



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO**  
**PROGRAMA DE MAESTRÍA Y DOCTORADO EN INGENIERÍA**  
**INGENIERÍA CIVIL – GEOTECNIA**

**CAÍDA DE FRAGMENTOS DE ROCA Y METODOLOGÍA PARA UNA ADECUADA  
MODELACIÓN**

**TESIS**  
**QUE PARA OPTAR POR EL GRADO DE:**  
**MAESTRO EN INGENIERÍA**

**PRESENTA:**  
**ESCAMILLA RUBIO FRANCISCO JAVIER**

**TUTOR PRINCIPAL**  
**M. I. CASTILLA CAMACHO JORGE EFRAÍN**  
**Facultad de Ingeniería**

**MÉXICO, D. F. MARZO 2014**



Universidad Nacional  
Autónoma de México



**UNAM – Dirección General de Bibliotecas**  
**Tesis Digitales**  
**Restricciones de uso**

**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

**JURADO ASIGNADO:**

Presidente: M.I. DEMÉNEGHI COLINA AGUSTÍN

Secretario: DR. RIVERA CONSTANTINO RIGOBERTO

Vocal: M.I. CASTILLA CAMACHO JORGE EFRAÍN

1<sup>er.</sup> Suplente: M.I. LÓPEZ RINCÓN GERMÁN

2<sup>d o.</sup> Suplente: DR. PADILLA Y SÁNCHEZ RICARDO J.

FACULTAD DE INGENIERÍA, UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

**TUTOR DE TESIS:**

M.I. JORGE EFRAÍN CASTILLA CAMACHO

-----  
**FIRMA**

---



---

**ÍNDICE**

1. INTRODUCCIÓN . . . . .	1
1.1 Antecedentes . . . . .	1
1.2 Objetivos . . . . .	2
1.3 Alcances . . . . .	
2. LA ESTABILIDAD DE TALUDES Y LADERAS EN ROCA . . . . .	3
2.1 Factores que afectan la estabilidad de los taludes en roca . . . . .	3
2.1.1 Geometría del talud . . . . .	3
2.1.2 Litología . . . . .	7
2.1.2.1 Orientación y distribución de las discontinuidades . . . . .	7
2.1.2.2 Grado de alteración del macizo rocoso . . . . .	10
2.1.3 Condiciones hidrogeológicas . . . . .	12
2.1.3.1 Flujo de agua en la masa rocosa . . . . .	12
2.1.3.2 Presión de agua en las discontinuidades . . . . .	13
2.2 Mecanismos de falla . . . . .	14
2.2.1 Falla plana . . . . .	15
2.2.2 Falla en cuña . . . . .	15
2.2.3 Falla por vuelco . . . . .	18
2.2.4 Falla por pandeo de estratos . . . . .	19
2.2.5 Falla curva . . . . .	20
2.3 Mecanismos de degradación . . . . .	22
3. CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS Y MAPEO EN TALUDES . . . . .	24
3.1 Clasificación RMR de Bieniawski . . . . .	24
3.2 Clasificación Q de Barton . . . . .	27
3.3 Clasificación GSI de Hoek y Brown . . . . .	27
3.4 Clasificación SMR de Romana . . . . .	30
3.5 Mapeo aplicado a taludes con el método de frente . . . . .	33
4. FUNDAMENTOS TEÓRICOS EN EL ANÁLISIS DE CAÍDA DE FRAGMENTOS DE ROCA . . . . .	36
4.1 La geometría del talud . . . . .	38
4.2 Propiedades físicas (Coeficientes de restitución) . . . . .	38
4.3 Condiciones iniciales de la roca que se desprende . . . . .	41
4.4 Velocidad angular . . . . .	41
4.5 Escalado del coeficiente de restitución normal . . . . .	42
4.6 Ángulo límite . . . . .	42
4.7 Coeficiente de rugosidad rodadura – deslizamiento . . . . .	44
4.8 Volumen del fragmento de roca . . . . .	45
4.9 Velocidad de salida . . . . .	48

---



---

---

---

5. METODOLOGÍA PROPUESTA PARA EL ANÁLISIS DE CAÍDA DE FRAGMENTOS DE ROCA . . . . .	49
5.1 La importancia y necesidad de establecer una metodología adecuada . . . . .	49
5.2 Geomorfología y geología local . . . . .	49
5.3 Evaluación de mecanismos de degradación y factores que favorecen el desprendimiento de roca . . . . .	51
5.4 Identificación de zonas de salida de los fragmentos de roca, sus trayectorias de caída en campo y su forma . . . . .	52
5.5 Determinación del tamaño de roca de diseño y calibración de los parámetros $R_n$ y $R_t$ . . . . .	56
5.6 Método LMM (Lumped Mass Method) en el programa Georock3D . . . . .	58
5.7 Método CRSP (Colorado Rockfall Simulation Program) en el programa RocFall . . . . .	61
5.8 Periodo de retorno y número de fragmentos por corrida . . . . .	64
5.9 Ubicación adecuada para las alternativas de mitigación . . . . .	65
6. EJEMPLO DE MODELACIÓN PARA UN PROBLEMA DE CAÍDA DE FRAGMENTOS DE ROCA . . . . .	69
7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES . . . . .	126
8. REFERENCIAS . . . . .	128

---

---

## AGRADECIMIENTOS

- A mis padres y hermanas por su apoyo incondicional en las buenas y las malas. ¡Este es un logro de ustedes y para ustedes!
- Al M.I. Jorge Efraín Castilla Camacho por la disposición apoyo y paciencia.
- Al Ing. Edgar Montiel Gutiérrez por su gran apoyo y conducción.
- Al CONACYT, ya que sin esta institución hubiera sido imposible la realización de este grado de estudios.
- A la empresa GeoStru software por haberme facilitado la licencia del programa Georock3D.
- A mi novia, gracias por tu paciencia e inyección de tenacidad para poder terminar victoriosamente estos estudios.

## 1. INTRODUCCIÓN

### 1.1 Antecedentes

A lo largo de la República Mexicana se pueden encontrar distintas problemáticas ligadas a la geotecnia, sin duda íntimamente relacionadas a la diversidad en el origen geológico de las estructuras, se observan problemas de suelos compresibles en los distintos valles a lo largo del país como por ejemplo el valle de México y el de Toluca, se encuentran problemas de carsticidad en la región de la península de Yucatán, existen registros de eventualidades ligadas a la licuación de arenas en el estado de Veracruz, mas es importante también resaltar que gran parte del territorio nacional se encuentra dentro de dos formaciones geológicas muy importantes; la Sierra Madre Oriental y la Sierra Madre Occidental, las cuales están constituidas por roca sedimentaria e ígnea principalmente, por lo tanto la problemática en México no solo tiene que ver con suelos sino con el estudio de la mecánica de rocas. Dicho lo anterior, a lo largo de nuestro país nos podemos encontrar fácilmente con casos de inestabilidad de laderas y de taludes rocosos, cada uno con diversas problemáticas específicas, de acuerdo al contexto geológico del que se constituyan, como de las características de la obra donde se encuentren, como por ejemplo en la explotación minera o a lo largo de distintas vías de comunicación.

Los taludes son estructuras térreas o rocosas que pueden ser inducidas por las necesidades del ser humano o de origen natural. El estudio de ambos tipos es de vital importancia principalmente por la seguridad de obras de ingeniería o por protección a la población.

Es necesario desde el principio de una obra de ingeniería prever la posibilidad de falla de un talud proyectado, así como la identificación de mecanismos de degradación y falla de los ya existentes, para garantizar la estabilidad de los mismos mediante soluciones prácticas y económicas.

## 1.2 Objetivos y alcances

El objetivo principal de esta tesis es proporcionar una herramienta útil para el ingeniero geotecnista tanto en campo como en gabinete, dando las directrices principales para abordar adecuadamente problemáticas en taludes y laderas expuestas al desprendimiento de bloques de roca; proporcionando una metodología para la identificación preliminar de posibles problemas, calibración de los parámetros necesarios para su adecuada modelación, así como también proveer alternativas de solución tomando en cuenta las particularidades geomorfológicas de cada sitio.

Dar a conocer un panorama general acerca de la problemática de los caídos de roca y su incidencia sobre las obras de infraestructura y las actividades humanas.

Se da a conocer una breve reseña de los parámetros más importantes en la modelación de caídas de roca y de sus consideraciones principales.

Se plantea una metodología con base en la geomorfología y geología del sitio, la evaluación de mecanismos de degradación y factores que favorecen el desprendimiento de fragmentos de roca; esto para realizar una adecuada identificación de las trayectorias, zonas de salida, tamaño de los bloques de diseño y calibración de los parámetros de restitución.

Son incluidos ejemplos de calibración de parámetros para modelos en 2D y 3D mediante los programas RocFall y Georock3D respectivamente.

Por último se hace un análisis de los resultados obtenidos y se modela la solución de mitigación.



## **2. LA ESTABILIDAD DE TALUDES Y LADERAS EN ROCA**

### **2.1 Factores que afectan su estabilidad**

Existen distintos factores que influyen directa e indirectamente con diferentes magnitudes de importancia en la estabilidad de los taludes, desde su génesis hasta su falla. Estos factores se encuentran actuando sistemáticamente en contra de las laderas y taludes, por tal motivo es importante conocerlos e identificar en qué magnitud afectan a los casos particulares de nuestro interés, para ayudarnos a detectar adecuadamente los mecanismos de falla y degradación de dichas estructuras.

En el presente apartado se darán a conocer los principales factores que intervienen, como la geometría del talud, la litología y las condiciones hidrogeológicas; profundizando en aquellos que conllevan mayor importancia.

#### **2.1.1 Geometría del talud**

Un talud es una estructura que une dos cotas del terreno mediante una transición abrupta en la pendiente, los cuales normalmente tienden a ser planos o más o menos planos en la naturaleza. Los taludes en roca son generados a partir de las necesidades de diversas obras de ingeniería como vías férreas y caminos, en general en cualquier obra que requiera de una superficie plana en una zona que tiene distintas pendientes.

