

DESPRENDIMIENTO DE ROCAS EN LADERAS
UNA GUÍA PARA LA EVALUACIÓN DEL RIESGO EN VÍAS

ISMAEL FERNANDO ARANGO VÉLEZ

Trabajo de grado para la obtención del grado de Maestría en Ingeniería

TUTOR:

GLORIA ELENA ECHEVERRI RAMÍREZ

MEDELLÍN

UNIVERSIDAD EAFIT

ESCUELA DE INGENIERÍA

2014

RESUMEN

En este trabajo se presenta una metodología y los lineamientos para evaluar el riesgo en vías por desprendimiento de rocas desde las laderas. Esta guía puede ser utilizada en las diferentes etapas de un proyecto vial como diseño, construcción, operación y mantenimiento. El proceso consta de varias fases las cuales se describen detalladamente para facilitar su aplicación. Estas fases incluyen la clasificación preliminar con base en el diseño geométrico de la vía y la unidad morfogeológica; la obtención de parámetros estructurales del macizo rocoso y datos geotécnicos requeridos para el análisis; la modelación considerando la trayectoria del bloque desprendido y la evaluación con métodos observacionales; la determinación del grado de amenaza y la evaluación del riesgo. Todas las etapas indicadas se ilustran con el estudio de un caso local.

Palabras claves: Macizo rocoso, caída de rocas, trayectoria, energía, velocidad, amenaza, riesgo.

Contenido	Página
RESUMEN	II
LISTADO DE FIGURAS	V
LISTADO DE TABLAS	VIII
1. INTRODUCCIÓN	1
2. ESTADO DEL CONOCIMIENTO.....	8
3. FUNDAMENTOS TEÓRICOS.....	18
3.1 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DE MACIZOS ROCOSOS.	18
3.1.1 Sistemas de clasificación.	18
3.1.2 Criterio de rotura.....	26
3.1.3 Potencialidad.....	27
3.2 DESPRENDIMIENTO DE ROCAS Y TRAYECTORÍA DE PARTÍCULAS.	28
3.2.1 Algoritmo de partículas.....	28
3.2.2 Algoritmo de proyectil	28
3.2.3 Algoritmo de deslizamiento.....	32
3.3 METODOS OBSERVACIONALES	35
3.3.1 Sistema RHRS. Pierson (1991)	35
3.3.2 Sistema SMR. Romana (1985)	42
4. MODELACIÓN.....	46
4.1 MODELACIÓN CONCEPTUAL.....	46
4.1.1 Determinación de los parámetros de entrada para el análisis del modelo.	46
4.1.2 Variaciones en la geometría de la sección.....	49
4.2 SIMULACIÓN Y ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE LAS VARIABLES	53
4.3 APLICACIÓN PARA UN CASO LOCAL	64
4.3.1 Estabilidad	72

5.	LINEAMIENTOS.....	85
5.1	INTRODUCCIÓN.....	85
5.2	PROCEDIMIENTO.....	87
5.3	PARÁMETROS.....	90
6.	CONCLUSIONES.....	93
	BIBLIOGRAFÍA.....	94

LISTADO DE FIGURAS

	Pag.
Figura 1.1 Metodología de trabajo.....	7
Figura 3.1 Puntaje según la altura del talud	34
Figura 3.2 Puntaje según el porcentaje de AVR	36
Figura 3.3 Puntaje según el porcentaje de DSD	37
Figura 3.4 Puntaje según el ancho de la vía.....	38
Figura 3.5 Puntaje según el tamaño de los bloques.	39
Figura 3.6 Puntaje según la cantidad de roca por evento	39
Figura 4.1 Sección transversal de la vía.....	49
Figura 4.2 Trayectorias de la roca al caer. (Primer escenario).....	49
Figura 4.3 Trayectorias de la roca en la vía con el talud más tendido. (Segundo escenario).....	50
Figura 4.4 Trayectorias de la roca en la vía con el talud con mayor pendiente. (Tercer caso).	50
Figura 4.5 Gráfico de altura de rebote versus localización horizontal para el primer caso, sección mostrada en la figura 3.1.....	51
Figura 4.6 Gráfico de altura de rebote versus localización horizontal para el escenario dos, con talud tendido.....	51
Figura 4.7 Gráfico altura de rebote versus localización horizontal para el tercer caso, con talud de mayor pendiente.....	52

Figura 4.8 Variación de la energía cinética en función de la velocidad inicial, masa y densidad de la roca.....	56
Figura 4.9 Variación de la distancia horizontal en función de la velocidad inicial, masa y densidad de la roca.....	58
Figura 4.10 Variación de la altura de rebote en función de la velocidad inicial, masa y densidad de la roca.....	60
Figura 4.11 Variación de la velocidad de traslación en función de la velocidad inicial, masa y densidad de la roca.....	62
Figura 4.12 localización general del proyecto ...	64
Figura 4.13 Geología regional.....	65
Figura 4.14 Fotos del sitio, se resaltan las familias de diaclasas.....	67
Figura 4.15 Envoltente de falla en términos de esfuerzos principales.....	70
Figura 4.16 Envoltente para la relación esfuerzo normal esfuerzo cortante ...	70
Figura 4.17 Falla planar.....	72
Figura 4.18 Falla por cuña.....	73
Figura 4.19 Representación estereografías de familias de discontinuidades estructurales para análisis de rotura por cuña.....	74
Figura 4.20 Falla por volcamiento.....	74
Figura 4.21 Sección de la vía en la abscisa 9+640 sector cerro el Chivo.....	76
Figura 4.22 Trayectorias de los bloques para el caso estudio abscisa 9+640 sector cerro el Chivo.....	77
Figura 4.23 Localización final, alturas de rebote, energía cinética y velocidad traslacional para el abscisado del K 9 + 640 sector cerro el Chivo	78

Figura 5.1 Diagrama de flujo para la evaluación del riesgo.....87

LISTADO DE TABLAS

	Pag.
Tabla 3.1 Clasificación geo mecánica RMR	20
Tabla 3.2 Tipo de roca según el valor de RMR	21
Tabla 3.3 Valores para hallar el índice Q de Barton.....	22 a 24
Tabla 3.4 Categorías de índice Q del sistema de propuesto por Barton	24
Tabla 3.5 Valores para DSD según el límite de velocidad.....	36
Tabla 3.6 RHRS, para la clasificación de la amenaza en los taludes por caída de rocas.....	40
Tabla 3.7 Sistema de RMR (Bieniawski, 1979) Y SMR (Romana, 1985).....	42
Tabla 3.8 Amenaza según la clasificación SMR.....	44
Tabla 3.9 Tipos de rotura y sus posibilidades.....,	44
Tabla 4.1 Características y condiciones para la modelación conceptual	47
Tabla 4.2 Características de los materiales.....	48
Tabla 4.3 Variables introducidas en la simulación.....	52
Tabla 4.4 Condiciones iniciales y resultados de la modelación conceptual.....	53, a 55
Tabla 4.5 Coordenadas del sitio.....	64
Tabla 4.6 Principales familias de diaclasas.....	66
Tabla 4.7 Clasificación del macizo rocoso. RMR.....	67
Tabla 4.8 Clasificación del macizo rocoso según el índice Q de Barton.....	68

Tabla 4.9 Parámetros del macizo rocoso.....	69
Tabla 4.10 Parámetros geotécnicos del macizo rocoso.....	70
Tabla 4.11 Resultados de la modelación para la abscisa K 9 + 640.....	77
Tabla 4.12 Evaluación por el método RHSR	80
Tabla 4.13 Relación amenaza, vulnerabilidad y riesgo	82
Tabla 5.1 Clasificación de taludes de acuerdo con la potencialidad de caída de rocas.....	85

1. INTRODUCCIÓN

La construcción y mantenimiento de vías ha sido siempre un reto importante para la ingeniería en terrenos de alta montaña. En Colombia gran parte de sus ciudades y centros de producción industrial, se han establecido en sitios enclavados a lo largo de la trifurcación orogénica andina, con muy baja densidad de longitud de carreteras, conllevado a que el atraso en la infraestructura vial sea uno de los principales obstáculos para un desarrollo productivo del país.

En los últimos cinco años los eventos invernales derivados del cambio climático han afectado en gran escala las vías colombianas. Durante este período los cierres de vías por derrumbes han sido tema recurrente. Sáenz (2009), presenta un diagnóstico del estado de la infraestructura vial del país, en éste identifica dos causas principales de los problemas de las vías, uno asociado a la escasa tecnología implementada para el mantenimiento de las carreteras que no cuentan con sistemas de información que permita conocer la vulnerabilidad específica de las vías, y la otra, la falta de planeación y diseño vial, pues las principales rutas actuales fueron construidas a partir de caminos improvisados y posteriormente ampliadas con estudios técnicos superficiales. Por su parte, Flórez (2010), afirma que Colombia presenta un rezago de 30 años en materia de infraestructura y advierte que para superar este atraso es necesario invertir por lo menos el 2% del Producto Interno Bruto (PIB) nacional en la modernización vial.

Según Ríos (2009), durante ese año en el centro del País se presentaron al menos doce derrumbes y desprendimientos de bloque en la vía Manizales – Bogotá, causando cierres parciales prolongados. Para la misma época, Santos (2009), reporta y describe una serie de derrumbes que invaden la vía

Transversal Oriental entre Floridablanca y Bucaramanga - Santander al nororiente del País, poniendo de manifiesto los latentes peligros por la continua caída de rocas en la vía. Si se tiene en cuenta un simple cálculo bajo la consideración de que un camión liviano por lo general factura al menos dos millones de pesos diarios, el cierre de la vía por un día representaría un déficit acumulado de dos mil millones de pesos para un tráfico promedio diario de mil camiones.

(El diario.com, 2009) reporta el estado de las vías por efectos del invierno durante ese año, indicando que en las vías Marsella – Pereira; Apía - La Virginia; San José del Chamí - Ciquepa, hubo cierres por derrumbes, implicando qué además de los costos de reparación y los consabidos contratiempos para los viajeros, se vieron afectados los poblados indígenas al no poder sacar sus productos al mercado.

Para el 2010 la situación de las vías siguió igual con la misma tendencia en cuanto a ocurrencia de derrumbes y cierres, tal vez el más impactante fue el derrumbe ocurrido el 28 de septiembre de ese año en la vía al mar en Antioquia entre Santa Fe de Antioquia y Cañasgordas con un saldo trágico de 30 personas fallecidas.

La revista Semana (2011) informó que el problema vial que dejan las fuertes lluvias, al no parar desde el año 2010, es muy complejo. Sólo en abril de ese año, se presentaron emergencias viales en 401 zonas, que equivalen al 58 por ciento del total registrado durante el mismo año, según datos de la Cámara Colombiana de la Infraestructura. Para esa fecha, 14 vías nacionales y 47 departamentales y municipales estaban cerradas, además de 311 pasos restringidos, según el reporte de la Policía de Carreteras. En ese mismo año la Asociación de Transportadores de Carga, ATC, dice que es prácticamente imposible llegar a los Santanderes, que Cúcuta y Bucaramanga están aisladas

y afirma que los sobrecostos, solo para lo corrido de mayo, alcanzan 450.000 millones de pesos.

El Container (2011), señala que entre las vías nacionales, primarias, secundarias y terciarias, el país acumuló entre enero y septiembre de ese año 28.574 días de cierres, es decir, un equivalente en tiempo a 78 años, considerando los cierres totales y parciales acumulados. Además la Federación Colombiana de Transportadores de Carga por Carretera (Colfecar) solicitó al Gobierno, en noviembre de 2011, la declaratoria de emergencia vial generalizada debido a los daños en las vías, causados por el invierno, asociados directamente a problemas de inestabilidad de laderas y a deslizamientos con un alto número de eventos por desprendimiento de rocas. Además instó al gobierno a intervenir estructuralmente en el problema, pues con base en los costos para un camión liviano y un tráfico promedio de sólo 1000 camiones/día, la disminución en facturación estaría en una cifra de alrededor de 60 mil millones de pesos.

Sorzano, (2011) afirma que las pérdidas diarias que se genera para el transporte terrestre por el taponamiento en el alto de La Línea en la Cordillera Central de los Andes, trayecto por donde pasa el 60 por ciento de la carga nacional, llegan a 10.000 millones de pesos.

Montaño, (2012) informa que la ciudad de Florencia, capital del Caquetá, quedó incomunicada por más de una semana a raíz de la caída de rocas que taponaron la vía nacional la cual comunica con el centro del País (rocas de hasta 40 toneladas). Esto implicó, una disminución en la facturación, de unos 16 mil millones de pesos.

Gualdrón, (2013) comunica en marzo de ese año que en la Vía Medellín – Bogotá, cerca de San Luis, se presentó un derrumbe que mantuvo cerrada la vía por más de ocho días. El costo de retiro de los derrumbes ascendió a los 400 millones de pesos y para los transportadores de carga, implicó recorrer

vías alternas generando un sobrecosto cercano al 50 por ciento de los costos operativos, según la ATC (Asociación de Transportadores de Carga) (2013).

Revela Serna (2013), que el pasado 13 de agosto del 2013, se registró desprendimiento de rocas sobre la vía Medellín - Bogotá ocasionando la muerte a dos personas.

Por otro lado, se conoció que el ferrocarril del pacífico también sufrió las consecuencias del invierno, según Sepulveda, (2013). El Ferrocarril de Pacífico, que durante una década ha enfrentado múltiples tropiezos y que estrenó su primer tramo en el año 2012, ahora afronta las consecuencias de un derrumbe de 36 mil metros cúbicos que lo atravesó, en el tramo entre Buga (Valle) y La Tebaida (Quindío). Esta red férrea que tiene proyectado llegar en junio de 2013 a Buga y en diciembre a La Tebaida para conectarse con la Zona Franca del Eje Cafetero, tiene el reto de superar los rezagos que le dejó de la ola invernal desde el 2010; taponamiento de 300 metros de línea férrea, en el kilómetro 328, en la vía La Tebaida – Sevilla (Valle), por un alud de tierra.

En general, la inestabilidad de los taludes de las carreteras es un problema permanente y que se intensifica en las épocas invernales. Hoy en día más fuertes y con mayores consecuencias nocivas para la economía y la sociedad.

Dentro de este panorama está el caso particular de taludes en roca. Las exigencias de mejores especificaciones en las vías para obtener menores pendientes, curvas más amplias y por ende velocidades más altas con el consecuente ahorro en tiempo de viaje y economía en el transporte, sumado a las características topográficas de las vertientes colombianas, exigen mayores excavaciones generando taludes más altos y procesos de intervención con uso de explosivos, los que, aun teniendo en cuenta las mejores prácticas de voladuras, generan fragmentos de roca que quedan suspendidos temporalmente en el cuerpo del talud, expuestos a las variaciones climáticas y

convirtiéndose en fuente de caídas en las vías con los consabidos perjuicios por cierres temporales.

También, como consecuencia de la poca investigación geotécnica para el diseño de las vías, dada la baja densidad de los ensayos e investigación en campo, muchas veces los taludes resultantes en grandes cortes de las vías se diseñan con inclinaciones desfavorables a los tipos de rocas y sus características de fragmentación, orientación y buzamiento, aumentando así por estas propiedades geométricas de las discontinuidades y su relación espacial, los riesgos por caída de rocas.

Aunque las especificaciones técnicas de vías que reglamentan las excavaciones establecen condiciones para garantizar que los taludes queden en condiciones estables, lo real es que en muchos de los sitios se generan situaciones de inestabilidad como lo evidencian las estadísticas históricas. Quizás, porque las especificaciones no tienen la fuerza suficiente para hacer cumplir las buenas intenciones en este sentido.

Para el diseño y construcción de las vías en Colombia existen los mejores recursos humanos y técnicos con el conocimiento especializado, pero en términos de normatividad, está circunscrita casi en su totalidad a lo especificado en el Reglamento Colombiano de Normas Sismo Resistentes, NSR10, título H que hace referencia a los estudios Geotécnicos; en las especificaciones técnicas del INVÍAS o manual de estabilidad de taludes y por las normas locales de entes oficiales, las cuales no incluyen propiamente la exigencia de una evaluación del riesgo por eventos de caídas de rocas.

En general, las normas y especificaciones técnicas en Colombia para el diseño y construcción de vías, presentan un vacío en lo que concierne a la valoración exhaustiva de las excavaciones que dejan taludes expuestos al riesgo de caídas de rocas por los procesos de intervención de laderas.

A todo lo anterior se suma la incertidumbre que en sí misma encierra la predicción de la caída de rocas en taludes expuestos sobre las vías.

Con este trabajo se pretende contribuir en esta dirección a través de lineamientos para evaluar el riesgo en las vías por desprendimiento de rocas.

El presente documento consta de seis capítulos. En el primero se presenta la introducción, en el segundo, el estado del conocimiento y desarrollo tecnológico, en el tercero se incluye la base teórica de los sistemas propuestos para evaluar el riesgo de caída de rocas, en el cuarto se muestra la modelación y simulación de un caso hipotético, se analiza la sensibilidad de las variables involucradas y se estudia un caso local. En el quinto capítulo se proponen los lineamientos y en el sexto se presentan las conclusiones derivadas del desarrollo de lo investigado.

OBJETIVO GENERAL DEL PROYECTO

Proponer lineamientos para evaluar el riesgo por desprendimiento de rocas en taludes naturales y antrópicos

METODOLOGÍA

En la elaboración de esta investigación se siguió el derrotero descrito a continuación.

En primer lugar se realizó la recopilación de la información bibliográfica existente sobre el tema y con base en esto, se elaboró el estado del arte y el marco conceptual.

Seguidamente se evaluó la herramienta computacional RocFall 4.0 con el propósito de identificar ventajas e inconvenientes y hacer uso de esta en la modelación y simulación de casos. Se hizo el análisis de sensibilidad de acuerdo con la variabilidad de los parámetros de tal manera que se pudo determinar las tendencias en los resultados obtenidos para los cambios de variables iniciales.

Posteriormente se seleccionó un caso local y su evaluación de estabilidad de ladera, para lo cual se elaboró el modelo conceptual y se obtuvo las características geológicas, geomorfológicas y los parámetros geotécnicos requeridos para la simulación a través de reconocimiento de campo. Se utilizaron los métodos RHRS y SMR para la evaluación de la amenaza y el riesgo con fines comparativos

Finalmente se proponen lineamientos para evaluar el riesgo asociado a caída de rocas, los cuales consisten en un sistema práctico y aplicable a las condiciones locales. En la figura 1.1 se presenta el esquema que muestra el proceso seguido en el presente trabajo.



Figura 1.1 Metodología de trabajo

2. ESTADO DEL CONOCIMIENTO

Con la sucinta definición de deslizamiento “Movimiento de una masa de roca, derrubios o tierra, pendiente abajo”, de Cruden (1991), citado por Haddad (2007), se establece el escenario de un fenómeno de ocurrencia frecuente el cual por el impacto que tiene en la comunidad ha sido estudiado por la geología, la ingeniería, la geotecnia, las ciencias sociales y económicas.

Desde la geotecnia la clasificación de los deslizamientos se ha hecho teniendo en cuenta diversos factores y agentes que los provocan; velocidad del deslizamiento; material deslizado; atributos geomorfológicos; geometría del deslizamiento; tipo de movimiento; clima; humedad. Según estas consideraciones se describen algunas de las clasificaciones.

Sharpe (1938), citado por Haddad (2007) considera dos tipos de material, suelo y roca y dos tipos de movimiento, deslizamiento y flujo, con una escala de velocidades desde lento hasta muy rápido y la presencia o no de hielo y agua.

La *U.S. Geological Survey*, (2004) En Varnes (1978) contempla dos aspectos fundamentales, el tipo de movimiento: caída, basculamiento, deslizamiento, separación lateral, flujos y movimientos complejos para tres tipos de materiales, roca, suelo de grano grueso y suelo de grano fino.

García (1996) propuso una clasificación con base en las características topográficas y en la naturaleza del material movido e incluye una escala gráfica de la rapidez del fenómeno.

Nemcok et al., (1971), presentaron una clasificación en la que tienen en cuenta el efecto de reptación, deslizamiento, flujo y caída.

Vargas (2000) parte de la clasificación de Coates (1977) por considerar que es una de las más utilizadas, para establecer nuevos criterios de clasificación y descripción de movimientos en masa, introduce primero los tipos de materiales como rocas, regolitos y sedimentos, y luego el mecanismo del movimiento en términos de deslizamiento, flujos y caídas.

Van Westen (1994), involucra los conceptos de rebote, arrastre, hundimiento de las pendientes de las laderas, deslizamientos, flujos, derrumbes, caídas y movimientos de pendiente complejos.

El Proyecto EPOCH (1991-1993) (*"The temporal Occurrence and Forecasting of landslides in the European Community"*) tiene en cuenta los mecanismos de falla y los materiales e incluye prácticamente los mismos casos citados en las anteriores clasificaciones.

Pirulli (2005), cita la actualización hecha por Cruden y Varnes (1996), de la inicialmente propuesta por Varnes, conformando dos tablas. La primera clasifica la actividad la cual a su vez está en función de la forma del movimiento, el estado y la composición; en la segunda tabla, se tiene en cuenta la velocidad, el contenido de agua, el material y el nombre dado al movimiento.

Dikau et al., (1996), incluyen en su clasificación, además del tipo de deslizamiento, los conceptos de forma de la superficie de falla y la deformación subsecuente.

Santacana, (2001) presenta la clasificación de Corominas et al. (1997), con base en el mecanismo de rotura y los materiales, considera los siguientes tipos de deslizamientos: caídas, vuelcos, deslizamientos, separaciones laterales y flujos.

Duque (1998), clasifica las zonas tropicales en grupos, en el primer grupo define el tipo de deslizamiento, plásticos, superficies con cohesión y fricción,

masas rocosas y flujos rápidos; luego establece otro grupo que califica el anterior de acuerdo con el movimiento, un tercer grupo relaciona la ocurrencia del deslizamiento, y un último, el grupo que incluye el cómo evitar el deslizamiento.

Hungr (2005), desarrolla una clasificación que incluye el material ordenado por tamaño de partículas desde tamaños milimétricos tipo limo hasta bloques de roca; el contenido de agua desde seco hasta saturado; una tercera consideración con las características del deslizamiento, finalmente asigna un nombre a cada grupo.

De todas estas clasificaciones la más utilizada, o por lo menos más citada, es la de Cruden et al., (1996).

Uno de los aspectos más importantes en el estudio de los deslizamientos es la descripción y caracterización del fenómeno en cada caso particular, independiente del nombre que se le asigne. La clasificación de Vargas tiene una ventaja práctica por considerar una primera medida de mitigación.

A continuación, una breve reseña sobre el avance en lo referente al estudio de la estabilidad de taludes y laderas con base en el tipo de fenómeno. En esta dirección se han desarrollado distintas técnicas para analizar la estabilidad de un talud o ladera.

Métodos de equilibrio límite. Consideran las fuerzas actuantes desestabilizadoras y estabilizadoras que determinan el equilibrio o no de una masa térrea. Comparando el equilibrio de fuerzas o de momentos se determina un factor de seguridad el cual indica el grado de estabilidad. Se han desarrollado los siguientes sistemas:

Métodos exactos, mediante la aplicación de las leyes de la estática y las simplificaciones propias (no deformaciones, factor de seguridad constante),

aplicables en taludes con geometrías sencillas como rotura planar, y rotura de cuña

Métodos no exactos, comprende el sistema de estabilidad global, en éste como su nombre lo indica, se estudia el equilibrio de toda la masa de suelo como un solo cuerpo; y el método de las dovelas, la masa de suelo se divide en componentes verticales y en cada una se analizan las fuerzas y momentos, luego se hacen los balances respectivos, la relación entre fuerzas y momentos actuantes y propios del suelo, determinan el factor de seguridad. En el método de las dovelas se consideran a su vez dos enfoques, métodos aproximados de Fellenius, Janbu y Bishop simplificado y los métodos precisos de Morgenstern-Price, Spencer, Sarma, Bishop riguroso entre otros. Se mencionan las características de algunos de ellos.

En el método propuesto por Fellenius (1922), se estudia el equilibrio de fuerzas a lo largo de una superficie de falla circular; Janbu (1954) considera equilibrio de fuerzas y cualquier superficie de falla; Bishop (1955) el equilibrio de momentos y superficie de falla circular; Morgenstern – Price (1965) el equilibrio de fuerzas y momentos y cualquier superficie de falla lo mismo que Spencer (1967) y Sarma (1973).

Por otro lado están los Métodos numéricos, basados en el cálculo de deformaciones. La masa de suelo o roca se discretiza y se calculan los desplazamientos y deformaciones mediante la teoría de la elasticidad. El modelo puede ser planteado como un medio continuo o discontinuo, es decir, bloques separados por discontinuidades. Se calcula el factor de seguridad como la relación entre el esfuerzo cortante actuante y el esfuerzo cortante mínimo para evitar la falla.

En este estudio, el interés se centra en el caso particular de la estabilidad de taludes y laderas de formaciones rocosas.

