

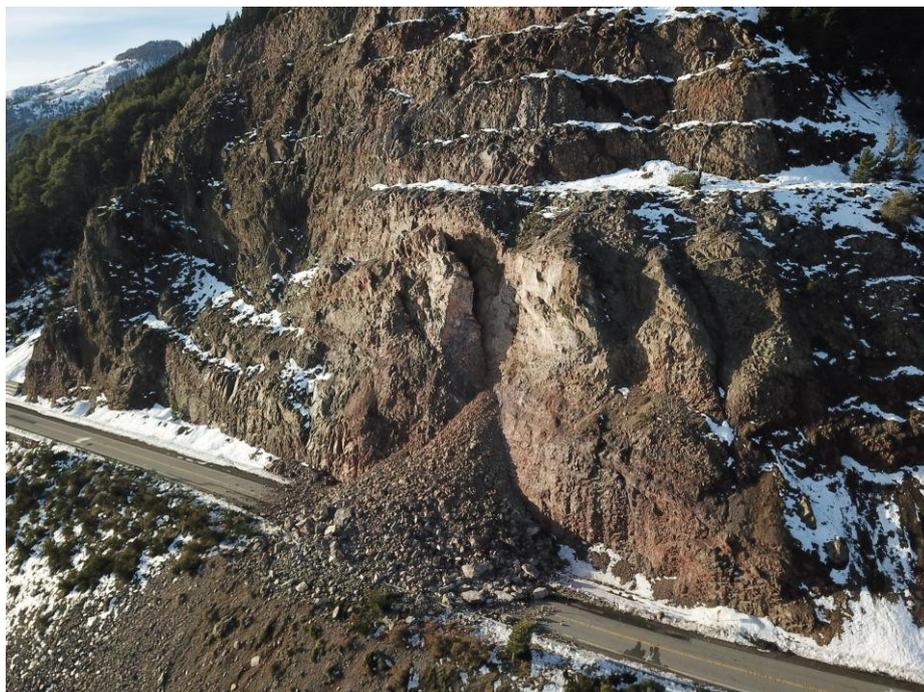


**FaIn·UNCo**  
Facultad de Ingeniería

**TRABAJO FINAL DE LICENCIATURA**

**LICENCIATURA EN CIENCIAS GEOLÓGICAS**

# **Análisis de estabilidad de taludes sobre un sector de la margen norte del brazo Huemul del lago Nahuel Huapi**



(Foto gentileza de Paramassi Andina S.R.L.)

Alumna: Elizondo, Agustina

Leg.: ING-6123

DNI: 41.010.619

Director: Lic. Catinari, Juan

Co-Director: Lic. Gatica, José

Neuquén, Octubre, 2023



## RESUMEN

En este trabajo se evaluó la estabilidad del talud ubicado en el kilómetro 2094 de la Ruta Nacional n°40 a 20 kilómetros de la ciudad de Villa La Angostura, Neuquén. Se aplicó el método empírico *SMR* de Romana (1985) y se realizó un análisis del riesgo frente a la caída de rocas aplicando el método *RRRS* de Saroglou *et al.* (2012). El talud está conformado por andesitas con distinto grado de alteración con una calidad media (*RMR* = 50-60 puntos) y por brechas volcánicas de mala calidad (*RMR* = 30-40 puntos). Ambas litologías pertenecen a la Formación Ventana de edad oligocena-miocena.

Se dividió al talud en 4 sectores donde fueron relevadas 7 estaciones geomecánicas para aplicar el índice *RMR* (Bieniawski, 1973) y se tomó la orientación de un conjunto de discontinuidades representativas por cada sector. Las discontinuidades predominantes corresponden a diaclasas a excepción de las superficies de contacto litológico entre las andesitas y brechas volcánicas presentes en el sector 2 del talud. Las diaclasas fueron clasificadas en 5 familias desde la J1 hasta la J5 en función de su actitud. Se realizó el análisis cinemático de cada discontinuidad y se determinó que la familia J1, en general, cumple los requisitos para favorecer la rotura planar. Mientras que, la familia J4, favorece la rotura por vuelco. Respecto a la rotura en cuña, las intersecciones entre pares de familias más desfavorables corresponden a las combinaciones J1-J3, J1-J5, J2-J3, J2-J5, J3-J3, J3-J5 y J5-J5. Las familias J1 y J4, así como también, los pares de familias previamente descritos, presentan valores del *SMR* correspondientes a las clases de estabilidad “totalmente inestable”, “inestable” y “parcialmente estable” para los tipos de rotura planar, por vuelco y en cuña, respectivamente. Se aplicó el índice *SMR* en conjunto con el análisis cinemático para evaluar los resultados solamente de las superficies que eran cinemáticamente posibles. El sector 4 del talud presenta la mayor susceptibilidad a la inestabilidad por caída de rocas.

**Palabras clave:** *SMR*, *RMR*, *RRRS*, evaluación estabilidad de taludes.

## ABSTRACT

*In this study it was examined the stability of the slope located on the 2094 kilometre of the Ruta Nacional n° 40 and 20 kilometres apart from the city of Villa La Angostura, Neuquén. The SMR's empirical method of Romana (1985) was applied as well as an analysis of the rockfall risk using the RRRS's method of Saroglou et al. (2012). The slope is composed by andesites with different degree of alteration with a mean quality (RMR = 50-60 points) and by bad-quality volcanic breccias (RMR = 30-40 points). Both lithologies belong to the Ventana Formation of oligocene-miocene age.*

*The slope was divided into 4 sectors where 7 geomechanical stations were surveyed in order to implement the RMR's index (Bieniawski, 1973) and the orientation of a set of representative discontinuities present in each sector was taken. The most abundant discontinuities correspond to joints without considering the lithological contact's surfaces between andesites and volcanic breccias of the second sector of the slope. The joints were classified into 5 families from J1 to J5 considering their attitude. The kinematic analysis of each of the discontinuities was performed and it was concluded that the J1's family, in general, fulfills the requirements to favor planar failure. On the other hand, the J4's family, favors toppling failure. Regarding wedge failure, the most unfavorable intersections among couples of families come from J1-J3, J1-J5, J2-J3, J2-J5, J3-J3, J3-J5 and J5-J5's combinations. The J1's and J4's families, as well as, the couple of families recently described, show values of SMR corresponding to “totally unstable”, “unstable” and “partially stable's” classes of stability for planar, toppling and wedge failure, respectively. The SMR's index was applied altogether with the kinematical analysis so as to examine only the results which came from kinematically possible's surfaces. The 4th sector of the slope has the highest susceptibility to instability by rockfall.*

**Keywords:** *SMR*, *RMR*, *RRRS*, slope stability's analysis.

## RECONOCIMIENTOS Y DEDICATORIAS

Este trabajo está dedicado a mis papás, quienes me dieron la posibilidad de formarme y de dedicarme exclusivamente al estudio de esta hermosa carrera. Además, de su incondicional apoyo en todo momento. Sin ellos no hubiese sido posible.

Quiero agradecer a la Universidad Nacional del Comahue por darme la posibilidad de estudiar y brindarme todas las herramientas necesarias para lograrlo. A todos los profesores, por educarnos y formarnos como personas y por prepararnos para los desafíos del porvenir.

A mis directores, Juan y José, por haberme acompañado en esta última etapa. Sin su ayuda no lo hubiese logrado. A Juan, por las reuniones virtuales para despejar dudas y mostrar avances del trabajo. Por los contactos compartidos que me permitieron consultar a otros profesionales sobre distintas inquietudes y que enriquecieron este trabajo y mi formación. A José, por haberme acompañado en el viaje de campo, momento crítico para el desarrollo de este trabajo por el relevamiento de los datos y por los nervios e incertidumbre que me generaba. Por la predisposición de siempre para conseguir herramientas para mejorar los datos relevados.

A Daniel Greco por la predisposición y tiempo destinado a reuniones virtuales que significaron mucho. Por darme acceso a información sobre el saneamiento y remediación del talud estudiado luego del evento del año 2019 y por enviarme muchísimas fotografías, algunas de las cuales incluyo en este trabajo.

A Lucía Sagripanti y Felipe Tapia por la reunión que me brindaron para indagar más sobre el posible origen de las brechas halladas en el talud. Fue de gran utilidad.

Quiero agradecer al jurado por el tiempo que destinaron en la evaluación de este trabajo y por sus correcciones y comentarios que permitieron lograr su mejor versión.

A todos los amigos que hice en el transcurso de este camino. Quienes hicieron que fuera mucho más ameno y divertido. Por las experiencias y consejos transmitidos. Por las charlas. Por las reuniones de estudio y de consulta. Por estar en esos momentos de nerviosismo ante parciales y finales. Espero conservar su amistad por siempre.

A mi novio, Benja, por acompañarme en este último tramo. Por sus palabras de aliento y motivación. Por estar incondicionalmente. Gracias.

## ÍNDICE

RESUMEN.....	i
ABSTRACT.....	i
RECONOCIMIENTOS Y DEDICATORIAS .....	ii
ÍNDICE .....	iii
1) INTRODUCCIÓN .....	5
2) OBJETIVOS.....	9
2.1) Objetivos generales.....	9
2.2) Objetivos específicos .....	10
3) ÁREA DE ESTUDIO.....	10
4) MARCO GEOLÓGICO REGIONAL .....	12
4.1) Unidades litoestratigráficas.....	13
4.1.1) Complejo Colohuincul.....	13
4.1.2) Batolito Patagónico Subcordillerano .....	13
4.1.3) Formación Montes de Oca.....	14
4.1.4) Formación Los Machis .....	14
4.1.5) Formación Huitrera.....	15
4.1.6) Formación Ventana.....	15
4.1.7) Depósitos glaciares indiferenciados .....	17
4.1.8) Formación Río Pireco .....	17
4.1.9) Depósitos aluviales y coluviales indiferenciados .....	17
4.2) Estructuras.....	17
4.2.1) Estructuras premesozoicas.....	17
4.2.2) Estructuras mesozoicas.....	18
4.2.3) Estructuras andinas .....	18
5) GEOMORFOLOGÍA .....	20
6) MARCO TEÓRICO DE LOS MÉTODOS EMPÍRICOS .....	21
6.1) Evaluación de la calidad de los macizos rocosos.....	21
6.1.1) Rock Mass Rating (RMR) .....	21
6.1.2) Geological Strength Index (GSI).....	24
6.2) Evaluación de la estabilidad de taludes en macizos rocosos .....	26
6.2.1) Slope Mass Rating (SMR).....	26
6.2.2) Slope Mass Rating Continuo (SMR-C).....	31
6.2.3) Análisis de riesgo por caída de rocas: Rockfall Risk Rating System (RRRS).....	33
7) METODOLOGÍA .....	35
7.1) Primera etapa de estudios en gabinete .....	35
7.2) Estudios geológicos y geotécnicos de campo .....	36

7.3)	Segunda etapa de estudios en gabinete .....	43
8)	RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	44
8.1)	Sectorización del talud, ubicación de las estaciones geotécnicas y clasificación de las diaclasas en familias .....	44
8.2)	RMR (Rock Mass Rating) .....	53
8.3)	Análisis cinemático de las discontinuidades.....	54
8.3.1)	Rotura planar .....	54
8.3.2)	Rotura por vuelco .....	58
8.3.3)	Rotura en cuña .....	59
8.3.4)	Cumplimiento de los requerimientos del análisis cinemático .....	66
8.4)	SMR (Slope Mass Rating) vs. Análisis cinemático .....	67
8.5)	RRRS (Rockfall Risk Rating System) .....	76
8.6)	Modelo de rotura propuesto para el evento de remoción en masa del año 2019 .....	78
9)	CONCLUSIONES .....	80
10)	BIBLIOGRAFÍA.....	82
11)	ANEXOS.....	86
11.1)	Descripciones petrográficas .....	87
11.1.1)	Muestras del talud.....	87
11.1.2)	Muestras del cerro Centinela .....	87
11.2)	Tablas de resultados.....	88

## 1) INTRODUCCIÓN

Los movimientos gravitatorios constituyen una amenaza natural y socioeconómica que afecta cada vez más a las comunidades (Mergili *et al.*, 2015). Este peligro geológico impacta sobre las sociedades afectando la integridad física de las personas y provocando resultados adversos sobre la economía y el medioambiente. En particular los fenómenos de remoción en masa generados en taludes o laderas inestables a la vera de las rutas y demás vías de comunicación pueden derivar, según su magnitud y demora en la remediación, en ciudades y pueblos aislados, sin el abastecimiento de alimentos, remedios ni combustibles y sin el acceso a un sistema de salud de mayor complejidad. Asimismo, se genera la interrupción del comercio local e internacional, así como también de las actividades turísticas que, en muchos casos, son la fuente principal de ingresos de esas economías. A su vez, provoca un incremento de los gastos destinados a la remediación de la infraestructura vial, entre otras consecuencias.

La remoción en masa consiste en el desplazamiento de un volumen de masa de rocas o suelo por acción de la gravedad sobre una o varias superficies de rotura (González de Vallejo *et al.*, 2002). Los procesos gravitatorios pueden ser desencadenados por diversos factores externos tales como las precipitaciones, sismos, erupciones volcánicas y la actividad antrópica producto del mecanismo de excavación utilizado para configurar el talud, la excavación del pie del talud, la modificación de la geometría del mismo (pendiente y altura), aplicación de cargas estáticas (sobrecarga en la cabecera del talud por la construcción de viviendas e infraestructura en general), variación de los niveles freáticos inducidos por el riego y construcción de presas, entre otros.

Dentro de los factores de iniciación mencionados previamente, las precipitaciones desempeñan un rol clave como desencadenantes preponderantes de los procesos de remoción en masa dentro de la Comarca Andina (González Díaz y Folguera, 2009). Los impactos que generan las lluvias son variados: por un lado, incrementan el peso específico del macizo rocoso, y por ende su peso, al saturar los poros y/o fracturas con agua. Además, minorizan la componente normal del peso del bloque potencialmente inestable, que actúa como una fuerza estabilizadora, al incrementar la presión intersticial cuyo vector se opone al de la componente normal del peso. En síntesis, las lluvias aumentan la componente tangencial del peso, que es una fuerza desestabilizadora, y reducen la componente normal del peso, que se opone a la remoción en masa. Por otro lado, el agua de las lluvias desempeña un rol como factor condicionante ya que, es la responsable de la degradación de los parámetros resistentes de las discontinuidades, así como también de la meteorización tanto física como química de los macizos rocosos reduciendo sus parámetros resistentes (cohesión y ángulo de fricción interna) a largo plazo. En la Comarca Andina juega un papel preponderante la crioclastia, que es un tipo de meteorización física, que incrementa el grado de fracturamiento del macizo rocoso favoreciendo la circulación del agua dentro del mismo, propiciando la meteorización química fundamentalmente sobre las superficies de las discontinuidades y el empuje de bloques inestables producto de la expansión del hielo en las fisuras.

Estos factores de iniciación o desencadenantes actúan incrementando las fuerzas desestabilizadoras y/o reduciendo las fuerzas estabilizadoras sobre una superficie de rotura o discontinuidad, cinemáticamente posible, provocando una modificación del factor de seguridad hasta valores iguales o menores que 1. Esto implica una intervención en el equilibrio dinámico de las pendientes (Mergili *et al.*, 2015). Es interesante destacar que la ocurrencia de los movimientos gravitatorios tiene como objetivo llevar al sistema a un nuevo estado de equilibrio (González de Vallejo *et al.*, 2002).

Por lo expuesto anteriormente, se desprende la idea que la remoción en masa es un eslabón dentro de una cadena de procesos que incluyen precipitaciones, inundaciones fluviales y pluviales, movimientos telúricos y erupciones volcánicas. Por lo tanto, es difícil separar, por ejemplo, los daños generados por un sismo de los provocados por un flujo de detritos desencadenado por el mismo terremoto. De esta manera, los movimientos gravitatorios no siempre son considerados como eventos

individuales y esta es la causa por la cual algunos de los mayores desastres generados por la inestabilidad de laderas en el mundo y, en particular, en la región de los Andes, no están incluidos en las estadísticas (Mergili *et al.*, 2015).

Además del estudio de los factores de iniciación es vital la comprensión de los elementos condicionantes que actúan sobre un talud o ladera y son intrínsecos al material constituyente del mismo (roca o suelo). Estos factores provocan una mayor o menor predisposición a que ocurra un fenómeno gravitatorio. Dentro de estas variables se incluyen, para taludes en macizos rocosos, la orientación relativa de las discontinuidades respecto del talud bajo estudio que define el tipo de rotura (plana, en cuña, por vuelco, etc.); las características de las mismas tales como la rugosidad, abertura, relleno, grado de alteración y longitud; el grado de fracturamiento relacionado con la separación de las discontinuidades; la competencia de la matriz rocosa y la condición hidrogeológica. Esta última se vincula con la disponibilidad de agua, agente responsable por excelencia de la degradación de los parámetros resistentes de las discontinuidades y de la meteorización física y química que disminuye la calidad del macizo rocoso a largo plazo. Sin embargo, la orientación de las discontinuidades respecto del talud, entendiéndose dirección de buzamiento y buzamiento de las superficies de rotura versus dirección de buzamiento y pendiente del talud, constituye el factor geológico preponderante que condiciona la estabilidad de las laderas y el tipo de rotura en taludes en roca (Wyllie y Mah, 2005). En el caso de taludes en suelos, su granulometría, grado de compactación, peso específico y condiciones hidrogeológicas determinan las propiedades resistentes y el comportamiento del talud además de los parámetros geométricos del mismo (altura y pendiente) (González de Vallejo *et al.*, 2002). Estos últimos autores clasifican a los factores condicionantes en factores geológicos, geotécnicos, hidrogeológicos y geométricos.

Otros factores condicionantes a analizar son el mecanismo de excavación implementado, la presencia de vegetación, la orientación de las laderas respecto a la generación de zonas de solana y umbría y el perfil de la misma. A la hora de diseñar un talud en roca cuando no es ripable se debe recurrir a técnicas de voladura tanto de producción como de contorno (de recorte y precorte) con la precaución de no incrementar el grado de fracturamiento ni la abertura de las discontinuidades del macizo rocoso que quedarán conformando al talud (Ayala Carcedo *et al.*, 1987).

Marín Sánchez y Osorio (2017) realizaron una revisión acerca del efecto de la vegetación en la estabilidad de taludes en suelos haciendo énfasis en los mecanismos hidrológicos y mecánicos generados por la misma. Ambos autores concluyen que en términos generales la vegetación incrementa la estabilidad. Sin embargo, es necesario analizar cada situación en particular considerando que la cobertura vegetal genera fuerzas tanto resistentes como impulsoras y es necesario evaluar su magnitud para saber el impacto general que tendrá la misma. A este aspecto se le suma la dificultad de cuantificar estas variables y la necesidad de profundizar las investigaciones sobre esta temática. Sin embargo, en la Comarca Andina el efecto de la vegetación sobre los taludes en macizos rocosos se considera desestabilizador por la apertura de las discontinuidades debido al accionar de las raíces.

La forma o perfil de la ladera puede ser convexa, plana o cóncava (Gutiérrez Elorza, 2008) y condiciona la acumulación de agua, nieve y sedimentos y la dirección de flujo de la escorrentía superficial siendo las laderas convexas las más estables en comparación con las cóncavas que concentran la infiltración y canalizan el escurrimiento haciéndolas más propensas a la erosión y a la remoción en masa (Steinacher *et al.*, 2009 en Mizerit, 2017).

Finalmente, la orientación de las laderas condiciona el grado de exposición de las mismas a la insolación generando zonas de solana y de umbría donde el contenido de humedad se ve incrementado en esta última. En la Argentina, las laderas con orientación norte reciben mayor insolación que las del sur (Mizerit, 2017). Asimismo, el análisis de la exposición de las pendientes está relacionado con el retroceso de los glaciares de este a oeste dejando las laderas orientales más susceptibles a los movimientos gravitacionales. Esto se debe a que el retroceso de los glaciares ocasionó descompresiones de las rocas constituyentes de las laderas incrementando la abertura de las discontinuidades sumado al efecto directo de la crioclastía y al efecto indirecto que este tipo de

meteorización física genera favoreciendo los procesos de meteorización química (Ferreyra *et al.*, 2005 en Cotelo, 2019).

El riesgo que implican los movimientos gravitatorios se ha visto exacerbado debido al incremento de la urbanización en zonas poco aptas para tal fin, aumentando la exposición de la población frente a los procesos de remoción en masa. El inapropiado uso del terreno se debe fundamentalmente a la falta de políticas públicas de Ordenamiento Ambiental Territorial (OAT) sustentadas en relevamientos y estudios técnicos multidisciplinares de los que surgen mapas de peligro y riesgo respecto a esta problemática y que permiten la implementación de medidas no estructurales y estructurales (González de Vallejo *et al.*, 2002). Las primeras hacen referencia al ordenamiento territorial, es decir, evitar que zonas con elevadas peligrosidades frente a los movimientos gravitatorios sean urbanizadas. Estas medidas no estructurales son muy efectivas y de bajo costo siempre y cuando sean ejecutadas previamente a la urbanización del territorio en cuestión o en áreas escasamente pobladas. En ciudades ya instaladas y configuradas dejan de ser factibles debido a los costos que implicaría movilizar a toda una ciudad. En estas circunstancias adquieren mayor relevancia las medidas estructurales que abarcan la aplicación de medidas de mitigación tanto activas como pasivas según actúen evitando el desencadenamiento de la remoción en masa o tratando de reducir los daños una vez ocurrido el evento, respectivamente. Cabe destacar que una vez implementadas las medidas estructurales es crucial la auscultación de dichas obras a lo largo del tiempo y la elección de las mismas dependerá, entre otros factores, de la accesibilidad al talud que condiciona el grado de mantenimiento que se pueda hacer de los sistemas de estabilización y de protección aplicados.

A la hora de enfrentar la problemática de la inestabilidad de laderas es crucial adoptar una actitud proactiva en vez de reactiva. Una actitud reactiva consiste en actuar una vez ocurrido un evento. Esto conlleva a tener que tomar decisiones dentro de un contexto de emergencia donde el tiempo apremia, hay escasez de los recursos humanos y materiales necesarios tanto en cantidad como en calidad y se incrementan los costos ante la imposibilidad de pedir varios presupuestos y sobre todo ante el requerimiento de los mismos en el cortísimo plazo. Sin considerar el escenario de pérdidas de vidas humanas, el impacto en las actividades económicas y el daño medioambiental. Por estos motivos, es fundamental afrontar el análisis de la estabilidad de taludes (superficie inclinada de origen antrópico) y laderas (superficie inclinada de origen natural) de manera proactiva entendiendo la génesis del proceso, gestionando el riesgo aplicando medidas de mitigación activas y pasivas, desarrollando políticas de Ordenamiento Ambiental Territorial y comunicando los peligros y riesgos, concientizando a la sociedad y elaborando planes de contingencia. Asimismo, es vital evaluar y gestionar esta problemática, como muchas otras, con una visión global más allá de los límites fronterizos tendiendo puentes para la cooperación internacional. Esta política permitiría el desarrollo de medidas de mitigación conjuntas ya que, como se ha mencionado en párrafos precedentes, la cadena de procesos naturales que inician y derivan en un evento de remoción en masa no distinguen límites administrativos (Mergili *et al.*, 2015). Por ejemplo, un terremoto con epicentro en un país puede afectar a otros, así como también los depósitos piroclásticos producto de una erupción volcánica pueden superar las fronteras entre países.

Como se mencionó en este apartado, la evaluación, gestión y comunicación del riesgo de los movimientos de masas requiere un enfoque multidisciplinar y global y además de todos los factores a analizar que han sido citados hasta el momento se requiere el estudio del impacto del cambio climático, de los fenómenos de la Niña-Niño, de la deforestación y de los incendios forestales. Estos dos últimos sucesos con un origen antrópico a excepción de incendios forestales que puedan ser causados por tormentas eléctricas, repercuten en la extensión de la cobertura vegetal y, por consiguiente, inciden en el balance hídrico, aumentan la erosión de los suelos y se anula el efecto de anclaje que los sistemas radiculares proveen al mismo. Es decir, se minimiza el efecto, en general, positivo de la vegetación en la estabilidad de laderas (Marín Sánchez y Osorio, 2017).

Respecto a los fenómenos de la Niña-Niño, ambos corresponden a las fases extremas del fenómeno ENOS cuyas siglas significan El Niño-Oscilación Sur o ENSO por sus siglas en inglés. La importancia

del ENOS radica en que condiciona la distribución de las precipitaciones. Para determinar la fase del ENOS se recurre al cálculo del *ONI* (Índice Oceánico El Niño por sus siglas en inglés). Este índice representa la desviación del promedio de la temperatura superficial del océano Pacífico relevada en un área específica de este mismo llamada El Niño 3.4 (5° S – 5° N; 170° W – 120° W) (Ramírez Builes y Jaramillo Robledo, 2009). A partir del *ONI* se divide al ENOS en 3 fases: una cálida, equivalente a El Niño; una fría denominada La Niña y una fase Neutra. La necesidad de predecir la fase del ENOS se debe a que provocará modificaciones en las precipitaciones provocando un exceso o estrés hídrico y, como se dijo anteriormente, tendrá un impacto en la generación de procesos de remoción en masa. Por ejemplo, en la Argentina durante la fase de El Niño se incrementan las precipitaciones en la región central y noreste (Kurtz *et al.*, 2015). En el trabajo de Ramos *et al.* (2015) se realizó un análisis estadístico para la provincia de Mendoza que demostró una mayor actividad de deslizamientos durante la fase de El Niño en la Cordillera Frontal. Por su parte, el cambio climático también genera una modificación de la distribución e intensidad de las precipitaciones haciéndola una variable a evaluar en este contexto.

En los párrafos precedentes, se trató de exponer la gran cantidad de variables que hay que relevar, correlacionar y analizar a la hora de abordar la problemática de los movimientos gravitacionales. El análisis de la estabilidad de taludes (o laderas) tiene dos campos de aplicación: por un lado, el diseño de un talud estable y, por otro, la evaluación de la estabilidad de un talud ya excavado o de una ladera y su posterior estabilización aplicando medidas de mitigación activas y/o pasivas. Hay 4 métodos de análisis: los empíricos, determinísticos, probabilísticos y el observacional. Es deseable la aplicación de estos métodos en conjunto ya que, cada uno tiene ventajas y algunas desventajas (Bieniawski, 2011).

Los métodos empíricos están compuestos por las clasificaciones geomecánicas basadas en el estudio de numerosos casos históricos alrededor del mundo. Se han desarrollado clasificaciones geotécnicas para definir la calidad del macizo rocoso y para determinar la estabilidad de un talud. Dentro de las primeras, se destacan el *RMR* (*Rock Mass Rating*) de Bieniawski (1973) (citado en Bieniawski, 1989) y la *Q* de Barton *et al.* (1974). Existen métodos empíricos desarrollados exclusivamente para evaluar la estabilidad de taludes. Algunos de ellos son: el *SMR* de Romana (1985) (citado en Romana *et al.*, 2001 y 2015), *Rockfall Hazard Rating System (RHRS)* (Pierson *et al.*, 1990), *Modified Rockfall Hazard Rating System (MRHRS)* (Budetta, 2004), *Slope Mass Rating Continuo (SMR-C)* (Tomás *et al.*, 2009), *Rockfall Risk Rating System (RRRS)* de Saroglou *et al.* (2012), *Slope Quality Rating (SQR)* (Fereidooni *et al.*, 2015), *Q-Slope* (Bar y Barton, 2018), entre otros. Las clasificaciones geomecánicas funcionan como un sistema de comunicación universal para fines ingenieriles (Bieniawski, 1989; Pantelidis, 2009 y Tomás *et al.*, 2009) debido a que son un nexo entre las descripciones geológicas cualitativas y los datos cuantitativos que se requieren en la ingeniería (Bieniawski, 2011). Asimismo, se caracterizan por su relativa sencillez y fácil aplicación en el campo, así como también por la asignación de puntuaciones tabuladas a los parámetros utilizados.

Los métodos determinísticos, como el de equilibrio límite, se basan en cuantificar el factor de seguridad del talud al asignar valores conocidos o supuestos, según el escenario, a los parámetros físicos y resistentes actuantes sobre la superficie de rotura, así como también evalúan los parámetros de diseño de las medidas de mitigación. De esta manera, analizan las fuerzas estabilizadoras y desestabilizadoras que actúan sobre la superficie de rotura y que son dependientes de los factores condicionantes y desencadenantes. En este punto se diferencian de las clasificaciones geomecánicas que no evalúan la resultante de las fuerzas actuantes sobre la superficie de rotura y analizan únicamente los factores condicionantes que determinan la mayor o menor susceptibilidad de un talud a la inestabilidad. Por este motivo, los métodos empíricos son una primera aproximación al análisis de estabilidad. Los métodos probabilísticos, por su parte, calculan la probabilidad del factor de seguridad, es decir la probabilidad de rotura de un talud bajo las condiciones reinantes. Para ello requieren las funciones de distribución de los distintos parámetros de entrada incrementando su complejidad de aplicación.

Finalmente, el método observacional consiste en la toma de datos resistentes, de deformabilidad y parámetros varios necesarios en la evaluación de la estabilidad de un talud a medida que progresa la excavación o que se desarrollan los eventos de remoción en masa. Esto permite verificar, en tiempo real, las hipótesis y modelos definidos mediante los otros métodos de aproximación como los empíricos, determinísticos y probabilísticos retroalimentando dichos modelos (Bieniawski, 2011) adaptándolos a los parámetros reales y a las modificaciones que se vayan sucediendo. Por ejemplo, producto del método de excavación utilizado se puede incrementar el grado de fracturamiento del macizo rocoso y la abertura de las discontinuidades; así como también al aumentar la pendiente del talud más discontinuidades se verán descalzadas por el paramento del mismo o la modificación de la orientación relativa de las discontinuidades respecto del talud ante la necesidad de cambiar la orientación del mismo en una o varias secciones favoreciendo un tipo de rotura determinada. Uno de los puntos fuertes de las clasificaciones geomecánicas es su mayor sencillez y rapidez de aplicación en el campo consistente con la velocidad de las excavaciones (Budetta, 2004) que permite la retroalimentación de los modelos de manera constante.

A los desafíos técnicos de analizar los taludes y laderas que rodean a los miles de kilómetros de rutas y demás vías de comunicación se le suma la existencia de presupuestos acotados tanto para la evaluación de su estabilidad como para la aplicación de medidas de estabilización y/o protección y su posterior mantenimiento. Por lo tanto, la confección de un listado o *ranking* de taludes o tramos de rutas ordenados según su peligrosidad y riesgo frente a los movimientos de masas, en base a métodos empíricos, permite asignar eficientemente los escasos recursos económicos y técnicos a aquellos taludes que requieren de manera imperiosa la aplicación de medidas de mitigación. Por otro lado, el hecho de tener un plan de acción detallado respecto a la forma de lidiar con los taludes inestables sirve como respaldo jurídico ante eventuales reclamos judiciales de damnificados (Pierson *et al.*, 1990).

En la Provincia del Neuquén, Argentina, la Ruta Nacional (RN) n° 40, que conecta a la ciudad de Villa La Angostura con la ciudad rionegrina de San Carlos de Bariloche mediante la RN n° 237, ha sido testigo de innumerables eventos de remoción en masa. Muchos de los cuales fueron desencadenados por intensas precipitaciones como además fuera propuesto para las avalanchas, flujos, deslizamientos y caídas de rocas ocurridos en la cordillera Neuquina al sur de los 38° latitud sur (González Díaz y Folguera, 2009). Uno de los eventos de remoción en masa que mayor atención de la comunidad atrajo, por la magnitud de los inconvenientes que generó, es el vuelco ocurrido en el kilómetro 2094 de la RN n° 40, el 23 de julio del año 2019, que provocó el corte total de la misma y derivó en un sinnúmero de complicaciones. Por tal motivo, el objetivo principal de este trabajo es la evaluación de la estabilidad de dicho talud. No quisiera terminar esta introducción sin hacer mención a los recientes movimientos gravitacionales que han ocurrido durante el desarrollo de este trabajo: el flujo de barro que afectó al kilómetro 2119 de la RN n° 40 el 19 de agosto del 2021 y que provocó la interrupción del tránsito y, particularmente, afectó al comercio con Chile; la caída de rocas del 27 de abril del año 2022 a 100 metros de la ciudad de San Martín de los Andes; las caídas de rocas del 14 y 28 de junio del 2022 sobre la RN n° 40 en los kilómetros 2 y 2278 en la Cuesta de La Rinconada, respectivamente. Durante la corrección de este trabajo, el talud sujeto a análisis sufrió otro evento de remoción en masa el pasado 6 de junio del 2023. Estos sucesos generaron interrupciones del tránsito por un par de horas y daños materiales en algunos vehículos. Lo expuesto anteriormente afirma la imperiosa necesidad de abordar la problemática de la inestabilidad de laderas/taludes de manera proactiva, multidisciplinaria y global.

## 2) OBJETIVOS

### 2.1) Objetivos generales

- Evaluar la estabilidad del talud ubicado en el kilómetro 2094 de la Ruta Nacional n° 40.

## 2.2) Objetivos específicos

- Aplicar el método empírico *SMR* de Romana (1985) para analizar la estabilidad del talud bajo análisis.
- Realizar un análisis cinemático de las discontinuidades aflorantes en el talud estudiado.
- Determinar la calidad del macizo rocoso utilizando la clasificación geomecánica *RMR* de Bieniawski (1973).
- Confeccionar un mapa geológico-geotécnico del sector de análisis correspondiente al cerro Centinela (escala 1:15.000).
- Implementar el método *RRRS* de Saroglou *et al.* (2012) para evaluar el riesgo frente a la caída de rocas.
- Proponer el conjunto de medidas de mitigación necesarias en base a la puntuación obtenida de los métodos de Romana (1985) y Saroglou *et al.* (2012).

## 3) ÁREA DE ESTUDIO

En los trabajos de gabinete previos a la salida de campo se planteó como área de estudio preliminar un tramo de la RN n° 40 entre los kilómetros 2079 y 2096. Se determinaron 3 sitios posibles a estudiar en este trabajo mediante fotointerpretación de imágenes satelitales y análisis de las pendientes considerando además la accesibilidad a los mismos desde la ruta. Sin embargo, para organizar las tareas a realizar en el campo y asignar eficientemente el escaso tiempo y los recursos económicos, humanos y técnicos, se decidió priorizar el estudio del talud del kilómetro 2094 (punto 1 de la Figura 1) respecto a los otros dos, como consecuencia de haber tenido problemas de estabilidad en el pasado remontándonos al evento ocurrido en julio del año 2019.

El talud cuya estabilidad fue evaluada en este trabajo se localiza en el kilómetro 2094 de la RN n° 40 (40° 53' 56,71" S y 71° 29' 26,51" O) sobre la margen norte del brazo Huemul del lago Nahuel Huapi, en el extremo sur de la provincia del Neuquén, en el departamento Los Lagos. El área está comprendida dentro del segmento norte de la provincia geológica de los Andes Patagónicos Septentrionales (Ramos, 1999) dentro de la Zona Volcánica Sur de los Andes del Sur.

Por otro lado, se escogió este talud para evaluar su estabilidad por el aporte que este trabajo podría significar en la búsqueda de estabilizar dicho talud identificando las discontinuidades más desfavorables para su estabilidad para los distintos tipos de rotura (planar, vuelco y en cuña). Cabe destacar que la empresa Paramassi Andina S.R.L. junto con Vialidad Nacional fueron las encargadas del saneamiento del talud y posterior aplicación de medidas de mitigación tanto de estabilización como de protección luego del vuelco acaecido en el año 2019. Se sugiere al lector consultar la metodología detallada en el apartado 7.1) para tener más información sobre la sectorización realizada.

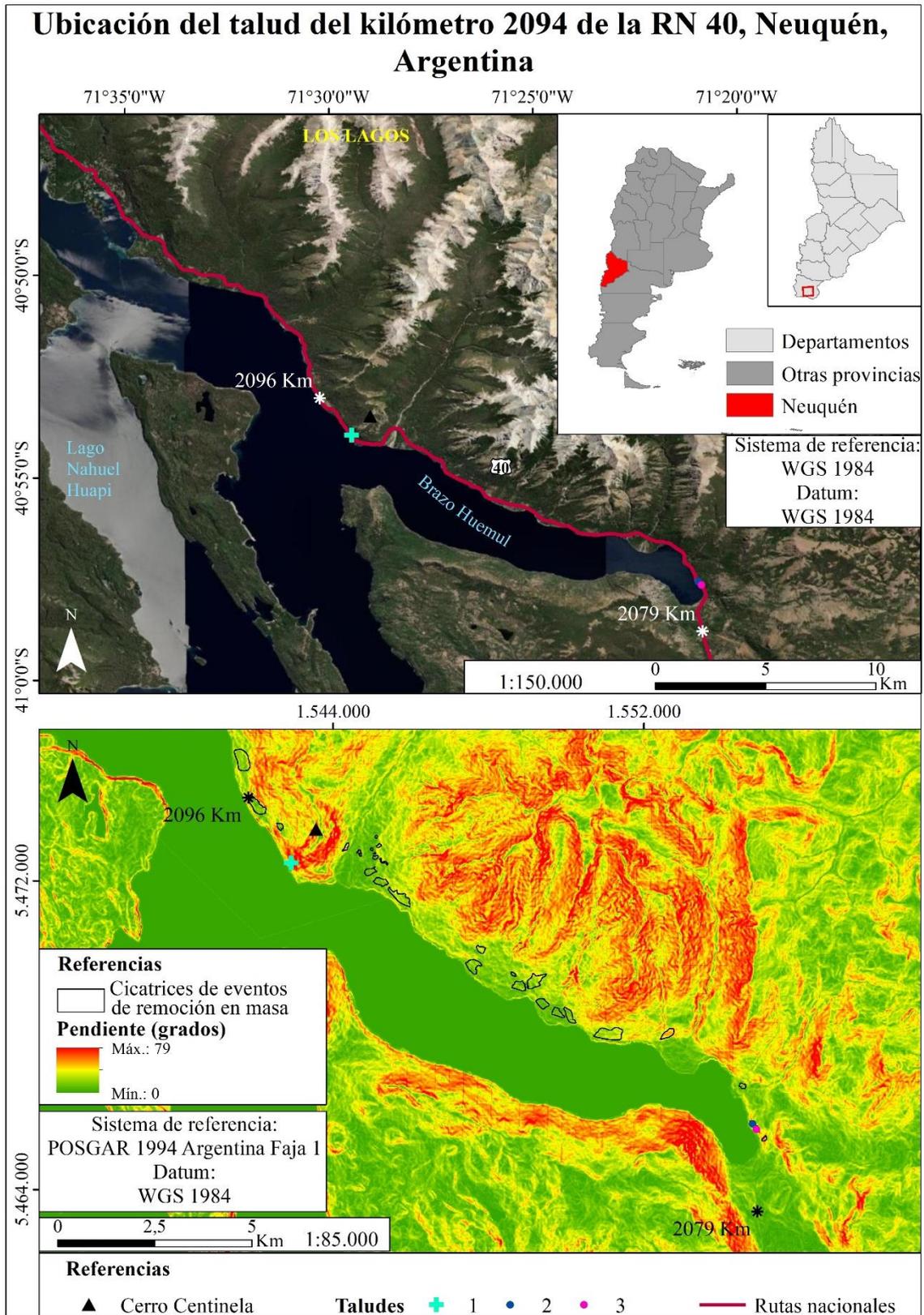


Figura 1: Mapa de la ubicación del tramo de la RN n° 40 entre los kilómetros 2096 y 2079, inicialmente propuesto para este estudio, con la localización de los 3 sitios posibles de estudio de detalle (puntos n° 1, 2 y 3). El punto n° 1 corresponde al talud evaluado en este trabajo. Se presenta un mapa de pendientes y la demarcación de posibles cicatrices producto de eventos de remoción en masa previos. El mapa de pendientes incluye los taludes excavados para la construcción de la ruta y uno de ellos es el aquí estudiado. Aclaraciones: la imagen satelital proviene del servicio *online* de *ArcGIS*; las capas vectoriales de las rutas nacionales y de las localidades fueron importados del servicio de vectores en web del IGN.

#### 4) MARCO GEOLÓGICO REGIONAL

El mapa geológico regional (Figura 2) fue confeccionado en base a la recopilación cartográfica de la Hoja Geológica San Martín de los Andes de Escosteguy *et al.* (2013) y de los trabajos de Ramos *et al.* (2014) y de Orts *et al.* (2015) fue ajustado por fotointerpretación de imágenes satelitales obtenidas del servidor de *ArcGIS online*. La recopilación cartográfica fue crucial debido a que la identificación de las distintas unidades se vio impedida o fue dificultosa debido a la exuberante cobertura vegetal y a la prácticamente ausencia de contrastes notorios entre dichas unidades que permitieran discriminarlas mediante fotointerpretación. Se le suma la información obtenida durante el relevamiento de campo realizado sobre el cerro Centinela que permitió modificar el límite propuesto entre las Formaciones Ventana y Los Machis. Para la denominación de las unidades litoestratigráficas se siguió el criterio expuesto en la Hoja Geológica San Martín de los Andes. Se decidió que el área cartografiada, tanto del mapa geológico regional como del mapa geomorfológico (consultar el apartado GEOMORFOLOGÍA), abarcara la cuenca hidrográfica del río Huemul. En los siguientes apartados se describirán las unidades litoestratigráficas aflorantes, resumidas en el cuadro estratigráfico de la Tabla 1, así como también, se detallarán las estructuras presentes.

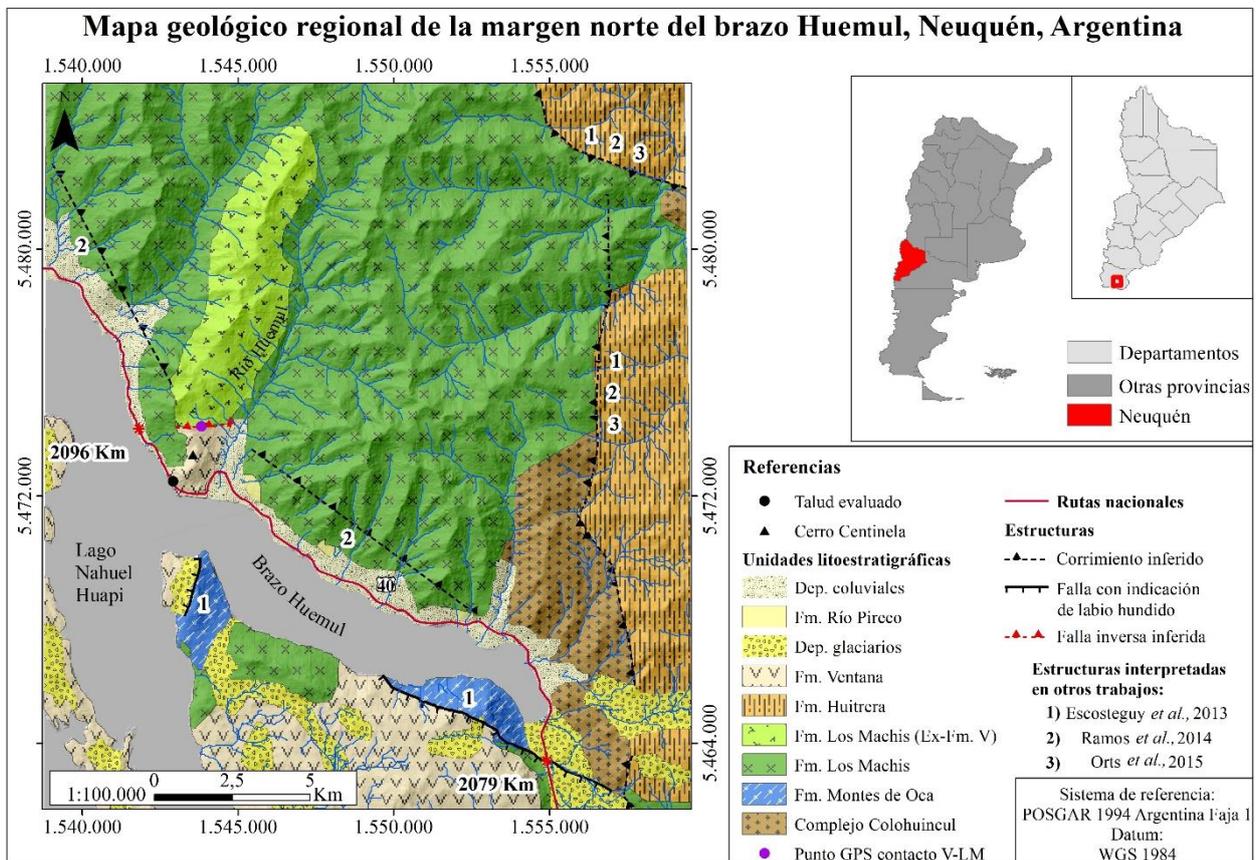


Figura 2: Mapa geológico regional a escala 1:100.000 de la margen norte del brazo Huemul del lago Nahuel Huapi. Aclaraciones: la abreviatura Fm. V corresponde a la Formación Ventana; la capa vectorial de las rutas nacionales fue importada del servicio de vectores en web del IGN.

ERA	SISTEMA	SERIE	PISO	UNIDAD LITOSTRATIGRÁFICA	LITOLOGÍA
Cenozoico	Cuaternario	Holoceno	Superior	Depósitos coluviales	Gravas, arenas y limos constituyentes de las planicies y abanicos aluviales y deltas
			Inferior	Fm. Río Pireco	Depósitos piroclásticos de cenizas y lapilli
		Pleistoceno	-	Depósitos glaciares	Depósitos de till de morenas de fondo y terminales
	Neógeno	Plioceno	Superior	Fm. Ventana	Rocas volcánicas (andesitas y dacitas y, secundariamente, basaltos y riolitas), piroclásticas (tobas y brechas volcánicas) y sedimentarias clásticas marinas
		Mioceno	Inferior		
	Paleógeno	Oligoceno	Paleoceno - Eoceno	Inferior	Fm. Huirera
-				-	
Mesozoico	Cretácico	-	-	Fm. Los Machis	Granodioritas y, subordinadamente, tonalitas, dioritas y granitos
	Jurásico	Medio - Superior	-	Fm. Montes de Oca	Rocas volcánicas mesosilíceas, sedimentarias clásticas continentales y piroclásticas
		Inferior	-	Batolito Patagónico Subcordillerano	Granodioritas, tonalitas, monzodioritas cuarzosas y monzogranitos biotíticos con dioritas y leucogranitos subordinados
Paleozoico	Devónico - Carbonífero	-	-	Complejo Colohuincul	Rocas metamórficas e ígneas (micaesquistos, esquistos cuarzosos, paragneises, ortogneises, migmatitas y anfibolitas; granodioritas y tonalitas)

Tabla 1: Cuadro estratigráfico resumiendo las unidades litoestratigráficas aflorantes en el área de estudio.

## 4.1) Unidades litoestratigráficas

### 4.1.1) Complejo Colohuincul

Esta unidad integra al basamento cristalino aflorante en los Andes Patagónicos Septentrionales y abarca tanto a rocas metamórficas como ígneas dada la dificultad de separar a ambos tipos litológicos como consecuencia del paisaje accidentado, escarpado y densamente vegetado (Escosteguy *et al.*, 2013). Este criterio adoptado está en consonancia con lo definido en la Hoja Geológica San Carlos de Bariloche (Giacosa *et al.*, 2005). Sin embargo, esta unidad fue descrita previamente por varios autores tales como Turner (1965, 1973), Dalla Salda *et al.* (1991b) (citados en Gargiulo, 2006a y Escosteguy *et al.*, 2013), entre otros quienes le asignaron denominaciones diversas y adoptaron criterios disímiles sobre el agrupamiento o separación entre las metamorfitas y los granitoides.

El Complejo Colohuincul está compuesto por micaesquistos, paragneises, esquistos cuarzosos, ortogneises, migmatitas y anfibolitas (Martínez *et al.*, 2012) y por las granodioritas y tonalitas que intruyen a las metamorfitas anteriores. Dichas rocas metamórficas provienen de protolitos sedimentarios e ígneos de composición intermedia. Este complejo ha sido datado como devónico-carbonífero. Estas edades surgieron de las dataciones realizadas mediante el método U-Pb por Varela *et al.* (2005) (citado en Gargiulo, 2006a, Martínez *et al.*, 2012 y Escosteguy *et al.*, 2013), Martínez *et al.* (2012), entre otros que arrojaron edades entre 419-350 Ma y 392 y 350 Ma, respectivamente. El advenimiento de técnicas de datación absoluta más precisas como el método U-Pb convencional y su variante SHRIMP han arrojado claridad a la edad del Complejo Colohuincul ya que, anteriormente las dataciones realizadas dieron valores muy diferentes desde edades precámbricas hasta carboníferas.

En el trabajo de Martínez *et al.* (2012) se interpretó que el Complejo Colohuincul representa la fase Chánica del ciclo orogénico Famatiniano producto de la colisión de Chilenia con el sector occidental de Gondwana.

### 4.1.2) Batolito Patagónico Subcordillerano

Esta unidad abarca a las rocas intrusivas del denominado Cinturón Subcordillerano. Este último es un cinturón discontinuo de afloramientos de rocas ígneas del Jurásico Inferior y sedimentos liásicos. La denominación de Batolito Subcordillerano fue asignada por Gordon y Ort (1993) (citado en Gargiulo, 2006a). Se trata de granodioritas, tonalitas, monzodioritas cuarzosas y monzogranitos

biotíticos con dioritas y leucogranitos subordinados. Rapela *et al.* (2005) aportaron nuevas dataciones sobre circones mediante el método U-Pb SHRIMP que arrojaron edades entre 188 – 178 Ma que corresponden al Jurásico Inferior.

Por su geoquímica subcalina metaluminosa se concluyó que el Batolito Subcordillerano representa un magmatismo de arco relacionado a subducción a lo largo del margen proto-Pacífico de Gondwana (Rapela *et al.*, 2005).

Esta unidad no fue identificada en la Hoja Geológica San Martín de los Andes (Escosteguy *et al.*, 2013) pero Gargiulo (2006a) la identificó intruyendo al Complejo Colohuincul en el extremo oriental del brazo Huemul. En este sector, Gargiulo (2006b) identificó diques básicos de las formaciones Montes de Oca y Ventana intruyendo al Batolito Patagónico Subcordillerano. Sin embargo, el Batolito Patagónico Cordillerano no se encontró afectado por los diques hornfelizados de la Formación Montes de Oca. En base a estas relaciones estratigráficas observadas, la autora distinguió a los intrusivos precretácicos correlacionándolos con el Batolito Patagónico Subcordillerano y definió que el Batolito Patagónico Cordillerano fue el responsable del metamorfismo térmico que afectó a la Formación Montes de Oca.

#### **4.1.3) Formación Montes de Oca**

Fue definida formalmente por González Díaz (1978) (citado en Gargiulo, 2006b y Escosteguy *et al.*, 2013). Está integrada por rocas volcánicas, sedimentitas clásticas continentales y piroclastitas (tobas silicificadas) y fue dividida en dos secciones, una inferior donde predominan las volcanitas mesosilíceas y una superior donde dominan las facies sedimentarias (areniscas, areniscas conglomerádicas, pelitas y conglomerados subordinados). Rasgos distintivos que caracterizan a esta formación son la presencia de hornfels en las cercanías de los plutones mesozoicos, fundamentalmente de la Formación Los Machis, y la diseminación de piritita que permiten diferenciarla de unidades con litologías similares como la Formación Ventana (Escosteguy *et al.*, 2013).

Valores radimétricos K/Ar realizados por González Díaz (1982) (citado en Gargiulo, 2006b) adjudicaron una edad jurásica media para la sección inferior de la Formación Montes de Oca. Por otro lado, las dataciones aportadas por González Díaz y Lizuaín (1984) (citado en Gargiulo, 2006b) varían entre 155 y 120 Ma (Jurásico Superior-Cretácico Inferior). En el sector oriental del brazo Huemul, Gargiulo (2006b) identificó diques basálticos, correspondientes a esta unidad, intruyendo al Batolito Patagónico Subcordillerano. Debido a estas relaciones estratigráficas observadas en el campo y a la edad del Batolito Subcordillerano, la edad de la Formación Montes de Oca es posterior al Jurásico Inferior y es más antigua que la Formación Los Machis. Como consecuencia de la intrusión del Batolito Andino Patagónico (Formación Los Machis) durante el Cretácico, los diques de la Formación Montes de Oca son metamorfizados en facies de hornfels anfibólicos.

#### **4.1.4) Formación Los Machis**

Esta denominación se debe a González Díaz (1978) (citado en Gargiulo, 2006b y Escosteguy *et al.*, 2013) y engloba, principalmente, a granodioritas y de manera subordinada a tonalitas, granitos y dioritas aflorantes en las principales elevaciones de los Andes Patagónicos. Sobre la base de dataciones radimétricas por los métodos U-Pb SHRIMP en circones y K-Ar, se han podido diferenciar un ciclo magmático mesozoico (Jurásico-Cretácico) representado por la Formación Los Machis y otro ciclo cenozoico (Mioceno) denominado Formación Coluco (Escosteguy *et al.*, 2013). El primer ciclo magmático de edad mesozoica se inicia posteriormente al Jurásico Superior debido a que esta unidad intruye a la Formación Montes de Oca. Los intrusivos mesozoicos, paleógenos y neógenos son típicos representantes de magmatismo de un arco volcánico activo en el margen occidental de América del Sur (Lucassen *et al.*, 2004 en Escosteguy *et al.*, 2013).

La Formación Los Machis adquiere la denominación de Batolito Patagónico Cordillerano o Batolito Andino Patagónico en la Hoja Geológica San Carlos de Bariloche (Giacosa *et al.*, 2005). Estos cuerpos intrusivos fueron divididos entre el Batolito Patagónico Norte (39° - 45° S) y el Batolito Patagónico

Sur (45° - 54° S) (Castro *et al.*, 2011). Además, Giacosa *et al.* (2005) diferenciaron al Batolito Patagónico Cordillerano de otra unidad correspondiente al Batolito Patagónico Subcordillerano del Jurásico Inferior que aflora al este del mismo.

#### **4.1.5) Formación Huitrera**

Esta unidad adquiere su denominación por el trabajo de Ravazzoli y Sesana (1968) reemplazando a la llamada Serie Andesítica Extraandina (Feruglio, 1927) y a la Formación Auca Pan de Turner (1965) (citados en Escosteguy *et al.*, 2013 y Palotti *et al.*, 2013). La Formación Huitrera, de naturaleza calcoalcalina, está compuesta por rocas volcánicas (basaltos, andesitas y traquitas), piroclásticas (ignimbritas y tobas) y sedimentitas clásticas continentales. La edad de esta unidad está comprendida entre 62 y 42 Ma, correspondiente al Paleoceno inferior y Eoceno medio, respectivamente, y está vinculada a la subducción de la placa de Farallón por debajo de la placa Sudamericana (Escosteguy *et al.*, 2013). La facies lávica de esta unidad está compuesta por un amplio rango composicional desde basaltos hasta riolitas. Sin embargo, las composiciones ácidas a mesosilícicas son las dominantes (Rapela *et al.*, 1988 en Escosteguy *et al.*, 2013 y Palotti *et al.*, 2013).

Palotti *et al.* (2013) realizaron un análisis litológico de la Formación. Huitrera aflorante entre el lago Filo Hua Hum y el río Caleufú. En el área de estudio de ese trabajo, esta unidad se caracteriza por la presencia de dos facies: una piroclástica y otra lávica. En la primera, dominan las tobas vítreas y líticas. La facies lávica se caracteriza por su carácter bimodal. La presencia interdigitada de depósitos piroclásticos y lávicos en el mismo perfil refleja el carácter poligenético del volcanismo que dio origen a estas rocas, el cual estaría asociado al desarrollo de volcanes compuestos (Rapela *et al.*, 1988 en Palotti *et al.*, 2013).

