



UNIVERSIDAD
NACIONAL
DE COLOMBIA

Evaluación del riesgo ante caída de bloques en taludes de roca a partir de procesamiento de imágenes digitales y simulación de redes de fracturamiento y de trayectorias de bloques

Jorge Alejandro Sanabria Ramírez

Universidad Nacional de Colombia

Facultad de Ingeniería

Dirección de Área Curricular de Ingeniería Civil y Agrícola

Bogotá D.C, Colombia

2019

Evaluación del riesgo ante caída de bloques en taludes de roca a partir de procesamiento de imágenes digitales y simulación de redes de fracturamiento y de trayectorias de bloques

Jorge Alejandro Sanabria Ramírez

Trabajo Final presentado como requisito parcial para optar al título de:
Magister en Ingeniería Geotecnia

Directora:

PhD., M.S.C Ingeniera Civil Gloria Inés Beltrán Calvo

Codirector:

M.S.C Ingeniero Civil Rodrigo Hernández Carrillo

Línea de Investigación:

Análisis de confiabilidad y riesgos asociados al entorno geotécnico

Universidad Nacional de Colombia

Facultad de Ingeniería

Dirección de Área Curricular de Ingeniería Civil y Agrícola

Bogotá D.C., Colombia

2019

*En memoria del Ingeniero Guillermo González
Ovalle y su hijo.*

Agradecimientos

Este trabajo final de maestría ha sido posible gracias a la colaboración de las empresas Gravillera Albania S.A. (encargados de la mina “El Pedregal”), Geología y Geotecnia S.A.S. y al proyecto 1101-669-45571 “Evaluación cuantitativa de amenaza vulnerabilidad y riesgo en taludes mineros” financiado por Colciencias para la Universidad Nacional de Colombia. Por otra parte, el apoyo y acompañamiento tanto de la directora de este trabajo la Ingeniera Gloria Inés Beltrán Calvo, como del codirector el Ingeniero Rodrigo Hernandez Carrillo fue fundamental para el desarrollo de esta investigación, a ellos, muchas gracias.

Por último, quiero agradecer a mis padres por haberme inculcado los valores del trabajo duro y la disciplina para alcanzar las metas y los objetivos que me he propuesto, nunca podré devolverles todo lo que han hecho por mí, sin embargo, todo lo hago por ustedes.

Resumen

Este documento presenta la formulación de un procedimiento para la evaluación del riesgo ante caída de bloques en taludes de roca, aplicado al caso de estudio de una mina a cielo abierto localizada en cercanías del municipio de Une, Cundinamarca. Haciendo uso de imágenes digitales tomadas con vehículos aéreos no tripulados y fotogrametría digital de corto alcance, se obtuvo información topográfica y estructural de la zona de estudio, mediante la construcción de modelos tridimensionales. La información obtenida de estos modelos fue utilizada para la simulación de redes discretas de fracturamiento y de trayectorias de bloques, lo cual sirvió para determinar el riesgo mediante la adaptación de una serie de metodologías desde diferentes perspectivas y con diferentes niveles de detalle. Inicialmente, se propone la construcción de mapas de amenaza ante caída de rocas, considerando los resultados de la simulación de trayectorias de bloques. Después, se plantea el uso de una metodología semicuantitativa para la determinación del riesgo; teniendo en cuenta información geológica, geotécnica, ambiental y de operación de los taludes de la zona de estudio, se realizaron análisis de estabilidad ante diferentes mecanismos de falla. En un paso siguiente, se propone el uso de redes discretas de fracturamiento para estudiar la estructura del macizo rocoso y formular la construcción de ecuaciones de magnitud-frecuencia sin la necesidad de inventarios de caídas de roca. Por último, mediante estas ecuaciones se realiza una estimación cuantitativa del riesgo y sus consecuencias.

Palabras clave: caída de rocas; determinación del riesgo; procesamiento de imágenes digitales; redes discretas de fracturamiento; trayectoria de bloques.

Abstract

This document presents the development of a rockfall risk assessment procedure in rock slopes, applied to the case study of an open pit located near the municipality of Une, Cundinamarca. Based on digital images taken with unmanned aerial vehicles and short-range digital photogrammetry, three-dimensional models were constructed, and topographic and structural information of the study area was obtained. This information was used to simulate discrete fracture networks and rock block trajectories; those simulations were used to determine the risk to falling rocks, by adapting a series of methodologies from different perspectives and with different levels of detail. Initially, hazard maps construction from block trajectory simulation is proposed. Then, the use of a semi-quantitative methodology for risk assessment is applied; considering the geological, geotechnical, environmental and operational information of rock slopes in the study area, stability analysis for different failure mechanisms were carried out. In a next step, the use of discrete fracture networks to study the rock mass structure and to construct magnitude-frequency equations without rockfalls inventories, is proposed. Finally, quantitative risk assessment is carried out, using the constructed equation for risk determination and its consequences.

Keywords: Rockfalls; Risk assessment; digital image processing; discrete fracture networks; block trajectory.

Contenido

	Pág.
1. Introducción	xvii
1.1 Objetivos	xx
2. Riesgo por deslizamientos en roca.....	21
2.1 Determinación del riesgo ante deslizamientos.....	22
2.2 Evaluación de la amenaza ante deslizamientos	22
2.3 Vulnerabilidad	24
3. Amenaza en taludes rocosos	26
3.1 Mecanismos de falla.....	28
3.1.1 Falla planar.....	28
3.1.2 Falla en cuña	31
3.1.3 Volteo	34
3.2 Susceptibilidad	37
3.3 Ecuaciones magnitud-frecuencia.....	39
3.4 Simulación de trayectoria de bloques	41
3.5 Redes Discretas de Fracturamiento	45
4. Procesamiento de imágenes digitales.....	48
4.1 Imágenes aéreas tomadas con UAV	48
4.2 Fotogrametría digital de corto alcance.....	52
5. Metodología propuesta para la evaluación del riesgo ante caída de bloques ...	57
5.1 Construcción de mapas de amenaza ante caída de rocas	59
5.2 Estimación semicuantitativa del riesgo	64
5.3 Análisis de amenaza mediante redes discretas de fracturamiento	69
5.4 Estimación cuantitativa del riesgo ante caída de rocas.	71
6. Caso de estudio.....	73
6.1 Geología y geotecnia	75
6.2 Características de los elementos expuestos.....	79
6.3 Procesamiento de imágenes digitales	81
6.3.1 Imágenes aéreas tomadas con UAV.....	81
6.3.2 Fotogrametría digital de corto alcance	86
6.4 Determinación de tamaños de bloque	88
6.4.1 Método simplificado	88
6.4.2 Redes discretas de fracturamiento.....	89
6.5 Generación de mapas de amenaza.....	90
6.6 Metodología semicuantitativa “Quarri	100
6.6.1 Factores de predisposición	100
6.6.2 Mecanismos de inestabilidad	101
PPI: Polos Potencialmente Inestables. Pf: Probabilidad de falla.....	105
6.6.3 Factores detonantes e historial de caídas.....	105
6.6.4 Simulación de trayectorias, factores de exposición y riesgo.....	106
6.7 Metodología cuantitativa.....	108

7. Análisis de resultados	112
8. Conclusiones y recomendaciones	113
8.1 Conclusiones	113
8.2 Recomendaciones	115

Lista de figuras

	Pág.
Figura 2-1: Relación conceptual entre amenaza, vulnerabilidad y riesgo	22
Figura 2-2: Consecuencias directas e indirectas	25
Figura 3-1: Mecanismos de falla en taludes de roca.....	29
Figura 3-2: Esquema de análisis de una falla planar	29
Figura 3-3: Determinación de posibilidad de ocurrencia de falla planar, utilizando la red estereográfica	30
Figura 3-4: Mecanismo de falla en cuña.....	32
Figura 3-5: Red estereográfica con la información necesaria para el análisis de estabilidad.....	33
Figura 3-6: Vista de la cuña desde la cara del talud y esquema de distribución de presión de poros	33
Figura 3-7: Esquemas de falla por volteo	34
Figura 3-8: Construcción de la red estereográfica para el mecanismo de falla por volteo.....	35
Figura 3-9: a) Distribución de bloques en mecanismo de falla por volteo; b) Diagrama de fuerzas sobre el bloque	36
Figura 3-10: Condiciones geológicas para la caída de bloques.....	38
Figura 3-11: Comportamiento típico de la relación magnitud-frecuencia observada en inventarios de deslizamientos. La frecuencia se puede expresar en número de eventos por año y la magnitud en términos de volumen	40
Figura 3-12: Tipos de movimiento durante la caída de rocas.....	41
Figura 3-13: Flujo de trabajo para la simulación de redes discretas de fracturamiento utilizando SIROMODEL.....	47
Figura 4-1: Plan de vuelo de un UAV.	49
Figura 4-2: Nube de puntos dispersa y ubicación de cámaras.....	50
Figura 4-3: Nube de puntos densa	51
Figura 4-4: Malla poligonal 3D.....	52
Figura 4-5: Principio empleado en la reconstrucción de superficies mediante fotogrametría digital.....	54
Figura 4-6: Instalación del vástago con los discos (Izquierda). Determinación del azimut de la línea de referencia (Derecha)	54
Figura 4-7: Modelo reconstruido, escalado y orientado mediante ShapeMetriX3D	55
Figura 4-8: Definición de los elementos estructurales en el modelo 3D.....	56
Figura 4-9: Orientaciones obtenidas mediante fotogrametría digital de corto alcance	56
Figura 5-1: Esquema metodológico seguido.....	59

Figura 5-2: Flujo de trabajo para la construcción de mapas de amenaza ante caída de rocas	60
Figura 5-3: Calculo de coordenadas para cada intervalo de análisis.....	61
Figura 5-4: Modelación del movimiento de bloques de roca.....	63
Figura 5-5: Factores de predisposición y sus puntajes.....	65
Figura 5-6: Parámetros B (Mecanismos de inestabilidad) y C (Factores detonantes).....	66
Figura 5-7: Factor F (Historial de caída de rocas en la cantera).....	66
Figura 5-8: Matriz de riesgo mediante metodología "QuaRRi"	68
Figura 5-9: Levantamiento de discontinuidades mediante fotogrametría digital de corto alcance	69
Figura 5-10: Distribución de volúmenes de bloques inestables.....	70
Figura 6-1: Ubicación de la zona de estudio	74
Figura 6-2: Cantera "El Pedregal" Fuente: Google Earth®.....	75
Figura 6-3: Taludes de la zona de estudio	77
Figura 6-4: Maquinaria presente en la mina	79
Figura 6-5: Vehículos de carga utilizados en la mina	80
Figura 6-6: Vías existentes en el proyecto	81
Figura 6-7: Modelo Digital de Elevaciones 2015	82
Figura 6-8: Ortofoto zona de estudio 2015 Fuente: Elaboración propia.....	83
Figura 6-9: Ortofoto zona de estudio 2018.....	84
Figura 6-10: Modelo Digital de Elevaciones 2018	85
Figura 6-11: Orientación de discontinuidades obtenida mediante fotogrametría digital de corto alcance	86
Figura 6-12: Distribución volumétrica de bloques generados mediante redes discretas de fracturamiento para 300 simulaciones.....	89
Figura 6-13: Perfiles seleccionados para la construcción de mapas de amenaza ante caída de rocas 2015	90
Figura 6-14: Coordenadas iniciales y finales de los perfiles seleccionados para la construcción de mapas de amenaza 2015.....	91
Figura 6-15: Mapa de distribución de energía cinética en la zona de estudio 2015.....	92
Figura 6-16: Mapa de distribución de velocidades dentro de la zona de estudio 2015	93
Figura 6-17: Mapa de distribución de altura de rebote en la zona de estudio 2015.....	94
Figura 6-18: Mapa de distancia de recorrido de los bloques simulados 2015, 95	
Figura 6-19: Perfiles para la simulación de trayectoria de bloques 2018.....	96
Figura 6-20: Mapa de distribución de energía cinética en la zona de estudio 2018.....	98
Figura 6-21: Mapa de distribución de altura de rebote en la zona de estudio 2018.....	98
Figura 6-22: Mapa de distribución de velocidades dentro de la zona de estudio 2018	99
Figura 6-23: Mapa de distancia de recorrido de los bloques simulados 2018,.....	99
Figura 6-24: Porcentaje de Polos Potencialmente Inestables ante mecanismo de falla planar.....	102
Figura 6-25: Porcentaje de Polos Potencialmente Inestable ante mecanismo de falla en cuña.....	103
Figura 6-26: Porcentaje de Polos Potencialmente Inestables ante mecanismo de falla por volteo.....	104

Figura 6-27: Cálculo de la frecuencia anual de caída de rocas mediante la metodología "Quarri".....	106
Figura 6-28: Simulación de trayectorias metodología "Quarri"	107
Figura 6-29: Factor de exposición y riesgo mediante metodología "Quarri"	107
Figura 6-30: Distribución volumétrica de bloques inestables	108
Figura 6-31: Ley de potencias para obtener el parámetro b de la ecuación magnitud-frecuencia.....	109

Lista de tablas

	Pág.
Tabla 3-1: Causas de la caída de rocas en autopistas de California	27
Tabla 3-2: Características de algunos modelos para simular la trayectoria de bloques...	42
Tabla 6-1: Niveles litográficos de la zona de estudio.....	77
Tabla 6-2: Parámetros geotécnicos de los niveles litológicos en la zona de estudio	79
Tabla 6-3: Maquinaria y vehículos que operan en la mina	80
Tabla 6-4: Resumen estadístico de las orientaciones levantadas mediante fotogrametría digital de corto alcance.	87
Tabla 6-5: Resumen estadístico de la longitud de traza levantada mediante fotogrametría digital de corto alcance.	87
Tabla 6-6: Resumen estadístico de las separaciones levantadas mediante fotogrametría digital de corto alcance.	87
Tabla 6-7: Volúmenes y pesos de los bloques calculados mediante separaciones.	88
Tabla 6-8: Parámetros de entrada para la simulación de redes discretas de fracturamiento.	89
Tabla 6-9: Coordenadas iniciales y finales de los perfiles seleccionados para la construcción de mapas de amenaza 2018	97
Tabla 6-10: Cuantificación mecanismos de inestabilidad	105
Tabla 6-11: Parámetros para el análisis probabilístico del riesgo	110
Tabla 6-12: Resultados análisis cuantitativo del riesgo ante caída de rocas	111
Tabla 6-13: Resultados totales de riesgo y consecuencias de la caída de rocas mediante análisis cuantitativo.....	111

1.Introducción

En el ámbito internacional se han propuesto metodologías para estimar el riesgo ante caídas de roca, que van desde enteramente cualitativas hasta cuantitativas; estimar perfectamente el riesgo resulta bastante complejo, en virtud de la gran cantidad de factores que intervienen y del mismo comportamiento de los eventos de inestabilidad, por lo cual, pensar en una ecuación única que aplique a todos los casos es imposible.

Una buena metodología para estimar el riesgo ante caídas de roca en taludes de ingeniería debe tener en cuenta tanto las propiedades físicas de las amenazas y sus potenciales consecuencias y alcances, como las características y capacidades de los elementos expuestos que permita la identificación de todos los factores participantes y de todas las posibles consecuencias tanto directas como indirectas para los elementos en riesgo.

Para casos particulares de taludes rocosos, se identifican los elementos expuestos como las personas, la maquinaria o equipo, la infraestructura, las actividades económicas que puedan ser interrumpidas, el medio natural que pueda verse afectado como la fauna, la flora y los cuerpos de agua, entre otros. Cada elemento tiene una capacidad de resistencia y una condición espaciotemporal distinta, que significa un nivel de consecuencias y de afectación diferente ante la amenaza de caída de rocas. Esta cantidad de variables involucradas tornan complejo el análisis de riesgo en sí, siendo necesario dedicar esfuerzos desde la academia para su determinación.

Sin lugar a duda para una aproximación hacia la estimación del riesgo en escenarios geotécnicos independiente del enfoque que se le quiera dar, debe estar acompañada de una vasta fuente de datos que permitan caracterizar adecuadamente tanto las posibles

amenazas, sus consecuencias como las características y exposición de los elementos en riesgo.

En Colombia existe el Sistema de Información de Movimientos en Masa - SIMMA, en el cual se compila información sobre eventos ocurridos en laderas, pero no dispone de una base de datos robusta, completa y específica para taludes mineros, que permita establecer con precisión una relación entre el costo de los daños y de las rehabilitaciones para eventos ocurridos; tampoco se cuenta con una metodología local y específica que permita acercarse a la estimación del riesgo ante caídas de roca en taludes de ingeniería como los de una mina.

Este trabajo busca, a partir de la evaluación de un caso de estudio de mina a cielo abierto, proponer un conjunto de acciones y procedimientos para la identificación de peligro ante caída de rocas, haciendo uso de información geológica, geotécnica, geométrica de los taludes, además de factores ambientales, con lo cual se espera determinar la amenaza. Adicionalmente, se considera el análisis de la vulnerabilidad en el proyecto minero, con miras a evaluar eventuales daños o pérdidas; en ese sentido, se plantea el estudio de las condiciones de exposición espaciotemporal de los elementos en riesgo para evaluar las probabilidades de alcance y de interacción de la amenaza con los elementos vulnerables. Con ello se llega a una evaluación del riesgo ante caída de rocas, para finalmente, recomendar medidas de prevención y/o mitigación

Para la determinación de la amenaza, se parte del procesamiento de imágenes digitales tomadas con dron y mediante fotogrametría digital de corto alcance. Para realizar la evaluación de riesgo se propone la ejecución de diferentes metodologías que brindan una visión del riesgo cada vez más profunda y completa.

Vale la pena resaltar que este Trabajo Final de Maestría se desarrolló en el marco del proyecto “Evaluación Cuantitativa de Amenaza, Vulnerabilidad y Riesgo en Taludes Mineros”, financiado por Colciencias.

Inicialmente, en los Capítulos 2 y 3 se presenta el contexto pertinente para determinar la amenaza y riesgo ante eventos de inestabilidad geotécnica, especialmente ante caída de bloques. Seguido de esto, se describen dos tipos de simulaciones que permiten estudiar

la formación y recorrido de caídas de bloques de roca: la simulación de redes discretas de fracturamiento y de trayectorias de bloques; para ello se describen el funcionamiento y utilidad de los programas OPS Siromodel® y RocFall® en el estudio de la caída de rocas.

Posteriormente, en el Capítulo 4 se profundiza en el uso de tecnologías no convencionales como el uso de imágenes tomadas con los vehículos aéreos no tripulados y la fotogrametría digital de corto alcance, como herramientas para la adquisición de información precisa y confiable para el estudio del riesgo en el campo de la ingeniería geotécnica; en este apartado se hace énfasis en el procesamiento de estas imágenes y la utilidad de los resultados que se obtienen.

En el Capítulo 5 se describe el proceso metodológico propuesto en este trabajo para evaluar el riesgo ante caída de rocas, iniciando con la realización de mapas de distribución de energía cinética, velocidad, altura de rebote y distancia de recorrido, utilizando los resultados de la simulación de trayectorias de bloques; este tipo de mapas sirve como herramienta gráfica para identificar las zonas de mayor amenaza. Segundo, se plantea el uso de una metodología semicuantitativa que combina diferentes factores de los taludes y de los elementos expuestos para calificar el nivel de riesgo; en este paso se hace un análisis de los mecanismos de inestabilidad en rocas. Tercero, se presenta el uso de ecuaciones de magnitud-frecuencia para caídas de roca y se plantea la construcción de una ecuación de este tipo utilizando la simulación de redes discretas de fracturamiento, alimentadas con los datos obtenidos mediante fotogrametría digital de corto alcance. Finalmente, se realizan un análisis cuantitativo del riesgo mediante una metodología probabilística que se basa en el uso de la ecuación desarrollada y permite cuantificar el riesgo y las posibles consecuencias.

El procedimiento anterior se lleva a cabo tomando como caso de estudio una mina a cielo abierto, localizada en cercanías del municipio de Une, departamento de Cundinamarca, Colombia, según se detalla en el Capítulo 6. Los resultados obtenidos brindan un panorama del riesgo ante caída de bloques para la toma de decisiones dentro de los planes de diseño y manejo de los taludes de la cantera. Adicionalmente, el estudio bibliográfico, la metodología formulada y el caso de estudio evaluado en este Trabajo Final de Maestría representan un aporte al conocimiento y su aplicación en la industria tanto para futuras investigaciones como para reproducir su aplicación en miras de apoyar las normativas de

diseño, en proyectos de ingeniería que interactúen con macizos rocosos. Finalmente, en el Capítulo 7 se presentan las conclusiones y recomendaciones más relevantes que se desprenden del Trabajo Final de Maestría

1.1 Objetivos

General

Evaluar el riesgo ante caída de rocas en minería a cielo abierto, a partir de un caso de estudio, utilizando el procesamiento de imágenes digitales tomadas con drones y con fotogrametría de corto alcance, junto con redes de fracturamiento y evaluación de trayectoria de bloques.

Específicos

- Identificar parámetros asociados a la determinación de la amenaza, la vulnerabilidad y el riesgo ante la caída de rocas en taludes mineros, a partir de metodologías existentes y de trabajos de campo, así como su incidencia en la valoración del riesgo.
- Realizar un análisis comparativo con al menos tres metodologías disponibles para la estimación cuantitativa o semicuantitativa del riesgo por caídas de bloques de roca, para un caso de estudio.
- Desarrollo de herramientas gráficas que permitan estimar energía cinética, alturas de rebote, velocidad y distancias de recorrido en eventos postfalla de caídas de bloques de roca.
- Formular un modelo para la toma de decisiones técnicas y operativas en los análisis de riesgo ante caída de rocas en proyectos mineros a cielo abierto, basado en reglas adaptadas al medio colombiano con base en metodologías disponibles.

2. Riesgo por deslizamientos en roca

Los deslizamientos en taludes de roca representan una amenaza mayor cuando se trata de terrenos montañosos en todo el mundo. Estos movimientos de masa rocosa están dominados principalmente por la acción de la gravedad y son responsables de numerosas pérdidas de vidas, así como cuantiosas pérdidas económicas y grandes daños o destrucción de la infraestructura desarrollada por el ser humano (Das et al., 2011; Mavrouli & Corominas, 2018; Pan et al., 2008).

Las inestabilidades de roca pueden ser detonadas por diferentes factores internos o externos. Los factores internos incluyen; litología o tipo de roca, condición estructural de las discontinuidades y la geometría del talud (Hamza & Raghuvanshi, 2017). Los factores externos incluyen: precipitación intensa, movimientos sísmicos del terreno, cambios en el nivel freático, descongelamiento rápido de nieve, crecimiento de raíces, efectos del viento, vibraciones producto del uso de voladura y otras actividades realizadas por el ser humano como la construcción y el cultivo (Crosta & Agliardi, 2003a; Malamud et al., 2004). En general, cualquier agente que cause un rápido incremento en el esfuerzo cortante actuante o una disminución en la resistencia al corte disponible de los materiales que conforman un talud, puede ser causante de un deslizamiento de roca (Dai et al., 2002).

Por otra parte, de acuerdo con Lee & Jones, (2004) el riesgo es un concepto que se maneja cuando los seres humanos y los elementos valiosos para este pueden verse afectados negativamente en un futuro previsible y se define como una medida de la probabilidad y severidad de un efecto adverso a la vida, la salud, la propiedad o el ambiente dentro de un tiempo y espacio definidos. En esta investigación se pretende realizar una evaluación del riesgo ante caída de bloques mediante la aplicación de diferentes metodologías, que realizadas consecutivamente como se plantea, permitan abordar el riesgo desde diferentes perspectivas, considerando los factores previamente mencionados y las condiciones de

destrutivo de la misma, se deben determinar ya sea en términos probabilísticos o determinísticos, la magnitud, el tamaño o la dimensión de la posible inestabilidad. Por otro lado, de acuerdo con Glade et al., (2004) el tipo de información, así como la metodología utilizada para determinar la amenaza, dependen del alcance que se requiera, la escala de análisis (local o regional), el tipo de talud investigado (natural o construido), la existencia de bases de datos y la habilidad para obtener información tanto en superficie como en profundidad. Identificar correctamente el tipo de deslizamiento es el primer paso para la evaluación de la amenaza; las descripciones deben realizarse utilizando la clasificación y terminología internacionalmente aceptada (Glade et al., 2004). La clasificación propuesta por Cruden & Varnes (1996) es la de mayor aceptación en el medio. Otras etapas para la evaluación de la amenaza consisten en determinar la posible escala espacial del deslizamiento, su posible rango de velocidades e identificar la posibilidad de afectación a los elementos expuestos.

Los deslizamientos son un proceso físico natural. Para que sean considerados una amenaza deben suponer un peligro para los humanos y sus bienes. Según Lee & Jones, (2004), esta es la principal característica para distinguir entre la susceptibilidad y la amenaza, la susceptibilidad se define como la tendencia a que ocurra un deslizamiento en un área específica bajo las condiciones locales del terreno (Dai & Lee, 2001; Brabb 1984), mientras que la amenaza implica el potencial del deslizamiento para causar daños o afectaciones. Los autores Guzzetti et al., (1999), Lee & Jones (2004), señalan las principales suposiciones para la determinación de la amenaza y susceptibilidad ante deslizamientos, estas incluyen: (i) los deslizamientos futuros ocurrirían bajo las mismas circunstancias y debido a los mismos factores que los deslizamientos en el pasado, (ii) las fallas de taludes dejan marcas morfológicas en el terreno que pueden ser identificadas y las zonas de deslizamientos anteriores seguirán siendo zonas de amenaza, (iii) las leyes mecánicas que controlan los deslizamientos pueden ser abordadas mediante modelos empíricos, estadísticos o deterministas, donde las condiciones y factores causantes de inestabilidad pueden ser utilizadas para modelos predictivos de deslizamiento, (iv) la magnitud de los deslizamientos puede asociarse a una característica o propiedad representativa de estos.

2.3 Vulnerabilidad

Para la determinar el riesgo se debe contar con información acerca de las consecuencias generadas dada la ocurrencia de eventos de remoción en masa. El concepto de vulnerabilidad hace referencia al potencial de sufrir daño, pérdida o detrimento desde una perspectiva humana, varía entre *no hay daño* (vulnerabilidad igual a 0) hasta *pérdida total* (vulnerabilidad igual a 1) (Lee & Jones, 2004). Según Alexander (2005) la vulnerabilidad es la habilidad de un elemento para soportar los movimientos en masa de diferentes magnitudes. De acuerdo con Fell (1994) la vulnerabilidad está asociada con el grado de pérdidas sufridas por un elemento o conjunto de elementos dentro del área afectada por un deslizamiento. Por su parte, Vandine et al., (2004) señala que la vulnerabilidad de un elemento en riesgo está condicionada por la probabilidad de que este se encuentre presente en el sitio y el momento en el que ocurra el deslizamiento, esto considerando que algunos elementos expuestos como las personas y los vehículos pueden moverse continuamente cambiando sus condiciones de exposición.

De acuerdo con Roberds (2005) los tipos de daños debido a la ocurrencia de deslizamientos pueden ser directos o indirectos, los daños directos están relacionados con el impacto del deslizamiento con los elementos expuestos, mientras que los daños indirectos surgen como resultado o consecuencia de los daños directos. La Figura 2-2 presenta un esquema que resulta útil para la identificación de las consecuencias directas e indirectas y su relación.

Por otra parte, Guzzetti (2005) expone tres maneras de expresar el valor de un elemento expuesto: (i) Valor monetario del elemento, es el valor actual del bien, o el costo de reemplazarlo con uno igual o similar si este llegara a ser destruido, (ii) valor intrínseco, relacionado con la importancia o imposibilidad de reemplazo de un elemento expuesto; (iii) valor utilitario, está relacionado con la utilidad del elemento o el valor que representa su uso sobre un periodo de tiempo específico. Sin embargo, el autor señala que, en el caso de la vida de un ser humano, el valor intrínseco es incalculable. A pesar de esto, también expone que se han planteado medidas para asignar un costo a la muerte o lesión de un ser humano a través de estadísticas, donde se considera el valor de las ganancias o ingresos de las personas afectadas, el costo de las pérdidas indirectas por la muerte de las personas y los gastos médicos, legales y administrativos asociados con las afectaciones generadas.

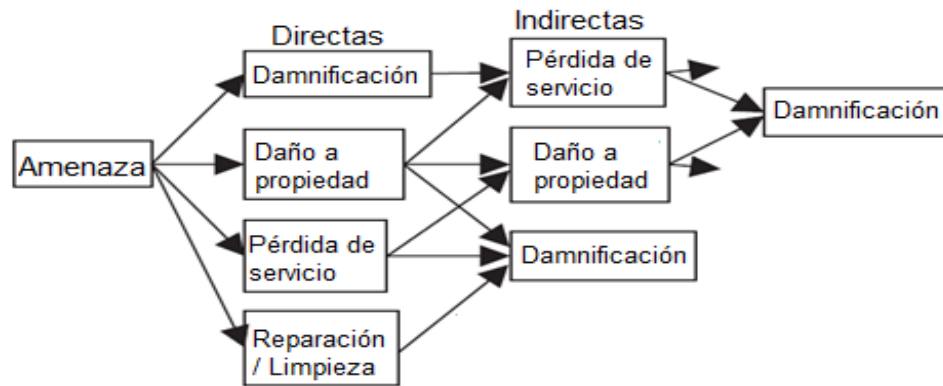


Figura 2-2: Consecuencias directas e indirectas

Fuente: Modificado de Roberds (2005)

Así mismo, según Guzzetti (2005) la vulnerabilidad puede expresarse en términos cualitativos, utilizando términos para describir el daño que se espera sufran los elementos expuestos, por ejemplo, para estructuras se utilizan las categorías, (i) daños estéticos o menores, donde la funcionalidad de la estructura no está comprometida y los daños pueden ser reparados fácilmente y a bajo costo, (ii) daño funcional o medio, en esta categoría la funcionalidad de la estructura se ve comprometido y requiere de grandes esfuerzos y recursos para su reparación, y (iii) daño estructural o total, cuando las estructuras están severa o completamente dañadas y se requiera de trabajos de demolición y reconstrucción.

En cuanto a la vulnerabilidad de las personas las categorías incluyen, (i) no hay daño, no se presentan daños a la población, (ii) daño directo, cuando se esperan muertes, desapariciones y heridos, (iii) daño indirecto, cuando se espera únicamente daño socioeconómico, y (iv) daño temporal, cuando se espera la pérdida de vivienda para algunas personas o se requieren evacuaciones. Por otra parte, Roberds (2005) expone que las tragedias como las fatalidades, los accidentes y las pérdidas indirectas pueden traducirse a términos equivalentes como lo son los “años perdidos”.

En este trabajo se pretende realizar un análisis de riesgo ante caída de bloques en taludes de roca, para ello, se deben considerar las características de los elementos expuestos. El caso de estudio es una mina a cielo abierto donde la maquinaria y los trabajadores son los principales elementos vulnerables, las consecuencias indirectas están enfocadas principalmente hacia la pérdida y retraso en la explotación y producción de materiales, generando así, grandes pérdidas económicas para los manejadores de la mina y posibles retrasos en los proyectos involucrados con los materiales provenientes de la cantera.

3. Amenaza en taludes rocosos

De acuerdo con Varnes (1978), las caídas de rocas son un tipo de movimiento de remoción en masa que ocurre luego de que se desprenda y caiga una masa de roca de cualquier tamaño sobre un talud o ladera, las fases características de este tipo de eventos son: caída libre, rebotes, rodadas y deslizamiento. La velocidad que puede alcanzar este tipo de movimiento clasifica como rápida a extremadamente rápida y la distancia recorrida puede ser muy larga. Los terrenos montañosos, acantilados costeros y cortes de taludes son las áreas donde preferiblemente ocurren las caídas de roca (Mavrouli & Corominas 2018). Richards (1988) señala que las principales características de la caída de rocas son: (i) involucra un bloque o grupo de bloques que se desprenden de la cara del talud, (ii) cada bloque se comporta de manera independiente de los demás, (iii) hay una pérdida temporal de contacto con el suelo y una alta aceleración durante el descenso, y (iv) los bloques obtienen una importante energía cinética durante el descenso. Según Ferrari et al., (2016), las caídas de roca representan una gran amenaza debido a la magnitud de los daños que pueden ocasionar en la infraestructura, edificaciones y vehículos, así como las damnificaciones y fatalidades ocasionadas a los seres humanos que sean impactados. Además de eso, la caída de rocas puede resultar en importantes pérdidas económicas debido las consecuencias indirectas que puede generar, como la interrupción de servicios y operaciones.

Por su parte, Labiouse & Abbruzzese (2011), indican que, en comparación con otros tipos de deslizamientos, las caídas de roca desarrollan velocidades extremadamente rápidas, haciendo que los individuos expuestos sean incapaces de realizar acciones evasivas, lo que se traduce en un nivel de riesgo de lesiones y fatalidades muy alto. A pesar de que la caída de rocas no plantea el mismo nivel de riesgo en cuanto a pérdidas económicas que los deslizamientos de gran escala, el número de fatalidades debido a la caída de bloques es, según Hoek (2000), del mismo orden que el de las fatalidades por todos los demás tipos de inestabilidades en roca.

La caída de bloques ocurre principalmente en terrenos donde se presentan condiciones de intensa actividad sísmica (Kobayashi et al., 1990), ciclos de congelamiento-descongelamiento frecuentes (Gardner, 1970) o altas precipitaciones (Matsuoka & Nasai, 1999), a lo anterior se suma lo expuesto por Chau et al., (2003), quien señala debido a la creciente expansión de la población, las actividades humanas se hacen cada vez mayores en terrenos montañosos aumentando el riesgo ante la ocurrencia de caída de rocas. De acuerdo con Wyllie (2014), el uso de voladura en los taludes de roca es la actividad humana que mayor contribución tiene con la materialización de la caída de bloques. La **Tabla 3-1** presenta las causas por las que ocurrieron 308 caídas de roca en autopistas de California.

Tabla 3-1: Causas de la caída de rocas en autopistas de California

Causas	Porcentaje (%)
Lluvia	30
Congelación-descongelación	21
Roca fracturada	12
Viento	12
Deshielo	8
Escorrentía	7
Fractura planar adversa	5
Animales de madriguera	2
Erosión diferencial	1
Raíces de árboles	0.6
Manantiales o filtraciones	0.6
Animales salvajes	0.3
Vibraciones producidas por camiones	0.3
Descomposición del suelo	0.3

Fuente: Wyllie & Norrish (1996). En: Peng (2000)

En términos de la caída de rocas, la amenaza por estos eventos hace referencia a la probabilidad de ocurrencia de una caída de cualquier magnitud o intensidad en un periodo de tiempo y en un área definida (Crosta & Agliardi, 2003; Jaboyedoff et al., 2005; Frattini et al., 2012). Esta definición tiene en cuenta la ubicación donde puede ocurrir la caída, su frecuencia y su magnitud o intensidad (Ferrari et al., 2016). Por esto, los factores generalmente reconocidos en la determinación de la amenaza ante caída de rocas son

(Crosta & Agliardi, 2003; Ferrari et al., 2016; Volkwein et al., 2011): (i) Probabilidad de desprendimiento del bloque de la pared del talud (probabilidad temporal, espacial y susceptibilidad), (ii) propagación del bloque talud abajo (probabilidad de que los bloques que caen alcancen cierto punto), y (iii) la intensidad del evento (energía cinética).

3.1 Mecanismos de falla

Los macizos rocosos se pueden considerar como el conjunto entre los bloques de roca intacta delineados por un sistema de discontinuidades a lo largo de sus tres dimensiones. Este sistema de discontinuidades estructurales incluye: planos de estratificación, diaclasas, foliación o cualquier otro tipo de roturas naturales en la roca. Los parámetros que permiten caracterizar las discontinuidades son: orientación, persistencia, espaciamiento, propiedades de superficie y relleno (Norrish & Wyllie, 1996). El análisis de estabilidad de taludes de roca se compone de dos partes, inicialmente se realiza un análisis de posibilidad cinemática de movimiento, en este paso se debe obtener y utilizar información correspondiente a la orientación de las discontinuidades presentes en el talud (en el Capítulo 4 se describe el uso de un método no convencional para este fin), el segundo paso consiste en comparar las fuerzas actuantes con las fuerzas resistentes en el talud, la relación entre estas fuerzas se conoce como el factor de seguridad (Norrish & Wyllie, 1996). De acuerdo con Peng (2000), la caída de rocas se desarrolla por medio de las discontinuidades de los macizos rocosos, determinando cuatro tipos de mecanismos de falla en taludes de roca (Figura 3-1): planar, en cuña, volteo y falla circular.

3.1.1 Falla planar

En este tipo de inestabilidad la roca se desplaza a lo largo de una discontinuidad, por lo que en el análisis se considera el mecanismo como traslacional y la falla como una superficie recta. De acuerdo con Suárez (2009), la resistencia al cortante de las discontinuidades disminuye a medida que este mecanismo de falla se desarrolla, las principales causas de esta disminución son: (i) la deformación que se desarrolla resulta en la regresión de la resistencia pico a la resistencia residual, (ii) la meteorización produce una disminución de la resistencia a lo largo de la superficie débil, (iii) la acumulación de agua genera el aumento de la presión de poros lo cual disminuye la resistencia a la fricción,

y (iv) los sismos producen agrietamiento de los materiales, licuación de los materiales de relleno o desplazamientos. La Figura 3-2, muestra un diagrama para el análisis del mecanismo de falla planar.

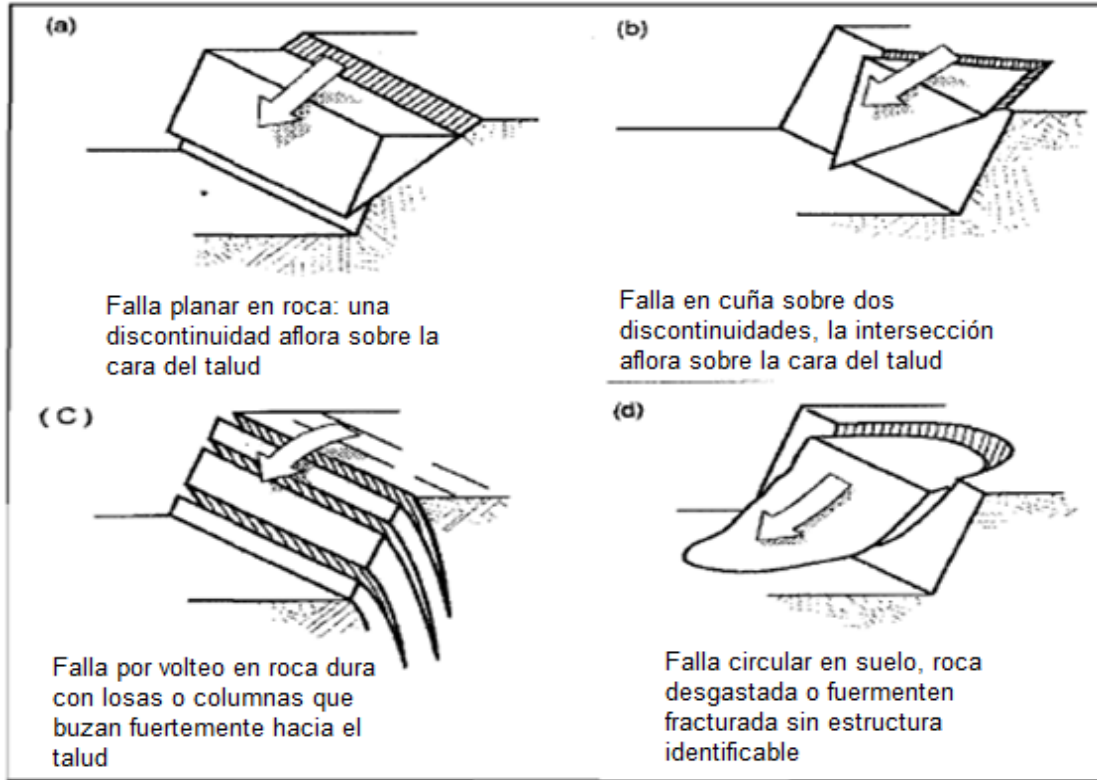


Figura 3-1: Mecanismos de falla en taludes de roca
Fuente: Modificado de Norrish & Wyllie (1996). En: Peng (2012)

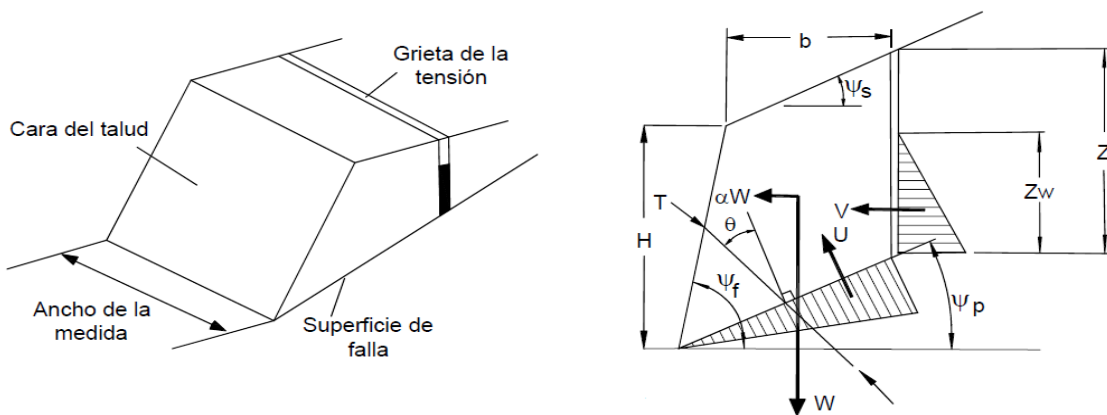


Figura 3-2: Esquema de análisis de una falla planar
Fuente: Suárez (2009)

Las condiciones básicas para que este mecanismo ocurra son (Suárez, 2009; Hoek & Bray, 1989): (i) el plano de la discontinuidad, debe tener una dirección aproximadamente

paralela a la superficie del talud $\pm 20^\circ$, (ii) la resistencia de las paredes laterales de la superficie que se desliza debe ser muy baja, (iii) el plano de deslizamiento debe aflorar sobre la cara expuesta del talud, (iv) el ángulo de fricción de la superficie del deslizamiento debe ser menor que el ángulo de buzamiento del plano deslizado, y (v) la parte superior del deslizamiento intercepta la cara expuesta del talud o una grieta de tracción. Utilizando la información de orientación del talud y las discontinuidades, el ángulo de fricción del material, y las condiciones previamente descritas, se puede realizar un análisis semicuantitativo del potencial de falla del talud, contando el número de polos que caen dentro de la región definida por las condiciones de inestabilidad, utilizando una red estereográfica. La Figura 3-3 presenta la construcción de este diagrama de análisis.