En general, existen dos tendencias para el análisis de deslizamientos en formaciones rocosas, una para analizar la amenaza y el riesgo en áreas extensas y regiones amplias y la otra para puntos localizados en sitios concretos de pequeña extensión. Para los primeros se usan las nuevas tecnologías como, Sistema de Información Geográfica (SIG), levantamientos topográficos con LASER, y aerofotogrametría, GOOGLE EARTH, mapas de gran escala y combinaciones de las mismas; de otro lado, para un inventario general de riesgos en vías de gran longitud se usan métodos empíricos, fundamentados en observaciones y mediciones de campo de algunos parámetros. Para los sitios específicos, por su dimensión no se justifica el uso de estas herramientas y en consecuencia se utilizan los levantamientos topográficos locales y los ordenadores computacionales para determinar trayectorias, energías, saltos y alcances de las rocas por desprendimiento. A continuación se citan ejemplos de las tendencias del conocimiento.

El sistema SIG es una herramienta que permite procesar información de la superficie terrestre georreferenciada, mediante mapas conformados por capas, en cada una de las cuales se plasma un tipo específico de información. Permite correlacionar todo tipo de información y en este caso en particular para obtener la topografía y algunas características geológicas.

Un sistema para determinar la estabilidad de taludes a partir de la caracterización geomecánica es el llamado *Slope Mass Rating*, (SMR) propuesto por Romana (1985), basado en la clasificación de macizos rocosos de Bieniawski (1976) *Rock Mass Rating* (RMR). A éste valor se le suma el producto de unos factores que son función de la orientación de las juntas con respecto a la cara libre del talud y un factor que depende del método de excavación utilizado.

De acuerdo con el número obtenido para SMR, se obtienen cinco categorías de estabilidad desde categoría 1, muy buena, totalmente estable hasta la

categoría V, muy mala, totalmente inestable. Para cada una de estas clases se especifica el tipo de rotura y el tratamiento recomendado.

El sistema *Rockfall Hazard Rating System* (RHRS) de “*Oregon State Highway Division*”, desarrollado por Pierson et al, (1990). El propósito de este sistema es identificar taludes particularmente peligrosos y que requieren medidas de protección urgentes o estudios más detallados. El sistema primero hace un inventario de los taludes, procede con una clasificación preliminar de acuerdo con el potencial de caídas y del registro histórico de las mismas, luego pasa a una clasificación detallada en la cual se asigna un rango de puntos de acuerdo con la altura del talud, efectividad de la zona colectora de las rocas desprendidas, riesgo de tránsito de un vehículo, campo de visión, distancia, ancho de la vía incluidas bermas, características geológicas del talud, tamaños de los bloques de roca, clima y presencia de agua. El valor total obtenido de los puntajes asignados a estos factores se relaciona con la magnitud de la amenaza y según la vulnerabilidad se evalúa el riesgo. Finalmente se hace un diseño preliminar y el presupuesto de las obras necesarias para la protección.

Hoek (2000) presenta los resultados para un caso particular de la evaluación del riesgo, analizado con el método RHRS. Concluye que este es un sistema aplicable para zonas montañosas con proyectos lineales de gran longitud en los cuales no se hacen estudios geotécnicos detallados y la identificación de los sitios de mayor riesgo se puede hacer con cálculos simples e inspección visual.

El sistema *Tennessee Rockfall Management System* (TMS) es una adaptación del RHRS en el cual se introducen herramientas nuevas, SIG, GPS y una base de datos geográficamente referenciados de las características de las vías.

Piacentini, et al., (2007), comparan los métodos cinemáticos y los empíricos para determinar la distancia recorrida por las rocas, los primeros basados en la aplicación de las ecuaciones de movimiento y los segundos relacionando la

energía de disipación con las distancias recorridas. Proponen un método empírico para determinar las trayectorias de los desprendimientos de roca considerando la energía de disipación proporcional a la máxima distancia recorrida, con lo cual seleccionan tres zonas posibles de recorrido final de la roca en función de las características del terreno, registro histórico de caídas, en un modelo digital de la topografía y en mapas de zonas de uso a través de SIG, finalmente determinan en el mapa las zonas que serían afectadas con la caída de rocas.

Yilmaz, et al., (2008), proponen un método para producir mapas con los resultados del análisis a través de programas computacionales de caídas de rocas (RocFall 4.0) utilizando el código "fallGIS", desarrollado por ellos, y el software ArcGIS. Partiendo de datos de dos dimensiones, perfiles del talud y los resultados del programa de computador obtienen una distribución espacial 3D de la velocidad, energía, altura de saltos y puntos finales de recorrido de los bloques de roca.

Franquet (2009), propuso la utilización de GOOGLE EARTH y SIG para el análisis de corrientes de derrubios. En sus estudios, con la información obtenida de estos dos programas analizó las relaciones entre los parámetros para zonas en las cuales habían ocurrido derrumbes, para lo cual consideró, el área afectada, la longitud alcanzada, las pendientes, orientación de los ángulos de salida, diferencia de cotas, tratando de encontrar leyes que relacionen entre si estos parámetros.

En los flujos de lodos y de derrubios se ha utilizado la modelación con el método SPH, (*Smoothed Particle Hydrodynamic*) Sánchez, (2009). Es una técnica numérica para la solución de problemas de mecánica computacional, una entre los métodos numéricos Lagrangianos sin malla, estos representan una aproximación de gran generalidad y flexibilidad para el estudio de medios continuos y en particular de fluidos y su interacción con sólidos.

Vilaplana, et al., (2010), han utilizado aplicaciones LIDAR (*Light Detection and Ranging*), TLS (Scanner Láser terrestre) en estudio de desprendimientos de rocas para mejorar los análisis de peligrosidad, con el objeto de obtener una información de campo con mejor precisión topográfica, orientación de los planos de discontinuidades y detección de zonas susceptibles.

Rosales, et al., (2011), proponen una metodología para el análisis de la amenaza de caída de rocas a partir del estudio de huellas de impacto sobre carreteras. Mediante el estudio de las huellas dejadas por los bloques en la vía calculan la energía cinética desarrollada en el evento y hace uso del programa Rockfall versión 4.0 para calcular la energía que se desarrollaría al caer un bloque. Relacionan los valores de estas energías para diferentes tramos de vía en los casos estudiados, lo que les permite identificar los sitios de mayor riesgo y recomendar una acción preventiva.

Actualmente existen muchos programas de computador para simular la caída de rocas, entre ellos:

CRSP (*Colorado Rockfall Simulation Program*) por Pfeiffer y Bowen (1989). Este programa específicamente es desarrollado para modelar la caída de rocas y analizar estadísticamente las eventuales caídas en un sitio determinado. Para ello idealiza bloques de roca en forma esférica, cilíndrica y de disco; describe el comportamiento de los bloques aplicando la trayectoria parabólica de caída libre de cuerpos, la conservación de la energía de acuerdo con el tamaño del bloque y la rugosidad del talud.

GEOROCK de Geostru Software, para caída de rocas, presenta la versión bidimensional y la tridimensional. Se basa en la hipótesis de *Lumped Mass* que consiste en considerar la masa del bloque concentrada en un punto e incorpora aspectos del programa CRSP mencionado en el párrafo inmediatamente anterior.

ROTOMAP 3D, Módulo de ISOMAP desarrollado por *Geo & Soft International*. Utiliza un procedimiento estadístico que permite la simulación de caídas de rocas y analiza la distribución de la energía cinética. Requiere un modelo topográfico y geomorfológico para determinar las zonas de desprendimientos de los bloques de roca. La principal diferencia con los otros programas además de la topografía tridimensional es el uso de un coeficiente de rozamiento – rodadura – deslizamiento y el concepto de ángulo límite.

ROCFALL de Rocscience (2D). Basado en las leyes del movimiento y la teoría de colisiones, calcula la trayectoria de los bloques de roca, la energía cinética, altura de los saltos y puntos finales, es decir la máxima distancia alcanzada. También facilita la determinación de medidas de mitigación, con los datos de la energía cinética y localización de los impactos, permitiendo determinar la capacidad, tamaño y localización de las barreras de protección. Con variaciones de los datos de entrada y de las propiedades de los materiales, se pueden hacer análisis de sensibilidad y comparar los resultados. Una utilidad importante del programa es que permite hacer análisis retrospectivos, conocidos los puntos de origen de los bloques, su tamaño y el punto final alcanzado. El programa también permite hacer análisis para determinar el coeficiente normal de restitución. Este programa para simulaciones es el que se utilizará en el desarrollo de este proyecto.

UDEEC y 3DEEC de Itasca S.A., es un programa para simular la respuesta de medios rocosos con fracturas o diaclasas sometidos a cargas estáticas o dinámicas. Analiza un medio discontinuo formado por bloques en el que las discontinuidades son tratadas como condiciones de borde.

Tagliavini, et al., (2008), presentan una comparación de resultados obtenidos con programas 2D y 3D para caída de rocas en el valle Vajont, Italia. Compararon los resultados obtenidos con el programa STONE tridimensional y

Rocfall (2D). Concluyen que el programa STONE es más conservador al determinar zonas de riesgo más amplias.

3. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

A continuación se describen los aspectos geotécnicos y de resistencia en un macizo rocoso con miras a la caracterización del mismo y luego lo concerniente a las leyes físicas que rigen las caídas de objetos ajustadas al caso particular de caída de rocas en laderas.

3.1 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DE MACIZOS ROCOSOS.

La característica principal para determinar la resistencia y estabilidad de un macizo rocoso es la fragmentación natural del mismo, ésta define los bloques que finalmente determinan la estructura interna del macizo.

Con el propósito de determinar la estabilidad y resistencia del talud en una formación rocosa, y dada la complejidad y variación de ese medio es necesario una clasificación que permita agrupar características y comportamientos similares y así tener una mejor comprensión de las mismas e información cuantitativa de la masa rocosa.

3.1.1 Sistemas de clasificación.

Los sistemas de clasificación tienen en cuenta la constitución de los macizos rocosos, en términos de su litología, grado de meteorización y características estructurales de gran escala, como consecuencia de los movimientos de la corteza terrestre que inducen esfuerzos naturales, variables en magnitud, dirección y sentido y que por tanto influyen considerablemente en las propiedades mecánicas. Entre los sistemas de clasificación de macizos rocosos propuestos, están el de Terzaghi (1946), Lauffer (1958), Deere et al (1967), Wickham (1972), Barton et al (1974) y Bieniawski (1976) (1979) (1989). De estos, los de mayor uso en la actualidad son los dos últimos y por tanto son los que se utilizarán en este trabajo.

Deere parte del concepto índice de calidad de la roca, RQD (*Rock Quality Designation*), el cual corresponde al porcentaje de longitud de tramos de roca intacta de más de 10 cm respecto a la longitud total de la perforación, se obtiene mediante recuperación y medición de las muestras tomadas en una perforación tipo NW es decir con un diámetro de 54,7 mm ó 2,15 pulgadas. También existen correlaciones entre el valor de RQD y el número de juntas por m³, el espaciamiento de las juntas, la distribución probabilística de la frecuencia de las juntas, para aquellos casos en los que no se dispone de perforaciones y toma de muestras.

De acuerdo con el rango de porcentaje se clasifica la roca en muy mala (0 a 25%); mala (25% a 50%); regular (50% a 75%); buena (75% a 90%) y muy buena (90% a 100%). La importancia del valor de RQD, radica en que este parámetro es involucrado en las clasificaciones Bieniawski y Barton.

Sistema de clasificación propuesto por Bieniawski. La clasificación inicial de 1976 ha sufrido varias actualizaciones, la versión utilizada para este trabajo es la de Bieniawski1979.

Se utilizan los siguientes parámetros, resistencia de la roca a la compresión simple, RQD, separación entre juntas, condición de las juntas y afectación por la presencia del agua y corrección por la orientación de las juntas.

El primer parámetro, compresión simple, se obtiene de ensayos de laboratorio y en caso de no disponer de los mismos se pueden utilizar otros métodos como el esclerómetro o martillo de Schmidt o también métodos empíricos y el RQD se obtiene tal como se indicó en el párrafo anterior, de las muestras recuperadas de una perforación o por relaciones empíricas. Los demás datos correspondientes a las diaclasas, discontinuidades y presencia de agua se evalúan directamente en el sitio mediante observación cuidadosa.

Con los valores obtenidos se completa la tabla 3.1 mostrada a continuación, el valor final se corrige de acuerdo con los datos indicados en la misma tabla con base en la orientación de las discontinuidades, el valor final corregido se compara con los rangos de valores señalados en la tabla 3.2 obteniéndose así la clasificación final. En el desarrollo de este estudio esta clasificación es utilizada como base de uno los métodos observacionales.

Tabla 3.1. Clasificación geo mecánica, RMR Bieniawski (1989). Tomado de González de Vallejo (2003)

1	Resistencia de la matriz rocosa	Ensayo de carga puntual	Mayor que 10	Entre 10 y 4	Entre 4 y 2	Entre 2 y 1	Compresión simple (Mpa)		
		Compresión simple	Mayor que 250	Entre 250 y 100	Entre 100 y 50	Entre 50 y 25	25 - 5	5 - 1	Menor que 1
		Puntuación	15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75 % - 90 %	50% - 75%	25% - 50%	Menor que 25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		Mayor a 2 m	Entre 0,6 y 2m	Entre 0,2 y 0,6 m	Entre 0,06 y 0,2 m	Menor que 0,06m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	Menor que 1m	Entre 1 y 3 m	Entre 3 y 10 m	Entre 10 y 20 m	Mayor que 20 m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	Menor que 0,1 mm	Entre 0,1 y 1 mm	Entre 1 y 5 mm	Mayor que 5 mm		
		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		
Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta				
	Puntuación	6	5	3	1	0			
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min	10 - 25 litros/min	25 - 125 litros/min	> 125 litros/min		
		Relación presión de agua / Tensión principal mayor	0	0 - 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

Corrección por la orientación de las discontinuidades

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Tabla 3.2. Tipo de roca según el valor de RMR, adaptado de Hoek (2000)

Clasificación	RMR	81 - 100	61 - 80	41 - 60	21 - 40	< 20
	Tipo de roca		I, Muy buena	II, Buena	III, Media	IV, Pobre

Para este proyecto esta clasificación es utilizada como base para uno de los métodos observacionales, pero sin incluir la corrección por la orientación de las discontinuidades y sin considerar los datos de carga puntual. En la excavación de túneles se utiliza mediante gráficos para determinar el tiempo de la excavación sin soporte.

Clasificación de Barton et al (1974), basada en gran número de evaluaciones de excavaciones subterráneas para la *Norwegian Geotechnical Institute*. Permite obtener el Índice Q (*Tunnelling Quality Index*) el cual es adimensional varía en una escala logarítmica entre 0,001 y 1000 y está definido por la siguiente expresión

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right) X \left(J_r/J_a\right) X \left(J_w/SRF\right) \quad (1)$$

En la cual

J_n corresponde a un número que depende de la cantidad de juntas

J_r es un número que representa la rugosidad de las juntas

J_a valor relacionado con la alteración de las juntas

J_w es el factor que considera la presencia de agua en las juntas y

SRF factor de esfuerzos o carga que se disipa dentro de una zona de falla en una excavación.

El factor $\left(\frac{RQD}{J_n}\right)$ representa la estructura del macizo rocoso, es una medida del tamaño de los bloques, varía entre 100/0,5 y 10/20.

El coeficiente $\left(J_r/J_a\right)$ representa la rugosidad y las características de fricción de las paredes de las discontinuidades o de los materiales de relleno. Es una medida de la resistencia al esfuerzo cortante entre bloques.

El tercer factor, $\left(J_w/SRF\right)$ representa las fuerzas activas.

Todos estos valores se pueden encontrar en las tabla 3.3 mostrada a continuación.

Tabla 3.3 Valores para encontrar el índice Q de Barton (Adaptado de Hoek)

1.	RQD	Valor
A	Muy pobre	0 - 25
B	Pobre	25 - 50
C	Regular	50 - 75
D	Buena	75 - 90
E	Excelente	90 - 100

2	Jn Número de familias	Valor
A	Roca masiva	0,5 - 1
B	Una familia de juntas	2
C	Una familia con otras juntas ocasionales	3
D	Dos familias de juntas	4
E	Dos familias con otras juntas ocasionales	6
F	Tres familias de juntas	9
G	Tres faamilias con otras juntas ocasionales	12
H	Cuatro o más familias, roca muy fracturada	15
J	Roca triturada	20

Tabla 3.3 (Continuación) Valores para encontrar el índice Q de Barton
(Adaptado de Hoek)

3.	Jr Coeficiente de rugosidad de la junta	Valor
	Juntas (contacto entre las dos caras)	
A	Discontinuas	4
B	Onduladas, rugosas	3
C	Onduladas, lisas	2
D	Onduladas perfectamente lisas	1,5
E	Planas. Rugosas o irregulares	1,5
F	Planas. Lisas	1
G	Planas y perfectamente lisas	0,5
	Juntas rellenas	
H	Material arcilloso	1
J	Material arenoso, de grava o triturado	1

4.	Ja Coeficiente de alteración de la junta	Valor
	Juntas sin minerales de relleno	
A	Juntas de paredes sanas	0,75 - 1
B	Ligera alteración	2
C	Alteraciones arcillosas	4
	Juntas rellenos de pequeño espesor	
E	Con partículas arenosas	4
F	Con minerales arcillosos no blandos	6
G	Con minerales arcillosos blandos	8
H	Con minerales arcillosos expansivos	8 - 12
	Juntas con minerales de gran espesor	
I	Roca triturada, desintegrada y arcilla	6 - 12
J	Con arcilla limosa o arenosa	5
K	Con zonas de arcillosos grueso	10 - 20

5.	Jw Coeficiente reductor por la presencia de agua	Valor
A	Excavaciones secas o con < 5 l/min	1
B	Afluencia media con lavado de algunas juntas	0,66
C	Afluencia importante por juntas limpias	0,5
D	Idem con lavado de juntas	0,33
E	Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo	0,2 - 0,1
F	Afluencia excepcional mantenida	0,1 - 0,05

Tabla 3.3 (Continuación) Valores para encontrar el índice Q de Barton
(Adaptado de Hoek)

6.	SRF factor reductor de esfuerzos	Valor
	Zonas débiles intersectan a la excavación	
A	Multitud de zonas débiles o milonitos	10
B	Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (<50m)	5
C	Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (>50m)	2,5
D	Abundantes zonas débiles en roca competente	7,5
E	Zonas débiles aisladas en roca competente (cobertura<50m)	5
F	Zonas débiles aisladas en roca competente (cobertura>50m)	2,5
	Roca competente(problemas tensionales en las rocas)	
G	Pequeña cobertura	2,5
H	Cobertura media	1
I	Gran cobertura	0,5 - 2
	Rocas deformables (flujo plástico de roca)	
J	Con bajas presiones	5 - 10
K	Con altas presiones	10 - 20
	Rocas expansivas	
L	Con presión de hinchamiento moderada	5 - 10
M	Con presión de hinchamiento alta	10 - 15

Dependiendo del valor obtenido para el índice Q se clasifica el macizo en una de nueve categorías desde roca de calidad excepcionalmente buena calidad hasta roca excepcionalmente mala como se ilustra en la tabla 3.4.

Tabla 3.4 Categorías de índice Q del sistema de propuesto por Barton

Q	CLASIFICACIÓN
0,001 - 0,01	Excepcionalmente mala
0,01 - 0,1	Extremadamente mala
0,1 - 1,0	Muy mala
1 - 4	Mala
4 -10	Regular
10 - 40	Buena
40 -100	Muy buena
100 - 400	Extremadamente buena
400 - 1000	Excepcionalmente buena

Hoek recomienda que al menos dos sistemas de clasificación sean usados en las etapas iniciales de un proyecto. En este trabajo se utilizó tanto la clasificación de Bieniawski como la de Barton y las correlaciones empíricas entre ambas a manera de verificación.

3.1.2 Criterio de rotura

El criterio de rotura de Hoek - Brown (2002), proporciona los datos necesarios para el análisis de excavaciones subterráneas y taludes. Se fundamenta en las propiedades de la roca intacta y luego se introducen factores reductores de esas propiedades con base en las características de macizos diaclasados; para relacionar el criterio con las observaciones geológicas los autores partieron inicialmente de la clasificación de macizos rocosos de Bieniawski. Durante la evolución y aplicación de este criterio las ecuaciones sufrieron modificaciones y los autores afirmaron que la clasificación de Bieniawski no era adecuada particularmente para macizos débiles, (afirmación contraria a lo expresado por el propio Bieniawski (2012)). Con base en esto se introdujo el concepto de Índice de Resistencia Geológica, GSI (*Geological Strength Index*), valor que se obtiene a partir de observación visual del macizo en términos de la estructura del mismo, tamaño de los bloques y de la condición de alteración y rugosidad de las discontinuidades.

El criterio generalizado de rotura de Hoek – Brown tiene en cuenta los factores que determinan la rotura de un macizo rocoso a gran escala como son: la no linealidad con el nivel de tensiones, la influencia del tipo de roca y del estado del macizo, la relación entre la resistencia a la compresión y la disminución del ángulo de rozamiento con el aumento de la tensión de confinamiento. El criterio se expresa mediante la ecuación

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(\frac{m_b \sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (2)$$

Donde

σ'_1 , σ'_3 son los esfuerzos principales efectivos mayor y menor en el momento de rotura, respectivamente.

σ_{ci} es la resistencia a compresión uniaxial del material intacto

s y a son constantes del macizo rocoso dadas por las siguientes relaciones

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

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}}\right) \quad (4)$$

m_b es un valor reducido de la constante del material m_i y se expresa mediante

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

m_i se obtiene de tablas en las que se presentan varias opciones y rangos para diferentes tipos de rocas.

D es un factor que depende del grado de alteración al que ha sido sometido el macizo por la acción de las voladuras varía entre 0 y 1 los distintos valores se encuentran tabulados para diferentes casos.

La versión del criterio generalizado de Hoek – Brown se implementó en el programa de computador Roc Lab, de libre distribución, el cual con los datos de entrada del valor de la resistencia inconfina σ_{ci} , el parámetro de la roca intacta m_i , el índice de resistencia geológica GSI, y el factor D se obtienen los parámetros de resistencia s , a y por ende los esfuerzos principales.

3.1.3 Potencialidad

Conocida la clasificación del macizo rocoso se establece una primera estimación cualitativa de la potencialidad de ocurrencia de falla del talud y una recomendación inicial para la prevención de la misma.

3.2 DESPRENDIMIENTO DE ROCAS Y TRAYECTORÍA DE PARTÍCULAS.

El análisis de caída de rocas es un proceso que permite obtener una probable trayectoria del bloque desde su desprendimiento hasta su ubicación final. El desprendimiento de rocas es el tipo de falla más simple y sucede cuando una o varias rocas se movilizan a causa de una pequeña perturbación que hace cambiar su estado de reposo.

El concepto para estudiar el fenómeno de la caída de rocas en un talud se fundamenta en un análisis de partícula, propuesto inicialmente por Hoek (1987); el modelo utilizado usa las mismas suposiciones de Hoek, pero con menos restricciones. Se usan tres algoritmos, el de partícula, el de proyectil y el de deslizamiento, Warren, (1998).

3.2.1 Algoritmo de partículas

Hace posible que toda la simulación de parámetros sea válida y establece las condiciones iniciales para los otros algoritmos y para el arranque del algoritmo de proyectil.

3.2.2 Algoritmo de proyectil

Es usado para calcular el movimiento de la roca a través del aire, saltando de un punto a otro. El programa hace las siguientes simplificaciones. Cada bloque de roca se modela como una partícula y se considera como un elemento infinitesimal, significando que no hay interacciones entre partículas, sólo con el talud y con las barreras. Cada roca se comporta como si estuviera sola en la simulación.

Aunque la roca no tiene medidas si se asume que tiene masa y ésta es utilizada únicamente para calcular la energía cinética. La masa se determina al inicio y permanece constante. No considera la fragmentación de la roca en la simulación. El valor de la masa puede ser estimado como un solo valor o en un rango aleatorio.

No se tiene en cuenta la fricción del aire en las ecuaciones de movimiento.

El talud es representado como un conjunto de líneas rectas, conectadas una a una, no se pueden cruzar; las barreras y colectores también se representan por líneas.

La barrera se modela mediante una línea que intersecta la geometría del talud y dependiendo de las características físicas que se le asignen representará una barrera física.

El colector es también una línea imaginaria y tiene como función servir de referencia para el cálculo de los valores en el sitio de localización de la línea, también intersecta la geometría del talud.

Ecuaciones. Se asume que la roca tiene una velocidad inicial que la hace mover desde su localización inicial hasta que choca con la superficie, la trayectoria a través del aire se considera una parábola a causa de la fuerza de la gravedad.

Se trata entonces de encontrar el punto en el cual la roca choca con el talud, esto se resuelve simplemente hallando el punto de intersección de la parábola que describe la roca en su trayectoria y el segmento de línea del talud. Una vez determinado el punto de intersección el impacto es calculado con la teoría de impactos y los coeficientes de restitución que se detallan más adelante. Si después del impacto la roca tiene una velocidad mínima suficiente, el proceso se repite para encontrar el siguiente punto de impacto y así sucesivamente hasta que la velocidad mínima no es suficiente para otro “vuelo” entonces se considera que la roca rueda, se desliza o llega a su sitio final.