Rapela *et al.* (1988) (citado en Escosteguy *et al.*, 2013 y Palotti *et al.*, 2013) interpretaron la existencia de dos grupos de edades para las volcanitas paleógenas que conforman dos arcos subparalelos, el cinturón de Pilcaniyeu (Paleoceno-Eoceno) integrado por la Formación Huitrera y el cinturón de El Maitén (Oligoceno) donde aflora la Formación Ventana. Estos mismos autores propusieron que este volcanismo paleógeno se desarrolló en un régimen geotectónico de mínima compresión (lenta subducción). La Formación Huitrera se habría depositado durante un período caracterizado por una velocidad de convergencia lenta (50-55 mm/año) entre el proto-océano Pacífico (Placa Farallón) y la Placa Sudamericana (Giacosa y Heredia, 2004a). Como lo propusieron Ramos (2010) y Ramos *et al.* (2011) esta disminución de la velocidad de convergencia fue simultánea con el empujamiento de la losa oceánica subductada (Ramos y Folguera, 2005 y Ramos *et al.*, 2014). Esto generó el desarrollo de una tectónica o deformación extensional entre los 68-49 Ma acompañada por una intensa actividad volcánica. Esta fase extensional separó a las fases de deformación compresiva andina que afectaron a los Andes Nordpatagónicos. La primera fase de edad cretácica tardía y la segunda, del Mioceno medio, correspondiente a la fase Quechua (Steinmann, 1910 en Ramos *et al.*, 2011).

#### **4.1.6) Formación Ventana**

Al igual que la Formación Huitrera, la Formación Ventana ha sido denominada por Feruglio (1927) como Serie Andesítica y como Formación Auca Pan por Turner (1965) (citados en Escosteguy *et al.*, 2013 y Palotti *et al.*, 2013). Rapela *et al.* (1988) (citado en Escosteguy *et al.*, 2013 y Ramos, 2015) interpretaron la existencia de dos grupos de edades para las volcanitas paleógenas que forman dos arcos calcoalcalinos subparalelos, el cinturón de Pilcaniyeu o extraandino (Paleoceno-Eoceno) integrado por la Formación Huitrera y el cinturón de El Maitén o andino (Oligoceno) donde aflora la Formación Ventana. Giacosa y Heredia (2004a) vincularon esta voluminosa actividad volcánica oligocena (34-24 Ma), representada por la Formación Ventana, a un período de velocidad de convergencia ralentizada (50-55 mm/año) entre las placas litosféricas. Como lo propusieron Ramos (2010) y Ramos *et al.* (2011) esta disminución de la velocidad de convergencia fue simultánea con el empujamiento de la placa de Farallón (>26 Ma) y de la de Nazca (26 Ma-Actualidad) (Ramos y

Folguera, 2005 y Ramos *et al.*, 2014). Esta etapa, caracterizada por una tectónica extensional, separó a las fases de deformación compresiva del Cretácico Superior y del Mioceno medio que afectaron a los Andes Nordpatagónicos. Esta última etapa de deformación del ciclo Andino corresponde a la fase Quechua (Steinmann, 1910 en Ramos *et al.*, 2011).

Como se mencionó en el párrafo precedente, esta unidad aflora a lo largo de una zona elongada en dirección norte-sur en el cordón de El Maitén y a lo largo de otra faja con rumbo noroeste cubriendo desde el lago Nahuel Huapi al norte (Ramos, 2015). La Formación Ventana constituye el relleno inicial del depocentro Ñirihuau y junto con las unidades que la sobreyacen como las formaciones Ñirihuau y Collón Curá conforman al Grupo Nahuel Huapi (González Bonorino y González Bonorino, 1978 en Ramos, 2015). Este depocentro junto con los depocentros Ñorquinco y El Bolsón conforman la cuenca Ñirihuau. Esta última es una cuenca de retroarco-antepaís cuya génesis se inició en el Oligoceno durante una fase de atenuamiento cortical debida a una tectónica extensional que duró hasta el Mioceno inferior. Este régimen tectónico se vincula con una disminución de la velocidad de convergencia entre la placa Farallón, antes de los 26 Ma, y la placa de Nazca, a partir de los 26 Ma hasta la actualidad, con la placa Sudamericana (Giacosa y Heredia, 2004a). Simultáneamente, se incrementó el ángulo de subducción (Ramos y Folguera, 2005; Ramos, 2010; Ramos *et al.*, 2011 y Ramos *et al.*, 2014). Durante esta etapa se depositaron la Formación Ventana y el miembro inferior de la Formación Ñirihuau en el depocentro homónimo. A partir del Mioceno medio se inició una fase diastrófica que deformó a los Andes Nordpatagónicos y generó que esta cuenca evolucione a una de antepaís depositando al miembro superior de la Formación Ñirihuau y a la Formación Collón Curá y equivalentes en los otros depocentros (Bechis *et al.*, 2014 y Orts *et al.*, 2015). Esto se debió a una velocidad de convergencia rápida entre las placas de Nazca y Sudamericana alcanzando velocidades mayores a 100 mm/año (Giacosa y Heredia, 2004a) y a una somerización de la losa oceánica concomitante (Ramos, 2010; Ramos *et al.*, 2011; Ramos *et al.*, 2014).

La Formación Ventana está integrada por rocas volcánicas, sedimentarias y piroclásticas. Está dominada por volcanitas de composición andesítica a dacítica con contenidos subordinados de basaltos y riolitas (Rapela *et al.*, 1988 en Ramos, 2015). Esta unidad contiene los depósitos marinos cenozoicos principales de los depocentros que afloran en el sector norte del cinturón de El Maitén (Bechis *et al.*, 2014). En la ladera nororiental de los cerros Ventana y Ñireco se encuentra la sucesión más continua y espesa (aproximadamente 3000 m) de la Formación Ventana. Esta sucesión está formada por una sección basal de lavas dacíticas, andesíticas y basálticas y por cuerpos subvolcánicos; la sección media está integrada por brechas volcánicas, tobas lapilíticas, tobas, areniscas y conglomerados y, de manera subordinada, por lavas andesíticas y basálticas; finalmente, tobas lapilíticas, tobas y limolitas tobáceas intercaladas con cuerpos basálticos y con sedimentitas marinas conforman a la sección superior de esta sucesión. Bechis *et al.* (2014) concluyeron que la transgresión marina provino desde el proto-océano Pacífico entre los 23 y 19 Ma (Mioceno temprano) en un contexto tectónico de extensión regional que tuvo lugar durante el Oligoceno y Mioceno inferior antes del levantamiento de este sector de los Andes Norpatagónicos. Del registro sedimentario de la sección superior de la Formación Ventana se dedujo que, una vez instaurado el ambiente marino, tanto la sedimentación como el volcanismo fueron concomitantes (Bechis *et al.*, 2014). Dataciones realizadas sobre esta unidad arrojaron edades oligocenas tempranas hasta miocenas tempranas (34 – 21 Ma) (González Díaz, 1979 y Rapela *et al.*, 1988 en Bechis *et al.*, 2014).

Las formaciones restantes que integran al Grupo Nahuel Huapi se componen de depósitos clásticos continentales y piroclásticos con un mayor incremento de este último en la Formación Collón Curá (Cazau, 1972 y Rabassa, 1978 en Ramos, 2015) y depósitos marinos en el miembro medio de la Formación Ñirihuau. Dataciones realizadas en estas unidades permitieron concluir que la Formación Ñirihuau se depositó en el Mioceno temprano (22 – 16,4 Ma) (Cazau *et al.*, 1989 en Ramos, 2015) mientras que, la Formación Collón Curá lo hizo durante el Mioceno medio a tardío (16 – 10 Ma) (Marshall *et al.*, 1977 y Rabassa, 1978 en Ramos, 2015).

#### **4.1.7) Depósitos glaciares indiferenciados**

Están compuestos por depósitos de till asociados a morenas terminales y de fondo. En la Hoja Geológica San Martín de los Andes (Escosteguy *et al.*, 2013) se han mapeado únicamente los depósitos glaciares de mayor tamaño. Esta unidad abarca edades desde el Plioceno superior al Holoceno inferior.

#### **4.1.8) Formación Río Pireco**

Laya (1977) (citado en Escosteguy *et al.*, 2013) fue quien nombró a esta formación constituida por depósitos piroclásticos tales como cenizas, que son formadoras de los suelos actuales, y lapilli. Esta unidad se extiende principalmente sobre el sector suroeste de la Hoja Geológica San Martín de los Andes tapizando a todas las unidades previas desde el Complejo Colohuincul hasta los depósitos glaciares. Se le asigna una edad post glaciaria debido a que sobreyace a los depósitos de till. Las características del terreno tales como relieves escarpados y densa cobertura vegetal dificultaron su identificación y, por lo tanto, solo se han mapeado algunos afloramientos.

#### **4.1.9) Depósitos aluviales y coluviales indiferenciados**

Esta unidad reúne a los depósitos de eventos gravitatorios y a los depósitos fluviales que forman parte de las planicies aluviales de generación actual de los principales ríos de la región, abanicos aluviales y deltas. Son depósitos inconsolidados compuestos por gravas, arenas y limos. Se les asigna una edad holocena tardía ya que, esta unidad continúa en formación (Escosteguy *et al.*, 2013).

### **4.2) Estructuras**

Las estructuras compresivas se dividen según su edad de formación en premesozoicas vinculadas con la génesis del basamento paleozoico y en estructuras ándicas cretácicas tardías-eocenas-miocenas vinculadas a la estructuración de la Cordillera de los Andes. Ambas están separadas por un período de tectónica extensional relacionado al desarrollo de cuencas mesozoicas.

#### **4.2.1) Estructuras premesozoicas**

Se observan en las unidades que conforman al basamento paleozoico tanto en la región andina (Complejo Colohuincul) como en la extraandina (Complejo Río Chico). Estas estructuras generaron un control estructural sobre las fallas posteriores que reactivaron las zonas de debilidad previas (Escosteguy *et al.*, 2013). Se trata de las foliaciones desarrolladas sobre las rocas metamórficas del basamento. En la región cordillerana, el Complejo Colohuincul presenta foliaciones con actitudes variables según la ubicación. Escosteguy *et al.* (2013) identificaron foliaciones con orientaciones N-S e inclinación subvertical en un afloramiento en el cerro Tetón ubicado al noroeste del brazo Huemul sobre el límite internacional con Chile; Gargiulo (2006a) identificó en un gneis en el sector oriental del brazo Huemul una foliación de rumbo N 14° O con un buzamiento de 74° al SO; al norte del área de estudio, en los alrededores de San Martín de los Andes, Dalla Salda *et al.* (1991b) (citado en Gargiulo, 2006a) distinguieron foliaciones y esquistosidad de rumbo N 40-60° E inclinando 60-70° SE en los gneises y esquistos y reconocieron venación de orientación N 20° E buzando 40° SE en migmatitas. En una ubicación septentrional al área que comprende este trabajo, al norte del lago Lácar, Dalla Salda *et al.* (1991a) (citado en Gargiulo, 2006a) identificaron que los gneises y migmatitas muestran una esquistosidad N 20° O / 70° SO. Mientras que, los esquistos y metacuarcitas que allí afloran presentan una esquistosidad N-S subvertical. En el sector oeste del lago Lolog, al norte del área de estudio, Escosteguy *et al.* (2013) observaron una foliación con una actitud N 40-50° O / 80° SO ( ).

El desarrollo de las estructuras premesozoicas se debió al metamorfismo y magmatismo generados durante eventos tectónicos vinculados al desarrollo de zonas de subducción y a la colisión de terrenos como Chilenia en el Devónico Medio (Varela *et al.*, 2005 y Martínez *et al.*, 2012) y Patagonia en el Pérmico Inferior (Ramos, 2008).

#### 4.2.2) Estructuras mesozoicas

No se cuenta con información suficiente para caracterizar a las estructuras mesozoicas debido a la superposición de la deformación andina y a la escasez de buenos afloramientos (Escosteguy *et al.*, 2013). El desarrollo de estas estructuras habría estado controlado por las estructuras pamesozoicas del basamento (Escosteguy *et al.*, 2013). Estas estructuras se habrían formado en un contexto donde el margen proto-Pacífico de Gondwana entre los 30° y 40° S estuvo sujeto a extensión intracontinental desde el Triásico Superior hasta el Jurásico Inferior. Durante esta etapa se desarrollaron sistemas de *rifts*, como los de la cuenca Neuquina, rellenos por depósitos volcanoclásticos continentales y piroclásticos asociados con rocas volcánicas e intrusivas bimodales. Esta tectónica extensional se debió a la disgregación de Pangea que, en estas latitudes, se tradujo en un detenimiento de la subducción concomitante con el desarrollo de un fallamiento de rumbo dextral paralelo al margen continental que provocó el fenómeno de *slab break-off* y la generación de una ventana astenosférica. Esto resultó en el colapso gravitacional de la corteza superior (Franzese y Spalletti, 2001). Este período de extensión intracontinental fue precedido por otro ocurrido entre el Pérmico Superior hasta el Triásico Medio vinculado a una etapa de no subducción del proto-océano Pacífico (Ramos y Kay, 1991 en Franzese y Spalletti, 2001).

Durante el Triásico Superior-Jurásico Inferior hay evidencias de subducción por debajo del margen SO de Gondwana al sur de los 40° S concomitante con la tectónica extensional vigente entre los 30° y 40° S. Este contraste de ambientes geotectónicos le permitió inferir a Franzese y Spalletti (2001) la existencia de una segmentación pre-andina durante este lapso de tiempo. La subducción dentro de esta faja latitudinal se reanudó a partir del Jurásico Inferior (190 – 185 Ma) como consecuencia de la apertura del océano Índico (Mpodozis y Ramos, 2008).

#### 4.2.3) Estructuras andinas

Los Andes Norpatagónicos son una faja plegada y corrida (FPC) conformada por fallas inversas de alto ángulo con vergencia E y por retrocorrimientos. Estas estructuras exhiben una orientación N-S a NNO-SSE y representan una deformación de piel gruesa (Figura 3). La FPC se divide en un sector occidental y otro oriental. El primero se desarrolla sobre rocas pre-paleógenas fundamentalmente cristalinas. Mientras que, en el sector oriental la deformación afectó a rocas paleógenas-neógenas estratificadas y se desarrollaron pliegues. El límite entre ambos sectores corresponde al corrimiento Ventana-Catedral. Giacosa y Heredia (2004a) reconocieron en el sector occidental 4 corrimientos con vergencia E que desde el oeste se denominan Hielo Azul, Bolsón-Tronador, López y Ventana Catedral. A su vez, identificaron 2 retrocorrimientos (Piltriquitrón y Serrucho). En el sector oriental interpretaron 3 corrimientos llamados, de oeste a este, Otto, Pantanoso y Río Chico, el retrocorrimiento de El Maitén y la faja plegada Ñirihuau.

La FPC se habría originado a partir de la inversión tectónica de estructuras extensionales de edades triásica-jurásica y oligocena durante el ciclo orogénico Andino a partir del Cretácico Superior. Esta deformación compresiva fue consecuencia de la somerización de la zona de Benioff producto de la apertura del océano Atlántico Sur que separó a Gondwana occidental en las placas Sudamericana y Africana permitiendo una variación del sentido del vector de convergencia y un incremento en la velocidad de convergencia entre el proto-océano Pacífico y la placa Sudamericana (Ramos y Folguera, 2005). Estas estructuras no muestran evidencias de movimientos de rumbo como sí ocurre en la región del antearco en Chile. Ramos *et al.* (2014), Ramos (2015) y Orts *et al.* (2015) propusieron que la estructuración de los Andes Norpatagónicos ocurrió en dos etapas, una durante el Cretácico Superior y otra en el Mioceno medio-superior. Siendo esta última fase la que generó el mayor engrosamiento cortical en los Andes a estas latitudes (18 – 10 Ma) (Orts *et al.*, 2015). Estas etapas de deformación compresiva fueron interrumpidas durante el Oligoceno superior-Mioceno inferior y Plioceno-Cuaternario cuando se estableció una tectónica extensional producto del empujamiento de la placa subductada.

Durante el Mioceno-Plioceno se desarrolló el Sistema de Fallas Liquiñe-Ofqui (SFLO) (Hervé, 1976 en Arancibia *et al.*, 1999 y Ramos *et al.*, 2014) que se extiende desde los 46° 30' S hasta los 39° 30' S y abarca una extensión aproximada de 1000 kilómetros. Representa un régimen transpresivo dextral paralelo al margen continental (NNE-SSO) y ejerce el principal control estructural sobre la zona de intra-arco (Lavenu y Cembrano, 1999 en Arancibia *et al.*, 1999 y Ramos *et al.*, 2014).

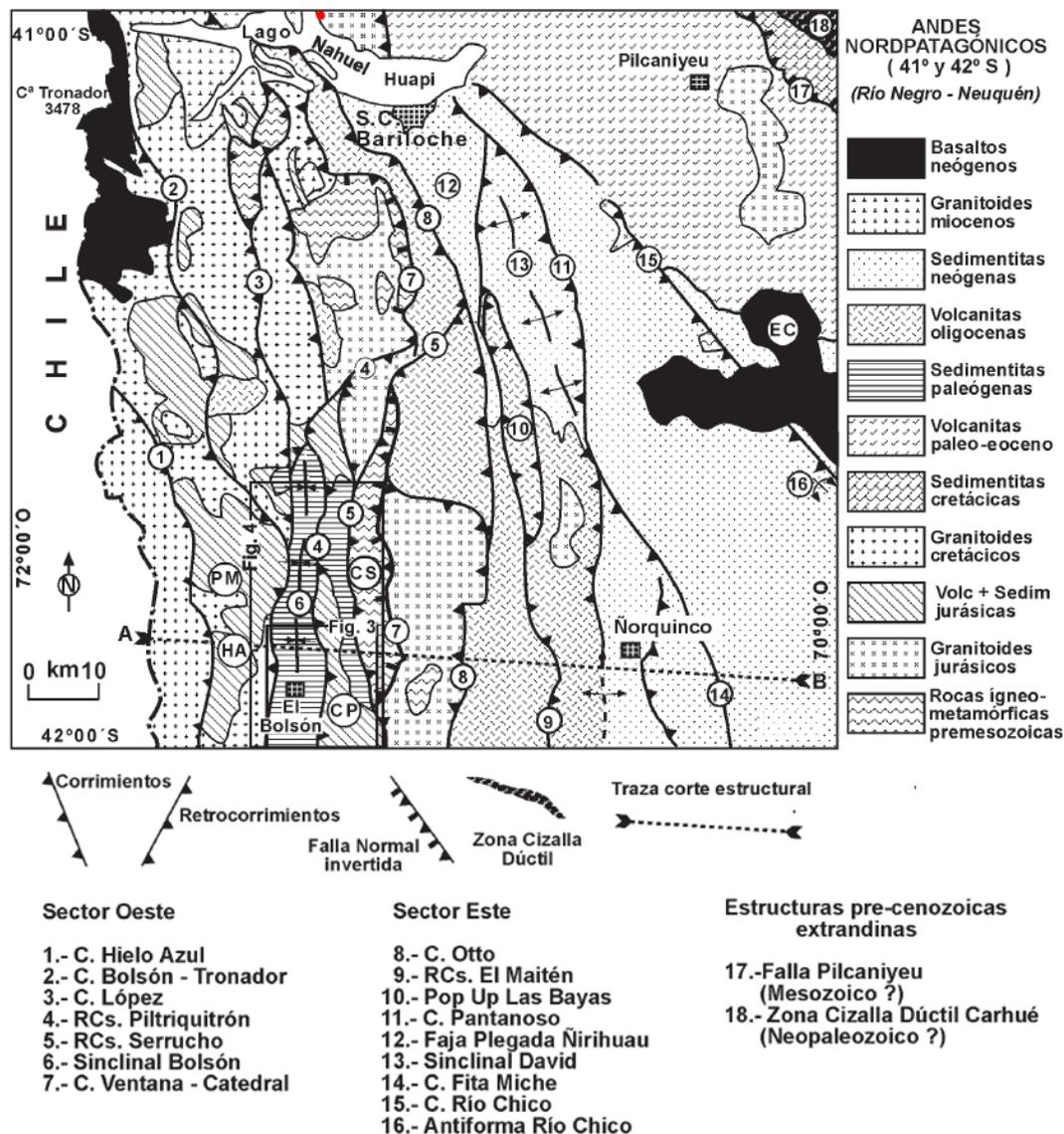


Figura 3: Mapa geológico con los principales corrimientos y retrocorrimientos del sector norte de los Andes Nordpatagónicos entre los 41° y 42° S (tomada de Giacosa y Heredia, 2004b). El punto rojo representa la ubicación estimada del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40. Abreviaturas: C: corrimientos; RCs: retrocorrimientos; CS: cordón Serrucho; CP: cordón Piltriquitrón; PM: cerro Perito Moreno; HA: cerro Hielo Azul; EC: escorial Chenqueniyeu. Aclaración: los recuadros de las figuras 3 y 4 y la transecta A-B corresponden a las áreas de estudio y a la traza del corte estructural, respectivamente, del trabajo de Giacosa y Heredia (2004b).

Hervé (1976) (citado en Arancibia *et al.*, 1999 y Ramos *et al.*, 2014) y autores posteriores han considerado como principal causa de formación del SFLO a la convergencia oblicua de dirección N 78° E de la placa de Nazca respecto a la placa Sudamericana que derivó en la partición de los esfuerzos sobre la placa cabalgante. Esta oblicuidad en el vector de convergencia surgió producto de la reorganización de las placas tectónicas luego de la separación de la placa de Farallón, a los 26 Ma, en dos placas: la de Nazca (al sur) y la de Cocos (al norte). Otros autores propusieron que la generación

y/o activación de la zona de falla sería una respuesta mecánica y termal a la colisión de la Dorsal de Chile con la placa Sudamericana a los  $46^{\circ} 30' S$  (Nelson *et al.*, 1994 en Arancibia *et al.*, 1999).

La costa NE del lago Nahuel Huapi coincide con un lineamiento regional de rumbo NO que se ha interpretado como una falla inversa de inclinación al NE (Figura 2). Siguiendo esta misma orientación y dirección de buzamiento, se infiere una falla inversa bordeando la costa NE del lago Traful. Al oriente del brazo Huemul se desarrolló una falla inversa de rumbo NNO y con vergencia al NE que llega hasta la costa sur del lago Traful (Figura 2). Gargiulo (2006a) al describir al Complejo Colohuincul aflorante definió que la actitud del bandeamiento gnéisico del basamento coincide con la del lineamiento regional ( $N 15^{\circ} O / 74^{\circ} SO$ ). Se infirió que la continuación de esta falla inversa hacia el sur corresponde al corrimiento Ventana-Catedral. En el sector este del lago Correntoso, se reconoció una falla inversa N-S buzando hacia el este. Es probable que estos lineamientos estén vinculados con estructuras previas del basamento que controlaron el desarrollo de las estructuras extensionales mesozoicas (Escosteguy *et al.*, 2013).

## 5) GEOMORFOLOGÍA

En el área cartografiada (Figura 4) dominan las geoformas resultantes de procesos exógenos. El paisaje corresponde a uno del tipo compuesto, desarrollado por procesos glaciales, fluviales y gravitacionales, en los que las geoformas más ampliamente extendidas corresponden al ambiente glaciario y predominan los circos, artesas, aristas, horns, valles colgados y espolones facetados. Los valles glaciarios o artesas poseen un perfil con la típica geometría en “U” aunque en muchos casos dicha morfología se ve enmascarada por la erosión fluvial posterior y degradada por la ocurrencia de movimientos gravitacionales. Por otro lado, los circos y aristas se ven afectados por procesos de remoción en masa y de origen fluvial quedando representados por la acumulación de los depósitos gravitacionales y aluviales que fueron englobados dentro de los depósitos coluviales. Es interesante destacar que las geoformas de origen glaciario ubicadas en el sector oriental del mapa y aún más hacia el este presentan un nivel de denudación, fundamentalmente de origen fluvial, que dificultó la interpretación de las mismas. Por eso, a las geoformas representadas se les asignó el adjetivo “inferida/o”. La delimitación de las diamictitas o till fue realizada siguiendo la interpretación propuesta por Escosteguy *et al.* (2013) en la Hoja Geológica San Martín de los Andes. Finalmente, se interpretaron los depósitos aluviales del río Huemul y los fan deltas generados por la descarga sedimentaria de otros escurrimientos al lago Nahuel Huapi.

González Díaz y Folguera (2009) estudiaron los movimientos gravitacionales ocurridos en la provincia del Neuquén al sur de los  $38^{\circ} S$  y les adjudicaron como agentes disparadores a las precipitaciones intensas o extensos períodos lluviosos y a la socavación basal en los valles generada por la erosión lateral fluvial. Estos agentes desencadenantes se contraponen al dominante inductor sísmico existente al norte de los  $38^{\circ} S$ . Esto se debe a la importante actividad sísmica que reina en el norte de la provincia asociada a una neotectónica compresiva a diferencia de la neotectónica de tipo extensional que domina al sur del paralelo citado vinculada a una escasa sismicidad. Por otro lado, estos autores les asignan a los eventos gravitatorios una edad postglaciaria definida en base a indicadores relativos tales como, acumulación de los depósitos de remoción en masa sobre antiguas artesas o sobre planicies glacifluviales. Además, estarían vinculados al cambio climático postglaciario caracterizado por mayores precipitaciones y, por ende, mayores escurrimientos superficiales. Por otro lado, el retroceso de las lenguas glaciarias generó una reducción del soporte lateral brindado por la misma, lo cual derivó en la reducción de la estabilidad de las pendientes de las artesas y valles colgados y promovió el desarrollo de deslizamientos rotacionales. Finalmente, los autores resaltan el papel condicionante que desempeñan los distintos tipos de litologías que afloran en el área caracterizadas por tobas, las que presentan en algunos casos matrices de arcillas expansivas, ignimbritas poco soldadas y rocas volcánicas muy diaclasadas como por ejemplo basaltos que cubren a las litologías friables antes descriptas en un contexto geomorfológico de planicie estructural lávica. En este trabajo

citado, se identificaron a las coladas de barro, deslizamientos rotacionales y avalanchas de rocas como las tipologías gravitacionales dominantes en las tres áreas evaluadas correspondientes a la zona de Aluminé, Chapelco y arroyo Limay Chico.

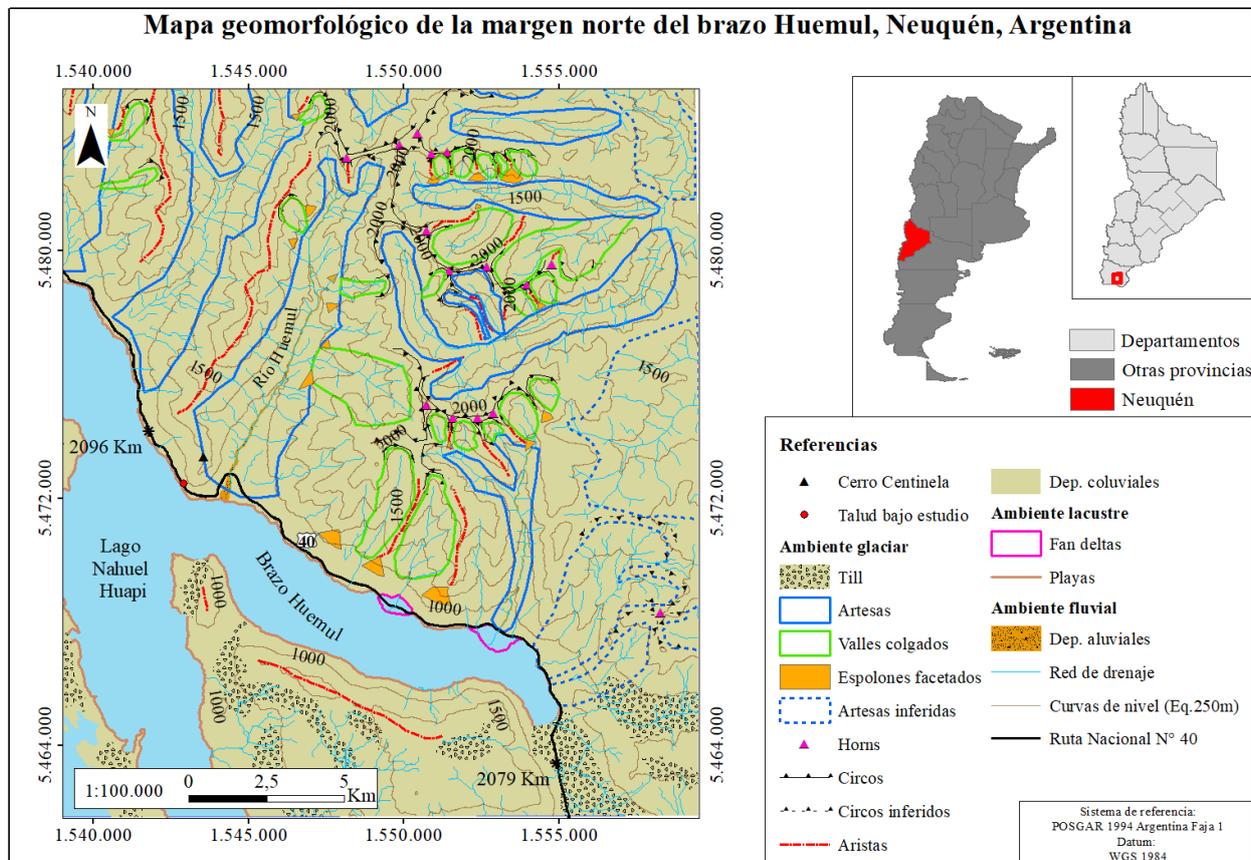


Figura 4: Mapa geomorfológico de la margen norte del brazo Huemul del lago Nahuel Huapi a escala 1:100.000. Aclaración: la capa vectorial de las rutas nacionales fue importada del servicio de vectores en web del IGN; las curvas de nivel con una equidistancia de 250 m son incorporadas para enriquecer el contenido del mapa pero el análisis del relieve no se basó en dichas curvas.

## 6) MARCO TEÓRICO DE LOS MÉTODOS EMPÍRICOS

### 6.1) Evaluación de la calidad de los macizos rocosos

#### 6.1.1) Rock Mass Rating (RMR)

La clasificación geomecánica *Rock Mass Rating (RMR)* también llamada *RMR-System* o *Geomechanics Classification* fue desarrollada por Bieniawski (1973) (citado en Bieniawski, 1989) y desde entonces ha sido aplicada en diversas prácticas ingenieriles (túneles, taludes, cimentaciones y minas) en todo el mundo para valorar la calidad de los macizos rocosos. Se cuenta con un registro de 351 casos donde ha sido aplicada.

Este método empírico se basa en la valoración de 6 parámetros geológicos: resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa; *Rock Quality Designation (RQD)* de Deere (1963) (citado en Deere y Deere, 1988; Bieniawski, 1989 y Palmstrom, 2005); separación y estado de las discontinuidades; condiciones del agua subterránea y la orientación de las discontinuidades. A su vez, para definir el 4to parámetro referente al estado de las discontinuidades, se analizan la longitud, abertura, rugosidad, relleno y alteración de las mismas.

La puntuación de los 5 primeros factores se realiza de manera discreta recurriendo al uso de la Tabla 2. En la misma se agrupan los resultados de estos parámetros en 5 rangos de valores con su calificación correspondiente. Bieniawski (2011) destacó que las puntuaciones de la Tabla 2 califican al valor

promedio de cada intervalo de valores y no al valor mínimo. Por lo tanto, las puntuaciones para los parámetros del *RMR* son cero en sus valores mínimos. Este malentendido surge al observar que la mínima calificación para el *RQD* y para la separación de las discontinuidades, según la Tabla 2, es 3 y 5 puntos, respectivamente. Es decir que el mínimo valor que podría adoptar el *RMR* es 8 puntos según este análisis. Sin embargo, esto no es así y se comprueba al observar los gráficos propuestos por Bieniawski (1989) para puntuar a los primeros 3 parámetros de esta clasificación de manera continua (resistencia a la compresión simple, *RQD* y separación entre discontinuidades) (Figura 5). Se verifica que cuando estos parámetros valen cero, les corresponden cero puntos. Por ende, el *RMR* puede ser igual a cero puntos.

A partir de la sumatoria de las puntuaciones de estos 5 parámetros se obtiene el valor del *RMR*<sub>básico</sub>. En un siguiente paso, se corrige este valor por el rumbo y buzamiento de las discontinuidades. Esta modificación se trata de manera separada porque la influencia de la orientación de las discontinuidades depende de la aplicación ingenieril que se haga del método *RMR* por ejemplo, en túneles, minas, taludes o fundaciones (Bieniawski, 1989).

El rango de valores que puede adoptar la clasificación geomecánica *RMR* varía entre 0 y 100 puntos siendo mayor la calificación cuanto mejor sea la calidad del macizo rocoso. A partir de la puntuación final, también recurriendo a tablas, se puede definir la calidad del macizo rocoso cualitativamente, desde “muy buena” a “muy mala” y cuantitativamente obteniendo valores estimativos para los parámetros resistentes (cohesión y ángulo de rozamiento interno) (Tabla 3). Fruto de los años de aplicación de la clasificación *RMR* en todo el mundo, se ha llegado a la conclusión que este método empírico es mundialmente aceptado cumpliendo los estándares y procedimientos internacionales, es sencillo de aplicar y versátil, pero tiende a ser bastante conservador (Bieniawski, 1989). Se remite al lector a consultar, en el apartado 7.2), las técnicas aplicadas en campo para obtener los valores de los 5 parámetros en los que se basa el *RMR*.

1	Resistencia a la compresión simple de la matriz (MPa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión simple (MPa)		
		Compresión simple	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
	PUNTUACIÓN		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		100 % - 90%	90% - 75%	75% - 50%	50% - 25%	< 25%		
	PUNTUACIÓN		20	17	13	8	3		
3	Separación entre discontinuidades (m)		> 2	2 - 0,6	0,6 - 0,2	0,2 - 0,06	< 0,06		
	PUNTUACIÓN		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad (m)	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20		
		PUNTUACIÓN	6	4	2	1	0		
		Abertura (mm)	0	< 0,1	0,1 - 1	1 - 5	> 5		
		PUNTUACIÓN	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		PUNTUACIÓN	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm		
		PUNTUACIÓN	6	4	2	2	0		
5	Condición hidrogeológica	Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		PUNTUACIÓN		15	10	7	4	0	

Tabla 2: Cuadro de puntuaciones de los 5 parámetros de la clasificación geomecánica RMR (tomada de Bieniawski, 1989).

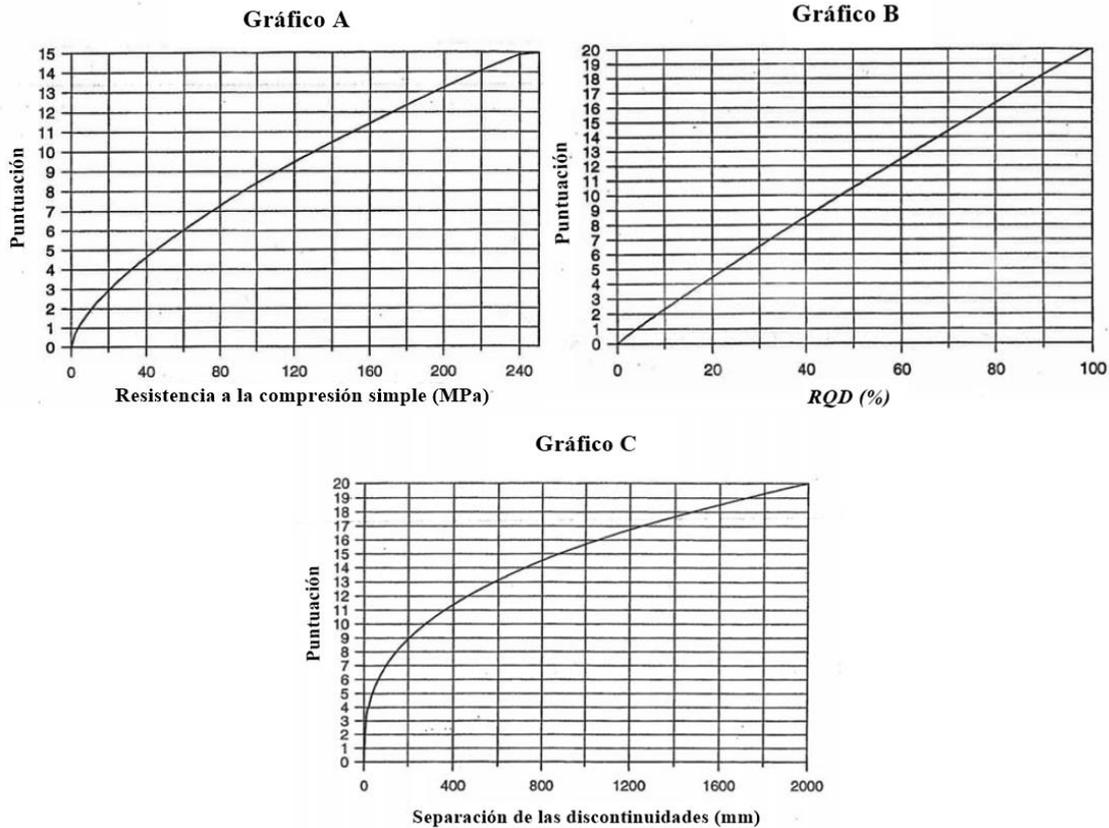


Figura 5: Gráficos para la puntuación de los primeros 3 parámetros del *RMR* (tomado de Bieniawski, 1989).

Clase	Calidad	Puntuación <i>RMR</i>	Cohesión (kg/cm <sup>2</sup> )	Ángulo de fricción interna
<b>I</b>	Muy buena	100 - 81	> 4	> 45°
<b>II</b>	Buena	80 - 61	4 - 3	45° - 35°
<b>III</b>	Media	60 - 41	3 - 2	35° - 25°
<b>IV</b>	Mala	40 - 21	2 - 1	25° - 15°
<b>V</b>	Muy mala	< 20	< 1	< 15°

Tabla 3: Cuadro clasificación de la calidad del macizo rocoso en base a la puntuación final *RMR* y valores de los parámetros resistentes de cohesión y ángulo de rozamiento interno (tomada de Bieniawski, 1989).

### 6.1.2) Geological Strength Index (*GSI*)

Esta clasificación, desarrollada inicialmente por Hoek (1994) (citado en Marinós *et al.*, 2005 y 2007), analiza el grado de fracturamiento del macizo rocoso y, por otro lado, la rugosidad y grado de alteración de las superficies de las discontinuidades. Adopta valores entre 0 y 100 siendo mejor la calidad del macizo rocoso cuanto mayor sea el *GSI*. A la hora de aplicar este índice se recurre a la Tabla 4. Este sistema de clasificación se basa en la asunción que el macizo rocoso contiene un número suficiente de discontinuidades orientadas aleatoriamente que hacen que su comportamiento sea isótropo (Marinós *et al.*, 2005).

El índice *GSI* permite realizar un análisis empírico de la competencia de un macizo rocoso especialmente cuando este presenta una mala calidad (*RMR* < 30) y dejan de ser efectivas otras clasificaciones geomecánicas como la *RMR* (Bieniawski, 1973 en Bieniawski, 1989) y la *Q* (Barton *et al.*, 1974). Según Marinós *et al.* (2005) el argumento por el cual las citadas clasificaciones son difíciles de aplicar en estas condiciones se debe a su fuerte dependencia del parámetro *RQD* (Deere, 1963 en Deere y Deere, 1988) que adopta el valor cero o valores cercanos al mismo cuando la calidad del macizo rocoso es pobre. Sin embargo, Bieniawski (2011) no coincide con esta apreciación y asegura

que, siempre y cuando los datos se determinen de manera adecuada, se puede aplicar la clasificación *RMR* con éxito en estas condiciones de calidad.

<p><b>Índice de resistencia geológica para macizos rocosos fisurados (HOEK &amp; MARINOS, 2000)</b></p> <p>Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es más real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales débiles están presentes en una dirección desfavorable con respecto a la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteración como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua está presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presión del agua es tratada por análisis de esfuerzos efectivos.</p>		CONDICIONES DE SUPERFICIE				
ESTRUCTURA		MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
		DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE →				
	<p><b>INTACTA O MASIVA</b></p> <p>Rocas intactas o masivas in-situ, rocas con discontinuidades amplias y espaciadas</p>	90			N/A	N/A
	<p><b>FRACTURADA</b></p> <p>Macizo rocoso con bloques enclavados, bloques cúbicos formados por tres intersecciones de sistemas de discontinuidades</p>	80	70			
	<p><b>MUY FRACTURADA</b></p> <p>Macizo perturbado con bloques entrelazados y angulares formados por la intersección de 4 o más sistemas</p>		60	50		
	<p><b>FRACTURADA/PERTURBADA/SORDIDA</b></p> <p>Macizo plegado formado por bloques angulares producto de la intersección de varios sistemas de discontinuidades. Persistencia de los planos de estratificación</p>			40	30	
	<p><b>DISGREGADO</b></p> <p>Pobremente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados</p>				20	
	<p><b>LAMINADA/FOLIADA</b></p> <p>Se carece de bloques debido al débil material en los planos de esquistocidad y cizalla</p>	N/A	N/A			10
		← DECRECE EL ENCLAVAMIENTO DE LOS BLOQUES				

Tabla 4: Cuadro general para estimar el valor del *GSI* del macizo rocoso evaluando su estructura y condiciones de superficie (tomado de Marinós *et al.*, 2005).

## 6.2) Evaluación de la estabilidad de taludes en macizos rocosos

### 6.2.1) Slope Mass Rating (SMR)

La clasificación geomecánica *SMR* fue desarrollada por Romana (1985) (citado en Romana *et al.*, 2001 y 2015) y surgió como una adaptación del método empírico *RMR* de Bieniawski (1973) (citado en Bieniawski, 1989) para su aplicación en la evaluación de la estabilidad de los taludes considerando el tipo de rotura (plana, en cuña o por vuelco). Esta clasificación se estableció a partir del estudio de 31 taludes con diferentes grados de estabilidad y, posteriormente, se extendió su uso a más de 90 taludes demostrando la utilidad del método y, fundamentalmente, la concordancia entre la estabilidad real de los taludes y la predicha por el *SMR* (Romana *et al.*, 2001). Este método empírico se fundamenta en la inclusión de 2 factores de corrección al valor del *RMR*<sub>básico</sub>. Ver la Fórmula 1.

El primero de los factores de corrección es el “factor de ajuste” por la actitud de las discontinuidades y se obtiene como el producto de 3 subfactores  $F_1$ ,  $F_2$  y  $F_3$ . El segundo factor de corrección es el “factor de excavación” ( $F_4$ ) que depende del método de excavación utilizado. Ambos factores de corrección se suman al valor del *RMR*<sub>básico</sub>. El *SMR* es un método discreto porque se basa, al igual que el *RMR*, en asignar a cada parámetro una determinada puntuación en función del valor que adopta la variable que controla a dicho parámetro (Tabla 5). El rango de valores que puede adoptar el índice *SMR* es entre 0 y 100 siendo mayor la calificación cuanto mayor sea la estabilidad de los bloques evaluados.

$$SMR = RMR_{\text{básico}} + \text{Factor de ajuste} + \text{Factor de excavación}$$

$$SMR = RMR_{\text{básico}} + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4$$

Fórmula 1: Cálculo del índice *SMR*

Factores de ajuste por la orientación de las discontinuidades ( $F_1$ , $F_2$ y $F_3$ )								
Tipo de rotura	Caso		Muy favorable	Favorable	Normal	Desfavorable	Muy desfavorable	
	Plana	$ \alpha_j - \alpha_s $	$> 30^\circ$	$30^\circ - 20^\circ$	$20^\circ - 10^\circ$	$10^\circ - 5^\circ$	$< 5^\circ$	
	Vuelco	$  \alpha_j - \alpha_s  - 180^\circ $						
	<b>F1</b>			<b>0,15</b>	<b>0,4</b>	<b>0,7</b>	<b>0,85</b>	<b>1</b>
	Plana	$\beta_j$	$< 20^\circ$	$20^\circ - 30^\circ$	$30^\circ - 35^\circ$	$35^\circ - 45^\circ$	$> 45^\circ$	
		<b>F2</b>			<b>0,15</b>	<b>0,4</b>	<b>0,7</b>	<b>0,85</b>
	Vuelco	<b>F2</b>			<b>1</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>1</b>
	Plana	$\beta_j - \beta_s$	$> 10^\circ$	$10^\circ - 0^\circ$	$0^\circ$	$0^\circ - (-10^\circ)$	$< -10^\circ$	
	Vuelco	$\beta_j + \beta_s$	$< 110^\circ$	$110^\circ - 120^\circ$	$> 120^\circ$	-	-	
	<b>F3</b>			<b>0</b>	<b>-6</b>	<b>-25</b>	<b>-50</b>	<b>-60</b>
Referencias	$\alpha_j$ : dirección de buzamiento de la discontinuidad			$\beta_j$ : buzamiento de la discontinuidad				
	$\alpha_s$ : dirección de buzamiento del talud			$\beta_s$ : pendiente del talud				
Factor de ajuste por el método de excavación ( $F_4$ )								
Método de excavación	Talud natural	Precorte	Voladura suave	Voladura o excavación mecánica	Voladura deficiente			
<b>F4</b>	<b>15</b>	<b>10</b>	<b>8</b>	<b>0</b>	<b>-8</b>			

Tabla 5: Clasificación *SMR*. Cálculo de los valores de las variables sobre las que se califica a los subfactores de ajuste por la orientación de las discontinuidades ( $F_1$ ,  $F_2$  y  $F_3$ ) y determinación del factor de ajuste por el método de excavación utilizado ( $F_4$ ) (modificada de Romana *et al.*, 2001).

El “factor de ajuste” por la actitud de las discontinuidades depende de 3 subfactores:

$F_1$ : representa el paralelismo entre el rumbo de las discontinuidades y el del talud, el cual debe ser “sensiblemente paralelo” para que favorezca la rotura planar o por vuelco, es decir que la diferencia entre el rumbo de la discontinuidad y el del talud deber ser de  $0^\circ \pm 20^\circ$ . Para discriminar el tipo de rotura que potencialmente favorecería dicha discontinuidad se analiza la relación entre la dirección de buzamiento de la discontinuidad bajo estudio ( $\alpha_j$ ) y la del talud ( $\alpha_s$ ). En el caso de rotura plana, la

diferencia entre  $\alpha_j$  y  $\alpha_s$  debe ser  $0^\circ \pm 20^\circ$  (Wyllie y Mah, 2005). Mientras que, para rotura por vuelco, la diferencia entre  $\alpha_j$  y  $\alpha_s$  debe ser, en términos de valor absoluto, de  $180^\circ \pm 20^\circ$ , lo que equivale a que dicha diferencia esté comprendida entre los  $160^\circ$  y los  $200^\circ$  (Garzón Roca y Torrijo Echarri, 2018) o según Wyllie y Mah (2005) debe ser, en valor absoluto, de  $180^\circ \pm 10^\circ$ .

En este trabajo se propone una modificación a la fórmula de cálculo del valor sobre el cual se califica al subfactor  $F_1$  para rotura por vuelco. Inicialmente, Romana (1985) (citado en Romana *et al.*, 2001 y 2015) propuso sustraerle  $180^\circ$  a la diferencia entre la dirección de buzamiento de la discontinuidad y la del talud ( $|\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ|$ ) en términos de valor absoluto. Sin embargo, se ha comprobado que esta fórmula de cálculo trae errores en la valoración del carácter favorable o desfavorable de la dirección de buzamiento de una discontinuidad con respecto a la del talud para rotura por vuelco. En este trabajo se propone la fórmula  $||\alpha_j - \alpha_s| - 180^\circ|$ . Más adelante dentro de este mismo apartado se justifica el uso de esta nueva fórmula.

En el caso que el tipo de rotura sea por cuña,  $F_1$  representa la relación entre la dirección de inmersión de la línea de intersección de ambos planos de las discontinuidades que limitan al bloque potencialmente deslizable ( $\alpha_{li}$ ) y la dirección de inmersión de la línea de máxima pendiente del talud ( $\alpha_{lm}$ ). Cabe destacar que, en este tipo de rotura en general, los rumbos de ambos planos de discontinuidades son oblicuos al del talud. La puntuación del subfactor  $F_1$  para rotura en cuña se hace sobre el resultado de la misma fórmula que se propone para la rotura planar, pero en términos de dirección de inmersión de las líneas de intersección y de máxima pendiente del talud ( $|\alpha_{li} - \alpha_{lm}|$ ). La calificación a  $F_1$  varía entre 0,15 y 1 siendo más cercana a 1 cuanto más desfavorable para la estabilidad sea esta relación.

$F_2$ : depende del buzamiento de la discontinuidad. La inclinación de la misma condiciona la partición de la fuerza peso del bloque potencialmente deslizable sobre la superficie de rotura analizada en una componente normal y en otra tangencial. La componente del peso normal a la superficie de rotura actúa como una fuerza estabilizadora, es decir que se opone al deslizamiento del bloque pendiente abajo. A diferencia de la componente tangencial del peso que es la fuerza desestabilizadora. En caso de tratarse de una rotura por cuña, se considera la inmersión de la línea de intersección de ambos planos de las discontinuidades que limitan al bloque potencialmente deslizable ( $\beta_{li}$ ).  $F_2$  varía entre 0,15 y 1 representando un escenario “muy favorable” y “muy desfavorable” para la estabilidad del talud, respectivamente. En roturas por vuelco,  $F_2$  adopta el valor 1.

$F_3$ : exhibe la relación entre el buzamiento de la discontinuidad y la pendiente del talud. Para rotura por cuña, se utiliza la relación entre la inmersión de la línea de intersección ( $\beta_{li}$ ) de ambos planos de las discontinuidades que limitan al bloque potencialmente deslizable y la inmersión de una línea ( $\beta_{ap}$ ), ubicada sobre el paramento del talud, cuya dirección de inmersión es igual a la dirección de inmersión de la línea de intersección (Ayala Carcedo *et al.*, 1987). El ángulo  $\beta_{ap}$  solo será igual al hundimiento de la línea de máxima pendiente del talud ( $\beta_{lm}$ ) si  $\alpha_{li}$  es igual  $\alpha_{lm}$ , es decir, si  $\alpha_{li}$  es perpendicular al rumbo del talud. En definitiva,  $\beta_{ap}$  es la inmersión o hundimiento aparente de una línea cuya dirección de inmersión no coincide con la de la línea de máxima pendiente del talud. Por lo tanto, siempre se cumple que  $\beta_{ap} \leq \beta_{lm}$ . Al igual que para  $F_1$ , la fórmula de cálculo que se utiliza para determinar el valor sobre el cual se realiza la puntuación de  $F_3$  para la rotura cuneiforme es la misma que para la rotura planar, pero en términos de inmersión ( $\beta_{li} - \beta_{ap}$ ). Este subfactor analiza si la discontinuidad, para rotura planar o, en caso de rotura en cuña, la línea de intersección, son descalzadas por el talud. Es decir, si las mismas afloran sobre el paramento del talud. Este escenario ocurre cuando el buzamiento de las discontinuidades o el hundimiento de las líneas de intersección son menores a la pendiente del talud o a la inmersión de una línea sobre el paramento cuya dirección de inmersión es igual a la dirección de inmersión de la línea de intersección, respectivamente.  $F_3$  adopta valores desde 0 a -60 siendo más negativa esta puntuación cuanto más desfavorable sea esta relación.

Finalmente, la clasificación geomecánica *SMR* requiere la evaluación del factor de ajuste según el método de excavación utilizado. Este último puede condicionar negativamente la calidad del macizo rocoso incrementando el grado de fracturamiento y/o la abertura de las discontinuidades preexistentes (Ayala Carcedo *et al.*, 1987). El aumento de la abertura de las superficies potenciales de rotura genera una reducción de la componente friccional de la fuerza estabilizadora, es decir, de la componente normal del peso ya que, hay una menor interacción (fricción) entre ambas superficies de la discontinuidad en cuestión.  $F_4$  varía desde -8 puntos, para voladura deficiente, y 15 puntos, para una ladera (pendiente natural).

Tomás *et al.* (2005) propusieron un método gráfico para la obtención de los factores de corrección del *SMR* valiéndose del uso de la red estereográfica. Con este fin sugirieron reescribir la Fórmula 1 como se indica en la Fórmula 2. Esto se debe a que dentro de una misma red estereográfica han representado las áreas con distintas puntuaciones obtenidas del producto entre las calificaciones de los subfactores de ajuste  $F_1$  y  $F_2$ . Representado de esta manera,  $\bar{U}$  puede considerarse como el porcentaje del subfactor de ajuste  $F_3$  movilizado ya que, adopta un valor entre 0 y 1.

$$SMR = RMR_{\text{básico}} + (\bar{U} * F_3) + F_4$$

Fórmula 2: Cálculo del índice *SMR* aplicando el método gráfico de Tomás *et al.* (2005)

Donde:

$$\bar{U} = F_1 * F_2$$

En este trabajo citado se confeccionaron los diagramas estereográficos para la determinación de  $\bar{U}$  y de  $F_3$  para los tipos de rotura planar, por vuelco y en cuña. Para la aplicación de esta metodología es vital la implementación del análisis cinemático de las discontinuidades para identificar los tipos de rotura compatibles con el sistema discontinuidad-talud y elegir los diagramas estereográficos a aplicar según corresponda. Luego, se superponen los polos de las discontinuidades representados en papel de calcar sobre los diagramas mencionados anteriormente. Finalmente, resta cuantificar el factor  $F_4$  recurriendo al uso de la Tabla 5 y conociendo el valor del  $RMR_{\text{básico}}$ , se calcula el valor del índice *SMR*. Se remite al lector a consultar el trabajo de Tomás *et al.* (2005) para analizar las redes estereográficas obtenidas por los autores.

A partir de la puntuación final del *SMR*, se proponen 5 clases de estabilidad (Tabla 6) así como también, se sugieren medidas de mitigación (Tabla 7) (Romana *et al.*, 2001).

Clase	SMR	Descripción	Estabilidad	Roturas	Tratamiento
I	100 - 81	Muy buena	Totalmente estable	Ninguna	Ninguno
II	80 - 61	Buena	Estable	Algunos bloques	Ocasional
III	60 - 41	Normal	Parcialmente estable	Algunas juntas o muchas cuñas	Sistemático
IV	40 - 21	Mala	Inestable	Juntas o grandes cuñas	Corrección
V	20 - 0	Muy mala	Totalmente inestable	Grandes roturas por planos continuos o por masa	Reexcavación

Tabla 6: Descripción de las clases de estabilidad de los taludes en base a la puntuación del *SMR* (tomada de Romana *et al.*, 2001).

Valores del SMR para cada forma de rotura (empíricos)																
Rotura plana	Muy grandes				Importantes				Ninguna							
Rotura en cuña					Muchas				Algunas		Muy pocas		Ninguna			
Rotura por vuelco					Menores				Ninguna							
Rotura completa	Posibles									Ninguna						
SMR	0	10	15	20	30	40	45	50	55	60	65	70	75	80	90	100
Reexcavación	Reexcavación															
	Muros de contención															
Drenaje	Drenaje superficial															
	Drenaje profundo															
Hormigón	Hormigón proyectado				Hormigón dental											
	Contrafuertes y/o vigas				Muros de pie											
Refuerzo					Bulones											
					Anclajes											
Protección					Zanja de pie											
					Vallas (de pie o de talud)											
					Redes y/o mallas (de talud)											
Sin sostenimiento											Saneamiento				Ninguno	
<b>Métodos de sostenimiento sugeridos</b>																

Tabla 7: Cuadro con las medidas de mitigación propuestas en base a la puntuación del SMR (tomado de Romana *et al.*, 2001).