La geometría es uno de los factores esenciales por determinar en un talud, debido a que de esto depende principalmente la estabilidad del mismo. Para una determinada explotación minera es necesario proyectar adecuadamente la geometría de sus taludes, ya que de esto depende en gran medida el costo de extracción de los minerales, y la seguridad de los trabajadores. En el mundo de la ingeniería civil no es menos importante, debido a que de igual forma la proporción en las dimensiones de los taludes influye en los costos de construcción de determinada obra, y la funcionalidad e incluso apariencia si tomamos en cuenta la estética y el paisajismo en nuestras obras.

Los taludes tienen diferentes formas, pero básicamente se encuentran constituidos de la misma manera. Las partes que los conforman quedan ilustradas en la figura 2.1.

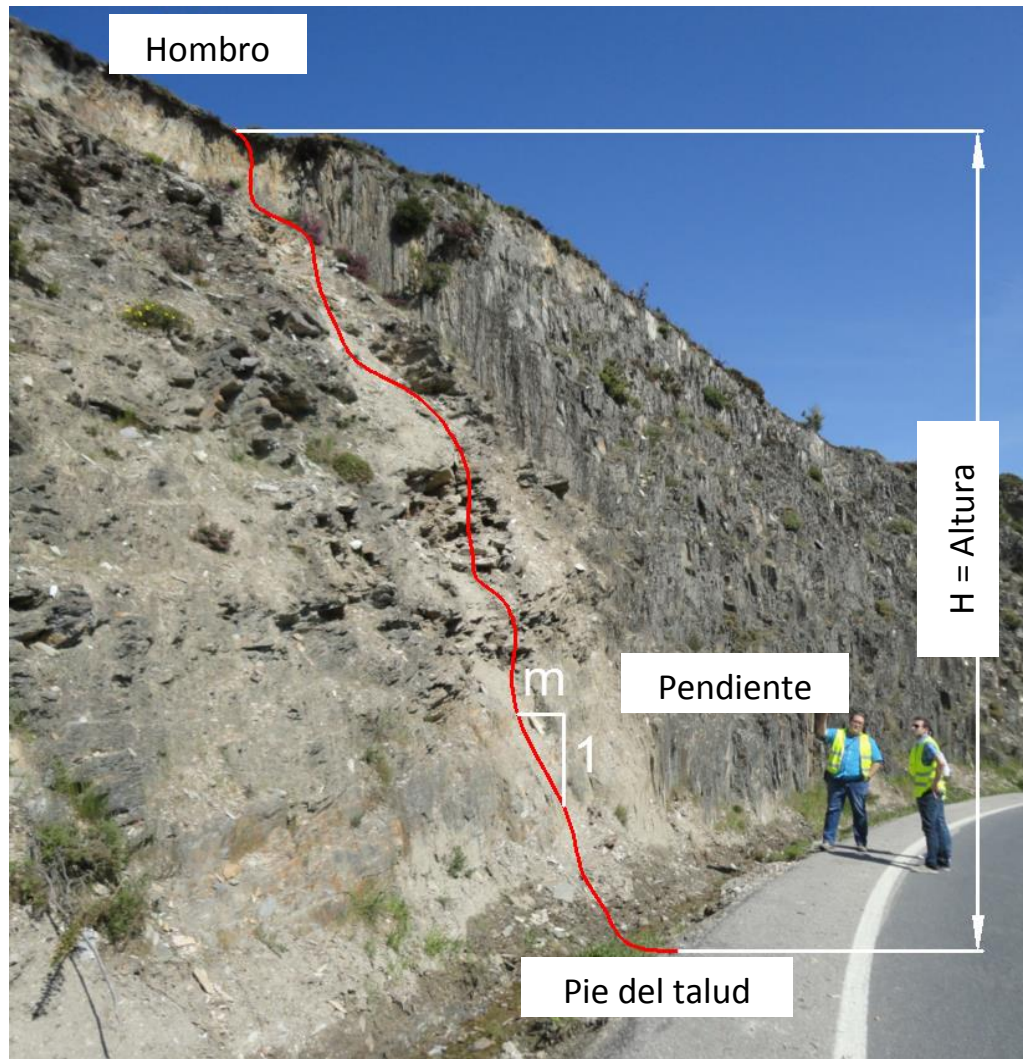


Figura 2.1 Partes que conforman los taludes en roca.

En campo así como en la práctica profesional es muy difícil determinar las dimensiones correctas para un talud en roca, y garantizar su estabilidad, sin embargo existen referentes referencias a lo largo del mundo que nos pueden dar una idea de las dimensiones aproximadas que pueden llegar a tener de acuerdo únicamente a su geometría, en la figura 2.2 se muestran los datos de alturas contra ángulos de inclinación de diversos taludes que han sido estables así como los que no. De acuerdo a Hoek y Bray (1981), en algunos casos excepcionales, la máxima altura o la máxima inclinación en los taludes, puede ser factible, únicamente si se justifica mediante un estudio completo que demuestre que no existe un riesgo por falla generalizada.

En la figura 2.2 se puede observar que existe una línea bajo la cual podría considerarse un pre dimensionamiento para determinado talud en roca, esto no puede ser definitivo y requiere del análisis más profundo en cuanto a las características predominantes en el sitio, pero sirve para darse una idea preliminar en cuanto a la geometría.

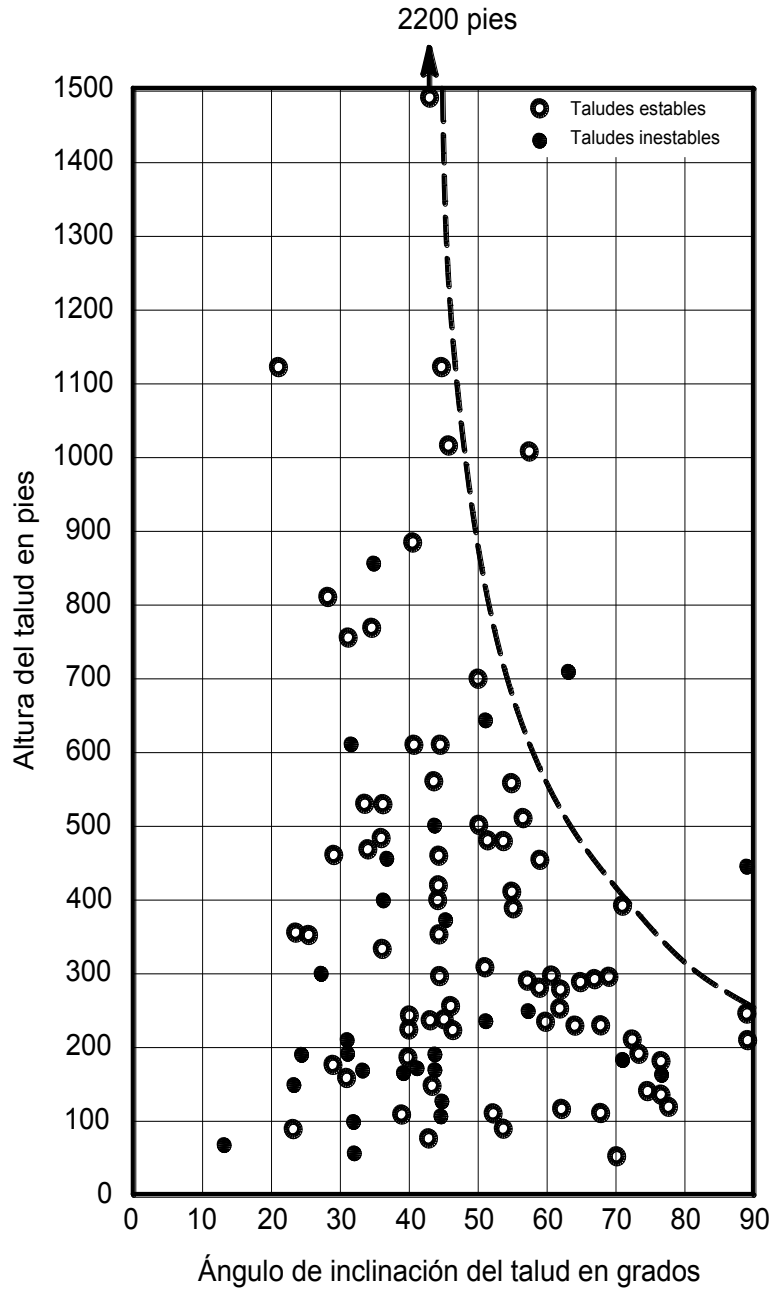


Figura 2.2 Altura de talud versus ángulo de inclinación para taludes en roca con dureza alta, (Hoek y Bray, 1981).

Pertencientes a los mismos autores existen relaciones y recomendaciones preliminares para determinar la geometría de los taludes en roca, de acuerdo a las características de sus materiales, ver tabla 2.1.

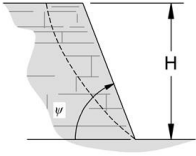
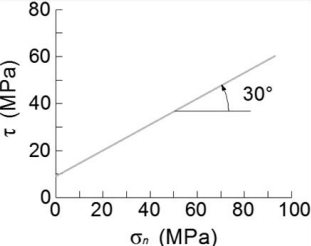
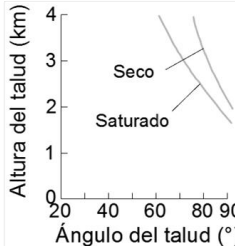
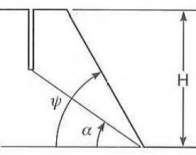
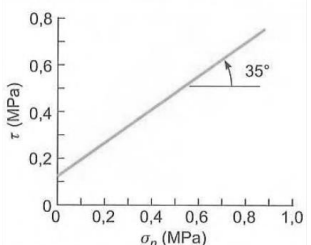
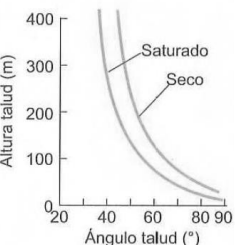
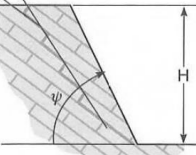
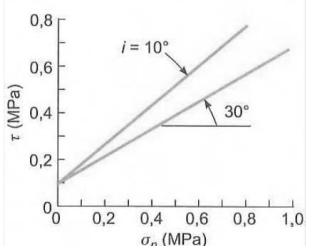
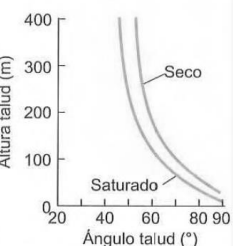
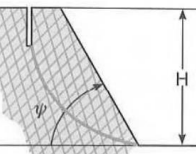
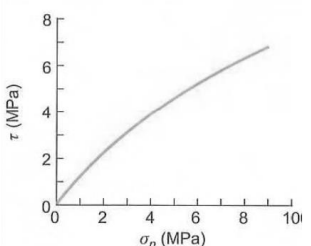
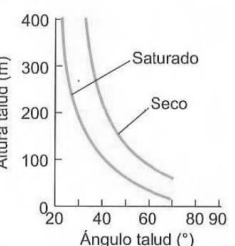
Tipo de rotura	Relación $\sigma_n - \tau$	Relación H - $\psi$	Descripción
			Falla en material intacto de depósitos horizontales de roca masiva.
			Falla plana en favor de la discontinuidad (estratificación, esquistosidad, junta).
			Superficie de rotura escalonada en macizos rocosos formados por bloques.
			Falla circular en macizo intensamente fracturado y/o alterado.

