

UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN

FACULTAD DE CIENCIAS DE LA TIERRA



TESIS

**“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA Y CINEMÁTICA DEL TRAMO
JUAN CAPITÁN–EL CHIHUE, CIUDAD VICTORIA, TAMAULIPAS
(CARRETERA TAM-126 RUMBO NUEVO)”**

PRESENTA

LEONARDO ARTURO MEZA HERNÁNDEZ

**COMO REQUISITO PARCIAL PARA OBTENER EL GRADO DE
MAESTRÍA EN CIENCIAS GEOLÓGICAS**

JULIO, 2018



**UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN
FACULTAD DE CIENCIAS DE LA TIERRA**



LA TESIS

**“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA Y CINEMÁTICA DEL TRAMO JUAN
CAPITÁN–EL CHIHUE, CIUDAD VICTORIA, TAMAULIPAS
(CARRETERA TAM-126 RUMBO NUEVO)”**

ELABORADA POR

LEONARDO ARTURO MEZA HERNÁNDEZ

HA SIDO ACEPTADA COMO REQUISITO PARCIAL PARA OPTAR POR EL GRADO DE
MAESTRÍA EN CIENCIAS GEOLÓGICAS

Vo. Bo.

DIRECTOR DE TESIS

M.C. EFRAÍN ALVA NIÑO



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE NUEVO LEÓN
FACULTAD DE CIENCIAS DE LA TIERRA



LA TESIS

**“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA Y CINEMÁTICA DEL TRAMO JUAN
CAPITÁN-EL CHIHUE, CIUDAD VICTORIA, TAMAULIPAS
(CARRETERA TAM-126 RUMBO NUEVO)”**

ELABORADA POR

LEONARDO ARTURO MEZA HERNÁNDEZ

HA SIDO ACEPTADA COMO REQUISITO PARCIAL PARA OPTAR POR EL GRADO DE
MAESTRO EN CIENCIAS GEOLÓGICAS

Vo. Bo.

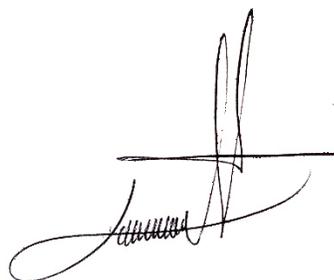
COMITÉ DE TITULACIÓN

M.C. EFRAÍN ALVA NIÑO
Director de Tesis

DR. FRANCISCO MEDINA BARRERA
Co-Director de Tesis

DR. HÉCTOR DE LEÓN GÓMEZ
Co-Director de Tesis

A través de este medio declaro bajo protesta de decir verdad, haber realizado esta tesis de manera personal y utilizando únicamente los medios, equipos, procedimientos y asesorías descritas en la misma.

A handwritten signature in black ink, consisting of a series of loops and a horizontal line, positioned above the printed name.

Leonardo Arturo Meza Hernández
2018

Dedicatoria

A **Dios**, porque desde el principio le plació retirar de mí cualquier esencia y sustancia de cobardía, sino que, por el contrario, me ha entregado poder, amor y autodisciplina para concluir todo lo que me he propuesto.

A mi mamá, **Lina**, por tu apoyo, tus oraciones y buenas decisiones que me han alcanzado hasta hoy, tu esfuerzo siempre da frutos y lo que emprendes prospera.

A mi papá, **Arturo**, por ser el ejemplo más alto que he visto de esfuerzo, disciplina, trabajo, y de cómo debe ser un varón conforme al corazón de Dios, quiero llegar a tener el impacto en otros, así como tú lo tienes en mí.

A mi hermano, **Saúl**, por tu beso y abrazo puntual, y aunque ya no somos tan niños, siempre me hace sentir que estás conmigo, que me animas y apoyas.

A toda mi familia que siempre ha estado atenta, gracias por creer en mí.

Agradecimientos

Principalmente a **mi familia** por ser el fundamento sobre el cual se edifica este y los próximos logros, definitivamente nada de esto sería posible sin ustedes.

A mi director de tesis el **M.C. Efraín Alva Niño**, por la manera clara y directa en que me ha aconsejado para que este proyecto incremente su valor, también por facilitar equipos de laboratorio que fueron empleados en este trabajo.

A mi co-director de tesis el **Dr. Francisco Medina Barrera**, por su empática manera en que compartía consejos, experiencias y los cursos que formaron parte del desarrollo de esta tesis.

A mi co-director de tesis el **Dr. Héctor de León Gómez**, por haberme extendido la atención para pruebas de laboratorio en el Instituto de Ingeniería Civil, así como las experiencias del área de estudio.

A la **Facultad de Ciencias de la Tierra, UANL**, por haber sido la casa de estudios donde se desarrolló la mayor parte esta tesis, al departamento de posgrado dirigido por el **Dr. Carlos Aguilar Madera**, al **Laboratorio de Ingeniería Geológica e Hidrogeología** dirigido por el M.C. Efraín Alva Niño y a los apoyos otorgados por la **SEP** para movilidad e investigación otorgados a través de esta facultad.

Al **Instituto de Ingeniería Civil de la UANL**, donde se realizaron ensayos de laboratorio y cuyos resultados son parte esencial de este trabajo.

Al **Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología (CONACYT)** por brindarme el apoyo económico durante mis estudios del periodo de maestría.

A cada uno de los **profesores** que tuve el privilegio de conocer y de los cuales aprendí desde el primer día de clases: Dr. Navarro, Dr. Montalvo, Dr. Velasco, Dr. Chapa, Dr. Medina, Dr. de León, M.C. Alva, Dr. Aguilar, Dr. Carlos Aguilar, Dr. Chávez.

A **mis compañeros**: Víctor Galván, Panny, Adrián Coronado, Karla, Tano, Mayck, Sandy, Jenny, Roberto, Leonardo, Jaime, Maquina, al Profe Briones, Ana Blanco, que siempre me apoyaron en campo, en posgrado, en todos lados. ¡Que buen tiempo hemos pasado!

El oro y la plata se sacan de las minas y se limpian con fuego.

El hierro y el cobre se sacan de la tierra y se les quita la impureza.

Ya no hay para los mineros lugar demasiado oscuro; en los más lejanos rincones buscan piedras preciosas; con la ayuda de cuerdas, bajan a profundos barrancos; cavan largos túneles donde nadie ha puesto el pie.

En esas profundas minas, donde el calor es insoportable, se gana la vida el minero.

De las rocas saca zafiros, y de entre el polvo saca oro.

Ningún león, ninguna fiera, ha llegado a esos lugares; ¡ni siquiera la mirada del halcón ha podido descubrirlos!

Los mineros golpean la dura roca y dejan descubierto el corazón de las montañas; abren túneles en las rocas, y contemplan grandes tesoros; llegan a donde nacen los ríos, y entonces sacan a la luz lo que había permanecido oculto.

fragmento *“El canto de la sabiduría”*
Job 28:1-12 TLA

“Entre las cosas hay una de la que no se arrepiente nadie en la tierra. Esa cosa es haber sido valiente”

Hugo López - Luis Miguel-La Serie
(Jorge Luis Borges)

“La función del ingeniero de diseño no es calcular exactamente, sino juzgar profundamente”

Hoek & Bray (1981)

Contenido General

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES	III
ÍNDICE DE TABLAS	IX
RESUMEN	XII
ABSTRACT	XIII

1. GENERALIDADES **1**

1.1 INTRODUCCIÓN	1
1.2 HIPÓTESIS	2
1.3 JUSTIFICACIÓN	2
1.4 OBJETIVOS	2
1.5 LOCALIZACIÓN	3
1.6 CLIMA Y VEGETACIÓN	3
1.7 TRABAJOS PREVIOS	5
1.8 METODOLOGÍA	6

2. GEOLOGÍA REGIONAL **8**

2.1 ESTRATIGRAFÍA	9
2.2 ESTRATIGRAFÍA EN EL ÁREA DE ESTUDIO	10

3. MARCO TEÓRICO **15**

3.1 PRINCIPIOS DE DISEÑO DE TALUDES EN ROCA	15
3.2 MACIZO ROCOSO	19
3.3 MÉTODOS DE DISEÑO DE TALUDES EN ROCA	25
3.4 RECOLECCIÓN E INTERPRETACIÓN DE DATOS	30
3.5 ORIENTACIONES EN PLANOS Y LÍNEAS	31
3.6 ANÁLISIS ESTEREOGRÁFICO	32
3.7 IDENTIFICACIÓN DEL MECANISMO DE FALLA	34

4. ANÁLISIS CINEMÁTICO Y DE ESTABILIDAD **36**

4.1 INTRODUCCIÓN	36
4.2 CONO DE FRICCIÓN	36
4.3 FALLA PLANAR	38
4.4 FALLA TRIDIMENSIONAL (CUÑAS)	41
4.5 FALLA POR VUELCOS (TOPPLINGS)	43
5. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA	49
5.1 ROCK MASS RATING (RMR).	49
5.2 SLOPE MASS RATING (SMR)	53
5.3 CRITERIO DE FALLA GENERALIZADO DE HOEK & BROWN	55
6. RESULTADOS	58
6.1 VALORACIÓN GEOMECÁNICA ROCK MASS RATING (RMR)	58
6.2 VALORACIÓN GEOMECÁNICA SLOPE MASS RATING (SMR)	63
6.3 VALORACIÓN GEOMECÁNICA CRITERIO DE FALLA GENERALIZADO DE HOEK & BROWN	68
6.4 ANÁLISIS CINEMÁTICO POR TALUD	78
7. ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE TALUDES	90
8. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	103
9. BIBLIOGRAFÍA	107
10. ANEXOS	114

Índice de Ilustraciones

Ilustración 1.- Mapa de localización del área de estudio. SMO: Sierra Madre Oriental. PCGM: Provincia Costera del Golfo de México.....	3
Ilustración 2.- Columna estratigráfica que aflora en el tramo carretero Juan Capitán - El Chihue. Tomado de Armas Zagoya, 2004.....	9
Ilustración 3.- Cortes por medios mecánicos y explosivos al macizo rocoso de la Fm. Tamaulipas Inferior. UTM 14 Q 484646.78 m E 2609960.90 m N.....	10
Ilustración 4.- Contacto litológico entre calizas masivas y horizontes calcáreo arcillosos delgados y lutitas de la Fm. La Peña. Km. 29+500, Carretera Rumbo Nuevo, Tam 129. Tomada de Google Earth 2017, INEGI 2017.....	11
Ilustración 5.-Contacto litológico entre unidad de calizas masivas (derecha a la línea punteada) y estratos ondulantes de lutitas y margas (derecha de la línea punteada).....	12
Ilustración 6.- Aspecto de la formación Cuesta del Cura, corte carretero, se observan los pliegues y ondulaciones en los estratos.	13
Ilustración 7.- Pliegue y contacto entre Fm. Cuesta del Cura (bajo línea punteada) y Fm. Agua Nueva (sobre la línea punteada).	14
Ilustración 8.- Ejemplo de cortes al macizo rocoso, comparando la forma de un talud único de mayor altura (izquierda), y un arreglo de bancos y bermas (derecha).Elaboración propia.	15
Ilustración 9.- Tramo en carretera Rumbo Nuevo, Ruta 126 Tamaulipas, corte abrupto en un macizo de calizas dejando una superficie con inclinación de 76° (línea roja) desfavorable respecto a los planos de estratificación (líneas verdes). Tomada de Google Earth Pro. INEGI 2017, Google 2017.	16
Ilustración 10.- La estabilidad de los cortes realizados en roca está muy ligada a las condiciones geológicas del sitio, por ejemplo la dirección en la que se disponen las discontinuidades (líneas grises en la roca). a) Inestabilidad sobre la superficie de discontinuidad que aflora a la cara del talud; b) Condición de estabilidad debido	

al paralelismo de la cara del talud respecto a las discontinuidades; c) Inestabilidad por discontinuidades que delimitan bloques; d) Vuelcos de fragmentos de roca cuya relación base entre altura es baja; e) Salientes de roca más competente respecto a las más susceptibles al intemperismo; f) Posible falla circular en un medio rocoso excesivamente fracturado. Modificado de C. Wyllie & W. Mah, 2005 18

Ilustración 11.- Modelo de pliegue con fracturas por extensión sistema abc y por cizalla sistema hkl. Los ejes abc corresponden a las direcciones de esfuerzos principales.hk0: Fracturas por cizalla que intersectan al eje c. Tomado de Quade, H. 1984.20

Ilustración 12.- Transición de lo que representa una muestra de roca intacta (triángulo rojo) a un macizo rocoso (círculo rojo y continuo). Elaboración propia.....21

Ilustración 13.- Diagrama del Envolvente de Mohr donde a partir de ensayos triaxiales a muestras se puede inferir los valores de ángulo de fricción interna y cohesión del material de estudio. **f**: Subíndice que indica el lugar en el que la magnitud del esfuerzo hace fallar al material; **3**: Subíndice que indica al menor esfuerzo normal; **1**: Subíndice que indica al mayor esfuerzo normal. Modificado de Kliche, 1999.22

Ilustración 14.- Definición de los componentes de un deslizamiento, donde el área inferior (trama) indica la parte empotrada no deslizada, mientras que el área punteada muestra el material desplazado. Modificado de C. Wyllie & W. Mah, 2005.....24

Ilustración 15.- Nomenclatura de las diferentes superficies que se generan en la construcción de un talud en carreteras y autopistas. Modificado de Kliche, 1999.25

Ilustración 16.- Esquema que expone las fuerzas del diagrama de cuerpo libre para el cálculo del factor de seguridad de un bloque deslizante; (a) Envolvente de Mohr que muestra la resistencia de corte, (b) Descomposición de la carga W, en las resultantes paralelo y perpendicular respecto a la superficie inclinada. Modificado de C. Wyllie & W. Mah , 2005.27

Ilustración 17.- Área del talud A, producto algebraico de las dimensiones en el contacto entre el bloque que se desliza y la roca empotrada.....28

Ilustración 18.- Esquema conceptual de la dirección de la fuerza concentrada de empuje hidrostático. Modificado de C. Wyllie & W. Mah , 2005	30
Ilustración 19.- Esquema de los parámetros geométricos de planos y líneas. a) Vista isométrico de un plano. b) Vista en planta de un plano orientado. c) Vista lateral de una línea (rumbo e inmersión). Modificado de C. Wyllie & W. Mah , 2005.....	32
Ilustración 20.- Falsilla Lambert (Schmidt) que conserva áreas. (Modificado de (Babín Vich & Gómez Ortiz, 2010).....	33
Ilustración 21.- Diagrama de contornos generado en software Dips 6.0. Líneas verdes: Corresponden a los círculos máximos de las direcciones preferenciales de los planos de discontinuidades. Línea Roja: Representa la dirección y el buzamiento de la cara del talud.	34
Ilustración 22.- Principales mecanismos de falla para taludes en roca y la concentración de datos estructurales probables causantes. (a) Falla planar a partir de una superficie de deslizamiento (usualmente planos de estratificación) que buza hacia la cara de la excavación. (b) Falla en cuña formada cuando se interceptan dos planos de discontinuidad. (c) Falla tipo vuelcos generada cuando los planos de discontinuidad buzan abruptos tras la cara del talud.	35
Ilustración 23.- Direcciones de deslizamiento respecto al arreglo geométrico y apertura angular de los planos de discontinuidad respecto a la cara del talud.....	35
Ilustración 24.- Zonas de inestabilidad respecto a un plano definido. El cono de fricción es una circunferencia medida en grados a partir del centro de la estereofalsilla.	38
Ilustración 25.- Delimitación del bloque susceptible a deslizar delimitado por la ruptura de tensión.....	39
Ilustración 26.- Componentes del sistema de fuerzas involucrados en un mecanismo de falla planar. Modificado de C. Wyllie & W. Mah, 2005.....	40
Ilustración 27.- Componentes geométricos de un deslizamiento tridimensional o cuñas. a) Mediciones angulares tomados de la proyección estereográfica para determinar los factores X, Y, A, y B. b) Correspondencia de información estructural en el sitio de estudio. c) Vista	

en corte de la cuña para estimar el punto de máxima influencia hídrica. Modificado de Hoek et al., 1973 y C. Wyllie & W. Mah , 2005.	43
Ilustración 28.- Esquema del sistema de fuerzas involucradas a un bloque esbelto sobre un plano inclinado.....	43
Ilustración 29.- Esquema generalizado de tipos de vuelcos. a) Vuelco de bloques. b) Vuelco flexural. Tomado de Hoek, 1968.....	44
Ilustración 30.- Diagrama de liberación de energía por falla de vuelcos, pulsos. (Kimber, Allison, & Cox, 1998)	45
Ilustración 31.- (a) Fuerzas actuantes sobre un bloque n . (b) Condición para el vuelco de un bloque n . (c) Condición para deslizar un bloque n . (d) Secciones de bloques sobre una superficie escarpada a partir de su equilibrio limite.	48
Ilustración 32.- Acción del esclerómetro sobre la superficie de ensayo, cuidando la perpendicularidad.	58
Ilustración 33.- Trabajo con núcleos de roca. A) Recolección de muestras en campo. B) Barrenación y extracción de núcleos. C) Medición de núcleos. D) Corte y cabeceo de núcleos. E) Aspecto general de núcleo de roca.	69
Ilustración 34.- Trabajos de ensayo a la compresión en cilindros de roca. A) Equipo INSTRON 600DX.B) Equipo de compresión Universal. C) Aspecto de cilindro que llega a fallo.	69
Ilustración 35.-Análisis de resistencia de roca a través del software RocLab (Rocscience, 2002). Línea Roja: Traza de Criterio de falla de Hoek & Brown. Línea Azul: Traza de ajuste de Mohr-Coulomb.....	75
Ilustración 36.- Análisis de resistencia de roca a través del software RocLab (Rocscience, 2002). Línea Roja: Traza de Criterio de falla de Hoek & Brown. Línea Azul: Traza de ajuste de Mohr-Coulomb.....	76

Ilustración 37.- Análisis de resistencia de roca a través del software RocLab (Rocscience, 2002). Línea Roja: Traza de Criterio de falla de Hoek & Brown. Línea Azul: Traza de ajuste de Mohr-Coulomb.....	77
Ilustración 38.- Condiciones cinemáticas para falla del tipo cuña. Talud 1, 255°/82°.....	79
Ilustración 39.- Volumen con susceptibilidad a deslizarse de manera planar, Talud 1. R.T.: Ruptura de tensión. Línea sólida: Traza de estratificación y R.T. Línea punteada: Traza de deslizamiento. Km 10+300.	79
Ilustración 40.- Condiciones cinemáticas para falla de tipo planar. Talud 2, 191°/66°.....	80
Ilustración 41.- Volumen con susceptibilidad a deslizarse de manera planar, Talud 2. Línea punteada: Traza de deslizamiento. Km 10+400.	81
Ilustración 42.- Cortes al macizo rocoso en la unidad de Calizas Masivas Km. 11+000 que representan las caras de los taludes 3 y 4. Líneas rojas: Intersección de planos que forman cuñas.....	82
Ilustración 43.- Condiciones cinemáticas para falla en cuña. Talud 3, 236°/89°.....	82
Ilustración 44.- Condiciones cinemáticas para falla en cuña. Talud 4, 261°/89°.....	83
Ilustración 45.- Corte realizado en la unidad de Rocas Intercaladas, Talud 5, Km. 12+100. Líneas: Estratificación	84
Ilustración 46.- Condiciones cinemáticas para falla en cuña. Talud 5, 137°/62°.....	84
Ilustración 47.- Corte realizado en la unidad de Rocas Intercaladas en el Km. 12+350, en la que se presenta susceptibilidad de vuelcos. Talud 6.	85
Ilustración 48.- Condiciones cinemáticas para falla en vuelcos. Talud 6, 167°/70°.....	86
Ilustración 49.- Corte realizado en la unidad de Rocas Intercaladas, Talud 7, Km. 12+100. Margen izquierda.....	87
Ilustración 50.- Condiciones cinemáticas para falla en cuña. Talud 7, 318°/77°.....	87

Ilustración 51.- Corte realizado en la Unidad de Rocas Intercaladas, en la Fm. Cuesta del Cura, Km. 12+350, Talud 8.	88
Ilustración 52.- Condiciones cinemáticas para falla en cuña. Talud 8, $338^{\circ}/89^{\circ}$	89
Ilustración 53.- Diagrama de cuerpo libre. Deslizamiento planar Talud 1. W: Componente que representa el peso del bloque deslizante. U: Componente del empuje hidrostático en la superficie de deslizamiento. V: Componente del empuje hidrostático en la ruptura por tensión.....	91
Ilustración 54.- Diagrama de cuerpo libre. Deslizamiento planar Talud 2. W: Componente que representa el peso del bloque deslizante. U: Componente del empuje hidrostático en la superficie de deslizamiento. V: Componente del empuje hidrostático en la ruptura por tensión.....	92
Ilustración 55.- Representación estereográfica de las líneas que forman la cuña y sus distancias angulares.....	94
Ilustración 56.- Representación estereográfica de las líneas que forman la cuña y sus distancias angulares.....	96
Ilustración 57.- Representación estereográfica de las líneas que forman la cuña y sus distancias angulares.....	97
Ilustración 58.- Esquema conceptual del deslizamiento tipo Vuelco para el Talud 6.....	99
Ilustración 59.- Distribución de esfuerzo normal (R_n) y de corte (S_n) en la base de cada bloque.....	99
Ilustración 60.- Representación estereográfica de las líneas que forman la cuña y sus distancias angulares.....	101
Ilustración 61.- Representación estereográfica de las líneas que forman la cuña y sus distancias angulares.....	102
Ilustración 62.- Factores de seguridad según distintas clasificaciones geomecánicas.....	105

Índice de Tablas

Tabla 1.- Temperatura mensual media para el municipio de Ciudad Victoria. CONAGUA 2016 (Unidades: °C).....	4
Tabla 2.- Precipitación total anual por municipio. CONAGUA 2016. (Unidades: mm).....	4
Tabla 3.- Precipitación total mensual para Ciudad Victoria. CONAGUA 2016 (Unidades: mm)	4
Tabla 4.- Intervalos de valores mínimos de factor de seguridad según el uso de la excavación. Tomado de C. Wyllie & W. Mah, 2005.....	26
Tabla 5.- Clasificación RMR, Resistencia a la compresión. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).....	50
Tabla 6.- Clasificación RMR, designación de la calidad de roca. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).....	50
Tabla 7.- Clasificación RMR, separación de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).....	51
Tabla 8.- Clasificación RMR, abertura de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).	51
Tabla 9.- Clasificación RMR, persistencia de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).....	51
Tabla 10.- Clasificación RMR, rugosidad de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).....	52
Tabla 11.- Clasificación RMR, alteración de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).....	52
Tabla 12.-Clasificación RMR, relleno de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).	52

Tabla 13.- Clasificación RMR, estado general de humedad. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).....	53
Tabla 14.- Valores de resistencia del macizo rocoso de acuerdo a su índice RMR. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).....	53
Tabla 15.- Factores de ajuste para discontinuidades. Tomado de Romana, 1985.....	54
Tabla 16.- Factores de ajuste por método de excavación. Tomado de Romana, 1985.....	54
Tabla 17.- Descripción de clases de macizo rocoso, mediante SMR. Tomado de Romana 1985.	55
Tabla 18.- Cuadro de susceptibilidad por tipo de falla. Tomado de Romana 1985.	55
Tabla 19.- Información de geometría de cortes en el área de estudio.....	63
Tabla 20.- Factores de corrección por relación de esbeltez diferente a 2.00.	70
Tabla 21.- Ejercicio de interpolación logarítmica para valores de esbeltez entre 1.00 y 0.50.	71
Tabla 22.- Estimación de factores de corrección interpolados linealmente con base en la Norma M.MMP.2.02.058/04.....	71
Tabla 23.- Gráfica esfuerzo deformación para unidad de carbonatos masivos.	72
Tabla 24.- Gráfica esfuerzo deformación para unidad de carbonatos intercalados.....	73
Tabla 25.- Gráfica esfuerzo deformación para unidad de lutitas intercaladas.	74
Tabla 26.- Datos de entrada para software RocLab (Rocscience, 2002). Densidad tomada de Gorka, 2002.....	74
Tabla 27.- Datos de entrada para software RocLab (Rocscience, 2002). Densidad tomada de Gorka, 2002.....	75
Tabla 28.- Datos de entrada para software RocLab (Rocscience, 2002). Densidad tomada de Armas Zagoya, 2004.	76

Tabla 29.- Resumen de parámetros de resistencia de macizos rocosos obtenidos por diferentes técnicas de caracterización geomecánica, columna de Criterio Barton y Choubey tomada de Armas Zagoya, 2004.	90
Tabla 30.- Cálculo de estabilidad del Talud 1	91
Tabla 31.- Cálculo de estabilidad del Talud 2.....	93
Tabla 32.- Cálculo de la estabilidad del Talud 3.....	94
Tabla 33.- Cálculo de la estabilidad del Talud 4.....	95
Tabla 34.- Cálculo de la estabilidad del Talud 5.....	97
Tabla 35.- Cálculo de la estabilidad del Talud 6. Lista de fuerzas y dimensiones de bloques.	99
Tabla 36.- Cálculo de la estabilidad del Talud 7.....	100
Tabla 37.- Cálculo de la estabilidad del Talud 8.....	102
Tabla 38.- Factores de seguridad según diferentes clasificaciones geomecánicas.	105

Resumen

El presente trabajo de investigación evalúa las condiciones geomecánicas y cinemáticas de un sitio objeto de construcción, esto implica que estamos incursionando en determinar la viabilidad de los trabajos civiles, en el sentido de calificar y sugerir la estrategia para que la obra sea realizada de manera segura, que cumpla su objetivo para la que se planeó y que satisfaga los lineamientos de tiempo y recursos financieros dispuestos.

Para realizar esta tarea se determinó la resistencia de los macizos rocosos que fueron cortados durante la construcción de la carretera, empleando distintas clasificaciones geomecánicas vigentes: RMR (Rock Mass Rating), SMR (Slope Mass Rating), Criterio de Falla Generalizado de Hoek & Brown.

A través de análisis estereográficos se observó las relaciones entre la inclinación y orientación de los cortes realizados respecto al fracturamiento de cada macizo rocoso, para definir los posibles mecanismos de falla y direcciones de deslizamiento probables, conocido como análisis cinemático. Se determinaron deslizamientos del tipo planar, cuñas y un talud con susceptibilidad de vuelcos.

Empleando los valores de resistencia al corte de cada macizo rocoso se ingresaron en las ecuaciones para cada mecanismo de falla y se determinó el factor de seguridad para cada talud. Los cortes realizados a las calizas masivas superan el intervalo de seguridad de 1.5-2.0 unidades, por lo que se consideran estables, mientras que los cortes realizados a las unidades de rocas intercaladas resultan con dentro del intervalo de seguridad y en ocasiones menores, lo cual es considerado metaestable.

Como interés general de esta evaluación es hacer notar lo susceptible que es el factor de seguridad a crecer o decrecer ante las mínimas variaciones de orientación e inclinación de un corte con respecto a las familias de discontinuidades en la estructura geológica que ha sido excavada, lo cual es útil para la planeación en un trazo carretero, así como, de ser necesario, realizar las sugerencias pertinentes para replantear el proyecto y sus frentes de trabajo.

Abstract

Assess the geomechanical and kinematic conditions of a site under construction, imply that we are venturing into determining the viability of civil works, in the sense of qualifying and suggesting the strategy for the work be carried out in a safe manner, that meets its objective for which it was planned and satisfies the guidelines of available time and financial resources.

For achieving to this duty global rock mass strength was determined where these were cutted when the highway was built, using different current Geomechanical Classifications: RMR, SMR, Generalized Failure Criteria by Hoek & Brown.

Through the stereographic analysis it was observed the relationship between inclination and orientation of the cutted slopes with respect to the tectonic discontinuities sets to define the likely failure modes and sliding directions. Different failure modes were determined: Planar Sliding, Wedge Sliding and one slope with a likely Topple sliding.

Global rock mass shear strenght values were joined into the ecuations that represent each failure mode and a safety factor were determined for each slope. Cuts that were made in the massive limestones overcome the safety range (1.5-2.0 units) so the slopes are considered stable, while the slopes that were cutted through the intercalated rocks safety factor lies inside the safety range and sometimes does not reach it, therefore they are considered metaestable.

The main aim of this evaluation is to note how suceptible the safety factor is, either to increase or decrease with the minimum orientation and inclination variations of the cut with respect to the different discontinuities sets of the geological structure that has been excavated, which is useful for the planning of a road trace, as well as, if necessary, make pertinent suggestions to rethink the project and its work fronts.

1. Generalidades

1.1 Introducción

En el crecimiento demográfico e industrial de una mancha urbana a través del tiempo se puede apreciar a simple vista que de poco en poco va requiriendo infraestructura para soportar las necesidades de los habitantes que en ella residen, por ejemplo, al paso del tiempo el aumento poblacional requiere mayores áreas habitacionales para vivir, así mismo las instalaciones y servicios que promuevan un desarrollo social adecuado.

Por el lado del crecimiento industrial y de servicios en el que una sociedad forma parte, el tema de la comunicación entre distintos puntos de nuestro país a través de las vías de transporte *multi-modal* como lo son: ferroviarias, aéreas, marítimas, caminos y carreteras, es de gran importancia ya que promueven el empleo, generan relaciones estratégicas de mercado y contribuyen a la comunicación dentro de nuestro territorio.

Teniendo especial atención a las obras de infraestructura para vías terrestres, caminos y carreteras, se valen de distintos factores que son necesarios para su diseño y calidad geométrica, por ejemplo, el tipo de vehículos que transitarían por esta, la velocidad de proyecto y las condiciones del terreno sobre el cual estas existirán. Este último factor es al que particularmente se le da menor atención al no prever situaciones geológicas inesperadas mismas que se definen en las campañas de estudio geológico, lo cual es causante de mayores retrasos e incrementos en los costos de la construcción de tramos carreteros así también en las obras relacionadas con estas (Stewart & Kennedy, 1970) (SCT, Anuario Estadístico, 2004).

La metodología de evaluación para taludes en macizos rocosos para tramos carreteros aquí presentada se expone con el interés de poner a disposición un camino para calificar cuantitativamente las condiciones particulares de una estructura geológica involucrada en un proyecto carretero, que sea útil para la adjudicación de futuras obras públicas.

Leonardo Arturo Meza Hernández

1.2 Hipótesis

La estructura geológica plegada en la que se encuentra desplantada la Carretera TAM 126 demuestra un arreglo geométrico de fracturas y diaclasas no solo extensionales (a, b, c) sino también de cizalla (h, k, l) lo cual en conjunto con los cortes realizados generan inestabilidad y distintos mecanismos de falla.

1.3 Justificación

Existe la necesidad de involucrar los estudios de mecánica de rocas y en general de la Ingeniería Geológica (Geología Aplicada) en la planeación y ejecución de obras civiles, en especial en vías terrestres que es el interés del presente estudio (Brawner & Milligran, 1971; Kliche, 1999; González de Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo, 2002).

Lo anterior se menciona ya que el conocimiento del estado estructural del sitio, como las familias de discontinuidades, calidad de roca y situación hidrogeológica, permite prevenir en las obras civiles situaciones desfavorables como los deslizamientos en masa, lo cual es el área de estudio es el caso, ya que ha sido motivo de frecuentes inversiones por parte de las dependencias estatales y federales, como lo fue en el 2015, que se requirieron trabajos de reparación de talud, modificación del trazo de una curva horizontal, entre otros conceptos (ANEXO 6).

1.4 Objetivos

Realizar el análisis de estabilidad de taludes, con parámetros geomecánicos obtenidos por las clasificaciones vigentes y de laboratorio, para finalmente asignar el F.S. (Factor de Seguridad) de cada talud según corresponda.

- Realizar una Carta Geológica y Estructural 1:10,000.
- Realizar una Carta Ingeniero-Geológica 1:10,000 (RMR).
- Diferenciar la litología del área en Zonas Homogéneas (Basado en el RMR).
- Caracterización Geomecánica según RMR, SMR y según Criterio de Falla Generalizado de Hoek & Brown.
- Análisis cinemático y de estabilidad de taludes.
- Calculo de Factores de Seguridad en diferentes condiciones.

1.5 Localización

El área de estudio se localiza a 16 km. al sur del centro de la capital del Estado de Tamaulipas, Ciudad Victoria (Ilustración 1), incluido dentro de las coordenadas UTM: 14 Q 483,000-486,000 E y 2,608,000-2,610,000 N.

Las carreteras que conectan a Ciudad Victoria con los municipios de Tula y Jaumave (al sur de Tamaulipas) son las vías de acceso al área de estudio, los tramos Federales 101 y 126, siendo esta última la mayor TDPA (Tránsito Diario Promedio Anual) y que permite un menor tiempo de arribo al área de estudio.

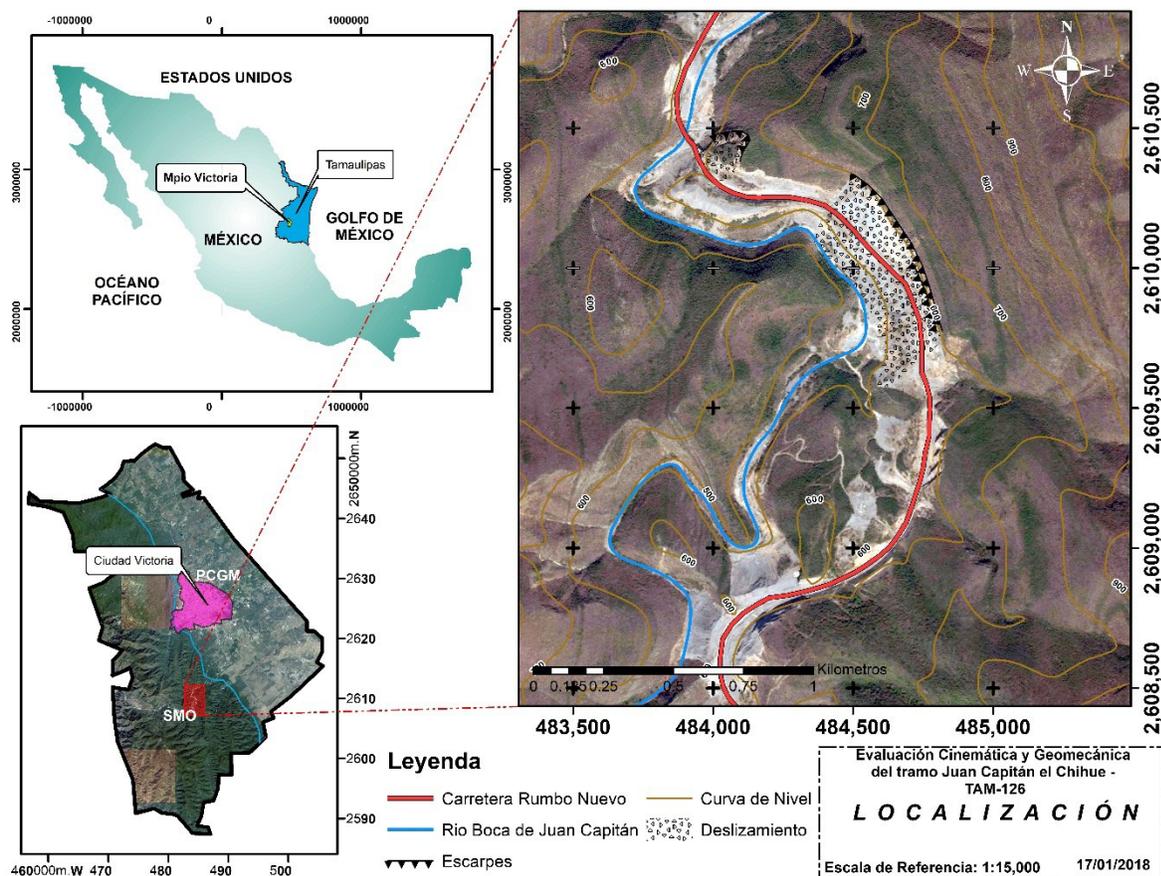


Ilustración 1.- Mapa de localización del área de estudio. SMO: Sierra Madre Oriental. PCGM: Provincia Costera del Golfo de México.

1.6 Clima y vegetación

De manera general la mayor parte del territorio tamaulipeco conserva un clima seco y semiseco, cálido a subhúmedo, con las mayores temperaturas mensuales promedio

cercanas a los 30°C en los meses Junio-Agosto (Tabla 1), con temperaturas máximas que sobrepasan los 40°C y en ocasiones menores que 0°C (INEGI, 2016).

Tabla 1.- Temperatura mensual media para el municipio de Ciudad Victoria. CONAGUA 2016 (Unidades: °C).

Estación	Periodo	MES											
		E	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D
Ciudad Victoria	2015	13.4	16.2	19.2	25.4	27.6	28.3	29.2	29.8	28.1	25.5	21.4	18.4
	Promedio De 1960 a 2015	16.5	18.5	22.1	25.6	27.9	29.2	29.2	29.3	27.3	24.3	20.4	17.3
	Año más frío 1976	15.8	19.5	22.5	25.2	25.9	28	26.5	27.3	27	20.9	14.8	14.7
	Año más caluroso 1998	19.5	20.4	21.5	25.8	30.8	32.9	32.4	30.4	28	24.8	21.7	17.2

La capital del estado se encuentra dentro de los municipios de Tamaulipas con mayor precipitación promedio anual, con volúmenes que superan los 900 mm, agrupados preferencialmente en dos intervalos en el año, uno de abril a junio y el otro de agosto a octubre, tendencia que reporta CONAGUA (Tabla 3).

Tabla 2.- Precipitación total anual por municipio. CONAGUA 2016. (Unidades: mm).

Estación	Periodo	Precipitación promedio	Precipitación del año mas seco	Precipitación del año mas lluvioso
Tampico	De 1960 a 2015	1,116.90	602.40	1,635.30
Ciudad Victoria	De 1960 a 2015	920.90	512.70	1,547.20
Nuevo Laredo	De 1960 a 2014	542.50	42.30	1,267.00
Ocampo	De 1960 a 2015	1,414.80	406.30	3,589.00
San Fernando	De 1960 a 2015	685.50	345.50	1,199.70
Jaumave	De 1961 a 2015	457.20	213.50	720.40
Joya de Salas	De 1961 a 2010	721.50	55.00	1,510.20
Miquihuana	De 1963 a 2015	389.80	198.50	682.50
Soto la Marina	De 1982 a 2015	755.40	337.00	1,506.20
Plan de Ayala	De 1980 a 2015	596.70	289.60	929.20
Las Antonias	De 1981 a 2015	428.20	85.00	662.00
Los Uvalle	De 1981 a 2015	329.10	95.50	625.00

Tabla 3.- Precipitación total mensual para Ciudad Victoria. CONAGUA 2016 (Unidades: mm)

Estación	Periodo	MES											
		E	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D
Ciudad Victoria	2015	25.0	44.5	49.4	52.0	68.8	126.6	18.2	68.1	60.4	201.3	30.2	2.3
	Promedio De 1960 a 2015	23.1	19.4	26.3	48.0	98.2	133.2	86.9	126.3	218.1	98.8	24.2	20.8
	Año más seco 1976	24.1	5.4	0.0	71.0	17.4	78.3	29.3	100.7	98.0	71.8	14.2	2.5
	Año más lluvioso 1998	26.5	56.9	5.7	49.3	10.5	497.6	62.7	456.8	131.3	226.5	18.6	4.8

La vegetación que se desarrolla corresponde a zonas de bosques de encinos (*Quercus rysophylla* y *polymorpha*), pino chino (*Pinus teocote*), copalillo (*Liquidambar styraciflua*) y nogal (*Juglans sp*) para las regiones altas, mientras que áreas de llanura abundan variadas

especies de pastizales y matorrales como la gavia (*Acacia rigidula*), *corvagallina* (*Neopringlea intergrifolia*) e izote (*Yucca sp*), así también mezquiales como el ébano (*Pithecellobium flexicaule*), nagua blanca (*Cordia greggi*), mezquite (*Prosopis laevigata*) (INEGI, 2016).

1.7 Trabajos previos

El estudio de los principales elementos fisiográficos del territorio Mexicano ha sido tarea continua de actualización, tal como lo es la Sierra Madre Oriental, también conocido como *Cinturón de Pliegues y Cabalgaduras Mexicano* (Fitz-Díaz, F. Lawton, Juárez-Arriaga, & Chávez-Cabello, 2017), y de gran interés para la identificación de sus unidades litológicas, estilos de deformación, estado estructural y en general la tectónica que rige en gran parte al NE de México y que han sido reportadas por Eguiluz de Antuñano (*et al.*, 2000), Carrillo-Bravo (1961), Chávez-Cabello (2005), Gray y Lawton (2011), Lehmann *et al.* (1999), Chávez-Cabello *et al.* (2011), Campa y Coney (1983), Padilla y Sánchez (1986, 1982, 1985), Ruiz Martínez y Werner (1997), Michalzik y Schumann (1994), Goldhammer *et al.* (1991), Goldhammer (1999), así también Cruz Gámez *et al.* (2015) Rubio-Cisneros *et al.* (2011), Serna Pedraza (2011), Velasco-Tapia *et al.* (2015) han reportado investigaciones acerca de vulcanismo (Triásico superior a Jurásico Superior) que ha tenido impacto en la SMO, y particularmente en localidades cercanas al área de estudio.

También han sido publicadas investigaciones relacionadas con los temas de este trabajo de tesis y que son de utilidad para conocer a detalle la transición que ha sufrido el estado del arte de la ingeniería geológica:

- **Salinas Jasso *et al.* (2017):** Realizaron la primera evaluación de deslizamientos en masa en el Noreste de México ante detonantes del tipo sísmico.
- **Salinas Jasso (2017):** A partir de un inventario de distintas tipologías de movimientos en masa en una localidad parte de la Sierra Madre Oriental expone una forma de evaluar el riesgo de tales deslizamientos ante detonantes meteorológicos, antropogénicos y sísmicos.
- **Chapa Arce (2016):** Análisis de estabilidad de taludes al poniente de Monterrey. A partir de una clasificación geomecánica del macizo rocoso y posteriormente un análisis cinemático.

- **Segura Amado (2006):** Realizó un análisis de la construcción del tramo carretero, así mismo expone que el uso indiscriminado de explosivos contribuyó fuertemente en los deslizamientos.
- **Armas Zagoya (2004):** Realizó una cartografía del área Juan Capitán-El Chihue (Rumbo Nuevo) y el Anticlinorio Huizachal-Peregrina, también evaluó la estabilidad de taludes a 17.5 km al oeste.
- **Torsten Gorka (2002):** Realizó un estudio de Estabilidad de Taludes en la carretera Rumbo Nuevo, cartografía geológica del sitio, menciona que la parte fundamental del análisis está en determinar el mecanismo de falla y propiedades de las rocas, realizó el cálculo de factor de seguridad para el mecanismo presente.
- **Chapa Guerrero et al (1996):** Realizo un estudio de estabilidad de taludes en Chipinque, Zona Metropolitana de Monterrey, Nuevo León, México.
- **Medina Barrera (1989 y 1996):** Realizó un análisis de condiciones de seguridad antes deslizamientos en masa y estabilidad de taludes en Rayones, NL.
- **Alva Niño (1995):** Expone parámetros para la construcción de una carta Ingeniero-Geológica, para la Zona Metropolitana de Monterrey.

1.8 Metodología

Una evaluación de este tipo, de manera general, se vale de dos partidas: la primera acerca de la caracterización del macizo rocoso según las metodologías vigentes que correspondan, la segunda, a partir de la información de parámetros de resistencia del macizo rocoso que nos entrega la primer parte, analizar la ocurrencia de posibles movimientos (análisis cinemático) y la cuantificación de estos en términos de esfuerzo *actuante-resistente* (factor de seguridad), pasando por la recolección de datos de campo, pruebas de laboratorio y mapeos correspondientes.

- **Campo**
 - Visita de reconocimiento del área de estudio para definir una estrategia de recolección de datos.
 - Levantamiento estructural (rumbo y buzamiento) con brújula y clinómetro.
 - Lecturas en campo con esclerómetro

- Toma de muestras de roca, para ensayo de compresión simple.
- Caracterización geomecánica RMR y SMR en campo de acuerdo a Bieniawski (1976) y Romana (1985).
- **Laboratorio**
 - Ensayos compresión *uniaxial*. Universidad Autónoma de Nuevo León, Facultad de Ingeniería Civil, Laboratorio de Geotecnia en el Instituto de Ingeniería Civil.
- **Gabinete**
 - Digitalización de mapas geológicos e ingeniero-geológicos (AutoCAD y SIG)
 - Interpretación de datos estructurales bajo la técnica de estereofalsillas (Dips 6.0).
 - Estimación de parámetros globales de resistencia
 - Rock Mass Rating. (Bieniawski, Classification of Jointed Rock Masses, 1976).
 - Slope Mass Rating. (Romana, The geomechanical classification SMR for slope correction, 1995).
 - Criterio de Falla Generalizado de Hoek & Brown (RocLab, Rockscience).
 - Análisis de estabilidad de taludes según su mecanismo de falla (Hoek & Bray, Rock Slope Engineering, 1981).