En base a la validación del método SMR discreto realizada por Romana *et al.* (2001), quienes analizaron 90 taludes con este índice geomecánico, arribaron a la conclusión que se trata de un método que estima de manera muy fiable el verdadero comportamiento del talud, aunque es conservador, es decir, ligeramente pesimista respecto de la estabilidad de los taludes. A su vez, se comprobó la coincidencia, prácticamente absoluta, entre los métodos de mitigación sugeridos en base al SMR y los aplicados en la realidad.

En este trabajo se propone una modificación a la fórmula de cálculo del valor sobre el cual se califica al subfactor  $F_1$  para rotura por vuelco. Inicialmente, Romana (1985) (citado en Romana *et al.*, 2001 y 2015) propuso sustraerle  $180^\circ$  a la diferencia entre la dirección de buzamiento de la discontinuidad y la del talud ( $|\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ|$ ) en términos de valor absoluto. Se ha comprobado que esta fórmula de cálculo trae errores en la valoración del carácter favorable o desfavorable de la dirección de buzamiento de una discontinuidad con respecto a la del talud para rotura por vuelco. En la Tabla 8 se resumen algunos ejemplos de estos errores. Por lo tanto, en este trabajo se propone la fórmula  $|\alpha_j - \alpha_s| - 180^\circ$ .

ID	Talud		Discontinuidades		F1 Rotura planar			F1 Rotura por vuelco Romana <i>et al.</i> (1985)				F1 Rotura por vuelco propuesto en este trabajo		
	Dir. de buzamiento ( $\alpha_s$ ) (°)	Pendiente (°)	Dir. de buzamiento ( $\alpha_j$ ) (°)	Buzamiento (°)	$ \alpha_j - \alpha_s $	F1 discreto Romana <i>et al.</i> (1985)	F1 continuo Tomás <i>et al.</i> (2009)	$ \alpha_j - \alpha_s - 180 $	$ \alpha_j - \alpha_s - 180 $	F1 discreto Romana <i>et al.</i> (1985)	F1 continuo Tomás <i>et al.</i> (2009)	$ \alpha_j - \alpha_s  - 180 $	F1 discreto Romana <i>et al.</i> (1985)	F1 continuo Tomás <i>et al.</i> (2009)
1	250	68	70	78	180	0,15	0,12	360	360	0,15	0,11	0	1	1,00
2	250	68	77	65	173	0,15	0,12	353	353	0,15	0,11	7	0,85	0,91
3	250	68	63	48	187	0,15	0,12	367	7	0,85	0,91	7	0,85	0,91
4	70	68	250	78	180	0,15	0,12	0	0	1	1,00	0	1	1,00

Tabla 8: Resumen de las diferencias entre la puntuación del subfactor  $F_1$  para rotura por vuelco aplicando la fórmula de cálculo original de Romana (1985) y la fórmula de cálculo propuesta en este trabajo.

En la Tabla 8 los datos de las discontinuidades 1, 2 y 3 corresponden a los valores reales de 3 diaclasas del talud bajo estudio. Mientras que, la discontinuidad 4 es hipotética y se planteó para

ejemplificar más claramente la deficiencia que tiene la fórmula original  $|\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ|$ . Como puede observarse, la diaclasa 1 con una dirección de buzamiento de  $70^\circ$  es exactamente opuesta a la dirección de buzamiento del talud que equivale a  $250^\circ$  ya que,  $|\alpha_j - \alpha_s|$  es igual a  $180^\circ$ . Por lo tanto, analizando únicamente la dirección de buzamiento, no existe situación más desfavorable para la rotura por vuelco como se verifica en la red estereográfica de la Figura 6. Sin embargo, aplicando la fórmula original  $|\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ|$  se obtiene un valor de  $360^\circ$ . Según la Tabla 5 del método *SMR*, le corresponde al subfactor  $F_1$  una puntuación de 0,15. Esta puntuación implica una situación muy favorable para la estabilidad del talud considerando rotura por vuelco. Este resultado es contradictorio a lo mencionado al inicio de este párrafo. Mientras que, al implementar la fórmula propuesta en este trabajo para la diaclasa 1, se obtiene una calificación para  $F_1$  igual 1. Si se analiza la diaclasa 4, el análisis cinemático es exactamente el mismo que para la diaclasa 1. La única diferencia es que la dirección de buzamiento de la discontinuidad es  $250^\circ$ , en vez de  $70^\circ$ , y la del talud,  $70^\circ$ , en lugar de  $250^\circ$ . Ahora  $|\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ|$  es igual a  $0^\circ$  y le corresponde un  $F_1 = 1$  que es la puntuación más desfavorable. Aplicando la fórmula propuesta en este trabajo se obtiene, en este caso, el mismo resultado. Estas mismas incongruencias se observan aplicando el método continuo de Tomás *et al.* (2009), debido a que el problema radica en el valor de entrada A que se basa en el modelo original de Romana (1985). Donde  $A = |\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ|$ .

Continuando con el análisis de las diaclasas 2 y 3, las mismas presentan una diferencia de dirección de buzamiento respecto a la dirección de buzamiento totalmente opuesta a la del talud, equivalente a  $70^\circ$ , de  $+7^\circ$  y de  $-7^\circ$ , respectivamente. Es decir, que el análisis cinemático para ambas diaclasas respecto a la estabilidad del talud es el mismo. Aunque revisando la Tabla 8, se observa que las puntuaciones del subfactor  $F_1$  utilizando la fórmula original son 0,15 y 0,85. Estas valoraciones equivalen a un escenario “muy favorable” y “desfavorable”, respectivamente. Cabe aclarar, que la valoración de este subfactor para la diaclasa 3 fue realizada sobre el valor de  $7^\circ$  y no sobre los  $367^\circ$  al aplicar una corrección parcial a la fórmula original que será explicada más adelante. Al aplicar la fórmula original modificada, se arriba a una puntuación de 0,85 para ambas discontinuidades 2 y 3 lo que representa un escenario “desfavorable” para la estabilidad del talud analizando rotura por vuelco como también se comprueba analizando la red estereográfica de la Figura 6.

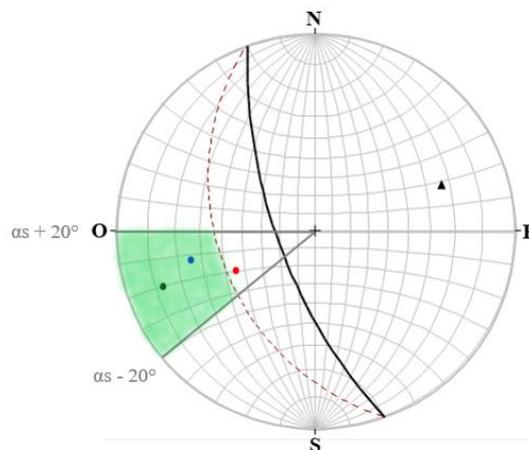


Figura 6: Red estereográfica donde se han ploteado la traza del talud (línea continua negra) y su polo (triángulo negro) y los polos de las diaclasas con ID 1, 2 y 3 (círculos negro, azul y rojo, respectivamente). A su vez, se ha delimitado el área, en color verde, donde se cumplen las condiciones que favorecen la rotura por vuelco para un ángulo de fricción interna sobre la discontinuidad ( $\varphi$ ) igual a  $30^\circ$  (línea punteada marrón). El ángulo de fricción elegido es a modo ilustrativo.  $\alpha_s$  representa la dirección de buzamiento del talud.

Como puede observarse en la Figura 6, todas aquellas discontinuidades cuyos polos queden ploteados dentro del área sombreada verde favorecen la rotura por vuelco ya que, cumplen los dos requisitos fundamentales. Por un lado, las direcciones de buzamiento de las mismas son “sensiblemente opuestas” a la del talud porque sus diferencias ( $|\alpha_j - \alpha_s|$ ) son iguales a  $180^\circ \pm 20^\circ$

(Garzón Roca y Torrijo Echarri, 2018) lo que es equivalente a que las direcciones de inmersión de los polos sean iguales a  $\alpha_s \pm 20^\circ$  es decir, que, para este ejemplo, estén entre  $270^\circ$  y  $230^\circ$ . El otro requerimiento es que la inmersión del polo de la discontinuidad ( $\beta_p$ ) sea menor que la diferencia entre la pendiente del talud ( $\beta_s$ ) y el ángulo de fricción interna sobre la discontinuidad ( $\phi$ ) (Wyllie y Mah, 2005 y Garzón Roca y Torrijo Echarri, 2018). Esta última condición queda representada aritméticamente de la siguiente manera:  $\beta_s - \phi > \beta_p$ . Vale destacar que la diaclasa 3 no favorecería la rotura por vuelco porque, si bien cumple la condición respecto a la diferencia entre  $\alpha_j$  y  $\alpha_s$  siendo “sensiblemente opuesta” a  $\alpha_s$ , no cumple que  $\beta_s - \phi > \beta_p$ . Esta última condición la satisfacen las discontinuidades cuyo buzamiento sea mayor a  $52^\circ$  para una pendiente igual a  $68^\circ$  y un ángulo de fricción de  $30^\circ$ . Aun así, lo que se está planteando en estos párrafos es la modificación de la fórmula original de cálculo de los valores sobre los que se califica al subfactor  $F_1$  que únicamente analiza la diferencia entre las direcciones de buzamiento de la discontinuidad y del talud.

Resumiendo, la fórmula original, propuesta por Romana (1985), para calcular el valor sobre el cual se califica al subfactor  $F_1$  para rotura por vuelco ( $|\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ|$ ) brinda resultados coincidentes con el análisis cinemático de dichas discontinuidades si y solo si  $\alpha_s < \alpha_j$ . Los errores detectados surgen cuando  $\alpha_s > \alpha_j$ . Aquí el escenario se puede ramificar en 2. Por un lado, si  $|\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ| > 360^\circ$  se le puede restar  $360^\circ$  a ese resultado y asignarle a  $F_1$  una puntuación en base a este nuevo valor. Esto fue lo que se hizo para la diaclasa 3 de la Tabla 8 donde se valoró a  $F_1$  respecto a un valor de  $7^\circ$ , en vez de hacerlo en base a  $367^\circ$ . De no hacerlo, la puntuación correspondiente a este subfactor sería igual a 0,15 y representaría una discontinuidad cuya orientación sería favorable para la estabilidad del talud para rotura por vuelco. Nada más alejado de la realidad. Sin embargo, esta corrección aplicada basada en restar  $360^\circ$  a  $|\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ|$  es parcial ya que, solo se puede aplicar cuando se cumple la condición que  $|\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ|$  sea mayor a  $360^\circ$ . Dicho escenario ocurre únicamente cuando  $\alpha_j < \alpha_{180^\circ}$  es decir, cuando la dirección de buzamiento de la discontinuidad es menor que la dirección de buzamiento que es exactamente opuesta a la dirección de buzamiento del talud. Para este caso de estudio, se podría aplicar esta corrección cuando  $\alpha_j < 70^\circ$ . Sin embargo, cuando  $\alpha_s > \alpha_j$  y  $\alpha_j \geq \alpha_{180^\circ}$ , para este ejemplo, cuando  $\alpha_j \geq 70^\circ$ , los resultados arrojan errores en la valoración del carácter favorable o desfavorable de dicha discontinuidad para la estabilidad del talud considerando rotura por vuelco y este error no se puede subsanar restando  $360^\circ$  ya que, no se cumple el requisito que  $\alpha_j < \alpha_{180^\circ}$  y, por ende,  $|\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ|$  es menor a  $360^\circ$ . Por este motivo, se plantea en este trabajo la fórmula de cálculo  $||\alpha_j - \alpha_s| - 180^\circ|$ . Se trata de una fórmula superadora que brinda resultados concordantes con los análisis cinemáticos realizados en redes estereográficas en todos los escenarios posibles, ya sea  $\alpha_s < \alpha_j$  o  $\alpha_s > \alpha_j$  y  $\alpha_j < \alpha_{180^\circ}$  o  $\alpha_j \geq \alpha_{180^\circ}$ . En definitiva, es una fórmula que simplifica los cálculos ya que, no es necesario aplicar ninguna corrección adicional.

### 6.2.2) Slope Mass Rating Continuo (SMR-C)

Tomás *et al.* (2009) desarrollaron funciones continuas para determinar los valores de los factores de corrección por la actitud de las discontinuidades  $F_1$ ,  $F_2$  y  $F_3$ . Estas modificaciones al índice geomecánico *SMR* discreto de Romana (1985) (citado en Romana *et al.*, 2001) constituyen al método empírico *SMR-C* o *SMR* continuo. Este método trata de subsanar algunos inconvenientes derivados de la versión discreta original de este índice. Una de las desventajas de asignar las puntuaciones de los factores de corrección mediante el uso de tablas radica en que las variables de las que dependen dichos factores son divididas en 5 rangos de valores y a cada rango le corresponde una misma puntuación. De esta manera, cuando el valor que adopta la variable se encuentra en el límite de dos intervalos de valores o cerca de él surgen dos problemas. Por un lado, la decisión de optar por una u otra puntuación es totalmente subjetiva y, generalmente, se adopta la calificación más desfavorable. Por otro lado, mínimos errores en la toma de datos de buzamientos o de direcciones de buzamiento derivan en modificaciones importantes en la valoración del factor de corrección incidiendo en el valor final del *SMR*.

Por esta razón, Tomás *et al.* (2009) propusieron para el cálculo de los factores de corrección  $F_1$ ,  $F_2$  y  $F_3$  la Fórmula 3, la Fórmula 4 y la Fórmula 5, respectivamente. Los valores angulares y la función arco tangente están expresados en grados sexagesimales. La Fórmula 4 es válida para roturas plana o en cuña. Si se trata de rotura por vuelco, el parámetro  $F_2$  adopta el valor 1. La Fórmula 5 A) es para roturas plana y en cuña y la Fórmula 5 B) es para rotura por vuelco.

$$F_1 = \frac{16}{25} - \frac{3}{500} \operatorname{atan}\left(\frac{1}{10}(|A| - 17)\right)$$

Fórmula 3: Cálculo del subfactor  $F_1$

Donde:

$A = \alpha_j - \alpha_s$  (rotura planar)

$A = \alpha_{li} - \alpha_{lm}$  (rotura en cuña)

$A = |\alpha_j - \alpha_s| - 180^\circ$  (rotura por vuelco)

$\alpha_j$ : dirección de buzamiento de la discontinuidad

$\alpha_s$ : dirección de buzamiento del talud

$\alpha_{li}$ : dirección de inmersión de la línea de intersección

$\alpha_{lm}$ : dirección de inmersión de la línea de máxima pendiente

$$F_2 = \frac{9}{16} + \frac{1}{195} \operatorname{atan}\left(\frac{17}{100} B - 5\right)$$

Fórmula 4: Cálculo del subfactor  $F_2$

Donde:

$B = \beta_j$  (rotura planar)

$B = \beta_{li}$  (rotura en cuña)

$\beta_j$ : buzamiento de la discontinuidad

$\beta_{li}$ : inmersión o hundimiento de la línea de intersección

$$A) \quad F_3 = -30 + \frac{1}{3} \operatorname{atan} C$$

$$B) \quad F_3 = -13 - \frac{1}{7} \operatorname{atan}(C - 120)$$

Fórmula 5: Cálculo del subfactor  $F_3$

Donde:

Para la función (4) A)

$C = \beta_j - \beta_s$  (rotura planar)

$C = \beta_{li} - \beta_{ap}$  (rotura en cuña)

$\beta_j$ : buzamiento de la discontinuidad

$\beta_s$ : pendiente del talud

$\beta_{li}$ : inmersión o hundimiento de la línea de intersección

$\beta_{ap}$ : inmersión o hundimiento de la línea sobre el paramento del talud cuya dirección de inmersión es igual a la de la línea de intersección

Para la función (4) B)

$C = \beta_j + \beta_s$  (rotura por vuelco)

$\beta_j$ : buzamiento de la discontinuidad

$\beta_s$ : pendiente del talud

Las ventajas de esta clasificación son que al darle un carácter continuo al índice *SMR* se elimina la ambigüedad que se genera en los casos en que los valores de referencia se encuentran próximos a los límites de los intervalos de puntuación. Por este motivo, estas funciones permiten la estandarización en la aplicación del método. Además, permite asignar un valor único a cada factor de corrección y

facilita el uso de Sistemas de Información Geográfica (SIG) aplicando este índice. La principal desventaja radica en su falta de practicidad a la hora de aplicar y calcular estas funciones en el campo (Tomás *et al.*, 2009). Finalmente, Tomás *et al.* (2009) luego de aplicar el *SMR-C* y el *SMR* en 67 taludes, concluyeron que no se observan diferencias significativas entre los índices discretos y los continuos salvo en casos puntuales donde las variables se encontraban próximas a los límites de los intervalos de puntuación.

### 6.2.3) *Análisis de riesgo por caída de rocas: Rockfall Risk Rating System (RRRS)*

Este método fue desarrollado por Saroglou *et al.* (2012) quienes propusieron realizar una evaluación del riesgo frente a la caída de rocas a partir de la puntuación total ponderada que surge del análisis de 20 parámetros distribuidos en 4 categorías desde la A hasta la D. La puntuación final varía entre 10 a 100 puntos, siendo mayor el riesgo cuanto mayor es la calificación. La valoración de cada parámetro se realiza de manera discreta, es decir, se recurre a tablas y su valor se incrementa de manera exponencial al pasar de condiciones más favorables a más adversas (Tabla 9 y Tabla 10).

La categoría A engloba a los parámetros relacionados con la geometría del talud tales como, la altura, la pendiente, la altura del área de desprendimiento de los bloques, la rugosidad del talud y la presencia de vegetación. Este grupo de factores representa el 25% de la puntuación final. Los pesos relativos de cada categoría son distribuidos entre todos los elementos que la integran.

La categoría B abarca a los parámetros vinculados a las condiciones geológicas del talud. A saber: orientación, persistencia, rugosidad, abertura, relleno y resistencia a la compresión simple de las superficies de las discontinuidades (*JCS*); tamaño y cantidad de bloques inestables; resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa y presencia de condiciones kársticas. Este conjunto de factores tiene un peso relativo del 25%.

La categoría C considera a los factores desencadenantes potenciales de la remoción en masa como las precipitaciones, condiciones de drenaje y la peligrosidad sísmica. Representan el 10% de la calificación final.

La categoría D analiza los impactos de un posible evento gravitatorio sobre las actividades humanas como así también, la posibilidad de aplicar medidas de remediación y su efectividad. Los factores que integran esta clase son: ancho de la zona de recepción de los bloques, es decir, el espacio entre el muro de contención hipotético y el pie del talud; historial de caída de rocas; accesibilidad al talud y los resultados potenciales del impacto de eventos de remoción en masa. Su ponderador es del 40%.

Primeramente, se deben cuantificar las puntuaciones parciales de cada categoría donde debe quedar plasmado el peso relativo que tiene cada variable que evalúa dicha categoría en su puntuación parcial. Para esto, se considera el ponderador de la categoría y los ponderadores de cada uno de los parámetros que evalúa la misma. Por ejemplo, para calcular el subtotal de la categoría A, cuyo ponderador es el 25%, a la calificación que le corresponde a cada parámetro, como la pendiente, se lo multiplica por su ponderador, siguiendo con el ejemplo de la pendiente es el 7%, y se lo divide por 25%. Luego, se deben ponderar las puntuaciones parciales o subtotales de las cuatro categorías dejando de manifiesto la importancia que este método empírico le asigna a cada una respecto a la puntuación final. Entonces a los subtotales de las cuatro categorías se los debe multiplicar por su ponderador, para la clase A corresponde el 25%, y se los debe dividir por 100%. La puntuación final ponderada surge de la sumatoria de la calificación ponderada de las categorías A, B, C y D.

En base a la puntuación final ponderada, Saroglou *et al.* (2012) definieron 5 categorías de riesgo y propusieron medidas de remediación acordes (Tabla 11). La clase I es de muy bajo riesgo, su puntuación total ponderada es menor a 20 puntos y no serían necesarias, *a priori*, medidas de mitigación. Por otro lado, la clase V representa un sector de muy alto riesgo frente a las caídas de rocas con una puntuación final entre 81-100 puntos y se recomienda la combinación de medidas de mitigación activas y pasivas. Este método es aplicable a taludes de origen natural y aquellos modificados por el ser humano. Se remite al lector a revisar, en el apartado 7.2), la manera en que fueron obtenidos los distintos parámetros de los que depende el método de Saroglou *et al.* (2012).

Parámetro	Categoría / Ponderador del parámetro	Descripción de los valores que adoptan los parámetros				
1) Pendiente del talud	A/7%	25° - 40°	40° - 50°	50° - 60°		> 60°
PUNTUACIÓN		10	30	60		100
2) Altura del talud	A/4%	< 15 m	15 m - 30 m	30 m - 60 m		> 60 m
PUNTUACIÓN		10	30	60		100
3) Altura de los desprendimientos (m) (H = altura total del talud)	A/7%	Caídas de rocas desde zonas bajas del talud (H/4)	Caídas de rocas desde zonas medias del talud (H/2)	Caídas de rocas desde zonas medias a altas del talud ((3/2) * H)		Caídas de rocas desde la altura máxima del talud (H)
PUNTUACIÓN		10	30	60		100
4) Rugosidad del talud	A/3%	Rugosa, plana (fricción reduce la aceleración)	Suave, plana (ayuda la aceleración)	Rugosa, presencia de bermas angostas (ayuda al rebote o saltación)		Muy rugosa, presencia de bermas angostas
PUNTUACIÓN		10	30	60		100
5) Vegetación sobre el talud	A/4%	Vegetación densa, presencia de árboles altos	Árboles bajos, arbustos	Vegetación diseminada		Sin vegetación
PUNTUACIÓN		10	30	60		100
6) Rugosidad / Relleno / Abertura de las discontinuidades	B/6%	Rugosa	Suave	Ondulada o relleno compuesto por fragmentos angulosos independientemente de la rugosidad o abertura moderada (2,5 a 10 mm)	Ligeramente rugosa o relleno de arcillas > 5 mm independientemente de la rugosidad o abertura ancha (10 a 100 mm)	Superficies planas suaves o relleno de arcillas > 5 mm independientemente de la rugosidad o abertura muy ancha (> 100 mm)
PUNTUACIÓN				10	15	30
7) Orientación de las discontinuidades	B/5%	Favorable para la estabilidad		Moderada	Adversa	Muy adversa
PUNTUACIÓN		10		30	60	100
8) Separación de las discontinuidades	B/4%	< 1 m (muy baja)	1 m - 2 m (baja)	2 m - 5 m (moderada)	5 m - 10 m (alta)	> 10 m (muy alta)
PUNTUACIÓN		10	15	30	60	100
9) Resistencia a la compresión simple de la discontinuidad (JCS)	B/1%	> 30 MPa	30 MPa - 20 MPa	20 MPa - 5 MPa		< 5 MPa (meteorizada)
PUNTUACIÓN		10	30	60		100
10) Resistencia a la compresión simple de la matriz (RCS) (facilita la rotura de los bloques caídos)	B/1%	< 10 MPa	10 MPa - 30 MPa	30 MPa - 60 MPa		> 60 MPa
PUNTUACIÓN		10	30	60		100
11) Volumen de los bloques	B/4%	< 1 m <sup>3</sup>	1 m <sup>3</sup> - 2,5 m <sup>3</sup>	2,5 m <sup>3</sup> - 4 m <sup>3</sup>	4 m <sup>3</sup> - 8 m <sup>3</sup>	> 8 m <sup>3</sup>
PUNTUACIÓN		10	15	30	60	100
12) Cantidad de bloques estimados (por ancho de talud considerado)	B/2%	-	1 - 5	5 - 10		> 10
PUNTUACIÓN		10	30	60		100
13) Condiciones kársticas	B/2%	-	Escasa	Moderada		Frecuente
PUNTUACIÓN		10	30	60		100
14) Intensidad de las precipitaciones	C/3%	Pocas	Aisladas	Estacionales	Frecuentes	Muy frecuentes durante todo el año
PUNTUACIÓN		10	15	30	60	100
15) Permeabilidad / Condición de drenaje del talud	C/3%	Muy alta	Alta	Moderada	Baja	Muy baja
PUNTUACIÓN		10	15	30	60	100

Tabla 9: Calificaciones asignadas a los primeros 15 parámetros de los 20 sobre los que se sustenta el método RRRS de acuerdo a su valor (tomada de Saroglou et al., 2012).

Parámetro	Categoría / Ponderador del parámetro	Descripción de los valores que adoptan los parámetros				
16) Peligrosidad sísmica (AMS = Aceleración máxima del suelo)	C/4%	AMS < 0,16	0,16 < AMS < 0,24	0,24 < AMS < 0,36	AMS > 0,36	
<b>PUNTUACIÓN</b>		<b>10</b>	<b>30</b>	<b>60</b>	<b>100</b>	
17) Ancho de la zona de captura de bloques	D/10%	> 20 m	20 m - 10 m	10 m - 5 m	5 m - 2 m	-
<b>PUNTUACIÓN</b>		<b>10</b>	<b>15</b>	<b>30</b>	<b>60</b>	<b>100</b>
18) Historial de caídas de rocas	D/5%	Ninguno a pocos	Ocasionales	Numerosos	Frecuentes	Continuos
<b>PUNTUACIÓN</b>		<b>10</b>	<b>15</b>	<b>30</b>	<b>60</b>	<b>100</b>
19) Accesibilidad al talud	D/5%	Todas las medidas de mitigación son posibles de aplicar	La mayoría de las medidas de mitigación son posibles de aplicar	Algunas medidas de mitigación son posibles de aplicar	Pocas medidas de mitigación son posibles de aplicar	Acceso muy dificultoso al talud
<b>PUNTUACIÓN</b>		<b>10</b>	<b>15</b>	<b>30</b>	<b>60</b>	<b>100</b>
20) Potenciales impactos y valuación de las estructuras	D/20%	Mínimos impactos; no hay estructuras humanas en el área ni actividades humanas permanentes	Bajo impacto; áreas con reducida actividad humana	Moderada presencia humana; baja frecuencia de casas	Alto impacto; presencia humana frecuente, numerosas casas	Muy alto impacto; presencia humana constante; áreas densamente pobladas
<b>PUNTUACIÓN</b>		<b>10</b>	<b>15</b>	<b>30</b>	<b>60</b>	<b>100</b>

Tabla 10: Calificaciones asignadas a los últimos 5 parámetros de los 20 sobre los que se sustenta el método RRRS de acuerdo a su valor (tomada de Saroglou *et al.*, 2012).

Clase de riesgo	Puntuación total ponderada	Riesgo	Medidas de mitigación sugeridas
<b>I</b>	< 20	Muy bajo	Innecesarias. Tal vez intervenciones puntuales espaciadas.
<b>II</b>	21 - 40	Bajo	Medidas aplicadas en una extensión limitada
<b>III</b>	41 - 60	Medio	Bulones, mallas, remoción de los bloques inestables y/o barreras ligeras.
<b>IV</b>	61 - 80	Alto	Combinación de medidas de mitigación activas (anclajes y bulones) y pasivas (mallas, muros de contención, barreras). Además, remoción de los bloques inestables.
<b>V</b>	81 - 100	Muy alto	Estado de estabilidad crítico; combinación de medidas de mitigación generalizadas y/o extremas tanto activas como pasivas. Riesgo residual.

Tabla 11: Clases de riesgo frente a las caídas de rocas y medidas de mitigación sugeridas (tomada de Saroglou *et al.*, 2012).

## 7) METODOLOGÍA

### 7.1) Primera etapa de estudios en gabinete

Inicialmente se planteó como área de estudio preliminar de este trabajo un tramo de la RN n° 40 entre los kilómetros 2079 y 2096. Esta decisión se basó en la fotointerpretación de imágenes satelitales y en el análisis de las pendientes del terreno. Se procedió a la descarga de un MDT (Modelo Digital del Terreno) con una resolución espacial de 12,5 metros de la página *Vertex Data Search*, el cual fue importado al programa *ArcGIS* y reproyectado del sistema WGS 1984 a POSGAR 1994 Argentina Faja 1 utilizando la herramienta *Project (Data Management)*. A partir del comando *Slope (Spatial Analyst)* se calcularon las pendientes en base al MDT. En otra instancia, se descargaron imágenes

satelitales de los servidores *Bing* y *ESRI* desde el programa *SAS Planet*, las cuales fueron importadas al programa de mapeo utilizado y georreferenciadas.

Realizando una visualización minuciosa de las imágenes satelitales se pudieron identificar y mapear posibles cicatrices, producto de eventos de remoción en masa previos, debido a la ausencia o menor cobertura vegetal. A esto se le suma la existencia de pendientes elevadas hasta los  $79^\circ$  que permitieron discriminar 3 taludes susceptibles a ser analizados durante la campaña: el talud 1 en el kilómetro 2094 ( $40^\circ 53' 56,71''$  S y  $71^\circ 29' 26,51''$  O) y los taludes 2 ( $40^\circ 57' 33,49''$  S y  $71^\circ 20' 56,93''$  O) y 3 ( $40^\circ 57' 38,25''$  S y  $71^\circ 20' 52,47''$  O) próximos al kilómetro 2079 (consultar la Figura 1 del apartado 3).

Posteriormente se consultaron imágenes *Street View* del programa *Google Earth*, lo cual permitió una primera visualización del estado de los macizos rocosos que conforman dichos taludes. Esto permitió tener una idea preliminar del grado de fracturamiento y de alteración de los macizos rocosos como así también posibilitó realizar una clasificación tentativa de las discontinuidades en familias y una primera zonificación de los taludes, en base al grado de fracturamiento y de alteración. Asimismo, se pudo estimar, tentativamente, la cantidad mínima de estaciones geomecánicas a relevar por sector.

Como se mencionó en el apartado 3), de los 3 sitios donde era posible aplicar la metodología de este trabajo, por cuestiones fundamentalmente de tiempo y de disponibilidad de recursos económicos, se decidió priorizar al talud 1 como consecuencia de haber tenido problemas de estabilidad en el pasado remontándonos al vuelco ocurrido en julio del año 2019 y por su mayor envergadura.

Durante esta etapa de gabinete, se hizo un relevamiento bibliográfico de la geología del área de estudio, así como también de los métodos empíricos a aplicar y de las técnicas a utilizar en el campo para el relevamiento de los datos necesarios. Por otro lado, se confeccionaron los mapas geológico y geomorfológico regionales a escala 1:100.000. Ambos mapas abarcaron la misma área que comprende a la cuenca hidrográfica del río Huemul. La importancia del estudio geológico y geomorfológico de esta cuenca radica en conocer el marco geológico y geomorfológico dentro del cual se encuentra el talud evaluado en este trabajo. Para delimitar la cuenca del río Huemul, se utilizaron las herramientas “*Fill*”, “*Flow direction*”, “*Flow accumulation*”, “*Snap Pour Point*” y “*Watershed*” ubicadas dentro del apartado “*Hidrology*”- “*Spatial Analyst Tools*” dentro del “*ArcToolbox*”. Para mostrar el relieve topográfico, en el mapa geológico, se utilizó la herramienta “*Hillshade*” aplicada sobre un extracto o *clip* del Modelo Digital del Terreno (MDT) descargado y reproyectado. El mapeo geomorfológico se realizó en base a la fotointerpretación de imágenes satelitales obtenidas a partir del servicio *online* de *ArcGIS* y a la visualización de las geoformas en detalle en *Google Earth* por la posibilidad de modificar el ángulo y el sentido de la visualización facilitando la interpretación de las mismas.

## 7.2) Estudios geológicos y geotécnicos de campo

Al arribar al sitio de estudio correspondiente al talud del kilómetro 2094 ( $40^\circ 53' 56,71''$  S y  $71^\circ 29' 26,51''$  O) se procedió a realizar un relevamiento general del mismo y, posteriormente, se realizó una zonificación del talud en base a la variación litológica, al grado de alteración del macizo rocoso y al índice *GSI* (Hoek, 1994 en Marinos *et al.*, 2005 y 2007). A partir de la división del talud en sectores, se decidió relevar la calidad del macizo rocoso en 7 estaciones geotécnicas, representativas de cada sector, mediante la determinación del índice *RMR*<sub>básico</sub> de Bieniawski (1973) (citado en Bieniawski, 1989). A continuación, se brindará el detalle de la forma en que fueron cuantificados los 5 parámetros que integran dicha clasificación geomecánica.

- **Resistencia a la compresión simple (RCS) de la matriz rocosa:** para su estimación se recurrió a la aplicación de los índices de campo de la *ISRM* (1981) (Tabla 12). Por otro lado, para resolver las inquietudes respecto al grado de RCS de las fenoandesitas levemente alteradas, se consultaron los valores promedio de este parámetro para este tipo de litología (Tabla 13).

Grado	Ensayo de resistencia aproximado	Calificación de la resistencia a compresión simple	Valor estimado de la resistencia a compresión simple (MPa)
<b>R0</b>	Se puede rayar con la uña	Extremadamente blanda	< 1
<b>R1</b>	Se puede rayar con el cuchillo y se rompe con golpes moderados de piqueta	Muy blanda	1 - 5
<b>R2</b>	Se raya difícilmente con el cuchillo	Blanda	5 - 25
<b>R3</b>	No se puede rayar con el cuchillo y se puede romper con un golpe de piqueta	Media	25 - 50
<b>R4</b>	Se requieren varios golpes de piqueta para romper la roca	Dura	50 - 100
<b>R5</b>	Difícilmente de romper con la piqueta	Muy dura	100 - 250
<b>R6</b>	Solo saltan esquirlas con golpes fuertes de piqueta	Extremadamente dura	> 250

Tabla 12: Índices de campo para la determinación de la resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa (tomada de *ISRM*, 1981).

Litología	RCS (MPa) (Otros autores)*	RCS (MPa) (En Salinas Riveros, 2018)
Tobas	10-46	26-52
Andesitas	200-320	84-251
Granitos	170-230	0,4-196
Graniodioritas	80-250	18-106
Dioritas	180-245	184-298
Lutitas	30-70	36-42
Areniscas	55-140	33-58
Conglomerados	50-200	20-182
Brechas	15-81	12-191
Recristalizaciones (Cuarcita/Caliza)	100-250/80-140	184/102

Tabla 13: Rango de valores de RCS promedios por litología (tomada de Salinas Riveros, 2018). \*Otros autores: Chau y Wong, 1996; Hoek y Brown, 1997; González de Vallejo, 2002.

- **RQD (Rock Quality Designation):** este índice fue desarrollado por Deere (1963) (citado en Deere y Deere, 1988; Bieniawski, 1989 y Palmstrom, 2005) y fue estimado mediante el conteo volumétrico de discontinuidades  $J_v$  (*Volumetric Joint Count*) de Palmstrom (1974). En la siguiente fórmula se presenta la primera correlación entre ambos parámetros presentada por el autor.

$$RQD = 115 - 3,3 * J_v$$

Fórmula 6: Primera correlación propuesta entre el índice RQD y el conteo volumétrico de discontinuidades ( $J_v$ ).

En el año 2005 Palmstrom presenta una nueva y superadora correlación entre ambas variables tal y como se muestra en la Fórmula 7 (Palmstrom, 2005). Esta última correlación es la adoptada en este trabajo.

$$RQD = 110 - 2,5 * J_v$$

Fórmula 7: Correlación propuesta entre el índice RQD y el conteo volumétrico de discontinuidades ( $J_v$ ) adoptada en este trabajo.

Ambas fórmulas son válidas para valores de  $4,5 < J_v < 35$ . Si  $J_v < 4,5$ , el  $RQD = 100$ . Y si  $J_v > 35$ , entonces el  $RQD$  es igual a 0. Para calcular el conteo volumétrico de discontinuidades ( $J_v$ ) de Palmstrom (1974) se utilizó la Fórmula 8 y para su relevamiento se utilizó el método de *scan line*.

Fórmula 6

$$J_v = \sum \frac{\text{N}^\circ \text{ de discontinuidades de cada familia}}{\text{Longitud de medida}}$$

$$J_v = \frac{\text{N}^\circ \text{ de discontinuidades de J1}}{\text{Longitud de medida 1}} + \frac{\text{N}^\circ \text{ de discontinuidades de J2}}{\text{Longitud de medida 2}} + \dots + \frac{\text{N}^\circ \text{ de discontinuidades de Jn}}{\text{Longitud de medida n}}$$

Fórmula 8: Cálculo del índice  $J_v$

Complementariamente al método de estimación de Palmstrom (1974), se implementó la Fórmula 9 establecida por Priest y Hudsons (1976). La estimación del  $RQD$  correspondiente a las brechas volcánicas fue realizada exclusivamente en base al método propuesto por estos últimos autores.

$$RQD^* = 100 e^{-0,1\lambda} (0,1\lambda + 1)$$

Fórmula 9: Cálculo del  $RQD^*$

Donde:

$RQD^*$ : equivale al  $RQD$  calculado en base a una distribución exponencial negativa.

$\lambda$ : frecuencia de discontinuidades por metro (cantidad de discontinuidades promedio por metro).

Es importante mencionar que el  $RQD$  es un índice sencillo de aplicar y económico pero que por sí mismo o aplicado como único método de medición no es suficiente para brindar una adecuada descripción del macizo rocoso porque no considera la orientación de las discontinuidades, su abertura ni su relleno (Bieniawski, 1989). Por este motivo, es utilizado dentro de índices geomecánicos que consideran otros parámetros.

- **Separación entre las discontinuidades de una misma familia:** para su determinación se aplicó la Fórmula 10 y la longitud de medida se cuantificó con cinta métrica.

$$\text{Separación de } J_n = \frac{\text{Longitud de medida n}}{\text{N}^\circ \text{ de discontinuidades de Jn}}$$

Fórmula 10: Estimación de la separación entre discontinuidades

- **Estado de las discontinuidades para cada familia o set de discontinuidad:** la puntuación final de este parámetro es resultado de la evaluación de la rugosidad, abertura, relleno, grado de alteración y longitud de las discontinuidades.
  - **Abertura:** para su estimación se utilizó una sonda calibre milimétrico y un calibre analógico.
  - **Longitud:** se cuantificó con una cinta métrica.
  - **Rugosidad:** se definió cualitativamente recurriendo al esquema explicativo de la siguiente figura. Una clasificación cualitativa de la rugosidad se basa en la observación de la superficie de la discontinuidad en dos escalas descriptivas. La escala métrica, asociada al concepto de ondulación, se divide en tres grados: escalonada, ondulada y plana. La escala de detalle (centímetros o milímetros), vinculada a la definición de rugosidad propiamente dicha, divide cada grado de la escala anterior en: rugosa, lisa y pulida (Figura 7).

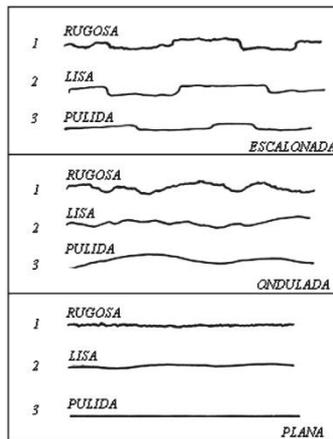


Figura 7: Escala descriptiva de observación para determinar la rugosidad (tomada de ISRM, 1978).

- **Relleno:** se definió mediante la observación de la mineralogía y su espesor se midió con calibre analógico.
- **Alteración:** se recurrió al uso de los índices de campo de la *ISRM* (1981) (Tabla 14).

Término	Descripción	Grado de alteración
<b>Roca fresca</b>	No hay ningún signo visible de material rocoso alterado. Leve decoloración en las principales superficies de las discontinuidades.	<b>A0</b>
<b>Roca levemente alterada</b>	Decoloración tanto del material rocoso como de las superficies de las discontinuidades. El material rocoso se encuentra más débil que en su condición original.	<b>A1</b>
<b>Roca moderadamente alterada</b>	Menos de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado en suelo. La roca fresca o decolorada está presente en una estructura continua o por sectores.	<b>A2</b>
<b>Roca muy alterada</b>	Más de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado en suelo. La roca fresca o decolorada está presente en una estructura discontinua o por sectores.	<b>A3</b>
<b>Roca completamente alterada</b>	Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado en suelo. La estructura original del macizo rocoso aún se mantiene.	<b>A4</b>
<b>Suelo residual</b>	Todo el material rocoso se ha convertido en suelo y la estructura original está destruida. Hay un gran cambio de volumen pero el suelo resultante no ha sido significativamente transportado.	<b>A5</b>

Tabla 14: Grados de meteorización (tomada de *ISRM*, 1981).

- **Condición del agua subterránea:** se determinó a través de la observación en campo. La presencia de vegetación y/o pátinas de oxidación sobre las superficies de las discontinuidades son indicadoras de circulación de agua a través de las mismas.

Posteriormente, para evaluar la estabilidad del talud por el método *SMR* (Romana, 1985) se midió el rumbo y pendiente del mismo a distancia mediante el uso de una brújula estructural con inclinómetro y se lo dividió en secciones que coincidieron con las zonas o sectores en que había sido discriminado el macizo rocoso mediante el índice *GSI*. De esta manera, se relevaron los rumbos y buzamientos de algunos ejemplares de las discontinuidades de cada familia o *set* presentes en cada sección para lograr

la mayor representatividad de los datos y, por consiguiente, de los resultados obtenidos en este trabajo. Finalmente, en las tareas de gabinete posteriores a la campaña se calcularon las pendientes a partir de un MDE (Modelo Digital de Elevación) de 5 m de resolución espacial, descargado del IGN, y se decidió utilizar el valor máximo de inclinación ( $68^\circ$ ) obtenido a partir del mapa de pendientes.

Finalmente, para poder realizar una evaluación del riesgo frente a la caída de rocas aplicando el método propuesto por Saroglou *et al.* (2012) (*RRRS*) se relevaron los parámetros necesarios para cada sección de la misma forma que se hizo al aplicar la clasificación *SMR*. A continuación, se detallará la manera en que se obtuvo cada parámetro de las 4 categorías del *RRRS*.

#### Categoría A

- **Pendiente del talud:** se realizaron mediciones a distancia con brújula estructural cuyos resultados fueron comparados con las pendientes calculadas en base a un MDE de 5 m de resolución espacial descargado del IGN. Se decidió utilizar el valor máximo de inclinación ( $68^\circ$ ) obtenido a partir del mapa de pendientes.
- **Altura del talud y de los desprendimientos:** la altura corresponde al cateto opuesto de un triángulo rectángulo y se cuantificó a partir de la medición a distancia usando una brújula estructural y aplicando la función trigonométrica de la tangente. Se relevó el ángulo entre la hipotenusa, al punto del talud donde se quiso calcular su altura, y la horizontal (cateto adyacente). Además, se determinó la distancia entre el punto de medición y el pie del talud (cateto adyacente) a partir de la cantidad de pasos de separación entre ambos, conociendo el largo del paso de la persona encargada del relevamiento. A esta determinación de la altura ( $H_1$ ) se le suma la altura de la persona encargada del relevamiento ( $H_2$ ) obteniendo la altura total del punto de medición (Ver Figura 8).

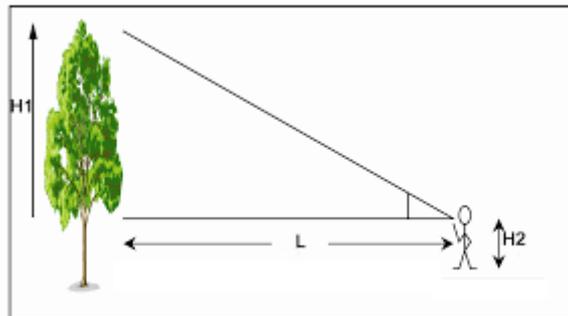


Figura 8: Esquema para determinar la altura de un objeto a distancia usando una brújula estructural

- **Rugosidad del talud:** se definió cualitativamente recurriendo al esquema explicativo de la Figura 7. Consultar la metodología aplicada para la obtención de la rugosidad para aplicar el índice *RMR*.

#### Categoría B

- **Rugosidad, abertura, relleno y separación de las discontinuidades:** se aplicó la misma metodología que para el índice *RMR*.
- **Orientación de las discontinuidades:** se cuantificó en base a la actitud de las discontinuidades relevadas en el campo con la brújula estructural y considerando los resultados obtenidos del análisis cinemático.
- **JCS (Joint compressive strength) equivalente a la resistencia a la compresión simple de la pared de la discontinuidad:** se evaluó mediante los índices de campo de la *ISRM* (1981) (Tabla 12).
- **Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa:** se recurrió a la aplicación de los índices de campo de la *ISRM* (1981) (Tabla 12). Por otro lado, para resolver las inquietudes respecto al grado de RCS de las fenoandesitas levemente alteradas, se consultaron los valores promedio de este parámetro para este tipo de litología (Tabla 13).

- **Volumen de los bloques desprendidos o potencialmente desprendidos:** existen 2 tipos de volúmenes de bloques. Por un lado, los bloques desprendidos equivalen a los bloques caídos o retenidos es decir aquellos que producto de los impactos con el paramento del talud se fracturaron en bloques más pequeños. Este comportamiento se debe al grado de fracturamiento del bloque o a la resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa para los casos en que el  $J_v < 3$  (Fernández y Romana, 2016). Por otro lado, el volumen de los bloques potencialmente desprendidos equivale al término “bloques que fallan” y corresponden al volumen que cae en un único fallo en un instante dado. De este modo, el tamaño del bloque que falla, en la mayoría de los casos, es mayor o igual al tamaño del bloque caído. Una excepción a esta regla puede darse en el caso que el relleno de las discontinuidades sea muy competente, incluso superando la resistencia de la matriz rocosa, como por ejemplo rellenos de cuarzo conformando vetas.

Fernández y Romana (2016) establecieron la siguiente relación (Fórmula 11) entre el  $J_v$  y el volumen del bloque que falla y en la Fórmula 12 determinaron una relación, de carácter local, para correlacionar el volumen de bloque que falla con el volumen de bloque caído. Para aplicar el método de Saroglou *et al.* (2012) se cuantificó el volumen del bloque que falla ( $V_{bf}$ ).

$$V_{bf} = 2,953 * \frac{1}{J_v} - 0,0804$$

Fórmula 11: Determinación del volumen del bloque que falla ( $V_{bf}$ ).

Donde:

$V_{bf}$ : Volumen del bloque que falla (m<sup>3</sup>)

$J_v$ : Índice o conteo volumétrico de discontinuidades

$$V_{bc} = 0,926 * V_{bf} - 0,085$$

Fórmula 12: Estimación del volumen del bloque caído ( $V_{bc}$ ).

Donde:

$V_{bc}$ : Volumen del bloque caído (m<sup>3</sup>)

$V_{bf}$ : Volumen del bloque que falla (m<sup>3</sup>)

Al utilizar la Fórmula 11 para cuantificar el  $V_{bf}$  no se tiene en cuenta los volúmenes de bloques localizados en el sector 4 del talud, sector donde uno de estos bloques falló en el evento del año 2019. Para determinar este volumen y, al no haber podido acceder a la ubicación de estos bloques durante la campaña de campo, se realizó una estimación del mismo a partir de las mediciones realizadas por Vialidad Nacional respecto a la abertura máxima de la grieta de tracción de uno de estos bloques equivalente a 1 m (Aceituno, 2019). Consultar la Figura 28 del apartado 8.6) de los resultados.

- **Cantidad de bloques desprendidos o potencialmente desprendidos a lo largo del talud:** se determinó mediante la observación en campo y la visualización de imágenes tipo *Street View*.

Categoría C

- **Condiciones e intensidad de las precipitaciones:** se consultaron los valores medios mensuales y extremos mensuales y diarios de precipitaciones de la ciudad de Villa La Angostura relevados por el Servicio Meteorológico Nacional (Figura 9). Dichos datos fueron medidos en la misma estación meteorológica que para la ciudad rionegrina de San Carlos de Bariloche.

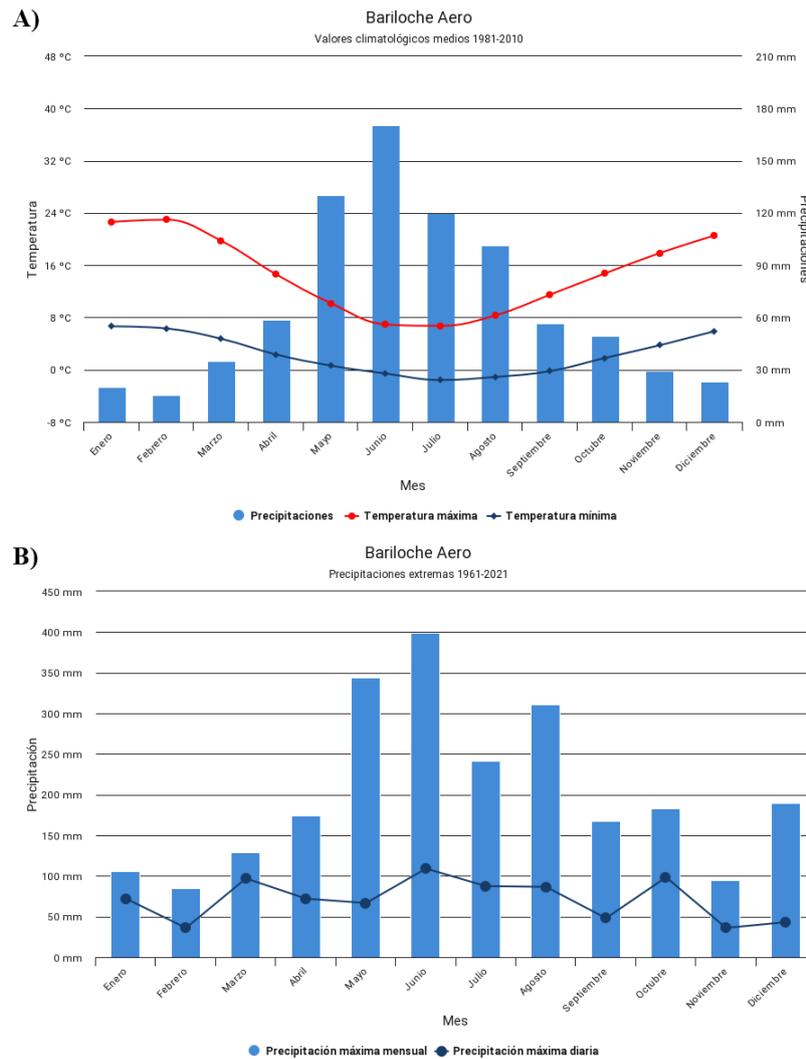


Figura 9: A) Valores promedio mensuales de las precipitaciones y temperaturas máximas y mínimas para la ciudad de Villa La Angostura relevados entre los años 1981 y 2010. B) Valores extremos mensuales y diarios de las precipitaciones para la ciudad de Villa La Angostura relevados entre los años 1961 y 2021 (tomado del Servicio Meteorológico Nacional).

- **Permeabilidad/Condiciones de drenaje del talud:** se aplicó la misma metodología que para el índice *RMR*.
- **Peligrosidad sísmica (coeficiente de aceleración  $\alpha$ ):** se extrajo del mapa de peligrosidad sísmica del INPRES (Figura 10).

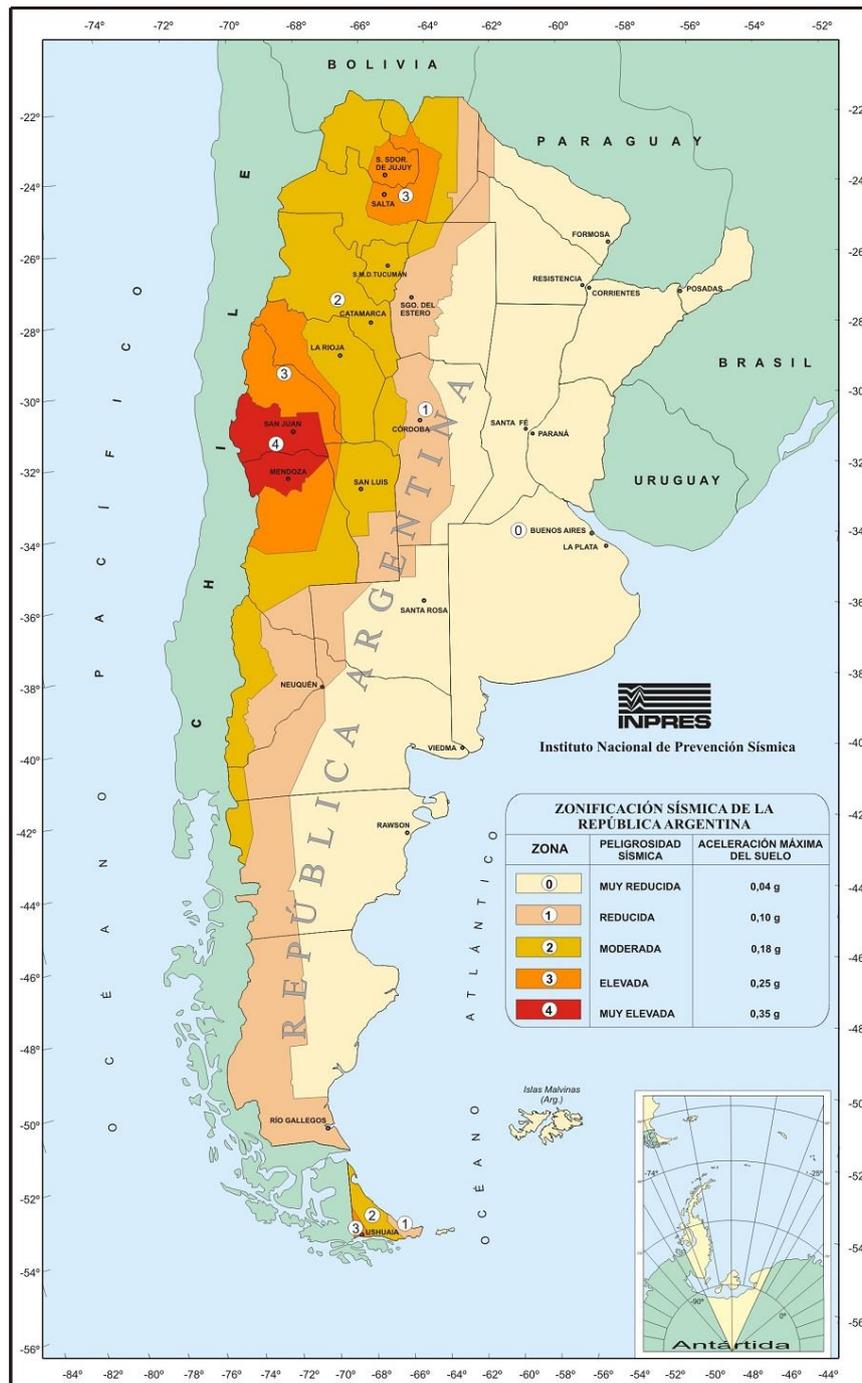


Figura 10: Mapa de peligrosidad sísmica de Argentina (tomado del INPRES).

#### Categoría D

- **Ancho de la zona de captura de los desprendimientos (distancia entre el pie del talud y el hipotético muro de contención):** la medición fue realizada con cinta métrica.
- **Historial de caídas de rocas:** ante la ausencia de registros precisos, se recurrió a los registros en noticias periodísticas y al criterio personal.