Tabla 2.1 Tipos de rotura en taludes rocosos, curva de resistencia en el macizo y relaciones entre inclinación y altura del talud, (modificado de Hoek y Bray, 1981 y González de Vallejo, 2004).

Para la tabla 2.1 es importante resaltar que existen de igual manera parámetros preliminares que nos ayudan al prediseño de la geometría de los taludes, al observar las gráficas que relacionan el ángulo de inclinación contra la altura que es posible alcanzar.

## **2.1.2 Litología**

El material del cual se encuentra constituido un talud o una ladera es uno de los factores que más influyen en su estabilidad, pudiendo estar formados por rocas competentes poco o muy alteradas, coladas de lava, intercalaciones de materiales sedimentarios compactos y rellenos de areniscas poco compactas, entre otros tipos, que determinan en gran medida la calidad de la roca.

Aunque la litología de las rocas que constituyen los taludes es importante, al pensar en el enfoque que se tiene en la aplicación de la ingeniería geotécnica, desde mi punto de vista considero que tiene un mayor impacto conocer el grado de alteración en los macizos rocosos, así como la orientación, magnitud, rugosidad y relleno de las discontinuidades, para que de esta manera sean analizadas adecuadamente las familias de discontinuidades mediante estereografía y con el apoyo de programas especializados de cómputo.

### **2.1.2.1 Orientación y distribución de las discontinuidades.**

Las discontinuidades presentes en un macizo rocoso, son unas de las características más importantes que deben ser tomadas en cuenta al diseñar o revisar la estabilidad de un talud en roca. Como su nombre lo dice, son elementos dentro del macizo rocoso que hacen de la roca un medio discontinuo y anisótropo, haciendo difícil la aplicación tradicional del método de elementos finitos.

Las discontinuidades dentro de los macizos rocosos pueden tener diferentes magnitudes; como microfisuras, grietas, diaclasas, discordancias y fallas, además de poros dentro de la estructura del mismo. Estas discontinuidades son generadas a través de la historia geológica de las rocas, teniendo como punto de partida la orogénesis hasta la tafrogénesis.

Estas discontinuidades son generadas en gran medida por el estado de esfuerzos al que ha sido sometido el macizo rocoso, generándose en primera instancia fisuras en dirección paralela al esfuerzo principal mayor y posteriormente apareciendo pares conjugados de fallas y fracturas. Por otro lado las discontinuidades pueden manifestarse como planos de estratificación, pseudoestratificación, foliación, planos de esquistosidad, entre otras.

Para determinar a grandes rasgos cuál es el estado de esfuerzos

---

---

imperante en el macizo rocoso que estemos estudiando en campo, es necesario identificar pliegues, fallas y en general indicios de movimientos que se hayan manifestado en el pasado. Se puede decir por ejemplo que en un pliegue anticlinal, el esfuerzo principal mayor se encuentra perpendicular al eje de la estructura; ya que es el que produjo el movimiento, que el esfuerzo principal mínimo se encuentra en la dirección del eje Z; ya que es el esfuerzo que permitió el movimiento, y por último el esfuerzo principal intermedio es el que se encuentra paralelo al eje de la estructura, ver figura 2.3.

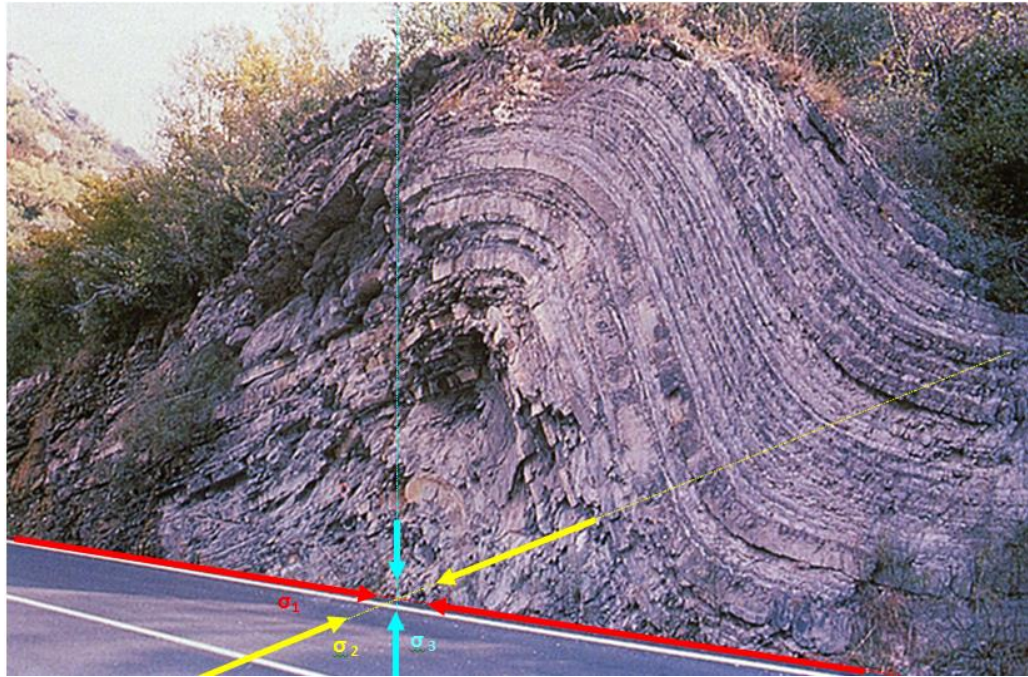


Figura 2.3 Orientación y ubicación de los esfuerzos principales de una estructura geológica en campo.

Es interesante saber cuál pudo haber sido el estado de esfuerzos que generó las estructuras de roca y las discontinuidades presentes en el macizo, pero para las obras de ingeniería es más importante analizar el patrón que tienen dichas discontinuidades en la actualidad combinado con el estado de esfuerzos actual.

Como ya se dijo anteriormente, la orientación y distribución de las discontinuidades es uno de los factores determinantes en la estabilidad de los taludes en roca, y como puede verse en la figura 2.4, donde en primer lugar se muestra un talud con dos familias de discontinuidades en la cual una de ellas es muy persistente y la otra no, en segundo lugar se muestra el mismo talud pero ahora ambas familias con poca

persistencia pero menor espaciamiento, y por último el mismo talud con una de las familias de discontinuidades persistentes en favor de la estabilidad del talud por deslizamiento, pero propensa al vuelco de bloques. De esta manera se ejemplifica que aunque las familias de discontinuidades sean las mismas, la persistencia y la separación entre las mismas pueden convertirse en un factor relevante.

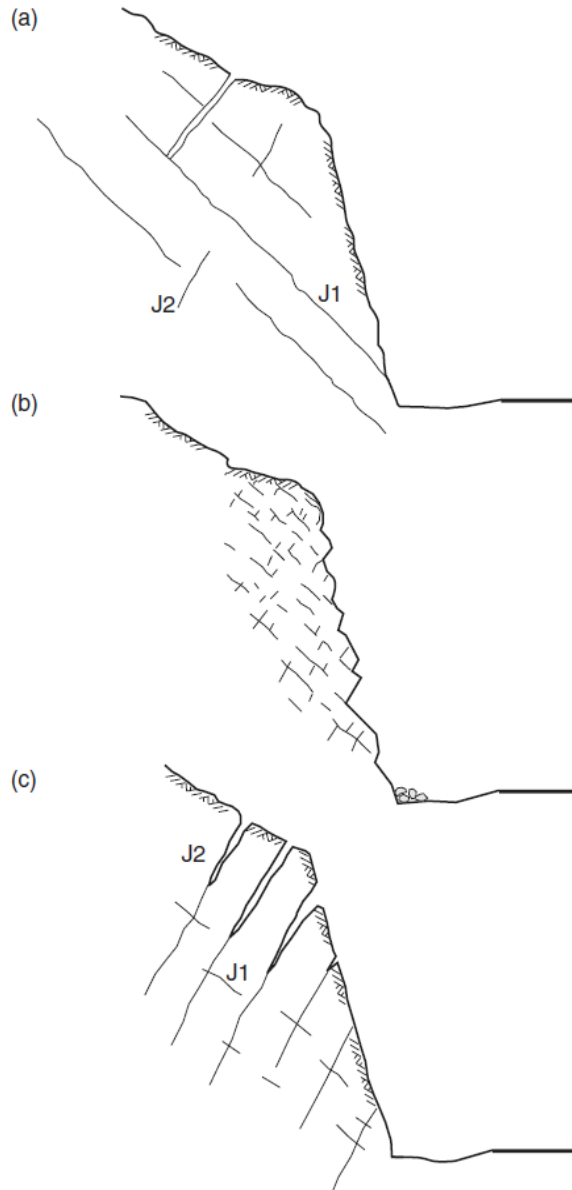


Figura 2.4 Efectos de las propiedades de las juntas en la estabilidad de un talud: (a) Persistencia de la familia J1 que buza hacia la cara del talud, formando bloques propensos a deslizarse; (b) Espaciamiento muy cerrado con baja persistencia en las juntas, que causa la fragmentación y caída de pequeños bloques; (c) Persistencia de la familia J2 que buza hacia el interior del talud, propiciando el vuelco de bloques. (Duncan y W. Mah, 2005)

Por tal motivo en la mecánica de rocas es necesario utilizar un método adecuado para manejar todos los datos arrojados directamente de campo; en este caso se recomienda utilizar la proyección estereográfica, aunque no se profundizará en describir el método, sino en discutir sus resultados en el tema 2.2 Mecanismos de falla.