2. Geología Regional

El área de interés se localiza en la capital del Estado de Tamaulipas, en la parte sur-oeste de Ciudad Victoria a las inmediaciones de la Sierra Madre Oriental.

La Sierra Madre Oriental (SMO), es una provincia fisiográfica situada al noreste de México que expresa una larga cordillera, de altos topográficos, que se extiende por más de 800 km de longitud desde Parral, Chihuahua hasta Zongolica, Veracruz (Chávez-Cabello, Torres Ramos, Porras Vázquez, Cossio Torres, & Aranda Gómez, 2011), en sus partes de mayor amplitud alcanza hasta 100 km. Este cinturón orogénico es producto del levantamiento y la deformación en las rocas sedimentarias marinas mesozoicas, y también de su basamento cristalino precámbrico, durante el periodo orogénico Laramide ocurrido durante el Paleoceno Tardío – Eoceno Temprano (Eguiluz de Antuñano, Aranda García, & Marrett, 2000). De acuerdo con la información publicada (Campa & Coney, 1983) esta provincia queda incluida en el terreno tectonoestratigráfico de la Zona Este llamado Sierra Madre Oriental.

Como facción significativa dentro de la SMO se encuentra el Anticlinorio Huizachal–Peregrina, que además corresponde a las inmediaciones del área de estudio, es decir, uno de sus flancos, se encuentra a 12 km. de Ciudad Victoria, en lo que anteriormente era el borde Noreste de la Plataforma de Tamaulipas (Carrillo-Bravo, 1961), en esta estructura se diferencian dos arqueamientos que la caracterizan, en lo general con una orientación NW-SE, extendiéndose por aproximadamente 60 km hacia el norte a partir de la capital del estado de Tamaulipas, y en sus partes más amplias alcanzado a tener 20km de ancho. Como primera flexión estructural característica del anticlinal Huizachal–Peregrina es el ubicado en la parte Norte y Central del anticlinorio, denominado como Anticlinal de Peregrina, que en su núcleo se pueden encontrar afloramientos de rocas precámbricas como lo es el Gneiss Novillo, y de edad Silúrica como el Esquisto Granjeno, mientras que en sus flancos las rocas son paleozoicas y mesozoicas. El plegamiento alterno, de este anticlinorio, está situado en el extremo sur, denominado anticlinal Huizachal, que en su núcleo afloran rocas denominadas *lechos rojos* de la formación Huizachal de edad Triásico tardío, intrusivos y detríticas de edad Jurásico Medio.

2.1 Estratigrafía

A lo largo de los cortes en el tramo carretero Juan Capitán – El Chihue, se pueden reconocer 14 formaciones geológicas y diferenciados depósitos cuaternarios como aluviones y coluviones, representando entre las rocas más antiguas a las más recientes un marco cronoestratigráfico que va desde el Triásico Superior, con la formación Huizachal, hasta el Cuaternario con los depósitos antes mencionados, pasando por toda la secuencia del Cretácico.

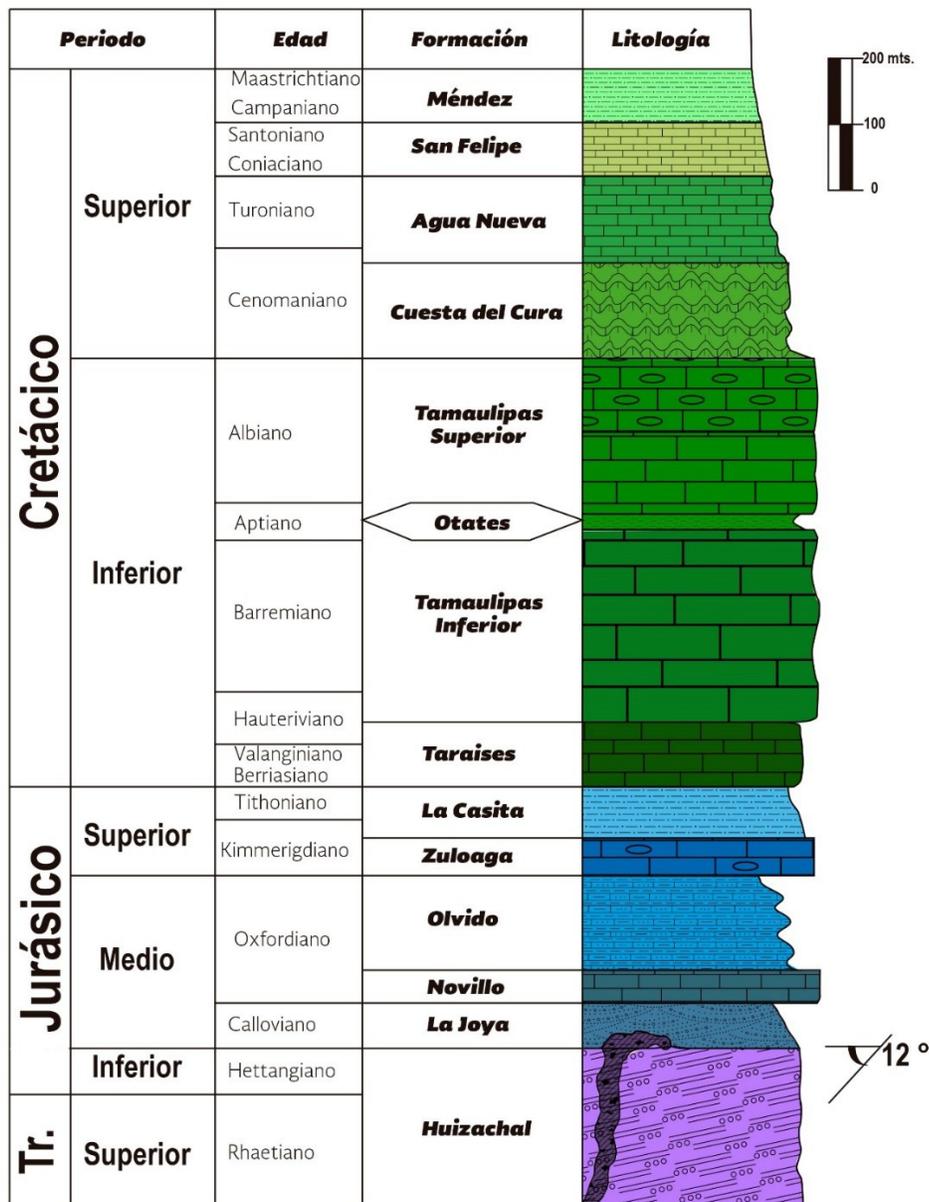


Ilustración 2.- Columna estratigráfica que aflora en el tramo carretero Juan Capitán - El Chihue. Tomado de Armas Zagoya, 2004.

2.2 Estratigrafía en el área de estudio

Cretácico superior

Fm. Tamaulipas Inferior

Constituida por una secuencia homogénea y muy competente de calizas de color gris oscuro, que a la intemperie descubre un color azul a gris. Los estratos son masivos alcanzando hasta los 2.5 m de espesor, con escasas intercalaciones de arcilla de apenas centímetros.

Como marcador estratigráfico se reconocen concreciones redondeadas de aproximadamente 30 cm de diámetro cercanas al contacto con la Fm. La Peña. La carga litostática le ha formado marcas de carga que traban los bloques unos con otros, paralelo a los planos de la estratificación, también, se observan estilolitas, así como nódulos de pedernal en forma de lentes de colores claros beige a negro. El contacto con la formación subyacente no aflora en el área de estudio. Se tiene reportado un espesor de 300 m y una edad Barremiano-Aptiano (Carrillo-Bravo, 1961; Armas Zagoya, 2004).



Ilustración 3.- Cortes por medios mecánicos y explosivos al macizo rocoso de la Fm. Tamaulipas Inferior. UTM 14 Q 484646.78 m E 2609960.90 m N.

Fm. La Peña

Esta unidad, dentro del área de estudio, es un útil marcador estratigráfico, debido a su muy distintiva litología y contenido fósil, pero en especial por su notable espesor ya que sobreyace a la Fm. Tamaulipas Inferior y también de manera concordante subyace a la Fm.

Tamaulipas Superior (Padilla y Sánchez R. J., Geologic Evolution of the Sierra Madre Oriental between Linares, Concepción del Oro, Saltillo and Monterrey, México, 1982)

Su espesor medido es, en sus partes amplias, de hasta 20 m, formada por calizas arcillosas de color oscuro en estratos de 10 a 30 cm, con intercalaciones de lutitas y arcillas, respecto a su contenido fósil muestra amonites bien preservados 2 a 3 pulgadas (Armas Zagoya, 2004).

Los aspectos litológicos y fosilíferos de este paquete sedimentario sugieren que fue depositada en áreas de cuenca, mientras el vulcanismo fue activo en alguna parte del occidente y sur occidente de México (Padilla y Sánchez R. J., Geologic Evolution of the Sierra Madre Oriental between Linares, Concepción del Oro, Saltillo and Monterrey, México, 1982).



Ilustración 4.- Contacto litológico entre calizas masivas y horizontes calcáreo arcillosos delgados y lutitas de la Fm. La Peña. Km. 29+500, Carretera Rumbo Nuevo, Tam 129. Tomada de Google Earth 2017, INEGI 2017.

Fm. Tamaulipas Superior

Denominada así a partir de asignarle el rango de formación al horizonte *La Peña* que divide esta unidad de la llamada Fm. Tamaulipas Inferior.

Es una de las formaciones que afloran puntualmente en el área de estudio, es una secuencia homogénea y muy competente de calizas color gris, estratos que van desde los 50 cm hasta

cerca de los 2 m de espesor y que le intercalan horizontes de arcilla desde 2 cm, también le intercala calcita cristalizada de color blanco además horizontes de pedernal negro, se observan rasgos de disolución por altas presiones, estilolitas paralelas a la estratificación. Con un espesor medido (Armas Zagoya, 2004) de aproximadamente 200 m y en lo general muestran una dirección de buzamiento hacia el SW – W 250°/40°.

Su contenido fósil, aunque no muy abundante, puede ser una manera de distinguirla respecto otras unidades calcáreas, respecto al volumen microfósil se encuentran identificados organismos como *Turrilites sp.*, *Ancyloceras zacatecanum Bose* y *Dyptychoceras mazapilense Burckhardt*, por otro lado organismos microfósiles, relativamente más abundantes, fueron identificados *Saccocoma sp.*, *Microcalamoides sp.*, *Colomiella mexicana Bonet*, *Colomiella recta Bone* y *Globochaete alipina*, los rasgos litológicos y fosilíferos de la unidad Tamaulipas Superior sugieren que fue depositada en un ambiente de cuenca y constreñida en una edad de Albiano-Cenomaniano (Padilla y Sánchez R. , 1982)

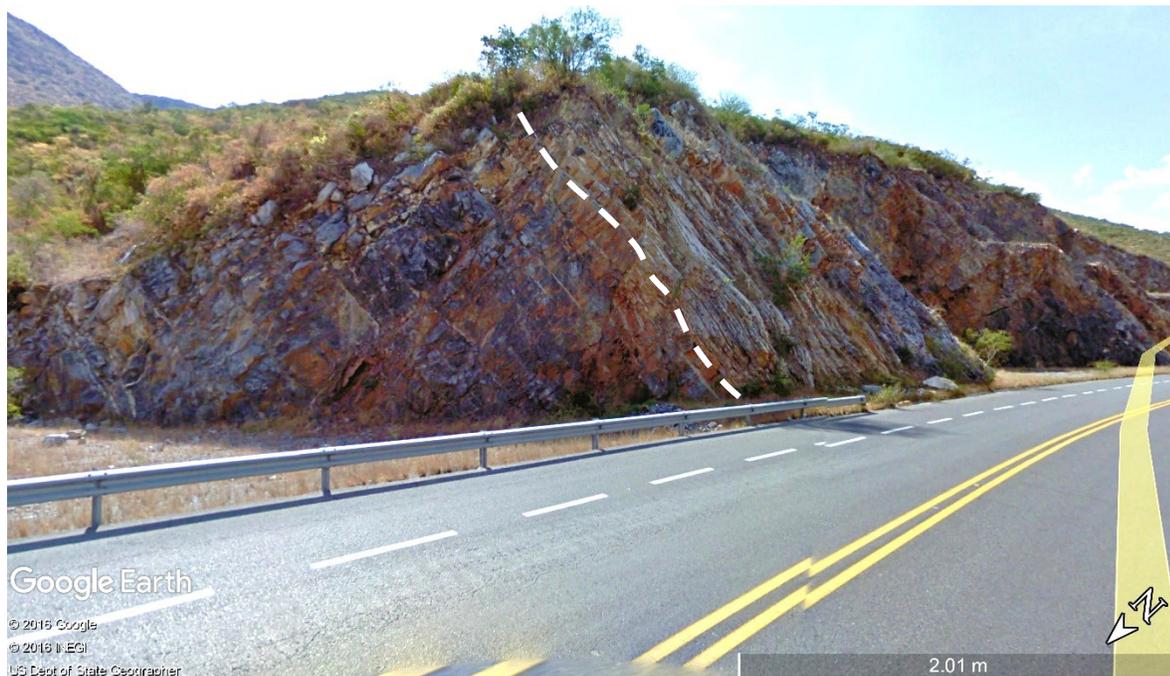


Ilustración 5.-Contacto litológico entre unidad de calizas masivas (derecha a la línea punteada) y estratos ondulantes de lutitas y margas (derecha de la línea punteada)

Fm. Cuesta del cura

Fue definida por Imlay (1936), aflora dentro del área de estudio y consiste en la sucesión de calizas y margas, las primeras de 30 a 50 cm, y las siguientes capas delgadas de hasta 20

cm, intercaladas con bandas y nódulos de pedernal en muy abundante forma, se logró apreciar en campo, como en afloramientos de otras localidades, la característica forma ondulada de los estratos, el contacto con la formación sobre esta quedó delimitado por el último horizonte en que se encontró el pedernal. Medido en campo (Armas Zagoya, 2004) esta formación demuestra un espesor de aproximadamente 120 m.



Ilustración 6.- Aspecto de la formación Cuesta del Cura, corte carretero, se observan los pliegues y ondulaciones en los estratos.

Fm. Agua Nueva

Descrita primeramente por Imlay (1936), como última litología aflorante en el área de estudio se encuentran estas secuencias alternantes y rítmicas de calizas color gris oscuro con intercalaciones lutíticas laminares también en color gris oscuro, ambas con espesores alrededor de los 40 cm.

En lo general tiene un buzamiento preferencial hacia el W medido sobre los cortes carreteros, $260^{\circ}/40^{\circ}$, con un espesor medido de aproximadamente 80 m.



Ilustración 7.- Pliegue y contacto entre Fm. Cuesta del Cura (bajo línea punteada) y Fm. Agua Nueva (sobre la línea punteada).

3. Marco Teórico

3.1 Principios de diseño de taludes en roca

Introducción

Una gran variedad de proyectos en la ingeniería geológica así como en la civil requieren excavaciones en roca, como lo son a la obras de la construcción de autopistas y vías férreas, donde el trazo de las mismas demanda en ocasiones realizar una remoción de material, desmontes que dan lugar a un talud, o caso contrario una trinchera si la excavación presenta un talud a cada lado de la carpeta asfáltica, en el caso supuesto de una carretera. (C. Wyllie & W. Mah , 2005) (González de Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo, 2002)

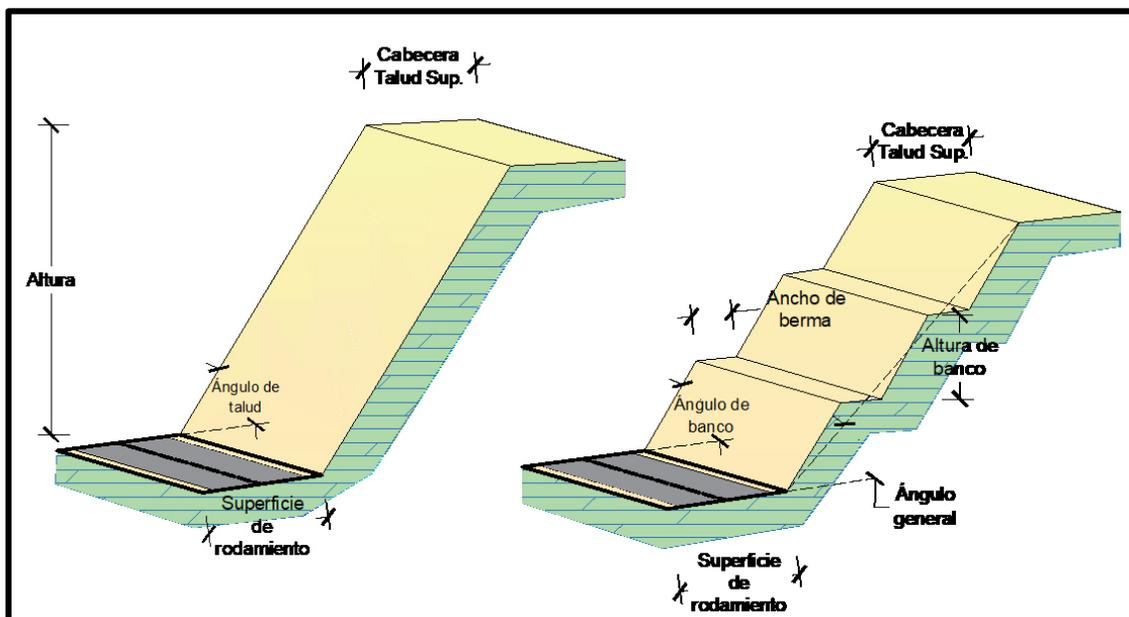


Ilustración 8.- Ejemplo de cortes al macizo rocoso, comparando la forma de un talud único de mayor altura (izquierda), y un arreglo de bancos y bermas (derecha).Elaboración propia.

Debido a condiciones climatológicas, a la tasa de degradación de la roca expuesta y condiciones estructurales, se suelen realizar cortes en diferentes calidades como lo muestra la Ilustración 8 donde, según sea adecuado, se emplean pendientes más elevadas a partir de que lo permita la resistencia del material y que se mantengan condiciones de estabilidad. Caso contrario, donde la calidad de la roca no permite mayor abatimiento de pendientes se opta por arreglos en bermas como en la parte derecha de la ilustración.

De forma general para el diseño de una superficie artificial o talud, se adentra en un proceso de ponderar (“estira y afloja”), entre la estabilidad y la economía, lo cual significa que cortes

más abruptos (taludes que tienden a la vertical) son usualmente menos costosos de construir, caso que, en este estudio, es una de las situaciones que podemos observar como en la Ilustración 9 donde la pendiente del talud es bastante vertical y que además en lo general de este tipo de situaciones se requiere la instalación de medidas de estabilización, ya sean anclajes, concreto lanzado entre otros. En caso contrario, la relación *estabilidad-economía* cambia con cortes que tienden a la horizontal donde existe mucho más volumen que retirar, esto implica más tiempo e inversión.



Ilustración 9-. Tramo en carretera Rumbo Nuevo, Ruta 126 Tamaulipas, corte abrupto en un macizo de calizas dejando una superficie con inclinación de 76° (línea roja) desfavorable respecto a los planos de estratificación (líneas verdes). Tomada de Google Earth Pro. INEGI 2017, Google 2017.

Taludes en roca en proyectos civiles

La realización de superficies artificiales, taludes, en medios rocosos es un tanto más complicada que cuando se desean construir en suelos ligeramente compactados o cementados, debido a factores, que en los suelos suelen ser similares, y que en un macizo rocoso no lo son, por ejemplo en un suelo se supone un medio que tiende a ser continuo, homogéneo, y que la distribución de los esfuerzos no es variable del todo. (Brawner & Milligran, 1971)

De hecho el comportamiento en macizos rocosos se puede expresar como infinitamente variable, ya que en ellos existen distribuciones y conjuntos de discontinuidades, diaclasas, que limitan bloques independientes de diferentes formas, tamaños, volúmenes, todo esto debido a la persistencia de las discontinuidades y la cantidad

de familias de estas; por esto, el hecho de la existencia del fracturamiento que demuestre un macizo rocoso será el factor al que se le dará especial atención en la iniciativa de evaluación de la estabilidad de taludes, así como para el saneamiento, de necesitarlo. (Kimber, Allison, & Cox, 1998) (C. Wyllie & W. Mah , 2005) (Hoek & Bray, Rock Slope Engineering, 1981) (Chapa Arce, 2016) (Kliche, 1999)

Podemos entonces referir distintos factores que complican los principios de estabilidad de cualquier superficie artificial, talud, construida en un medio rocoso:

- Un macizo rocoso demuestra una composición heterogénea y los parámetros físicos que se puedan obtener de muestras de las rocas generalmente varían en función de la dirección que sean tomados, es decir, usualmente es anisotrópico (Suárez Díaz, 1998).
- Los modelos generalizados que buscan expresar el comportamiento son por naturaleza complicados, matemáticamente hablando, debido a que el fracturamiento individualiza bloques de volumen finito que se desplazan y deforman de manera aislada de los demás. (Kimber, Allison, & Cox, 1998)
- Los parámetros de resistencia de los macizos rocosos son difíciles de precisar, además que pueden ser variables. (Kliche, 1999)

Enfatizando el papel tan significativo que tienen las discontinuidades en la estabilidad, cabe destacar que los esfuerzos en las rocas son, de hecho, menores que la resistencia propia de la roca, por lo que la deformación de estas es poco probable que ocurra, por ello el diseño y construcción de taludes encuentra mayor interés en mantener o proveer la estabilidad de un conjunto de bloques, los cuales a su vez forman parte de una estructura geológica que ha sido fragmentada por las discontinuidades.

En la Ilustración 10 se puede observar la influencia que tienen las condiciones geológicas sobre la estabilidad, es decir, existe un variado intervalo de posibilidades de arreglos de discontinuidades, o morfología en lo general, que hacen susceptible una masa rocosa a que se deslice, cuando se le es retirado un volumen, fallando estos en diferentes formas. Por ejemplo, para sitios de secuencias de rocas sedimentarias en la parte “a” y “b” de la ilustración podemos apreciar estas zonas características de posibles deslizamientos debido a que contienen las discontinuidades propias de la estratificación, existiendo aquí la

probabilidad de movimiento si el buzamiento de los estratos es más abrupto que el ángulo de fricción de la superficie de discontinuidad en cuestión. En lo general para “b” y “c” la cara del talud es estable, a reserva del existente riesgo del tamaño de caídos que se generan por las discontinuidades conjugadas que buzanan hacia la cara del talud como lo observamos en “c”. Uno de los fenómenos más complejos son los vuelcos “d” donde las discontinuidades que buzanan abruptamente forman estos fragmentos delgados que pueden fallar cuando fundamentalmente ocurre una rotación de estas columnas de bloques de rocas respecto a su base (Kimber, Allison, & Cox, 1998). Para la parte “e” se observa las típicas salientes de roca que resiste más el intemperismo, por lo que la litología de menor competencia se erosiona dejando estos fragmentos en una suerte de voladizo que pueden caer súbitamente (Cano & Tomás, 2013). Donde las condiciones geológicas demuestran un tipo de roca deleznable y muy fracturada, cortes abruptos en este medio propiciaría fallas del macizo a lo largo de una superficie de deslizamiento que tiende a la circular, parte “f” de la ilustración.

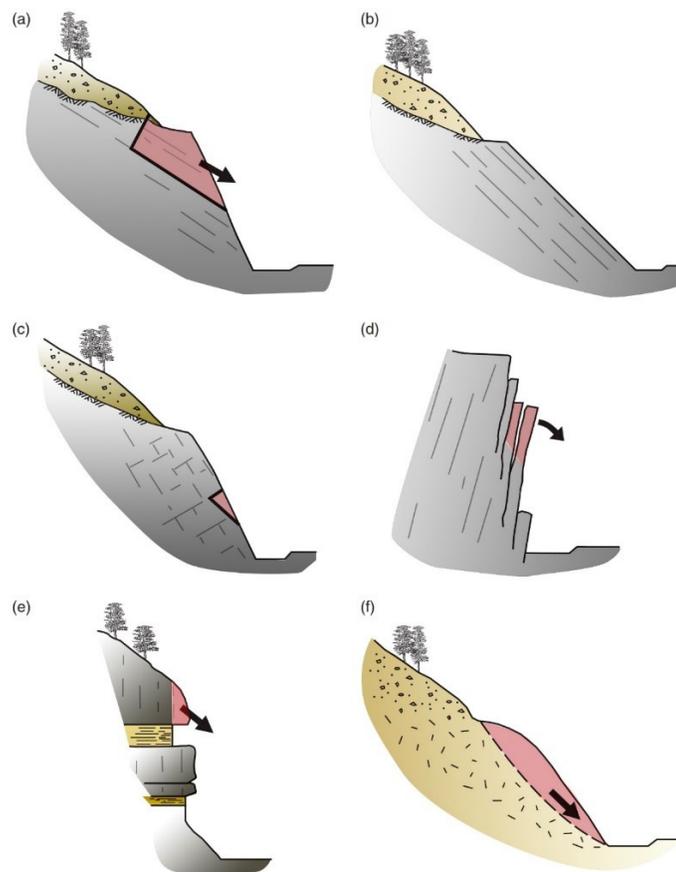


Ilustración 10.- La estabilidad de los cortes realizados en roca está muy ligada a las condiciones geológicas del sitio, por ejemplo la dirección en la que se disponen las discontinuidades (líneas grises en la roca).

a) Inestabilidad sobre la superficie de discontinuidad que aflora a la cara del talud; b) Condición de estabilidad debido al paralelismo de la cara del talud respecto a las discontinuidades; c) Inestabilidad por discontinuidades que delimitan

bloques; d) Vuelcos de fragmentos de roca cuya relación base entre altura es baja; e) Salientes de roca más competente respecto a las más susceptibles al intemperismo; f) Posible falla circular en un medio rocoso excesivamente fracturado. Modificado de C. Wyllie & W. Mah, 2005

3.2 Macizo rocoso

Como se mencionó en páginas anteriores las masas de roca o macizos rocosos son cuerpos siempre afectados por discontinuidades o superficies que limitan y separan bloques de matriz rocosa (roca intacta), como se muestra en la Ilustración 12 al conjunto de familias de discontinuidades y los bloques de roca intacta es lo que conocemos como macizo rocoso (González de Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo, 2002) (Xia-Ting, Rock Mechanics and Engineering. Volume 2: Laboratory and Field testing, 2017).

Las familias de discontinuidades son distinguidas por la manera en que estas se sitúan geométricamente dentro del macizo rocoso así también diferenciándolas por el proceso que las formaron, como se menciona en el título 1.2 Hipótesis, les hay por extensión, que corresponden al sistema de fracturas *abc*, y por esfuerzos de cizalla o corte, que corresponden al sistema de fracturas *hkl*.

Las discontinuidades del sistema *abc* son ortogonales entre sí y coinciden con las direcciones de esfuerzos principales que han plegado la secuencia de rocas sedimentarias, dentro de este primer sistema (*abc*) se reconocen fracturas *ab* y *bc*, son las discontinuidades que se forman a lo largo de los ejes *a* y *b*, así como *b* y *c*, respectivamente, siendo las *ab* paralelas al rumbo del buzamiento de la estratificación, mientras que las *bc* paralelas al rumbo de la estratificación.

Mientras que las discontinuidades del sistema *hkl*, son oblicuas a las primeras, es decir, están en posición media entre la horizontal y la vertical, aproximadamente a 45° con respecto a las fracturas del sistema *abc*, dentro de este sistema (*hkl*) se reconocen fracturas *OkI*, *hOI*, *hkO*, que son las fracturas que han de intersectar al eje principal *a*, *b* y *c*, respectivamente, como lo podemos observar en la Ilustración 11.

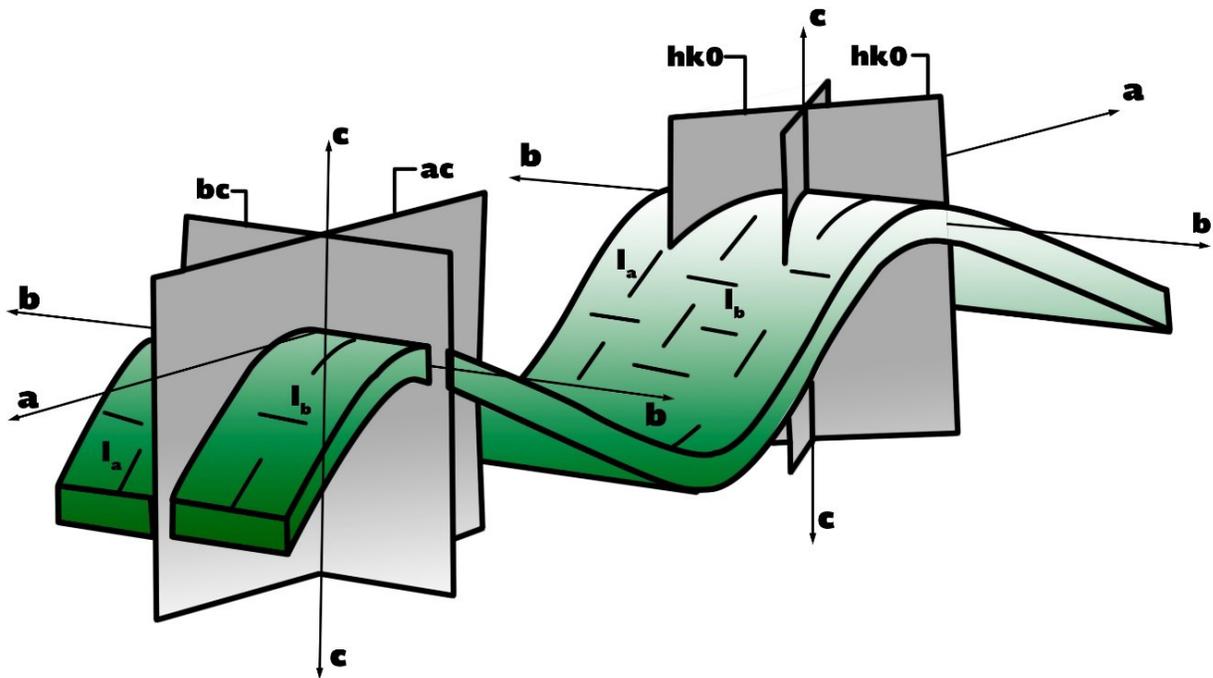


Ilustración 11.- Modelo de pliegue con fracturas por extensión sistema abc y por cizalla sistema hkl . Los ejes abc corresponden a las direcciones de esfuerzos principales. hko : Fracturas por cizalla que intersectan al eje c . Tomado de Quade, H. 1984.

Las propiedades de las discontinuidades serán las que dominarán la resistencia general del macizo rocoso en el que el talud es construido (C. Wyllie & W. Mah, 2005). Por lo tanto, en la medida de lo posible se deben realizar evaluaciones de geología estructural en el sitio, al menos con la intención de recolectar información que:

1. Exprese las propiedades de las discontinuidades, a través de mapas de afloramientos y los cortes existentes.
2. Determinar la influencia de las discontinuidades en la estabilidad, y en esto se involucra la relación que tiene la orientación de la discontinuidad con la cara excavada del talud, lo que se le conoce como *análisis cinemático*, con la intención de identificar el mecanismo de falla en el sitio.

Los parámetros de resistencia que son empleados para el diseño de taludes son principalmente los de resistencia al corte de las discontinuidades del macizo rocoso, la meteorización de la roca y en menor grado la resistencia compresiva de matriz intacta. La resistencia al esfuerzo de corte puede determinarse a través de prueba de laboratorio de muestras, núcleos que estén intersectados por discontinuidades, como se profundiza en el capítulo 5 Caracterización Geomecánica.

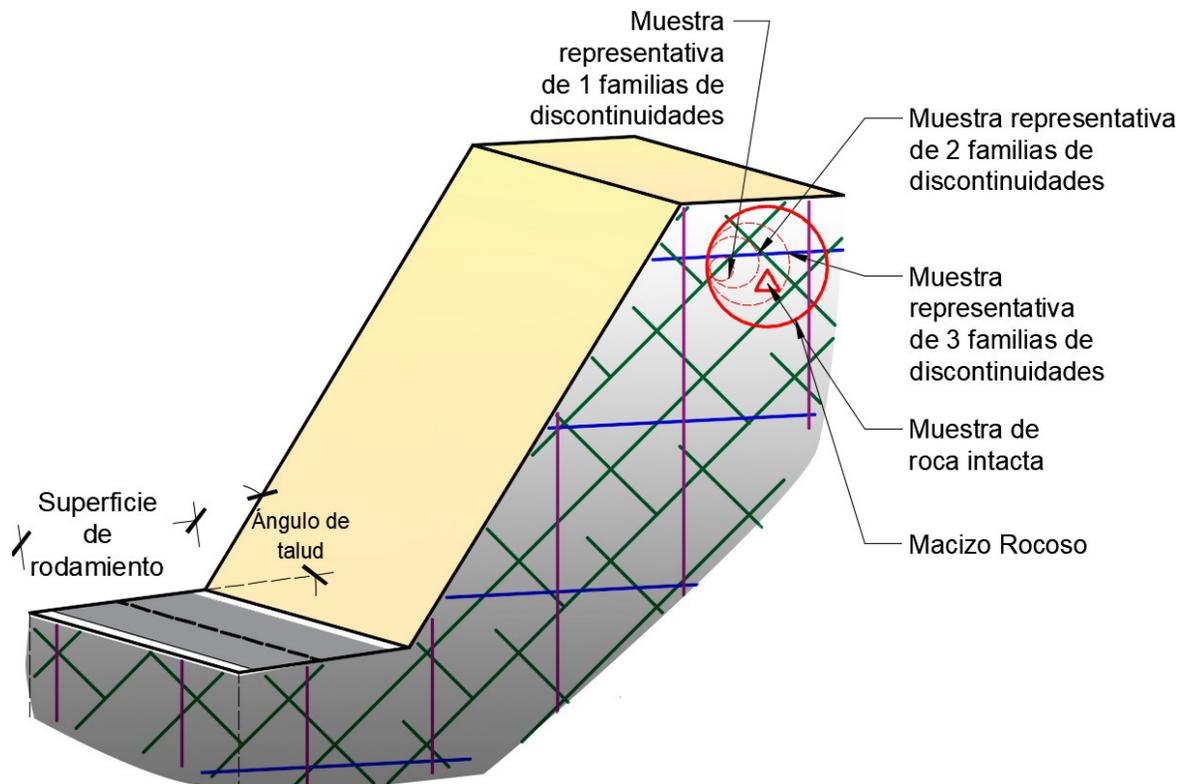


Ilustración 12.- Transición de lo que representa una muestra de roca intacta (triángulo rojo) a un macizo rocoso (círculo rojo y continuo). Elaboración propia.

Antes de adentrarse en materia de la evaluación de la estabilidad de taludes en medios estratificados, es necesario descomponer sustancialmente el tema en la terminología apropiada con intención de diferenciar la información mínima y necesaria que se requiere para el diseño o evaluación de taludes.

Parámetros de resistencia de la roca

En el ánimo de evaluar los deslizamientos ya sea en roca o en suelos es determinante conocer que las teorías apropiadas para la representación matemática de estos fenómenos (los deslizamientos en masa ante distintos mecanismos de falla) son las relacionadas a sistemas de esfuerzo cortante (Kliche, 1999). Debido a que suelos y rocas fallan al corte, son evaluados según las teorías de la resistencia de los materiales, es decir, parámetros como fricción y cohesión, según las ecuaciones de Coulomb (Coulomb, 1773).

- **Angulo de fricción interna (ϕ):** Es el ángulo al cual un cuerpo que descansa sobre una superficie inclinada comienza a deslizarse, es decir, cuando se sobrepasa la resistencia friccionante entre las superficies

- **Cohesión (c):** Es una propiedad de los granos que componen la roca que les permite mantenerse juntos (partículas, granos) a pesar de la acción de fuerzas que tienden a separarlos.
- **Envolvente de Mohr:** Se refiere a una serie de representaciones graficas de los esfuerzos máximos y mínimos que llevan a una condición de ruptura o falla de un material, en la Ilustración 13 observamos el segmento A-A' el cual se grafica a partir de la realización de múltiples ensayos triaxiales en núcleos de roca, con este ensayo se obtiene el valor de σ_1 y σ_3 (esfuerzo máximo y mínimo principal, respectivamente) al que la muestra de roca en cuestión falla, el diámetro de los círculos de cada ensayo es entonces la magnitud del esfuerzo mayor principal menos el esfuerzo menor principal, definimos como envolvente de Mohr al segmento A-A', cuyo ángulo medido respecto a la horizontal es el ángulo de fricción interna (ϕ) del material en cuestión, por otro lado, el punto donde la envolvente corta el eje de las "y" (eje del esfuerzo cortante) es el valor de cohesión (c) de la muestra.

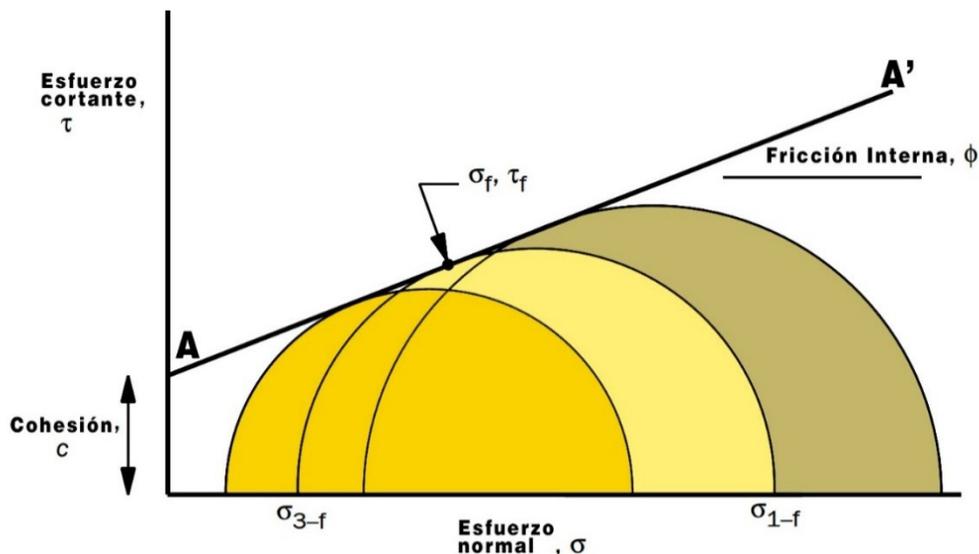


Ilustración 13.- Diagrama del Envolvente de Mohr donde a partir de ensayos triaxiales a muestras se puede inferir los valores de ángulo de fricción interna y cohesión del material de estudio. f: Subíndice que indica el lugar en el que la magnitud del esfuerzo hace fallar al material; 3: Subíndice que indica al menor esfuerzo normal; 1: Subíndice que indica al mayor esfuerzo normal. Modificado de Kliche, 1999.

Configuración, dimensión y características de un talud

Es necesario el uso de términos consistentes que permitan la pronta comprensión por otros profesionales cuando se evalúa o reportan situaciones relacionadas con taludes, por ello la IAEG (Asociación Internacional de Ingeniería Geológica, por sus siglas en inglés) expone

en común acuerdo nomenclaturas para deslizamientos en masa (Ilustración 14), a pesar de que las gráficas representan movimientos en masa de suelo; son aplicables a ambos (suelo y roca) así como fallas de taludes en rocas débiles e intemperizadas.

- **Características.**

1. Corona. - Material prácticamente indesplazable que se encuentra junto a la parte más alta del escarpe principal.
2. Escarpe principal. - Superficie más abrupta en el borde superior del deslizamiento que se crea por el movimiento del material desplazado.
3. Cima. - El punto más alto de contacto entre el material desplazado y el escarpe principal
4. Cabecera. - Partes superiores del deslizamiento a lo largo del contacto de material desplazado y el escarpe principal
5. Escarpe secundario. - Superficie abrupta sobre el material desplazado producido por movimientos diferenciales dentro de este material.
6. Cuerpo principal. - Parte del material desplazado que yace sobre la superficie de ruptura, comprendido entre el escarpe principal y el pie de la superficie de ruptura.
7. Pie. - Porción del deslizamiento que se ha movido más allá del extremo de la superficie de ruptura y yace sobre la superficie del suelo.
8. Punta. - Punto sobre el extremo del deslizamiento que se encuentra a la mayor distancia respecto al *Cima*.
9. Tope. - Parte baja más distante del escarpe principal, usualmente se identifica como el margen curvo del material desplazado.
10. Superficie de ruptura. - Conocida en el análisis de estabilidad como *superficie de deslizamiento* es la que forma el límite inferior del material deslizado.
11. Tope de la superficie de ruptura. - Intersección, generalmente sepultada, entre la parte baja de la *superficie de ruptura* y la superficie del suelo original.
12. Superficie de separación. - Parte de la superficie original que ahora sobre yacida por la parte del *pie* del deslizamiento.
13. Material desplazado. - Volumen total que yacía en el talud y que se desplazó.
14. Zona de reducción-. Área donde el material deslizado se encuentra bajo el nivel inicial.

15. Zona de acumulación. - Área donde el material deslizado se encuentra sobre el nivel inicial.
16. Reducción: Volumen acotado por el escarpe principal, masa reducida y el nivel inicial.
17. Masa reducida. - Volumen del material desplazado que yace sobre la *superficie de ruptura*, pero bajo el nivel inicial.
18. Acumulación-. Volumen desplazado que yace sobre el nivel original.
19. Flanco. - Área del material no desplazado adyacente a la superficie de ruptura.
20. Nivel inicial. - Superficie del talud que existió antes de que el deslizamiento tuviera lugar.

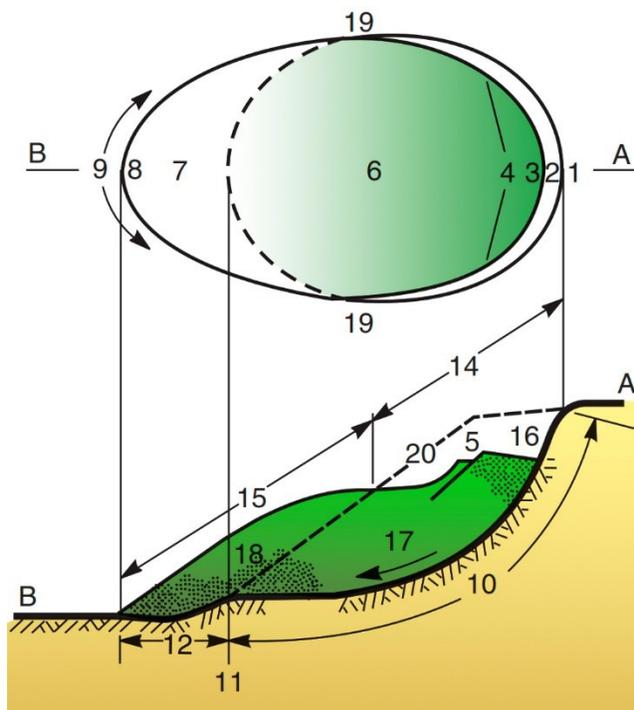


Ilustración 14.- Definición de los componentes de un deslizamiento, donde el área inferior (trama) indica la parte empotrada no deslizada, mientras que el área punteada muestra el material desplazado. Modificado de C. Wyllie & W. Mah, 2005

- **Configuración de talud**

En la Ilustración 15 se muestran los términos generales en la construcción de cualquier superficie artificial, talud:

1. Berma. - Es una plataforma horizontal que se construye con la intención de truncar la continuidad de la cara del talud con lo que se fortalece la estabilidad del mismo, también funciona para captar bloques de roca que se desprenden cota arriba, así como dirigir el flujo de agua a través de canales de captura
2. Ángulo de berma. - Es el ángulo de inclinación de la cara contigua y superior a la superficie de la berma, medida respecto a la horizontal.

3. Cresta. - La cota de la parte superior del talud excavado.
4. Cara de talud. - La superficie expuesta de la roca excavada, es un plano con una inclinación medida en grados.
5. Ángulo general. - el ángulo medido de la horizontal hasta la línea que corresponde al punto de cresta superior de los cortes.
6. Pie. - La parte inferior del talud.