#### 7.3) Segunda etapa de estudios en gabinete

Se procedió a la digitalización, en planillas de cálculo *Excel*, de la información relevada durante la campaña para el procesamiento posterior de los datos relevados para el cálculo de los índices *RMR*, *SMR* y *RRRS*. Simultáneamente, se clasificaron las diaclasas en familias considerando su actitud, es decir, teniendo en cuenta la dirección de buzamiento y el buzamiento. Para este fin se utilizó el programa *Stereonet* para representar las discontinuidades en una red de Wulff. La representación de

los polos de las discontinuidades, fundamentalmente de las diaclasas, facilitó su discriminación en familias al representarlas como puntos en lugar de círculos máximos dada la cantidad de mediciones. Además, se realizó el análisis del diagrama de contornos o de densidad de polos en una falsilla de Schmidt que contribuyó a la clasificación final de las diaclasas en familias. Por otro lado, se realizó el análisis cinemático de las discontinuidades para rotura planar, por vuelco y en cuña representando en una red estereográfica (red de Wulff) las discontinuidades, el talud y el ángulo de fricción interna de las discontinuidades en cuestión estimado a partir del índice *RMR* calculado en base a los parámetros más desfavorables de las discontinuidades del macizo rocoso para cada sección del talud. Se sugiere consultar el apartado 8.3) donde se encuentra la justificación de la metodología implementada. Para el análisis cinemático se plasmó esta información en una red de Wulff para lo cual, se utilizó una combinación de formas de representación de los planos tanto como círculos máximos y como polos según el tipo de rotura analizado. Para evaluar el cumplimiento de las condiciones que favorecen la rotura planar y por vuelco, las discontinuidades fueron representadas por sus polos. Mientras que, en el escenario de la rotura en cuña, se representaron los círculos máximos para obtener las líneas de intersección entre pares de discontinuidades. Para más información acerca de los diagramas de círculos máximos, polos y de contornos y los distintos tipos de proyecciones se sugiere revisar los trabajos de Tomás Jover *et al.* (2002) y Babín Vich y Gómez Ortiz (2010).

Finalmente, se confeccionó un mapa geológico-geotécnico del cerro Centinela y del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 sujeto a estudio en este trabajo a escala 1:15.000. Este mapa fue realizado en base al relevamiento de campo de los parámetros necesarios para determinar la clasificación geomecánica *RMR* (Bieniawski, 1973 en Bieniawski, 1989) en 8 estaciones geotécnicas, de las cuales 7 pertenecen al talud estudiado y 1 al cerro Centinela. Asimismo, se incluyó la información geológica obtenida de las descripciones litológicas de las secciones del talud y del punto de contacto entre las formaciones. Ventana y Los Machis sobre el cerro Centinela. Además, estos datos fueron complementados con la fotointerpretación de imágenes satelitales de los servidores *Bing* y *ESRI* descargadas desde el programa *SAS Planet*, las cuales fueron importadas al programa de mapeo *ArcGIS* y georreferenciadas utilizando el sistema de referencia POSGAR 1994 Argentina Faja 1.

## 8) RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### 8.1) Sectorización del talud, ubicación de las estaciones geotécnicas y clasificación de las diaclasas en familias

El talud del kilómetro 2094, con una extensión aproximada de 208 metros, fue dividido en 4 sectores, como se observa en la fotografía panorámica de la Figura 11 y en la Figura 12, y se relevaron un total de 7 estaciones geotécnicas (G1, G2, G3, G3\*, G4, G4\* y G5), 2 por sector a excepción del sector 4 donde se instaló una única estación geomecánica dada la homogeneidad en la litología, grado de fracturamiento y de alteración del macizo rocoso. Los fundamentos de la sectorización realizada y de la elección de la cantidad de estaciones geotécnicas por sector se exponen en la Tabla 15. Es importante aclarar que las estaciones geotécnicas G1 y G2 (sector 1), G3 (sector 2), G4 (sector 3) y G5 (sector 4) representan macizos rocosos con parámetros geotécnicos muy similares. No obstante ello, se decidió instalar dichas estaciones geotécnicas con el propósito de realizar un análisis pormenorizado de cada sector, comprobar que la existencia de mayores pátinas de óxidos en los sectores 1 y 4, representados por las estaciones G2 y G5, respectivamente, no hayan reducido la calidad del macizo rocoso y debido a que cada sector del talud se encontraba próximo a otro donde se observaron variaciones litológicas, como la intrusión de las brechas volcánicas en el sector 2, o se notaron variaciones en el grado de alteración de las fenoandesitas como se relevó en el sector 3.

Es importante aclarar que los resultados obtenidos en este trabajo representan los primeros 13 metros del talud ya que, durante la campaña de campo no fue posible acceder al tramo superior del mismo por dificultad de acceso y falta de los elementos de protección personal para trabajar en alturas.

Por consiguiente, se sugiere para futuras investigaciones evaluar la calidad del macizo rocoso y la estabilidad de la sección superior del talud.

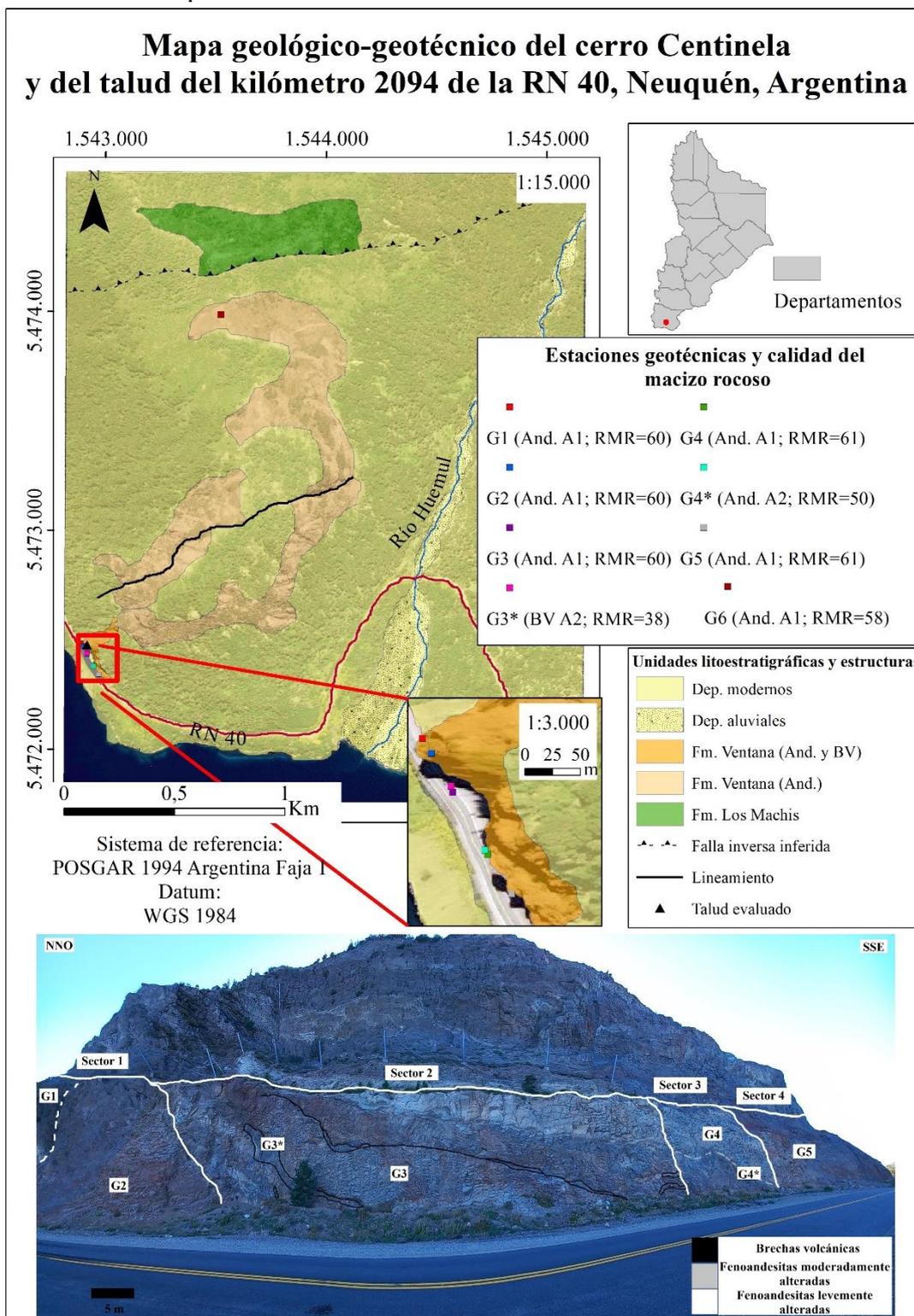


Figura 11: A) Mapa geológico-geotécnico del cerro Centinela y del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 a escala 1:15.000. B) Mapa geológico-geotécnico del talud del kilómetro 2094 de la RN n°40 a escala 1:3.000. A su vez, se presenta una fotografía panorámica del talud estudiado donde se muestra la división del mismo en 4 sectores, la ubicación de las estaciones geotécnicas (G) y la discriminación litológica realizada. Aclaraciones de las abreviaturas: G (estaciones geomecánicas); And. (fenoandesitas); BV (brechas volcánicas); A1 (roca levemente alterada); A2 (roca moderadamente alterada).

Sector	Estación geomecánica	Litología	Grado de alteración del macizo rocoso	GSI
1	G1	Fenoandesitas (5% de fenocristales)	Levemente alterado. Desarrollo de pátinas de óxidos (hematita terrosa y especularia)	65-50 (estructura fracturada y una condición de superficie buena-regular con discontinuidades ligeramente rugosas-onduladas y levemente alteradas)
	G2	Fenoandesitas (5% de fenocristales)	Levemente alterado. Mayor desarrollo de pátinas de óxidos (hematita terrosa y especularia) que en G1 que se traduce en una coloración del macizo rocoso más rojiza-morada	65-50 (estructura fracturada y una condición de superficie buena-regular con discontinuidades ligeramente rugosas-onduladas y levemente alteradas)
2	G3	Fenoandesitas (5% de fenocristales y afloramientos con un 25% de fenocristales)	Levemente alterado. Desarrollo de pátinas de óxidos (hematita terrosa y especularia)	65-50 (estructura fracturada y una condición de superficie buena-regular con discontinuidades ligeramente rugosas-onduladas y levemente alteradas)
	G3*	Brechas volcánicas	Moderadamente alterado	50-40 (estructura muy fracturada y una condición de superficie regular con discontinuidades suaves y moderadamente alteradas)
3	G4	Fenoandesitas (5% de fenocristales y afloramientos con un 25% de fenocristales)	Levemente alterado. Desarrollo de pátinas de óxidos (hematita terrosa y especularia)	65-50 (estructura fracturada y una condición de superficie buena-regular con discontinuidades ligeramente rugosas-onduladas-suaves y levemente alteradas)
	G4*	Fenoandesitas (25% de fenocristales)	Moderadamente alterado	60-50 (estructura fracturada y una condición de superficie regular con discontinuidades ligeramente rugosas-onduladas-suaves y moderadamente alteradas)
4	G5	Fenoandesitas (5% de fenocristales)	Levemente alterado. Mayor desarrollo de pátinas de óxidos (hematita terrosa y especularia) que en G4 que se traduce en una coloración del macizo rocoso más rojiza-morada	55-40 (estructura muy fracturada y una condición de superficie buena-regular con discontinuidades ligeramente rugosas-onduladas-suaves y levemente alteradas)

Tabla 15: Criterios empleados para la división del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 en 4 sectores y la justificación de la creación de cada una de las estaciones geotécnicas.

Es importante destacar que el evento gravitatorio ocurrido en el mes de julio del año 2019, que motivó el desarrollo de este trabajo, se debió al vuelco de un bloque perteneciente al sector 4 del talud y su ubicación se muestra con una estrella amarilla en la Figura 12 D. Se recomienda al lector consultar el apartado 8.6) donde se propone y justifica el modelo de rotura por vuelco para este evento.



Figura 12: A) Sector 1 del talud con la ubicación de las estaciones geotécnicas G1 y G2. B) Sector 2 del talud con la localización de las estaciones geomecánicas G3 y G3\*. La extensión de las brechas volcánicas fue interpretada en trazos negros. C) Límites entre los sectores 2, 3 y 4 del talud con la ubicación de las estaciones geotécnicas G4 y G4\* dentro del sector 3. En líneas discontinuas se interpretó el afloramiento de las fenoandesitas moderadamente alteradas con 25% de fenocristales de plagioclasas. D) Límites entre los sectores 3 y 4 del talud con la localización de la estación geomecánica G5 dentro del sector 4. La estrella amarilla representa la localización del bloque que falló en el evento del año 2019.

La ubicación de las estaciones geomecánicas se presenta en el mapa geológico-geotécnico de la Figura 11, en el recuadro B, a escala 1:3.000. Finalmente, en la Figura 13 se muestran todos los tipos de litologías que conforman el talud y las pátinas de oxidación que las afectan. A modo de resumen, el talud estudiado está compuesto mayoritariamente por fenoandesitas levemente alteradas con textura porfírica con un 5% de fenocristales, principalmente, de plagioclasas (Figura 13 A). En el sector 2 del talud (Figura 12 B), a su vez, afloran brechas volcánicas (Figura 13 D, E y F) intruyendo a las fenoandesitas porfíricas que muestran variaciones en el contenido de fenocristales (5 y 25%). En el sector 3 (Figura 12 C) además de los dos tipos de fenoandesitas levemente alteradas, se observa una capa de espesor variable de 30 centímetros como máximo de fenoandesitas moderadamente alteradas (Figura 13 C). Tanto en el sector 1 como en el 4 (Figura 12 A y D) afloran las fenoandesitas porfíricas con 5% de fenocristales de plagioclasas. Las descripciones petrográficas completas se adjuntan en el apartado 11.1). Por otro lado, al realizar el relevamiento geológico y geotécnico del cerro Centinela, se instaló una estación geotécnica denominada G6 en la ubicación que se muestra en el mapa de la Figura 11 A.

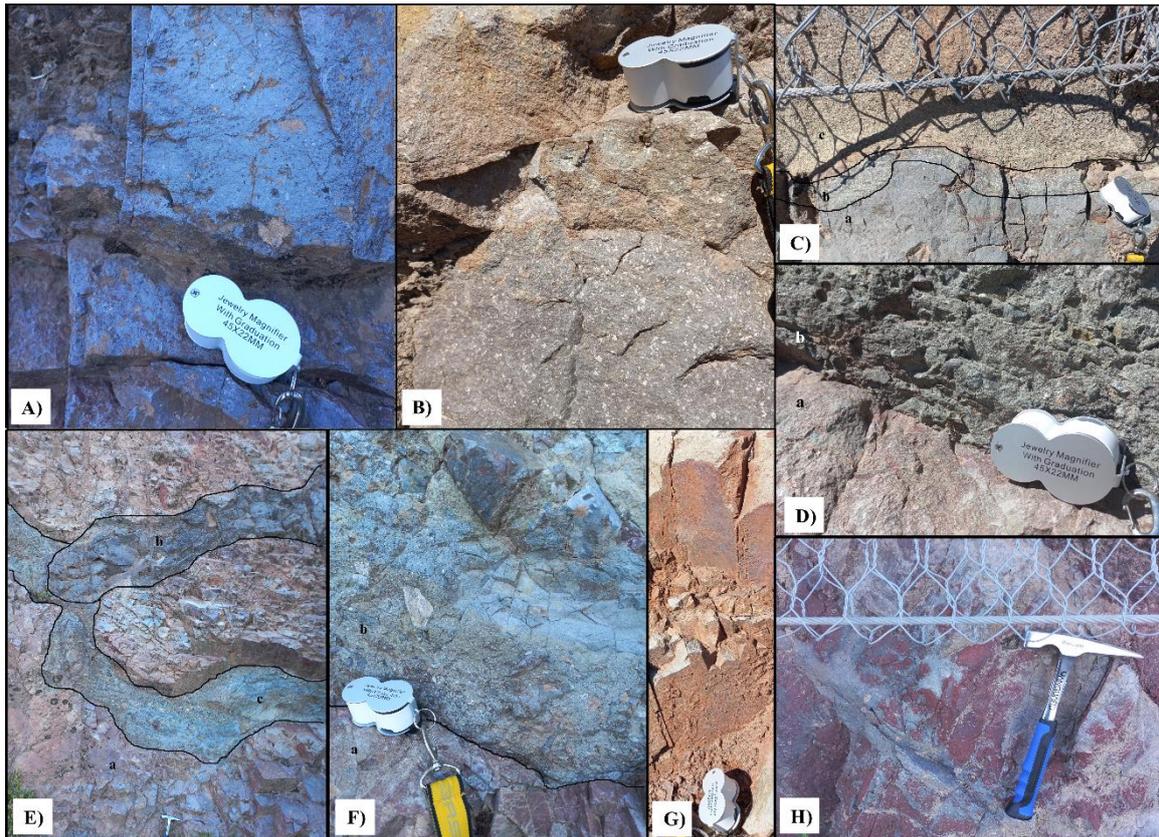


Figura 13: Litologías aflorantes en el talud. A) Fenoandesita con textura porfírica con un 5% de fenocristales de plagioclasas y, subordinadamente, de minerales máficos. Presenta un grado de alteración leve. B) Fenoandesita con textura porfírica con un 25% de fenocristales de plagioclasas y, subordinadamente, de minerales máficos. Su grado de alteración es leve. C) La litología “a” equivale a una fenoandesita porfírica con 5% de fenocristales de plagioclasas y, de manera subordinada, minerales máficos; “b” es igual a la litología de la Figura B; “c” es una fenoandesita con textura porfírica con un 25% de fenocristales de plagioclasas pero con un grado de alteración moderado. D) Contacto litológico entre la fenoandesita (a) y la brecha volcánica (b). E) Contacto litológico entre la fenoandesita con 5% de fenocristales (a), la fenoandesita con 25% de fenocristales (b) y la brecha volcánica (c). F) Ídem Figura D. G y H) Pátinas de oxidación compuestas por hematita terrosa y de la variedad especularia. Aclaración: la piqueta y la lupa, utilizadas como escala, tienen un largo igual a 30 cm y 6 cm, respectivamente.

Una vez definida la ubicación de las estaciones geomecánicas sobre el talud estudiado, se procedió a la cuantificación de los parámetros necesarios para determinar el índice  $RMR_{básico}$  de cada estación (para ver los resultados consultar la sección 8.2). Dos de las variables a determinar fueron el  $RQD$  y la separación entre las discontinuidades (revisar el apartado 7.2). Para cuantificarlas fue necesario clasificar a las diaclasas, al menos preliminarmente, en familias según su actitud, es decir, considerando su dirección de buzamiento y buzamiento. Esta clasificación “preliminar” fue realizada en el campo y mejorada a partir del procesamiento de las orientaciones de las diaclasas en planillas *Excel* y representándolas en redes estereográficas utilizando el programa *Stereonet* (Figura 14). Como resultado se clasificaron a las 50 diaclasas relevadas en 5 familias cuyos valores de dirección de buzamiento y buzamiento promedios, máximos y mínimos se exponen en la Tabla 16. La cantidad final de familias identificadas responde al objetivo de facilitar el análisis cinemático posterior y poder identificar de manera general las familias más problemáticas que delimitan los bloques más inestables para los tipos de rotura planar, por vuelco y en cuña. Se sugiere, para futuras investigaciones sobre el talud, incrementar la cantidad de diaclasas relevadas y realizar una división en un mayor número de familias y aplicar el análisis cinemático sobre los valores de rumbo y buzamiento promedios de cada familia en vez de trabajar con cada discontinuidad individualmente.

En la Figura 15, Figura 16 y Figura 17 se presentan las fotografías de las 7 estaciones geotécnicas relevadas en el talud estudiado con las familias de diaclasas interpretadas.

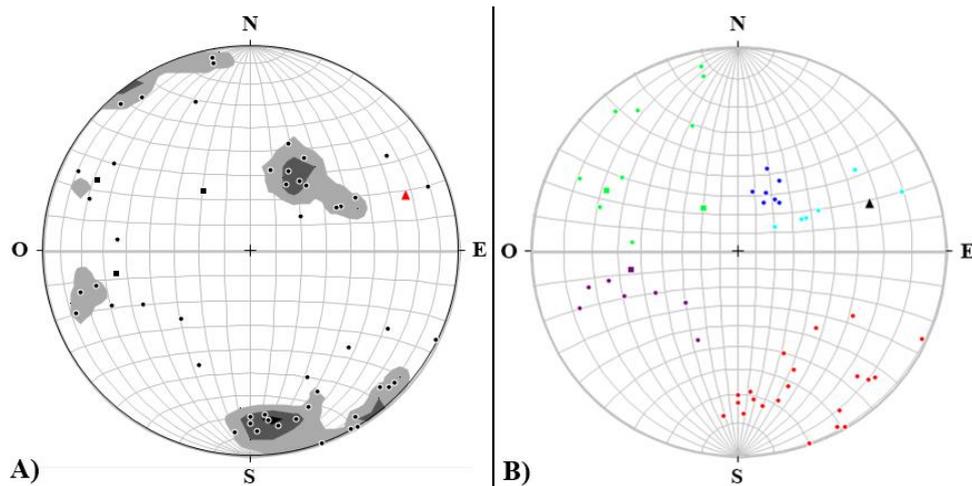


Figura 14: A) Red de Schmidt con el análisis de contornos o de densidad de polos de las 53 discontinuidades. B) Red de Wulff con la clasificación de las discontinuidades en familias: J1 (turquesa), J2 (azul), J3 (rojo), J4 (violeta) y J5 (verde). Aclaración: Los círculos representan los polos de las diaclasas; los cuadrados, los polos de las superficies de contacto litológico entre las fenoandesitas y las brechas volcánicas y el triángulo representa el polo del talud.

Familias diaclasas	Dirección de buzamiento promedio (°)	Dirección de buzamiento máxima (°)	Dirección de buzamiento mínima (°)	Buzamiento promedio (°)	Buzamiento máximo (°)	Buzamiento mínimo (°)
J1	242	250	235	50	80	24
J2	207	220	194	36	46	30
J3	318	360	5	76	90	56
J4	63	80	24	59	78	39
J5	135	169	95	70	85	30

Tabla 16: Resumen de la clasificación de las diaclasas relevadas en los 4 sectores del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40.

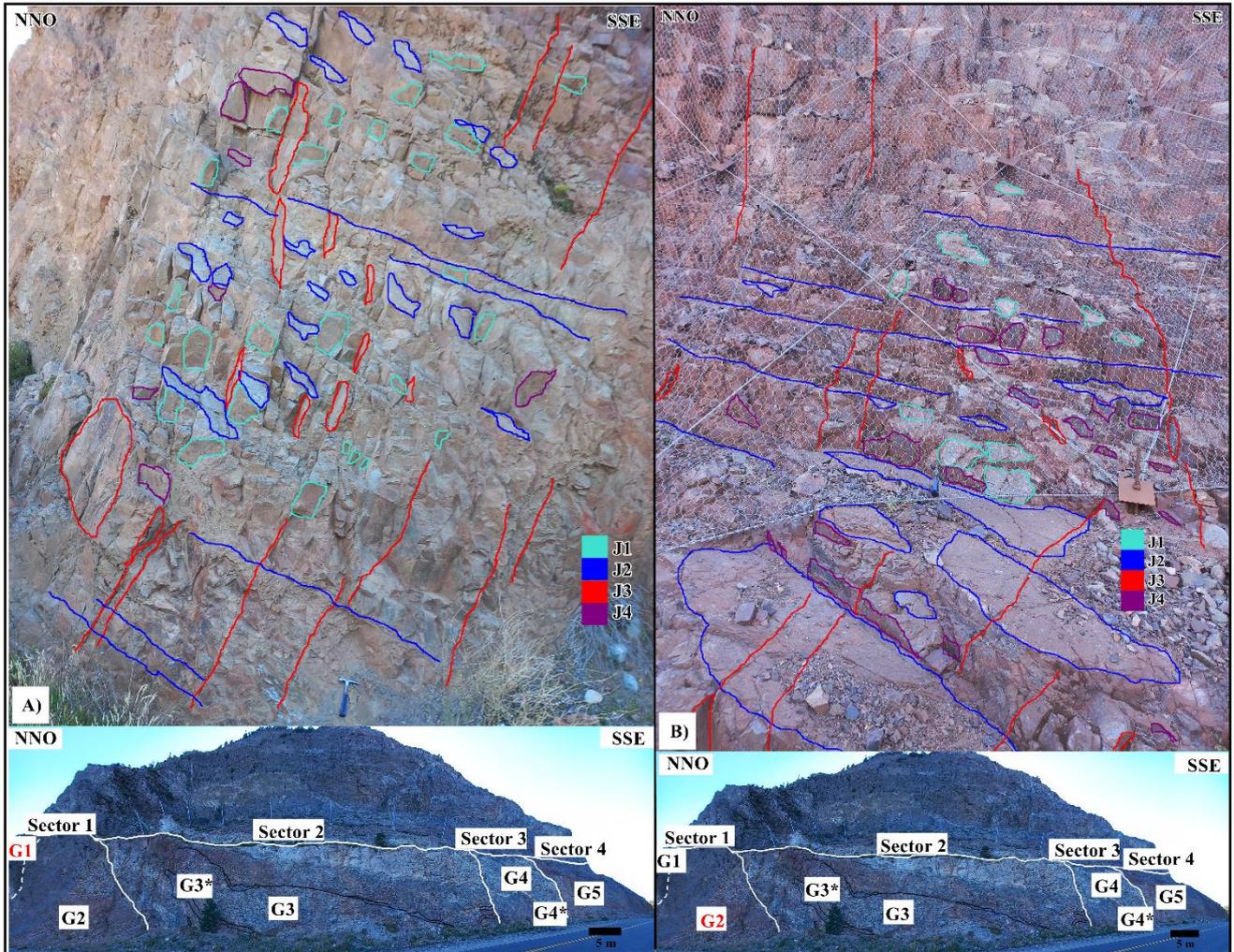


Figura 15: A) Ubicación de la estación geomecánica G1 dentro del sector 1 del talud con algunos ejemplares de las familias de diaclasas interpretados. B) Ubicación de la estación geomecánica G2 dentro del sector 1 del talud con algunos ejemplares de las familias de diaclasas interpretados. Aclaración: la piqueta, utilizada como escala, tiene un largo igual a 30 cm.

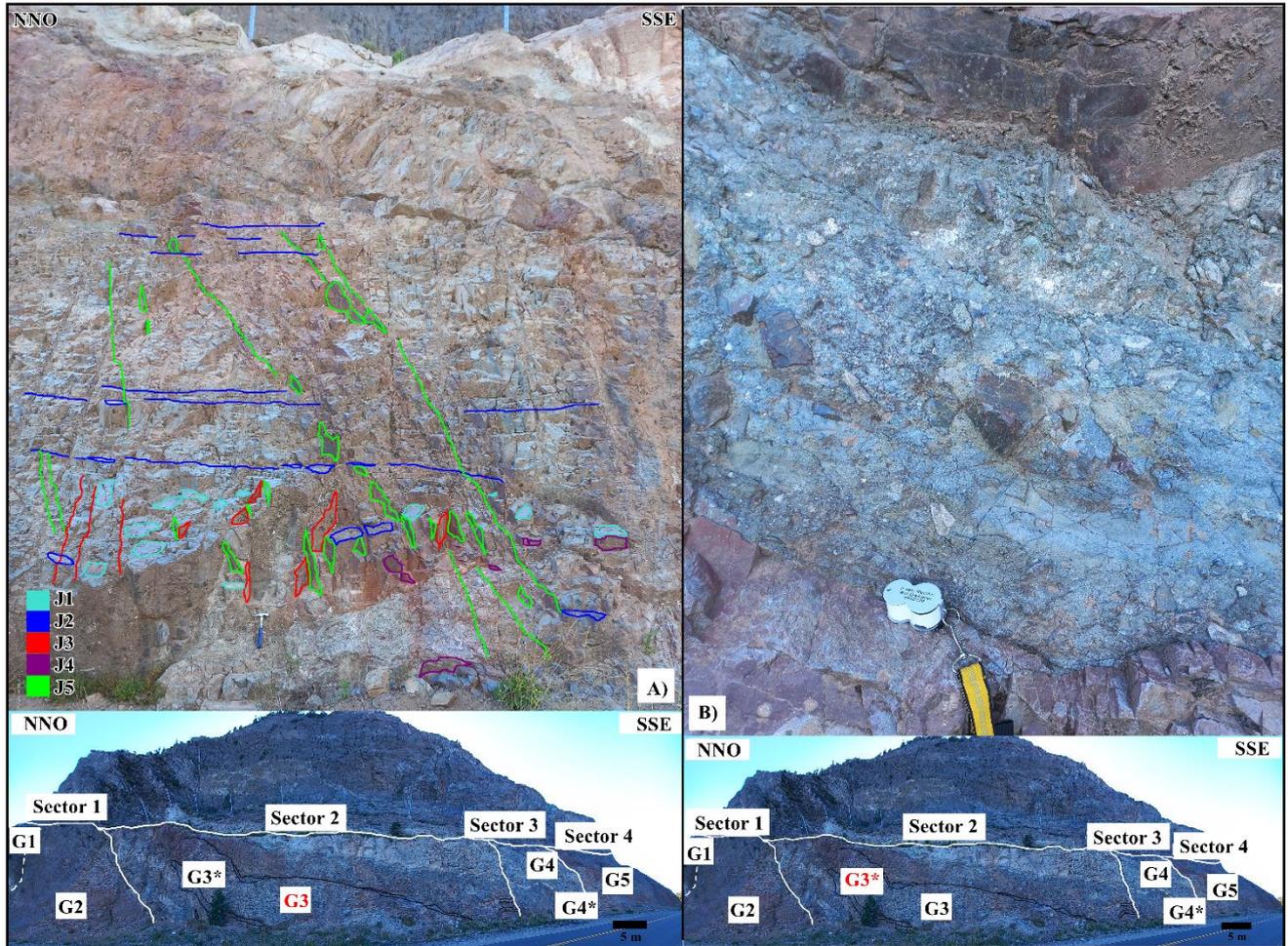


Figura 16: A) Ubicación de la estación geomecánica G3 dentro del sector 2 del talud con algunos ejemplares de las familias de diaclasas interpretados. B) Ubicación de la estación geomecánica G3\* dentro del sector 2 del talud. Aclaración: la piqueta y la lupa, utilizadas como escala, tienen un largo igual a 30 cm y 6 cm, respectivamente.

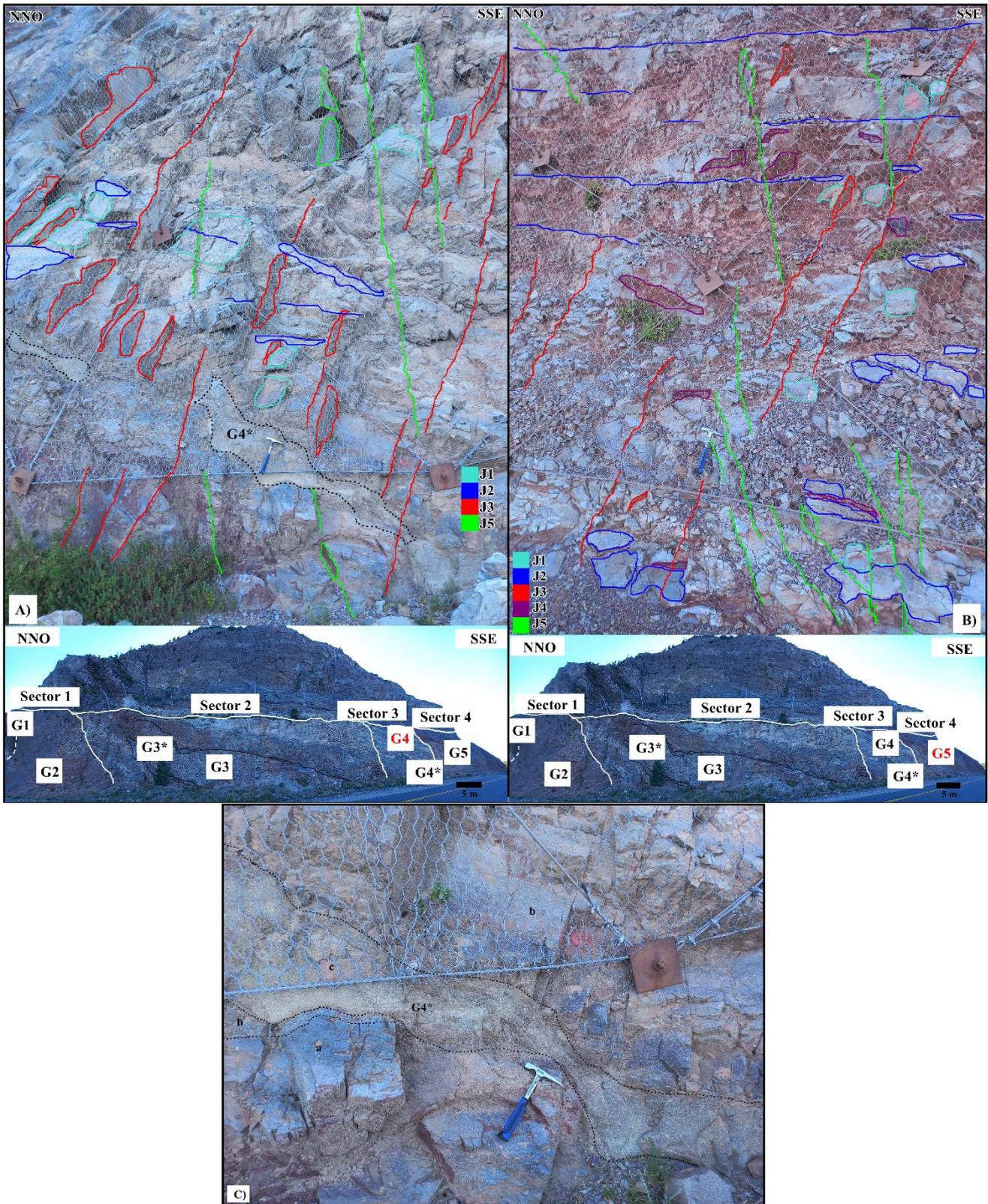


Figura 17: A) Ubicación de la estación geomecánica G4 dentro del sector 3 del talud con algunos ejemplares de las familias de diaclasas interpretados y con la delimitación de la extensión de la estación geotécnica G4\*. B) Ubicación de la estación geomecánica G5 dentro del sector 4 del talud con algunos ejemplares de las familias de diaclasas interpretados. C) Detalle de las litologías aflorantes en el sector 3 del talud: “a” equivale a andesitas levemente alteradas con un 5% de fenocristales; “b” son andesitas levemente alteradas con un 25% de fenocristales y “c” presenta la misma litología que “b” pero con un grado de alteración moderado. Aclaración: la piqueta, utilizada como escala, tiene un largo igual a 30 cm.

## 8.2) RMR (Rock Mass Rating)

La calidad de las fenoandesitas levemente alteradas que afloran en el talud de manera dominante es “media” con valores del índice *RMR* entre 58 y 60 puntos para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” y entre 52 y 54 puntos considerando un escenario con precipitaciones. Por otro lado, la menor calidad de las fenoandesitas con un grado moderado de alteración, localizadas en el sector 3 del talud (G4\*), se ve reflejada en una disminución de la valoración del *RMR* por 8 puntos de los límites inferiores de los intervalos antes citados. Aun así, se mantiene dentro de la categoría de calidad “media”. Finalmente, las brechas volcánicas, aflorantes en el sector 2 (G3\*), representan al macizo rocoso de peor calidad que conforma al talud con una calidad “mala”.

Se cuantificó este índice considerando dos escenarios posibles: uno sin precipitaciones, donde predomina una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda”, y otro escenario más desfavorable con precipitaciones (condición hidrogeológica “goteando”). Los resultados de aplicar la clasificación geomecánica *RMR* tanto sobre el talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 como sobre el cerro Centinela se presentan en la Tabla 17 y en la Tabla 18. Vale aclarar que las mediciones realizadas tienen un alcance de 13 metros de altura desde la base del talud (ver la imagen panorámica del talud de la Figura 11 del apartado 8.1). Por encima de dicho nivel el acceso al talud era dificultoso al no contar con el equipo de seguridad apropiado.

Parámetros	Estaciones geomecánicas							
	Sector 1		Sector 2		Sector 3		Sector 4	Cerro Centinela
	G1	G2	G3	G3*	G4	G4*	G5	G6
Resistencia de la matriz rocosa	12	12	12	2	12	1	12	12
RQD	13	13	13	3	13	13	13	8
Separación de las discontinuidades	8	8	8	5	8	8	8	8
Estado de las discontinuidades	17	17	17	18	18	18	18	20
Agua freática	10	10	10	10	10	10	10	10
Puntuación RMR	60	60	60	38	61	50	61	58
Calidad del macizo rocoso	Media	Media	Media	Mala	Buena	Media	Buena	Media
Ángulo de fricción interna (°)	30	30	30	20	40	30	40	30

Tabla 17: Resumen de los resultados del cálculo del índice *RMR* para las 7 estaciones geomecánicas del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 y para la única estación geotécnica establecida en el cerro Centinela. Se evaluó una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda”. Se incluye el valor estimado del ángulo de fricción.

Parámetros	Estaciones geomecánicas							
	Sector 1		Sector 2		Sector 3		Sector 4	Cerro Centinela
	G1	G2	G3	G3*	G4	G4*	G5	G6
Resistencia de la matriz rocosa	12	12	12	2	12	1	12	12
RQD	13	13	13	3	13	13	13	8
Separación de las discontinuidades	8	8	8	5	8	8	8	8
Estado de las discontinuidades	17	17	17	18	18	18	18	20
Agua freática	4	4	4	4	4	4	4	4
Puntuación RMR	54	54	54	32	55	44	55	52
Calidad del macizo rocoso	Media	Media	Media	Mala	Media	Media	Media	Media
Ángulo de fricción interna (°)	30	30	30	20	30	30	30	30

Tabla 18: Resumen de los resultados del cálculo del índice *RMR* para las 7 estaciones geomecánicas del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 y para la única estación geotécnica establecida en el cerro Centinela. Se evaluó una condición hidrogeológica “goteando” existente en un escenario con precipitaciones. Se incluye el valor estimado del ángulo de fricción.

Se debe aclarar que las calificaciones de los 5 parámetros que integran a esta clasificación fueron realizadas sobre los valores más desfavorables para garantizar un margen de seguridad. La elección del R5 como grado de resistencia a la compresión simple (RCS) de las fenoandesitas levemente alteradas según los índices de la *ISRM* (1981), en lugar de adoptar un R6, se sustentó en este criterio conservador.

En los anexos se pueden consultar las tablas de los resultados de la valoración de los 4 primeros parámetros sobre los que se sustenta este método empírico aplicado (Tabla 27, Tabla 28, Tabla 29, Tabla 30, Tabla 31 y Tabla 32 de los Anexos).

Finalmente, la estimación del ángulo de fricción interna en base a la puntuación del *RMR* fue realizada considerando el valor medio del ángulo de rozamiento del intervalo de valores propuesto por Bieniawski (1989) para cada calidad de macizo rocoso (consultar la Tabla 3 del apartado 6.1).

### 8.3) Análisis cinemático de las discontinuidades

Antes de presentar los resultados del análisis cinemático es importante destacar que el ángulo de fricción utilizado corresponde al ángulo de fricción del macizo rocoso estimado a partir del índice *RMR*. Lo correcto hubiese sido la utilización del ángulo de fricción de las discontinuidades aplicando el criterio de rotura bilineal de Patton (1966) (citado en González de Vallejo *et al.*, 2002) el cual define que el ángulo de fricción sobre una discontinuidad depende de la sumatoria entre el ángulo de rozamiento de la matriz rocosa y el ángulo que aporta la rugosidad de la discontinuidad. Este último corresponde al ángulo definido entre la rugosidad y el plano de la discontinuidad y tiene injerencia cuando el esfuerzo normal aplicado no es elevado. En un escenario donde el esfuerzo normal sea elevado, el ángulo de rozamiento de la discontinuidad corresponde al ángulo de fricción residual de la matriz rocosa.

Barton y Choubey (1977) (citado en González de Vallejo *et al.*, 2002) desarrollaron un método empírico para estimar la resistencia al esfuerzo cortante sobre discontinuidades basado en el modelo de Patton (1966). Del mismo surge la manera de estimar el ángulo de fricción de las discontinuidades. En este trabajo no se pudo aplicar este método empírico debido a la existencia de limitaciones técnicas tales como, imposibilidad de contar con un esclerómetro y de realizar ensayos triaxiales o de corte directo sobre la matriz rocosa. Por otro lado, tampoco era factible ejecutar ensayos de corte directo sobre las propias discontinuidades. Se sugiere para futuras investigaciones sobre el talud estudiado, realizar la estimación del ángulo de fricción de las discontinuidades aplicando el método empírico de Barton y Choubey (1977) o directamente ejecutar ensayos de corte directo sobre las discontinuidades.

Sin embargo, a la hora de ejecutar este trabajo, conociendo las limitaciones de orden técnico existentes, se decidió realizar una estimación de este parámetro utilizando los valores más desfavorables respecto a las características de las discontinuidades (rugosidad, relleno, alteración, abertura y longitud). De esta manera, se aseguró un margen de seguridad respecto a los resultados obtenidos.

#### 8.3.1) Rotura planar

Al realizar el análisis cinemático de las discontinuidades se determinó que aquellas diaclasas que cumplen los requisitos para favorecer la rotura planar pertenecen a la familia J1 porque la diferencia entre las direcciones de buzamiento de las discontinuidades y la del talud ( $\alpha_j - \alpha_s$ ) es igual a  $0^\circ \pm 20^\circ$ . Esto implica que  $\alpha_j$  adopta un valor entre  $230^\circ$  y  $270^\circ$  teniendo en cuenta que  $\alpha_s$  es igual a  $250^\circ$ . La otra condición que cumplen es que el buzamiento de la discontinuidad ( $\beta_j$ ) es menor a la pendiente del talud ( $\beta_s$ ) y mayor que el ángulo de fricción interna sobre la discontinuidad analizada ( $\varphi$ ) ( $\beta_s > \beta_j > \varphi$ ). Esto se ratifica al observar en la Figura 18 A como algunos polos de las diaclasas de la familia J1 (círculos turquesas) quedan ploteados dentro del área sombreada en violeta al considerar un  $\varphi=40^\circ$  dentro de la suma de las áreas violeta y roja para un  $\varphi=30^\circ$ . En este análisis se evaluaron únicamente los parámetros (orientación y  $\varphi$ ) de la superficie de deslizamiento y se asumió que las otras diaclasas que limitan al bloque potencialmente deslizable producen una resistencia al deslizamiento despreciable, es decir, que sus buzamientos son mayores al ángulo de fricción de dichas superficies (Ayala Carcedo *et al.*, 1987 y Wyllie y Mah, 2005). Estas superficies laterales corresponderían a diaclasas de las familias J3 y J5. Por otro lado, en caso que las diaclasas J1 no afloren en la cabecera del talud, será necesaria la existencia de una grieta de tracción (Ayala Carcedo *et al.*, 1987 y Wyllie y Mah, 2005) que sí lo haga para que se produzca la falla del talud por rotura planar.

Es importante recalcar que el análisis cinemático tanto para la rotura planar como para el vuelco fue realizado representando los polos de las discontinuidades. El polo de un plano es el punto de intersección entre la normal del plano geológico y el hemisferio inferior de la esfera de proyección (Garzón Roca y Torrijo Echarri, 2018). Por lo tanto, el polo de un plano tiene una dirección de inmersión ( $\alpha_p$ ) opuesta a  $\alpha_j$  ( $|\alpha_j - \alpha_p| = 180^\circ$ ) y un hundimiento ( $\beta_p$ ) complementario a  $\beta_j$ , es decir  $\beta_j + \beta_p = 90^\circ$ . Por eso, los polos de las diaclasas J1 tienen un  $\alpha_p$  entre  $50^\circ$  y  $90^\circ$  porque, de esta manera, están representando planos con  $\alpha_j$  entre  $230^\circ$  y  $270^\circ$  y, por otro lado, en la mayoría de los casos  $\beta_p$  es mayor que el hundimiento del polo del talud ( $\beta_{ps}$ ) y menor que el ángulo complementario de  $\varphi$  ( $90^\circ - \varphi$ ). Esto implica que  $\beta_j$  es menor que  $\beta_s$  y mayor a  $\varphi$ .

La Figura 18 B, Figura 19, Figura 20 y Figura 21 representan el análisis cinemático para rotura planar y por vuelco aplicado a las discontinuidades de cada sección del talud individualmente ya que, a cada una le corresponde un valor de *RMR* específico y, por ende, un ángulo de fricción interna ( $\varphi$ ) determinado. Vale aclarar que se adoptó el criterio de utilizar el valor de  $\varphi$  promedio que proporcionan las estimaciones realizadas en base al *RMR* (consultar la Tabla 3 del apartado 6.1) y se utilizó el menor valor del *RMR* de cada sector del talud, calculado a partir de las características más desfavorables de las discontinuidades aflorantes en cada sección del mismo. De esta manera, se mantiene constante la variable *RMR* tanto al calcular el *SMR* como al aplicar el análisis cinemático para cada discontinuidad por sección, posibilitando la comparación de los resultados obtenidos con ambos métodos. Vale aclarar que para estimar  $\varphi$ , en el caso de la sección 2, donde afloran las fenoandesitas levemente alteradas intruídas por las brechas volcánicas se decidió utilizar el valor del *RMR* obtenido en la estación geotécnica G3 para todas las diaclasas relevadas en dicho sector. Mientras que, para las superficies de contacto litológico entre ambas litologías se utilizó el valor del *RMR* calculado en la estación G3\* (Ver Figura 19).

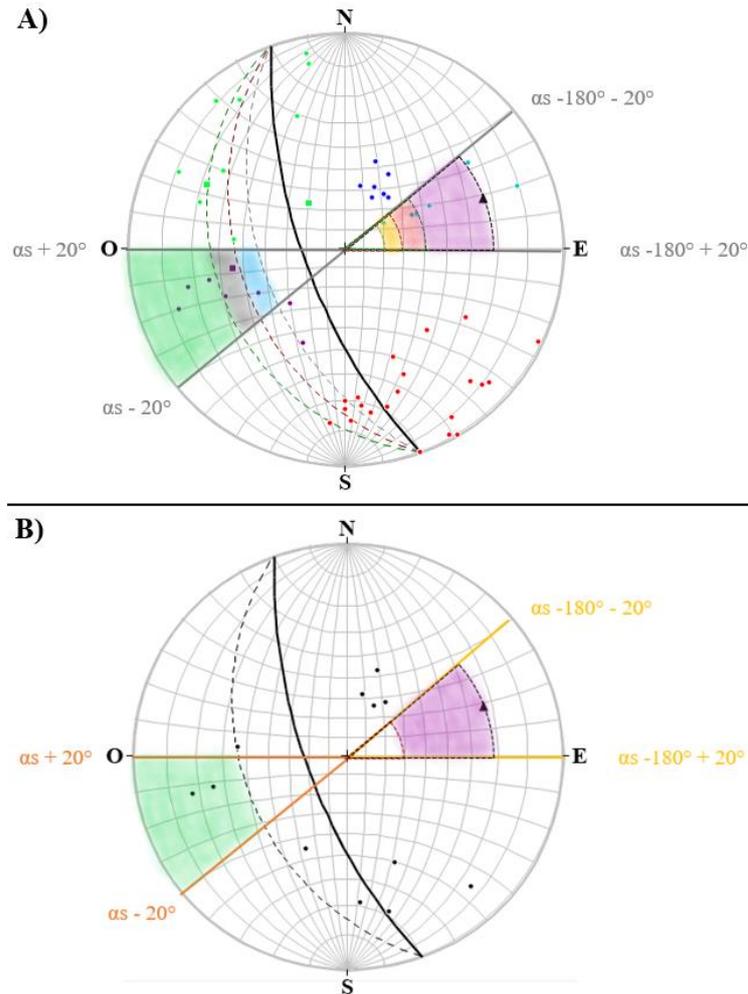


Figura 18: Redes estereográficas mostrando las áreas donde se cumplen las condiciones que favorecen los tipos de rotura planar y por vuelco. Se han ploteado los polos de las diaclasas (círculos), de las superficies de contacto litológico (cuadrados) y del talud (triángulo), el círculo máximo del talud (línea continua negra) y los ángulos de fricción interna sobre las discontinuidades ( $\varphi$ ) igual a  $20^\circ$ ,  $30^\circ$  y  $40^\circ$  (líneas discontinuas y semicircunferencias discontinuas).  $\alpha_s$  es la dirección de buzamiento del talud. A) Análisis cinemático aplicado a todas las discontinuidades relevadas del talud clasificadas en familias: J1 (turquesa), J2 (azul), J3 (rojo), J4 (violeta) y J5 (verde) para distintos valores de  $\varphi$ . B) Análisis cinemático aplicado a las diaclasas de la sección 1 con una calidad de macizo rocoso media para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” y “goteando” ( $\varphi = 30^\circ$ ).

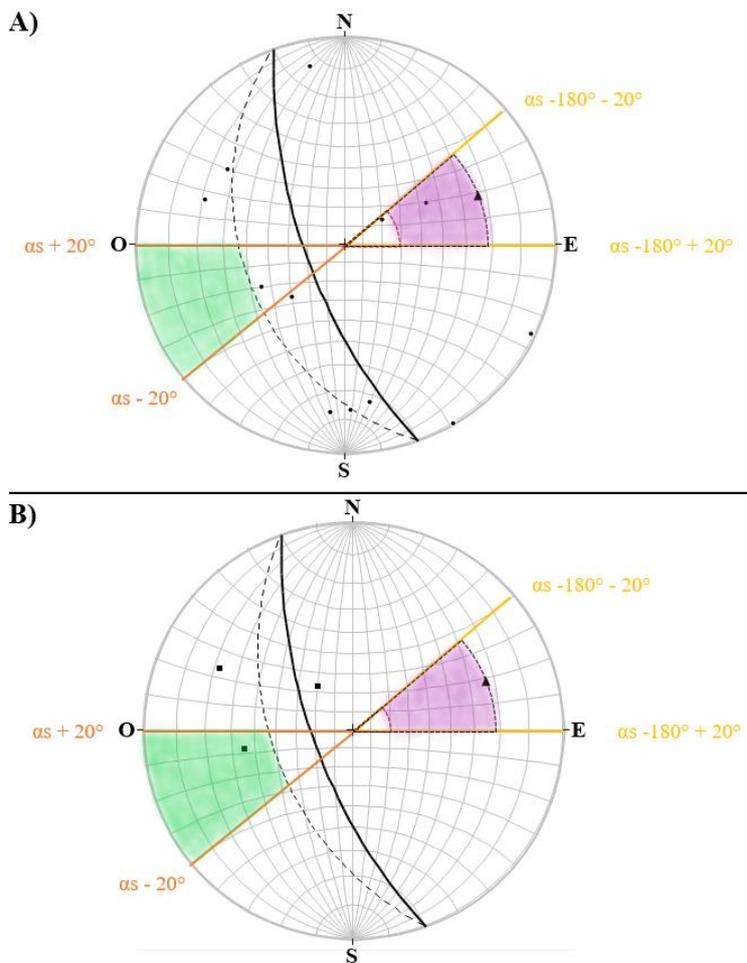


Figura 19: Redes estereográficas mostrando las áreas donde se cumplen las condiciones que favorecen los tipos de rotura planar y por vuelco. Se han ploteado los polos de las diaclasas (círculos), de las superficies de contacto litológico (cuadrados) y del talud (triángulo), el círculo máximo del talud (línea continua negra) y los ángulos de fricción interna sobre las discontinuidades ( $\varphi$ ) igual a  $20^\circ$  y  $30^\circ$  (líneas discontinuas y semicircunferencias discontinuas).  $\alpha_s$  es la dirección de buzamiento del talud. A) Análisis cinemático aplicado a las diaclasas de la sección 2 con una calidad de macizo rocoso media para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” y “goteando” ( $\varphi = 30^\circ$ ). B) Análisis cinemático aplicado a las superficies de contacto litológico de la sección 2 con una calidad de macizo rocoso mala para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” y “goteando” ( $\varphi = 20^\circ$ ).

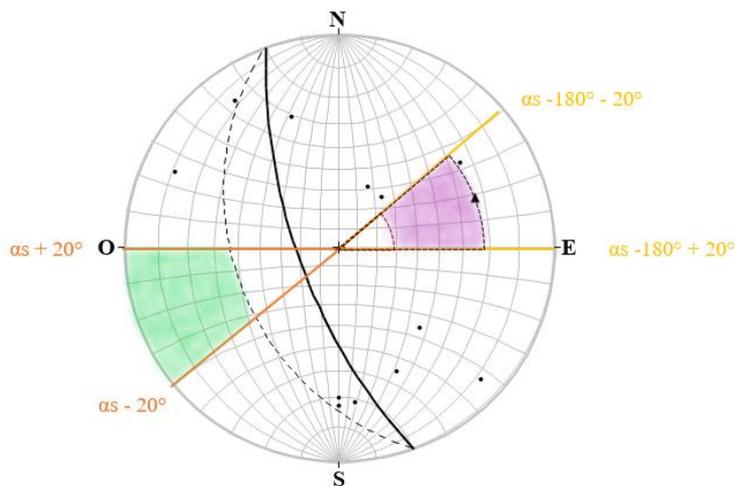


Figura 20: Redes estereográficas mostrando las áreas donde se cumplen las condiciones que favorecen los tipos de rotura planar y por vuelco. Se han ploteado los polos de las diaclasas (círculos), de las superficies de contacto litológico (cuadrados) y del talud (triángulo), el círculo máximo del talud (línea continua negra) y el ángulo de fricción interna sobre las discontinuidades ( $\varphi$ ) igual a  $30^\circ$  (líneas discontinuas y semicircunferencias discontinuas).  $\alpha_s$  es la dirección de

buzamiento del talud. Análisis cinemático aplicado a las diaclasas de la sección 3 con una calidad de macizo rocoso media para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” y “goteando” ( $\varphi = 30^\circ$ ).

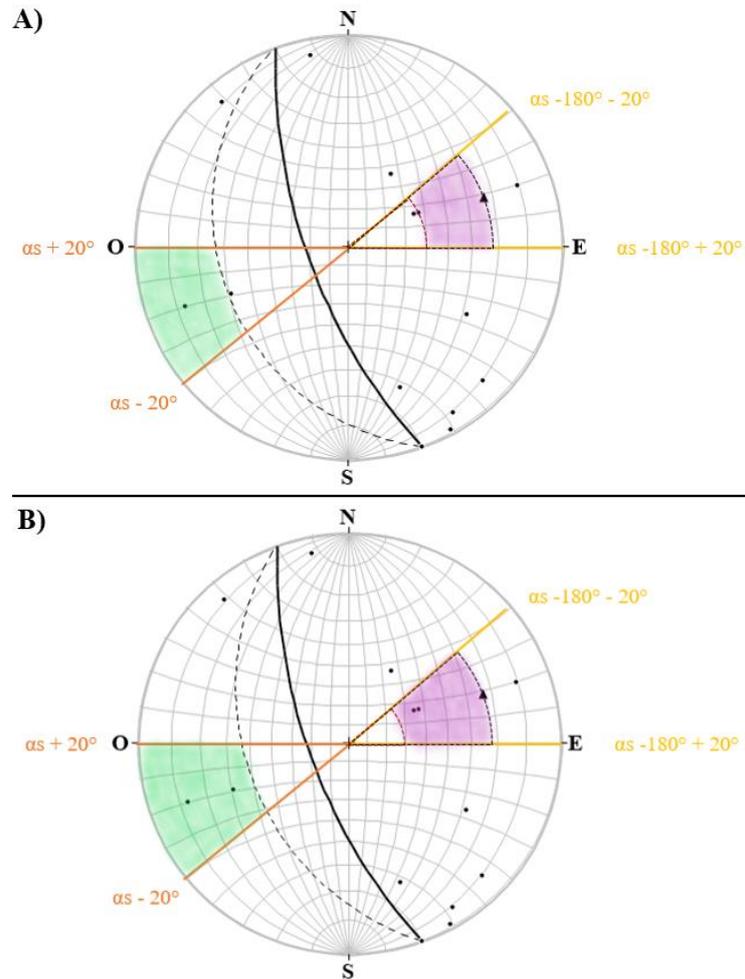


Figura 21: Redes estereográficas mostrando las áreas donde se cumplen las condiciones que favorecen los tipos de rotura planar y por vuelco. Se han ploteado los polos de las diaclasas (círculos), de las superficies de contacto litológico (cuadrados) y del talud (triángulo), el círculo máximo del talud (línea continua negra) y los ángulos de fricción interna sobre las discontinuidades ( $\varphi$ ) igual a  $30^\circ$  y  $40^\circ$  (líneas discontinuas y semicircunferencias discontinuas).  $\alpha_s$  es la dirección de buzamiento del talud. A) Análisis cinemático aplicado a las diaclasas de la sección 4 con una calidad de macizo rocoso buena para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” ( $\varphi = 40^\circ$ ). B) Análisis cinemático aplicado a las diaclasas de la sección 4 con una calidad de macizo rocoso media para una condición hidrogeológica “goteando” ( $\varphi = 30^\circ$ ).