La velocidad mínima (V_{MIN}) define el punto de transición entre el estado de proyectil y el estado en que la roca se mueve tan lentamente que podría estar rodando, deslizándose o parada. Este valor mínimo es determinado por el usuario del programa al inicio de la simulación.

Ecuaciones para el algoritmo de proyectil.

Ecuación paramétrica del segmento de línea entre dos puntos con coordenadas conocidas.

$$y = \frac{(x-X_1)(Y_2-Y_1)}{X_2-X_1} + Y_1 \quad (6)$$

En la cual la pendiente de la línea es

$$m = (Y_2 - Y_1)/(X_2 - X_1) \quad (7)$$

Sabiendo que, (X_1, Y_1) son las coordenadas de un punto de la línea y (X_2, Y_2) son las coordenadas del otro punto de la misma.

Ecuación paramétrica de la parábola:

$$x = V_{x0} t + X_0 \quad (8)$$

$$y = \frac{1}{2}gt^2 + V_{y0}t + Y_0 \quad t \in (0, \infty) \quad (9)$$

Donde, g es la aceleración de la gravedad, (X_0, Y_0) es el punto de partida de la roca y (V_{x0}, V_{y0}) es la velocidad inicial de la roca.

La intersección o punto de impacto se da para valores iguales de X , Y en las ecuaciones de la línea y la parábola:

Se resuelven las ecuaciones (6) a (9), entonces se obtiene:

$$\frac{1}{2}gt^2 + V_{y0}t + Y_0 - mV_{x0}t - mX_0 + mX_1 - Y_1 = 0 \quad (10)$$

$$\frac{1}{2}gt^2 + (V_{y0} - mV_{x0})t + Y_0 - Y_1 + m(X_1 - X_0) = 0 \quad (11)$$

La cual corresponde a una ecuación de segundo grado de la forma:

$$at^2 + bt + c = 0 \quad (12)$$

Donde, $a = \frac{1}{2}g$ (13)

$$b = V_{y0} - mV_{x0} \quad (14)$$

$$c = Y_0 - Y_1 + m(X_1 - X_0) \quad (15)$$

Y la solución se obtiene mediante la conocida expresión:

$$t = \frac{-b \pm \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a} \quad (16)$$

Conocido t se encuentran los valores x, y coordenadas del punto de intersección (impacto), remplazándolo en las ecuaciones (8) y (9).

Esta valoración la ejecuta el programa para cada tramo de la pendiente y la trayectoria de la parábola hasta determinar el valor correcto de la intersección.

Las ecuaciones de la velocidad son:

$$V_{XB} = V_{XO} \quad (17)$$

$$V_{YB} = V_{YO} + gt \quad (18)$$

V_{XB} y V_{YB} representan la velocidad de la roca en cualquier punto de la trayectoria, antes del impacto, las cuales se transforman en las componentes normal y tangencial al talud mediante:

$$V_{NB} = V_{YB} \cos \theta - V_{XB} \sin \theta \quad \text{Velocidad en la dirección normal al talud} \quad (19)$$

$$V_{TB} = V_{YB} \sin \theta + V_{XB} \cos \theta \quad \text{Velocidad en la dirección tangencial al talud} \quad (20)$$

" θ " es la pendiente del tramo de línea del talud.

Después del impacto se calculan las velocidades con los *coeficientes de restitución*, (R).

El coeficiente de restitución está definido como la medida de la conservación de la energía cinética en una colisión de partículas, relaciona las velocidades después del choque con las velocidades antes del mismo. Varía entre 0 y 1;

toma valores de 0 para choque perfectamente inelástico, entre 0 y 1 para choque semielástico y 1 para choque perfectamente elástico.

$$V_{NA} = R_n V_{NB} \quad R_n, \text{ coeficiente de restitución normal varía entre 0 y 1} \quad (21)$$

$$V_{TA} = R_t V_{TB} \quad R_t, \text{ coeficiente de restitución tangencial, varía entre 0 y 1} \quad (22)$$

V_{NA} , velocidad normal al talud después del choque

V_{TA} , velocidad tangencial al talud después del choque

Estos valores de la velocidad se transforman en las componentes vertical y horizontal mediante las ecuaciones:

$$V_{XA} = V_{NA} \text{sen} \theta + V_{TA} \text{cos} \theta \quad (23)$$

$$V_{YA} = V_{TA} \text{sen} \theta - V_{NA} \text{cos} \theta \quad (24)$$

La velocidad de salida (después del impacto) de la roca es comparada con la velocidad mínima, V_{\min} . Si es mayor que la mínima se repite el proceso de cálculo y se busca la nueva intersección. Si la velocidad es menor que V_{\min} se pasa al siguiente algoritmo (deslizamiento).

3.2.3 Algoritmo de deslizamiento.

Es usado para calcular el movimiento de la roca mientras está en contacto con el talud (cuando desliza).

El programa trabaja en dos posibles escenarios, en el primero la roca desliza pendiente abajo y en el segundo, cuesta arriba.

Simplificaciones. Se considera que el tramo de talud en el que la roca desliza es una línea recta con una longitud determinada, el talud tiene dos propiedades: pendiente (θ) y fricción (Φ), este último se especifica como un solo valor o un rango aleatorio. Sólo se considera la velocidad tangencial al talud.

Ecuaciones. Se consideran dos opciones, deslizamiento de la roca pendiente abajo y deslizamiento de la roca hacia arriba. Cuando la velocidad de la roca es hacia abajo (o cero) el comportamiento de la misma depende de la relación entre la pendiente (θ) y la fricción (Φ).

Si la pendiente es igual al ángulo de fricción ($\theta = \Phi$): la fuerza debida a la gravedad es igual a la fuerza ejercida por la fricción, entonces la roca se desplazará hasta el extremo del segmento de línea con una velocidad igual a la velocidad inicial, esto es, $V_{EXIT} = V_0$, si la velocidad inicial es cero, la roca no se mueve y la simulación termina.

Si el ángulo de la pendiente es mayor que el ángulo de fricción ($\theta > \Phi$), la fuerza actuante es mayor que la fuerza originada por la fricción y en consecuencia la roca se desliza con una velocidad creciente. La velocidad con la cual la roca deja el tramo de segmento se calcula mediante la expresión;

$$V_{exit} = \sqrt{V_0^2 - 2Sgk} \quad (25)$$

Donde

V_{exit} velocidad de la roca al final del segmento considerado

V_0 velocidad tangencial inicial en el segmento

S distancia recorrida en el segmento

g aceleración de la gravedad

$$K \quad \pm \sin \theta - \cos \theta \tan \theta$$

K, es positivo cuando la velocidad de la roca es pendiente abajo y negativo si es pendiente arriba.

De otro lado, si la pendiente del talud es menor que el ángulo de fricción, $(\theta) < (\Phi)$, la fuerza resistente es mayor que la debida a la gravedad y la velocidad de la roca decrece. La roca podrá detenerse en el segmento dependiendo de la velocidad inicial y de la longitud del segmento considerado. La distancia recorrida en el segmento se puede encontrar si en la ecuación (8) se hace la $V_{\text{exit}} = 0$ y se despeja S:

$$S = (V_0^2) / 2gk \quad (26)$$

Si la roca se desliza hacia arriba y se detiene se pasa al algoritmo de deslizamiento hacia abajo. El valor calculado de s se compara con la longitud del segmento, si supera el extremo del mismo, se repite el proceso para el segmento siguiente y la V_{exit} se calcula con la fórmula (25). Si la distancia s es menor que la longitud del segmento significa que la roca se detiene y termina la simulación.

Deslizamiento de la roca hacia arriba. (Contrapendiente). Cuando el deslizamiento de la roca es hacia arriba, la fricción y la gravedad hacen disminuir la velocidad, se utilizan las mismas ecuaciones (25) y (26) y se podrían presentar los mismos casos descritos en el párrafo anterior: Es decir, la distancia recorrida S supere la longitud del segmento considerado, entonces se calcula la velocidad de salida (V_{exit}) con la expresión (25), S menor que la longitud del segmento, la roca se detiene y termina la simulación. Salvo en el caso que para el segmento en estudio el ángulo de su pendiente sea a su vez mayor que el ángulo de fricción, situación en que la roca se “devuelve” hasta el fin del segmento y se termina la simulación.

3.3 METODOS OBSERVACIONALES

3.3.1 Sistema RHRS. Pierson (1991)

Este método contiene las siguientes etapas: inventario de los taludes, clasificación preliminar de los taludes según la magnitud de la amenaza, clasificación detallada de los taludes con mayor amenaza, diseño y presupuesto preliminares para las obras de los sitios con amenaza y mayor riesgo, definición y desarrollo de los proyectos de protección y revisión periódica.

Para la clasificación detallada, es decir la tercera etapa, sobre la cual se enfoca este trabajo, se evalúan los siguientes parámetros asignando un puntaje, en una primera aproximación se toman cuatro posibles valores 3, 9, 27 u 81. En una clasificación más detallada se usan los puntajes calculados en lugar de los rangos descritos.

Altura del talud, a mayor altura mayor puntaje, conocida la altura del talud se entra a la figura 3.1, Hoek (2000), mostrada a continuación y se determina el puntaje correspondiente.

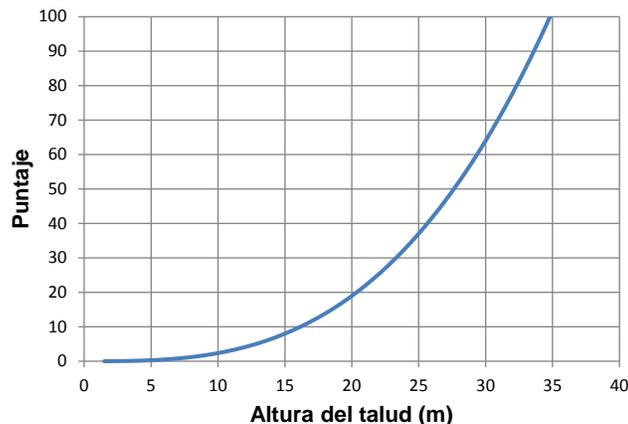


Figura 3.1 Puntaje según la altura del talud, tomado de Hoek (2000).

Efectividad de zanja colectora de rocas al pie del talud (si existe). Es una medida de la capacidad de la zanja al pie del talud de retener los bloques que

caen. Para determinar la efectividad el evaluador debe considerar los siguientes factores: Pendiente y altura del talud; altura, ancho y forma de la zanja; cantidad de rocas a caer y afectaciones por irregularidades del talud, para lo cual es de utilidad la historia recolectada por el personal de mantenimiento

Se tienen las siguientes categorías y sus puntajes:

Buena: 3 puntos, todas o casi todas las rocas quedan en la zanja.

Moderada: 9 puntos, cuando algunas de las rocas caen a la vía.

Limitada: 27 puntos, Frecuentemente las rocas caen a la vía.

Mala: 81 puntos, no existe zanja o es totalmente ineficiente, todas o casi todas las rocas caen en la vía.

Riesgo de permanencia del vehículo. AVR (*Average Vehicle Risk*), mide el porcentaje de tiempo que un vehículo permanece en la zona analizada, para su estimación se usa la siguiente expresión

$$AVR = \left(\frac{ADT \cdot \text{Longitud del tramo de vía}}{\text{Velocidad máxima permitida}} \right) X 100 \quad (27)$$

Donde ADT es el tráfico promedio diario en vehículos por hora, de tal forma que conocido el tráfico promedio diario utilizado en el diseño se expresa el mismo en vehículos por hora. La velocidad máxima permitida se encuentra generalmente en las señales de tránsito localizadas al lado de la vía. Un valor de 100% significa que al menos un carro permanece todo el tiempo en el sitio, en el caso de un número elevado de vehículos o un tramo muy largo de vía considerado se puede obtener valores superiores al 100% lo cual significa que más de un vehículo está presente en el tiempo considerado. El resultado se aproxima al valor más cercano entre, 25%, 50%, 75% o 100% y se asignan los puntajes 3, 9, 27 u 81 según el caso. O de otra manera se puede utilizar el gráfico 3.2, construido a partir de la relación exponencial $y = 3^x$; Pierson (1991), en la cual el valor x se obtiene según la siguiente expresión .

$$x = AVR/25 \quad (28).$$

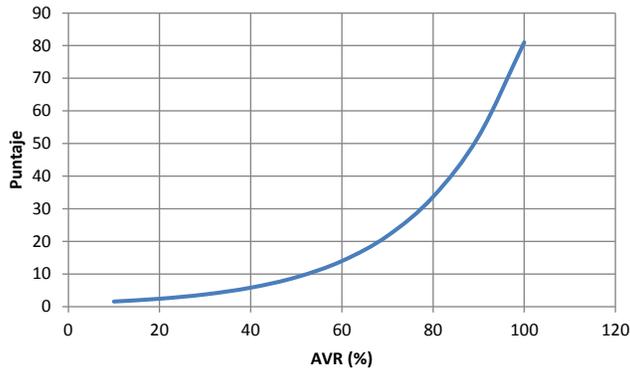


Figura 3.2 Puntaje según el porcentaje de AVR

Porcentaje de decisión de distancia de visión. Refleja la cantidad de tiempo que tiene un conductor para maniobrar si se presenta una caída de rocas o una roca en la vía. Se utilizan los términos DSD (*Decision Sight Distance*) longitud de la vía en la cual el conductor debe tomar una decisión compleja o instantánea, aproximadamente 10 segundos y ASD (*Actual Sight Distance*) mayor longitud de la vía en la cual un objeto de 15.2 cm es permanentemente visible desde un altura de 1 m sobre la vía.

Para determinar este valor se usa la tabla 3.1 y la expresión

$$\text{Porcentaje de decisión de distancia} = \left(\frac{ASD}{DSD}\right) \times 100 \quad (29)$$

Tabla 3.1 Valores para DSD de acuerdo con el límite de velocidad. Según Bunce (1994) y adaptada a su vez de la AASHTO (1990)

Velocidad (km/h) Señal en la vía	50	60	70	80	90	100	110
DSD (m)	140	170	200	230	270	310	330

Como en el caso del AVR también se utiliza el gráfico 3.3 construido usando la misma relación $y = 3^x$ en la cual el valor x se determina por la expresión

$$x = \frac{120 - \%DSD}{20} \quad (30)$$

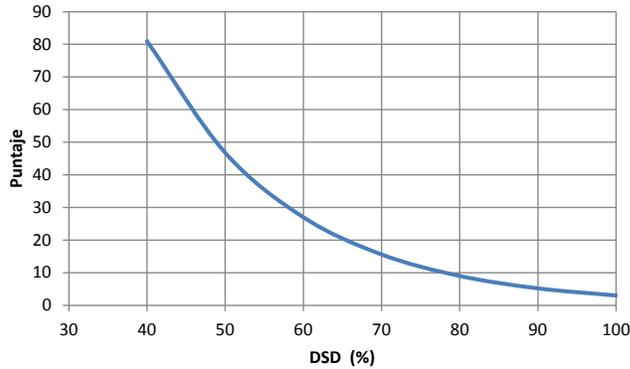


Figura 3.3 Puntaje según el porcentaje de DSD

Ancho de la vía, representa la distancia que tiene el conductor para maniobrar y evitar una roca, se consideran cuatro opciones que corresponden a los anchos normales de las vías (1 a 4 carriles) 13,2 m (44pies); 10,8m (36 pies); 8,4 m (28 pies) y 6 m (20 pies), para estos anchos de vía se asignan respectivamente 3, 9, 27 u 81 puntos. Si el ancho de la vía es distinto a estos valores se toma el más próximo. También se puede utilizar el gráfico 3.4 construido igualmente a partir de la relación exponencial citada antes en la cual el valor x se encuentra con la expresión

$$x = \frac{52 - \text{Ancho de vía}}{8} \quad (\text{Ancho de vía en pies}) \quad (31)$$

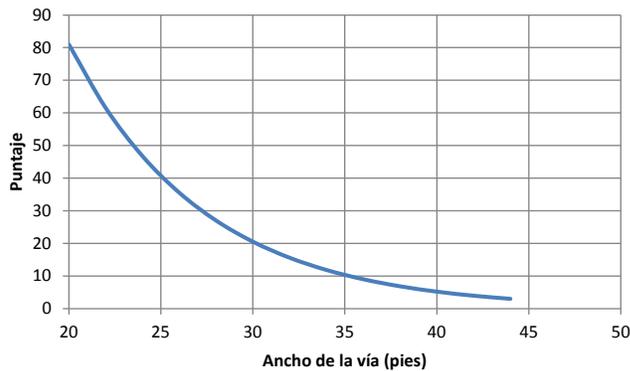


Figura 3.4 Puntaje según el ancho de la vía (en pies)

Características geológicas, se estudian dos clases o categorías, una, taludes en los que predominan alguna discontinuidad estructural, diaclasas, estratificaciones, y la otra en la cual predomina la erosión diferencial. A su vez cada una de estas categorías tiene dos sub divisiones, el primer caso, condición estructural y fricción de la roca y el segundo caso, condición estructural y diferencias en la velocidad de erosión. Cada sub categoría presenta una descripción y esta a su vez tiene asignado un puntaje en la tabla 3.2 mostrada más adelante. La determinación de estos puntajes debe estar ceñida a una observación y descripción muy cuidadosa de las características del sitio y debe ser hecha por personal entrenado y con el suficiente conocimiento geológico y geotécnico, lo ideal es que se haga por un grupo interdisciplinario.

Tamaños de los bloques o cantidad de roca por evento, representa cualquier tipo de evento de caída de rocas que pueda ocurrir en el sitio, se estima de acuerdo con el historial de mantenimiento y por observación. Los datos de campo de tamaños y volúmenes de derrumbes se comparan con los rangos fijados en la tabla 3.2, se ubican en la misma y de acuerdo con esta ubicación se le asocia el puntaje indicado. De igual forma que en los casos anteriores y usando la misma relación exponencial se puede obtener el puntaje

para los casos de tamaño de los bloques o volumen de rocas caídas en los gráficos 3.5 y 3.6 respectivamente.

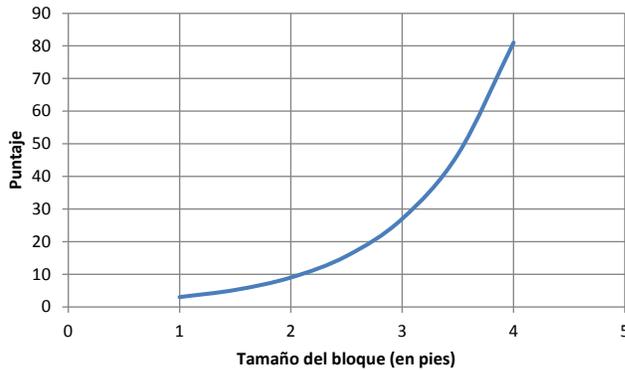


Figura 3.5 Puntaje según el tamaño de los bloques (en pies)

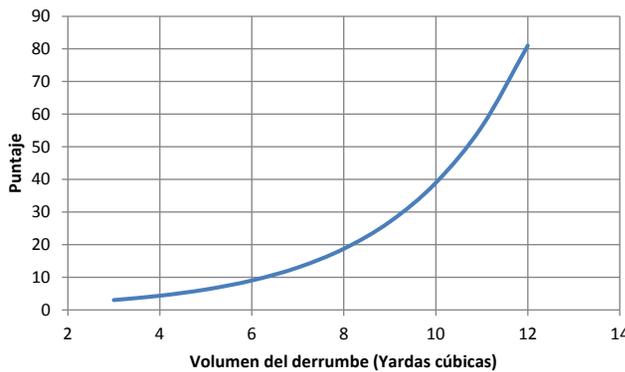


Figura 3.6 Puntaje según la cantidad de roca por evento (en yardas cúbicas)

Clima y presencia de agua en el talud, se tienen cuatro categorías, baja o moderada precipitación y sin presencia de agua en el talud; moderada precipitación y presencia intermitente de agua; alta precipitación o presencia continua de agua y alta precipitación continua con presencia de agua. Para determinar estos parámetros se parte de lo observado directamente en el talud respecto a la presencia o no de agua y de los registros de precipitaciones de la zona suministrados por las entidades encargadas de llevar estos registros.

Historia de caídas de rocas. Se selecciona una opción entre, pocas caídas de rocas, ocasionales, muchas y caídas constantes con base en la historia y datos suministrados por el personal del mantenimiento de la vía. En la tabla 3.2 se presentan los criterios y puntajes para cada parámetro de evaluación.

Tabla 3.2. RHRS, para la clasificación de la amenaza en los taludes por caída de rocas, Pierson (1991).

CATEGORÍA		CRITERIO DE CLASIFICACIÓN Y PUNTAJE				
		3	9	27	81	
ALTURA DEL TALUD (m)		8	12	23	31	
EFECTIVIDAD DE ZANJA COLECTORA		BUENA	MODERADA	LIMITADA	NO EFECTIVA	
RIESGO DE PASO DE VEHÍCULO		25%	50%	75%	100%	
PORCENTAJE DE DECISIÓN DE DISTANCIA DE VISIÓN		ADECUADA (100% del valor de diseño)	MODERADA (80%)	LIMITADA (60%)	MUY LIMITADA (40%)	
ANCHO DE VÍA (m)		13,2	10,8	8,4	6	
CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS	CASO 1	CONDICIÓN ESTRUCTURAL	Juntas discontinuas, orientación favorable	Juntas discontinuas, orientación aleatoria	Juntas discontinuas, orientación adversa	Juntas continuas, orientación adversa
		FRICCIÓN DE LA ROCA	Rugosa	Ondulada	Planar	rellenas de arcilla o deslizante
	CASO 2	CONDICIÓN ESTRUCTURAL	Poca erosión diferencial	Ocasional erosión	Bastante erosión	Muchísima erosión
		DIFERENCIA EN VELOCIDAD DE EROSIÓN	Pequeña	Moderada	Larga	Extrema
TAMAÑO DEL BLOQUE (m)		0,25	0,5	1	1,5	
VOLUMEN DE ROCA (m3)		2,5	4,5	7	9	
CLIMA Y PRESENCIA DE AGUA		Baja a moderada precipitación sin agua en el talud	Moderada precipitación o agua intermitente en el talud	Alta precipitación o agua continua en el talud	Muy alta precipitación o agua continua en el talud	
HISTORIA DE CAÍDAS		Pocas	Ocasionales	Bastantes caídas	Caídas constantes	

Con el puntaje total obtenido se tiene entonces un conjunto ordenado de valores para los distintos sitios evaluados en una vía lo que determina una escala de prioridades o urgencias de intervención, a mayor puntaje mayor amenaza en comparación con los demás sitios analizados. Es decir, de la primera clasificación se obtuvieron los sitios que en principio y a criterio de los evaluadores ofrecían mayor amenaza y en estos, una vez hecha la clasificación detallada, se determina la prioridad y se continúa con el procedimiento de diseño de las medidas de protección.

3.3.2 Sistema SMR. Romana (1985)

Este sistema parte de la clasificación propuesta por Bieniawski (1979) para la clasificación de macizos rocosos tal como se explicó antes en este documento. (Véase numeral 3.1.1 y la tabla 3.1).

El sistema SMR, (*Slope Mass Rating*) Romana (1985), corresponde a una actualización de la clasificación de macizos de roca aplicada a taludes en roca y consiste en un ajuste de la puntuación de RMR mediante la aplicación de cuatro factores F1, F2, F3 y F4 que dependen, los tres primeros de las orientaciones de las diaclasas con respecto al talud y el cuarto factor se da en función del sistema de excavación empleado, en la tabla 3.3 se encuentran los valores para estos factores.