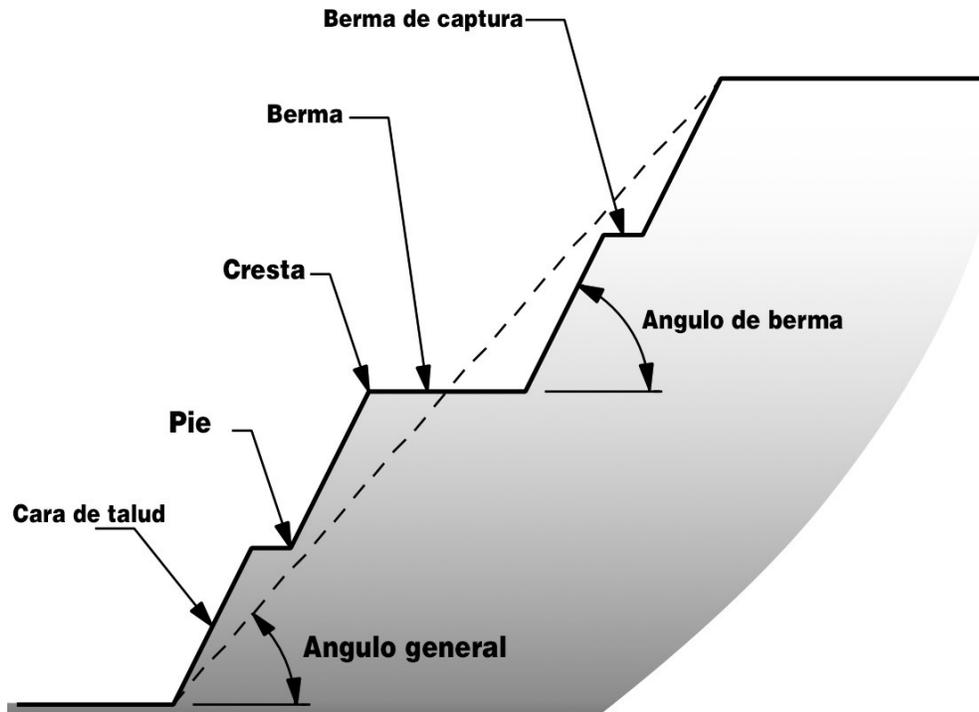


Ilustración 15.- Nomenclatura de las diferentes superficies que se generan en la construcción de un talud en carreteras y autopistas. Modificado de Kliche, 1999.

3.3 Métodos de diseño de taludes en roca

La estabilidad está gobernada (al menos para el interés de taludes en autopistas y carreteras) por la relación dada entre la *fuerza cortante* (fuerzas que promueven el desplazamiento en la superficie) y la *resistencia de las rocas* (fuerzas que se oponen al movimiento), es decir, un talud será inestable cuando las *fuerzas cortantes* sean mayores que las resistentes. A partir de esto es importante que los métodos, cuales quiera, su característica básica para el diseño sea el hecho que el *corte o cizalla* tiene lugar a lo largo de una superficie detrás de la cara del talud.

Teniendo en cuenta este sencillo concepto de estabilidad es que podemos definirla o cuantificarla, según diferentes métodos, como sigue:

- Factor de Seguridad – Análisis de equilibrio límite.
- Esfuerzo-deformación – Análisis de susceptibilidad.
- Probabilidad de falla – Método probabilístico.
- LRFD – Diseño por factores de carga y resistencia.

En la actualidad el método determinístico (*factor de seguridad*) es uno de los más comunes y usados para el diseño de taludes, para suelos y rocas (Pariseau, Design Analysis in Rock Mechanics 2nd Edition, 2011) (Pariseau, Design Analysis in Rock Mechanics 3rd Edition, 2017) (C. Wyllie & W. Mah, 2005). Esta forma de cuantificación de la estabilidad ha definido, a través de la Sociedad Geotécnica Canadiense (1992) así como Terzaghi y Peck (1967), intervalos de valores mínimos según las solicitaciones del talud y el uso de este, como muestra la Tabla 4

Tabla 4.- Intervalos de valores mínimos de factor de seguridad según el uso de la excavación. Tomado de C. Wyllie & W. Mah, 2005

Tipo de falla	Categoría de uso	Factor de Seguridad
Falla por corte	<i>Terraplenes.</i>	<i>1.3 – 1.5</i>
	<i>Estructuras de retención, taludes, excavaciones.</i>	<i>1.5 – 2.0</i>
	<i>Desplantes y cimentaciones</i>	<i>2.0 – 3.0</i>

A continuación, se describe en extenso el método de equilibrio límite (factores de seguridad) para el diseño de taludes en roca, que es el procedimiento empleado en este trabajo y se muestra la información básica que es requerida para el análisis de estabilidad.

Análisis de equilibrio limite (determinístico)

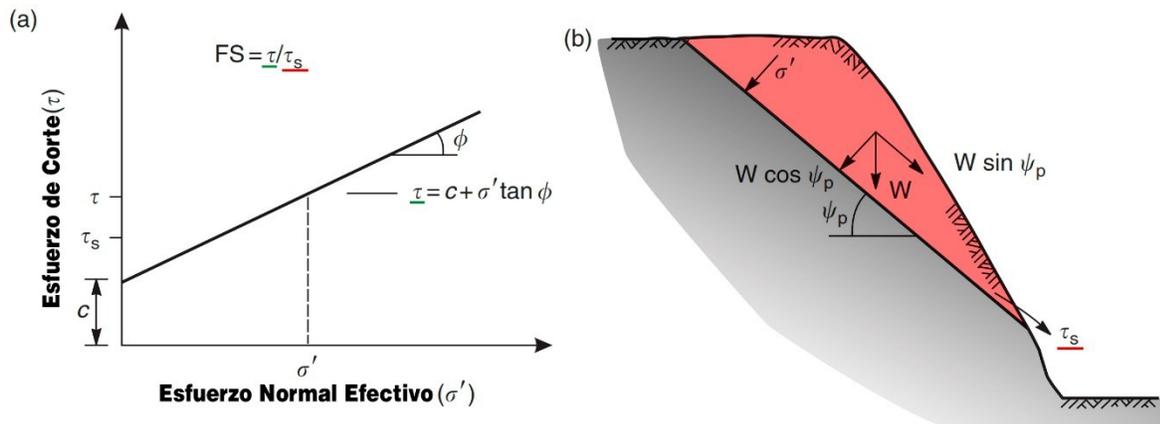


Ilustración 16.- Esquema que expone las fuerzas del diagrama de cuerpo libre para el cálculo del factor de seguridad de un bloque deslizante; (a) Envolvente de Mohr que muestra la resistencia de corte, (b) Descomposición de la carga W , en las resultantes paralelo y perpendicular respecto a la superficie inclinada. Modificado de C. Wyllie & W. Mah, 2005.

Como se mencionó en títulos más atrás la estabilidad de taludes de roca depende de la resistencia al corte que estos tengan, es decir, en términos de cohesión y ángulo de fricción (ϕ, c). Para una superficie de deslizamiento identificada, sobre la cual existe un esfuerzo normal efectivo (σ' , dado por la carga gravitacional concentrada del peso del material, perpendicular a la superficie de deslizamiento), la resistencia al corte (τ) que se desarrolla en la superficie está dada por la ecuación:

$$\tau = c + \sigma' \tan \phi \quad \text{ecuación (3-1)}$$

La ecuación (3-1) se entiende como una línea recta en la gráfica ($\sigma' - \tau$) que intersecta la envolvente (Ilustración 13 y la parte "a" en Ilustración 16) y marca un punto en el eje de las ordenadas. Para un entorno real se entiende como esfuerzo normal efectivo (σ') a la diferencia entre el esfuerzo debido al peso volumétrico de la roca y el empuje de cualquier presión hidráulica.

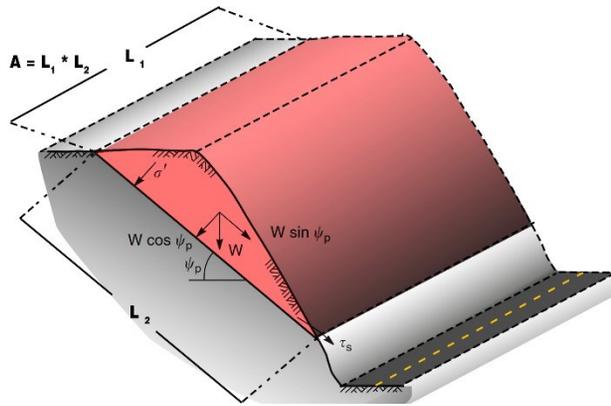


Ilustración 17.- Área del talud A , producto algebraico de las dimensiones en el contacto entre el bloque que se desliza y la roca empotrada.

En la parte “b” de la Ilustración 16 a partir de un bloque que se desliza sobre una superficie de discontinuidad que buza hacia la cara del talud, el cálculo del factor de seguridad involucra la solución de la resultante de las fuerzas actuantes en el sistema, suponiendo que el área del talud sea A (Ilustración 17), donde las resultantes del peso del material, se expresan como sigue:

$$\text{Esfuerzo normal,} \quad \sigma = \frac{W \cos \psi_p}{A} \quad \text{ecuación (3-2)}$$

$$\text{Esfuerzo de corte,} \quad \tau = \frac{W \sin \psi_p}{A} \quad \text{ecuación (3-3)}$$

Involucrando la ecuación (3-1) se puede expresar de la siguiente manera:

$$\text{Esfuerzo cortante resistente,} \quad \tau = c + \frac{W \cos \psi_p \tan \phi}{A} \quad \text{ecuación (3-4)}$$

Como podemos observar en la ecuación (3-4) estamos exponiendo solo la “resistencia al cortante”, por lo que si deseamos conocer la relación que hay entre la fuerza cortante que está actuando respecto a la resistente (factor de seguridad), debemos conocer el valor de las fuerzas actuantes (τ_s , Ilustración 16), que de hecho corresponden únicamente a la componente del seno (*sin*) de la carga del bloque sobre la superficie inclinada:

$$\text{Esfuerzo cortante actuante,} \quad \tau_s = \frac{W \sin \psi_p}{A} \quad \text{ecuación (3-5)}$$

Por lo tanto, el Factor de Seguridad (F.S.), a partir de determinar la relación de energía actuante y resistente puede expresarse de la siguiente manera:

$$\text{Factor de Seguridad,} \quad F.S. = \frac{\text{Fuerzas resistentes}}{\text{Fuerzas actuantes}} \quad \text{ecuación (3-6)}$$

$$\text{Factor de Seguridad, } F.S. = \frac{cA + W \cos \psi_p \tan \phi}{W \sin \psi_p} \quad \text{ecuación (3-7)}$$

A partir del valor algebraico de la ecuación, se determina que, para esta primera fase de la ecuación, el sistema es estable cuando el factor de seguridad sea mayor o igual a la unidad, en el caso que este sea menor el talud será inestable.

También se conoce la forma de expresar esta ecuación (F.S.) en el caso en que la cohesión en la superficie de deslizamiento tienda a cero, caso que puede ser entendido cuando no hay ningún material de relleno entre los bloques o en lo general, superficies que favorezcan el desplazamiento, teniendo entonces que:

$$\text{Factor de Seguridad, } F.S. = \frac{W \cos \psi_p \tan \phi}{W \sin \psi_p} \quad \text{ecuación (3-8)}$$

Como podemos observar en el caso de la ecuación (3-8) el talud solo podría ser estable cuando *el buzamiento de la cara del talud sea igual al ángulo de fricción de la discontinuidad*, caso contrario tendríamos inestabilidad.

$$F.S. = 1; \quad \text{cuando } \psi_p = \phi \quad \text{ecuación (3-9)}$$

Favorablemente el método de *equilibrio limite* se puede aplicar a una gran cantidad de condiciones; para lo cual solo se expresan las cargas, cuales estas sean, en forma de vectores y se insertan en el diagrama de cuerpo libre ("b" Ilustración 16) y a partir del razonamiento matemático en función de los parámetros geomecánicos se concluye a un valor que cuantifique de la estabilidad: *factor de seguridad*.

En la Ilustración 18 se muestra el esquema de un bloque sobre una superficie de deslizamiento el cual se encuentra afectado por la carga hidráulica que existe en un entorno semi saturado (al encontrar al nivel freático por encima de la superficie de deslizamiento), también la carga hidráulica que se genera al existir una ruptura de tensión (*tensión crack*), como se puede apreciar la carga concentrada de cada cuerpo de agua, que empujan al bloque sobre la superficie de deslizamiento, se pueden expresar en sus componentes paralela y/o perpendicular a la superficie de deslizamiento, estas componentes de las fuerzas son las que enseguida se incluyen respectivamente en el término apropiado dentro de la ecuación (3-7). Con lo que se entrega un valor de *factor de seguridad* más integral,

pues ahora contempla a la presión de poro como facilitador del deslizamiento. Enseguida se muestra la ecuación, que obedece al ejemplo particular de las cargas triangulares y distribuidas de presión hidrostática de la Ilustración 18. Se profundizará lo relacionado al deslizamiento planar en el capítulo Análisis Cinemático y de Estabilidad.

$$F. S. = \frac{cA + (W \cos \psi_p - U - V \sin \psi_p) \tan \phi}{W \sin \psi_p + V \cos \psi_p} \quad \text{ecuación (3-10)}$$

En la condición donde la relación de esfuerzos cortantes sea desfavorable, el refuerzo con estructuras de acero o de concreto con intención de aumentar la capacidad cortante resistente de sitio, se postula como una posibilidad apropiada de aumentar el factor de seguridad, y dentro del *análisis de equilibrio limite* se pueden involucrar las componentes que aumentan el esfuerzo cortante, producto de instalar anclas, o muros de contención.

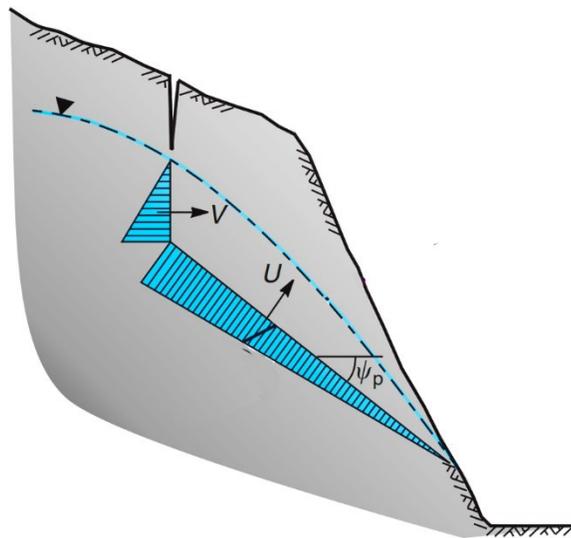


Ilustración 18.- Esquema conceptual de la dirección de la fuerza concentrada de empuje hidrostático. Modificado de C. Wyllie & W. Mah, 2005

3.4 Recolección e interpretación de datos

Las investigaciones *in situ* a través de campañas de visita a campo son una manera apropiada de obtener información que nos permita reconocer geológicamente el sitio que será o ha sido afectado por excavaciones, la cual nos permitirá analizar la estabilidad (González de Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo, 2002).

Particularmente son los datos de geología estructural la información que está directamente ligada con la estabilidad, estas no son más que el reporte de los planos, sea de

estratificación o diaclasado en general, de debilidad dentro de la más resistente matriz rocosa y que son muy importantes ya que a lo largo de estas superficies es que se dan las fallas (inestabilidad) de las masas rocosas (C. Wyllie & W. Mah , 2005).

El propósito general de una recolección de información estructural es definir la familia o familias de discontinuidades que controlan la estabilidad, regularmente se sugiere que cuatro familias de discontinuidades son el máximo que pueden involucrarse en el diseño de un talud.

Es aceptado, para geología estructural, que veinte mediciones proveerán la información de la orientación de los planos donde exista un buen afloramiento y si la estructura es uniforme; mientras que en estructuras falladas, plegadas o donde existe el contacto entre diferentes tipos de roca se requieren al menos un par de cientos de datos, como tal no se habla de un máximo absoluto de datos, si no que convenga con la principal característica de un diagrama: se observen patrones generales de acomodo de planos y simetría (Stauffer, 1966).

3.5 Orientaciones en planos y líneas

La terminología recomendada para la orientación de planos es *dip* y *dip direction* (*buzamiento* y *dirección de buzamiento*). Mientras que, para la orientación de líneas, se emplean los términos *inmersión* y *rumbo* (*plunge* y *trend*, respectivamente).

1. *Dip* (*buzamiento*) es la inclinación máxima del plano respecto a la horizontal, medido en grados (0-90°).
2. *Dip direction* (*dirección de buzamiento*) es la dirección azimutal de la línea de buzamiento, medida en sentido horario a partir del norte, medido en grados (0-360°).
3. *Plunge* (*inmersión*) es el buzamiento de la línea, positivo si la línea baja de la horizontal, y negativo si ésta asciende respecto a la horizontal.
4. *Trend* (*rumbo*) es la dirección de la línea (en su proyección horizontal), medido en sentido horario respecto al norte, corresponde al *dip direction* (*dirección de buzamiento*).

Existe también convenios de nomenclatura de datos que tienen por objeto adecuarse a los instrumentos de medición así como ser prácticos, uno de ellos es el convenio *Clar* que emplea el dato de dirección de buzamiento y su alterno el convenio de *la mano derecha*

(RHR, right hand rule) que emplea como dirección al rumbo azimutal, ambos usan el mismo valor de buzamiento, en la Ilustración 19 podemos observar la diferencia dentro de un convenio y otro, los valores tomados bajo el criterio de la mano derecha, en su valor de dirección, tendrán una diferencia de 90° respecto a al valor de dirección de buzamiento del convenio Clar.

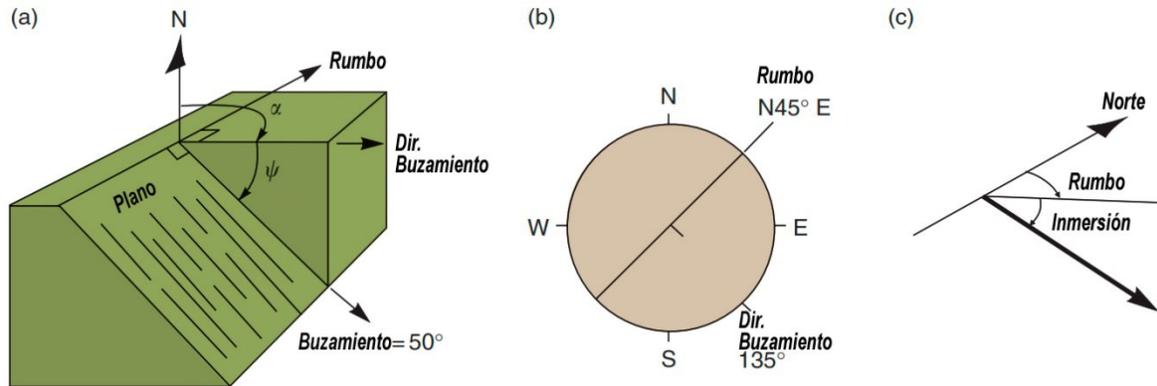


Ilustración 19.- Esquema de los parámetros geométricos de planos y líneas. a) Vista isométrica de un plano. b) Vista en planta de un plano orientado. c) Vista lateral de una línea (rumbo e inmersión). Modificado de C. Wyllie & W. Mah , 2005.

3.6 Análisis estereográfico

A pesar de que las proyecciones estereográficas no representan posiciones o tamaños, permiten representar datos de orientación tridimensional en un espacio bidimensional (C. Wyllie & W. Mah , 2005).

El análisis estereográfico es un tratamiento estadístico de datos, que se vale ciertas propiedades (Ilustración 20) para ser apta su aplicación en representación de información estructural, como lo son:

- Círculos idénticos en la esfera de proyección se muestran como elipses, de igual área
- La cuadrícula de celdas de $10^\circ \times 10^\circ$ tienen la misma área en el centro que en los extremos de la proyección.

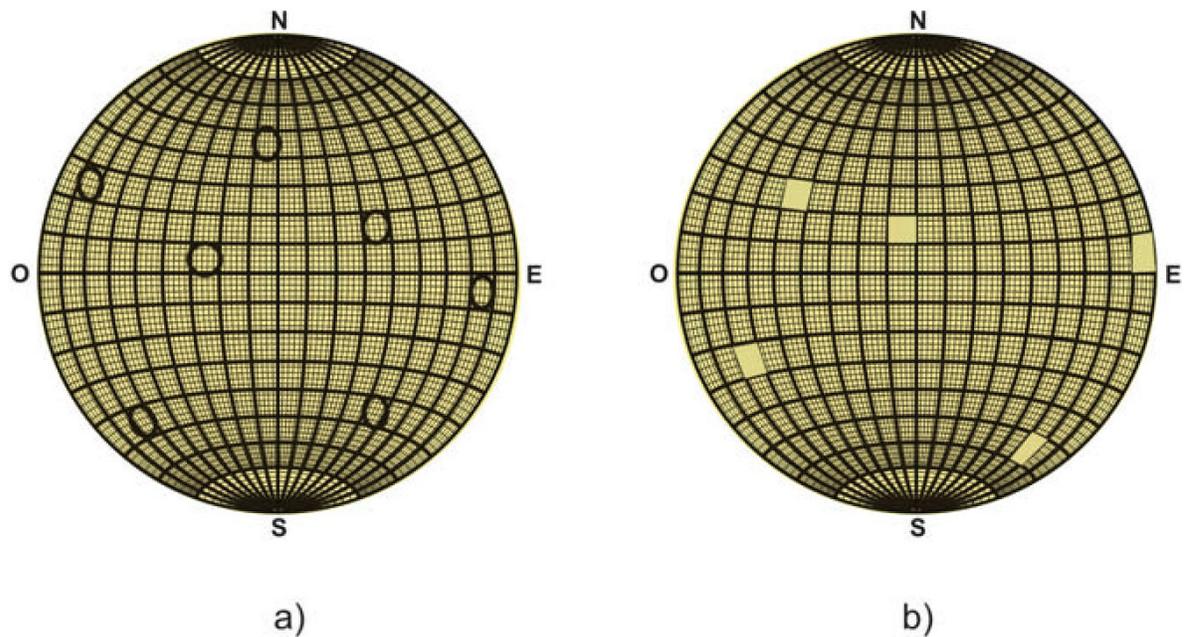


Ilustración 20.- Falsilla Lambert (Schmidt) que conserva áreas. (Modificado de (Babín Vich & Gómez Ortiz, 2010))

En el desempeño de este análisis la información de cada plano lleva implícito el polo que lo representa, por esto, graficar mediante estas redes es la forma más conveniente de examinar la orientación de un gran número de datos, ya que su agrupación nos permite visualmente delimitarlos o reconocer direcciones preferenciales, en el caso que exista dispersión de los datos y que se dificulte reconocer grupos o tendencias, se emplea la técnica de contorno de densidades de polos, puede realizarse a mano mediante la falsilla de conteo de puntos Kalsbeek o con cualquier paquete de contornos incluido en softwares para proyección estereográfica, con esto se facilita el graficado de los círculos máximos de cada conjunto de polos (Ilustración 21) con el propósito principal de determinar la forma de bloques que se generan con la intersección de las familias de discontinuidades, la dirección en la que estos de pudieran deslizar así como la interacción entre las discontinuidades y la cara del talud, es decir, la identificación del mecanismo de falla.

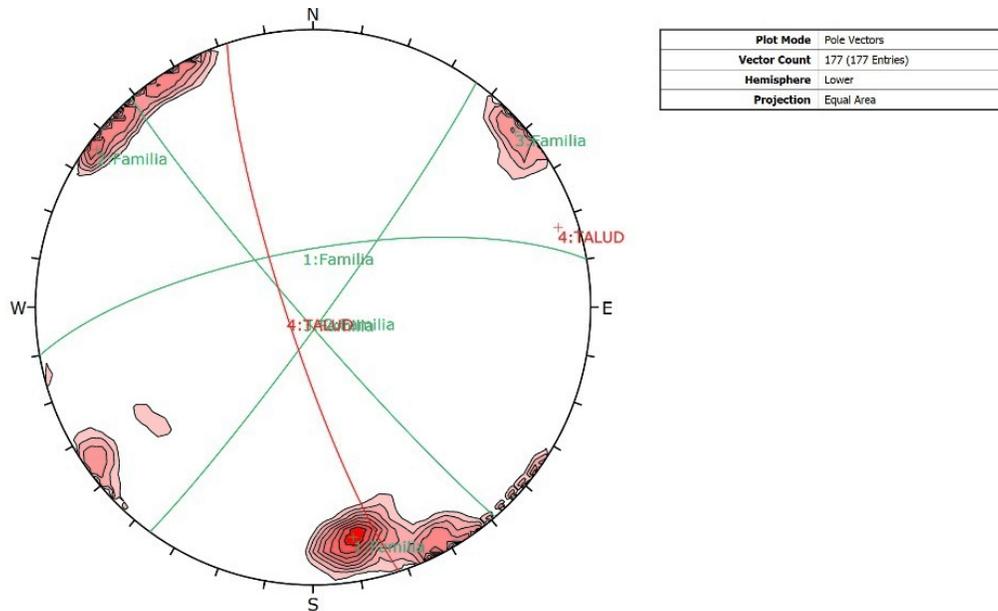


Ilustración 21.- Diagrama de contornos generado en software Dips 6.0. Líneas verdes: Corresponden a los círculos máximos de las direcciones preferenciales de los planos de discontinuidades. Línea Roja: Representa la dirección y el buzamiento de la cara del talud.

3.7 Identificación del mecanismo de falla

La importancia de definir el mecanismo actuante en el sitio o en la excavación es debido a que existe un tipo de análisis específico según sea el caso (Hoek & Bray, Rock Slope Engineering, 1981) (González de Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo, 2002) (C. Wyllie & W. Mah, 2005). En la Ilustración 22 se observan las particularidades de cada mecanismo de falla del macizo rocoso respecto a los datos estructurales.

Ensayos para identificar concentraciones de planos con posibilidad de generar mecanismos de fallas han sido propuestos por (Hocking, 1976) (Markland, 1972), en los cuales se abordan las condiciones necesarias para que se genere un mecanismo del tipo cuña o planar:

- Para cualquiera, planar o falla en cuñas, es fundamental que el buzamiento del plano de deslizamiento o la inmersión de la línea de intersección sea menor que el buzamiento de la cara del talud ($\psi_{i, s} < \psi_f$). Ilustración 17 (a).
- Sí las direcciones del buzamiento de los planos que conforman la cuña quedan excluidas del ángulo formado por la dirección de buzamiento de la línea de intersección y la cara del talud ($\alpha_{i, f}$) la cuña se deslizará α_s en ambas direcciones. Ilustración 23 (b).

- Sí la dirección del buzamiento de cualquier plano de la cuña está incluida dentro del ángulo “ α_i, f ” el deslizamiento α_s ocurrirá en tal dirección del plano en cuestión. Ilustración 23 (c).

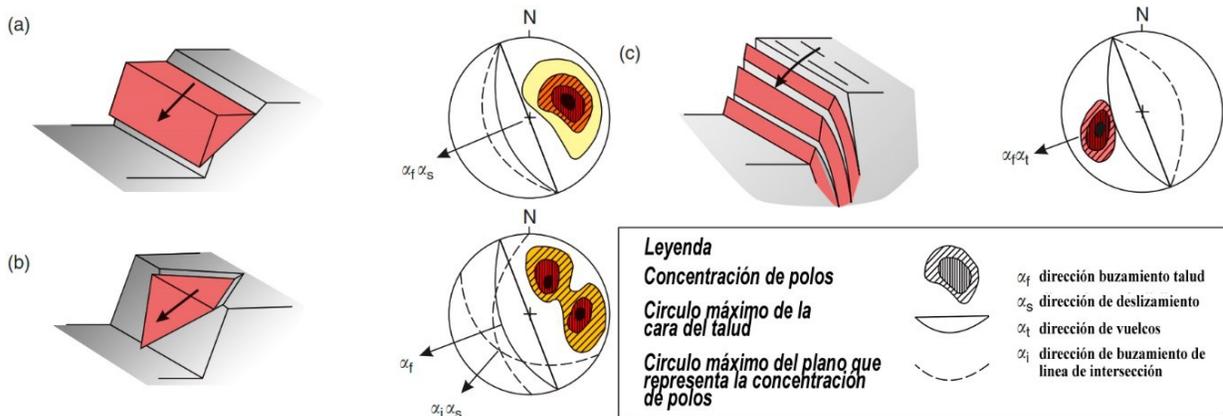


Ilustración 22.- Principales mecanismos de falla para taludes en roca y la concentración de datos estructurales probables causantes. (a) Falla planar a partir de una superficie de deslizamiento (usualmente planos de estratificación) que buza hacia la cara de la excavación. (b) Falla en cuña formada cuando se interceptan dos planos de discontinuidad. (c) Falla tipo vuelcos generada cuando los planos de discontinuidad buzan abruptos tras la cara del talud.

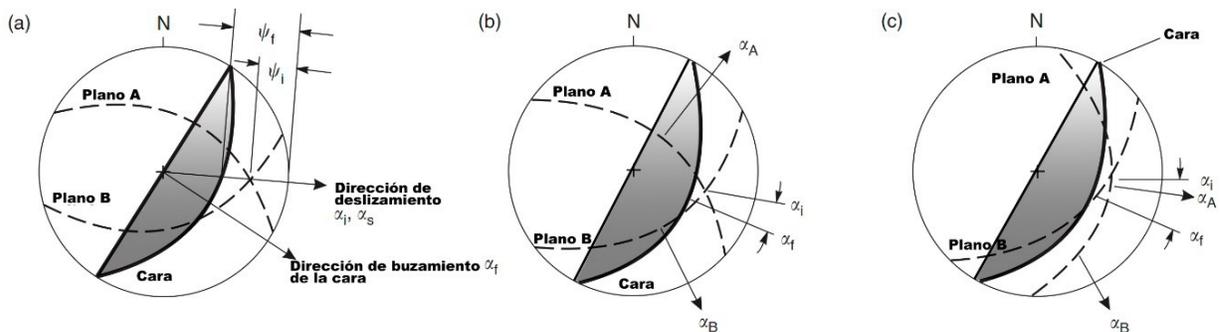


Ilustración 23.- Direcciones de deslizamiento respecto al arreglo geométrico y apertura angular de los planos de discontinuidad respecto a la cara del talud.

4. Análisis Cinemático y de Estabilidad

4.1 Introducción

Un análisis cinemático es el estudio que concluye en identificar las relaciones geométricas de un conjunto de discontinuidades (planos) con un corte al macizo, talud (plano); utilizando la técnica más conveniente, en este caso falsillas estereográficas. Con esto se reconoce el tipo de bloque que en potencia se generará, así mismo la dirección en la que dicho bloque pudiera desplazarse.

Sin embargo, mientras un análisis de este tipo (apoyándose en las redes estereonetas) entrega apropiados indicadores de las condiciones de estabilidad, este no incluye condiciones como presiones de poro, cargas extras (*vivas o muertas*), o medidas de refuerzo como anclas, muros de contención, que contribuyen al decremento o aumento de la estabilidad, respectivamente.

Por ello, es necesario complementar la resolución de los bloques potencialmente inestables que arroja el análisis cinemático con un análisis detallado de la estabilidad de esos bloques.

Como se mencionó se puede determinar el mecanismo de falla que ocurre en un sitio a partir de la información estructural y la interpretación de la misma, a continuación, se profundiza en los tipos de falla en macizos rocosos.

4.2 Cono de fricción

Antes de profundizar en las tipologías de falla en macizos rocosos cabe mencionar que de manera general el movimiento de bloques ocurre entre superficies que se rozan, es decir, que hay contacto entre sus caras, que pueden ser pequeñas del tamaño de bases de bloque hasta sectores completos de una ladera montañosa, por lo tanto la mínima expresión de estabilidad o de oposición al movimiento es la fuerza de fricción consecuencia de la adhesión e irregularidades que logran que exista un agarre entre superficies (Armas Zagoya, 2004), este valor conocido como *ángulo de fricción*, como se mencionó anteriormente, es el ángulo donde un bloque se desliza respecto a otro en un plano inclinado.

Para el análisis de estabilidad, de manera preliminar, es útil el empleo del cono de fricción (el valor del ángulo de fricción graficado en una estereofalsilla). Este análisis es llevado a

cabo asumiendo que la resistencia al corte de la superficie de deslizamiento solo es comprendida en términos de fricción, es decir, se asume cero la cohesión.

Para la interpretación cinemática de los datos estructurales podemos decir entonces que los planos (polos) de diaclasa que queden incluidos dentro del área del círculo de fricción (también conocido como cono de fricción C. Wyllie & W. Mah , 2005) en la estereofalsilla, considerando un estado de reposo y cuando la única fuerza actuante sobre los bloques sea la gravedad se puede asumir que dicho bloque o masa rocosa es estable, caso contrario en que los polos de planos yacían fuera del cono de fricción se considerará una situación, al menos en lo preliminar, de inestabilidad. En la ilustración 34 se muestra el área de una circunferencia de cono para un ángulo de fricción de 30° . De igual modo se aconseja la cuantificación de la estabilidad según los métodos apropiados que puedan incorporar condiciones geométricas como direcciones de planos involucrados, presión hidrostática, entre otros.

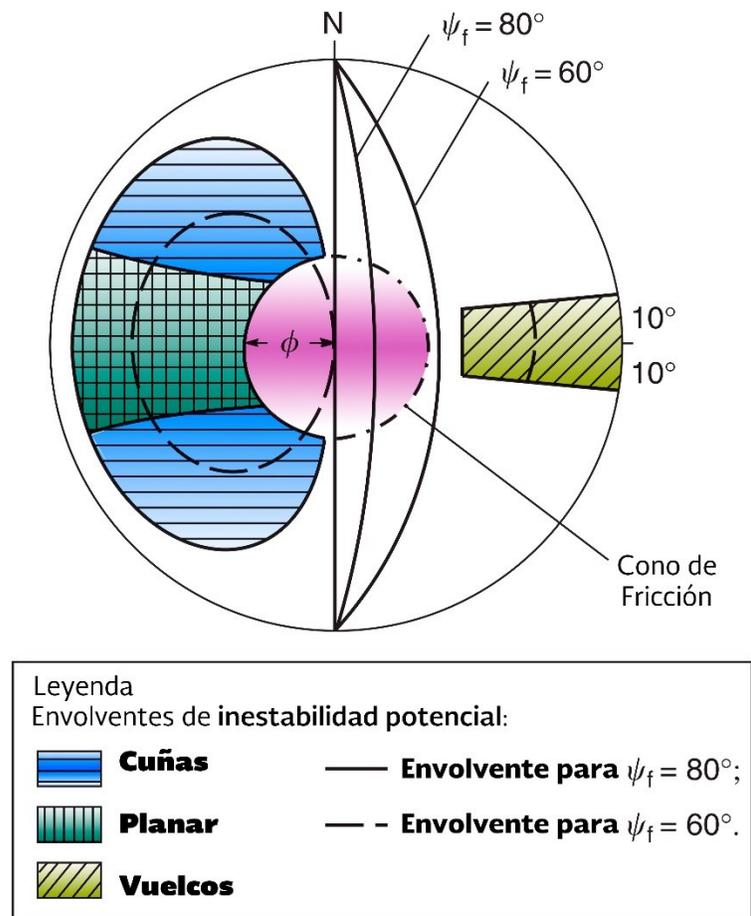


Ilustración 24.- Zonas de inestabilidad respecto a un plano definido. El cono de fricción es una circunferencia medida en grados a partir del centro de la estereofalsilla.

4.3 Falla Planar

La falla tipo planar es particularmente útil para demostrar la susceptibilidad de un talud a variar en su resistencia al esfuerzo de corte y condiciones hidrogeológicas, ya que estos cambios no son tan sencillos de observar en un mecanismo tridimensional que relativamente es más complejo.

- **Condiciones generales de ocurrencia.**
 - a) El plano donde ocurre deslizamiento debe tener un rumbo paralelo o cercano ($\pm 20^\circ$) al de la cara del talud.
 - b) El buzamiento del plano donde ocurre deslizamiento debe ser menor ($\psi_p < \psi_f$) al de la cara del talud.
 - c) El buzamiento del plano donde ocurre deslizamiento debe ser mayor ($\psi_p > \phi$) que el ángulo de fricción interna del mismo plano.

- d) Deslizamiento puede ocurrir sí en la parte superior de los estratos existe una ruptura por tensión.

La evaluación cinemática de este mecanismo de falla puede ser representada en una red estereofalsilla a partir de los polos que sean incluidos en la envolvente de falla planar (Ilustración 24), también conocida como Envolvente de Markland (Markland, 1972), y delimitada dentro de un intervalo angular de la dirección del buzamiento, típicamente $\pm 20^\circ$, según autores (Goodman, Introduction to Rock Mechanics (Chapter 8), 1980) (Hudson & Harrison, 1972), ya que con una diferencia mayor de las direcciones de los planos involucrados la ocurrencia del deslizamiento tiende a nula (C. Wyllie & W. Mah , 2005).

Un fallamiento planar puede ser reconocido por la existencia de las rupturas por tensión, que son fracturas verticales y abiertas dentro del macizo rocoso que delimitan una región deslizable y donde se infiltra la mayor cantidad de agua, pueden generarse en partes más superiores que la cresta del talud o también en cualquier parte de la cara del talud como se grafica en la Ilustración 25, también podemos apreciar que los bloques serán de mayor dimensión cuando la ruptura se encuentra en la parte superior, siendo esta la situación más crítica a la que enseguida se describe su análisis.

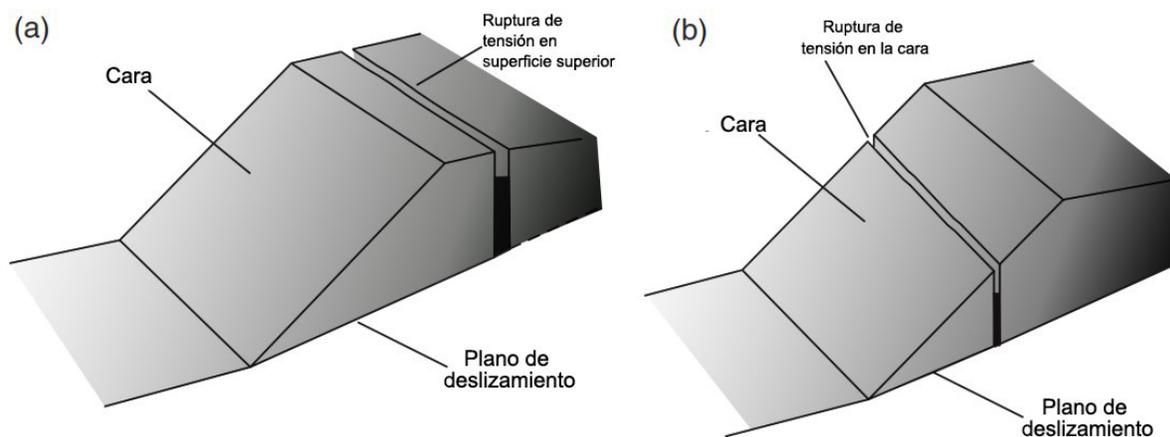


Ilustración 25.- Delimitación del bloque susceptible a deslizar delimitado por la ruptura de tensión.

El factor de seguridad para una falla planar se calcula resolviendo el sistema de fuerzas actuantes paralelas a la dirección del plano de deslizamiento, no se considera el volteo de las fuerzas al bloque, y considerando el efecto del agua que se introduce por la ruptura de tensión la relación de seguridad está dada por:

$$F.S. = \frac{cA + (W \cos\psi_p - U - V \sin\psi_p) \tan\varphi}{W \sin\psi_p + V \cos\psi_p} \quad \text{ecuación (4-1)}$$

Donde el área A está dado por:

$$A = (H + b \tan\psi_s - z) \operatorname{cosec} \psi_p \quad \text{ecuación (4-2)}$$

Donde H es la altura del talud, z la profundidad que tiene la ruptura de tensión la cual está ubicada a una distancia b detrás de la cresta del talud y ψ_s es el buzamiento de la ladera superior a la cresta del talud.

Los términos U y V en la ecuación (4-1) describen la componente de empuje por presión de agua, en la manera que la Ilustración 26 muestra.

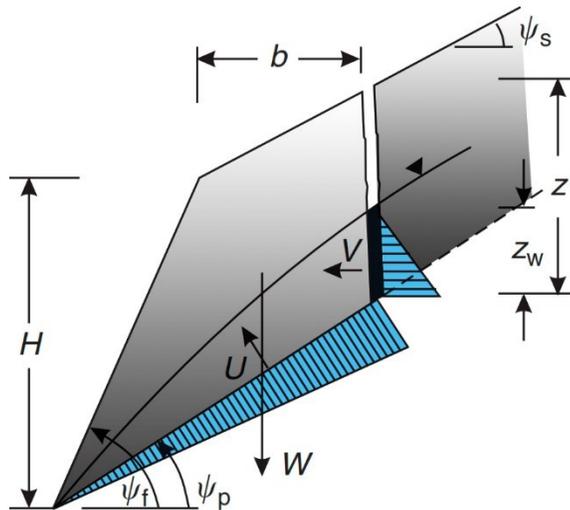


Ilustración 26.- Componentes del sistema de fuerzas involucrados en un mecanismo de falla plana. Modificado de C. Wyllie & W. Mah, 2005.

$$U = \frac{1}{2} \gamma_w z_w (H + b \tan\psi_s - z) \operatorname{cosec} \psi_p \quad \text{ecuación (4-3)}$$

$$V = \frac{1}{2} \gamma_w z_w^2 \quad \text{ecuación (4-4)}$$

donde el peso volumétrico del agua queda expresado por γ_w .

El peso del bloque susceptible a deslizarse, suponiendo que la ruptura de tensión se encuentra en la parte alta de la ladera y no dentro de la cara del talud, queda expresado por la ecuación:

$$W = \gamma_r \left[(1 - \cot \psi_f \tan \psi_p) \left(b H + \frac{1}{2} H^2 \cot \psi_f \right) + \frac{1}{2} b^2 (\tan \psi_s - \tan \psi_p) \right]$$

ecuación (4-5)

En las expresiones anteriores se considera la presencia e influencia del agua a través de una fractura por tensión hacia el plano de diaclasa o estratificación sobre el cual ocurre el deslizamiento, que es el camino más sencillo de infiltración al macizo rocoso, por lo tanto, se asume impermeable al bloque. Para estimar el factor de seguridad en estado seco o cercano a seco ($\frac{z_w}{z} = 0$) la ecuación de factor de seguridad puede expresarse como sigue:

$$F. S. = \frac{c * A}{W \sin \psi_p} + \cot \psi_p \tan \varphi$$

ecuación (4-6)

4.4 Falla Tridimensional (Cuñas)

De manera generalizada un fallamiento de este tipo se debe a la intersección dos planos con rumbos oblicuos a la cara del talud, este deslizamiento tiene lugar a lo largo de la línea de intersección, formada por los dos planos, y que se expone hacia la cara del talud.

El estudio de la estabilidad de cuñas es parte importante de la ingeniería de taludes en roca ya que pueden ocurrir en mayor número de condiciones geológicas y geométricas que los fallamientos planares (C. Wyllie & W. Mah , 2005) (Hoek & Bray, Rock Slope Engineering, 1981).

El alcance del análisis cinemático en las estereo falsillas es identificar cuñas potencialmente inestables, pero no provee información precisa acerca del factor de seguridad del caso en cuestión; las condiciones cinemáticas de ocurrencia son las siguientes:

- **Condiciones generales de ocurrencia.**
 - a) Se aprecia en la estereo falsilla la intersección de dos planos. Línea medible en rumbo (α_i) e inmersión (ψ_i).
 - b) La inmersión de la línea de intersección debe ser más plana que el buzamiento de la cara del talud y más abrupto el ángulo de fricción interna en los planos. ($\psi_{fi} > \psi_i > \Phi$)
 - c) La inmersión de la línea de intersección debe ser hacia la cara del talud para que el deslizamiento sea factible.

El factor de seguridad está dado por la ecuación (Hoek et al., 1973):

$$F.S. = \frac{3}{\gamma_r H} (c_A X + c_B Y) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} X \right) \tan \varphi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} Y \right) \tan \varphi_B$$

ecuación (4-7)

Donde $c_{A,B}$ corresponden a la resistencia por cohesión del plano **A** y **B**, $\varphi_{A,B}$ son los ángulos de fricción de cada plano, los valores $\gamma_{r,w}$ representan el peso volumétrico de la roca y el agua, respectivamente. La altura total de la cuña corresponde a **H**, mientras que los factores **X**, **Y**, **A** y **B**, adimensionales, representan relaciones de la geometría de la cuña, las cuales se calculan según las siguientes expresiones que obedecen a la Ilustración 27.

$$X = \frac{\sin \theta_{2-4}}{\sin \theta_{4-5} \cos \theta_{2-na}}$$

ecuación (4-8)

$$Y = \frac{\sin \theta_{1-3}}{\sin \theta_{3-5} \cos \theta_{1-nb}}$$

ecuación (4-9)

$$A = \frac{\cos \psi_a - \cos \psi_b \cos \theta_{na-nb}}{\sin \psi_5 \sin^2 \theta_{na-nb}}$$

ecuación (4-10)

$$B = \frac{\cos \psi_b - \cos \psi_a \cos \theta_{na-nb}}{\sin \psi_5 \sin^2 \theta_{na-nb}}$$

ecuación (4-11)

Asignar la nomenclatura a cada línea que forma la cuña está basado en las siguientes reglas:

- Los dos planos en los cuales el deslizamiento de la cuña ocurre son designados como A y B, siendo A el plano de menor buzamiento.
- Línea 1.- Intersección del plano A con la cara del talud.
- Línea 2.- Intersección del plano B con la cara del talud.
- Línea 3.- Intersección del plano A con la cara del talud superior.
- Línea 4.- Intersección del plano B con la cara del talud superior.
- Línea 5.- Intersección entre los planos A y B.

