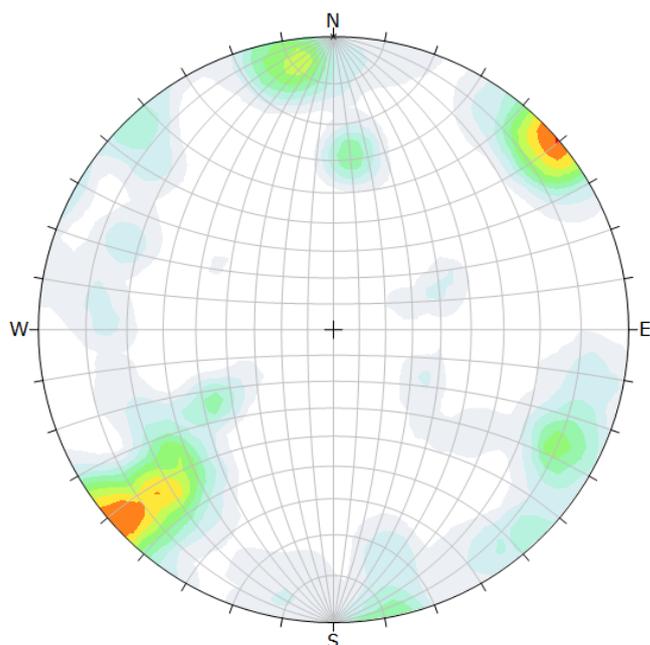
**Km 1+580 al 1+700**





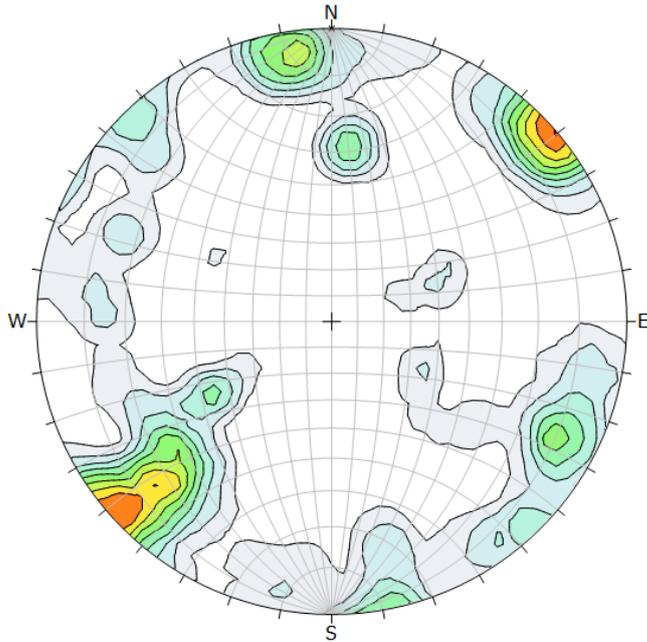
Symbol	Feature
◦	Pole Vectors
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors	
<b>Vector Count</b> 151 (151 Entries)	
<b>Hemisphere</b> Lower	
<b>Projection</b> Equal Angle	

Representación de la distribución de polos en la red estereográfica que representan el número de polos coincidentes en una orientación dada.



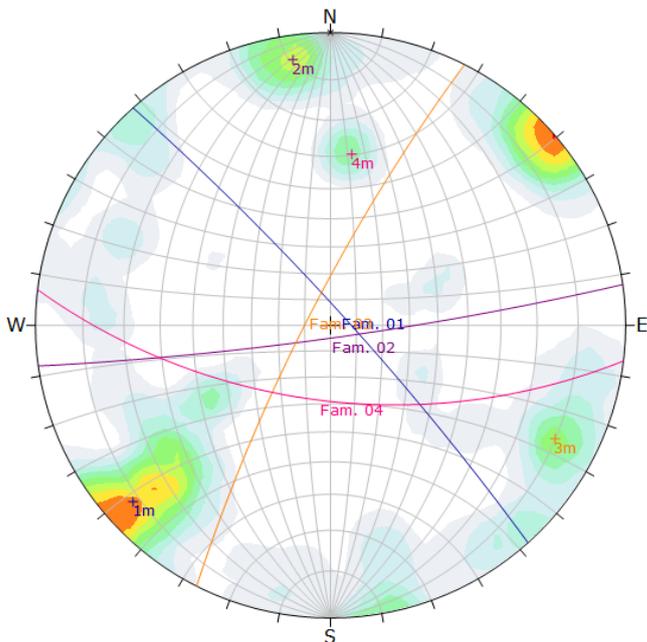
Color	Density Concentrations
	0.00 - 1.00
	1.00 - 2.00
	2.00 - 3.00
	3.00 - 4.00
	4.00 - 5.00
	5.00 - 6.00
	6.00 - 7.00
	7.00 - 8.00
	8.00 - 9.00
	9.00 - 10.00
<b>Maximum Density</b> 9.05%	
<b>Contour Data</b> Pole Vectors	
<b>Contour Distribution</b> Fisher	
<b>Counting Circle Size</b> 1.0%	
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors	
<b>Vector Count</b> 151 (151 Entries)	
<b>Hemisphere</b> Lower	
<b>Projection</b> Equal Angle	

Diagrama de densidad de polos representado por familias en la proyección estereográfica de igual ángulo.



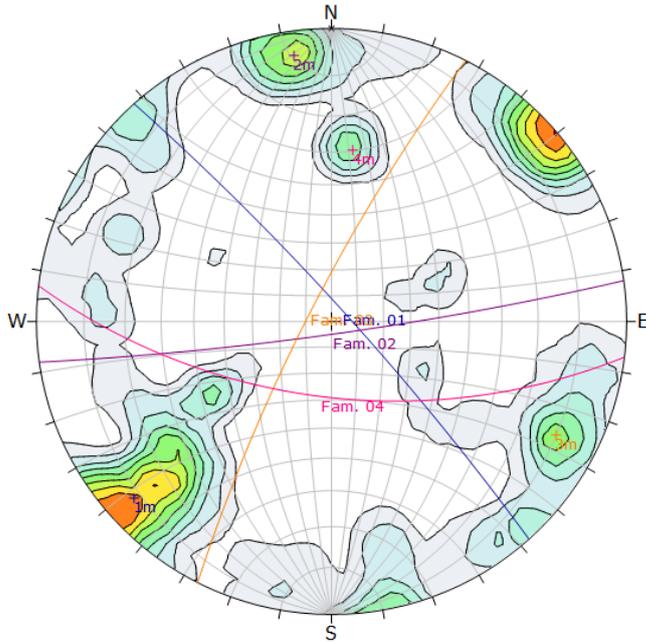
Color	Density Concentrations
	0.00 - 1.00
	1.00 - 2.00
	2.00 - 3.00
	3.00 - 4.00
	4.00 - 5.00
	5.00 - 6.00
	6.00 - 7.00
	7.00 - 8.00
	8.00 - 9.00
	9.00 - 10.00
<b>Maximum Density</b>	9.05%
<b>Contour Data</b>	Pole Vectors
<b>Contour Distribution</b>	Fisher
<b>Counting Circle Size</b>	1.0%
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	151 (151 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Diagramas de densidad de polos en contornos para el análisis de las concentraciones medias y/o máximas de polos.



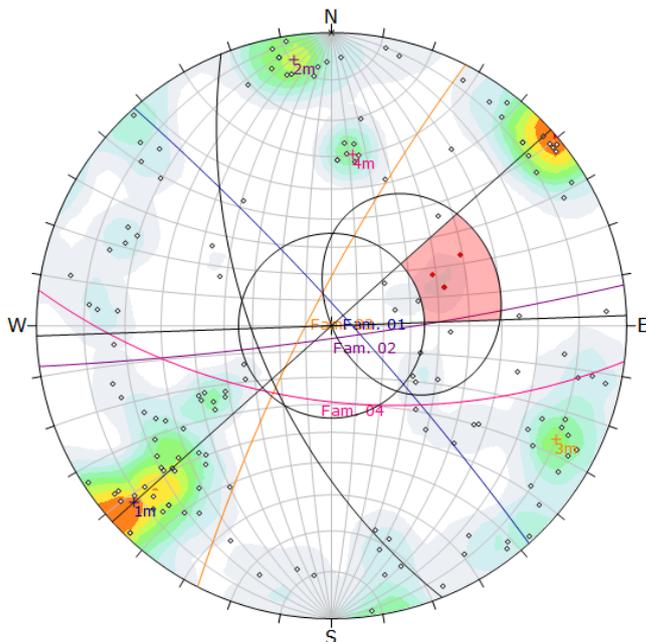
Color	Density Concentrations		
	0.00 - 1.00		
	1.00 - 2.00		
	2.00 - 3.00		
	3.00 - 4.00		
	4.00 - 5.00		
	5.00 - 6.00		
	6.00 - 7.00		
	7.00 - 8.00		
	8.00 - 9.00		
	9.00 - 10.00		
<b>Maximum Density</b>	9.05%		
<b>Contour Data</b>	Pole Vectors		
<b>Contour Distribution</b>	Fisher		
<b>Counting Circle Size</b>	1.0%		
Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1m	84	48	Fam. 01
2m	85	172	Fam. 02
3m	81	297	Fam. 03
4m	61	187	Fam. 04
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors		
<b>Vector Count</b>	151 (151 Entries)		
<b>Hemisphere</b>	Lower		
<b>Projection</b>	Equal Angle		

Diagrama de planos de discontinuidades representado y agrupados en familias a partir del grafico de polos.



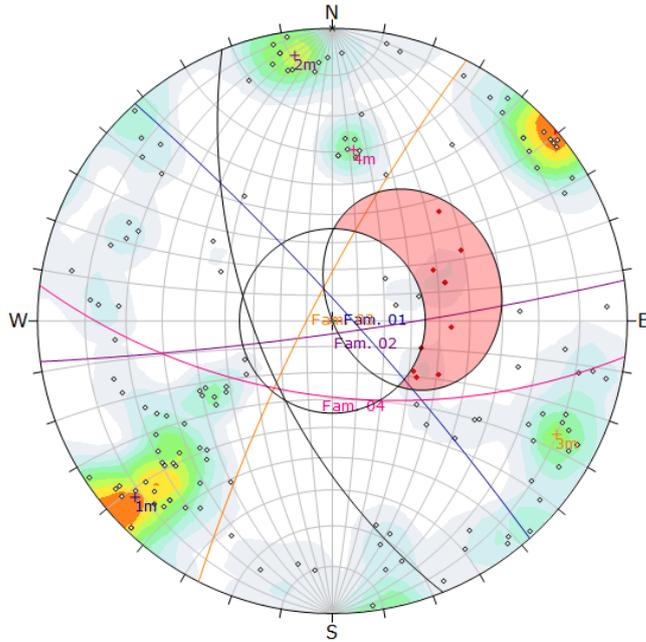
Color	Density Concentrations		
	0.00 - 1.00		
	1.00 - 2.00		
	2.00 - 3.00		
	3.00 - 4.00		
	4.00 - 5.00		
	5.00 - 6.00		
	6.00 - 7.00		
	7.00 - 8.00		
	8.00 - 9.00		
	9.00 - 10.00		
<b>Maximum Density</b> 9.05%			
<b>Contour Data</b> Pole Vectors			
<b>Contour Distribution</b> Fisher			
<b>Counting Circle Size</b> 1.0%			
Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>			
1m	84	48	Fam. 01
2m	85	172	Fam. 02
3m	81	297	Fam. 03
4m	61	187	Fam. 04
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors			
<b>Vector Count</b> 151 (151 Entries)			
<b>Hemisphere</b> Lower			
<b>Projection</b> Equal Angle			

Diagrama de planos de discontinuidades agrupados en familias a partir de los gráficos de dispersión en contornos.



Symbol	Feature			
○	Pole Vectors			
●	Critical Vectors			
<b>Kinematic Analysis</b> Planar Sliding				
<b>Slope Dip</b> 61				
<b>Slope Dip Direction</b> 248				
<b>Friction Angle</b> 35°				
<b>Lateral Limits</b> 20°				
		Critical	Total	%
Planar Sliding (All)		4	151	2.65%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	84	48	Fam. 01	
2m	85	172	Fam. 02	
3m	81	297	Fam. 03	
4m	61	187	Fam. 04	
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors				
<b>Vector Count</b> 151 (151 Entries)				
<b>Hemisphere</b> Lower				
<b>Projection</b> Equal Angle				

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar con limite lateral de 20° para un ángulo de fricción básico de 35°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Planar Sliding			
<b>Slope Dip</b>	61			
<b>Slope Dip Direction</b>	248			
<b>Friction Angle</b>	35°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Planar Sliding (All)		10	151	6.62%

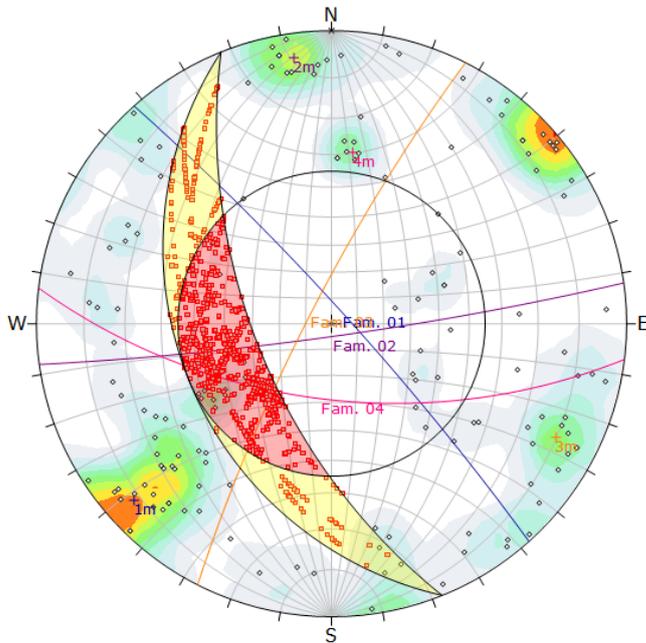
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	84	48	Fam. 01
2m	■	85	172	Fam. 02
3m	■	81	297	Fam. 03
4m	■	61	187	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	151 (151 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar sin límite lateral para un ángulo de fricción básico de 35°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
■	Critical Intersection

<b>Kinematic Analysis</b>	Wedge Sliding			
<b>Slope Dip</b>	61			
<b>Slope Dip Direction</b>	248			
<b>Friction Angle</b>	35°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Wedge Sliding		1177	11318	10.40%

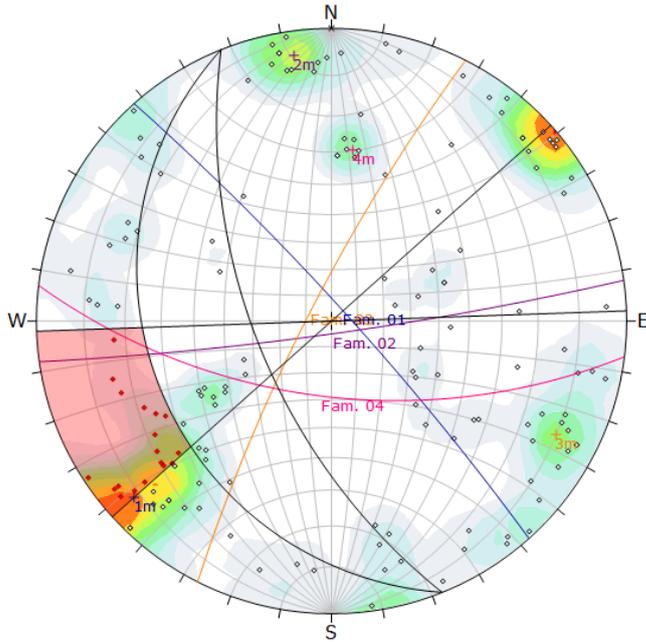
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	84	48	Fam. 01
2m	■	85	172	Fam. 02
3m	■	81	297	Fam. 03
4m	■	61	187	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	151 (151 Entries)
<b>Intersection Mode</b>	Grid Data Planes
<b>Intersections Count</b>	11318
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por cuña para un ángulo de fricción básico de 35°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Flexural Toppling
<b>Slope Dip</b>	61
<b>Slope Dip Direction</b>	248
<b>Friction Angle</b>	35°
<b>Lateral Limits</b>	20°

	Critical	Total	%
Flexural Toppling (All)	18	151	11.92%
Flexural Toppling (Set 1)	12	32	37.50%

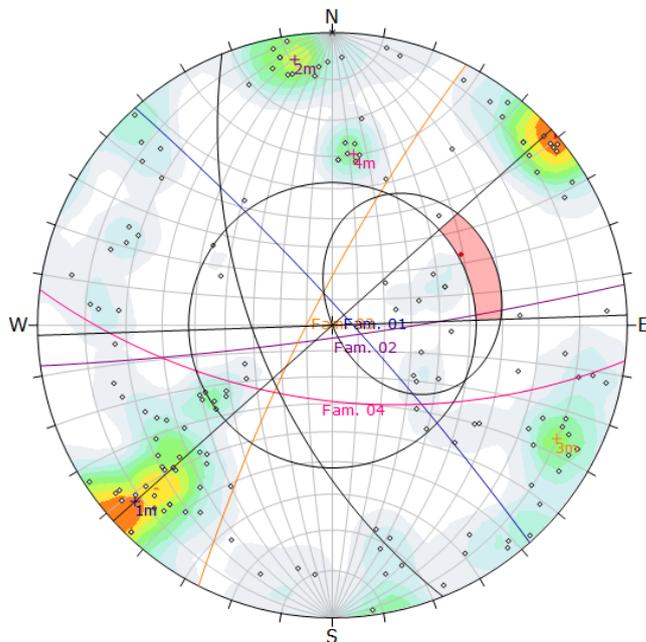
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	84	48	Fam. 01
2m	■	85	172	Fam. 02
3m	■	81	297	Fam. 03
4m	■	61	187	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	151 (151 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por vuelco para un ángulo de fricción básico de 35°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Planar Sliding
<b>Slope Dip</b>	61
<b>Slope Dip Direction</b>	248
<b>Friction Angle</b>	52°
<b>Lateral Limits</b>	20°

	Critical	Total	%
Planar Sliding (All)	1	151	0.66%

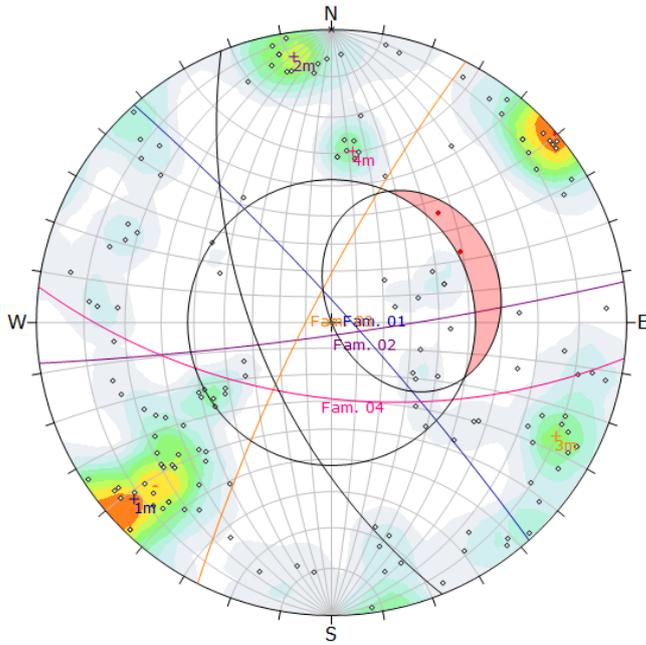
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	84	48	Fam. 01
2m	■	85	172	Fam. 02
3m	■	81	297	Fam. 03
4m	■	61	187	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	151 (151 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar con limite lateral de 20° para un ángulo de fricción básico de 52°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Planar Sliding			
<b>Slope Dip</b>	61			
<b>Slope Dip Direction</b>	248			
<b>Friction Angle</b>	52°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Planar Sliding (All)		2	151	1.32%

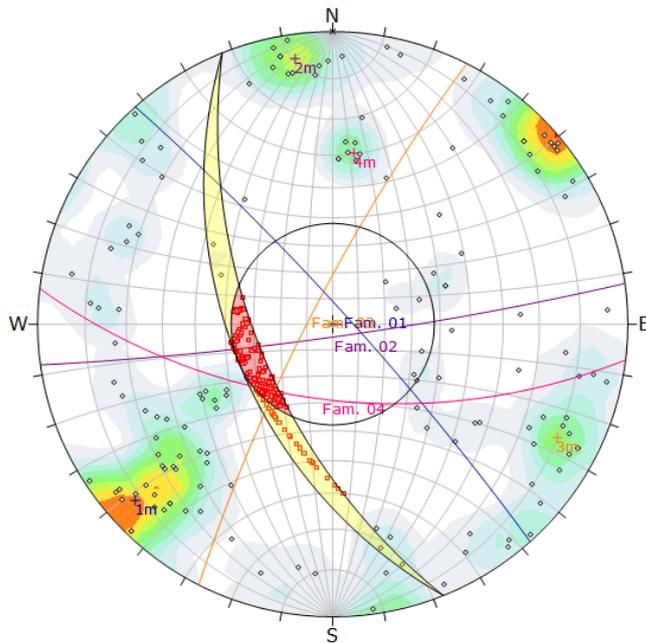
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	84	48	Fam. 01
2m	■	85	172	Fam. 02
3m	■	81	297	Fam. 03
4m	■	61	187	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	151 (151 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar sin límite lateral para un ángulo de fricción básico de 52°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Intersection

<b>Kinematic Analysis</b>	Wedge Sliding			
<b>Slope Dip</b>	61			
<b>Slope Dip Direction</b>	248			
<b>Friction Angle</b>	52°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Wedge Sliding		276	11318	2.44%