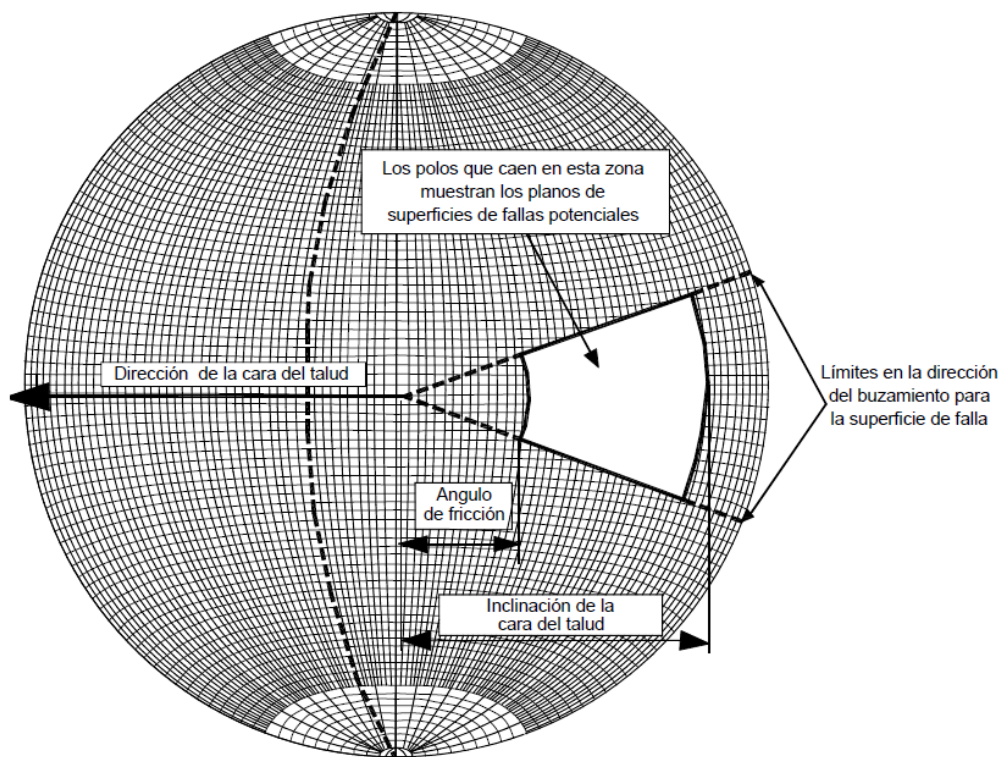


Figura 3-3: Determinación de posibilidad de ocurrencia de falla planar, utilizando la red estereográfica

Fuente: Suárez (2009)

Las suposiciones para realizar el análisis cuantitativo de este mecanismo de falla incluyen (Suárez, 2009): (i) la masa de roca se mueve paralelamente a la superficie de falla, (ii) el análisis debe incluir las fuerzas de presión del agua que se introduce en las grietas de

tracción (Figura 3-2), (iii) el deslizamiento se asume traslacional ya que se supone la no presencia de momentos actuantes pues las fuerzas ocurren a través del centroide de la masa deslizada, (iv) La resistencia de la superficie de falla está determinada por la cohesión (c), el ángulo de fricción (ϕ) (Suárez, 2009).

Para calcular el factor de seguridad ante falla planar se utiliza la Ecuación (3-1)

$$F_s = \frac{cA + (W \cos \psi_p - U - V \sin \psi_p) \tan \phi}{W \sin \psi_p + V \cos \psi_p} \quad (3-1)$$

Donde:

$$A = (H + \tan \psi_s - z) \operatorname{cosec} \psi_p \quad (3-2)$$

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

$$V = \frac{1}{2} \gamma_w z_w^2 \quad (3-4)$$

$$W = \frac{1}{2} \gamma_r H^2 \left[\left(1 - \left(\frac{z}{H} \right) \right)^2 \cot \psi_p (\cot \psi_p \tan \psi_f - 1) \right] \quad (3-5)$$

3.1.2 Falla en cuña

De acuerdo con Norrish & Wyllie (1996), el mecanismo de falla en cuña ocurre cuando una masa de roca se desliza a lo largo de dos discontinuidades que se cruzan formando un bloque en forma de cuña; la intersección de los planos de discontinuidad del macizo rocoso forma un vértice que aflora sobre la cara expuesta del talud y la dirección del movimiento sigue la línea de intersección de las discontinuidades. Las condiciones para que se produzca una falla en cuña son (Suárez, 2009): (i) la línea de intersección debe aflorar sobre la superficie del talud, (ii) el buzamiento de la línea de intersección debe ser mayor al ángulo de fricción de las dos discontinuidades involucradas, (iii) la inclinación del talud debe ser mayor que la inclinación de la línea de intersección. La Figura 3-4 muestra el esquema general de la falla en cuña.

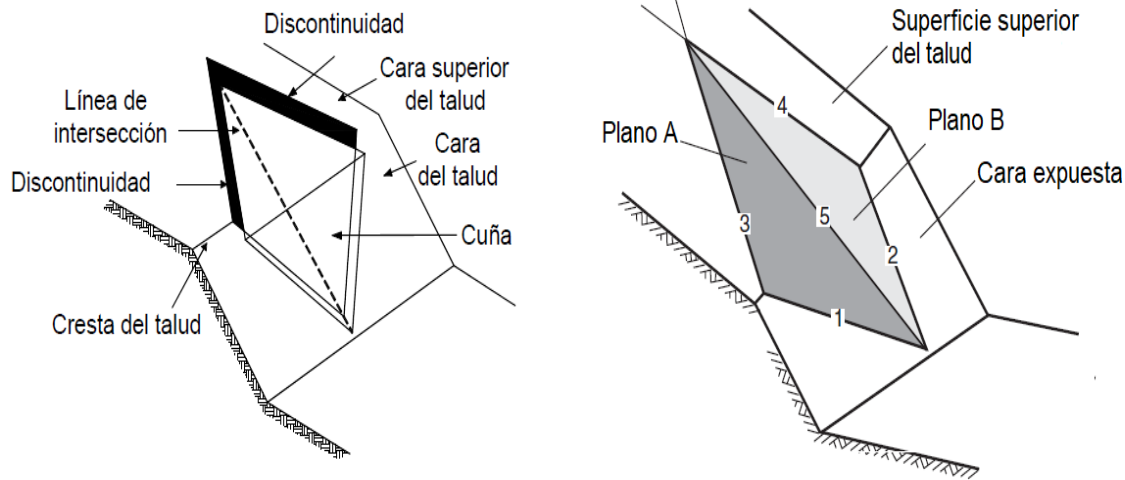


Figura 3-4: Mecanismo de falla en cuña
Fuente: Suárez, 2009; Wyllie y Mah, 2004

Del mismo modo que en el mecanismo de falla planar, la red estereográfica se puede utilizar para identificar las intersecciones de las discontinuidades que pueden generar cuñas potencialmente inestables (Figura 3-5). Para analizar la estabilidad de la cuña se deben considerar las reacciones normales generadas por cada plano, la geometría de la cuña y la distribución de la presión de poros (Figura 3-6). El factor de seguridad se calcula mediante la Ecuación (3-6), (Hoek et al., 1973 En: Wyllie & Mah, 2004).

$$FS = \frac{3}{\gamma_r H} (C_A X + C_B Y) + \left(A - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} X \right) \tan \phi_A + \left(B - \frac{\gamma_w}{2\gamma_r} Y \right) \tan \phi_B \quad (3-6)$$

Donde:

ϕ_A, C_A, ϕ_B, C_B y A_B corresponden a los parámetros de resistencia de los planos A y B.

γ_r y γ_w son el peso unitario de la roca y del agua respectivamente.

ψ_a, ψ_b y ψ_5 son los buzamientos de los planos A, B y del plano de intersección.

$$X = \frac{\text{sen}\theta_{24}}{\text{sen}\theta_{45}\text{sen}\theta_{2.na}} \quad Y = \frac{\text{sen}\theta_{13}}{\text{sen}\theta_{35}\text{sen}\theta_{1.nb}} \quad (3-7)$$

$$A = \frac{\cos\psi_a - \cos\psi_b \cos\theta_{na.nb}}{\text{sen}\psi_5 \text{sen}^2\theta_{na.nb}} \quad B = \frac{\cos\psi_b - \cos\psi_a \cos\theta_{na.nb}}{\text{sen}\psi_5 \text{sen}^2\theta_{na.nb}} \quad (3-8)$$

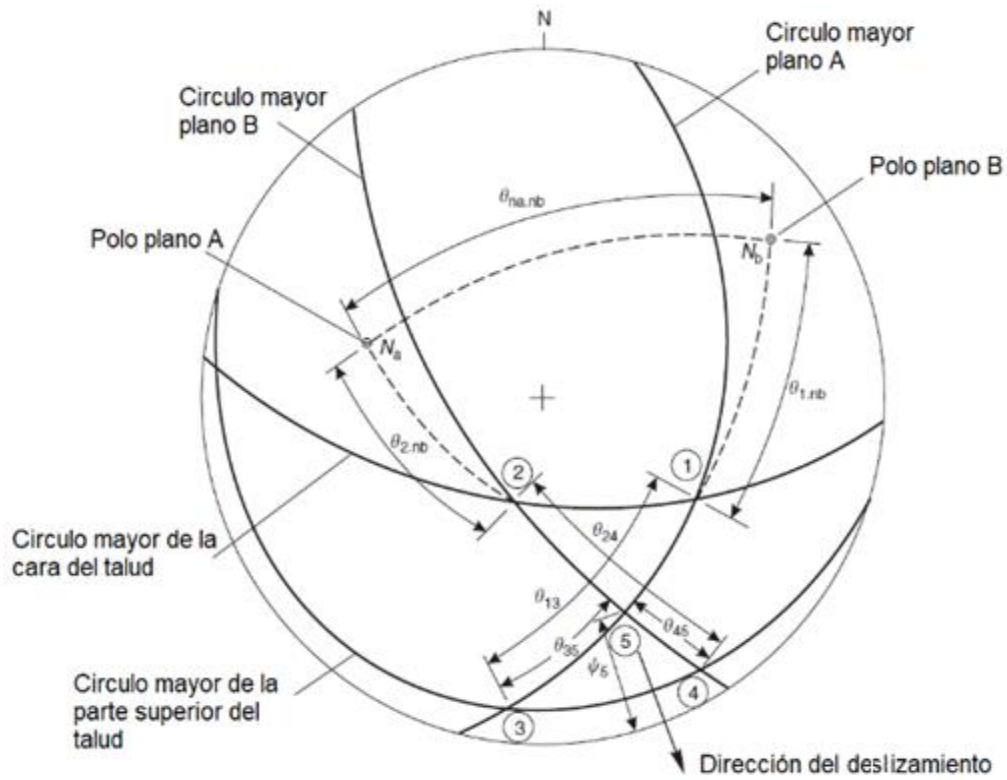


Figura 3-5: Red estereográfica con la información necesaria para el análisis de estabilidad

Fuente: Wyllie y Mah, 2004

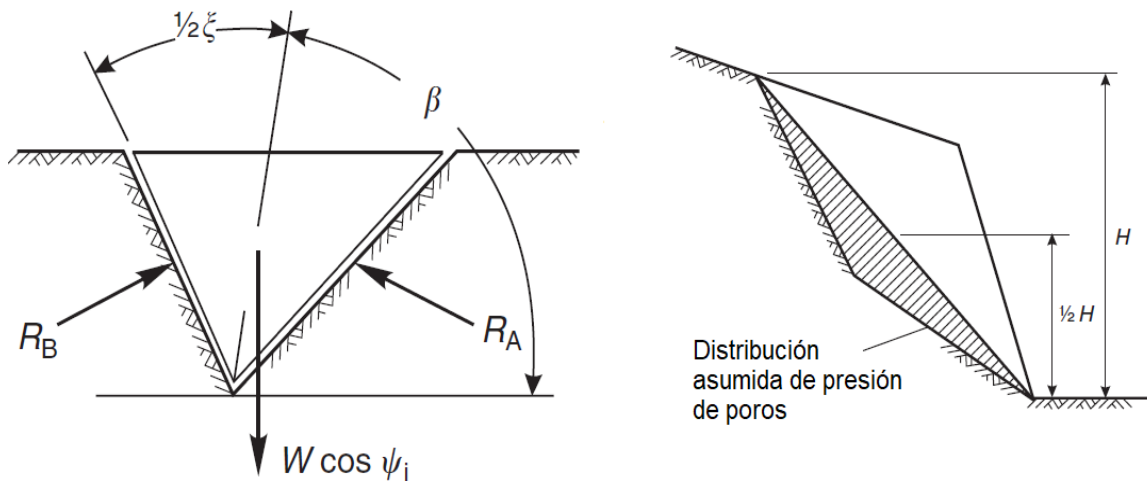


Figura 3-6: Vista de la cuña desde la cara del talud y esquema de distribución de presión de poros

Fuente: Wyllie y Mah, 2004

3.1.3 Volteo

El mecanismo de falla por volteo se caracteriza por la inclinación de estructuras con tendencia vertical como resultado de la fuerza de la gravedad, ocurre en taludes donde la roca presenta alguna discontinuidad con buzamiento de alta pendiente y acimut de buzamiento aproximadamente paralelo a la dirección del talud (Suárez, 2009). La Figura 3-7 presenta unos esquemas de la falla por volteo.

Las condiciones para que ocurra el volteo de bloques incluyen (Suárez 2009): (i) el plano de la discontinuidad (β_d) debe tener un acimut de buzamiento con una dirección aproximada ($\pm 15^\circ$) al plano del talud, pero en sentido opuesto (ii) el buzamiento del talud (β_t) debe cumplir con la condición de la Ecuación (3-9).

$$(90^\circ - \beta_d) \leq (\beta_t - \phi) \quad (3-9)$$

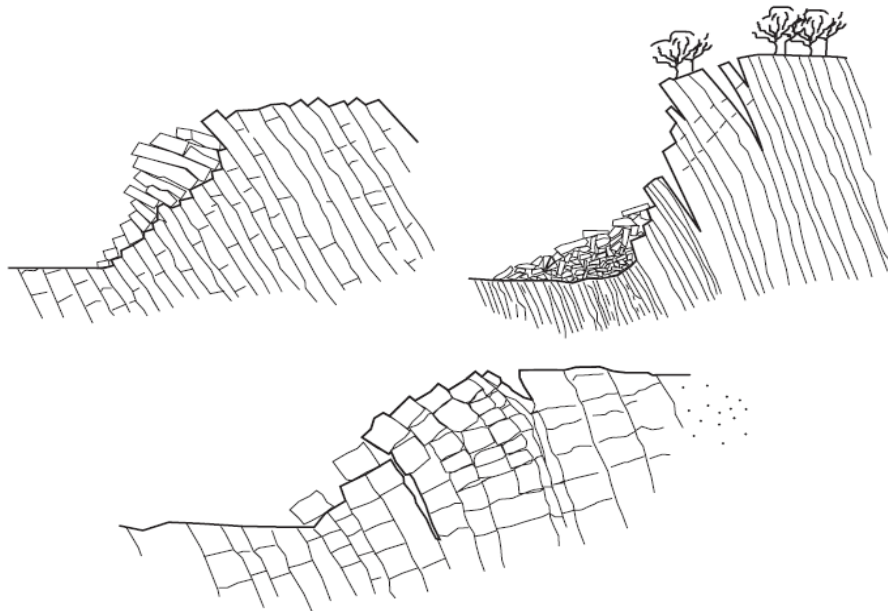


Figura 3-7: Esquemas de falla por volteo
Fuente: Goodman & Bray, 1976. En: Wyllie y Mah, 2004

Nuevamente, el análisis mediante la red estereográfica es de utilidad para identificar los polos de las discontinuidades potencialmente inestables. La Figura 3-8 muestra el análisis de la posibilidad de falla por volteo.

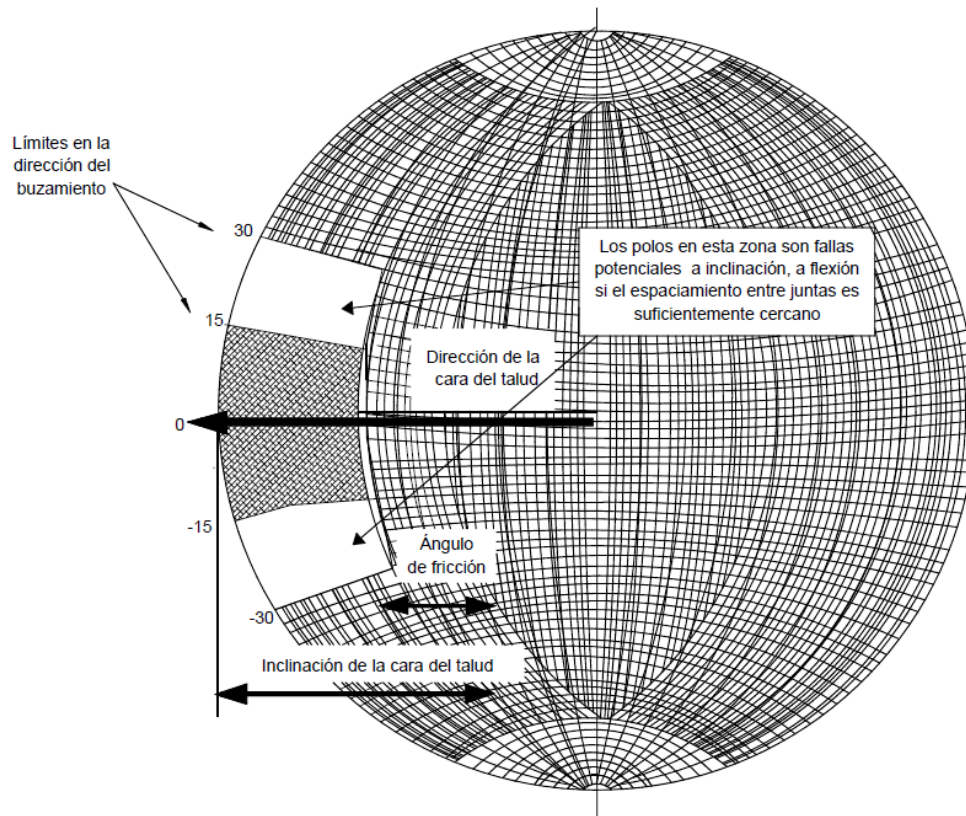


Figura 3-8: Construcción de la red estereográfica para el mecanismo de falla por volteo
Fuente: Suárez, 2009

De acuerdo con Wyllie y Mah (2004), para realizar en análisis de estabilidad de este mecanismo se debe identificar la posición de los bloques dentro del talud, considerando el esquema de las Figura 3-9 se tiene que:

Bloque bajo la cresta del talud: $M_n = Y_n; L_n = Y_n - a_1$

Bloque den la cresta del talud: $M_n = Y_n - a_2; L_n = Y_n - a_1$

Bloque por encima de la cresta del talud: $M_n = Y_n - a_2; L_n = Y_n$

Así, el factor de seguridad ante este mecanismo se puede calcular mediante la relación entre el ángulo de fricción interno disponible y el ángulo requerido para que se presente el volteo (Ecuación (3-10)).

$$FS = \frac{\tan\phi_d}{\tan\phi_r} \quad (3-10)$$

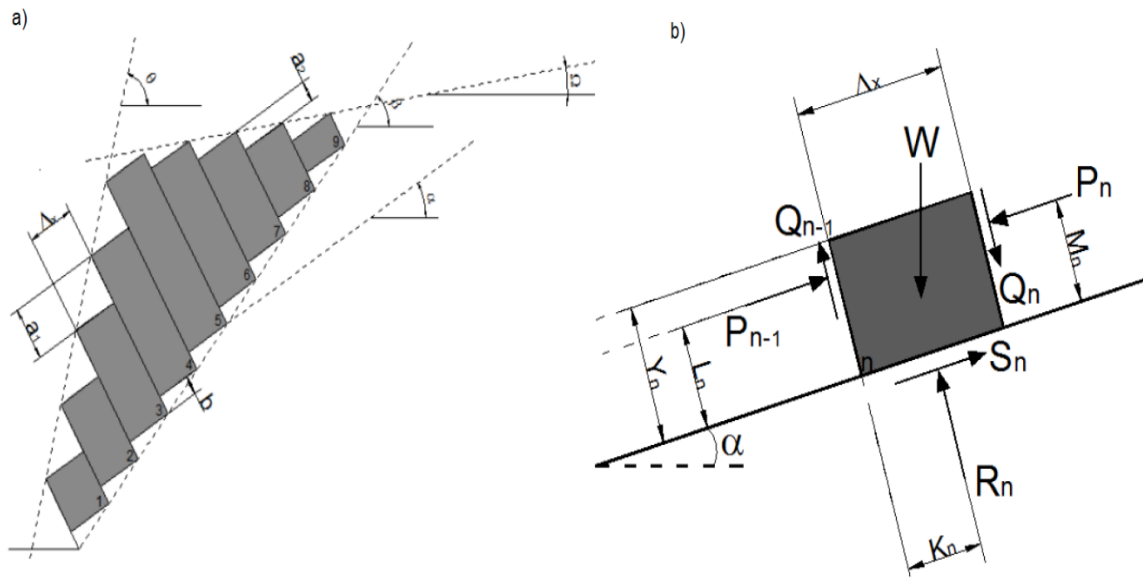


Figura 3-9: a) Distribución de bloques en mecanismo de falla por volteo; b) Diagrama de fuerzas sobre el bloque
Fuente: Pinillos, 2017

De acuerdo con Pinillos (2017), el procedimiento para calcular el factor de seguridad ante este mecanismo requiere del siguiente proceso iterativo.

- i. Se supone un valor de $\phi_r > \alpha$
- ii. Se ubica el bloque que se encuentre más arriba y que además cumpla las condiciones para el volteo: $\left(\frac{\Delta x}{Y_n}\right) < \tan \alpha$, este bloque tendrá una posibilidad de volteo n_1 .
- iii. El análisis se realiza desde n_1 hacia abajo mediante las Ecuaciones (3-11) y (3-12).

$$P_{n-1,t} = \frac{W_n [Y_n \text{sen} \alpha - \Delta x \text{cos} \alpha] + P_n [M_n - \Delta x \tan \phi_r]}{2 L_n} \quad (3-11)$$

$$P_{n-1,s} = P_n + \frac{\text{cos} \phi_r \text{sen}(\alpha - \phi_r)}{\text{sen} 2 \phi_r} \quad (3-12)$$

- iv. Avanzando hacia abajo se pueden encontrar dos opciones:
 - iva. Existe un bloque n_2 para el que $P_{n_2-1,s} > P_{n_2-1,t}$. A partir de ahí hasta abajo todos los bloques se deslizan.
 - ivb. No se halle n_2 , en ese caso todos los bloques se voltean.

- v. Al llegar al último bloque se obtiene P_0 , el cual es el mayor entre $P_{0,t}$ y $P_{0,s}$, el valor de ϕ_r es el correcto.
- vi. Se calcula el factor de seguridad mediante la Ecuación (3-10).

3.2 Susceptibilidad

Como se mencionó anteriormente, la susceptibilidad es la tendencia a que un evento ocurra dentro de un área específica basado en las condiciones locales del terreno. De acuerdo con Wyllie (2014), algunos factores que influyen la caída de rocas son: inclinación del talud, geología de los materiales, condiciones climáticas, vegetación, sismología y actividades humanas.

Sin lugar a duda, la geología del macizo rocoso juega un papel fundamental en la influencia a que se presenten caída de rocas. De acuerdo con Suárez (2009), las fallas en macizos rocosos se ven controladas por la interacción de la estructura y la litología del macizo; igualmente señala que en ocasiones predecir el comportamiento de estas interacciones resulta muy complejo. Sin embargo, Wyllie (2014) señala que la roca debe ser lo suficientemente dura como para formar bloques que sobrevivan los impactos durante la caída, el autor señala que rocas duras como el granito, basalto y limolita pueden generar una gran amenaza por caída de roca; por el contrario, rocas como los shales y las filitas se fracturan en pequeños fragmentos que no representan mayor amenaza. De igual manera, el autor expone la influencia de la geología en la forma de los bloques que caen: en macizos con discontinuidades ortogonales se suelen presentar bloques con formas cúbicas o elípticas, mientras que, en algunas rocas estratificadas los bloques que se forman tienen una forma cilíndrica o de disco.

El espaciamiento de las discontinuidades del macizo rocoso define los posibles tamaños de los bloques del talud siendo otro factor geológico relacionado con la amenaza ante caída de rocas (Wyllie, 2014).

Como se mencionó anteriormente, en taludes de roca la ocurrencia de caída de bloques está controlada principalmente por las características de las discontinuidades. La Figura 3-10 muestra algunas condiciones típicas que pueden resultar en la caída de bloques y, además, que los efectos de la meteorización pueden ser un factor crucial para materialización de estos eventos. En la Tabla 3-1 también se mencionaron algunos

factores que pueden generar la caída de bloques. Cabe resaltar que tanto el agua como el hielo generan presiones en las grietas de los macizos que pueden ser lo suficientemente grandes como para generalr el movimiento de bloques. Según Kobayashi et al., (1990) los movimientos del terreno y las fuerzas que se generan durante los eventos sísmicos son otro factor con la capacidad de generar el desprendimiento y posterior caída de bloques en terrenos montañosos.

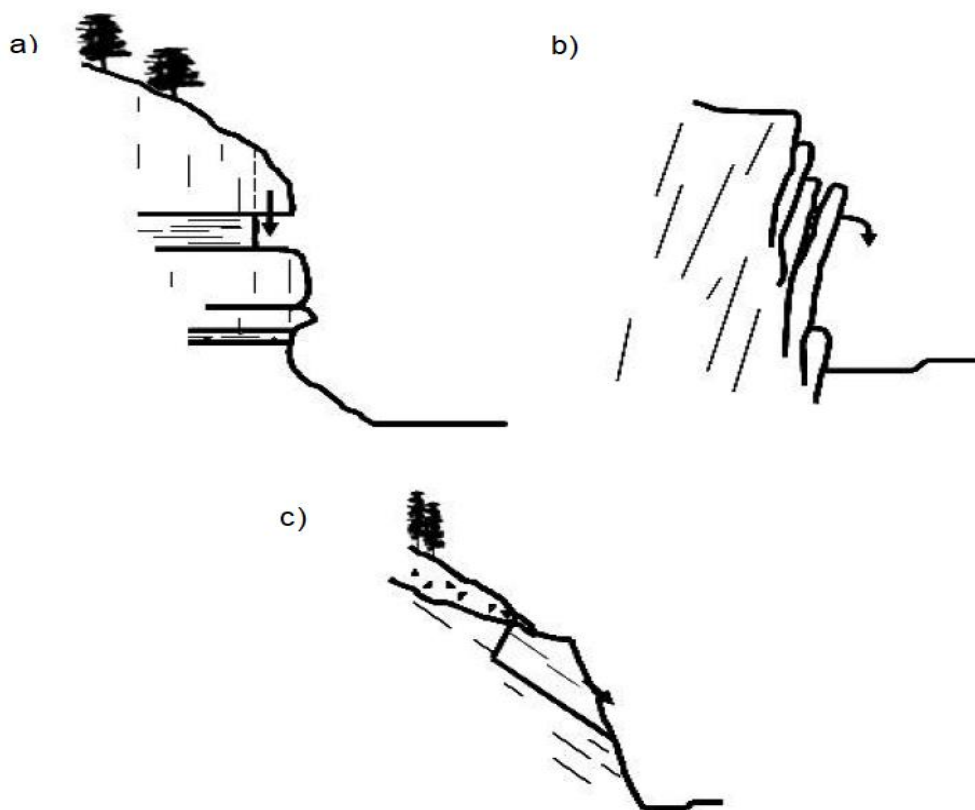


Figura 3-10: Condiciones geológicas para la caída de bloques (a) meteorización diferencial en roca fuerte sobre débil formando voladizos inestables; (b) volteo de estructuras columnares; (c) discontinuidades que buzanan hacia la parte expuesta del talud
Fuente: Wyllie (2014)

En resumen, la caída de rocas está controlada tanto por factores internos como por factores externos (Volkwein et al., 2011). Los factores internos incluyen: (i) morfología: ángulo, altura y perfil del talud, exposición y tipo de relieve, (ii) geología: tipo de roca y su resistencia a la meteorización, variación en la estructura geológica, estratificación, tipo de depósito, y plegamientos, (iii) fracturas: familias de discontinuidades, longitud de traza,

espaciamiento, e intensidad de fracturamiento, (iv) Propiedades mecánicas de la roca y el suelo: ángulo de fricción interna, y cohesión, (v) actividad: movimientos o caídas de rocas, y (vi) hidrogeología: permeabilidad. Por su parte, los factores externos comprenden: (i) efectos gravitacionales, (ii) circulación de agua: clima, agua en forma de lluvia o nieve, y agua subterránea, (iii) meteorización, (iv) erosión, (v) sismicidad, (vi) inestabilidades cercanas, (vii) actividades humanas.

3.3 Ecuaciones magnitud-frecuencia

Como se mencionó anteriormente, la determinación de la amenaza ante deslizamientos debe incluir información acerca de la magnitud, intensidad y frecuencia de los eventos. En el caso de caída de rocas, el análisis de la amenaza debe considerar la distancia de viaje de los bloques, el volumen involucrado y la frecuencia de caída para diferentes tamaños de roca (Guzzetti et al., 2004). Para estimar la frecuencia temporal de ocurrencia de fallas en taludes se pueden realizar análisis probabilísticos teniendo en cuenta el historial de eventos pasados en la zona (Guzzetti et al., 2003), este tipo de análisis se conoce como las relaciones magnitud-frecuencia y relacionan la frecuencia de ocurrencia de los eventos y su volumen (Volkwein et al., 2011). De acuerdo con Corominas & Moya (2008), las ecuaciones de magnitud-frecuencia pueden ser utilizadas para determinar cuantitativamente la amenaza ante deslizamientos sin llevar a cabo análisis de estabilidad de la zona potencial de deslizamiento.

Estas relaciones se pueden representar gráficamente en escala log-log con la magnitud del evento en el eje de las abscisas y la frecuencia en las ordenadas. La Figura 3-11 (Corominas & Moya, 2008) muestra una curva de magnitud-frecuencia típica, observada en inventarios de deslizamiento, donde se puede observar cómo a pequeñas magnitudes la tendencia se torna curva. Picarelli et al., (2005) expone que esta curvatura puede estar relacionada con un registro incompleto de deslizamientos de bajas magnitudes o con un límite inferior de ocurrencia de deslizamientos, el cual puede estar relacionado con condiciones geomorfológicas y geotécnicas de la región estudiada.

Según Picarelli et al., (2005), las ecuaciones de magnitud-frecuencia para deslizamientos están basadas en la ley de potencia de Gutenberg-Richter para sismos. Estas relaciones han sido estudiadas por varios autores como: Hungr et al., (1999); Luckman (1976); Rapp (1960); Wiczorek et al., (1995); Dussauge et al., (2003); Guzzetti et al., (2003); Guzzetti et

al., (2004); Malamud et al., (2004); Chau et al., (2003); Domènech (2015); Santana et al., (2012); Whalley (1984), entre otros. De acuerdo con Hantz (2011), las ecuaciones de magnitud-frecuencia para caída de rocas pueden expresarse de dos maneras (Ecuaciones (3-13)-(3-14))

$$F = \alpha V^{-b} \quad (3-13)$$

$$F = \alpha V^{-b} \quad (3-14)$$

Donde:

α : es el número de caídas por unidad de tiempo (años) con volumen superior a 1m^3 .

a : es el número de caídas de roca con volumen mayor a 1m^3 por unidad de tiempo y área.

b : es una constante que depende de las características geológicas locales.

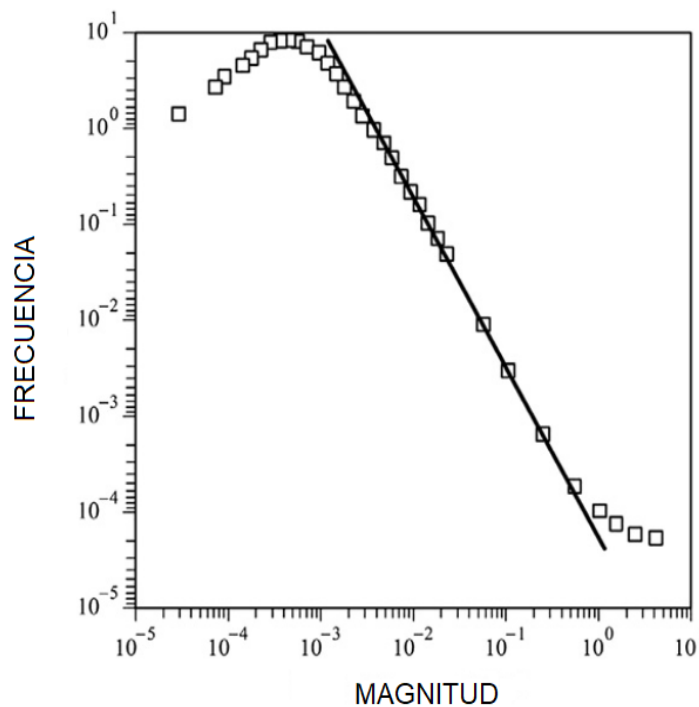


Figura 3-11: Comportamiento típico de la relación magnitud-frecuencia observada en inventarios de deslizamientos. La frecuencia se puede expresar en número de eventos por año y la magnitud en términos de volumen

Fuente: Corominas & Moya, 2008

Al depender de las características propias de cada región, las curvas de magnitud-frecuencia no tienen una aplicación universal. Sin embargo, el parámetro b se encuentra relacionado con las propiedades geológicas y geotécnicas de macizo analizado por lo que

su extrapolación podría ser útil en taludes con características similares a las del talud de origen. Por otro lado, el parámetro a depende de las dimensiones del talud analizado y del periodo de tiempo en el cual se realizó el inventario (Hungar et al., 1999; Dussauge et al., 2003).

3.4 Simulación de trayectoria de bloques

Como se mencionó anteriormente, la caída de rocas comprende el desprendimiento y trayectoria de uno o varios bloques talud abajo. Los procesos que están involucrados en estos eventos son: caída libre, rebotes, rodadas y deslizamientos (Figura 3-12) estos mecanismos están controlados por leyes de la física mecánica, las cuales consideran el principio de conservación de energía, donde la energía potencial almacenada en los bloques suspendidos se transforma en energía cinética durante el movimiento. El autor señala que, conociendo el punto de desprendimiento del bloque, la topografía del talud y la pérdida de energía en cada impacto es posible predecir la posición y velocidad de un bloque a lo largo de su recorrido.

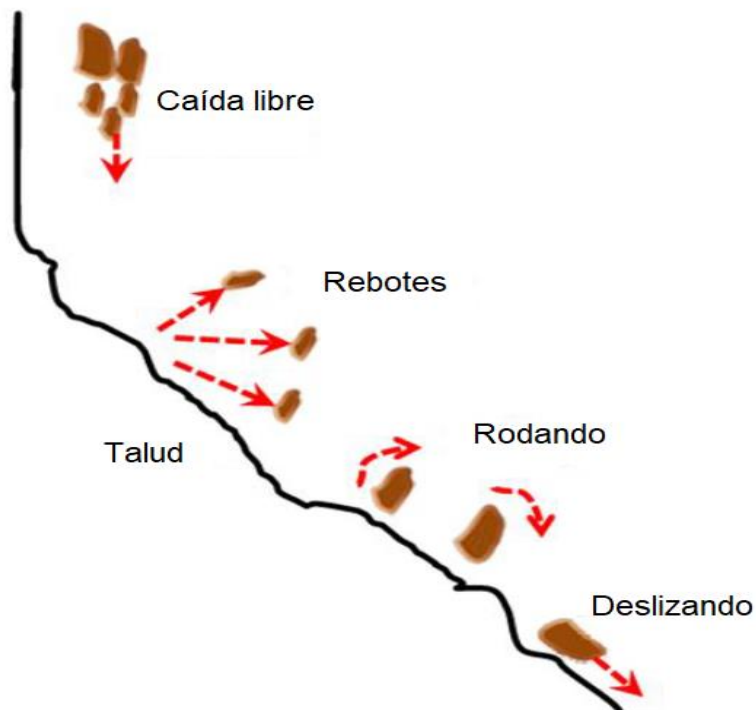


Figura 3-12: Tipos de movimiento durante la caída de rocas

Fuente: Lo et al., (2008). En: Basson (2012)

Los principales objetivos de simular la caída de bloques son: adquirir información acerca de las trayectorias de los bloques, establecer distancias máximas de recorrido, obtener la distribución de parámetros cinéticos a lo largo de del recorrido y determinar la probabilidad de que los bloques alcancen distancias específicas (Crosta & Agliardi, 2003). Se han desarrollado múltiples programas de computador para simular la caída de bloques; básicamente existen dos aproximaciones para representar los bloques en los modelos: cuerpo rígido y masa concentrada. Sin embargo, algunos programas se consideran híbridos ya que tienen la capacidad de utilizar la aproximación de masa concentrada para simular la fase de caída libre y la aproximación de cuerpo rígido para las fases en la que los bloques ruedan, rebotan y se deslizan (Guzzetti et al., 2002). La Tabla 3-2 presenta las principales características de algunos de los programas propuestos para simular la caída de rocas mencionados por Volkwein et al., (2001).