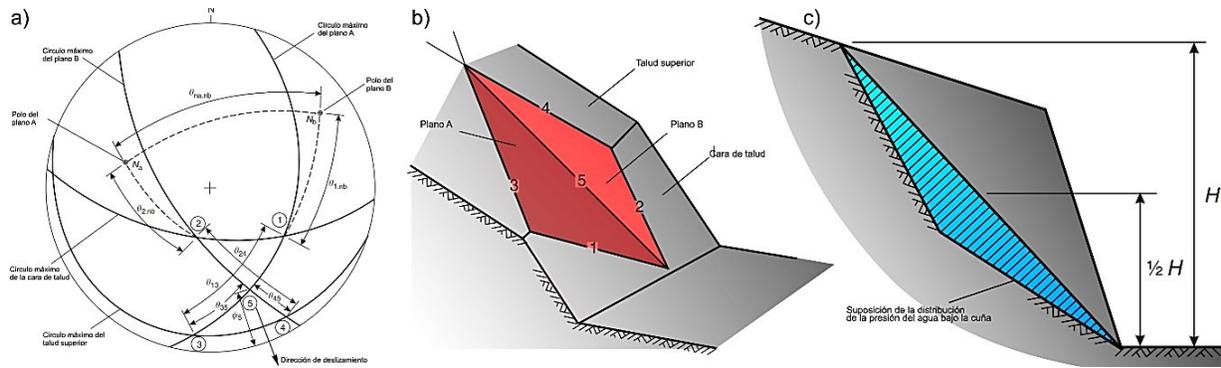


Ilustración 27.- Componentes geométricas de un deslizamiento tridimensional o cuñas. a) Mediciones angulares tomados de la proyección estereográfica para determinar los factores X, Y, A, y B. b) Correspondencia de información estructural en el sitio de estudio. c) Vista en corte de la cuña para estimar el punto de máxima influencia hídrica. Modificado de Hoek et al., 1973 y C. Wyllie & W. Mah , 2005.

4.5 Falla por vuelcos (Topplings)

Este mecanismo involucra los bloques o columnas de roca formadas a partir de una familia de discontinuidades que buzcan cuasi vertical dentro del talud, los cuales pueden rotar respecto un punto de pivote localizado en la esquina más inferior del bloque en cuestión, es decir, el momento actuante puede volcar un bloque cuando yace sobre un plano inclinado y su vector peso cae fuera de la base este (Ilustración 28)

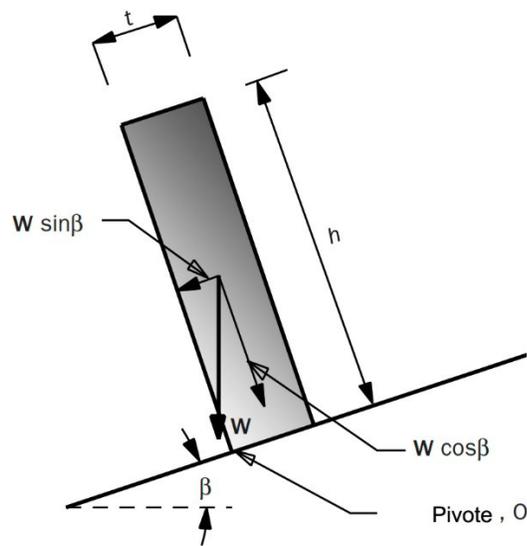


Ilustración 28.- Esquema del sistema de fuerzas involucradas a un bloque esbelto sobre un plano inclinado.

El método de equilibrio limite es bastante útil con las situaciones donde el deslizamiento en masa puede ser descrito por sistemas de fuerzas en x y y respetando el plano inclinado, lo que para este mecanismo de falla será insuficiente, ya que al volcar un bloque entra en

partida fuerzas de torque o momento, relación de esbeltez que deben ser agregadas al procedimiento de cálculo.

C. Wyllie & W. Mah (2005) y Goodman & Bray (1976) mencionan que es importante diferenciar la forma en la que se dan los vuelcos ya que para cada uno de estos tipos corresponde un método de análisis de la estabilidad: por bloques, por vuelco o por flexión de bloques.

- **Vuelco de bloques.** Ocurre cuando una familia de discontinuidades buza abruptamente dentro de la cara del talud y un segundo conjunto de discontinuidades ortogonales a las primeras (definen la altura de cada bloque). Las columnas menores son empujadas hacia delante por efecto de la carga de las columnas de roca mayores tras esta.
- **Vuelco por flexión.** Se diferencian por la baja o nula existencia de discontinuidades ortogonales a la familia cuasi vertical, lo cual permite desarrollar columnas mayores que se pandean hacia la cara del talud hasta fallar.

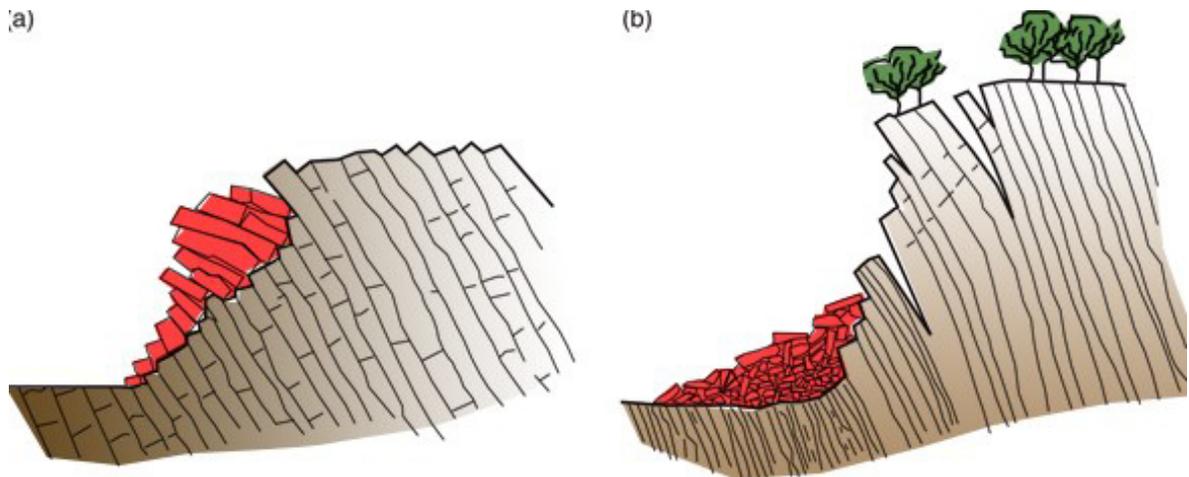
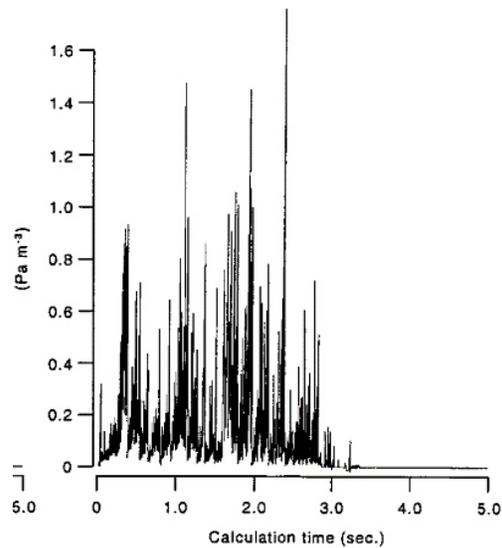


Ilustración 29.- Esquema generalizado de tipos de vuelcos. a) Vuelco de bloques. b) Vuelco flexural. Tomado de Hoek, 1968.

Entre los tipos de vuelcos existe de manera general la peculiaridad de que la liberación de energía, un deslizamiento en este mecanismo de falla, se presenta en fases en las que súbitamente se generan los movimientos, como lo observamos en la Ilustración 30 posterior a cada gran pico de energía liberada ocurre una fase de estabilidad donde la energía decae, para enseguida generarse otro pico (Kimber, Allison, & Cox, 1998).

El potencial de vuelco puede ser evaluado a través de dos ensayos cinemáticos, uno que examina la forma de los bloques, y otro la relación entre el buzamiento de los planos que forman los bloques con ángulo de la cara del



talud.

- **Análisis de forma de bloque.**

a) Se presume estable si: $\beta_p < \phi_p$.

b) El vuelco puede ocurrir si: $\frac{t}{h} < \tan \beta_p$

- **Análisis del alineamiento del bloque.**

a) Para que ocurran vuelcos los planos forman los bloques deben ser cuasi paralelo: $|\alpha_f - \alpha_p| < 10^\circ$

b) Condición para deslizamiento entre bloques: $\Psi_p \geq (90 - \beta_p) + \phi_p$.

Ilustración 30.- Diagrama de liberación de energía por falla de vuelcos, pulsos. (Kimber, Allison, & Cox, 1998)

que

Análisis de equilibrio límite de vuelcos

A continuación, se describe el procedimiento para examinar la estabilidad de un talud por vuelcos que comprende un sistema de bloques que buzan abruptamente dentro de la cara:

a) Determinar las dimensiones y a enumeración de cada bloque.

$$\text{numero de bloques} = n = \left[\text{cosec}(\psi_b) + \left(\frac{\cot(\psi_b) - \cot(\psi_f)}{\sin(\psi_b - \psi_f)} \right) * \sin(\psi_s) \right] \quad \text{ecuación (4-12)}$$

Cuando el bloque n se encuentra bajo la altura de la cresta del talud:

$$y_n = n * (a_1 - b) \quad \text{ecuación (4-13)}$$

Cuando el bloque n se encuentra sobre la altura de la cresta del talud

$$y_n = y_{n-1} - a_2 - b \quad \text{ecuación (4-14)}$$

$$a_1 = \Delta x * \tan(\psi_f - \psi_p) \quad \text{ecuación (4-15)}$$

$$a_2 = \Delta x * \tan(\psi_p - \psi_s) \quad \text{ecuación (4-16)}$$

$$b = \Delta x * \tan(\psi_b - \psi_p) \quad \text{ecuación (4-17)}$$

b) Asignar valores de ángulo de fricción para las caras de los bloques, base y ambos lados ($\phi_{d,p}$, respectivamente). Para prevenir la componente de deslizamiento cúmplase que: $\phi_d > \phi_p$.

c) Se comprueba la condición de vuelco del bloque superior (n), hasta el bloque que cumpla la condición, (se asigna n_1 a dicho bloque):

$$\Delta x/y < \tan \psi_p \quad \text{ecuación (4-18)}$$

d) Calcular las fuerzas requeridas para que dicho bloque (n_1) no deslice ni vuelque:

$$P_{n-1,t} = \frac{\left[P_n(M_n - \Delta x \tan \phi_d) + \left(\frac{W_n}{2} \right) (y_n \sin \psi_p - \Delta x \cos \psi_p) \right]}{L_n} \quad \text{ecuación (4-19)}$$

$$P_{n-1,s} = P_n - \frac{W_n(\cos \psi_p \tan \phi_p - \sin \psi_p)}{(1 - \tan \phi_p \tan \phi_d)} \quad \text{ecuación (4-20)}$$

e) Si $P_{n-1,t} > P_{n-1,s}$, el bloque es volcable y se asigna la fuerza P_{n-1} igual a $P_{n-1,t}$; si $P_{n-1,s} > P_{n-1,t}$ el bloque es deslizable y se asigna la fuerza P_{n-1} igual a $P_{n-1,s}$.

f) Continuar las iteraciones (pasos c-e) asignando las fuerzas involucradas a cada bloque hasta el bloque 1 (pie de talud) o hasta que $P_{n-1,t} < P_{n-1,s}$, es ahí donde se establece el bloque n_2 , que es el bloque más alto de la sección de bloques deslizables.

g) La susceptibilidad de un bloque deslizable está dominada por el esfuerzo de corte y se verifica con:

$$S_n = R_n \tan \phi_p \quad \text{ecuación (4-21)}$$

$$\text{Cortante actuante; } S_n = W_n \sin \psi_p + (P_n - P_{n-1}) \quad \text{ecuación (4-22)}$$

$$R_n = W_n \cos \psi_p + (P_n - P_{n-1}) \tan \phi_d \quad \text{ecuación (4-23)}$$

h) Continúa la iteración hasta llegar al bloque 1, si el bloque 1 es estable ante vuelcos y deslizamiento el talud en general es estable, si es inestable ante vuelcos o deslizamiento, el talud es inestable.

Factor de seguridad para vuelcos

A partir de un resultado desfavorable (inestabilidad del bloque 1) en el procedimiento de equilibrio limite se incrementan los valores de ϕ de la base del bloque y de las paredes hasta que el parámetro P_0 sea cercano muy pequeño o cercano a cero, inversamente si fuese estable, los ϕ se reducen hasta alcanzar la misma razón, a estos valores de fricción se les denomina ϕ *requerido* por el equilibrio limite, mientras que los actuales se denominan ϕ *disponibles*. El cociente de sus tangentes es el factor de seguridad para dicho talud.

$$F. S. = \frac{\tan \phi_{disponible}}{\tan \phi_{requerido}} \quad \text{ecuación (4-24)}$$

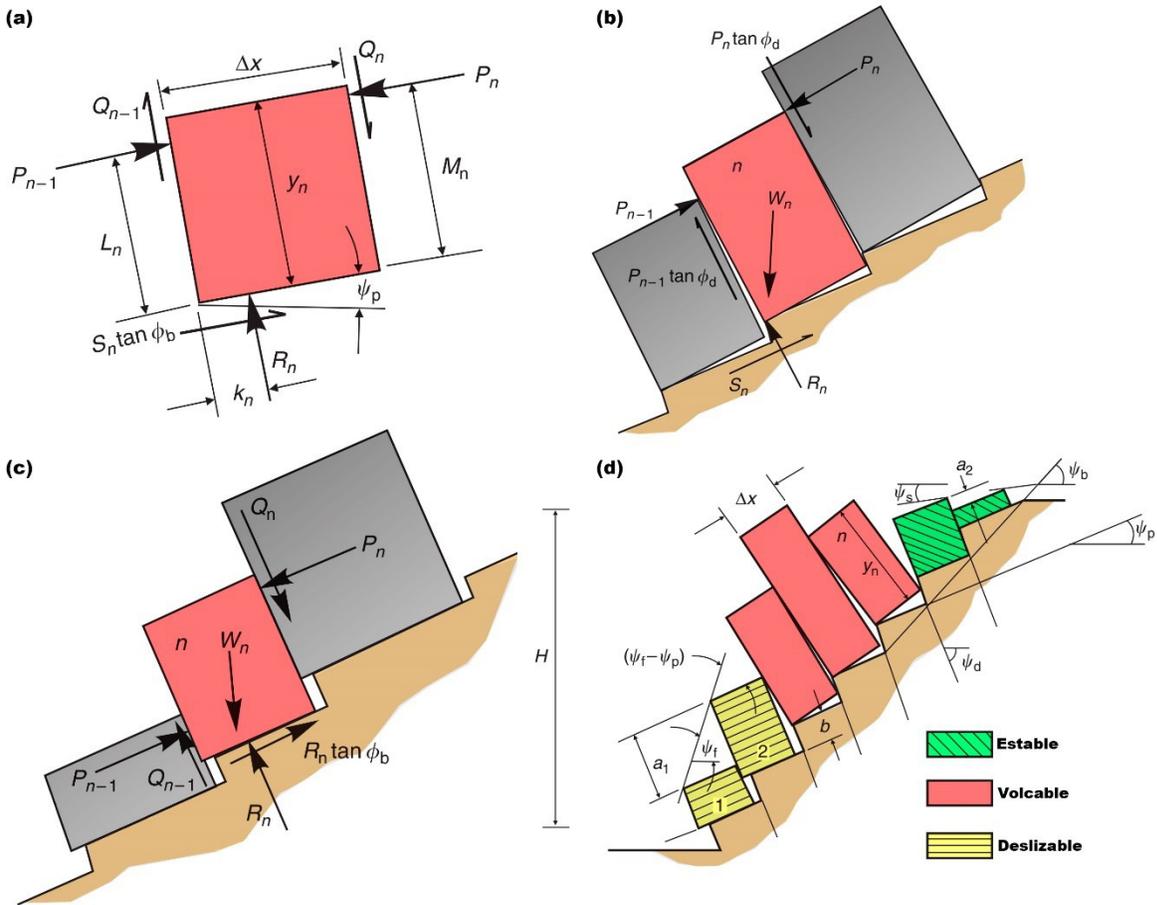


Ilustración 31.- (a) Fuerzas actuantes sobre un bloque n . (b) Condición para el vuelco de un bloque n . (c) Condición para deslizar un bloque n . (d) Secciones de bloques sobre una superficie escarpada a partir de su equilibrio límite.

5. Caracterización Geomecánica

5.1 Rock Mass Rating (RMR).

La clasificación RMR fue propuesta por Bieniawski (1973) la cual, mediante la observación directa, posterior descripción y junto con sencillos ensayos de laboratorio al macizo rocoso concluye en la obtención de parámetros de resistencia con fines geotécnicos, es decir, criterios para el diseño y construcción de obras de ingeniería civil.

La cual califica los siguientes parámetros:

- Resistencia uniaxial de matriz rocosa
- Grado de fracturación (*Rock Quality Designation, RQD*)
- Espaciado de las discontinuidades
- Características y condiciones de las discontinuidades
- Condiciones hidrológicas e hidrogeológicas
- Relación de orientación (*Discontinuidad-excavación*)

Cada uno de los parámetros anteriores representa cuantitativamente una porción del índice de calidad final del macizo rocoso, expresado numéricamente en un intervalo de 0 a 100 unidades. Donde un índice mayor indica una calidad superior y por lo tanto parámetros de resistencia del macizo rocoso favorables.

Resistencia uniaxial de matriz rocosa

Según las observaciones hechas en campo, se determina las estaciones de recolección de datos a lo largo del área (macizo rocoso).

La resistencia a la compresión de una muestra de roca se obtiene a partir del ensayo de probetas de roca en un equipo de compresión que las lleve a la ruptura, la fuerza última es el valor que se calificará dentro de esta clasificación. También puede estimarse en campo a partir de la relación de la densidad del material y el rebote (R) obtenido del esclerómetro o martillo de Schmidt.

Tabla 5.- Clasificación RMR, Resistencia a la compresión. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).

Descripción	Resistencia a la compresión simple (Mpa)	Puntuación
Extremadamente dura	>250	15.00
Muy dura	250-100	12.00
Dura	100-50	7.00
Moderadamente dura	50-25	4.00
	25-5	2.00
Blanda-muy blanda	5-1	1.00
	<1	0.00

Grado de fracturación (RQD)

La designación de este parámetro se basa en la cantidad de fracturas que tiene el macizo rocoso.

- **Puede estimarse por dos métodos:**

- a) La relación de longitud recuperada, testigos de rocas mayores a 10 cm., respecto a la longitud total de una barrenación, despreciando las fracturas frescas generadas por la misma perforación.

$$\text{RQD} = \frac{\sum \text{longitud de testigos} > 10 \text{ cm}}{\text{longitud total}} \times 100 \quad \text{ecuación (5-1)}$$

- b) La cantidad de fracturas (J_v) que intersectan a 1 m³ del macizo rocoso. Empleando la ecuación de Palmström (1982).

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 (J_v) \quad \text{ecuación (5-2)}$$

Tabla 6.- Clasificación RMR, designación de la calidad de roca. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).

Calidad	RQD	Puntuación
Excelente	90-100	20.00
Buena	75-90	17.00
Regular	50-75	13.00
Mala	25-50	8.00
Muy mala	0-25	3.00

Características de las discontinuidades

Las puntuaciones de este apartado corresponden a la persistencia, separación, y relleno de las diaclasas, dentro de las distintas familias de discontinuidades.

- **Separación entre diaclasas.**

La mínima longitud entre diaclasas considerando las diferentes familias de discontinuidades es el valor al que se le asignará puntuación.

Tabla 7.- Clasificación RMR, separación de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).

Calidad	RQD	Puntuación
Muy separadas	> 2 mts.	20.00
Separadas	0.6-2.0 mts.	15.00
Moderadamente juntas	200-600 mm.	10.00
Juntas	60-200 mm.	8.00
Muy juntas	< 60 mm.	5.00

- **Abertura de discontinuidades**

La mayor longitud de abertura en las diaclasas, considerando las diferentes familias de discontinuidades, es el valor al que se le asignará puntuación.

Tabla 8.- Clasificación RMR, abertura de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).

Descripción	Abertura	Puntuación
Ninguna	0	6.00
Muy cerrada	<0.1 mm.	5.00
Cerrada	0.1-1.0 mm.	4.00
Moderadamente abierta	1.0-5.0 mm.	1.00
Abierta	>5.0 mm	0.00

- **Persistencia de las discontinuidades**

Refiere a la mayor longitud entre las diaclasas considerando las diferentes familias de discontinuidades, dentro de las dimensiones de la excavación.

Tabla 9.- Clasificación RMR, persistencia de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).

Descripción	Persistencia	Puntuación
Muy baja	<1 m.	6.00
Baja	1-3 mts.	4.00
Media	3-10 mts.	2.00
Alta	10-20 mts.	1.00
Muy alta	>20 mts.	0.00

- **Rugosidad**

Refiere a las variaciones de ondulación en el orden de centímetros y decímetros, y de irregularidades, del orden de milímetros, de la superficie de la discontinuidad.

Tabla 10.- Clasificación RMR, rugosidad de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).

Grado	Descripción	Puntuación
1°	Muy rugosa	6.00
2°	Rugosa	5.00
3°	Ligeramente rugosa	3.00
4°	Lisa	1.00
5°	Plana	0.00

- **Grado de alteración**

Refiere al aspecto de las caras de los fragmentos y bloques del macizo rocoso, la rigidez de las caras producto del intemperismo.

Tabla 11.- Clasificación RMR, alteración de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).

Grado	Descripción	Puntuación
1°	No alterada	6.00
2°	Ligeramente alterada	5.00
3°	Moderadamente alterada	3.00
4°	Muy alterada	1.00
5°	Descompuesta	0.00

- **Relleno de las discontinuidades**

Considera el material dentro de las diaclasas, siendo blando solo aquello que no se encuentre cementado.

Tabla 12.-Clasificación RMR, relleno de diaclasas. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).

Descripción	Puntuación
Ninguno	6.00
Duro < 5 mm.	4.00
Duro > 5 mm.	2.00
Blando < 5 mm.	2.00
Blando > 5 mm.	0.00

Presencia de agua.

Corresponde al estado y flujo de agua presente en el macizo rocoso en el momento de la recolección de datos, el límite desfavorable corresponde a un valor en tiempo de alta precipitación.

Tabla 13.- Clasificación RMR, estado general de humedad. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).

Descripción	Puntuación
Seco	15.00
Ligeramente húmedo	10.00
Húmedo	7.00
Goteando	4.00
Fluyendo	0.00

Evaluados los parámetros enlistados se determina la sumatoria de los parámetros, determinando así el índice RMR para el macizo rocoso, así mismo los parámetros globales de resistencia de la estación geomecánica, cohesión y ángulo de fricción, obedecen a la calidad y clase que corresponda según el índice alcanzado.

Tabla 14.- Valores de resistencia del macizo rocoso de acuerdo a su índice RMR. (Tomado de González de Vallejo et al., 2002).

Clase	Calidad	Índice RMR	Cohesión (Kg/cm ²)	Angulo de fricción (°)
I	Muy buena	100-81	>4	>45
II	Buena	80-61	3-4	35-45
III	Regular	60-41	2-3	25-35
IV	Mala	40-21	1-2	15-25
V	Muy mala	<20	<1	<15

5.2 Slope Mass Rating (SMR)

La clasificación SMR fue propuesta por Romana (1997). Su aplicación se deriva del índice de macizos rocosos (RMR, Bieniawski 1973) al cual se le agregan factores de ajuste por la orientación de las discontinuidades (segundo término en la ecuación (5-3) y por el método de excavación empleado (tercer término de la ecuación). Expresado de la siguiente manera:

$$\text{SMR} = \text{RMR} + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4 \quad \text{ecuación (5-3)}$$

. Factor F_1

Corresponde a la relación de paralelismo de rumbos entre los planos ($\alpha_{s,j}$) de las discontinuidades y la cara del talud. Parámetro que varía desde 1.0 ($\alpha_j \approx \alpha_s$, *desfavorable*) hasta 0.15 ($\alpha_j \neq \alpha_s > 30^\circ$, *favorable*).

$$F_1 = [1 - \sin(\alpha_j - \alpha_s)]^2 \quad \text{ecuación (5-4)}$$

- **Factor F_2**

Está en función del ángulo de buzamiento de la discontinuidad (ψ_j), es decir, explora la susceptibilidad de la ocurrencia de deslizamiento. Parámetro que varía desde 1.0 ($\psi_j > 45^\circ$, *desfavorable*) hasta 0.15 ($\psi_j < 20^\circ$, *favorable*). Donde la falla es por vuelcos: $F_2 = 1$

$$F_2 = \tan^2 \psi_j \quad \text{ecuación (5-5)}$$

- **Factor F_3**

Expresa la relación entre los buzamientos entre discontinuidad y talud. Es un factor de signo negativo. Se toma el valor de según corresponda.

Tabla 15.- Factores de ajuste para discontinuidades. Tomado de Romana, 1985.

Factores de ajuste para las discontinuidades. (Romana, 1985)						
Caso		Muy favorable	Favorable	Normal	Desfavorable	Desfavorable
P	$ \alpha_j - \alpha_s $, $ \alpha_j - \alpha_s - 180^\circ $	$> 30^\circ$	$30^\circ - 20^\circ$	$20^\circ - 10^\circ$	$10^\circ - 5^\circ$	$< 5^\circ$
T						
P/T	F_1	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
P	$ \psi_j $	$< 20^\circ$	$20^\circ - 30^\circ$	$30^\circ - 35^\circ$	$35^\circ - 45^\circ$	$> 45^\circ$
T						
P	F_2	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T	F_2	1	1	1	1	1
P	$\psi_j - \psi_s$	$> 10^\circ$	$10^\circ - 0^\circ$	0°	$0 - (-10^\circ)$	$< -10^\circ$
T						
P/T	F_3	0	-6	-25	-50	-60
P	Falla Planar	$\alpha_s = \text{direccion del talud.}$		$\psi_s = \text{buzamiento del talud.}$		
T	Falla por vuelco	$\alpha_j = \text{dirección de la discontinuidad.}$		$\psi_j = \text{buzamiento de la discontinuidad.}$		

- **Factor F_4**

Este parámetro se fija de acuerdo al método empleado para remover volumen de suelo o roca de una ladera.

Tabla 16.- Factores de ajuste por método de excavación. Tomado de Romana, 1985.

Factores de ajuste según el método de excavación. (Romana, 1985)					
Método	Talud natural	Precorte	Voladura suave	Voladura o mecánico	Voladura deficiente
F_4	15	10	8	0	-8

A diferencia del método RMR, en este método no concluye con parámetros de resistencia del macizo rocoso (Φ , c), por el contrario, indica condiciones de estabilidad, el tipo de ruptura

y sugiere medidas de control y saneamiento (Tablas 17 y 18), así también como los intervalos de valores del índice SMR dentro de los cuales no existirá fallamientos del tipo planar, vuelco, cuña o flujo.

Tabla 17.- Descripción de clases de macizo rocoso, mediante SMR. Tomado de Romana 1985.

Clases de estabilidad según índice SMR. (Romana, 1985)					
Clase n°	V	IV	III	II	I
SMR	0-20	21-40	41-40?	61-80	81-100
Descripción	Muy mala	Mala	Normal	Buena	Muy buena
Estabilidad	Totalmente inestable	Inestable	Parcialmente estable	Estable	Totalmente estable
Rupturas	Grandes roturas por planos continuos o por la masa	Juntas o grandes cuñas	Algunas juntas o muchas cuñas	Algunos bloques	Ninguna
Tratamiento	Reexcavación	Corrección	Sistemático	Ocasional	Ninguno

Tabla 18.- Cuadro de susceptibilidad por tipo de falla. Tomado de Romana 1985.

Falla Planar		Falla por vuelco		Falla por cuña		Falla tipo suelo	
$SRM > 60$	Ninguna	$SRM > 65$	Ninguna	$SRM > 70$	Muy pocas	$SRM > 30$	Ninguna
$60 > SRM > 40$	Importantes	$65 > SRM > 50$	Menores	$75 > SRM > 49$	Algunas	$30 > SRM > 10$	Posible
$40 > SRM > 15$	Muy grandes	$40 > SRM > 35$	Muy grandes	$55 > SRM > 40$	Muchas		

5.3 Criterio de Falla Generalizado de Hoek & Brown

Este método expone una secuencia de cálculos recomendados para la estimación de los parámetros de resistencia (ϕ, c) de un macizo rocoso, a partir de relaciones de esfuerzos en la etapa de falla de una muestra de roca (Hoek, Carranza-Torres, & Corkum, Hoek-Brown failure criterion, 2002), empleando el software RocLab (Rocscience, 2002) en la resolución y la representación de las ecuaciones de este método. Este criterio, en su más reciente modificación donde se agrega el Índice de Resistencia Geológica (GSI, por sus siglas en inglés), se basa en parámetros de comportamiento de macizos rocosos partiendo de propiedades de roca intacta (Hoek, Brittle failure of rock, 1968), y sobre la base de un macizo rocoso diaclasado inserta factores que reducen las propiedades iniciales de resistencia de la roca intacta (Brown, 1970). El criterio de falla generalizado de Hoek & Brown definido en términos de esfuerzos principales:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad \text{ecuación (5-6)}$$

Donde σ'_1 y σ'_3 son los esfuerzos principales mayor y menor, respectivamente, σ_{ci} la resistencia a la compresión axial de una muestra de roca (puede ser obtenido por el ensayo brasileño, ensayo uniaxial de compresión o triaxial) (Xia-Ting, Rock Mechanics and Engineering. Volume 1: Principles, 2017), m_b es el valor reducido de la constante de material m_i , s y a son constantes que dependen de las características del macizo rocos.

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right) \quad \text{ecuación (5-7)}$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad \text{ecuación (5-8)}$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}}\right) \quad \text{ecuación (5-9)}$$

El factor D, se elige según el grado de alteración al que el macizo ha sido sujeto (daños por explosivos y relajación de los esfuerzos), varia de 0, como inalterado, hasta 1, muy alterado, el ANEXO 1 y ANEXO 3 se muestra las condiciones geotécnicas del macizo para determinar el índice GSI y D.

Los esfuerzos tangenciales, normal y de corte, pueden ser relacionados con los esfuerzos principales obtenidos en la ecuación (5-6) por medio de las expresiones de Balmer (1952).

$$\tau = (\sigma_1 - \sigma_3) \frac{\sqrt{1 + am_b \left(\frac{m_b \sigma_3}{\sigma_{ci}} + s\right)^{a-1}}}{2 + am_b \left(\frac{m_b \sigma_3}{\sigma_{ci}} + s\right)^{a-1}} \quad \text{ecuación (5-10)}$$

$$\sigma_n = \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3) - \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3) \frac{am_b \left(\frac{m_b \sigma_3}{\sigma_{ci}} + s\right)^{a-1}}{2 + am_b \left(\frac{m_b \sigma_3}{\sigma_{ci}} + s\right)^{a-1}} \quad \text{ecuación (5-11)}$$

De este modo podemos estimar valores de: esfuerzos principales con la ecuación (5-6), esfuerzos tangenciales con la ecuación (5-10) ecuación (5-11); dado que al graficar los valores obtenemos una tendencia curvilínea de la información, es requerido, generar una relación lineal media, es decir, normalizar la curva de falla de Hoek & Brown al criterio de Mohr-Coulomb para sustraer la información de parámetros de resistencia (ϕ, c). Esto da lugar a las siguientes expresiones en función de los valores de entrada de la ecuación (5-6 (m_b, s y a)):

$$\phi' = \sin^{-1} \left[\frac{6am_b(s + m_b\sigma'_{3n})^{a-1}}{2(1+a)(2+a) + 6am_b(s + m_b\sigma'_{3n})^{a-1}} \right] \quad \text{ecuación (5-12)}$$

$$c' = \frac{\sigma_{ci}[(1+2a)s + (1-a)m_b\sigma'_{3n}](s + m_b\sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a)\sqrt{1 + \frac{6am_b(s + m_b\sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a)}}} \quad \text{ecuación (5-13)}$$

Donde $\sigma'_{3n} = \frac{\sigma'_{3max}}{\sigma'_{ci}}$, la determinación del valor apropiado de σ'_{3max} se obtiene a partir de la relación de la resistencia global del macizo rocoso (σ_{cm}) entre el esfuerzo que está ejerciendo se sobre la superficie de deslizamiento, es decir, el peso de la roca (γ_r) por su altura (H).

$$\frac{\sigma'_{3max}}{\sigma'_{ci}} = 0.72 \left(\frac{\sigma_{cm}}{\gamma_r H} \right)^{-0.91} \quad \text{ecuación (5-14)}$$

$$\sigma_{cm} = \sigma_{ci} \frac{[m_b + 4s - a(m_b - 8s)] \left(\frac{m_b}{4} + s \right)^{a-1}}{2(1+a)(2+a)} \quad \text{ecuación (5-15)}$$

6. Resultados

6.1 Valoración Geomecánica Rock Mass Rating (RMR)

Tramo de Corte #1 (Km. 10+180 al 10+480)

Las rocas expuestas en esta región del tramo Juan Capitán-El Chihue consisten en calizas de color gris oscuro en estratos superiores a 1 m de espesor, pertenecientes a la Fm. Tamaulipas Inferior. Como lo requiere la caracterización del RMR se ensaya la resistencia a la compresión, realizada *in situ* con el martillo de Schmidt, en conjunto con el ábaco de dispersión de resistencias medias. ANEXO 5 (González de Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo, 2002).

Accionando el Martillo de Schmidt (Esclerómetro, Ilustración 32) de manera perpendicular a la superficie de la roca y repitiendo la acción del martillo 17 veces se despreja el valor de rebote mayor y menor, se recupera el valor medio de las 15 acciones del esclerómetro restantes, obteniendo así una resistencia al esfuerzo de compresión de 111 MPa, un conteo de 7 fracturas por m³ que nos significa en un RQD del 91.9% con una designación de “Roca Excelente”.



Ilustración 32.- Acción del esclerómetro sobre la superficie de ensayo, cuidando la perpendicularidad.

Los resultados recolectados para esta zona de cortes se enlistan como a continuación:

Parámetro	Descripción	Puntuación
Resistencia a la compresión uniaxial	111 MPa	12
Índice RQD	91.9 %	20
Separación entre discontinuidades	0.70 m	15
Estado de las discontinuidades:		
Abertura:	<0.1 mm	5
Persistencia:	>20 m	0
Rugosidad:	Muy rugosa	6
Alteración:	Moderadamente alterada	3
Relleno:	Blando < 5 mm	2
Flujo de Agua (estado típico)	Seco	15
Índice RMR		78

Roca Clase II – Calidad Buena
Tramo de Corte #2 (Km. 10+750 al 11+270)

Este segmento dentro del tramo Juan Capitán - El Chihue es una locación contigua a la anterior descrita, con la particularidad que el trazo carretero, en una prolongada curva horizontal, corta un flanco de la estructura plegada que expone las rocas de la Fm. Tamaulipas Inferior, la matriz rocosa muestra un ligero aumento en su resistencia a la compresión (127 Mpa) y un conteo volumétrico de fracturas mayor aparentemente por voladuras, respecto a la anterior descrita, los parámetros muestran especial similitud en aspecto y estado de las discontinuidades los cuales se enlistan como sigue:

Parámetro	Descripción	Puntuación
Resistencia a la compresión uniaxial	127 MPa	12
Índice RQD	85.3 %	17
Separación entre discontinuidades	0.60 m	15
Estado de las discontinuidades:		
Abertura:	<0.1 mm	5
Persistencia:	>20 m	0
Rugosidad:	Muy rugosa	6
Alteración:	Moderadamente alterada	3
Relleno:	Blando < 5 mm	2
Flujo de Agua (estado típico)	Seco	15
Índice RMR		75

Roca Clase II – Calidad Buena

Tramo de Corte #3 (Km. 12+000 al 12+300)

Está conformado por calizas arcillosas, lutitas y margas correspondientes a una zona de charnela donde coexisten y afloran las rocas de las formaciones Agua Nueva y Cuesta del Cura. Con una apariencia de transición entre ambas formaciones prevalecen los bloques de hasta 50 cm. individualizados por discontinuidades cercanas entre sí, aproximadamente a cada 20 a 50 cm y en ocasiones rellenas con material arcilloso y suave de hasta 1 cm, bloques cuya resistencia a la compresión alcanza 48 MPa y un índice de calidad RQD de 75.4% producto de su conteo de fracturas por cada metro cubico.

Los parámetros que designan el índice de calidad del macizo rocoso se exponen como sigue:

Parámetro	Descripción	Puntuación
Resistencia a la compresión uniaxial	48 MPa	4
Índice RQD	75.4 %	17
Separación entre discontinuidades	500 - 600 mm	10
Estado de las discontinuidades:		
Abertura:	0.1 – 1.00 mm	4
Persistencia:	>20 m	0
Rugosidad:	Muy rugosa	6
Alteración:	Muy Alterada	1
Relleno:	Blando < 5 mm	2
Flujo de Agua (estado típico)	Seco	15
Índice RMR		59
Roca Clase III – Calidad Regular		

Tramo de Corte #4 (Km. 12+320 al 12+720)

Corresponde a una zona donde se expone un macizo rocoso bastante fracturado con una bien definida persistencia de caídos en bloques con tamaños de 20 cm hasta 50 cm Este segmento demuestra dicho estado meta estable con correspondencia a la baja calidad de roca, cuyo RQD alcanza un 52.3% a partir de su conteo volumétrico de fracturas, las cuales son cercanas hasta los 20 cm en zonas bajas donde los cortes a los estratos alcanzan una resistencia a la compresión de 58 Mpa mientras que, en zonas altas, donde los bloques se descubren, la matriz rocosa alcanza los 48 Mpa.

El índice de calidad RMR global del macizo rocoso está dado por la sumatoria de los parámetros como se muestra a continuación:

Parámetro	Descripción	Puntuación
Resistencia a la compresión uniaxial	58 MPa	7
Índice RQD	53.3 %	13
Separación entre discontinuidades	200 – 500 mm	10
Estado de las discontinuidades:		
Abertura:	<0.1 mm	5
Persistencia:	>20 m	0
Rugosidad:	Lisa	1
Alteración:	Moderadamente alterada	3
Relleno:	Ninguno	6
Flujo de Agua (estado típico)	Seco	15
Índice RMR		60
Roca Clase III – Calidad Regular		

Unidades Homogéneas

La diferenciación de las diferentes litologías a partir de sus propiedades geomecánicas corresponde al agrupamiento de las zonas donde el macizo rocoso muestra parámetros de resistencia global similares, dentro de un intervalo establecido según la caracterización empleada, en este caso RMR (Bieniawski, Engineering classification of jointed rock masses, 1973). Lo cual posteriormente se digitaliza y asienta en una Carta Ingeniero Geológica, que será un medio de consulta geotécnico de fácil interpretación para un equipo de trabajo multidisciplinario de acuerdo a las recomendaciones de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM, The Complete ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring:1974-2006, 1981). Además como se mencionó anteriormente el índice de calidad RMR concluye a un intervalo de valores de cohesión y ángulo de fricción interna (Tabla 14) representativos para el macizo rocoso, que serán empleados en los análisis de estabilidad posteriores.

Calizas Masivas

Esta Unidad Homogénea, de carbonatos en estratos medianos a masivos cuya resistencia al esfuerzo compresivo oscila entre los 70-80 MPa determinados *in situ* mediante la estimación del rebote del Martillo Schmidt, está comprendida por las áreas donde el trazo

carretero descubre a la formación Tamaulipas Inferior, quedando también incluida la formación Tamaulipas Superior por corresponder en el fracturamiento tectónico y resistencia de matriz rocosa (Armas Zagoya, 2004; Gorka, 2002) a pesar de que sus espesores sean diferentes, esta última formación no aflora dentro de los cortes carreteros del área estudio.

Rocas Clásticas e intercaladas

Esta Unidad Homogénea es comprendida por las Formaciones Cuesta del Cura y Agua Nueva, formadas por intercalaciones de lutitas, margas y en ocasiones horizontes de pedernal y arcilla. La resistencia al esfuerzo de compresión oscila entre los 60 a 80 MPa, determinados mediante la estimación *in situ* del martillo de Schmidt.

6.2 Valoración Geomecánica Slope Mass Rating (SMR)

Como se mencionó en el tema 5.2 Slope Mass Rating (SMR) las valoraciones para esta caracterización parte de los parámetros definidos para el índice RMR, y por cada talud o tramo de corte donde el rumbo de la cara del talud sea similar (para ser considerado como un mismo tramo) se le realizan correcciones para abordar la probabilidad de inestabilidad, remediación requerida, y reestima la posición geomecánica dentro de los intervalos de resistencia del RMR, es decir, agregadas las correcciones propias de este método se puede también recalcular las ecuaciones de estabilidad con los nuevos parámetros de resistencia del macizo rocoso según la clase de macizo que ahora resulte. Debido a que el método no expone instrucciones específicas acerca del mecanismo de falla en cuñas, se determinará un valor conservador, considerando ambos planos involucrados, para clasificar a dicho mecanismo de falla.

Tabla 19.- Información de geometría de cortes en el área de estudio.

Talud	Margen	Mecanismo de Falla	Dip Direction (Dirección Buzamiento °)	Dip (Buzamiento °)
1	Izquierda	Planar	255	82
2	Izquierda	Planar	191	66
3	Izquierda	Cuñas	236	89
4	Izquierda	Cuñas	261	89
5	Derecha	Cuñas	137	62
6	Derecha	Vuelcos	167	70
7	Izquierda	Cuñas	318	77
8	Izquierda	Cuñas	338	86

Unidad Homogénea de Calizas Masivas

Partiendo de la clasificación RMR que corresponda dentro de los tramos de corte #1 y #2 se calcularon los factores de ajuste correspondientes de acuerdo a la geometría de cada uno de los 4 de los 6 cortes incluidos en este segmento (se omiten dos cortes en margen izquierda debido a su favorable estado de reposo), la Tabla 19 muestra la información de ubicación así como geometría de cada corte la cual puede ser identificada en la Carta Ingeniero Geológica (ANEXO 7), mientras que la geometría del fracturamiento corresponde a la estereofalsilla que represente ese sector en particular.

Los resultados de ajuste según el mecanismo de falla para cada talud se muestran a continuación:

Talud 1 Cálculo de Factores F_{1-4}

La presencia de una ruptura por tensión (*tensión crack*) aumenta la ocurrencia de un deslizamiento planar aun sobre la cinemática de un mecanismo de cuña, que es el caso para este corte. Siendo el plano de estratificación el que define el deslizamiento.

Datos			
$\alpha_j = 208$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 47$	0.15	$SMR = RMR + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4 = 78 +$ $(0.15 * 0.70 * (-60)) + 0 = 71.7$ <u>SMR Clase II - Estable</u>
$\alpha_s = 255$	$F_2 = \psi_j = 33$	0.70	
$\psi_j = 33$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = -49$	-60.00	
$\psi_s = 82$	$F_4 = 0$	0.0	

Talud 2 Cálculo de Factores F_{1-4}

Se considera a este talud como independiente, por el cambio de orientación debido a la curva horizontal en este punto del trazo carretero, dado que corresponde al mismo segmento de la ladera del Talud 1, el mecanismo actuante es falla planar.

Datos			
$\alpha_j = 208$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 17$	0.70	$SMR = RMR + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4 = 78 +$ $(0.70 * 0.70 * (-60)) + 0 = 48.6$ <u>SMR Clase III – Parcialmente estable</u>
$\alpha_s = 191$	$F_2 = \psi_j = 33$	0.70	
$\psi_j = 33$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = -33$	-60.0	
$\psi_s = 66$	$F_4 = 0$	0	

Talud 3 Cálculo de Factores F_{1-4}

Una zona de fallamiento en cuña, en el cual el índice SMR será obtenido determinando el menor valor de los planos que forman la cuña, enseguida se presenta el cálculo de ambos planos iniciando por el de menor buzamiento.