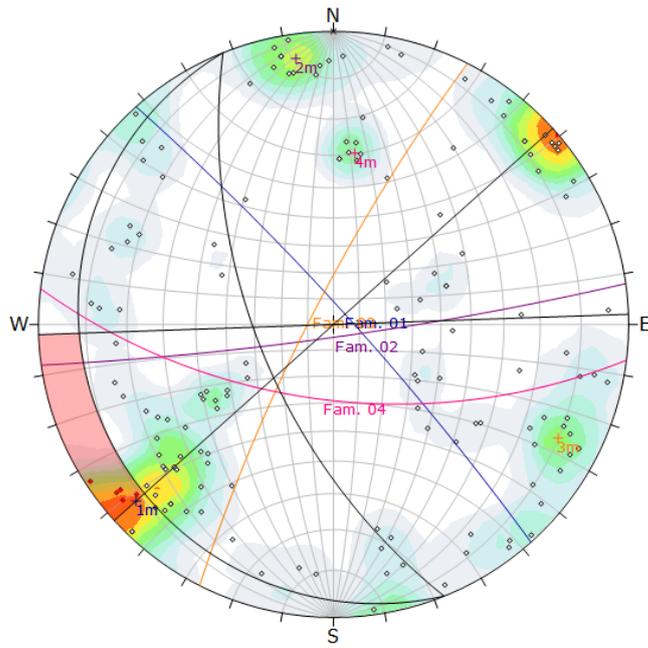
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	84	48	Fam. 01
2m	■	85	172	Fam. 02
3m	■	81	297	Fam. 03
4m	■	61	187	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	151 (151 Entries)
<b>Intersection Mode</b>	Grid Data Planes
<b>Intersections Count</b>	11318
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por cuña para un ángulo de fricción básico de 52°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Flexural Toppling		
<b>Slope Dip</b>	61		
<b>Slope Dip Direction</b>	248		
<b>Friction Angle</b>	52°		
<b>Lateral Limits</b>	20°		
	<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Flexural Toppling (All)	5	151	3.31%
Flexural Toppling (Set 1)	5	32	15.63%

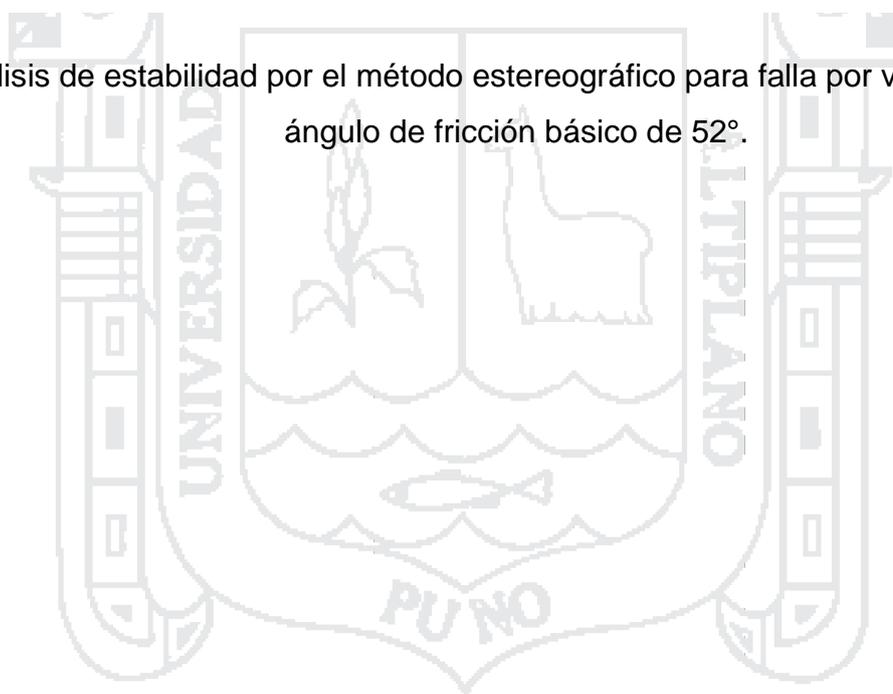
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	84	48	Fam. 01
2m	■	85	172	Fam. 02
3m	■	81	297	Fam. 03
4m	■	61	187	Fam. 04

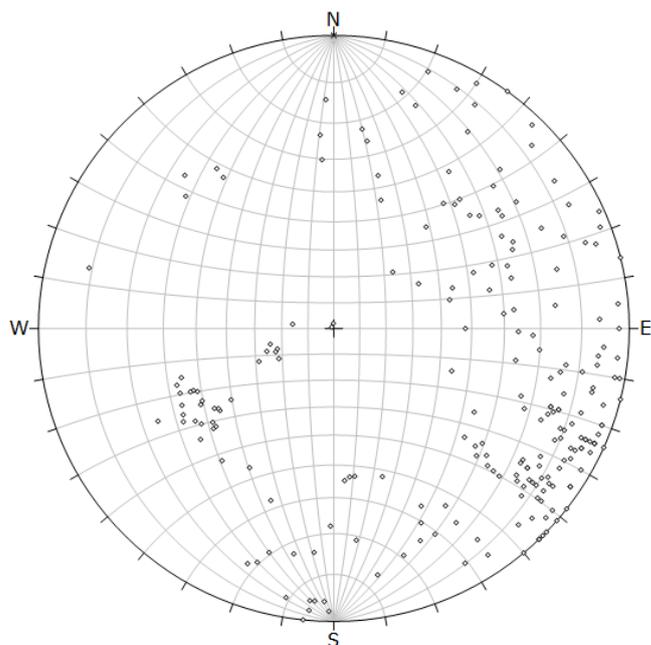
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	151 (151 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por vuelco para un ángulo de fricción básico de 52°.



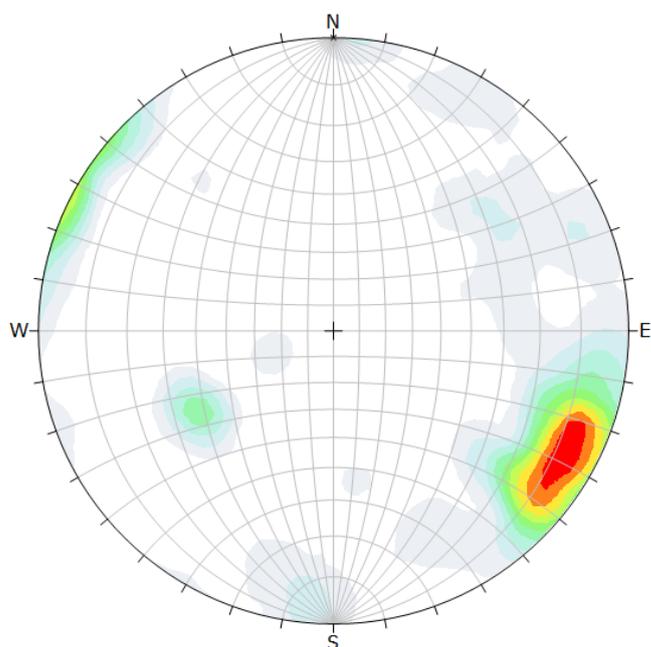
**Km 2+500 al 2+620**





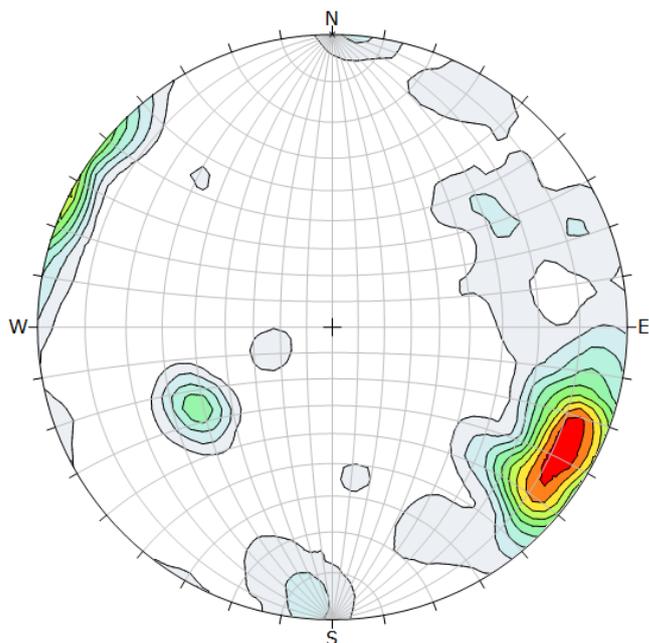
Symbol	Feature
◦	Pole Vectors
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	223 (223 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Representación de la distribución de polos en la red estereográfica que representan el número de polos coincidentes en una orientación dada.



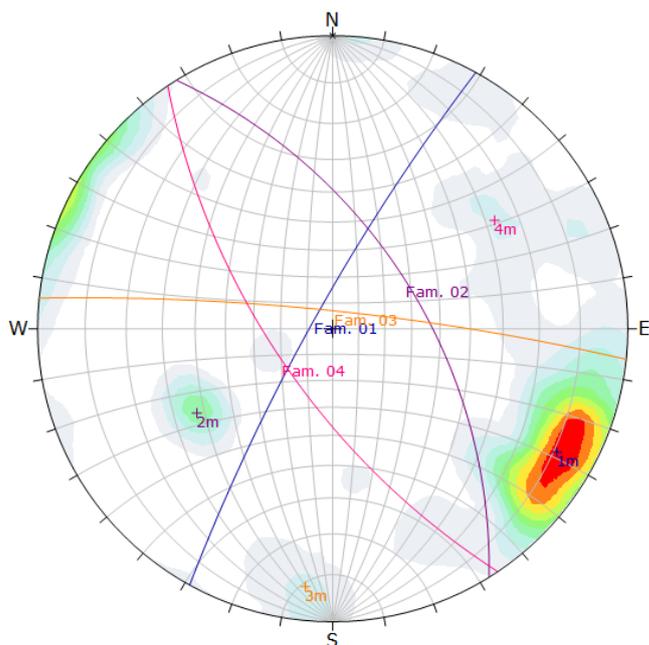
Color	Density Concentrations
	0.00 - 1.30
	1.30 - 2.60
	2.60 - 3.90
	3.90 - 5.20
	5.20 - 6.50
	6.50 - 7.80
	7.80 - 9.10
	9.10 - 10.40
	10.40 - 11.70
	11.70 - 13.00
<b>Maximum Density</b>	12.87%
<b>Contour Data</b>	Pole Vectors
<b>Contour Distribution</b>	Fisher
<b>Counting Circle Size</b>	1.0%
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	223 (223 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Diagrama de densidad de polos representado por familias en la proyección estereográfica de igual ángulo.



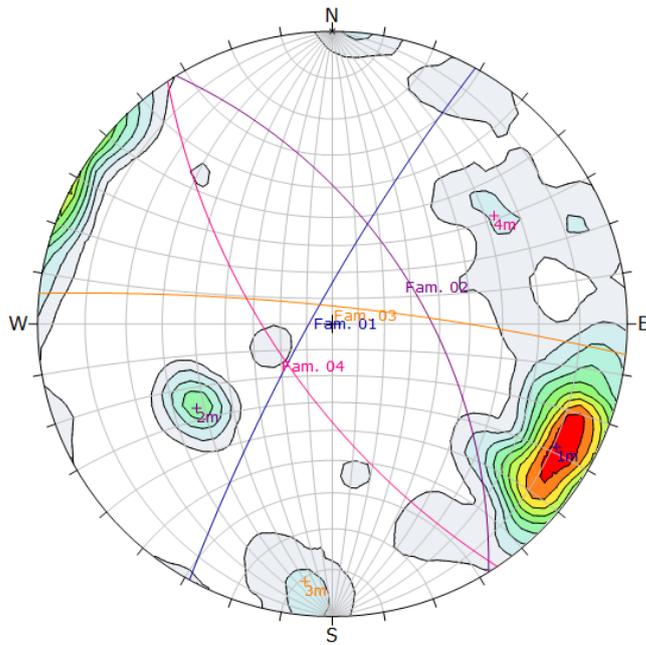
Color	Density Concentrations
	0.00 - 1.30
	1.30 - 2.60
	2.60 - 3.90
	3.90 - 5.20
	5.20 - 6.50
	6.50 - 7.80
	7.80 - 9.10
	9.10 - 10.40
	10.40 - 11.70
	11.70 - 13.00
<b>Maximum Density</b> 12.87%	
<b>Contour Data</b> Pole Vectors	
<b>Contour Distribution</b> Fisher	
<b>Counting Circle Size</b> 1.0%	
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors	
<b>Vector Count</b> 223 (223 Entries)	
<b>Hemisphere</b> Lower	
<b>Projection</b> Equal Angle	

Diagramas de densidad de polos en contornos para el análisis de las concentraciones medias y/o máximas de polos.



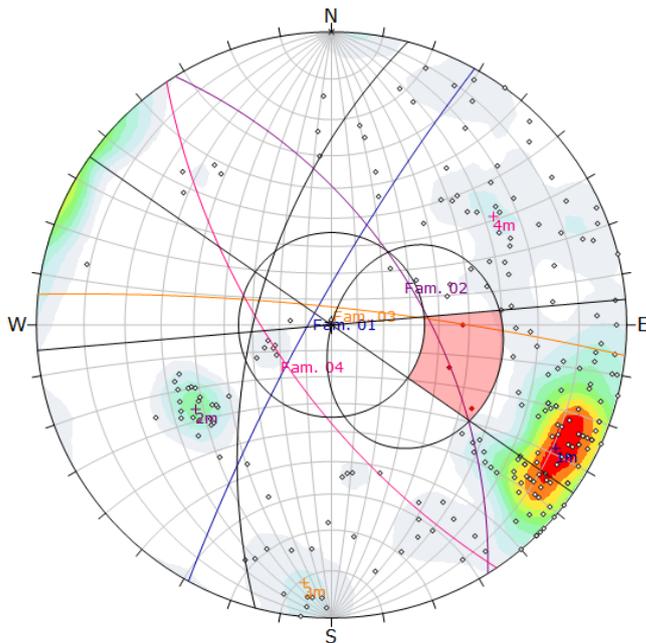
Color	Density Concentrations		
	0.00 - 1.30		
	1.30 - 2.60		
	2.60 - 3.90		
	3.90 - 5.20		
	5.20 - 6.50		
	6.50 - 7.80		
	7.80 - 9.10		
	9.10 - 10.40		
	10.40 - 11.70		
	11.70 - 13.00		
<b>Maximum Density</b> 12.87%			
<b>Contour Data</b> Pole Vectors			
<b>Contour Distribution</b> Fisher			
<b>Counting Circle Size</b> 1.0%			
Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1m	82	299	Fam. 01
2m	57	58	Fam. 02
3m	83	6	Fam. 03
4m	67	236	Fam. 04
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors			
<b>Vector Count</b> 223 (223 Entries)			
<b>Hemisphere</b> Lower			
<b>Projection</b> Equal Angle			

Diagrama de planos de discontinuidades representado y agrupados en familias a partir del grafico de polos.



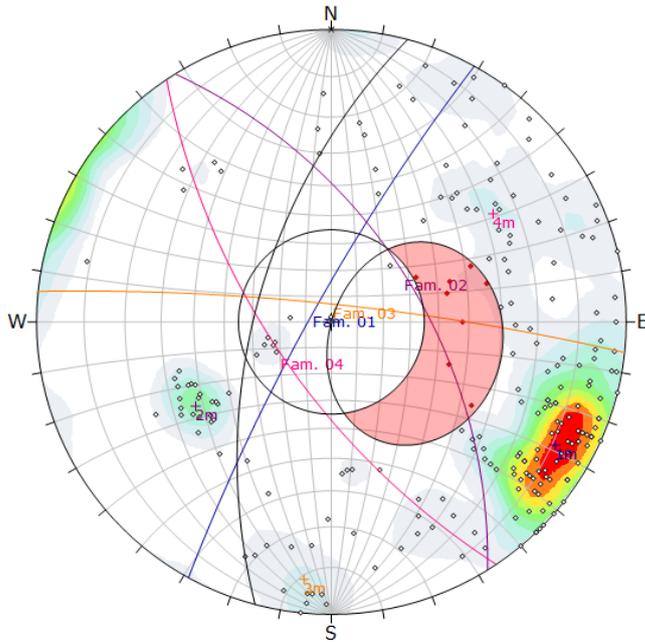
Color	Density Concentrations		
	0.00 - 1.30		
	1.30 - 2.60		
	2.60 - 3.90		
	3.90 - 5.20		
	5.20 - 6.50		
	6.50 - 7.80		
	7.80 - 9.10		
	9.10 - 10.40		
	10.40 - 11.70		
	11.70 - 13.00		
<b>Maximum Density</b> 12.87%			
<b>Contour Data</b> Pole Vectors			
<b>Contour Distribution</b> Fisher			
<b>Counting Circle Size</b> 1.0%			
Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>			
1m	82	299	Fam. 01
2m	57	58	Fam. 02
3m	83	6	Fam. 03
4m	67	236	Fam. 04
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors			
<b>Vector Count</b> 223 (223 Entries)			
<b>Hemisphere</b> Lower			
<b>Projection</b> Equal Angle			

Diagrama de planos de discontinuidades agrupados en familias a partir de los gráficos de dispersión en contornos.



Symbol	Feature			
○	Pole Vectors			
●	Critical Vectors			
<b>Kinematic Analysis</b> Planar Sliding				
<b>Slope Dip</b>	61			
<b>Slope Dip Direction</b>	285			
<b>Friction Angle</b>	35°			
<b>Lateral Limits</b>	20°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Planar Sliding (All)		3	223	1.35%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	82	299	Fam. 01	
2m	57	58	Fam. 02	
3m	83	6	Fam. 03	
4m	67	236	Fam. 04	
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors				
<b>Vector Count</b> 223 (223 Entries)				
<b>Hemisphere</b> Lower				
<b>Projection</b> Equal Angle				

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar con limite lateral de 20° para un ángulo de fricción básico de 35°.



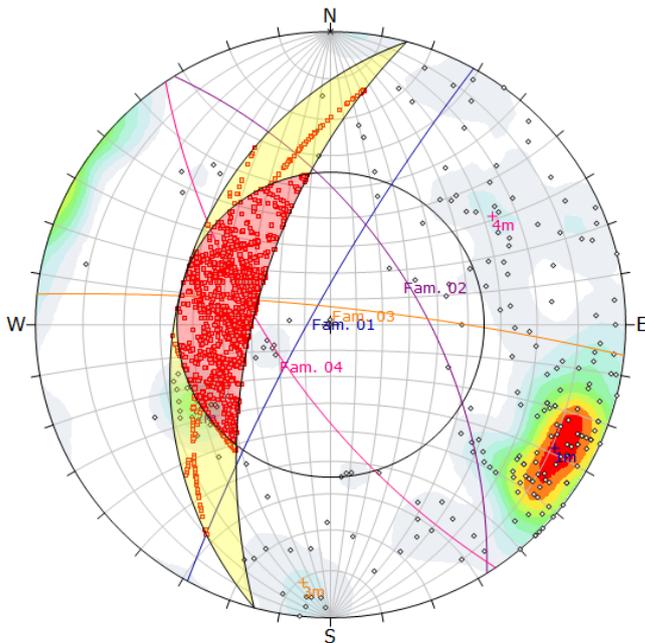
Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Planar Sliding			
<b>Slope Dip</b>	61			
<b>Slope Dip Direction</b>	285			
<b>Friction Angle</b>	35°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
	Planar Sliding (All)	8	223	3.59%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	82	299	Fam. 01
2m	■	57	58	Fam. 02
3m	■	83	6	Fam. 03
4m	■	67	236	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	223 (223 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar sin límite lateral para un ángulo de fricción básico de 35°.



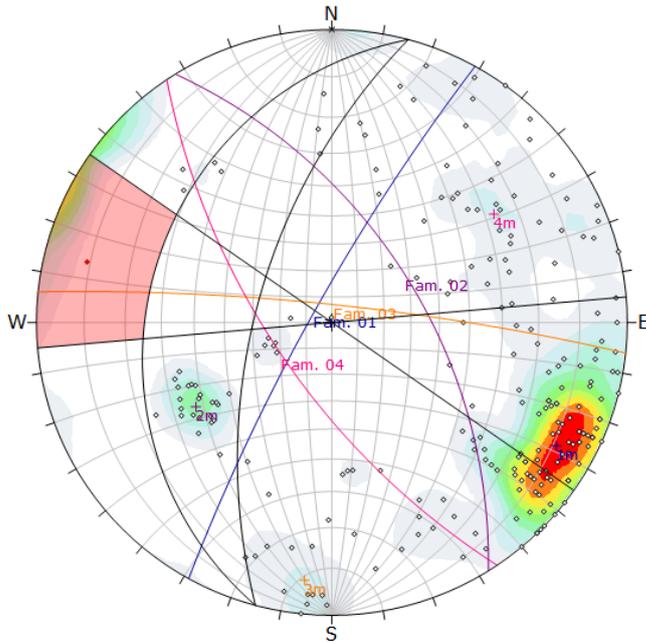
Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Intersection

<b>Kinematic Analysis</b>	Wedge Sliding			
<b>Slope Dip</b>	61			
<b>Slope Dip Direction</b>	285			
<b>Friction Angle</b>	35°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
	Wedge Sliding	1756	24742	7.10%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	82	299	Fam. 01
2m	■	57	58	Fam. 02
3m	■	83	6	Fam. 03
4m	■	67	236	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	223 (223 Entries)
<b>Intersection Mode</b>	Grid Data Planes
<b>Intersections Count</b>	24742
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por cuña para un ángulo de fricción básico de 35°.