Tabla 3-2: Características de algunos modelos para simular la trayectoria de bloques

Nombre	Referencia/año	Dimensiones	Aproximación	Probabilístico	Bosque
N.N.	(Ritchie, 1963)	2-D	Concentrada	No	No
Discrete Element Method	(Cundall, 1971)	2-D	Rígido	No	No
Computer Rockfall Model	(Piteau and Clayton, 1976)	2-D	Concentrada	Parcial	No
N.N.	(Azimi et al., 1982)	2-D	Concentrada	Sí	No
N.N.	(Falcetta, 1985)	2-D	Híbrido	No	No
ROCKSIM	(Wu, 1985)	2-D	Concentrada	Sí	No
SASS	(Bozzolo and Pamini, 1986)	2-D	Híbrido	Sí	No
EBOUL-LMR	(Descoedres and Zimmermann, 1987)	3-D	Rígido	No	No
	(Labieuse et al., 2001)				
PROPAG/CETE Lyon	(Rochet, 1987a)	2-D	Concentrada	No	No
N.N.	(Hungry and Evans, 1988)	2-D	Concentrada	No	No
CRSP (4.0)	(Pfeiffer and Bowen, 1989)	2-D	Rígido	Sí	No
	(Jones et al., 2000)				
N.N.	(Van Dijke and van Westen, 1990)	2-D	Concentrada	No	No
N.N.	(Kobayashi et al., 1990)	2-D	Rígido	No	No
Rotomap	(Scioldo, 1991)	3-D	Concentrada	Sí	No
CADMA	(Azzoni et al., 1995)	2-D	Híbrido	Sí	No
Rockfall (Dr. Spang)	(Spang and Sönsler, 1995)	2-D	Rígido	Sí	Sí
ROFMOD 4.1	(Zinggeler et al., 1990)	2-D	Híbrido	Sí	Sí
	(Krummenacher and Keusen, 1996)				
3-D-GEOTEST-Zinggeler	(Krummenacher et al., 2008)	3-D	Híbrido	Sí	Sí
RocFall	(Stevens, 1998)	2-D	Concentrada	Sí	No
Sturzeschwindigkeit	(Meissl, 1998)	2-D	Concentrada	No	No
STONE	(Guzzetti et al., 2002)	3-D	Concentrada	Sí	No
STAR3-D	(Dimnet, 2002)	3-D	Rígido	No	Sí
	(Le Hir et al., 2006)				
Rocky3	(Dorren and Seijmonsbergen, 2003)	2.5-D	Híbrido	Sí	Sí
HY-STONE	(Crosta et al., 2004)	3-D	Híbrido	Sí	Sí
	(Frattini et al., 2008)				
	(Agliardi et al., 2009)				
RockyFor	(Dorren et al., 2004)	3-D	Híbrido	Sí	Sí
	(Dorren et al., 2006)				
	(Bourrier et al., 2009a)				
DDA	(Yang et al., 2004)				
RAMMS::Rockfall	(Christen et al., 2007)	3-D	Rígido	Sí	Sí
RockFall Analyst	(Lan et al., 2007)	3-D	Concentrada	Parcial	No
PICUS-ROCKnROLL	(Woltjer et al., 2008)	3-D	Concentrada	Sí	Sí
	(Rammer et al., 2007)				

Fuente: Volkwein et al., (2011)

De acuerdo con Dadashzadeh et al., (2014), los métodos de cuerpo rígido consideran la forma y volumen del bloque para resolver las ecuaciones fundamentales de la dinámica, considerando todos los tipos de movimientos incluida la rotación. Estos modelos transforman la fuerza friccional de impacto en momento rotacional y utilizan la energía para establecer las características de restitución en los rebotes. Por otra parte, en el modelo de masa concentrada se asume la roca como un punto infinitesimal, la forma de los bloques no interviene para solucionar las ecuaciones dinámicas y la masa de la roca únicamente se considera para el cálculo de la energía cinética.

De acuerdo con Volkwein et al., (2011), la pérdida de energía de los bloques mientras rueda o durante los impactos, está controlada por propiedades del talud (rugosidad, tamaño de grano, relación de vacíos, módulo de elasticidad, contenido de agua, etc.) y por las características del bloque (tamaño, forma y las propiedades geomecánicas). Los coeficientes de restitución normal y de fricción se utilizan para resolver el comportamiento de los bloques en las direcciones normal y tangencial, relacionando la velocidad y energía de los bloques antes y después del impacto (Peng, 2000).

En los métodos de masa concentrada se manejan tres algoritmos principales para modelar la caída de bloques: de proyectil, de rebote y de deslizamiento. A continuación, se describen las principales características de estos algoritmos de acuerdo con lo expuesto por Ku (2014).

El algoritmo de proyectil se encarga de calcular la trayectoria de un bloque de roca cayendo. Si el bloque modelado cuenta con una velocidad inicial describirá una parábola; de no ser así, el bloque caerá en línea recta por la acción de la gravedad. La Ecuación (3-15) describe la trayectoria en el tiempo de un bloque cayendo en un espacio tridimensional (x, y, z).

$$\begin{bmatrix} x(t) \\ y(t) \\ z(t) \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 0 \\ 0 \\ -\frac{1}{2}gt^2 \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} V_{x0} \\ V_{y0} \\ V_{z0} \end{bmatrix} t + \begin{bmatrix} x_0 \\ y_0 \\ z_0 \end{bmatrix} \quad (3-15)$$

Donde:

x_0, y_0 y z_0 son la posición inicial del bloque, t es el tiempo y V_{x0}, V_{y0} y V_{z0} son los componentes de la velocidad inicial de la roca y g es la aceleración gravitacional.

Por otro lado, los componentes de la velocidad (V_x, V_y y V_z) se puede expresar como:

$$\begin{bmatrix} V_x(t) \\ V_y(t) \\ V_z(t) \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} V_{x0} \\ V_{y0} \\ V_{z0} - gt \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} 0 \\ 0 \\ -gt \end{bmatrix} t + \begin{bmatrix} V_{x0} \\ V_{y0} \\ V_{z0} \end{bmatrix} \quad (3-16)$$

Cuando la roca se aproxima a la superficie del talud es primordial calcular el punto de colisión, para ello se emplea el algoritmo de rebote. Este algoritmo requiere transformar el vector velocidad al sistema coordinado local de la superficie del talud. La Ecuación (3-17) muestra esta transformación para obtener el vector de velocidades antes del impacto (de entrada).

$$\begin{bmatrix} V_x^{in} \\ V_y^{in} \\ V_z^{in} \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \cos\theta\cos\psi & \cos\theta\sin\psi & -\sin\theta \\ -\sin\psi & \cos\psi & 0 \\ \sin\theta\cos\psi & \sin\theta\sin\psi & \cos\theta \end{bmatrix} \begin{bmatrix} V_x(t) \\ V_y(t) \\ V_z(t) \end{bmatrix} \quad (3-17)$$

Posteriormente, considerando la pérdida de energía producida en el impacto, se calcula el vector de velocidades de salida en términos de los coeficientes de restitución en las direcciones normales y tangenciales (R_n y R_t). La Ecuación (3-18) muestra este procedimiento.

$$\begin{bmatrix} V_x^{out} \\ V_y^{out} \\ V_z^{out} \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} R_t V_x^{in} \\ R_t V_y^{in} \\ R_n V_z^{in} \end{bmatrix} \quad (3-18)$$

A continuación, se transforman las velocidades calculadas al sistema de coordenadas global (Ecuación 3-19)

$$\begin{bmatrix} V_x(t) \\ V_y(t) \\ V_z(t) \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \cos\theta\cos\psi & \sin\psi & \cos\psi\sin\theta \\ -\sin\psi\cos\theta & \cos\psi & -\sin\psi\sin\theta \\ -\sin\theta & 0 & \cos\theta \end{bmatrix} \begin{bmatrix} V_x^{out} \\ V_y^{out} \\ V_z^{out} \end{bmatrix} \quad (3-19)$$

La modelación continua con la repetición de los algoritmos de proyectil y de rebote, hasta que la velocidad después del rebote es menor que un valor definido. A partir de este momento, el movimiento de la roca se transfiere al algoritmo de deslizamiento.

En el algoritmo de deslizamiento, se compara el ángulo de fricción con el ángulo de inclinación del talud. Si estos ángulos son iguales, la velocidad del bloque permanecerá

constante hasta el siguiente segmento del talud. Si la velocidad inicial de deslizamiento tiene a cero, el bloque se detiene. Si el ángulo del talud supera el ángulo de fricción, el bloque se desliza sobre el plano con su velocidad incrementando, este incremento de velocidad se calcula mediante la Ecuación 3-20.

$$\begin{bmatrix} V_x^{out} \\ V_y^{out} \\ V_z^{out} \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \sqrt{V_{x0} + 2s_x gk} \\ \sqrt{V_{x0} + 2s_y gk} \\ V_z^{in} \end{bmatrix} \quad (3-20)$$

Donde:

$$k = \pm \sin(\theta) - \cos(\theta) \tan(\phi) \quad (3-21)$$

El signo positivo de la Ecuación (3-21) representa la condición en la que el bloque se mueve hacia arriba en el talud mientras que el signo negativo se considera cuando el bloque viaja talud abajo. El ángulo del talud es θ , el ángulo de fricción entre el bloque y el talud es ϕ . Los términos s_x y s_y son las distancias de movimiento del bloque en el sistema de coordenadas local.

3.5 Redes Discretas de Fracturamiento

Como se ha mencionado anteriormente, el comportamiento de los macizos rocosos depende en gran medida de las características de las discontinuidades presentes (fracturas, diaclasas, fallas, foliación y estratificación). La intersección de estas discontinuidades da lugar a la formación de bloques de roca intacta dentro de la matriz rocosa (Elmoultie & Poropat, 2011). Comprender la manera en que las discontinuidades se relacionan dentro del talud es primordial para cualquier análisis de estabilidad que se quiera llevar a cabo en taludes donde la estructura controla los mecanismos de falla. De acuerdo con Elmoultie et al., (2016), el ensamble de las discontinuidades de un macizo rocoso en un espacio tridimensional forma una red de estructuras que se conoce como red de fracturas.

Las redes discretas de fracturamiento (Discrete Fracture Network DFN, por sus siglas en inglés) son una metodología que busca describir el sistema de fracturas de un macizo

rocoso a través de una aproximación estadística basada en las propiedades de las discontinuidades observadas en campo (orientación, densidad de fracturamiento y distribución espacial) (Elmo et al., 2014). De acuerdo con Elmo et al., (2014), el uso de DFN representa una serie de ventajas sobre las metodologías convencionales ya que permite considerar la heterogeneidad del sistema de fracturas, representando con mayor grado de precisión la estructura del macizo rocoso analizado. Las redes discretas de fracturamiento modelan la estructura de un macizo mediante polígonos y mallas (Elmoultie et al., 2016). Para realizar la modelación estructural de un macizo rocoso mediante DFN, se requiere contar con suficiente información acerca de las discontinuidades del macizo analizado. El uso de técnicas remotas como la fotogrametría digital representa una fuente de información lo suficientemente precisa como para construir modelos realistas de un macizo rocoso mediante DFN (Elmo & Stead (2009); Bonilla-Sierra et al., (2015); Lei et al., 2017). En el capítulo siguiente se realiza un análisis del funcionamiento de este tipo de tecnologías.

SIROMODEL (CSIRO, 2019), es una herramienta computacional desarrollada por la agencia de investigación científica del gobierno Australiano CSIRO (Commonwealth Scientific and Industrial Research Organisation) que permite generar modelos estructurales de macizos rocosos. Este software incluye un generador de redes discretas de fracturamiento que puede manejar la simulación de familias de discontinuidades deterministas y estocásticas dentro de una geometría determinada. El software utiliza un modelador poliédrico encargado de determinar las intersecciones entre las discontinuidades para establecer los bloques que se forman y sus características (dimensiones, área y volumen). los algoritmos para la definición estos polígonos han sido descritos por Warburton (1981), Lu (2002) y Elmoultie & Poropat (2010). SIROMODEL, realiza un análisis de estabilidad utilizando una combinación entre el método del equilibrio límite de Hoek & Bray (1981) y la clasificación de Goodman & Shi (1985) para determinar bloques críticos, estableciendo el factor de seguridad de los bloques y clasificándolos como inestables, estables con fricción y estables sin fricción (CSIRO, 2019). La Figura 3 13 presenta un esquema del flujo de trabajo de este software.

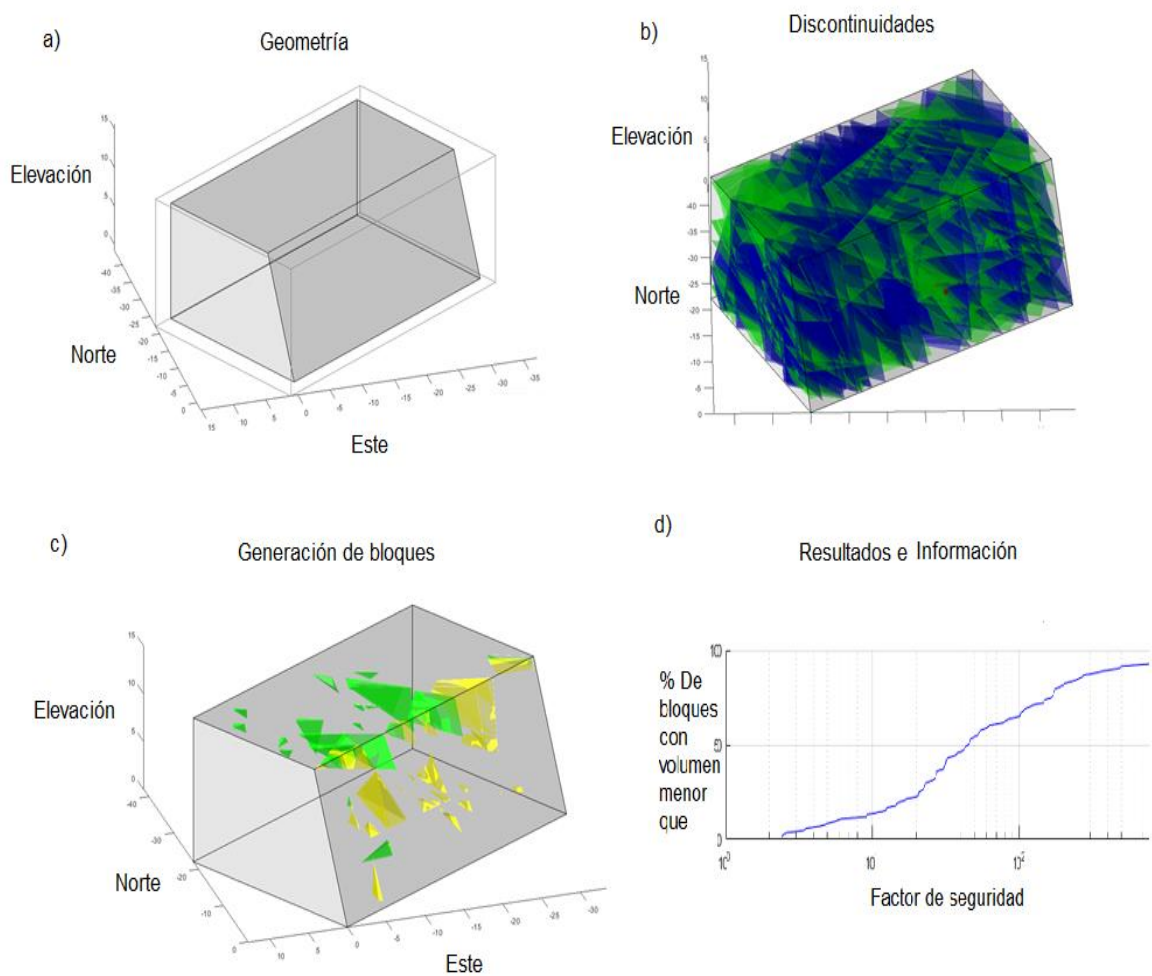


Figura 3-13: Flujo de trabajo para la simulación de redes discretas de fracturamiento utilizando SIROMODEL (CSIRO, 2019). a) Creación de un modelo geométrico (puede incluir bermas circulares y rectangulares), b) Definir discontinuidades (pueden ser estocásticas o deterministas), c) Correr la simulación una o varias veces para definir los posibles bloques y realizar un análisis de estabilidad, d) Presentación de resultados y datos de la simulación

Fuente: Elaboración propia

4. Procesamiento de imágenes digitales

4.1 Imágenes aéreas tomadas con UAV

En capítulos anteriores se han mencionado los principales factores que intervienen en la simulación de la caída de bloques en taludes de roca. De acuerdo con Gigli et al., (2014), estos factores están divididos en dos grupos: geométricos y mecánicos. Los factores geométricos incluyen la topografía, la forma y volumen del bloque, la posición de los elementos o puntos de interés y la localización de las zonas de afloramiento y desprendimiento de bloques. Por su parte, los factores mecánicos comprenden el ángulo de fricción y los coeficientes de restitución (normal y tangencial). Lo anterior señala la importancia de contar con una buena topografía de la zona bajo estudio para la determinación de la amenaza y el riesgo ante estos eventos. A continuación, se describe la implementación de una tecnología creciente para la obtención de modelos topográficos e imágenes aéreas de alta resolución, útiles para la determinación del riesgo ante eventos de inestabilidad.

El uso de vehículos aéreos no tripulados (UAV Unmanned Aerial Vehicle) ha venido creciendo exponencialmente en las últimas dos décadas, especialmente en la producción de modelos tridimensionales (Robiati et al., 2019). Gracias a la habilidad de estas aeronaves de acceder a terrenos complicados y obtener información desde diferentes ángulos sin arriesgar la vida de los operarios, su uso ha sido ampliamente adoptado para el manejo y asistencia de emergencias y desastres de causas tanto naturales como antrópicos (Giordan et al., 2015). En el caso de las amenazas geológicas como los deslizamientos y la caída de rocas el uso de UAV se hace particularmente valioso para determinar la topografía de taludes potencialmente inestables y realizar análisis de estabilidad geotécnica (Manousakis et al., 2016).

De acuerdo con Pradhan & Fanos (2017), la obtención de modelos digitales de elevaciones (DEM Digital Elevation Model), representación tridimensional de la topografía de un

terreno) y ortofotografías, son el principal uso de los UAVs en la determinación de la amenaza y el riesgo ante caída de rocas. Los autores exponen que, en general, los UAV se componen de tres unidades: (i) el vehículo aéreo, (ii) el mecanismo de enlace de información y comunicación, y (iii) la estación de control terrestre. Sin embargo, para que un UAV funcione requiere de otros componentes como lo son los sensores de navegación y de imagen, los sistemas inalámbricos y los motores. La precisión de los DEMs generados por UAVs depende de la altura de vuelo, la sobreposición de las fotos y la resolución de la cámara (Pradhan & Fanos, 2017).

EMotion2® (SenseFly, 2015) es un software que permite simular y controlar el vuelo de UAVs, y de esa manera, capturar las fotografías aéreas que sirven para la generación de DEMs y ortofotos. La manera más sencilla para generar un plan de vuelo es construyendo un rectángulo que contenga el área que se desea levantar y el software planifica automáticamente los movimientos y los viajes necesarios, considerando las condiciones ambientales de la zona, la duración de la batería del UAV y el porcentaje de solapamiento seleccionado entre fotografías (Figura 4-1).

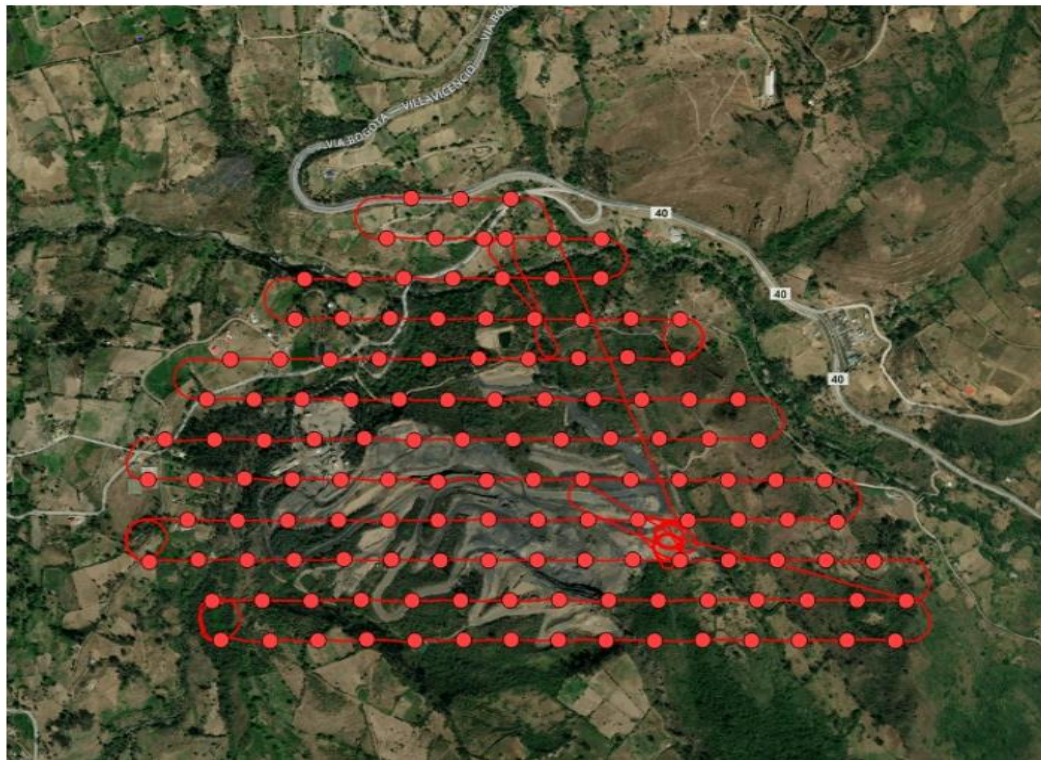


Figura 4-1: Plan de vuelo de un UAV. La línea roja representa los movimientos del UAV y los puntos rojos son las ubicaciones de toma de fotos

Fuente: Elaboración propia

Por otra parte, Agisoft PhotoScan® es un programa que permite la construcción de modelos tridimensionales a partir de imágenes sencillas (Agisoft, 2018). El procedimiento para la generación de estos modelos se basa en cuatro etapas principales. Inicialmente, se cargan todas las fotografías tomadas y el programa se encarga de buscar los puntos en común de cada imagen y unirlos, de igual manera, encuentra la posición de la cámara en cada imagen y determina los parámetros de calibración de la cámara, el resultado de este paso es una nube de puntos dispersa con la localización de las cámaras en cada foto (Figura 4-2). El siguiente paso, consiste en construir una nube de puntos densa teniendo en cuenta las posiciones de las cámaras y la información de profundidad de cada imagen (Figura 4-3), los puntos de esta nube se pueden editar y clasificar. El principal uso de esta clasificación es la de diferenciar los puntos que corresponden al terreno y poder interpolar sus alturas para construir un modelo de elevaciones del terreno (DEM), contrario a uno de superficie (DSM Digital Surface Model) el cual considera todos los puntos generados.

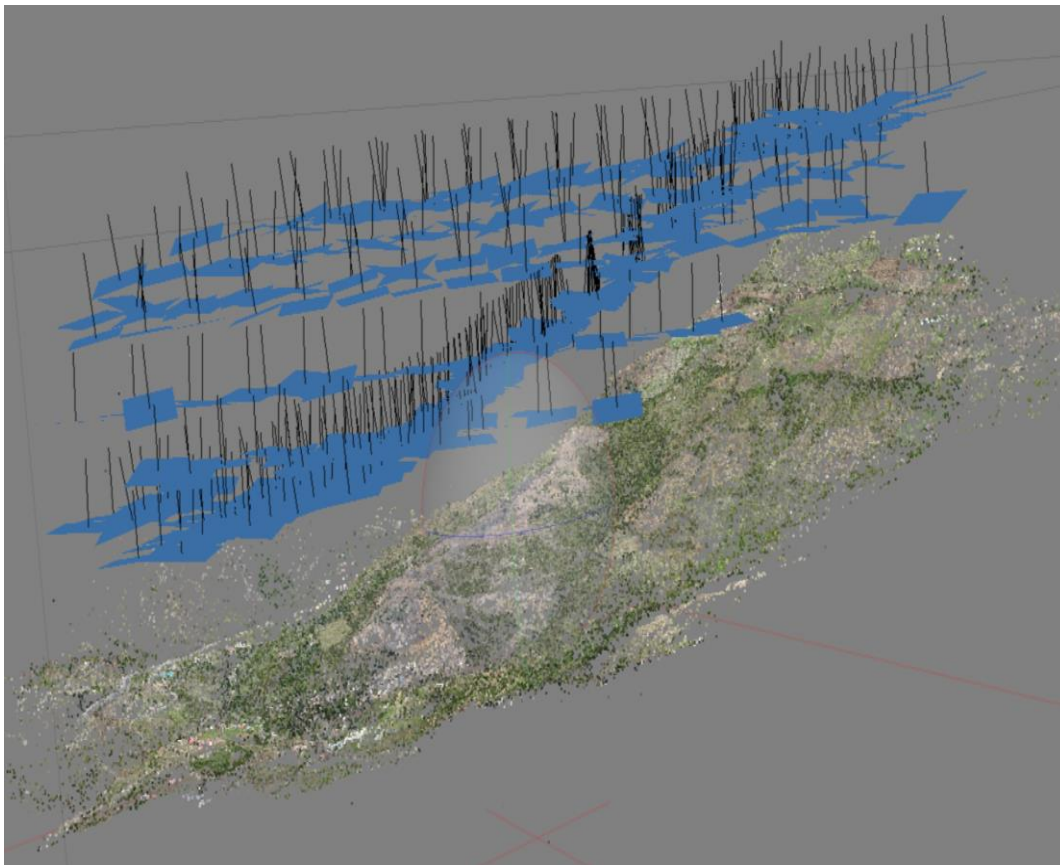


Figura 4-2: Nube de puntos dispersa y ubicación de cámaras.
Fuente: Elaboración propia.

La tercera etapa consiste en la construcción de una malla poligonal que representa la superficie del terreno (Figura 4-4: Malla poligonal 3D Figura 4-4). Existen dos métodos para generar el mallado tridimensional: campo de altura y arbitrario. El algoritmo de campos de altura se recomienda para terreno o relieves, mientras que el arbitrario se utiliza para cualquier tipo de objeto cerrado, como edificaciones o esculturas. Adicionalmente, las mallas pueden requerir algún tipo de edición, como el llenado de vacíos, la suavización de los polígonos y la eliminación de elementos desprendidos. Finalmente, la malla tridimensional puede ser utilizada para asignar diferentes texturas y construir tanto el ortomosaico como el modelo digital de elevaciones (DEM) del área estudiada.

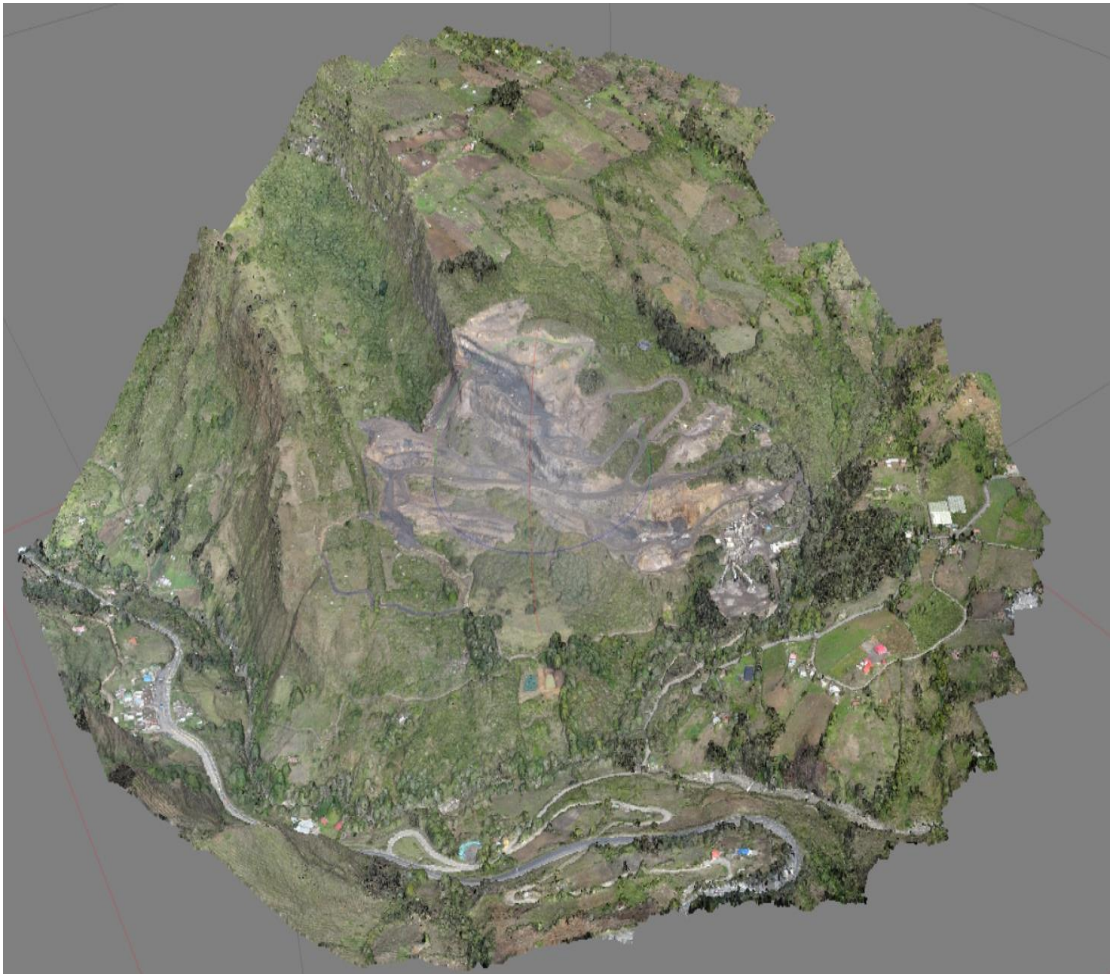


Figura 4-3: Nube de puntos densa

Fuente: Elaboración propia.

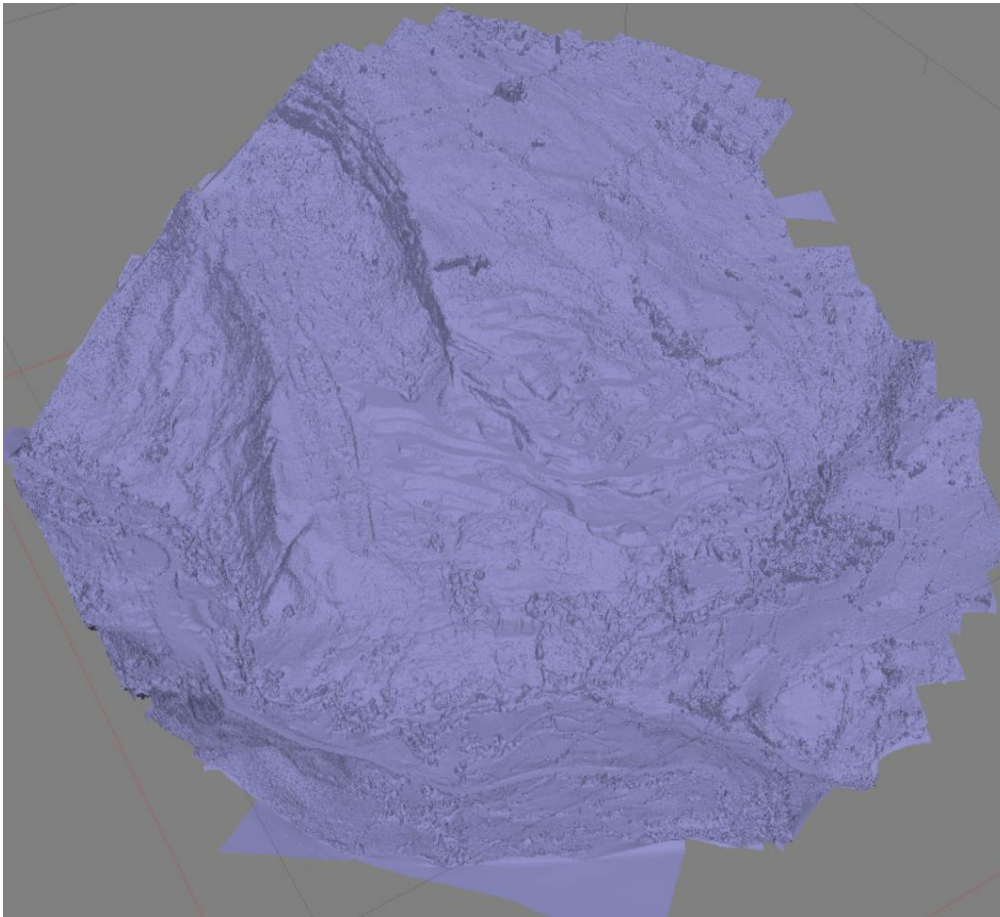


Figura 4-4: Malla poligonal 3D

Fuente: Elaboración propia

4.2 Fotogrametría digital de corto alcance

Como se ha manifestado en los capítulos anteriores, caracterizar la estructura de un macizo rocoso es fundamental para cualquier análisis de estabilidad que se desee realizar. De igual manera, se ha mencionado la aplicabilidad de las herramientas remotas como la fotogrametría, para obtener información suficientemente precisa acerca de las discontinuidades de un macizo y simular de manera más realista las redes de fracturamiento. En esta sección se expone el uso y funcionamiento de este tipo de tecnologías para la obtención de información en taludes de roca.

El principal objetivo de la medición remota es el de obtener información acerca de la estructura del macizo rocoso (diaclasas, fallas, foliación, estratificación, contactos, etc.).

De acuerdo con Pötsch (2011), el uso de este tipo de tecnologías ha venido aumentando en el campo de la ingeniería geológica gracias al crecimiento del poder computacional y al desarrollo de herramientas para manejar la información recolectada. Las ventajas de los sistemas remotos son el incremento en el rango y velocidad de medición, siendo aplicados en campo de manera sencilla y a un costo bajo. Pötsch (2011) señala que para realizar mediciones en tres dimensiones se requiere al menos dos imágenes del mismo objeto tomadas desde diferentes posiciones (par estereoscópico). La fotogrametría digital reúne los principios de la fotogrametría clásica con el procesamiento de imágenes digitales. Por otra parte, un punto puede ser construido en el espacio si se conocen las posiciones de las cámaras y la localización del punto en ambas imágenes (Figura 4-5). Para lograr mediciones en escala real de un modelo 3D obtenido mediante fotogrametría digital, se requiere la aplicación de ciertos pasos: unión de los puntos de las imágenes, orientación y calibración de la cámara, reconstrucción de puntos, triangulación y alineación de imagen (Pötsch, 2011).

ShapmeMetriX3D (3GSM, 2010), es un software utilizado para la adquisición de superficies de terreno o de taludes de roca, el cual permite la medición remota de parámetros geológicos/geotécnicos mediante el análisis de imágenes tridimensionales. Una de las características especiales de este software es que permite el procesamiento de un par estereográfico sin la necesidad de conocer la posición y dirección de la cámara al momento de tomar la fotografía. La manera de reemplazar esto es mediante la ubicación de un trípode y un vástago dentro de la zona de la imagen. El vástago sostiene dos discos de referencia separados una distancia conocida, lo cual permite escalar la superficie tridimensional generada. Para orientar las imágenes se debe determinar el azimut de una línea de referencia entre dos puntos cualquiera sobre el talud que se desea levantar (Figura 4-6). Posteriormente, las imágenes son importadas al software donde automáticamente se reconstruye la superficie capturada, generando así, un modelo tridimensional del macizo rocoso. Para escalar el modelo, se ubican los discos de referencia del vástago (ver la Figura 4-6) en ambas imágenes del par estereoscópico, conociendo la distancia entre cada disco. El software automáticamente escala el modelo a dimensiones reales. Por último, determinando el azimut de la línea de referencia que se tomó en campo, el software orienta el modelo, obteniendo así la imagen tridimensional final del macizo (Figura 4-7) y posteriormente identificar los elementos estructurales en dimensiones y orientaciones reales.

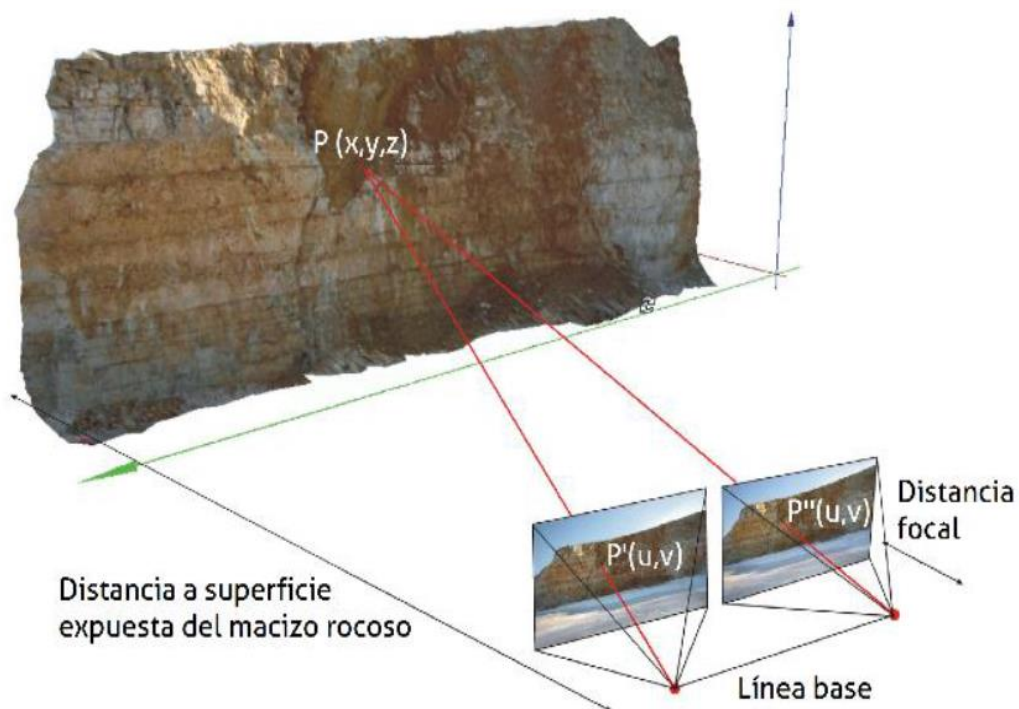


Figura 4-5: Principio empleado en la reconstrucción de superficies mediante fotogrametría digital

Fuente: Peñuela et al., 2019. Modificado de: 3GSM, 2010



Figura 4-6: Instalación del vástago con los discos (Izquierda). Determinación del azimut de la línea de referencia (Derecha)

Fuente: Elaboración propia

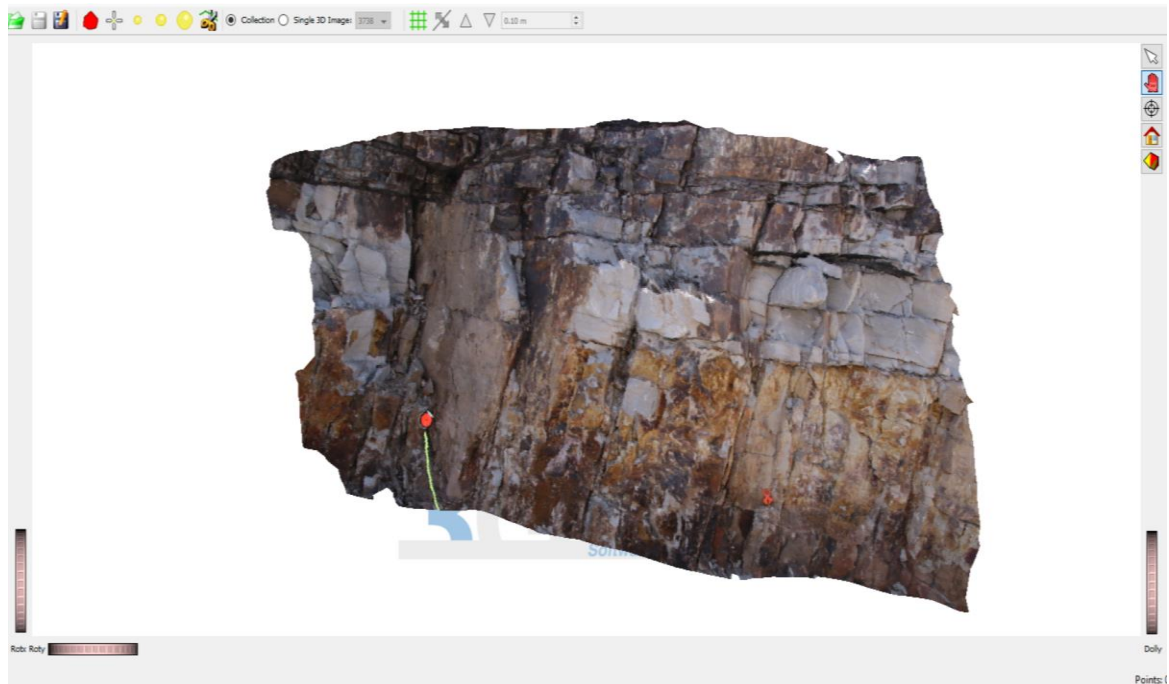


Figura 4-7: Modelo reconstruido, escalado y orientado mediante ShapeMetriX3D
Fuente: Elaboración propia

Una vez construido el modelo final del talud, se procede a la identificación de las discontinuidades presentes. El software posee diferentes herramientas para caracterizar las discontinuidades. Se pueden dibujar polilíneas o planos sobre las discontinuidades y mediante el programa se determina automáticamente su azimuth, buzamiento, longitud y separación. El procedimiento de marcar cada discontinuidad se realiza manualmente. La Figura 4-8 presenta el método de identificación de las discontinuidades mediante esta herramienta. Por último, la información levantada se puede visualizar y exportar para realizar análisis de estabilidad. La Figura 4-9 muestra una red estereográfica con las orientaciones de las discontinuidades levantadas.