### 2.1.2.2 Grado de alteración del macizo rocoso

Como ya se dijo en el apartado anterior, mucha de la estabilidad de los taludes en roca depende de la distribución y orientación de las discontinuidades, por lo tanto es también importante conocer una magnitud que nos pueda describir aproximadamente cómo se encuentra un macizo rocoso.

Existen diferentes métodos empíricos que pueden brindarnos una idea general a partir de la observación en campo y de la toma de algunos datos básicos como la separación de las discontinuidades. Uno es por ejemplo el índice del tamaño de bloques, ver expresión (1), éste método mide las dimensiones aproximadas de un bloque tipo que se encuentre en el afloramiento. Por otra parte se tiene el parámetro  $J_v$ , que representa el número de discontinuidades que se encuentran dentro de un metro cúbico de roca, el cual está dado por la ecuación (2).

$$I_b = \frac{(e_1 + e_2 + e_3)}{3} \quad (1)$$

$$J_v = \sum \frac{\text{No. de discontinuidades}}{\text{Longitud media}} \quad (2)$$

Donde:  $I_b$  = índice de tamaño de bloque;  $e_1$ ,  $e_2$  y  $e_3$  = valores medios del espaciado de las familias de discontinuidades;  $J_v$  = número de discontinuidades por metro cúbico.

En la tabla 2.2 se muestran una clasificación en función del número de discontinuidades encontradas en los macizos rocosos, por otro lado en la tabla 2.3, se muestra una clasificación diferente de los macizos rocosos, pero ahora en función de la forma y de los bloques.



Descripción	$J_v$ (Discontinuidades/m <sup>3</sup> )
<b>Bloques muy grandes</b>	< 1
<b>Bloques grandes</b>	1 a 3
<b>Bloques de tamaño medio</b>	3 a 10
<b>Bloques pequeños</b>	10 a 30
<b>Bloques muy pequeños</b>	> 30

Tabla 2.2 Descripción del tamaño de bloque en función del número de discontinuidades, (Ayala y Andreu, 1987).

Clase	Tipo	Descripción
<b>I</b>	Masivo	Pocas discontinuidades o con espaciado muy grande.
<b>II</b>	Cúbico	Bloques aproximadamente equidimensionales.
<b>III</b>	Tabular	Bloques con una dimensión considerablemente menor que las otras dos.
<b>IV</b>	Columnar	Bloques con dos dimensiones considerablemente menores que la otra.
<b>V</b>	Irregular	Grandes variaciones en el tamaño y forma de los bloques.
<b>VI</b>	Triturado	Macizo rocoso muy fracturado.

Tabla 2.3 Descripción de los fragmentos rocosos de acuerdo a su forma, (Ayala y Andreu, 1981).

A pesar de que las tablas anteriores son muy útiles, normalmente es necesario realizar algunos sondeos para extraer núcleos que nos puedan ayudar a comprender las condiciones en las que se encuentra la masa de roca. Una forma que nos facilita esto es la obtención del RQD (*Rock Quality Designation*), la cual tiene por objeto establecer una relación entre la sumatoria de la longitud de fragmentos mayores a 10 cm y la longitud total del muestreo, esto expresado en porcentaje, ver figura 2.5.

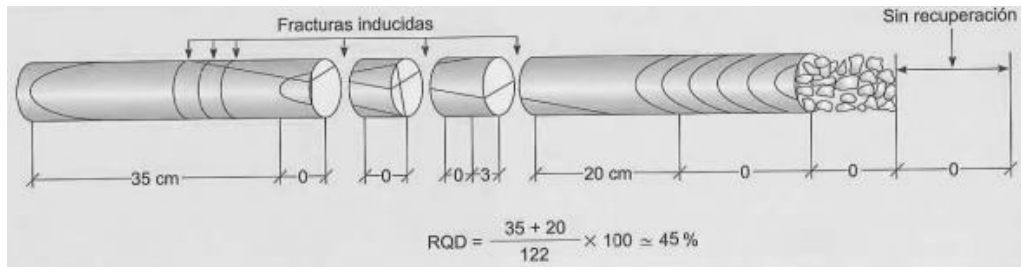


Figura 2.5 Cálculo del valor de RQD, (Modificado de González de Vallejo, 2004).

### 2.1.3 Condiciones hidrogeológicas

En la naturaleza y en el campo de aplicación de la ingeniería geotécnica, no se está exento de la incidencia del agua en nuestras estructuras, por lo tanto para realizar un buen diseño es necesario conocer las características hidrogeológicas y de qué manera afectan cierto diseño de talud o para saber cuan afectada se encuentra cierta estructura existente.

#### 2.1.3.1 Flujo de agua en la masa rocosa

Existen básicamente dos formas en las que el agua se mueve a través de un macizo rocoso; la permeabilidad primaria es cuando el agua pasa a través de la matriz rocosa y entre sus poros interconectados, este modo de permeabilidad es importante en areniscas y rocas porosas permeables, mientras que para granitos y otras rocas no porosas resulta despreciable. Por otro lado está la permeabilidad secundaria, que es la que corresponde al flujo de agua que pasa entre las discontinuidades del macizo rocoso; dado que en la naturaleza las rocas presentan discontinuidades en sus estructuras, resulta importante el conocimiento de este tipo de permeabilidad.

Para la permeabilidad secundaria se puede decir que se encuentra directamente relacionada con la calidad de la roca, así como la orientación, distribución, abertura y persistencia de las discontinuidades. Existen expresiones que nos ayudan a determinar la permeabilidad a través de las discontinuidades como las expresadas a continuación:

$$k = \frac{a^2 g}{12\eta} \quad (3)$$

$$k = \frac{a^2 g \gamma_w}{12\mu} \quad (4)$$

Donde:  $g$  = aceleración de la gravedad;  $a$  = abertura de las discontinuidades;  $\gamma_w$  = peso volumétrico del agua;  $\eta$  = coeficiente de viscosidad cinemática del agua ( $0.0101 \text{ cm}^2 \text{ s}^{-1}$  a  $20^\circ \text{ C}$ );  $\mu$  = coeficiente de viscosidad dinámica del agua ( $0.01005 \text{ g s}^{-1} \text{ cm}^{-1}$  a  $20^\circ \text{ C}$ ).

En el caso en que las discontinuidades sean rugosas, Lee et al, 1996 propusieron una relación con las discontinuidades planas, dando un factor de reducción de la abertura de las mismas mediante la ecuación 5.

$$a_h = \frac{a^2}{JRC^{2.5}} \quad (5)$$

Donde:  $JRC =$  *coeficiente de rugosidad de la junta (Barton y Choubey, 1977).*

Si se necesita determinar la permeabilidad dentro de un sistema de fracturación con discontinuidades planas y limpias, se pueden aplicar las expresiones 6 y 7.

$$k_f = \frac{a^3 g}{12nb} \quad (6)$$

$$k_f = \frac{a^3 g \gamma_w}{12\mu b} \quad (7)$$

Donde:  $b =$  *espaciamiento de las discontinuidades.*

### 2.1.3.2 Presión de agua en las discontinuidades

Al igual que en los suelos, la presión del agua en las discontinuidades puede mermar su resistencia al corte como se observa en la figura 2.6.

Para conocer la presión necesaria para producir un desplazamiento tangencial dentro de una discontinuidad, se puede aplicar la ecuación 8, si se quiere obtener en función de los esfuerzos principales se aplica la ecuación 9.

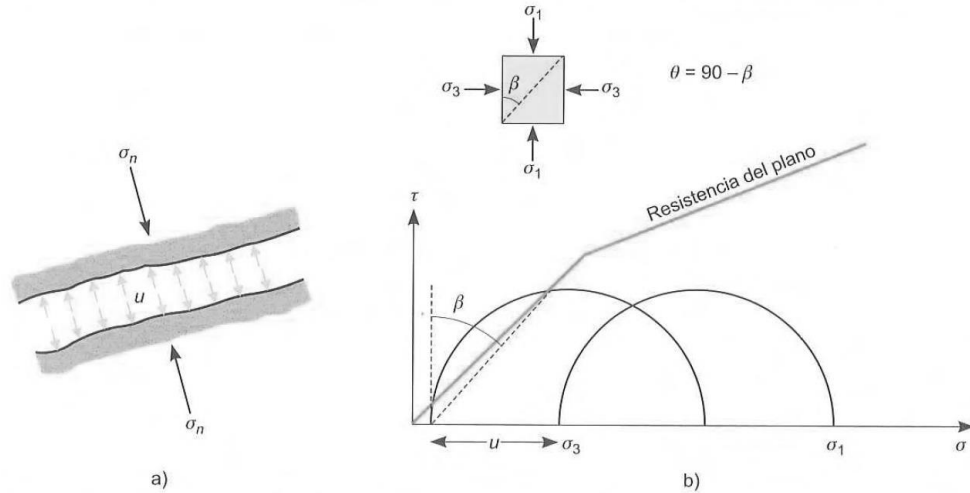


Figura 2.6 a) Presión de agua actuando sobre la discontinuidad. b) Representación de los esfuerzos efectivos en el círculo de Mohr.

$$u = \sigma_n + \frac{c - \tau}{\tan \phi} \quad (8)$$

$$u = \sigma_3 + (\sigma_1 - \sigma_3) \left( \cos^2 \theta - \frac{\sin \theta \cos \theta}{\tan \phi} \right) + \frac{c}{\tan \phi} \quad (9)$$

Donde:  $\sigma_n$  = esfuerzo normal;  $c$  = cohesión;  $\tau$  = esfuerzo tangencial;  $\sigma_1$  = esfuerzo principal mayor;  $\sigma_3$  = esfuerzo principal menor;  $\theta$  = ángulo que forma la normal al plano de la discontinuidad con el esfuerzo principal mayor;  $\phi$  = ángulo de fricción de la discontinuidad.