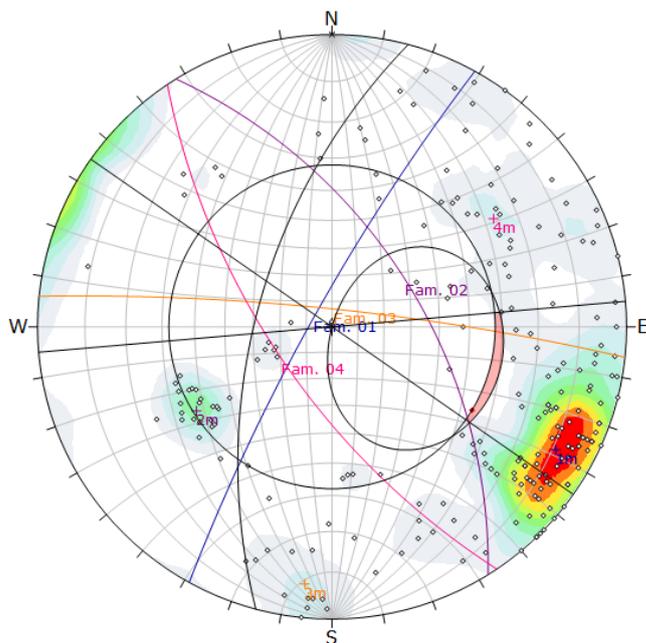
Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Flexural Toppling			
<b>Slope Dip</b>	61			
<b>Slope Dip Direction</b>	285			
<b>Friction Angle</b>	35°			
<b>Lateral Limits</b>	20°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Flexural Toppling (All)		1	223	0.45%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	82	299	Fam. 01
2m	■	57	58	Fam. 02
3m	■	83	6	Fam. 03
4m	■	67	236	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	223 (223 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por vuelco para un ángulo de fricción básico de 35°.



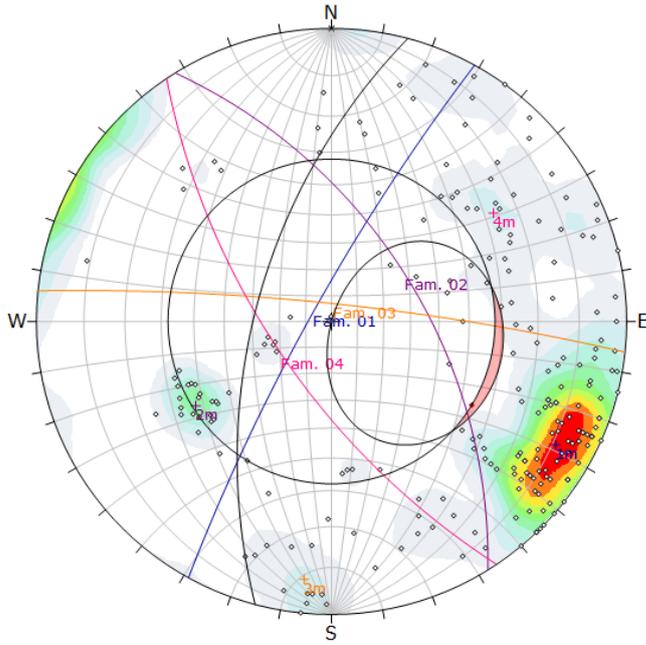
Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Planar Sliding			
<b>Slope Dip</b>	61			
<b>Slope Dip Direction</b>	285			
<b>Friction Angle</b>	58°			
<b>Lateral Limits</b>	20°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Planar Sliding (All)		1	223	0.45%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	82	299	Fam. 01
2m	■	57	58	Fam. 02
3m	■	83	6	Fam. 03
4m	■	67	236	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	223 (223 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar con limite lateral de 20° para un ángulo de fricción básico de 58°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Planar Sliding			
<b>Slope Dip</b>	61			
<b>Slope Dip Direction</b>	285			
<b>Friction Angle</b>	58°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
	Planar Sliding (All)	1	223	0.45%

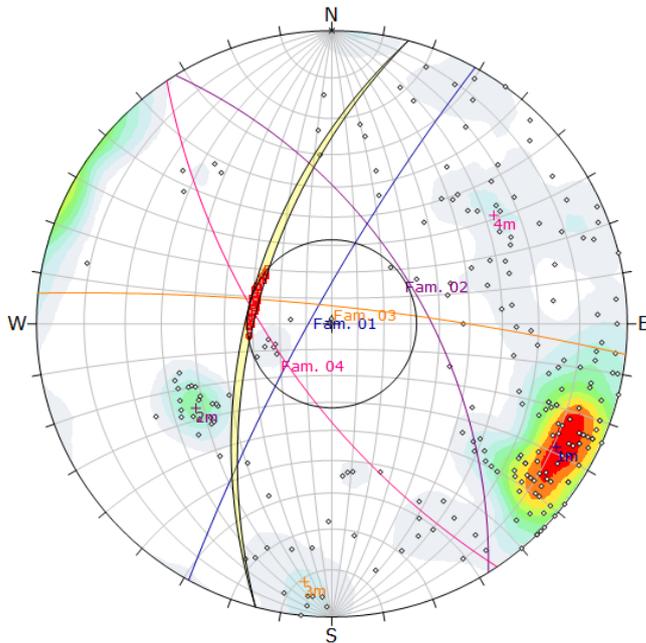
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	82	299	Fam. 01
2m	■	57	58	Fam. 02
3m	■	83	6	Fam. 03
4m	■	67	236	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	223 (223 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar sin límite lateral para un ángulo de fricción básico de 58°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Intersection

<b>Kinematic Analysis</b>	Wedge Sliding			
<b>Slope Dip</b>	61			
<b>Slope Dip Direction</b>	285			
<b>Friction Angle</b>	58°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
	Wedge Sliding	165	24742	0.67%

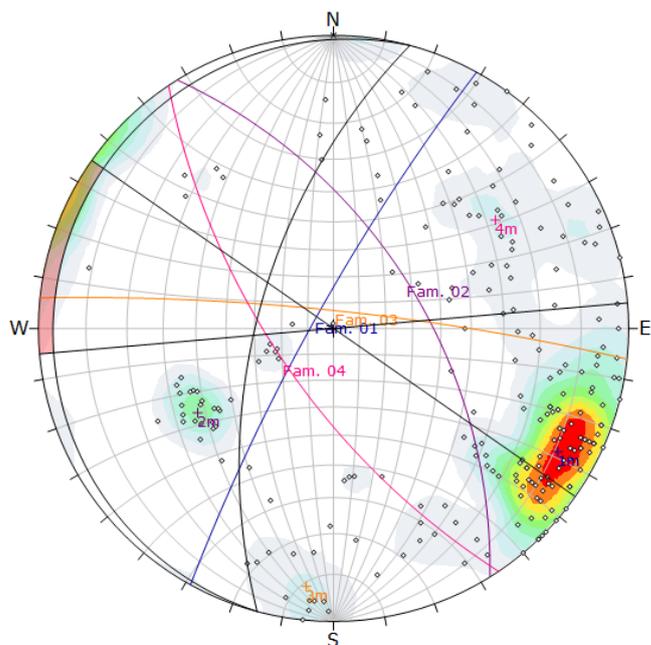
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	82	299	Fam. 01
2m	■	57	58	Fam. 02
3m	■	83	6	Fam. 03
4m	■	67	236	Fam. 04

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	223 (223 Entries)
<b>Intersection Mode</b>	Grid Data Planes
<b>Intersections Count</b>	24742
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por cuña para un ángulo de fricción básico de 58°.



Symbol	Feature
◦	Pole Vectors
•	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Flexural Topping
<b>Slope Dip</b>	61
<b>Slope Dip Direction</b>	285
<b>Friction Angle</b>	58°
<b>Lateral Limits</b>	20°

	Critical	Total	%
Flexural Topping (All)	0	223	0.00%

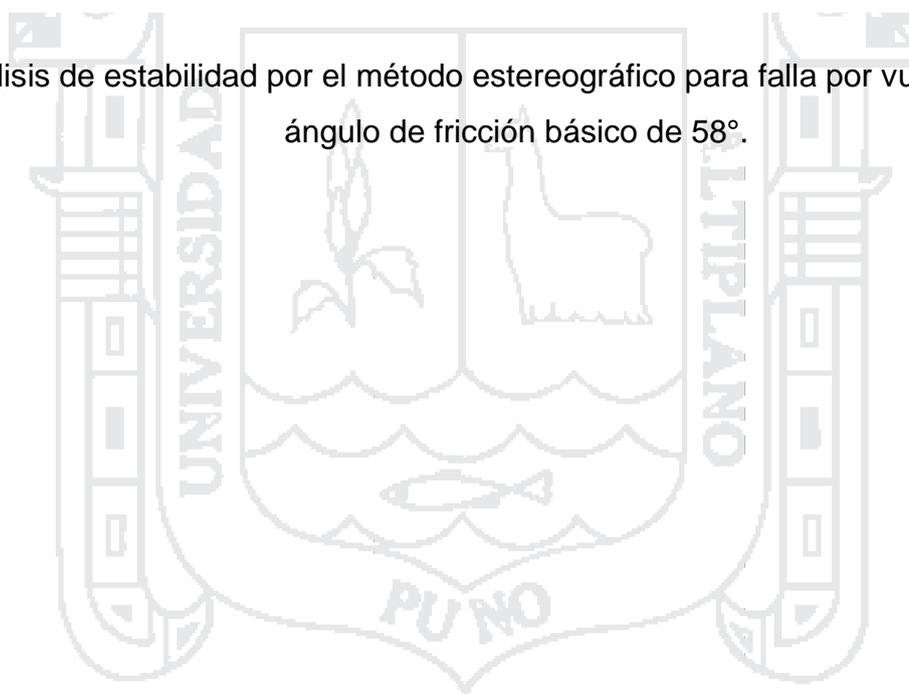
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	82	299	Fam. 01
2m	■	57	58	Fam. 02
3m	■	83	6	Fam. 03
4m	■	67	236	Fam. 04

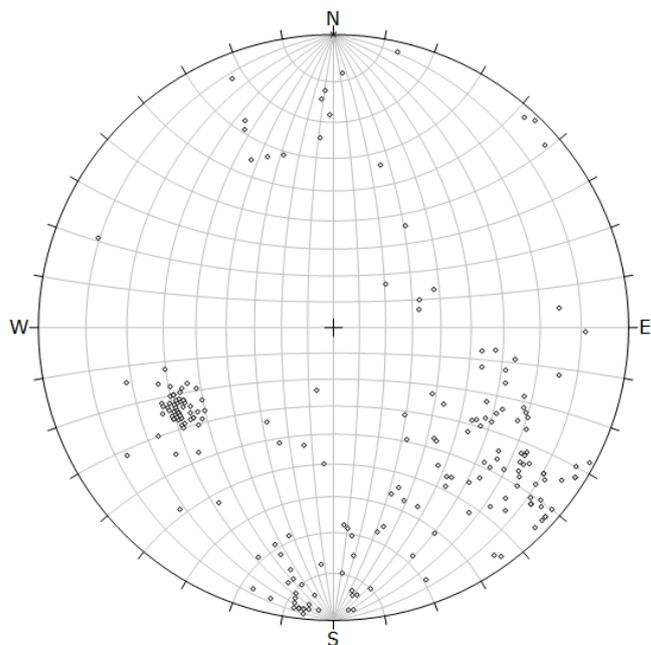
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	223 (223 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por vuelco para un ángulo de fricción básico de 58°.



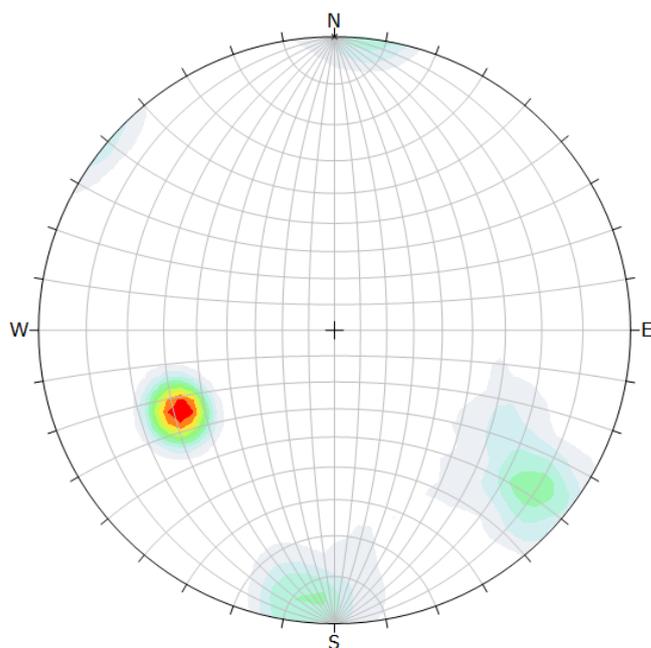
**Km 2+620 al 2+760**





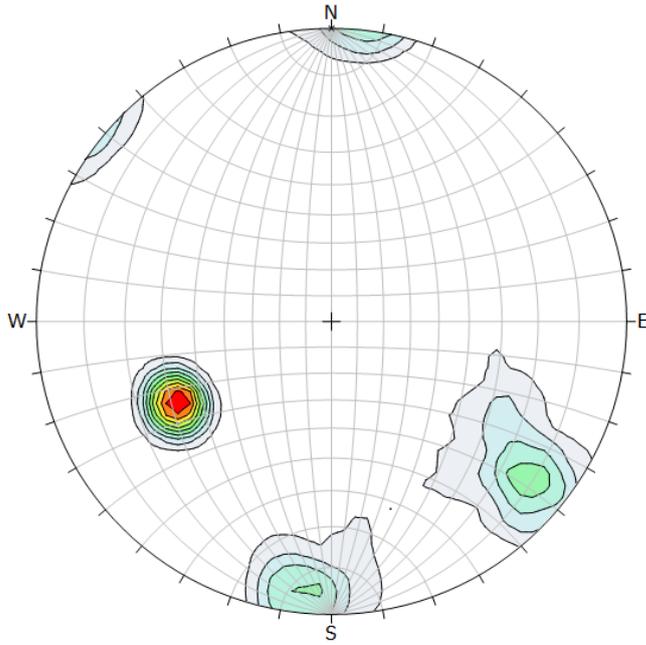
Symbol	Feature
◦	Pole Vectors
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors	
<b>Vector Count</b> 210 (210 Entries)	
<b>Hemisphere</b> Lower	
<b>Projection</b> Equal Angle	

Representación de la distribución de polos en la red estereográfica que representan el número de polos coincidentes en una orientación dada.



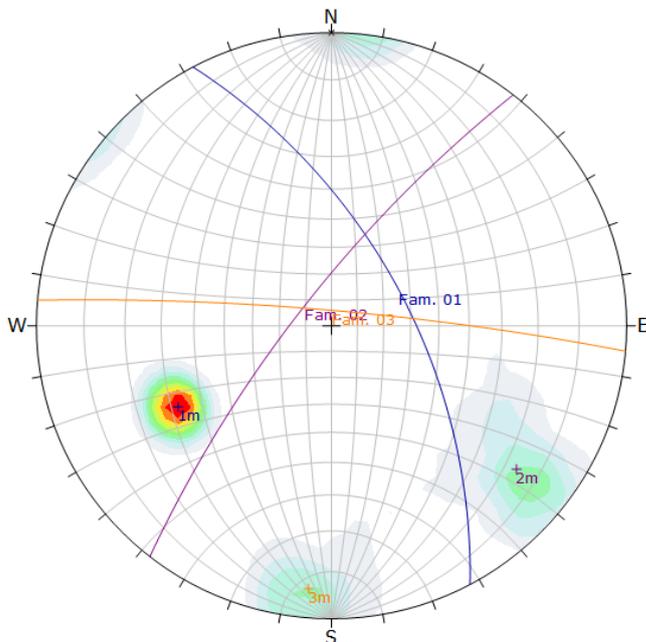
Color	Density Concentrations
	0.00 - 2.30
	2.30 - 4.60
	4.60 - 6.90
	6.90 - 9.20
	9.20 - 11.50
	11.50 - 13.80
	13.80 - 16.10
	16.10 - 18.40
	18.40 - 20.70
	20.70 - 23.00
<b>Maximum Density</b> 22.97%	
<b>Contour Data</b> Pole Vectors	
<b>Contour Distribution</b> Fisher	
<b>Counting Circle Size</b> 1.0%	
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors	
<b>Vector Count</b> 210 (210 Entries)	
<b>Hemisphere</b> Lower	
<b>Projection</b> Equal Angle	

Diagrama de densidad de polos representado por familias en la proyección estereográfica de igual ángulo.



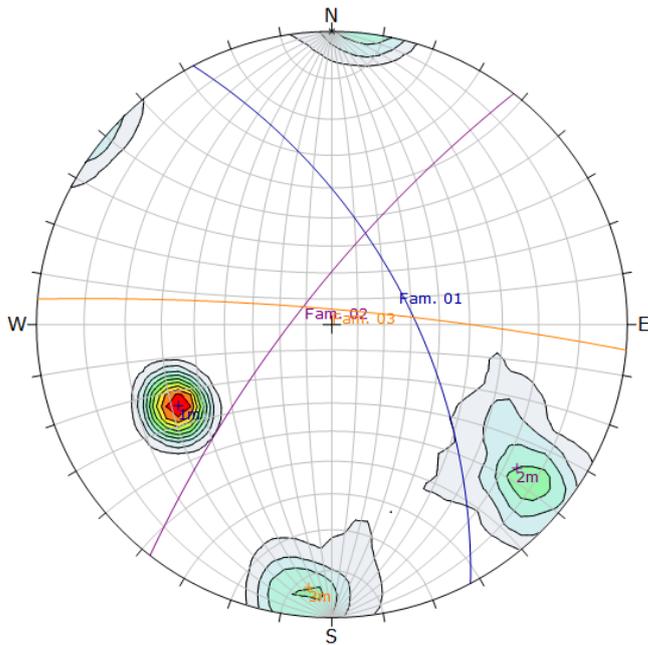
Color	Density Concentrations		
	0.00 - 2.30		
	2.30 - 4.60		
	4.60 - 6.90		
	6.90 - 9.20		
	9.20 - 11.50		
	11.50 - 13.80		
	13.80 - 16.10		
	16.10 - 18.40		
	18.40 - 20.70		
	20.70 - 23.00		
<b>Maximum Density</b>	22.97%		
<b>Contour Data</b>	Pole Vectors		
<b>Contour Distribution</b>	Fisher		
<b>Counting Circle Size</b>	1.0%		
Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1m	61	62	Fam. 01
2m	77	308	Fam. 02
3m	84	5	Fam. 03
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors		
<b>Vector Count</b>	210 (210 Entries)		
<b>Hemisphere</b>	Lower		
<b>Projection</b>	Equal Angle		

Diagramas de densidad de polos en contornos para el análisis de las concentraciones medias y/o máximas de polos.



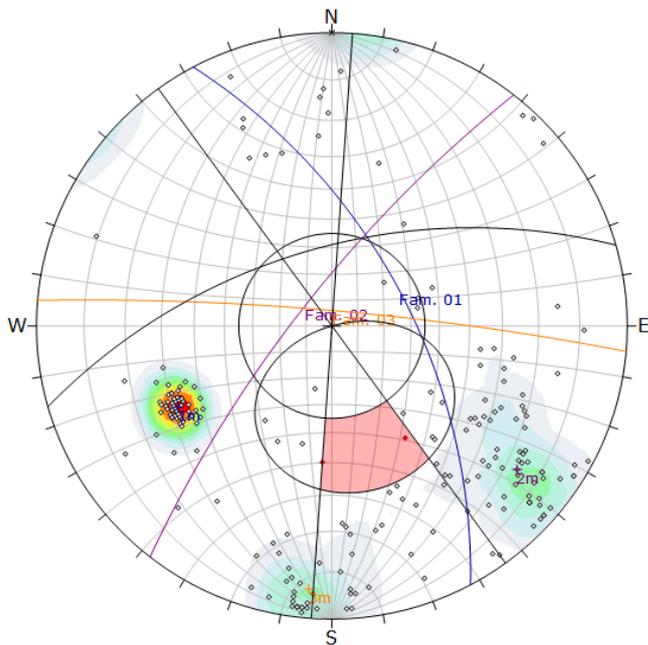
Color	Density Concentrations		
	0.00 - 2.30		
	2.30 - 4.60		
	4.60 - 6.90		
	6.90 - 9.20		
	9.20 - 11.50		
	11.50 - 13.80		
	13.80 - 16.10		
	16.10 - 18.40		
	18.40 - 20.70		
	20.70 - 23.00		
<b>Maximum Density</b>	22.97%		
<b>Contour Data</b>	Pole Vectors		
<b>Contour Distribution</b>	Fisher		
<b>Counting Circle Size</b>	1.0%		
Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1m	61	62	Fam. 01
2m	77	308	Fam. 02
3m	84	5	Fam. 03
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors		
<b>Vector Count</b>	210 (210 Entries)		
<b>Hemisphere</b>	Lower		
<b>Projection</b>	Equal Angle		

Diagrama de planos de discontinuidades representado y agrupados en familias a partir del grafico de polos.