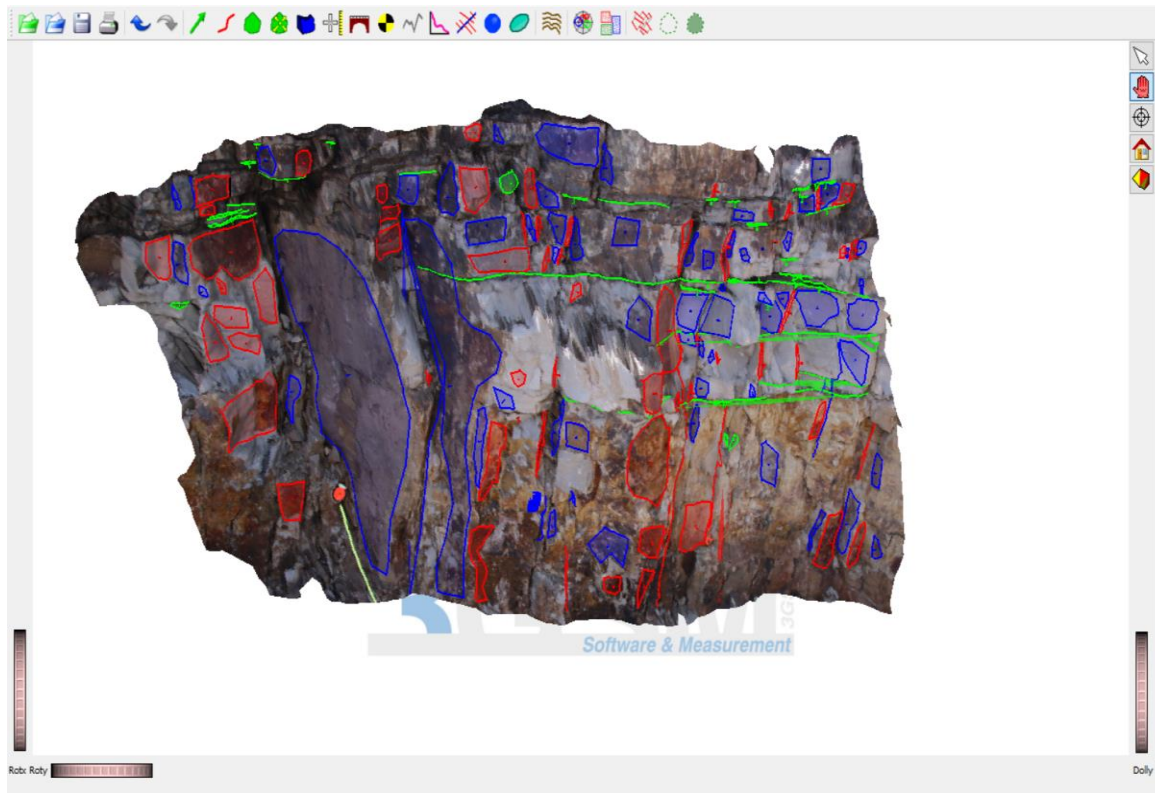


Figura 4-8: Definición de los elementos estructurales en el modelo 3D
 Fuente: Elaboración propia

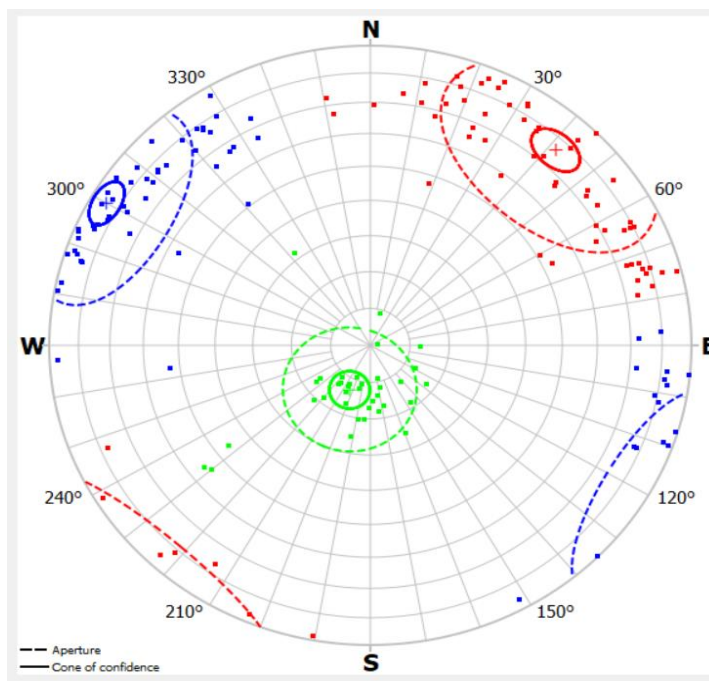


Figura 4-9: Orientaciones obtenidas mediante fotogrametría digital de corto alcance
 Fuente: Elaboración propia

5. Metodología propuesta para la evaluación del riesgo ante caída de bloques

Como se ha mencionado antes la determinación del riesgo está definida por tres diferentes aspectos: la amenaza, la exposición de los elementos en riesgo y su vulnerabilidad. De acuerdo con Ferrari et al., (2016), la amenaza puede considerarse en términos de la frecuencia y magnitud de los eventos inestables (caídas de roca). La exposición tiene que ver con las probabilidades espacial y temporal de que el elemento expuesto esté en el momento y dentro de la trayectoria de la caída. La vulnerabilidad es el grado de pérdida esperada, donde 0 significa el elemento no es afectado y 1 representa la pérdida total; esta vulnerabilidad depende de la tipología del elemento expuesto (resistencia, facilidad de movimiento, etc.). En general, la estructura del análisis de riesgo ante caídas de roca se resume en los siguientes pasos (Mavrouli et al., 2013): (i) Análisis de la amenaza (tamaño, probabilidad, velocidad y potencial de alcance), (ii) identificación del número y características de los elementos expuestos y su probabilidad espacio temporal, (iii) análisis de vulnerabilidad de los elementos expuestos, y (iv) determinación del riesgo. Una vez determinado el riesgo, se pueden evaluar e implementar medidas de mitigación y control, disminuyendo los impactos negativos que pudieran ocurrir.

La determinación de la amenaza y el riesgo puede realizarse de manera cualitativa, cuantitativa o semicuantitativa. Los datos de entrada, los procedimientos y los resultados varían en cada tipo de análisis (Ferrari et al., 2016). A continuación, se describen las principales características de estas técnicas (Mavrouli et al., 2013; Fell et al., 2005; Ferrari et al., 2016).

Las metodologías cualitativas definen la amenaza, vulnerabilidad y riesgo mediante descriptores, como los sistemas de puntajes, la ponderación de índices, las matrices y sistemas de calificación, puntajes y palabras. Los análisis cualitativos se presentan

generalmente en términos relativos como alto, medio y bajo, y pueden estar basados tanto en estadística o matemáticas (estimativos objetivos) como en juicios y supuestos (estimativos subjetivos). Los resultados de los análisis cualitativos proveen información para la priorización de zonas de mayor riesgo y pueden realizarse como un paso inicial para la posterior evaluación mediante metodologías cuantitativas de mayor complejidad (Ferrari et al., 2016).

A diferencia de las metodologías cualitativas, las metodologías cuantitativas utilizan números o rangos de valores para expresar la amenaza en forma determinista o probabilística (frecuencia, intensidad y propagación) al igual que el riesgo (costos de reparaciones y daños, cantidad de edificaciones destruidas y número de accidentes y fatalidades). Las metodologías cuantitativas requieren de información más detallada, precisa y cuantiosa que las metodologías cualitativas. Sin embargo, la precisión de los resultados depende de los componentes de los análisis (procedimientos y cálculos) y de la calidad y disponibilidad de información para la determinación de la amenaza, exposición y vulnerabilidad. Con respecto a las metodologías disponibles en la literatura, Pinillos (2017) realizó un resumen de las principales metodologías utilizadas en la determinación de la amenaza ante caída de rocas.

A continuación, se presenta el procedimiento utilizado en este trabajo para evaluar el riesgo ante caída de bloques en taludes de roca. Inicialmente se describe una técnica para la construcción de mapas de amenaza que permitan identificar las zonas de mayor peligro y contrastar la ubicación de los elementos expuestos; después, se plantea el uso de una metodología semicuantitativa para la determinación del nivel de riesgo y la necesidad de medidas correctivas. Finalmente, se adapta un método cuantitativo para calcular el riesgo ante caída de bloques y sus consecuencias. La Figura XX muestra el esquema metodológico seguido en este trabajo final de maestría.

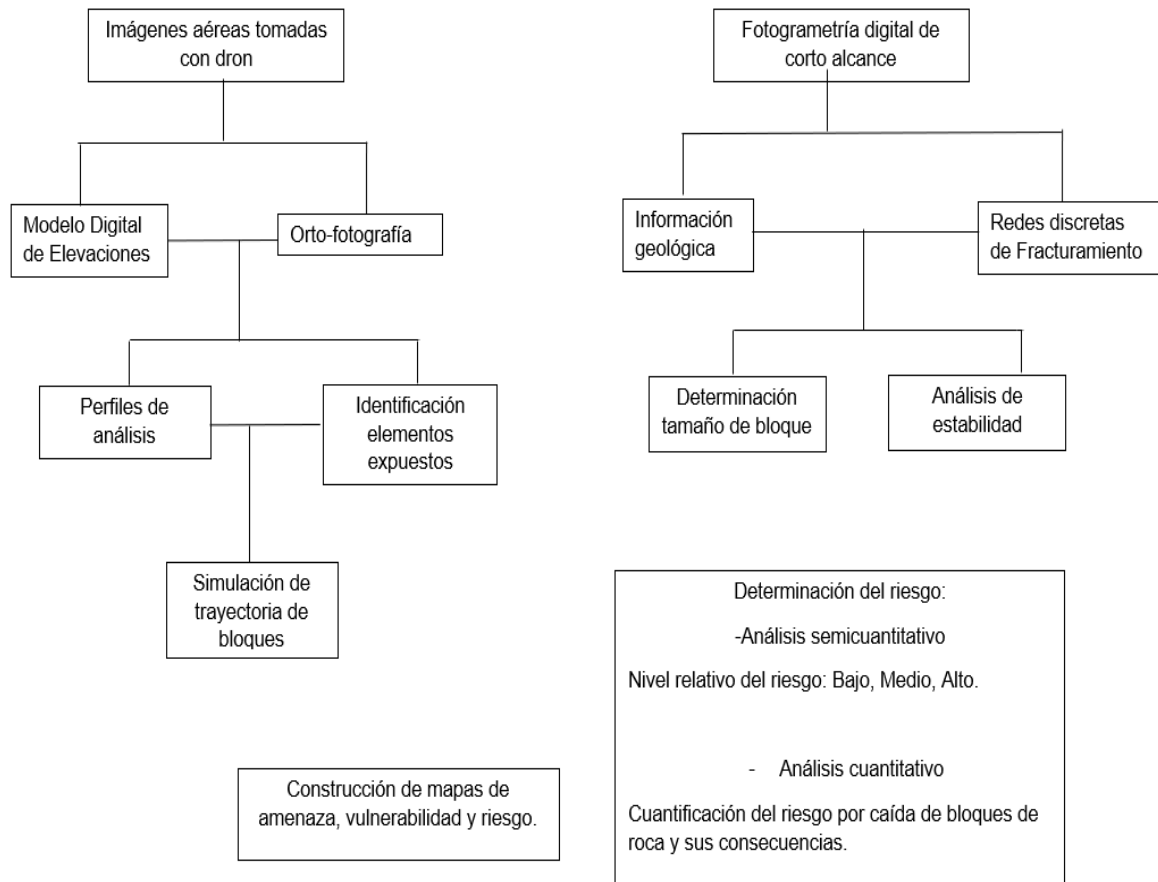


Figura 5-1: Esquema metodológico seguido
 Fuente: Elaboración propia.

5.1 Construcción de mapas de amenaza ante caída de rocas

Como se ha mencionado antes, el principal objetivo de la simulación de caídas de bloques de roca es obtener información acerca de la energía cinética, velocidad, altura de rebote y distancia de recorrido de los eventos posibles de caídas que se puedan presentar dentro del área de estudio. Así mismo, se ha presentado el procesamiento necesario para obtener modelos digitales de elevación (DEM) y ortofotografías y se ha descrito su utilidad dentro de los análisis de amenaza y riesgo ante caídas de roca. Por otra parte, se ha descrito la teoría y los algoritmos necesarios para la modelación de trayectorias de bloques. A continuación, se describe una metodología propuesta por Yilmaz et al. (2008) para obtener

mapas de amenaza utilizando los resultados del procesamiento de imágenes digitales tomadas con UAV y de simulación de trayectorias de bloques.

Los sistemas de información geográfica (GIS, Geographic Information System) son una herramienta capaz de recolectar, almacenar, procesar y manipular información espacial de manera que pueda ser utilizada y presentada en forma de bases de datos o mapas mediante cartografía digital (Chacón et al., 2006). La metodología propuesta por Yilmaz et al. (2008) se utiliza un GIS para ilustrar la distribución espacial de los resultados obtenidos mediante la simulación de trayectorias de bloques en perfiles bidimensionales de análisis obtenidos de un DEM. La Figura 5-2 muestra las cuatro fases del flujo de trabajo de esta metodología.

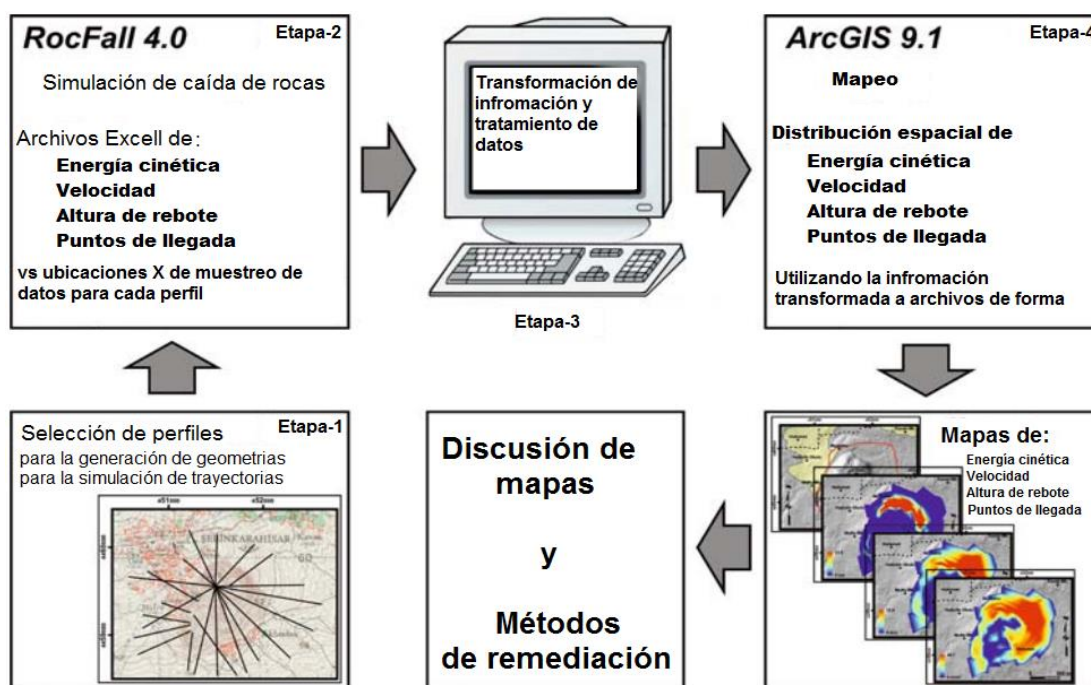


Figura 5-2: Flujo de trabajo para la construcción de mapas de amenaza ante caída de rocas

Fuente: Modificado de Yilmaz et al., (2008)

La primera etapa comprende la selección de perfiles topográficos de análisis. Cuantos más perfiles se seleccionen mayor será la sensibilidad de los mapas generados. Las coordenadas exactas de inicio (A) y final (B) de los perfiles deben registrarse. La longitud de cada perfil se divide en un número de intervalos de análisis (NIA) y se calculan las coordenadas de cada segmento (Figura 5-3). A continuación, se presentan las fórmulas para calcular estas coordenadas.

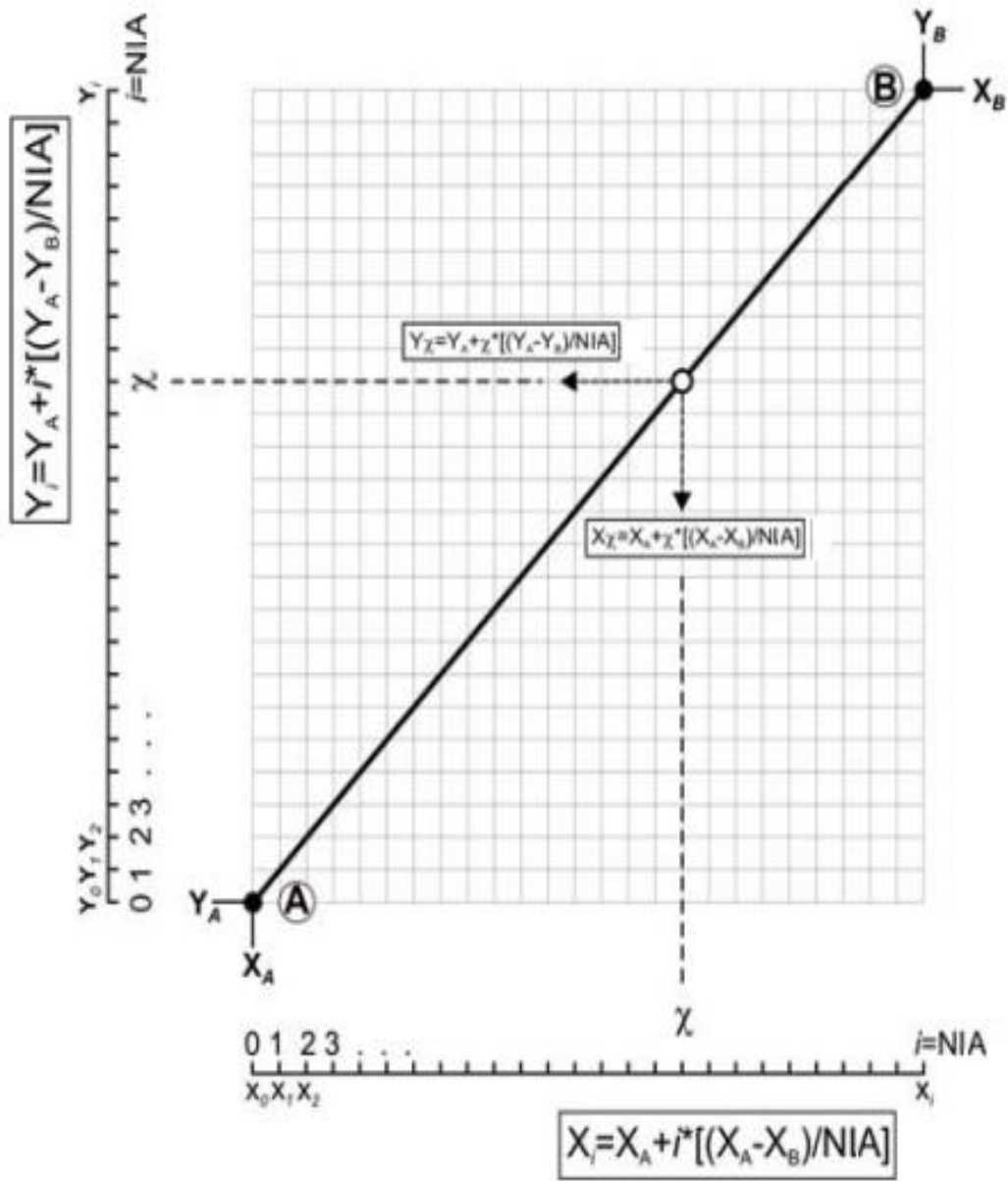


Figura 5-3: Calculo de coordenadas para cada intervalo de análisis

Fuente: Modificado de Yilmaz et al., (2008)

$$a = \frac{X_A - X_B}{NIA} \quad B = \frac{Y_A - Y_B}{NIA} \quad (5-1)$$

$$X_i = X_A + ia \quad Y_i = Y_A + ib \quad (5-2)$$

Donde:

X_A y Y_A son las coordenadas del punto inicial.

X_B y Y_B son las coordenadas del punto final.

NIA es el número de intervalos de análisis.

En **la segunda etapa** se utilizan los perfiles topográficos seleccionados para realizar la modelación de trayectorias de bloques. En este paso se puede hacer uso del software RocFall (Rocscience, 2002). Se debe definir el material de cobertura para cada sección de los perfiles, teniendo en cuenta lo observado en la ortofoto de la zona de estudio. Para cada sección se definen las propiedades de restitución, el ángulo de fricción y la rugosidad. Posteriormente, se asignan los puntos de desprendimiento, la cantidad y la velocidad inicial de los bloques a simular, se realizan las simulaciones de caída de bloques y se obtienen las gráficas de las envolventes de energía cinética, altura de rebote, velocidad y puntos de llegada (Figura 5-4). Se debe definir el mismo número de secciones de análisis que en la etapa anterior; la información de cada gráfica se guarda como archivo de Excel para poder establecer su distribución espacial en la zona estudiada. Las propiedades de restitución, los puntos de desprendimiento y la velocidad inicial juegan un papel fundamental en los resultados de la simulación de trayectoria de bloques, los criterios para escoger estos elementos deben obedecer a las condiciones encontradas en campo y pueden apoyarse en los modelos tridimensionales y en las fotografías del talud y la zona de estudio.

La tercera etapa consiste en asignar los resultados de las simulaciones a las secciones de análisis establecidas. En este paso se construye una tabla con las coordenadas calculadas de cada sección y los valores de las envolventes de energía cinética, altura de rebote, velocidad y puntos de llegada, esta tabla debe guardarse en un formato que permita su uso en los programas de GIS.

En **la cuarta etapa**, los datos se cargan al GIS como archivos de forma y se combinan en una sola matriz de información. Posteriormente, mediante técnicas de interpolación se generan mapas de distribución de energía cinética, velocidad, altura de rebote y distancia de viaje.

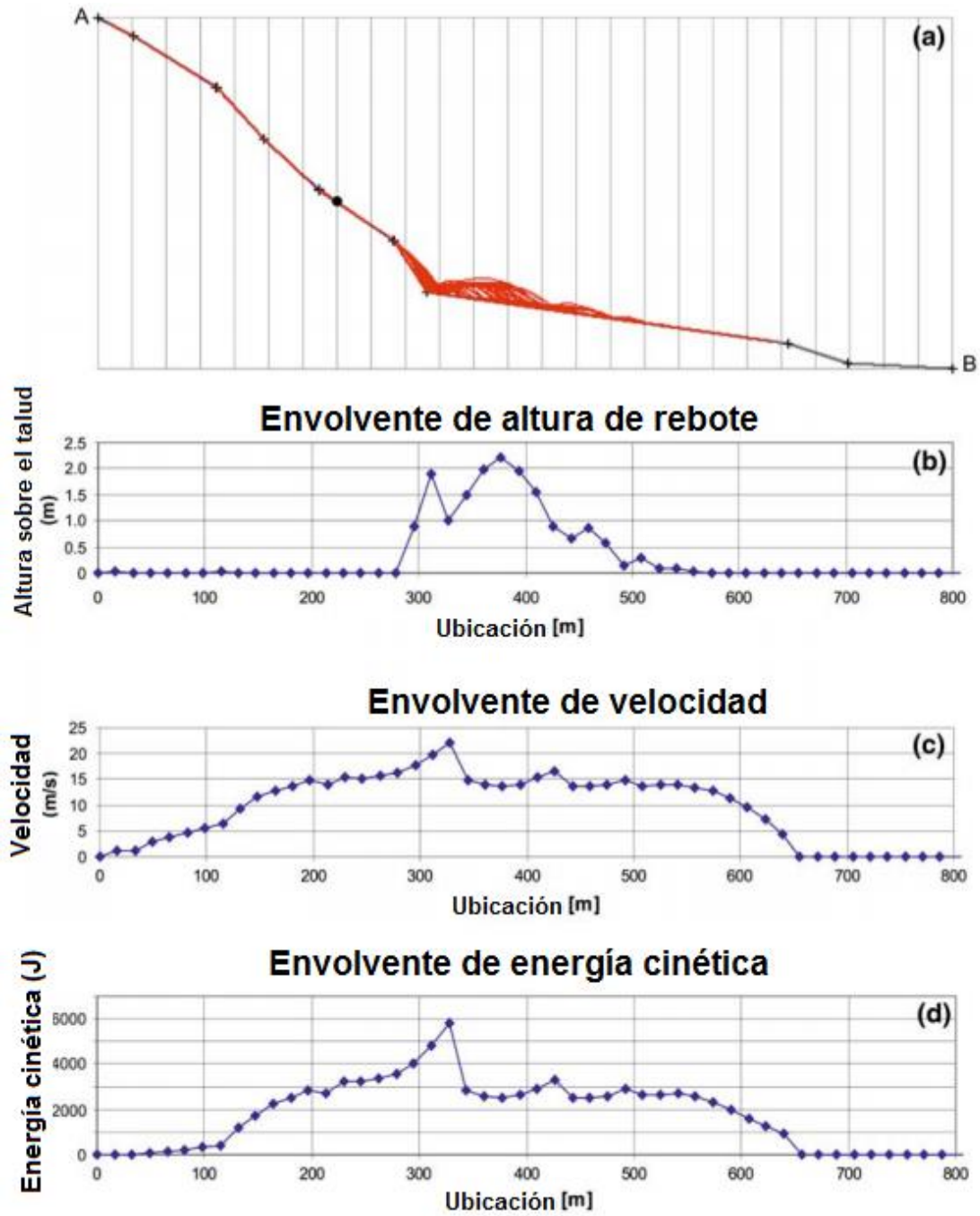


Figura 5-4: Modelación del movimiento de bloques de roca a) Simulación de trayectoria de bloques de roca; b) Envoltorio de altura de rebote; c) Envoltorio de velocidad; d) Envoltorio de energía cinética

Fuente: Modificado de Yilmaz et al., (2008)

5.2 Estimación semicuantitativa del riesgo

En capítulos anteriores, se ha descrito cómo la caída de bloques representa un riesgo para los elementos expuestos en cualquier talud de roca y se han destacado las grandes energías y velocidades desarrolladas durante estos eventos. Por otro lado, se presentaron los diferentes mecanismos de falla en macizos rocosos que tienen relación con la ocurrencia de caídas de bloques y los diferentes factores tanto internos como externos que inciden en la materialización de estos eventos. A continuación, se explica una metodología que permite obtener una evaluación cualitativa de las condiciones de riesgo y la necesidad de medidas de prevención y corrección en taludes de roca de canteras a cielo abierto.

Esta metodología se fundamenta en la filosofía de “Prevención a través del diseño”, recibe el nombre de “Riesgo por caída de rocas en canteras: QuaRRi” y fue desarrollada por Peila et al., (2011) basándose en el trabajo realizado por Alejano et al., (2008) y permite a los diseñadores y operadores de las canteras obtener información relevante para la toma de decisiones durante el diseño y excavación de los taludes. Además, se sugiere modificar los factores de peso planteados por la metodología en función de las características ambientales de la zona estudiada.

El procedimiento pondera los parámetros más relevantes que condicionan la ocurrencia de la caída de bloques, considerando un análisis estadístico de la trayectoria de bloques y tiene en cuenta el factor de exposición de los trabajadores de la cantera analizada. El riesgo se entiende como la combinación entre la probabilidad de ocurrencia de un deslizamiento y la magnitud o severidad de los daños causados. De acuerdo con los autores, cuando el riesgo involucra trabajadores se suele evaluar la magnitud de los daños en días de trabajo perdidos, lo anterior se traduce en la Ecuación (5-3).

$$R = PD \cdot FA \quad (5-3)$$

Donde PD es la probabilidad de daño a los trabajadores y FA es la frecuencia anual de caída de bloques.

La probabilidad de daño a los trabajadores (Ecuación 5-4) se calcula en términos del daño ED (evaluado en días de trabajo perdidos) y el factor de exposición FC (días al año en los que los trabajadores se encuentran expuestos a condiciones de riesgo) de los N trabajadores expuestos a las condiciones de riesgo. De acuerdo con los autores, la hipótesis principal de esta metodología es que: la ocurrencia de una fatalidad o invalidez

permanente equivale 7500 días de trabajo perdido (20 años y medio) (Kjellen & Albrechtsen, 2017).

$$PD = ED \cdot FC \cdot N \tag{5-4}$$

La aplicación de la metodología QuaRRi considera la ejecución de cuatro pasos:

- (i) Se evalúan los factores del talud y de la cantera que propician la ocurrencia de caídas de roca, considerando parámetros geológicos, geotécnicos y ambientales, para calcular mediante ponderación, la probabilidad de ocurrencia de una caída de roca FA.
- (ii) Mediante la modelación estadística de trayectorias de bloques determinar la magnitud del evento (energía cinética generada).
- (iii) Considerando el tiempo que los trabajadores están expuestos a las condiciones de riesgo (FC) evaluar la probabilidad de interacción de los bloques que caen con los trabajadores.
- (iv) Utilizando una matriz en términos de FA y PD se califica el nivel de riesgo y la necesidad de implementar medidas de prevención o mitigación.

Para calcular la frecuencia anual de caídas (FA) se asignan puntajes a factores de predisposición geológica (A), los cuales incluyen el número y persistencia promedio de las familias de discontinuidades, el número de fallas presentes, la existencia de daño ocasionado por voladura, la limpieza de las bermas y patios de la cantera, la presencia de bloques de roca sobre los taludes y la altura del talud. La Figura 5-5 muestra los puntajes de estas variables y la ecuación para calcular el factor de predisposición geológica (A).

FACTORES DE PREDISPOSICIÓN													
A	Número de familias de discontinuidades (a)		Continuidad promedio de la discontinuidad (b)		Número de fallas (c)		Daño observado por exceso de voladura (d)		Limpieza de banco y berma (e)		Bloques en los taludes (f)		Altura del talud (g)
	0-1	0,5	<1m	0,6	No	0	Pre-split	0	Muy a menudo	-3	Muchos	7-10	<25m
2	1	1-3 m	0,8	Pequeña x 1	0,5	Half-barrels	0,5	A menudo	-1	Varios	3-7	50m	0,8
3	3	3-10 m	1	Grande x 1	1	Ninguno	1	Ocasional	0	Algunos	1-3	100m	1
4	5	10-20 m	1,2	2	1,5	Ligero	1,5	Infrecuente	1	Pocos	0,1-1	150m	1,3
>5	7	>20 m	1,4	>2	2	Excesivo	2	Bajo/nulo	3	Ninguno	0,0-0,1	>250	1,5
A= $\frac{[(a \times b)+c+d+e+f]}{2}$ g							A =					0 < A < 10	

Figura 5-5: Factores de predisposición y sus puntajes
Fuente: Peila et al., 2011

Otros factores que se tienen en cuenta para la obtención de la Frecuencia anual de caídas son los mecanismos de inestabilidad existentes en los taludes analizados (B) y la influencia de los factores detonantes (C) como la precipitación, los ciclos de congelamiento-descongelamiento, la erosión y las vibraciones producidas por la voladura (Figura 5-6). El parámetro B requiere de un análisis de estabilidad para cuantificar la magnitud de los mecanismos de falla posibles.

CUANTIFICACIÓN DE MECANISMOS DE INESTABILIDAD												
Tipo de mecanismo (observado o estimado)						Área afectada del talud (%) ai						
SIMPLE		f*=(1)	COMPLEJO		f*=(1,1)	EVOLUTIVO		f*=(1,4)	I	IV	VI	VIII
Falla planar I			Escalonamiento IV			Volteo VII			II	V	VII	IX
Falla en cuña II			Muchos bloques V			Volteo flexural VIII			III			
Falla circular III			Bloques libres VI			Inestabilidad en la base IX						
0<B<10						$B^* = a_i * f^*$ $B = 10 * \left(1 - \prod_{i=1}^n \left(1 - \frac{B^*}{100} \right) \right)$					B =	
FACTORES DETONANTES												
Max. 24 h Lluvia para un periodo de retorno de 50 años (a)		Promedio de días 0°C libres de nieve (b)		Agua en el talud (c)		Meteorización/erosión (d)		Vibración por voladura (carga específica) [gr/m ³] (e)				
< 50 mm	0,1	> 300	0,1	Seco	0	No meteorizado	0	<250	0,1			
50-80 mm	0,5	250-300	0,4	Húmedo	0,1	Ligeramente meteorizado	0,1	250-400	0,5			
80-110 mm	1,5	200-250	1	Mojado	0,3	Meteorizado	0,3	400-550	1			
110-150 mm	4	150-200	2	Goteante	0,7	Muy meteorizado	0,7	550-700	1,5			
> 150mm	6	<150	2,5	Fluyendo	1	Extremadamente meteorizado	1	>700	2			
C = a+b+c+d+e					C =					0 < C < 10		

Figura 5-6: Parámetros B (Mecanismos de inestabilidad) y C (Factores detonantes)

Fuente: Peila et al., 2011

El último factor que se requiere para determinar el valor de FA es el historial de caída de bloques de roca dentro de la cantera, y se considera una referencia de la frecuencia de estos eventos (Figura 5-7). La Ecuación (5-5) sirve para calcular la frecuencia anual de caídas en términos de los factores mencionados previamente.

HISTORIAL DE CAÍDAS DE ROCA EN EL TALUD					
F	No hay registro de eventos	Caídas ocasionales	Algunas caídas de rocas (no hay accidentes)	Varias caídas de rocas (1 accidente)	Caída de rocas frecuente (Varios accidentes)
	1	1,1	1,2	1,4	1,5

Figura 5-7: Factor F (Historial de caída de rocas en la cantera)

Fuente: Peila et al., 2011

$$FA = \frac{ABC}{1000} F \left[\frac{\text{Caídas de roca}}{\text{año}} \right] \tag{5-5}$$

A continuación, se realizan la simulación de trayectorias de bloques, definiendo las distribuciones estadísticas de las propiedades del talud y de los bloques (coeficientes de restitución, tamaño de bloque, puntos de desprendimiento, fricción, entre otras). Se calcula la velocidad, la energía cinética y las posiciones donde los bloques pueden pasar o terminar su recorrido. De estos resultados se calculan dos porcentajes que intervienen en el cálculo del riesgo, el porcentaje de bloques simulados que caen en las bermas de los taludes (P_1) o en el patio de la cantera (P_2). De igual manera, se calculan la relación entre el número de bermas en las que caen los bloques sobre el total de bermas del talud (X_1) y la relación entre la distancia máxima recorrida por un bloque en el patio de la cantera y la longitud total de esta (X_2). Con esta información y haciendo uso de las Ecuaciones (5-6) y (5-7) se calcula la frecuencia anual esperada de accidentes en las bermas, vías de acceso (FA_1), y para el patio (FA_2).

$$FA_1 = FAP_1X_1 \quad (5-6)$$

$$FA_2 = FAP_2X_2 \quad (5-7)$$

Posteriormente, se determina un valor de daño a los trabajadores (ED) teniendo en cuenta la energía desarrollada por los bloques simulados y las medidas de protección de los trabajadores y maquinaria. El factor de exposición (FC) se evalúa considerando las actividades que realizan los trabajadores y el tiempo (días/año) que permanecen expuestos a las condiciones de riesgo. Se emplean las Ecuaciones 5-8 a 5-11, las cuales permiten evaluar la probabilidad de daño tanto de los trabajadores como de la maquinaria en las bermas y en el patio.

$$PD_1 = \text{Probabilidad de daño trabajadores en bermas} = ED_1FC_2n_1 \quad (5-8)$$

$$PD_2 = \text{Probabilidad de daño trabajadores en patio} = ED_1FC_1n_2 \quad (5-9)$$

$$PD_3 = \text{Probabilidad de daño maquinaria en bermas} = ED_2FC_4n_3 \quad (5-10)$$

$$PD_4 = \text{Probabilidad de daño maquinaria en patio} = ED_2FC_3n_4 \quad (5-11)$$

Donde:

ED_1 y ED_2 representan el daño a los trabajadores y a la maquinaria respectivamente.

FC_1 y FC_2 son los factores de exposición de los trabajadores en el patio y en las bermas y vías de acceso.

FC_3 y FC_4 son los factores de exposición de la maquinaria en el patio y en las bermas y vías de acceso.

n_1 y n_2 son el número de trabajadores en las bermas y en el patio.

n_3 y n_4 son el número de trabajadores en maquinaria en las bermas y en el patio.

Finalmente, multiplicando estos valores por FA_1 y FA_2 según corresponda, se obtiene el riesgo de los trabajadores o de la maquinaria en diferentes zonas de la cantera, identificando las áreas que necesitan mayor atención. La Figura 5-8 presenta una matriz que resume los niveles de riesgo alcanzados a partir de la metodología QuaRRi (Peila et al., 2011), considerando diferentes valores de frecuencias y probabilidades de daño. También, presenta las medidas correctivas sugeridas para cada nivel de riesgo.

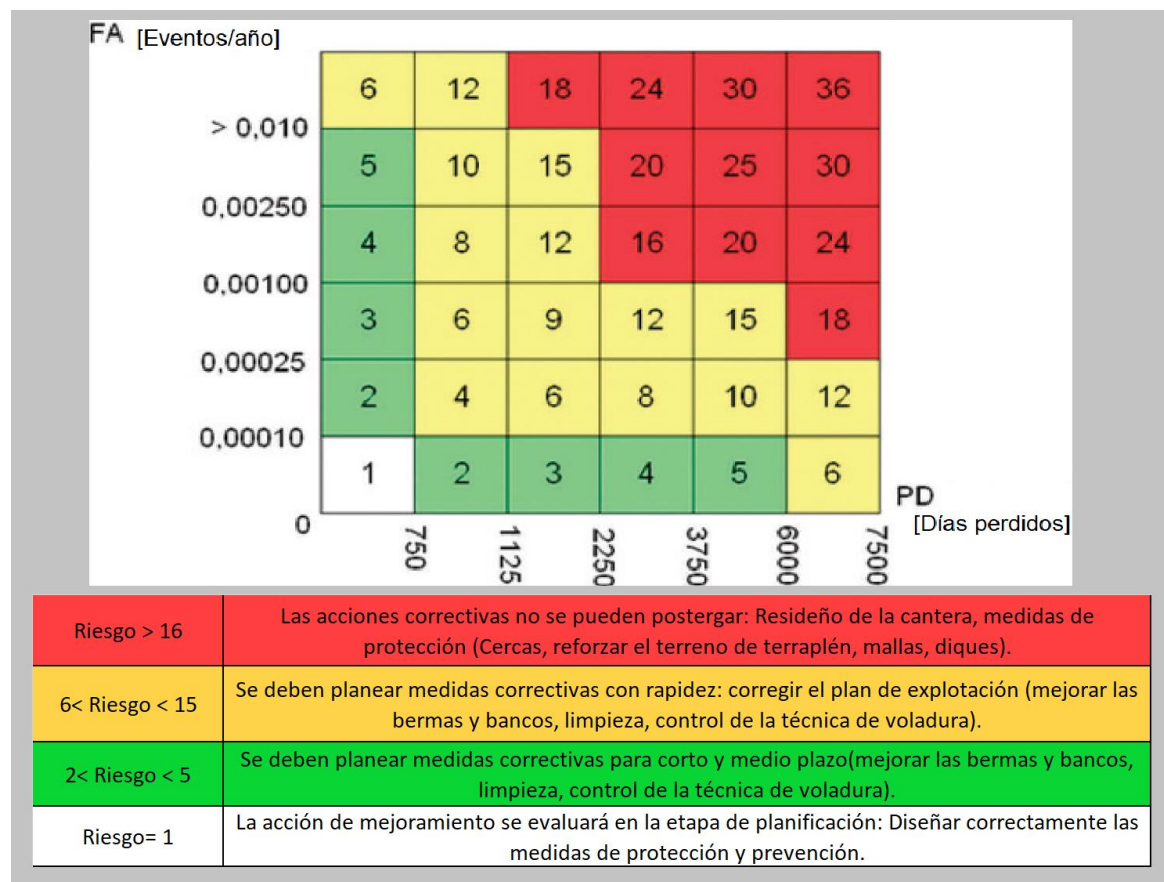


Figura 5-8: Matriz de riesgo mediante metodología "QuaRRi"
 Fuente: Peila et al., 2011

5.3 Análisis de amenaza mediante redes discretas de fracturamiento

Anteriormente, en el Capítulo 3 se mencionó la utilidad de las redes discretas de fracturamiento alimentadas con información levantada mediante fotogrametría digital, para describir la estructura de los macizos rocosos, para llevar a cabo análisis de estabilidad y determinar la amenaza ante caída de rocas. A continuación, se presenta una metodología desarrollada por Lambert et al., (2011) para determinar la amenaza ante caída de bloques de roca haciendo uso de técnicas de fotogrametría digital de corto alcance y modelamiento de redes de fracturamiento.

El primer paso de esta metodología consiste en obtener una representación geo-estructural del macizo rocoso analizado. Para ello, se mapean las estructuras existentes en diferentes puntos del talud utilizando fotogrametría digital de corto alcance (Figura 5-9). Se registra la información de las discontinuidades presentes en el talud (rumbo, buzamiento, longitud de traza y separación).