Tabla 3.3 Sistema SMR. (Tomado de www.strm.com)

VALORES DEL RMR (BIENIAWSKI, 1979)							
PARÁMETROS	RANGOS DE VALORES						
Resistencia de la roca intacta a compresión simple	> 250 Mpa	100 - 250 Mpa	50 - 100 Mpa	25 - 50 Mpa	5 - 25 Mpa	1 - 5 Mpa	< 1 Mpa
Valoración	15	12	7	4	2	1	0
RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
Valoración	20	17	13	8	3		
Separación entre junta	> 2 m	0,6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
Valoración	20	15	10	8	5		
Condición de las junta	Muy rugosas. No continuas. Cerradas. Bordes sanos y duros	Algo rugosas. Separación < 1mm. Bordes algo meteorizados	Algo rugosas. Separación < 1mm. Bordes muy meteorizados	Espejos de falla ó relleno < 5 mm ó separación 1-5 mm, continuas	Relleno blando > 5 mm ó separación > 5 mm continuas		
Valoración	30	25	20	10	0		
Flujo de agua en las ju	Secas 0,0	Ligeramente húmedas 0,0 - 0,1	Húmedas 0,1 - 0,2	Goteando 0,2 - 0,5	Fluyendo 0,5		
Valoración	15	10	7	4	0		
FACTORES DE AJUSTE (ROMANA, 1985)							
CASO		MUY FAVORABLE	FAVORABLE	NORMAL	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE	
P T	(aj-as) (aj-as - 180°)	> 30°	30° - 20°	20° - 10°	10° - 5°	< 5°	
P/T	F1	0,15	0,4	0,7	0,85	1	
P	bj	< 20°	20° - 30°	30° - 35°	35° - 45°	> 45°	
	F2	0,15	0,4	0,7	0,85	1	
T	F2	1	1	1	1	1	
P	bj - bs	> 10°	10° - 0°	0°	0° - (-10°)	< -10°	
T	bj + bs	< 110°	110° - 120°	> 120°	0° - (-10°)	-	
P/T	F3	0	-6	-25	-50	-60	
FACTOR DE AJUSTE SEGÚN EL MÉTODO DE EXCAVACIÓN							
MÉTODO	Talud natural	Precorte	Voladura suave	Voladura o mecánica	Voladura deficiente		
F4	15	10	8	0	-8		
CLASES DE ESTABILIDAD SEGÚN EL SMR							
CLASE	V	IV	III	II	I		
SMR	0 - 20	21 - 40	41 - 60	61 - 80	81 - 100		
Descripción	Muy mala	Mala	Normal	Buena	Muy buena		
Estabilidad	Totalmente inestable	Inestable	Parcialmente estable	Estable	Totalmente estable		
Roturas	Grandes roturas por planos continuos o por la masa	Juntas grandes o cuñas	Algunas juntas o muchas cuñas	Algunos bloques	Ninguna		
Tratamiento	Re excavación	Corrección	Sistemático	Ocasional	Ninguno		

Convenciones:

P = Rotura plana, T = Rotura por vuelco, a_s = Dirección del buzamiento del talud, a_j = Dirección del buzamiento de las juntas, b_s = Buzamiento del talud, b_j = Buzamiento de las juntas

Se emplea entonces la siguiente ecuación

$$SMR = RMR + (F_1 F_2 F_3) + F_4 \quad (32)$$

En la cual, RMR corresponde a la clasificación de Bieniawski (1979).

F_1 , se obtiene de la tabla 3.3, depende del paralelismo entre la dirección del buzamiento de las juntas y la dirección del buzamiento de la cara del talud, empíricamente se han hallado valores entre 1, para buzamientos paralelos y 0,15 cuando la diferencia entre buzamientos es mayor de 30° , pero también podrá utilizarse la expresión

$$F_1 = (1 - \text{sen}(a_j - a_s))^2 \quad (33)$$

En la cual a_j es la dirección del buzamiento de las juntas y a_s la dirección del buzamiento del talud

F_2 , depende del buzamiento de la discontinuidad en la rotura plana. En cierto sentido es una medida de la probabilidad de la resistencia al esfuerzo cortante la discontinuidad. Se obtiene de la tabla 3.3, también varía entre 1, buzamiento superior a 45° y 0,15, buzamiento inferior a 20° , se puede usar la expresión

$$F_2 = \tan^2(b_j) \quad (34)$$

En donde b_j es el buzamiento de la junta

F_3 , también se obtiene de la tabla 3.3, refleja la relación entre el buzamiento de la junta y del talud, se han tomado los valores sugeridos por Bieniawski. Para roturas planas, este factor expresa la probabilidad de que la fisura aflore en el talud

F_4 , depende del sistema de excavación del talud. Se escoge según se indica en la tabla 3.3.

Se ubica el valor total obtenido en los rangos mostrados en la tabla 3.3, de la cual también se obtiene una sugerencia inicial para el tratamiento del talud. Con base en la cuantificación del SMR se define una clasificación del talud la cual se asocia a un cierto grado de amenaza como se indica en la tabla 3.3.4.

Tabla 3.4. Amenaza según la clasificación SMR

CATEGORÍA SMR	V	IV	III	II	I
AMENAZA	MUY ALTA	ALTA	MODERADA	BAJA	MUY BAJA

El valor obtenido de SMR también nos indica adicionalmente las probabilidades de rotura según se muestra en la tabla 3.5

Tabla 3.5 Tipos de rotura y sus probabilidades. Romana (2003)

ROTURAS PLANAS		ROTURAS EN CUÑA	
SMR>60	NINGUNA	SMR>75	MUY POCAS
60>SMR>40	IMPORTANTES	75>SMR>49	ALGUNAS
40>SMR>15	MUY GRANDES	55>SMR>40	MUCHAS
ROTURAS POR VUELCO		ROTURAS COMPLETA TIPO SUELO	
SMR>65	NINGUNA	SMR>50	NINGUNA
65>SMR>50	MENORES	30>SMR>10	POSIBLE
40>SMR>30	MUY GRANDE		

4. MODELACIÓN

4.1 MODELACIÓN CONCEPTUAL

Un modelo es la representación aproximada de una realidad, en este caso se representa el escenario de caída de rocas para la sección transversal de la vía, indicada en la figura 3.1 La topografía representa un tramo de carretera en zona de vertientes. Se trata de una vía de una sola calzada y circulación en ambos sentidos, pavimentada, con un talud producto de la excavación con altura de 14 m en roca fracturada y en la margen opuesta un talud natural con cobertura vegetal.

4.1.1 Determinación de los parámetros de entrada para el análisis del modelo.

Al preparar el modelo para utilizar el programa computacional Rocfall, se deben determinar los siguientes parámetros como datos de entrada: Velocidad angular, escalamiento del coeficiente normal de restitución, rugosidad del talud, ángulo de fricción del mismo y coeficientes de restitución, en la acertada escogencia o selección de estos estriba en gran medida, lo ajustado del modelo a la realidad.

Velocidad angular. Normalmente su valor es cero, es conveniente escoger la opción de corrección de resultados considerando la velocidad angular siendo que según las indicaciones del programa esto representa una situación más realista del fenómeno.

Escalamiento del coeficiente normal de restitución. El coeficiente de restitución depende de la velocidad, en consecuencia es usual para velocidades altas escoger la opción de que el programa internamente haga el ajuste por velocidad del coeficiente; para bajas velocidades se recomienda mirar los resultados con y sin la corrección para determinar cuál es más

ajustado a la realidad. Esto supone por supuesto un conocimiento y datos de eventos anteriores.

Rugosidad. Los valores típicos usados son normalmente pequeños y la desviación estándar para estos valores oscila normalmente entre 0, 2, 3 y 5 grados. La rugosidad no depende solamente del tipo y tamaño del material presente en el talud, sino también conjuntamente con el tamaño del elemento a caer; una roca de gran tamaño difícilmente cambiará su trayectoria por el tamaño de los elementos del talud, pero un bloque pequeño podría ser fácilmente desviado si encuentra en su recorrido un elemento con dimensiones similares.

Ángulo de fricción. Este valor se debe escoger con base en la forma de los bloques a caer y en la forma que se espera el movimiento, deslizado, rodado o saltos; el valor escogido representará la mínima inclinación del talud para que una roca puesta allí empiece a descender. El programa da dos opciones para la escogencia de éste parámetro, un valor de cero, el cual representará el caso más desfavorable en términos de que se obtienen mayores distancias finales y la opción de que el mismo programa calcule el ángulo de fricción internamente a partir del valor del coeficiente tangencial de restitución, la desventaja de escoger esta opción es que la estimación del coeficiente de restitución puede ser más difícil que estimar el ángulo de fricción.

Coeficientes de restitución. La escogencia de un valor adecuado para los coeficientes de restitución es muy importante, el programa sugiere unos valores para ciertos tipos de rocas, si no se está muy seguro de los valores seleccionados lo mejor es hacer pequeñas variaciones de los mismos y comparar resultados con los datos históricos o de ser posible, con eventos generados y medidos en el sitio. Si se conocen datos de eventos pasados, punto inicial, punto final, trayectoria, tamaños de los bloques, etc. se puede

determinar valores para los coeficientes de restitución, haciendo pequeñas variaciones en éstos hasta obtener resultados comparables con los datos históricos

Siendo que el coeficiente de restitución es la relación entre velocidad antes del impacto y la velocidad después del mismo y esta velocidad se puede descomponer en dos direcciones, normal y tangencial, a cada una de estas corresponderá un coeficiente, normal o tangencial según el caso. Normalmente el factor de restitución normal, R_n varía entre 0.3 y 0.5 y el coeficiente de restitución tangencial R_t varía entre 0.8 y 0.95, los valores más bajos para taludes con cobertura vegetal y suelos blandos, en cambio los más altos para taludes en roca y pavimentos.

La simulación del modelo se realizó considerando las características indicadas en la tabla 3.1 con algunas condiciones estimadas y particulares para la aplicación del programa computacional; las propiedades físicas de los materiales considerados en la simulación se presentan en la tabla 3.2, estos representan valores de las rocas existentes en el medio ambiente geológico de las rocas que afloran en territorio Colombiano.

Tabla 4.1. Características y condiciones para la modelación conceptual

CARACTERÍSTICAS Y CONDICIONES	DATOS					
Número de rocas	100					
Velocidad mínima	0,1					m/s
Densidad de la roca	2100	2150	2200	2250	2300	kg/m ³
Ángulo de fricción	30°					
Intervalos de muestra	50					
Velocidad angular		Considerada				
Corrección del coeficiente normal de restitución	Velocidad	Corregida				
	Masa	Sin corrección				
Generación de números	Aleatoria					
Velocidad horizontal	1,1	1,3	1,5	1,9	2,5	m/s
Velocidad vertical	0					m/s
Masa	5	10	20	40	80	kg
Desviación estándar masa	0,1					
Velocidad angular	0					
Desviación estándar velocidad angular	0					

Tabla 4.2. Características de los materiales

Material	Coeficiente de restitucion				Ángulo de fricción		Rugosidad	
	Rn		Rt		Φ		θ	
	Media	Desviación estandar	Media	Desviación estandar	Media	Desviación estandar	Media	Desviación estandar
Roca del talud	0,53	0,04	0,9	0,04	30	2	0	0
Asfalto vía	0,4	0,04	0,9	0,04	30	2	0	0

4.1.2 Variaciones en la geometría de la sección

Con el propósito de observar las diferencias que se presentan en las trayectorias al cambiar significativamente la inclinación del talud, ya que una vez se inicia el movimiento de la roca el factor más determinante junto con el tamaño de la misma, es la geometría, se modelaron tres escenarios diferentes el primero tal como aparece en la figura 4.1. Los otros dos casos se simularon con geometrías diferentes en lo que corresponde al talud en roca, una con talud de menor pendiente respecto al de la figura 4.1 y la otra con el talud de mayor pendiente respecto al mismo. Las trayectorias de los tres casos se presentan en las figuras 4.2 a 4.4.

Estas diferencias en los taludes en una vía no son de rara ocurrencia en la práctica profesional de diseño de carreteras, pues es común que en una misma formación litológica se presenten morfologías diferentes debido a los procesos erosivos y acciones antrópicas que van modificando y delimitando los taludes. Por otro lado el alineamiento cambiante de las carreteras hace que los taludes, queden con orientaciones distintas lo que afecta directamente su estabilidad y conformación topográfica a lo largo del tiempo.

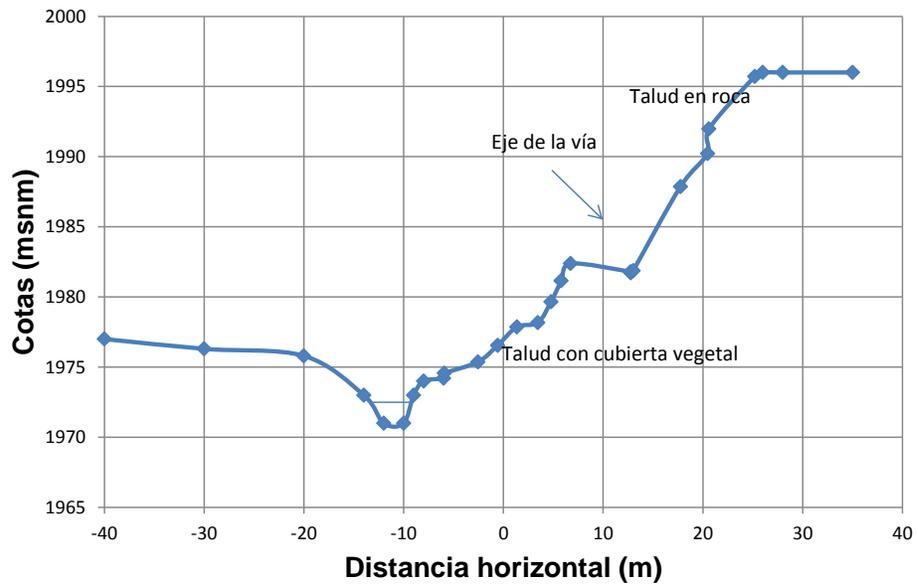


Figura 4.1 Sección transversal de la vía

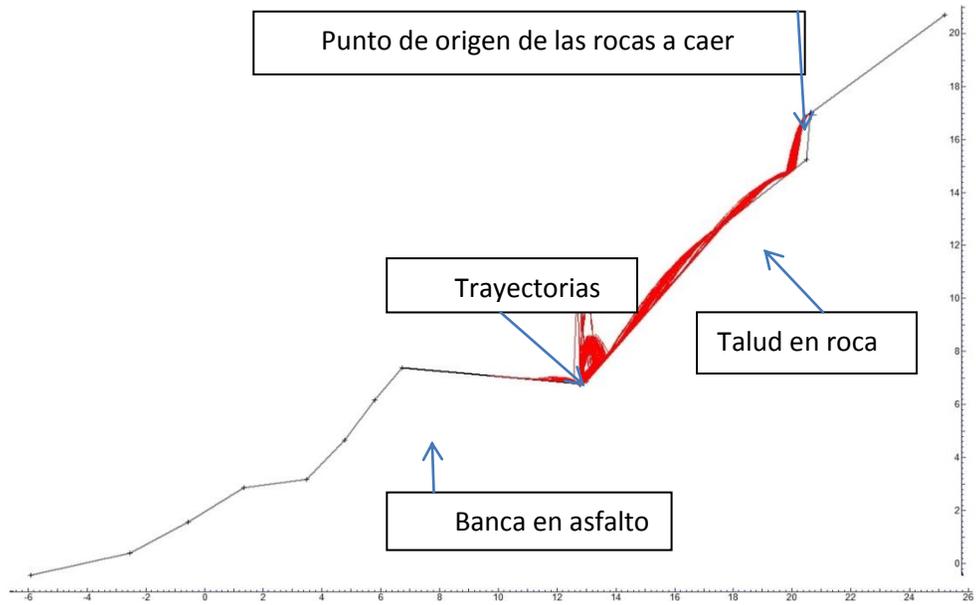


Figura 4.2 Trayectorias de la roca al caer (primer escenario).

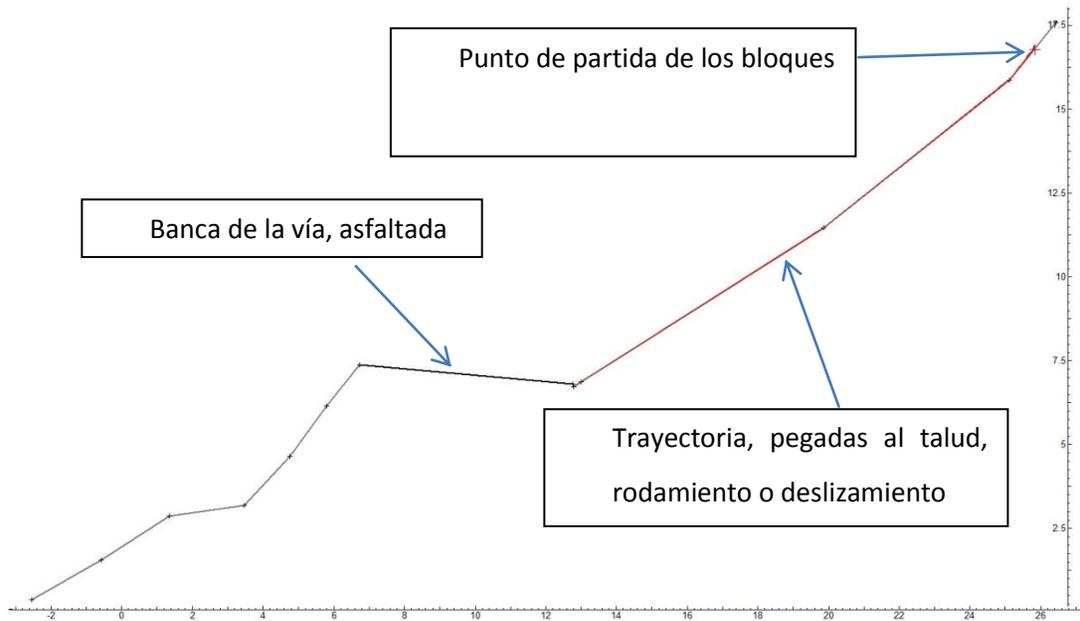


Figura 4.3 Trayectorias de la roca en la vía con el talud más tendido (segundo escenario).

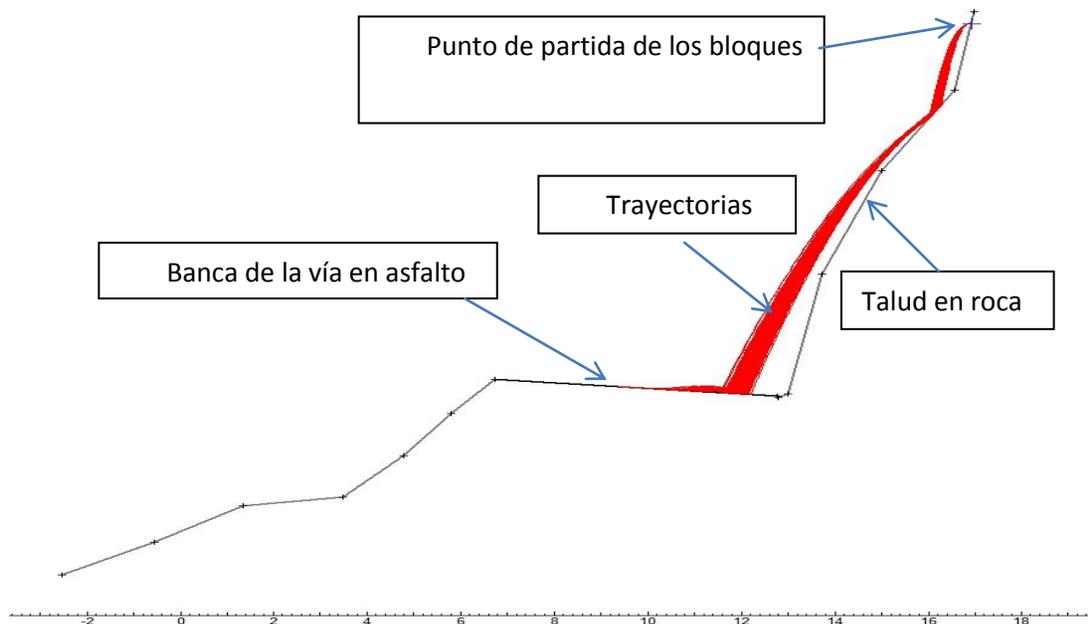


Figura 4.4 Trayectorias de la roca en la vía con el talud con mayor pendiente (tercer caso).

En las figura 4.5 a 4.7 se muestran los resultados obtenidos en términos de la altura de rebote, para los tres casos mencionados considerando variaciones en la pendiente del talud. Se puede observar que las alturas de rebote cambian significativamente. En el primer caso se alcanza un valor máximo de 1.8 m; en el segundo escenario un valor de 0.01 m, el cual corresponde al talud de menor pendiente en el que los bloques prácticamente se deslizan o ruedan por el talud; y para el último caso el valor de 4.5 m de altura de rebote, que representa la situación de mayor pendiente donde las rocas muestran prácticamente una caída libre.

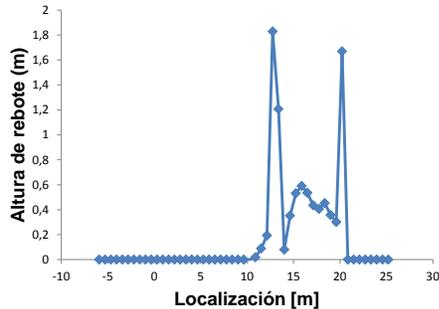


Figura 4.5 Gráfico de altura de rebote versus localización horizontal para el primer caso, sección mostrada en la figura 3.1

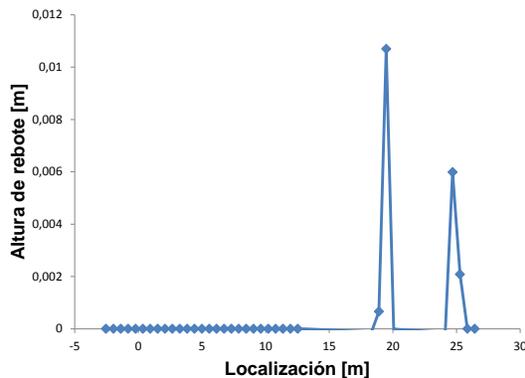


Figura 4.6 Gráfico de altura de rebote versus localización horizontal para el escenario dos, con talud tendido.

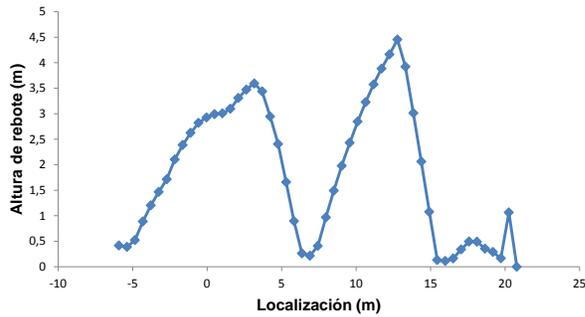


Figura 4.7 Gráfico altura de rebote versus localización horizontal para el tercer caso, con talud de mayor pendiente.

4.2 SIMULACIÓN Y ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE LAS VARIABLES

El efecto físico y matemático de la caída de rocas al utilizar los principios de caída libre y teoría de colisiones, se observa en la variación de los resultados al introducir cambios en los parámetros de masa, velocidad inicial del bloque y densidad de la roca. La respuesta a estos cambios y sus comportamientos se indican a continuación.

Con base en las características geométricas mostradas en la figura 4.1 y los datos indicados en las tablas 4.1 y 4.2, los cuales se mantienen constantes, se hizo la simulación, variando los datos de masa, densidad de la roca y velocidad inicial como se muestra en la tabla 4.3.

Tabla 4.3. Valores de las variables introducidas en la simulación

Masa (kg)	5	10	20	40	80
Velocidad inicial (m/s)	1,1	1,3	1,5	1,9	2,5
Densidad (kg/m ³)	2100	2150	2200	2250	2300

Para todas las combinaciones posibles de los anteriores valores se determinaron las trayectorias, alturas de rebote, energía cinética total y velocidad de traslación. Los resultados obtenidos se reportan en las tablas 4.4.

Tabla 4.4. Condiciones iniciales y resultados de la modelación conceptual.

CONDICIONES INICIALES			RESULTADOS			
kg/m ³	kg	m/s	(m)	(m)	(J)	m/s
Densidad	Masa	Vel. Inicial	DIST HTAL	ALT. REBOTE	ENERGÍA	VELOCIDAD
2100	5	1,1	11,55	1,37	435,55	12,24
2100	5	1,3	11,63	1,64	430,00	11,7
2100	5	1,5	11,56	1,28	431,49	11,73
2100	5	1,9	11,59	2,84	436,90	11,75
2100	5	2,5	11,61	1,72	440,11	11,71
2100	10	1,1	11,35	1,29	854,00	11,76
2100	10	1,3	11,42	2,30	847,00	12,24
2100	10	1,5	11,56	1,58	847,00	12,24
2100	10	1,9	11,72	2,79	843,00	11,75
2100	10	2,5	11,73	1,70	840,00	11,15
2100	20	1,1	11,54	2,92	1689,00	11,79
2100	20	1,3	11,36	1,32	1704,00	11,77
2100	20	1,5	11,60	2,93	1670,00	12,25
2100	20	1,9	11,50	2,52	1672,00	11,77
2100	20	2,5	11,63	1,67	1709,00	11,55
2100	40	1,1	11,52	1,52	3391,00	11,76
2100	40	1,3	11,35	2,75	3366,00	11,79
2100	40	1,5	11,41	2,01	3384,00	11,7
2100	40	1,9	11,91	1,51	3351,00	11,72
2100	40	2,5	11,64	1,68	3421,00	11,64
2100	80	1,1	11,32	2,77	6728,00	11,71
2100	80	1,3	11,67	2,77	6707,00	11,78
2100	80	1,5	11,41	1,47	6781,00	11,64
2100	80	1,9	11,6	1,51	6697,00	11,72
2100	80	2,5	11,5	3,09	6849,00	11,74

Continuación Tabla 4.4. Condiciones y resultados modelación conceptual.