## 2.2 Mecanismos de falla

Para los taludes en roca como ya se abordó anteriormente, su estabilidad depende principalmente de la orientación y distribución de las discontinuidades, al igual que de la resistencia de la roca que los conforma y la existencia de agua dentro del mismo, de acuerdo a estas características se pueden generar formas distintas en las que un talud puede fallar; a esto se le llama mecanismo de falla, dicho con otras palabras, de acuerdo a Svetlana Melentijevic “ *un mecanismo de falla es la descripción del proceso físico que se produce en el macizo rocoso con el aumento de la carga o con la disminución de la resistencia y cuando el movimiento comienza y se propaga a la largo del talud*”.

Es conveniente identificar un mecanismo de falla, puesto que de ello depende el método de análisis por aplicar, así como las medidas de corrección más adecuadas al caso. A continuación se describen los principales mecanismos de falla y sus características más sobresalientes.

### 2.2.1 Falla plana

Las fallas planas en taludes de roca se presentan generalmente cuando una familia de discontinuidades buza en dirección a la pared del talud y tienen un ángulo de inclinación menor este, lo cual genera que el bloque por deslizar no tenga un apoyo. Para que este tipo de falla ocurra es necesario que se cumplan las condiciones mostradas en la tabla 2.1 de este capítulo, sin embargo pueden existir de diferentes tipos, al presentar grietas de tensión, escalonamiento por una familia de discontinuidades, o formen una superficie de falla poligonal. Para complementar, ahora se presenta una falla plana con una proyección estereográfica en la figura 2.7.

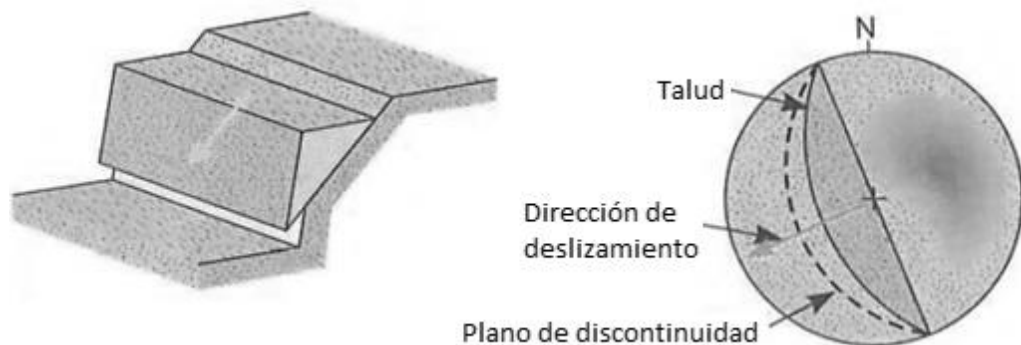


Figura 2.7 Falla plana en un talud rocoso y proyección estereográfica (González de Vallejo, 2004).

### 2.2.2 Falla en cuña

La falla en cuña es producida debido a la combinación de dos discontinuidades que se intersectan; la línea de intersección que forman buza hacia el talud, para que este mecanismo de falla se lleve a cabo es necesario que se cumplan las condiciones de falla plana, además de que el ángulo de buzamiento de la intersección sea menor al del talud, esto se puede apreciar en la figura 2.8.

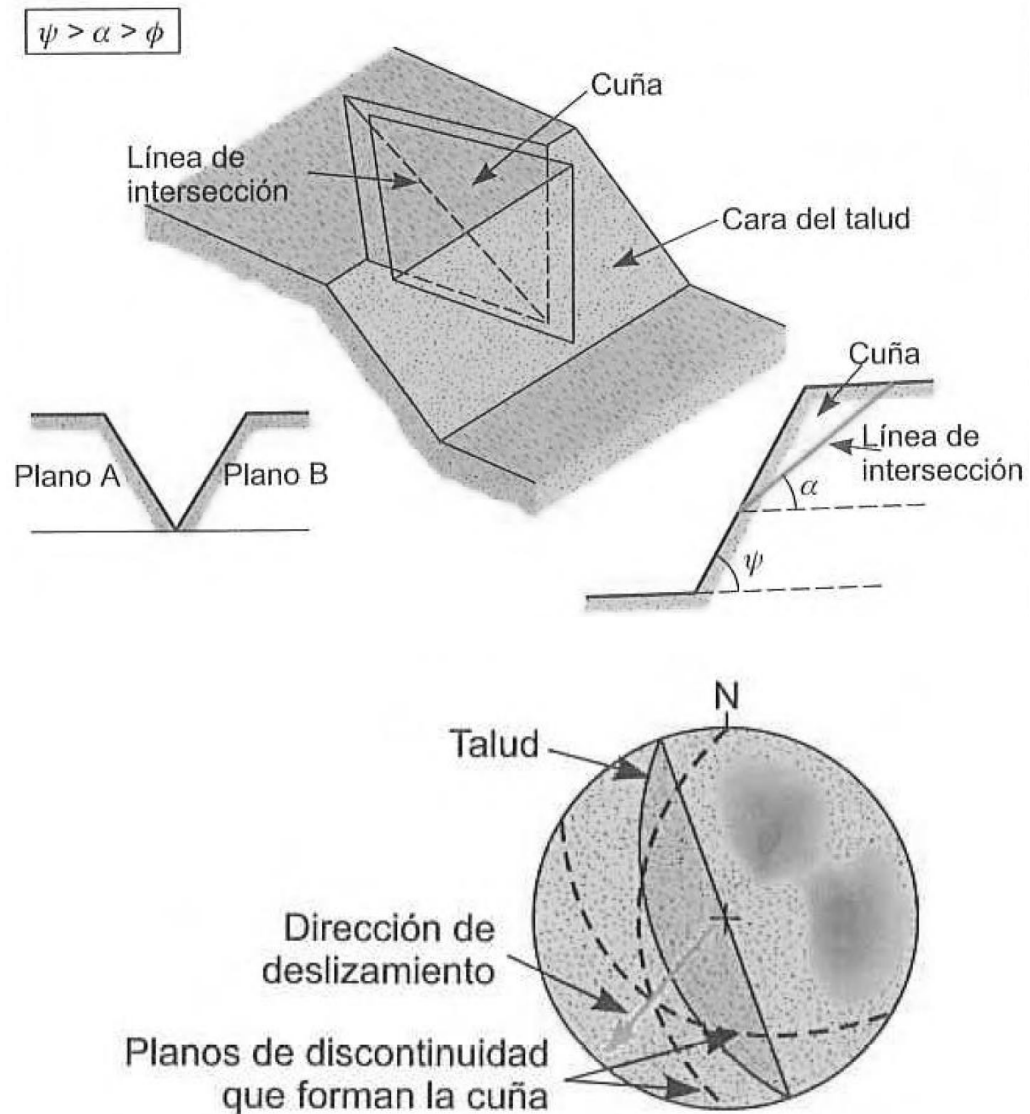
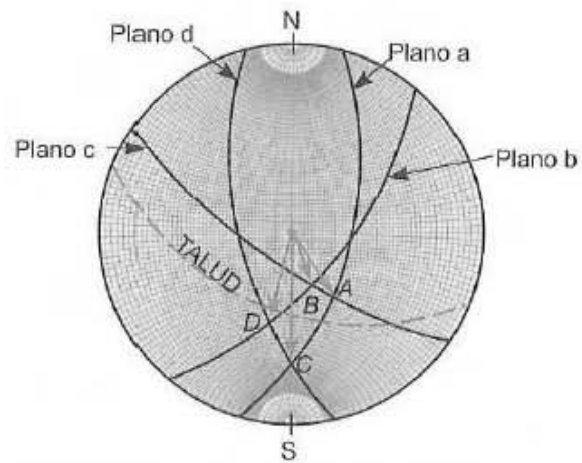


Figura 2.8 Condiciones para que se presenta una falla de cuña en roca y proyección estereográfica (González de Vallejo, 2004).

Ahora en la figura 2.9 se presenta un ejemplo extraído de González de Vallejo (2004) en el cual se analiza la posibilidad de deslizamiento de cuñas formadas por la combinación de cuatro familias de discontinuidades. En dicho ejemplo se puede observar que las cuñas A y B no tienen posibilidad de deslizamiento por no cumplirse la condición  $\psi > \alpha$ , las cuñas C y D presentan condiciones de deslizamiento.



Cuñas que se forman en un macizo rocoso con cuatro familias de discontinuidades con respecto a un talud de orientación  $110^{\circ}/45^{\circ}\text{S}$

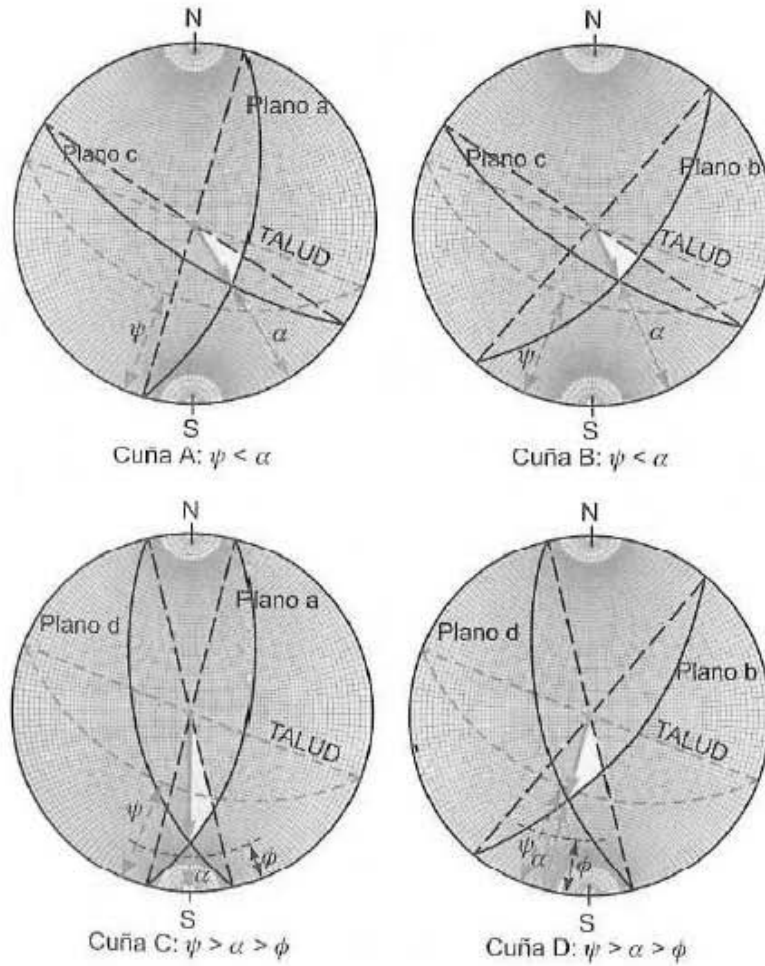


Figura 2.9 Representación estereográfica de cuatro familias de discontinuidades y la formación de cuñas (González de Vallejo, 2004).