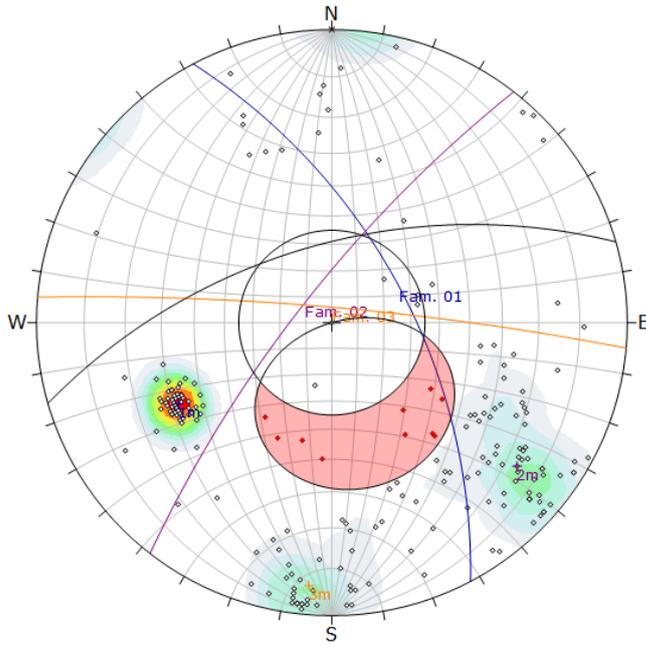
Color	Density Concentrations		
	0.00 - 2.30		
	2.30 - 4.60		
	4.60 - 6.90		
	6.90 - 9.20		
	9.20 - 11.50		
	11.50 - 13.80		
	13.80 - 16.10		
	16.10 - 18.40		
	18.40 - 20.70		
	20.70 - 23.00		
<b>Maximum Density</b> 22.97%			
<b>Contour Data</b> Pole Vectors			
<b>Contour Distribution</b> Fisher			
<b>Counting Circle Size</b> 1.0%			
Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>			
1m	61	62	Fam. 01
2m	77	308	Fam. 02
3m	84	5	Fam. 03
<b>Plot Mode</b>		Pole Vectors	
<b>Vector Count</b>		210 (210 Entries)	
<b>Hemisphere</b>		Lower	
<b>Projection</b>		Equal Angle	

Diagrama de planos de discontinuidades agrupados en familias a partir de los gráficos de dispersión en contornos.



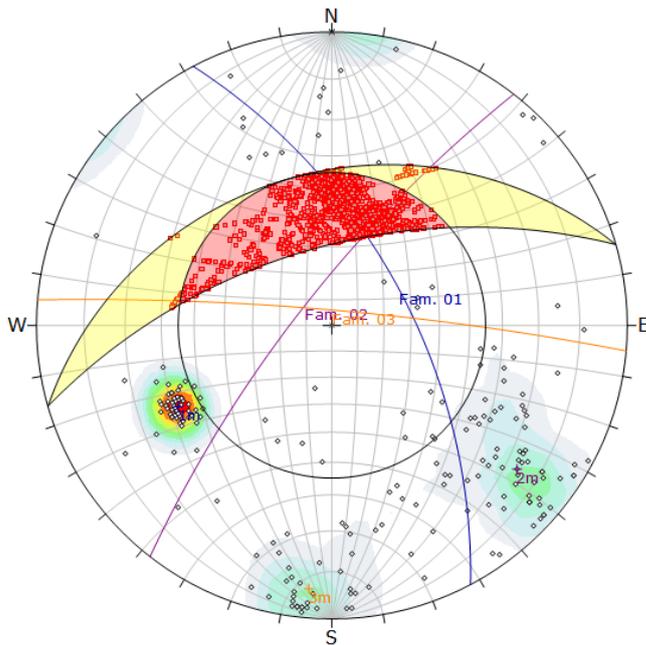
Symbol	Feature			
○	Pole Vectors			
●	Critical Vectors			
<b>Kinematic Analysis</b> Planar Sliding				
<b>Slope Dip</b> 60				
<b>Slope Dip Direction</b> 344				
<b>Friction Angle</b> 35°				
<b>Lateral Limits</b> 20°				
		Critical	Total	%
Planar Sliding (All)		2	210	0.95%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	61	62	Fam. 01	
2m	77	308	Fam. 02	
3m	84	5	Fam. 03	
<b>Plot Mode</b>		Pole Vectors		
<b>Vector Count</b>		210 (210 Entries)		
<b>Hemisphere</b>		Lower		
<b>Projection</b>		Equal Angle		

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar con limite lateral de 20° para un ángulo de fricción básico de 35°.



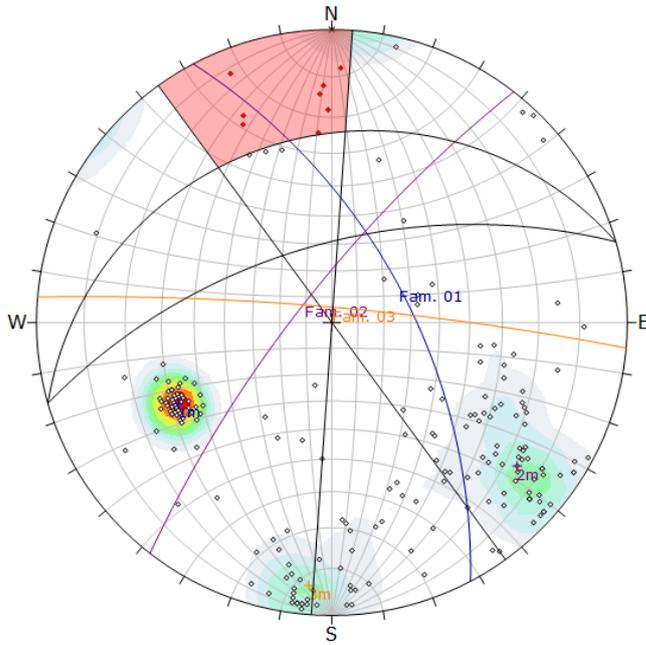
Symbol	Feature			
◦	Pole Vectors			
•	Critical Vectors			
<b>Kinematic Analysis</b> Planar Sliding				
<b>Slope Dip</b>	60			
<b>Slope Dip Direction</b>	344			
<b>Friction Angle</b>	35°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Planar Sliding (All)		10	210	4.76%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	61	62	Fam. 01	
2m	77	308	Fam. 02	
3m	84	5	Fam. 03	
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors			
<b>Vector Count</b>	210 (210 Entries)			
<b>Hemisphere</b>	Lower			
<b>Projection</b>	Equal Angle			

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar sin límite lateral para un ángulo de fricción básico de 35°.



Symbol	Feature			
◦	Pole Vectors			
•	Critical Intersection			
<b>Kinematic Analysis</b> Wedge Sliding				
<b>Slope Dip</b>	60			
<b>Slope Dip Direction</b>	344			
<b>Friction Angle</b>	35°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Wedge Sliding		3874	21921	17.67%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	61	62	Fam. 01	
2m	77	308	Fam. 02	
3m	84	5	Fam. 03	
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors			
<b>Vector Count</b>	210 (210 Entries)			
<b>Intersection Mode</b>	Grid Data Planes			
<b>Intersections Count</b>	21921			
<b>Hemisphere</b>	Lower			
<b>Projection</b>	Equal Angle			

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por cuña para un ángulo de fricción básico de 35°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Flexural Toppling			
<b>Slope Dip</b>	60			
<b>Slope Dip Direction</b>	344			
<b>Friction Angle</b>	35°			
<b>Lateral Limits</b>	20°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Flexural Toppling (All)		8	210	3.81%

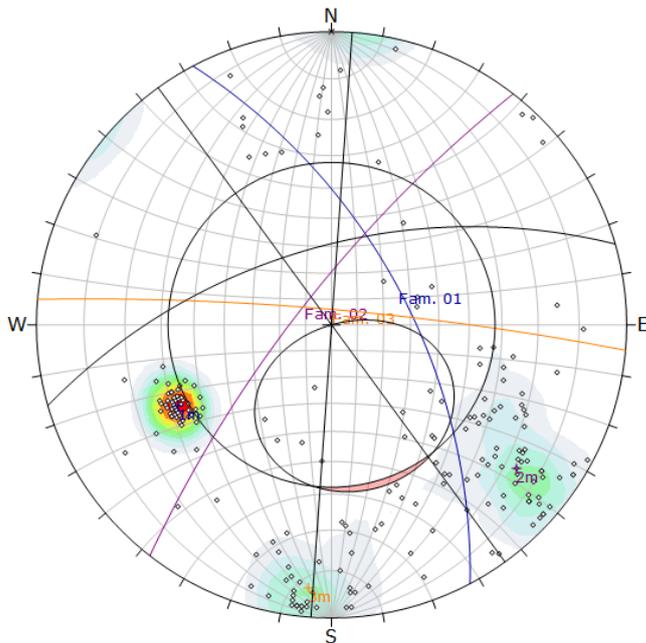
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	61	62	Fam. 01
2m	■	77	308	Fam. 02
3m	■	84	5	Fam. 03

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	210 (210 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por vuelco para un ángulo de fricción básico de 35°.



Symbol	Feature
○	Pole Vectors
●	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Planar Sliding			
<b>Slope Dip</b>	60			
<b>Slope Dip Direction</b>	344			
<b>Friction Angle</b>	58°			
<b>Lateral Limits</b>	20°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Planar Sliding (All)		0	210	0.00%

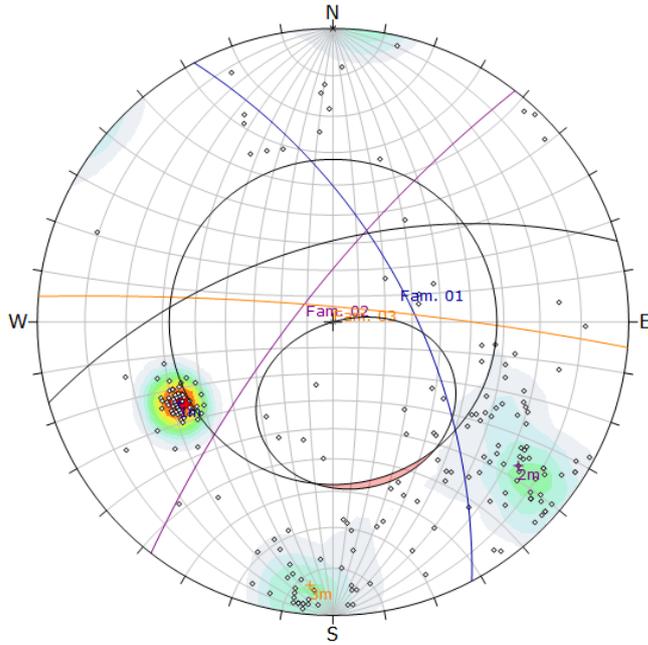
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	■	61	62	Fam. 01
2m	■	77	308	Fam. 02
3m	■	84	5	Fam. 03

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	210 (210 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar con limite lateral de 20° para un ángulo de fricción básico de 58°.



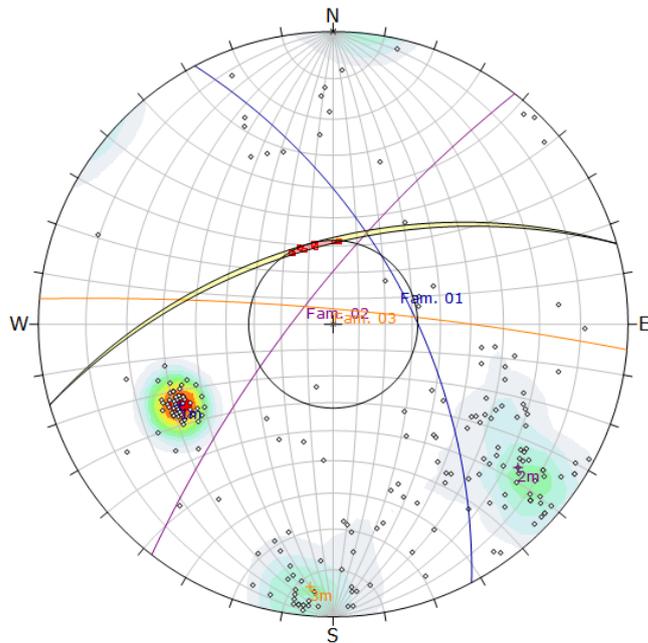
Symbol	Feature
◦	Pole Vectors
•	Critical Vectors

<b>Kinematic Analysis</b>	Planar Sliding			
<b>Slope Dip</b>	60			
<b>Slope Dip Direction</b>	344			
<b>Friction Angle</b>	58°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Planar Sliding (All)		0	210	0.00%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m		61	62	Fam. 01
2m		77	308	Fam. 02
3m		84	5	Fam. 03

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	210 (210 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla planar sin límite lateral para un ángulo de fricción básico de 58°.



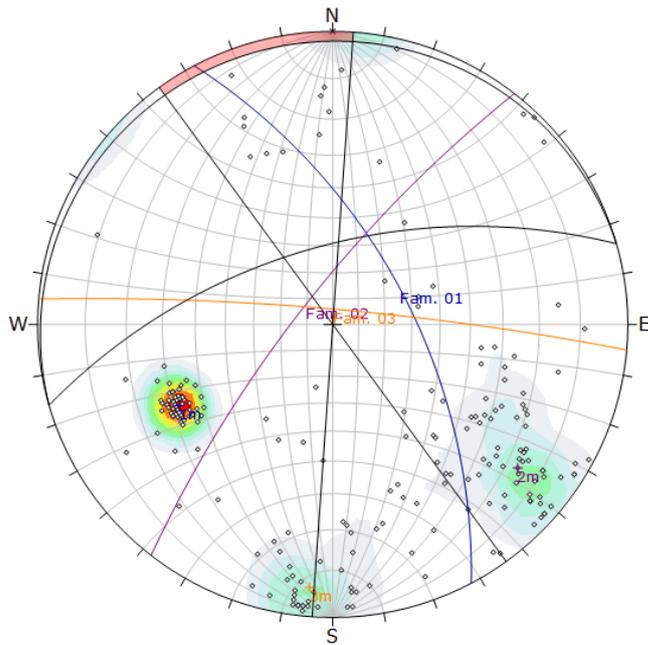
Symbol	Feature
◦	Pole Vectors
•	Critical Intersection

<b>Kinematic Analysis</b>	Wedge Sliding			
<b>Slope Dip</b>	60			
<b>Slope Dip Direction</b>	344			
<b>Friction Angle</b>	58°			
		<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>
Wedge Sliding		23	21921	0.10%

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m		61	62	Fam. 01
2m		77	308	Fam. 02
3m		84	5	Fam. 03

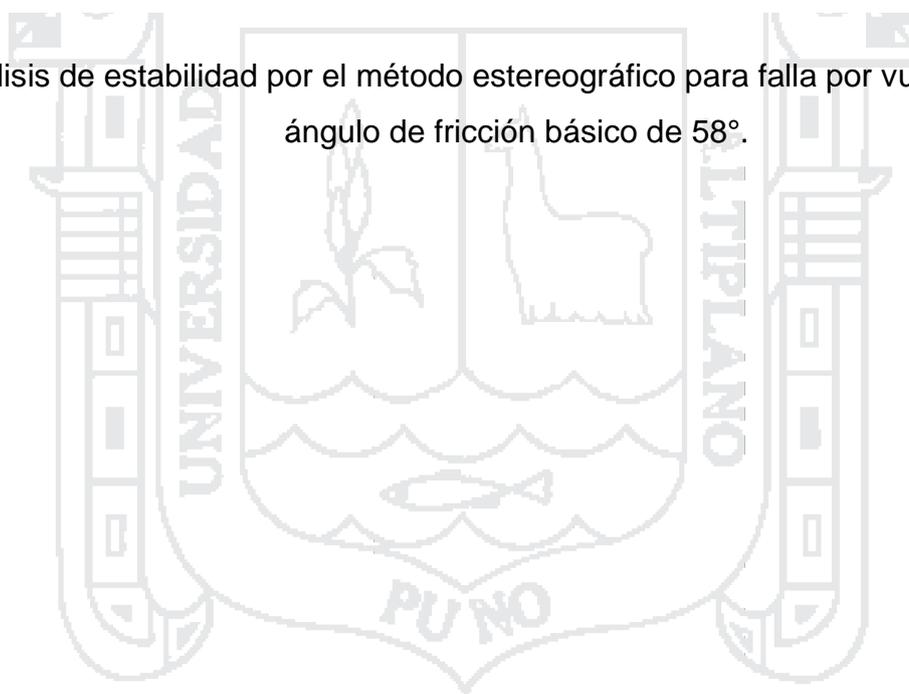
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	210 (210 Entries)
<b>Intersection Mode</b>	Grid Data Planes
<b>Intersections Count</b>	21921
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por cuña para un ángulo de fricción básico de 58°.



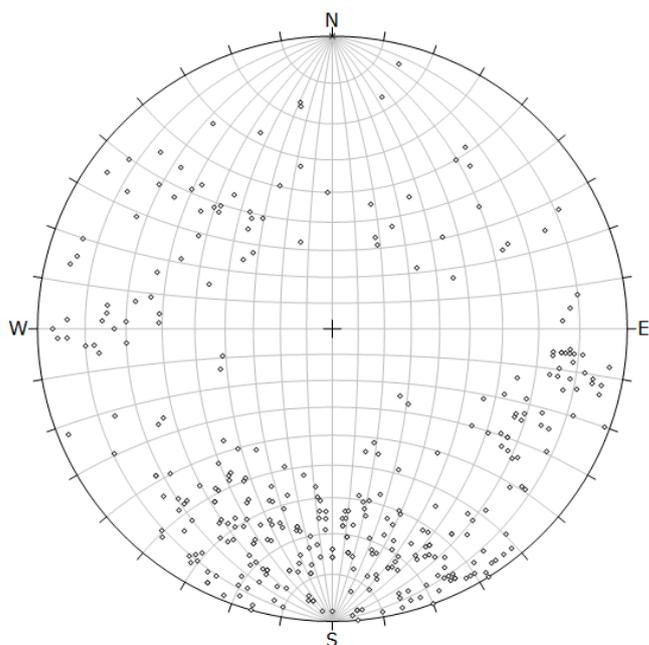
Symbol	Feature			
○	Pole Vectors			
●	Critical Vectors			
<b>Kinematic Analysis</b> Flexural Toppling				
<b>Slope Dip</b>	60			
<b>Slope Dip Direction</b>	344			
<b>Friction Angle</b>	58°			
<b>Lateral Limits</b>	20°			
	<b>Critical</b>	<b>Total</b>	<b>%</b>	
Flexural Toppling (All)		0	210	0.00%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
<b>Mean Set Planes</b>				
1m	61	62	Fam. 01	
2m	77	308	Fam. 02	
3m	84	5	Fam. 03	
<b>Plot Mode</b>		Pole Vectors		
<b>Vector Count</b>		210 (210 Entries)		
<b>Hemisphere</b>		Lower		
<b>Projection</b>		Equal Angle		

Análisis de estabilidad por el método estereográfico para falla por vuelco para un ángulo de fricción básico de 58°.



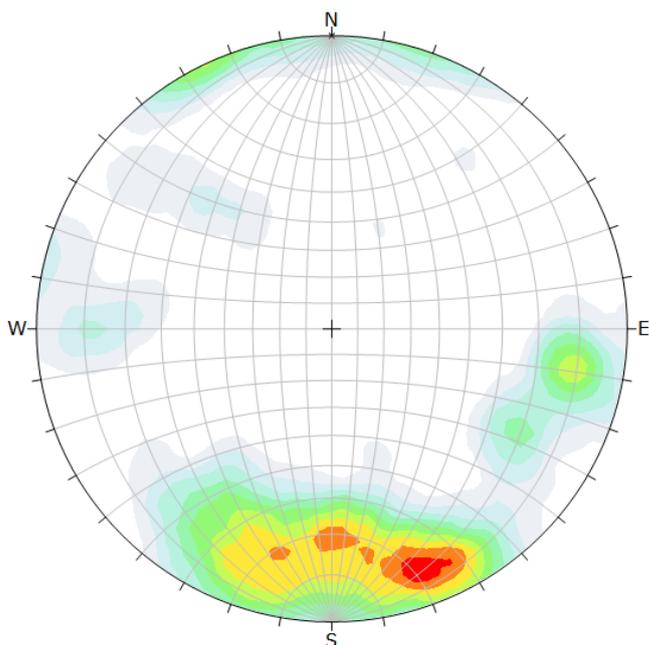
**Km 6+400 al 6+700**





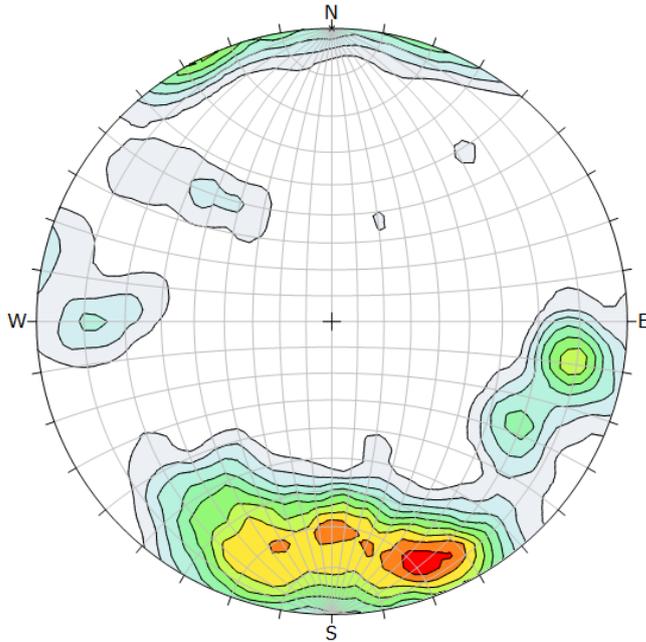
Symbol	Feature
◦	Pole Vectors
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors	
<b>Vector Count</b> 349 (349 Entries)	
<b>Hemisphere</b> Lower	
<b>Projection</b> Equal Angle	

Representación de la distribución de polos en la red estereográfica que representan el número de polos coincidentes en una orientación dada.