CONDICIONES INICIALES			RESULTADOS			
kg/m ³	kg	m/s	(m)	(m)	(J)	m/s
Densidad	Masa	Vel. Inicial	DIST HTAL	ALT. REBOTE	ENERGÍA	VELOCIDAD
2150	5	1,1	11,45	2,84	422,00	11,74
2150	5	1,3	11,45	2,44	435,80	11,75
2150	5	1,5	11,52	2,51	425,44	11,72
2150	5	1,9	11,68	1,97	428,47	11,69
2150	5	2,5	11,62	1,67	432,75	11,75
2150	10	1,1	11,4	3,09	848,00	11,72
2150	10	1,3	11,51	1,37	868,58	11,72
2150	10	1,5	11,41	1,72	697,23	11,72
2150	10	1,9	11,83	1,45	841,14	11,72
2150	10	2,5	11,64	1,68	852,57	11,64
2150	20	1,1	11,4	2,23	1692,00	11,76
2150	20	1,3	11,54	1,45	1700,29	12,37
2150	20	1,5	11,58	1,24	1680,72	11,71
2150	20	1,9	11,71	1,50	1658,21	11,70
2150	20	2,5	11,57	1,66	1685,75	11,65
2150	40	1,1	11,57	3,00	3386,00	11,77
2150	40	1,3	11,40	1,88	3360,26	11,79
2150	40	1,5	11,43	1,92	3342,63	11,72
2150	40	1,9	11,70	1,52	3321,75	11,75
2150	40	2,5	11,57	1,68	3438,69	11,31
2150	80	1,1	11,39	2,73	6715,00	11,79
2150	80	1,3	11,40	2,99	6829,13	12,39
2150	80	1,5	11,69	1,34	6790,13	12,34
2150	80	1,9	11,66	2,34	6641,98	11,75
2150	80	2,5	11,54	1,68	6783,06	11,66
2200	5	1,1	11,54	2,12	427,00	11,48
2200	5	1,3	11,49	1,66	433,24	12,38
2200	5	1,5	11,41	2,00	396,57	12,36
2200	5	1,9	11,66	1,89	429,22	11,75
2200	5	2,5	11,55	1,67	428,95	11,71
2200	10	1,1	11,55	2,33	844,00	11,68
2200	10	1,3	11,45	2,04	850,54	11,68
2200	10	1,5	11,5	2,21	841,43	12,30
2200	10	1,9	11,73	2,62	841,06	11,74
2200	10	2,5	11,52	1,69	867,14	11,76
2200	20	1,1	11,37	1,29	1676,00	11,61
2200	20	1,3	11,61	1,37	1677,42	11,72
2200	20	1,5	11,52	1,92	1678,90	12,24
2200	20	1,9	11,74	2,33	1669,64	11,67
2200	20	2,5	11,70	1,68	1727,62	11,62
2200	40	1,1	11,55	1,30	3350,00	11,81
2200	40	1,3	11,61	2,48	3380,35	11,80
2200	40	1,5	11,53	2,84	3346,23	11,75
2200	40	1,9	11,69	2,67	3394,96	12,35
2200	40	2,5	11,70	1,69	3443,43	11,38
2200	80	1,1	11,59	2,45	6761,00	11,75
2200	80	1,3	11,43	2,01	6692,61	11,75
2200	80	1,5	11,55	1,85	6708,15	11,75
2200	80	1,9	11,55	1,58	6635,80	11,78
2200	80	2,5	11,69	1,66	6862,77	11,59

Continuación Tabla 4.4. Condiciones y resultados de la modelación conceptual.

CONDICIONES INICIALES			RESULTADOS			
kg/m ³	kg	m/s	(m)	(m)	(J)	m/s
Densidad	Masa	Vel. Inicial	DIST HTAL	ALT. REBOTE	ENERGÍA	VELOCIDAD
2250	5	1,1	11,45	1,37	427,57	11,77
2250	5	1,3	11,51	1,28	424,02	11,47
2250	5	1,5	11,53	2,53	432,19	11,70
2250	5	1,9	11,69	2,75	421,50	11,70
2250	5	2,5	11,66	1,68	441,87	11,67
2250	10	1,1	11,54	1,55	851,01	11,76
2250	10	1,3	11,44	1,41	853,51	11,77
2250	10	1,5	11,55	2,85	849,71	12,34
2250	10	1,9	11,69	2,78	851,01	11,73
2250	10	2,5	11,65	1,65	867,92	11,73
2250	20	1,1	11,61	1,99	1693,77	11,72
2250	20	1,3	11,53	2,68	1714,94	12,42
2250	20	1,5	11,56	2,56	1693,82	11,76
2250	20	1,9	11,64	2,47	1704,54	11,75
2250	20	2,5	11,66	2,65	1728,95	11,72
2250	40	1,1	11,49	1,3	3364,26	11,75
2250	40	1,3	11,47	1,43	3368,66	11,75
2250	40	1,5	11,55	1,9	3404,74	12,35
2250	40	1,9	11,68	1,47	3358,84	11,76
2250	40	2,5	11,66	2,85	3413,88	11,72
2250	80	1,1	11,43	1,35	6765,16	11,7
2250	80	1,3	11,57	1,66	6759,46	11,78
2250	80	1,5	11,5	2,53	6808,75	12,36
2250	80	1,9	11,64	2,88	6738,32	11,69
2250	80	2,5	11,68	1,65	6877,66	11,74
2300	5	1,1	11,5	1,38	434,42	11,72
2300	5	1,3	11,59	2,44	424,63	12,34
2300	5	1,5	11,37	2,83	426,13	12,34
2300	5	1,9	11,6	1,76	446,45	11,72
2300	5	2,5	11,58	1,66	425,11	11,69
2300	10	1,1	11,4	2,86	846,98	11,65
2300	10	1,3	11,42	2,65	848,26	11,72
2300	10	1,5	11,73	1,92	848,42	11,73
2300	10	1,9	11,61	2,33	851,23	12,39
2300	10	2,5	11,59	1,68	882,91	11,73
2300	20	1,1	11,43	2,15	1682,27	11,75
2300	20	1,3	11,68	1,78	1682,95	11,75
2300	20	1,5	11,56	1,32	1698,03	11,74
2300	20	1,9	11,76	1,57	1683,12	11,73
2300	20	2,5	11,57	1,67	1696,13	11,66
2300	40	1,1	11,44	1,35	3408,06	12,38
2300	40	1,3	11,47	2,67	3377,06	11,78
2300	40	1,5	11,34	1,33	3358,59	11,75
2300	40	1,9	11,65	3,00	3410,53	11,7
2300	40	2,5	11,78	1,71	3424,39	11,63
2300	80	1,1	11,55	1,51	6763,26	11,74
2300	80	1,3	11,56	2,90	6716,12	11,75
2300	80	1,5	11,63	2,27	6689,42	11,77
2300	80	1,9	11,72	1,44	6645,51	11,71
2300	80	2,5	11,7	1,83	6792,4	11,67

Para facilitar la interpretación de los resultados arrojados se comparan cada grupo de valores.

En la figura 4.8 se muestra la variación de la energía cinética en función de la velocidad inicial de la roca, la masa y la densidad de la misma. Puede observarse que la energía presenta muy pequeñas variaciones para las velocidades iniciales y para las densidades de la roca, figuras a) a la e) en cambio el valor de la energía aumenta linealmente con la masa de la roca, cuadro f).

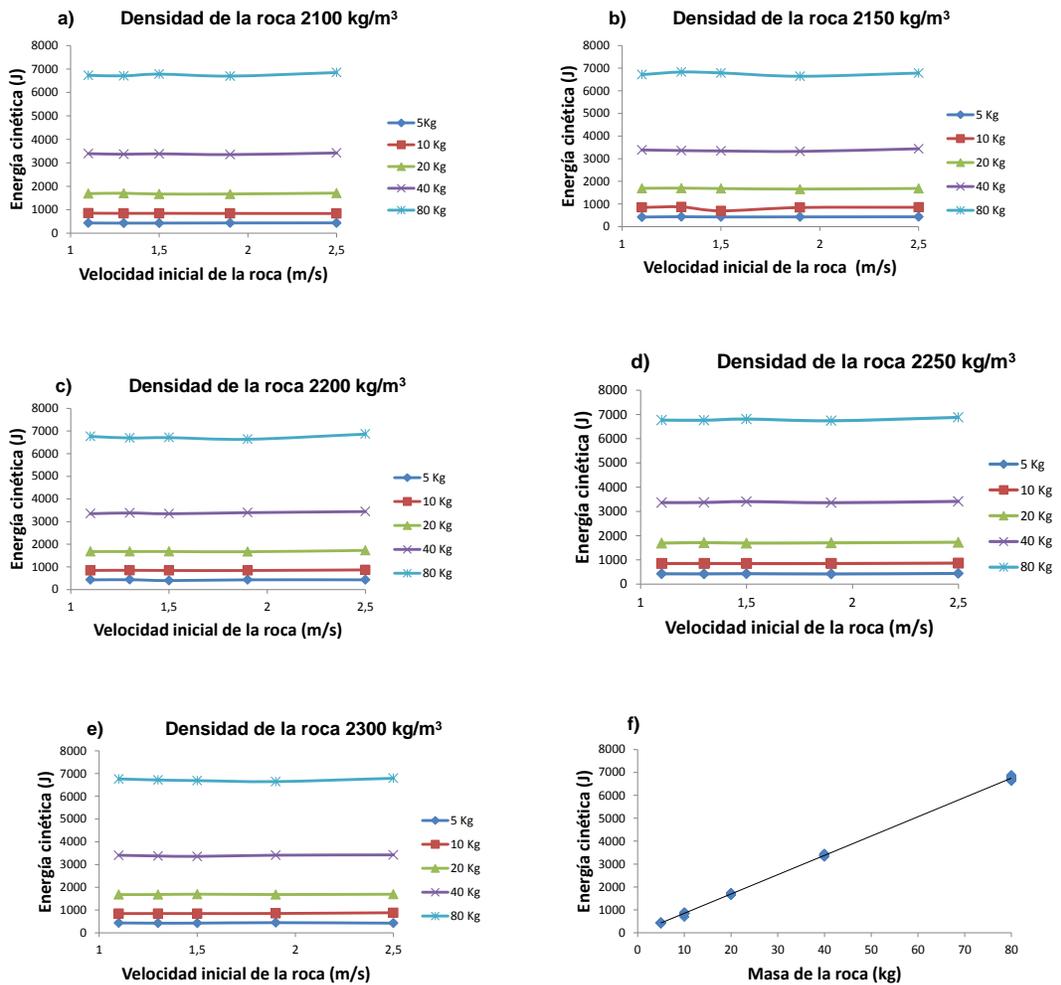


Figura 4.8 Variación de la energía cinética en función de la velocidad inicial, masa y densidad de la roca.

En la figura 4.9 se presenta la variación de la distancia horizontal alcanzada por los bloques de roca para los diferentes casos en lo que se hace variar la masa, la velocidad inicial y la densidad de la roca, nótese que en las figuras presentadas el valor de densidad es diferente. Como en el caso anterior en las figuras a) a la e) se puede observar la variación de la distancia horizontal alcanzada para cada una de las densidades de roca variando la masa y la velocidad inicial; en el cuadro f), se aprecia la variación de la distancia horizontal respecto a la velocidad inicial, se aprecia que existe un leve aumento de la distancia alcanzada al aumentar la velocidad inicial de la roca; en el cuadro g) no cambio la variación de la distancia respecto a la masa es prácticamente nula y en el h) la variación de la distancia respecto a la densidad tampoco es apreciable.

Para graficar se tomó el valor medio de la distancia alcanzada por la roca, es decir la distancia alcanzada por el mayor número de rocas, o lo que es lo mismo, el valor más repetido en las tantas veces que el programa simula el evento, que para este caso fue de 100. Esta distancia se mide desde el punto de desprendimiento hasta la posición de reposo del elemento.

Aunque se aprecia una dispersión importante de los resultados se puede observar que existe la tendencia a aumentar la distancia horizontal al aumentar la velocidad inicial de la roca, sin desconocer que se obtuvieron algunos valores extremos que no siguen dicha tendencia. En cambio la influencia en la distancia no es representativa con la masa y densidad de la roca.

En general y para el caso simulado, el conjunto de valores obtenidos para la distancia oscila en un rango estrecho, entre 11.3 m y 11.9 m, lo que para fines de una solución ingenieril es una buena precisión.

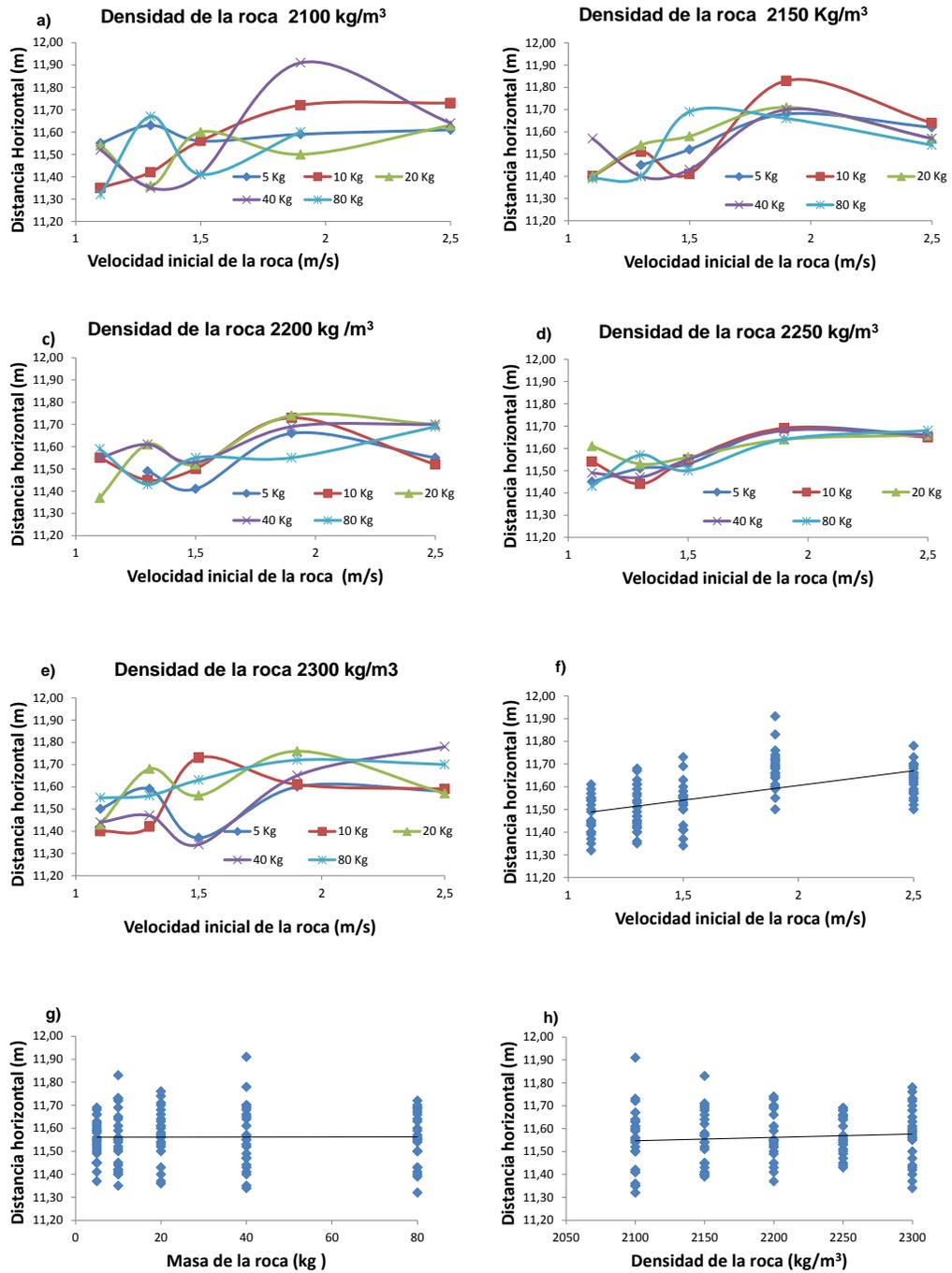


Figura 4.9 Variación de la distancia horizontal en función de la velocidad inicial, masa y densidad de la roca.

En la figura 4.10 se muestran los valores obtenidos para la altura de rebote al variar la velocidad inicial, la masa y la densidad de la roca. El valor tomado para la altura de rebote es el máximo valor para cualquier localización. Para las velocidades iniciales de 2.5 m/s se obtienen menores valores de la altura de rebote, excepto para la densidad de 2250 kg/m³.

De otro lado, se obtuvieron valores entre 1.30 m y 3.0 m y aunque la variación no marca una tendencia bien definida, al examinar el total de los valores obtenidos y de acuerdo con las tendencias mostradas en las figuras a) a la e) se puede decir que la altura de rebote presenta una leve disminución con el incremento de la velocidad de la roca y es casi invariable con los aumentos de la densidad o la masa de la misma. En el cuadro f) se observa que la altura de rebote permanece prácticamente constante cuando se hace variara la velocidad inicial de la roca; en el cuadro g) se observa que tampoco los valores para la altura de rebote presentan cambios significativos al variar la masa de la roca y en el cuadro h) se observa que la altura de rebote no varía permaneciendo prácticamente en 2,0 m para los distintos valores de densidad de la roca.

Los datos de altura de rebote obtenidos tienen una gran importancia porque permiten localizar los puntos en los cuales sería óptimo colocar barreras y determinar las características de las mismas, si este fuera el caso de la prevención más factible.

Determinadas esas posibles localizaciones el programa permite seleccionar los llamados, puntos de recolección de datos, para los cuales se obtienen valores puntuales de energías y velocidades con los cuales se puede definir las características físicas de las barreras.

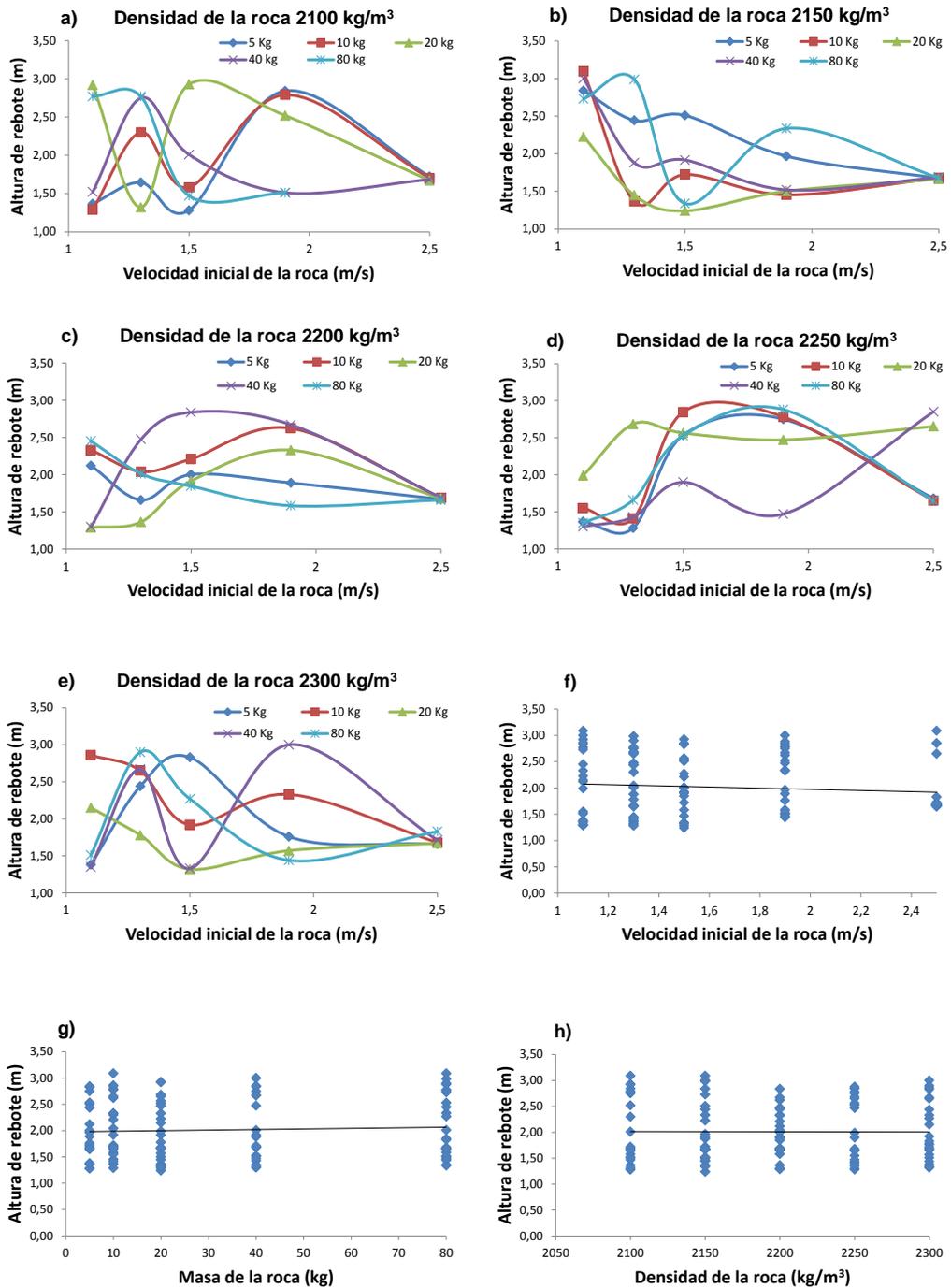


Figura 4.10 Variación de la altura de rebote en función de la velocidad inicial, masa y densidad de la roca.

En la figura 4.11 se presenta la variación de la velocidad de traslación, en función de la velocidad inicial, masa y densidad de la roca. De nuevo, para velocidades iniciales de 2.5 m/s se obtuvo los menores valores de velocidad de traslación, en cambio para las distintas masas y densidades el promedio permanece prácticamente invariable.

Igualmente los resultados gráficos de los cuadros del a) al e) muestran la variación de la velocidad de traslación con el aumento de la velocidad inicial y con el incremento de la masa para cada densidad considerada. En el cuadro f) se observa que la velocidad de traslación permanece con variaciones muy pequeñas al aumentar la velocidad inicial de la roca; en el g) se aprecia una condición similar, la velocidad de traslación permanece prácticamente constante a la variación de la masa de la roca y en el h) igualmente la velocidad de traslación es casi la misma para los distintos valores de la densidad de las rocas.

En general, se aprecia que los resultados obtenidos no presentan inconsistencias de carácter físico y se confirman en todos los casos evaluados la legitimidad de las premisas planteadas en los enunciados teóricos.

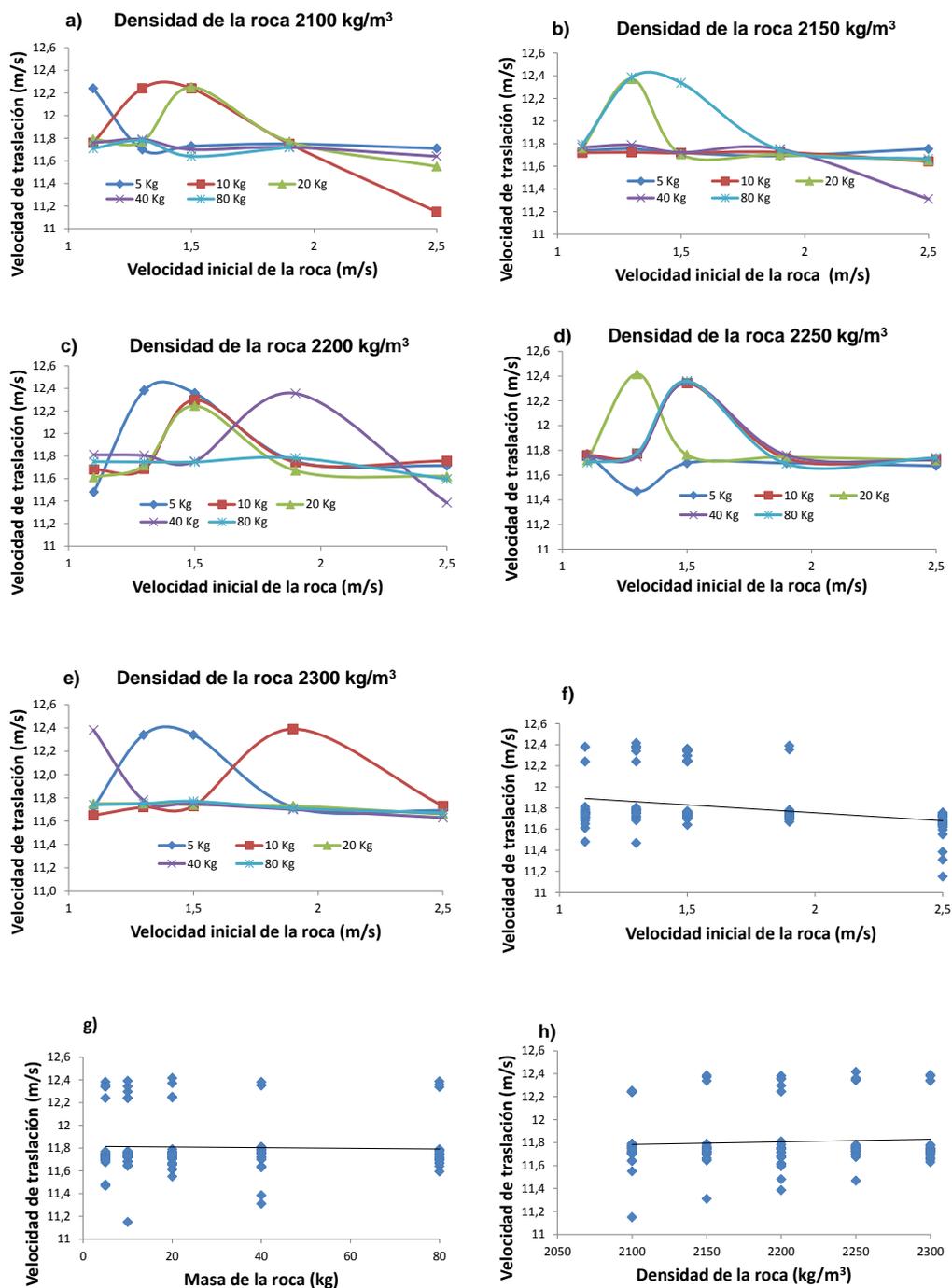


Figura 4.11 Variación de la velocidad de traslación en función de la velocidad inicial, masa y densidad de la roca.