Datos			
$\alpha_j = 349$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 113$	0.15	$SMR = RMR + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4$ $SMR = 78 + (0.15 * 1.0 * (-60.0)) + 0$ $SMR = 69$ <u>SMR Clase II - Estable</u>
$\alpha_s = 236$	$F_2 = \psi_j = 72$	1.0	
$\psi_j = 72$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = -17$	-60.0	
$\psi_s = 89$	$F_4 = 0$	0	

Datos			
-------	--	--	--

$\alpha_j = 229$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 7$	0.85	$SMR = RMR + (F1 * F2 * F3) + F4$
$\alpha_s = 236$	$F_2 = \psi_j = 85$	1.0	$SMR = 78 + (0.85 * 1.0 * (-50.0)) + 0$
$\psi_j = 85$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = -4$	-50.0	$SMR = 35.5$
$\psi_s = 89$	$F_4 = 0$	0	<u>SMR Clase IV - Inestable</u>

Talud 4 Cálculo de Factores F_{1-4}

Una zona de fallamiento en cuña, en el cual el índice SMR será obtenido determinando el menor valor de los planos que forman la cuña, comenzando por el plano de menor buzamiento, el índice de calidad del macizo queda como a continuación:

Datos			
$\alpha_j = 229$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 32$	0.15	$SMR = RMR + (F1 * F2 * F3) + F4$
$\alpha_s = 261$	$F_2 = \psi_j = 85$	1.0	$SMR = 78 + (0.15 * 1.0 * (-50.0)) + 0$
$\psi_j = 85$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = -4$	-50.0	$SMR = 70.5$
$\psi_s = 89$	$F_4 = 0$	0	<u>SMR Clase II - Estable</u>

Datos			
$\alpha_j = 126$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 135$	0.15	$SMR = RMR + (F1 * F2 * F3) + F4$
$\alpha_s = 261$	$F_2 = \psi_j = 86$	1.0	$SMR = 78 + (0.15 * 1.0 * (-50.0)) + 0$
$\psi_j = 86$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = -3$	-50.0	$SMR = 70.5$
$\psi_s = 89$	$F_4 = 0$	0	<u>SMR Clase II - Estable</u>

Unidad Homogénea de Rocas Clásticas e intercaladas

Partiendo del índice de calidad RMR que corresponde a los tramos de corte #3 y #4, se calcularon los factores de ajuste que requiere el Índice SMR, considerando la información geométrica de los 4 cortes restantes dentro del área de estudio, se puede constatar su ubicación y descripción en la Tabla 19 así como en la Carta Ingeniero Geológica anexa, del mismo modo a los cortes anteriores descritos la información geométrica del fracturamiento corresponde a la estereofalsilla de este sector en cuestión.

Talud 5 Cálculo de Factores F_{1-4}

Corresponde a un corte, dentro del tramo #3, realizado en la zona de inflexión del plegamiento sinclinal, con una componente bien marcada de fallamiento en cuñas, el índice SMR será el correspondiente menor de los planos involucrados en la cuña.

Datos			
$\alpha_j = 97$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 40$	0.15	$SMR = RMR + (F1 * F2 * F3) + F4$
$\alpha_s = 137$	$F_2 = \psi_j = 68$	1.0	$SMR = 59 + (0.15 * 1.0 * (-6.0)) + 0$
$\psi_j = 68$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = 6$	-6.0	$SMR = 58.1$
$\psi_s = 62$	$F_4 = 0$	0	<u>SMR Clase III – Parcialmente estable</u>

Datos			
$\alpha_j = 225$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 88$	0.15	$SMR = RMR + (F1 * F2 * F3) + F4$
$\alpha_s = 137$	$F_2 = \psi_j = 77$	1.0	$SMR = 59 + (0.15 * 1.0 * 0) + 0$
$\psi_j = 77$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = 15$	0	$SMR = 59$
$\psi_s = 62$	$F_4 = 0$	0	<u>SMR Clase III – Parcialmente estable</u>

. Talud 6 Cálculo de Factores F_{1-4}

Ubicado dentro del tramo de cortes #3, sobre la margen izquierda presenta un fallamiento en cuña se analizan los planos que la conforman y se define el índice SMR como sigue:

Datos			
$\alpha_j = 225$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 93$	0.15	$SMR = RMR + (F1 * F2 * F3) + F4$
$\alpha_s = 318$	$F_2 = \psi_j = 77$	1.0	$SMR = 59 + (0.15 * 1.0 * (-25.0)) + 0$
$\psi_j = 77$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = 0$	-25.0	$SMR = 55.25$
$\psi_s = 77$	$F_4 = 0$	0	<u>SMR Clase III – Parcialmente estable</u>

Datos			
$\alpha_j = 192$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 126$	0.15	$SMR = RMR + (F1 * F2 * F3) + F4$
$\alpha_s = 318$	$F_2 = \psi_j = 88$	1.0	$SMT = 59 + (12 * 12 * 45) + 0$
$\psi_j = 88$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = 11$	0	$SMR = 59$
$\psi_s = 77$	$F_4 = 0$	0	<u>SMR Clase III – Parcialmente estable</u>

• **Talud 7** **Cálculo de Factores F_{1-4}**

Ubicado en el último segmento del área de estudio, tramo de corte #4 (km 12+320 al km12+720), presenta una componente de vuelcos de bloques agrupadas en columnas que buzan cercano a la vertical detrás de la cara del talud. El índice SMR queda como sigue:

Datos			
$\alpha_j = 16$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s - 180^\circ = 331$	0.15	$SMR = RMR + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4$
$\alpha_s = 167$	$F_2 = \psi_j = 81$	1.0	$SMR = 60 + (0.15 * 1.0 * (-25.0)) + 0$
$\psi_j = 81$	$F_3 = \psi_j + \psi_s = 151$	-25.0	$SMR = 56.25$
$\psi_s = 70$	$F_4 = 0$	0	<u>SMR Clase III – Parcialmente estable</u>

• **Talud 8** **Cálculo de Factores F_{1-4}**

Corte cercano a la vertical que cuya interpretación cinemática muestra falla por cuñas, se destaca que debido a la relación entre la dirección del corte y del macizo rocoso la generación de bloques es mínima.

Datos			
$\alpha_j = 296$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 42$	0.15	$SMR = RMR + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4$
$\alpha_s = 338$	$F_2 = \psi_j = 69$	1.0	$SMR = 60 + (0.15 * 1.0 * (-60.0)) + 0$
$\psi_j = 69$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = -17$	-60.0	$SMR = 51$
$\psi_s = 86$	$F_4 = 0$	0	<u>SMR Clase III – Parcialmente estable</u>

Datos			
$\alpha_j = 16$	$F_1 = \alpha_j - \alpha_s = 322$	0.15	$SMR = RMR + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4$
$\alpha_s = 338$	$F_2 = \psi_j = 81$	1.0	$SMR = 60 + (0.15 * 1.0 * (-50.0)) + 0$
$\psi_j = 81$	$F_3 = \psi_j - \psi_s = -5$	-50.0	$SMR = 52.5$
$\psi_s = 86$	$F_4 = 0$	0	<u>SMR Clase III – Parcialmente estable</u>

6.3 Valoración Geomecánica Criterio de Falla Generalizado de Hoek & Brown

Como se mencionó en Caracterización Geomecánica, a partir de ensayos de laboratorio en muestras de roca intacta se pueden estimar series de valores de esfuerzos principales que lleven a ruptura al material, con el cual se puede estimar su resistencia (en términos de esfuerzo al corte).

La recolección en campo de muestras de roca consistió en seleccionar bloques de las dimensiones necesarias, de tal manera que, pudieran extraerse múltiples núcleos de hasta 8 x 16 cm (3 x 6"). Estos bloques fueron distinguidos por las 3 diferentes unidades geomecánicas antes descritas y teniendo especial atención en que los bloques sean de roca sana e *in situ*, la posterior extracción de núcleos de roca se realizó de manera perpendicular a la estratificación de donde dicho bloque pertenecía.

Tomando en cuenta la normativa vigente (NMX-C-083-1997-ONNCCE, 1997; ASTM, 2001; ISRM, Suggested Methods for Determining the Uniaxial Compressive Strength and Deformability of Rock Materials, 1979; M-MMP-2-02-058/04; SCT, Manual de Diseño y Construcción de Túneles de Carretera, 2016) se probaron en el laboratorio de Geotecnia del Instituto de Ingeniería Civil de la Facultad de Ingeniería Civil, Universidad Autónoma de Nuevo León, 40 cilindros de roca (Ilustración 33), de los cuales se realizaron ensayos de compresión simple en dos modalidades: simple a primer falla y de múltiple falla. La primera, realizada en un equipo de compresión universal (Ilustración 34), nos define una resistencia típica al fallar el material por su diaclasado, la segunda, realizada en un equipo de compresión INSTRON 600DX (Ilustración 34), definida por una sucesión de cargas que el espécimen sigue soportando lo cual en conjunto con mediciones de la longitud del espécimen nos permite graficar su comportamiento de esfuerzo deformación.

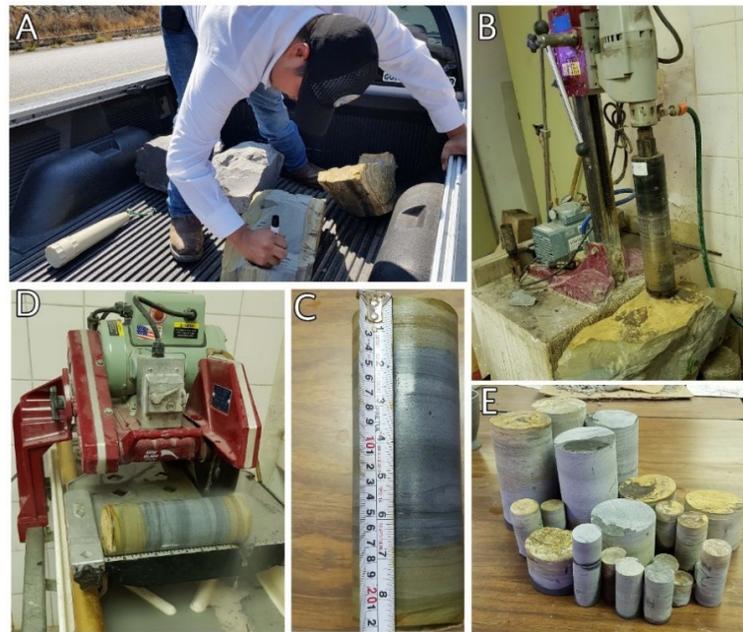


Ilustración 33.- Trabajo con núcleos de roca. A) Recolectación de muestras en campo. B) Barrenación y extracción de núcleos. C) Medición de núcleos. D) Corte y cabeceo de núcleos. E) Aspecto general de núcleo de roca.

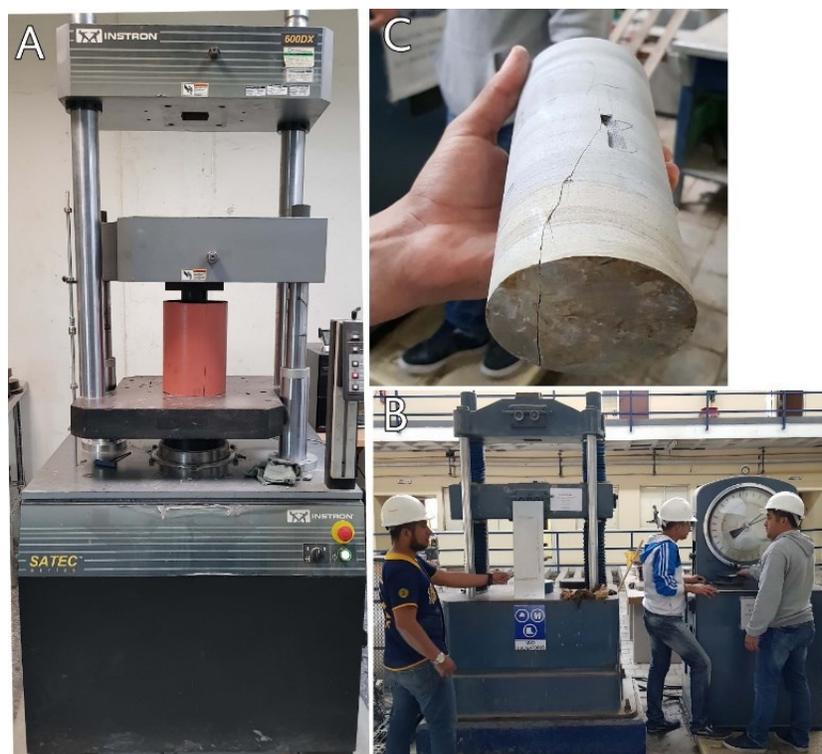


Ilustración 34.- Trabajos de ensayo a la compresión en cilindros de roca. A) Equipo INSTRON 600DX. B) Equipo de compresión Universal. C) Aspecto de cilindro que llega a fallo.

Las muestras recolectadas se diferenciaron respecto a la formación geológica de la que fueron extraídas, ya que, para este caso en particular, los cambios mecánicos del material

son evidentes si las discriminamos de este modo. El ANEXO 4 muestra la base de datos correspondiente a cada una de las muestras extraídas y trabajadas.

Para determinar la resistencia al esfuerzo de compresión representativo se realizó una corrección debido a la relación de esbeltez, es decir, cuando el espécimen no correspondía perfectamente a doble de altura respecto al diámetro (2:1). Se tomó en cuenta factores propuestos por la Norma M.MMP.2.02.058/04 y Hoek (1980), de estas dos propuestas de corrección se empleó la que entregara valores de resistencia al esfuerzo de compresión más conservadores. Las ecuaciones para determinar el factor de corrección de ambas metodologías se muestran enseguida.

- **Norma M.MMP.2.02.058/04**

Esta norma propone factores de corrección de la resistencia para relaciones de esbeltez (L/D) menores a 2.00, en decrementos de 25 centésimas partiendo del 1.75 hasta el 1.00, empleando una prolongación logarítmica se extendieron valores hasta 0.50 de esbeltez (siendo este el valor mínimo en muestras de cilindro de roca disponibles para ensayar), como lo muestra la Tabla 20 y Tabla 21. Por medio de la ecuación (6-1) se realizó una interpolación lineal para definir los factores de corrección particulares precisos a la esbeltez de cada cilindro (Tabla).

Tabla 20.- Factores de corrección por relación de esbeltez diferente a 2.00.

Factores de corrección por esbeltez		
	Relación altura-diámetro del espécimen	Factor de corrección a la resistencia
Norma M.MMP.2.02.058/04	2.00	1
	1.75	0.99
	1.50	0.97
	1.25	0.94
	1.00	0.91
	0.75	0.87
	0.50	0.82

Tabla 21.- Ejercicio de interpolación logarítmica para valores de esbeltez entre 1.00 y 0.50.

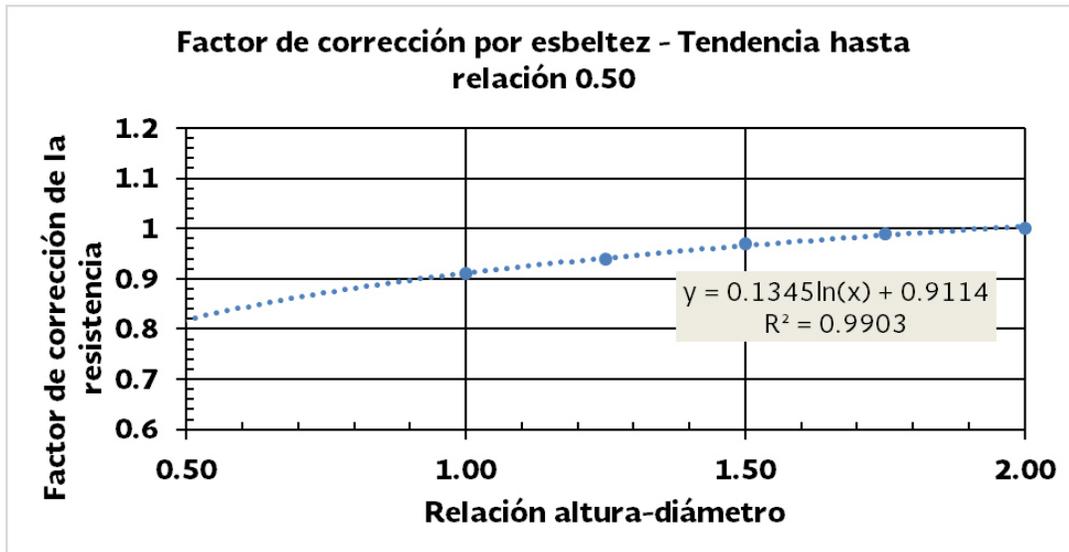


Tabla 22.- Estimación de factores de corrección interpolados linealmente con base en la Norma M.MMP.2.02.058/04

Factores de corrección por esbeltez		
Muestra No.	Relacion L/D del espécimen	Factor de corrección a la resistencia
RN-1	1.74	0.9892
RN-2	0.65	0.8509
RN-3	0.50	0.8182
RN-4	0.56	0.8313
RN-5	1.06	0.9172
RN-6	1.57	0.9756
RN-7	0.94	0.9010
RN-8	1.90	0.9960
RN-10	1.65	0.9820
RN-11	1.76	0.9904
RN-12	1.86	0.9944
RN-13	1.86	0.9944
RN-14	1.84	0.9936
RN-15	1.78	0.9912
RN-19	1.89	0.9956
RN-20	1.83	0.9932
RN-21	1.18	0.8683
RN-22	1.76	0.9904
RN-23	0.98	0.9070
RN-24	1.36	0.9532
RN-27	1.89	0.9956
RN-28	0.73	0.8683
RN-29	0.94	0.9010
RN-30	0.79	0.8787
RN-31	0.79	0.8787
RN-32	1.76	0.9904
RN-33	1.34	0.9508
RN-40	1.80	0.9920

$$VALOR y_x = y_0 + \frac{x - x_0}{x_1 - x_0} (y_1 - y_0)$$

ecuación (6-1)

- *Interpolación (SCT, Manual de Diseño y Construcción de Túneles de Carretera, 2016)(Hoek 1980)*

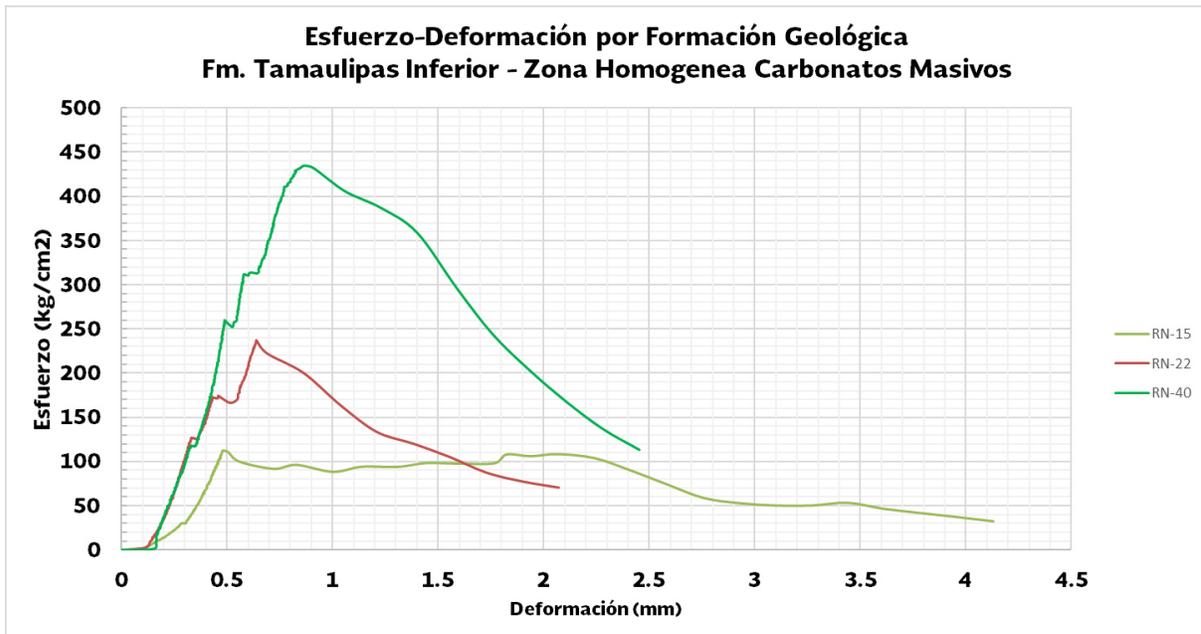
En el caso que los cilindros de roca no sean del diámetro estándar de 50 mm, los resultados deberán corregirse mediante un factor de corrección que está en función del diámetro real del cilindro a ensayar (medido en milímetros), la ecuación se anota como sigue:

$$F. C. = \frac{1}{(50/D)^{0.18}} \quad \text{ecuación (6-2)}$$

Resistencia a la compresión de Calizas Masivas – Fm. Tamaulipas Inferior

Las muestras recolectadas a lo largo de la unidad homogénea de calizas masivas alcanzaron una resistencia al esfuerzo de compresión corregido de 206 Kg/cm² hasta los 239 kg/cm². La Tabla 1 muestra los puntos donde la roca falla en sus fracturas internas y aunque sigue soportando carga este punto es el empleado para el diseño y análisis de estabilidad de taludes. El ANEXO 4 muestra el resto de valores de resistencia de los 11 núcleos que fueron ensayados en el equipo de compresión universal para esta unidad rocosa. Se pueden consultar las gráficas individuales de los ensayos de esfuerzo deformación en la sección de anexos.

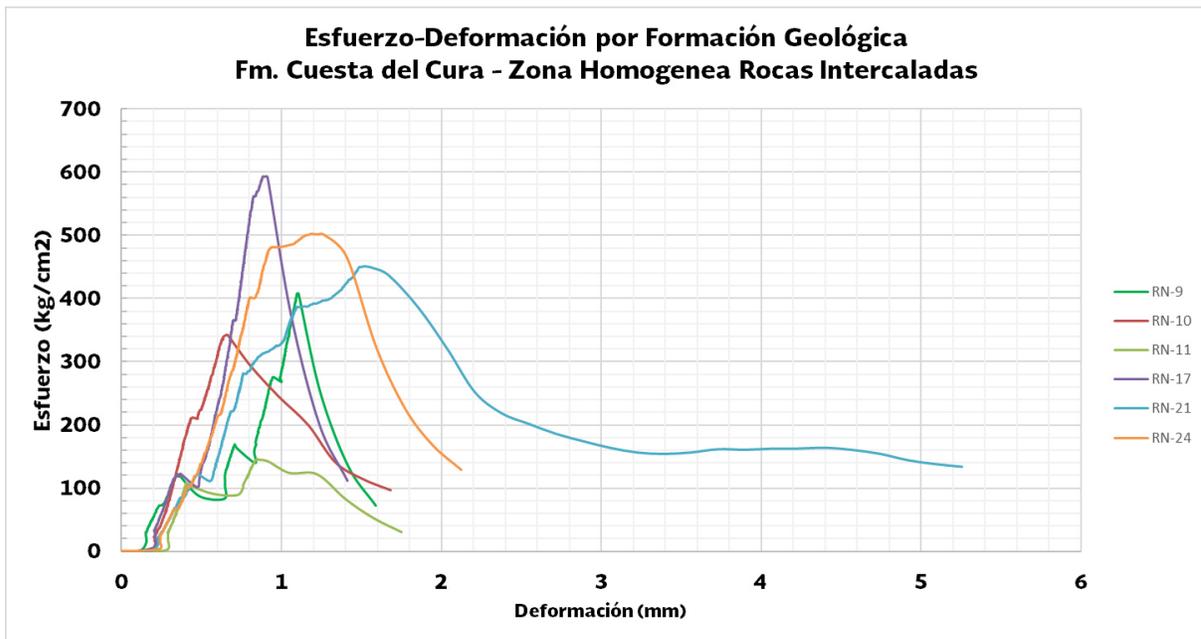
Tabla 23.- Gráfica esfuerzo deformación para unidad de carbonatos masivos.



Resistencia a la compresión de Calizas intercaladas – Fm. Cuesta del Cura

En la Tabla 24 podemos observar el comportamiento de esfuerzo y deformación de los núcleos de roca ensayados. Se determinó una resistencia al esfuerzo de compresión corregido de aproximadamente 111 kg/cm² en zonas altas y más expuestas, hasta los 200 kg/cm² en zonas más bajas y cercanas al contacto con la Fm. Tamaulipas Superior. Se pueden consultar las gráficas individuales de los ensayos de esfuerzo deformación en la sección de anexos.

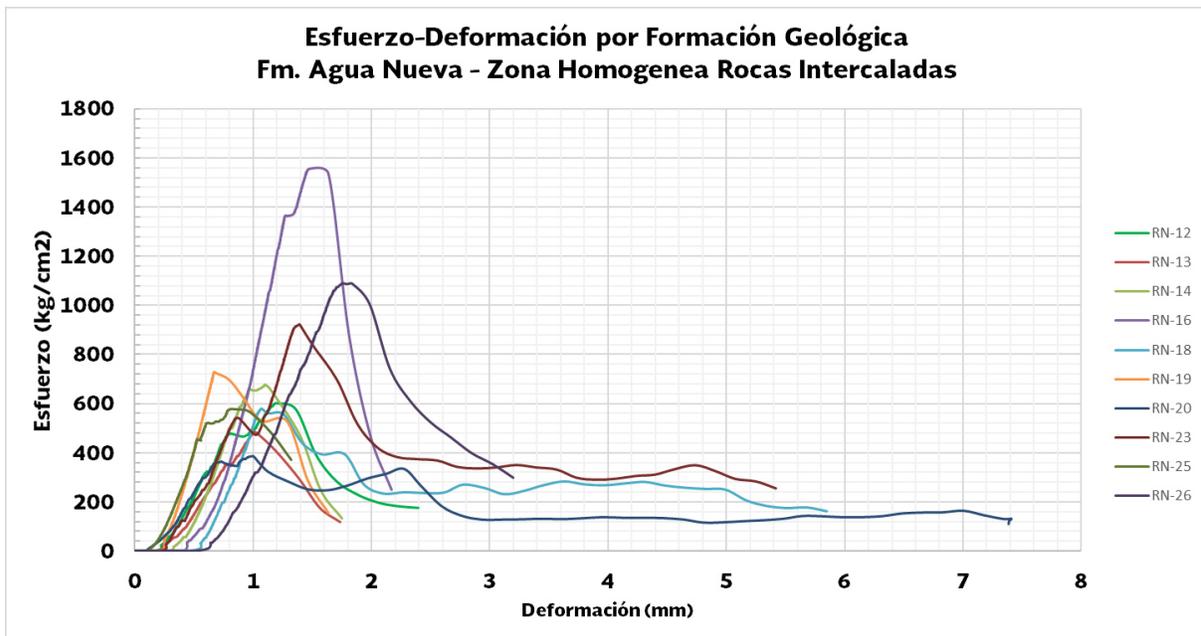
Tabla 24.- Gráfica esfuerzo deformación para unidad de carbonatos intercalados.



Resistencia a la compresión de Lutitas intercaladas – Fm. Agua Nueva

Las rocas de este sector presentan un comportamiento diferente a las demás respecto a deformación, reciben la carga y se deforman de manera controlada sin mostrar decrementos escalonados, lo cual le ayuda a poder transmitir mayor carga a través de sí, lo que es sinónimo de mayor resistencia al esfuerzo de compresión, en un intervalo que va de los 304 kg/cm² hasta los 419 kg/cm², como se puede observar en la Tabla 25, intervalo de valores que serán empleados para el diseño y análisis de estabilidad de taludes. Se pueden consultar las gráficas individuales de los ensayos de esfuerzo deformación en la sección de anexos.

Tabla 25.- Gráfica esfuerzo deformación para unidad de lutitas intercaladas.



Resistencia Global de Macizos Rocosos

- **Calizas Masivas – Fm. Tamaulipas Inferior**

Los valores de entrada para el software RocLab (Rocscience, 2002) para determinar parámetros de resistencia del material son los que se muestran en la Tabla 26, y en la Ilustración 35 se muestra la curva que traza el criterio generalizado de falla (en rojo) así también la recta de ajuste (línea azul), envolvente de Mohr, correspondiente, para definir los valores de ángulo de fricción y cohesión.

Tabla 26.- Datos de entrada para software RocLab (Rocscience, 2002). Densidad tomada de Goroka, 2002.

σ_{ci} (Mpa)	GSI	m_i	D	Aplicación	Densidad (MN/m ³)	Altura (m)
20-23	65-75	8 ±3	0.70	Taludes	0.0265	17

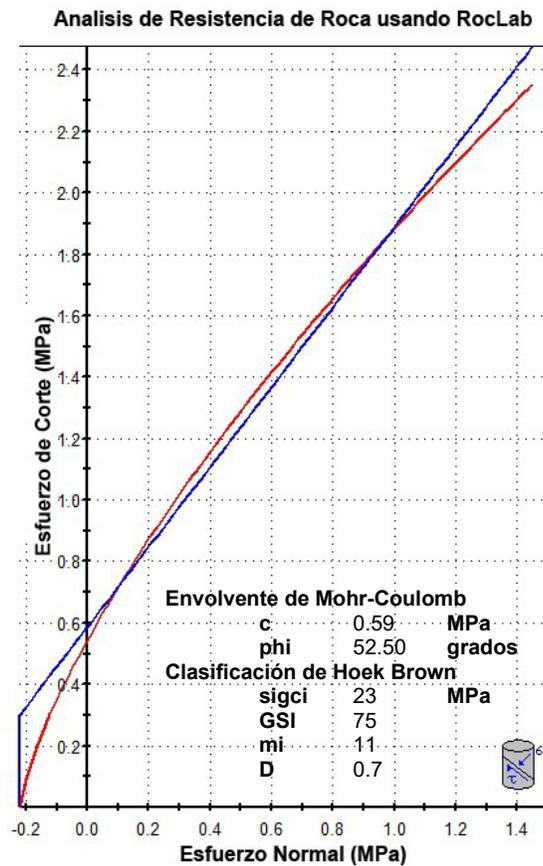


Ilustración 35.-Análisis de resistencia de roca a través del software RocLab (Rocscience, 2002). Línea Roja: Traza de Criterio de falla de Hoek & Brown. Línea Azul: Traza de ajuste de Mohr-Coulomb.

- **Calizas Intercaladas – Fm. Cuesta del Cura**

A través de las ecuaciones VI 12 y VI 13 antes mencionadas es que se realiza una relación media con la curva que gráfica el software RocLab (línea roja, en Ilustración 36), el mismo que resolviendo dichas ecuaciones determina para esta muestra una resistencia cohesiva de 0.16 Mpa y un ángulo de fricción de aproximadamente los 40°.

Tabla 27.- Datos de entrada para software RocLab (Rocscience, 2002). Densidad tomada de Goroka, 2002.

σ_{ci} (Mpa)	GSI	m_i	D	Aplicación	Densidad (MN/m ³)	Altura (m)
10-19	30-40	7 ±2	0.70	Taludes	0.02643	22

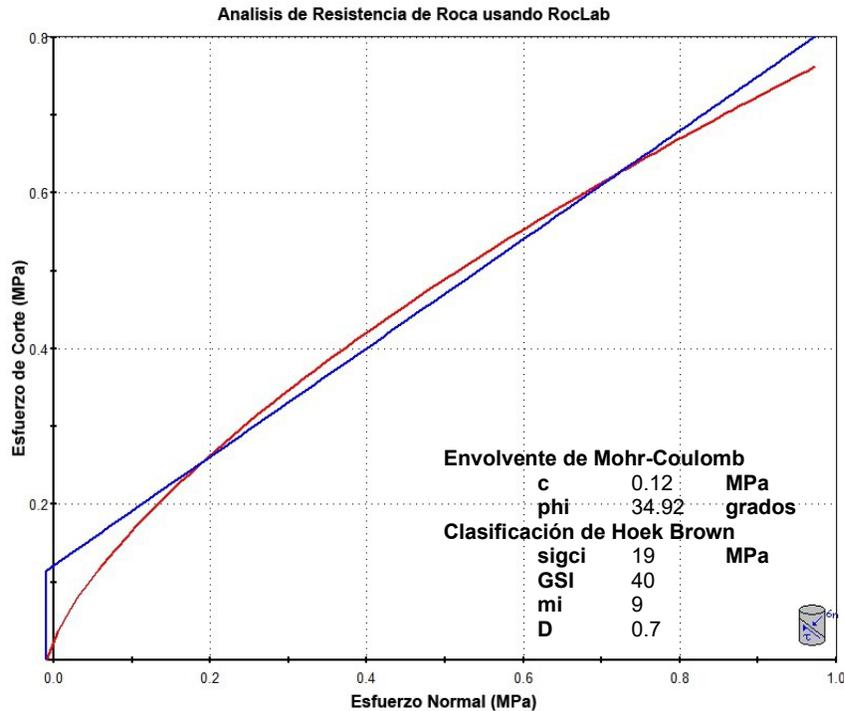


Ilustración 36.- Análisis de resistencia de roca a través del software RocLab (Rocscience, 2002). Línea Roja: Traza de Criterio de falla de Hoek & Brown. Línea Azul: Traza de ajuste de Mohr-Coulomb.

- **Lutitas Intercaladas – Fm. Agua Nueva**

De igual modo, en los análisis de este método de las anteriores unidades y de acuerdo a la aplicación que se le dará a los datos que resulten, que en este caso es para taludes (Tabla 28), si bien no se analiza por corte en particular si no por unidad, es entonces, conveniente emplear valores de altura conservadores que pueda representar en general a todo el tramo donde se corta la unidad en cuestión. En este caso se obtiene una resistencia cohesiva de aproximadamente 0.20 Mpa y un ángulo de fricción de 48 grados (Ilustración 37).

Tabla 28.- Datos de entrada para software RocLab (Rocscience, 2002). Densidad tomada de Armas Zagoya, 2004.

σ_{ci} (Mpa)	GSI	m_i	D	Aplicación	Densidad (MN/m ³)	Altura (m)
29-41	35-45	6 ±2	0.70	Taludes	0.023	15

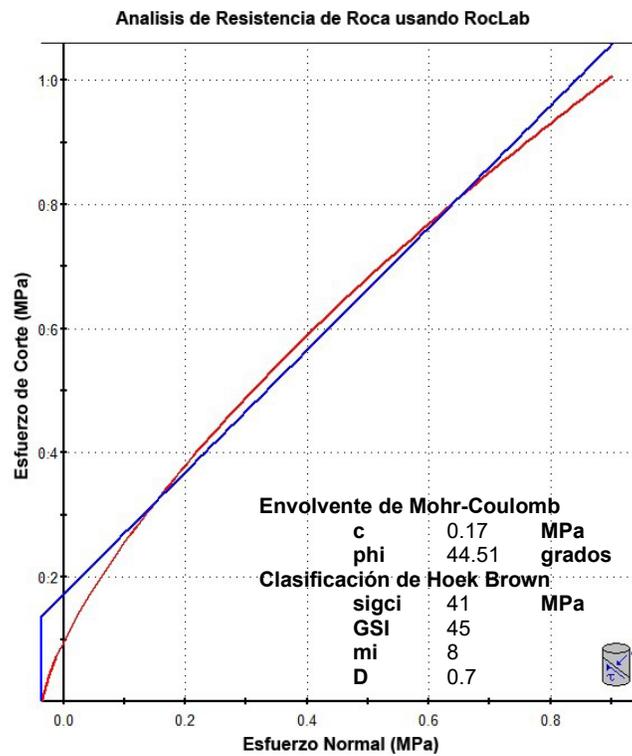


Ilustración 37.- Análisis de resistencia de roca a través del software RocLab (Rocscience, 2002). Línea Roja: Traza de Criterio de falla de Hoek & Brown. Línea Azul: Traza de ajuste de Mohr-Coulomb.

6.4 Análisis Cinemático por Talud

Para realizar un análisis cinemático representativo del sitio se recolectaron 609 datos estructurales de diaclasado tectónico, distribuidos a lo largo del tramo en estudio, diferenciándose por la formación o estructura geológica de la que fueron levantados. Posteriormente se ingresó la información de rumbo y buzamiento de los planos en el software Dips 6.0 en el cual se agruparon y contornearon para definir la dirección general de cada sistema.

Las condiciones cinemáticas de ocurrencia (desigualdades en página 38 y 41), mencionadas en el capítulo 4 para cada mecanismo de falla, son consideradas en las zonas de inestabilidad mostradas en la Ilustración 24 para distinguir y definir apropiadamente el criterio de falla.

Uno de los datos de entrada del software estructural geológico para definir un posible mecanismo de falla es ingresar el ángulo de fricción que según corresponda a cada análisis, será utilizado el antes mencionado *cono de fricción* en el capítulo 4. Por ello se emplea el valor de ángulo de fricción que se determinó en las diferentes clasificaciones geomecánicas antes mencionadas.

A continuación, se muestra la resolución de análisis cinemático para cada talud del área de estudio.

- **Talud 1** **255°/82°**

Corte realizado en el tramo de calizas masivas según el índice RMR y el criterio Hoek & Brown se consideró un ángulo de fricción de 44.5°. Se reconoce una intersección, $I=307^\circ/66^\circ$, dentro de la zona de cuñas, formada por los planos de las familias J_1 y J_3 , además podemos definir que el deslizamiento de la cuña ocurrirá en la dirección de la intersección ya que la línea de tendencia cruza el círculo máximo entre los polos de los planos que forman la cuña. Para este tipo de falla el parámetro de fricción es medido a partir del ecuador de la estereofalsilla (perímetro, Ilustración 38)

Las condiciones cinemáticas para falla por vuelcos no se dan en el talud, por otro lado, aunque el fallamiento de manera planar tampoco se tienen condiciones, ya que ninguna familia de discontinuidades queda incluido en la zona de este tipo, es conveniente analizar la estabilidad como si la falla dominante fuera planar ya que existe presencia de escarpes y

planos de debilidad que fungen como rupturas de tensión en esta ladera como se aprecia en la Ilustración 39, que promueven con mayor importancia un deslizamiento sobre la estratificación.

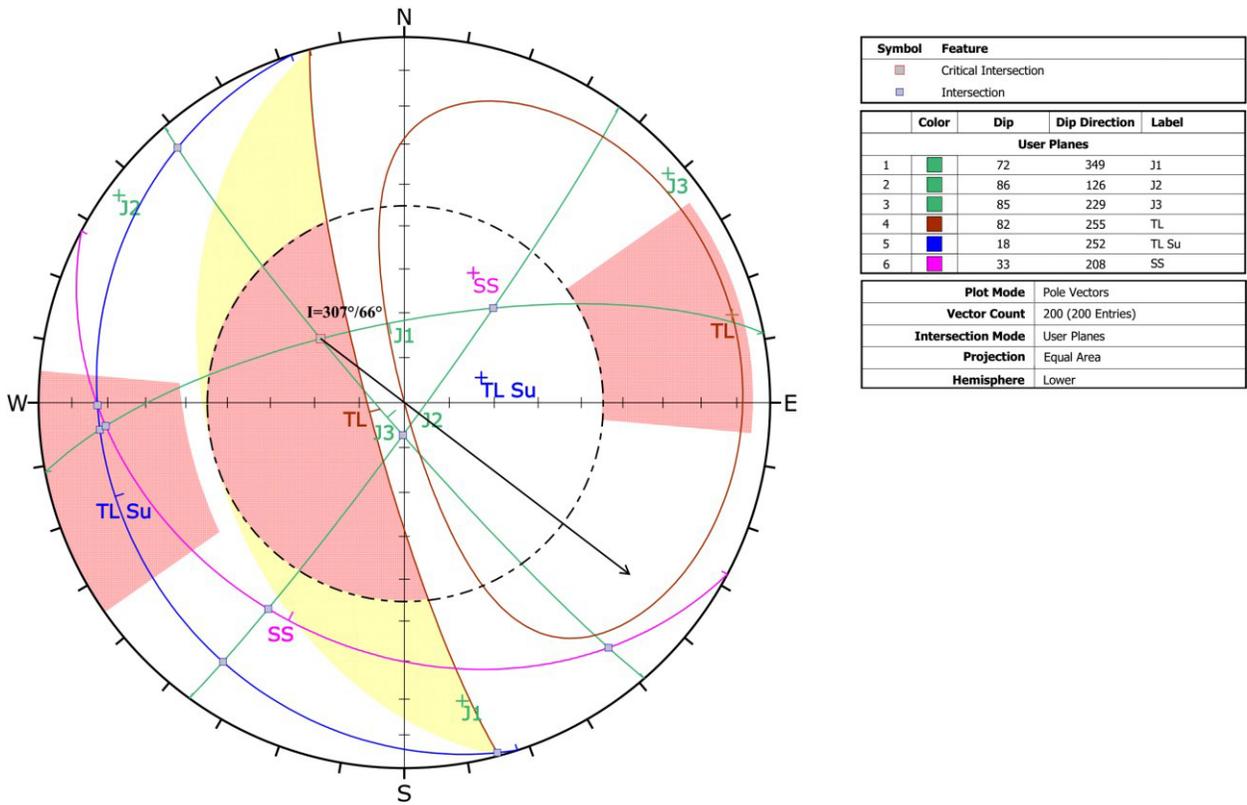


Ilustración 38.- Condiciones cinemáticas para falla del tipo cuña. Talud 1, 255°/82°.



Ilustración 39.- Volumen con susceptibilidad a deslizarse de manera planar, Talud 1. R.T.: Ruptura de tensión. Línea sólida: Traza de estratificación y R.T. Línea punteada: Traza de deslizamiento. Km 10+300.

- **Talud 2** **191°/66°**

Corte realizado dentro de la unidad de calizas masiva. De acuerdo a las caracterizaciones geomecánicas se consideró un ángulo de fricción de 44.5° para delimitar las áreas de mecanismos de falla. Para este caso se puede observar que no se generan intersecciones de planos, por lo cual se descarta fallamiento en cuñas, de igual modo los vuelcos no aparecen, sin embargo, el deslizamiento planar es posible, ya que los polos que representan a la estratificación se colocan dentro del área de envolvente Markland, dentro de la zona crítica de segundo grado (sombreado amarillo, Ilustración 40).

Se puede constatar la sensibilidad con que puede cambiar entre uno y otro mecanismo de falla tan solo con variar la dirección de corte, por ejemplo, en el Talud 1, apenas unos 100 m de distancia antes de este corte, el análisis cinemático mostró un fallamiento en cuñas.

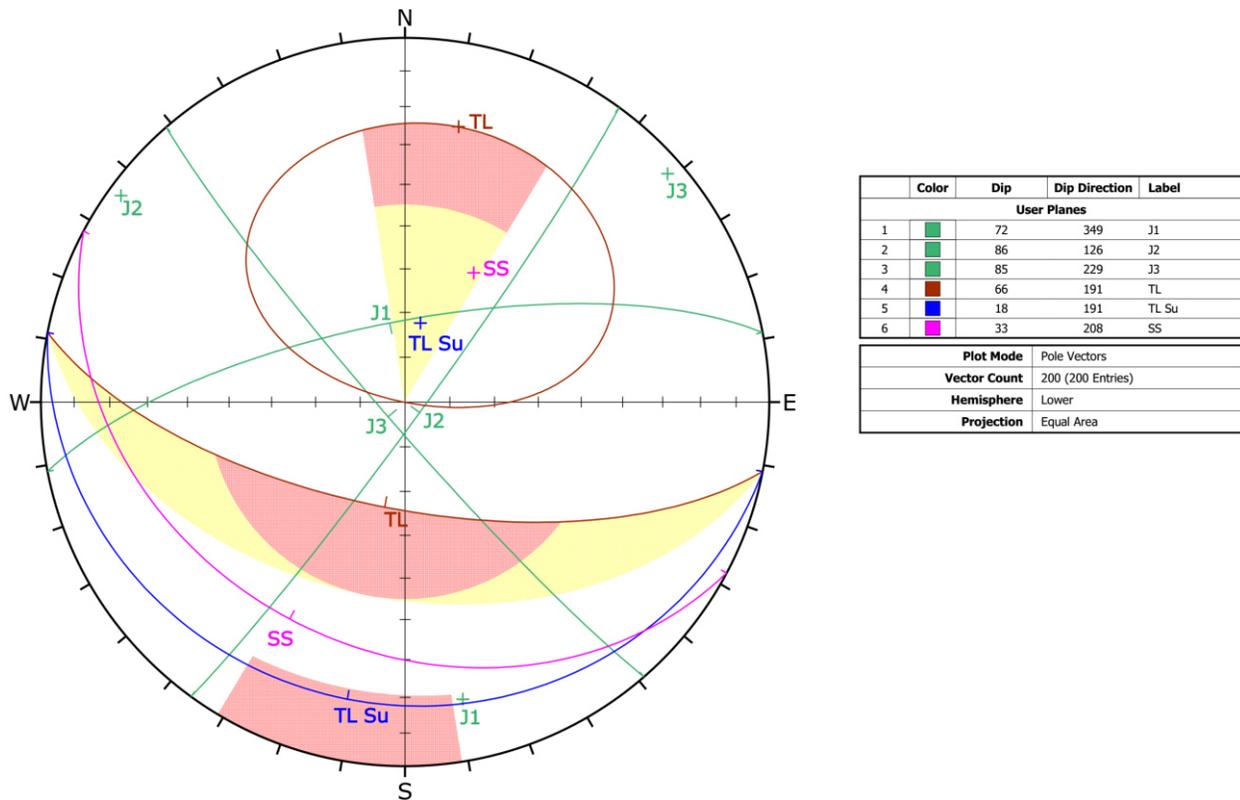


Ilustración 40.- Condiciones cinemáticas para falla de tipo planar. Talud 2, 191°/66°.



Ilustración 41.- Volumen con susceptibilidad a deslizarse de manera planar, Talud 2. Línea punteada: Traza de deslizamiento. Km 10+400.

- **Talud 3** **236°/89°**

Corte realizado en la Fm. Tamaulipas inferior, unidad de calizas masivas, del mismo modo para delimitar las zonas de falla en la estereofalsilla se empleó el 44.5° como ángulo de fricción global del macizo rocoso.