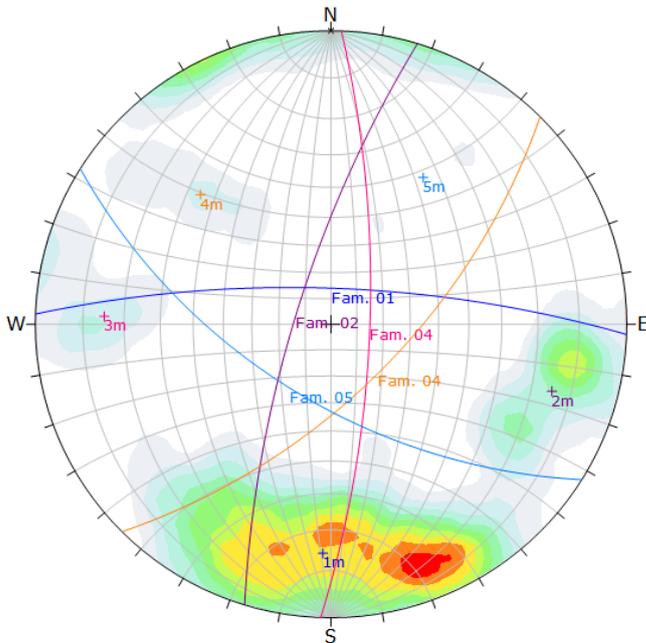
Color	Density Concentrations
	0.00 - 0.80
	0.80 - 1.60
	1.60 - 2.40
	2.40 - 3.20
	3.20 - 4.00
	4.00 - 4.80
	4.80 - 5.60
	5.60 - 6.40
	6.40 - 7.20
	7.20 - 8.00
<b>Maximum Density</b> 7.89%	
<b>Contour Data</b> Pole Vectors	
<b>Contour Distribution</b> Fisher	
<b>Counting Circle Size</b> 1.0%	
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors	
<b>Vector Count</b> 349 (349 Entries)	
<b>Hemisphere</b> Lower	
<b>Projection</b> Equal Angle	

Diagrama de densidad de polos representado por familias en la proyección estereográfica de igual ángulo.



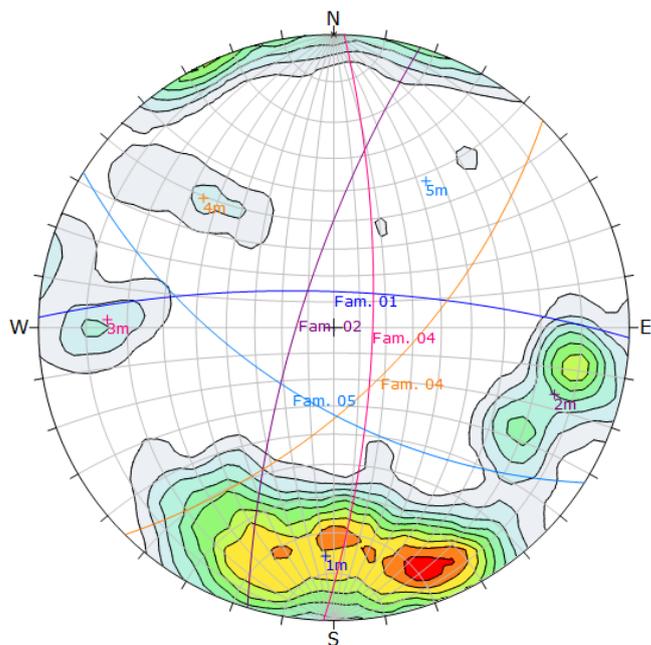
Color	Density Concentrations
	0.00 - 0.80
	0.80 - 1.60
	1.60 - 2.40
	2.40 - 3.20
	3.20 - 4.00
	4.00 - 4.80
	4.80 - 5.60
	5.60 - 6.40
	6.40 - 7.20
	7.20 - 8.00
<b>Maximum Density</b>	7.89%
<b>Contour Data</b>	Pole Vectors
<b>Contour Distribution</b>	Fisher
<b>Counting Circle Size</b>	1.0%
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	349 (349 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Diagramas de densidad de polos en contornos para el análisis de las concentraciones medias y/o máximas de polos.



Color	Density Concentrations		
	0.00 - 0.80		
	0.80 - 1.60		
	1.60 - 2.40		
	2.40 - 3.20		
	3.20 - 4.00		
	4.00 - 4.80		
	4.80 - 5.60		
	5.60 - 6.40		
	6.40 - 7.20		
	7.20 - 8.00		
<b>Maximum Density</b>	7.89%		
<b>Contour Data</b>	Pole Vectors		
<b>Contour Distribution</b>	Fisher		
<b>Counting Circle Size</b>	1.0%		
Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1m	76	2	Fam. 01
2m	76	287	Fam. 02
3m	75	92	Fam. 04
4m	64	135	Fam. 04
5m	61	212	Fam. 05
<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors		
<b>Vector Count</b>	349 (349 Entries)		
<b>Hemisphere</b>	Lower		
<b>Projection</b>	Equal Angle		

Diagrama de planos de discontinuidades representado y agrupados en familias a partir del grafico de polos.



Color	Density Concentrations
	0.00 - 0.80
	0.80 - 1.60
	1.60 - 2.40
	2.40 - 3.20
	3.20 - 4.00
	4.00 - 4.80
	4.80 - 5.60
	5.60 - 6.40
	6.40 - 7.20
	7.20 - 8.00
<b>Maximum Density</b>	7.89%
<b>Contour Data</b>	Pole Vectors
<b>Contour Distribution</b>	Fisher
<b>Counting Circle Size</b>	1.0%

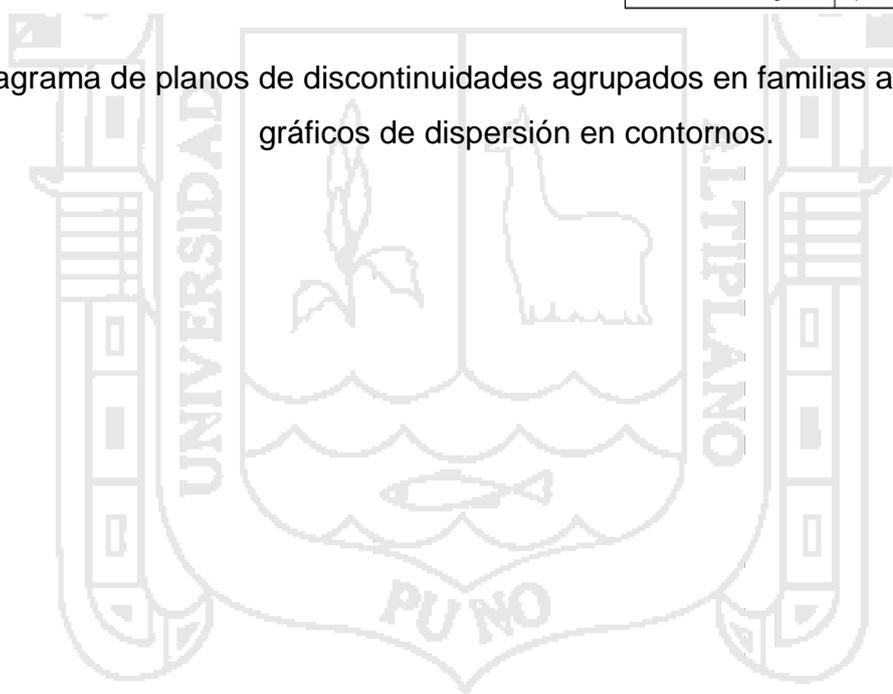
  

	Color	Dip	Dip Direction	Label
<b>Mean Set Planes</b>				
1m		76	2	Fam. 01
2m		76	287	Fam. 02
3m		75	92	Fam. 04
4m		64	135	Fam. 04
5m		61	212	Fam. 05

<b>Plot Mode</b>	Pole Vectors
<b>Vector Count</b>	349 (349 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

Diagrama de planos de discontinuidades agrupados en familias a partir de los gráficos de dispersión en contornos.



A-6

**RESULTADOS DE LA CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA**



**Catarata: km 1+400 al 1+580**

**Índice de designación de la calidad de la roca RQD:**

RQD = 94

**Clasificación de Bieniawski RMR:**

a) Parámetros de clasificación y sus valores

Parámetros			Escalas de valores						
1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Índice de carga puntual	≥ 10	10 – 4	4 – 2	2 – 1	Resistencia baja		
		Compresión simple (MPa)	≥ 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 - 5	5 - 1	≤ 1
Valoración			15	12	7	4	2	1	0
2	Índice de calidad de roca - RQD (%)		100 – 90	90 – 75	75 – 50	50 – 25	25 – 0		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamientos de juntas (m)		≥ 3	3 – 0.60	0.60 – 0.20	0.20 – 0.060	≤ 0.060		
	Valoración		25	20	12	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades	Longitud de discontinuidad (m)	≤ 1	1 – 3	3 - 10	10 – 20	≥ 20		
		Valoración	6	5	2	1	0		
		Abertura (mm)	Sin abertura	≤ 0.10	0.10 – 1.00	1.00 – 5.00	≥ 5.00		
		Valoración	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente	Ondulada	Suave		
		Valoración	6	5	3	1	0		
		Relleno (mm)	Ninguno	Relleno duro ≤ 5	Relleno duro ≥ 5	Relleno blando ≤ 5	Relleno blando ≥ 5		
		Valoración	6	5	2	2	0		
Alteración	Inalterada	Ligeramente	Moderadamente	Muy alterada	Descompuesta				
Valoración	6	5	3	1	0				
Valoración total		15	5	8	2				
5	Condiciones hidrogeológicas	Estado general	Totalmente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
		Valoración	15	10	7	4	0		

RMR<sub>basico</sub> = 64

b) Ajuste de valores por las orientaciones de las juntas

Dirección y buzamiento de las fisuras		Muy favorables	Favorables	Regular	desfavorables	Muy desfavorables
Valores	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

RMR = 64

c) Determinación de la clase y grado de estabilidad del macizo rocoso

Grado de estabilidad	E0	E1	E2	E3
Valoración total de MRM	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21
Clasificación y/o clase	I	II	III	IV
Calidad y/o descripción	Muy buena	Buena	Regular	Mala
Descripción del grado de estabilidad	T. Estable	Normalmente estable	Inestable	Crítico

RMR<sub>basico</sub> = 64

RMR = 64

Clase = II

Descripción = Buena

Grado = Normalmente estable

**Obtención del índice GSI:**

GSI = 59

**Obtención del índice Q:**

Q = 9.23

**Catarata: km 1+580 al 1+700**

**Índice de designación de la calidad de la roca RQD:**

RQD = 88

**Clasificación de Bieniawski RMR:**

a) Parámetros de clasificación y sus valores

Parámetros			Escalas de valores						
1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Índice de carga puntual	≥ 10	10 – 4	4 – 2	2 – 1	Resistencia baja		
		Compresión simple (MPa)	≥ 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 - 5	5 - 1	≤ 1
Valoración			15	12	7	4	2	1	0
2	Índice de calidad de roca - RQD (%)		100 – 90	90 – 75	75 – 50	50 – 25	25 – 0		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamientos de juntas (m)		≥ 3	3 – 0.60	0.60 – 0.20	0.20 – 0.060	≤ 0.060		
	Valoración		25	20	12	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades	Longitud de discontinuidad (m)	≤ 1	1 – 3	3 - 10	10 – 20	≥ 20		
		Valoración	6	5	2	1	0		
		Abertura (mm)	Sin abertura	≤ 0.10	0.10 – 1.00	1.00 – 5.00	≥ 5.00		
		Valoración	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente	Ondulada	Suave		
		Valoración	6	5	3	1	0		
		Relleno (mm)	Ninguno	Relleno duro ≤ 5	Relleno duro ≥ 5	Relleno blando ≤ 5	Relleno blando ≥ 5		
		Valoración	6	5	2	2	0		
Alteración	Inalterada	Ligeramente	Moderadamente	Muy alterada	Descompuesta				
Valoración	6	5	3	1	0				
Valoración total		13		11	2				
5	Condiciones hidrogeológicas	Estado general	Totalmente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
		Valoración	15	10	7	4	0		

RMR<sub>basico</sub> = 59

b) Ajuste de valores por las orientaciones de las juntas

Dirección y buzamiento de las fisuras		Muy favorables	Favorables	Regular	desfavorables	Muy desfavorables
Valores	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

RMR = 54

c) Determinación de la clase y grado de estabilidad del macizo rocoso

Grado de estabilidad	E0	E1	E2	E3
Valoración total de MRM	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21
Clasificación y/o clase	I	II	III	IV
Calidad y/o descripción	Muy buena	Buena	Regular	Mala
Descripción del grado de estabilidad	T. Estable	Normalmente estable	Inestable	Crítico

RMR<sub>basico</sub> = 59

RMR = 54

Clase = III

Descripción = Regular

Grado = Normalmente estable

**Obtención del índice GSI:**

GSI = 49

**Obtención del índice Q:**

Q = 3.04

**Mirador: km 2+500 al 2+620**

**Índice de designación de la calidad de la roca RQD:**

RQD = 94

**Clasificación de Bieniawski RMR:**

a) Parámetros de clasificación y sus valores

Parámetros		Escalas de valores								
1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Índice de carga puntual	≥ 10	10 – 4	4 – 2	2 – 1	Resistencia baja			
		Compresión simple (MPa)	≥ 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 - 5	5 - 1	≤ 1	
Valoración			15	12	7	4	2	1	0	
2	Índice de calidad de roca - RQD (%)		100 – 90	90 – 75	75 – 50	50 – 25	25 – 0			
	Valoración			20	17	13	8	3		
3	Espaciamientos de juntas (m)		≥ 3	3 – 0.60	0.60 – 0.20	0.20 – 0.060	≤ 0.060			
	Valoración			25	20	12	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades	Longitud de discontinuidad (m)	≤ 1	1 – 3	3 - 10	10 – 20	≥ 20			
		Valoración		6	5	2	1	0		
		Abertura (mm)	Sin abertura	≤ 0.10	0.10 – 1.00	1.00 – 5.00	≥ 5.00			
		Valoración		6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente	Ondulada	Suave			
		Valoración		6	5	3	1	0		
		Relleno (mm)	Ninguno	Relleno duro ≤ 5	Relleno duro ≥ 5	Relleno blando ≤ 5	Relleno blando ≥ 5			
		Valoración		6	5	2	2	0		
Alteración	Inalterada	Ligeramente	Moderadamente	Muy alterada	Descompuesta					
Valoración		6	5	3	1	0				
Valoración total			15	5	8	2				
5	Condiciones hidrogeológicas	Estado general	Totalmente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua			
		Valoración		15	10	7	4	0		

RMR<sub>basico</sub> = 74

b) Ajuste de valores por las orientaciones de las juntas

Dirección y buzamiento de las fisuras		Muy favorables	Favorables	Regular	desfavorables	Muy desfavorables
Valores	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

RMR = 69

c) Determinación de la clase y grado de estabilidad del macizo rocoso

Grado de estabilidad	E0	E1	E2	E3
Valoración total de MRM	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21
Clasificación y/o clase	I	II	III	IV
Calidad y/o descripción	Muy buena	Buena	Regular	Mala
Descripción del grado de estabilidad	T. Estable	Normalmente estable	Inestable	Crítico

RMR<sub>basico</sub> = 74

RMR = 69

Clase = II

Descripción = Buena

Grado = Normalmente estable

**Obtención del índice GSI:**

GSI = 64

**Obtención del índice Q:**

Q = 16.08

**Mirador: km 2+620 al 2+760**

**Índice de designación de la calidad de la roca RQD:**

RQD = 96

**Clasificación de Bieniawski RMR:**

a) Parámetros de clasificación y sus valores

Parámetros			Escalas de valores						
1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Índice de carga puntual	≥ 10	10 – 4	4 – 2	2 – 1	Resistencia baja		
		Compresión simple (MPa)	≥ 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 - 5	5 - 1	≤ 1
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	Índice de calidad de roca - RQD (%)		100 – 90	90 – 75	75 – 50	50 – 25	25 – 0		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamientos de juntas (m)		≥ 3	3 – 0.60	0.60 – 0.20	0.20 – 0.060	≤ 0.060		
	Valoración		25	20	12	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades	Longitud de discontinuidad (m)	≤ 1	1 – 3	3 - 10	10 – 20	≥ 20		
		Valoración	6	5	2	1	0		
		Abertura (mm)	Sin abertura	≤ 0.10	0.10 – 1.00	1.00 – 5.00	≥ 5.00		
		Valoración	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente	Ondulada	Suave		
		Valoración	6	5	3	1	0		
		Relleno (mm)	Ninguno	Relleno duro ≤ 5	Relleno duro ≥ 5	Relleno blando ≤ 5	Relleno blando ≥ 5		
		Valoración	6	5	2	2	0		
Alteración	Inalterada	Ligeramente	Moderadamente	Muy alterada	Descompuesta				
Valoración	6	5	3	1	0				
Valoración total		18	10	8					
5	Condiciones hidrogeológicas	Estado general	Totalmente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
		Valoración	15	10	7	4	0		

RMR<sub>basico</sub> = 77

b) Ajuste de valores por las orientaciones de las juntas

Dirección y buzamiento de las fisuras		Muy favorables	Favorables	Regular	desfavorables	Muy desfavorables
Valores	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

RMR = 72

c) Determinación de la clase y grado de estabilidad del macizo rocoso

Grado de estabilidad	E0	E1	E2	E3
Valoración total de MRM	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21
Clasificación y/o clase	I	II	III	IV
Calidad y/o descripción	Muy buena	Buena	Regular	Mala
Descripción del grado de estabilidad	T. Estable	Normalmente estable	Inestable	Crítico

RMR<sub>basico</sub> = 77

RMR = 72

Clase = II

Descripción = Buena

Grado = Normalmente estable

**Obtención del índice GSI:**

GSI = 67

**Obtención del índice Q:**

Q = 22.45

**Huancoiri: km 6+400 al 6+700**

**Índice de designación de la calidad de la roca RQD:**

RQD = 66

**Clasificación de Bieniawski RMR:**

a) Parámetros de clasificación y sus valores

Parámetros		Escalas de valores								
1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Índice de carga puntual	≥ 10	10 – 4	4 – 2	2 – 1	Resistencia baja			
		Compresión simple (MPa)	≥ 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 - 5	5 - 1	≤ 1	
Valoración			15	12	7	4	2	1	0	
2	Índice de calidad de roca - RQD (%)		100 – 90	90 – 75	75 – 50	50 – 25	25 – 0			
	Valoración			20	17	13	8	3		
3	Espaciamientos de juntas (m)		≥ 3	3 – 0.60	0.60 – 0.20	0.20 – 0.060	≤ 0.060			
	Valoración			25	20	12	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades	Longitud de discontinuidad (m)	≤ 1	1 – 3	3 - 10	10 – 20	≥ 20			
		Valoración		6	5	2	1	0		
		Abertura (mm)	Sin abertura	≤ 0.10	0.10 – 1.00	1.00 – 5.00	≥ 5.00			
		Valoración		6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente	Ondulada	Suave			
		Valoración		6	5	3	1	0		
		Relleno (mm)	Ninguno	Relleno duro ≤ 5	Relleno duro ≥ 5	Relleno blando ≤ 5	Relleno blando ≥ 5			
		Valoración		6	5	2	2	0		
Alteración	Inalterada	Ligeramente	Moderadamente	Muy alterada	Descompuesta					
Valoración		6	5	3	1	0				
Valoración total			10	5	3	2	0			
5	Condiciones hidrogeológicas	Estado general	Totalmente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua			
		Valoración		15	10	7	4	0		

RMR<sub>basico</sub> = 48

b) Ajuste de valores por las orientaciones de las juntas

Dirección y buzamiento de las fisuras		Muy favorables	Favorables	Regular	desfavorables	Muy desfavorables
Valores	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

RMR = 43

c) Determinación de la clase y grado de estabilidad del macizo rocoso

Grado de estabilidad	E0	E1	E2	E3
Valoración total de MRM	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21
Clasificación y/o clase	I	II	III	IV
Calidad y/o descripción	Muy buena	Buena	Regular	Mala
Descripción del grado de estabilidad	T. Estable	Normalmente estable	Inestable	Crítico