4.3 APLICACIÓN PARA UN CASO LOCAL

Para la simulación de este caso local, se escogió un sitio sobre la vía de acceso al túnel de oriente que comunicará el valle de Aburrá con el valle de Rionegro en Antioquia, véase figura 4.12. En este proyecto que actualmente se encuentra en estudio, se espera que las condiciones de seguridad en los tiempos de circulación vehicular sean óptimas, por lo tanto es oportuno, previo a su construcción, evaluar el riesgo de caídas de rocas como parte de los análisis de estabilidad de taludes.

A partir de los estudios de diseño y las correspondientes autorizaciones de los consultores y propietarios del proyecto, se utilizó la información secundaria disponible para identificar las propiedades geo mecánicas de los materiales presentes en el sitio de interés, así como las características geométricas de la vía y sus taludes.

La vía de acceso al portal occidental de túnel está localizada en la ladera oriental del valle, margen izquierda de la cuenca de la quebrada Santa Elena entre los 1800 y 2050 m sobre el nivel del mar y el tramo más escarpado y con afloramiento de rocas se localiza entre las abscisas K 9+230 al K 10+200. Con el fin de obtener información complementaria para la aplicación de esta investigación, se realizaron visitas de trabajo de campo y reconocimiento geológico, que permitió identificar el tramo probable de ocurrencia de este tipo de eventos, el cual fue identificado a lo largo de la abscisa K 9+640, correspondiente al sitio conocido como cerro el Chivo, cuyas coordenadas registradas en el sitio a través de un dispositivo Iphone 4S, se indican en la tabla 4.5. Seguidamente se hace una breve descripción de la geomorfología y geología de la zona.



Figura 4.12 Localización general del proyecto.

(Tomada del informe GICA – CTO – IG - 01 rev. 1. De abril de 2013)

Tabla 4.5. Coordenadas del sitio

NORTE	OESTE (w)	ELEVACIÓN
6° 13' 32''	75° 31' 12''	2018 msnm

En términos geomorfológicos, el tramo de interés está ubicado en la zona correspondiente a la vertiente oriental del Valle de Aburrá que se caracteriza por estar conformada por una ladera escalonada con facetas triangulares y formaciones rectas, cóncavas y convexas. El cerro El Chivo específicamente está localizado entre las cuencas de las quebradas la Espadera y la Bocana cuyo cuerpo rocoso sobresale con dirección NW y en algunos puntos en su costado occidental tiene paredes verticales, mientras en el costado oriental las pendientes son un poco más moderadas aunque escarpadas con evidencia de procesos asociados a caídas de bloques.

La zona donde está situado el proyecto se caracteriza geológicamente por la presencia de cuatro tipos de formaciones principales como se muestra en la figura 4.13, constituidas por las siguientes unidades litológicas: Anfibolitas de Medellín (PRam), Dunitas de Medellín (Tdm), Gabro de San Diego (Jgsd) y Depósitos de Vertiente (Q2v).

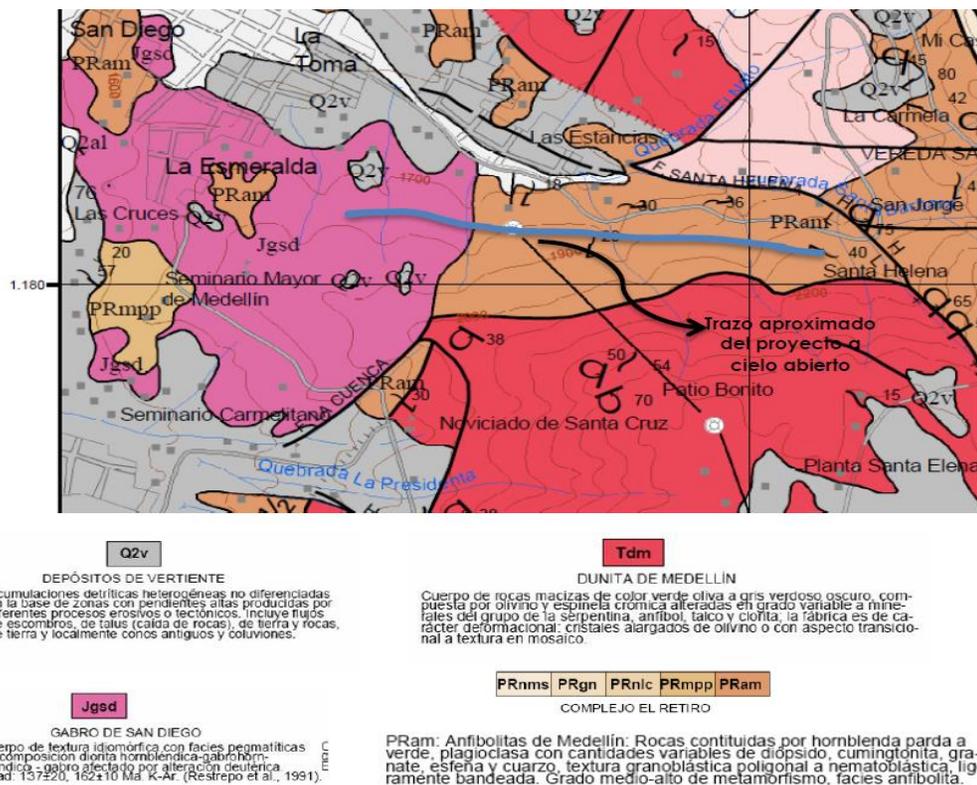


Figura 4.13 Geología regional.

Específicamente en el Cerro el Chivo entre las abscisas K 9+230 y K 9+832 aflora la unidad litológica denominada anfibolitas de Medellín, con alto nivel de meteorización y fracturamiento, ya que hace parte de la unidad local denominada de cabalgamiento.

Con base en los niveles de meteorización propuestos por Derman (1991), el perfil de meteorización en el sitio identificado como de alta probabilidad de

riesgo por desprendimiento de rocas, comprende desde rocas moderadamente meteorizadas (tipo III) en la superficie, rocas algo meteorizadas (tipo II) hasta roca sana (tipo I) en espesores variables. En la intervención de la ladera para el desarrollo de la infraestructura, se espera que la excavación se ejecute a lo largo del perfil de meteorización quedando el talud conformado por anfibolita fracturada y expuesto a fallas con control estructural.

Los parámetros geométricos de las discontinuidades estructurales fueron medidos en el sitio en visita de campo, realizada durante el desarrollo de esta investigación con un dispositivo Iphone 4S y la aplicación “*Strike and Dip*” versión 2.5 de *Hunt Mountain Software*, algunos datos se verificaron con brújula Brunton. La información obtenida se reporta en la tabla 4.6.

Las familias de diaclasas localizadas se ilustran en la figura 4.14 y son las responsables de definir la estructura interna del macizo rocoso en bloques de diferente dimensión y forma, presentando las siguientes características: espaciamiento entre las discontinuidades 10 y 40 cm, medianamente rugosas, selladas, sin relleno, con escasa pero periódica presencia de agua y persistencia entre 1 y 1,3 m, esta última expresa cuantitativamente la extensión de longitud en que se presenta la discontinuidad estructural.

Tabla 4.6. Principales familias de diaclasas

Familia	Dirección (Azimutal)	Buzamiento	Espaciamiento (cm)	Paredes de las discontinuidades	Características del Relleno
1	344°	75° E	10 - 20	Rugosas, selladas	Sin relleno
2	213°	25° W	20 - 40	Rugosas, selladas	Sin relleno
3	11°	35° E	10 - 20	Rugosas, selladas	Sin relleno



Figura 4.14 Fotos del sitio, se resaltan las familias de diaclasas

Con el fin de clasificar geomecánicamente el macizo rocoso, se determinó el índice de calidad del macizo rocoso RMR, este se obtuvo mediante el método Bieniawski, arrojando como resultado una roca tipo III de calidad media. En la tabla 4.7 se muestra la valoración de los parámetros que intervienen en la clasificación, realizada con base en este sistema, indicado en el capítulo 2 sobre fundamentos teóricos.

Tabla 4.7. Clasificación del macizo rocoso. RMR

PARÁMETROS	VALORES	PUNTAJE
Resistencia a la compresión simple	50 - 100 Mpa	7
RQD	56 % - 75%	13
Separación entre juntas	200 - 600mm	8
Condición de las juntas	Relleno < 5 mm	10
Flujo de agua en las juntas	Ligeramente húmedas	10
TOTAL		48

También se clasificó el macizo con el índice de calidad, Q de Barton, siguiendo igualmente lo expuesto en el capítulo 2 y con base en las características de las diaclasas mostradas en la tabla 4.6 para las principales familias de discontinuidades estructurales. Con los criterios expuestos en la tabla 3.3 se asignaron los siguientes valores para los parámetros J_n , J_r , J_a , J_w y SRF

J_n , Tres familias de diaclasas, 9 puntos, tabla 3.3, numeral 2, literal F

J_r , Diaclasas rugosas, 3 puntos, tabla 3.3, numeral 3, literal B

J_a , Planos de las discontinuidades ligeramente alterados, sin relleno, 2 puntos, tabla 3.3, numeral 4, literal B

J_w , Discontinuidades secas, ocasional humedad. < 5 l/s, 1 punto, tabla 3.3, numeral 5, literal A

SRF, excavación > 50 m, zonas débiles, 2,5 puntos, numeral 6, literal F,

Estos valores se incluyen en una hoja de cálculo en la cual se introdujo también la fórmula para el cálculo del índice de calidad del macizo rocoso de

$$\text{Barton } Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right) X \left(J_r/J_a\right) X \left(J_w/SRF\right)$$

Los resultados de la valoración de los seis parámetros y del índice de calidad del macizo se presentan en la tabla 4.8.

Tabla 4.8. Clasificación del macizo rocoso, según el índice Q de Barton

Q de BARTON							
PARÁMETROS	RQD	J_n	J_r	J_a	J_w	SRF	Q
VALORES	60	9	3	2	1	2,5	4,0

Con el valor obtenido para el índice Q se entra en la tabla 3.4 y se determina la clasificación del macizo como roca pobre, límite superior, (Tipo D).

A manera de verificación se usan las siguientes correlaciones entre el índice Q y RMR

$$RMR = 9Ln(Q) + 44 \text{ (Bieniawski, 1976)} \quad RMR = 56$$

$$RMR = 13,5 \log(Q) + 43 \text{ (Rutledge, 1978)} \quad RMR = 51$$

$$RMR = 12,5 \log(Q) + 55,2 \text{ (Moreno Tallon, 1981)} \quad RMR = 62$$

Los valores obtenidos indican un buen grado de confiabilidad en la clasificación de RMR, roca media, tipo III (Rango de RMR entre 40 y 60)

Los datos de densidad de la roca, índice geológico de resistencia, GSI y resistencia a la compresión simple requeridos para la caracterización fueron tomados de la información suministrada por los consultores, (Inteinsa, 2011)

El valor de m_i para la anfibolita, se obtuvo de las tablas reportadas en la literatura técnica la cual es considerada como una constatación litológica. Se asume el valor del factor de perturbación como $D = 0,8$ al considerar que las prácticas de voladura y el uso de *Ripper* en nuestro medio no garantizan un acabado de buena calidad para la superficie de roca expuesta en el talud, los parámetros citados se reportan en la tabla 4.9.

Tabla 4.9. Parámetros del macizo rocoso

PARÁMETROS	Q (de Barton)	Densidad de la roca	GSI	USC, Resistencia a la compresión simple	m_i	D
VALORES	4	2200kg/m ³	51	90 Mpa	26	0,8

Con los datos anteriores y el uso del software *RoClab* de *Rocscience* se obtuvo los demás parámetros del macizo rocoso los cuales se muestran en la tabla 4.10; y se trazó las envolventes de falla para los esfuerzos principales y para la

relación entre el esfuerzo normal y el esfuerzo cortante, estas trayectorias se muestran en las figuras 4.15 y 4.16 respectivamente.

Tanto los datos de entrada como los resultados obtenidos fueron previamente definidos en la sección 3.1.2 donde también se explica el criterio generalizado de rotura de Hoek – Brown. (Véase la ecuación (2))

Tabla 4.10. Parámetros geotécnicos del macizo rocoso.

m_b	s	a	c	Φ
0,4031	0,0000248	0,522344	2,399 Mpa	19,26°

Esfuerzos principales

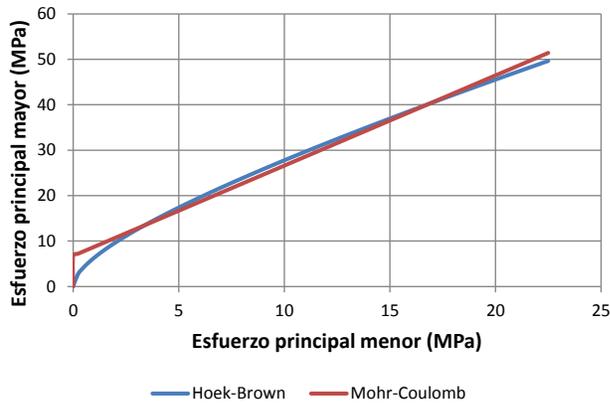


Figura 4.15 Envolvente de falla en términos de los esfuerzos principales.

Esfuerzo normal vs. Cizalladura

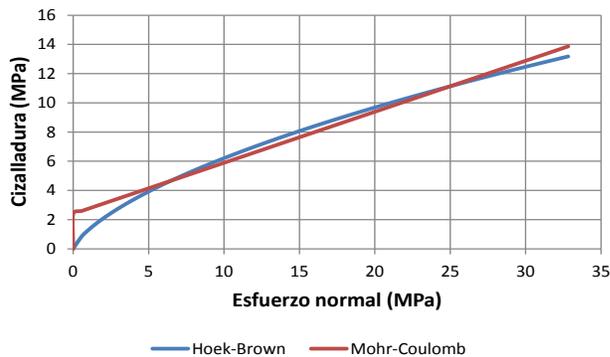


Figura 4.16 Envolvente de falla en términos del esfuerzo normal y cortante.

Los parámetros de resistencia ángulo de fricción residual (Φ_r) y ángulo de fricción básico de la roca sana (Φ_b), se definieron con base en la descripción geomecánica de las discontinuidades estructurales, teniendo en cuenta que las características de las diaclasas presentes son rugosas, están selladas contienen poco relleno y presentan agua ocasional.

Así para este caso $\Phi_r = \Phi_b = 21^\circ$ para discontinuidades planas en rocas metamórficas y valor de la cohesión de, $C = 0$ Kpa.

4.3.1 Estabilidad

En el informe GICA – CTO – IG - 01 rev. 1. De abril de 2013, se presentó el resultado del análisis de estabilidad global, para varias secciones de la vía y particularmente para la sección analizada en este trabajo, la correspondiente al K 9+640 del abscisado de la vía, en el cual se obtuvieron factores de seguridad del orden de 1,05 para la sección antes de los cortes de la banca, condición estática, y valores entre de 0,9 y 1,06 para la parte inferior de la banca, después de los cortes de excavación, para la condiciones estática y pseudoestática respectivamente, lo cual implicó que se hicieran recomendaciones de estabilización de estos taludes por no cumplir con los factores de seguridad recomendados que en el análisis de taludes y con las características particulares de esta vía deben ser por lo menos de 1,5 en condición estática y 1,25 para la pseudoestática. Valores del factor de seguridad recomendados en *Geotechnical Engineering Office* (2004) y de *U S Army Corps of Engineers*, octubre de 2003.

En este trabajo, dado el interés particular sobre caída de rocas, se revisó la estabilidad de los taludes mediante análisis cinemático, tal como se muestra a continuación:

Falla planar. Es aquella en la cual ocurre el deslizamiento de un bloque de roca en un plano de falla o discontinuidad cuyo buzamiento es casi paralelo al buzamiento del talud, véase la figura 4.17

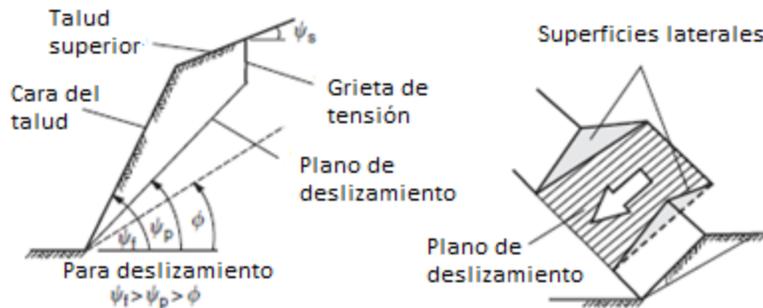


Figura 4.17 Falla planar (Adaptada de *Rock Slope Engineering* 4ta edición)

Para que se presente una falla de tipo planar es necesario que:

- La diferencia de buzamiento entre el talud y el plano en el que ocurre el deslizamiento de la cuña sea menor que 20°
- El buzamiento de la discontinuidad debe ser menor que la pendiente de la cara libre del talud, $\omega_f > \omega_p$ y
- El buzamiento de la discontinuidad debe ser mayor que el valor del ángulo de fricción a lo largo del plano de discontinuidad, $\omega_p > \phi$

Para el caso de análisis en esta investigación, los datos son:

Buzamiento del talud $\omega_f = 76^\circ E$.

Buzamiento de las discontinuidades, familia 1, $\omega_p = 75^\circ E$.

Buzamiento de las discontinuidades, familia 3, $\omega_p = 35^\circ E$

Menor ángulo de fricción a lo largo de las discontinuidades estructurales $\phi = 21^\circ$

Así:

Diferencia de buzamientos $76^\circ - 75^\circ = 1^\circ < 20^\circ$; $76^\circ - 35^\circ = 41^\circ > 20^\circ$

La segunda condición $\omega_f > \omega_p$ ($76^\circ > 75^\circ$) y $76^\circ > 35^\circ$

La tercera condición $\omega_p > \phi$, ($75^\circ > 21^\circ$) y $35^\circ > 21^\circ$

Sólo para la familia1 se cumple que el plano de falla es prácticamente paralelo al talud, las demás condiciones no se cumplen para las otras familias de diaclasas, en consecuencia no se espera falla planar.

Rotura por cuña. Ocurre cuando un bloque de roca, formado por la intersección de dos planos de falla, y dicha intersección tiene buzamiento en dirección a la cara del talud, véase la figura 4.18

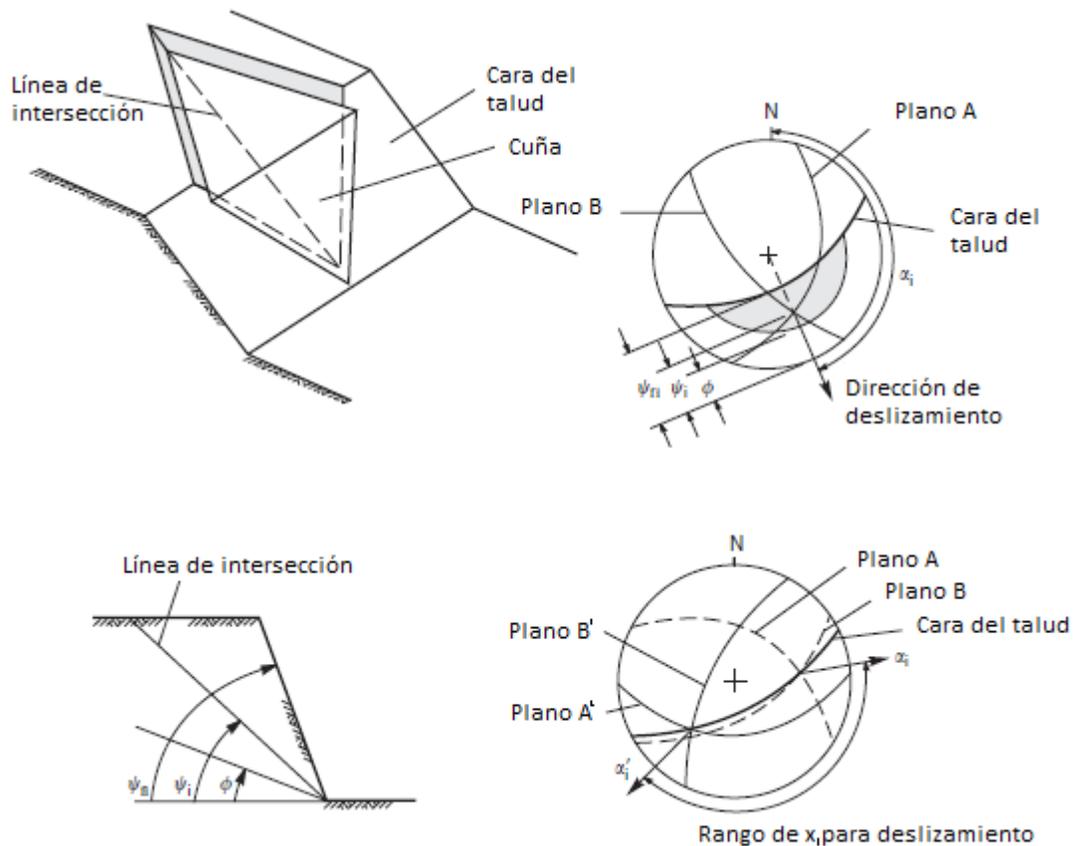


Figura 4.18 Falla por cuña (Adaptada de Rock Slope Engineering 4ta edición)

Haciendo uso del programa swedge V5.0 se analizó la estabilidad de rotura por cuña entre las familias de discontinuidades descritas en la tabla 4.6, se encontró que las familias de diaclasas 1 y 3 presenta potencialidad falla diédrica al conformar una cuña cuyo factor de seguridad es de 2,06 como se ilustra en la figura 4.19, en la que se presenta la representación estereográfica de las discontinuidades involucradas. Las características geométricas para las familias de diaclasas 2 y 3, no comprometen potencialidad de deslizamiento por cuña.

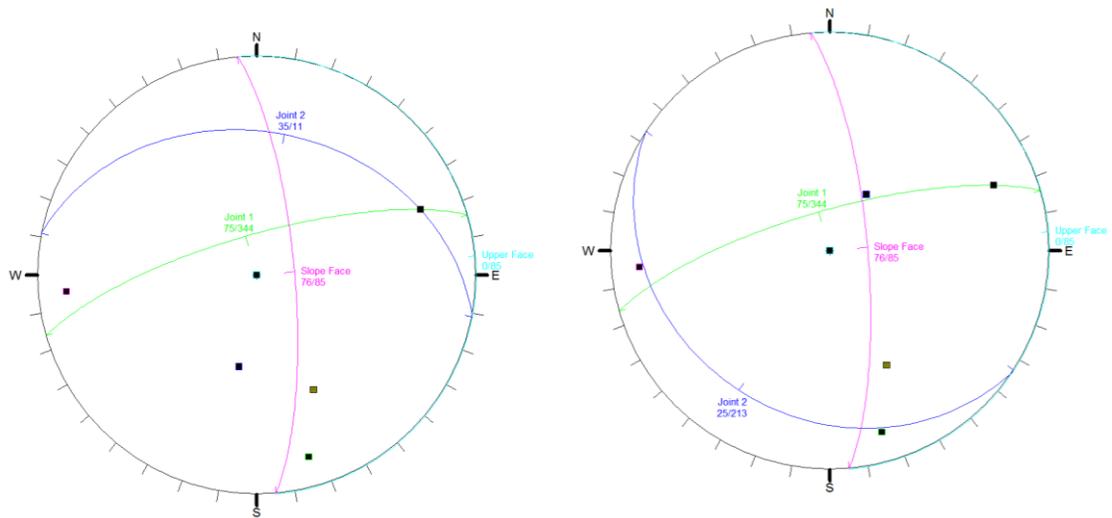


Figura 4.19 Representación estereográfica de familias de discontinuidades estructurales para análisis de rotura por cuña.