Se tiene presente dos diferentes interacciones entre planos que definen intersecciones críticas y potenciales para deslizamiento en cuña, la primera formada por las familias de discontinuidad J_1 y J_3 , la segunda formada por las familias J_2 y J_3 , como se observa en la Ilustración 43, $I_1=307^\circ/66^\circ$ e $I_2= 182^\circ/82^\circ$, respectivamente. En factor de seguridad que se asignará a este talud será el menor de los valores empleando primero la geometría de la cuña formada por la primera y enseguida de la segunda cuña.



Ilustración 42.- Cortes al macizo rocoso en la unidad de Calizas Masivas Km. 11+000 que representan las caras de los taludes 3 y 4. Líneas rojas: Intersección de planos que forman cuñas.

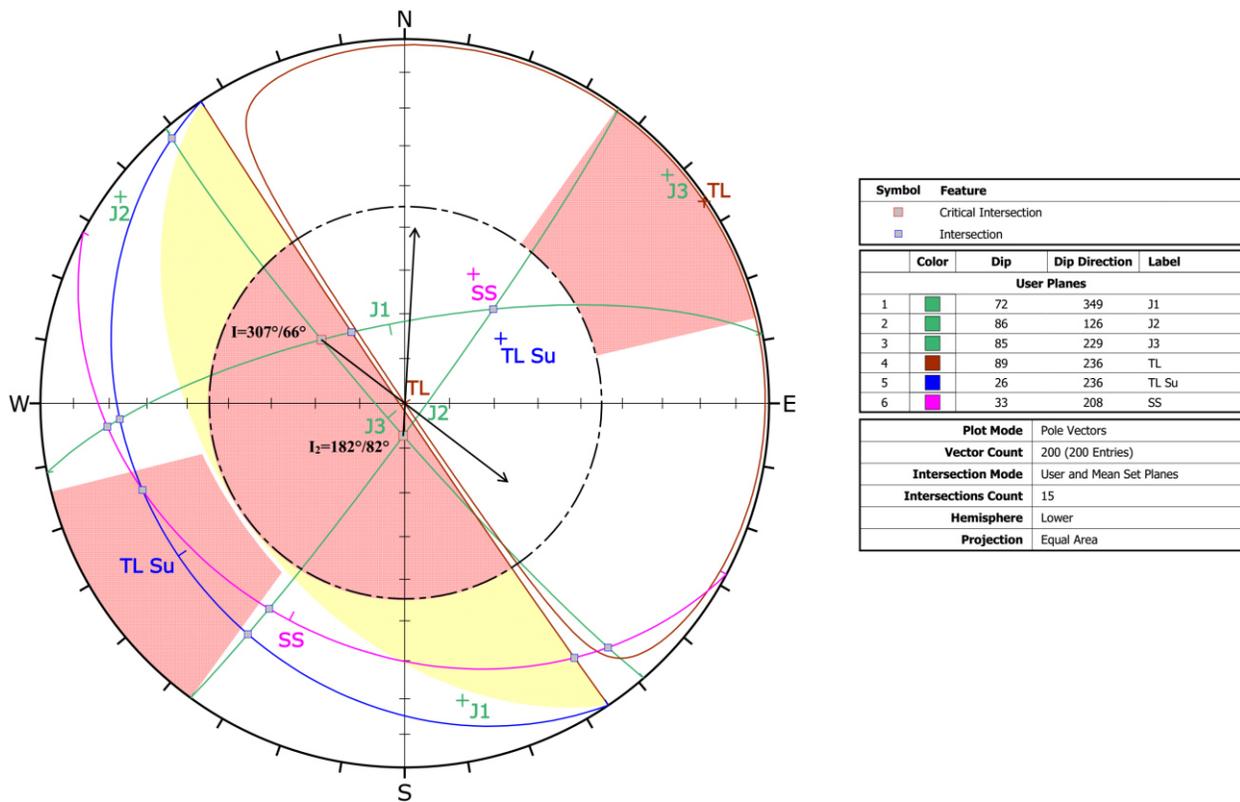


Ilustración 43.- Condiciones cinemáticas para falla en cuña. Talud 3, 236°/89°.

- **Talud 4** **261°/89°**

Se delimitaron las zonas de tipología de falla empleando el 44.5° como ángulo de fricción interna global del macizo rocoso, calizas masivas, donde este corte fue realizado.

El talud presente corresponde a la prolongación del Talud 3, se diferencia solo en la dirección de buzamiento, debido a que el corte se realizó para construir una curva horizontal del trazo carretero.

La interacción entre el plano de corte y las discontinuidades del macizo rocoso generan al menos dos interacciones críticas formadoras de cuñas. La intersección $I=307^{\circ}/66^{\circ}$ formada por las familias de discontinuidades J_1 y J_3 , es susceptible a deslizarse en su propia dirección.

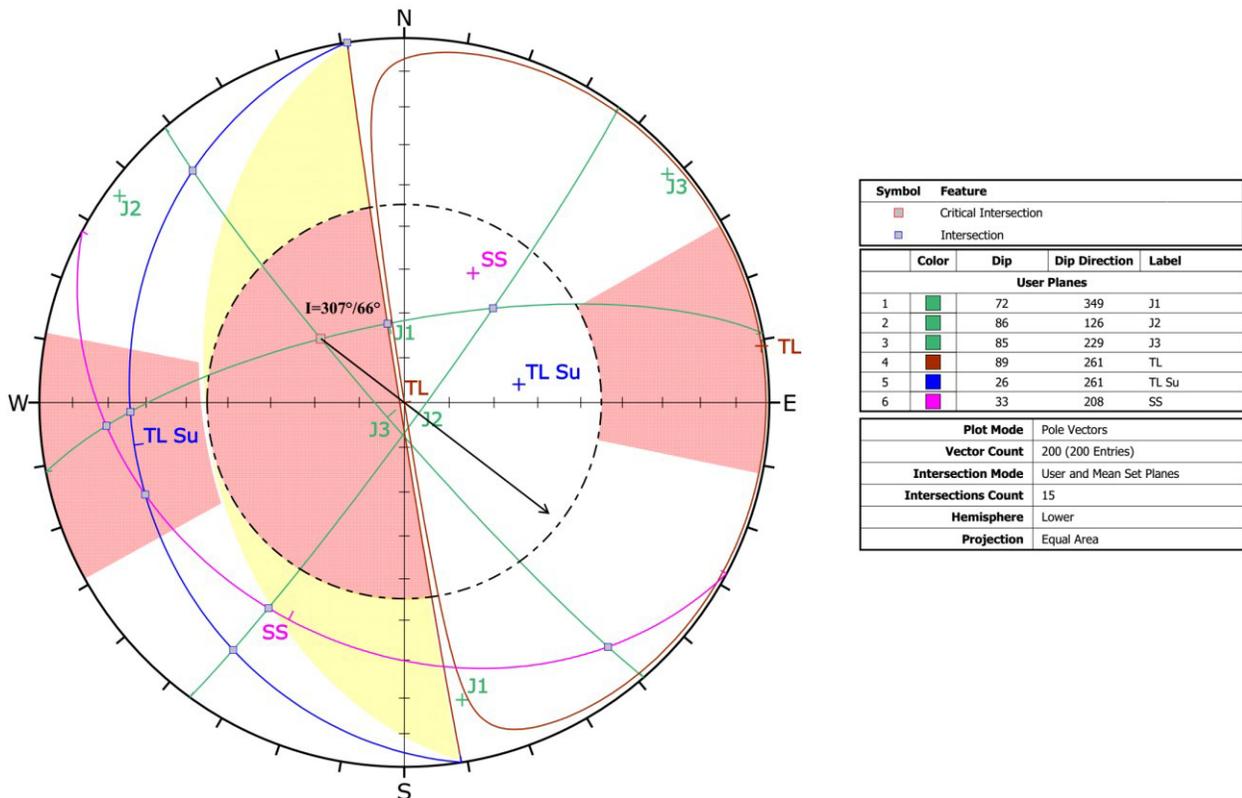


Ilustración 44.- Condiciones cinemáticas para falla en cuña. Talud 4, $261^{\circ}/89^{\circ}$.

- **Talud 5** $137^{\circ}/62^{\circ}$

Corte realizado en un macizo rocoso de la unidad homogénea de rocas intercaladas, perteneciente a la Fm. Agua Nueva, para delimitar las zonas de cada mecanismo de falla en la estereofalsilla se empleó un ángulo de fricción global de 36.5° .

La interacción del corte con el macizo rocoso descubre cuñas con mucha persistencia debido a la proximidad de la familia de discontinuidades J_1 y J_2 , cuñas cuyo espesor corresponde a la estratificación propia de la unidad. El eje de intersección de las

discontinuidades $I=153^{\circ}/53^{\circ}$ es la dirección del deslizamiento de cada bloque, que corresponde a la dirección del pliegue sinclinal en el que el corte fue realizado.



Ilustración 45.- Corte realizado en la unidad de Rocas Intercaladas, Talud 5, Km. 12+100. Líneas: Estratificación

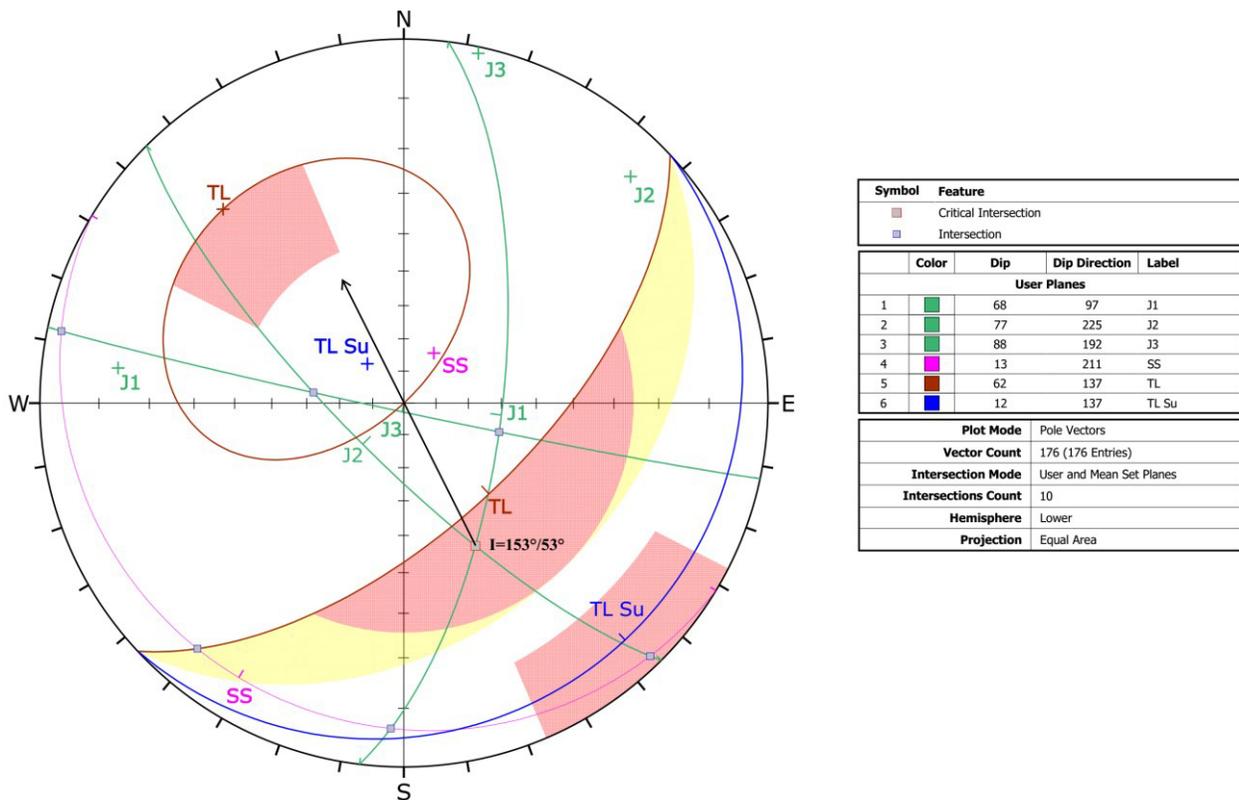


Ilustración 46.- Condiciones cinemáticas para falla en cuña. Talud 5, $137^{\circ}/62^{\circ}$.

- **Talud 6** $167^{\circ}/52^{\circ}$

Corte realizado en la unidad homogénea de calizas intercaladas perteneciente a la Fm. Cuesta del Cura. Considerando que el macizo rocoso tiene un ángulo de fricción interna

global de 32.5° , también, tomando como límites laterales $\pm 30^\circ$ se observa que la dirección y el buzamiento del talud interactúa con la familia de discontinuidades J_2 de modo que individualiza apretadas columnas de bloques del espesor de la estratificación con susceptibilidad de falla por vuelco flexural, donde los bloques de las delgadas columnas, debido al poco espaciado entre las fracturas de la familia J_2 y los espesores medianos a chicos de la estratificación, pueden caer hacia la cara del talud.

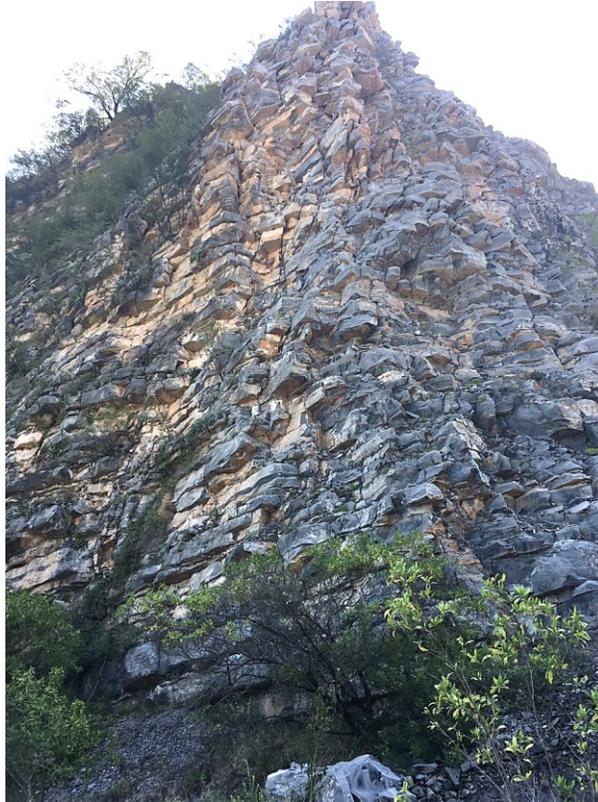


Ilustración 47.- Corte realizado en la unidad de Rocas Intercaladas en el Km. 12+350, en la que se presenta susceptibilidad de vuelcos. Talud 6.

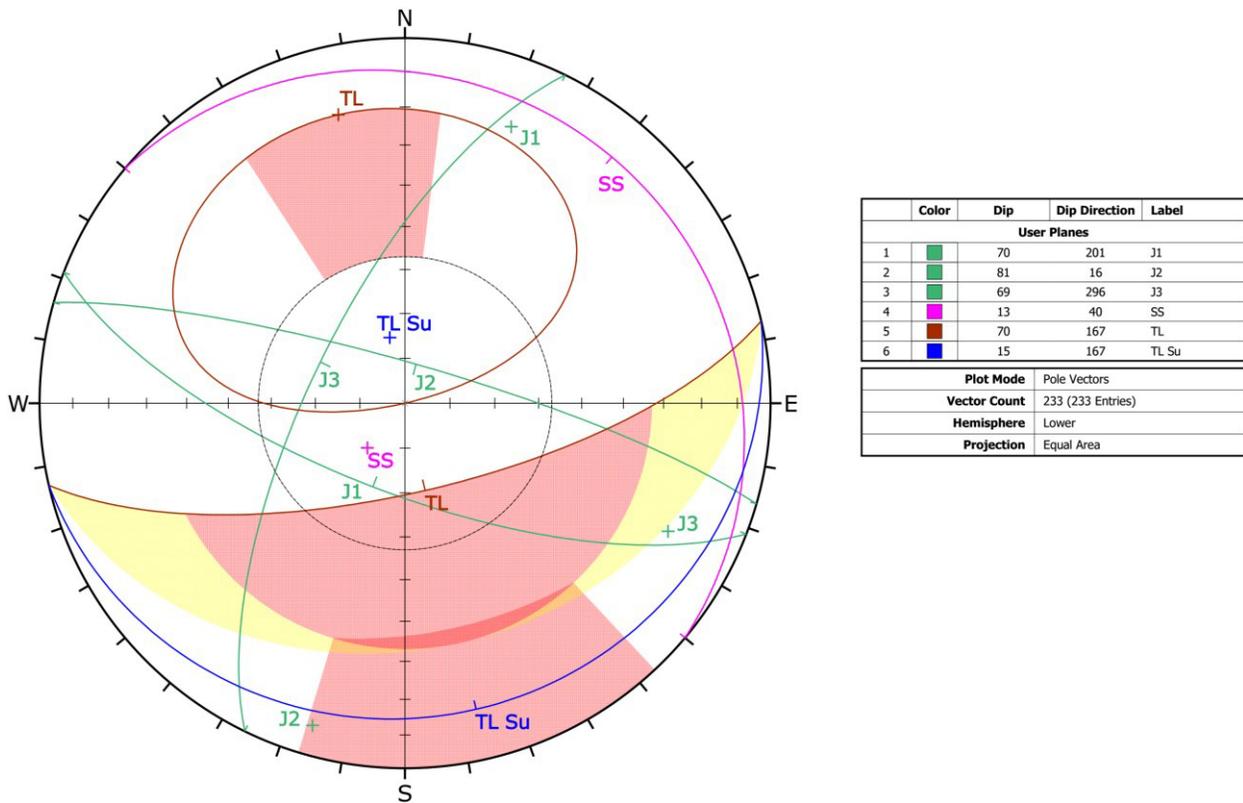


Ilustración 48.- Condiciones cinemáticas para falla en vuelcos. Talud 6, $167^{\circ}/70^{\circ}$.

- **Talud 7** **$318^{\circ}/77^{\circ}$**

Corte realizado en la unidad homogénea de rocas intercaladas perteneciente a la Fm Agua Nueva, la delimitación de las zonas de potencial falla fueron constreñidas en el estereograma empleando un ángulo de fricción de 36.5° como valor global del macizo rocoso.

Se observa una intersección crítica formada por las fracturas ortogonales bc y oblicuas $hk0$, respectivamente J_3 y J_2 , que al coincidir forman cuñas. La línea de intersección $I=^{\circ}276/69^{\circ}$, en este caso, no es la dirección en la que las cuñas podrían deslizarse ya que la trayectoria de esta no queda incluida en el círculo máximo de los dos planos que la forman, por tanto, la dirección de deslizamiento corresponde a la dirección del plano que tenga mayor buzamiento, es decir, J_3 (192°).



Ilustración 49.- Corte realizado en la unidad de Rocas Intercaladas, Talud 7, Km. 12+100. Margen izquierda.

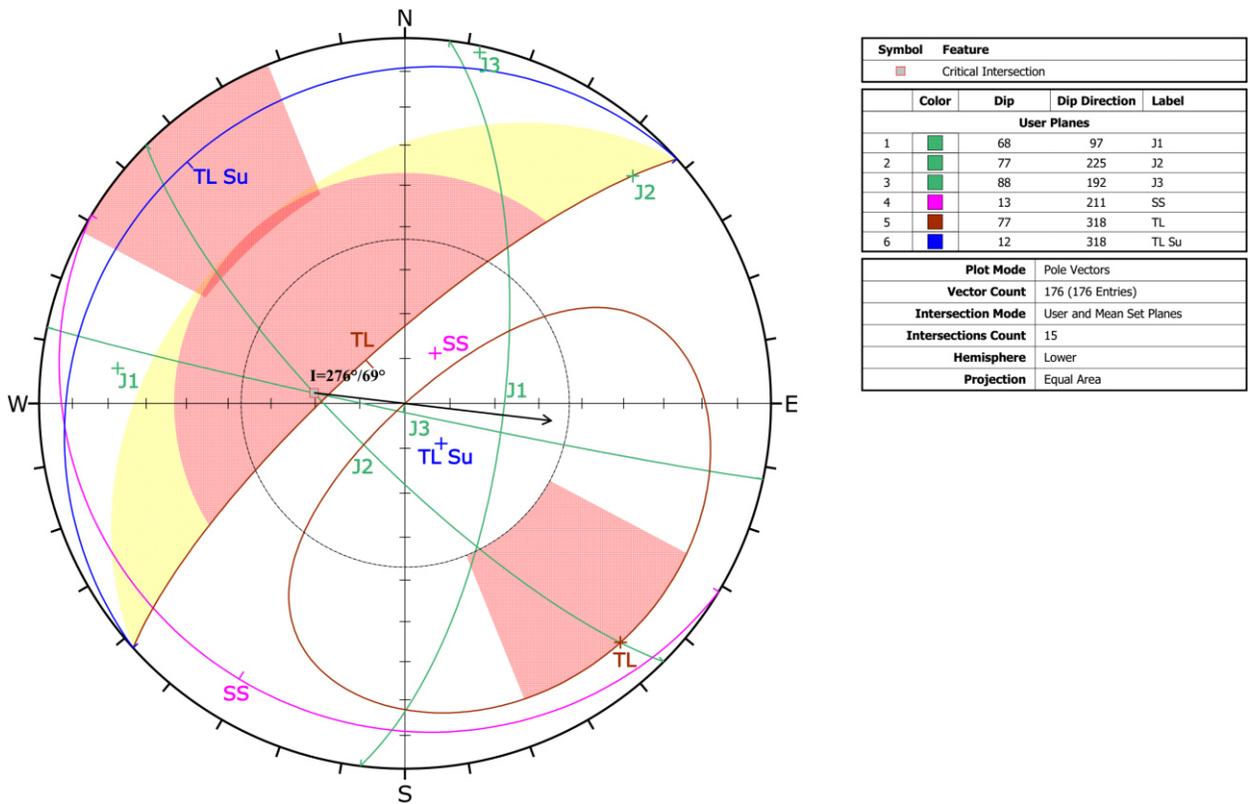


Ilustración 50.- Condiciones cinemáticas para falla en cuña. Talud 7, 318°/77°.

- **Talud 8** **338°/86°**

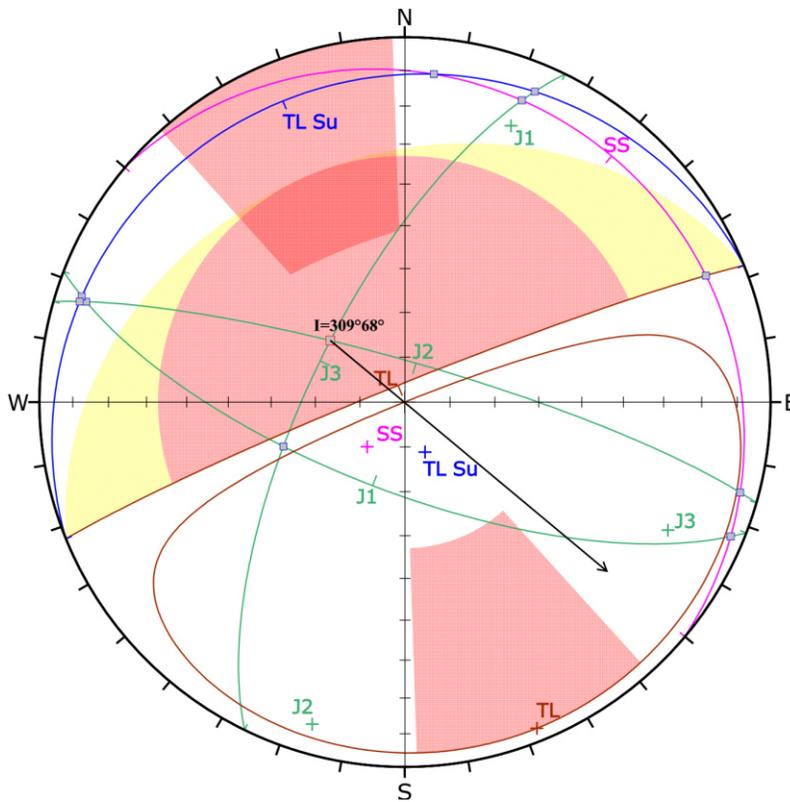
Se consideró como ángulo global de fricción de 32.5° para la interpretación del mecanismo de falla, este corte se ubica en la unidad homogénea de calizas intercaladas perteneciente a la Fm. Cuesta del Cura.

Una particularidad de este macizo es que su fracturamiento, a pesar de ondulamiento y plegamiento propio de la formación geológica, es en lo general ortogonal, es decir el fracturamiento *ac* y *bc* es dominante y muy persistente, en el análisis cinemático de este talud se observa un mecanismo de falla de tipo cuña, formado por la dirección en que el macizo fue cortado, es decir, a pesar de que las discontinuidades conjugadas no son persistentes en esta unidad, la relación oblicua entre el talud y los sistemas de fracturas extensionales son los que motivan la formación de cuñas.

La línea de intersección $I=309°/68°$, es la dirección en la cuña puede deslizarse.



Ilustración 51.- Corte realizado en la Unidad de Rocas Intercaladas, en la Fm. Cuesta del Cura, Km. 12+350, Talud 8.



Symbol	Feature
■	Critical Intersection
□	Intersection

	Color	Dip	Dip Direction	Label
User Planes				
1	■	70	201	J1
2	■	81	16	J2
3	■	69	296	J3
4	■	13	40	SS
5	■	86	338	TL
6	■	12	338	TL Su

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	233 (233 Entries)
Intersection Mode	User and Mean Set Planes
Intersections Count	15
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

Ilustración 52.- Condiciones cinemáticas para falla en cuña. Talud 8, 338°/89°.

7. Análisis de Estabilidad de Taludes

Como se definió en capítulos anteriores se aborda la metodología de equilibrio límite para definir el factor de seguridad para cada talud, el cual es una forma de expresar cuantitativamente la estabilidad de un corte a un macizo rocoso.

Con la intención de tener de manera rápida la información cinemática y geomecánica correspondiente para cada talud se expone la Tabla 29 que resume los parámetros de resistencia y el mecanismo de falla para la resolución de las ecuaciones de estabilidad según corresponda.

Tabla 29.- Resumen de parámetros de resistencia de macizos rocosos obtenidos por diferentes técnicas de caracterización geomecánica, columna de Criterio Barton y Choubey tomada de Armas Zagoya, 2004.

Talud	Margen	Mecanismo de Falla	RMR		Hoek & Brown		SMR		Criterio Barton y Choubey	
			c (kPa)	ϕ (°)	c (kPa)	ϕ (°)	Descripcion	Tratamiento	c (kPa)	ϕ (°)
1	Izquierda	Planar	294.2-392.3	35-45	330-590	41-45	Estable	Ocasional	39.6	35
2	Izquierda	Planar	294.2-392.3	35-45	330-590	41-45	Parcialmente estable	Sistemático	36.9	35
3	Izquierda	Cuñas	294.2-392.3	35-45	330-590	41-45	Inestable	Correccion	36.9	35
4	Izquierda	Cuñas	294.2-392.3	35-45	330-590	41-45	Estable	Ocasional	36.9	35
5	Derecha	Cuñas	196.2-294.2	25-35	80-170	31-44	Parcialmente estable	Sistemático	30.7	35
6	Derecha	Vuelcos	196.2-294.2	25-35	50-120	20-34	Parcialmente estable	Sistemático	2.17	31
7	Izquierda	Cuñas	196.2-294.2	25-35	80-170	31-44	Parcialmente estable	Sistemático	30.7	35
8	Izquierda	Cuñas	196.2-294.2	25-35	50-120	20-34	Parcialmente estable	Sistemático	2.17	31

- **Talud 1** **255°/82°**

Se analiza mediante el mecanismo de falla tipo planar, debido a que el sitio presenta fracturas por tensión que promueva un deslizamiento de este tipo, aún mayor que el mecanismo determinando en la cinemática (Ilustración 38). Corte cuya altura alcanza los 17 metros, orientado a 255°/82°, la superficie de deslizamiento es la estratificación 208°/33°, el cálculo se realizó considerando una densidad de roca de 26.5 kN/m³ (2702.25 kg/m³), de manera conservadora se tomaron los parámetros de resistencia del macizo rocoso respecto de las diferentes clasificaciones geomecánicas. El esquema que representa el talud y su análisis se muestra en la Ilustración 53 y el cálculo de estabilidad se desarrolla en la Tabla 30.

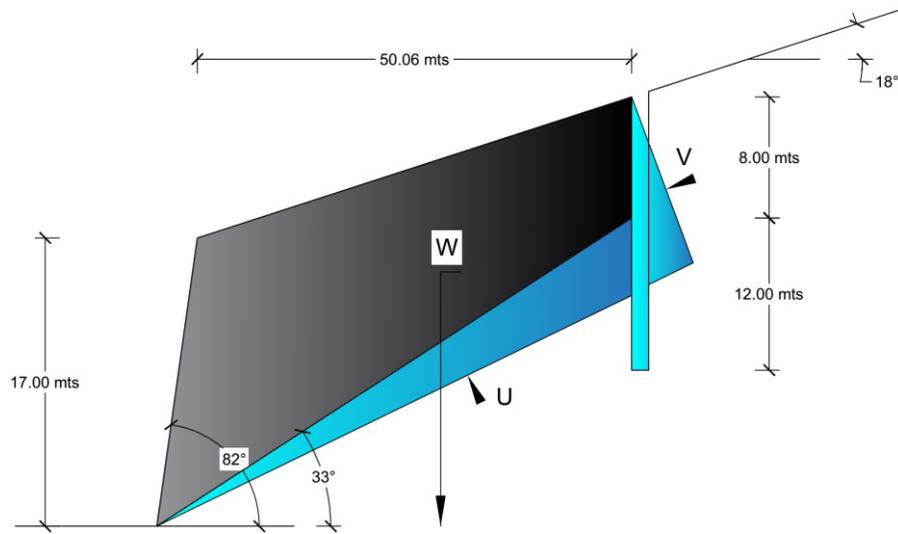


Ilustración 53.- Diagrama de cuerpo libre. Deslizamiento planar Talud 1. W: Componente que representa el peso del bloque deslizante. U: Componente del empuje hidrostático en la superficie de deslizamiento. V: Componente del empuje hidrostático en la ruptura por tensión.

Tabla 30.- Cálculo de estabilidad del Talud 1

Datos de entrada		Área del Plano de deslizamiento		Peso del bloque deslizante																											
ψ_s	18°	$A = (H + b \tan \psi_s - z) \operatorname{cosec} \psi_p$ <table border="1"> <tr><td>H</td><td>17 m</td></tr> <tr><td>$b \cdot \tan \psi_s$</td><td>16.27</td></tr> <tr><td>z</td><td>8 m</td></tr> <tr><td>$\operatorname{cosec} \psi_p$</td><td>1.84</td></tr> <tr><td>A</td><td>46.39 m²-m</td></tr> </table>		H	17 m	$b \cdot \tan \psi_s$	16.27	z	8 m	$\operatorname{cosec} \psi_p$	1.84	A	46.39 m²-m	$W = \gamma_r \left[(1 - \cot \psi_f \tan \psi_p) \left(b H + \frac{1}{2} H^2 \cot \psi_f \right) + \frac{1}{2} b^2 (\tan \psi_s - \tan \psi_p) \right]$ <table border="1"> <tr><td>γ_r</td><td>26.5 kN/m³</td></tr> <tr><td>$1 - \cot \psi_f \cdot \tan \psi_p$</td><td>0.9087</td></tr> <tr><td>$b \cdot H$</td><td>850.9983141 m²</td></tr> <tr><td>$0.5 H^2 \cdot \cot \psi_f$</td><td>20.3082</td></tr> <tr><td>$0.5 b^2$</td><td>1252.94</td></tr> <tr><td>$\tan \psi_s$</td><td>0.3249</td></tr> <tr><td>$\tan \psi_p$</td><td>0.6494</td></tr> <tr><td>W</td><td>10208.35 kN-m</td></tr> </table>		γ_r	26.5 kN/m ³	$1 - \cot \psi_f \cdot \tan \psi_p$	0.9087	$b \cdot H$	850.9983141 m ²	$0.5 H^2 \cdot \cot \psi_f$	20.3082	$0.5 b^2$	1252.94	$\tan \psi_s$	0.3249	$\tan \psi_p$	0.6494	W	10208.35 kN-m
H	17 m																														
$b \cdot \tan \psi_s$	16.27																														
z	8 m																														
$\operatorname{cosec} \psi_p$	1.84																														
A	46.39 m²-m																														
γ_r	26.5 kN/m ³																														
$1 - \cot \psi_f \cdot \tan \psi_p$	0.9087																														
$b \cdot H$	850.9983141 m ²																														
$0.5 H^2 \cdot \cot \psi_f$	20.3082																														
$0.5 b^2$	1252.94																														
$\tan \psi_s$	0.3249																														
$\tan \psi_p$	0.6494																														
W	10208.35 kN-m																														
ψ_f	82°																														
ψ_p	33°																														
b	50.06 m																														
z	8.00 m																														
H	17.00 m																														
γ_r	26.5 kN/m ³	Empuje Hidrostático $U = \frac{1}{2} \gamma_w z_w (H + b \tan \psi_s - z) \operatorname{cosec} \psi_p$ <table border="1"> <tr><td>$0.5 \cdot \gamma_w \cdot Z_w$</td><td>98.1 kN/m²</td></tr> <tr><td>$H + b \tan (\psi_s - z)$</td><td>25.27 m</td></tr> <tr><td>$\operatorname{cosec} \psi_p$</td><td>1.8361</td></tr> <tr><td>U</td><td>4550.7 kN-m</td></tr> </table> $V = \frac{1}{2} \gamma_w z_w^2$ <table border="1"> <tr><td>$0.5 \cdot \gamma_w \cdot z_w^2$</td><td>1962 kN-m</td></tr> <tr><td>V</td><td>1962 kN-m</td></tr> </table>		$0.5 \cdot \gamma_w \cdot Z_w$	98.1 kN/m ²	$H + b \tan (\psi_s - z)$	25.27 m	$\operatorname{cosec} \psi_p$	1.8361	U	4550.7 kN-m	$0.5 \cdot \gamma_w \cdot z_w^2$	1962 kN-m	V	1962 kN-m																
$0.5 \cdot \gamma_w \cdot Z_w$	98.1 kN/m ²																														
$H + b \tan (\psi_s - z)$	25.27 m																														
$\operatorname{cosec} \psi_p$	1.8361																														
U	4550.7 kN-m																														
$0.5 \cdot \gamma_w \cdot z_w^2$	1962 kN-m																														
V	1962 kN-m																														
γ_w	9.81 kN/m ³	Análisis de estabilidad - Factor de Seguridad $F.S. = \frac{cA + (W \cos \psi_p - U - V \sin \psi_p) \tan \phi}{W \sin \psi_p + V \cos \psi_p}$ <table border="1"> <tr><td>cA</td><td>1836.99</td></tr> <tr><td>$W \cdot \cos \psi_p$</td><td>8561.44</td></tr> <tr><td>U</td><td>4550.73 kN-m</td></tr> <tr><td>$V \sin \psi_p$</td><td>1068.58 kN-m</td></tr> <tr><td>$\tan \phi$</td><td>0.7002</td></tr> <tr><td>$W \cdot \sin \psi_p$</td><td>5559.86 kN-m</td></tr> <tr><td>$V \cdot \cos \psi_p$</td><td>1645.47 kN-m</td></tr> </table>		cA	1836.99	$W \cdot \cos \psi_p$	8561.44	U	4550.73 kN-m	$V \sin \psi_p$	1068.58 kN-m	$\tan \phi$	0.7002	$W \cdot \sin \psi_p$	5559.86 kN-m	$V \cdot \cos \psi_p$	1645.47 kN-m														
cA	1836.99																														
$W \cdot \cos \psi_p$	8561.44																														
U	4550.73 kN-m																														
$V \sin \psi_p$	1068.58 kN-m																														
$\tan \phi$	0.7002																														
$W \cdot \sin \psi_p$	5559.86 kN-m																														
$V \cdot \cos \psi_p$	1645.47 kN-m																														
Z _w	20.00 m	<table border="1"> <tr><td>F.S.</td><td>0.54</td></tr> <tr><td>F.S. (seco)</td><td>1.41</td></tr> </table>		F.S.	0.54	F.S. (seco)	1.41																								
F.S.	0.54																														
F.S. (seco)	1.41																														
c	39.6 kPa																														
ϕ	35.0°																														

- **Talud 2** **191°/66°**

La interacción del corte y las familias de discontinuidades definen un mecanismo de falla planar, con fractura por tensión como superficie de liberación, el diagrama de cuerpo libre se muestra en la Ilustración 54. Coincide en altura, densidad de roca, parámetros de resistencia y en la estratificación como plano de deslizamiento al talud 1, la distancia de la cara del talud a la fractura por tensión es 10 metros más cercana y la orientación de la cara del talud es 191°/66°. El resultado del factor de seguridad considerando la condición húmeda y seca se muestran en la Tabla 31.

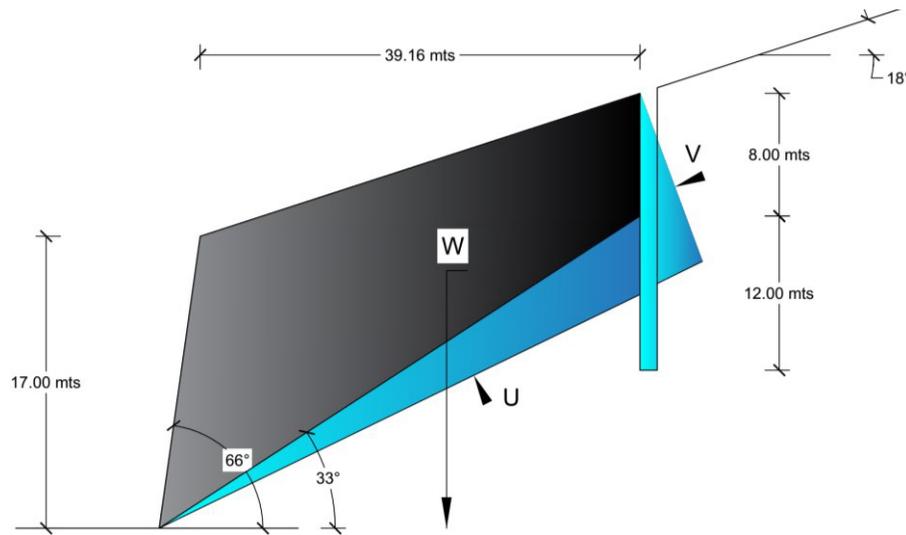


Ilustración 54.- Diagrama de cuerpo libre. Deslizamiento planar Talud 2. W: Componente que representa el peso del bloque deslizante. U: Componente del empuje hidrostático en la superficie de deslizamiento. V: Componente del empuje hidrostático en la ruptura por tensión.

Tabla 31.- Cálculo de estabilidad del Talud 2.

Datos de entrada		Área del Plano de deslizamiento		Peso del bloque deslizante	
ψ_s	18°	$A = (H + b \tan \psi_s - z) \operatorname{cosec} \psi_p$		$W = \gamma_r \left[(1 - \cot \psi_f \tan \psi_p) \left(b H + \frac{1}{2} H^2 \cot \psi_f \right) + \frac{1}{2} b^2 (\tan \psi_s - \tan \psi_p) \right]$	
ψ_f	66°				
ψ_p	33°	H	17.00 m	γ_r	26.5 kN/m ³
b	39.16 m	$b \cdot \tan \psi_s$	12.72	$1 - \cot \psi_f \cdot \tan \psi_p$	0.7109
z	8.00 m	z	8.00 m	$b \cdot H$	665.7025403 m ²
H	17.00 m	$\operatorname{cosec} \psi_p$	1.84	$0.5 H^2 \cdot \cot \psi_f$	64.3355
γ_r	26.5 kN/m ³	A	39.89 m ² -m	$0.5 b^2$	766.71
γ_w	9.81 kN/m ³			$\tan \psi_s$	0.3249
Z_w	20.00 m			$\tan \psi_p$	0.6494
c	39.6 kPa			W	7159.50 kN-m
ϕ	35.0°				

Empuje Hidrostático		Análisis de estabilidad - Factor de Seguridad	
$U = \frac{1}{2} \gamma_w z_w (H + b \tan \psi_s - z) \operatorname{cosec} \psi_p$		$F.S. = \frac{cA + (W \cos \psi_p - U - V \sin \psi_p) \tan \phi}{W \sin \psi_p + V \cos \psi_p}$	
$0.5 \cdot \gamma_w \cdot Z_w$	98.1 kN/m ²	cA	1579.49
$H + b \tan (\psi_s - z)$	21.72 m	$W \cdot \cos \psi_p$	6004.46
$\operatorname{cosec} \psi_p$	1.8361	U	3912.83 kN-m
U	3912.8 kN-m	$V \sin \psi_p$	1068.58 kN-m
		$\tan \phi$	0.7002
		$W \cdot \sin \psi_p$	3899.34 kN-m
		$V \cdot \cos \psi_p$	1645.47 kN-m
$V = \frac{1}{2} \gamma_w z_w^2$		F.S.	0.41
$0.5 \cdot \gamma_w \cdot z_w^2$	1962 kN-m	F.S. (seco)	1.48
V	1962 kN-m		

- **Talud 3** **236°/89°**

El análisis cinemático muestra dos intersecciones críticas formadoras de cuñas hacia el talud; se analizó la estabilidad respecto a la intersección I=307°/66° (que presenta un factor de seguridad menor) de los planos J₁ y J₃ (*hk0* y *bc*, respectivamente), asignando como plano A al plano de menor buzamiento. Se realizó el cálculo considerando los 22 m de altura del talud como la altura de la cuña, una densidad de roca de 26.5 kN/m³ (2702.25 kg/m³); respecto de los parámetros de resistencia se empleó 39.60 kPa (4038.08 kg/m²) y 35° de ángulo de fricción para ambos planos de la cuña. La Ilustración 55 muestra las relaciones angulares entre los planos que forman la cuña. El cálculo del factor de seguridad se muestra en la Tabla 32.

Tabla 32.- Cálculo de la estabilidad del Talud 3.

Datos de entrada		Valores de funciones		Análisis de estabilidad - Factor de Seguridad							
Ψ_a	72°	$\cos \Psi_a$	0.3090	$A = 0.4806$ $B = 0.3136$ $X = 1.4142$ $Y = 10.4396$	$F.S. = \frac{3}{\gamma_r H} (c_A X + c_B Y) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} X \right) \tan \phi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} Y \right) \tan \phi_B$						
Ψ_b	85°	$\cos \Psi_b$	0.0872								
Ψ_5	66°	$\cos \Psi_5$	0.9135								
θ_{na-nb}	117°	$\cos \theta_{na-nb}$	-0.4540								
		$\sin \theta_{na-nb}$	0.8910								
θ_{2-4}	117°	$\sin \theta_{2-4}$	0.8910								
θ_{4-5}	63°	$\sin \theta_{4-5}$	0.8910								
θ_{2-na}	45°	$\cos \theta_{2-na}$	0.7071								
		$\sin \theta_{1-3}$	0.8480								
θ_{1-3}	58°	$\sin \theta_{3-5}$	0.7771								
θ_{3-5}	51°	$\cos \theta_{1-nb}$	0.1045								
θ_{1-nb}	84°										
ϕ_A	35°	$\tan \phi_A$	0.7002								
ϕ_B	35°	$\tan \phi_B$	0.7002								
γ_r	26.50 kN/m ³	$\gamma_w / 2\gamma_r$	0.1851								
γ_w	9.81 kN/m ³	$3 \cdot C_A / (\gamma_r \cdot H)$	0.2038								
		$3 \cdot C_B / (\gamma_r \cdot H)$	0.2038								
C_A	39.60 kPa	$\gamma_w / \gamma_r H$	0.0168								
C_B	39.60 kPa										
H	22 mts										

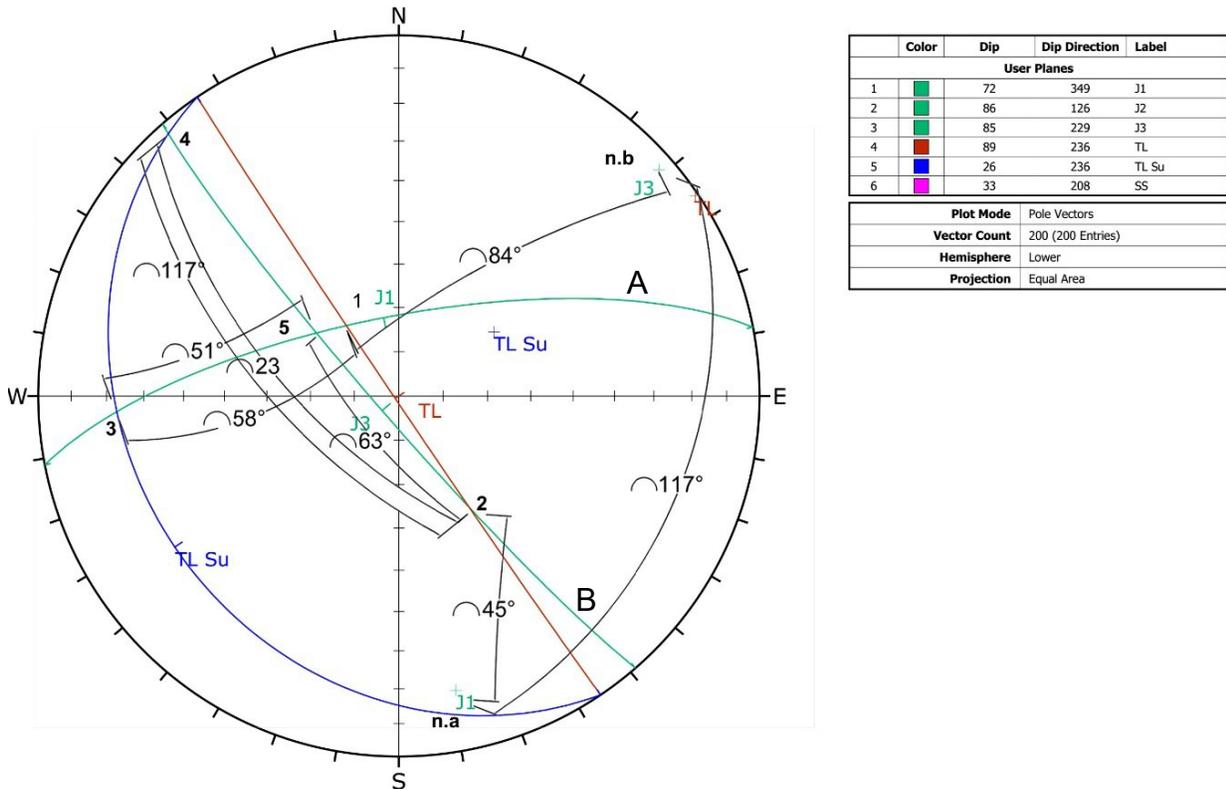


Ilustración 55.- Representación estereográfica de las líneas que forman la cuña y sus distancias angulares.