RMR<sub>basico</sub> = 48

RMR = 43

Clase = III

Descripción = Regular

Grado = Normalmente estable

**Obtención del índice GSI:**

GSI = 38

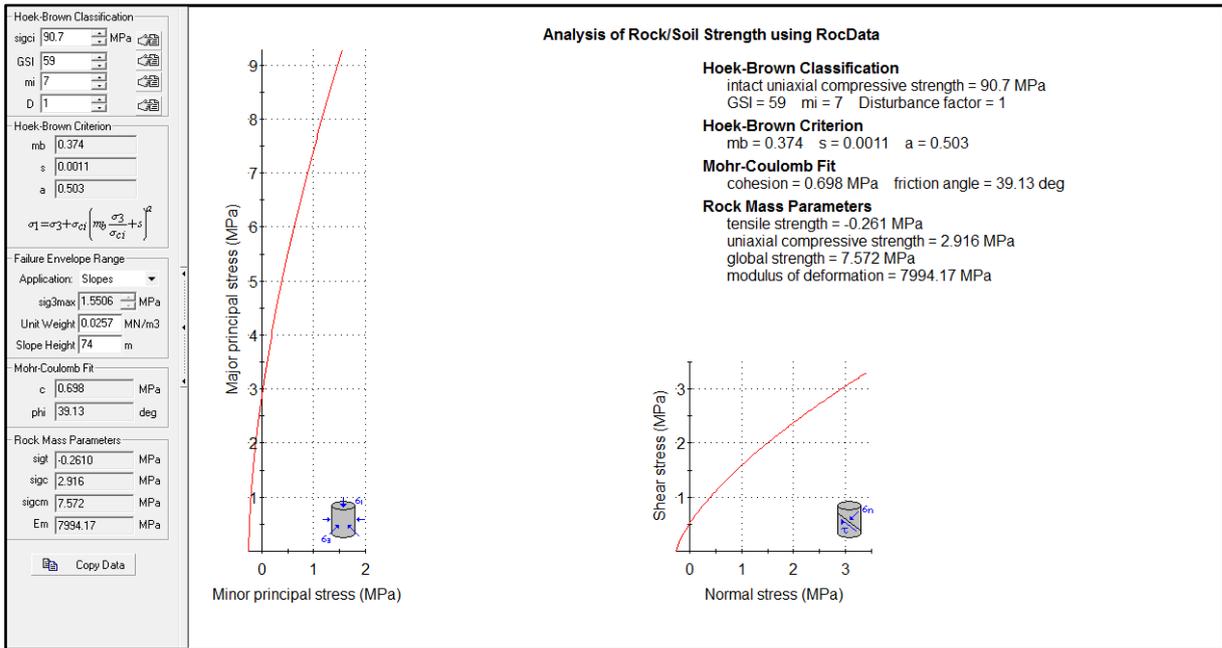
**Obtención del índice Q:**

Q = 0.89

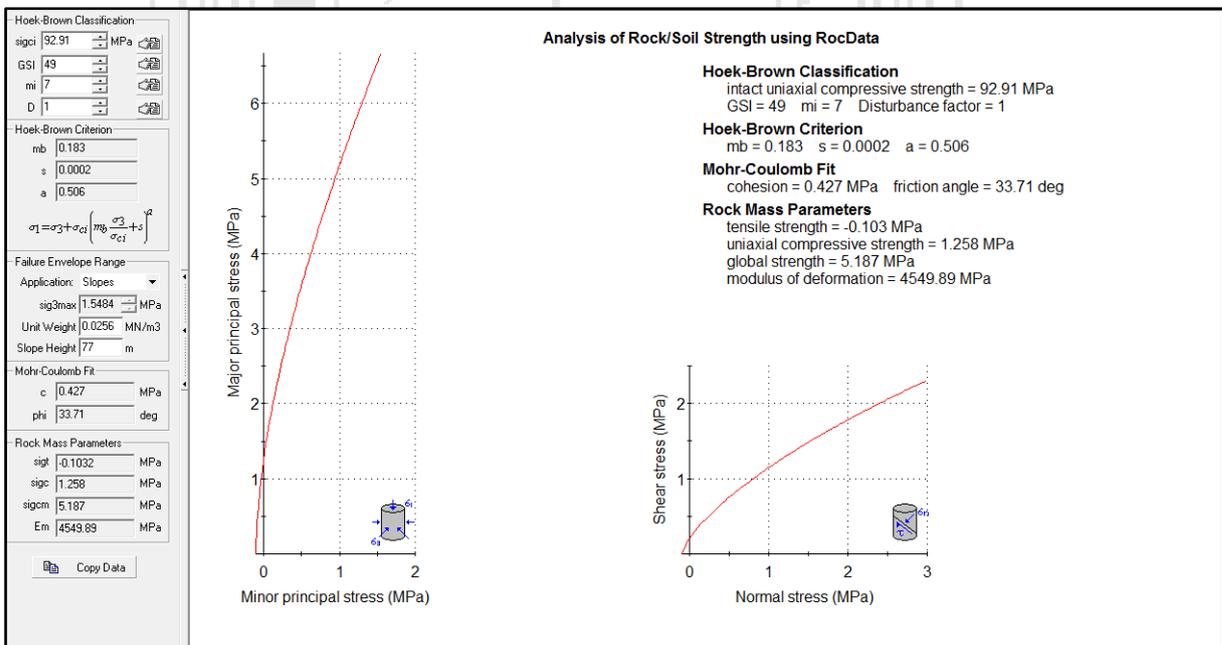
A-7

**CRITERIOS DE RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO**

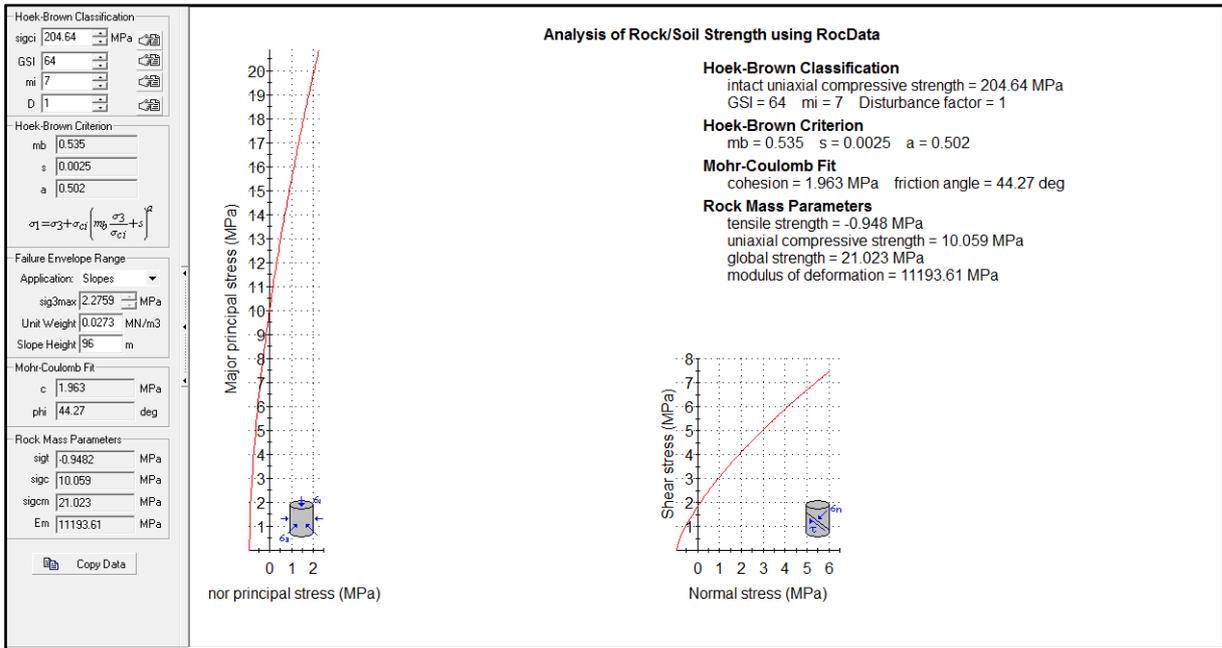




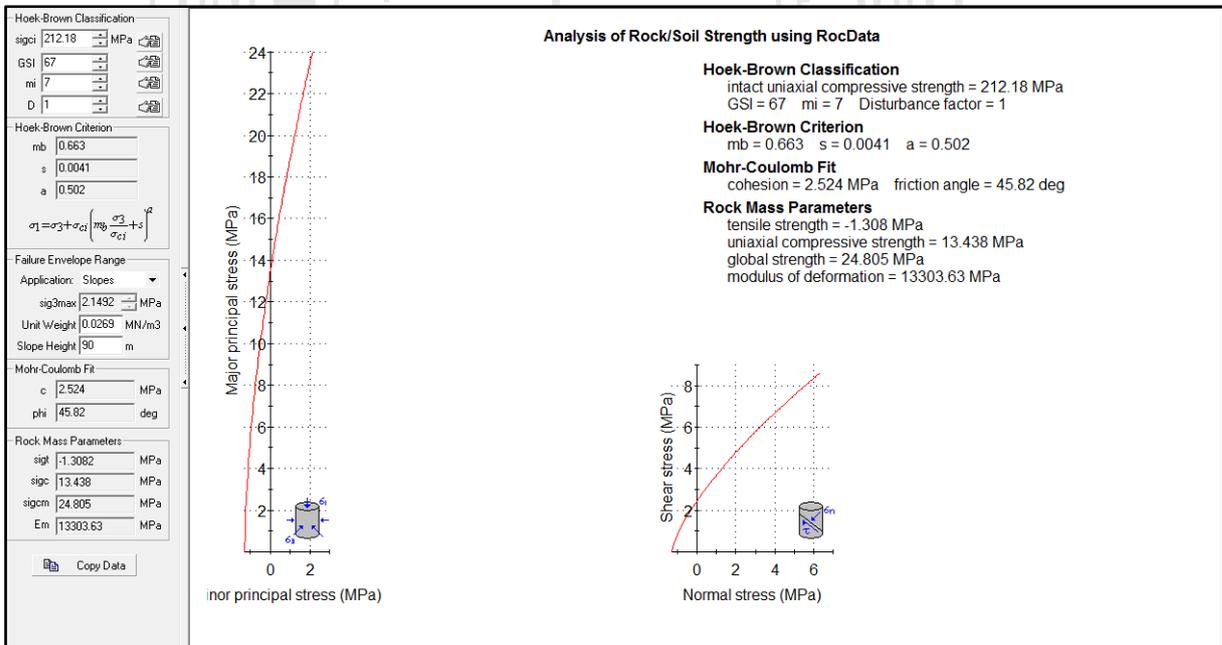
Valoración geotécnica del macizo rocoso por el criterio de rotura de Hoek-Brown generalizado para el km 1+400 al 1+580.



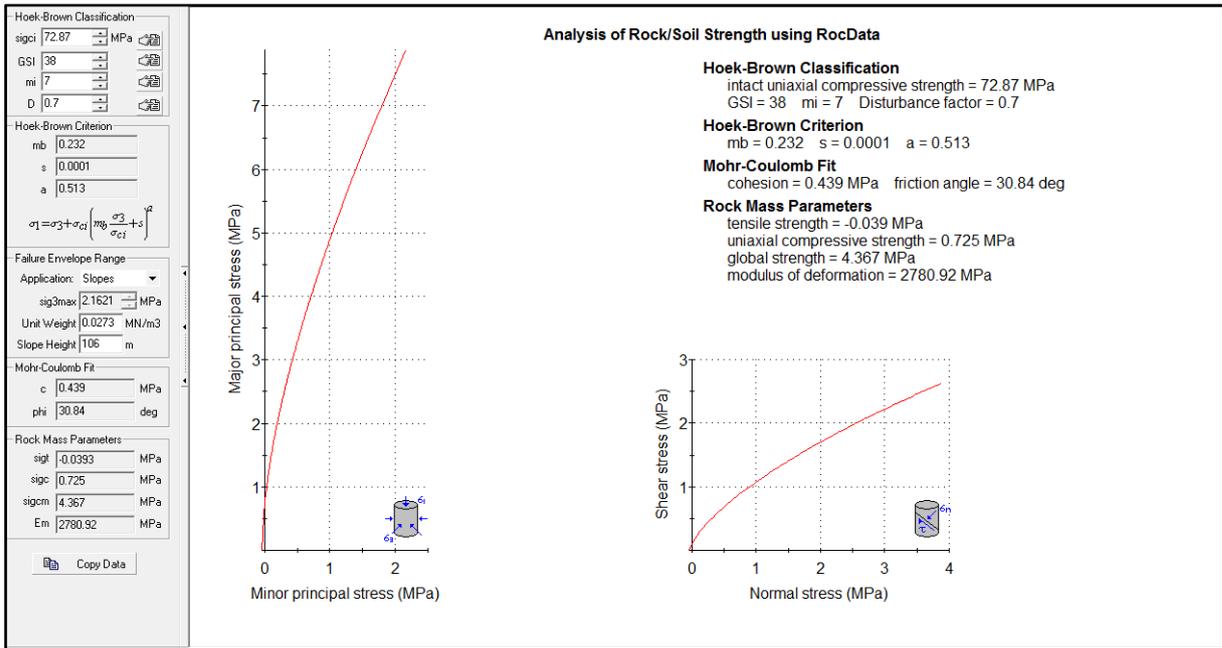
Valoración geotécnica del macizo rocoso por el criterio de rotura de Hoek-Brown generalizado para el km 1+580 al 1+700.



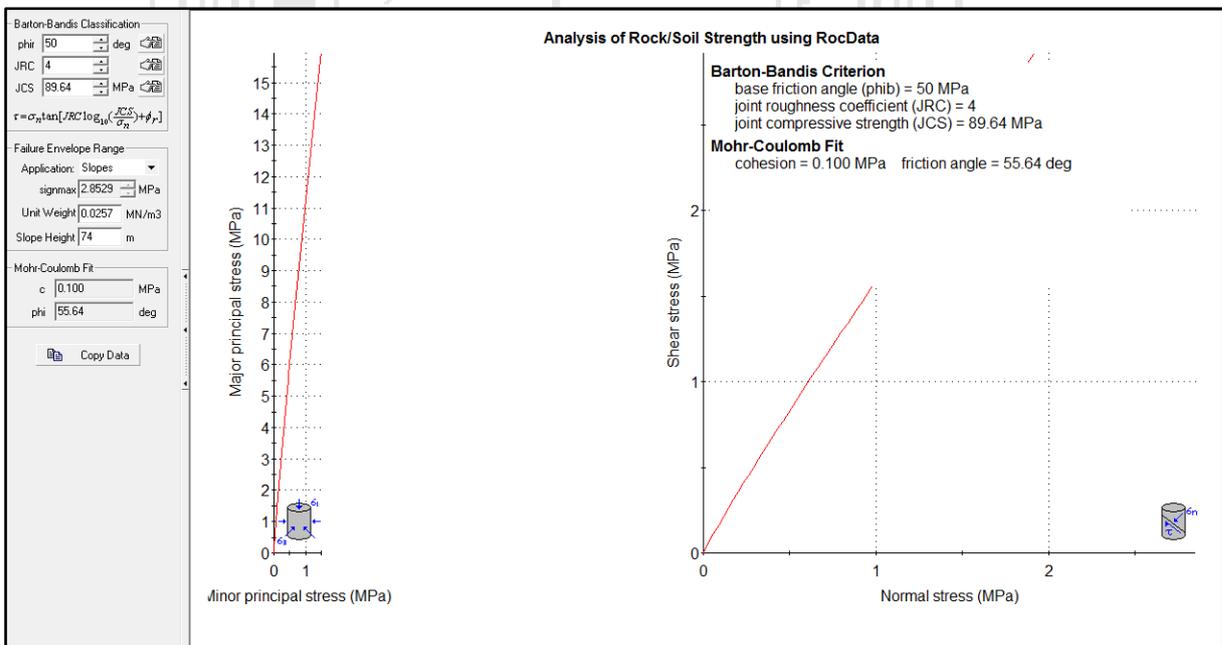
Valoración geotécnica del macizo rocoso por el criterio de rotura de Hoek-Brown generalizado para el km 2+500 al 2+620.



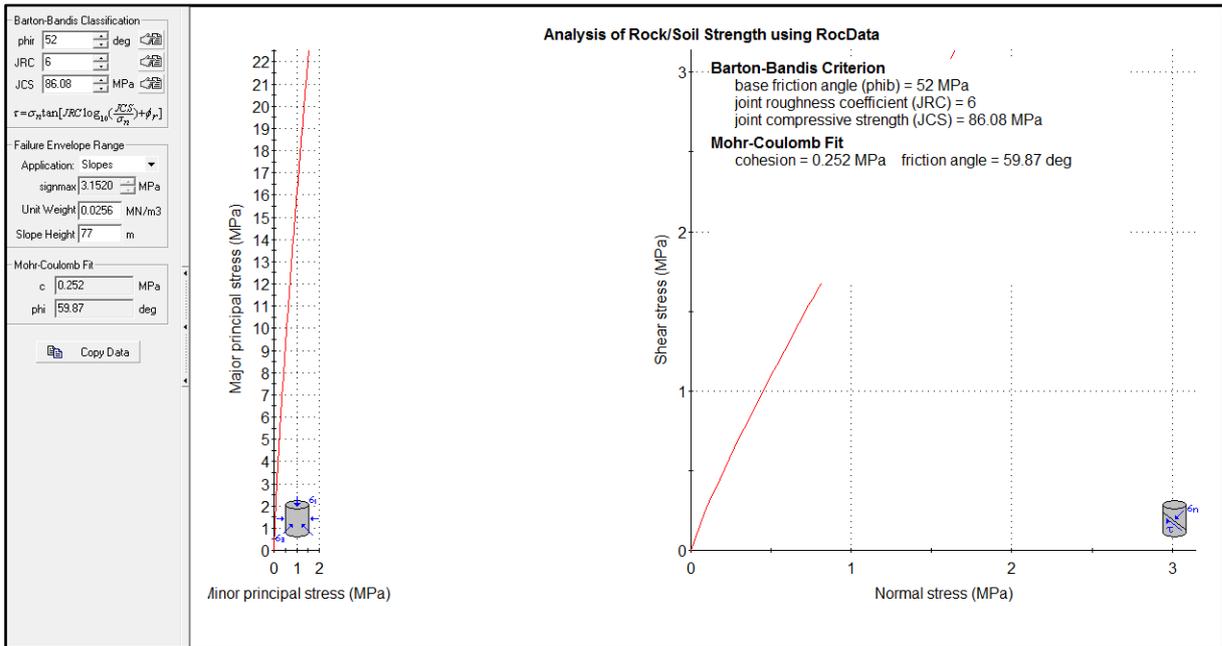
Valoración geotécnica del macizo rocoso por el criterio de rotura de Hoek-Brown generalizado para el km 2+620 al 2+760.



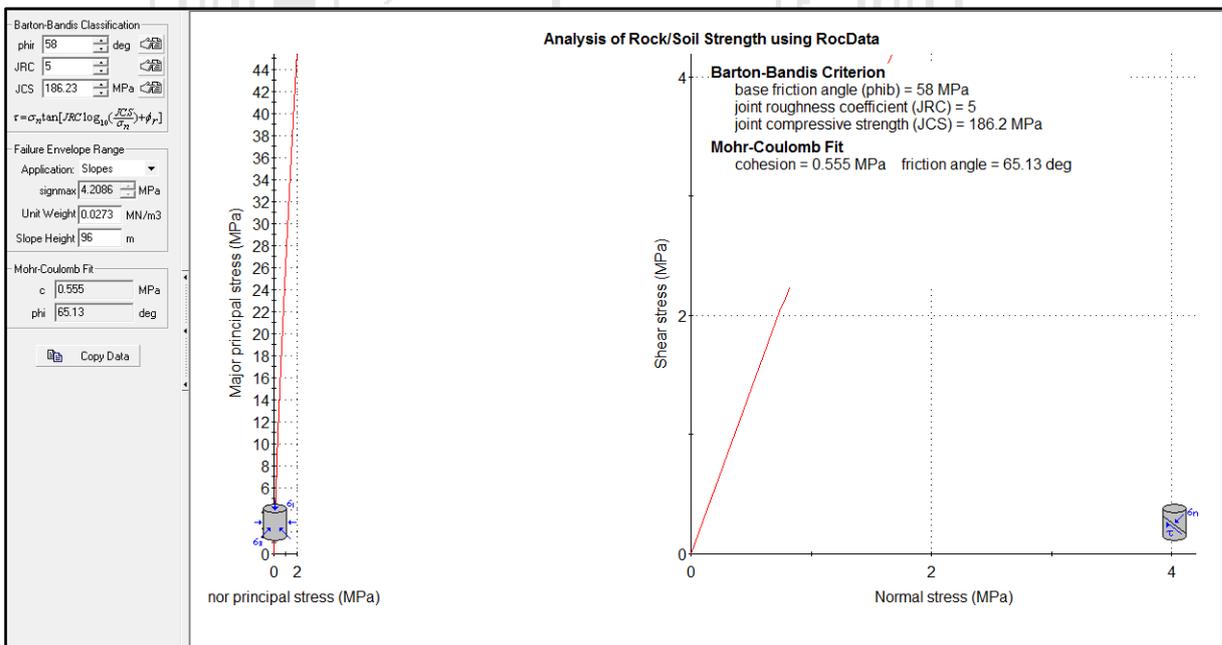
Valoración geotécnica del macizo rocoso por el criterio de rotura de Hoek-Brown generalizado para el km 6+400 al 6+700.



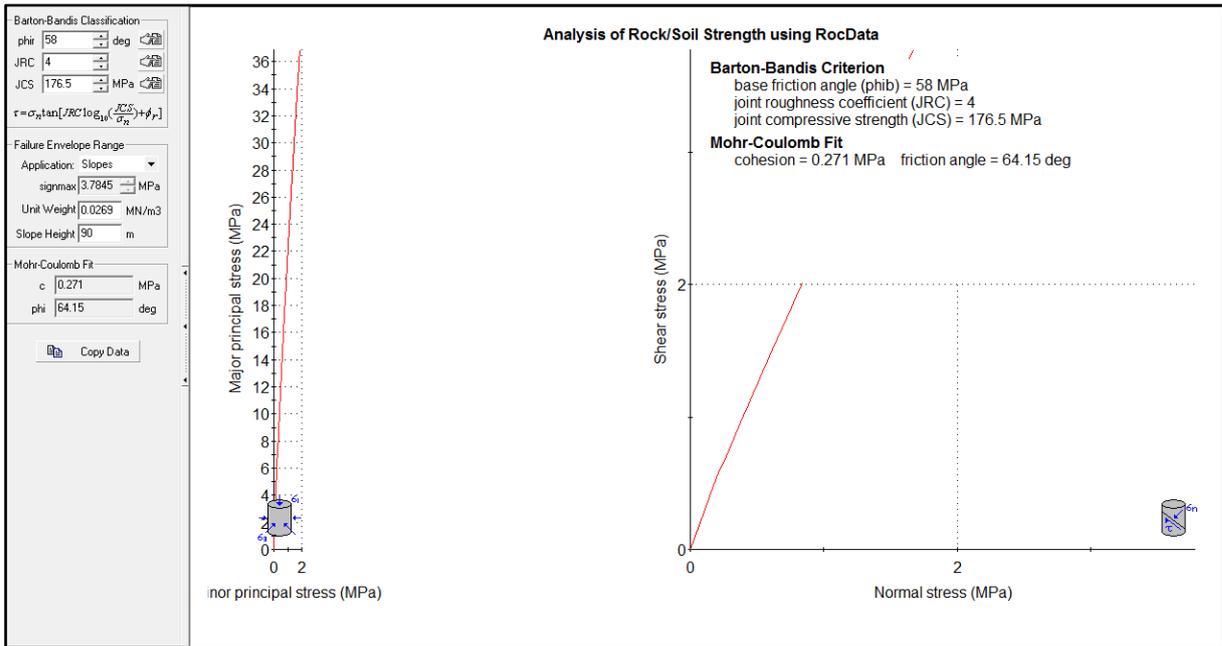
Valoración geotécnica del macizo rocoso por el criterio de rotura de Barton-Bandis generalizado para el km 1+400 al 1+580.