Volcamiento. Este tipo de falla se presenta en los casos en que la combinación de buzamientos de las discontinuidades, una casi paralela a la cara del talud y otra normal a la anterior, forman bloques con tendencia a rotar sobre su apoyo. Estereográficamente, significa que debe cumplir las siguientes condiciones en forma simultánea. El rumbo de la discontinuidad estructural debe quedar dentro del intervalo de riesgo por rumbo y el arco meridional debe pasar por el intervalo de riesgo por buzamiento aparente. El riesgo por buzamiento se define por un intervalo angular en la línea de mayor pendiente del talud de por

lo menos 20°, comprendido entre las lecturas estereográficas 70° y 90°, al lado opuesto del arco meridional del talud, y el intervalo de riesgo por rumbo de las discontinuidades, es un intervalo angular de por lo menos $\pm 15^\circ$ en dirección con el rumbo del talud.

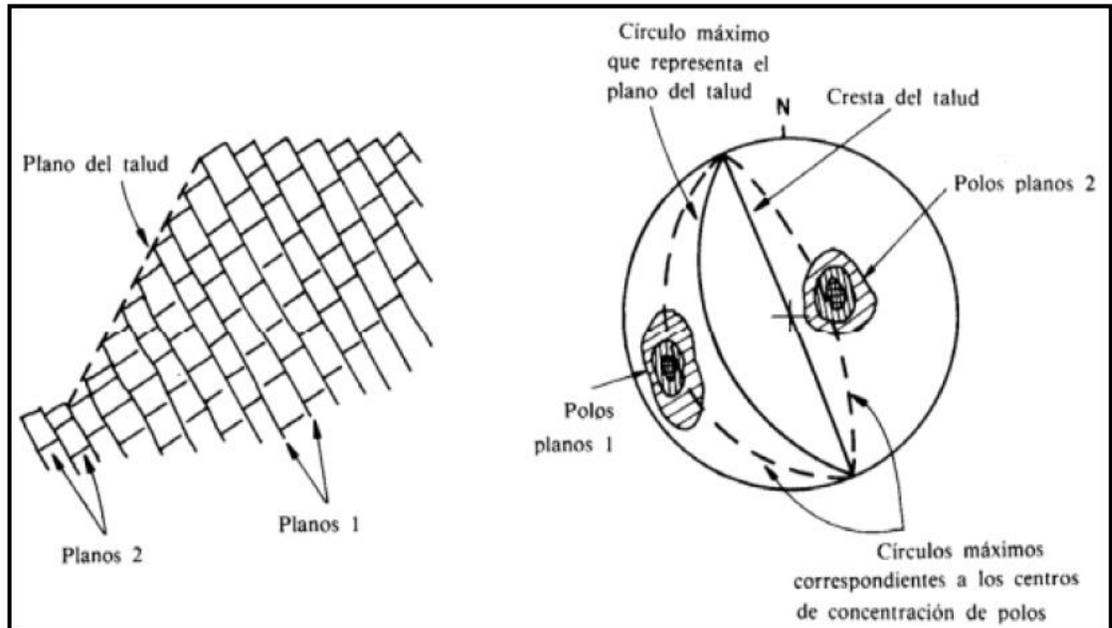


Figura 4.20 Falla por volcamiento (Tomada de Informe I-2284-TO-09-Rev1 Inteinsa)

La geometría de las diaclasas en el caso analizado en la cual el plano de la familia 1 (planos 2 en la figura 4.20) es casi paralelo a la cara del talud y la familia 2 (planos 1 en la figura 4.20) con el buzamiento contrario, configuran una disposición que no favorece el vuelco de bloques.

Para determinar el factor de seguridad se aplicaría la metodología de Goodman y Bray (1976) y analizada por Willie y Mah (2004) en *Rock Slope Engineering*

Sin embargo, aún sin precisar el tipo de caída de los bloques se supone que otros factores distintos al vuelco la pueden generar y en consecuencia se pasa directamente a analizar el evento con la herramienta computacional Rocfall 4.

El análisis de caída de rocas se hizo para la sección de la vía en el abscisa 9+640, sector cerro el Chivo, véase figura 4.21. Para establecer el punto o zona de origen de caída de los bloques se tuvo en cuenta que los taludes a ambos lados de la vía mostrados quedarían conformados por roca expuesta, razón por la cual los dos taludes se consideraron como zona de caída, para alturas superiores a 4 m por encima de la banca.

El tamaño de los boques se estableció en función de la distancia entre dos discontinuidades adyacentes, se tomó un promedio entre 0,25 y 0,4 m y con la densidad igual a 2200 kg/m^3 , se estimó la masa en 100 kg.

Las trayectorias de los bloques resultantes de la simulación, se grafican en la figura 4.22, en la que se aprecian las alturas y puntos finales de los bloques sobre la vía.

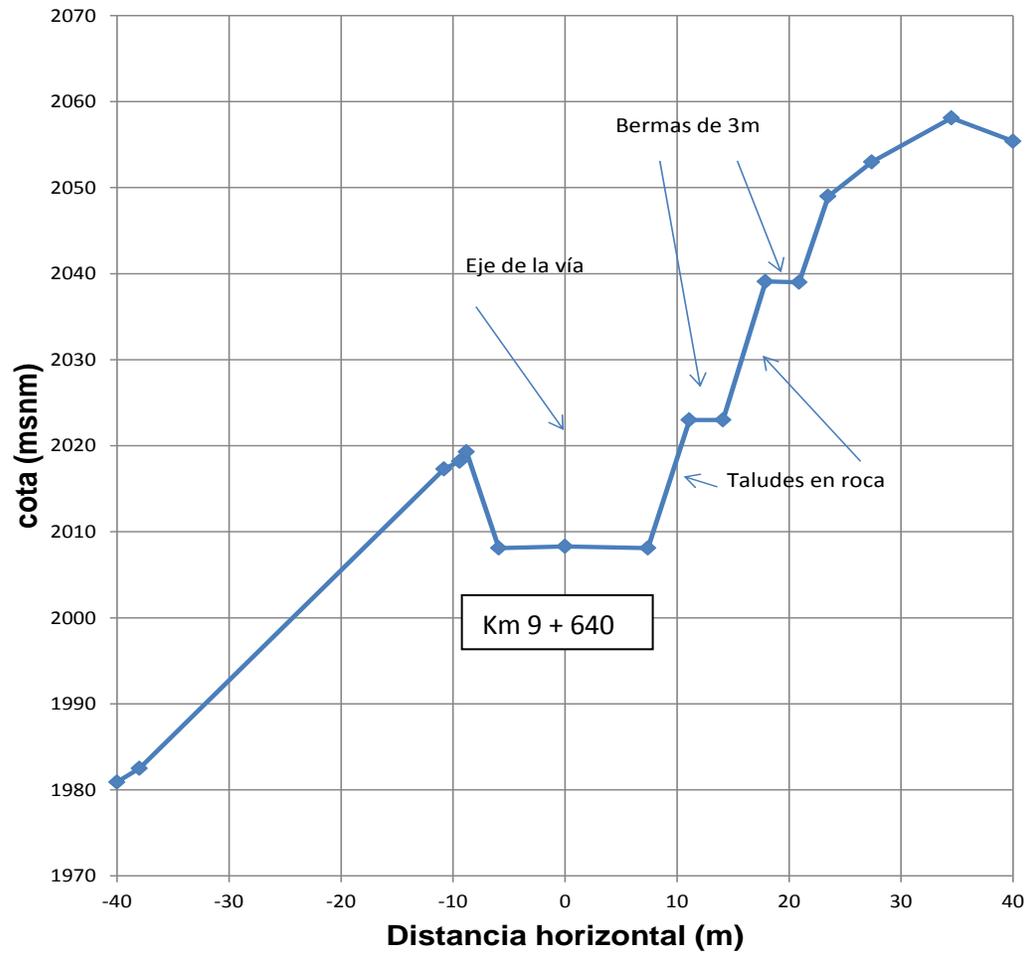


Figura 4.21 Sección de la vía en la abscisa 9+640, sector cerro el Chivo

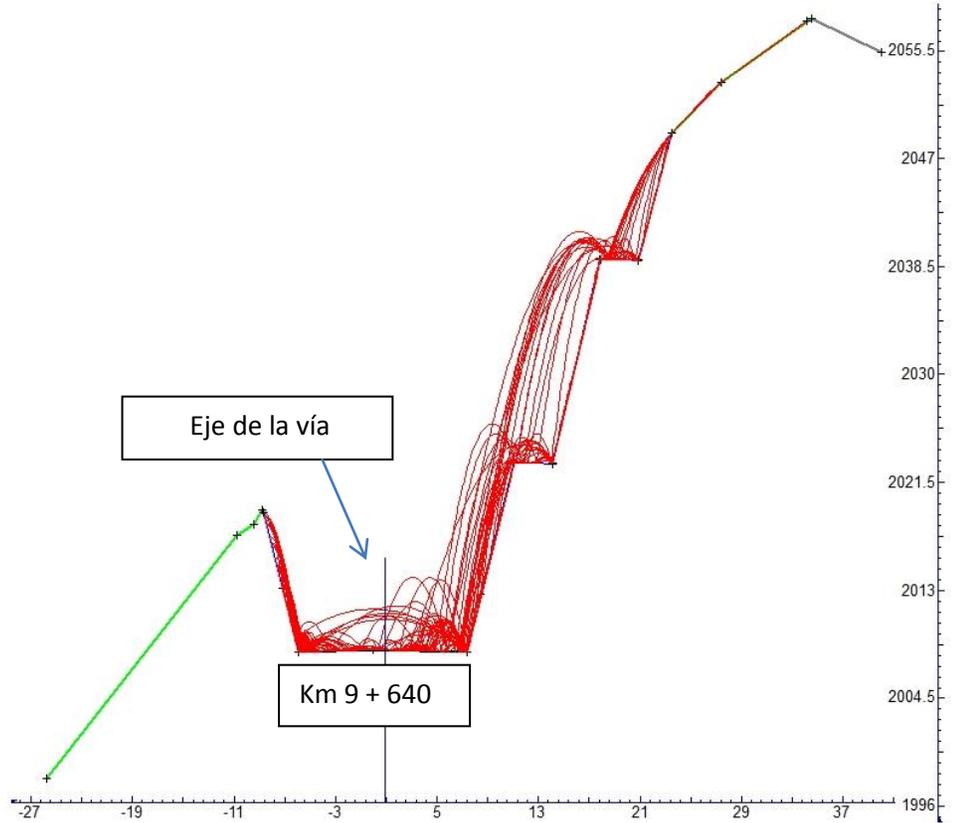


Figura 4.22 Trayectorias de los bloques para el caso estudio abscisa 9+640, sector cerro el Chivo.

Los resultados cuantitativos se presentan en la tabla 4.11, distancia horizontal alcanzada por el mayor número de rocas, máxima altura de rebote, energía cinética y velocidad traslacional. En la figura 4.23 se muestra la representación gráfica de la variación de estos parámetros.

Tabla 4.11. Resultados de la modelación para el abscisado del K 9 + 640, sector cerro el Chivo

Distancia horizontal	Altura de rebote	Energía cinética	Velocidad traslacional
(m)	(m)	(J)	m/s
5,1	14,19	31701	25,07

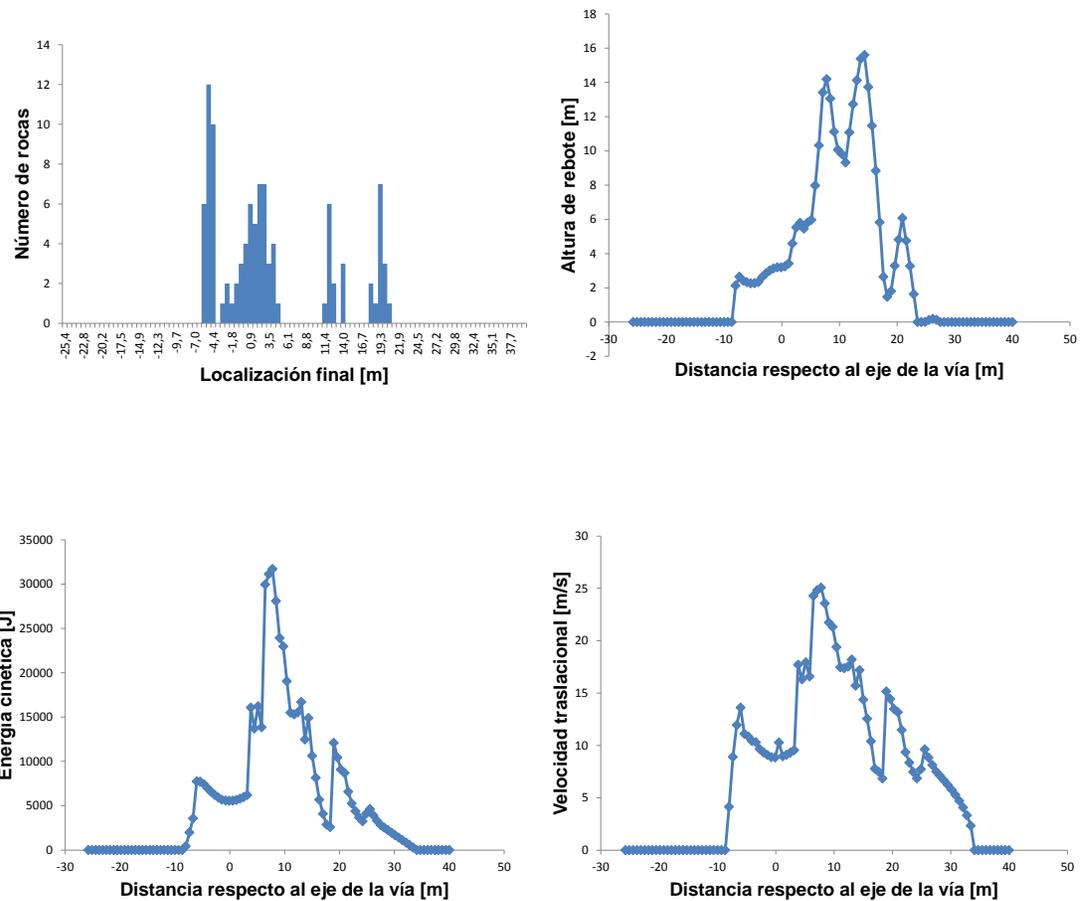


Figura 4.23 Localización final, alturas de rebote, energía cinética y velocidad traslacional para el abscisado del K 9 + 640, sector cerro el Chivo.

Para la evaluación de la amenaza se hace uso del método RHSR. De acuerdo con la historia de las vías en el mismo sector (Vía Las Palmas) antes de las actuales estabilizaciones adoptadas, la caída de bloques ha sido frecuente. Y según lo observado en el sitio se clasifica el sector en estudio como de amenaza alta tipo "A". Para la clasificación detallada se tienen los siguientes datos de acuerdo con el diseño geométrico y las características geotécnicas:

- Altura del talud = 45 m
- Efectividad de la zanja o zona colectora (características geométricas), moderada al considerar la berma de 2.5 m y la cuneta de 1.2 de ancho.

- Velocidad de diseño de la vía = 60 Km/hora
- Tráfico promedio diario ADT = 6700 vehículos/día
- Longitud de vía considerada = 100 m
- Riesgo de paso de vehículo AVR = $6700 \cdot 0,1 \cdot 24 / 60 = 47\%$
- Porcentaje de decisión de distancia de visión, DSD = 180, valor según la tabla 3.5 de acuerdo con la velocidad
- Distancia actual de visión = 45 m (50 % de la longitud de curva)
- Porcentaje de decisión de distancia de visión = $45 / 180 \cdot 100 = 55\%$
- Ancho de la vía = 10.3 incluidas bermas
- Características geológicas, en este caso diaclasas discontinuas condición adversa
- Tamaño del bloque a caer entre 0.25 m – 0.4 m, estimado de acuerdo con la separación de las discontinuidades estructurales
- Volumen total de rocas que se espera que caiga mayor a 10 m³
- Clima y presencia de agua en el talud, moderada precipitación agua ocasional en el talud, según lo observado en el trabajo de campo.
- Historia de caída de rocas en el sitio: frecuentes, se asimila a la historia de la vía las Palmas en el mismo sector.

Con estos datos se hace la valoración de la amenaza y se definen los puntajes registrados en la tabla 4.12.

Tabla 4.12. Evaluación por el método RHSR

PARÁMETRO	CONCEPTO, VALOR	PUNTAJE
ALTURA DEL TALUD	45 m	100
EFFECTIVIDAD DE LA ZANJA COLECTORA	Moderada	12
RIESGO DE PASO DEL VEHÍCULO	Moderada 47%	12
PORCENTAJE DE DECISIÓN DE DISTANCIA DE VISIÓN	Limitada 55%	23
ANCHO DE VÍA	10,3 m	8
CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS	Juntas discontinuas, orientación adversa	12
TAMAÑO DEL BLOQUE	0,25 m	3
VOLUMEN DE ROCA	> 10m ³	81
CLIMA Y PRESENCIA DEL AGUA	Moderada precipitación o agua intermitente en el talud	12
HISTORIA DE CAÍDA DE ROCAS	Bastantes	23
PUNTAJE TOTAL		286

El resultado de 286 puntos, corresponde aproximadamente al 35% del puntaje máximo posible, 820 puntos y esto nos sitúa en una condición de amenaza moderada.

Con el método SMR. El valor obtenido para RMR en la tabla 4.7 se corrige con los factores F1 a F4 los cuales se obtiene como sigue (véase la tabla 3.3)

$$SMR = RMR + (F_1 F_2 F_3) + F_4$$

$$F_1 = (1 - \text{sen}(a_j - a_s))^2$$

$$F_1 = (1 - \text{sen}(52^\circ))^2 = 0.04$$

$$F_2 = \tan^2(b_j)$$

$$F_2 = \tan^2(35^\circ) = 0.49$$

Dirección del buzamiento del talud, $a_s = 85^\circ$

Dirección del buzamiento de las juntas, $a_j = 344^\circ, 213^\circ, 11^\circ$

Buzamiento del talud $b_s = 76^\circ$

Buzamiento de las juntas $b_j = 76^\circ, 25^\circ, 35^\circ$

$a_s - a_j = 64^\circ, 52^\circ, 74^\circ$ respectivamente. Todos mayores que 30° entonces, $F_3 = 0$

$b_s - b_j = 51^\circ, 41^\circ$ respectivamente. Ambos casos mayores que 30° entonces, $F_3 = 0$

De la tabla 3.3, obtenemos que $F_3 = 0$

Y $F_4 = -8$ (voladura deficiente)

En consecuencia, $SMR = 48 + 0,04 \cdot 0,49 \cdot 0 - 8 = 40$

Con este valor se obtiene una clasificación de roca según Romana (1985) con categoría en los límites entre III y IV (Normal a mala) y asociada con los valores de la tabla 3.4 se tiene una amenaza entre alta y moderada.

Evaluación del riesgo.

Para estimar el riesgo, una vez definida la amenaza es necesario determinar la vulnerabilidad, la cual equivale al grado de pérdida potencial provocado por la ocurrencia de un fenómeno natural de una magnitud determinada sobre un elemento o conjunto de elementos. También se puede entender como el grado de pérdida (de 0 a 100%) como resultado de un fenómeno potencialmente dañino. En versiones más recientes se expresa como grado de pérdida de un elemento o conjunto de elementos bajo riesgo como resultado de la ocurrencia

de un fenómeno natural de magnitud dada y expresada en una escala de cero (ningún daño) a 1 (pérdida total), o como porcentaje de pérdida esperado.

En la tabla 4.13, con el valor de la amenaza y el de la vulnerabilidad se encuentra el riesgo, en términos porcentuales.

Tabla 4.13. Relación amenaza, vulnerabilidad y riesgo,

		AMENAZA			
		100,00%	75,00%	50,00%	25,00%
VULNERABILIDAD	100,00%	100,00%	75,00%	37,50%	9,38%
	75,00%	75,00%	56,25%	37,50%	18,75%
	50,00%	50,00%	37,50%	25,00%	12,50%
	25,00%	25,00%	18,75%	12,50%	6,25%
		RIESGO			

Para este trabajo se estima una vulnerabilidad alta, entre 75% y 100 % en consideración al alto tráfico vehicular que se espera en la vía (6700 vehículos/día), con este valor y una amenaza entre alta y moderada (75% - 100%) el producto nos arroja un riesgo en un rango entre alto y muy alto (56,25% al 100%) y en consecuencia se amerita el estudio de medidas de mitigación o prevención del riesgo.

Mitigación de los riesgos. El paso siguiente es proponer las medidas de protección o prevención, estudio que queda por fuera del alcance de este trabajo, sin embargo se menciona que la herramienta computacional empleada tiene entre sus utilidades la forma de analizar la localización y dimensionamiento de barreras de protección.

5. LINEAMIENTOS

5.1 INTRODUCCIÓN

Los siguientes lineamientos se presentan como un instrumento de análisis cualitativo del nivel de inferencia de diferentes factores en la estabilidad que permite entender y analizar mejor el comportamiento de taludes rocosos sometidos a efectos externos variables.

Puede considerarse como una herramienta útil en la etapa de construcción de vías; durante la explanación o una vez terminada esta en que el talud queda expuesto, siendo éste el momento ideal para evaluar el riesgo puesto que aún no ha entrado en servicio y se podrían ejecutar las protecciones necesarias. De igual forma, durante el mantenimiento de la vía es de suma importancia detectar los sitios con muestras de eventuales caídas de rocas y evaluar el riesgo para definir prioridades en las medidas preventivas.

Los lineamientos propuestos comprenden las siguientes fases; fase de clasificación, se parte de una localización precisa, georreferenciada y definida geométrica y topográficamente. La clasificación debe ser hecha por ingenieros especialistas y entre los criterios para la misma se debe tener muy en cuenta el registro histórico de eventos en el sitio. Es necesario localizar los posibles puntos de origen de bloques y su tamaño y de suma importancia, determinar la inminencia o no de posibles caídas, lo mismo que las condiciones de diseño y de tráfico de la vía.

Fase de la caracterización geotécnica del material expuesto en los taludes. Identificar el tipo de roca, grado de fracturamiento, presencia de agua, presencia de vegetación, estimación de los coeficientes de restitución, ángulo de fricción del talud; en general se trata de un trabajo de campo, incluido la toma de muestras para ensayos de compresión uniaxial y estimación del RQD, que permitan acumular la mayor cantidad de información con miras a la

clasificación y modelación con la posterior simulación del fenómeno en las condiciones más cercanas posibles a la realidad.

De acuerdo con la determinación de la inminencia o no de la caída se selecciona el método a seguir para hacer la evaluación de la amenaza, puede ser por un método observacional o utilizando una herramienta computacional.

La última fase es la evaluación del riesgo y la recomendación, en caso de ser necesaria, de la prevención o mitigación del mismo.

Se pretende facilitar la valoración del riesgo por la caída de rocas en vías mediante la implementación de una herramienta guía y seguidamente recomendar la continuación del estudio en caso de que se requieran medidas de protección o mitigación.

Para la aplicación los lineamientos es importante seguir las siguientes recomendaciones:

Se debe tener especial cuidado al estimar los distintos parámetros incluidos en el procedimiento descrito a continuación, labor que debe ser ejecutada por personal técnico con la formación adecuada.

De igual forma la interpretación de resultados debe ser hecha con suficiente criterio y hacer las repeticiones y variaciones en los parámetros sobre los que existan dudas para comparar resultados y cotejar los mismos con la realidad o con datos históricos del sitio estudiado.

Es importante que la clasificación del macizo rocoso sea hecha por dos métodos diferentes y verificar los resultados utilizando las correlaciones entre los mismos.

5.2 PROCEDIMIENTO.

Se propone el siguiente derrotero:

1. Inventario de los sitios a evaluar. A lo largo de la vía en estudio se deben referenciar en forma clara el número y localización de los sitios en los que en una primera apreciación ofrecen alguna posibilidad de caída de rocas
2. Clasificación preliminar. Se agrupan los sitios inventariados en tres categorías de acuerdo con el potencial de caída como se indica en la tabla 4.1. Esta es una clasificación cualitativa, basada en la observación cuidadosa y complementada con el registro histórico del mantenimiento de la vía.

Tabla 5.1. Clasificación de taludes de acuerdo con la potencialidad de caída de rocas.

Clasificación del criterio	A	B	C
Potencial de caída	Alta	Moderada	Baja
Historia de caída	Alta	Moderada	Baja

3. De la clasificación preliminar se seleccionan aquellas zonas con calificación de **alta (A)** y se hace la evaluación de la amenaza por el método RHRS o RSM, u otro, si la metodología usada es aprobada y aplicable. Si el sitio está determinado como potencialmente muy peligroso se recomienda usar un software para obtener unos primeros resultados con rapidez.
4. En caso de usar el software se hace la modelación y simulación para las zonas seleccionadas se determinan trayectorias, energía, alcance máximo, velocidad de traslación y alturas de rebote.
5. Se hace el análisis de los resultados, comparación de los mismos mediante análisis de los gráficos que brinda el programa o la comparación de las magnitudes obtenidas por los otros métodos.
6. Se determina la vulnerabilidad de las zonas seleccionadas. Esta evaluación se hace con la información recogida en el inventario inicial en el cual se

debe detallar el tipo, localización, valor de las edificaciones expuestas, vehículos, personas, es decir todo aquello que pueda ser afectado por la caída de rocas en un evento dado y en función de la magnitud del evento esperado.