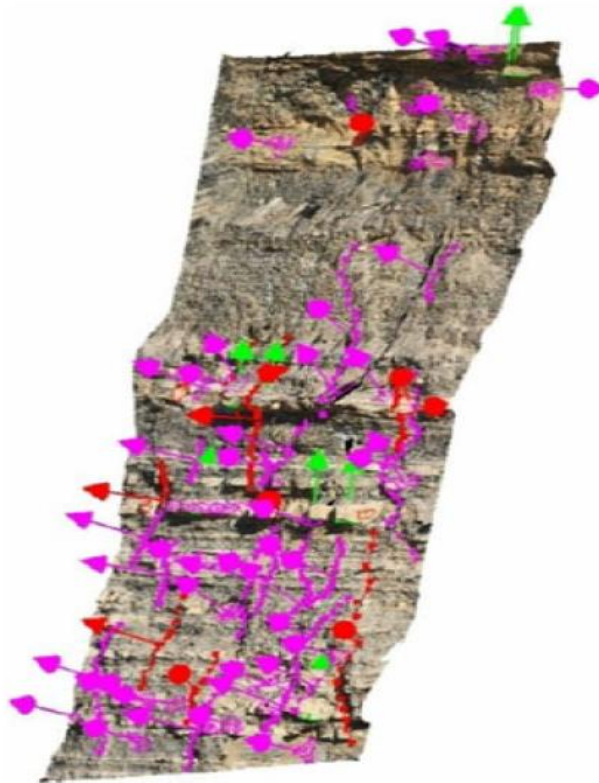


Figura 5-9: Levantamiento de discontinuidades mediante fotogrametría digital de corto alcance

Fuente: Lambert et al., 2011

El siguiente paso consiste en utilizar la caracterización estructural (adquirida previamente) para construir redes discretas de fracturamiento simulando la estructura de una sección del macizo rocoso. Haciendo uso del software SIROMODEL (descrito en el Capítulo 3.5), se puede determinar la distribución de los tamaños de los bloques que se forman en el talud. Posteriormente, se realiza un análisis cinemático y se obtiene la distribución de bloques de roca inestables (Factor de seguridad menor que 1.0) como se ilustra en la Figura 5-10.

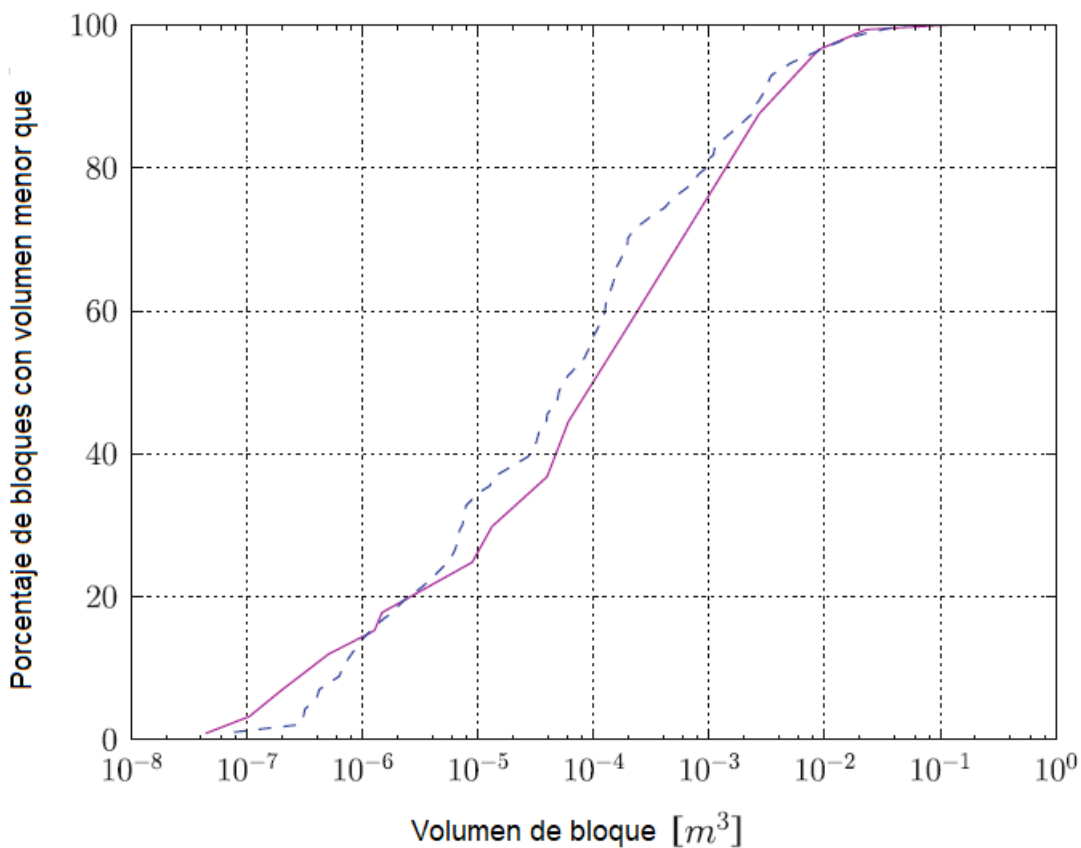


Figura 5-10: Distribución de volúmenes de bloques inestables.

Fuente: Modificado de Lambert et al., 2011

Una vez determinada la distribución de volumen de los bloques inestables, se realiza la construcción de una ecuación de magnitud frecuencia (Capítulo 3.3). El parámetro b de la Ecuación (3-14) se obtiene ajustando una ley de potencias a la distribución de volúmenes de la Figura 5-10. Por otra parte, el parámetro a de la ley de potencias tiene en cuenta el número de caídas de bloques de roca con volumen mayor a $1m^3$. En este trabajo se propone obtener este parámetro mediante la simulación del avance en la excavación del talud. SIROMODEL cuenta con una herramienta denominada “Push Back” la cual permite

considerar el avance en la excavación del frente del talud y realizar nuevamente el análisis de estabilidad en la nueva cara expuesta del talud. Con este análisis y calculando el tiempo en el que se avanza en la excavación, se puede determinar el número de bloques con volumen mayor a 1m^3 por unidad de área y de tiempo que caen de los taludes de la cantera (parámetro a Ecuación (3-14)). Como se ha mencionado, este tipo de ecuación se puede utilizar dentro de los análisis de amenaza ante caída de rocas. En el capítulo siguiente se describe una metodología basada en el análisis de la frecuencia de caída de rocas para determinar el riesgo y las consecuencias de manera cuantitativa.

5.4 Estimación cuantitativa del riesgo ante caída de rocas.

La metodología descrita por Mavrouli & Corominas (2018) cuantifica el riesgo por caída de rocas y las consecuencias para los vehículos circulando en carreteras. Sin embargo, en este trabajo se propone una ligera modificación para ampliar su uso a taludes mineros, se calculó la probabilidad espacial $P(S:A)$ (Ecuación 5-12) mediante la simulación de trayectorias de bloques de roca. La metodología se basa en las características de la amenaza (intensidad, frecuencia y trayectoria) y considera las condiciones de exposición de los elementos expuestos y su vulnerabilidad. La ecuación principal de esta metodología se incluye a continuación.

$$R = \sum_{M_i} R(A) = f_a P(S:A) P(T:S) V_i \quad (5-12)$$

Donde:

R : es el riesgo anual total, entendido como la combinación entre la probabilidad de ocurrencia de un accidente y la probabilidad de daño de los elementos expuestos.

f_a : es la frecuencia anual de caída de rocas.

$P(S:A)$: es la probabilidad espacial de que los bloques pasen por la zona de ubicación de la maquinaria y los trabajadores.

$P(T:S)$: es la probabilidad temporal de que un vehículo pase por la zona afectada en el momento de la caída.

V_i : es la vulnerabilidad del vehículo ante la caída de un bloque con magnitud M_i .

Los componentes de la Ecuación (5-12) pueden evaluarse cuantitativamente de la siguiente manera:

La frecuencia anual de caída de rocas f_a puede ser obtenida mediante la construcción de ecuaciones de magnitud-frecuencia (numerales 3.3 y 5.3). La probabilidad espacial $P(S:A)$ se obtiene mediante simulación de trayectoria de bloques (numeral 3.4), considerando la relación entre la distancia recorrida por los bloques y la dimensión de la zona donde se encuentra la maquinaria y los trabajadores. La probabilidad temporal $P(T:S)$ se calcula mediante la Ecuación 5-13, considerando la longitud promedio de los vehículos que circulan en la zona (L_r), el número de vehículos circulando diariamente (N_v), y la velocidad promedio de circulación de los vehículos (V_v).

$$P(T:S) = \frac{N_v \cdot L_r}{24 \cdot 1000 \cdot V_v} \quad (5-13)$$

A partir de este análisis, se pueden calcular las consecuencias de la caída de bloques haciendo uso de las Ecuaciones (5-14)-(5-17).

$$N = \sum_{Mi} N(A) = f_a \cdot P(S:A) \cdot P(T:S) \quad (5-14)$$

$$RC = \sum_{Mi} RC(A) = f_a \cdot P(S:A) \cdot P(T:S) \cdot V_i \cdot C \quad (5-15)$$

$$T_{imp} = 1 / \sum_{Mi} N(A) = \frac{1}{[f_a \cdot P(S:A) \cdot P(T:S)]} \quad (5-16)$$

$$T_{des} = 1 / \sum_{Mi} R(A) = \frac{1}{[f_a \cdot P(S:A) \cdot P(T:S) \cdot V_i]} \quad (5-17)$$

Donde:

N : es el número esperado de vehículos impactados en un año.

C : es el costo promedio de los vehículos en la zona de estudio.

RC : es el costo de reparación anual esperado por la caída de rocas.

T_{imp} : es el periodo de retorno para que un vehículo sea impactado por una roca.

T_{des} es el periodo de retorno para en un vehículo sea destruido por completo.

En el siguiente Capítulo se presenta la aplicación de la metodología propuesta, adaptada a un caso particular de estudio, con el propósito de servir como herramienta para la toma de decisiones técnicas y operativas en los análisis de riesgo ante caída de rocas en proyectos mineros a cielo abierto.

6. Caso de estudio

A continuación, se presenta el desarrollo del procedimiento planteado en el Capítulo anterior, tomando como caso de estudio los taludes de una mina a cielo abierto. Se parte de la toma y procesamiento de imágenes digitales mediante fotogrametría digital de corto alcance y UAV. A partir de ello, se construyeron redes discretas de fracturamiento para simular la estructura del macizo y para construir una ecuación de magnitud frecuencia. Posteriormente, se realizaron análisis de estabilidad de mecanismos de falla diferentes para determinar la susceptibilidad a que se presenten eventos de caída de rocas y se determinó el riesgo ante este tipo de evento mediante las metodologías expuestas anteriormente. La información geológica, geotécnica y de operación de la cantera se complementó con base en las visitas de campo y el trabajo desarrollado por la firma Inerco (2018).

Se seleccionó como zona de estudio el proyecto “cantera el Pedregal” contenido dentro del título minero con Contrato de Concesión número 15590. La mina está localizada sobre las laderas Surorientales de la cordillera Oriental en la cuenca media-alta del río Une, departamento de Cundinamarca, Colombia (Figura 6-1). Está localizada a 35 km de la capital del país Bogotá, en la vía que conduce hacia la ciudad de Villavicencio. Dentro de esta mina se realiza la explotación, almacenamiento y transformación de materiales para la construcción.

Con una extensión de 36.72 hectáreas, el proyecto (Figura 6-2) cuenta con áreas de explotación y zonas de manejo de escombros y material de excavación (ZODME), reservorios de sedimentación que permiten el tratamiento de aguas en la mina, patios de beneficio y acopio con un área aproximada de 1.42 hectáreas y 5.06 km de vías internas de entre 8 y 14 metros de ancho que permiten el acceso a las áreas de explotación y ZODME.

La infraestructura existente en la cantera está constituida por dos talleres de mantenimiento de equipo móvil, una estación de combustible líquido ACPM, un tanque de almacenamiento de combustible, un almacén para almacenamiento de insumos y repuestos, un laboratorio para control de calidad, un punto para control y despacho y una zona de instalaciones administrativas y oficinas.

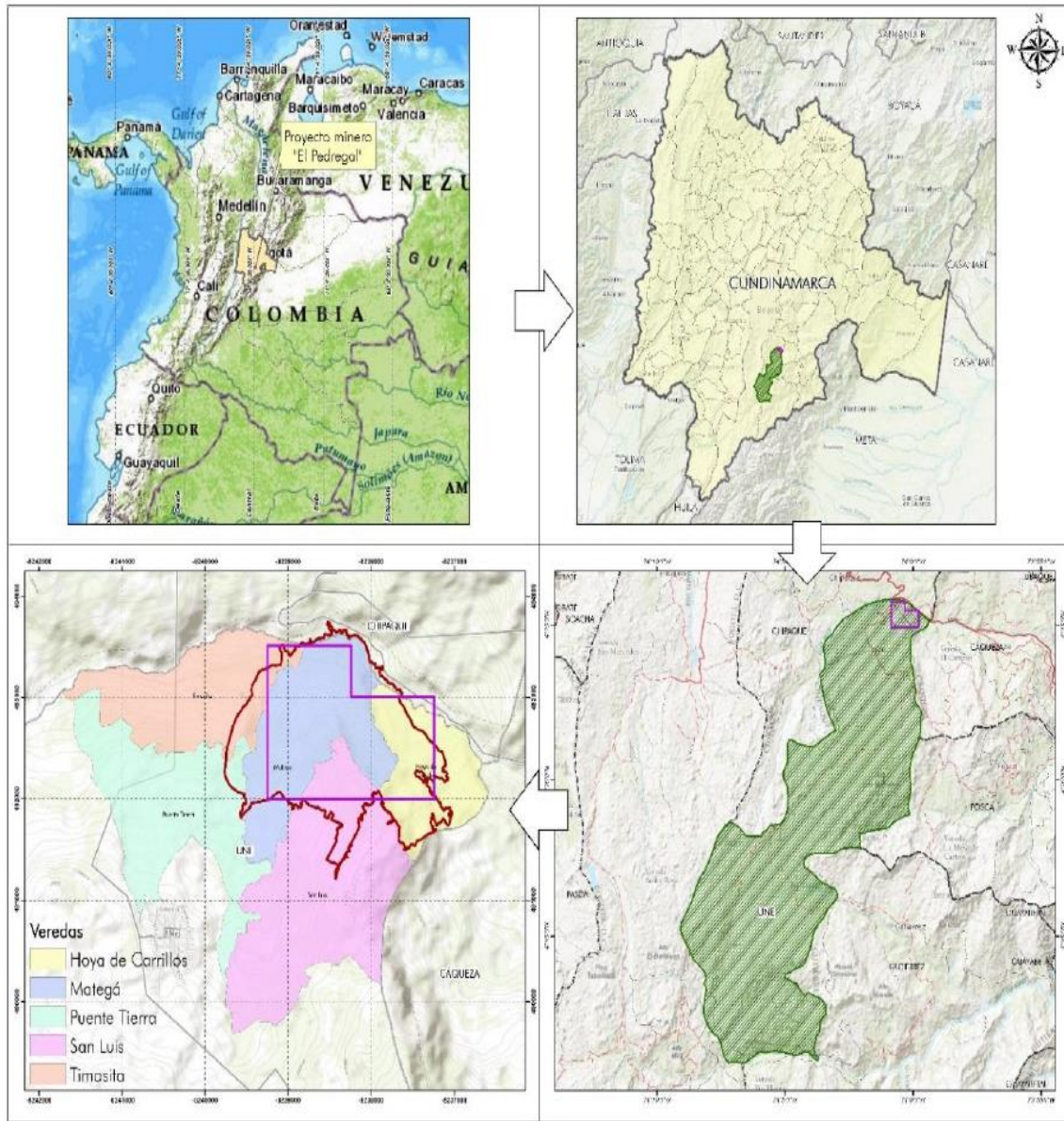


Figura 6-1: Ubicación de la zona de estudio
Fuente: Inerco, 2018



Figura 6-2: Cantera "El Pedregal"

Fuente: Google Earth®

6.1 Geología y geotecnia

En el área de estudio, se encuentran rocas sedimentarias del Cretácico inferior que hacen parte del Grupo Villeta, representado por las formaciones Fómeque, Une y Chipaque, las cuales son afectadas por una falla regional longitudinal con dirección Occidente-Oriente que atraviesa fallas transversales con dirección NE-SW y NW-SE, dando origen a pequeños bloques tectónicos. Por otro lado, estas rocas están cubiertas en algunos sectores por depósitos coluviales y aluviales que caracterizan la topografía de la región.

La formación Une (Ku) se compone principalmente de cuarzo-arenitas de grano fino a medio y de lutitas en menor medida, se caracteriza por grandes pendientes que generan escarpes pronunciados. La formación Chipaque (Kch) está formada por lutitas negras y

arenitas en capas delgadas, las cuales forman escarpes suaves que contrastan con las geoformas de la formación Une.

Los depósitos Cuaternarios presentes en la zona de estudio se dividen en aluviales y coluviales. Los primeros están asociados al material depositado por los ríos Une y Guativas, los cuales se caracterizan por la presencia de clastos sub-redondeados embebidos en una matriz areno-lodosa, estos depósitos se componen principalmente de cuarzo-arenitas. Por otra parte, los depósitos coluviales se deben a los fragmentos de roca que son transportados por medio de la acción de la gravedad. Se registraron espesores de 20 metros de material de hasta 2 metros de diámetro el cual está compuesto principalmente de cuarzo-arenitas.

Mediante la interpretación de las columnas estratigráficas y perforaciones realizadas en los estudios de la mina, se determinó que dentro del área de la licencia se encuentran capas muy finas a muy gruesas de cuarzo-arenitas y lodolitas con contactos planos a irregulares La Figura 6-3 muestra los taludes de la zona de estudio. Para identificar los diferentes niveles estratigráficos se asignó una nomenclatura que permite diferenciar las características físicas de los materiales y así establecer no solo su aplicación en la industria, como material de agregado en la producción de concreto y/o asfaltos y como base granular en la construcción de vías, sino también para diseñar y ajustar el proceso de explotación de la mina. La Tabla 6-1 presenta la nomenclatura asignada para los diferentes niveles estratigráficos y su descripción.

En cuanto a la geología estructural, la zona de estudio está afectada por diferentes fallas geológicas que influyen directamente las propiedades y características del macizo rocoso. Las fallas presentes tienen como dirección SE-NW y NW-SE y se identifican de tipo normal, inversas de alto ángulo y de cabalgamiento con longitudes que varían desde 1m hasta 20m y con aberturas entre 0.10mm y 1.0mm. La falla más importante dentro de la zona de estudio es la falla de rumbo del Río Une-Negro, la cual influye en el alineamiento de algunos tramos del cauce del Río Une presentando un rumbo casi E-W. Otras fallas presentes dentro del área de estudio son las fallas de Quebrada Munar, Caraza (NE-SW), Abásticos (N45°E) y San Pedro (NE); se han identificado estas fallas como la principal razón para que dentro de la zona de estudio se encuentren varias estructuras anticlinales y sinclinales, además de varios plegamientos sin estructuras definidas (Inerco, 2018).



Figura 6-3: Taludes de la zona de estudio

Fuente: Elaboración propia

Tabla 6-1: Niveles litográficos de la zona de estudio

Nivel	Descripción
-------	-------------

Qco	Coluvión que cubre el área de depósito, conformado por bloques alterados de diferentes formas constituidos de cuarzo-arenitas embebidos en una matriz arcillosa de color amarillo.
E	Cuarzo-arenitas intercaladas con lutitas de poco espesor.
F	Cuarzo-arenitas de grano fino a medio con cemento silíceo con laminaciones carbonosas en algunos sectores.
F1m1	Lutitas carbonosas de color negro con intercalaciones de lentes de cuarzo-arenitas de grano fino con matriz arcillosa.
G1	Cuarzo-arenitas de grano medio, color gris claro con cementación silícea.
G1m1	Lutitas carbonosas con variaciones de cuarzo-arenitas de matriz limo-arcillosa moderadamente cementadas.
G2	Cuarzo-arenita de grano medio a grueso sub-redondeado, de color gris claro y cemento silíceo.
G2m2	Lutitas carbonosas con variaciones de cuarzo-arenitas de grano medio moderadamente cementadas en algunos sectores.
H1	Cuarzo-arenitas de grano muy fino a fino de color gris con muy buena cementación.
H1m1	Lutitas carbonosas de poco espesor con variaciones laterales de cuarzo-arenita de grano muy fino.
H2	Cuarzo-arenitas de grano muy fino a fino color gris bien cementadas.
H2m2	Lutitas carbonosas de poco espesor con variaciones laterales a cuarzo-arenitas de grano muy fino.
I	Cuarzo-arenitas de grano muy fino a fino bien cementadas.

El programa de exploración y ensayos de laboratorio realizado por los encargados de la mina para la caracterización geomecánica de los materiales, se basó en ensayos de compresión simple, tracción indirecta y corte directo por discontinuidades. Adicionalmente, para determinar los parámetros de resistencia del macizo rocoso, se llevó a cabo la clasificación geomecánica de Bieniawski, la cual tiene en cuenta algunas características del macizo como la resistencia a la compresión inconfiada del material rocoso, grado de fracturamiento (RQD), propiedades de las discontinuidades y condiciones hidrogeológicas del macizo. El resumen de los parámetros geotécnicos se presenta en la Tabla 6-2.

Tabla 6-2: Parámetros geotécnicos de los niveles litológicos en la zona de estudio

	Unidad litológica	γ (kN/m ³)	c' (kPa)	ϕ' (°)	r_u
E	Arenitas intercaladas con lutitas	22.0	200 – 300	30.0	0.45
F	Nivel Cuarzoarenita fina a media	25.3	300 – 510	36.8	0.40
F1m1	Nivel de Lutita carbonosa	26.0	100 – 210	28.4	0.30
G1	Nivel de Cuarzoarenita media	24.6	300 – 490	36.0	0.35
G1m1	Nivel de Lutita carbonosa, arena	26.0	100 – 230	30.0	0.30
G2	Nivel de Cuarzoarenita m-g	25.3	300 – 500	37.0	0.30
G2m2	Nivel de Lutita carbonosa, arena	26.5	100 – 245	31.8	0.25
H1	Cuarzoarenita de grano fino	25.0	300 – 560	38.8	0.25
H1m1	Lutita carbonosa, poco espesor	26.5	100 – 180	26.6	0.20
H2	Cuarzoarenita muy fina a fina	25.5	200 – 280	35.2	0.25
H2m2	Lutita carbonosa, poco espesor	26.5	100 – 160	27.8	0.20

Fuente: Inerco, 2018

6.2 Características de los elementos expuestos

De acuerdo con las visitas de campo, la configuración de los taludes y el método de explotación. Se identifican como elementos expuestos ante la caída de rocas los trabajadores y la maquinaria que explotan y recogen los materiales del talud (Figura 6-4 y 6-5), además de los vehículos y vías que permiten el acceso de los taludes de explotación (Figura 6-6). La Tabla 6-3 lista los vehículos que operan en la mina y su función.



Figura 6-4: Maquinaria presente en la mina
Fuente: Elaboración propia

Tabla 6-3: Maquinaria y vehículos que operan en la mina

Descripción	Función
Excavadora tipo CAT-336D	Descapote, construcción de vías, apertura del frente de explotación, remover el material de la voladura
Camiones articulados CAT-730 y CAT-740	Transporte de material a ZODMES – Planta de Beneficio
Bulldócer tipo CAT-D9N	Conformación de relleno
Vibrocompactador	Afirmar la base de la ZODMES
Track Drill	Perforaciones – voladuras
Compresor Ingerson Rand 370	Perforaciones – voladuras
Martillo hidráulico	Reducción de los bloques
Cargador sobre llantas tipo CAT - 966	Manejo de materiales en patio y cargue de producto terminado a camiones
Carro cisterna	Riego de vías
Camioneta 4x4	Transporte del personal

Fuente: Inerco, 2018



Figura 6-5: Vehículos de carga utilizados en la mina

Fuente: Elaboración propia

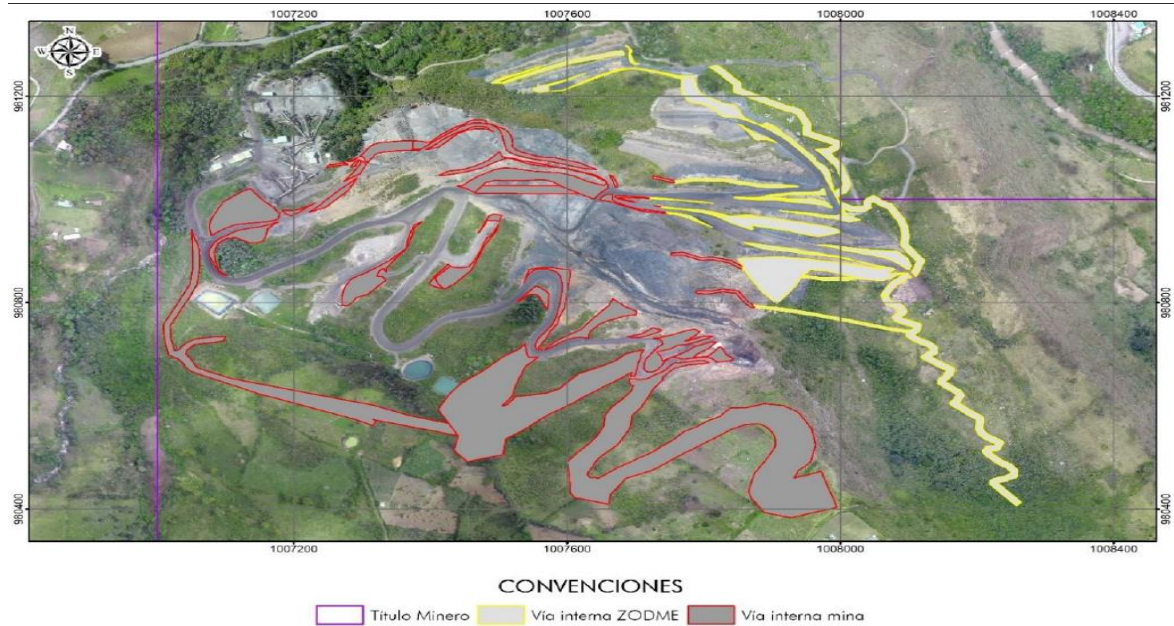


Figura 6-6: Vías existentes en el proyecto
Fuente: Inerco, 2018

6.3 Procesamiento de imágenes digitales

6.3.1 Imágenes aéreas tomadas con UAV

En el Capítulo 4.1 se describió el flujo de trabajo para procesar las imágenes aéreas tomadas con UAV. esta sección está dedicada a presentar los resultados de dicho procesamiento. La cámara integrada del UAV cuenta con una distancia focal de 4.45mm. Se procesaron 368 fotos a una altitud promedio de vuelo de 436m, cubriendo un área de 3.81km² estas fotografías fueron suministradas por los encargados de la cantera “el Pedregal”. Se establecieron 27.112.993 puntos para la generación de la nube de puntos densa (Figura 4-3) y 89.999 polígonos en la construcción de la malla tridimensional (Figura 4-4), para lo cual se requirió un tiempo de procesamiento de aproximadamente 12 horas. Los resultados obtenidos fueron un Modelo Digital de Elevaciones (DEM) (Figura 6-7) con una resolución de 44 cm/pix y una ortofoto de la zona de estudio (Figura 6-8) con una resolución de 11 cm/pix. Estas fotografías fueron tomadas en el año 2015. Del mismo modo, y con el fin de comparar los resultados en la construcción de mapas de amenaza (Capítulo 5.1), se obtuvieron los modelos digitales para el año 2018 (Figura 6-9 - Figura 6-10).

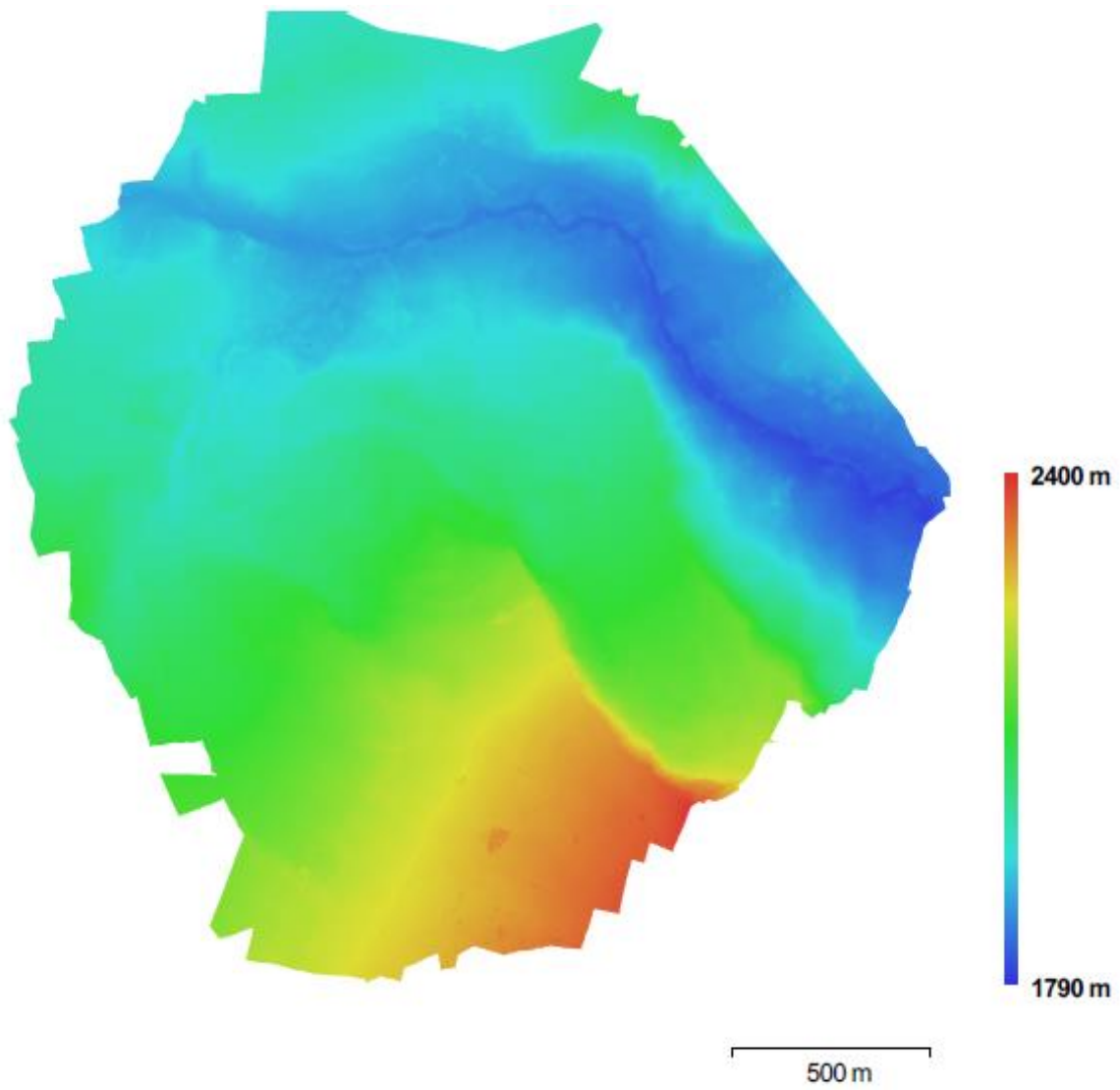


Figura 6-7: Modelo Digital de Elevaciones 2015
Fuente: Elaboración propia



Figura 6-8: Ortofoto zona de estudio 2015

Fuente: Elaboración propia



Figura 6-9: Ortofoto zona de estudio 2018

Fuente: Suministrada por los encargados de la mina Gravillera Albania SA

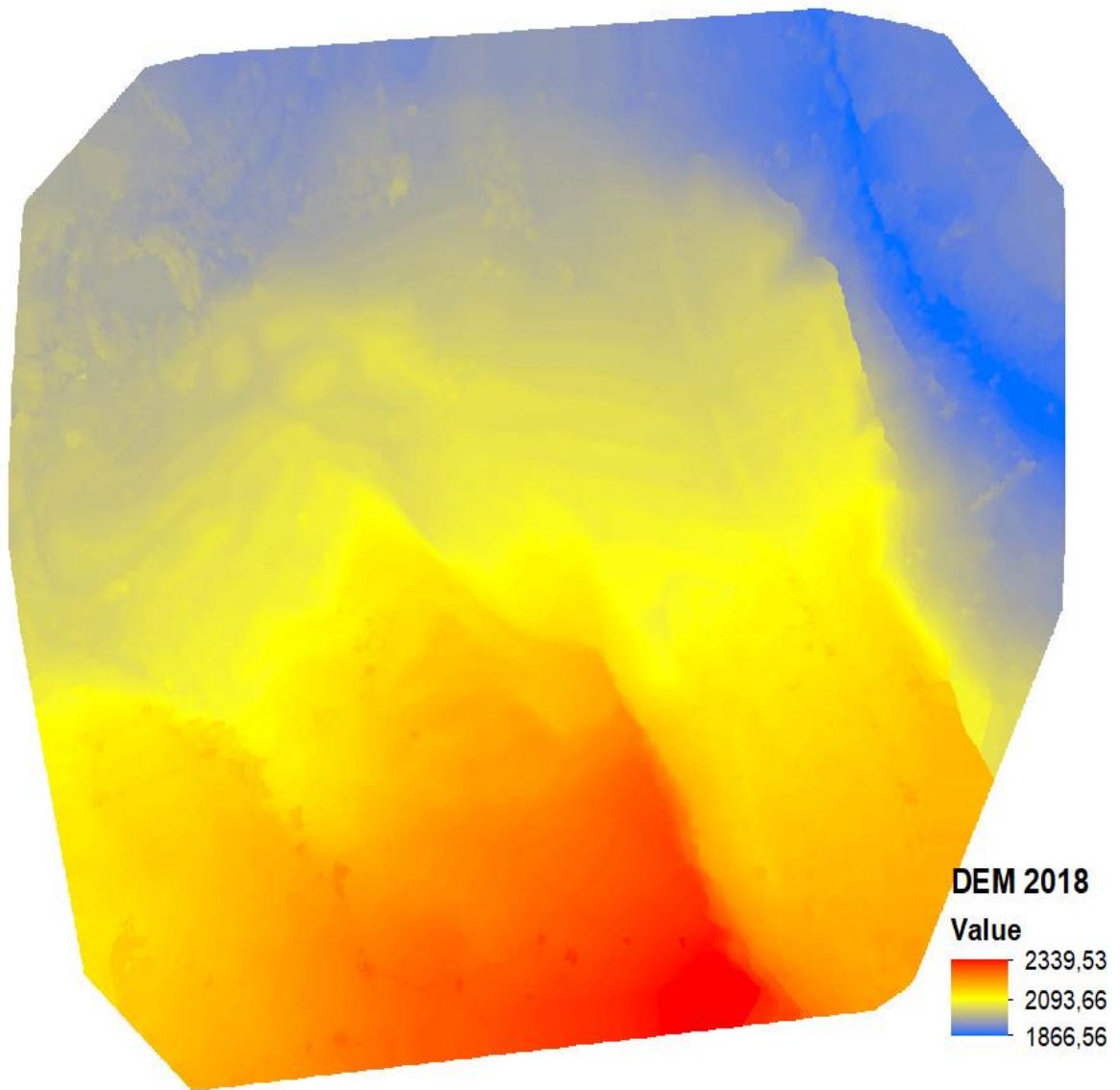


Figura 6-10: Modelo Digital de Elevaciones 2018

Fuente: Suministrada por los encargados de la mina Gravillera Albania SA

6.3.2 Fotogrametría digital de corto alcance

En el Capítulo 4.2 se describió el uso de la fotogrametría digital de corto alcance para obtener información acerca de la estructura de un macizo rocoso. La Figura 6-11 presenta la información de orientación de las discontinuidades, la cual fue estudiada por Peñuela et al., (2019) en 14 puntos de muestreo sobre los taludes de la mina, obteniendo 1910 datos de orientaciones. El resumen estadístico de la información levantada acerca de la orientación, la longitud de Traza y la separación se presenta en las Tablas 6-4, 6-5 y 6-6.

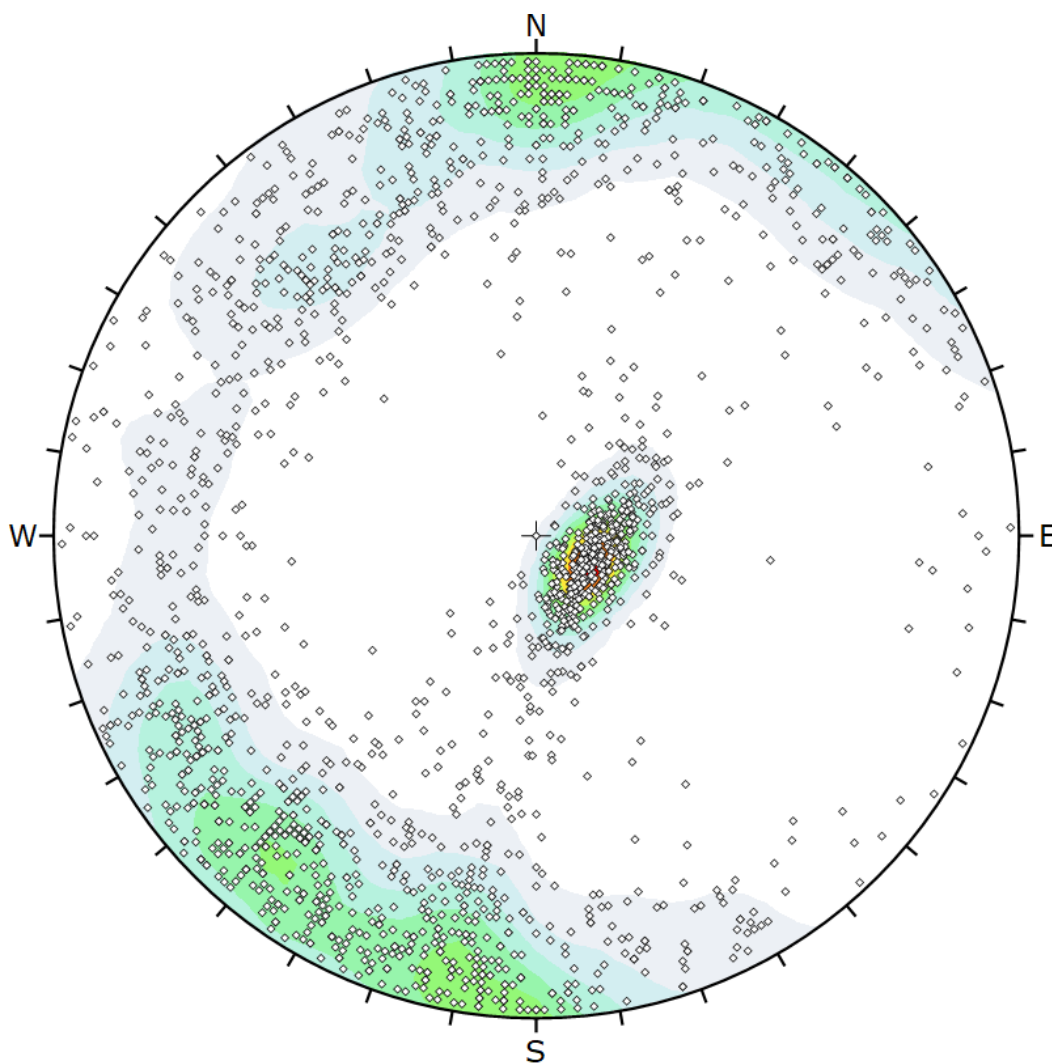


Figura 6-11: Orientación de discontinuidades obtenida mediante fotogrametría digital de corto alcance

Fuente: Elaboración propia, a partir de Peñuela et al., (2019)

Tabla 6-4: Resumen estadístico de las orientaciones levantadas mediante fotogrametría digital de corto alcance.

	Familia 1	Familia 2	Familia 3
Número de datos	657	732	521
Dirección de buzamiento (°)	171.54	51.59	297.39
Ángulo de buzamiento (°)	86.20	80.43	15.07
Ángulo del cono de confianza (°)	1.09	1.17	1.14

Fuente: Peñuela et al., 2019.

Tabla 6-5: Resumen estadístico de la longitud de traza levantada mediante fotogrametría digital de corto alcance.

	Familia 1	Familia 2	Familia 3
Número de mediciones	590	721	499
% de datos por familia	33	40	27
Valor medio (m)	1.16	1.03	2.71
Desviación estándar (m)	0.93	0.93	1.97

Fuente: Peñuela et al., 2019.

Tabla 6-6: Resumen estadístico de las separaciones levantadas mediante fotogrametría digital de corto alcance.

	Familia 1	Familia 2	Familia 3
Número de mediciones	1690	2098	1550
Valor medio (m)	1.77	1.40	1.28
Desviación estándar (m)	2.63	2.13	1.75

Fuente: Peñuela et al., 2019.