### 2.2.3 Falla por vuelco

La falla por vuelco también es conocida como “cabeceo” o como “toppling” en inglés, la cual se genera cuando una familia de discontinuidades es paralela o casi paralela a la cara del talud con un buzamiento alto y orientación hacia el interior del talud.

El vuelco va ligado a la rotación de bloques o columnas en torno a una base fija por la acción de la fuerza de gravedad y la presión de agua en las discontinuidades. Una falla por vuelco implica que un estrato tiende a quedar suspendido y soportado únicamente por la resistencia pasiva de las capas de la base del talud. Para que se produzca una falla por vuelco, no es necesario que el talud esté constituido de cierto material, esto debido a que pueden manifestarse a cualquier escala y en casi todo tipo de rocas.

Existen básicamente tres variantes en la falla por vuelco, las cuales se observan en la figura 2.10.

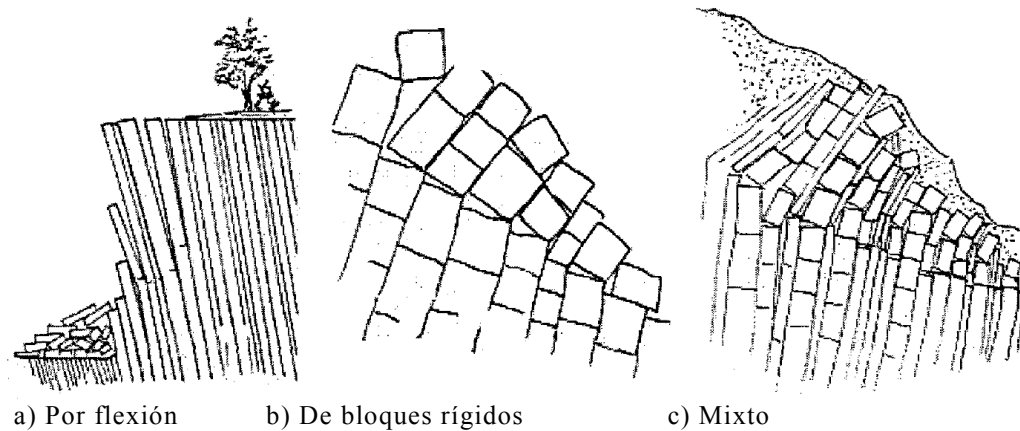


Figura 2.10 Tipos de falla por vuelco (Goodman y Bray, 1976).

El vuelco por flexión se presenta normalmente en rocas duras con discontinuidades casi verticales y bien definidas, puede ser provocado por erosión en la base del talud. Es producido por una serie de movimientos acumulados a lo largo de las discontinuidades, lo cual genera grietas de tensión.



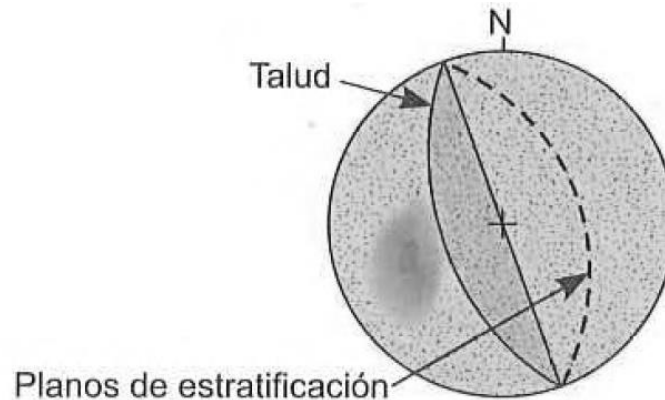


Figura 2.11 Representación estereográfica de una falla por vuelco (González de Vallejo, 2004).

El vuelco de bloques rígidos se produce normalmente en rocas con discontinuidades más o menos ortogonales que forman bloques. El empuje sobre los bloques inferiores transmite un desplazamiento que progresa hacia los bloques superiores. Para su análisis se pueden aplicar los métodos de Goodman y Bray (1976), Zambak (1983), Ayala et al (1985), Sagaseta et al (2001), etc.

El vuelco mixto se compone de una flexión pseudo-continua que afecta a columnas largas de roca con juntas transversales, y representa un caso que involucra los dos casos anteriores por lo tanto su análisis resulta muy complejo.

#### 2.2.4 Falla por pandeo de estratos

La falla por pandeo de estratos ocurre cuando se tienen discontinuidades debidas a planos de estratificación paralelos a la cara del talud, y siendo su ángulo de buzamiento mayor al ángulo de fricción interna de la roca. Se originan al tener estratos lo suficientemente esbeltos, combinados con una altura excesiva del talud, existencia de presión de agua en las discontinuidades, y/o sobrecargas en la parte superior del talud.

Se tienen básicamente tres tipos de falla por pandeo en taludes, las cuales se muestran en la figura 2.12.

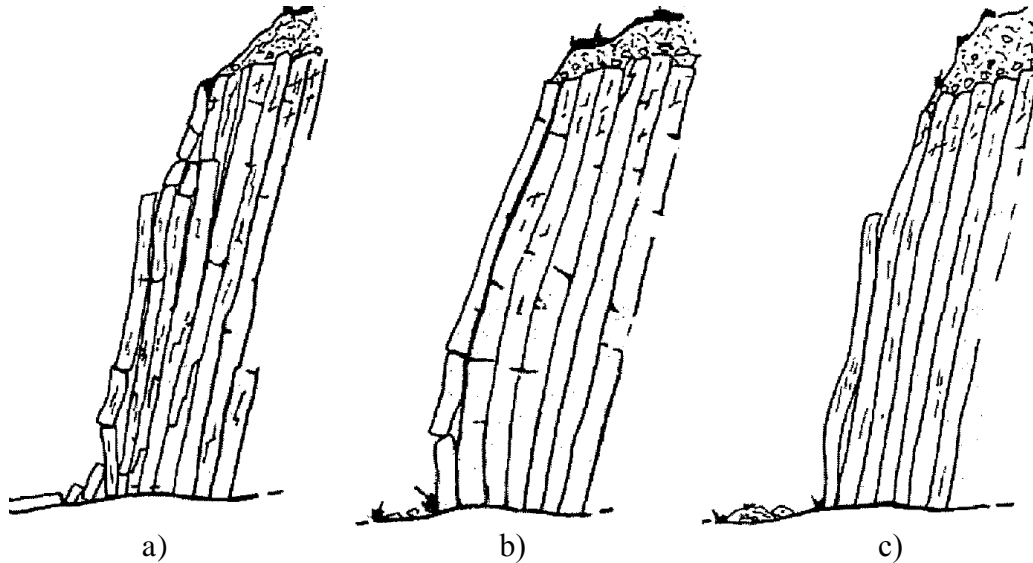


Figura 2.12 Falla por pandeo de estratos (Ayala y Andreu, 1987). a) Pandeo por flexión de placas continuas b) Pandeo por flexión de placas fracturadas en taludes con frentes planos c) Pandeo por flexión de placas.

### 2.2.5 Falla curva

Este tipo de falla ocurre cuando la distribución de las discontinuidades no tiene un patrón definido o no obedece a la agrupación en familias, más bien su distribución es caótica. De igual manera cuando los bloques que se forman son muy pequeños en relación con el tamaño del talud y sus propiedades mecánicas como la resistencia al corte son muy pobres. Este tipo de falla se asemeja a las producidas por suelos arcillosos debido a la poca interacción que tienen los fragmentos de roca entre sí. En la figura 2.13 se puede observar la típica distribución de una falla circular en roca. Este tipo de falla también puede presentarse en rocas altamente meteorizadas y en lutitas alteradas que al encontrarse con presiones intersticiales elevadas, disminuyen su esfuerzo cortante.

Cuando se tiene este tipo de mecanismo de falla, pueden aplicarse los métodos de cálculo tradicionales utilizados en suelos como Janbu, Bishop, Spencer, Morgenstern – Price, entre otros. Cuando el talud presenta grietas de tensión, no se pueden aplicar los programas de cálculo que utilizan las bases teóricas mencionadas, en su lugar se puede analizar mediante el método de Hoek y Bray (1981), cuando utilizan el método de Bishop con una posible presencia de agua en la grieta de tensión.



Figura 2.13 Falla circular en un talud de roca, (Ayala y Andreu, 1987).

Las fallas de tipo circular pueden estar combinadas con otros tipos, como los mostrados en la figura 2.14.