### 8.3.2) Rotura por vuelco

La familia J4, en la mayoría de los casos, favorece la rotura por vuelco ya que,  $|\alpha_j - \alpha_s|$  es igual a  $180^\circ \pm 20^\circ$  (Garzón Roca y Torrijo Echarri, 2018). Por ende,  $\alpha_j$  adopta un valor entre  $50^\circ$  y  $90^\circ$ , lo que equivale a que los polos de J4 (círculos violetas) posean un  $\alpha_p$  entre  $230^\circ$  y  $270^\circ$ , respectivamente. Además,  $\beta_s - \varphi$  debe ser mayor que la inmersión del polo de la discontinuidad ( $\beta_p$ ) ( $\beta_s - \varphi > \beta_p$ ) (Wyllie y Mah, 2005 y Garzón Roca y Torrijo Echarri, 2018). Estas condiciones se cumplen dentro del área sombreada en verde o dentro de las áreas verde y gris o dentro de las áreas verde, gris y celeste según se analice un  $\varphi=40^\circ$ , un  $\varphi=30^\circ$  o un  $\varphi=20^\circ$ , respectivamente (Figura 18 A). Es interesante destacar como aumenta el área donde se cumplen los requisitos para favorecer un determinado tipo de rotura al disminuir el ángulo de fricción de las superficies de las discontinuidades. Esto va emparejado con una reducción de la calidad del macizo rocoso.

Para la rotura por vuelco y, en particular, para el “vuelco de bloques” como un tipo específico de volcamiento, no es suficiente la existencia de una familia de discontinuidades “V” que buzzen con un sentido “sensiblemente opuesto” al del talud ( $|\alpha_j - \alpha_s| = 180^\circ \pm 20^\circ$ ), también es necesaria la presencia

de otra familia de discontinuidades “P” con un rumbo “sensiblemente paralelo” al del talud y, por ende, al de la familia “V”, pero con una dirección de buzamiento “sensiblemente paralela” a la del talud ( $\alpha_j - \alpha_s = 0^\circ \pm 20^\circ$ ). La intersección entre ambas familias de discontinuidades “V” y “P” genera un sistema de bloques y la familia “P” define la altura de los bloques sujetos al vuelco y la superficie basal de los mismos sobre los que ocurren los fenómenos de remoción en masa. Cabe destacar que sobre esta superficie basal es necesaria la interacción entre los tipos de rotura planar y por vuelco. Los bloques inferiores, en general, deben deslizarse o fallar por rotura planar para permitir que los bloques superiores roten, progresando este fenómeno hasta su rotura definitiva (Ayala Carcedo *et al.*, 1987). Por ende, se debe verificar el cumplimiento de requisitos varios no solo para la familia “V” sino también para la familia “P”. Para que ocurra el vuelco hay dos escenarios posibles:  $\beta_P < \phi$  y  $\text{tg}(\beta_P) > t/h$  o  $\beta_P > \phi$  y  $\text{tg}(\beta_P) > t/h$ . Donde  $\beta_P$  (buzamiento de las discontinuidades de la familia “P”);  $t$  (ancho de los bloques) y  $h$  (altura de los bloques). En el primer escenario, no hay deslizamiento y en el segundo, sí lo hay.

El párrafo anterior pretende exponer la complejidad del proceso de volcamiento, aunque, en este trabajo, para simplificar el análisis y evitar introducir variables difíciles de cuantificar en el campo y además con valores muy variables, se asume que se cumplen las condiciones para la familia “P” (equivalente a la familia J1 de este trabajo). De esta manera, se realizó el análisis cinemático evaluando los requisitos que debe cumplir la familia “V” correspondientes a  $|\alpha_j - \alpha_s| = 180^\circ \pm 20^\circ$  y  $\beta_s - \phi > \beta_p$ .

La Figura 18 B, Figura 19, Figura 20 y Figura 21 representan el análisis cinemático para rotura planar y por vuelco aplicado a las discontinuidades de cada sección del talud individualmente ya que, a cada una le corresponde un valor de *RMR* específico y, por ende, un ángulo de fricción interna ( $\phi$ ) determinado. Vale aclarar que se adoptó el criterio de utilizar el valor de  $\phi$  promedio que proporcionan las estimaciones realizadas en base al *RMR* (consultar la Tabla 3 del apartado 6.1) y se utilizó el menor valor del *RMR* de cada sector del talud, calculado a partir de las características más desfavorables de las discontinuidades aflorantes en cada sección del mismo. De esta manera, se mantiene constante la variable *RMR* tanto al calcular el *SMR* como al aplicar el análisis cinemático para cada discontinuidad por sección, posibilitando la comparación de los resultados obtenidos con ambos métodos. Vale aclarar que para estimar  $\phi$ , en el caso de la sección 2, donde afloran las fenoandesitas levemente alteradas intruídas por las brechas volcánicas se decidió utilizar el valor del *RMR* obtenido en la estación geotécnica G3 para todas las diaclasas relevadas en dicho sector. Mientras que, para las superficies de contacto litológico entre ambas litologías se utilizó el valor del *RMR* calculado en la estación G3\* (Ver Figura 19).

### 8.3.3) Rotura en cuña

El otro tipo de rotura que se evaluó es la rotura en cuña. Los requerimientos para que se produzca este tipo de falla son que el hundimiento de la línea de intersección entre los dos planos de discontinuidades ( $\beta_{li}$ ) sea menor que el hundimiento de la línea sobre el paramento del talud ( $\beta_{ap}$ ) cuya dirección de inmersión es igual a la de la línea de intersección (Ayala Carcedo *et al.*, 1987).  $\beta_{ap}$  solo será igual a la inmersión de la línea de máxima pendiente del talud ( $\beta_{lm}$ ) si la dirección de inmersión de la línea de intersección ( $\alpha_{li}$ ) es igual a la dirección de inmersión de la línea de máxima pendiente del talud ( $\alpha_{lm}$ ) es decir, si  $\alpha_{li}$  es perpendicular al rumbo del talud. En definitiva,  $\beta_{ap}$  es el hundimiento aparente de una línea cuya dirección de inmersión no coincide con la de la línea de máxima pendiente del talud. Por lo tanto, siempre se cumple que  $\beta_{ap} \leq \beta_{lm}$ . Además,  $\beta_{li}$  debe ser mayor a  $\phi$  ( $\beta_{ap} > \beta_{li} > \phi$ ) (Wyllie y Mah, 2005). Por otro lado,  $\alpha_{li}$  debe generar una diferencia con  $\alpha_{lm}$  condicionada por la intersección entre el círculo máximo del talud y la circunferencia que determina el ángulo de fricción interna. Se verifica que esta última condición es más laxa que cuando se analiza la rotura planar (Wyllie y Mah, 2005) ya que, puede ocurrir que  $\alpha_{li} - \alpha_{lm}$  sea mayor a  $0^\circ \pm 20^\circ$  como ocurre para este caso de estudio donde dicha diferencia puede ser de  $0^\circ \pm 75^\circ$  para un  $\phi=30^\circ$ . Cuanto menor sea la pendiente, mayor será la curvatura de la traza del talud en la red estereográfica y, por ende, menor será la diferencia admitida entre  $\alpha_{li}$  y  $\alpha_{lm}$ . Asimismo, cuanto mayor sea el ángulo de

fricción, menor será el área que reúna las condiciones antes mencionadas. Este mayor rango de valores que puede adoptar  $\alpha_i - \alpha_m$  se justifica por la existencia de dos superficies de deslizamiento posibles (Wyllie y Mah, 2005). Vale aclarar que en caso que las diaclasas que se intersectan no afloren en la cabecera del talud, será necesaria la presencia de una grieta de tracción que sí lo haga para que tenga lugar la rotura cuneiforme.

Para realizar el análisis cinemático para la rotura en cuña, al no representar polos,  $\phi$  se representa en la red estereográfica contando los grados desde el perímetro de la red hacia el centro, es decir, se representa el ángulo de fricción ( $\phi$ ) y no su ángulo complementario ( $90^\circ - \phi$ ) como se hizo para la rotura planar. En la Figura 22 A se aplicó este análisis cinemático a todas las intersecciones entre pares de familias de diaclasas para poder determinar cuáles de ellas son más susceptibles a favorecer la rotura en cuña. En dicha figura se puede observar que las intersecciones entre las familias J1-J3 (círculos rosados), J1-J5 (círculos turquesas), J2-J3 (círculos naranjas), J2-J5 (círculos verdes), J3-J5 (círculos grises) y entre J1-J2 (círculos azules) son las que, en líneas generales, son las más problemáticas para la estabilidad del talud considerando la rotura cuneiforme ya que, quedan ploteadas dentro del área sombreada ( $\phi=30^\circ$ ). En la Figura 22 B se realizó el mismo ejercicio anterior, pero evaluando las intersecciones entre diaclasas pertenecientes a una misma familia. Se determinó que las intersecciones entre ejemplares de la familia J3 (rombos rojos) son, además de las más frecuentes, las que favorecen la rotura en cuña junto con las intersecciones entre las diaclasas de la familia J2 (rombos azules) y J5 (rombos verdes). En la Tabla 19 se presentan los valores promedios, máximos y mínimos de las direcciones de inmersión y del hundimiento de las líneas de intersección entre pares de familias de diaclasas y entre diaclasas de la misma familia.

En la Figura 23, Figura 24, Figura 25 y en la Figura 26 se aplicó el análisis cinemático para rotura en cuña para las intersecciones entre discontinuidades de cada sección del talud utilizando un  $\phi$  específico para cada una en base al valor del *RMR* obtenido de la misma manera que se realizó para la rotura planar y por vuelco. Vale aclarar que en la rotura por cuña al intersectarse dos planos de discontinuidades es posible que existan dos ángulos de fricción diferentes. En estos casos se pueden aplicar distintos criterios según cada caso en particular. Una convención es adoptar el valor medio de  $\phi$  calculado en base a los dos valores de  $\phi$  del par de discontinuidades intervinientes (Ayala Carcedo *et al.*, 1987). Puede darse el escenario donde la cuña no se deslice sobre ambas discontinuidades, sino que lo haga sobre una sola. En dicho caso, se debe adoptar el valor de  $\phi$  de aquella discontinuidad. En el talud estudiado, cuando se evaluaron las intersecciones entre diaclasas se utilizó el valor de  $\phi$  estimado para cada sección del talud. Por lo tanto, las diaclasas que se intersectan dentro de una misma sección poseen el mismo ángulo de fricción. Sin embargo, en el sector 2 del talud donde las fenoandesitas son intruídas por las brechas volcánicas y, respecto a las discontinuidades, no solo afloran diaclasas (D) sino también superficies de contacto litológico (SC) se adoptó el criterio conservador de utilizar el valor de  $\phi$  de las brechas volcánicas obtenido en la estación geotécnica G3\*, en vez de calcular el valor promedio de  $\phi$ . Esta práctica se adoptó al realizar el análisis cinemático de las intersecciones entre SC y SC y entre SC y D dentro del sector 2 del talud (Ver Figura 24).

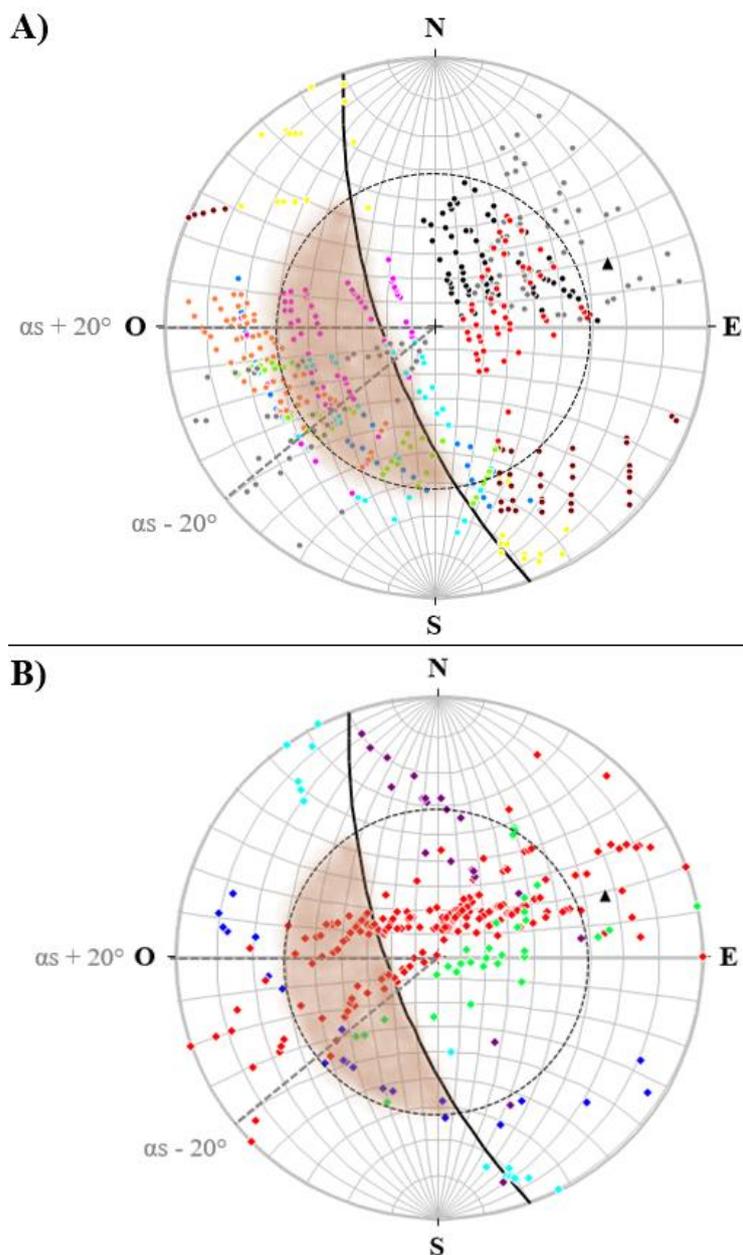


Figura 22: Redes estereográficas mostrando las áreas donde se cumplen las condiciones que favorecen la rotura en cuña. Se han planteado el círculo máximo del talud y su polo (triángulo), los ángulos de fricción interna sobre las discontinuidades ( $\phi$ ) (circunferencia en líneas discontinuas) y las intersecciones entre discontinuidades (círculos y rombos).  $\alpha_s$  es la dirección de buzamiento del talud. A) Análisis cinemático aplicado a las intersecciones entre pares de familias de diaclasas: J1-J2 (azul); J1-J3 (fucsia); J1-J4 (amarillo); J1-J5 (turquesa); J2-J3 (naranja); J2-J4 (marrón); J2-J5 (verde); J3-J4 (negro); J3-J5 (gris) y J4-J5 (rojo) para un  $\phi$  igual a  $30^\circ$  (circunferencia en línea discontinua negra). B) Análisis cinemático aplicado a las intersecciones entre diaclasas de la misma familia: J1-J1 (turquesa); J2-J2 (azul); J3-J3 (rojo); J4-J4 (violeta) y J5-J5 (verde) para un  $\phi$  igual a  $30^\circ$ .

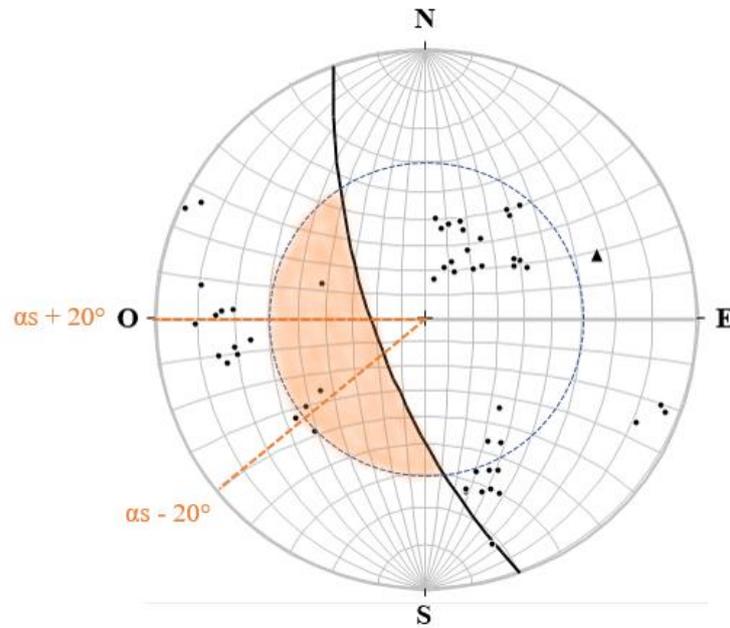


Figura 23: Red estereográfica mostrando las áreas donde se cumplen las condiciones que favorecen la rotura en cuña.

Se han plotado el círculo máximo del talud y su polo (triángulo), los ángulos de fricción interna sobre las discontinuidades ( $\phi$ ) (circunferencia en líneas discontinuas) y las intersecciones entre discontinuidades (círculos y rombos).  $\alpha_s$  es la dirección de buzamiento del talud. Análisis cinemático aplicado a las intersecciones entre diaclasas (D) aflorantes en la sección 1 del talud con una calidad de macizo rocoso media para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” y “goteando” ( $\phi = 30^\circ$ ).

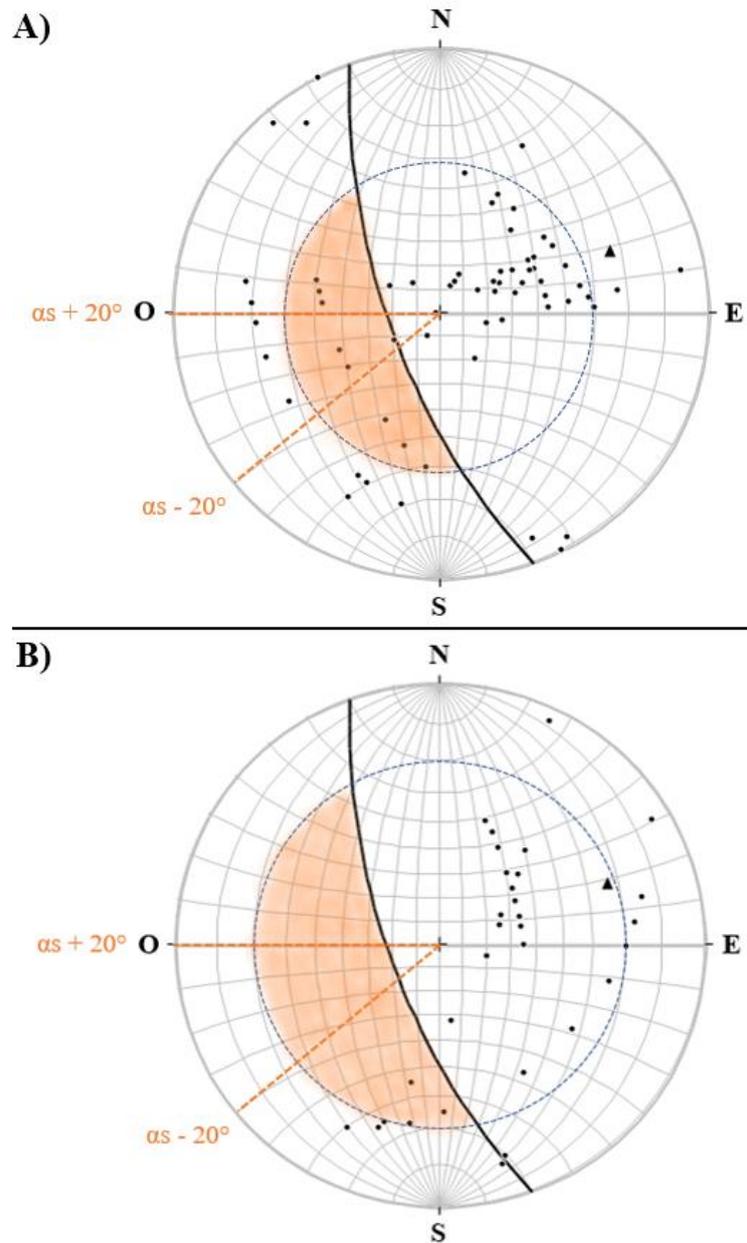


Figura 24: Redes estereográficas mostrando las áreas donde se cumplen las condiciones que favorecen la rotura en cuña. Se han ploteado el círculo máximo del talud y su polo (triángulo), los ángulos de fricción interna sobre las discontinuidades ( $\varphi$ ) (circunferencia en líneas discontinuas) y las intersecciones entre discontinuidades (círculos y rombos).  $\alpha_s$  es la dirección de buzamiento del talud. A) Análisis cinemático aplicado a las intersecciones entre diaclasas (D) aflorantes en la sección 2 del talud con una calidad de macizo rocoso media para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” y “goteando” ( $\varphi = 30^\circ$ ). B) Análisis cinemático aplicado a las intersecciones entre superficies de contacto litológico (SC) y SC o entre SC y D de la sección 2 con una calidad de macizo rocoso mala para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” y “goteando” ( $\varphi = 20^\circ$ ).

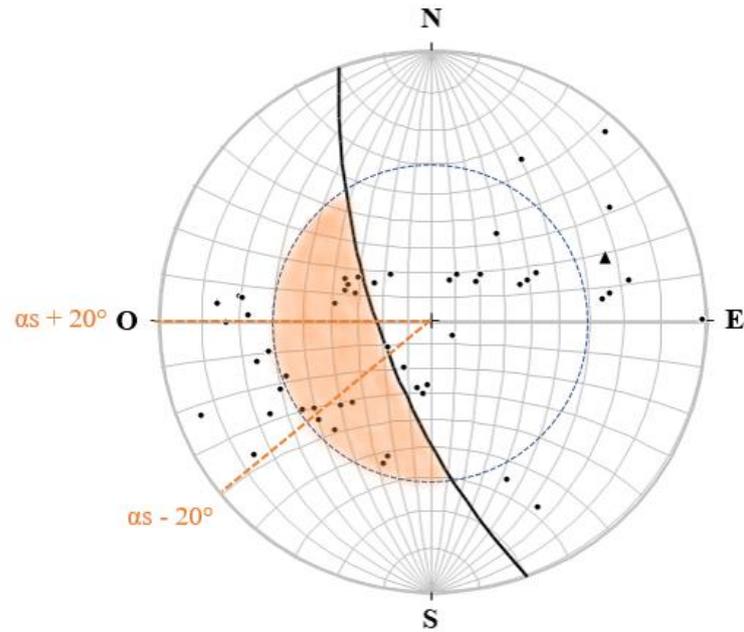


Figura 25: Redes estereográficas mostrando las áreas donde se cumplen las condiciones que favorecen la rotura en cuña. Se han plotado el círculo máximo del talud y su polo (triángulo), los ángulos de fricción interna sobre las discontinuidades ( $\varphi$ ) (circunferencia en líneas discontinuas) y las intersecciones entre discontinuidades (círculos y rombos).  $\alpha_s$  es la dirección de buzamiento del talud. Análisis cinemático aplicado a las intersecciones entre diaclasas de la sección 3 con una calidad de macizo rocoso media para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” y “goteando” ( $\varphi = 30^\circ$ ).

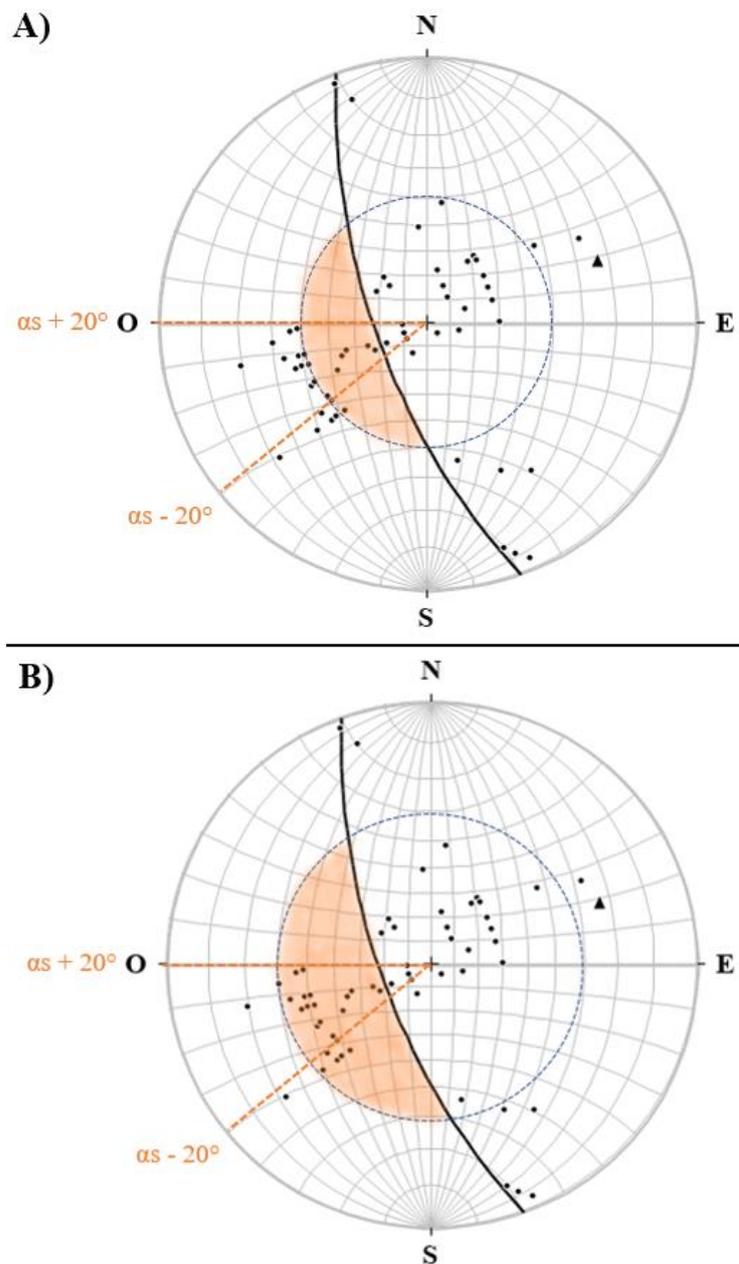


Figura 26: Redes estereográficas mostrando las áreas donde se cumplen las condiciones que favorecen la rotura en cuña. Se han plotado el círculo máximo del talud y su polo (triángulo), los ángulos de fricción interna sobre las discontinuidades ( $\varphi$ ) (circunferencia en líneas discontinuas) y las intersecciones entre discontinuidades (círculos y rombos).  $\alpha_s$  es la dirección de buzamiento del talud. A) Análisis cinemático aplicado a las intersecciones entre diaclasas de la sección 4 con una calidad de macizo rocoso buena para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” ( $\varphi = 40^\circ$ ). B) Análisis cinemático aplicado a las intersecciones entre diaclasas de la sección 4 con una calidad de macizo rocoso media para una condición hidrogeológica “goteando” ( $\varphi = 30^\circ$ ).

Combinación de familias de diaclasas	Dir. De Inmersión promedio de la línea de intersección	Dir. De Inmersión máxima de la línea de intersección	Dir. De Inmersión mínima de la línea de intersección	Inmersión promedio de la línea de intersección	Inmersión máxima de la línea de intersección	Inmersión mínima de la línea de intersección
J1 y J1	160	162	158	6	7	5
J1 y J2	158	168	151	24	35	14
J1 y J3	263	318	207	43	79	18
J1 y J4	226	339	151	4	10	0
J1 y J5	214	256	179	41	79	18
J2 y J2	201	279	117	21	34	8
J2 y J3	258	278	229	24	41	9
J2 y J4	171	298	111	17	34	1
J2 y J5	200	256	153	32	42	23
J3 y J3	165	319	11	56	88	1
J3 y J4	54	355	6	51	76	31
J3 y J5	111	257	26	39	79	3
J4 y J4	71	342	5	37	51	7
J4 y J5	77	147	35	45	77	24
J5 y J5	152	225	96	58	84	18

Tabla 19: Resumen de las orientaciones promedio, máxima y mínima de las líneas de intersección entre distintos pares de familias de discontinuidades y entre diaclasas pertenecientes a la misma familia.

#### 8.3.4) Cumplimiento de los requerimientos del análisis cinemático

Al realizar el análisis cinemático se encontraron 3 escenarios posibles. Por un lado, aquellas discontinuidades o intersecciones entre discontinuidades que no cumplen alguna o ninguna de las condiciones preestablecidas para favorecer un determinado tipo de rotura (identificadas como “No”). Otras que sí cumplen los requisitos y, por lo tanto, representan “superficies cinemáticamente posibles” (clase “Sí”). Finalmente, existe una tercera clase compuesta por aquellas discontinuidades o intersecciones entre discontinuidades que, ante modificaciones en los parámetros analizados, tales como el ángulo de fricción, la pendiente del talud y la orientación de las discontinuidades o de las intersecciones, podrían cumplir las condiciones para favorecer un determinado tipo de rotura. Estos casos fueron englobados en la clase “No\*”. Para hacer esta discriminación se evaluaron aquellas modificaciones en los parámetros que son factibles de ocurrir y, entre estas, solo aquellas que significan un aumento en la cantidad de discontinuidades o intersecciones que satisfacen las condiciones para favorecer un tipo de rotura aplicando un criterio conservador.

Respecto a la pendiente del talud estudiado, igual a  $68^\circ$ , la misma podría sufrir una reducción de hasta  $8^\circ$  según lo expuesto en el mapa de pendientes (consultar la Figura 1 del apartado 3). Una disminución en esta variable incrementaría la estabilidad del talud provocando que aquellas discontinuidades o intersecciones con buzamientos o inmersiones, respectivamente, ahora mayores a la nueva pendiente o a  $\beta_{ap}$ , sean estables al no cumplir la condición que  $\beta_s > \beta_j$  o que  $\beta_{ap} > \beta_{li}$  o que  $\beta_s - \varphi > \beta_p$  para los tipos de rotura planar, en cuña y por vuelco, respectivamente. Por este motivo, no se incluyó una modificación en la pendiente dentro de este análisis.

Se consideró una posible variación en los datos de rumbo y buzamiento de las discontinuidades relevadas en el campo de  $\pm 5^\circ$  justificada por las irregularidades de las superficies de las discontinuidades y, en algunos casos, la pequeña superficie de afloramiento de las mismas, así como también el acceso restringido o dificultoso para su relevamiento. Siguiendo con un criterio conservador, se consideraron en el análisis cinemático solo aquellas modificaciones que incrementan la cantidad de discontinuidades o intersecciones que cumplen con los requisitos para favorecer un tipo de rotura determinado. Es decir, para aquellas discontinuidades cuya dirección de buzamiento era mayor a la dirección de buzamiento del talud por más de  $20^\circ$  ( $\alpha_j - \alpha_s > 20^\circ$ ), para rotura planar, se permitió una reducción en  $\alpha_j$  máxima de  $5^\circ$ . En el caso que  $\alpha_j - \alpha_s < -20^\circ$ , se aceptó un incremento en  $\alpha_j$  máximo de  $5^\circ$ . El mismo criterio se adoptó para la rotura por vuelco y en cuña. Respecto al buzamiento o hundimiento se analizaron, en general, incrementos del mismo por  $5^\circ$  como máximo

logrando cumplir la condición que  $\beta_j > \varphi$  o  $\beta_{li} > \varphi$  o  $\beta_s - \varphi > \beta_p$  para rotura planar, en cuña y por vuelco, respectivamente.

Finalmente, se examinó la posibilidad de variaciones en los valores del ángulo de fricción utilizados para cada sección del talud al evaluar las posibles modificaciones que podría sufrir la puntuación final del *RMR* para las dos condiciones hidrogeológicas consideradas. Por un lado, la RCS de las fenoandesitas levemente alteradas en vez de pertenecer a un grado R5, como se utilizó en este trabajo, podría ser un R6 justificado por los valores promedio de la RCS para este tipo de litología (ver Tabla 13). Esta modificación implicaría un incremento de 5 puntos en la puntuación del *RMR* en las estaciones geotécnicas del talud G1, G2, G3, G4 y G5 ya que, la calificación sería igual a 15 puntos en vez de 9,96 puntos. Esta variación provocaría en las estaciones G1, G2 y G5 un cambio en la clase de calidad del macizo rocoso pasando de “media” a “buena” incrementando en  $10^\circ$  a  $\varphi$  (de  $30^\circ$  a  $40^\circ$ ). Otra situación posible es la variación de 3 puntos como máximo en la valoración de la rugosidad de las discontinuidades entre las clases “suave”, “ondulada” y “ligeramente rugosa”. Esto generaría en la estación geotécnica G1 un incremento de  $10^\circ$  en el ángulo de fricción estimado al pasar de una calidad “media” a “buena”. Ambos escenarios no fueron tenidos en cuenta en el análisis cinemático porque, al generar aumentos en los ángulos de fricción utilizados, incrementa la estabilidad del talud ya que, hay una menor cantidad de discontinuidades o de intersecciones con buzamientos o inmersiones mayores a este nuevo  $\varphi$ .

Resumiendo, dentro de la categoría “No\*” se incluyen discontinuidades o intersecciones entre discontinuidades que podrían cumplir las condiciones para favorecer un determinado tipo de rotura si se produjeran variaciones de  $\pm 5^\circ$  en sus direcciones de buzamiento y/o buzamiento para las 4 secciones del talud. Las nomenclaturas “Sí”, “No\*” y “No” se utilizaron en algunas tablas expuestas en el siguiente apartado y en los anexos.

#### 8.4) SMR (Slope Mass Rating) vs. Análisis cinemático

Se calcularon los valores del índice *SMR* para cada familia de discontinuidades para los tipos de rotura planar y por vuelco en base a los datos de la dirección de buzamiento y buzamiento de las discontinuidades y del talud, que permitieron calcular los subfactores de ajuste  $F_1$ ,  $F_2$  y  $F_3$ , la estimación de la calidad del macizo rocoso de cada sección del talud por el índice *RMR* y en base a la determinación del método de excavación utilizado ( $F_4$ ). Por otro lado, se calculó el índice *SMR* para la rotura en cuña, para lo cual fue necesario determinar la orientación de las líneas de intersección entre discontinuidades (dirección de inmersión e inmersión) recurriendo al programa *Stereonet*. En total fueron evaluadas 50 diaclasas (D) y 3 superficies de contacto litológico (SC) para la rotura planar y por vuelco y 258 intersecciones entre discontinuidades (D-D, D-SC y SC-SC) para la rotura en cuña. Vale recordar que las SC representan las superficies de contacto litológico entre las fenoandesitas y las brechas volcánicas, ambas litologías pertenecientes a la Formación Ventana, halladas en el sector 2 del talud. Se determinó el valor del *SMR* aplicando los métodos discreto (Romana, 1985) y continuo (Tomás *et al.*, 2009). Es de destacar que la puntuación de  $F_1$  para rotura por vuelco, tanto por el método discreto como por el continuo, fue realizada sobre el resultado obtenido tras aplicar la modificación a la fórmula original propuesta en este trabajo ( $|\alpha_j - \alpha_s| - 180^\circ$ ). Se pueden consultar las tablas con los resultados del *SMR* para los tipos de rotura planar, por vuelco y en cuña en los Anexos (desde la Tabla 33 hasta la Tabla 39).

Se adoptó el criterio de utilizar el menor valor del índice *RMR* obtenido para cada sección del talud. En el caso de la sección 2, donde afloran las fenoandesitas levemente alteradas intruídas por las brechas volcánicas se decidió utilizar el valor del *RMR* obtenido en la estación geotécnica G3 para todas las diaclasas relevadas en dicho sector. Mientras que, para las superficies de contacto litológico entre ambas litologías se utilizó el valor del *RMR* calculado en la estación G3\*. Este mismo criterio es el que se aplicó al realizar el análisis cinemático y al estimar el ángulo de fricción para las familias de ambos tipos de discontinuidades (D y SC) aflorantes en el sector 2. A modo de resumen, para la sección 1 se utilizó un valor de *RMR* igual a 60 puntos obtenido en las estaciones geotécnicas G1 y G2; en la

sección 2, para las diaclasas se usó un *RMR* de 60 puntos (G3) y para las superficies de contacto litológico, un *RMR* igual a 38 (G3\*); para la sección 3 se aplicó una puntuación de este índice igual a 50 puntos evaluada en la estación geomecánica G4\* y para el sector 4, el *RMR* adoptado equivale a 61 puntos (G5). Estos valores corresponden a una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda” asimilable a un escenario sin precipitaciones. Los cálculos del *SMR* fueron repetidos para los valores del índice *RMR* obtenidos en las mismas estaciones geotécnicas para cada sector del talud, pero para una condición hidrogeológica más desfavorable definida como “goteando” supuesta en una situación con lluvias. Los valores resultantes son 6 puntos inferiores a los presentados anteriormente.

Al aplicar las fórmulas propuestas por Tomás *et al.* (2009) para el cálculo de las puntuaciones de los subfactores de ajuste según la orientación de las discontinuidades o líneas de intersección entre discontinuidades ( $F_1$ ,  $F_2$  y  $F_3$ ) fue necesario introducir los valores angulares en grados sexagesimales y luego, convertir el resultado final de nuevo a grados sexagesimales multiplicando por  $180^\circ/\pi$  dado que el programa *Excel* al calcular funciones trigonométricas, en este caso la función arco tangente, expresa el resultado en radianes. Para determinar el subfactor  $F_3$  para rotura en cuña fue necesario calcular el hundimiento aparente ( $\beta_{ap}$ ) de una línea sobre el paramento del talud cuya dirección de inmersión es igual a la de la línea de intersección entre las discontinuidades. Para evaluar si la línea de intersección y, en definitiva, si la cuña está descalzada o no por el talud se deben comparar el hundimiento de la línea de intersección con  $\beta_{ap}$ . Se sugiere rever lo expuesto en el apartado 8.3). Para este cometido, se aplicó la fórmula de cálculo del buzamiento aparente (Fórmula 13), en este caso, aplicada para definir el hundimiento aparente.

$$\beta_{ap} = \arctg ((\text{tg } \beta_{lm}) * (\cos \omega))$$

Fórmula 13: Determinación del hundimiento aparente

Donde:

$\beta_{ap}$ : hundimiento o inmersión aparente de una línea sobre el paramento del talud cuya dirección de inmersión es igual a la de la línea de intersección entre las discontinuidades

$\beta_{lm}$ : hundimiento o inmersión de la línea de máxima pendiente del talud (igual a la pendiente)

$\omega$ : ángulo entre la línea sobre el paramento del talud cuya dirección de inmersión es igual a la de la línea de intersección y la línea de máxima pendiente del talud. Es decir,  $\omega = |\alpha_{li} - \alpha_{lm}|$ .  $0^\circ \leq \omega \leq 90^\circ$

Para implementar la Fórmula 13 se convirtieron los valores angulares  $\beta_{lm}$  y  $\omega$ , expresados en grados sexagesimales, a radianes utilizando la fórmula de *Excel* “=RADIANES (valor)” y luego el resultado de  $\beta_{ap}$ , expresado en radianes, fue convertido a grados sexagesimales multiplicando por  $180^\circ/\pi$ . Como se mencionó anteriormente,  $\omega$  adopta valores entre  $0^\circ$  y  $90^\circ$ . Cuando  $\omega = 0^\circ$  entonces,  $\beta_{ap} = \beta_{lm}$  y cuando  $\omega = 90^\circ$ ,  $\beta_{ap} = 0^\circ$  porque dicha inmersión se estaría midiendo sobre la línea de rumbo del talud la cual es perpendicular a la línea de máxima pendiente del mismo. Por lo tanto, cuando se analizan líneas de intersección con direcciones de inmersión ( $\alpha_{li}$ ) entre  $160^\circ$  y  $340^\circ$  ( $160^\circ \leq \alpha_{li} \leq 340^\circ$ ) se calcula  $\beta_{ap}$  de una línea con esa dirección de inmersión respecto a una dirección de inmersión de la línea de máxima pendiente del talud ( $\alpha_{lm}$ ) igual a  $250^\circ$ . Sin embargo, para las otras intersecciones con  $340^\circ < \alpha_{li} < 160^\circ$  si se aplica la Fórmula 13 para un  $\alpha_{lm} = 250^\circ$ , como  $\omega$  adoptaría valores mayores a  $90^\circ$ , el cálculo de  $\beta_{ap}$  sería incorrecto. Para subsanar este error, se debe evaluar el  $\beta_{ap}$  para un  $\alpha_{lm} = 70^\circ$ . Esto es lo que se expuso en la columna titulada “ $\omega$  (corregida)” desde la Tabla 35 hasta la Tabla 39 de los anexos. Para obtener este valor de  $\omega$  corregido, cuando  $340^\circ < \alpha_{li} \leq 360^\circ$ , la diferencia entre  $\alpha_{li}$  y  $\alpha_{lm}$  (igual a  $70^\circ$ ), en términos de valor absoluto, es mayor a  $90^\circ$  y  $\beta_{ap}$  seguiría siendo erróneo. Para corregir esta falla, ocasionada por el hecho que las direcciones de inmersión varían entre  $0^\circ$  y  $360^\circ$  y al superar los  $360^\circ$  se inicia el recuento desde  $0^\circ$ , se sustrajo  $360^\circ$  a todas las  $\alpha_{li}$  que sean  $340^\circ < \alpha_{li} \leq 360^\circ$ , sin aplicar el valor absoluto. Finalmente, a este valor de  $\alpha_{li}$  corregido se le resta  $\alpha_{lm}$  igual a  $70^\circ$  y se evaluó el valor absoluto de este resultado como  $\omega$ .

Por otro lado, el criterio que se adoptó para calificar al factor  $F_4$  fue, en primer lugar, determinar el método de excavación del talud que fue por la técnica de precorte ya que, se pudieron observar las

marcas de los barrenos sobre el paramento del talud (Figura 27). Este método de excavación corresponde a una puntuación de +10. Luego del evento de remoción en masa del año 2019, fue necesario realizar un saneamiento del talud a partir de la microfragmentación. Tras consultar el informe técnico desarrollado por la empresa Paramassi Andina S.R.L. (Greco, 2019a) se conoce que este procedimiento fue realizado en sectores equivalentes a los sectores del talud 1, 3 y 4 definidos en este trabajo.

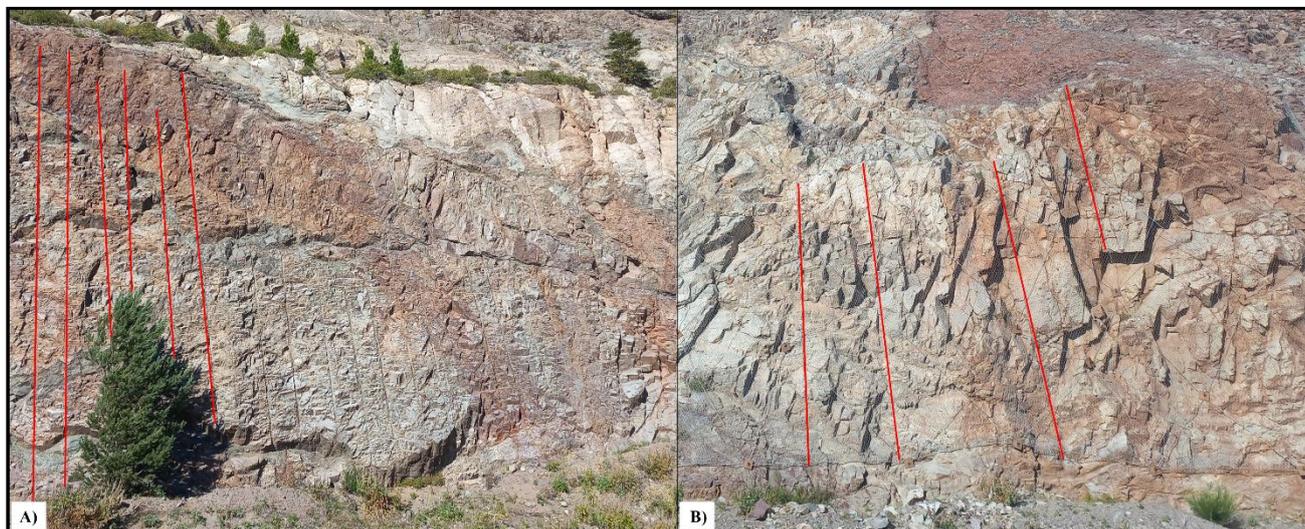


Figura 27: Marca de los barrenos presentes en el talud del kilómetro 2094. Algunas de dichas marcas fueron interpretadas en líneas continuas rojas. A) Fotografía tomada del sector 2. El árbol, utilizado como escala, mide 5,4 metros. B) Fotografía de los sectores 3 y 4.

El análisis cinemático se realiza sobre bloques individuales mientras que, el índice *SMR* se aplica al macizo rocoso globalmente afectado por familias de discontinuidades. No obstante ello, se han comparado los resultados obtenidos del *SMR* para cada familia de discontinuidades e intersección entre discontinuidades con las conclusiones extraídas del análisis cinemático, desarrollado en el apartado anterior. Tras dicha evaluación se determinó la necesidad de complementar el método empírico de Romana (1985) con el análisis cinemático por los siguientes motivos. Por un lado, hay bloques, delimitados por discontinuidades, clasificados como “inestables” o “parcialmente estables”, según la calificación final del *SMR*, pero las discontinuidades que los definen no representan superficies cinemáticamente posibles ya que, no reúnen los requerimientos necesarios para favorecer la rotura planar o por vuelco. A modo de ejemplo, existen diaclasas de la familia J4 o superficies de contacto litológico de la familia J4\* con valores de *SMR* para rotura planar entre 21-40 y entre 41-60 puntos, equivalente a categorías “inestables” y “parcialmente estables”, respectivamente. Sin embargo, si se revisa lo desarrollado en el apartado del análisis cinemático, se puede comprobar que, en general, la familia J4 favorece la rotura por vuelco con requerimientos respecto a la dirección de buzamiento de las discontinuidades y del talud opuestos según se analice la rotura planar o por vuelco. Este escenario extremo también ocurre analizando la rotura por vuelco respecto a la familia J1. A su vez, esto se repite con las otras familias de discontinuidades J2, J3 y J5 para ambos tipos de rotura cuando ninguna de las 3 cumple los requisitos para favorecerlas (Tabla 20 y Tabla 21). Esto también se observó al evaluar la rotura cuneiforme donde pares de familias de discontinuidades intersectadas no representaban superficies cinemáticamente posibles y, aun así, las cuñas que definían pertenecían a categorías “inestables” o “parcialmente estables” (Tabla 22). Vale aclarar que el *SMR* para rotura en cuña califica a  $|\alpha_i - \alpha_m|$  sobre los mismos intervalos de valores que usa para la rotura planar cuando, al aplicar el análisis cinemático, se observa que las condiciones que debe reunir esta diferencia entre direcciones de buzamiento y de inmersión son mucho más acotadas para la rotura planar que para la rotura cuneiforme.

Es interesante la tendencia general observada que muestra que cuando los bloques definidos por las discontinuidades o intersecciones presentan valores de  $SMR < 21$  es decir, que son “totalmente inestables” para los 3 tipos de rotura, un elevado porcentaje de las discontinuidades o intersecciones representan superficies cinemáticamente posibles. Para la rotura planar y por vuelco, el 100% de las discontinuidades que delimitan bloques “totalmente inestables” cumplen las condiciones para favorecer estos tipos de rotura. En el caso de la rotura cuneiforme, estos porcentajes se reducen a un 75%, para una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda”, y alcanzan el 100% en un escenario con precipitaciones. Mientras que, para los 3 tipos de rotura ninguna discontinuidad o intersección con una puntuación del  $SMR \geq 61$  (“bloques estables”) representan superficies cinemáticamente posibles. La única excepción se observó para rotura en cuña en un escenario sin precipitaciones donde de 138 intersecciones solo 5 cumplen los requisitos (3,62% del total). Sería interesante poder comprobar si esta tendencia se repite en otros taludes tras aplicar esta metodología.

A)					B)				
Cantidad de discontinuidades por familia por clase de estabilidad, según el SMR, que cumplen o no los requisitos para la rotura planar (sin precipitaciones)	No	No*	Sí	Total general	Cantidad de discontinuidades por familia por clase de estabilidad, según el SMR, que cumplen o no los requisitos para la rotura planar (con precipitaciones)	No	No*	Sí	Total general
<b>Estable</b>	<b>34</b>			<b>34</b>	<b>Estable</b>	<b>20</b>			<b>20</b>
J1	1			1	J1	1			1
J2	5			5	J3	13			13
J3	15			15	J4	2			2
J4	7			7	J5	4			4
J5	6			6	<b>Parcialmente estable</b>	<b>26</b>	<b>1</b>		<b>27</b>
<b>Parcialmente estable</b>	<b>14</b>	<b>1</b>		<b>15</b>	J1	1	1		2
J1	1	1		2	J2	6			6
J2	2			2	J3	8			8
J3	6			6	J4	5			5
J5	3			3	J5	5			5
J5*	2			2	J5*	1			1
<b>Inestable</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>3</b>	<b>Inestable</b>	<b>3</b>		<b>2</b>	<b>5</b>
J1		1	1	2	J1			2	2
J4*	1			1	J2	1			1
<b>Totalmente inestable</b>			<b>1</b>	<b>1</b>	J4*	1			1
J1			1	1	J5*	1			1
<b>Total general</b>	<b>49</b>	<b>2</b>	<b>2</b>	<b>53</b>	<b>Totalmente inestable</b>			<b>1</b>	<b>1</b>
					J1			1	1
					<b>Total general</b>	<b>49</b>	<b>1</b>	<b>3</b>	<b>53</b>

Tabla 20: Cantidad de discontinuidades por familia que cumplen los requisitos para favorecer la rotura planar clasificadas según la puntuación del  $SMR$ . A) Considerando una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda”. B) Considerando una condición hidrogeológica “goteando”. Aclaración: “Sí” significa que se cumplen los requisitos para favorecer este tipo de rotura; “No\*” implica que si hubiese modificaciones en la orientación de las discontinuidades de hasta  $\pm 5^\circ$ , se podrían cumplir las condiciones (ver fundamentación en el apartado “Análisis cinemático”) y “No” significa que no se satisfacen los requerimientos.

Las discrepancias entre los resultados arrojados por el método empírico  $SMR$  y el análisis cinemático respecto a las familias o intersecciones de familias de discontinuidades que favorecen los tipos de rotura planar, por vuelco y en cuña se debe a que la valoración final del  $SMR$  no depende exclusivamente de las puntuaciones de los subfactores  $F_1$  y  $F_3$  y está condicionada por la calificación del  $RMR$ , del subfactor  $F_2$  y del factor  $F_4$ . Recordando que  $F_1$  evalúa la diferencia entre las direcciones de buzamiento o de inmersión entre las discontinuidades o líneas de intersección entre discontinuidades y el talud. Mientras que,  $F_3$  analiza la diferencia entre los buzamientos de las discontinuidades y del talud o entre el hundimiento de las líneas de intersección y el de una línea sobre el paramento cuya dirección de inmersión es igual a la de la línea de intersección. Así ambos parámetros o uno de ellos pueden adoptar puntuaciones muy favorables para la estabilidad del talud, ratificando que la discontinuidad en cuestión no satisface las condiciones para favorecer un determinado tipo de rotura y, aun así, arrojar una valoración final del  $SMR$  que indique que el bloque que delimita la discontinuidad en cuestión es “inestable” o “parcialmente estable”, aunque esta superficie no sea cinemáticamente posible. Además, en el método de Romana (1985), a diferencia del análisis cinemático, no se evalúa la relación entre pendiente ( $\beta_s$ ) y buzamiento ( $\beta_j$ ) respecto al ángulo de fricción ( $\phi$ ) o entre hundimiento aparente ( $\beta_{ap}$ ) e inmersión de la línea de intersección ( $\beta_{li}$ ) respecto

al ángulo de fricción ( $\varphi$ ) para cada tipo de rotura más allá que se considera la magnitud del ángulo de fricción de manera indirecta al incluir la puntuación del *RMR* y en el factor de ajuste  $F_2$ .

A)					B)				
Cantidad de discontinuidades por familia por clase de estabilidad, según el SMR, que cumplen o no los requisitos para la rotura por vuelco (sin precipitaciones)	No	No*	Sí	Total general	Cantidad de discontinuidades por familia por clase de estabilidad, según el SMR, que cumplen o no los requisitos para la rotura por vuelco (con precipitaciones)	No	No*	Sí	Total general
<b>Estable</b>	32	1		33	<b>Estable</b>	20			20
J1	5			5	J1	5			5
J2	5			5	J2	5			5
J3	15			15	J3	6			6
J4	2	1		3	J4	2			2
J5	5			5	J5	2			2
<b>Parcialmente estable</b>	14	2	3	19	<b>Parcialmente estable</b>	25	2	2	29
J1	1			1	J1	1			1
J2	2			2	J2	2			2
J3	6			6	J3	15			15
J4		1	3	4	J4		1	2	3
J5	3	1		4	J5	6	1		7
J5*	2			2	J5*	1			1
<b>Inestable</b>			1	1	<b>Inestable</b>	1		2	3
J4*			1	1	J4			2	2
					J5*	1			1
					<b>Totalmente inestable</b>			1	1
					J4*			1	1
<b>Total general</b>	46	3	4	53	<b>Total general</b>	46	2	5	53

Tabla 21: Cantidad de discontinuidades por familia que cumplen los requisitos para favorecer la rotura por vuelco clasificadas según la puntuación del *SMR*. A) Considerando una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda”. B) Considerando una condición hidrogeológica “goteando”. Aclaración: “Sí” significa que se cumplen los requisitos para favorecer este tipo de rotura; “No\*” implica que si hubiese modificaciones en la orientación de las discontinuidades de hasta  $\pm 5^\circ$ , se podrían cumplir las condiciones (ver fundamentación en el apartado “Análisis cinemático”) y “No” significa que no se satisfacen los requerimientos.

Una situación que se observó en este caso de estudio es que el  $F_1$  era igual a 0,15, lo que equivale a una situación muy favorable para la estabilidad tanto para la rotura planar como por vuelco, y los subfactores  $F_2$  y  $F_3$  eran muy desfavorables. El resultado final, condicionado también por el valor del *RMR* y el  $F_4$ , evaluaba que la discontinuidad en cuestión favorecería la rotura planar, aunque tenía una dirección de buzamiento opuesta a la del talud. O que otra discontinuidad favorecería la rotura por vuelco cuando las direcciones de buzamiento de la misma y del talud mostraban una diferencia comprendida dentro del intervalo de  $0^\circ \pm 20^\circ$ . Este mismo escenario se observó para la rotura en cuña.