Vale la pena resaltar que los resultados obtenidos con fotogrametría de corto alcance fueron comparados y validados con datos levantados por medios convencionales de brújula y cinta, en el marco del proyecto de investigación “Evaluación Cuantitativa de Amenaza, Vulnerabilidad y Riesgo en Taludes Mineros” financiado por Colciencias. El principal objetivo de este proyecto fue proporcionar una metodología para generar insumos de carácter geomecánico para minería en términos de riesgo.

6.4 Determinación de tamaños de bloque

Como se mencionó en la Sección 2.2, para determinar correctamente la amenaza ante caída de bloques de roca es necesario definir un tamaño de bloque que esté de acuerdo con las condiciones estructurales del macizo. De igual manera, para simular la trayectoria de rocas es necesario conocer el tamaño del bloque para calcular la energía cinética que se desarrolla. Es posible realizar los análisis utilizando el tamaño de bloque promedio o considerando el mayor tamaño posible. A continuación, se presentan dos metodologías para determinar el tamaño de los bloques de un talud de roca.

6.4.1 Método simplificado

Palmström (2000) plantea que el volumen de los bloques puede obtenerse de manera sencilla, mediante la multiplicación de las separaciones medidas entre las tres familias discontinuidades principales (Ecuación (6-1)); con el fin de aprovechar la gran cantidad de información que se midió en el apartado anterior y considerar la variabilidad del macizo rocoso (Tabla 6-6), se determinaron tres tipos de bloques de roca: el primero considera las separaciones promedio de cada familia de discontinuidades, el segundo tipo de bloque considera la adición de una desviación estándar a la separación de la familia de discontinuidades que más dispersión presente (Familia 1); por último, se considera un tamaño de bloque mayor el cual considera la suma de una desviación estándar para la separación de las familia de discontinuidades 1 y 2. La Tabla 6-7 presenta los volúmenes de bloques calculados y su respectivo peso, considerando un valor de peso unitario promedio de 26kN/m³ obtenido en pruebas de laboratorio.

$$V_b = S_1 S_2 S_3 \quad (6-1)$$

Tabla 6-7: Volúmenes y pesos de los bloques calculados mediante separaciones.

Volumen del bloque [m ³]	Ton
3	8
8	21
20	53

6.4.2 Redes discretas de fracturamiento

Teniendo en cuenta lo mencionado en el numeral 3.5, se utilizó el software SIROMODEL para simular las redes de fracturamiento de los taludes de la cantera. La información obtenida mediante fotogrametría digital de corto alcance acerca de las discontinuidades sirvió para alimentar la generación de las redes discretas de fracturamiento. Los parámetros de las discontinuidades se entraron al software de manera estocástica (teniendo en cuenta la desviación estándar de las orientaciones y separaciones medidas) y el programa se encarga de generar aleatoriamente las redes; para ello, se realizaron trescientas simulaciones, con el fin de contar con una vasta base de datos acerca de los bloques generados en el macizo rocoso. La Figura 6-12 presenta una distribución volumétrica de los bloques generados mediante las trescientas simulaciones de redes discretas de fracturamiento. Los parámetros del talud y de las discontinuidades que se utilizaron para estas simulaciones se presentan en la Tabla 6-8.

Tabla 6-8: Parámetros de entrada para la simulación de redes discretas de fracturamiento.

Altura [m]	Ancho [m]	Profundidad [m]	Cohesión [kPa]	Fricción [°]
15	40	30	44	17

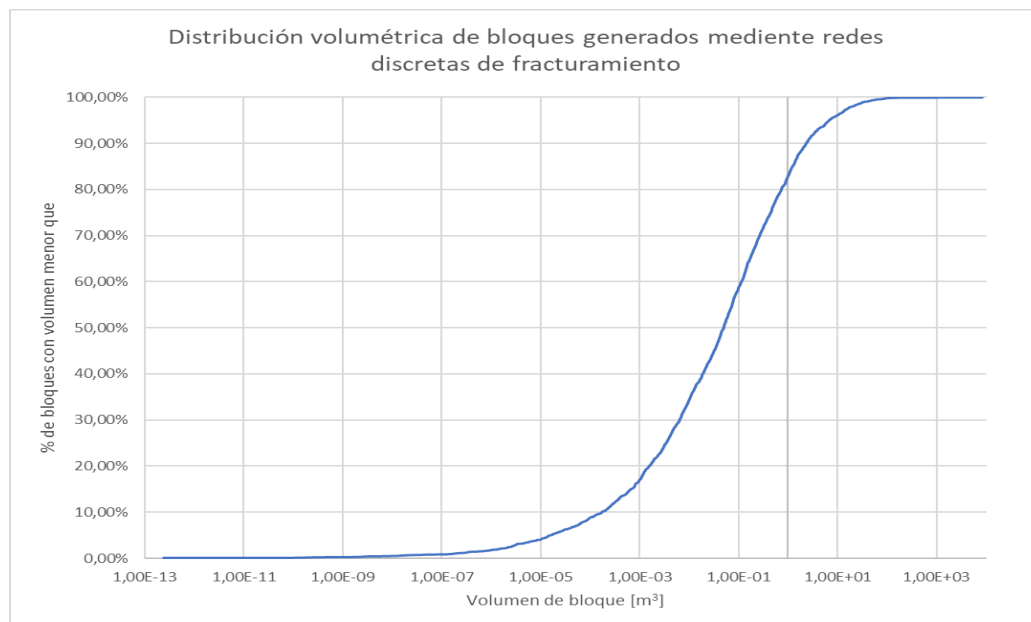


Figura 6-12: Distribución volumétrica de bloques generados mediante redes discretas de fracturamiento para 300 simulaciones.

Fuente: Elaboración propia.

6.5 Generación de mapas de amenaza

En el Capítulo 5.1, se expuso la metodología necesaria para construir mapas de amenaza ante caída de rocas, estos mapas presentan la distribución espacial de los resultados de la simulación de trayectoria de bloques (Capítulo 3.4). De acuerdo con la Figura 5-2, se deben seleccionar diferentes perfiles para llevar a cabo la simulación de trayectorias; la ortofoto de la zona de estudio (Figura 6-8) y el Modelo Digital de Elevaciones (Figura 6-7) sirven para identificar las zonas potenciales de desprendimiento y obtener los perfiles topográficos de análisis. Se seleccionaron 33 perfiles (Figura 6-13) divididos en 50 intervalos de análisis (NIA, Ecuación (5-1)). La Figura 6-14, presenta las coordenadas iniciales (XA, YA) y finales (XB, YB) de los perfiles escogidos. Posteriormente, se calcularon las coordenadas de cada intervalo de análisis haciendo uso de la Ecuación (5-1).

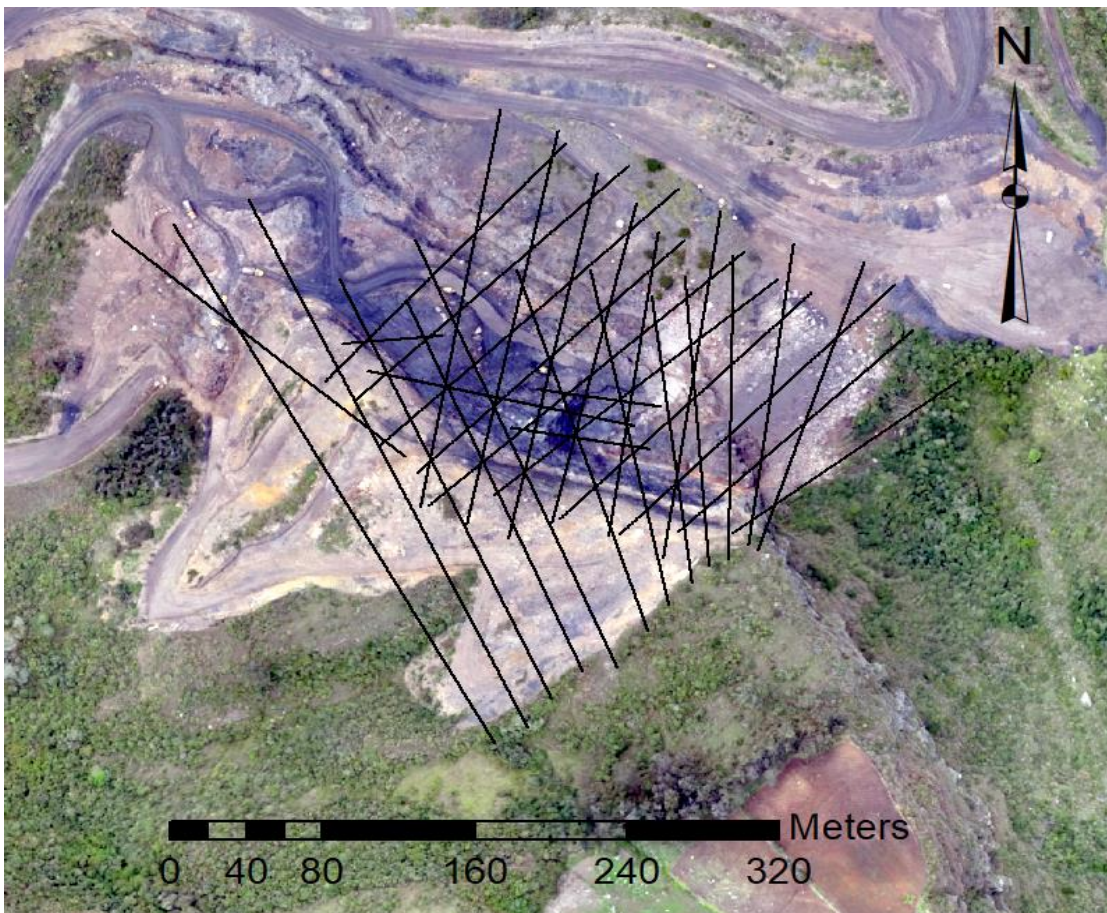


Figura 6-13: Perfiles seleccionados para la construcción de mapas de amenaza ante caída de rocas 2015

Fuente: Elaboración propia

Una vez calculadas las coordenadas de cada intervalo de análisis, se procede a exportar los perfiles topográficos generados al software RocFall, Teniendo en cuenta las condiciones observadas en las tanto en las visitas de campo como en los modelos tridimensionales generados, se definió el tipo de material como afloramiento de roca, con sus respectivos valores para los coeficientes de restitución y ángulo de fricción ($R_n=0.34\pm 0.04$; $R_t=0.85$; $\phi=30\pm 2^\circ$). Se seleccionaron los puntos de desprendimiento de los bloques para cada talud y se asignó una velocidad horizontal inicial de 1m/s para las simulaciones. Se obtuvieron envolventes de energía cinética, altura de rebote y velocidad como los de la Figura 5-4. Adicionalmente, se registraron los puntos de llegada de los bloques en cada simulación.

Figura 6-14: Coordenadas iniciales y finales de los perfiles seleccionados para la construcción de mapas de amenaza 2015

PERFIL	XA	YA	XB	YB
1	1007864,50	980730,38	1007920,38	980891,99
2	1007859,66	980733,51	1007883,20	980902,32
3	1007849,10	980725,53	1007851,64	980895,71
4	1007838,94	980721,72	1007826,24	980884,28
5	1007829,99	980712,21	1007808,82	980873,07
6	1007817,82	980699,51	1007776,54	980887,89
7	1007806,81	980685,08	1007737,81	980887,43
8	1007790,57	980664,68	1007684,47	980904,66
9	1007772,57	980662,39	1007679,86	980870,67
10	1007756,38	980646,83	1007644,62	980883,05
11	1007743,80	980630,62	1007596,70	980927,48
12	1007726,34	980622,15	1007557,54	980913,19
13	1007850,96	980739,89	1007969,23	980825,09
14	1007822,49	980740,66	1007945,53	980853,64
15	1007791,75	980739,22	1007936,11	980879,14
16	1007760,47	980748,09	1007892,24	980875,09
17	1007725,28	980761,06	1007874,51	980882,24
18	1007691,44	980755,22	1007857,38	980897,88
19	1007685,29	980773,75	1007825,63	980904,13
20	1007665,18	980788,56	1007822,88	980933,34
21	1007652,70	980814,39	1007796,21	980945,83
22	1007637,19	980825,18	1007763,40	980958,53
23	1007679,00	980783,11	1007525,27	980909,58
24	1007814,83	980725,80	1007845,00	980920,75
25	1007786,26	980738,82	1007812,29	980909,32
26	1007756,41	980746,12	1007800,86	980925,19
27	1007733,55	980737,23	1007780,23	980942,34
28	1007711,66	980745,26	1007759,55	980965,66
29	1007687,32	980754,78	1007729,39	980977,83
30	1007658,74	980830,98	1007799,50	980800,03
31	1007645,51	980846,06	1007698,69	980850,56
32	1007734,019	980799,0347	1007807,361	980786,9697
33	1007747,354	980820,6248	1007813,394	980810,7822

Una vez realizadas las simulaciones en los perfiles de análisis, las envolventes con los resultados cinéticos se distribuyeron en sus respectivas coordenadas de análisis y mediante interpolación se construyeron los mapas de amenaza para el año 2015 (Figuras 6-15 a 6-18).

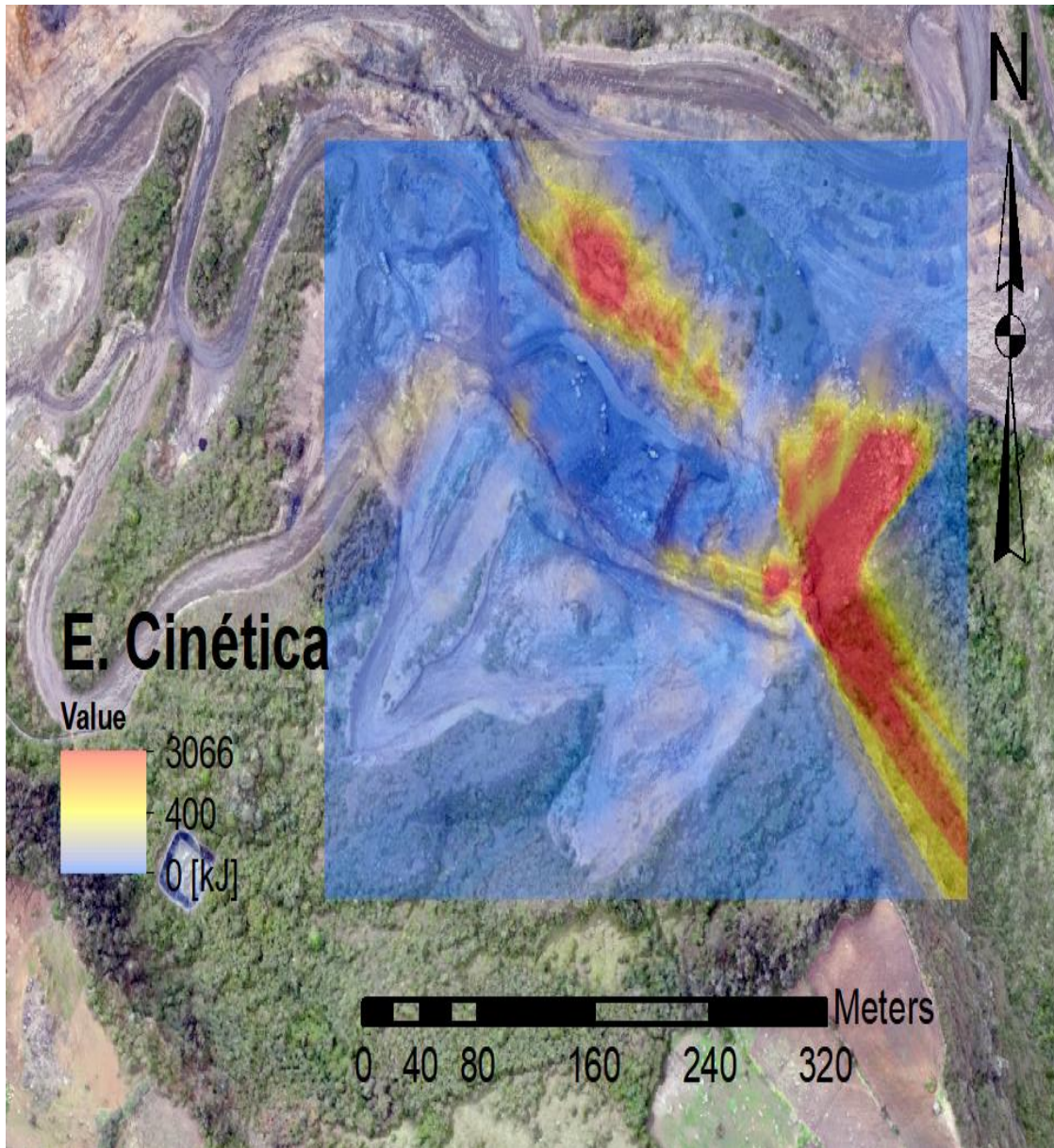


Figura 6-15: Mapa de distribución de energía cinética en la zona de estudio 2015
Fuente: Elaboración propia.

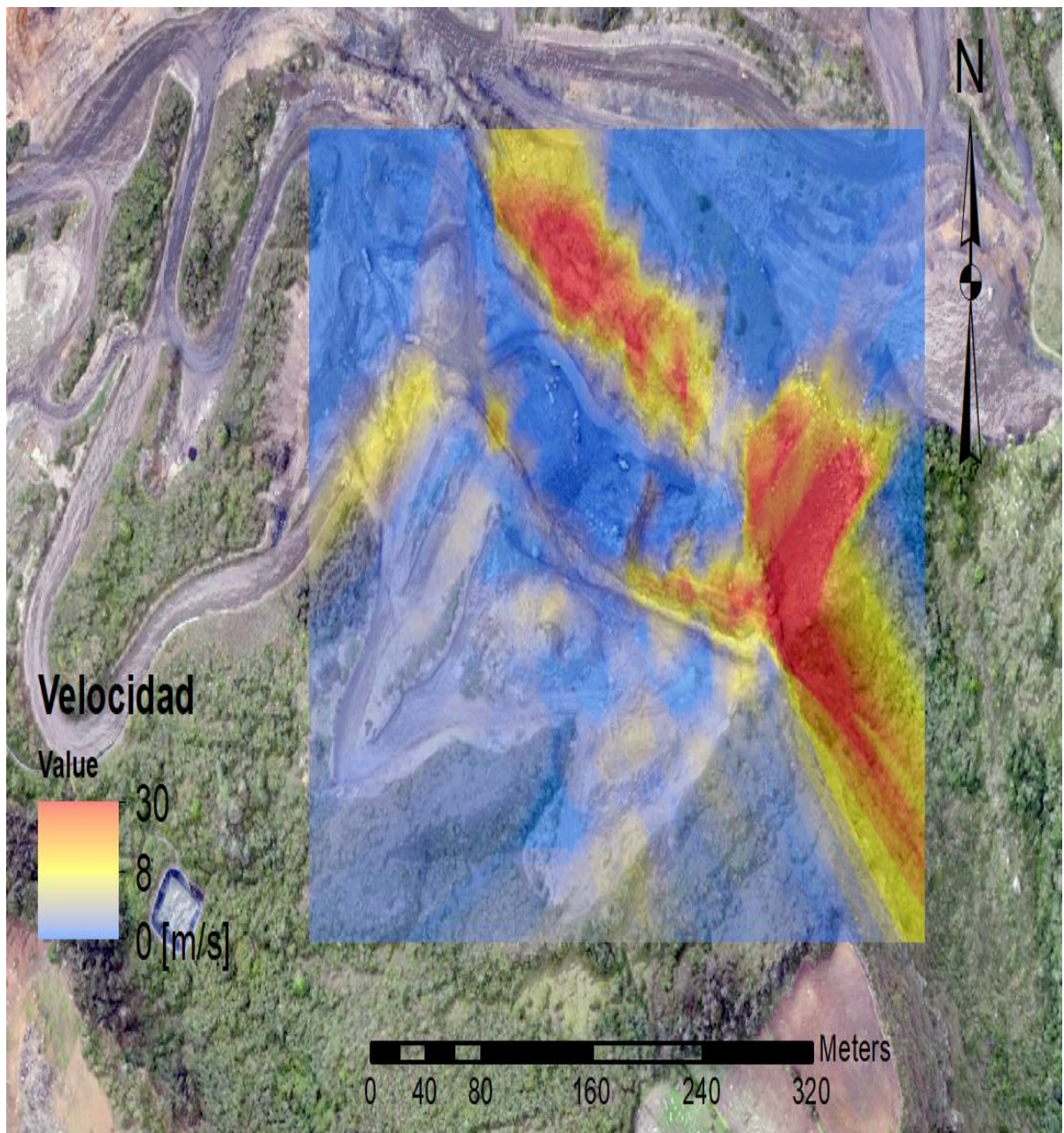


Figura 6-16: Mapa de distribución de velocidades dentro de la zona de estudio 2015
Fuente: Elaboración propia

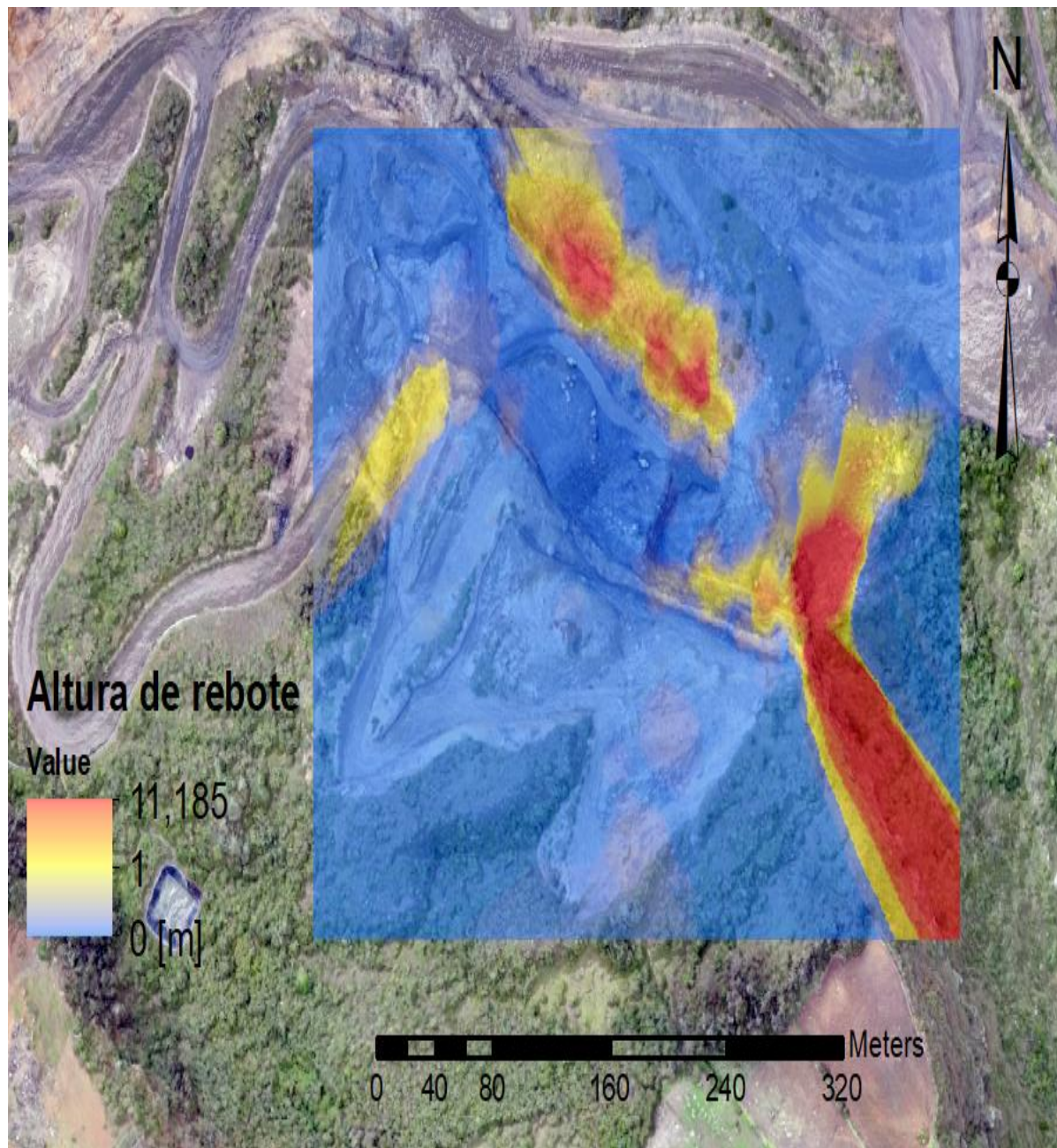


Figura 6-17: Mapa de distribución de altura de rebote en la zona de estudio 2015
Fuente: Elaboración propia

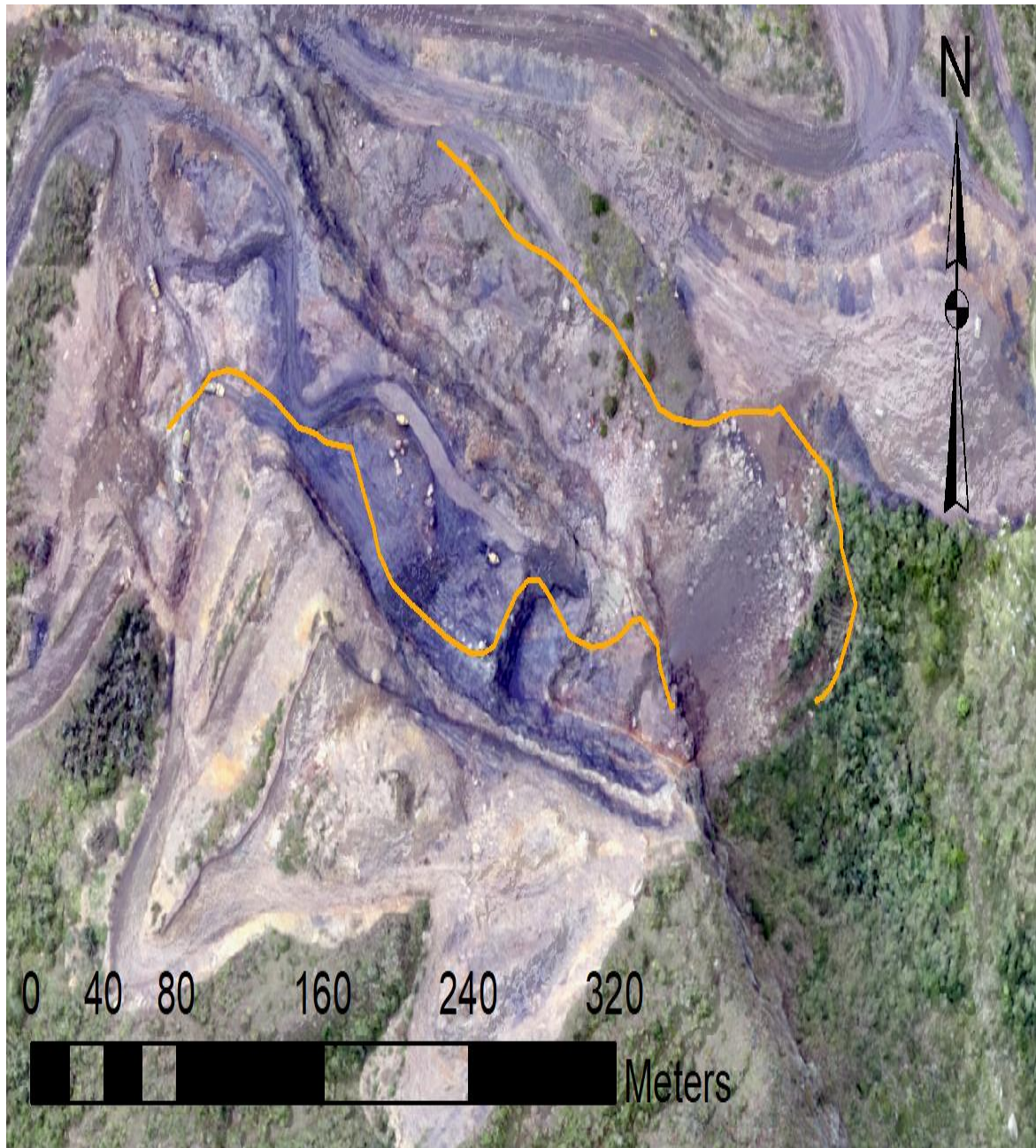


Figura 6-18: Mapa de distancia de recorrido de los bloques simulados 2015, la línea naranja une los puntos máximos de recorrido para cada perfil y simulación generados
Fuente: Elaboración propia

De manera similar se construyeron los mapas de amenaza para el año 2018 y se generaron 31 perfiles de análisis (Figura 6-19), cuyas coordenadas se presentan en la Tabla 6-13. En las Figuras (6-20 a 6-23) se presentan los mapas obtenidos.

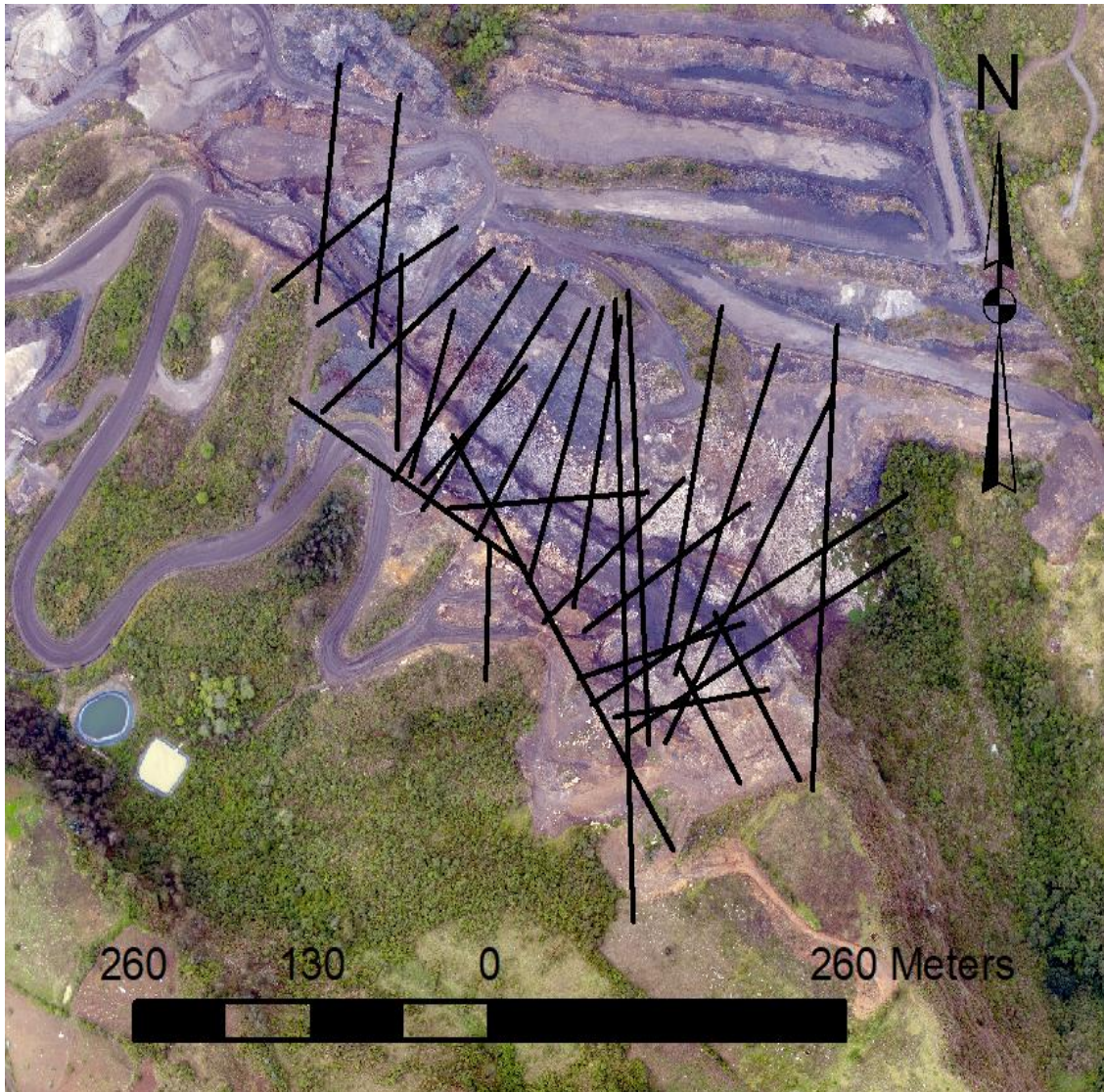


Figura 6-19: Perfiles para la simulación de trayectoria de bloques 2018
Fuente: Elaboración propia

Tabla 6-9: Coordenadas iniciales y finales de los perfiles seleccionados para la construcción de mapas de amenaza 2018

PERFIL	XA	YA	XB	YB
1	1007797,05	980654,23	1007919,82	980882,83
2	1007804,67	980699,11	1007879,81	980915,01
3	1007797,26	980717,10	1007838,54	980940,41
4	1007785,69	980653,13	1007770,45	980951,16
5	1007730,38	980743,35	1007765,09	980933,85
6	1007697,36	980759,43	1007751,54	980939,77
7	1007658,41	980787,37	1007741,38	980938,93
8	1007619,46	980807,06	1007724,24	980956,28
9	1007598,09	980826,74	1007697,57	980965,39
10	1007546,23	980871,19	1007672,17	980978,09
11	1007543,26	980928,77	1007644,86	980992,27
12	1007510,46	980950,99	1007594,06	981013,43
13	1007760,21	980671,24	1007872,39	980689,23
14	1007733,75	980696,64	1007854,40	980732,63
15	1007737,35	980727,33	1007858,00	980811,15
16	1007708,35	980733,68	1007811,01	980827,88
17	1007638,50	980807,77	1007784,55	980818,35
18	1007619,24	980823,85	1007695,44	980901,32
19	1007610,99	980828,93	1007642,74	980937,94
20	1007601,46	980846,93	1007604,64	980973,93
21	1007895,59	980630,08	1007833,15	980740,15
22	1007852,20	980627,97	1007807,75	980706,28
23	1007771,64	980661,44	1007976,12	980782,41
24	1007742,93	980679,46	1007973,43	980817,26
25	1007905,00	980623,13	1007922,99	980927,93
26	1007774,29	980537,40	1007760,53	980944,86
27	1007803,39	980583,97	1007641,47	980855,96
28	1007666,34	980695,62	1007668,99	980786,11
29	1007694,39	980769,44	1007522,94	980879,51
30	1007582,27	980913,78	1007603,23	981078,88
31	1007542,27	980942,99	1007559,41	981098,56

Fuente: Elaboración propia

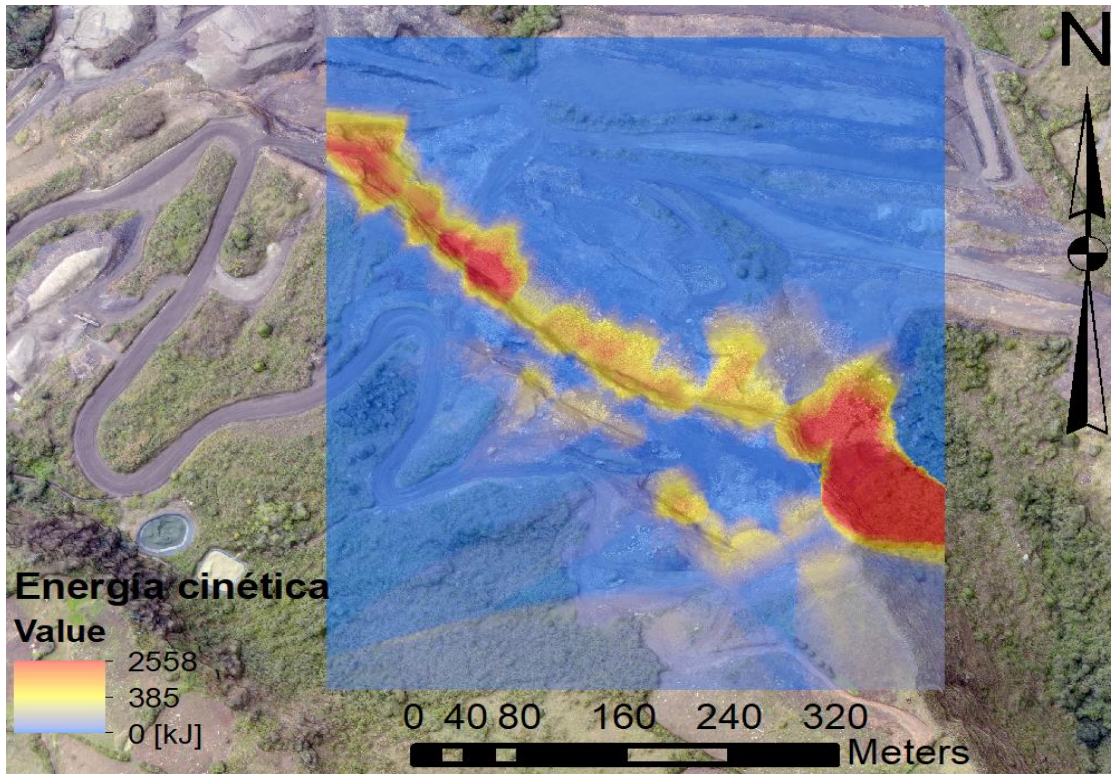


Figura 6-20: Mapa de distribución de energía cinética en la zona de estudio 2018

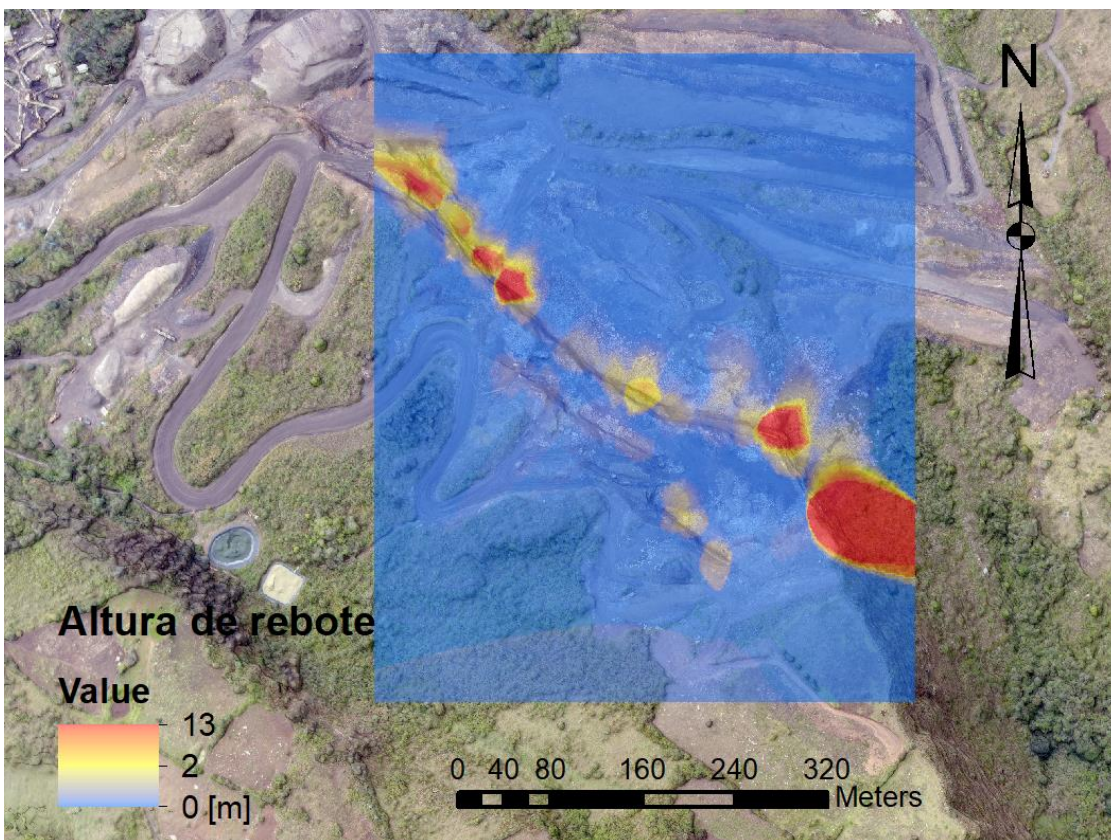


Figura 6-21: Mapa de distribución de altura de rebote en la zona de estudio 2018

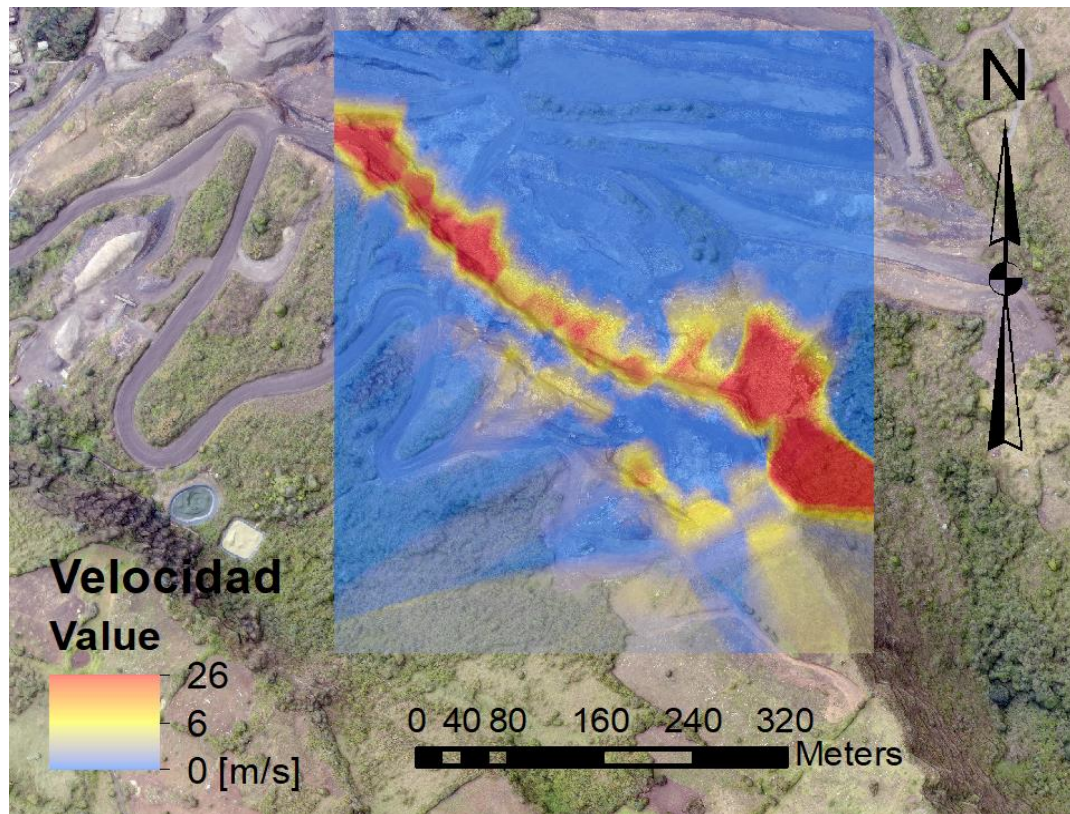


Figura 6-22: Mapa de distribución de velocidades dentro de la zona de estudio 2018