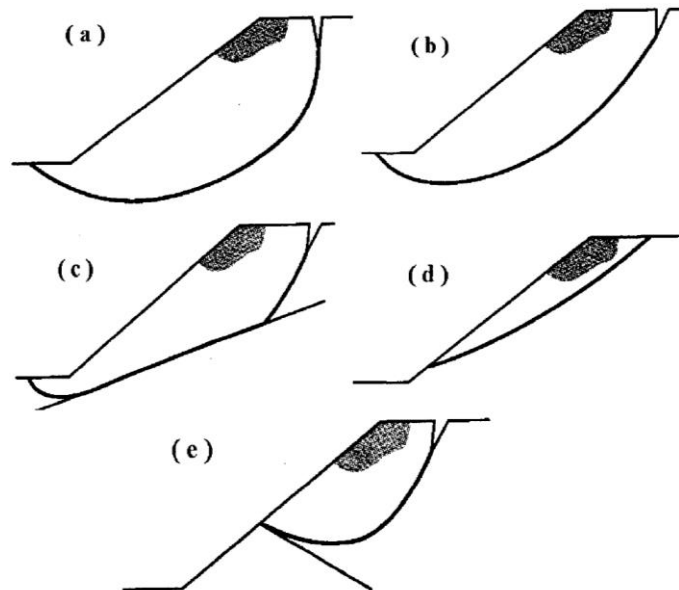


Figura 2.14 Desarrollo de deslizamientos curvilíneos (Hudson y Harrison, 1997).

### 2.3 Mecanismos de degradación y desprendimientos

Es importante conocer el proceso mediante el cual la roca y los macizos rocosos se degradan naturalmente, para deducir, de forma empírica, el posible mecanismo que disminuye las propiedades resistentes y cambia el equilibrio estático de las laderas y taludes.

La degradación natural afecta a todo tipo de rocas, pero cobra mayor importancia en las rocas de origen sedimentario como las lutitas, limolitas y areniscas; en las cuales los efectos de intemperización de la naturaleza pueden provocar mayores daños en lapsos de tiempo cortos. El problema básicamente con este tipo de rocas son los desprendimientos de masas pequeñas, pero que puede causar daños significativos a estructuras como carreteras, edificaciones u, otras según el caso.

Se define como desprendimiento a la masa de roca separada de un talud mediante una superficie de corte normalmente pequeña y cuyo recorrido se realiza en gran parte, a través del aire (Ayala y Andreu, 1987). En la figura 2.15 se puede observar un mecanismo de desprendimiento clásico en rocas sedimentarias, donde los estratos menos competentes, como las lutitas, se degradan a una velocidad superior a las calizas, por ejemplo. El fenómeno que sucede consiste en que en una primera instancia los estratos de roca se encuentran iguales en la cara del talud, pero dichos estratos menos competentes se degradan a una velocidad mayor, lo que ocasiona una falla en el apoyo de la roca más competente, causando que el bloque descalzado cambie en su estado de esfuerzos, y se genere un estado de flexo-compresión que provoca el desprendimiento del mismo. Aunque de manera general esa es la descripción del fenómeno, este puede estar condicionado por la fracturación del macizo rocoso, el buzamiento de las discontinuidades, la inclinación del talud y la orientación de las discontinuidades con respecto al mismo.

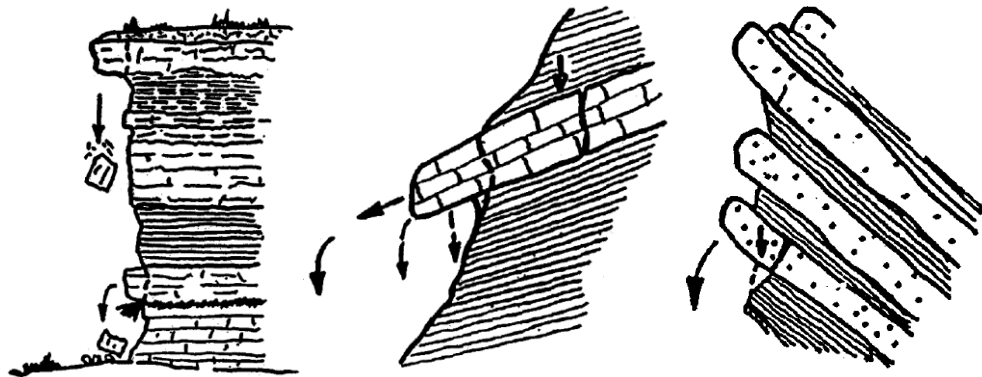


Figura 2.15 Caída de fragmentos en taludes rocosos con diferentes orientaciones en la estratificación (Ayala y Andreu, 1987).

De acuerdo a la geometría de los taludes, los fragmentos rocosos desprendidos pueden tener comportamientos distintos, en cuanto a sus trayectorias y velocidades que desarrollan en su recorrido hasta alcanzar el estado de reposo. La figura 2.16 muestra las principales trayectorias que los fragmentos de roca pueden describir de acuerdo a la geometría del talud, aunque este tipo de análisis se dará a conocer más a fondo en el capítulo 4.

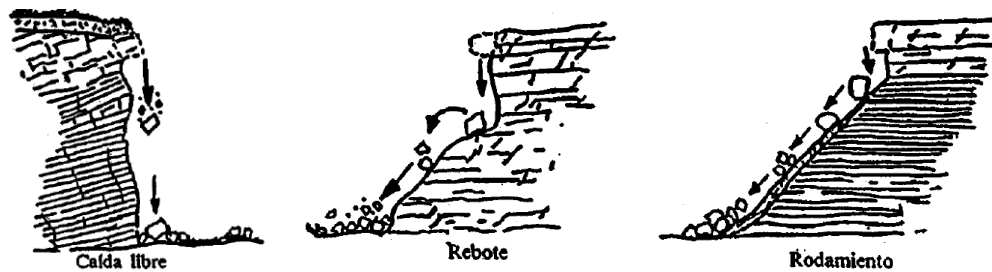


Figura 2.16 Principales trayectorias de caída de fragmentos rocosos en taludes (Ayala y Andreu, 1987).

### 3. CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS E IDENTIFICACIÓN DE PROBABLES FALLAS EN CAMPO

Para poder determinar cuan dañado se encuentra un determinado macizo rocoso, existen diferentes clasificación geomecánicas que toman en cuenta distintos parámetros, siendo algunos obtenidos en laboratorio, en campo e incluso visuales donde influye la apreciación y el criterio del ingeniero.

Aunque las clasificaciones geomecánicas descritas en este capítulo no fueron generadas para los mismos fines ni con las mismas bases teóricas, es conveniente determinar hasta qué punto resultan aplicables tanto unas como otras al calificar un talud rocoso.

#### 3.1 Clasificación RMR de Bieniawski

La clasificación de Bieniawski es una de las más aplicadas en la ingeniería, y tiene su aplicación de forma directa en taludes. Esta clasificación fue propuesta en el año de 1973 y actualizada en los años 1979 y 1989. A continuación se describirá el procedimiento general para determinar el parámetro RMR (*Rock Mass Rating*) de Bieniawski.

Básicamente esta clasificación depende de los factores:

- Resistencia de la roca intacta
- Índice de calidad de roca RQD
- Condiciones de las discontinuidades
- Efecto y presencia del agua
- Posición de las discontinuidades respecto de la obra

Para saber en qué medida estos factores afectan la calidad de la roca, son asignados valores que en su conjunto proporcionan el índice de calidad RMR buscado, el cual va teóricamente de 0 a 100, pero normalmente se encuentra entre 15 y 100. De acuerdo al valor obtenido de RMR, los macizos rocosos se agrupan en cinco categorías diferentes de acuerdo a la tabla 3.1. Mediante esta clasificación se pueden asignar valores estimados de cohesión y ángulo de fricción interna (ver tabla 3.2), aunque no sustituyan estrictamente a los ensayos de resistencia al corte, de igual manera es posible estimar el módulo de deformación del macizo rocoso  $E_M$  mediante lo expresado en la ecuación 10.

$$E_M(GPa) = 1.75 RMR - 85 \quad (10)$$

A continuación se describen los diez parámetros que integran la clasificación:

1. Orientación: Posición de la discontinuidad en el espacio, definida por la dirección de la línea de máxima pendiente en el plano de la discontinuidad respecto al norte de la horizontal contenida en el plano de discontinuidad (rumbo), y por el ángulo de la perpendicular a esta línea con la horizontal (echado).
2. Espaciamiento: distancia perpendicular entre dos discontinuidades adyacentes, aunque normalmente se refiere al espaciamiento medio de una familia de discontinuidades.
3. Continuidad: Extensión superficial de una determinada discontinuidad en un plano imaginario que la contenga.
4. Rugosidad: Conjunto de irregularidades de diferente orden de magnitud (asperezas, ondulaciones), que componen las superficies de las paredes de una discontinuidad.
5. Resistencia de la discontinuidad: resistencia a la compresión de la superficie de la discontinuidad. Puede ser más baja que la resistencia de la roca intacta a causa de la meteorización de la misma.
6. Apertura: Distancia perpendicular entre las paredes de una discontinuidad.
7. Relleno: Material que separa las paredes de una discontinuidad, normalmente más débil que la roca intacta.
8. Filtración: Flujo de agua y humedad libre visible en discontinuidades o en la totalidad de la roca.
9. Familias: número de familias que comprenden el sistema de discontinuidades del medio rocoso.
10. Tamaño de bloque: Dimensiones del bloque de roca resultante de la mutua orientación y espaciado de las familias de discontinuidades.

En la tabla 3.1 se puede observar el procedimiento más detallado para la determinación del índice RMR de Bieniawski.

---

---

## Parámetros de clasificación

1	Resistencia de la roca intacta (Mpa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión simple (Mpa)		
		Compresión simple	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90 - 100 %	75 - 90 %	50 - 75 %	25 - 50 %	< 25 %		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Separación entre discontinuidades		> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	6 - 20 cm	< 6 cm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Espaciado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	< 20 m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno Blando < 5 mm	Relleno Blando > 5 mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
Puntuación		6	5	3	1	0			
5	Agua freática	Gasto por 10 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min	10 - 25 litros/min	25 - 125 litros/min	> 125 litros/min		
		Relación: Presión de agua/Esfuerzo o principal mayor	0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación		15	10	7	4	0	

## Corrección por la orientación de las discontinuidades

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

## Clasificación

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

Tabla 3.1 Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)



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

Tabla 3.2 Aproximación del ángulo de fricción interna y la cohesión en relación con el RMR.