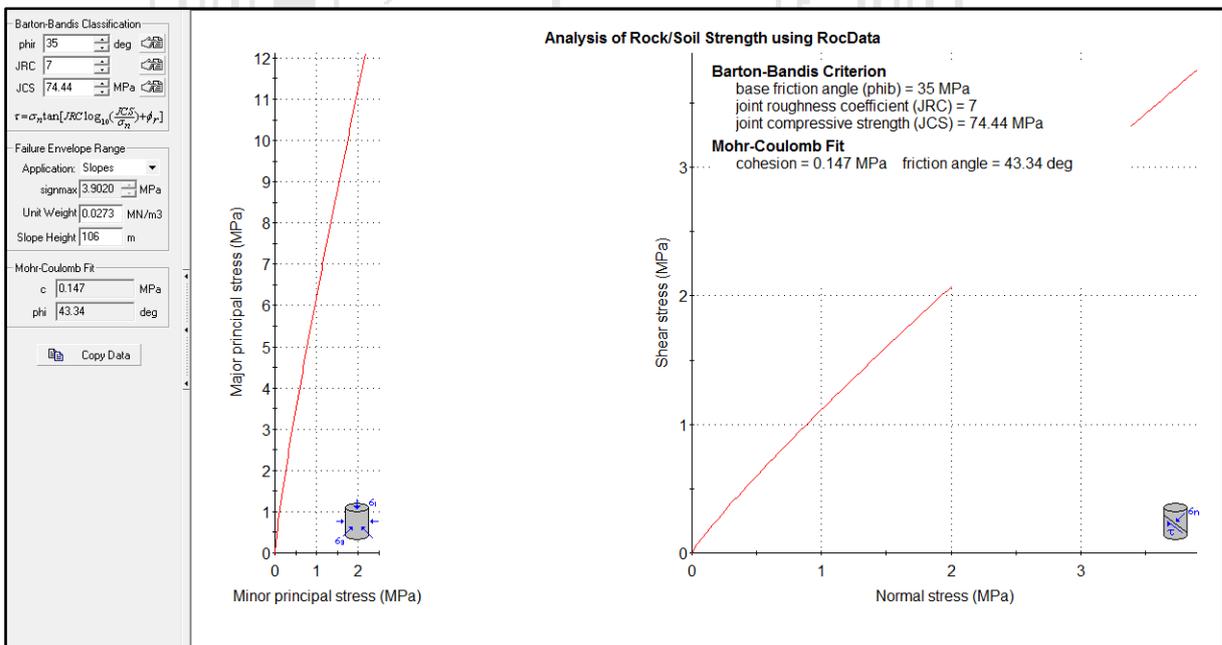
Valoración geotécnica del macizo rocoso por el criterio de rotura de Barton-Bandis generalizado para el km 1+580 al 1+700.



Valoración geotécnica del macizo rocoso por el criterio de rotura de Barton-Bandis generalizado para el km 2+500 al 2+620.



Valoración geotécnica del macizo rocoso por el criterio de rotura de Barton-Bandis generalizado para el km 2+620 al 2+760.



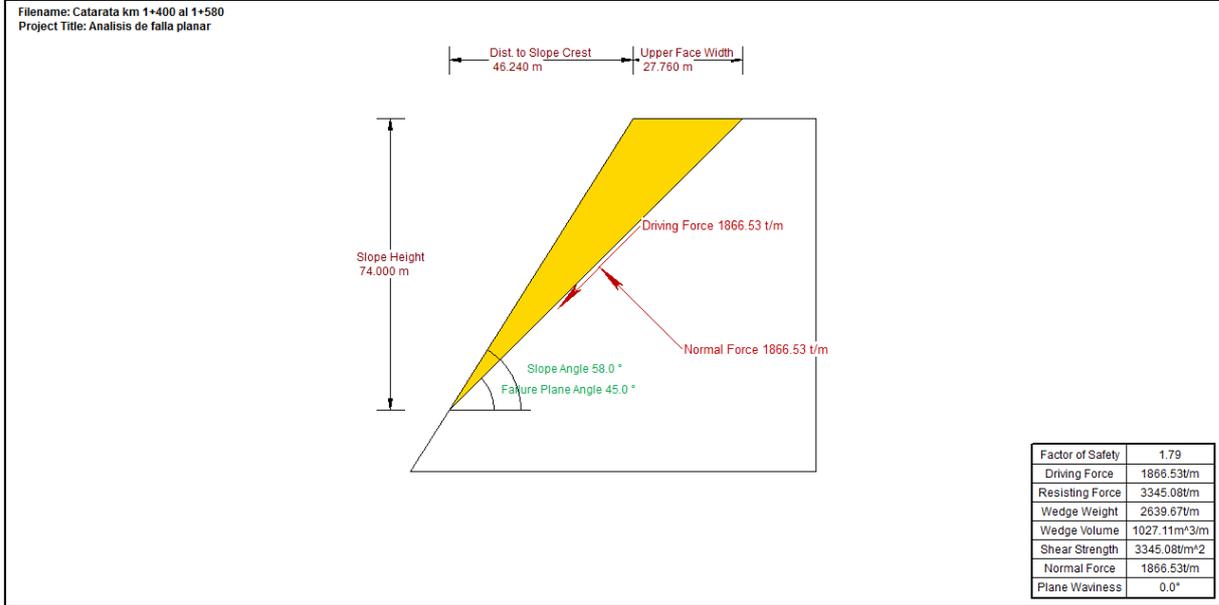
Valoración geotécnica del macizo rocoso por el criterio de rotura de Barton-Bandis generalizado para el km 6+400 al 6+700.

A-8

**ANÁLISIS DE ESTABILIDAD POR EL MÉTODO DE EQUILIBRIO LÍMITE**

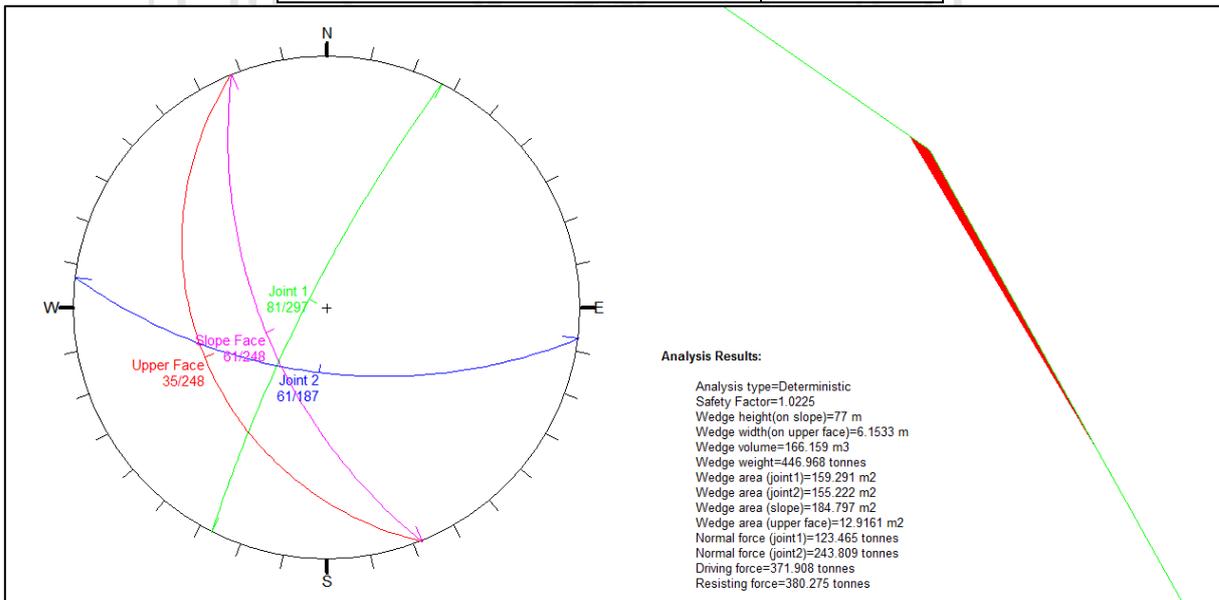


Km 1+400 al 1+580 Catarata	
Descripción	Valor
Altura del talud	74 m
Pendiente del talud	58°
Dirección de buzamiento del talud	N 68° W → 292°
Peso específico de la roca	25.71
Buzamiento de la familia 03	45
Dirección de buzamiento de la familia 03	287



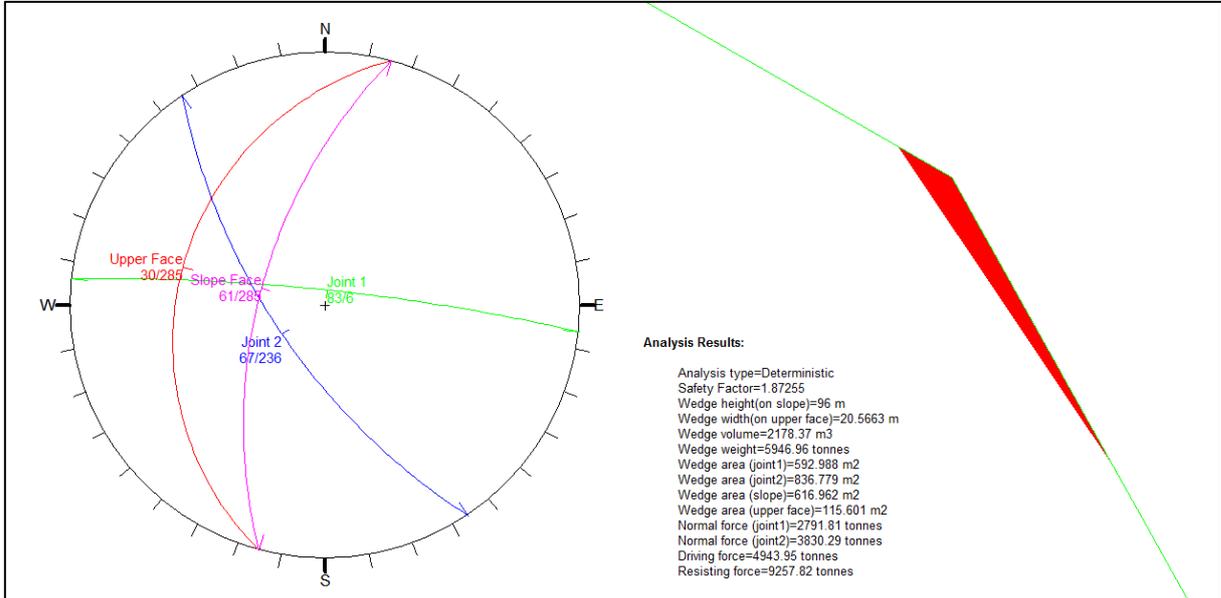
Talud analizado entre los km 1+400 al 1+580 por el método de equilibrio limite por falla planar obteniéndose un FS=1.79.

Km 1+580 al 1+700 Catarata	
Descripción	Valor
Altura del talud	77 m
Pendiente del talud	61°
Dirección de buzamiento del talud	S 69° W → 248°
Peso específico de la roca	25.59
Buzamiento de la familia 03, 04	81, 61
Dirección de buzamiento de la familia 03, 04	297, 187



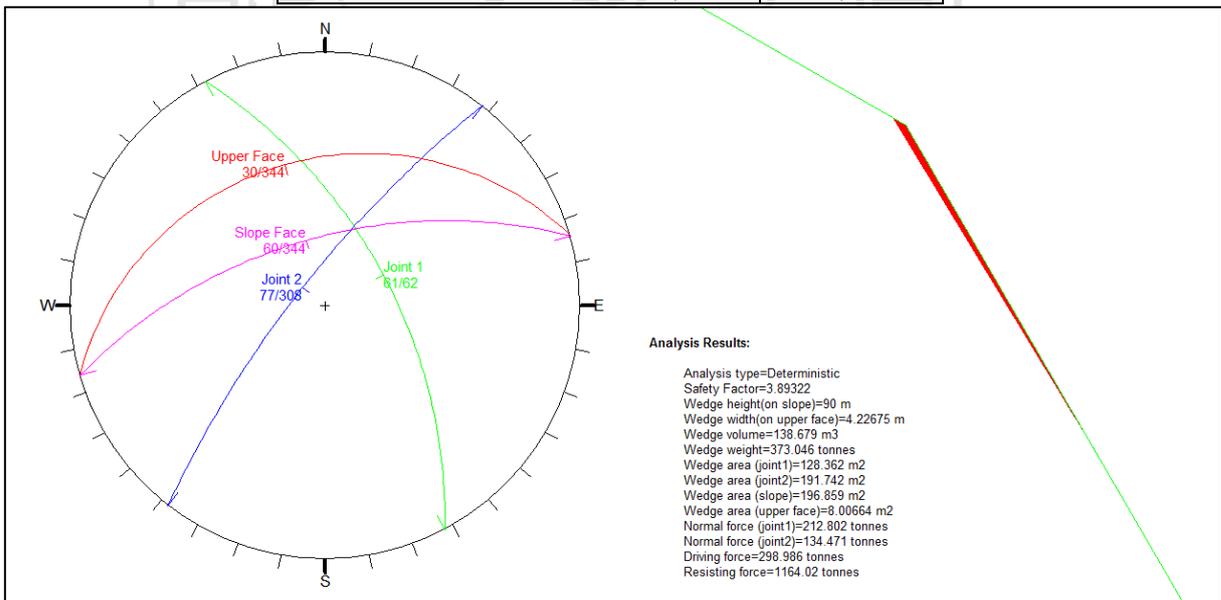
Talud analizado ente los km 1+580 al 1+700 por el método de equilibrio limite por falla por cuña obteniendo un FS=1.02.

Km 2+500 al 2+620 Mirador	
Descripción	Valor
Altura del talud	96
Pendiente del talud	61°
Dirección de buzamiento del talud	N 75° W → 285
Peso específico de la roca	27.33
Buzamiento de la familia 03, 04	83, 67
Dirección de buzamiento de la familia 03, 04	6, 236



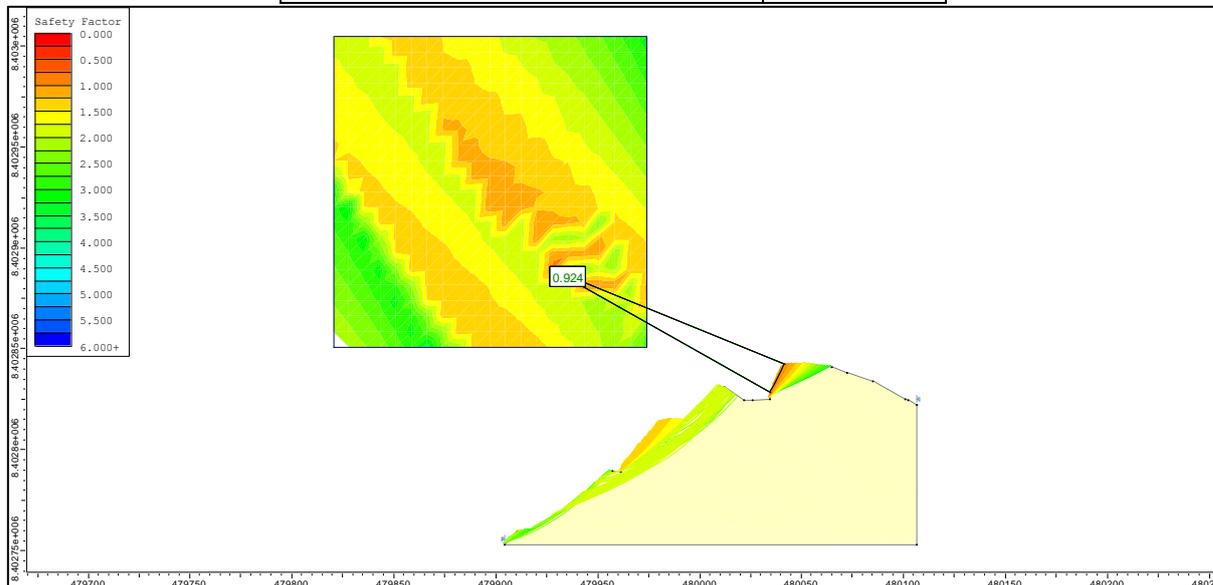
Talud analizado entre los km 2+500 al 2+620 por el método de equilibrio limite por falla por cuña obteniendo un FS=1.87.

Km 2+620 al 2+760 Mirador	
Descripción	Valor
Altura del talud	90 m
Pendiente del talud	60°
Dirección de buzamiento del talud	N 16° W → 344°
Peso específico de la roca	26.89
Buzamiento de la familia 01, 02	61, 77
Dirección de buzamiento de la familia 01, 02	62, 308



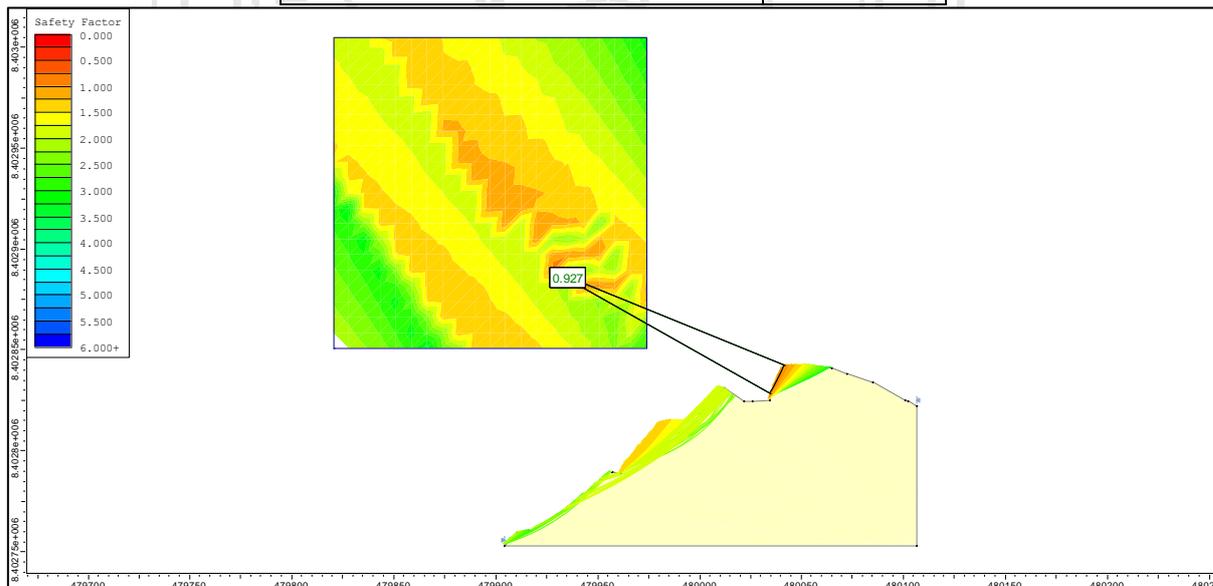
Talud analizado entre los km 2+562 al 2+760 por el método de equilibrio limite por falla por cuña obteniendo un FS=3.89.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Fellenius	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+400	N 67° W → 293°



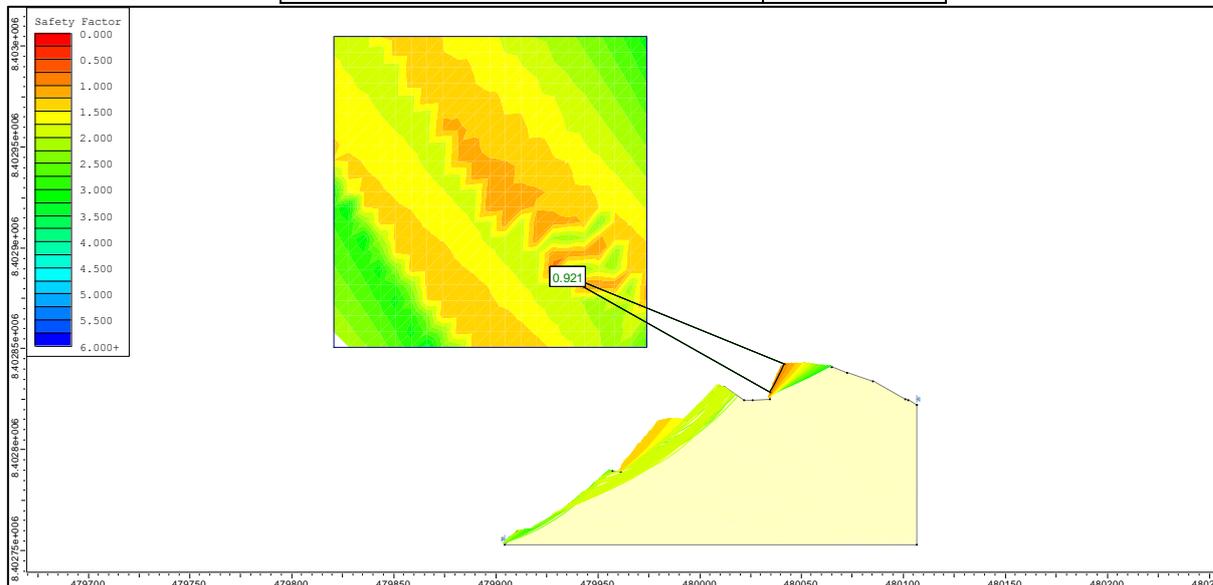
Talud analizado en el km 6+400 por falla circular por el método de Fellenius obteniendo un FS=0.924.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Bishop simplificado	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+400	N 67° W → 293°