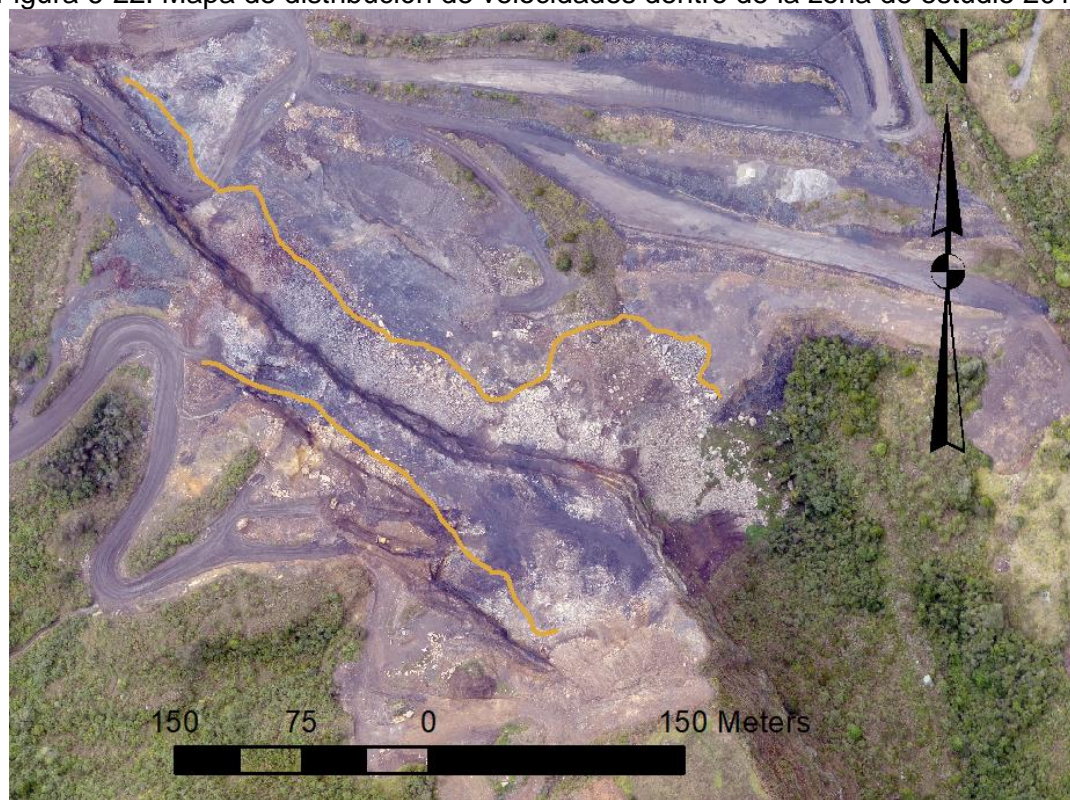


Figura 6-23: Mapa de distancia de recorrido de los bloques simulados 2018, la línea naranja une los puntos máximos de recorrido para cada perfil y simulación generados

De los mapas de amenaza ante caída de rocas obtenidos, se puede identificar la distribución de los parámetros cinéticos obtenidos mediante la simulación de trayectoria de bloques, lo que permite analizar las zonas de mayor peligrosidad dentro de la cantera y detallar su variación en el tiempo. Esta variación obedece al avance en la explotación de los taludes, lo que configura diferentes trayectorias transformando las condiciones de amenaza y de riesgo dentro de la cantera. La velocidad de los bloques simulados alcanza los 30 m/s, mientras que la altura de los rebotes supera los 20 m, por lo que las rocas simuladas alcanzan energías superiores a los 300kJ, lo anterior es prueba de la gran amenaza que significa la caída de bloques sobre estos taludes. Sin embargo, es importante resaltar que los valores más altos se presentan en el escarpe que se encuentra en la zona oriental de la cantera.

Los mayores valores de los resultados de la simulación de trayectoria de bloques se concentran en la zona derecha de la cantera donde se localiza un gran escarpe vertical. Sin embargo, los mapas sirven también para identificar la posible interacción entre los elementos expuestos y las zonas de mayor peligrosidad. En este caso, teniendo en cuenta la distancia de recorrido de los bloques, se identifican a los trabajadores y la maquinaria cercana a los taludes de explotación, como los elementos que presentan mayor riesgo ante la eventual caída de bloques dentro de la cantera.

6.6 Metodología semicuantitativa “Quarri”

En el numeral 5.4 se describió la metodología “Quarri” desarrollada por Peila et al., (2011), para llevar a cabo un análisis semicuantitativo del riesgo ante caída de rocas en taludes mineros. A continuación, se presenta su desarrollo.

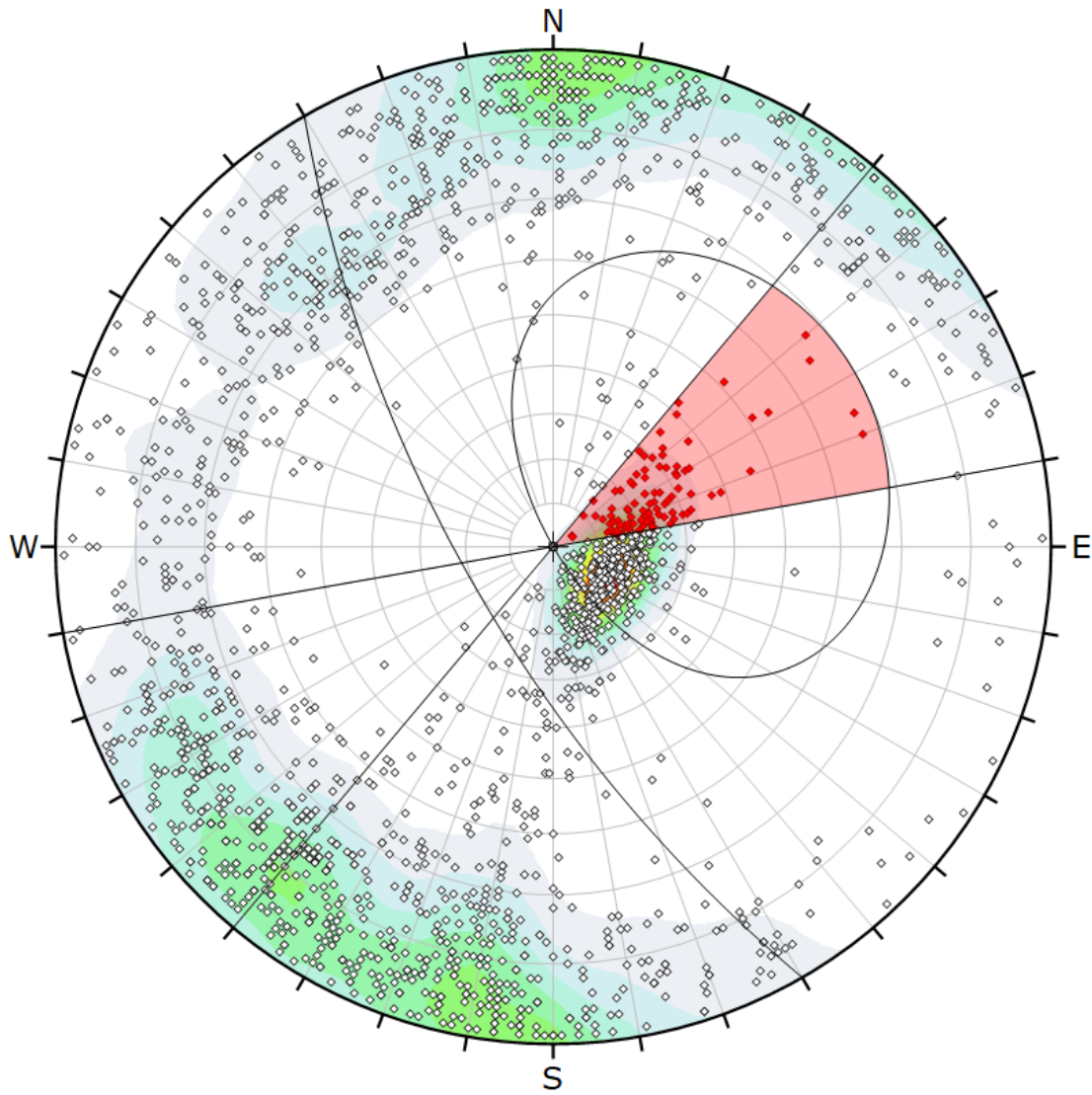
6.6.1 Factores de predisposición

Teniendo en cuenta la información levantada mediante fotogrametría digital de corto alcance, se determinaron tres familias de discontinuidades con una longitud promedio de entre 1 y 3 metros. De acuerdo con Inerco (2018) existen dos 2 fallas geológicas en la zona de la mina. Por otra parte, la altura promedio de los taludes es de 50 metros.

6.6.2 Mecanismos de inestabilidad

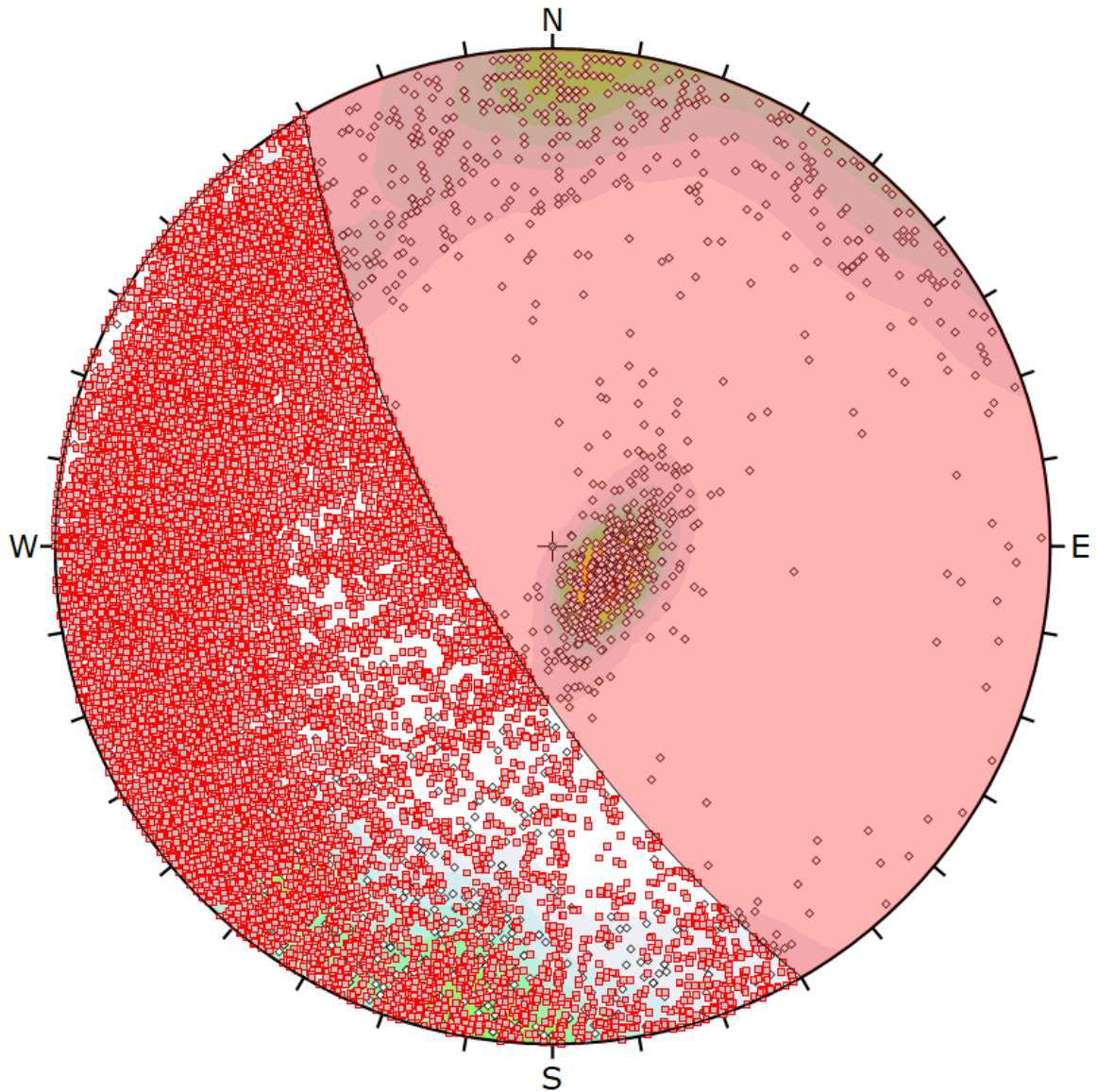
Para cuantificar los mecanismos de inestabilidad prevalentes en los taludes de la mina, se utilizó la información de las orientaciones de las discontinuidades obtenida mediante fotogrametría digital de corto alcance (Figura 6-11). El porcentaje de afectación (producto entre el porcentaje de Polos Potencialmente Inestables y la Probabilidad de Falla) de cada mecanismo se determinó mediante la combinación entre un análisis cinemático mediante red estereográfica y un análisis de estabilidad, de acuerdo con lo que se expuso en el Capítulo 3.1, acerca de los diferentes mecanismos de inestabilidad.

Para determinar la posibilidad de que se presenten los diferentes mecanismos de inestabilidad en los taludes de la cantera se utiliza el programa de computador Dips (Rocscience, 2016a). En Dips se entran las discontinuidades de la Figura 6-11 y la dirección principal del talud (azimut 240° y buzamiento 70°). El software determina el porcentaje de polos que cumplen las condiciones para que se pueda presentar cada mecanismo de inestabilidad de falla planar, falla en cuña y falla por volcamiento (Polos Potencialmente Inestables). Las Figuras 6-23 a 6-25 presentan los resultados del análisis cinemático para los mecanismos de falla planar, en cuña y por volteo respectivamente. Posteriormente se llevaron a cabo los análisis de estabilidad para cada mecanismo, utilizando los programas RocPlane (Rocscience 2016b), Swedge (Rocscience 2016c) y RocToppo (Rocscience, 2016d) para evaluar el factor de seguridad ante falla planar, falla en cuña y falla por volteo respectivamente. Estos programas tienen la capacidad de evaluar diferentes escenarios, considerando la variabilidad tanto en los parámetros de resistencia como en la geometría y orientación del talud y las discontinuidades. En este caso se ingresaron un valor para el ángulo de fricción de $17 \pm 5^\circ$ y una cohesión de $3 \pm 2 \text{ t/m}^2$. El porcentaje de afectación ante cada mecanismo se definió como el producto entre el porcentaje de Polos Potencialmente Inestables (PPI) y la probabilidad de falla de cada mecanismo (P_f). La probabilidad de falla se entiende como la probabilidad de que el factor de seguridad sea menor o igual a 1.0 teniendo en cuenta la variabilidad de los parámetros ingresados. La Tabla 6-10 muestra el resultado de esta cuantificación.



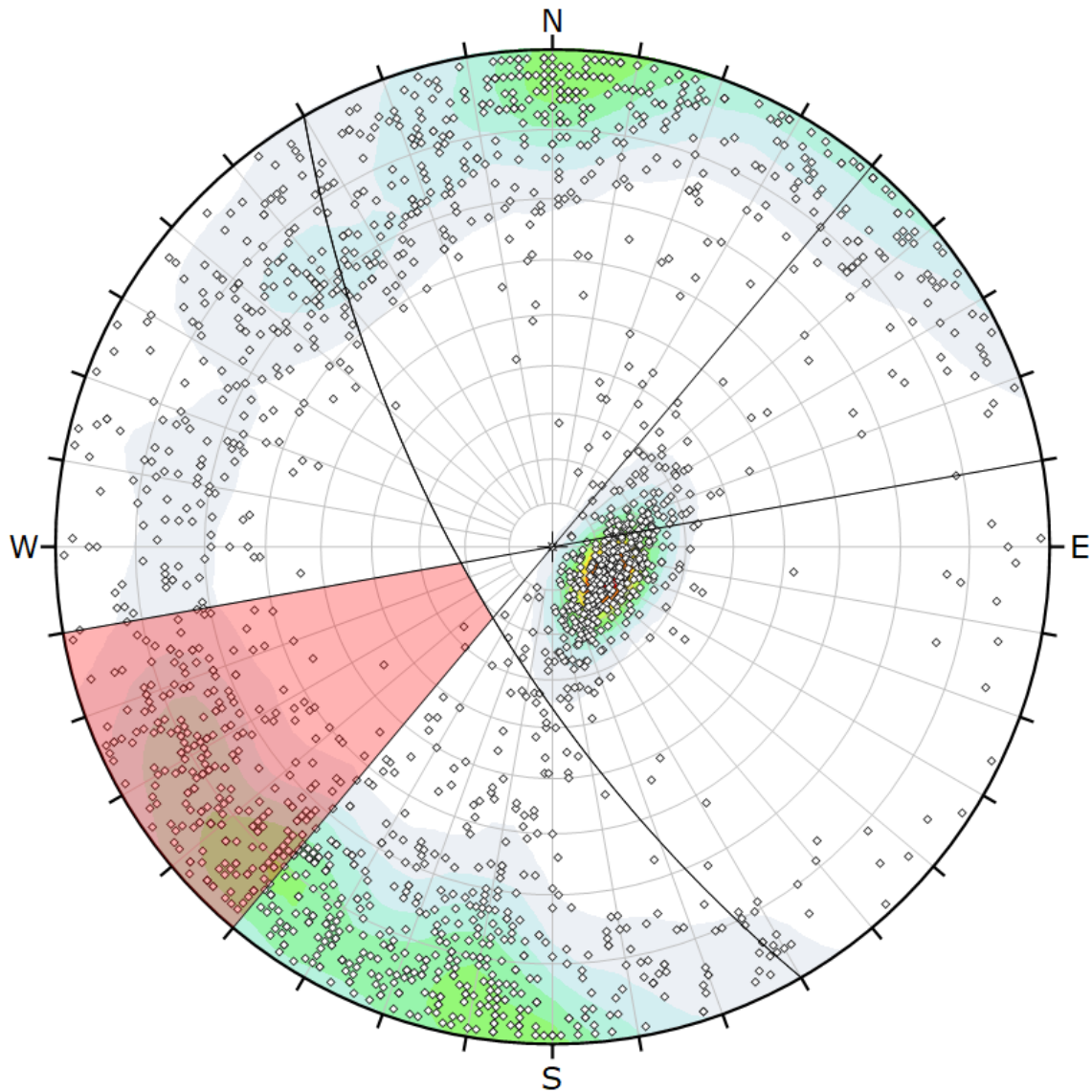
Kinematic Analysis	Planar Sliding		
Slope Dip	70		
Slope Dip Direction	240		
Friction Angle	0°		
Lateral Limits	20°		
	Critical	Total	%
Planar Sliding (All)	96	1910	5.03%

Figura 6-24: Porcentaje de Polos Potencialmente Inestables ante mecanismo de falla planar



Kinematic Analysis	Wedge Sliding		
Slope Dip	70		
Slope Dip Direction	240		
Friction Angle	0°		
	Critical	Total	%
Wedge Sliding	740098	1822852	40.60%

Figura 6-25: Porcentaje de Polos Potencialmente Inestable ante mecanismo de falla en cuña



Kinematic Analysis	Flexural Toppling		
Slope Dip	70		
Slope Dip Direction	240		
Friction Angle	0°		
Lateral Limits	20°		
	Critical	Total	%
Flexural Toppling (All)	274	1910	14.35%

Figura 6-26: Porcentaje de Polos Potencialmente Inestables ante mecanismo de falla por volteo

Tabla 6-10: Cuantificación mecanismos de inestabilidad

Mecanismo	PPI [%]	Pf [%]	Afectación [%]
Falla planar	5.03	0.76	4
Falla en cuña	40.60	0.64	26
Volteo	14.35	0.59	9

PPI: Polos Potencialmente Inestables. Pf: Probabilidad de falla

6.6.3 Factores detonantes e historial de caídas

El siguiente paso consiste en evaluar los factores detonantes y el historial de caída de rocas dentro de la mina. Se tuvo en cuenta la información de la estación pluviométrica más cercana y se determinó un valor de 64mm como precipitación máxima en 24h para un periodo de retorno de 50 años. Por otro lado, se tiene en cuenta la carga específica de la voladura utilizada en la explotación de la mina, las condiciones de agua y meteorización de los taludes y el historial de caída de rocas dentro de la cantera (algunas caídas, pero sin accidentes) para determinar la frecuencia anual esperada de ocurrencia de eventos de caída de rocas, de acuerdo con la Ecuación (5-5). La Figura 6-27 muestra los factores de peso y el cálculo de esta frecuencia.

Como resultado se obtuvo un valor de 0.046 caídas de roca al año, lo cual es bastante bajo y obedece principalmente a las condiciones geológicas y geotécnicas de los taludes de la cantera y al método y dirección de la explotación, los mayores valores en la ponderación de la frecuencia se deben a los factores de predisposición y a la cuantificación de los mecanismos de inestabilidad. De acuerdo con Falanésca et al., (2010) en canteras de Italia se han obtenido valores de 0.032 y de 0.263 eventos de caída de roca al año, por lo que el valor obtenido se encuentra dentro de los rangos reportados en la literatura y depende principalmente de las condiciones de los taludes de la cantera.

FRECUENCIA ANUAL ESPERADA DE OCURRENCIA DE EVENTOS DE CAÍDAS DE ROCA														
A	FACTORES DE PREDISPOSICIÓN													
	Número de familia de discontinuidades (a)		Continuidad promedio de la discontinuidad (b)		Número de fallas (c)		Daño observado por exceso de voladura (d)		Limpieza de banco y bermas (e)		Bloques en los taludes (f)		Altura del talud (g)	
	3	3	1-3 m	0,8	2	1,5	Ligero	1	Infrecuente	1	Muchos	8,5	50m	0,8
$A = \frac{((ab) + c + d + e + f)}{2}g$							5,76			0 < A < 10				
B	CUANTIFICACIÓN DE MECANISMOS DE INESTABILIDAD													
	Tipo de mecanismo (observado o estimado)						Área afectada del talud (%) ai							
	SIMPLE	f*	COMPLEJO	f*	EVOLUTIVO	f*	I	3,82	IV		VI		VIII	
	Falla planar I	1	Escalonamiento IV	1,1	Volteo VII	1,4	II	25,98	V		VII		IX	
	Falla en cuña II	1	Muchos bloques V	1,1	Volteo flexural VIII	1,4	III	14,35	$B = 10 \left\{ 1 - \prod_{i=1}^n \left(1 - \frac{B^*}{100} \right) \right\}$					B =
Falla circular III	1	Bloques libres VI	1,1	Inestabilidad en la base IX	1,4									
$B^* = a_i f^*$			0 < B < 10											
C	FACTORES DETONANTES													
	Max. 24 h Lluvia para un periodo de retorno de 50 años (a)			Promedio de días 0°C libres de nieve (b)			Agua en el talud (c)		Meteorización/erosión (d)		Vibración por voladura (carga específica) [g/m3] (e)			
	50-80 mm	0,5	> 300	0,1	Mojado	0,3	Meteorizado	0,3	250-400	0,5				
$C = a + b + c + d + e$						C =		1,7		0 < C < 10				
F	HISTORIAL DE CAÍDAS DE ROCA													
	Algunas caídas de rocas (no hay accidentes)						1,2							
FRECUENCIA ANUAL ESPERADA DE OCURRENCIA DE EVENTOS DE CAÍDAS DE ROCA						$FA_0 = \frac{(ABC)}{1000} F \left[\frac{\text{caídas de roca}}{\text{año}} \right]$						0,046		

Figura 6-27: Cálculo de la frecuencia anual de caída de rocas mediante la metodología "Quarri"

6.6.4 Simulación de trayectorias, factores de exposición y riesgo

Una vez determinada la frecuencia de ocurrencia de caída de rocas, se efectúa la simulación de trayectoria de bloques sobre un perfil característico de la cantera, con el fin de determinar los valores de P1, P2, X1 y X2 para obtener la frecuencia de accidentes en las bermas y en el patio. Por otra parte, se determina el volumen del bloque simulado y la energía cinética desarrollada, para establecer una probabilidad de daño ED. En este caso la energía cinética desarrollada por los bloques resulta muy alta y el impacto con un trabajador resultaría fatal. Por lo anterior, se determina un valor de ED de 7500 días de trabajo perdidos, de acuerdo con la metodología. Los factores de exposición (FC) se calculan teniendo en cuenta los horarios de trabajo dentro de la mina. Finalmente, se obtiene el riesgo utilizando la matriz de la Figura 5-8. A continuación, se presenta el desarrollo descrito anteriormente (Figuras 6-27 y 6-28).

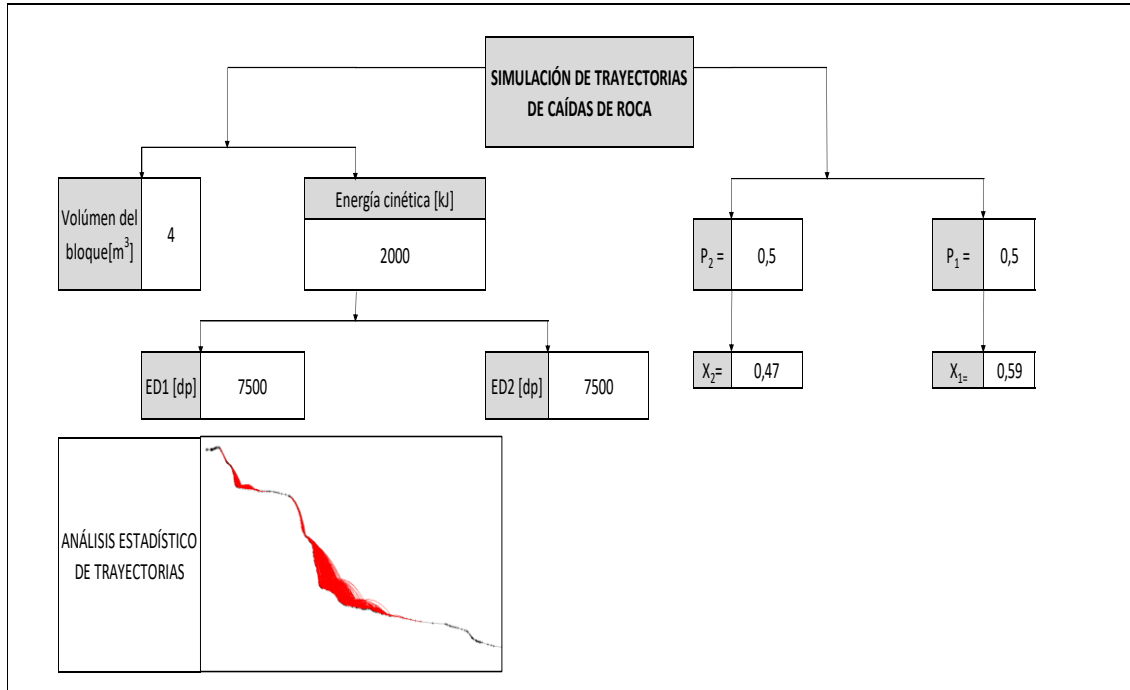


Figura 6-28: Simulación de trayectorias metodología "Quarri"

Fc	FACTOR DE EXPOSICIÓN			
	Tiempo empleado en el patio de la cantera por los trabajadores días/años [%] (FC1)	Tiempo empleado en la bermas de la cantera por los trabajadores días/años [%] (FC2)	Tiempo empleado en el patio de la cantera por la maquinaria días/años [%] (FC3)	Tiempo empleado en las bermas de la cantera por la maquinaria días/años [%] (FC4)
	15	13	16	14
FA_1 = frecuencia anual esperada de ocurrencia de un accidente debido a la caída de rocas en las bermas = $FA_0 \cdot P_1 \cdot X_1$			0,0135	
FA_2 = frecuencia anual esperada de ocurrencia de un accidente debido a la caída de rocas en el patio = $FA_0 \cdot P_2 \cdot X_2$			0,0108	
PD_1 = Probabilidad de daño a los trabajadores en las bermas = $ED_1 \cdot FC_1 \cdot n_1$			975	
PD_2 = Probabilidad de daño a los trabajadores en el patio de la cantera = $ED_2 \cdot FC_2 \cdot n_2$			1125	
PD_3 = Probabilidad de daño a los trabajadores en maquinaria en las bermas de la cantera = $ED_2 \cdot FC_3 \cdot n_3$			1050	
PD_4 = Probabilidad de daño a los trabajadores en maquinaria en el patio de la cantera = $ED_2 \cdot FC_4 \cdot n_4$			1200	
$QuaRRi_1$ = Riesgo de los trabajadores en las bermas ante caída de rocas = $FA_1 \cdot PD_1$			13	
$QuaRRi_2$ = Riesgo de los trabajadores en el patio ante caída de rocas = $FA_2 \cdot PD_2$			11	
$QuaRRi_3$ = Riesgo de los trabajadores en maquinaria en las bermas ante caída de rocas = $FA_3 \cdot PD_3$			14	
$QuaRRi_4$ = Riesgo de los trabajadores en maquinaria en el patio ante caída de rocas = $FA_4 \cdot PD_4$			13	

	6	12	18	24	30	36
> 0,010	5	10	15	20	25	30
0,00250	4	8	12	16	20	24
0,00100	3	6	9	12	15	18
0,00025	2	4	6	8	10	12
0,00010	1	2	3	4	5	6
0						
	750	1125	2250	3750	6000	7500

Riesgo > 16	Las acciones correctivas no se pueden postergar: Residido de la cantera, medidas de protección (Cercas, reforzar el terreno de terraplén, mallas, diques)
6 < Riesgo < 15	Se deben planear medidas correctivas con rapidez: corregir el plan de explotación (mejorar las bermas y bancos, limpieza, control de la técnica de voladura)
2 < Riesgo < 5	Se deben planear medidas correctivas para corto y medio plazo (mejorar las bermas y bancos, limpieza, control de la técnica de voladura)
Riesgo = 1	La acción de mejoramiento se evaluará en la etapa de planificación: Diseñar correctamente las medidas de protección y prevención

Figura 6-29: Factor de exposición y riesgo mediante metodología "Quarri"

Con base en los resultados de la metodología semicuantitativa, se obtiene que el riesgo sobre los trabajadores en las distintas zonas de la mina tomada como caso de estudio, varía entre 11 y 14, lo que representa un riesgo intermedio. Según la metodología, se recomiendan acciones de mejora en la limpieza de bermas y bancos de explotación y en el control técnico de voladuras. A continuación se aplica un procedimiento cuantitativo para evaluar el riesgo, con el cual se obtiene una aproximación distinta a la aplicada en este numeral.

6.7 Metodología cuantitativa

Para llevar a cabo el análisis cuantitativo del riesgo ante caída de rocas expuesto en el Capítulo 5.4, es necesario construir la ecuación de magnitud-frecuencia tal y como se propuso en el Capítulo 5.3. Como se mencionó, el programa de computador SIROMODEL permite realizar un análisis de estabilidad a los bloques generados mediante redes discretas de fracturamiento (Figura 6-12) obteniendo su respectivo factor de seguridad. Con el fin de obtener el parámetro b de la Ecuación (3-14), se filtraron los volúmenes de los bloques con un factor de seguridad igual o menor a 1.0 (Figura 6-30). Posteriormente, se construyó la Figura 6-31 donde se ajustó una ley de potencias considerando los volúmenes de bloque mayores a $6 \times 10^{-2} \text{ m}^3$, por considerarlos de mayor amenaza para los trabajadores o la maquinaria de la mina. Como resultado se obtuvo un parámetro b igual a 0.72 (Figura 6-31).

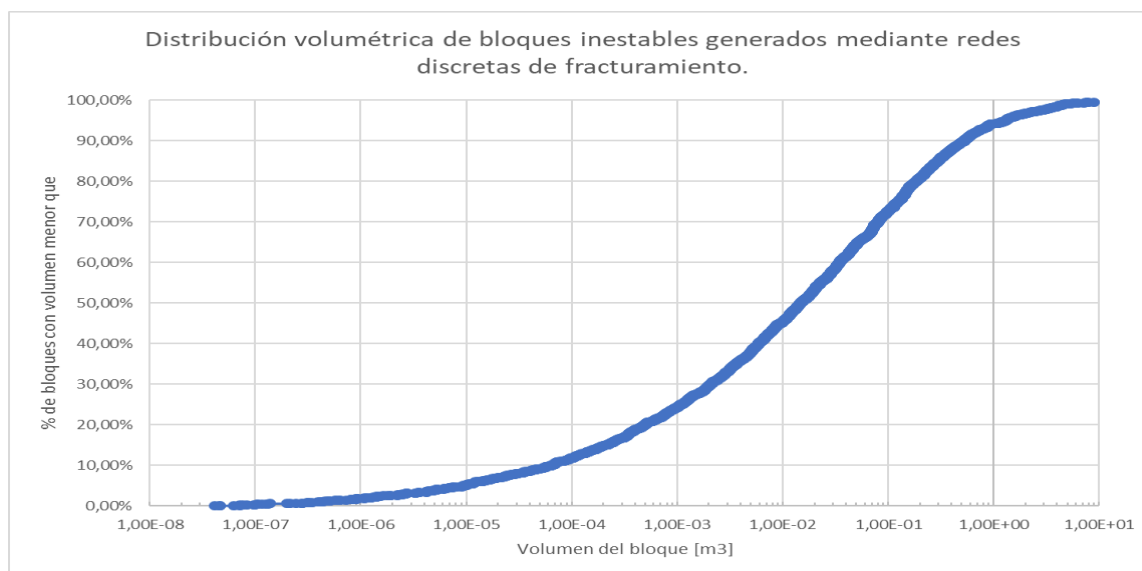


Figura 6-30: Distribución volumétrica de bloques inestables

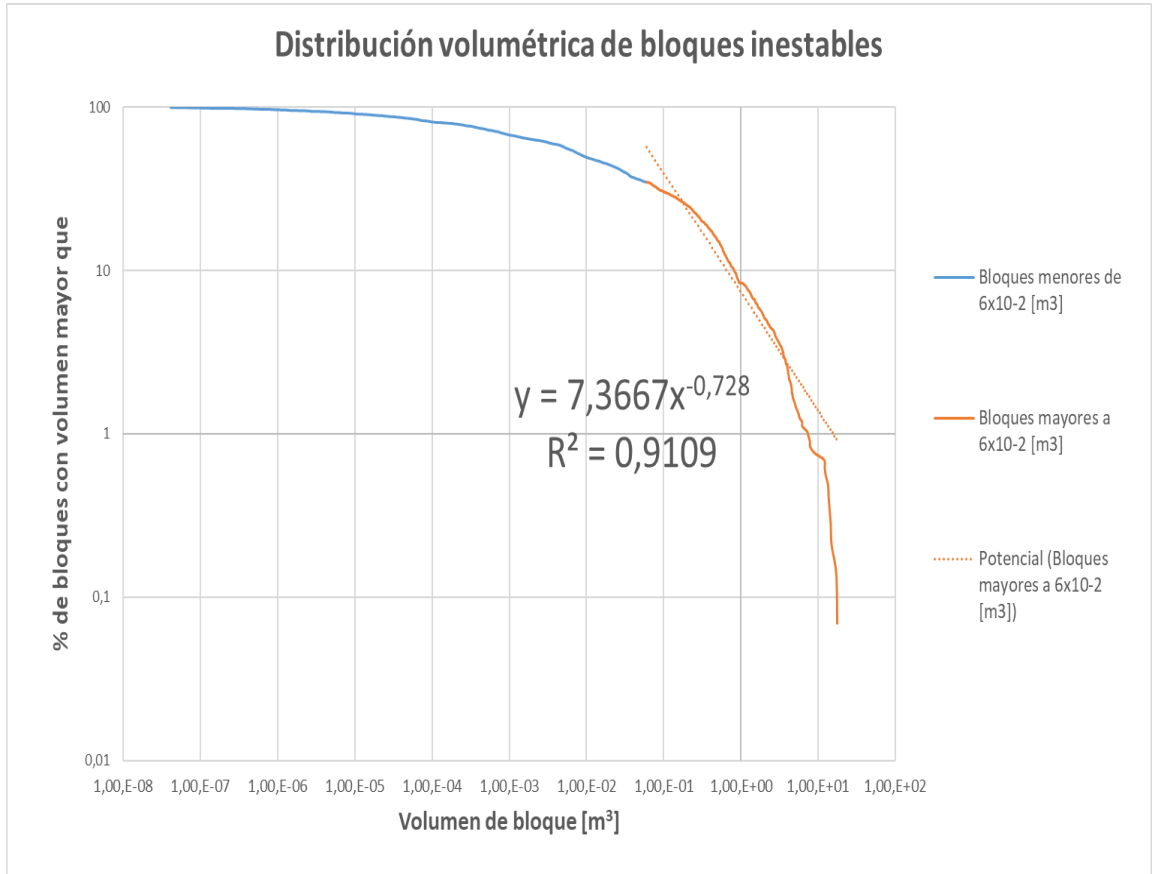


Figura 6-31: Ley de potencias para obtener el parámetro b de la ecuación magnitud-frecuencia

Por otra parte, para calcular el parámetro a de la Ecuación (3-14) correspondiente a la ley de magnitud-frecuencia se utilizó la simulación de redes discretas de fracturamiento. Como ya se mencionó, la herramienta “Push back” de SIROMODEL permite la simulación en el avance del frente de excavación; para ello se simuló un avance de 15 metros en el talud de la Figura (3-13) el cual tiene un área de $40 \times 15 \text{ m}^2$. El software determina la nueva cara expuesta del talud y realiza nuevamente la modelación de bloques y el análisis de estabilidad mediante equilibrio límite. Esta vez, se determinaron 31 bloques inestables con volumen superior a 1 m^3 . Asumiendo un tiempo de excavación de 4 años, el parámetro a se puede calcular mediante la Ecuación (6-2).

$$a = \frac{31 \text{ eventos}}{40\text{m} \cdot 15\text{m} \cdot 4 \text{ años}} = 0.0129 \frac{\text{caídas}}{\text{año} \cdot \text{m}^2} \tag{6-2}$$

Teniendo en cuenta los valores obtenidos se construye la ecuación de magnitud-frecuencia para los taludes de la mina (Ecuación 6-3). Cabe resaltar la necesidad de escalar la ecuación de magnitud-frecuencia multiplicando el valor del parámetro a por el área expuesta real de los taludes de la cantera (300mx30m)

$$f = 0.0129 \cdot V^{-0.728} \quad (6-3)$$

Para continuar con el análisis cuantitativo del riesgo, se obtiene la probabilidad espacial $P(S:A)$ mediante la simulación de la trayectoria de los bloques presentados en la Tabla 6-7. Se calculó la relación entre la distancia recorrida por cada tipo de bloque y el ancho de la zona de ubicación de los trabajadores y la maquinaria. Por otra parte, la probabilidad temporal $P(T:S)$ se calcula haciendo uso de la Ecuación (5-13), considerando la información recolectada, el tránsito diario se establece como 160 vehículos, con un promedio de longitud de los vehículos que circulan la cantera de 7.5m y una velocidad promedio de circulación de 30km/h. Con esta información se obtuvo un valor de 1.67×10^{-3} como probabilidad temporal de que un vehículo pase por el área afectada en el momento de la caída. Posteriormente, considerando las características de la maquinaria y las dimensiones de los bloques seleccionados se adoptaron valores de vulnerabilidad. La Tabla 6-10 resume los valores de probabilidad obtenidos para cada tamaño de bloque.