Por las razones expuestas previamente, se recomienda evaluar los resultados del *SMR* para aquellas discontinuidades o intersecciones entre discontinuidades que son efectivamente superficies cinemáticamente posibles, es decir, que cumplen las condiciones para favorecer un determinado tipo de rotura o que podrían reunir los requerimientos necesarios si se generasen modificaciones factibles en los parámetros relevados tales como variaciones de  $\pm 5^\circ$  en los datos de dirección de buzamiento y buzamiento o de dirección de inmersión y hundimiento relevados (Revisar apartado 8.3.4)8.3). Recordar que las discontinuidades o intersecciones fueron identificadas como “Sí” (aquellas que cumplen los requisitos); “No\*” (aquellas que podrían cumplirlos si se producen modificaciones factibles en algunos parámetros) y “No” (aquellas que no satisfacen las condiciones actuales ni las existentes en un escenario con variaciones en los parámetros). Finalmente, se filtraron los resultados obtenidos con el método de Romana (1985) con los que provienen del análisis cinemático. Estos resultados se exponen en la Tabla 23 y en la Tabla 24 para rotura planar y por vuelco, respectivamente, y en la Tabla 25 para rotura en cuña.

A)

Cantidad de intersecciones por par de familias de discontinuidades por clase de estabilidad, según el SMR, que cumplen o no los requisitos para rotura en cuña (sin precipitaciones)	No	No*	Sí	Total general
<b>= Estable</b>	<b>131</b>	<b>2</b>	<b>5</b>	<b>138</b>
J1 y J1	2			2
J1 y J2	1			1
J1 y J3	7		2	9
J1 y J4	8			8
J1 y J5	4		2	6
J2 y J2	3			3
J2 y J3	8			8
J2 y J4	12			12
J2 y J5	4			4
J3 y J3	14	1	1	16
J3 y J4	29			29
J3 y J5	21	1		22
J4 y J4	4			4
J4 y J5	10			10
J5 y J5	4			4
<b>= Parcialmente estable</b>	<b>49</b>	<b>10</b>	<b>17</b>	<b>76</b>
J1 y J2	2			2
J1 y J3	2	1	3	6
J1 y J4	2			2
J1 y J5	3	4	2	9
J2 y J2		1	1	2
J2 y J3	9	1	1	11
J2 y J5			3	3
J3 y J3	5	2	5	12
J3 y J5	19		1	20
J4 y J5	3			3
J5 y J5	4	1	1	6
<b>= Inestable</b>	<b>15</b>	<b>8</b>	<b>13</b>	<b>36</b>
J1 y J3		3	1	4
J1 y J5		2		2
J2 y J3	1	3	4	8
J2 y J5			3	3
J3 y J3			1	1
J3 y J4	4			4
J3 y J5	3		3	6
J4 y J4	2			2
J4 y J5	5			5
J5 y J5			1	1
<b>= Totalmente inestable</b>		<b>2</b>	<b>6</b>	<b>8</b>
J1 y J3		1	1	2
J1 y J5			1	1
J2 y J3		1	1	2
J3 y J3			2	2
J3 y J5			1	1
<b>Total general</b>	<b>195</b>	<b>22</b>	<b>41</b>	<b>258</b>

B)

Cantidad de intersecciones por par de familias de discontinuidades por clase de estabilidad, según el SMR, que cumplen o no los requisitos para rotura en cuña (con precipitaciones)	No	No*	Sí	Total general
<b>= Estable</b>	<b>65</b>	<b>1</b>	<b>66</b>	
J1 y J1	2			2
J1 y J2	1			1
J1 y J3	4			4
J1 y J4	8			8
J1 y J5	3			3
J2 y J2	2			2
J2 y J4	12			12
J2 y J5	4			4
J3 y J3	10	1		11
J3 y J4	7			7
J3 y J5	5			5
J4 y J4	2			2
J4 y J5	2			2
J5 y J5	3			3
<b>= Parcialmente estable</b>	<b>105</b>	<b>7</b>	<b>20</b>	<b>132</b>
J1 y J2	2			2
J1 y J3	5	1	5	11
J1 y J4	1			1
J1 y J5	4	1	4	9
J2 y J2	1	1		2
J2 y J3	16	2		18
J2 y J5			3	3
J3 y J3	9	1	7	17
J3 y J4	22			22
J3 y J5	29	1	1	31
J4 y J4	2			2
J4 y J5	9			9
J5 y J5	5			5
<b>= Inestable</b>	<b>24</b>	<b>4</b>	<b>23</b>	<b>51</b>
J1 y J3			4	4
J1 y J4	1			1
J1 y J5		1	4	5
J2 y J2			1	1
J2 y J3	1	2	6	9
J2 y J5			3	3
J3 y J3			1	1
J3 y J4	4			4
J3 y J5	9		2	11
J4 y J4	2			2
J4 y J5	7			7
J5 y J5		1	2	3
<b>= Totalmente inestable</b>			<b>9</b>	<b>9</b>
J1 y J3			2	2
J1 y J5			1	1
J2 y J3			2	2
J3 y J3			2	2
J3 y J5			2	2
<b>Total general</b>	<b>194</b>	<b>12</b>	<b>52</b>	<b>258</b>

Tabla 22: Cantidad de intersecciones por par de familias de discontinuidades que cumplen los requisitos para favorecer la rotura en cuña clasificadas según la puntuación del SMR. A) Considerando una condición hidrogeológica “ligeramente húmeda”. B) Considerando una condición hidrogeológica “goteando”. Aclaración: “Sí” significa que se cumplen los requisitos para favorecer este tipo de rotura; “No\*” implica que si hubiese modificaciones de hasta ± 5° en las orientaciones de las líneas de intersección, se podrían cumplir las condiciones (ver fundamentación en el apartado “Análisis cinemático”) y “No” significa que no se satisfacen los requerimientos.

Secciones del talud	Talud		Discontinuidades				F1 Rotura planar		F2 Rotura planar		F3 Rotura planar		F4	RMR (sin precipitaciones)	RMR (con precipitaciones)	SMR rotura planar		SMR planar (con precipitaciones)		Cumplimiento de las condiciones de las roturas planar				
	Dir. de buzamiento (°)	Pendiente (°)	ID	Familia	Tipo	Dir. de buzamiento (°)	Buzamiento (°)	αj - αs	F1 discreto	F1 continuo	F2 discreto	F2 continuo				βj - βs	F3 discreto	F3 continuo	Método discreto Romana et al. (1985)	Método continuo Tomás et al. (2009)	Método discreto Romana et al. (1985)	Método continuo Tomás et al. (2009)	Sin precipitaciones	Con precipitaciones
									Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)	Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)					Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)						
2	250	68	17	J1	D	243	47	7	0,85	0,91	1	0,93	-21	-60	-59,09	10	60,00	54,00	19,00	20,03	13,00	14,03	Sí	Sí
3	250	68	36	J1	D	235	69	15	0,7	0,71	1	0,98	1	-6	-15,00	10	50,00	44,00	55,80	49,59	49,80	43,59	No*	No*
4	250	68	40	J1	D	244	40	6	0,85	0,93	0,85	0,88	-28	-60	-59,32	10	61,00	55,00	27,65	22,92	21,65	16,92	Sí	Sí
4	250	68	50	J1	D	243	38	7	0,85	0,91	0,85	0,85	-30	-60	-59,36	10	61,00	55,00	27,65	25,21	21,65	19,21	No*	Sí

Tabla 23: Valores del SMR para las diaclasas que cumplen (Sí) o podrían cumplir los requisitos (No\*) para favorecer la rotura planar. Se aplicó el criterio semafórico para resaltar los resultados del RMR y del SMR. Cuando la calidad del macizo rocoso es buena, media, mala o muy mala, las celdas adquieren los colores amarillo, naranja, rojo y bordeaux, respectivamente. Para discontinuidades “totalmente inestables”, “inestables” y “parcialmente estables” se implementaron

los colores bordeaux, rojo y naranja, respectivamente. Abreviaturas:  $\alpha_j$  (dirección de buzamiento de la discontinuidad);  $\alpha_s$  (dirección de buzamiento del talud);  $\beta_j$  (buzamiento de la discontinuidad);  $\beta_s$  (pendiente del talud); D (diaclasas).

Secciones del talud	Talud		Discontinuidades					F1 Rotura por vuelco (propuesto en este trabajo)			F2 Rotura por vuelco		F3 Rotura por vuelco			F4	RMR (sin precipitaciones)	RMR (con precipitaciones)	SMR rotura por vuelco		SMR vuelco (con precipitaciones)		Cumplimiento de las condiciones rotura por vuelco	
	Dir. de buzamiento (°)	Pendiente (°)	ID	Familia	Tipo	Dir. de buzamiento (°)	Buzamiento (°)	$ \alpha_j - \alpha_s  - 180$	F1 discreto Romana et al. (1985)	F1 continuo Tomás et al. (2009)	F2 discreto Romana et al. (1985)	F2 continuo Tomás et al. (2009)	$\beta_j + \beta_s$	F3 discreto Romana et al. (1985)	F3 continuo Tomás et al. (2009)				Método discreto Romana et al. (1985)	Método continuo Tomás et al. (2009)	Método discreto Romana et al. (1985)	Método continuo Tomás et al. (2009)	Sin precipitaciones	Con precipitaciones
	1	250	68	4	J4	D	76	73	6	0,85	0,93	1	1	141	-25				-25,47	10	60,00	54,00	48,75	46,41
1	250	68	9	J4	D	77	65	7	0,85	0,91	1	1	133	-25	-25,23	10	60,00	54,00	48,75	47,04	42,75	41,04	Sí	Sí
1	250	68	10	J4	D	95	54	25	0,40	0,41	1	1	122	-25	-22,06	10	60,00	54,00	60,00	61,00	54,00	55,00	No*	No*
2	250	68	18	J4	D	63	48	7	0,85	0,91	1	1	116	-6	-2,15	10	60,00	54,00	64,90	68,05	58,90	62,05	No*	No*
2	250	68	26	J4*	SC	80	55	10	0,85	0,85	1	1	123	-25	-23,22	10	38,00	32,00	26,75	28,26	20,75	22,26	Sí	Sí
4	250	68	47	J4	D	68	61	2	1,00	0,98	1	1	129	-25	-24,95	10	61,00	55,00	46,00	46,60	40,00	40,60	No*	Sí
4	250	68	52	J4	D*	70	78	0	1,00	1,00	1	1	146	-25	-25,54	10	61,00	55,00	46,00	45,53	40,00	39,53	Sí	Sí

Tabla 24: Valores del SMR para las discontinuidades que cumplen (Sí) o podrían cumplir los requisitos (No\*) para favorecer la rotura por vuelco. Se aplicó el criterio semafórico para resaltar los resultados del RMR y del SMR. Cuando la calidad del macizo rocoso es buena, media, mala o muy mala, las celdas adquieren los colores amarillo, naranja, rojo y bordeaux, respectivamente. Para discontinuidades “totalmente inestables”, “inestables”, “parcialmente estables” y “estables” se implementaron los colores bordeaux, rojo, naranja y amarillo, respectivamente. Abreviaturas:  $\alpha_j$  (dirección de buzamiento de la discontinuidad);  $\alpha_s$  (dirección de buzamiento del talud);  $\beta_j$  (buzamiento de la discontinuidad);  $\beta_s$  (pendiente del talud); SC (superficies de contacto litológico); D (diaclasas); D\* (diaclasas cuya orientación fue relevada a distancia).

Secciones del talud	Talud		Cálculo βap				Intersecciones				F1 Rotura en cuña		F2 Rotura en cuña		F3 Rotura en cuña		F4	RMR (sin precipitaciones)	RMR (con precipitaciones)	SMR Rotura en cuña		SMR Cuña (lluvias)		Cumplimiento de las condiciones rotura en cuña						
	Azmut	alm (°)	βlm (°)	βlm (radianes)	ω =  dli - almi	ω =  dli - almi  (corregida)	ω corregida (radianes)	βap = arctg ((kg βlm) * (cos ω))	ID	Par de familias de discontinuidades	ali (°)	βli (°)	dli - almi	F1 Romana et al. (1985)	F1 Tomás et al. (2009)	F2 Romana et al. (1985)				F2 Tomás et al. (2009)	βli - βap	F3 Romana et al. (1985)	F3 Tomás et al. (2009)	Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)	Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)	Sin precipitaciones	Con precipitaciones	
1	160	250	68	1,19	14,30	14,30	0,25	67,37	1	J2 y J3	235,7	235,7	39,6	14,30	0,70	0,73	0,85	0,87	-27,77	-60	-59,31	10	60,00	54,00	34,30	32,29	28,30	26,29	Sí	Sí
1	160	250	68	1,19	16,30	16,30	0,28	67,17	2	J2 y J3	233,7	233,7	32,5	16,30	0,70	0,66	0,70	0,70	-34,67	-60	-59,45	10	60,00	54,00	40,60	42,19	34,60	36,19	Sí	Sí
1	160	250	68	1,19	17,40	17,40	0,30	67,05	3	J2 y J3	232,6	232,6	27,7	17,40	0,70	0,63	0,40	0,48	-39,35	-60	-59,51	10	60,00	54,00	53,20	52,14	47,20	46,14	No*	No*
1	160	250	68	1,19	25,40	25,40	0,44	65,90	4	J2 y J2	224,6	224,6	29,4	25,40	0,40	0,40	0,40	0,56	-36,50	-60	-59,48	10	60,00	54,00	60,40	56,64	54,40	50,64	No*	No*
1	160	250	68	1,19	39,20	39,20	0,68	62,46	17	J3 y J3	289,2	289,2	46,4	39,20	0,15	0,25	1,00	0,93	-16,06	-60	-58,81	10	60,00	54,00	61,00	56,63	55,00	50,63	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	64,40	64,40	1,12	46,92	65	J1 y J5	185,6	185,6	29,8	64,40	0,15	0,17	0,40	0,58	-17,12	-60	-58,89	10	60,00	54,00	66,60	64,12	60,40	58,12	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	54,60	54,60	0,95	55,11	66	J1 y J5	195,4	195,4	35,6	54,60	0,15	0,19	0,85	0,80	-19,51	-60	-59,02	10	60,00	54,00	62,35	61,05	56,35	55,05	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	42,70	42,70	0,75	61,20	67	J1 y J3	207,3	207,3	41,6	42,70	0,15	0,23	0,85	0,89	-19,60	-60	-59,03	10	60,00	54,00	62,35	58,02	56,35	52,02	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	10,60	10,60	0,19	67,66	68	J1 y J3	239,4	239,4	46,9	10,60	0,70	0,84	1,00	0,93	-20,76	-60	-59,08	10	60,00	54,00	28,00	24,15	22,00	18,15	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	0,10	0,10	0,00	68,00	69	J1 y J5	249,9	249,9	46,7	0,10	1,00	1,00	1,00	0,93	-21,30	-60	-59,10	10	60,00	54,00	10,00	15,37	4,00	9,37	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	25,20	25,20	0,44	65,94	70	J1 y J3	275,2	275,2	42,1	25,20	0,40	0,40	0,85	0,90	-23,84	-60	-59,20	10	60,00	54,00	49,60	48,57	43,60	42,57	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	29,70	29,70	0,52	65,06	71	J1 y J3	279,7	279,7	40,6	29,70	0,40	0,33	0,85	0,88	-24,46	-60	-59,22	10	60,00	54,00	49,60	52,80	43,60	46,80	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	35,20	35,20	0,61	63,69	72	J1 y J3	285,2	285,2	38,7	35,20	0,15	0,27	0,85	0,86	-24,99	-60	-59,24	10	60,00	54,00	62,35	56,14	56,35	50,14	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	9,60	9,60	0,17	67,72	78	J3 y J5	240,4	240,4	67,3	9,60	0,85	0,86	1,00	0,98	-0,42	-50	-37,56	10	60,00	54,00	27,50	38,42	21,50	32,42	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	48,80	48,80	0,85	58,48	104	J3 y J3	298,8	298,8	65,5	48,80	0,15	0,20	1,00	0,98	7,02	-6	-2,70	10	60,00	54,00	69,10	69,46	63,10	63,46	No*	No*
2	160	250	68	1,19	71,20	71,20	1,24	38,58	123	J1 y J5	178,8	178,8	25,1	71,20	0,15	0,16	0,40	0,38	-13,48	-60	-58,59	10	38,00	32,00	44,40	44,41	38,40	38,41	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	60,40	60,40	1,05	50,72	124	J5 y J5	189,6	189,6	20,9	60,40	0,15	0,18	0,40	0,28	-29,82	-60	-59,36	10	38,00	32,00	44,40	45,06	38,40	39,06	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	51,40	51,40	0,90	57,07	125	J5 y J5	198,6	198,6	17,6	51,40	0,15	0,20	1,00	0,74	-39,47	-60	-59,52	10	38,00	32,00	46,65	45,22	40,65	39,22	No*	No*
2	160	250	68	1,19	58,70	58,70	1,02	52,13	134	J1 y J5	191,3	191,3	33,9	58,70	0,15	0,18	0,70	0,25	-18,23	-60	-58,95	10	38,00	32,00	41,70	39,96	35,70	33,96	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	52,50	52,50	0,92	56,43	135	J1 y J5	197,5	197,5	19,6	52,50	0,15	0,19	0,15	0,26	-36,83	-60	-59,48	10	38,00	32,00	46,65	45,00	40,65	39,00	No*	No*
3	160	250	68	1,19	51,00	51,00	0,89	57,30	165	J2 y J5	199	199	32,1	51,00	0,15	0,20	0,70	0,69	-25,20	-60	-59,24	10	50,00	44,00	53,70	51,91	47,70	45,91	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	51,80	51,80	0,90	56,84	166	J2 y J5	198,2	198,2	34,8	51,80	0,15	0,20	0,70	0,78	-22,04	-60	-59,13	10	50,00	44,00	53,70	50,95	47,70	44,95	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	38,20	38,20	0,67	62,79	170	J1 y J5	211,8	211,8	67,5	38,20	0,15	0,25	1,00	0,98	4,71	-6	-4,00	10	50,00	44,00	59,10	59,02	53,10	53,02	No*	No*
3	160	250	68	1,19	9,80	9,80	0,17	67,71	171	J1 y J3	240,2	240,2	68,6	9,80	0,85	0,85	1,00	0,98	0,89	-6	-16,07	10	50,00	44,00	54,90	46,54	48,90	40,54	No*	No*
3	160	250	68	1,19	25,50	25,50	0,45	65,89	172	J5 y J5	224,5	224,5	44,7	25,50	0,40	0,40	0,85	0,92	-21,19	-60	-59,10	10	50,00	44,00	39,60	38,46	33,60	32,46	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	22,60	22,60	0,39	66,36	173	J3 y J5	227,4	227,4	41	22,60	0,40	0,46	0,85	0,89	-23,36	-60	-59,25	10	50,00	44,00	39,60	35,62	33,60	29,62	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	28,20	28,20	0,49	65,37	177	J2 y J2	221,8	221,8	33,7	28,20	0,40	0,35	0,70	0,75	-31,67	-60	-59,40	10	50,00	44,00	43,20	44,43	37,20	38,43	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	21,10	21,10	0,37	66,58	178	J2 y J3	228,9	228,9	32,3	21,10	0,40	0,51	0,70	0,70	-34,28	-60	-59,44	10	50,00	44,00	43,20	39,04	37,20	33,04	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	14,40	14,40	0,26	67,36	179	J2 y J5	235,6	235,6	30,2	14,40	0,70	0,73	0,70	0,60	-37,16	-60	-59,49	10	50,00	44,00	30,60	33,97	24,60	27,97	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	16,50	16,50	0,29	67,15	180	J2 y J5	233,5	233,5	33,6	16,50	0,70	0,66	0,70	0,74	-33,55	-60	-59,43	10	50,00	44,00	30,60	30,93	24,60	24,93	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	4,20	4,20	0,07	67,95	181	J2 y J3	245,8	245,8	27,4	4,20	1,00	0,95	0,40	0,47	-40,55	-60	-59,53	10	50,00	44,00	36,00	33,61	30,00	27,61	No*	No*
3	160	250	68	1,19	0,70	0,70	0,01	68,00	182	J2 y J3	249,3	249,3	30,6	0,70	1,00	0,99	0,70	0,62	-37,40	-60	-59,49	10	50,00	44,00	18,00	23,39	12,00	17,39	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	9,60	9,60	0,17	67,72	184	J2 y J3	259,6	259,6	27,4	9,60	0,85	0,86	0,40	0,47	-40,32	-60	-59,53	10	50,00	44,00	39,60	36,19	33,60	30,19	No*	No*
3	160	250	68	1,19	30,60	30,60	0,53	64,85	192	J3 y J3	280,6	280,6	50,1	30,60	0,15	0,32	1,00	0,94	-14,75	-60	-58,71	10	50,00	44,00	51,00	42,40	45,00	36,40	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	40,40	40,40	0,71	62,05	193	J3 y J3	290,4	290,4	56,6	40,40	0,15	0,24	1,00	0,96	-5,45	-50	-56,54	10	50,00	44,00	52,50	47,02	46,50	41,02	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	39,90	39,90	0,70	62,23	194	J3 y J3	289,9	289,9	52,5	39,90	0,15	0,24	1,00	0,95	-9,73	-50	-58,04	10	50,00	44,00	52,50	46,67	46,50	40,67	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	43,90	43,90	0,77	60,72	195	J3 y J3	293,9	293,9	52,7	43,90	0,15	0,22	1,00	0,95	-8,02	-50	-57,63	10	50,00	44,00	52,50	47,81	46,50	41,81	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	46,40	46,40	0,81	59,64	196	J1 y J3	296,4	296,4	50,8	46,40	0,15	0,21	1,00	0,95	-8,84	-50	-57,85	10	50,00	44,00	52,50	48,37	46,50	42,37	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	53,90	53,90	0,94	55,56	198	J3 y J3	303,9	303,9	61,4	53,90	0,15	0,19	1,00	0,97	5,84	-6	-3,24	10	50,00	44,00	59,10	59,40	53,10	53,40	No*	No*
3	160	250	68	1,19	51,10	51,10	0,89	57,24	199	J3 y J3	301,1	301,1	54,9	51,10	0,15	0,20	1,00	0,96	-2,34	-50	-52,30	10	50,00	44,00	52,50	50,08	46,50	44,08	Sí	Sí
4	160	250	68	1,19	17,20	17,20	0,30	67,07	213	J1 y J3	267,2	267,2	38,2	17,20	0,70	0,63	0,85	0,85	-28,87	-60	-59,34	10	61,00	55,00	35,30	39,04	29,30	33,04	No*	No*
4	160	250	68	1,19	16,10	16,10	0,28	67,19	214	J1 y J3	266,1	266,1	35,7	16,10	0,70	0,67	0,85	0,80	-31,49	-60	-59,39	10	61,00	55,00	35,30	39,00	29,30	33,00	No*	Sí

(Tabla 23). Las discontinuidades que favorecen la rotura por vuelco pertenecen a la familia J4 y J4\*, en el caso de la superficie de contacto litológico, con orientaciones promedio de  $063^{\circ}/59^{\circ}$ . Existe una única diaclasa que podría cumplir con los requisitos para favorecer la rotura por vuelco que no proviene de la familia J4 sino de la J5. Estas familias de discontinuidades provocan que el talud exhiba, en general, valores de *SMR* entre 41-60 puntos (“parcialmente estable”) con algunas excepciones con valores de este índice menores a 41 puntos (“inestable” y “totalmente inestable”) y mayores a 61 puntos (“estables”) (Tabla 24). Es importante señalar que el hecho de que una discontinuidad pertenezca a las familias J1 o J4 no significa que cumplirá, en el 100% de los casos, las condiciones para favorecer la rotura planar o por vuelco, respectivamente, (Tabla 20 y Tabla 21) pero aquellas que sí lo hagan provienen de estas familias según el tipo de rotura analizado. Se podría sintetizar con la frase “es condición necesaria pero no suficiente que una discontinuidad sea de la familia J1 o J4 para favorecer la rotura planar o por vuelco, respectivamente”. Analizando la rotura en cuña, las intersecciones entre discontinuidades que favorecen este tipo de falla provienen de los siguientes pares de familias de discontinuidades: J1-J3 ( $263^{\circ}/43^{\circ}$ ), J1-J5 ( $214^{\circ}/41^{\circ}$ ), J2-J2 ( $201^{\circ}/21^{\circ}$ ), J2-J3 ( $258^{\circ}/24^{\circ}$ ), J2-J5 ( $200^{\circ}/32^{\circ}$ ), J3-J3 ( $165^{\circ}/56^{\circ}$ ), J3-J5 ( $111^{\circ}/39^{\circ}$ ) y J5-J5 ( $152^{\circ}/58^{\circ}$ ). Dichas intersecciones delimitan cuñas clasificadas mayoritariamente como “parcialmente estables” e “inestables” hasta “totalmente inestables” (Tabla 25). Como se observó para los otros tipos de falla, no todas las intersecciones entre los pares de familias citados anteriormente favorecen la rotura cuneiforme (Tabla 22) pero las que sí lo hacen, surgen de estas combinaciones.

Los beneficios de aplicar esta metodología, que permite evaluar los resultados del *SMR* únicamente de aquellas discontinuidades o intersecciones que cumplen o podrían cumplir las condiciones para favorecer la rotura planar, por vuelco y en cuña son: por un lado, extraer conclusiones y determinar, por ejemplo, medidas de mitigación a aplicar en base a la puntuación del *SMR* de superficies cinemáticamente posibles; por otro lado, al filtrar los resultados, se facilita el procesamiento de la información obtenida al analizar una menor cantidad de discontinuidades e intersecciones entre discontinuidades descartando aquellas que no satisfacen los requerimientos necesarios. El objetivo final del cálculo del índice *SMR* para cada familia de discontinuidad o intersección y su posterior entrecruzamiento con los resultados obtenidos del análisis cinemático es poder identificar familias de discontinuidades o pares de familias que favorezcan cada tipo de rotura y su respectiva valoración del *SMR*. Es decir, al evaluar discontinuidades sistemáticas como diaclasas, en este caso de estudio, o superficies de estratificación, etc. el fin no es individualizar aquellas discontinuidades con la menor puntuación del *SMR* y aplicar medidas de mitigación de manera exclusiva a las mismas ya que, representaría una tarea difícil de realizar por su carácter sistemático y más complejo, cuanto mayor sea la cantidad de diaclasas relevadas. En su lugar, se deberían considerar las calificaciones de este índice geomecánico de todas aquellas superficies o intersecciones cinemáticamente posibles e implementar medidas de mitigación destinadas a todas las discontinuidades que pertenecen a estas familias “objetivo” teniendo en cuenta la menor de las calificaciones del *SMR* obtenidas. Diferente es la perspectiva cuando se trata de discontinuidades singulares, como es el caso de las 3 superficies de contacto litológico entre las fenoandesitas y brechas volcánicas aflorantes en el sector 2 del talud. En este caso, como así también si existieran fallas, es importante poder individualizar dichas superficies y aplicar las medidas de estabilización y/o protección que corresponda en base a sus valoraciones del *SMR*. Esta metodología permite establecer prioridades, en base a la puntuación del *SMR*, que definan las familias de discontinuidades y los sectores del talud que requieren la ejecución de medidas de mitigación de manera urgente por sobre otros sectores y/o familias.

En base a las puntuaciones más desfavorables del *SMR* se pueden adoptar medidas de mitigación recurriendo a las sugerencias realizadas por Romana *et al.* (2001). Se remite al lector a consultar la

Tabla 7 del apartado 6.2.1). Para este caso de estudio y por las puntuaciones del *SMR* menores a 21 puntos para los 3 tipos de rotura, según la tabla citada, se deberían realizar drenajes superficiales y profundos, la construcción de muros de contención y hasta la reexcavación del talud. Sin embargo, estas sugerencias se fundamentan en los resultados de un método empírico y no pretenden reemplazar

los cálculos realizados sobre la base de métodos más sofisticados como el de equilibrio límite. Por otra parte, todas las sugerencias surgidas de los métodos de estudio de un macizo rocoso complementan mas no reemplazan las importantes consideraciones que provienen de la experiencia. Por otro lado, a la hora de seleccionar los sistemas de estabilización y de protección se debe evaluar la accesibilidad para instalar y para mantener dichas medidas y el costo de las mismas, así como también la seguridad del personal durante el saneamiento del talud y la implementación de las medidas de mitigación. También, se debe evaluar la efectividad de las medidas a aplicar. Debido a esto, se descarta la posibilidad de construir muros de contención tal y como surge de la tabla propuesta por Romana *et al.* (2001) ya que, el talud estudiado se localiza a la vera de la RN n° 40 donde el ancho de la zona de captura de bloques disponible es reducido, por lo cual no sería eficiente impidiendo que los bloques lleguen a la ruta sobre todo los que provienen de las partes superiores del talud como ocurrió en el evento del año 2019. Dependiendo de la sección del talud analizada, el ancho de la zona de captura de bloques oscila entre 1,5 y 6,5 metros.

Luego del evento de remoción en masa que afectó al talud del kilómetro 2094 en el año 2019, se aplicaron en conjunto varias medidas de mitigación del tipo “sistemas adosados” y “sistemas no adosados” ejecutadas por la empresa Paramassi Andina S.R.L. En los sectores 1, 3 y 4 del talud, se implementaron mallas de triple torsión, red de cable y anclajes. A su vez, se reforzó la parte superior de los sectores 3 y 4 con red de anillos, malla de triple torsión, anclajes y red de cable. Finalmente, en la parte superior del sector 2 y de los sectores 3-4, se construyó una pantalla dinámica de alta energía con malla de triple torsión como cerramiento secundario y una pantalla estática, respectivamente. Esta información surge del informe realizado por la empresa en cuestión (Greco, 2019a) y del relevamiento de campo. Estas determinaciones fueron realizadas en base a los fundamentos del equilibrio límite evaluando distintos parámetros de diseños tales como, la profundidad y espaciamiento de los anclajes, altura de la barrera, resistencia de los materiales a utilizar, etc. y su impacto en el factor de seguridad (FS) resultante para los distintos tipos de rotura. Es importante destacar que en un segundo informe (Greco, 2019b) se propuso la ejecución de una tercera etapa de medidas a aplicar, dentro del proceso de estabilización del talud en cuestión desde el evento del 23/07/2019, con el objetivo de reforzar los bloques del sector 4 del talud que, según este trabajo, podrían fallar por vuelco (consultar la Figura 28 y el desarrollo del apartado 8.6). La propuesta técnica de la empresa consiste en la aplicación de hormigón proyectado en la base de dichos bloques y en la consolidación de sus superficies basales por medio de bulonado con anclajes pasivos de barras autorroscables.

### 8.5) RRRS (Rockfall Risk Rating System)

Se aplicó el método empírico de Saroglou *et al.* (2012) para realizar una evaluación del riesgo frente a la caída de rocas para cada sector del talud. Varios parámetros y, en particular, los pertenecientes a la Categoría B, son también considerados en las otras clasificaciones geomecánicas aplicadas, fundamentalmente el *RMR* y el *SMR*. Se pueden consultar la Tabla 27, la Tabla 28, la Tabla 30 y la Tabla 32 de los Anexos donde se exponen los resultados de la RCS de la matriz,  $J_v$ , separación y estados de las discontinuidades, respectivamente. En la Tabla 40 de los Anexos se presentan las determinaciones de la altura de cada sector del talud y la metodología aplicada para su estimación se explica en el apartado 7.2). Es importante aclarar que el análisis de riesgo fue aplicado a los primeros 60 m del talud debido a que no fue posible estudiar la parte superior del mismo por dificultad de acceso y por la imposibilidad de disponer de los elementos de protección personal para realizar trabajos en altura. Se sugiere para futuras investigaciones incluir dentro del análisis a la parte superior del talud.

Es interesante destacar el cambio en la valoración del carácter “desfavorable” de los parámetros RCS de la matriz y separación de las discontinuidades al evaluar el riesgo frente a la caída de rocas respecto al criterio implementado al aplicar el índice *RMR*. Respecto al primer parámetro, a mayor RCS, mayor es el riesgo porque es menor la probabilidad de que los bloques que fallan, al colisionar con el paramento del talud, se fracturen en bloques menores debido a la elevada RCS de la matriz. Por lo tanto, el volumen de los bloques que fallan ( $V_{bf}$ ) es igual al volumen de los bloques caídos ( $V_{bc}$ ).

Se utilizó el valor de la RCS de las fenoandesitas levemente alteradas, por lo expuesto anteriormente y, además, porque los bloques caídos y por caer están compuestos por esta litología y no por las fenoandesitas moderadamente alteradas ni por las brechas volcánicas. En relación con la persistencia de las discontinuidades, a mayor separación, mayor es el riesgo porque mayor es el tamaño de los bloques que limitan esas superficies. A mayor separación, menor es el grado de fracturamiento (menor  $J_v$ , mayor  $RQD$ ). De esta manera, se usaron los mayores valores de separación para cada sección del talud registrados en las estaciones geomecánicas: para el sector 1 se usó el dato más desfavorable relevado en la G1; para el sector 2, el de la G3; para el sector 3, el de la G4 y para el sector 4, el mayor valor registrado en la estación G5.

Se asignaron las puntuaciones de manera discreta tal y como está establecido en la Tabla 9 y en la Tabla 10 (consultar el apartado 6.2.3). La única modificación realizada fue respecto a la calificación del ancho de la zona de captura para los sectores 1 y 4 donde fueron realizadas 2 mediciones de este parámetro dada su variabilidad en ambos tramos. Como cada una de las 2 mediciones por sector quedaban comprendidas en dos intervalos de valores diferentes de la Tabla 10, se decidió aplicar la puntuación media de las dos calificaciones posibles para cada intervalo. Por ejemplo, en el sector 4 una medición del ancho de la zona de captura era igual a 2,5 metros y la segunda medición, 6,5 metros. A la primera estimación le correspondería 60 puntos y a la segunda, 30 puntos. Por lo tanto, se calculó el promedio de ambas valoraciones que es igual a 45 puntos.

Vale destacar que se realiza una primera ponderación de las puntuaciones dentro de cada categoría y, luego, una segunda ponderación por categoría, es decir, de los subtotales de cada categoría para determinar la puntuación total ponderada. Para la primera ponderación, se utilizan los pesos relativos de cada uno de los parámetros dentro de cada categoría y se los divide por el peso relativo de la categoría en cuestión. Por ejemplo, para calcular la puntuación ponderada de la pendiente se multiplica su calificación por 7 ya que, su peso relativo es igual al 7%, y se lo divide por 25 porque es el ponderador de la categoría A a la que pertenece este parámetro (ponderador 25%). Una vez que se obtienen los subtotales de cada categoría a partir de esta primera etapa de ponderación, se deben ponderar estos subtotales. Para esto se multiplican los subtotales por el peso relativo de cada categoría y se lo divide por 100.

En la Tabla 26 se presentan los resultados obtenidos para cada sector del talud. El sector más riesgoso frente a la caída de rocas es el 1 con una puntuación igual a 57,75. Le sigue, en orden decreciente del riesgo, los sectores 4, 2 y 3. El mayor riesgo del sector 1 se debe a que el ancho de la zona de captura de bloques es el más desfavorable de los 4. Este como el resto de los parámetros de la categoría D poseen el mayor peso dentro de la puntuación total final con un ponderador del 40%. El segundo sector más riesgoso es el 4 con una puntuación igual a 57,05 y se debe exclusivamente al mayor tamaño de los bloques que se localizan en este sector cuya estimación es de  $16 \text{ m}^3$ . A este sector pertenecía el bloque que falló en el evento del año 2019 y quedan en pie todavía otros 4 bloques de dimensiones similares que podrían fallar en un futuro (consultar la Figura 28 del siguiente apartado). Este parámetro como el resto de los que integran a la categoría B tienen un peso relativo en la calificación total del 25%. Como puede observarse en la Tabla 26, las diferencias en el riesgo frente a la caída de rocas de cada sector surgen de las diferencias en las puntuaciones de las categorías B y D ya que, poseen la misma valoración para las dos restantes categorías A y C. El sector 4 presenta una mayor puntuación (más desfavorable) en la categoría B. Mientras que, el sector 1 exhibe una mayor calificación en la categoría D respecto al resto de los sectores. Pese a que la diferencia entre los subtotales sin ponderar de estos dos sectores en las categorías B y D son mayores, cerca de 11 puntos a favor del sector 4 para la categoría B, en comparación con los casi 9 puntos a favor del sector 1 en la categoría D, como el ponderador de esta última es 40% en lugar del 25% de la categoría B, se invierte esta relación en los subtotales ponderados. Esta es la causa por la que el sector 1 presenta un mayor riesgo frente a la caída de rocas que el sector 4. Los 4 sectores del talud pertenecen a la clase III con un nivel medio de riesgo.

Categoría	Parámetros	Valores de los parámetros				Puntuaciones				Ponderador (%)	Puntuaciones ponderadas			
		Sector 1	Sector 2	Sector 3	Sector 4	Sector 1	Sector 2	Sector 3	Sector 4		Sector 1	Sector 2	Sector 3	Sector 4
A	Pendiente (°)	68	68	68	68	100	100	100	100	7	28	28	28	28
	Altura del talud (H) (m)	50 - 60	50 - 60	50 - 60	50 - 60	60	60	60	60	4	9,6	9,6	9,6	9,6
	Altura de los desprendimientos (m)	H	H	H	H	100	100	100	100	7	28	28	28	28
	Rugosidad del paramento	Rugoso (bermas angostas)				60	60	60	60	3	7,2	7,2	7,2	7,2
	Vegetación sobre el talud	Sin vegetación				100	100	100	100	4	16	16	16	16
	SUBTOTAL CATERGORÍA A										88,8	88,8	88,8	88,8
SUBTOTAL PONDERADO CATEGORÍA A									25	22,2	22,2	22,2	22,2	
B	Rugosidad, relleno y abertura de las discontinuidades	Ondulada; sin relleno; abertura máx. 3,4 mm				30	30	30	30	6	7,2	7,2	7,2	7,2
	Orientación de las discontinuidades	Muy adversa				100	100	100	100	5	20	20	20	20
	Separación de las discontinuidades (m)	0,24	0,4	0,48	0,32	10	10	10	10	4	1,6	1,6	1,6	1,6
	JCS (MPa)	100 a 250				10	10	10	10	1	0,4	0,4	0,4	0,4
	RCS (MPa)	100 a 250				100	100	100	100	1	4	4	4	4
	Volumen de los bloques que fallan (m <sup>3</sup> )	0,13	0,06	0,09	0,07 / 16 (4*2*2)	10	10	10	100	4	1,6	1,6	1,6	16
	N° de bloques estimados por ancho	> 10	> 10	> 10	5	100	100	100	60	2	8	8	8	4,8
	Características kársticas	-				10	10	10	10	2	0,8	0,8	0,8	0,8
SUBTOTAL CATERGORÍA B										43,6	43,6	43,6	54,8	
SUBTOTAL PONDERADO CATEGORÍA B									25	10,9	10,9	10,9	13,7	
C	Frecuencia de las precipitaciones	Estacionales				30	30	30	30	3	9	9	9	9
	Drenaje del talud	Muy alto				10	10	10	10	3	3	3	3	3
	Peligrosidad sísmica (AMS)	0,18 g				30	30	30	30	4	12	12	12	12
	SUBTOTAL CATERGORÍA C										24	24	24	24
SUBTOTAL PONDERADO CATEGORÍA C									10	2,4	2,4	2,4	2,4	
D	Ancho de la zona de captura (m)	1,5 y 3,9	4,6	6	2,5 y 6,5	80	60	30	45	10	20	15	7,5	11,25
	Frecuencia de caídas de rocas	Numerosos				30	30	30	30	5	3,75	3,75	3,75	3,75
	Accesibilidad al talud	Una gran cantidad de medidas de mitigación son aplicables				15	15	15	15	5	1,88	1,88	1,88	1,88
	Impacto de las caídas de rocas	Elevada presencia humana (más de 2500 usuarios circulan por día sin contar períodos vacacionales)				60	60	60	60	20	30	30	30	30
	SUBTOTAL CATERGORÍA D										55,63	50,63	43,13	46,88
SUBTOTAL PONDERADO CATEGORÍA D									40	22,25	20,25	17,25	18,75	
PUNTUACIÓN TOTAL PONDERADA										57,75	55,75	52,75	57,05	

Tabla 26: Resultados del RRRS para las 4 secciones del talud.

### 8.6) Modelo de rotura propuesto para el evento de remoción en masa del año 2019

Para el movimiento gravitatorio ocurrido el 23 de julio del año 2019 a la altura del kilómetro 2094 de la RN n° 40 así como para otros 4 bloques que podrían fallar en el futuro (Figura 28), se propone

un modelo de rotura por vuelco específicamente el “vuelco de bloques”. Este modelo se sustenta en dos argumentos fundamentales. Por un lado, como se observa en la Figura 28, la grieta de tracción del bloque 1 muestra una geometría en “V” con una abertura máxima estimada de 1 m (Aceituno, 2019) en la parte superior de la misma la cual disminuye hacia la base. Este rasgo es típico de la rotura por vuelco (Wyllie y Mah, 2005) pudiéndose explicar únicamente por el movimiento de rotación que afecta al bloque en cuestión generando un mayor desplazamiento en la parte superior del bloque respecto a la base. Este movimiento justifica la abertura máxima de la grieta de tracción. El segundo argumento se fundamenta en el importante movimiento de rotación que se observó afectó al bloque que falló en el año 2019. Se recomienda ver el video del evento presentado en la siguiente nota periodística (<https://www.lanacion.com.ar/sociedad/espectacular-derrumbe-ruta-40-villa-la-angostura-nid2270448/>).



Figura 28: A y B) Delimitación de los bloques B1 a B4, dentro del sector 4 del talud, que podrían fallar por vuelco en el futuro. Las líneas continuas y discontinuas violetas representan las diaclasas de la familia J4 que delimitan el lateral de los bloques. La estrella amarilla indica la ubicación del bloque que falló en el evento de remoción en masa del año 2019.

C) Detalle del bloque 1 (B1) con las diaclasas de las familias J4 y J1 interpretadas que definen el lateral y la base del bloque, respectivamente. En líneas discontinuas blancas se delimitó la grieta de tracción y en color negro, los límites del bloque B1. Aclaración: las imágenes A y C fueron brindadas por la empresa Paramassi Andina S.R.L.

El modelo que se propone requiere la intersección entre una diaclasa de la familia J4 y una de la familia J1. Ambas presentan un rumbo paralelo al talud (SSE) pero con direcciones de buzamiento opuestas. Las diaclasas de la familia J4 buzan en sentido contrario al talud y las pertenecientes a la

familia J1, en el mismo sentido. Se recomienda consultar la Tabla 16 que resume la clasificación de las discontinuidades en familias en el apartado 8.1). De esta manera, las diaclasas J4 delimitan un lateral del bloque y las de la familia J1 definen la altura del mismo y la superficie basal del bloque sobre la que ocurrirán los eventos de remoción en masa y, fundamentalmente, la rotación del bloque. Cabe destacar que la génesis de un vuelco es un proceso complejo donde pueden interactuar tanto la rotura planar como la rotura por vuelco siendo una decisiva para la ocurrencia de la otra. En el caso del “vuelco de bloques” los bloques inferiores deben deslizarse permitiendo la rotación de los superiores progresando el fenómeno hasta su rotura definitiva (Ayala Carcedo *et al.*, 1987). Si bien Greco (2019b) propuso un modelo de rotura planar para el evento ocurrido en el año 2019, en este trabajo se propone una alternativa a dicha propuesta basada en el modelo de rotura por vuelco.

Pese a que el enfoque del presente trabajo tuvo como eje la evaluación de los agentes condicionantes de la estabilidad del talud y la discriminación de las familias de diaclasas críticas para la estabilidad del mismo considerando los tipos de rotura planar, por vuelco y en cuña, a continuación, se describirán sucintamente los efectos de las precipitaciones como posible agente de iniciación tanto del evento acaecido en el año 2019 y de futuros eventos gravitatorios. Las lluvias intensas como los períodos prologados de precipitaciones representan una amenaza respecto a la estabilidad de los taludes o laderas. Por un lado, incrementan el peso del bloque potencialmente deslizable sobre la superficie de rotura ya que, incrementa su peso específico. Es decir que incrementa tanto la componente normal del peso (fuerza estabilizadora) como la componente tangencial del mismo (fuerza desestabilizadora). La supremacía de una respecto de la otra dependerá, entre otros factores, del buzamiento de la superficie cinemáticamente posible. Cuanto mayor sea el buzamiento, mayor será la componente tangencial del peso del bloque en comparación a la componente normal. A su vez, el agua incrementa la presión intersticial dentro del talud en detrimento del esfuerzo normal efectivo. Asimismo, el agua desempeña un rol como agente pasivo o condicionante al disminuir los parámetros geotécnicos correspondientes al ángulo de fricción interna y a la cohesión de las discontinuidades, en el corto plazo, y de la matriz rocosa, a largo plazo, debido a la meteorización física y química. Dentro de estos procesos, se debe destacar a la crioclastia.

Finalmente, es fundamental recalcar la importancia que tienen los métodos de instrumentación y monitoreo de los taludes y laderas antes, durante y posteriormente a la instalación de medidas de mitigación. Para el talud evaluado en este trabajo se sugiere realizar el control de movimientos superficiales a partir de puntos o hitos de control, medición con GPS y escáner. Asimismo, se propone utilizar extensómetros de cuerda sobre los bloques susceptibles a fallar por vuelco tales como los bloques B1 a B4 identificados en la Figura 28 para relevar incrementos de la abertura de las grietas de tracción. Por otro lado, para cuantificar movimientos internos del talud se recomienda recurrir a extensómetros de inyección y a sondas extensiométricas. Por último, se sugiere colocar piezómetros para registrar la presión intersticial en el interior del talud y el sentido del flujo del agua.

## 9) CONCLUSIONES

Tras la realización de este trabajo se desea destacar los siguientes conceptos:

- La familia de diaclasas J1 cuya orientación media es  $242^{\circ}/50^{\circ}$  es la que, en general, cumple los requisitos para favorecer la rotura planar. Mientras que, la familia de discontinuidades J4, con una dirección de buzamiento y un buzamiento promedios de  $063^{\circ}/59^{\circ}$ , es la más desfavorable para la rotura por vuelco. Además, para este tipo de rotura es necesaria no solo la presencia de la familia J4 sino que también la de las diaclasas de la familia J1 ya que, definen la superficie basal de los bloques sobre la cual tiene lugar el deslizamiento de los inferiores y la rotación de los superiores. Al realizar el análisis cinemático de las intersecciones entre discontinuidades (D-D, SC-D y SC-SC), se determinó que las intersecciones que, en líneas generales, favorecen la rotura cuneiforme pertenecen a los pares de familias J1-J3, J1-J5, J2-J2, J2-J3, J2-J5, J3-J3, J3-J5 y J5-J5. De este

análisis se desprende que ninguna intersección generada por una discontinuidad de la familia J4 favorece la rotura en cuña.

- Los bloques delimitados por las diaclasas de la familia J1 y J4 que cumplen o podrían cumplir los requerimientos para favorecer la rotura planar y la rotura por vuelco, respectivamente, son clasificados, en base a la puntuación del *SMR*, desde “totalmente inestables” hasta “estables” considerando ambas condiciones hidrogeológicas (sin y con precipitaciones). Las intersecciones entre pares de discontinuidades que cumplen o podrían cumplir las condiciones para generar la rotura en cuña delimitan cuñas que presentan valores del *SMR* < 61 puntos equivalente a las clases de estabilidad “parcialmente estable”, “inestable” y “totalmente inestable”.
- El cálculo del índice *SMR* para cada discontinuidad o intersección entre discontinuidades debe ser realizado en conjunto con el análisis cinemático. De esta manera, se filtran aquellas discontinuidades o intersecciones que no cumplen las condiciones necesarias para ser consideradas superficies cinemáticamente posibles para cada tipo de rotura. En consecuencia, se evalúan únicamente los resultados del *SMR* de aquellas superficies o intersecciones que podrían generar en un futuro un evento de remoción en masa en caso que la resultante entre las fuerzas estabilizadoras y desestabilizadoras así lo permita. Es decir, que el factor de seguridad sea menor o igual a 1.
- La evaluación de la puntuación final del *SMR* para discontinuidades sistemáticas, como las diaclasas en este caso de estudio, pese a que se calcula individualmente para cada una de ellas, el análisis que del mismo surja respecto a las posibles medidas de mitigación a aplicar no debe ser focalizado a una diaclasa en particular. Por el contrario, el plan de estabilización debería ser dirigido a las familias de discontinuidades que podrían favorecer cada tipo de rotura. Esto se debe a su carácter sistemático y a la dificultad que implicaría discriminar cada diaclasa en particular. Distinta es la perspectiva en caso de tratarse de discontinuidades singulares, como las superficies de contacto litológico observadas en el sector 2 del talud, que por su carácter único pueden ser fácilmente individualizadas en un afloramiento y, por consiguiente, las medidas de mitigación pueden ser dirigidas a ellas de manera focalizada.
- En base a la evaluación de la valoración final del *SMR* se logra hacer una primera aproximación a las posibles medidas de mitigación a aplicar considerando las puntuaciones más desfavorables. Sin embargo, vale recalcar que la definición del tipo de medidas a implementar y sus parámetros de diseño (profundidad, espaciamiento, entre otros) surge de métodos más sofisticados como el del equilibrio límite. Por otro lado, permite establecer prioridades respecto a los sectores del talud o las familias de discontinuidades que requieren la ejecución de medidas de mitigación de manera urgente por sobre otros sectores y/o familias.
- Se propone reemplazar la fórmula de cálculo original  $|\alpha_j - \alpha_s - 180^\circ|$ , propuesta por Romana *et al.* (1985), sobre la cual se califica al subfactor de ajuste  $F_1$  del *SMR* para la rotura por vuelco por la fórmula  $||\alpha_j - \alpha_s| - 180^\circ|$ .
- El modelo de rotura propuesto para el movimiento gravitacional ocurrido el 23 de julio del año 2019 es el vuelco y, en particular, el “vuelco de bloques”. Existen cuatro bloques en el sector 4 del talud que podrían fallar en el futuro siguiendo este mismo modelo de rotura, en caso que ocurran precipitaciones, nevadas, sismos, entre otros agentes que puedan desencadenar el evento de remoción en masa. Estos cuatro bloques requieren un análisis en profundidad para determinar las medidas de mitigación óptimas, en particular el bloque 1 (B1) ya que, presenta una grieta de tracción con una abertura superior de 1 m. Es importante destacar que Greco (2019b) propone una tercera etapa de ejecución de medidas de mitigación para estos bloques correspondiente a la aplicación de hormigón proyectado en la base de dichos bloques y en la consolidación de sus superficies basales por medio de bulonado con anclajes pasivos de barras autorroscables.
- Los sectores 1 y 4 del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 son los de mayor riesgo frente a la caída de rocas según el método de Saroglou *et al.* (2012) siendo el sector 1 el de mayor riesgo de todos.

- Una futura línea de investigación podría consistir en replicar la metodología desarrollada en este trabajo, pero modificando la forma de estimación de algunos de los parámetros de entrada. Por ejemplo, se sugiere realizar un relevamiento fotogramétrico del talud estudiado para determinar la pendiente y altura del mismo con mayor precisión; determinar los valores de resistencia a la compresión simple de las litologías presentes mediante ensayos *in situ* más precisos que los índices de campo como, por ejemplo, utilizando el esclerómetro o recurriendo a ensayos de laboratorio; estimar el ángulo de fricción de las discontinuidades mediante el ensayo de laboratorio de corte directo o aplicando el método empírico de Barton y Choubey (1977).
- Se sugiere replicar la metodología desarrollada sobre los resultados de una reclasificación de las diaclasas en un mayor número de familias de modo tal que el desvío estándar de los valores de rumbo y buzamiento sea más acotado para cada *set*.
- Queda abierta una nueva línea de investigación basada en aplicar la metodología desarrollada en este trabajo a la parte superior del talud ya que, el alcance de los resultados expuestos respecto a los índices *RMR*, *SMR* y análisis cinemático abarca los primeros 13 metros de altura del mismo.
- Es necesario enfatizar que las limitaciones en los medios disponibles impidieron realizar diferentes abordajes metodológicos de la problemática de este talud rocoso e impidieron caracterizar con mayor grado de detalle las geoestructuras presentes en esta gran superficie expuesta en todo su ancho y altura, con una cantidad de estaciones geomecánicas acorde a la magnitud del problema.
- Por ello, este trabajo se limita a describir una de las tantas metodologías de análisis usuales en geotecnia de taludes que, junta a otras, contribuyen a definir los diseños y procedimientos de remediación definitivas como son el refuerzo o sostenimiento, la contención o frenado, la conducción en la caída o directamente el derribo controlado de bloques individuales o sectores inestables.
- Dadas las precarias condiciones de estabilidad actuales, se juzga necesario completar los estudios que definan tales diseños y procedimientos para proveer condiciones de seguridad adecuadas en este tramo de ruta, complementado ello con eficaces sistemas de monitoreo que alerten en forma temprana sobre el desarrollo de procesos de degradación o de deformaciones que pudiesen originar un nuevo evento de colapso.

## 10) BIBLIOGRAFÍA

**Aceituno, P., 2019.** Informe de campo: deslizamiento de ladera en el contra-talud del km 2094 de la Ruta Nacional N° 40, Villa La Angostura, Neuquén. Vialidad Nacional (inédito), 16 pp.

**Arancibia, G., Cembrano, J. y Laveno, A., 1999.** Transpresión dextral y partición de la deformación en la Zona de Falla Liquiñe-Ofqui, Aisén, Chile (44-45° S). *Revista Geológica de Chile* 26 (1): 3-22.

**Ayala Carcedo, F.J., Andreu Posse, F.J., Fe Marques, M., Ferrer Gijón, M., De simón Gil, A., Fernández Llana, I., Olalla Marañón, C., Gómez Puyuelo, J., Sampedro Quijano, J. y Cienfuegos Ruiz-Morote, F.J., 1987.** Manual de taludes. Instituto Geológico y Minero de España.

**Babín Vich, R.B. y Gómez Ortiz, D., 2010.** Problemas de Geología Estructural: Análisis estructural mediante diagramas de contornos. *Reduca (Geología)*. Serie Geología Estructural 2 (1): 148-192.

**Bar, N. y Barton, N.R., 2018.** Rock Slope Design using Q-Slope and Geophysical Survey Data. *Periodica Polytechnica Civil Engineering* 62 (4): 893-900.

**Barton, N. y Choubey, V. (1977).** The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics*, vol. 10, N° 1, pp. 1-54.

**Barton, N.R., Lien, R. y Lunde, J., 1974.** Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics and Rock Engineering* 6 (4): 189-236.

**Bechis, F., Encinas, A., Concheyro, A., Litvak, V.D., Aguirre-Urreta, B. y Ramos, V.A., 2014.** New age constraints for the Cenozoic marine transgressions of northwestern Patagonia, Argentina (41°-43° S): Paleogeographic and tectonic implications. *Journal of South American Earth Sciences* 52: 72-93.

**Bieniawski, Z.T., 1973.** Engineering classification of jointed rock masses. *The Civil Engineer in South Africa* 15: 335-343.

**Bieniawski, Z.T., 1989.** Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil and petroleum engineering. New York: Wiley.

**Bieniawski, Z.T., 2011.** Errores en la aplicación de las clasificaciones geomecánicas y su corrección. Caracterización geotécnica del terreno. GEOCONTROL (inédito), 35 pp.