• **Talud 4** **261°/89°**

El análisis cinemático muestra la susceptibilidad de un fallamiento en cuñas, las cuales pueden deslizarse en la dirección de la intersección que las forma (I=307°/66°). Se calculó el factor de seguridad para este talud considerando una densidad de roca de 26.5 kN/m³, cohesión y ángulo de fricción de 39.60 kPa y 35°, respectivamente, y del mismo modo al talud anterior, la altura del corte define la altura de la cuña. En la Tabla 33 se muestra el factor de seguridad para este talud, así como los parámetros considerados para su cálculo, las distancias angulares entre las líneas que forman la cuña están graficadas en la Ilustración 56.

Tabla 33.- Cálculo de la estabilidad del Talud 4.

Datos de entrada		Valores de funciones		Análisis de estabilidad - Factor de Seguridad																								
Ψ_a	72°	$\cos \Psi_a$	0.3090	$F.S. = \frac{3}{\gamma_r H} (c_A X + c_B Y) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} X \right) \tan \varphi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} Y \right) \tan \varphi_B$	<table border="1"> <tr> <td>A =</td> <td>0.4806</td> </tr> <tr> <td>B =</td> <td>0.3136</td> </tr> <tr> <td>X =</td> <td>3.0072</td> </tr> <tr> <td>Y =</td> <td>5.4158</td> </tr> </table>	A =	0.4806	B =	0.3136	X =	3.0072	Y =	5.4158															
A =	0.4806																											
B =	0.3136																											
X =	3.0072																											
Y =	5.4158																											
Ψ_b	85°	$\cos \Psi_b$	0.0872																									
Ψ_5	66°	$\sen \Psi_5$	0.9135																									
θ_{na-nb}	117°	$\cos \theta_{na-nb}$	-0.4540																									
		$\sen \theta_{na-nb}$	0.8910																									
θ_{2-4}	81°	$\sen \theta_{2-4}$	0.9877	<table border="1"> <tr> <td>FS</td> <td>=</td> <td>I</td> <td>II</td> <td>III</td> <td>IV</td> <td>V</td> <td>VI</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td>0.6128</td> <td>1.1036</td> <td>0.3365</td> <td>-0.3898</td> <td>0.2196</td> <td>-0.7019</td> </tr> <tr> <td>FS</td> <td>=</td> <td>1.19</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> </table>	FS	=	I	II	III	IV	V	VI			0.6128	1.1036	0.3365	-0.3898	0.2196	-0.7019	FS	=	1.19					
FS	=	I	II		III	IV	V	VI																				
		0.6128	1.1036	0.3365	-0.3898	0.2196	-0.7019																					
FS	=	1.19																										
θ_{4-5}	51°	$\sen \theta_{4-5}$	0.7771																									
θ_{2-na}	65°	$\cos \theta_{2-na}$	0.4226																									
θ_{1-3}	63°	$\sen \theta_{1-3}$	0.8910																									
θ_{3-5}	47°	$\sen \theta_{3-5}$	0.7314																									
θ_{1-nb}	77°	$\cos \theta_{1-nb}$	0.2250																									
φ_A	35°	$\tan \varphi_A$	0.7002																									
φ_B	35°	$\tan \varphi_B$	0.7002																									
γ_r	26.50 kN/m ³	$\gamma_w / 2\gamma_r$	0.1851																									
γ_w	9.81 kN/m ³	$3 \cdot C_A / (\gamma_r \cdot H)$	0.2038																									
C_A	39.60 kPa	$3 \cdot C_B / (\gamma_r \cdot H)$	0.2038																									
C_B	39.60 kPa	$\gamma_w / \gamma_r H$	0.0168																									
H	22 mts																											

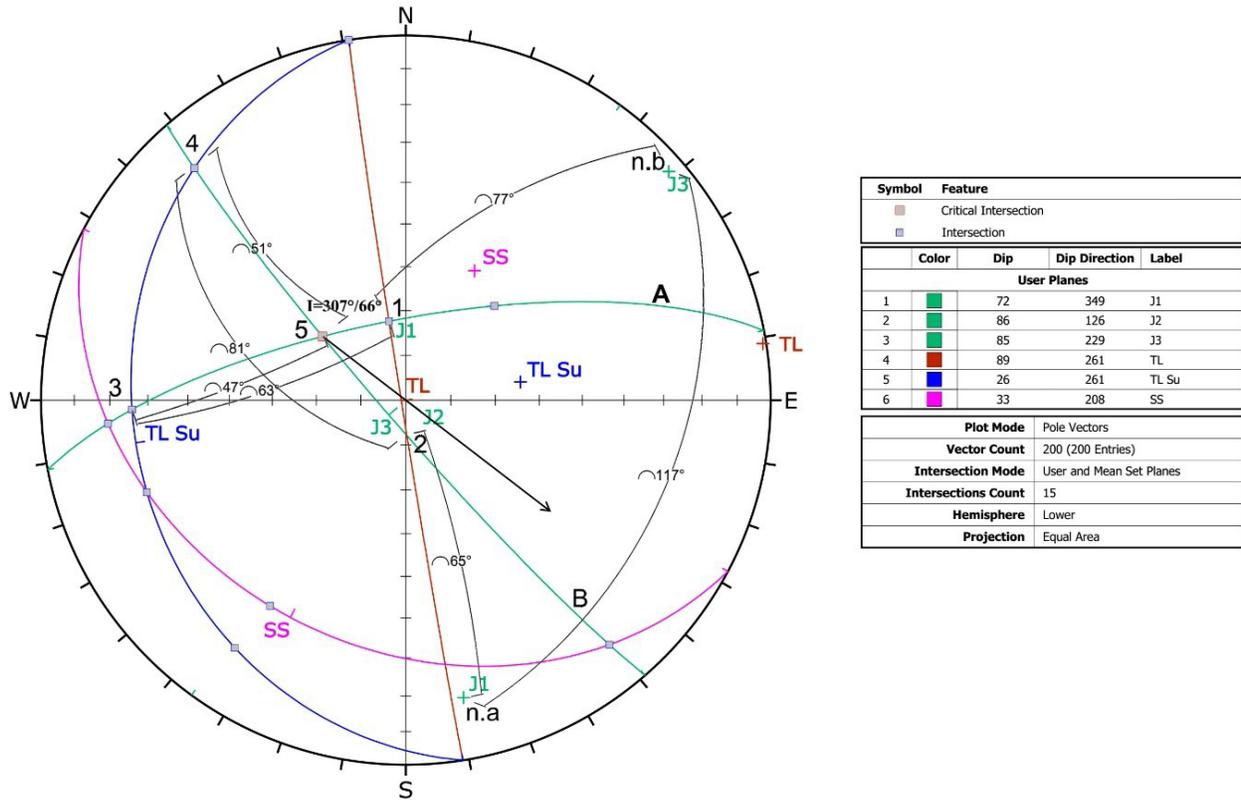


Ilustración 56.- Representación estereográfica de las líneas que forman la cuña y sus distancias angulares.

• **Talud 5** **137°/62°**

Corte realizado dentro de la Fm. Agua nueva con susceptibilidad de falla del tipo cuñas. Se consideraron 30.7 kPa de resistencia cohesiva, un ángulo de fricción entre discontinuidades de 35°, una densidad de roca de 23.0 kN/m³.

Los planos involucrados son las familias J₁ y J₂, fracturas ac y hk0, respectivamente, considerando a la línea de intersección (I=153°/53°) como la dirección de deslizamiento. La tabla muestra el cálculo del factor de seguridad para falla tipo cuña y la ilustración las relaciones angulares entre las líneas que forman la cuña.

Tabla 34.- Cálculo de la estabilidad del Talud 5.

Datos de entrada		Valores de funciones		Análisis de estabilidad - Factor de Seguridad								
Ψ_a	68°	$\cos \Psi_a$	0.3746	$F.S. = \frac{3}{\gamma_r H} (c_A X + c_B Y) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} X \right) \tan \phi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} Y \right) \tan \phi_B$								
Ψ_b	77°	$\cos \Psi_b$	0.2250		$A =$	0.7713						
Ψ_5	53°	$\text{sen } \Psi_5$	0.7986		$B =$	0.6438						
θ_{na-nb}	118°	$\cos \theta_{na-nb}$	-0.4695	$X =$	12.4301							
		$\text{sen } \theta_{na-nb}$	0.8829	$Y =$	7.3290							
θ_{2-4}	50°	$\text{sen } \theta_{2-4}$	0.7660			$FS =$	3.3183	1.9565	0.5401	-1.8561	0.4508	-1.0944
θ_{4-5}	45°	$\text{sen } \theta_{4-5}$	0.7071			$FS =$	3.32					
θ_{2-na}	85°	$\cos \theta_{2-na}$	0.0872									
θ_{1-3}	63°	$\text{sen } \theta_{1-3}$	0.8910									
θ_{3-5}	51°	$\text{sen } \theta_{3-5}$	0.7771									
θ_{1-nb}	81°	$\cos \theta_{1-nb}$	0.1564									
ϕ_A	35°	$\tan \phi_A$	0.7002									
ϕ_B	35°	$\tan \phi_B$	0.7002									
γ_r	23.00 kN/m ³	$\gamma_w / 2\gamma_r$	0.2133									
γ_w	9.81 kN/m ³	$3 \cdot C_A / (\gamma_r \cdot H)$	0.2670									
C_A	30.70 kPa	$3 \cdot C_B / (\gamma_r \cdot H)$	0.2670									
C_B	30.70 kPa	$\gamma_w / \gamma_r H$	0.0284									
H	15 mts											

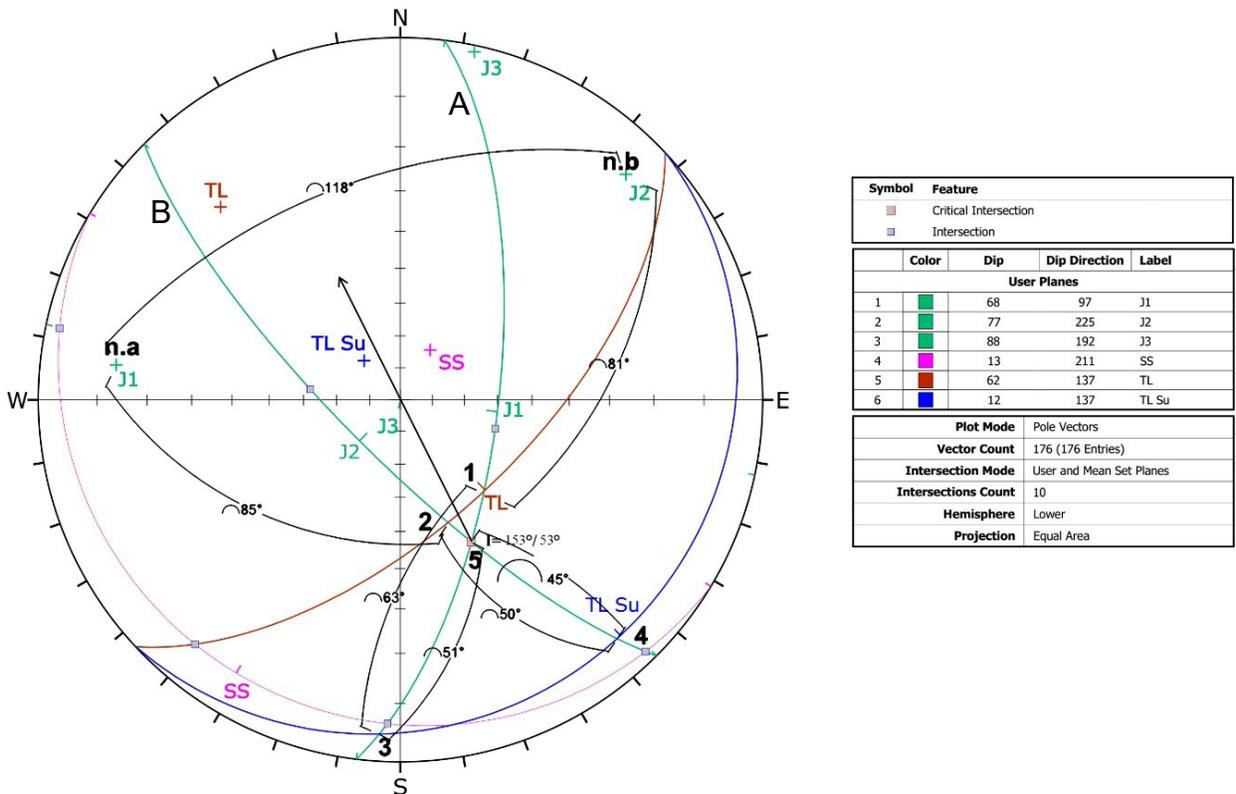


Ilustración 57.- Representación estereográfica de las líneas que forman la cuña y sus distancias angulares.

- **Talud 6** **167°/70°**

Se determinó en el análisis cinemático (Ilustración 48) una familia de discontinuidades que buzan dentro de la cara del talud (J_2 , $81^\circ/16^\circ$) con las cuales se tiene la susceptibilidad a generar columnas de bloques volcable. En la Ilustración 58 podemos definir la forma, al menos conceptualmente, que tienen los bloques, con una altura variable, siendo los del pie y corona del talud los menores de altura, mientras que los intermedios, los de mayor esbeltez, por su mayor altura. Se propuso un espesor de 2 m en el sentido del corte, el peso W de cada bloque está definido por el volumen de bloque calculado multiplicado por la densidad de la roca.

De manera general, se tiene susceptibilidad de vuelco, pero debido al arreglo de bloques y la resistencia para separar un bloque de otro, así como el ángulo de fricción, impiden de manera sustancial su vuelco, sin embargo, se muestra una gran componente de deslizamiento sobre la base de bloques, la cual se observa en la tabla, donde $P_{n,t}$, (la fuerza necesaria para impedir el vuelco del bloque P_{n-1}) es menor a $P_{n,s}$ (la fuerza necesaria para impedir el deslizamiento del bloque P_{n-1}).

El factor de seguridad está dado por la ecuación (4-24) en la que el ángulo de fricción disponible es, en este caso, 31° , mientras el ángulo de fricción requerido es el que entregue un valor de $P_{n(0)}$, pequeño o cercano a cero, en este caso 43.25° .

$$F. S. = \frac{\tan \phi_{disponible}}{\tan \phi_{requerido}} = \frac{\tan 31^\circ}{\tan 43.25^\circ} = 0.64 \quad \text{ecuación (7-1)}$$

En la Ilustración 59 se muestran los valores de las fuerzas de corte y normales que se desarrollan en las caras de los bloques, siendo la de mayores magnitudes en los bloques 2-4 (ascendente).

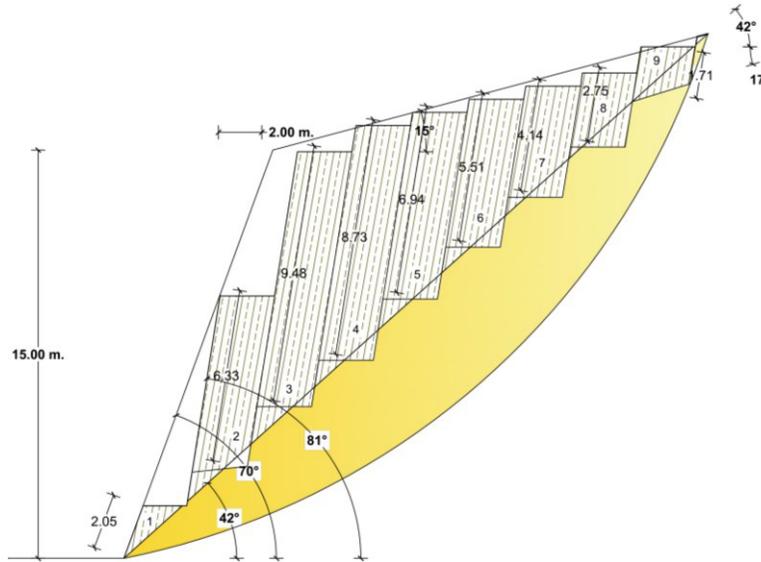


Ilustración 58.- Esquema conceptual del deslizamiento tipo Vuelco para el Talud 6.

Tabla 35.- Cálculo de la estabilidad del Talud 6. Lista de fuerzas y dimensiones de bloques.

n	Wn	yn	yn/Δx	Mn	Ln	Pn-t	Pn-s	Pn	Rn	Sn	Sn/Rn	Modo	
9	180.78	1.71	0.855			0.00	0.00	0.00	134.35	120.97	0.90	ESTABLE	
8	290.73	2.75	1.375	Bloques estables		0.00	0.00	0.00	290.73	194.54	0.67	ESTABLE	
7	437.68	4.14	2.07	3.00	4.14	0.00	0.00	146.43	525.67	439.30	0.84	INESTABLE DESIZABLE	
6	582.52	5.51	2.755	4.00	5.51	62.94	349.37	349.37	704.45	592.72	0.84		
5	733.70	6.94	3.47	5.00	6.94	116.13	604.98	604.98	887.28	746.55	0.84		
4	884.88	8.37	4.185	7.00	8.37	289.14	913.25	913.25	1070.11	900.37	0.84		
3	1002.23	9.48	4.74	8.00	9.48	448.58	1262.41	1262.41	1212.02	1019.78	0.84		
2	669.21	6.33	3.165	6.33	5	265.13	1495.55	1495.55	809.29	680.93	0.84		
1	216.73	2.05	1.025	2.05	0.85	-6979.65	1571.05	1571.05	262.09	220.52	0.84		
Friccion Disp	31 °		a1	1.2		Ψf	70 °		Ψs	17 °			
Densidad	26.43 kN/m3		a2	1.5		Ψb	81 °		cot Ψp	1.11 °			
			b	1.7		Ψp	42 °						

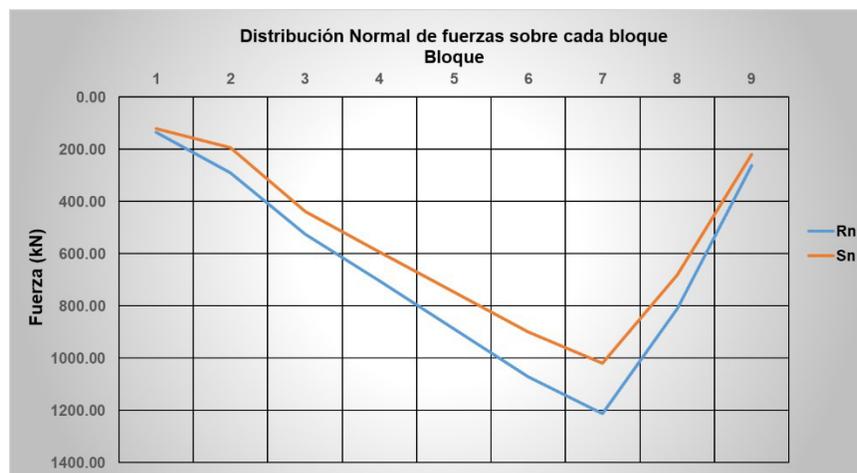


Ilustración 59.- Distribución de esfuerzo normal (Rn) y de corte (Sn) en la base de cada bloque.

• **Talud 7 318°/77°**

Corte realizado dentro de la Fm. Agua Nueva, corresponde al talud del Km 12+060 sobre margen izquierda y muestra susceptibilidad de falla del tipo cuñas. Se consideraron 30.7

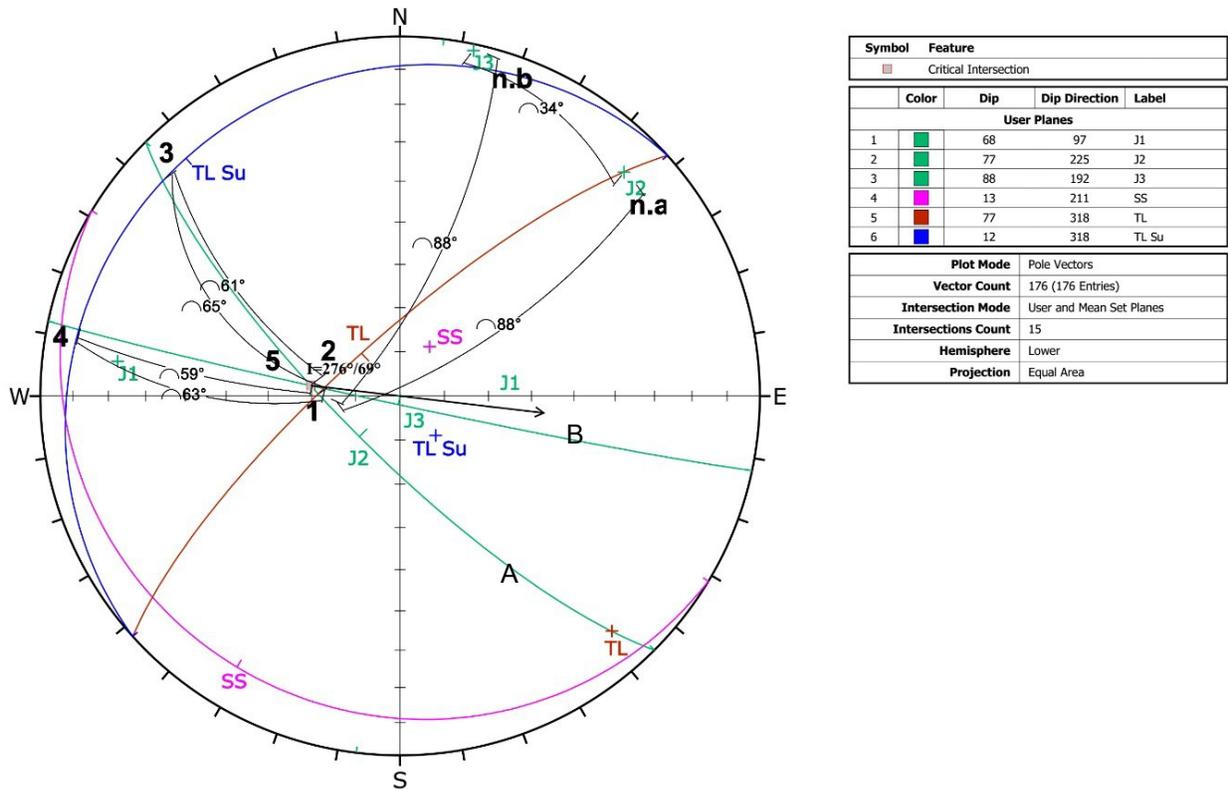


Ilustración 60.- Representación estereográfica de las líneas que forman la cuña y sus distancias angulares.

• **Talud 8 337°/86°**

Corte realizado dentro de la Fm. Cuesta del Cura, corresponde al talud en la margen izquierda y muestra susceptibilidad de falla del tipo cuñas. Se consideraron 50.0 kPa de resistencia cohesiva, un ángulo de fricción entre discontinuidades de 31°, una densidad de roca de 26.43 kN/m³.

Los planos que forman las cuñas son las familias J₂ y J₃, fracturas *ac* y *bc*, respectivamente, el deslizamiento es considerado a lo largo de la traza de la línea de intersección (I=309°/68°). La tabla muestra el cálculo del factor de seguridad para falla tipo cuña y la ilustración las relaciones angulares entre las líneas que forman la cuña.

Tabla 37.- Cálculo de la estabilidad del Talud 8.

Datos de entrada		Valores de funciones		Análisis de estabilidad - Factor de Seguridad															
Ψ_a	69°	$\cos \Psi_a$	0.3584	$F.S. = \frac{3}{\gamma_r H} (c_A X + c_B Y) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} X \right) \tan \phi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} Y \right) \tan \phi_B$	I		II		III		VI								
Ψ_b	81°	$\cos \Psi_b$	0.1564		<table border="1"> <tr> <td>A =</td> <td>0.3677</td> </tr> <tr> <td>B =</td> <td>0.0986</td> </tr> <tr> <td>X =</td> <td>2.6540</td> </tr> <tr> <td>Y =</td> <td>29.2435</td> </tr> </table>	A =	0.3677	B =	0.0986	X =	2.6540	Y =	29.2435	IV		V		VI	
A =	0.3677																		
B =	0.0986																		
X =	2.6540																		
Y =	29.2435																		
Ψ_5	68°	$\sen \Psi_5$	0.9272	I		II		III		VI									
θ_{na-nb}	79°	$\cos \theta_{na-nb}$	0.1908	IV		V		VI											
		$\sen \theta_{na-nb}$	0.9816	I		II		III		VI									
θ_{2-4}	88°	$\sen \theta_{2-4}$	0.9994	IV		V		VI											
θ_{4-5}	63°	$\sen \theta_{4-5}$	0.8910	I		II		III		VI									
θ_{2-na}	65°	$\cos \theta_{2-na}$	0.4226	IV		V		VI											
		$\sen \theta_{2-4}$	0.9903	I		II		III		VI									
		$\sen \theta_{3-5}$	0.9703	IV		V		VI											
		$\cos \theta_{1-nb}$	0.0349	I		II		III		VI									
ϕ_A	35°	$\tan \phi_A$	0.7002	IV		V		VI											
ϕ_B	35°	$\tan \phi_B$	0.7002	I		II		III		VI									
γ_r	26.43 kN/m ³	$\gamma_w / 2\gamma_r$	0.1856	IV		V		VI											
γ_w	9.81 kN/m ³	$3 \cdot C_A / (\gamma_r \cdot H)$	0.1892	I		II		III		VI									
		$3 \cdot C_B / (\gamma_r \cdot H)$	0.1892	IV		V		VI											
C_A	50.00 kPa	$\gamma_w / \gamma_r H$	0.0124	I		II		III		VI									
C_B	50.00 kPa			IV		V		VI											
H	30 mts			I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II		III		VI									
				IV		V		VI											
				I		II													

8. Conclusiones y Recomendaciones

Para el desarrollo del presente trabajo se ubicaron ocho cortes al macizo rocoso dentro de un tramo de la Carretera Rumbo Nuevo Juan Capitán – El Chihue, en el presente estudio se expone de manera detallada, con fundamento en la Geología, Mecánica de Rocas, Geología Estructural y la Cinemática, como las condiciones geomecánicas y de humedad en el macizo rocoso son factores determinantes en la pérdida de estabilidad y posterior fallamiento de los taludes.

La selección del área de estudio comprendió delimitar una región donde existiera precedente de deslizamientos en masa, inversión en rehabilitación, y que mostrara las condiciones geológicas que permitieran comprender las propiedades necesarias para preservar la estabilidad en un talud.

La zona de estudio se extiende dentro de una alternancia de anticlinales y sinclinales, en la cual se descubren diferentes unidades geológicas como lo son las formaciones: Tamaulipas Inferior, Superior y La Peña, las cuales fueron descubiertas en los cortes al flanco SW de un anticlinal con tendencia NW-SE, las formaciones Cuesta del Cura y Agua Nueva se excavaron de manera perpendicular al eje del pliegue sinclinal en que afloran, como se observa en la Carta Geológica y Estructural anexa.

De los ocho cortes dentro del área de estudio, se determinaron los mecanismos de falla por cada talud, siendo: 5 tipo cuña, 2 tipo planar y 1 tipo vuelcos.

Se realizaron caracterizaciones geomecánicas para determinar la resistencia global del macizo rocoso, en términos de resistencia al esfuerzo de corte, por los métodos del RMR, SMR y el Criterio de Falla Generalizado de Hoek & Brown, también se tomaron valores propuestos por Armas Zagoya (2004), para calcular los factores de seguridad.

Se determinaron dos unidades geomecánicas, a partir del RMR, una zona de calizas masivas, 70 has., calificada como un macizo rocoso de buena calidad con 35-45° de ángulo de fricción y 3-4 kg/cm² de cohesión global, la siguiente unidad homogénea menor en extensión, 27 has de rocas intercaladas, calificada como un macizo de calidad regular de 25-35° de ángulo de fricción y 2-3 kg/cm² de cohesión global. De esta manera la estabilidad fue suficiente en todos los taludes, excepto el número 6, donde el estado metaestable requiere medidas de saneamiento, para aumentar el factor de seguridad.

Empleando los parámetros de resistencia del método de Hoek & Brown solo el talud 6 presenta un estado metaestable y requiere medidas de estabilización y protección civil.

Por último, la clasificación SMR, califica como inestable al talud 3, al talud 1 y 4 como estables, y parcialmente estables a los taludes 2 y del 5 al 8.

Considerando los valores de la Tabla 4 como mínimos del factor de seguridad y empleando los parámetros de resistencia del criterio Barton y Choubey solo los taludes 5 y 7 son considerados como estables.

El trazo de la carretera, del Km 10+000 al 12+000, corta de manera paralela a un pliegue anticlinal en uno de sus flancos, en el cual podemos constatar, de acuerdo al inventario estructural, fracturas ortogonales *ac* y *bc* que en conjunción a las fracturas *hk0*, forman cuñas y bloques que, de hecho, se deslizan hacia la carpeta asfáltica, como lo observamos en la cinemática de los taludes 1-4.

Sin embargo la preferencia del macizo rocoso en los taludes 5-8 a formar bloques debido al fracturamiento tectónico no es menor; de hecho, se forman cuñas y bloques, la diferencia de los anteriores taludes (1-4) es que el corte fue realizado de manera perpendicular al eje del pliegue, por ende el potencial de deslizamiento de los bloques hacia la cara del talud es mínima, y lo podemos constatar con los factores de seguridad que son mayores respecto a los analizados en los primeros cuatro taludes (Tabla 38).

Con esto podemos expresar que existe un notorio aumento en el factor de seguridad de taludes cuando los cortes son realizados de manera perpendicular a un eje de pliegue y en general, paralelo a la dirección del empuje tectónico que deformó la secuencia, en este caso, sedimentaria.

Respecto al análisis de estabilidad de taludes, es muy importante la apropiada recolección de datos, para poder definir de manera certera la dirección de cada familia de discontinuidades, lo cual será vital en definir correctamente el mecanismo de falla según su cinemática, por otro lado, determinar los valores de resistencia del macizo rocoso tiene gran impacto en resultado (F.S.), ya que a mayores valores de resistencia la susceptibilidad de cualquier deslizamiento es menor, lo cual se traduce en factores de seguridad muy superiores a la unidad.

En la Tabla 29 podemos ver las diferencia entre parámetros de resistencia según distintas metodologías, son contrastantes, el RMR y el Criterio de Hoek & Brown entrega valores de cohesión hasta 10 veces mayores de los que resultan según el criterio Barton y Choubey.

Se obtuvieron diferentes valores del factor de seguridad entre los cortes que atraviesan un plegamiento, respecto a los que son paralelos, como se muestra en los taludes 5-8 en la Ilustración 62. Las clasificaciones RMR y Criterio de Falla Generalizado, muestran una tendencia similar en los resultados de los cálculos, la segunda ligeramente mayor.

La elección del método para cuantificar la seguridad en taludes es una responsabilidad importante y se debe conjugar con la experiencia profesional, conocimiento del sitio en estudio, así como precaver situaciones extraordinarias hidrometeorológicas entre otros.

Tabla 38.- Factores de seguridad según diferentes clasificaciones geomecánicas.

Talud	Margen	Mecanismo de Falla	FACTOR DE SEGURIDAD		
			RMR	Hoek & Brown	Barton y Choubey
1	Izquierda	Planar	2.18	2.48	0.54
2	Izquierda	Planar	2.25	2.53	0.41
3	Izquierda	Cuñas	16.97	18.92	1.44
4	Izquierda	Cuñas	12.22	13.64	1.19
5	Derecha	Cuñas	31.79	12.07	3.32
6	Derecha	Vuelcos	0.50	0.39	0.64
7	Izquierda	Cuñas	95.63	33.85	7.11
8	Izquierda	Cuñas	21.14	2.22	-3.02

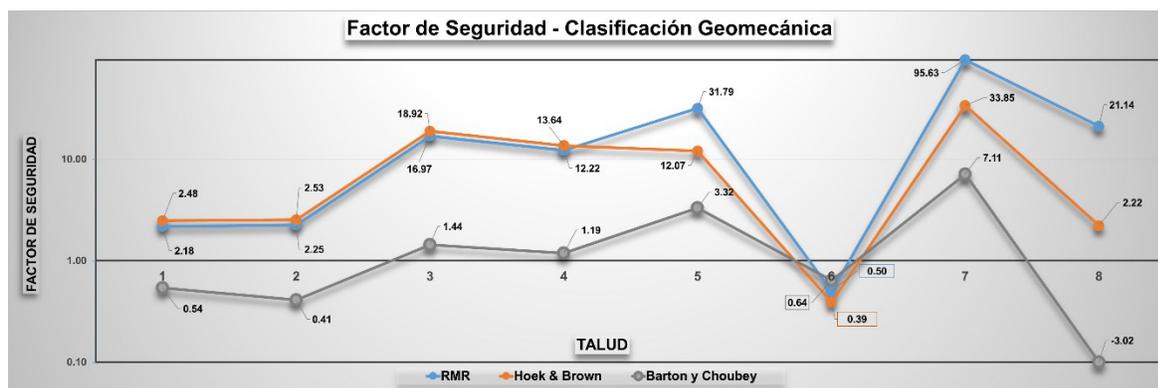


Ilustración 62.- Factores de seguridad según distintas clasificaciones geomecánicas.

Se recomienda que la selección del método de clasificación geomecánica sea aquel que pueda representar el estado global del macizo rocoso, así también, las situaciones ajenas a las que pueda estar expuesto.

También que los cortes que sean clasificados como metaestables o inestables, sean corregidos ya sea con la instalación de anclas de acero, colocación de muros contención o cualquier estructura civil que aumente su resistencia al corte, y en lo general la colocación de mallas que puedan servir como colectoras de pequeños bloques para evitar su dispersión sobre la carpeta asfáltica.

Es importante conocer el volumen del material susceptible a deslizarse para el diseño de estructuras civiles de estabilización, por lo cual se recomienda que el volumen sea estimado *in situ* con detalle y de manera conservadora, ya que las estimaciones por modelos de elevación digital pueden diferir a la realidad en alguna medida.

Se destaca la utilidad de la metodología expuesta para la toma de decisiones en los tiempos de planeación y ejecución de proyectos de vías terrestres, ya que, donde resulten valores de factores de seguridad que sean menores, iguales o ligeramente superiores a la unidad será indicador de sitios con susceptibilidad de deslizamiento, para lo cual es apropiado llevar a cabo obras civiles contención y seguridad, caso opuesto donde los factores son notoriamente muy superiores a la unidad indica sitios donde las medidas de contención son innecesarias, por lo que no debieran ser incluidas en un presupuesto de obra.

La adjudicación de recursos públicos para la construcción de carreteras y autopistas debe considerar entre los conceptos de trabajo lo relacionado con evaluaciones del tipo de este documento ya que el conocimiento del estado estructural del sitio, como las familias de discontinuidades, calidad de roca y situación hidrogeológica, permite prevenir riesgos geológicos retrasos en la programación de obra e incremento de costos.

9. Bibliografía

- Alva Niño, E. (1995).** *Datos base y metodología para la elaboración de una carta ingeniero-geológica de la zona metropolitana de Monterrey, N.L., México.* (Facultad de Ciencias de la Tierra, UANL. 82 pp. ed.). Linares, Nuevo León: Tesis de Licenciatura.
- Armas Zagoya, J. (2004).** *Cartografía Geológica Estructural Del Valle De Huizachal, Como Base Para El Análisis De Estabilidad De Taludes De La Carretera Rumbo Nuevo, Tamps., México.* Linares, Nuevo León, México.
- ASTM, I. (2001).** Standard Practices for Preparing Rock Core Specimens and Determining Dimensional and Shape Tolerances. En *Designation: D 4543* (págs. 1-5).
- Babín Vich, R. B., & Gómez Ortiz, D. (2010).** Problemas de Geología Estructural. 9. Análisis estructural mediante diagramas de contornos. *Reduca (Geología). Serie Geología Estructural*, 2(1), 148-192.
- Balmer, G. (1952).** A general analytical solution for Mohr's envelope. *American Society of Testing Materials*(52), 1260-1271.
- Barton, N., & Choubey, V. (1977).** The Shear Strength of Rock Joints in Theory and Practice. *Rock Mechanics*, 10, 1-54.
- Benchelha, T., Remmal, T., Hamdouni, R., Ejjaouani, H., Mansouri, H., Kamel, F., & Lakroud, K. (2017).** Combined effects of blasting and geological structure on rock mass stability—a case study from the Marrakech–Agadir highway, Morocco. *Bull Eng Geol Environ*, 76:815–828.
- Bieniawski, Z. (1973).** Engineering classification of jointed rock masses. *Transactions, South African Inst. of Civil Engineers*, 15(12), 335-344.
- Bieniawski, Z. (1976).** Classification of Jointed Rock Masses. *Transactions, South African Institution of Civil Engineering*, 15(12), 335-344.
- Brawner, C. O., & Milligran, V. (1971).** *Stability in open pit mining : proceedings.* New York: Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers.

- Brown, E. (1970).** Strength of models of rock with intermittent joints. *J. Soil Mech. Foundn Div., ASCE* 96, SM6, 1935-1949.
- C. Wyllie , D., & W. Mah , C. (2005).** *Rock slope engineering: civil and mining*. London: Taylor & Francis e-Library.
- Campa, M. F., & Coney, P. J. (1983).** Tectono-stratigraphic terranes and mineral resource distribution in México. *Can. J. Earth Sci.*, 1040-1051.
- Cano, M., & Tomás, R. (2013).** Characterization of the instability mechanisms affecting slopes on carbonatic Flysch: Alicante (SE Spain), case study. *Engineering Geology*, 68-91.
- Carrillo-Bravo, J. (1961).** Geología Del Anticlinorio Huizachal - Peregrina Al N - W De Ciudad Victoria Tamps. *Boletín de la Asociación Mexicana de Geólogos Petroleros (AMGP)*, XIII(1-2), 1-99.
- Chapa Arce, R. I. (2016).** *Análisis de estabilidad de taludes mediante la revisión cinemática del macizo rocoso en la zona poniente de Monterrey (Cerro de la Loma Larga y Mitras), Nuevo León, México*. Linares, Nuevo León: Universidad Autónoma de Nuevo León, Facultad de Ciencias de la Tierra, Tesis de Maestría.
- Chávez-Cabello, G. (2005).** *Deformación y magmatismo Cenozoicos en el sur de la cuenca Sabinas, Coahuila* (Ph. D. Thesis, 313 p ed.). México, D.F.: Universidad Nacional Autónoma de México.
- Chávez-Cabello, G., Torres Ramos, J., Porras Vázquez, N., Cossio Torres, T., & Aranda Gómez, J. (2011).** Evolución estructural del frente tectónico de la Sierra Madre Oriental en el Cañon de Santa Rosa, Linares, Nuevo León. *Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana*, 63(2), 253-270.
- Coulomb, C. A. (1773).** Sur une application des règles de Maximis et Minimis à quelques problèmes de stratique relatifs à l'Architecture. *Académie Royal Des Sciences Mémoires de mathématique et de physique par divers savants*, v. 7, p. 343-382.
- Cruz Gámez, E., Velasco Tapia, F., Rodríguez Saavedra, P., Rodríguez, A., Jenchen, U., & Rábago Tavares, R. (2015).** Vulcanismo relacionado con las formaciones La

- Boca y Minas Viejas en los alrededores de Galeana, N.L. y su vínculo con la mineralización de Barita. Linares, N.L. México: XXV Congreso Nacional de Geoquímica.
- Eguiluz de Antuñano, S., Aranda García, M., & Marrett, R. (2000).** Tectónica de la Sierra Madre Oriental, México. *Boletín De La Sociedad Geológica Mexicana*, LIII, 1-26.
- Escalona Segura , A. (2006).** *Análisis de la problemática Geológica y Geotécnica de la carretera "Rumbo Nuevo"*. México, D.F. : Universidad Nacional Autónoma de México, Tesis de Licenciatura.
- Fitz-Díaz, E., F. Lawton, T., Juárez-Arriaga, E., & Chávez-Cabello, G. (2017).** The Cretaceous-Paleogene Mexican orogen: Structure, basin development, magmatism and tectonics. *Earth-Science Reviews*.
- G. Gray, G., & F. Lawton, T. (2011).** Nuevas limitaciones en la temporalidad de la deformación Hidalgoana (Laramídica) en las cuencas de Parras y La Popa, NE México. *Boletín De La Sociedad Geológica Mexicana*, 63(2), 333-343.
- Goldhammer, R. (1999).** Mesozoic sequence stratigraphy and paleogeographic evolution of northeast Mexico, en Bartolini, C., Wilson, J.L., Lawton, T. F. (eds), Mesozoic sedimentary and tectonic history of north-central Mexico. *Geological Society of America Special Paper*(340), 1-58.
- Goldhammer, R. K.; Lehmann, P. J.; Todd, R. G.; Wilson; J. L.; Ward, W. C.; Johnson, C. R. (1991).** Secuence stratigraphy and cyclostatigraphy of the Mesozoic of the Sierra Madre oriental, northeast Mexico. *Society of Economic Paleontologists and Mineralogists*, 85.
- González de Vallejo, L. I., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002).** *Ingeniería Geológica*. Madrid: Pearson.
- Goodman, R. (1980).** *Introduction to Rock Mechanics (Chapter 8)* (pp 254-287 ed.). Toronto: John Wiley.

- Goodman, R., & Bray, J. (1976).** Toppling of rock slopes, Proc. Speciality Conference on Rock Engineering for Foundations and Slopes. *American Society of Civil Engineers (ASCE), Boulder CO*, 201-234.
- Gorka, T. (2002).** *Standsicherheitsuntersuchungen von Böschungen entlang der Straßen-Neubaustrecke Ciudad Victoria – Jaumave (Carretera Rumbo Nuevo) Tamaulipas, Mexico.*
- Hocking, G. (1976).** A method for distinguishing between single and double plane sliding of tetrahedral wedges. *Int. J. Rock Mech. Mining Sci.*(13), 225-6.
- Hoek, E. (1968).** Brittle failure of rock. *Rock Mechanics in Engineering Practice.* (Eds. K. G. Stagg and O. C. Zienkiewicz), 99-124.
- Hoek, E., & Bray, J. (1981).** *Rock Slope Engineering* (Rev. 3rd Ed. ed.). London and New York: Taylor & Francis Routledge.
- Hoek, E., Carranza-Torres, C., & Corkum, B. (2002).** Hoek-Brown failure criterion. *Proc. NARMS-TAC Conference, 1*, 267-273.
- Hudson, J., & Harrison, J. (1972).** *Engineering Rock Mechanics - An introduction to the Principles* (1st Ed ed.). Great Britain: Pergamon Press.
- Imlay, R. W. (1936).** Evolution of the Coahuila peninsula, Mexico. . *Part IV Geology of the Western part of the Sierra de Parras: Geological Society of America Bulletin.* , 47(7), 1091-1152.
- INEGI. (2016).** *Anuario estadístico y geográfico de Tamaulipas.* México.
- ISRM, S. I. (1979).** Suggested Methods for Determining the Uniaxial Compressive Strength and Deformability of Rock Materials. *Int J Rock Mech Min Sci Geomech*, 2(16), 135-140.
- ISRM, S. I. (1981).** *The Complete ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring:1974-2006.* Ankara, Turkey: Pergamon Press.
- Kimber, O. G., Allison, R. J., & Cox, N. J. (1998).** Mechanisms of failure and slope development in rock masses. *Trans Inst Br Geograph*, 23(3):353–370.