Tabla 6-11: Parámetros para el análisis probabilístico del riesgo

Volumen [m3]	Fa	P(S:A)	P(T:S)	V
2	70.39	0.68	1.67 E-03	0.6
4	42.67	0.43	1.67 E-03	0.8
20	13.35	0.19	1.67 E-03	1

Teniendo en cuenta los valores de la Tabla 6-11 y las Ecuaciones 5-12 y 5-14 a 5-17 se calcula el riesgo y sus consecuencias, estas considerando un costo promedio de los vehículos de la mina de COP\$800.000.000. La Tabla 6-12 presenta los resultados de estos análisis.

Tabla 6-12: Resultados análisis cuantitativo del riesgo ante caída de rocas

Volumen [m3]	R	N	RC	Timp	Tdest
2	0.0479	7.98 E-02	\$38.292.160	12.54	20.89
4	0.0245	3.06 E-02	\$19.571.307	32.70	40.88
20	0,0042	4.23 E-03	\$3.382.000	236.55	236.55

Finalmente, sumando los resultados obtenidos para cada magnitud de bloque se obtiene: el riesgo anual esperado total, el número anual esperado de vehículos impactados, el costo anual esperado de reparación y los periodos de retorno para que un vehículo sea impactado o destruido (Tabla 6-13).

Tabla 6-13: Resultados totales de riesgo y consecuencias de la caída de rocas mediante análisis cuantitativo

Riesgo total anual R_t	0.0766
Número total esperado de vehículos impactados N_t [vehículos/año]	0.11
Costo esperado anual de reparación RC_t [COP\$]	61.245.467
Periodo de retorno para que 1 vehículo sea impactado [años]	8.73
Periodo de retorno para que 1 vehículo sea destruido T_{dest} [años]	13.06

Los valores obtenidos mediante el análisis cuantitativo del riesgo, utilizando la ecuación de magnitud-frecuencia construida a partir de la simulación de redes discretas de fracturamiento, son bastante satisfactorios y coinciden con la información suministrada por los encargados de la cantera, los cuales reportan un único evento en el tiempo que lleva operando la mina. Este hecho es reflejo de las buenas prácticas que se llevan a cabo dentro de la cantera para cumplir con las exigencias de las entidades que controlan estas actividades. Sin embargo, el análisis muestra la importancia de estudiar este tipo de eventos y sus posibles consecuencias dentro de cualquier talud de roca pues brinda un estudio probabilista del riesgo ante la caída de bloques.

7. Análisis de resultados

Las Figuras 6-14 a 6-17 y 6-20 a 6-23 presentan mapas de amenaza de dos diferentes épocas, 2015 y 2018 respectivamente. De las figuras se puede apreciar la distribución de los parámetros cinemáticos más relevantes en la caída de bloques, también, es posible identificar las zonas de mayor peligrosidad dentro de la mina y contrastar esta información con la ubicación y distribución de los elementos vulnerables para obtener un primer acercamiento del riesgo dentro de la zona de estudio. Además, es posible comparar las condiciones de amenaza para las diferentes épocas y ver como se ha transformado la amenaza ante caída de bloques a medida que avanza la explotación de los taludes de la mina.

En cuanto a la metodología “QuaRRi” esta permitió calcular una frecuencia anual de caídas de roca igual a 0.046, una frecuencia anual esperada de accidentes de 0.013 y una probabilidad de daño de 1200 días perdidos por causa de la caída de rocas. Lo anterior se traduce en un nivel de riesgo intermedio y la metodología sugiere planear medidas correctivas con rapidez. Así mismo, esta metodología tiene en cuenta diferentes análisis cuantitativos como el cálculo de los mecanismos de inestabilidad, el análisis de lluvia y los periodos de exposición de la maquinaria y los trabajadores.

Considerando los resultados de la simulación de redes discretas de fracturamiento se logró construir una ecuación magnitud-frecuencia (Ecuación 6-3), sin la necesidad de un inventario de caída de rocas. En este caso, se obtuvo un valor de 0.0129 para el parámetro b de la ecuación y mediante la simulación del avance en la excavación se calculó un valor de 0.0129 caídas/(año·m²) para los taludes de la cantera.

Teniendo en cuenta los resultados de la aplicación de la metodología cuantitativa para determinar el riesgo ante la caída de bloques y sus consecuencias (Tabla 6-13), se calculó una probabilidad anual (riesgo) de 7.66% para que un vehículo se vea afectado por la caída de bloques dentro de la mina. Así mismo, se obtuvo un número anual de vehículos impactados de 0.11 y periodos de retorno de 8.73 y 13.06 años para que un vehículo sea impactado o destruido respectivamente. Estos daños se traducen en un costo esperado anual de reparaciones cercano a los COP \$61.000.000.

8. Conclusiones y recomendaciones

8.1 Conclusiones

Utilizando la información generada mediante el procesamiento de imágenes digitales tanto de vehículos aéreos no tripulados como de fotogrametría digital de corto alcance y la simulación numérica de redes discretas de fracturamiento y trayectoria de bloques de roca, se formula un procedimiento bastante útil para determinar el riesgo ante caída de bloques en taludes de roca.

Este procedimiento considera las variables más importantes para la determinación de la amenaza, vulnerabilidad y riesgo ante este tipo de eventos de inestabilidad geotécnica. Además, permite la evaluación de diferentes metodologías, las cuales aportan resultados y perspectivas distintas del riesgo cada vez más detalladas, empezando por la construcción de mapas de amenaza ante caída de rocas los cuales permite identificar las zonas de mayor peligrosidad y contrastarlas con la ubicación de los elementos expuestos. Sin embargo, se deben realizar esfuerzos para determinar adecuadamente los parámetros de entrada como los coeficientes de restitución, los puntos de desprendimiento y la velocidad inicial, ya que los resultados de la simulación de trayectoria de bloques de roca son muy sensibles a estos.

Los resultados de la evaluación semicuantitativa "Quarri" (Figura 6-29) arrojan un nivel de riesgo intermedio, lo anterior sugiere la implementación de algunas medidas correctivas en el plan de explotación de la cantera, como mejorar las bermas y bancos de los taludes para el caso en que ocurran caída de bloques de roca, estos pierdan energía y disminuya su amenaza, otras recomendaciones son la limpieza regular de los bloques en los taludes y el control en la técnica de voladura implementada. Esta metodología demuestra su gran aplicabilidad a taludes mineros, considerando diversos aspectos y factores tanto del

macizo rocoso como de los elementos expuestos y las condiciones ambientales de la zona de estudio. Esta metodología permitió calcular una frecuencia anual de caídas de roca igual a 0.046 y una probabilidad de daño de 1200 días perdidos.

Por otra parte, se utilizaron ecuaciones de magnitud-frecuencia sin la necesidad de contar con inventarios de caída de rocas, haciendo uso de la simulación de redes discretas de fracturamiento. Estas ecuaciones resultaron útiles para evaluar el riesgo ante la caída de bloques.

El parámetro b (Ecuación 6-3) obedece a las condiciones geológicas y geotécnicas del macizo rocoso analizado y se obtiene mediante el ajuste de una ley de potencias a la distribución volumétrica de bloques inestables. Mientras tanto, se propone obtener el parámetro a simulando el avance en la excavación, se considera el número de bloques inestables con volumen mayor a 1m^3 que aparecen con el avance en la excavación. Al normalizar el valor del parámetro por el área del talud simulado en la construcción de redes de fracturamiento, la aplicabilidad de la ecuación construida se puede escalar a un análisis total del macizo.

La determinación del riesgo se realizó utilizando la frecuencia obtenida mediante la ecuación generada, considerando tres diferentes tamaños de bloques, los cuales fueron establecidos a partir de la información levantada mediante fotogrametría digital de corto alcance.

El uso de tecnologías no convencionales como las aeronaves no tripuladas y la fotogrametría digital de corto alcance representa un avance en el modo de adquisición de información para estudios geotécnicos. También, son una herramienta lo suficientemente precisa para realizar estudios de análisis de riesgo a escala local, como los ejecutados en este trabajo final de maestría. La precisión obtenida en los modelos tridimensionales generados mediante estas herramientas alcanza niveles de detalle del orden de los centímetros, lo cual permite una representación más realista y completa de las condiciones topográficas y estructurales de los macizos rocosos analizados.

Finalmente, resultaron ser herramientas que optimizan la adquisición de información en cuanto a tiempo requerido y cantidad de datos obtenidos, a un bajo costo y de una manera

fácil de ejecutar, reduciendo la exposición del personal que realiza la toma de datos en campo.

Las redes discretas de fracturamiento son una herramienta útil para describir y simular la estructura de los macizos rocosos y sus resultados dependen de la calidad de la información levanta acerca de las discontinuidades del macizo. Por esta razón, el uso de fotogrametría digital de corto alcance permite mejorar la predicción del fracturamiento al generar bases de datos más robustas y reproducibles

El modelo formulado en este trabajo permite analizar el riesgo ante caída de bloques de roca en taludes mineros para la toma de decisiones técnicas y operativas por parte de los encargados de este tipo de proyectos. La repetitividad y facilidad de ejecución de este modelo permite realizar diferentes análisis, determinando la evolución del riesgo a medida que se transforman las condiciones de los taludes, pudiendo realizar evaluaciones que consideren la ejecución de ajustes y cambios en las condiciones tanto de los taludes como de la operación y funcionamiento de la mina. Esta es, sin duda la contribución más relevante de este trabajo Final de Maestría

8.2 Recomendaciones

Se recomienda que, en futuras investigaciones, se estudien y evalúen métodos para determinar algunos factores utilizados en el desarrollo de esta evaluación del riesgo, como los coeficientes de restitución, utilizados para la simulación de trayectoria de bloques. Las metodologías usuales de análisis de caídas de bloques de roca ignoran la forma de los bloques de roca. Basson (2012) planteó una metodología que permite tener en cuenta la forma de los bloques de roca. Investigaciones futuras pueden considerar esta variable. Además, se puede profundizar en la determinación de la vulnerabilidad de los elementos expuestos, considerando los valores de energía cinética, velocidad y altura de rebote calculados en este trabajo, y las características físicas de los elementos expuestos (resistencia máxima).

Por otra parte, la información levantada mediante fotogrametría digital de corto alcance corresponde únicamente a la cara expuesta del talud, y por ende, las longitudes de las

discontinuidades muestreadas no pueden seguirse en profundidad. Lo anterior, aunque es un problema tanto para este tipo de tecnología como para los métodos convencionales (levantamiento con brújula), podría ser estudiado considerando el avance en la explotación de los taludes, determinando la forma en que avanzan las discontinuidades en profundidad si se realizan levantamientos antes y después del avance.

Finalmente, se recomienda estudiar y profundizar en la posibilidad de generar mapas automáticamente, utilizando los resultados tanto de la metodología semicuantitativa como de la metodología cuantitativa, con el fin de obtener distribuciones espaciales del riesgo calculado.

Bibliografía

3GSM. (2010). ShapeMetriX3D imaging for measuring and assessing. User manual version 3.5.

Agisoft. (2018). Agisoft PhotoScan User Manual Professional Edition, Version 1.4. Disponible en: https://www.agisoft.com/pdf/photoscan-pro_1_4_en.pdf.

Agliardi, F., Crosta, G. B., Frattini, P. (2009). Integrating rockfall risk assessment and countermeasure design by 3D modelling techniques. Nat. Hazards Earth Syst. Sci. vol 9. Pp 1059-1073.

Alejano, L., Stockhausen, H., Alonso, E., Bastante, F., Ramíre, P. (2008). ROFRAQ: A statistics-based empirical method for assessing accident risk from rockfalls in quarries. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. v. 45 (n. 8); pp. 1252-1272. ISSN 1365-1609, DOI:<https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2008.01.003>.

Alexander, D., (2002). Principles of Emergency Planning and Management. Harpendon Terra Publishing ISBN 1 093544 10 6.

Alexander, E. (2005). Vulnerability to landslides. In: Glade, T., Anderson, M. Landslide Hazard and Risk. John Wiley & Sons, Ltd. ISBN: 0-471-48663-9.

Azimi, C., Desvarreux, P., Giraud, A., Martin-Cocher, J. (1982). Méthode de calcul de la dynamique des chutes de bloc – Application à l'étude du versant de la montagne de La Pale (Vercors). Bulletin de Liaison des Laboratoires des Ponts et chaussées. Vol 122. Pp 93-102.

Azzoni, A., La Barbera, G., Zaninetti, A. (1995). Analysis and prediction of rock falls using a mathematical model. Int. J. Rock Mech. Min. vol 32. pp 709-724.

Basson, F. R. P. (2012). Rigid body dynamics for rock fall trajectory simulation. American Rock Mechanics Association. 12-267.

Bonilla-Sierra, V., Scholtès, Donzé, F. V., Elmoultie, M. K. (2015). Rock slope stability analysis using photogrammetric data and DFN-DEM modelling. *Acta Geotechnica*. DOI 10.1007/s11440-015-0374-z.

Bourrier, F., Dorren, L., Nicot, F., Berger, F., Darve, F. (2009). Towards objective rockfall trajectory simulation using a stochastic modeling of a spherical rock bouncing on a coarse soil. *Nat. Hazards. Earth Syst. Sci.* vol 9. pp 831-846.

Bozzolo, D. & Pamini, R. (1986). Simulation of rock falls down a valley side. *Acta Mech.* Vol 63. 113-130.

Brabb, E. (1984). Innovative approaches to landslide hazard mapping. In: *Proceedings 4th international symposium on landslides, Toronto, vol 1*, pp 307-324.

Chacón, J., Irigaray, C., Fernández, T., El Hamdouni, R. (2006). Engineering geology maps: landslides and geographical information systems. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*. Vol 65(4). Pp 341–411. DOI 10.1007/s10064-006-0064-z.

Chau, K. T., Wong, R. H. C., Lui, J., Lee, C. F. (2003). Rockfall Hazard Analysis for Hong Kong Bases on Rockfall Inventory. *Austria. Rock Mech. Rock Engng.* (2003) 36 (5), 383–408. DOI 10.1007/s00603-002-0035-z.

Christen, M., Barlett, P., Gruber, U. (2007). RAMMS – a modelling system for snow avalanches, debris flows and rockfalls based on IDL. *PFG Photogrammetrie – Fernerkundung – Geoinformation*. Vol 4. Pp 289-292.

Corominas, J., Copons, R., Moya, J., Vilaplana, J., Altimir, J., Amigó, J. (2005). Quantitative assessment of the residual risk in a rockfall protected area. *Landslides*. vol 2. pp 343-357. DOI: 10.1007/s10346-005-0022-z.

Corominas, J., Moya, J. (2008). A review of assessing landslide frequency for hazard zoning purposes. *Engineering Geology* 102. pp 193-213.

Crosta, G. & Agliardi, F., (2003a). High resolution three-dimensional numerical modelling of rockfalls. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 40:455-471. DOI: 10.1016/S1365-1609(03)00021-2.5.

Crosta, G. B. & Agliardi, F. (2003b). A new methodology for physically based rockfall hazard assessment. *Natural Hazards and Earth system Sciences*, 3, 407-422.

Crosta, G., Agliardi, F., Frattini, P., Imposato, S. (2004). A threedimensional hybrid numerical model for rockfall simulation. *Geophys. Res. Abstr.* 6.

Cruden, D. & Varnes, D. (1996). Landslides types and processes. En Turner, A. & Schuster, R. Landslides: Investigation and Mitigation. Transportation Research Board, Special Report 247, National Research Council, National Academy Press, Washington DC, 36-75.

CSIRO. (2019). Siromodel User Manual. Disponible en: <http://www.csiro.au/3dvision/Siromodel/e-Manuals/OPSMMain.htm>.

Cundall, P. (1971). A computer model for simulating progressive, large-scale movements in blocky rock systems. In: Symp. Int. Soc. Rock Mech. Vol 1. Paper No. II-8. Nancy. Francia.

Dadashzadeh, N, Duzgun, H. S. B., Yesiloglu-Gultekin, N., Bilgin, A. (2014). Comparison of Lumped Mass and Rigid Body Rockfall Simulation Models for the Mardin Castle, Turkey. American Rock Mechanics Association. 48th Geomechanics Symposium. USA.

Dai, F. & Lee, C. (2001). Terrain-based mapping of landslides susceptibility using a geographical information system: a case of study. Canadian Geotechnical Journal 38, 911-923.

Dai, F., Lee, C., Ngai, Y., (2002). Landslide risk assessment and management: an overview. Engineering Geology. Vol. 64, pp. 65-87. [https://doi.org/10.1016/S0013-7952\(01\)00093-X](https://doi.org/10.1016/S0013-7952(01)00093-X).

Das, I., Kumar, G., Stein, A., Bagchi, A., Dadhwal, V., (2011). Stochastic landslide vulnerability modeling in space and time in a part of the northern Himalayas, India. Environmental monitoring and assessment. Vol. 178. pp. 25-37. DOI: 10.1007/s10661-010-1668-0.

Descoedres, F. & Zimmermann, T. (1987). Three-dimensional dynamic calculation of rockfalls. In: Sixth International Congress on Rock Mechanics. pp 337-342. International Society of Rock Mechanics. Montreal. Canada.

Dimnet, E. (2002). Mouvement et collisions de solides rigides ou déformables. Ph.D. thesis. Ecole Nationale des Ponts et Chaussées. Francia.

Domènech, G. (2015). Assessment of the magnitude-frequency relationship of landslides and rockfalls: Application to hazard mapping. Universitat Politècnica de Catalunya.

Dorren, L. & Seijmonsbergem, A. (2003). Comparison of three GIS-based models for predicting rockfall runout zones at a regional scale. Geomorphology. Vol 56. Pp 49-64.

Dorren, L. K. A., Berger, F., Putters, U. S. (2006). Real-size experiments and 3-D simulation of rockfall on forested and nonforested slopes. *Nat. Hazards Earth Syst. Sci.* vol 6. pp 145-153.

Dorren, L. K. A., Maier, B., Putters, U. S., Seijmonsbergem, A. C., (2004). Combining field and modelling techniques to assess rockfall dynamics on a protection forest hillslope in the European Alps. *Geomorphology*. Vol 57. 151-167.

Dussauge, C., Grasso, J.R., Helmstetter, A. (2003). Statistical analysis of rockfall volume distributions: Implications for rockfall dynamics. *Journal of Geophysical Research*. vol 108. DOI: 10.1029/2001JB000650.

Elmo, D., & Stead, D. (2009). An Integrated Numerical Modelling–Discrete Fracture Network Approach Applied to the Characterisation of Rock Mass Strength of Naturally Fractured Pillars. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 43(1), 3–19. doi:10.1007/s00603-009-0027-3.

Elmo, D., Rogers, S., Stead, D., Eberhardt, E. (2014). Discrete Fracture Network approach to characterize rock mass fragmentation and implications for geomechanical upscaling. *Mining Technology*. Vol 123. No 3. Pp 149- 161. DOI 10.1179/1743286314Y.0000000064.

Elmouttie, M., Poropat, G., & Krähenbühl, G. (2010). Polyhedral modelling of rock mass structure. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 47(4), 544–552. doi:10.1016/j.ijrmms.2010.03.002

Elmouttie, M. K., Poropat, G. V. (2011). A Method to Estimate In Situ Block size Distribution. *Rock Mech Rock Eng.* Vol 45. Pp 401-407. DOI: 10.1007/s00603-011-0175-0.

Elmouttie, M., Krähenbühl, G., Soliman, A. (2016). A new excavation analysis method for slope design using discrete fracture network based polyhedral modelling. *Computers a Geotechnics*. Vol 76. Pp 93-104.

Falanesca, M., Borio, L., Picchio, A., Peila, D. (2010). QuaRRi: a new methodology for rockfall risk analysis and management in quarry exploitation.

Falchetta, J. (1985). Un Nouveau modèle de calcul de trajectoires de blocs rocheux. *Revue Française de Géotechnique*. Vol 30. Pp 11-17.

Fell, R. (1994). Landslide risk assessment and acceptable risk. *Canadian Geotechnical Journal*. Vol. 31, pp. 261-272. DOI: <https://doi.org/10.1139/t94-0.31>.

Fell, R., Ho, K.K.S., Lacasse, S., Leroi, E. (2005). A framework for landslide risk assessment and management. En: Hungr, O., Fell, R., Couture, R., Eberhardt, E. *Landslide Risk Management*. Taylor & Francis Group, Londres. pp 27- 61. ISBN 04 1538 043 X.

Ferrari F., Giacomini A., Thoeni K. (2016). Qualitative Rockfall Hazard Assessment: A Comprehensive Review of Current Practices. *Rock Mech Rock Eng* (2016) 49:2865–2922. DOI 10.1007/s00603-016-0918-z.

Frattini, P., Crosta, G., Agliardi, F. (2012). Rockfall characterization and modeling. En: Clague, J. & Stead, D. *Landslides – Types, Mechanisms and Modeling*. ISBN 978-1-107-00206-7. Cambridge, UK.

Frattini, P., Crosta, G., Carrara, A., Agliardi, F. (2008). Assessment of rockfall susceptibility by integrating statistical and physically-based approaches. *Geomorphology*. Vol 94. Pp 419-437.

Gardner, J., (1970). Rockfall: a geomorphic process in high mountain terrain. *Albertan Geogr*; 6:15–20p., Univ Alberta, Edmonton, Canada.

Giordan, D., Maconi, A., Facello, A., Baldo, M., Dell’anese, F., Allasia, P., Dutto, F. (2015). Brief Communication: The use of an unmanned aerial vehicle in al rockfall emergency scenario. *Nat. Hazards Earth Syst. Sci.*, 15, 163-169, <https://doi.org/10.5194/nhess-15-163-2015>.

Glade, T., Anderson, M., (2005). *Landslide Hazard and Risk*. John Wiley & Sons, Ltd. ISBN: 0-471-48663-9.

Goodman, R. & Bray, J. (1976). *Toppling of Rock Slopes*, ASCE, Proc. Specialty Conf. on Rock Eng. For Foundations and Slopes, Boulder, CO, 2, 201-234.

Goodman, R. E. & Shi, G. (1985). *Block Theory and its Application to Rock Engineering*. Prentice-Hall. USA.

Guzzetti, F.; Reichenbach, P., Ghigi, S. (2004). Rockfall Hazard and Risk Assessment Along a transportation Corridor in the Nera Valley, Central Italy. *Environmental Management* Vol. 34, No. 2, pp. 191–208. DOI: 10.1007/s00267-003-0021-6.

Guzzetti, F. (2005). *Landslide hazard and risk assessment*, PhD thesis, University of Bonn, Alemania.

Guzzetti, F., Carrara, A., Cardinali, M., Reichenbach, P. (1999). Landslide hazard evaluation: a review of current techniques and their application in a multi-scale study, Central Italy.

Guzzetti, F., Crosta, G., Detti, R., Agliardi, F. (2002). STONE: a computer program for the three-dimensional simulation of rock-falls. *Computers & Geosciences*. vol 28. pp 1079-1093.

Guzzetti, F., Reichenbach, P., Wieczorek, G. F. (2003). Rockfall hazard and risk assessment in the Yosemite Valley, California, USA. *Natural Hazards and Earth System Sciences*. vol 3. pp 491-503.

Hamza, T., & Raghuvanshi, T. K., (2017). GIS based landslide hazard evaluation and zonation – A case from Jeldu District, Central Ethiopia. *Journal of King Saud University - Science*, 29(2), 151–165. doi:10.1016/j.jksus.2016.05.002.

Hantz, D. (2011). Quantitative assessment of diffuse rock fall hazard along a cliff foot. *Natural Hazards and Earth System Sciences, European Geosciences Union*. 11 (5). pp 1303-1309. 10.5194/nhess-11-1303-2011. Insu-00680398.

Hoek, E. & Bray, J. W. (1981). *Rock Slope Engineering*. Revised 3rd edition, the Institution of Mining and Metallurgy. Londres.

Hoek, E. & Bray, J. W. (1989). *Rock Slopes: Design, Excavation, Stabilization*. U.S. Department of Transportation. Federal Highway Administration.

Hoek, E. (2000). Analysis of rockfall hazards. En: Hoek, R. (ed) *Practical rock engineering*. pp 117-136. Canada.

Hoek, E., Bray, J., Boyd, J. (1973). The stability of a rock slope containing a wedge resting on two intersecting discontinuities. *Quart- J. Engng Geol.*, 6(1) 22-35.

Hungr, O. & Evans, S. (1988). Engineering evaluation of fragmental rockfall hazards. En: 5th International Symposium on Landslides. vol 1. pp 685-690. Suiza.

Hungr, O., Evans, S. G., Hazzard, J. (1999). Magnitude and frequency of rock falls and rock slides along the main transportation corridors of southwestern British Columbia. *Can Geotech J* 36(2):224-238.

Inerco Consultoría Colombia Ltda. (2018). Estudio de impacto ambiental para la modificación de la licencia ambiental del proyecto “cantera el Pedregal” contrato de concesión 15590.

Jaboyedoff, M., Dudt, J. P., Labiouse, V. (2005). An attempt to refine rockfall zoning based on kinetic energy, frequency and fragmentation degree. *Natural Hazards and Earth System Sciences*, vol 5, 621-632.

Jones, C. L., Higgins, J., Andrew, R. (2000). Colorado Rockfall Simulation Program Version 4.0. Tech. rep. Colorado Department of Transportation. Denver.

Kjellen, U. & Albrechtsen, E. (2017). *Prevention of Accidents and Unwanted Occurrences: Theory, Methods, and Tools in Safety Management*. Second Edition. CRC Press. ISBN 9781498736596 - CAT# K26493.

Kobayashi, Y., Harp, E.L. & Kagawa, T. (1990). Simulation of rock falls triggered by earthquakes. *T. Rock Mech. Rock Eng*, 23(1),1-20. DOI: <https://doi.org/10.1007/BF01020418>.

Krummenacher, B. & Keusen, H. (1996). Rockfall simulation and hazard mapping based on digital Terrain Modell (DTM). *European Geologist*. Vol 12. Pp 33-35.

Krummenacher, B., Schwab, S., Dolf, F. (2008). Assessment of natural hazards by three calculations of rockfall behaviour. En: Volkwein, A., Labiouse, V., Schellenberg, K. *Interdisciplinary Workshop on Rockfall Protection*. Pp 49-51. Swiss Fed. Research Inst. Suiza.

Ku, C. L. (2014). A 3-D Numerical Model for assessing Rockfall Hazard. *Disaster Advances*. Vol 7. Pp 73-77.

Labiouse, V., Abbruzzese, J. (2011). Rockfall Hazard Zoning for Land Use Planning. En: Lambert, S., Nicot, F. *Rockfall engineering*. John Wiley & Sons. ISBN 978-1-84821-256-5.

Labiouse, V., Heidenreich, B., Desvarreux, P., Viktorovitch, M., Guillemin, P., (2001). Études trajectographiques. En: Carere, K., Ratto, S., Zanolini, F. *Prévention des mouvements de versants et des instabilités de falaises*. Pp 155-210. Aosta. Italia.

Lambert, C., Thoeni, K., Giacomini, A., Casagrande, D., Sloan. S. (2012). Rockfall Hazard Analysis From Discrete Fracture Network Modelling with Finite Persistence Discontinuities. DOI: 10.1007/s00603-012-0250-1.

Lan, H., Matin, D., Lim, C. (2007). RockFall analyst: A GIS extension for three-dimensional and spatially distributed rockfall hazards modeling- *Comput Geosci*. Vol 33. Pp 262-279.

Le Hir, C., Dimnet, E., Berger, F. (2006). Étude de la trajectographie des chutes de blocs en forêts de montagne. Bull. LAB. Ponts Chaussées. 263/264. Pp 85-101.

Lee, E. & Jones, D. (2004). Landslides risk assessment. Thomas Telford Limited. ISBN: 0 7277 3171 8. London.

Lei, Q., Latham, J. P., Tsang, C. F. (2017). The use of discrete fracture networks for modelling coupled geomechanical and hydrological behaviour of fractured rocks. Computers and Geotechnics. Vol 85. Pp 151-176. DOI 10.1016/j.compgeo.2016.12.024.

Lo, C. M., Li, M. L., Lee, W. C. (2008). Talus Deposition Pattern of Rockfall through Mechanical Model and Remote Sensing technology. Geophysical Research Abstracts. Vol. 10. 5th EGU General Assembly.

Lu, J. (2002). Systematic identification of polyhedral rock blocks with arbitrary joints and faults. Computers and Geotechnics, 29(1), 49–72. doi:10.1016/s0266-352x(01)00018-0

Luckman, B. H. (1976). Rockfalls and rockfall inventory data: some observations from surprise valley, Jasper National Park, Canada. Earth Surface Processes. vol. 1. pp 287-298.

Malamud, B., Turcotte, D., Guzzetti, F., Reichenbach, P., (2004). Landslide Inventories and their Statistical Properties. Earth Surface Processes and Landforms Earth Surf. Process. Landforms 29, pp. 687–711. Published online in Wiley InterScience (www.interscience.wiley.com). DOI: 10.1002/esp.1064.

Manousakis, J., Zekkos, D., Saroglou, H., Clark, M. (2016). Comparison of UAV-enabled photogrammetry-based 3d point clouds and interpolated DSMs of sloping terrain for rockfall hazards analysis. The International Archives of the Photogrammetry. Remote Sensing and Spatial Information Sciences. Volume XLII-2/W2. 11th 3D Geoinfo conference. Grecia.

Matsuoka, N, Sakai, H. (1999). Rockfall activity from an alpine cliff during thawing periods. Geomorphology; 28:309–28, DOI: [https://doi.org/10.1016/S0169-555X\(98\)00116-0](https://doi.org/10.1016/S0169-555X(98)00116-0).

Mavrouli, O. & Corominas, J. (2018).TXT-tool 4.034-1.1: Quantitative Rockfall Risk Assessment for Roadways and Railways, Landslide Dynamics: ISDR-ICL Landslide Interactive Teaching Tools. Volumen 2. pp.421-434, SASSA, K. et al., DOI: 10.1007/978-3-319-57777-7_30.

Mavrouli, O., Abbruzzese, J., Corominas, J., Labiouse, V. (2013). Review and Advances in Methodologies for Rockfall Hazard and Risk Assessment. In: Mountain Risks; From Prediction to Governance. Cap 6. DOI: 10.1007/978-94-007-6769-0_6.

- Meissl, G. (1998). Modellierung der Reichweite von Felltürzen: Fallbeispiele zur GIS-gestützten Gefahrenbeurteilung. Ph.D. thesis. Institut für Geographie. Uni. Innsbruck.
- Norrish, N. I. & Wyllie, D. C. (1996). Rock Slope Stability Analysis. En: Landslides: Investigation and Mitigation, Transportation research board, National research council, Special report 247, pp. 391-418.
- Palmström, A. (2000). Block size and block size distribution. Workshop on "Reliability of classification systems" in connection with the GeoEng2000 conference, Melbourne.
- Pan, X., Nakamura, H., Nozaki, T., Huang, X., (2008). A GIS-based landslide hazard assessment by multivariate analysis. Landslides – Journal of the Japan Landslide Society. Vol. 45, No. 3 pp. 187-195.
- Peila, D.; Patrucco, M. and Falanesca, M., Quantification and Management of Rockfall Risk in Opencast Quarrying Activities. Environmental and Engineering Geoscience. 2011. 17 (1): 39-51, DOI: <https://doi.org/10.2113/gsegeosci.17.1.39>.
- Peng, B. (2000). Rockfall Trajectory Analysis – Parameter Determination and Application. Thesis. University of Canterbury.
- Peñula, J., Beltrán, G., Hernández, R. (2019). Acquisition and Evaluation of Rock Mass Geometric Data from Three-Dimensional Images for use in Geotechnical Analysis. Ingeniería y ciencia, 15(29), 43-73. <https://doi.org/10.17230/ingciencia.15.29.2>.
- Pfeiffer, T. & Bowen, T. (1989). Computer Simulation of Rockfalls. Buletin of the Association of Engineering Geologists. Vol 26. Pp 135-146.
- Picarelli, L., Oboni, F., Evans, S. G., Mostyn, G., Fell, R. (2005). Hazard characterization and quantification. En: Hungr, O., Fell, R., Couture, R., Eberhardt, E. Landslide Risk Management. Taylor & Francis Group, Londres. pp 27- 61. ISBN 04 1538 043 X.
- Pinillos, D. (2017). Metodología para la evaluación cuantitativa de amenaza por deslizamientos en roca. MSc Thesis., Universidad Nacional de Colombia. Disponible: http://bdigital.unal.edu.co/59522/1/1122126882_Deisy_Viviana_Pinillos.pdf.
- Piteau, D. & Clayton, R. (1976). Computer Rockfall Model. En: Meeting on Rockfall Dynamics and Protective Works Effectiveness. No. 90. ISMES Publication. Pp 123-125. Bergamo. Italia.

Pötsch, Markus (2011). The analysis of rotational and sliding modes of failure for slopes, foundations, and underground structures in blocky, hard rock. / Dietzel, Martin (Editor); Kieffer, Daniel Scott (Editor); Schubert, Wulf (Editor); Schweiger, Helmut (Editor); Semprich, Stephan (Editor). 1 ed. Graz : Technische Universität Graz, Gruppe Geotechnik Graz, Institut für Felsmechanik und Tunnelbau. (Gruppe Geotechnik Graz).

Pradhan, B., Fanos, A. M. (2017). Rockfall Hazard Assessment: An Overview. En: Laser Scanning Applications in Landslide Assessment. 299-322. DOI 10.1007/978-3-319-55342-9_15.

Rammer, W., Brauner, M., Dorren, L., Berger, F., Lexer, M. (2007). Validation of an integrated 3D forest – rockfall model. Geophys. Res. Abstr. Vol 9. 04634. Vienna.

Rapp, A. (1960). Recent Development of Mountain Slopes un Kärkevage and Surroundings, Northern Scandinavia, Geografiska Annaler, 42:2-3, 65-200, DOI: 10.1080/20014422.1960.11880942.

Richards, LR., (1988). Rockfall protection: a review of current analytical and design methods. En: Meeting on rockfall dynamics and protective works effectiveness, Bergamo.

Ritchie, A. (1963). Evaluation of rockfall and its control. Highway research record. vol 17. pp 13-28.

Roberds, W. (2005). Estimating temporal and spatial variability and vulnerability. En: Hungr, O., Fell, R., Couture, R., Eberhardt, E. Landslide Risk Management. Taylor & Francis Group, Londres. ISBN 04 1538 043 X.

Robiati, C., Eyre, M., Vanneschu, C., Francioni, M., Venn, A., Coggan, J. (2019). Application of Remote Sensing Data for Evaluation of Rockfall Potencial withing a Quarry Slope. International Journal of Geo-Information. 8(9):367. DOI: 10.3390/ijgi8090367.

Rochet, L. (1987). Development of numerical models for the analysis of propagation of rock-falls, 6th Int. Congress on Rock Mech. Vol 1. 479-484.

Rocscience. (2002). RocFall Risk Analysis of Falling Rocks on Steep Slopes. User´s Guide. Disponible en: <https://www.rocscience.com/downloads/rocfall/RocFall%20Tutorial.pdf>.

Rocscience. (2016a). Dips v7.0 graphical and statistical analysis of orientation data. Canada. www.rocscience.com.

Rocscience. (2016b). RocPlane v3.0 planar sliding stability analysis for rock slopes. Canada. www.rocscience.com.

Rocscience. (2016c). Swedge v6.0 3D surface wedge analysis for slopes. Canada. www.rocscience.com.

Rocscience. (2016d). RocTopple v1.0 toppling stability analysis. Canada. www.rocscience.com.

Santana, D., Corominas, J., Mavrouli, O., Garcia-Sellés, D. (2012): Magnitude-frequency relation for rockfall scars using a Terrestrial Laser Scanner. *Engineering Geology* 145-146. 50-64.

Scioldo, G. (1991). Slope instability recognition, analysis, and zonation. En: *Rotomap: analisi statistica del rotolamento dei massi*. Pp 81-84. Italia.

SenseFly. (2015). EBee RTK User Manual. Switzerland.

Spang, R. & Sönsner, T. (1995). Optimized rockfall protection by "Rockfall". En: 8th Int. Congr. Rock Mech. Vol 3. pp 1233-1242. Tokyo.

Stevens, W. D. (1998). Rockfall: A tool for probabilistic analysis, design of remedial measures and prediction of rockfall. Master's thesis. University of Toronto. Disponible en: https://www.rocscience.com/help/rockfall/pdf_files/Verification/thesis_body.pdf.

Suárez, J. (2009). Deslizamientos: Técnicas de Remediación. Universidad Industrial de Santander. Colombia. Vol II. pp 313-360. Disponible en: <https://www.erosion.com.co/deslizamientos-tomo-ii-tecnicas-de-remediacion.html>.

Van Dijke, J. & van Westen, C. (1990). Rockfall Hazard: a geomorphological application of neighborhood analysis with ILWIS. *ITC Journal*. Vol 1. Pp 40-44.

Vandine, D. (2004). Chapter 3 – Technical Terms and Methods. In: Wise et al. (eds.) *Landslide Risk Case Studies in Forest Development Planning and Operations*. B.C., Ministry of Forest, Forest Science Program, Abstract of Land Management Handbook 56, 13-26.

Varnes D.J. (1978). Slope movement types and processes. In: Schuster RL, Krizek RJ (eds) *Landslide analysis and control*. Transportation Research Board, Special report 176. National Academy Sciences, Washington, DC, pp 11–33. Disponible en: <http://onlinepubs.trb.org/Onlinepubs/sr/sr176/176-002.pdf>.

Volkwein, A., Schellenberg, K., Labiouse, V., Agliardi, F., Berger, F., Bourrier, F., Dorren, L.K.A., Gerber, W., Jaboyedoff, M. (2011). Rockfall characterisation and structural

protection – A review. *Natural Hazards and Earth System Sciences*, European Geosciences Union, 11, pp 2617-2651. Hal-00653458.

Warburton, P. M. (1981). Vector stability analysis of an arbitrary polyhedral rock block with any number of free faces. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 18(5), 415–427. doi:10.1016/0148-9062(81)90005-x.

Whalley, B. (1984). Rockfalls. En: Brunsden, D., Prior, D. B. *Slope Instability*. John Wiley & Sons. Capítulo 7. Pp 217-256.

Wieczorek, G., Nishenko, S., Varnes, D. (1995). Analysis of rock falls in the Yosemite Valley, California. En: Daemen, J., Schultz, R. *Rock Mechanics*. Rotterdam. ISBN 90 5410 552 6.

Woltjer, M., Rammer, W., Brauner, M., Seidl, R., Mohren, G., Lexer, M. (2008). Coupling a 3D path model and a rockfall module to assess rockfall protection in mountain forest. *J. Environ. Manag.* Vol 87. Pp 373-388.

Wu, S. (1985). Rockfall evaluation by computer simulation. *Transportation Research Record*. vol 1031. Pp 1-5.

Wyllie, D. & Mah, C. (2004). *Rock Slope Engineering Civil and Mining*. 4th edition. ISBN 0-203-57083-9.

Wyllie, D. C. & Norrish, N. I. (1996). Stabilization of Rock Slopes. En: *Landslides: Investigation and Mitigation*, Transportation research board, National research council, Special report 247, pp. 474-500.

Wyllie, D. C. (2014). *Rock fall engineering*. Taylor & Francis Group. International Standard Book Number-13:978-1-4822-1998-2.

Yang, M., Fukawa, T., Ohnishi, Y., Nishiyama, S., Miki, S., Hirakawa, Y., Mori, S. (2004). The application of 3-dimensional DDA with a spherical rigid block for rockfall simulation. *Int. J. Rock Mech. Min.* vol 41. pp 1-6.

Yilmaz, I.; Yildirim, M. and Keskin, I. (2008). A method for mapping the spatial distribution of RockFall computer program analyses results using ArcGIS software. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment* 67(4):547-554. DOI: 10.1007/s10064-008-0174-x.

Zinggeler, A., Kruppenacher, B., Kienholz, H. (1990). Steinschlagsimulation in Gebirgswäldern. Berichte und Forschungen der Geographisches Institut der Universität Freiburg. Vol 3. Pp 61-70.