**Budetta, P., 2004.** Assessment of rockfall risk along roads. Natural Hazards and Earth System Sciences 4: 71-81.

**Castro, A., Moreno Ventas, I., Fernández, C., Vujovich, G., Gallastegui, G., Heredia, N., Martino, R. D., Becchio, R., Corretgé, L., Díaz Alvarado, J., Such, P., García Arias, M. y Liu, D., 2011.** Petrology and SHRIMP U-Pb zircon geochronology of Cordilleran granitoids of the Bariloche area, Argentina. Journal of South American Earth Sciences, 32: 508-530.

**Cazau, L.B., 1972.** Cuenca de Ñirihuau e Ñorquinco e Cushamen. In: Leanza, A. (Ed.), Geología Regional Argentina. Academia Nacional de Ciencias de Córdoba, pp. 727-740.

**Cazau, L.B., Mancini, D., Cangini, J., Spalletti, L.A., 1989.** Cuenca de Ñirihuau. In: Chebli, G.A., Spalletti, L.A. (Eds.), Cuencas Sedimentarias Argentinas, pp. 299-318. San Miguel de Tucumán.

**Cotelo, M.A., 2019.** Análisis de riesgo por eventos de remoción en masa, propuesta de Plan de Mitigación. Proyecto Final Integrador, Universidad de Río Negro (inédito), 219 pp.

**Dalla Salda, L., Cingolani, C. y Varela, R., 1991<sup>a</sup>.** El basamento pre-andino ígneo metamórfico de San Martín de los Andes, Neuquén. Revista de la Asociación Geológica Argentina 46(3-4): 223-234. Buenos Aires.

**Dalla Salda, L., Cingolani, C. y Varela, R., 1991<sup>b</sup>.** El basamento cristalino de la región nordpatagónica de los lagos Gutiérrez, Marcardi y Guillermo, Provincia de Río Negro. Revista de la Asociación Geológica Argentina, 46(3-4): 263-276. Buenos Aires.

**Deere, D.U., 1963.** Technical description of rock cores for engineering purposes. Felsmechanik und Ingenieurgeologie 1 (1): 16-22.

**Deere, D.U. y Deere, D.W., 1988.** The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice. En: Kirkaldie, L. (ed.), Rock Classification Systems for Engineering Purposes, ASTM STP 984. American Society for Testing and Materials: 91-101, Philadelphia.

**Diario La Nación.** <https://www.lanacion.com.ar/sociedad/espectacular-derrumbe-ruta-40-villa-la-angostura-nid2270448/>.

**Escosteguy, L., Geuna, S., Franchi, M., González Díaz, E., Dal Molín, C., Cegarra, M., Wilson, C., Etcheverría, M. y González, R., 2013.** Hoja Geológica 4172-II, San Martín de los Andes. Provincias del Neuquén y de Río Negro. Instituto de Geología y Recursos Minerales, Servicio Geológico Minero Argentino. Boletín 409, 92 pp., Buenos Aires.

**Fereidooni, D., Khanlari, G.R. y Heidari, M., 2015.** Assessment of a Modified Rock Mass Classification System for Rock Slope Stability Analysis in the Q-system. Earth Sciences Research Journal 19 (2): 147-152.

**Fernández, B. y Romana, M.G., 2016.** Correlaciones entre tamaño de cuña y pieza caída en taludes rocosos con índices de fisuras ( $J_v$ ) bajos. Universidad Politécnica de Madrid (inédito), 17 pp.

**Feruglio, E., 1927.** Estudio geológico de la región pre y sub-andina en la latitud de Nahuel Huapi. Boletín de Informaciones Petroleras, 4: 11-119. Buenos Aires.

**Ferreyra, M.V., Grigera, D. y Úbeda, C., 2005.** Conservación de los ecosistemas de alta montaña: La zona altoandina del Parque Nacional Nahuel Huapi (Argentina). Anales Instituto Patagonia (Chile) 33: 41-58.

**Franzese, J.R. y Spalletti, L.A., 2001.** Late Triassic – early Jurassic continental extension in southwestern Gondwana: tectonic segmentation and pre-break-up rifting. Journal of South American Earth Sciences 14: 257-270.

**Gargiulo, M.F., 2006a.** Caracterización del basamento metamórfico en el extremo oriental del brazo Huemul, provincia de Neuquén. Revista de la Asociación Geológica Argentina 61 (3): 355-363.

**Gargiulo, M.F., 2006b.** Facies metamórficas y edades relativas de las rocas del extremo oriental del brazo Huemul, provincia de Neuquén. Revista de la Asociación Geológica Argentina 61 (2): 218-230.

**Garzón Roca, J. y Torrijo Echarri, F.J., 2018.** Análisis cinemático de la estabilidad de taludes en roca por vuelco (toppling). Universidad Politécnica de Valencia (inédito), 8 pp.

**Giacoza, R.E. y Heredia, N., 2004a.** Structure of the North Patagonian thick-skinned fold-and-thrust belt, southern central Andes, Argentina (41°-42° S). Journal of South American Earth Sciences 20: 1-12.

**Giacoza, R.E. y Heredia, N., 2004b.** Estructura de los Andes Nordpatagónicos en los cordones Piltriquitrón y Serrucho y en el valle de El Bolsón (41° 30' – 42° 0' S), Río Negro. Revista de la Asociación Geológica Argentina 59 (1): 91-102.

- Giacosa, R.E., Heredia, N., Zubia, C., González, R., Faroux, A. y Césari, O., 2005.** Hoja Geológica 4172-IV, San Carlos de Bariloche. Provincias de Río Negro y del Neuquén. Instituto de Geología y Recursos Minerales, Servicio Geológico Minero Argentino. Boletín 279, 77 pp., Buenos Aires.
- González Bonorino, F. y González Bonorino, G., 1978.** Geología de la región de San Carlos de Bariloche: un estudio de las formaciones terciarias del Grupo Nahuel Huapi. Revista de la Asociación Geológica Argentina 33 (3): 175-210.
- González de Vallejo, L.I., Ferrer, M., Ortuño, L. y Oteo, C., 2002.** Ingeniería Geológica. Madrid: Pearson Educación.
- González Díaz, E.F., 1978.** Estratigrafía del área de la Cordillera Patagónica entre los paralelos 40° 30' y 41° de latitud sur (Provincia del Neuquén). 7° Congreso Geológico Argentino, Actas 1: 525-537, Neuquén.
- González Díaz, E.F., 1979.** La edad de la Formación Ventana, en el área al norte y al este del lago Nahuel Huapi. Revista de la Asociación Geológica Argentina 34(2): 113-124. Buenos Aires.
- González Díaz, E.F., 1982.** Chronological zonation of granitic plutonism in the Northern Patagonian Andes: the migration of intrusive cycles. Earth Sciences Review, 18: 365-393. Amsterdam.
- González Díaz, E.F. y Folguera, A., 2009.** Los deslizamientos de la cordillera Neuquina al sur de los 38°S: su inducción. Revista de la Asociación Geológica Argentina 64 (4): 569-585.
- González Díaz, E.F. y Lizuaín, A., 1984.** El complejo volcánico-clástico y plutónico del sector cordillerano. En Ramos, V.A. (ed.): Geología y Recursos Naturales de la Provincia de Río Negro. 9° Congreso Geológico Argentino, Relatorio 1-5: 119-138, San Carlos de Bariloche.
- Gordon, A. y Ort, M.H., 1993.** Edad y correlación del plutonismo subcordillerano en las provincias de Río Negro y Chubut (41° - 42° 30' L.S.). XII Congreso Geológico Argentino, Mendoza, Actas 4, 120-127.
- Greco, D., 2019a.** Diseño, 84atagonia e instalación de sistemas de protección contra caída de rocas. Ruta Nacional 40-Km. 2094 (Brazo Huemul)-Tramo Villa La Angostura a Bariloche. Paramassi Andina S.R.L. (inédito), 20 pp.
- Greco, D., 2019b.** Estudio técnico valorando sistemas de protección contra caída de rocas sobre la Ruta Nacional 40. Tramo: Villa La Angostura – Bariloche. Brazo Huemul. Paramassi Andina S.R.L. (inédito), 18 pp.
- Gutiérrez Elorza, M., 2008.** Geomorfología. Madrid: Pearson.
- Hervé, M., 1976.** Estudio geológico de la Falla Liquiñe-Reloncaví en el área de Liquiñe: antecedentes de un movimiento transcurrente (Provincia de Valdivia) In Congreso Geológico Chileno, No. 1, Actas, Vol. 1, p. B-39-B56. Santiago.
- Hoek, E., 1994.** Strength of rock and rock masses. News J ISRM 2(2): 4–16.
- Hoek, E. y Bray, J.W., 1981.** Rock slope engineering, 3er Edic. IMM, London 1981.
- IGN.** <https://wms.ign.gob.ar/geoserver/ows?service=wfs&version=1.1.0&request=GetCapabilities>
- INPRES.** <http://contenidos.inpres.gob.ar/sismologia/mapas>
- ISRM, 1981.** Suggested methods for rock characterization, testing and monitoring. ISRM. Suggested methods. Ed.E.T. Brown. Pergamon Press.
- Kurtz, D.B., Pucca, A.R., Ybarra, D.D., Fernández López, C., Rey Montoya, S. y Barrios, R., 2015.** El fenómeno El Niño: comparación de superficies afectadas por excesos hídricos en Corrientes. Grupo Recursos Naturales EEA Corrientes – INTA (inédito), 18 pp.
- Lavenu, A. y Cembrano, J., 1999.** Compressional and transpressional stress pattern for 84atagoni and quaternary brittle deformation in fore arc and intra-arc zones (Andes of Central and Southern Chile). Journal of Structural Geology 21 (12): 1669-1691.
- Laya, A., 1977.** Edafogénesis y paleosuelos de la Formación Téfrica Río Pireco (Holoceno). Provincia del Neuquén. Revista de la Asociación Geológica Argentina 27: 3-23. Buenos Aires.
- Lucassen, F., Trumbull, R., Franz, G., Creixell, C., Vásquez, P., Romer, R. L. y Figueroa, O., 2004.** Distinguishing crustal recycling and juvenile additions at active continental margins: the Paleozoic to recent compositional evolution of the Chilean Pacific margin (36-41°S). Journal of South American Earth Sciences, 17: 103-119.
- Marín Sánchez, R.J. y Osorio, J.P., 2017.** Efectos de la vegetación en la estabilidad de laderas: una revisión. Revista Politécnica 24: 113-126.
- Marinos, V., Marinos, P. y Hoek, E., 2005.** The geological strength index: applications and limitations. Bulletin of Engineering Geology and the Environment 64: 55-65.
- Marinos, P., Marinos, V. y Hoek, E., 2007.** The Geological Strength Index (GSI): A characterization tool for assessing engineering properties for rock masses. En: Romana, Perucho, Olalla, Francis y Taylor (ed.), Underground Works under Special Conditions, pp. 13-21.

**Marshall, L.G., Pascual, R., Curtis, G.H., Drake, R.E., 1977.** South 85atagoni geochronology: radiometric time scale for middle to late tertiary mammal-bearing horizons in Patagonia. *Science* 195 (4284), 1325-1328.

**Martínez, J. C., Dristas, J. A. y Massonne, H. J., 2012.** Palaeozoic accretion of the microcontinent Chilena, North Patagonian Andes: high-pressure metamorphism and subsequent thermal relaxation. *International Geology Review* 54 (4): 472-490.

**Mergili, M., Marchant Santiago, C.I. y Moreiras, S.M., 2015.** Causas, características e impacto de los procesos de remoción en masa, en áreas contrastantes de la región Andina. *Revista Colombiana de Geografía* 24 (2): 113-131.

**Mizerit, I., 2017.** Evaluación de la susceptibilidad a procesos de remoción en masa en los alrededores de los lagos Mascardi y Guillermo, Parque Nacional Nahuel Huapi, Río Negro. Trabajo Final de Licenciatura, Universidad de Río Negro (inédito), 199 pp.

**Mpodozis, C. y Ramos, V.A., 2008.** Tectónica jurásica en Argentina y Chile: extensión, subducción oblicua, rifting, deriva y colisiones? *Revista de la Asociación Geológica Argentina* 63 (4): 481-497.

**Nelson, E., Forsythe, R. y Arit, I., 1994.** Ridge collision tectonics in terraine development. *Journal of South American Earth Sciences* 7 (3-4): 271-278.

**Orts, D.L., Folguera, A., Giménez, M., Ruiz, F., Rojas Vera, E.A. y Lince Klinger, F., 2015.** Cenozoic building and deformational processes in the North Patagonian Andes. *Journal of Geodynamics* 86: 26-41.

**Palmstrom, A., 1974.** Characterization of jointing density and the quality of rock masses (in Norwegian). Internal report, A.B. Berdal, Norway, 26 pp.

**Palmstrom, A., 2005.** Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation (RQD). *Tunnels and Underground Space Technology* 20: 362-377.

**Palotti, P.F., Jait, D.M., Orts, D., Litvak, V.D. y Ramos, V.A., 2013.** Geología de los alrededores de los ríos Calefú y Meliquina, provincia del Neuquén: el volcanismo de la Formación Huitrera. *Revista de la Asociación Geológica Argentina* 70 (4): 527-541.

**Pantelidis, L., 2009.** Rock slope stability assessment through rock mass classification systems. *Int. J. Rock. Mech. Min.* 46: 315-325.

**Patton, F.D. (1966).** Multiple modes of shear failure in rock. *Proc. 1° Int. Congress on Rock Mechanics, ISRM, Lisbon, vol. 1, pp. 509-513.*

**Pierson, L.A., Davis, S.A. y Van Vickle, R., 1990.** Rockfall Hazard Rating System – Implementation Manual, Federal Highway Administration (FHWA), Report FHWA-OR-EG-90-01, FHWA, U.S. Department of Transportation.

**Priest, S.D. y Hudsons, J.A., 1976.** **Discontinuity Spacings in Rock.** *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics* 13: 135-148.

**Rabassa, J., 1978.** Estratigrafía de la región de Pilcaniyeu-Comallo, Provincia de Río Negro. In: 7th Congreso Geológico Argentino, Buenos Aires, Actas, vol. 1, pp. 731-746.

**Ramírez Builes, V.H. y Jaramillo Robledo, A., 2009.** Relación entre el Índice Oceánico de El Niño y la lluvia, en la región andina central de Colombia. *Cenicafé* 60 (2): 161-172.

**Ramos, M.E., 2015.** Controles tectónicos de las principales secuencias volcano-sedimentarias del Cenozoico en la Cordillera Nordpatagónica. Tesis Doctoral, Universidad de Buenos Aires (inédito), 179 pp.

**Ramos, M.E., Folguera, A., Fennell, L., Giménez, M., Litvak, V.D., Dzierma, Y. y Ramos, V.A., 2014.** Tectonic evolution of the North Patagonian Andes from field and gravity data (39-40°S). *Journal of South American Earth Sciences* 51: 59-75.

**Ramos, V.A. 1999.** Las Provincias Geológicas del Territorio Argentino. En Caminos, R. (ed.) *Geología Regional Argentina, SEGEMAR, Anales* 29 (3): 41-96.

**Ramos, V.A., 2008.** Patagonia: a Paleozoic 85atagonian adrift? *Journal of South American Earth Sciences*, (26) 235-251.

**Ramos, V.A., 2010.** The tectonic regime along the Andes: Present-day and Mesozoic regimes. *Geological Journal* 45: 2-25.

**Ramos V.A. y Folguera, A., 2005.** Tectonic evolution of the Andes of Neuquén: Constraints derived from the magmatic arc and foreland deformation En: Veiga, G.D., Spalletti, L.A., Howell, J.A. y Schwarz, E. (Eds.): *The Neuquén Basin: A case study in sequence stratigraphy and basin dynamics.* The Geological Society, Special Publication 252: 15-35.

**Ramos, V.A., Folguera, A. y Morabito, E.G., 2011.** Las provincias geológicas del Neuquén. XVIII Congreso Geológico Argentino, Relatorio: 317-326. Neuquén.

**Ramos, V.A. y Kay, S.M., 1991.** Triassic rifting and associated basalts in the Cuyo basin, central Argentina. Andean magmatism and its tectonic settings, Harmon, R.S., Rapela, C.W. (Eds.). Geological Society of America, Special Paper 265, 79-91.

**Ramos, A.M., Trujillo-Vela, M.G. y Prada, L.F., 2015.** Análisis descriptivos de procesos de remoción en masa en Bogotá. Obras y Proyectos 18: 63-75.

**Rapela, C.W., Pankhurst, R.J., Fanning, C.M., and Hervé, F., 2005.** Pacific subduction coeval with the Karoo mantle plume: The Early Jurassic Subcordilleran belt of northwestern Patagonia, in Vaughan, A.P.M., Leat, P.T., and Pankhurst, R.J., eds., Terrane processes at the margins of Gondwana, Special Publication of the Geological Society of London, v. 246, p. 217–239.

**Rapela, C., Spalletti, L., Merodio, J. y Aragón, E., 1988.** Temporal evolution and spatial variation of early tertiary volcanism in the 86atagonian Andes (40°S – 42°30'S). Journal of South America Earth Science I (1):75-88.

**Ravazzoli, I. y Sesana, F., 1968.** Descripción geológica de la Hoja 41 c, Río Chico. Provincia del Chubut. Servicio Geológico Nacional, inédito. Buenos Aires.

**Romana, M., 1985.** New adjustment ratings for the application of Bieniawski classification to slopes. En Int. Symp. On the role of rock mechaics ISRM. Zacatecas pp 49-53.

**Romana, M., Serón, J.B. y Montalar, E., 2001.** La clasificación geomecánica SMR: aplicación, experiencias y validación. V Simposio Nacional sobre Taludes y Laderas Inestables, Actas 1: 393 – 404. Madrid.

**Romana, M., Tomás, R. y Serón, J.B., 2015.** Slope Mass Rating (SMR) Geomechanics Classification: thirty years review. ISRM Congress, Actas 1: 1-10. Quebec, Canada.

**Salinas Riveros, E., 2018.** Análisis de propiedades geotécnicas de algunas rocas comunes en Chile. Trabajo Final de Grado, Universidad de Chile (inédito), 78 pp.

**Saroglou, H., Marinos, V., Marinos, P. y Tsiambaos, G., 2012.** Rockfall hazard and risk assessment: an example from a high promontory at the historical site of Monemvasia, Greece. Natural Hazards and Earth System Sciences 12: 1823-1836.

**Servicio Meteorológico Nacional.** <https://www.smn.gob.ar/estadisticas>

**Steinacher, R. Medicus, G., Fellin, W. y Zangerl, C. 2009.** The Influence of Deforestation on Slope (In-) Stability. Austrian Journal of Earth Sciences 102 (2): 90-99.

**Steinmann, G., 1910.** Gebirgsbildung und Massengesteine in der Kordillere Sudamerikas. Geologische Rundschau 1: 13-35.

**Tomás, R., Delgado, J. y Cuenca, A., 2005.** Procedimiento gráfico para la obtención de los parámetros de corrección del SMR a través de la proyección estereográfica. XVII Congreso Internacional, Actas: 1: 1-10. Sevilla.

**Tomás, R., Delgado, J., Serón, J.B., Cano, M. y Cuenca, A., 2009.** Propuesta metodológica para la aplicación del Slope Mass Rating Continuo (SMR-C) mediante un sistema de información geográfica. VII Simposio Nacional sobre Taludes y Laderas Inestables, Actas 1: 1-12. Barcelona.

**Tomás, R., Ferreiro Prieto, I., Sentana Gadea, I. y Díaz Ivorra, M.C., 2002.** Aplicaciones de la proyección estereográfica en ingeniería geológica. XIV Congreso Internacional de Ingeniería Gráfica, Actas 1: 1-10. Santander, España.

**Turner, J. C. M., 1965.** Estratigrafía de la comarca de Junín de los Andes. Academia Nacional de Ciencias, Boletín 44: 5-51. Córdoba.

**Turner, J. C. M., 1973.** Descripción geológica de la Hoja 37 a-b, Junín de los Andes. Provincia del Neuquén. Servicio Nacional Minero Geológico, Boletín 138, 86 pp., Buenos Aires.

**Varela, R., Basei, M.A.S., Cingolani, C.A., Siga, O. Jr. Y Passarelli, C.R., 2005.** El basamento cristalino de los Andes Nordpatagónicos en Argentina: geocronología e interpretación tectónica: Revista Geológica de Chile, v. 32, no. 2, p. 167–187.

**Wyllie, D.C. y Mah, C.W., 2005.** Rock Slope Engineering: civil and mining. Gran Bretaña: Spon Press.

## 11) ANEXOS

## 11.1) Descripciones petrográficas

### 11.1.1) Muestras del talud

Fenoandesita A: roca con textura porfírica con un 5% de fenocristales de plagioclasas y, de manera subordinada, minerales máficos. Los fenocristales son inequigranulares con un tamaño de grano fino a mediano para las plagioclasas y muy fino, para los minerales máficos. Debido a esto, no fue posible distinguir con lupa de mano la mineralogía de estos últimos (piroxenos y/o anfíboles) en base al ángulo de clivaje. Ambos tipos de fenocristales son inequidimensionales, con hábitos tabulares a prismáticos, y subhedrales. Las plagioclasas y minerales máficos se encuentran alterados a sericita y clorita, respectivamente. La pasta afanítica en fractura fresca es de color gris verdosa a gris. Las superficies expuestas a los agentes exógenos presentan pátinas de óxidos, fundamentalmente, de hematita terrosa y de la variedad especularia que le brindan tonalidades rojizas a violáceas.

Fenoandesita B: roca con textura porfírica con un 25% de fenocristales de plagioclasas y, de manera subordinada, minerales máficos inmersos en una pasta afanítica gris verdosa a gris oscura. Los fenocristales son inequigranulares con un tamaño de grano fino a mediano para las plagioclasas y muy fino, para los minerales máficos. Debido a esto, no fue posible distinguir con lupa de mano la mineralogía de estos últimos (piroxenos y/o anfíboles) en base al ángulo de clivaje. Ambos tipos de fenocristales son inequidimensionales, con hábitos tabulares a prismáticos, y subhedrales. Las plagioclasas y minerales máficos se encuentran alterados a sericita y clorita, respectivamente.

Microbrechas matriz-soportadas. Clastos subredondeados a subangulosos provenientes de la roca de caja. Se trata de fenoandesitas con textura porfírica con 5% de fenocristales de plagioclasas, fundamentalmente, y pátinas de óxidos de hematita que le brindan una coloración violácea a rojiza. La granulometría de los litoclastos varía desde tamaños mayores a 2 milímetros hasta los 7 centímetros de diámetro y se encuentran inmersos en una matriz arenosa verdosa mayor al 50% modal posiblemente afectada por alteración propilítica. Respecto a su génesis, se interpretaron como brechas volcánicas. Se descartó un brechamiento tectónico por los siguientes argumentos: por un lado, ausencia de indicadores cinemáticos como por ejemplo clastos orientados paralelamente a los planos de falla. De hecho, se observa como los litoclastos están orientados oblicuamente al plano de contacto con las fenoandesitas y, en casos excepcionales, sus orientaciones son perpendiculares al mismo; se observa una estratificación dentro de la brecha. La sección basal inicia con una matriz arenosa con clastos cuyos diámetros son menores a 1 centímetro; por encima, la secuencia adopta un patrón granodecreciente donde los clastos son escasos; se hace granocreciente y aparecen los clastos de mayor tamaño de la brecha con diámetros máximos de 7 centímetros y finalmente, la secuencia vuelve a ser granodecreciente al igual que la sección inferior. Este proceso de segregación granulométrica estaría vinculado a procesos sedimentarios y no a procesos tectónicos. Por otro lado, se descarta la presencia de fallas limitando a estas brechas dada su geometría curvilínea. Es de esperarse en este tipo de ambientes tectónicos fallas más rectilíneas.

### 11.1.2) Muestras del cerro Centinela

Fenoandesita C: roca con textura porfírica con 5% de fenocristales, fundamentalmente, de plagioclasas inequigranulares y con un tamaño de grano fino a medio. Los fenocristales son inequidimensionales y subhedrales con hábito tabular alterados a sericita. Se encuentran inmersos en una pasta afanítica de coloración grisácea.

Granodiorita: roca holocristalina con textura granular con cristales fanero-cristalinos e inequigranulares. Los cristales de anfíboles subhedrales e inequidimensionales de hábito prismático presentan un tamaño de grano entre mediano a grueso y se encuentran, en algunos casos, total o parcialmente reemplazados por biotita secundaria. Estos minerales máficos representan el 20% modal de la muestra. Los minerales leucocráticos están conformados por cristales de cuarzo y plagioclasas

(probablemente albita) subhedrales con un tamaño de grano fino a mediano y representan al 80% restante de la moda en partes iguales. Los cristales de plagioclasas se encuentran posiblemente alterados a sericita.

### 11.2) Tablas de resultados

Sector	Estación geomecánica	Índice de campo			Puntuación (por tabla) RCS
		Grado	Descripción	RCS estimada (MPa)	
1	G1	R5	Difícil de romper con la piqueta	100-250	12
	G2	R5	Difícil de romper con la piqueta	100-250	12
2	G3	R5	Difícil de romper con la piqueta	100-250	12
	G3*	R2	Se raya difícilmente con el cuchillo	5 - 25	2
3	G4	R5	Difícil de romper con la piqueta	100-250	12
	G4*	R1	Se puede rayar con el cuchillo y se rompe con golpes moderados de piqueta	1 - 5	1
4	G5	R5	Difícil de romper con la piqueta	100-250	12
Cerro Centinela	G6	R5	Difícil de romper con la piqueta	100-250	12

Tabla 27: Evaluación de la RCS para las 7 estaciones geotécnicas del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 y para la única estación geomecánica del cerro Centinela.

Sector	Estación geotécnica	Familia de juntas	N° de juntas	Longitud de medida (m)	Jv	Tamaño de bloques que fallan (m3)	Descripción del tamaño de bloques	RQD (%)	Puntuación (por tabla) RQD
1	G1	J1	11	2,6	14,03	0,13	Bloques pequeños (fuerte grado de fracturamiento)	74,92	13
		J2	10	2,3					
		J3	12	2,2					
	G2	J2	10	1,9	16,14	0,10	Bloques pequeños (fuerte grado de fracturamiento)	69,65	13
		J3	18	2,7					
		J4	8	1,9					
2	G3	J2	10	1,6	20,42	0,06	Bloques pequeños (fuerte grado de fracturamiento)	58,96	13
		J3	21	2,8					
		J4	10	2,4					
		J5	7	2,8					
3	G4 y G4*	J1	5	1,9	17,72	0,09	Bloques pequeños (fuerte grado de fracturamiento)	65,70	13
		J2	4	1,9					
		J3	15	3,07					
		J5	17	2,1					
4	G5	J2	9	2,2	19,48	0,07	Bloques pequeños (fuerte grado de fracturamiento)	61,31	13
		J3	10	3,2					
		J4	15	1,7					
		J5	11	3,2					
Cerro Centinela	G6	J1	10	0,97	28,31	0,02	Bloques muy pequeños (considerablemente fracturado)	39,23	8
		J5	18	1					

Tabla 28: Determinación y calificación del RQD para las 7 estaciones geotécnicas del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 y para la única estación geomecánica del cerro Centinela a partir del Jv (conteo volumétrico de discontinuidades) de Palmstrom (1974).

Parámetros	Estaciones geotécnicas					
	G1	G2	G3	G3*	G4 y G4*	G5
$\lambda$	11,82	12,00	18,54	50,00	9,72	17,58
N° discontinuidades	39	54	89	15	35	58
Distancia de medida (m)	3,3	4,5	4,8	0,3	3,6	3,3
e	2,72					
$e^{-0,1*\lambda}$	0,31	0,30	0,16	0,01	0,38	0,17
RQD *	66,92	66,26	44,69	4,04	74,60	47,56
<b>Puntuación RQD* (por tabla)</b>	<b>13,00</b>	<b>13,00</b>	<b>8,00</b>	<b>3,00</b>	<b>13,00</b>	<b>8,00</b>

Tabla 29: Determinación y calificación del RQD para las 7 estaciones geotécnicas del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 aplicando la formula propuesta por Priest y Hudsons (1976).  $\lambda$  es la frecuencia de las discontinuidades (cantidad de discontinuidades/distancia de medida).

Sector	Estación geotécnica	Familia de juntas	N° de juntas	Longitud de medida (m)	Separación entre juntas (m)	Puntuación (por tabla) separación entre juntas
1	G1	J1	11	2,6	0,24	10
		J2	10	2,3	0,23	10
		J3	12	2,2	0,18	8
	G2	J2	10	1,9	0,19	8
		J3	18	2,7	0,15	8
		J4	8	1,9	0,24	10
2	G3	J2	10	1,6	0,16	8
		J3	21	2,8	0,13	8
		J4	10	2,4	0,24	10
		J5	7	2,8	0,40	10
3	G4 y G4*	J1	5	1,9	0,38	10
		J2	4	1,9	0,48	10
		J3	15	3,07	0,20	8
		J5	17	2,1	0,12	8
4	G5	J2	9	2,2	0,24	10
		J3	10	3,2	0,32	10
		J4	15	1,7	0,11	8
		J5	11	3,2	0,29	10
Cerro Centinela	G6	J1	10	0,97	0,10	8
		J5	18	1	0,06	8

Tabla 30: Cálculo y valoración de la separación de las discontinuidades para las 7 estaciones geotécnicas del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 y para la única estación geomecánica del cerro Centinela.

Sector	Estación geotécnica	$\lambda$	Separación (1/ $\lambda$ ) (m)	Puntuación separación (por tabla)
2	G3*	50	0,02	5,00

Tabla 31: Cálculo y valoración de la separación de las discontinuidades de la estación geomecánica G3\* a partir de la fotointerpretación.  $\lambda$  es la frecuencia de las discontinuidades (cantidad de discontinuidades/distancia de medida).

Sector	ID Junta	Tipo	Familia	Flujo de agua	Estado de las discontinuidades					Puntuación total	
					Longitud (m)	Abertura (mm)	Rugosidad	Relleno	Alteración		
1 (G1 y G2)	1	D	J3	S	1,66	1,61	S3	S/R	A1	17	
	2	D	J4	S	0,81	-	S3	S/R	A1		
	3	D	J2	S	0,15	0,06	S3	S/R	A1		
	4	D	J4	S	0,26	0,28	S3	S/R	A1		
	5	D	J2	S	0,7	0,91	S3	S/R	A1		
	6	D	J3	S	0,34	0,7	S4	S/R	A1		
	7	D	J2	S	0,22	0,7	S3	S/R	A1		
	8	D	J3	S	0,24	0,7	S2	S/R	A1		
	9	D	J4	S	0,22	2,1	S2	S/R	A1		
	10	D	J5	S	0,15	0,3	S2	S/R	A1		
	11	D	J3	S	0,08	3,4	S2	S/R	A1		
	12	D	J2	S	0,5	0,78	S2	S/R	A1		
Valor más desfavorable					1,66	3,4	S2	S/R	A1		
Puntuación (valor más desfavorable)					4	1	1	6	5		
2 (G3)	1	D	J1	S	0,79	0,7	S3	S/R	A1	Puntuación total	
	2	D	J5	S	0,4	0,31	S3	S/R	A1		
	3	D	J3	S	0,16	0,4	S2	S/R	A1		
	4	D	J3	S	0,2	1,3	S3	S/R	A1		
	5	D	J1	S	0,29	2,3	S3	S/R	A1		
	6	D	J4	S	0,17	-	S3	S/R	A1		
	7	D	J5	S	0,5	2,26	S3	S/R	A1		
	8	D	J3	S	0,3	1,16	S3	S/R	A1		
	9	D	J5	S	0,4	2,5	S3	S/R	A1		
	10	D	J3	S	1,7	0,7	S3	S/R	A1		
	11	D	J4	S	0,1	1,65	S3	S/R	A1		
	12	D	J3	S	0,03	1,65	S3	S/R	A1		
Valor más desfavorable					1,7	2,5	S2	S/R	A1		
Puntuación (valor más desfavorable)					4	1	1	6	5	17	
2 (G3*)					S	0,06	0,1 - 1	S1	S/R	A2	Puntuación total
Puntuación (valor más desfavorable)					6	3	0	6	3	18	
3 (G4 y G4*)	1	D	J3	S	0,88	1,65	S2	S/R	A1	Puntuación total	
	2	D	J2	S	0,16	0,6	S3	S/R	A1		
	3	D	J5	S	0,18	1,9	S2	S/R	A1		
	4	D	J3	S	0,17	0,7	S1	S/R	A1		
	5	D	J2	S	0,57	0,6	S3	S/R	A1		
	6	D	J3	S	0,05	0,83	S1	S/R	A1		
	7	D	J3	S	0,36	-	S2	S/R	A1		
	8	D	J3	S	0,28	0,45	S2	S/R	A1		
	9	D	J1	S	0,23	-	S2	S/R	A1		
	10	D	J5	S	0,21	1,65	S1	S/R	A1		
	11	D	J3	S	0,12	0,2	S1	S/R	A1		
	12	D	J5	S	0,13	0,35	S1	S/R	A1		
Valor más desfavorable					0,88	1,9	S1	S/R	A1		
Puntuación (valor más desfavorable)					6	1	0	6	5	18	
4 (G5)	1	D	J1	S	0,27	0,1	S3	S/R	A1	Puntuación total	
	2	D	J5	S	0,3	0,08	S3	S/R	A1		
	3	D	J3	S	0,07	1,65	S2	S/R	A1		
	4	D	J2	S	0,38	1,65	S2	S/R	A1		
	5	D	J3	S	0,23	0,7	S2	S/R	A1		
	6	D	J5	S	0,35	0,1	S1	S/R	A1		
	7	D	J3	S	0,11	2,1	S1	S/R	A1		
	8	D	J4	S	0,06	2,5	S1	S/R	A1		
	9	D	J3	S	0,12	1,65	S1	S/R	A1		
	10	D	J3	S	0,08	0,6	S1	S/R	A1		
	11	D	J1	S	0,38	0,7	S3	S/R	A1		
	12	D	J3	S	0,11	0,85	S1	S/R	A1		
Valor más desfavorable					0,38	2,5	S1	S/R	A1		
Puntuación (valor más desfavorable)					6	1	0	6	5	18	
Cerro Centinela	1	D	J1	S	0,35	1,15	S3	S/R	A1	Puntuación total	
	2	D	J5	S	0,15	1,9	S3	S/R	A1		
	3	D	J5	S	0,06	1,1	S3	S/R	A1		
Valor más desfavorable					0,35	1,1	S3	S/R	A1		
Puntuación (valor más desfavorable)					6	0	3	6	5	20	

Tabla 32: Puntuación de los valores más desfavorables de los parámetros que definen el estado de las discontinuidades para las 7 estaciones geotécnicas del talud del kilómetro 2094 de la RN n° 40 y para la única estación geomecánica del cerro Centinela. Abreviaturas: G (estaciones geotécnicas); D (diaclasas); S (sin flujo de agua); S/R (sin relleno); S (códigos de rugosidad); S1 (suave); S2 (ondulada); S3 (ligeramente rugosa); S4 (rugosa); A (grados de alteración); A1 (levemente alterada); A2 (moderadamente alterada).

Secciones del talud	Talud		Discontinuidades				F1 Rotura planar		F2 Rotura planar		F3 Rotura planar		F4	RMR (sin precipitaciones)	RMR (con precipitaciones)	SMR rotura planar		SMR planar (con precipitaciones)		Cumplimiento de las condiciones rotura planar				
	Dir. de buzamiento (°)	Pendiente (°)	ID	Familia	Tipo	Dir. de buzamiento (°)	Buzamiento (°)	F1 discreto Romana et al. (1985)	F1 continuo Tomás et al. (2009)	F2 discreto Romana et al. (1985)	F2 continuo Tomás et al. (2009)	$\beta_j - \beta_s$				F3 discreto Romana et al. (1985)	F3 continuo Tomás et al. (2009)	Método discreto Romana et al. (1985)	Método continuo Tomás et al. (2009)	Método discreto Romana et al. (1985)	Método continuo Tomás et al. (2009)	Sin precipitaciones	Con precipitaciones	
	$\alpha_j$	$\alpha_s$				$\alpha_j$	$\alpha_s$																	
1	250	68	1	J3	D	336	57	86	0,15	0,15	1	0,96	-11	-60	-58,27	10	60,00	54,00	61,00	61,62	55,00	55,62	No	No
1	250	68	2	J4	D	24	51	226	0,15	0,12	1	0,95	-17	-60	-58,88	10	60,00	54,00	61,00	63,52	55,00	57,52	No	No
1	250	68	3	J2	D	215	34	35	0,15	0,27	0,7	0,76	-34	-60	-59,44	10	60,00	54,00	63,70	57,65	57,70	51,65	No	No
1	250	68	4	J4	D	76	73	174	0,15	0,12	1	0,98	5	-6	-3,77	10	60,00	54,00	69,10	69,55	63,10	63,55	No	No
1	250	68	5	J2	D	199	46	51	0,15	0,20	1	0,92	-22	-60	-59,13	10	60,00	54,00	61,00	59,16	55,00	53,16	No	No
1	250	68	6	J3	D	345	74	95	0,15	0,14	1	0,99	6	-6	-3,15	10	60,00	54,00	69,10	69,55	63,10	63,55	No	No
1	250	68	7	J2	D	208	30	42	0,15	0,23	0,7	0,59	-38	-60	-59,50	10	60,00	54,00	63,70	61,87	57,70	55,87	No	No
1	250	68	8	J3	D	355	69	105	0,15	0,14	1	0,98	1	-6	-15,00	10	60,00	54,00	69,10	67,96	63,10	61,96	No	No
1	250	68	9	J4	D	77	65	173	0,15	0,12	1	0,98	-3	-50	-53,86	10	60,00	54,00	62,50	63,59	56,50	57,59	No	No
1	250	68	10	J5	D	95	54	155	0,15	0,12	1	0,96	-14	-60	-58,64	10	60,00	54,00	61,00	63,01	55,00	57,01	No	No
1	250	68	11	J3	D	317	80	67	0,15	0,17	1	0,99	12	0	-1,59	10	60,00	54,00	70,00	69,74	64,00	63,74	No	No
1	250	68	12	J2	D	194	33	56	0,15	0,19	0,7	0,72	-35	-60	-59,45	10	60,00	54,00	63,70	61,99	57,70	55,99	No	No
2	250	68	13	J1	D	236	24	14	0,7	0,74	0,4	0,34	-44	-60	-59,57	10	60,00	54,00	53,20	54,83	47,20	48,83	No	No
2	250	68	14	J5	D	169	82	81	0,15	0,15	1	0,99	14	0	-1,36	10	60,00	54,00	70,00	69,79	64,00	63,79	No	No
2	250	68	15	J3	D	351	75	101	0,15	0,14	1	0,99	7	-6	-2,71	10	60,00	54,00	69,10	69,62	63,10	63,62	No	No
2	250	68	16	J3	D	329	90	79	0,15	0,15	1	1,00	22	0	-0,87	10	60,00	54,00	70,00	69,87	64,00	63,87	No	No
2	250	68	17	J1	D	243	47	7	0,85	0,91	1	0,93	-21	-60	-59,09	10	60,00	54,00	19,00	20,03	13,00	14,03	Sí	Sí
2	250	68	18	J4	D	63	48	187	0,15	0,12	1	0,93	-20	-60	-59,05	10	60,00	54,00	61,00	63,37	55,00	57,37	No	No
2	250	68	19	J5	D	108	70	142	0,15	0,13	1	0,98	2	-6	-8,86	10	60,00	54,00	69,10	68,89	63,10	62,89	No	No
2	250	68	20	J3	D	5	78	245	0,15	0,12	1	0,99	10	-6	-1,90	10	60,00	54,00	69,10	69,78	63,10	63,78	No	No
2	250	68	21	J5	D	123	67	127	0,15	0,13	1	0,98	-1	-50	-45,00	10	60,00	54,00	62,50	64,22	56,50	58,22	No	No
2	250	68	22	J3	D	358	77	108	0,15	0,14	1	0,99	9	-6	-2,11	10	60,00	54,00	69,10	69,71	63,10	63,71	No	No
2	250	68	23	J4	D	45	39	205	0,15	0,12	0,85	0,86	-29	-60	-59,34	10	60,00	54,00	62,35	63,95	56,35	57,95	No	No
2	250	68	24	J3	D	296	89	46	0,15	0,21	1	1,00	21	0	-0,91	10	60,00	54,00	70,00	69,81	64,00	63,81	No	No
2	250	68	25	J5*SC	142	30	108	0,15	0,14	0,7	0,59	-38	-60	-59,50	10	38,00	32,00	41,70	43,15	35,70	37,15	No	No	
2	250	68	26	J4*SC	80	55	170	0,15	0,12	1	0,96	-13	-60	-58,53	10	38,00	32,00	39,00	41,14	33,00	35,14	No	No	
2	250	68	27	J5*SC	115	70	135	0,15	0,13	1	0,98	2	-6	-8,86	10	38,00	32,00	47,10	46,88	41,10	40,88	No	No	
3	250	68	28	J3	D	354	72	104	0,15	0,14	1	0,98	4	-6	-4,68	10	50,00	44,00	59,10	59,36	53,10	53,36	No	No
3	250	68	29	J2	D	205	35	45	0,15	0,22	0,85	0,79	-33	-60	-59,42	10	50,00	44,00	52,35	49,83	46,35	43,83	No	No
3	250	68	30	J5	D	145	80	105	0,15	0,14	1	0,99	12	0	-1,59	10	50,00	44,00	60,00	59,78	54,00	53,78	No	No
3	250	68	31	J3	D	360	70	110	0,15	0,14	1	0,98	2	-6	-8,86	10	50,00	44,00	59,10	58,81	53,10	52,81	No	No
3	250	68	32	J2	D	220	34	30	0,4	0,33	0,7	0,76	-34	-60	-59,44	10	50,00	44,00	43,20	45,36	37,20	39,36	No	No
3	250	68	33	J3	D	313	84	63	0,15	0,17	1	0,99	16	0	-1,19	10	50,00	44,00	60,00	59,79	54,00	53,79	No	No
3	250	68	34	J3	D	315	56	65	0,15	0,17	1	0,96	-12	-60	-58,41	10	50,00	44,00	51,00	50,43	45,00	44,43	No	No
3	250	68	35	J3	D	360	73	110	0,15	0,14	1	0,98	5	-6	-3,77	10	50,00	44,00	59,10	59,49	53,10	53,49	No	No
3	250	68	36	J1	D	235	69	15	0,7	0,71	1	0,98	1	-6	-15,00	10	50,00	44,00	55,80	49,59	49,80	43,59	No*	No*
3	250	68	37	J5	D	160	66	90	0,15	0,15	1	0,98	-2	-50	-51,14	10	50,00	44,00	52,50	52,66	46,50	46,66	No	No
3	250	68	38	J3	D	335	65	85	0,15	0,15	1	0,98	-3	-50	-53,86	10	50,00	44,00	52,50	52,11	46,50	46,11	No	No
3	250	68	39	J5	D	115	80	135	0,15	0,13	1	0,99	12	0	-1,59	10	50,00	44,00	60,00	59,80	54,00	53,80	No	No
4	250	68	40	J1	D	244	40	6	0,85	0,93	0,85	0,88	-28	-60	-59,32	10	61,00	55,00	27,65	22,92	21,65	16,92	Sí	Sí
4	250	68	41	J5	D	139	84	111	0,15	0,14	1	0,99	16	0	-1,19	10	61,00	55,00	71,00	70,84	65,00	64,84	No	No
4	250	68	42	J3	D	315	83	65	0,15	0,17	1	0,99	15	0	-1,27	10	61,00	55,00	71,00	70,78	65,00	64,78	No	No
4	250	68	43	J2	D	210	43	40	0,15	0,24	0,85	0,90	-25	-60	-59,24	10	61,00	55,00	63,35	58,09	57,35	52,09	No	No
4	250	68	44	J3	D	340	90	90	0,15	0,15	1	1,00	22	0	-0,87	10	61,00	55,00	71,00	70,87	65,00	64,87	No	No
4	250	68	45	J5	D	169	85	81	0,15	0,15	1	0,99	17	0	-1,12	10	61,00	55,00	71,00	70,83	65,00	64,83	No	No
4	250	68	46	J3	D	340	70	90	0,15	0,15	1	0,98	2	-6	-8,86	10	61,00	55,00	70,10	69,72	64,10	63,72	No	No
4	250	68	47	J4	D	68	61	182	0,15	0,12	1	0,97	-7	-50	-57,29	10	61,00	55,00	63,50	64,29	57,50	58,29	No	No
4	250	68	48	J3	D	331	89	81	0,15	0,15	1	1,00	21	0	-0,91	10	61,00	55,00	71,00	70,86	65,00	64,86	No	No
4	250	68	49	J3	D	328	85	78	0,15	0,16	1	0,99	17	0	-1,12	10	61,00	55,00	71,00	70,83	65,00	64,83	No	No
4	250	68	50	J1	D	243	38	7	0,85	0,91	0,85	0,85	-30	-60	-59,36	10	61,00	55,00	27,65	25,21	21,65	19,21	No*	Sí
4	250	68	51	J3	D	300	65	50	0,15	0,20	1	0,98	-3	-50	-53,86	10	61,00	55,00	63,50	60,43	57,50	54,43	No	No
4	250	68	52	J4	D*	70	78	180	0,15	0,12	1	0,99	10	-6	-1,90	10	61,00	55,00	70,10	70,77	64,10	64,77	No	No
4	250	68	53	J1	D*	250	80	0	1	1,00	1	0,99	12	0	-1,59	10	61,00	55,00	71,00	69,43	65,00	63,43	No	No

Tabla 33: Resultados del SMR por los métodos discreto y continuo para cada discontinuidad evaluando la rotura planar a partir de la determinación de los subfactores F<sub>1</sub>, F<sub>2</sub> y F<sub>3</sub> y del factor F<sub>4</sub> y utilizando la puntuación del RMR para un escenario sin y con precipitaciones. Se aplicó el criterio semafórico para resaltar los resultados del RMR y del SMR.

Cuando la calidad del macizo rocoso es buena, media, mala o muy mala, las celdas adquieren los colores amarillo, naranja, rojo y bordeaux, respectivamente. Para discontinuidades “estables”, “parcialmente estables”, “inestables” y “totalmente inestables” se implementaron los colores amarillo, naranja, rojo y bordeaux, respectivamente. Abreviaturas:  $\alpha_j$  (dirección de buzamiento de la discontinuidad);  $\alpha_s$  (dirección de buzamiento del talud);  $\beta_j$  (buzamiento de la discontinuidad);  $\beta_s$  (pendiente del talud); SC (superficies de contacto litológico); D (diaclasas); D\* (diaclasas cuya orientación fue relevada a distancia).

Secciones del talud	Talud		Discontinuidades				F1 Rotura por vuelco (propuesto en este trabajo)			F2 Rotura por vuelco		F3 Rotura por vuelco			F4	RMR (sin precipitaciones)	RMR (con precipitaciones)	SMR rotura por vuelco		SMR vuelco (con precipitaciones)		Cumplimiento de las condiciones rotura por vuelco				
	Dir. de buzamiento (°)	Pendiente (°)	ID	Familia	Tipo	Dir. de buzamiento (°)	Buzamiento (°)	$ \alpha_j - \alpha_s  - 180$	F1 discreto Romana et al. (1985)	F1 continuo Tomás et al. (2009)	F2 discreto Romana et al. (1985)	F2 continuo Tomás et al. (2009)	$\beta_j + \beta_s$	F3 discreto Romana et al. (1985)				F3 continuo Tomás et al. (2009)	RMR (sin precipitaciones)	RMR (con precipitaciones)	Método discreto Romana et al. (1985)	Método continuo Tomás et al. (2009)	Método discreto Romana et al. (1985)	Método continuo Tomás et al. (2009)	Sin precipitaciones	Con precipitaciones
1	250	68	1	J3	D	336	57	94	0,15	0,14	1	1	125	-25	-24,24	10	60,00	54,00	66,25	66,50	60,25	60,50	No	No		
1	250	68	2	J4	D	24	51	46	0,15	0,21	1	1	119	-6	-6,57	10	60,00	54,00	69,10	68,59	63,10	62,59	No	No		
1	250	68	3	J2	D	215	34	145	0,15	0,13	1	1	102	0	-0,60	10	60,00	54,00	70,00	69,92	64,00	63,92	No	No		
1	250	68	4	J4	D	76	73	6	0,85	0,93	1	1	141	-25	-25,47	10	60,00	54,00	48,75	46,41	42,75	40,41	Sí	Sí		
1	250	68	5	J2	D	199	46	129	0,15	0,13	1	1	114	-6	-1,49	10	60,00	54,00	69,10	69,80	63,10	63,80	No	No		
1	250	68	6	J3	D	345	74	85	0,15	0,15	1	1	142	-25	-25,49	10	60,00	54,00	66,25	66,17	60,25	60,17	No	No		
1	250	68	7	J2	D	208	30	138	0,15	0,13	1	1	98	0	-0,51	10	60,00	54,00	70,00	69,93	64,00	63,93	No	No		
1	250	68	8	J3	D	355	69	75	0,15	0,16	1	1	137	-25	-25,38	10	60,00	54,00	66,25	65,97	60,25	59,97	No	No		
1	250	68	9	J4	D	77	65	7	0,85	0,91	1	1	133	-25	-25,23	10	60,00	54,00	48,75	47,04	42,75	41,04	Sí	Sí		
1	250	68	10	J5	D	95	54	25	0,40	0,41	1	1	122	-25	-22,06	10	60,00	54,00	60,00	61,00	54,00	55,00	No*	No*		
1	250	68	11	J3	D	317	80	113	0,15	0,14	1	1	148	-25	-25,56	10	60,00	54,00	66,25	66,53	60,25	60,53	No	No		
1	250	68	12	J2	D	194	33	124	0,15	0,13	1	1	101	0	-0,57	10	60,00	54,00	70,00	69,92	64,00	63,92	No	No		
2	250	68	13	J1	D	236	24	166	0,15	0,12	1	1	92	0	-0,44	10	60,00	54,00	70,00	69,95	64,00	63,95	No	No		
2	250	68	14	J5	D	169	82	99	0,15	0,14	1	1	150	-25	-25,58	10	60,00	54,00	66,25	66,37	60,25	60,37	No	No		
2	250	68	15	J3	D	351	75	79	0,15	0,15	1	1	143	-25	-25,50	10	60,00	54,00	66,25	66,05	60,25	60,05	No	No		
2	250	68	16	J3	D	329	90	101	0,15	0,14	1	1	158	-25	-25,64	10	60,00	54,00	66,25	66,39	60,25	60,39	No	No		
2	250	68	17	J1	D	243	47	173	0,15	0,12	1	1	115	-6	-1,76	10	60,00	54,00	69,10	69,79	63,10	63,79	No	No		
2	250	68	18	J4	D	63	48	7	0,85	0,91	1	1	116	-6	-2,15	10	60,00	54,00	64,90	68,05	58,90	62,05	No*	No*		
2	250	68	19	J5	D	108	70	38	0,15	0,25	1	1	138	-25	-25,40	10	60,00	54,00	66,25	63,58	60,25	57,58	No	No		
2	250	68	20	J3	D	5	78	65	0,15	0,17	1	1	146	-25	-25,54	10	60,00	54,00	66,25	65,64	60,25	59,64	No	No		
2	250	68	21	J5	D	123	67	53	0,15	0,19	1	1	135	-25	-25,31	10	60,00	54,00	66,25	65,11	60,25	59,11	No	No		
2	250	68	22	J3	D	358	77	72	0,15	0,16	1	1	145	-25	-25,53	10	60,00	54,00	66,25	65,87	60,25	59,87	No	No		
2	250	68	23	J4	D	45	39	25	0,40	0,41	1	1	107	0	-0,77	10	60,00	54,00	70,00	69,69	64,00	63,69	No	No		
2	250	68	24	J3	D	296	89	134	0,15	0,13	1	1	157	-25	-25,64	10	60,00	54,00	66,25	66,68	60,25	60,68	No	No		
2	250	68	25	J5*	SC	142	30	72	0,15	0,16	1	1	98	0	-0,51	10	38,00	32,00	48,00	47,92	42,00	41,92	No	No		
2	250	68	26	J4*	SC	80	55	10	0,85	0,85	1	1	123	-25	-23,22	10	38,00	32,00	26,75	28,26	20,75	22,26	Sí	Sí		
2	250	68	27	J5*	SC	115	70	45	0,15	0,22	1	1	138	-25	-25,40	10	38,00	32,00	44,25	42,46	38,25	36,46	No	No		
3	250	68	28	J3	D	354	72	76	0,15	0,16	1	1	140	-25	-25,45	10	50,00	44,00	56,25	55,99	50,25	49,99	No	No		
3	250	68	29	J2	D	205	35	135	0,15	0,13	1	1	103	0	-0,62	10	50,00	44,00	60,00	59,92	54,00	53,92	No	No		
3	250	68	30	J5	D	145	80	75	0,15	0,16	1	1	148	-25	-25,56	10	50,00	44,00	56,25	55,94	50,25	49,94	No	No		
3	250	68	31	J3	D	360	70	70	0,15	0,16	1	1	138	-25	-25,40	10	50,00	44,00	56,25	55,83	50,25	49,83	No	No		
3	250	68	32	J2	D	220	34	150	0,15	0,13	1	1	102	0	-0,60	10	50,00	44,00	60,00	59,92	54,00	53,92	No	No		
3	250	68	33	J3	D	313	84	117	0,15	0,13	1	1	152	-25	-25,60	10	50,00	44,00	56,25	56,56	50,25	50,56	No	No		
3	250	68	34	J3	D	315	56	115	0,15	0,13	1	1	124	-25	-23,85	10	50,00	44,00	56,25	56,78	50,25	50,78	No	No		
3	250	68	35	J3	D	360	73	70	0,15	0,16	1	1	141	-25	-25,47	10	50,00	44,00	56,25	55,82	50,25	49,82	No	No		
3	250	68	36	J1	D	235	69	165	0,15	0,12	1	1	137	-25	-25,38	10	50,00	44,00	56,25	56,87	50,25	50,87	No	No		
3	250	68	37	J5	D	160	66	90	0,15	0,15	1	1	134	-25	-25,27	10	50,00	44,00	56,25	56,29	50,25	50,29	No	No		
3	250	68	38	J3	D	335	65	95	0,15	0,14	1	1	133	-25	-25,23	10	50,00	44,00	56,25	56,37	50,25	50,37	No	No		
3	250	68	39	J5	D	115	80	45	0,15	0,22	1	1	148	-25	-25,56	10	50,00	44,00	56,25	54,43	50,25	48,43	No	No		
4	250	68	40	J1	D	244	40	174	0,15	0,12	1	1	108	0	-0,82	10	61,00	55,00	71,00	70,90	65,00	64,90	No	No		
4	250	68	41	J5	D	139	84	69	0,15	0,17	1	1	152	-25	-25,60	10	61,00	55,00	67,25	66,77	61,25	60,77	No	No		
4	250	68	42	J3	D	315	83	115	0,15	0,13	1	1	151	-25	-25,59	10	61,00	55,00	67,25	67,55	61,25	61,55	No	No		
4	250	68	43	J2	D	210	43	140	0,15	0,13	1	1	111	-6	-1,05	10	61,00	55,00	70,10	70,87	64,10	64,87	No	No		
4	250	68	44	J3	D	340	90	90	0,15	0,15	1	1	158	-25	-25,64	10	61,00	55,00	67,25	67,24	61,25	61,24	No	No		
4	250	68	45	J5	D	169	85	99	0,15	0,14	1	1	153	-25	-25,61	10	61,00	55,00	67,25	67,37	61,25	61,37	No	No		
4	250	68	46	J3	D	340	70	90	0,15	0,15	1	1	138	-25	-25,40	10	61,00	55,00	67,25	67,27	61,25	61,27	No	No		
4	250	68	47	J4	D	68	61	2	1,00	0,98	1	1	129	-25	-24,95	10	61,00	55,00	46,00	46,60	40,00	40,60	No*	Sí		
4	250	68	48	J3	D	331	89	99	0,15	0,14	1	1	157	-25	-25,64	10	61,00	55,00	67,25	67,37	61,25	61,37	No	No		
4	250	68	49	J3	D	328	85	102	0,15	0,14	1	1	153	-25	-25,61	10	61,00	55,00	67,25	67,41	61,25	61,41	No	No		
4	250	68	50	J1	D	243	38	173	0,15	0,12	1	1	106	0	-0,73	10	61,00	55,00	71,00	70,91	65,00	64,91	No	No		
4	250	68	51	J3	D	300	65	130	0,15	0,13	1	1	133	-25	-25,23	10	61,00	55,00	67,25	67,71	61,25	61,71	No	No		
4	250	68	52	J4	D*	70	78	0	1,00	1,00	1	1	146	-25	-25,54	10	61,00	55,00	46,00	45,53	40,00	39,53	Sí	Sí		
4	250	68	53	J1	D*	250	80	180	0,15	0,12	1	1	148	-25	-25,56	10	61,00	55,00	67,25	67,91	61,25	61,91	No	No		

Tabla 34: Resultados del SMR por los métodos discreto y continuo para cada discontinuidad evaluando la rotura por vuelco a partir de la determinación de los subfactores F<sub>1</sub>, F<sub>2</sub> y F<sub>3</sub> y del factor F<sub>4</sub> y utilizando la puntuación del RMR para un escenario sin y con precipitaciones. La puntuación del subfactor F<sub>1</sub> fue realizada sobre el resultado obtenido tras aplicar la modificación a la fórmula original propuesta en este trabajo ( $|\alpha_j - \alpha_s| - 180^\circ$ ). Se aplicó el criterio semafórico para resaltar los resultados del RMR y del SMR. Cuando la calidad del macizo rocoso es buena, media, mala o muy mala, las celdas adquieren los colores amarillo, naranja, rojo y bordeaux, respectivamente. Para discontinuidades “estables”, “parcialmente estables”, “inestables” y “totalmente inestables” se implementaron los colores amarillo, naranja, rojo y bordeaux, respectivamente. Abreviaturas:  $\alpha_j$  (dirección de buzamiento de la discontinuidad);  $\alpha_s$  (dirección de buzamiento del talud);  $\beta_j$  (buzamiento de la discontinuidad);  $\beta_s$  (pendiente del talud); SC (superficies de contacto litológico); D (diaclasas); D\* (diaclasas cuya orientación fue relevada a distancia).