7. Se calcula el riesgo con los resultados obtenidos, si la evaluación se hace por dos métodos se comparan los resultados y según el criterio del ingeniero se toman los resultados más convenientes.
8. Se sacan las conclusiones según los resultados obtenidos. La principal conclusión debe ser el estimativo del riesgo, resaltando las posibles salvedades a que haya lugar.
9. Según las conclusiones se recomiendan las medidas de protección o mitigación. Con base en el diseño geométrico de la vía, el tipo de bloque, la energía, la trayectoria, las alturas de rebote, la distancia final alcanzada y las condiciones particulares del sitio en cuanto a accesibilidad y disponibilidad de recursos se podrá proponer unas soluciones generales.
10. Informe de resultados. Debe ser un informe conciso en el que se destaquen las premisas tenidas en cuenta para las evaluaciones, rangos de valores estimados y los gráficos con sus respectivos análisis.

En la figura 5.1 se presenta un diagrama de flujo con las fases a seguir en el procedimiento sugerido para la evaluación del riesgo.

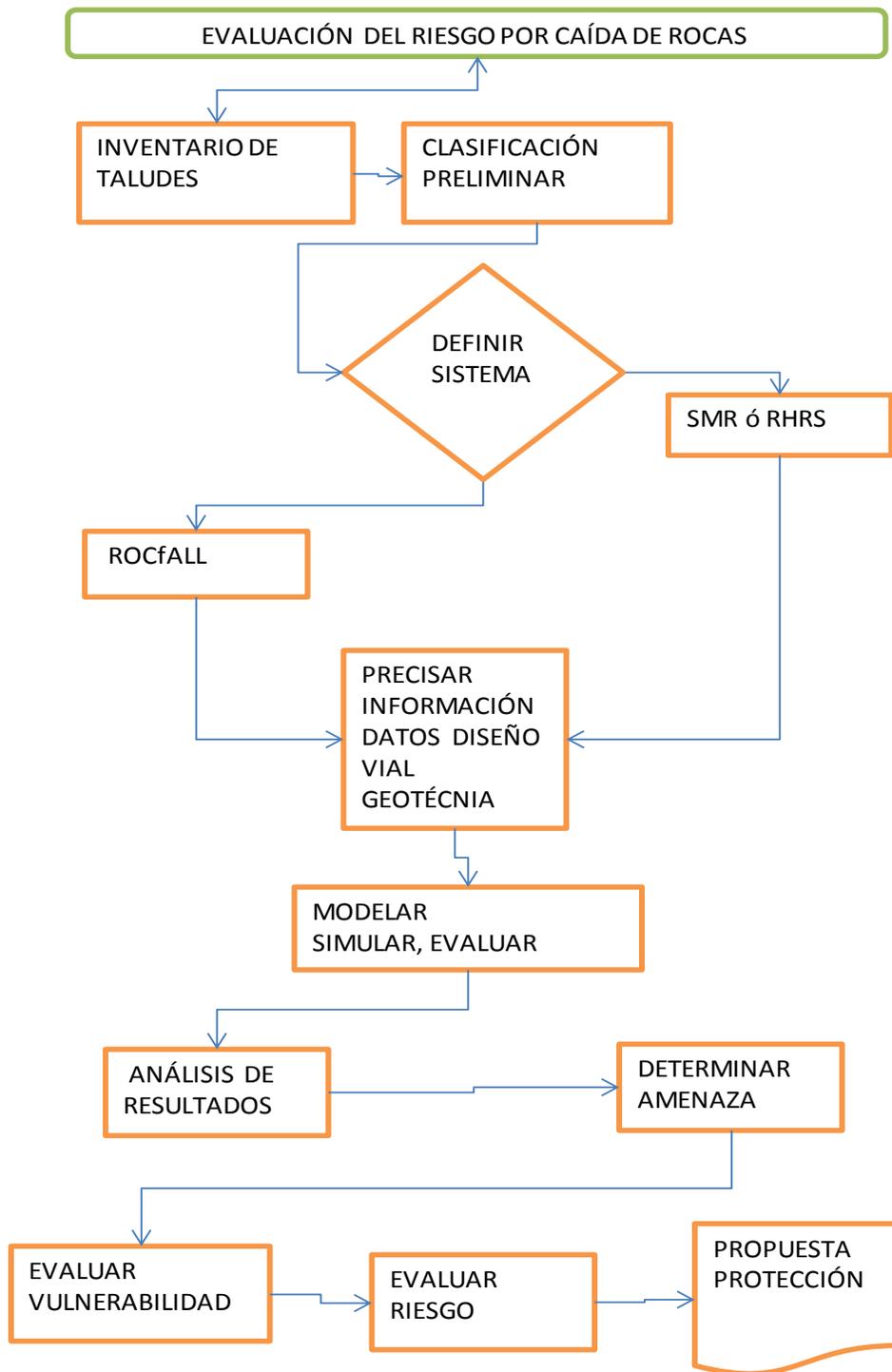


Figura 5.1 Diagrama de flujo para la evaluación del riesgo.

5.3 PARÁMETROS

Como una ampliación de lo requerido en el procedimiento propuesto se detallan a continuación los requerimientos en términos de datos que se deben conocer para estos lineamientos.

Para la modelación con herramienta computacional, Se deben determinar los siguientes

- Geometría del talud. La sección transversal se define en campo teniendo presente la trayectoria posible del elemento a caer.
- En la sección transversal se deberá precisar la localización de la zona o del punto de origen del elemento o bloque de roca propenso a caer.
- Volumen del bloque.
- Definir las condiciones para el cálculo del programa
 - Velocidad inicial del bloque a caer. Según la literatura técnica este valor oscila entre 1 y 3 m/s, pero también se podría emplear la siguiente expresión:

$$V = 2\sqrt{g(\text{sen } \alpha - \tan\theta \cos \alpha)l} \quad (35)$$

En la cual:

V Es la velocidad inicial del bloque

g Aceleración de la gravedad 9,8 m/s²

α Ángulo del tramo del talud con la horizontal de donde se desprende la roca

θ Ángulo de fricción por rodadura o deslizamiento

l Tramo del talud en el cual rueda o se desliza el bloque de roca antes de “emprender vuelo”

- Número de repeticiones. A discreción del ingeniero (Opción del programa)
- Tipo de aleatoriedad para la generación de los números (Opción del programa)

- Correcciones del coeficiente normal de restitución
- Velocidad mínima (V_{\min})
- Número de intervalo de análisis
- Si el punto de origen es una zona definir el tipo de probabilidad de ocurrencia.
- Definir opción para calcular el ángulo de fricción
- Considerar o no la velocidad angular y la velocidad vertical
- Determina la masa una vez identificado el punto de partida y las dimensiones del bloque.
- Caracterización de los materiales presentes en la sección en estudio
 - Densidad de la roca
 - Coeficientes de restitución R_n y R_t
 - Ángulo de fricción del talud , también llamado ángulo límite
 - Rugosidad del talud. Los valores normalmente varían entre 0 y 4

Para utilizar el método RHRS.

- Altura del talud
- Efectividad de la zanja o zona colectora (características geométricas)
- Tránsito promedio diario
- Velocidad de diseño de la vía
- Riesgo de paso de vehículo
- Porcentaje de decisión de distancia de visión
- Ancho de la vía
- Características geológicas, como las condiciones estructurales de las discontinuidades o las condiciones de erosión, según el caso.
- Tamaño del bloque a caer
- Volumen total de rocas que se espera caigan
- Clima y presencia de agua en el talud
- Historia de caída de rocas en el sitio

Para utilizar el método SRM.

- Resistencia de la roca a la compresión simple
- Índice de calidad de la roca, RQD
- Separación entre juntas
- Condiciones de las juntas
- Presencia de agua en las juntas
- Tipo de rotura, plana o por vuelco
- Buzamiento del talud y de las discontinuidades estructurales
- Dirección del buzamiento del talud y de las juntas
- Precisar el método de excavación a utilizar.

6. CONCLUSIONES

Se presentan las siguientes conclusiones

- Los lineamientos propuestos se sintetizan en un procedimiento sencillo que puede coadyuvar a mejorar la evaluación del riesgo en vías por la caída de rocas, lo que podría representar economías significativas en las diferentes fases de los proyectos viales y contribuir a evitar pérdidas de vidas y a minorar daños a las personas y sus bienes.
- Con el análisis de un caso estudio se muestra aplicación de los lineamientos sugeridos y la facilidad y utilidad de valorar el riesgo por desprendimiento de rocas a lo largo de los taludes expuestos en la vía.
- Estos lineamientos pueden hacer parte de las especificaciones técnicas de diseño y construcción de vías, para atender taludes naturales o antrópicos susceptibles a problemas de inestabilidad por elementos propensos a caer.

BIBLIOGRAFÍA

- Abellan, A., Vilaplana, J. M. (2009). Utilización y validación de un modelo de simulación en 3D para el cálculo de la peligrosidad residual por caída de rocas sobre el tren cremallera del Valle de Núria. Tesina, *Universitat Politècnica de Catalunya*, Barcelona, Capítulo 2, Simulación de caída de rocas, p.p 29 – 51.
- ATC. (2013). La vía Medellín – Bogotá suma tres cierres en el último mes. Abril 13 <http://blog.atc.com.co/2013/04/la-via-medellin-bogota-suma-tres.html> Consultado el 12 de agosto de 2013.
- Binal, A., M. Ercanoglu (2010). *Assessment of rockfall potential in the Kula (Manisa, Turkey) Geopark Region. Environ Earth sci.* 61: 1361 – 1373.
- Bieniawski (2012) “Errores en la aplicación de las aplicaciones geomecánicas y su corrección”. Conferencia ADIF, Geocontrol sobre la caracterización del terreno. IGP p.p 10 - 21
- Dikau, R. (1996).The Geological Society. Landslide & Slope Instability Geohazards: Classification Schemes. http://www.ukgeohazards.info/pages/eng_geol/landslide_geohazard/eng_geol_landslides_classification_dikau.htm .Consultado agosto 6 de 2013.
- Duque, G. (1998) Manual de Geología para Ingenieros. Capítulo 16 Movimientos masales. Universidad Nacional de Colombia p.p 349 - 351.
- El Colombiano. (2010). Alud en la vía al mar atrapó a varias personas. Medellín 28 de septiembre de 2010. Versión electrónica, año 99, n°33436, http://www.elcolombiano.com/PDFImpresa%5Cpdf_2010_9_28.pdf consultado Agosto 6 de 2013
- El Container. (2011). COLFECAR propone declarar emergencia vial generalizada. Edición No. 98 Año 9. Diciembre de 2011 ISSN2145 – 7956. p.p 26.

- El diario.com.co. Fue noticia (2009). Derrumbes, dolor de cabeza en el 2009. 30/12/2009. El diario del Otún. [Versión electrónica]. Consultado el 18 /07 /2013. De www.eldiario.com.co/.../FUE+NOTICIA...2009/derru.
- EPOCH (1993). The Geological Society. Landslide & Slope Instability Geohazards: Classification Schemes.
- http://www.ukgeohazards.info/pages/eng_geol/landslide_geohazard/eng_geol_landslides_classification_epoch.htm. Consultado agosto 6 de 2013.
- Franquet, D. (2009). Identificación y análisis de corrientes de derrubios en el macizo de Montserrat mediante GOOGLE EARTH y SIG. Tesis de especialidad. Escuela Técnica superior de Ingenieros de caminos, canales y puertos de Barcelona p.p 7 – 96.
- García, A. (1966). Contribución para la clasificación de movimientos del terreno. Revista de obras públicas, No. 3020, p.p 995 – 1003.
- Gica S.A.S (2013). Conexión vial túnel Aburrá – Oriente Vía occidental a cielo abierto Revisión información geológica, geotécnica y geométrica. Informe técnico GICA_CTO_IG_01 Revisión 1, p.p. 6 – 67
- González de Vallejo, L. (2003). Ingeniería Geológica. Pearson – Prentice Hall. ISBN 84-205-3104-9, p.p 457 - 483 y 508 - 516.
- Gualdrón, Y. (2013) Hay paso provisional en la vía Medellín - Bogotá. El Tiempo. Com 23 de marzo de 2013 [En línea] <http://www.eltiempo.com/archivo/documento/CMS-12709176>. Consultado el 12 de agosto de 2013.
- Guzzetti, F., Richenbach, P. (2004). *Rockfall Hazard and Risk Assessment Along a Transportation Corridor in the Nera Valley, central Italy. Environmental Management*, Vol. 34, No. 2 p.p. 191 – 208.
- Haddad, B. (2007). Modelación numérica mediante elementos finitos y SHP de los geomateriales fluidificados: Aplicación a los deslizamientos rápidos de ladera. Memoria para optar al grado de Doctor. Universidad Complutense de Madrid. Facultad de Ciencias Geológicas. ISBN 978 – 84 – 669 – 31281, p.p 9 -25.

- Hoek, E. (2000). *Rock Engineering – Course Notes. Capítulo 9. Analysis of Rock Fall Hazards. University of Toronto*, p.p 115 – 136.
- Hungr, O., Fell, B., Couture R., Eberhardt, E. (2005). *Landslide Risk assessment. Proceedings of the International Conference on Landslide Risk Assessment. 18th Annual Vancouver Geotechnical Society Symposium. May 31 – June 4, 2005. Vancouver, B.C.*
- Inteinsa S.A. (2011). Evaluación de riesgos y diagnóstico conceptual de obras en la conexión vial Aburrá – Oriente. Informe I-2284-TO-09-Rev1, p.p. 7 – 32
- INVÍAS (1998). Instituto Nacional de Vías, Ministerio del Transporte República de Colombia. Manual de estabilidad de taludes. Geotecnia Vial, p.p 1 – 340.
- Lee, J. Y., Lee, J., Park, H. (2009). *Engineering geological investigation into rock fall problem: A case study of the Seated Seak/gayearae Image carved on a rock face at the UNESCO World Heritage Site in Korea. Geosciences Journal. Vol. 13, No. 1, p.p. 69 – 78.*
- López Jimeno, (2006). Hoek, E.,C. Carranza – Torres and B. Corkum (2004). El criterio de rotura de Hoek – Brown. Edición 2002. Ingeotúneles, Capítulo I, libro 7, 2003, p.p. 35 - 47 Actas del VI Congreso Suramericano de Mecánica de Rocas – XI Congreso Colombiano de Geotecnia, Cartagena, Colombia, Octubre 8 . 13 de 2006.
- Marcuzzi, J., Cerusico, L. (2009). Propuesta metodológica para la caracterización geotécnica de los taludes rocosos del camino de acceso al cerro San Bernardo, Ciudad de Salta. Cuadernos de la facultad N.º 4. Escuela de Geología de la Universidad de Salta, p.p. 39 – 61.
- Martínez, J. (2004). Utilización de técnicas LASER y de fotogrametría terrestre para el estudio de desprendimiento de rocas. El caso de la zona de más riesgo del tren cremallera del Nuria. *1st general Assembly of the European Geosciences Union, Nice, 2004.*

- Ministerio de Fomento (1996). Secretaria de Estado de Infraestructura y Transportes. Dirección General de Carreteras, España. Protección contra desprendimientos de rocas. Pantallas dinámicas. Monografía, p.p.1 – 202.
- Montaña, J. (2012) Una semana más estará incomunicada Florencia por derrumbe. El Tiempo.com, 1 de octubre de 2012. http://www.eltiempo.com/colombia/otraszonas/ARTICULO-WEB-NEW_NOTA_INTERIOR-12273621.html. Consultado agosto 9 de 2013
- Muñoz, A., Cruz. L. (2005). Inestabilidad de laderas. Mapas de amenazas. Recomendaciones técnicas para su elaboración. INETER. Instituto Nicaragüense de Estudios Territoriales, p.p. 31 – 36.
- Nemock, A., Pasek, J. y Rybar, J. (1971). *Classification of landslides and other mass movements. Rock Mechanics 4, (1972) by Springer – Verlag (1972) p.p 71 -78.*
- Pasuto, A. Maragna, D. Tagliavini, F. Guzzetti, F., Reichenbach, P. (2008). *Comparison of 2D and 3D computer models for the Monte Salta rock fall, Vajont valley, northern Italy. Geoinformatica 13: 323 – 337.*
- Piacentini, D., Soldati, M., (2008). *Application of empiric models for the analysis of rock fall runout a regional scale in mountains areas: examples from the Dolomites and the Northern Appennines (Italy). Geogr. Fis. Dinam. Quat. p.p 215 – 223.*
- Pierson, L., S. Davis, R., Van, V. (1991) *Rockfall Hazard Rating System Implementation Manual. Federal Highway Administration, Washington, D.C. Publication No FHWA – OR – GT – 92 – 05, p.p. 1 – 15.*
- Pierson, L., S. Davis., R. Van Vickle.,(1993) *Rockfall Hazard Rating System Participant´s Manual, Federal Highway Administration, Publication No FHWA SA – 93 – 057, p.p. 1 – 104.*
- Pirulli, M. (2005). *Numerical Modelling of Landslide Runout. Tesis para grado de Ph.D. In Geotechnical Engineering. Politecnico Di Torino. Department of Structural and Geotechnical Engineering. p.p 2.2 – 2.5*

- Rendón, A., Vilaplana, J. (2009). Gestión del riesgo por desprendimiento de rocas en Vall de Nuria, Pirineos orientales, España. Segundo congreso Internacional sobre Geología y Minería en la ordenación del territorio y en el desarrollo. Utrillas, P.15 p.p. 185 – 196.
- Ríos, J. (2009). Carretera Manizales _ Bogotá cerrada por ocho derrumbes. Colombia.**noticiasabc.com/2009/.../carretera-Manizales...**
<http://colombia.noticiasabc.com/2009/04/08/carretera-manizales-bogota-esta-cerrada-por-ocho-derrumbes/> Consultado Agosto 8 de 2013.
- RocNews Fall. (2003). *Determining Input Parameters for a Rocfall Analysis. Advanced Tutorial*, pp. 1 – 8.
- Rocscience Inc. (2002). *Risk Analysis of falling Rocks on Steep Slopes. User´Guide*, pp. 3 – 59.
- RocLab (2004). Análisis de la resistencia del macizo rocoso mediante el criterio de rotura de Hoek – Brown. Guía del Usuario, pp. 1 -27
- Rosales, S., Álvarez, A., Ortiz, J., Ordoñez, O. (2011). Análisis de la amenaza de caída de rocas a partir del estudio de huellas de impacto sobre carreteras. *Dyna*, año 78, No. 169, pp 230 – 238.
- Rose, B. (2005), *Tennessee Rockfall Management System, Dissertation submitted to the faculty of Virginia Polytechnic Institute and State University in partial fulfillment of the requirements for the degree of Doctor of Philosophy In Civil Engineering.*
- Sáenz, N. (2009). Carreteras colombianas en estado grave. 10/02/2009. [Versión electrónica]. Consultado el 18 /07 /2013. De <http://www.semana.com/.../carreteras...estado-grave/100000>
- Sánchez, M. (2009). Modelación de flujos de derrubios empleando el método SPH. Aplicación a casos reales. Tesis Doctoral. Universidad Politécnica de Madrid.
- Santacana Quintas, Núria. (2001). Análisis de la susceptibilidad del terreno a la formación de deslizamientos superficiales y grandes deslizamientos mediante el uso de sistemas de información geográfica. Aplicación a la

cuenca alta del río Llobregat. Tesis doctoral. *Universitat Politècnica de Catalunya. Departament d'Enginyeria del Terreny, Cartogràfica i Geofísica*. ISBN 8469956566. Capítulo 1. Introducción p.p 15 – 24.

- Santos, G., Martínez, J., Monterrubio, S., Yenes, M. (2009). Control de movimientos con técnica LASER ESCANER 3D en laderas inestables de la cuenca del Duero. El caso de Aguilarejos (Valladolid). VII Simposio Nacional sobre taludes y laderas inestables. Barcelona 27 – 30 de Octubre de 2009.
- Santos, S. C. (2009). Derrumbes invaden la vía de la transversal oriental., 19/11/2009. [Versión electrónica]. Consultado el 18 /07 /2013. De [www.vanguardia.com > Santander > Área metropolitana](http://www.vanguardia.com/Santander/Área metropolitana).
- Semana (2011) Semana.com. En un mes el país tuvo el 58% de las emergencias viales del 2010 <http://m.semana.com/nacion/articulo/en-mes-pais-tuvo-58-emergencias-viales-del-2010/239984-3> Consultado agosto 4 de 2013
- Sepulveda, L. (2013) Ahora, un derrumbe se le atraviesa al Ferrocarril del Pacífico. [versión electrónica] El Tiempo.com, enero 20 de 2013. <http://www.eltiempo.com/archivo/documento/CMS-12532049>. Consultado agosto 9 de 2013.
- Serna, O. (2013) Dos personas murieron por desprendimiento de una roca en la autopista Medellín-Bogotá. El Colombiano.com 13 de agosto de 2013. [Versión electrónica]. www.elcolombiano.com/BancoConocimiento/D/dos_personas_murieron_por_desprendimiento_de_una_roca_en_la_autopista_medellin-bogota/dos_personas_murieron_por_desprendimiento_de_una_roca_en_la_autopista_medellin-bogota.asp. Consultado el 13 de agosto de 2013.
- Soriano, D. (2009). Identificación y análisis de corrientes de derrubios en el macizo de Monserrat mediante GOOGLE EARTH y SIG. *Tesina d' Especialitat. Universitat Politecnica de Catalunya*, p.p 1 – 42.

- Sorzano, J. (2011). Derrumbe de La Línea costaría \$19.000 millones diarios. Portafolio.co. [Versión electrónica] <http://www.portafolio.co/economia/derrumbe-la-linea-costaria-19000-millones-diarios>. Consultado agosto 4 de 2013.
- Tagliavini F., Reichenbach P., Maragna D. (2008). *Comparison of 2-D and 3-D computer models for the M. Salta rock fall, Vajont Valley, northern Italy*. *Geoinformática* (2009) 13:323–337 DOI 10.1007/s10707-008-0071-2, Springer Science + Business Media, LLC 2008 p.p.323 -335.
- Topal, T., Akin, M., y Utku, O. (2006) *Analysis and evaluation of rockfall hazard around Afyon Castle, Turkey*. *IAEG (International Association for Engineering Geology and Environment)*, paper No. 439, p.p. 1- 7.
- U.S. Geological Survey Landslide (2004). **Landslide Types and Processes (Varnes 1978)** <http://pubs.usgs.gov/fs/2004/3072/>. Consultado Julio 7 2013.
- Van Westen, C. (1994) Introducción a los deslizamientos tipos y causas. *International Institute for Aerospace Survey and Earth Sciences*. UNESCO RAPCA. <http://www.itc.nl/external/unesco-rapca/presentaciones%20powerpoint/04%20amenaza%20por%20deslizamientos/introduccion%20a%20los%20deslizamientos.pdf> Consultado Julio 8 de 2013.
- Vargas, G. (2001). Criterios para la clasificación y descripción de movimientos en masa. *Boletín de Geología*. Universidad Industrial de Santander. Escuela de Geología. Vol. 22 No. 37, p.p. 39 – 67.
- Vargas, W, L, Pineda, L., Murcia, J. (2006). Impacto inelástico de una partícula sobre una superficie. *Ciencia e Ingeniería Neogranadina*. Universidad Militar Nueva Granada, Vol. 16 No. 1 p.p 80 – 91.
- Vías frenan competitividad (2010). UN periódico, dic 11 de 2010 <http://www.unperiodico.unal.edu.co/dper/article/vias-frenan-competitividad-en-colombia.html> Consultado Agosto 4 de 2013.

- Warren, S. (1998). *Rocfall: A Tool for Probabilistic Analysis, Design of Remedial Measures and Prediction of Rock falls. Thesis for the degree of Master of Applied Science.*
- Wyllie, D., Mah, C. (2005). *Rock Slope Engineering. Capítulo. 10 Numerical Analysis*, p.p 219 – 220. *Cap 6 Plane failure*, p.p 131 -133. *Cap. 7 Wedge failure p.p 154 -155*
- Yilmaz, I, Yildirim, M., Keskin, I. (2008). *A method for mapping the spatial distribution of rockfall computer program analysis results using ArcGIS software. Bull Eng Geol Environ 67: 547 – 554.*
- Youssef, A., Maerz, N. (2009). *Slope Stability Hazard Assessment and Mitigation Methodology Along Eastern Desert Aswan-Cairo Highway, Egypt, Earth Sci., Vol. 20, No. 2, p.p. 161-181.*
- Wyllie, D. C., Mah, C.W. (2004). *Rock slope engineering, Spon Press.*