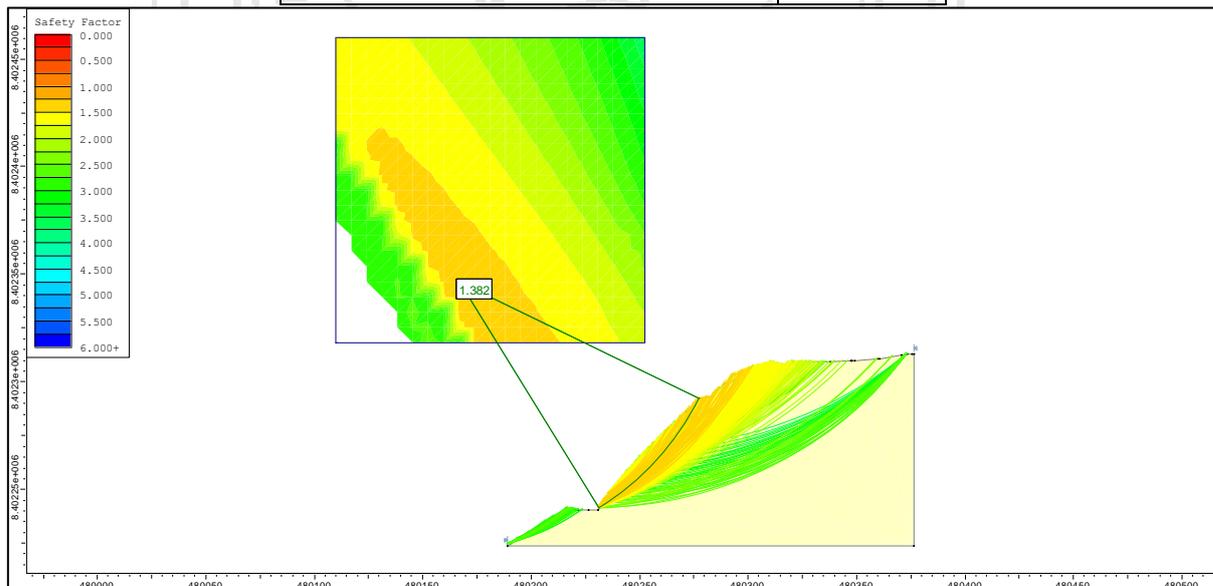
Talud analizado en el km 6+400 por falla circular por el método de Bishop simplificado obteniendo un FS=0.927.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Janbu simplificado	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+400	N 67° W → 293°



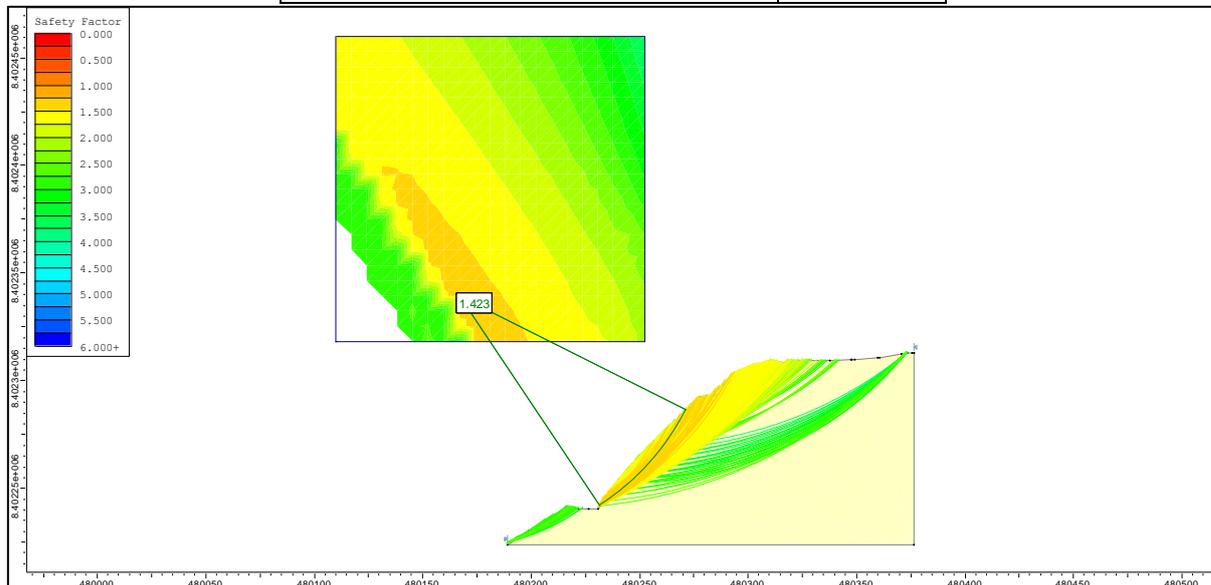
Talud analizado en el km 6+400 por falla circular por el método de Janbu simplificado obteniendo un FS=0.921.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Fellenius	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+540	N 18° E → 18°



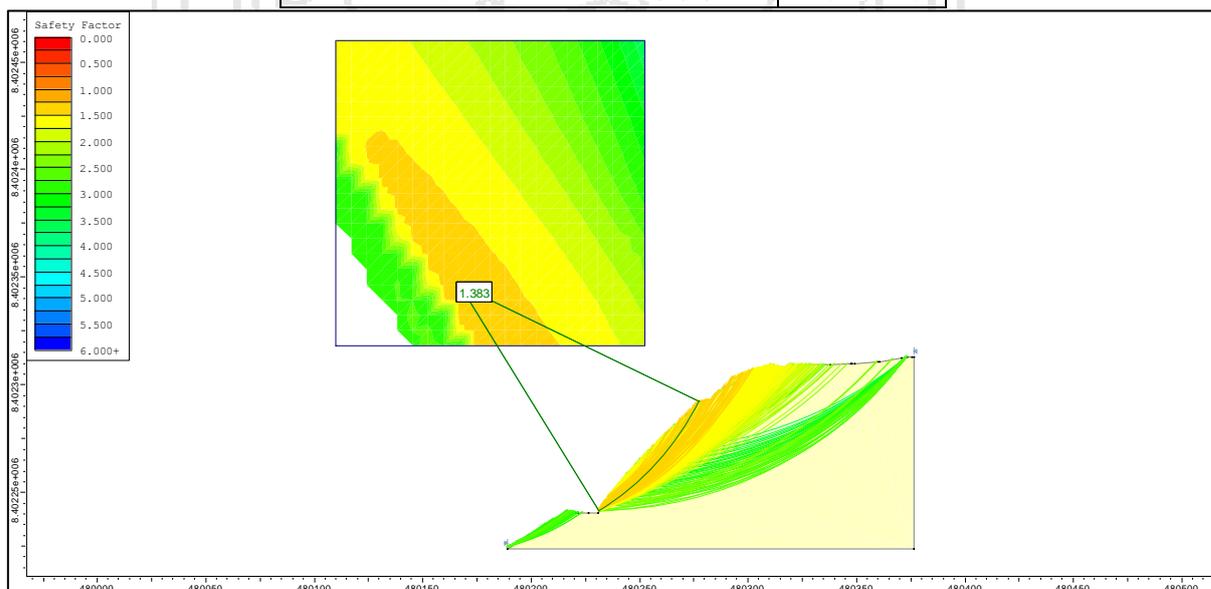
Talud analizado en el km 6+540 por falla circular por el método de Fellenius obteniendo un FS=1.382.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Bishop simplificado	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+540	N 18° E → 18°



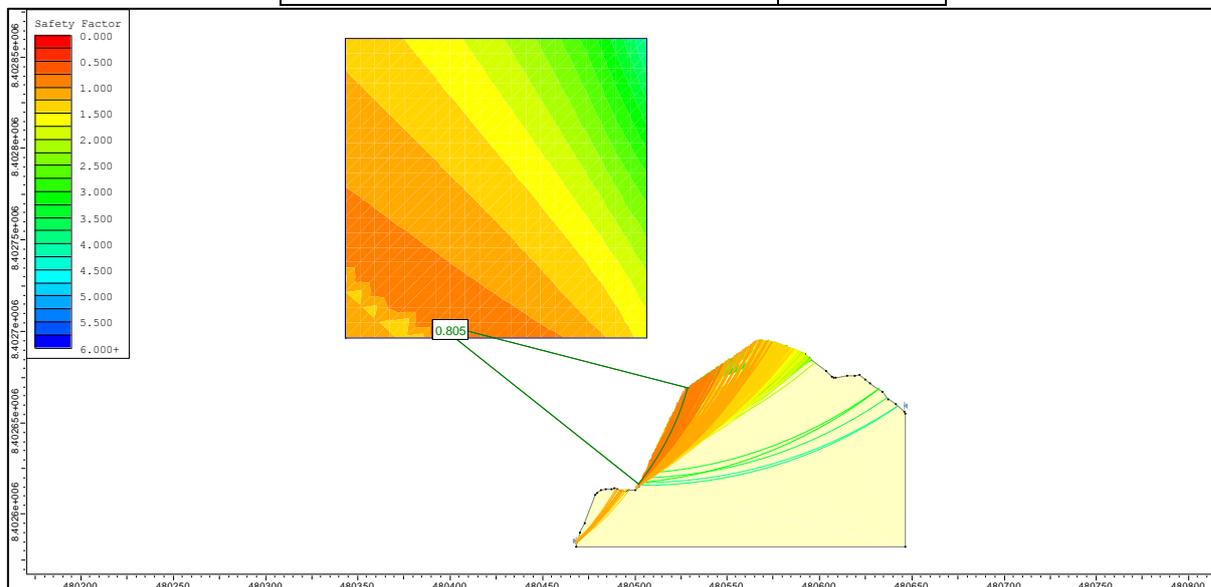
Talud analizado en el km 6+540 por falla circular por el método de Bishop simplificado obteniendo un FS=1.423.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Janbu simplificado	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+540	N 18° E → 18°



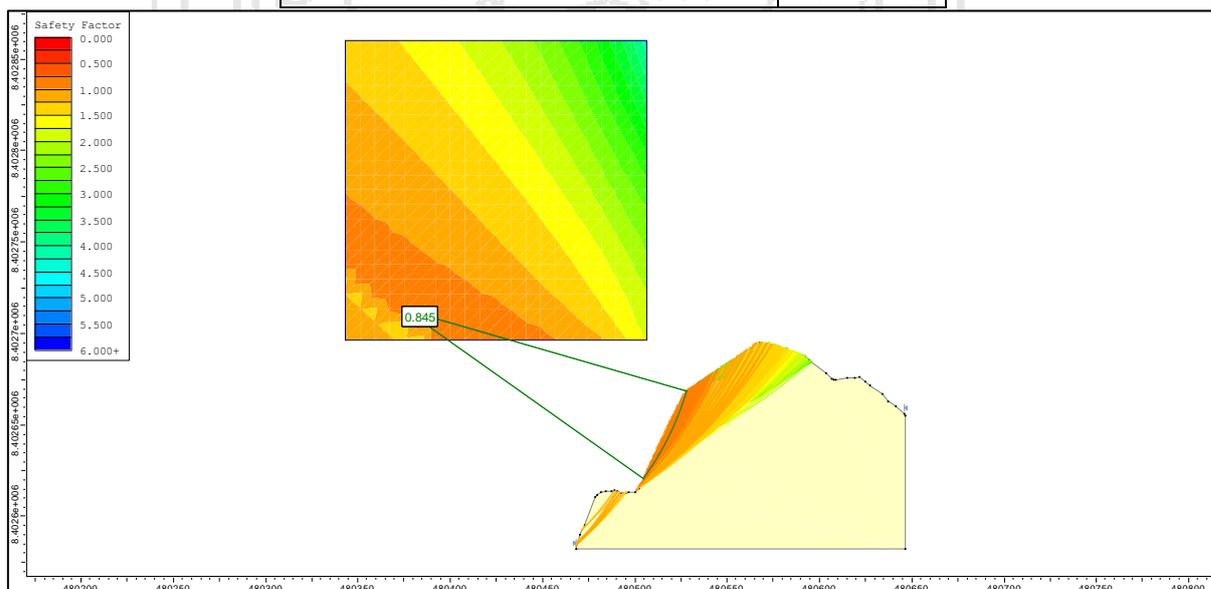
Talud analizado en el km 6+540 por falla circular por el método de Janbu simplificado obteniendo un FS=1.383.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Fellenius	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+620	N 62° E → 62°



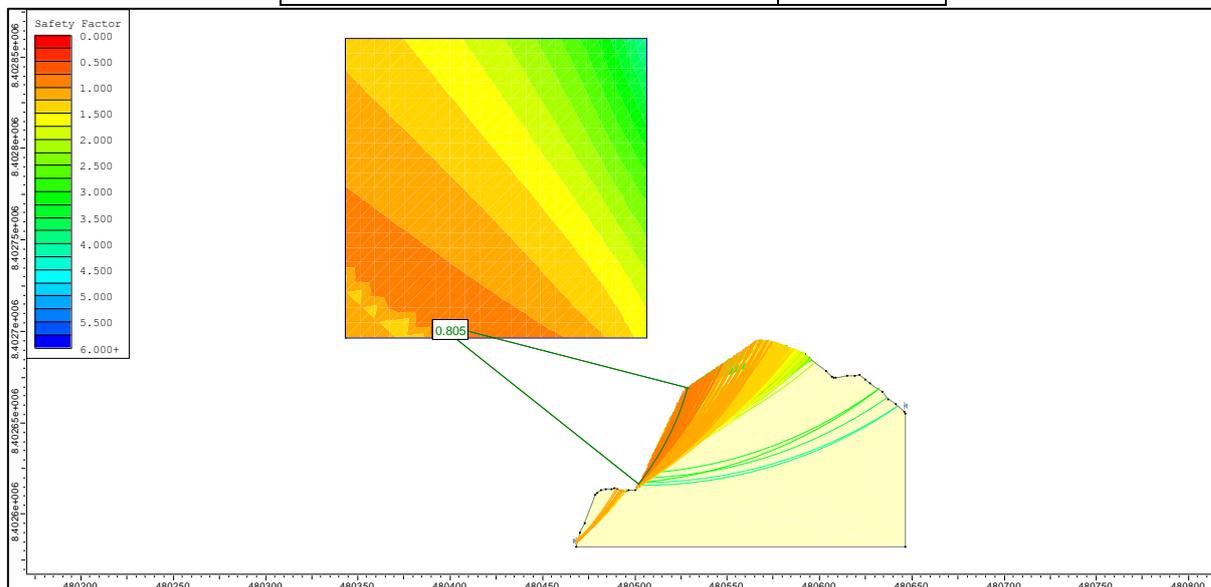
Talud analizado en el km 6+620 por falla circular por el método de Fellenius obteniendo un FS=0.805.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Bishop simplificado	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+620	N 62° E → 62°



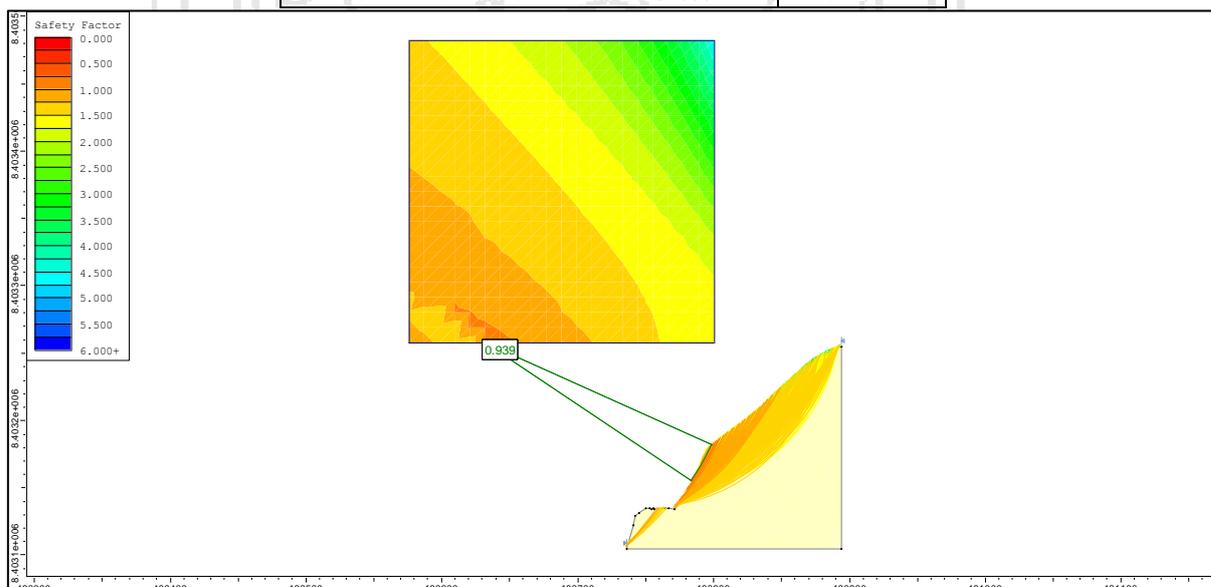
Talud analizado en el km 6+620 por falla circular por el método de Bishop simplificado obteniendo un FS=0.845.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Janbu simplificado	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+620	N 62° E → 62°



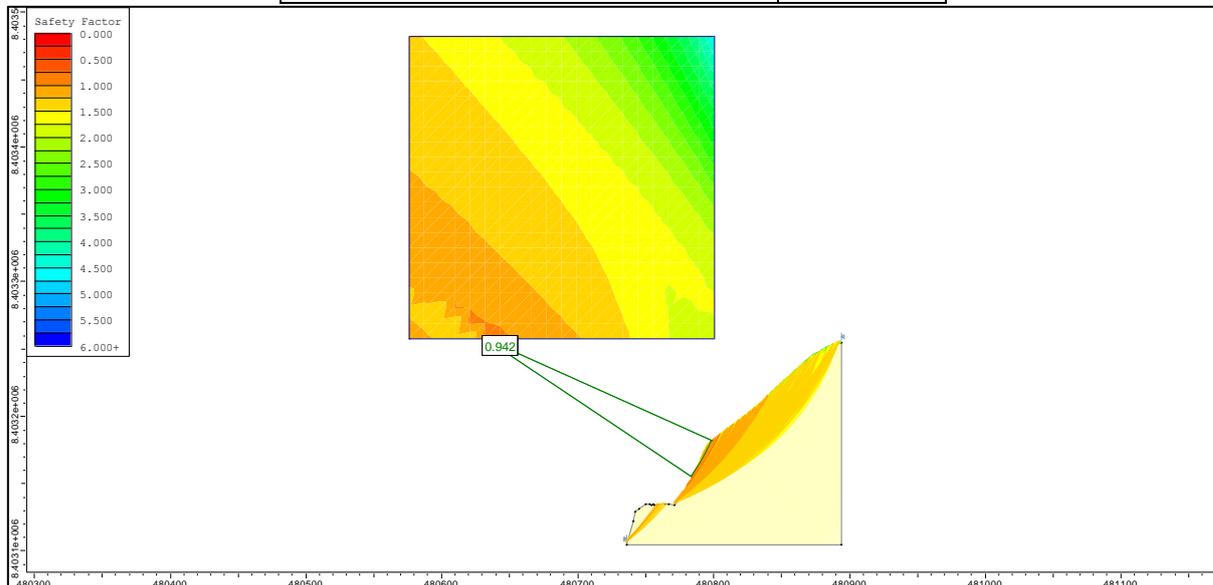
Talud analizado en el km 6+620 por falla circular por el método de Janbu simplificado obteniendo un FS=0.805.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Fellenius	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+660	N 16° E → 16°



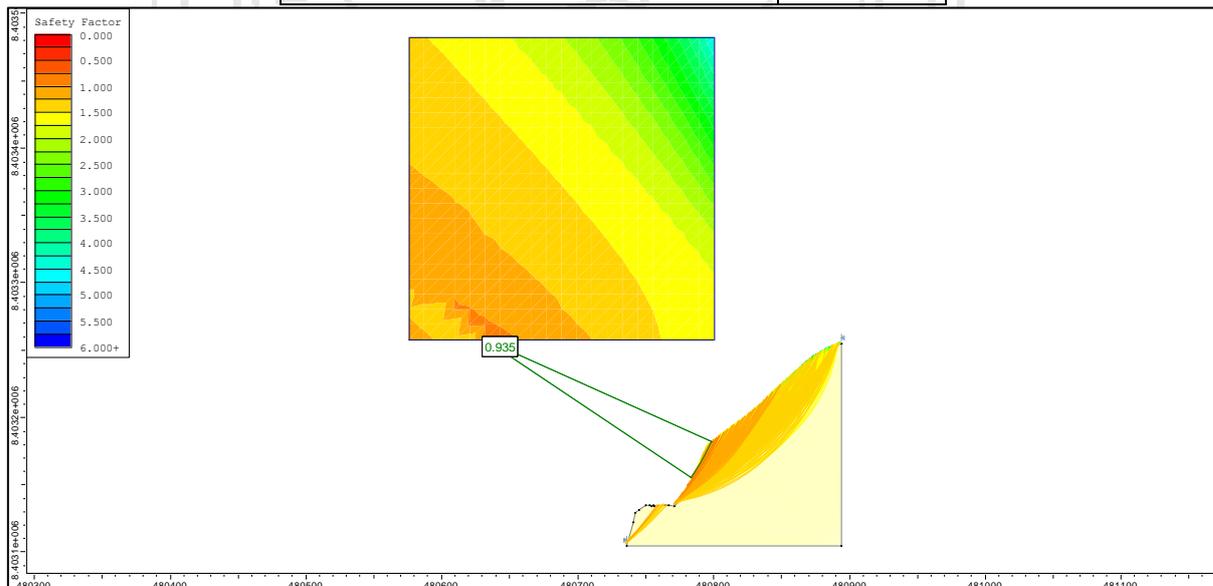
Talud analizado en el km 6+660 por falla circular por el método de Fellenius obteniendo un FS=0.939.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Bishop simplificado	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+660	N 16° E → 16°



Talud analizado en el km 6+660 por falla circular por el método de Bishop simplificado obteniendo un FS=0.942.

Km 6+400 al 6+700 Huancoiri	
Análisis de falla circular - Janbu simplificado	
Descripción	Valor
Peso específico de la roca	27.31
JRC	7
JCS	74.44
Dirección de buzamiento del talud km 6+660	N 16° E → 16°



Talud analizado en el km 6+660 por falla circular por el método de Janbu simplificado obteniendo un FS=0.935.

**A-9**  
**PLANOS**