Secciones del talud	Talud			Cálculo $\beta_{ap}$					Intersecciones				F1 Rotura en cuña		F2 Rotura en cuña		F3 Rotura en cuña		F4	RMR (sin precipitaciones)	RMR (con precipitaciones)	SMR Rotura en cuña		SMR Cuña (Lluvias)		Cumplimiento de las condiciones rotura en cuña				
	Azimut	alm (°)	βlm (°)	βlm (radianes)	$\omega =  \alpha l - \alpha h $	$\omega =  \alpha l - \alpha h $ (correctada)	$\omega$ corregida (radianes)	$\beta_{ap} = \arctg(\frac{\text{tg } \beta_{lm}}{\omega})$	ID	Par de familias de discontinuidades	αli (°)	αli (correctada) (°)	βli (°)	αli - αh	F1 Romana et al. (1985)	F1 Tomás et al. (2009)	F2 Romana et al. (1985)	F2 Tomás et al. (2009)				βli - βap	F3 Romana et al. (1985)	F3 Tomás et al. (2009)	Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)	Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)	Sin precipitaciones	Con precipitaciones
160	250	68	1,19	14,30	14,30	0,25	67,37	1	J2 y J3	235,7	235,7	39,6	14,30	0,70	0,73	0,85	0,87	-27,77	-60	-59,31	10	60,00	54,00	34,30	32,29	28,30	26,29	Sí	Sí	
160	250	68	1,19	16,30	16,30	0,28	67,17	2	J2 y J3	233,7	233,7	32,5	16,30	0,70	0,66	0,70	0,70	-34,67	-60	-59,45	10	60,00	54,00	40,60	42,19	34,60	36,19	Sí	Sí	
160	250	68	1,19	17,40	17,40	0,30	67,05	3	J2 y J3	232,6	232,6	27,7	17,40	0,70	0,63	0,40	0,48	-39,35	-60	-59,51	10	60,00	54,00	53,20	52,14	47,20	46,14	No*	No*	
160	250	68	1,19	25,40	25,40	0,44	65,90	4	J2 y J2	224,6	224,6	29,4	25,40	0,40	0,40	0,40	0,56	-36,50	-60	-59,48	10	60,00	54,00	60,40	56,64	54,40	50,64	No*	No*	
160	250	68	1,19	7,40	7,40	0,13	67,83	5	J2 y J3	257,4	257,4	16,3	7,40	0,85	0,90	0,15	0,22	-51,53	-60	-59,63	10	60,00	54,00	62,35	57,89	56,35	51,89	No	No	
160	250	68	1,19	9,80	9,80	0,17	67,71	6	J2 y J3	259,8	259,8	14,7	9,80	0,85	0,85	0,15	0,21	-53,01	-60	-59,64	10	60,00	54,00	62,35	59,16	56,35	53,16	No	No	
160	250	68	1,19	9,30	9,30	0,16	67,74	7	J2 y J3	259,3	259,3	19,5	9,30	0,85	0,87	0,15	0,23	-48,24	-60	-59,60	10	60,00	54,00	62,35	56,67	56,35	50,67	No	No	
160	250	68	1,19	11,60	11,60	0,20	67,59	8	J2 y J3	261,6	261,6	19	11,60	0,70	0,81	0,15	0,25	-48,59	-60	-59,61	10	60,00	54,00	63,70	57,83	57,70	51,83	No	No	
160	250	68	1,19	13,10	13,10	0,23	67,47	9	J2 y J3	263,1	263,1	23,9	13,10	0,70	0,77	0,40	0,34	-43,57	-60	-59,56	10	60,00	54,00	53,20	54,39	47,20	48,39	No	No	
160	250	68	1,19	18,70	18,70	0,33	66,90	10	J2 y J3	268,7	268,7	9,3	18,70	0,70	0,58	0,15	0,18	-57,60	-60	-59,67	10	60,00	54,00	63,70	63,59	57,70	57,59	No	No	
160	250	68	1,19	21,00	21,00	0,37	66,60	11	J2 y J3	271	271	14,5	21,00	0,40	0,51	0,15	0,21	-52,10	-60	-59,63	10	60,00	54,00	66,40	63,58	60,40	57,58	No	No	
160	250	68	1,19	22,30	22,30	0,39	66,41	12	J2 y J3	272,3	272,3	16,4	22,30	0,40	0,47	0,15	0,23	-50,01	-60	-59,62	10	60,00	54,00	66,40	63,64	60,40	57,64	No	No	
160	250	68	1,19	22,80	22,80	0,40	66,33	13	J2 y J3	272,8	272,8	19,2	22,80	0,40	0,46	0,15	0,25	-47,13	-60	-59,59	10	60,00	54,00	66,40	63,03	60,40	57,03	No	No	
160	250	68	1,19	28,70	28,70	0,50	65,27	14	J2 y J2	278,7	278,7	10,4	28,70	0,40	0,34	0,15	0,19	-54,87	-60	-59,65	10	60,00	54,00	66,40	66,13	60,40	60,13	No	No	
160	250	68	1,19	44,80	44,80	0,78	60,34	15	J2 y J4	294,8	294,8	1,3	44,80	0,15	0,22	0,15	0,16	-59,04	-60	-59,68	10	60,00	54,00	68,65	67,89	62,65	61,89	No	No	
160	250	68	1,19	47,70	47,70	0,83	59,02	16	J2 y J4	297,7	297,7	4,2	47,70	0,15	0,21	0,15	0,17	-54,82	-60	-59,65	10	60,00	54,00	68,65	67,91	62,65	61,91	No	No	
160	250	68	1,19	39,20	39,20	0,68	62,46	17	J3 y J3	289,2	289,2	46,4	39,20	0,15	0,25	1,00	0,93	-16,06	-60	-58,81	10	60,00	54,00	61,00	56,63	55,00	50,63	Sí	Sí	
160	250	68	1,19	83,00	83,00	1,45	16,79	18	J2 y J5	167	167	23,4	83,00	0,15	0,15	0,40	0,33	6,61	-6	-2,87	10	60,00	54,00	69,64	69,86	63,64	63,86	No	No	
160	250	68	1,19	83,20	83,20	1,45	16,33	19	J2 y J5	166,8	166,8	24,2	83,20	0,15	0,15	0,40	0,35	7,87	-6	-2,41	10	60,00	54,00	69,64	69,87	63,64	63,87	No	No	
160	250	68	1,19	87,90	87,90	1,53	5,18	20	J2 y J2	162,1	162,1	22,1	87,90	0,15	0,15	0,40	0,30	16,92	0	-1,13	10	60,00	54,00	70,00	69,95	64,00	63,95	No	No	
160	250	68	1,19	90,70	90,70	1,56	1,73	21	J2 y J4	159,3	159,3	22,1	90,70	0,15	0,15	0,40	0,30	20,37	0	-0,94	10	60,00	54,00	70,00	69,96	64,00	63,96	No	No	
160	250	68	1,19	92,70	92,70	1,52	6,65	22	J2 y J4	157,3	157,3	20	92,70	0,15	0,15	0,40	0,27	13,35	0	-1,43	10	60,00	54,00	70,00	69,95	64,00	63,95	No	No	
160	250	68	1,19	86,30	86,30	1,51	9,07	23	J2 y J4	163,7	163,7	8	86,30	0,15	0,15	0,15	0,18	-1,07	-50	-45,69	10	60,00	54,00	68,88	68,77	62,88	62,77	No	No	
160	250	68	1,19	138,30	141,70	0,73	61,58	24	J2 y J4	111,7	111,7	3	138,30	0,15	0,13	0,15	0,17	-58,58	-60	-59,67	10	60,00	54,00	68,65	68,73	62,65	62,73	No	No	
160	250	68	1,19	139,50	140,50	0,71	62,02	25	J2 y J4	110,5	110,5	4,5	139,50	0,15	0,13	0,15	0,17	-57,52	-60	-59,67	10	60,00	54,00	68,65	68,71	62,65	62,71	No	No	
160	250	68	1,19	133,40	146,60	0,81	59,54	26	J2 y J2	116,6	116,6	8,2	133,40	0,15	0,13	0,15	0,18	-51,34	-60	-59,63	10	60,00	54,00	68,65	68,61	62,65	62,61	No	No	
160	250	68	1,19	95,80	84,20	1,47	14,04	27	J2 y J4	154,2	154,2	26,2	95,80	0,15	0,14	0,40	0,42	12,16	0	-1,57	10	60,00	54,00	70,00	69,91	64,00	63,91	No	No	
160	250	68	1,19	92,60	87,40	1,53	6,41	28	J2 y J4	157,4	157,4	27,5	92,60	0,15	0,15	0,40	0,47	21,09	0	-0,90	10	60,00	54,00	70,00	69,94	64,00	63,94	No	No	
160	250	68	1,19	88,10	88,10	1,54	4,69	29	J2 y J5	161,9	161,9	28,5	88,10	0,15	0,15	0,40	0,52	23,81	0	-0,80	10	60,00	54,00	70,00	69,94	64,00	63,94	No	No	
160	250	68	1,19	96,70	83,30	1,45	16,11	30	J2 y J5	153,3	153,3	36,2	96,70	0,15	0,14	0,85	0,81	20,09	0	-0,95	10	60,00	54,00	70,00	69,89	64,00	63,89	No	No	
160	250	68	1,19	101,10	78,90	1,38	25,48	31	J2 y J4	148,9	148,9	33,7	101,10	0,15	0,14	0,70	0,75	8,22	-6	-2,31	10	60,00	54,00	69,37	69,76	63,37	63,76	No	No	
160	250	68	1,19	109,40	70,60	1,23	39,42	32	J4 y J5	140,6	140,6	43,8	109,40	0,15	0,14	0,85	0,91	4,38	-6	-4,29	10	60,00	54,00	69,24	69,46	63,24	63,46	No	No	
160	250	68	1,19	238,70	58,70	1,02	52,13	33	J3 y J3	11,3	11,3	72,9	238,70	0,15	0,12	1,00	0,98	20,77	0	-0,92	10	60,00	54,00	70,00	69,90	64,00	63,90	No	No	
160	250	68	1,19	219,00	39,00	0,68	62,53	34	J3 y J4	31	31	67	219,00	0,15	0,12	1,00	0,98	4,47	-6	-4,20	10	60,00	54,00	69,10	69,52	63,10	63,52	No	No	
160	250	68	1,19	230,60	50,60	0,88	57,52	35	J3 y J3	19,4	19,4	67,2	230,60	0,15	0,12	1,00	0,98	9,68	-6	-1,97	10	60,00	54,00	69,10	69,78	63,10	63,78	No	No	
160	250	68	1,19	206,70	26,70	0,47	65,67	36	J3 y J4	43,3	43,3	61,5	206,70	0,15	0,12	1,00	0,97	-4,17	-50	-55,50	10	60,00	54,00	62,50	63,64	56,50	57,64	No	No	
160	250	68	1,19	203,50	23,50	0,41	66,22	37	J3 y J3	46,5	46,5	58,2	203,50	0,15	0,12	1,00	0,96	-8,02	-50	-57,63	10	60,00	54,00	62,50	63,42	56,50	57,42	No	No	
160	250	68	1,19	191,10	11,10	0,19	67,62	38	J3 y J5	58,9	58,9	48,5	191,10	0,15	0,12	1,00	0,94	-19,12	-60	-59,00	10	60,00	54,00	61,00	63,39	55,00	57,39	No	No	
160	250	68	1,19	187,10	7,10	0,12	67,85	39	J3 y J4	62,9	62,9	44,6	187,10	0,15	0,12	0,85	0,92	-23,25	-60	-59,18	10	60,00	54,00	62,35	63,49	56,35	57,49	No	No	
160	250	68	1,19	192,10	12,10	0,21	67,55	40	J3 y J4	57,9	57,9	45,6	192,10	0,15	0,12	1,00	0,92	-21,95	-60	-59,13	10	60,00	54,00	61,00	63,48	55,00	57,48	No	No	
160	250	68	1,19	194,40	14,40	0,25	67,36	41	J4 y J5	55,6	55,6	47,1	194,40	0,15	0,12	1,00	0,93	-20,26	-60	-59,06	10	60,00	54,00	61,00	63,45	55,00	57,45	No	No	
160	250	68	1,19	216,00	36,00	0,63	63,46	42	J3 y J4	34	34	50,5	216,00	0,15	0,12	1,00	0,94	-12,96	-60	-58,53	10	60,00	54,00	61,00	63,52	55,00	57,52	No	No	
160	250	68	1,19	219,00	39,00	0,68	62,53	43	J3 y J4	31	31	56,9	219,00	0,15	0,12	1,00	0,96	-												

Secciones del talud	Talud			Cálculo $\beta_{ap}$					Intersecciones				F1 Rotura en cuña		F2 Rotura en cuña		F3 Rotura en cuña		F4	RMR (sin precipitaciones)	RMR (con precipitaciones)	SMR Rotura en cuña		SMR Cuña (lluvias)		Cumplimiento de las condiciones rotura en cuña								
	Azimut	alm (°)	βlm (°)	βlm (radianes)	$\omega =  \alpha_l - \alpha_{lm} $	$\omega =  \alpha_l - \alpha_{lm} $ (corregida)	$\omega$ corregida (radianes)	$\beta_{ap} = \arctg(\frac{\tan \beta_{lm}}{\cos \omega})$	ID	Par de familias de discontinuidades	oli (°)	oli (corregida) (°)	βli (°)	oli - αlm	F1 Romana <i>et al.</i> (1985)	F1 Tomás <i>et al.</i> (2009)	F2 Romana <i>et al.</i> (1985)	F2 Tomás <i>et al.</i> (2009)				βli - βap	F3 Romana <i>et al.</i> (1985)	F3 Tomás <i>et al.</i> (2009)	Romana <i>et al.</i> (1985)	Tomás <i>et al.</i> (2009)	Romana <i>et al.</i> (1985)	Tomás <i>et al.</i> (2009)	Sin precipitaciones	Con precipitaciones				
																															Sin precipitaciones		Con precipitaciones	
																															Sin precipitaciones		Con precipitaciones	
160	250	68	1,19	29,50	29,50	0,51	65,10	61	J1 y J3	279,5	17,7	29,50	0,40	0,33	0,15	0,24	-47,40	-60	-59,60	10	60,00	54,00	66,40	65,30	60,40	59,30	No	No						
160	250	68	1,19	92,00	88,00	1,54	4,94	62	J1 y J1	158	158	5,4	92,00	0,15	0,15	0,17	0,46	-6	-21,72	10	60,00	54,00	69,87	69,46	63,87	63,46	No	No						
160	250	68	1,19	99,20	80,80	1,41	21,59	63	J1 y J4	150,8	150,8	2,3	99,20	0,15	0,14	0,15	0,16	-19,29	-60	-59,01	10	60,00	54,00	68,65	68,63	62,65	62,63	No	No					
160	250	68	1,19	96,80	83,20	1,45	16,33	64	J1 y J4	153,2	153,2	0,3	96,80	0,15	0,14	0,15	0,16	-16,03	-60	-58,81	10	60,00	54,00	68,65	68,66	62,65	62,66	No	No					
160	250	68	1,19	64,40	64,40	1,12	46,92	65	J1 y J5	185,6	185,6	29,8	64,40	0,15	0,17	0,40	0,58	-17,12	-60	-58,89	10	60,00	54,00	66,40	64,12	60,40	58,12	Sí	Sí					
160	250	68	1,19	54,60	54,60	0,95	55,11	66	J1 y J5	195,4	195,4	35,6	54,60	0,15	0,19	0,85	0,80	-19,51	-60	-59,02	10	60,00	54,00	62,35	61,05	56,35	55,05	Sí	Sí					
160	250	68	1,19	42,70	42,70	0,75	61,20	67	J1 y J3	207,3	207,3	41,6	42,70	0,15	0,23	0,85	0,89	-19,60	-60	-59,03	10	60,00	54,00	62,35	58,02	56,35	52,02	Sí	Sí					
160	250	68	1,19	10,60	10,60	0,19	67,66	68	J1 y J3	239,4	239,4	46,9	10,60	0,70	0,84	1,00	0,93	-20,76	-60	-59,08	10	60,00	54,00	28,00	24,15	22,00	18,15	Sí	Sí					
160	250	68	1,19	0,10	0,10	0,00	68,00	69	J1 y J5	249,9	249,9	46,7	0,10	1,00	1,00	1,00	0,93	-21,30	-60	-59,10	10	60,00	54,00	10,00	15,37	4,00	9,37	Sí	Sí					
160	250	68	1,19	25,20	25,20	0,44	65,94	70	J1 y J3	275,2	275,2	42,1	25,20	0,40	0,40	0,85	0,90	-23,84	-60	-59,20	10	60,00	54,00	49,60	48,57	43,60	42,57	Sí	Sí					
160	250	68	1,19	29,70	29,70	0,52	65,06	71	J1 y J3	279,7	279,7	40,6	29,70	0,40	0,33	0,85	0,88	-24,46	-60	-59,22	10	60,00	54,00	49,60	52,80	43,60	46,80	Sí	Sí					
160	250	68	1,19	35,20	35,20	0,61	63,69	72	J1 y J3	285,2	285,2	38,7	35,20	0,15	0,27	0,85	0,86	-24,99	-60	-59,24	10	60,00	54,00	62,35	56,14	56,35	50,14	Sí	Sí					
160	250	68	1,19	75,30	75,30	1,31	32,13	73	J1 y J4	325,3	325,3	7,9	75,30	0,15	0,16	0,15	0,18	-24,23	-60	-59,21	10	60,00	54,00	68,65	68,32	62,65	62,32	No	No					
160	250	68	1,19	68,90	68,90	1,20	41,70	74	J1 y J4	318,9	318,9	2,9	68,90	0,15	0,17	0,15	0,17	-38,80	-60	-59,51	10	60,00	54,00	68,65	68,37	62,65	62,37	No	No					
160	250	68	1,19	83,00	83,00	1,45	16,79	75	J1 y J4	333	333	0,2	83,00	0,15	0,15	0,15	0,16	-16,59	-60	-58,85	10	60,00	54,00	68,65	68,58	62,65	62,58	No	No					
160	250	68	1,19	105,90	74,10	1,29	34,14	76	J5 y J5	144,1	144,1	65,7	105,90	0,15	0,14	1,00	0,98	31,56	0	-6,60	10	60,00	54,00	70,00	69,92	64,00	63,92	No	No					
160	250	68	1,19	38,50	38,50	0,67	62,69	77	J3 y J5	211,5	211,5	78,9	38,50	0,15	0,25	1,00	0,99	16,21	0	-1,18	10	60,00	54,00	70,00	69,71	64,00	63,71	No	No					
160	250	68	1,19	9,60	9,60	0,17	67,72	78	J3 y J5	240,4	240,4	67,3	9,60	0,85	0,86	1,00	0,98	-0,42	-50	-37,56	10	60,00	54,00	27,50	38,42	21,50	32,42	Sí	Sí					
160	250	68	1,19	28,10	28,10	0,49	65,39	79	J3 y J5	278,1	278,1	87,8	28,10	0,40	0,35	1,00	0,99	22,41	0	-0,85	10	60,00	54,00	70,00	69,70	64,00	63,70	No	No					
160	250	68	1,19	148,30	31,70	0,55	64,60	80	J5 y J5	101,7	101,7	70,4	148,30	0,15	0,13	1,00	0,98	-5,80	-6	-3,26	10	60,00	54,00	69,10	69,60	63,10	63,60	No	No					
160	250	68	1,19	154,00	26,00	0,45	65,80	81	J5 y J5	96	96	64,2	154,00	0,15	0,13	1,00	0,97	-1,60	-50	-49,31	10	60,00	54,00	62,50	63,99	56,50	57,99	No	No					
160	250	68	1,19	162,70	17,30	0,30	67,06	82	J4 y J5	87,3	87,3	46,4	162,70	0,15	0,12	1,00	0,93	-20,66	-60	-59,08	10	60,00	54,00	61,00	63,24	55,00	57,24	No	No					
160	250	68	1,19	165,50	14,50	0,25	67,35	83	J3 y J5	84,5	84,5	39	165,50	0,15	0,12	0,85	0,86	-28,35	-60	-59,33	10	60,00	54,00	62,35	63,70	56,35	57,70	No	No					
160	250	68	1,19	162,40	17,60	0,31	67,03	84	J3 y J4	87,6	87,6	30,5	162,40	0,15	0,12	0,70	0,62	-36,53	-60	-59,48	10	60,00	54,00	63,70	65,47	57,70	59,47	No	No					
160	250	68	1,19	165,80	14,20	0,25	67,38	85	J4 y J5	84,2	84,2	32,2	165,80	0,15	0,12	0,70	0,69	-35,18	-60	-59,46	10	60,00	54,00	63,70	64,93	57,70	58,93	No	No					
160	250	68	1,19	169,00	11,00	0,19	67,63	86	J3 y J4	81	81	47	169,00	0,15	0,12	1,00	0,93	-20,63	-60	-59,07	10	60,00	54,00	61,00	63,27	55,00	57,27	No	No					
160	250	68	1,19	175,70	4,30	0,08	67,94	87	J3 y J5	74,3	74,3	58	175,70	0,15	0,12	1,00	0,96	-9,94	-50	-58,09	10	60,00	54,00	62,50	63,19	56,50	57,19	No	No					
160	250	68	1,19	182,50	2,50	0,04	67,98	88	J3 y J5	67,5	67,5	65,5	182,50	0,15	0,12	1,00	0,98	-2,48	-50	-52,68	10	60,00	54,00	62,50	63,79	56,50	57,79	No	No					
160	250	68	1,19	192,90	12,90	0,23	67,49	89	J3 y J3	57,1	57,1	71,5	192,90	0,15	0,12	1,00	0,98	4,01	-6	-4,66	10	60,00	54,00	69,10	69,45	63,10	63,45	No	No					
160	250	68	1,19	171,40	8,60	0,15	67,77	90	J3 y J4	78,6	78,6	34,3	171,40	0,15	0,12	0,70	0,77	-33,47	-60	-59,43	10	60,00	54,00	63,70	64,43	57,70	58,43	No	No					
160	250	68	1,19	181,20	1,20	0,02	68,00	91	J3 y J4	68,8	68,8	37,1	181,20	0,15	0,12	0,85	0,83	-30,90	-60	-59,38	10	60,00	54,00	62,35	64,03	56,35	58,03	No	No					
160	250	68	1,19	191,50	11,50	0,20	67,59	92	J3 y J4	58,5	58,5	38	191,50	0,15	0,12	0,85	0,85	-29,59	-60	-59,35	10	60,00	54,00	62,35	63,98	56,35	57,98	No	No					
160	250	68	1,19	177,20	2,80	0,05	67,98	93	J3 y J4	72,8	72,8	47,4	177,20	0,15	0,12	1,00	0,93	-20,58	-60	-59,07	10	60,00	54,00	61,00	63,32	55,00	57,32	No	No					
160	250	68	1,19	180,80	0,80	0,01	68,00	94	J3 y J5	69,2	69,2	54,1	180,80	0,15	0,12	1,00	0,96	-13,90	-60	-58,63	10	60,00	54,00	61,00	63,23	55,00	57,23	No	No					
160	250	68	1,19	188,00	8,00	0,14	67,80	95	J3 y J5	62	62	62,4	188,00	0,15	0,12	1,00	0,97	-5,40	-50	-56,51	10	60,00	54,00	62,50	63,40	56,50	57,40	No	No					
160	250	68	1,19	191,70	11,70	0,20	67,58	96	J3 y J5	58,3	58,3	64,1	191,70	0,15	0,12	1,00	0,97	-3,48	-50	-54,65	10	60,00	54,00	62,50	63,63	56,50	57,63	No	No					
160	250	68	1,19	186,00	6,00	0,10	67,89	97	J3 y J4	64	64	47,9	186,00	0,15	0,12	1,00	0,93	-19,99	-60	-59,05	10	60,00	54,00	61,00	63,37	55,00	57,37	No	No					
160	250	68	1,19	186,40	6,40	0,11	67,88	98	J3 y J5	63,6	63,6	49,6	186,40	0,15	0,12	1,00	0,94	-18,28	-60	-58,96	10	60,00	54,00	61,00	63,33	55,00	57,33	No	No					
160	250	68	1,19	191,60	11,60	0,20	67,59	99	J3 y J3	58,4	58,4	55,4	191,60	0,15	0,12	1,00	0,96	-12,19	-60	-58,44	10	60,00	54,00	61,00	63,30	55,00	57,30	No	No					
160	250	68	1,19	195,40	15,40	0,27	67,26	100	J3 y J5	54,6	54,6	59,5	195,40	0,15	0,12	1,00	0,97	-7,76	-50	-57,55	10	60,00	54,00	62,50	63,36	56,50	57,36	No	No					
160	250	68	1,19	225,60	45,60	0,80	60,00	101	J3 y J3	24,4	24,4	71,6	225,60	0,15	0,12	1,00	0,98	11,60	0	-1,64	10	60,00	54,00	70,00	69,81	64,00	63,81	No	No					
160	250	68	1,19	231,60	51,60	0,90	56,96	102	J3 y J3	18,4	18,4	77,4	231,60	0,15	0,12	1,00	0,99	20,44	0	-0,93	10	60,00	54,00	70,00	69,89	64,00	63,89	No	No					
160	250	68	1,19	227,10	47,10	0,82	59,31	103	J3 y J3	22,9	22,9	75,1																						

Secciones del talud	Talud			Cálculo βap					Intersecciones				F1 Rotura en cuña		F2 Rotura en cuña		F3 Rotura en cuña		F4	RMR (sin precipitaciones)	RMR (con precipitaciones)	SMR Rotura en cuña		SMR Cuña (Lluvias)		Cumplimiento de las condiciones rotura en cuña				
	Azimut	alm (°)	βlm (°)	βlm (radianes)	ω =  dl - dhl	ω =  dl - dhl  (corregida)	ω corregida (radianes)	βap = arctg (tg βlm) * cos ω	ID	Par de familias de discontinuidades	oli (°)	oli (corregida) (°)	βli (°)	dl - dhl	F1 Romana et al. (1985)	F1 Tomás et al. (2009)	F2 Romana et al. (1985)	F2 Tomás et al. (2009)				βli - βap	F3 Romana et al. (1985)	F3 Tomás et al. (2009)	Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)	Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)	Sin precipitaciones	Con precipitaciones
2	160	250	68	1,19	147,90	32,10	0,56	64,50	121	J4 y J5	102,1	102,1	24	147,90	0,15	0,13	0,40	0,34	-40,50	-60	-59,53	10	38,00	32,00	44,40	45,42	38,40	39,42	No	No
2	160	250	68	1,19	127,20	52,80	0,92	56,25	122	J4 y J5	122,8	122,8	28,9	127,20	0,15	0,13	0,40	0,54	-27,35	-60	-59,30	10	38,00	32,00	44,40	43,82	38,40	37,82	No	No
2	160	250	68	1,19	71,20	71,20	1,24	38,58	123	J1 y J5	178,8	178,8	25,1	71,20	0,15	0,16	0,40	0,38	-13,48	-60	-58,59	10	38,00	32,00	44,40	44,41	38,40	38,41	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	60,40	60,40	1,05	50,72	124	J5 y J5	189,6	189,6	20,9	60,40	0,15	0,18	0,40	0,28	-29,82	-60	-59,36	10	38,00	32,00	44,40	45,06	38,40	39,06	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	51,40	51,40	0,90	57,07	125	J5 y J5	198,6	198,6	17,6	51,40	0,15	0,20	0,15	0,24	-39,47	-60	-59,52	10	38,00	32,00	46,65	45,22	40,65	39,22	No*	No*
2	160	250	68	1,19	43,20	43,20	0,75	61,00	126	J3 y J5	206,8	206,8	14,2	43,20	0,15	0,23	0,15	0,21	-46,80	-60	-59,59	10	38,00	32,00	46,65	45,19	40,65	39,19	No	No
2	160	250	68	1,19	224,40	44,40	0,77	60,11	127	J3 y J5	25,6	25,6	3	224,40	0,15	0,12	0,15	0,17	-57,51	-60	-59,67	10	38,00	32,00	46,65	46,85	40,65	40,85	No	No
2	160	250	68	1,19	208,60	28,60	0,50	65,29	128	J4 y J5	41,4	41,4	38,5	208,60	0,15	0,12	0,85	0,86	-26,79	-60	-59,29	10	38,00	32,00	40,35	42,02	34,35	36,02	No	No
2	160	250	68	1,19	202,80	22,80	0,40	66,33	129	J4 y J5	47,2	47,2	46,6	202,80	0,15	0,12	1,00	0,93	-19,73	-60	-59,03	10	38,00	32,00	39,00	41,52	33,00	35,52	No	No
2	160	250	68	1,19	179,30	0,70	0,01	68,00	130	J3 y J5	70,7	70,7	63,5	179,30	0,15	0,12	1,00	0,97	-4,50	-50	-55,82	10	38,00	32,00	40,50	41,41	34,50	35,41	No	No
2	160	250	68	1,19	186,80	6,80	0,12	67,86	131	J3 y J5	63,2	63,2	61,3	186,80	0,15	0,12	1,00	0,97	-6,56	-50	-57,11	10	38,00	32,00	40,50	41,34	34,50	35,34	No	No
2	160	250	68	1,19	147,00	33,00	0,58	64,28	132	J5 y J5	103	103	69,7	147,00	0,15	0,13	1,00	0,98	5,42	-6	-3,48	10	38,00	32,00	47,10	47,57	41,10	41,57	No	No
2	160	250	68	1,19	78,00	78,00	1,36	27,23	133	J5 y J5	172	172	57,7	78,00	0,15	0,16	1,00	0,96	30,47	0	-0,63	10	38,00	32,00	48,00	47,91	42,00	41,91	No	No
2	160	250	68	1,19	58,70	58,70	1,02	52,13	134	J1 y J5	191,3	191,3	33,9	58,70	0,15	0,18	0,70	0,75	-18,23	-60	-58,95	10	38,00	32,00	41,70	39,96	35,70	33,96	Sí	Sí
2	160	250	68	1,19	52,50	52,50	0,92	56,43	135	J1 y J5	197,5	197,5	19,6	52,50	0,15	0,19	0,15	0,26	-36,83	-60	-59,48	10	38,00	32,00	46,65	45,00	40,65	39,00	No*	No*
2	160	250	68	1,19	230,40	50,40	0,88	57,63	136	J4 y J4	19,6	19,6	36,5	230,40	0,15	0,12	0,85	0,82	-21,13	-60	-59,10	10	38,00	32,00	40,35	42,37	34,35	36,37	No	No
2	160	250	68	1,19	225,30	45,30	0,79	60,13	137	J3 y J4	24,7	24,7	39,7	225,30	0,15	0,12	0,85	0,87	-20,43	-60	-59,07	10	38,00	32,00	40,35	42,00	34,35	36,00	No	No
2	160	250	68	1,19	219,80	39,80	0,69	62,26	138	J4 y J4	30,2	30,2	43,3	219,80	0,15	0,12	0,85	0,91	-18,96	-60	-58,99	10	38,00	32,00	40,35	41,75	34,35	35,75	No	No
2	160	250	68	1,19	207,90	27,90	0,49	65,43	139	J4 y J5	42,1	42,1	49,2	207,90	0,15	0,12	1,00	0,94	-16,23	-60	-58,82	10	38,00	32,00	39,00	41,48	33,00	35,48	No	No
2	160	250	68	1,19	198,70	18,70	0,33	66,90	140	J4 y J5	51,3	51,3	51,7	198,70	0,15	0,12	1,00	0,95	-15,20	-60	-58,75	10	38,00	32,00	39,00	41,38	33,00	35,38	No	No
2	160	250	68	1,19	191,00	11,00	0,19	67,63	141	J3 y J4	59	59	53,7	191,00	0,15	0,12	1,00	0,95	-13,93	-60	-58,63	10	38,00	32,00	39,00	41,30	33,00	35,30	No	No
2	160	250	68	1,19	180,30	0,30	0,01	68,00	142	J3 y J4	69,7	69,7	54,8	180,30	0,15	0,12	1,00	0,96	-13,20	-60	-58,56	10	38,00	32,00	39,00	41,22	33,00	35,22	No	No
2	160	250	68	1,19	173,40	6,60	0,12	67,87	143	J3 y J4	76,6	76,6	55,4	173,40	0,15	0,12	1,00	0,96	-12,47	-60	-58,47	10	38,00	32,00	39,00	41,17	33,00	35,16	No	No
2	160	250	68	1,19	160,50	19,50	0,34	66,80	144	J4 y J5	89,5	89,5	55,2	160,50	0,15	0,12	1,00	0,96	-11,60	-60	-58,36	10	38,00	32,00	39,00	41,07	33,00	35,07	No	No
2	160	250	68	1,19	102,90	77,10	1,35	28,92	145	J4 y J5	147,1	147,1	30	102,90	0,15	0,14	0,70	0,59	1,08	-6	-14,30	10	38,00	32,00	47,37	46,82	41,37	40,82	No	No
2	160	250	68	1,19	86,90	86,90	1,52	7,62	146	J1 y J4	163,1	163,1	10,1	86,90	0,15	0,15	0,15	0,19	2,48	-6	-7,33	10	38,00	32,00	47,87	47,80	41,87	41,80	No	No
2	160	250	68	1,19	85,60	85,60	1,49	10,75	147	J1 y J4	164,4	164,4	8,2	85,60	0,15	0,15	0,15	0,18	-2,55	-50	-52,87	10	38,00	32,00	46,88	46,57	40,88	40,57	No	No
3	160	250	68	1,19	221,30	41,30	0,72	61,73	148	J3 y J5	28,7	28,7	21,9	221,30	0,15	0,12	0,40	0,30	-39,83	-60	-59,52	10	50,00	44,00	50,00	47,94	50,40	51,94	No	No
3	160	250	68	1,19	207,80	27,80	0,49	65,45	149	J3 y J5	42,2	42,2	3,7	207,80	0,15	0,12	0,15	0,17	-61,75	-60	-59,69	10	50,00	44,00	58,65	58,82	52,65	52,82	No	No
3	160	250	68	1,19	192,70	12,70	0,22	67,50	150	J3 y J5	57,3	57,3	14,9	192,70	0,15	0,12	0,15	0,21	-52,60	-60	-59,64	10	50,00	44,00	58,65	58,47	52,65	52,47	No	No
3	160	250	68	1,19	214,30	34,30	0,60	63,94	151	J3 y J5	35,7	35,7	46,4	214,30	0,15	0,12	1,00	0,93	-17,54	-60	-58,91	10	50,00	44,00	51,00	53,59	45,00	47,59	No	No
3	160	250	68	1,19	172,10	7,90	0,14	67,81	152	J3 y J5	77,9	77,9	17,6	172,10	0,15	0,12	0,15	0,24	-50,21	-60	-59,62	10	50,00	44,00	58,65	58,28	52,65	52,28	No	No
3	160	250	68	1,19	185,40	5,40	0,09	67,91	153	J3 y J5	64,6	64,6	44,6	185,40	0,15	0,12	0,85	0,92	-23,31	-60	-59,18	10	50,00	44,00	52,35	53,48	46,35	47,48	No	No
3	160	250	68	1,19	169,20	10,80	0,19	67,64	154	J3 y J5	80,8	80,8	23,6	169,20	0,15	0,12	0,40	0,33	-44,04	-60	-59,57	10	50,00	44,00	56,40	57,57	50,40	51,57	No	No
3	160	250	68	1,19	167,60	12,40	0,22	67,53	155	J3 y J5	82,4	82,4	26	167,60	0,15	0,12	0,40	0,41	-41,53	-60	-59,54	10	50,00	44,00	56,40	57,02	50,40	51,02	No	No
3	160	250	68	1,19	183,80	3,80	0,07	67,96	156	J3 y J5	66,2	66,2	48,6	183,80	0,15	0,12	1,00	0,94	-19,36	-60	-59,01	10	50,00	44,00	51,00	53,33	45,00	47,33	No	No
3	160	250	68	1,19	183,20	3,20	0,06	67,97	157	J3 y J5	66,8	66,8	51,7	183,20	0,15	0,12	1,00	0,95	-16,27	-60	-58,83	10	50,00	44,00	51,00	53,27	45,00	47,27	No	No
3	160	250	68	1,19	205,00	25,00	0,44	65,97	158	J3 y J5	45	45	62,3	205,00	0,15	0,12	1,00	0,97	-3,67	-50	-54,92	10	50,00	44,00	52,50	53,69	46,50	47,69	No	No
3	160	250	68	1,19	203,00	23,00	0,40	66,30	159	J3 y J5	47	47	65,6	203,00	0,15	0,12	1,00	0,98	-0,70	-50	-41,70	10	50,00	44,00	52,50	55,18	46,50	49,18	No	No
3	160	250	68	1,19	228,00	48,00	0,84	58,88	160	J3 y J3	22	22	71,3	228,00	0,15	0,12	1,00	0,98	12,42	0	-1,53	10	50,00	44,00	60,00	59,82	54,00	53,82	No	No
3	160	250	68	1,19	223,10	43,10	0,75	61,04	161	J3 y J3	26,9	26,9	67,9	223,10	0,15	0,12	1,00	0,98	6,86	-6	-2,77	10	50,00	44,00	59,10	59,68	53,10	53,68	No	No
3	160	250	68	1,19	124,90	55,10	0,96	54,77	162	J5 y J5	125,1	125,1	79,9	124,90	0,15	0,13	1,00	0,99	25,13	0	-									

Secciones del talud	Talud			Cálculo $\beta_{ap}$					Intersecciones			F1 Rotura en cuña		F2 Rotura en cuña		F3 Rotura en cuña		F4	RMR (sin precipitaciones)	RMR (con precipitaciones)	SMR Rotura en cuña		SMR Cuña (Lluvias)		Cumplimiento de las condiciones rotura en cuña					
	Azimut	alm (°)	βlm (°)	ω =  dl - dhl	ω =  dl - dhl  (correctada)	ω corregida (radiantes)	βap = arctg (tg βlm) * cos ω	ID	Par de familias de discontinuidades	oli (°)	βli (°)	dl - dhl	F1 Romana et al. (1985)	F1 Tomás et al. (2009)	F2 Romana et al. (1985)	F2 Tomás et al. (2009)	βli - βap				F3 Romana et al. (1985)	F3 Tomás et al. (2009)	Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)	Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)	Sin precipitaciones	Con precipitaciones		
																													Romana et al. (1985)	Tomás et al. (2009)
3	160	250	68	1,19	4,20	4,20	0,07	67,95	181	J2 y J3	245,8	245,8	27,4	4,20	1,00	0,95	0,40	0,47	-40,55	-60	-59,53	10	50,00	44,00	36,00	33,61	30,00	27,61	No*	No*
3	160	250	68	1,19	0,70	0,70	0,01	68,00	182	J2 y J3	249,3	249,3	30,6	0,70	1,00	0,99	0,70	0,62	-37,40	-60	-59,49	10	50,00	44,00	18,00	23,39	12,00	17,39	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	7,00	7,00	0,12	67,85	183	J2 y J3	257	257	23,4	7,00	0,85	0,91	0,40	0,33	-44,45	-60	-59,57	10	50,00	44,00	39,60	42,19	33,60	36,19	No	No
3	160	250	68	1,19	9,60	9,60	0,17	67,72	184	J2 y J3	259,6	259,6	27,4	9,60	0,85	0,86	0,40	0,47	-40,32	-60	-59,53	10	50,00	44,00	39,60	36,19	33,60	30,19	No*	No*
3	160	250	68	1,19	19,40	19,40	0,34	66,81	185	J2 y J3	269,4	269,4	16,4	19,40	0,70	0,56	0,15	0,23	-50,41	-60	-59,62	10	50,00	44,00	53,70	52,48	47,70	46,48	No	No
3	160	250	68	1,19	21,60	21,60	0,38	66,51	186	J2 y J3	271,6	271,6	22,5	21,60	0,40	0,49	0,40	0,31	-44,01	-60	-59,57	10	50,00	44,00	50,40	50,97	44,40	44,97	No	No
3	160	250	68	1,19	27,60	27,60	0,48	65,49	187	J2 y J3	277,6	277,6	19,6	27,60	0,40	0,36	0,15	0,26	-45,89	-60	-59,58	10	50,00	44,00	56,40	54,43	50,40	48,43	No	No
3	160	250	68	1,19	27,20	27,20	0,47	65,57	188	J2 y J3	277,2	277,2	19,6	27,20	0,40	0,37	0,15	0,26	-45,97	-60	-59,58	10	50,00	44,00	56,40	54,03	50,40	48,33	No	No
3	160	250	68	1,19	26,80	26,80	0,47	65,65	189	J2 y J3	276,8	276,8	20,1	26,80	0,40	0,37	0,15	0,27	-45,55	-60	-59,58	10	50,00	44,00	50,40	54,07	44,40	48,07	No	No
3	160	250	68	1,19	25,30	25,30	0,44	65,92	190	J2 y J3	275,3	275,3	13,5	25,30	0,40	0,40	0,15	0,21	-52,42	-60	-59,64	10	50,00	44,00	56,40	55,09	50,40	49,09	No	No
3	160	250	68	1,19	24,90	24,90	0,43	65,99	191	J2 y J3	274,9	274,9	13,5	24,90	0,40	0,41	0,15	0,21	-52,49	-60	-59,64	10	50,00	44,00	56,40	54,99	50,40	48,99	No	No
3	160	250	68	1,19	30,60	30,60	0,53	64,85	192	J3 y J3	280,6	280,6	50,1	30,60	0,15	0,32	1,00	0,94	-14,75	-60	-58,71	10	50,00	44,00	51,00	42,40	45,00	36,40	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	40,40	40,40	0,71	62,05	193	J3 y J3	290,4	290,4	56,6	40,40	0,15	0,24	1,00	0,96	-5,45	-50	-56,54	10	50,00	44,00	52,50	47,02	46,50	41,02	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	39,90	39,90	0,70	62,23	194	J3 y J3	289,9	289,9	52,5	39,90	0,15	0,24	1,00	0,95	-9,73	-50	-58,04	10	50,00	44,00	52,50	46,67	46,50	40,67	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	43,90	43,90	0,77	60,72	195	J3 y J3	293,9	293,9	52,7	43,90	0,15	0,22	1,00	0,95	-8,02	-50	-57,63	10	50,00	44,00	52,50	47,81	46,50	41,81	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	46,40	46,40	0,81	59,64	196	J1 y J3	296,4	296,4	50,8	46,40	0,15	0,21	1,00	0,95	-8,84	-50	-57,85	10	50,00	44,00	52,50	48,37	46,50	42,37	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	68,80	68,80	1,20	41,83	197	J3 y J3	318,8	318,8	63,9	68,80	0,15	0,17	1,00	0,97	22,07	0	-0,86	10	50,00	44,00	60,00	59,86	54,00	53,86	No	No
3	160	250	68	1,19	53,90	53,90	0,94	55,56	198	J3 y J3	303,9	303,9	61,4	53,90	0,15	0,19	1,00	0,97	5,84	-6	-3,24	10	50,00	44,00	59,10	59,40	53,10	53,40	No*	No*
3	160	250	68	1,19	51,10	51,10	0,89	57,24	199	J3 y J3	301,1	301,1	54,9	51,10	0,15	0,20	1,00	0,96	-2,34	-50	-52,30	10	50,00	44,00	52,50	50,08	46,50	44,08	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	160,50	195,00	0,34	66,80	200	J3 y J3	89,5	89,5	0,9	160,50	0,15	0,12	0,15	0,16	-65,90	-60	-59,71	10	50,00	44,00	58,65	58,81	52,65	52,81	No	No
3	160	250	68	1,19	243,60	63,60	1,11	44,74	201	J3 y J4	6,4	6,4	41	243,60	0,15	0,12	0,85	0,89	-6,74	-50	-57,19	10	61,00	55,00	64,63	65,16	58,63	59,16	No	No
3	160	250	68	1,19	105,30	74,70	1,30	33,15	202	J3 y J4	355,3	-4,7	50,1	105,30	0,15	0,14	1,00	0,94	16,95	0	-1,13	10	61,00	55,00	71,00	70,85	65,00	64,85	No	No
3	160	250	68	1,19	240,20	60,20	1,05	50,89	203	J3 y J4	9,8	9,8	66,9	240,20	0,15	0,12	1,00	0,98	16,01	0	-1,19	10	61,00	55,00	71,00	70,87	65,00	64,87	No	No
3	160	250	68	1,19	217,70	37,70	0,66	62,95	204	J3 y J3	32,3	32,3	59,1	217,70	0,15	0,12	1,00	0,97	-3,85	-50	-55,15	10	61,00	55,00	63,50	64,76	57,50	58,76	No	No
3	160	250	68	1,19	216,40	36,40	0,64	63,35	205	J3 y J4	33,6	33,6	56	216,40	0,15	0,12	1,00	0,96	-7,35	-50	-57,42	10	61,00	55,00	63,50	64,54	57,50	58,54	No	No
3	160	250	68	1,19	213,00	33,00	0,58	64,28	206	J3 y J4	37	37	56,7	213,00	0,15	0,12	1,00	0,96	-7,58	-50	-57,49	10	61,00	55,00	63,50	64,50	57,50	58,50	No	No
3	160	250	68	1,19	201,00	21,00	0,37	66,60	207	J3 y J4	49	49	59,4	201,00	0,15	0,12	1,00	0,97	-7,20	-50	-57,36	10	61,00	55,00	63,50	64,42	57,50	58,42	No	No
3	160	250	68	1,19	228,40	48,40	0,84	58,68	208	J3 y J4	21,6	21,6	72,6	228,40	0,15	0,12	1,00	0,98	13,92	0	-1,37	10	61,00	55,00	71,00	70,84	65,00	64,84	No	No
3	160	250	68	1,19	213,90	33,90	0,59	64,04	209	J3 y J4	36,1	36,1	76	213,90	0,15	0,12	1,00	0,99	11,96	0	-1,59	10	61,00	55,00	71,00	70,82	65,00	64,82	No	No
3	160	250	68	1,19	52,40	52,40	0,91	56,49	210	J3 y J3	302,4	302,4	64,6	52,40	0,15	0,19	1,00	0,98	8,11	-6	-2,34	10	61,00	55,00	70,10	70,56	64,10	64,56	No	No
3	160	250	68	1,19	67,80	67,80	1,18	43,08	211	J1 y J3	317,8	317,8	63,5	67,80	0,15	0,17	1,00	0,97	20,42	0	-0,93	10	61,00	55,00	71,00	70,85	65,00	64,85	No	No
3	160	250	68	1,19	65,00	65,00	1,13	46,29	212	J1 y J3	315	315	67,3	65,00	0,15	0,17	1,00	0,98	21,01	0	-0,91	10	61,00	55,00	71,00	70,85	65,00	64,85	No	No
3	160	250	68	1,19	17,20	17,20	0,30	67,07	213	J1 y J3	267,2	267,2	38,2	17,20	0,70	0,63	0,85	0,85	-28,87	-60	-59,34	10	61,00	55,00	35,30	39,04	29,30	33,04	No*	Sí
3	160	250	68	1,19	16,10	16,10	0,28	67,19	214	J1 y J3	266,1	266,1	35,7	16,10	0,70	0,67	0,85	0,80	-31,49	-60	-59,39	10	61,00	55,00	35,30	39,09	29,30	33,00	No*	Sí
3	160	250	68	1,19	12,80	12,80	0,22	67,49	215	J2 y J3	262,8	262,8	29,7	12,80	0,70	0,78	0,40	0,58	-37,79	-60	-59,49	10	61,00	55,00	54,20	44,34	48,20	38,34	No	No*
3	160	250	68	1,19	7,20	7,20	0,13	67,84	216	J3 y J5	257,2	257,2	19,1	7,20	0,85	0,91	0,15	0,25	-48,74	-60	-59,61	10	61,00	55,00	63,35	57,31	57,35	51,31	No	No
3	160	250	68	1,19	6,20	6,20	0,11	67,88	217	J2 y J5	256,2	256,2	32,4	6,20	0,85	0,92	0,70	0,70	-35,48	-60	-59,46	10	61,00	55,00	35,30	32,54	29,30	26,54	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	5,90	5,90	0,10	67,89	218	J1 y J5	255,9	255,9	37,3	5,90	0,85	0,93	0,85	0,84	-30,59	-60	-59,38	10	61,00	55,00	27,65	24,95	21,65	18,95	No*	Sí
3	160	250	68	1,19	5,90	5,90	0,10	67,89	219	J1 y J5	255,9	255,9	39,4	5,90	0,85	0,93	0,85	0,87	-28,49	-60	-59,33	10	61,00	55,00	27,65	23,23	21,65	17,23	No*	Sí
3	160	250	68	1,19	0,10	0,10	0,00	68,00	220	J1 y J3	250,1	250,1	40,1	0,10	1,00	1,00	0,85	0,88	-27,90	-60	-59,32	10	61,00	55,00	20,00	19,22	14,00	13,22	Sí	Sí
3	160	250	68	1,19	1,40	1,40	0,02	67,99	221	J1 y J3	251,4	251,4	37,3	1,40	1,00	0,98	0,85	0,84	-30,69	-60	-59,38	10	61,00	55,00	20,00	22,17	14,00	16,17	No*	Sí
3	160	250	68	1,19	0,40	0,40	0,01	68,00	222	J2 y J5	250,4	250,4	35	0,40	1,00	0,99	0,85	0,79	-33,00	-60	-59,42	10								

Secciones del talud	Talud			Cálculo $\beta_{ap}$					Intersecciones				F1 Rotura en cuña		F2 Rotura en cuña		F3 Rotura en cuña		F4	RMR (sin precipitaciones)	RMR (con precipitaciones)	SMR Rotura en cuña		SMR Cuña (Lluvias)		Cumplimiento de las condiciones rotura en cuña				
	Azimuth	$\alpha_{lm}$ (°)	$\beta_{lm}$ (°)	$\beta_{lm}$ (radianes)	$\omega =  \alpha_l - \alpha_{lm} $	$\omega =  \alpha_l - \alpha_{lm} $ (corregida)	$\omega$ corregida (radianes)	$\beta_{ap} = \arctg(\frac{\beta_{lm}}{\omega}) * \cos(\omega)$	ID	Par de familias de discontinuidades	$\alpha_{li}$ (°)	$\alpha_{li}$ (corregida) (°)	$\beta_{li}$ (°)	$ \alpha_l - \alpha_{li} $	F1 Romana <i>et al.</i> (1985)	F1 Tomás <i>et al.</i> (2009)	F2 Romana <i>et al.</i> (1985)	F2 Tomás <i>et al.</i> (2009)				$\beta_{li} - \beta_{ap}$	F3 Romana <i>et al.</i> (1985)	F3 Tomás <i>et al.</i> (2009)	Romana <i>et al.</i> (1985)	Tomás <i>et al.</i> (2009)	Romana <i>et al.</i> (1985)	Tomás <i>et al.</i> (2009)	Sin precipitaciones	Con precipitaciones
	160 250 68	1,19	191,60	11,60	0,20	67,59	241	J4 y J5	58,4	58,4	60,7	191,60	0,15	0,12	1,00	0,97	-6,89	-50				-57,25	10	61,00	55,00	63,50	64,36	57,50	58,36	No

Tabla 39: Resultados del SMR por los métodos discreto y continuo para cada intersección entre discontinuidades de la sección 4 (final) evaluando la rotura en cuña a partir de la determinación de los subfactores F<sub>1</sub>, F<sub>2</sub> y F<sub>3</sub> y del factor F<sub>4</sub> y utilizando la puntuación del RMR para un escenario sin y con precipitaciones. Se aplicó el criterio semafórico para resaltar los resultados del RMR y del SMR. Cuando la calidad del macizo rocoso es buena, media, mala o muy mala, las celdas adquieren los colores amarillo, naranja, rojo y bordeaux, respectivamente. Para intersecciones entre discontinuidades “estables”, “parcialmente estables”, “inestables” y “totalmente inestables” se implementaron los colores amarillo, naranja, rojo y bordeaux, respectivamente. Abreviaturas:  $\alpha_{li}$  (dirección de inmersión de la línea de intersección);  $\alpha_{lm}$  (dirección de inmersión de la línea de máxima pendiente del talud);  $\beta_{lm}$  (inmersión de la línea de máxima pendiente del talud);  $\beta_{ap}$  (hundimiento aparente de la dirección del talud distinta a la línea de máxima pendiente);  $\beta_{li}$  (inmersión de la línea de intersección).

Mediciones	Sector 1	Sector 2	Sector 3	Sector 4
Ángulo (°)	62	62	62	60
Pasos	38	38	38	47
Largo de 1 paso (m)	0,7			
Distancia (cateto adyacente) (m)	26,6	26,6	26,6	32,9
H1 (cateto opuesto) (m)	50,03	50,03	50,03	56,98
H2 (altura de la persona a cargo del relevamiento) (m)	1,54			
Altura máxima del talud (H1+H2) (m)	51,57	51,57	51,57	58,52

Tabla 40: Determinación de la altura del talud por sector a partir de mediciones a distancia con brújula estructural.