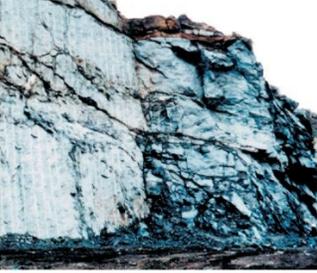
- Kliche, C. A. (1999).** *Rock Slope Stability*. Littleton, CO, USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME).
- Lehmann, C., Osleger, D., Montañez, I., Sliter, W., Arnaud-Vanneau, A., & Banner, J. (1999).** Evolution of Cupido and Coahuila carbonate platforms, Early Cretaceous, northeastern Mexico. *Geological Society of America Bulletin*, 111, 1010-1029.
- Markland, J. (1972).** *A useful technique for estimating the stability of rock slopes when the rigid wedge sliding type of failure is expected*. Imperial College Rock Mechanics Research Report No. 19, 10 pp.
- Michalzik, D., & Schumann, D. (1994).** Lithofacies relations and paleoecology of a Late Jurassic to Early Cretaceous fan delta to shelf depositional system in the Sierra Madre Oriental of north-east Mexico. *Sedimentology*(41), 463-477.
- M-MMP-2-02-058/04.** (s.f.). *Métodos de Muestreo y Prueba de Materiales - Materiales para concreto Hidráulico - Resistencia a la Compresión Simple de Cilindros de Concreto*.
- NMX-C-083-1997-ONNCCE. (1997).** *Industria de la Construcción - Concreto - Cabeceo de Epecímenes Cilíndricos*.
- Padilla y Sánchez, R. (1982).** *Geologic Evolution of the Sierra Madre Oriental Between Linares, Concepción del Oro, Saltillo, and Monterrey, México*. Austin, Texas: The University of Texas at Austin, Ph. D. Dissertation.
- Padilla y Sánchez, R. J. (1982).** *Geologic Evolution of the Sierra Madre Oriental between Linares, Concepción del Oro, Saltillo and Monterrey, México* (Ph. D. Thesis, 217 p ed.). Austin, Texas, E. U. A.: The University of Texas at Austin.
- Padilla y Sánchez, R. J. (1985).** Las estructuras de la Curvatura de Monterrey, Estados de Coahuila, Nuevo León, Zacatecas y San Luís de Potosí. *Revista del Instituto de Geología, Universidad Nacional Autónoma de México*, 6, 1-20.
- Padilla y Sánchez, R. J. (1986).** Post-Paleozoic tectonics of northeast Mexico and its role in the evolution of the Gulf of México. *Geofísica Internacional*, 25, 157-206.

- Palmström, A. (1982).** The Volumetric Joint Count - A Useful And Simple Measure Of Degree Of Rock Mass Jointing. *Proc. 4th Conf. Int. Assoc. Eng. Geol, New Delhi, 5*, 221-228.
- Pariseau, W. (2011).** *Design Analysis in Rock Mechanics 2nd Edition*. Salt Lake City, Utah, USA: CRC Press.
- Pariseau, W. (2017).** *Design Analysis in Rock Mechanics 3rd Edition*. Salt Lake City, Utah, USA: CRC Press.
- Quade, H. (1984).** *Die Lagenkugelprojektion in der Tektonik. - Clausthaler Tektonische Hefte* (vol. 20, 196 pp ed.). Editorial Ellen Pilger.
- Raghuvanshi, T. K. (2017).** Plane failure in Rock slopes – A review on stability analysis techniques. *Journal of King Saud University - Science*, 1-9.
- Rocscience, I. (2002).** Roclab. Toronto, Ontario, Canada.
- Romana, M. (1985).** Nuevos factores de ajuste para la aplicación de la clasificación de Bieniawski a los taludes. *Universidad Politécnica de Barcelona, Jornadas geotécnicas nacionales*.
- Romana, M. (1995).** The geomechanical classification SMR for slope correction. *Polytechnical University of Valencia, Spain*.
- Romana, M. (1997).** El papel de las clasificaciones geomecánicas en la estabilidad de taludes. *IV Simp. Nacional sobre Taludes y Laderas Inestables. Granada.*, 3, 1013-1072.
- Rubio-Cisneros, I., Ramírez Fernández, J., & García-Obregón, R. (2011).** Análisis preliminar de procedencia de rocas clásticas jurásicas del Valle de Huizachal, Sierra Madre Oriental: Influencia del vulcanismo sinsedimentario y el basamento cristalino. *Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana*(63), 137-156.
- Ruiz Martinez, M. A., & Werner, J. (1997).** *Research into the Quaternary sediments and climatic variations in NE México*.
- SCT. (2004).** *Anuario Estadístico*. D.F., México: 226 pp.

- SCT. (2016).** *Manual de Diseño y Construcción de Túneles de Carretera.*
- Serna Pedraza, A. (2011).** *Estudio mineralógico y geoquímico de tobas alteradas de la Formación San Felipe (Cretácico Superior) en la localidad Juan Capitán, Rumbo Nuevo, Tamaulipas, México* (Tesis de Licenciatura, Facultad de Ciencias de la Tierra ed.). Linares, N. L., México: Universidad Autónoma de Nuevo León.
- Stauffer, M. (1966).** An empirical-statistical study of three-dimensional fabric diagrams as used in structural analysis. *Can. J. Earth Sci.*, 3, 473-98.
- Stewart, R. M., & Kennedy, B. A. (1970).** The role of slope stability in economics, design and operation of open pit mines. *Proc. 1st Symposium of Stability in Open Pit Mining* (págs. 5-21). Vancouver: A.I.M.E. New York.
- Suárez Díaz, J. (1998).** *Deslizamientos y Estabilidad de Taludes en Zonas Tropicales.* Bucaramanga, Colombia: UIS.
- Velasco-Tapia, F., Martínez-Paco, M., Iriondo, A., Ramos-Ledezma, A., Ocampo-Díaz, Y., Cruz-Gamez, E., Andaverde Arredondo, J. (2015).** Formación San Felipe: la huella de vulcanismo Cretácico en la Sierra Madre Oriental. Linares, N. L., México: XXV Congreso Nacional de Geoquímica.
- Xia-Ting, F. (2017).** *Rock Mechanics and Engineering. Volume 1: Principles.* Wuhan, China: CRC Press.
- Xia-Ting, F. (2017).** *Rock Mechanics and Engineering. Volume 2: Laboratory and Field testing.* Wuhan, China: CRC Press.
- Xia-Ting, F. (2017).** *Rock Mechanics and Engineering. Volume 3: Analysis, modeling & design.* Wuhan, China: CRC Press.
- Xia-Ting, F. (2017).** *Rock Mechanics and Engineering. Volume 4: Excavation Support and Monitoring.* Wuhan, China: CRC Press.
- Xia-Ting, F. (2017).** *Rock Mechanics and Engineering. Volume 5: Surface and Underground Projects.* Wuhan, China: CRC Press.

ANEXOS

ANEXO 1.- Hoek, et al., 2002

Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor <i>D</i> sugerido
	<p>Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel</p>	<p>$D = 0$</p>
	<p>Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo rocoso circundante.</p> <p>Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance, la alteración puede ser severa a menos que se coloque una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la fotografía.</p>	<p>$D = 0$</p> <p>$D = 0.5$ No invert</p>
	<p>Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 m en el macizo rocoso circundante.</p>	<p>$D = 0.8$</p>
	<p>Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo la liberación de tensiones resulta en alguna alteración.</p>	<p>$D = 0.7$ Good blasting</p> <p>$D = 1.0$ Poor blasting</p>
	<p>Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al retirar el estéril de recubrimiento.</p> <p>En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor.</p>	<p>$D = 1.0$ Production blasting</p> <p>$D = 0.7$ Mechanical excavation</p>

ANEXO 2.- Hoek, et al., 2002

Tipo de Roca	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa	Media	Fina	Muy Fina
SEDIMENTARIAS	Clásticas		Conglomerado (22)	Arenisca 19	Limolita 9	Arcillolita 4
			←----- Grauwaca -----> (18)			
	No Clásticas	Orgánicas	←----- Creta -----> 7			
			←----- Carbón -----> (8 - 21)			
		Carbonatos	Brechas (20)	Caliza Esfarítica (10)	Caliza Micrítica 8	
	Químicas		Yeso 16	Anhidrita 13		
METAMORFICAS	No Foliadas		Mármol 9	Rocas Córneas (19)	Cuarcita 24	
	Levemente Foliadas		Migmatita (30)	Anfibolita 25 - 31	Milonitas (6)	
	Foliadas		Gneiss 33	Esquistos 4 - 8	Filitas (10)	Pizarras 9
IGNEAS	Intrusivas	Claras	Granito 33		Riolita (16)	Obsidiana (19)
			Granodiorita (30)		Dacita (17)	
		Oscuras	Diorita (28)		Andesita 19	
		Gabbro 27	Dolerita (19)		Basalto (17)	
		Norita 22				
	Extrusivas Piroclásticas		Aglomerados (20)	Brechas (18)	Tobas (15)	

ANEXO 3.- Hoek, et al., 2002

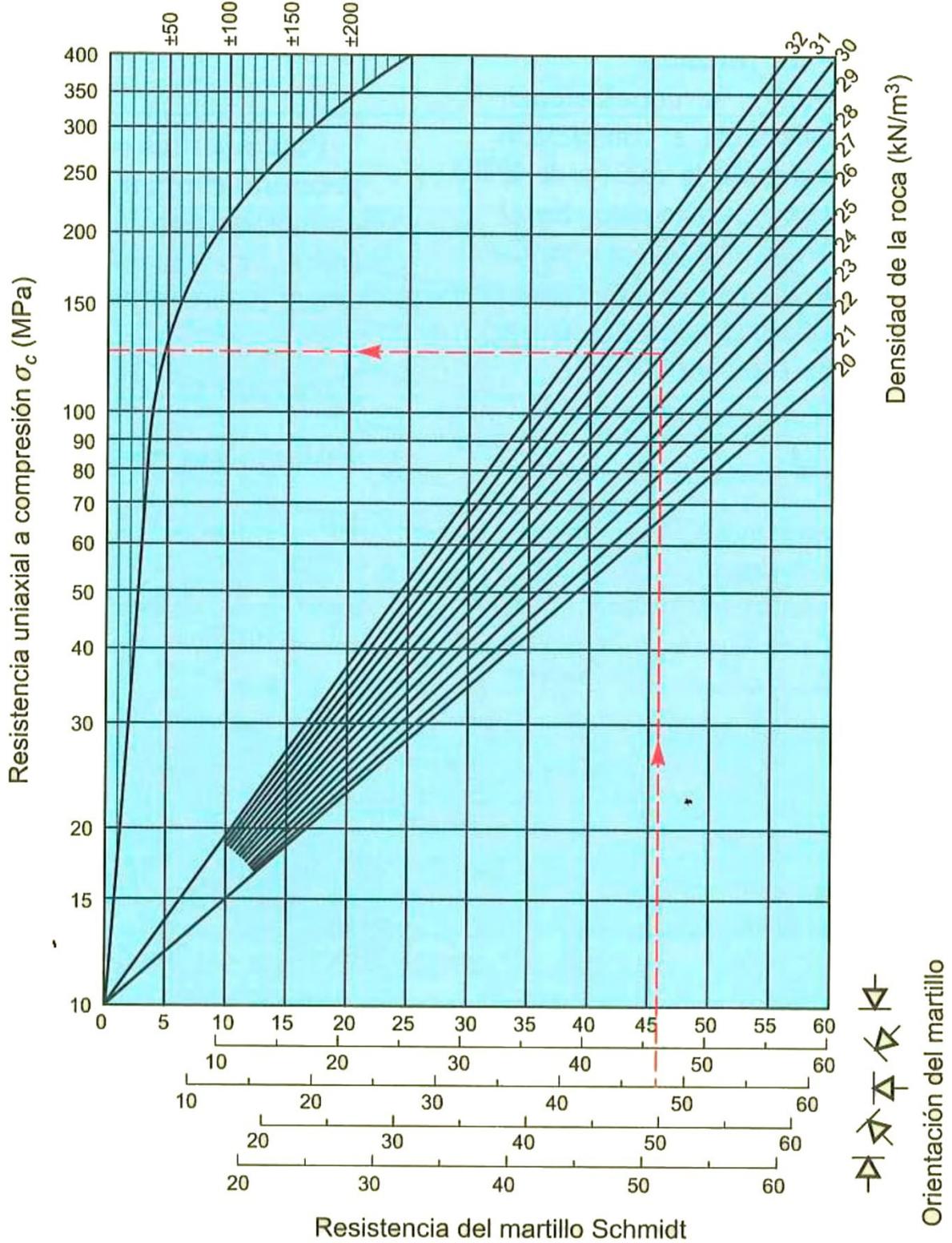
INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA		CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES	
		<p>MUY BUENA Superficies rugosas y de cajas frescas (sin señales de intemperización ni de alteración)</p> <p>BUENA Superficies rugosas, cajas levemente intemperizadas y/o alteradas, con pátinas de óxido de hierro</p> <p>REGULAR Superficies lisas, cajas moderadamente intemperizadas y/o alteradas</p> <p>MALA Superficies lisas y cizalladas, cajas intemperizadas y/o alteradas, con rellenos de fragmentos granulares y/o arcillosos firmes</p> <p>MUY MALA Superficies lisas y cizalladas, cajas muy intemperizadas y/o alteradas, con rellenos arcillosos blandos</p>	
ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO		EMPEORA LA CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES 	
 <p>FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY) MACIZO ROCOSO CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA BIEN TRABADOS, DE FORMA CÚBICA Y DEFINIDOS POR TRES SETS DE ESTRUCTURAS, ORTOGONALES ENTRE SÍ.</p>	<p>DISMINUYE LA TRABAZON DE LOS BLOQUES DE ROCA </p>	80	70
 <p>FUERTEMENTE FRACTURADO EN BLOQUES (VERY BLOCKY) MACIZO ROCOSO ALGO PERTURBADO, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA TRABADOS, DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR CUATRO O MAS SETS DE ESTRUCTURAS.</p>		60	50
 <p>FRACTURADO Y PERTURBADO (BLOCKY / DISTURBED) MACIZO ROCOSO PLEGADO Y/O AFECTADO POR FALLAS, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR LA INTERSECCION DE NUMEROSOS SETS DE ESTRUCTURAS.</p>		40	30
 <p>DESINTEGRADO (DISINTEGRATED) MACIZO ROCOSO MUY FRACTURADO Y QUEBRADO, CONFORMADO POR UN CONJUNTO POBREMENTE TRABADO DE BLOQUES Y TROZOS DE ROCA, ANGULOSOS Y TAMBIÉN REDONDEADOS</p>		20	10

ANEXO 4

Base de datos											
No. Muestra	ID	Formación Geológica	Diametro (D) (in)	Alto (L)	Peso	Area base (A)	Carga (P)	Relacion (L/D)	Factor de Reducción (Relación de esbeltez Norma M.MMP.2.02.058/04) (FR)	Factor de Reduccion SCT (Hoek 1980) (FR)	Resistencia al Esfuerzo de Compresión (FR*P/A)
RN-1	2	Agua Nueva	3 1/4	14.4 cm.	2029.7 grs.	53.5 cm2.	11190.00 kg	1.74	0.989	1.094	206.82 kg./cm2.
RN-2	1	Tamaulipas Inferior	3 1/4	5.4 cm.	780.7 grs.	53.5 cm2.	2610.00 kg	0.65	0.851	1.094	41.49 kg./cm2.
RN-3	2	Agua Nueva	3 1/4	4.1 cm.	572.1 grs.	53.5 cm2.	11170.00 kg	0.50	0.818	1.094	170.76 kg./cm2.
RN-4	3	Cuesta del Cura	3 1/4	4.6 cm.	667.5 grs.	53.5 cm2.	6000.00 kg	0.56	0.831	1.094	93.19 kg./cm2.
RN-5	1	Tamaulipas Inferior	3 1/4	8.8 cm.	1261.5 grs.	53.5 cm2.	22600.00 kg	1.06	0.917	1.094	387.30 kg./cm2.
RN-6	3	Cuesta del Cura	3 1/4	13.0 cm.	1864.6 grs.	53.5 cm2.	5040.00 kg	1.57	0.976	1.094	91.87 kg./cm2.
RN-7	1	Tamaulipas Inferior	3 1/4	7.8 cm.	1092.7 grs.	53.5 cm2.	5510.00 kg	0.94	0.901	1.094	92.76 kg./cm2.
RN-8	1	Tamaulipas Inferior	3 1/4	15.7 cm.	2237.8 grs.	53.5 cm2.	2650.00 kg	1.90	0.996	1.094	49.32 kg./cm2.
RN-9	3	Cuesta del Cura	1 1/4	7.0 cm.	143.8 grs.	7.9 cm2.	956.20 kg	2:1	1.000	0.922	111.29 kg./cm2.
RN-10	3	Cuesta del Cura	1 1/2	6.3 cm.	190.4 grs.	11.4 cm2.	2395.00 kg	1.65	0.982	0.952	200.04 kg./cm2.
RN-11	3	Cuesta del Cura	1 1/2	6.7 cm.	199.6 grs.	11.4 cm2.	1240.60 kg	1.76	0.990	0.952	103.62 kg./cm2.
RN-12	2	Agua Nueva	1 1/2	7.1 cm.	213.0 grs.	11.4 cm2.	3646.90 kg	1.86	0.994	0.952	304.60 kg./cm2.
RN-13	2	Agua Nueva	1 1/2	7.1 cm.	213.3 grs.	11.4 cm2.	3984.40 kg	1.86	0.994	0.952	332.79 kg./cm2.
RN-14	2	Agua Nueva	1 1/2	7.0 cm.	210.0 grs.	11.4 cm2.	5665.90 kg	1.84	0.994	0.952	473.24 kg./cm2.
RN-15	1	Tamaulipas Inferior	1 1/2	6.8 cm.	192.2 grs.	11.4 cm2.	1283.30 kg	1.78	0.991	0.952	107.19 kg./cm2.
RN-16	2	Agua Nueva	1 1/4	6.8 cm.	133.6 grs.	7.9 cm2.	10791.00 kg	2:1	1.000	0.922	1255.98 kg./cm2.
RN-17	3	Cuesta del Cura	1 1/4	6.5 cm.	137.9 grs.	7.9 cm2.	949.90 kg	2:1	1.000	0.922	110.56 kg./cm2.
RN-18	2	Agua Nueva	1 1/4	6.6 cm.	138.6 grs.	7.9 cm2.	4594.50 kg	2:1	1.000	0.922	534.76 kg./cm2.
RN-19	2	Agua Nueva	1 1/4	6.0 cm.	129.2 grs.	7.9 cm2.	5774.70 kg	1.89	0.996	0.922	672.13 kg./cm2.
RN-20	2	Agua Nueva	1 1/4	5.8 cm.	119.2 grs.	7.9 cm2.	2887.60 kg	1.83	0.993	0.922	336.09 kg./cm2.
RN-21	3	Cuesta del Cura	1 1/2	4.5 cm.	133.7 grs.	11.4 cm2.	1364.00 kg	1.18	1.000	0.952	113.93 kg./cm2.
RN-22	1	Tamaulipas Inferior	1 1/4	5.6 cm.	117.1 grs.	7.9 cm2.	1002.50 kg	1.76	0.990	0.922	116.68 kg./cm2.
RN-23	2	Agua Nueva	1 1/4	3.1 cm.	75.4 grs.	7.9 cm2.	4309.20 kg	0.98	0.907	0.922	493.67 kg./cm2.
RN-24	3	Cuesta del Cura	1 1/2	5.2 cm.	153.5 grs.	11.4 cm2.	4680.70 kg	1.36	0.953	0.952	390.95 kg./cm2.
RN-25	2	Agua Nueva	1 1/4	7.7 cm.	163.7 grs.	7.9 cm2.	3600.70 kg	2:1	1.000	0.922	419.09 kg./cm2.
RN-26	2	Agua Nueva	1 1/4	6.4 cm.	133.0 grs.	7.9 cm2.	8631.90 kg	2:1	1.000	0.922	1004.68 kg./cm2.
RN-27	1	Tamaulipas Inferior	2 1/8	10.2 cm.	649.8 grs.	22.9 cm2.	1120.00 kg	1.89	0.996	1.014	48.73 kg./cm2.
RN-28	2	Agua Nueva	3 1/4	6.0 cm.	819.3 grs.	53.5 cm2.	25990.00 kg	0.73	0.993	1.094	482.30 kg./cm2.
RN-29	2	Agua Nueva	3 1/4	7.8 cm.	1054.8 grs.	53.5 cm2.	2720.00 kg	0.94	1.000	1.094	50.82 kg./cm2.
RN-30	3	Cuesta del Cura	3 1/4	6.5 cm.	940.4 grs.	53.5 cm2.	4500.00 kg	0.79	0.990	1.094	83.27 kg./cm2.
RN-31	2	Agua Nueva	3 1/4	6.5 cm.	934.4 grs.	53.5 cm2.	10055.00 kg	0.79	0.907	1.094	170.40 kg./cm2.
RN-32	2	Agua Nueva	3 1/4	14.5 cm.	2064.7 grs.	53.5 cm2.	17158.00 kg	1.76	0.953	1.094	305.58 kg./cm2.
RN-33	1	Tamaulipas Inferior	3 1/4	11.1 cm.	1577.3 grs.	53.5 cm2.	1120.00 kg	1.34	0.951	1.094	19.90 kg./cm2.
RN-34	2	Agua Nueva	3 1/4	16.7 cm.	2338.0 grs.	53.5 cm2.	10120.00 kg	2:1	1.000	1.094	189.08 kg./cm2.
RN-35	1	Tamaulipas Inferior	3 1/4	16.9 cm.	2389.2 grs.	53.5 cm2.	5040.00 kg	2:1	1.000	1.094	94.17 kg./cm2.
RN-36	1	Tamaulipas Inferior	3 1/4	16.5 cm.	2347.2 grs.	53.5 cm2.	11030.00 kg	2:1	1.000	1.094	206.09 kg./cm2.
RN-37	2	Agua Nueva	3 1/4	16.8 cm.	2327.6 grs.	53.5 cm2.	13990.00 kg	2:1	1.000	1.094	261.39 kg./cm2.
RN-38	3	Cuesta del Cura	3 1/4	16.6 cm.	2336.0 grs.	53.5 cm2.	16200.00 kg	2:1	1.000	1.094	302.69 kg./cm2.
RN-39	3	Cuesta del Cura	3 1/4	16.7 cm.	2383.9 grs.	53.5 cm2.	21995.00 kg	2:1	1.000	1.094	410.96 kg./cm2.
RN-40	1	Tamaulipas Inferior	1 1/4	5.7 cm.	122.0 grs.	7.9 cm2.	2058.00 kg	1.80	0.992	0.922	239.53 kg./cm2.

ANEXO 5.- Tomado de González de Vallejo, et al., 2002

Dispersión media de valores de resistencia para la mayoría de rocas (MPa)



ANEXO 6



GOBIERNO DEL ESTADO DE TAMAULIPAS
SECRETARIA DE OBRAS PÚBLICAS
COMISIÓN PARA LA LICITACIÓN DE OBRAS PÚBLICAS

ACTA DE FALLO

Acta que se formula con motivo del acto en que la Secretaría de Obras Públicas, a través de la Comisión para la Licitación de Obras Públicas, da a conocer la resolución relativa a la licitación **IO-928010997-N125-2015**, con la modalidad de **INVITACIÓN A CUANDO MENOS TRES PERSONAS**, para llevar a cabo la adjudicación del contrato referente a **MODIFICACIÓN DE CURVA Y REPARACIÓN DE TALUD, CARRETERA JUAN CAPITAN - EL CHIHUE, KM 10+480 - 11+020, EN CD. VICTORIA, TAMAULIPAS.**

En Cd. Victoria, Tam., siendo las **15:00 hrs. el día 17 de septiembre de 2015**, se reunieron en la sala de juntas de la Dirección de Licitaciones y Contratos, ubicada en el Centro Gubernamental de Oficinas piso 4 Parque Bicentenario, Libramiento Naciones Unidas y Prolongación Bulevar Praxedis Balboa, los servidores públicos y contratistas cuyos nombres aparecen al calce.

Una vez realizada la revisión detallada de las propuestas técnicas y económicas se obtuvo el siguiente resultado:

EMPRESA	MONTO
RAMCA CONSTRUCCIONES, S.A. DE C.V.	\$7,755,163.46
CONSTRUOBRAS DE LA GARZA, S.A. DE C.V.	\$7,890,425.89
CONSTRUCTORA DEL NORESTE, S.A.	\$8,020,313.93

NOTA:

La propuesta de la empresa **RAMCA Construcciones, S.A. de C.V.**, presenta un error aritmético en el concepto de trabajo número 30, por lo que el importe de su propuesta se modifica quedando de la siguiente manera: dice \$ 7,755,163.45 y debe decir **\$ 7,755,163.46 (Siete Millones Setecientos Cincuenta y Cinco Mil Ciento Sesenta y Tres Pesos 46/100 M.N.)**, sin incluir el Impuesto al Valor Agregado, lo anterior se realizó con fundamento en lo establecido en las Bases de Licitación, en el Numeral 20.2, Apartado A, Fracción I, inciso c, que indica: "Que las operaciones aritméticas se hayan ejecutado correctamente; en el caso de que una o más tengan errores, se efectuarán las correcciones correspondientes; el monto correcto, será el que se considerará para el análisis comparativo de las proposiciones."

La evaluación de las proposiciones la realizó el Ing. Jaime Pérez Rodríguez, Jefe del Departamento de Dictámenes y se llevó a cabo en base a los términos del artículo 63 del reglamento de la Ley de obras públicas y servicios relacionados con las mismas, y las bases del concurso, por lo anterior:

La propuesta solvente cuyo precio es el más bajo, reúne las condiciones legales, técnicas y económicas requeridas y garantiza satisfactoriamente el cumplimiento de las obligaciones respectivas es la presentada por:

RAMCA CONSTRUCCIONES, S.A. DE C.V.

Por lo que se le adjudica el contrato No. **SOP-IF-MV-196-15-I**, con un monto de **\$7,755,163.46 (Siete Millones Setecientos Cincuenta y Cinco Mil Ciento Sesenta y Tres Pesos 46/100 M.N.)** más el impuesto al valor agregado.



TODOS POR
TAMAULIPAS

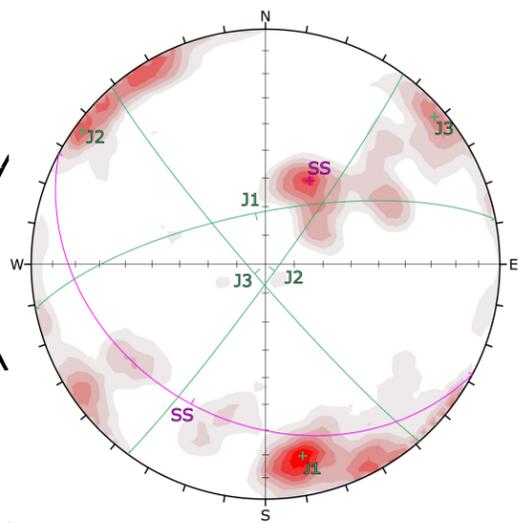
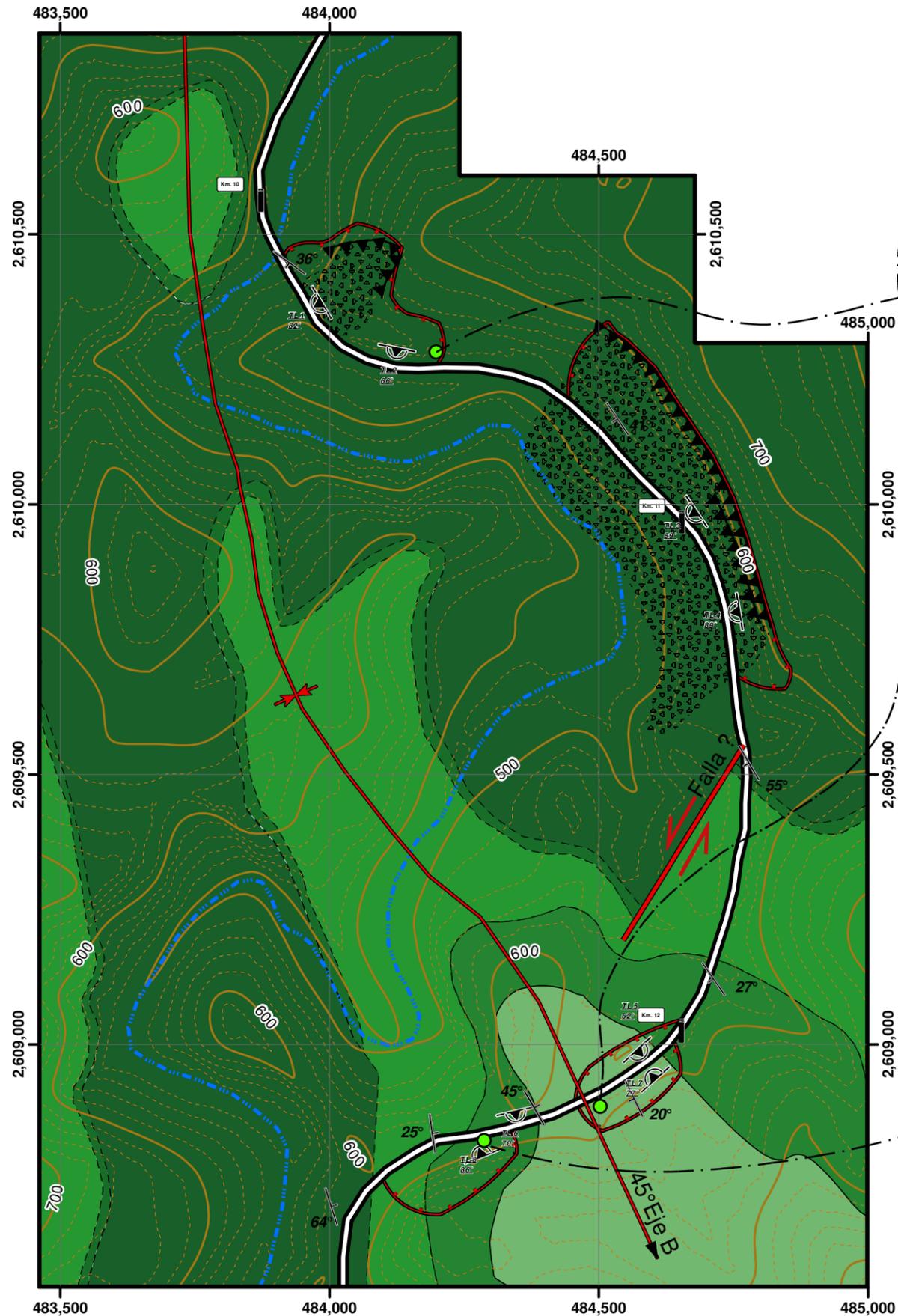
Página 1 de 3

Concurso No.: IO-928010997-N125-2015

"ESTE PROGRAMA ES PÚBLICO, AJENO A CUALQUIER PARTIDO POLÍTICO. QUEDA PROHIBIDO EL USO PARA FINES DISTINTOS A LOS ESTABLECIDOS EN EL PROGRAMA".

"ESTA OBRA FUE REALIZADA CON RECURSOS PÚBLICOS FEDERALES".

Anexo 7

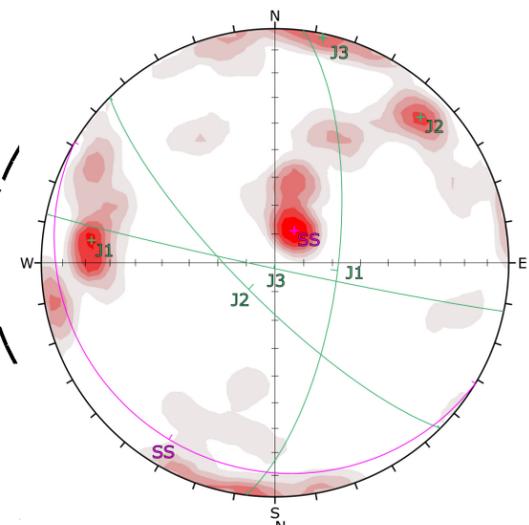


Color	Density Concentrations
Lightest	< 1.28
Light	1.28 - 1.81
Medium-Light	1.81 - 2.34
Medium	2.34 - 2.88
Medium-Dark	2.88 - 3.41
Dark	3.41 - 3.94
Darkest	3.94 - 4.47
Black	4.47 <

Maximum Density	4.93%
Contour Data	Pole Vectors
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Color	Dip	Dip Direction	Label
Green	72	349	J1
Light Green	86	126	J2
Yellow	85	229	J3
Purple	33	208	SS

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	200 (200 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

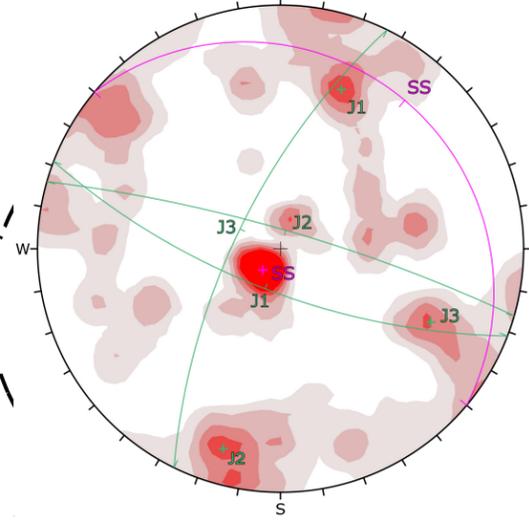


Color	Density Concentrations
Lightest	< 1.29
Light	1.29 - 2.07
Medium-Light	2.07 - 2.86
Medium	2.86 - 3.64
Medium-Dark	3.64 - 4.43
Dark	4.43 - 5.21
Darkest	5.21 <

Maximum Density	6.05%
Contour Data	Pole Vectors
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Color	Dip	Dip Direction	Label
Green	68	87	J1
Light Green	77	225	J2
Yellow	88	192	J3
Purple	13	211	SS

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	200 (200 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area



Color	Density Concentrations
Lightest	< 0.92
Light	0.92 - 1.53
Medium-Light	1.53 - 2.15
Medium	2.15 - 2.77
Medium-Dark	2.77 - 3.38
Darkest	3.38 <

Maximum Density	7.15%
Contour Data	Pole Vectors
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Color	Dip	Dip Direction	Label
Green	72	349	J1
Light Green	86	126	J2
Yellow	85	229	J3
Purple	33	208	SS

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	233 (233 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Simbología

Ejes generales

Estructuras

- Eje de pliegue
- Falla
- Escarpes
- Rumbo y buzamiento
- Talud
- Kilometraje

Carretera Rumbo Nuevo

Rio Boca de Juan Capitán

Volumen de Impacto

Deslizamientos

Curva de Nivel Principal

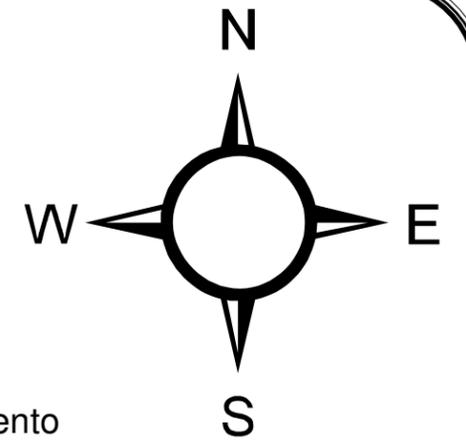
Contacto Geológico

Contacto Geológico Inferido

Formaciones Geológicas

Formación

- Fm. Agua Nueva
- Fm. Cuesta del Cura
- Fm. La Peña
- Fm. Tamaulipas Inferior
- Fm. Tamaulipas Superior



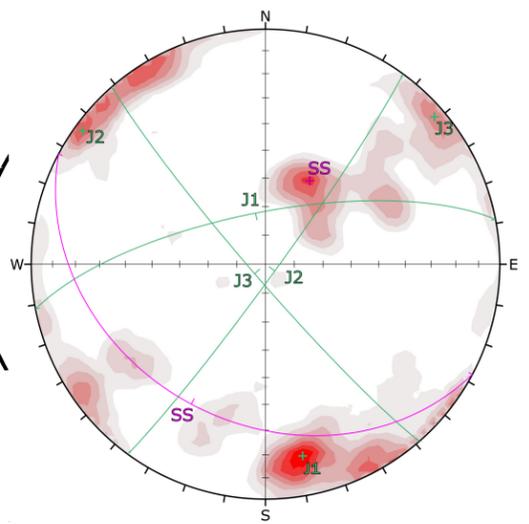
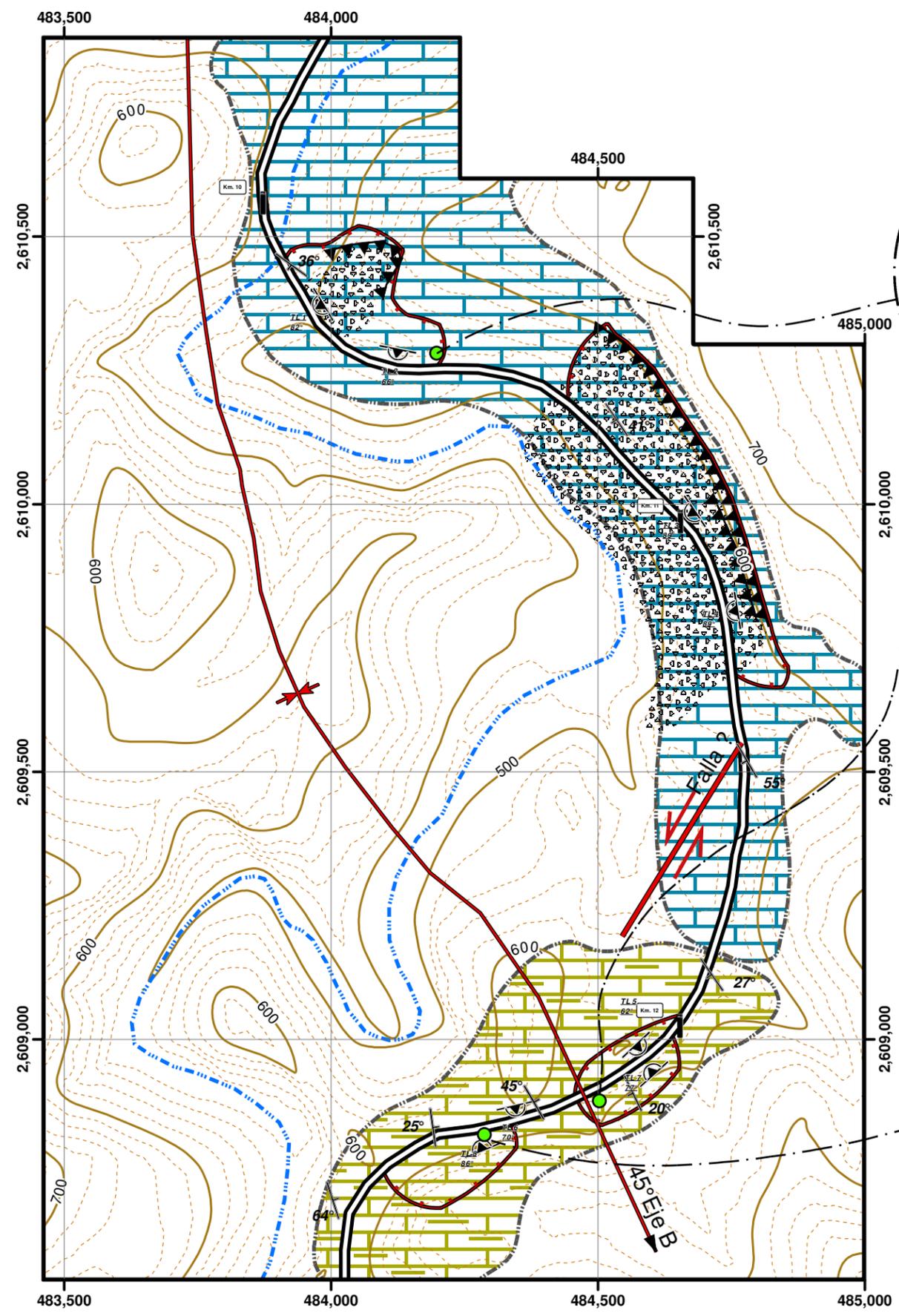
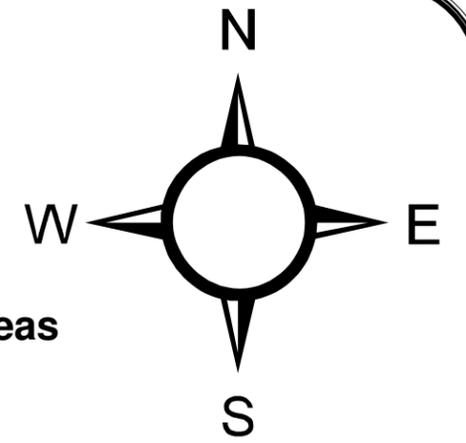
Evaluación Cinemática y Geomecánica del tramo Juan Capitán-El Chihue, Cd. Victoria, Tamaulipas, Mx.



Carta Geológica y Estructural

Tesis de Maestría en Ciencias Geológicas
Ing. Leonardo Arturo Meza Hernández

Anexo 8

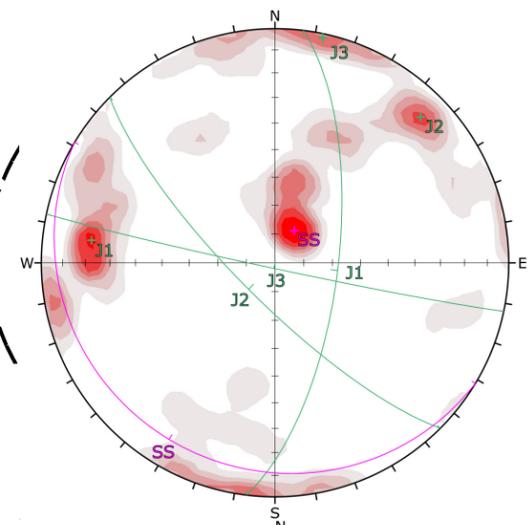


Color	Density Concentrations
	< 1.28
	1.28 - 1.81
	1.81 - 2.34
	2.34 - 2.88
	2.88 - 3.41
	3.41 - 3.94
	3.94 - 4.47
	4.47 <

Maximum Density	4.93%
Contour Data	Pole Vectors
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Color	Dip	Dip Direction	Label
1	72	349	J1
2	86	126	J2
3	85	229	J3
6	33	208	SS

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	200 (200 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

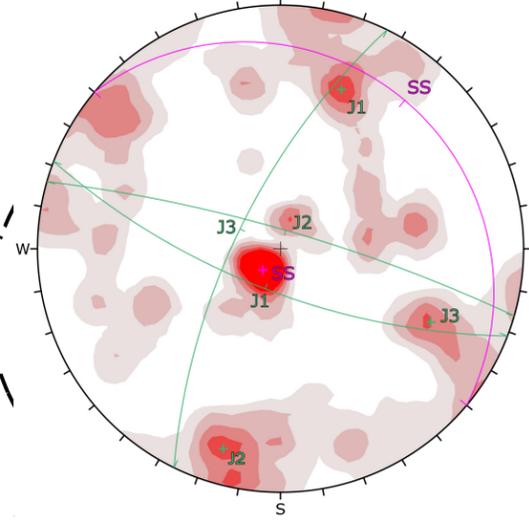


Color	Density Concentrations
	< 1.29
	1.29 - 2.07
	2.07 - 2.86
	2.86 - 3.64
	3.64 - 4.43
	4.43 - 5.21
	5.21 <

Maximum Density	6.05%
Contour Data	Pole Vectors
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Color	Dip	Dip Direction	Label
1	68	97	J1
2	77	225	J2
3	88	192	J3
4	13	211	SS

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	176 (176 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area



Color	Density Concentrations
	< 0.92
	0.92 - 1.53
	1.53 - 2.15
	2.15 - 2.77
	2.77 - 3.38
	3.38 <

Maximum Density	7.15%
Contour Data	Pole Vectors
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	233 (233 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Simbología

Unidades Homogéneas

- Macizo Clase II
- Macizo Clase III

Ejes generales

Estructuras

- Eje de pliegue
- Falla
- Escarpes
- Rumbo y buzamiento
- Talud
- Kilometraje
- Carretera Rumbo Nuevo
- Rio Boca de Juan Capitán
- Volumen de Impacto
- Deslizamientos
- Curva de Nivel Principal



Evaluación Cinemática y Geomecánica del tramo Juan Capitán-El Chihue, Cd. Victoria, Tamaulipas, Mx.



Carta Ingeniero Geológica

Tesis de Maestría en Ciencias Geológicas
Ing. Leonardo Arturo Meza Hernández