### 3.2 Clasificación Q de Barton.

Esta clasificación geomecánica está diseñada para su utilización en túneles, por lo tanto no se profundizará demasiado en su descripción.

Fue desarrollada por Barton, Lien y Lunde en el año de 1974, esta clasificación permite estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso, y diseñar sostenimientos para los túneles y cavernas. El índice Q de Barton se evalúa de acuerdo a lo establecido en la ecuación 11.

$$Q = \left( \frac{RQD}{J_n} \right) \left( \frac{J_r}{J_a} \right) \left( \frac{J_w}{SRF} \right) \quad (11)$$

Donde: *RQD* = índice de calidad de la roca (*Rock Quality Designation*); *J<sub>n</sub>* = grado de fracturamiento del macizo; *J<sub>r</sub>* = índice de rugosidad de las discontinuidades; *J<sub>a</sub>* = índice de alteración de las discontinuidades; *J<sub>w</sub>* = corrección por la presencia de agua; *SRF* = coeficiente del estado de esfuerzos del macizo rocoso.

### 3.3 Clasificación GSI de Hoek y Brown

La clasificación GSI (*Geological Strength Index*) fue planteada por Hoek y Brown en el año de 1994 a raíz de la aparición del criterio de rotura de los mismos autores, resultando inadecuado el uso del RMR sobretudo en el caso de rocas débiles.

El sistema de clasificación GSI estima las propiedades geomecánicas del

macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo, las cuales se basan en la apariencia del mismo a nivel de estructura y a nivel de condición de la superficie. A nivel de estructura se tiene en cuenta el grado de alteración que sufren las rocas, la unión que existe entre ellas, que está dada por las formas y aristas que presentan, así como por su cohesión. Para las condiciones de la superficie, se toma en cuenta si ésta se encuentra alterada, si ha sufrido erosión o qué tipo de textura presenta, además del tipo de recubrimiento existente.

Una vez realizadas las observaciones se escoge de la tabla 3.3 la situación que más se acerca a la realidad del macizo en estudio, obteniendo de esta forma el valor de GSI.

Tal como puede verse en la tabla 3.3, los valores de GSI varían de 1 a 100. Los valores cercanos a 1 corresponden a las situaciones del macizo rocoso de menor calidad, es decir con la superficie muy erosionada, con arcilla blanda en las juntas, y con una estructura poco resistente debido a las formas redondeadas, y a la gran cantidad de fragmentación que sufre el macizo. Por otro lado, los valores de GSI cercanos a 100, implican macizos de gran calidad, ya que significa una estructura marcada por una pequeña fragmentación en la que abundan las formas prismáticas y superficies rugosas sin erosión.

Existen algunas correlaciones empíricas en relación al RMR y el GSI, las cuales sirven solamente como referencia:

- Si el valor de  $RMR_{76}$  es mayor a 18, el GSI es igual al  $RMR_{76}$ .
- Si el valor de  $RMR_{76}$  es menor a 18, no es posible obtener el GSI a partir del  $RMR_{76}$ .
- Si el valor de  $RMR_{89}$  es mayor a 23, el GSI es igual al  $RMR_{89}$ .
- Si el valor de  $RMR_{89}$  es menor a 23, no es posible obtener el GSI a partir del  $RMR_{89}$ .

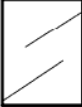





<p><b>GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)</b></p> <p>From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.</p>		<p><b>SURFACE CONDITIONS</b></p> <p><b>VERY GOOD</b> Very rough, fresh unweathered surfaces</p> <p><b>GOOD</b> Rough, slightly weathered, iron stained surfaces</p> <p><b>FAIR</b> Smooth, moderately weathered and altered surfaces</p> <p><b>POOR</b> Slackensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments</p> <p><b>VERY POOR</b> Slackensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings</p>				
<p><b>STRUCTURE</b></p>		<p><b>DECREASING SURFACE QUALITY</b> →</p>				
 <p><b>INTACT OR MASSIVE</b> - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities</p>	90	80	70	60	N/A	
 <p><b>BLOCKY</b> - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets</p>	80	70	60	50	40	
 <p><b>VERY BLOCKY</b>- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets</p>	70	60	50	40	30	
 <p><b>BLOCKY/DISTURBED/SEAMY</b> - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity</p>	60	50	40	30	20	
 <p><b>DISINTEGRATED</b> - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces</p>	50	40	30	20	10	
 <p><b>LAMINATED/SHEARED</b> - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes</p>	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	

Tabla 3.3 Estimación del parámetro GSI, basado en observaciones geológicas (Hoek et al., 2002)

### 3.4 Clasificación SMR de Romana.

Esta clasificación geomecánica fue desarrollada por Romana en 1995 basada en el  $RMR_{76}$  de Bieniawski con algunos factores de ajuste para aplicarlo directamente a taludes. Los factores corresponden al tipo de mecanismo de falla del talud rocoso, esto debido a que normalmente su estabilidad está gobernada por las discontinuidades y la intersección de las mismas al formar bloques de roca.

Al parámetro RMR le son sumados los factores de ajuste, cuyos valores se encuentran en función de la orientación de las discontinuidades (producto de tres sub factores) y un factor de excavación que depende del método de excavación utilizado, ver fórmula 12.

$$SMR = RMR + (F1 \cdot F2 \cdot F3) + F4 \quad (12)$$

Donde:  $RMR$  = valor entre 0 y 100 calculado de acuerdo con los coeficientes de Bieniawski (1976) como la suma de las valoraciones correspondientes a cinco parámetros, ver tema 3.1; el factor de ajuste de las discontinuidades es producto de tres sub factores.

- F1.- Paralelismo entre el talud y la discontinuidad

Corresponde a la medición de cuan paralelo es el rumbo del talud con respecto al de las discontinuidades. Varía entre 1 (cuando ambos rumbos son paralelos) y 0.15 (cuando el ángulo entre ambos rumbos es mayor a  $30^\circ$ , y la probabilidad de falla es baja). Estos valores se determinan de acuerdo a lo establecido por la ecuación 13.

$$F1 = (1 - \text{Sen}(ap - af))^2 \quad (13)$$

Donde:  $ap$  = dirección del echado de la discontinuidad;  $af$  = dirección del echado del talud.

- F2.- Inclinación del plano de discontinuidad

Depende del echado de la discontinuidad en la falla plana. En cierto modo este factor es una medida de la probabilidad a la resistencia al

esfuerzo cortante de la discontinuidad, su magnitud varía entre 1 (para juntas con echado superior a 45°) y 0.15 (para juntas con echado inferior a 20°). Aunque sus valores fueron establecidos originalmente de forma empírica, pueden ajustarse de acuerdo a la ecuación 14.

$$F2 = \tan^2 \psi_p \quad (14)$$

Donde:  $\psi_p =$  echado de la discontinuidad.

- F3.- Relación entre el echado del talud y el echado del plano de discontinuidad

Estos valores son los propuestos originalmente por Bieniawski (1976), los cuales siempre son negativos.

Factor F1						
Caso		Muy favorable	Favorable	Normal	Desfavorable	Muy Desfavorable
P	$\alpha_p - \alpha_f$	> 30°	30° - 20°	20° - 10°	10° - 5°	< 5°
T	$\alpha_p - \alpha_f - 180$					
P/T	F1	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
Factor F2						
P	$\psi_p$	< 20°	20° - 30°	30° - 35°	35° - 45°	> 45°
	F2	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T	F2	1	1	1	1	1
Factor F3						
P	$\psi_p - \psi_f$	> 10°	10° - 0°	0°	0° - (-10°)	< -10°
T	$\psi_p + \psi_f$	< 110°	110° - 120°	> 120°		--
P/T	F3	0	-6	-25	-50	-60
P		$\alpha_f$ dirección de lechado del talud		$\alpha_p$ dirección del echado de la discontinuidad		
T	Rotura por vuelco	$\psi_f$ echado del talud		$\psi_p$ echado de las juntas		

Tabla 3.4 Factor de ajuste para las discontinuidades para la clasificación SMR (Romana, 1985).

- Factor de ajuste según el Método de Excavación

Este factor ha sido establecido empíricamente de acuerdo a los criterios de la tabla 3.5.

- Los taludes naturales son más estables, a causa de los procesos previos de erosión sufridos por el talud, y de los mecanismos internos de protección que muchos de ellos poseen (vegetación,

deseccación superficial, drenaje torrencial, etc.) para ello se da un valor de  $F4 = +15$ .

- Utilizar la técnica del pre corte en las voladuras aumenta la estabilidad de los taludes en media clase.  $F4 = +10$ .
- La técnica de voladura suavizada (precorte o post-corte) bien calculada y ejecutada, también aumenta la estabilidad de los taludes.  $F4 = +8$ .
- Las voladuras normales aplicadas con métodos razonables no modifican la estabilidad.  $F4 = 0$ .
- Las voladuras defectuosas son muy frecuentes y pueden empeorar la estabilidad propia del terreno.  $F4 = -8$ .
- La excavación mecánica de los taludes por ripeado sólo es posible cuando el macizo rocoso está muy fracturado o se excava roca blanda. Con frecuencia se combina con pre-voladuras que contemplan poco criterio de diseño. Las caras del talud presentan dificultades de acabado. Por ello el método ni mejora ni empeora la estabilidad.  $F4 = 0$ .

Método de excavación	Talud natural	Precorte	Voladura suave	Voladura ó mecánico	Voladura deficiente
Valor de F4	15	10	8	0	-8

Tabla 3.5 Factor de ajuste según el método de excavación del talud para la clasificación SMR (Romana, 1985).

Para aplicar esta clasificación, Romana (1985) hace las siguientes observaciones:

- La clasificación no tiene instrucciones específicas para las roturas en cuña. El procedimiento a seguir es obtener el índice SMR para cada una de las familias de las juntas. El valor más bajo obtenido para cada familia empíricamente, será el representativo del talud.
- En rocas meteorizadas y en las evolutivas, la clasificación deberá ser aplicada dos veces: para la situación inicial de roca sana y para la situación futura de la roca meteorizada. Los índices obtenidos serán distintos.

Según el valor del índice SMR, se obtienen 5 clases de estabilidad, definidas en la tabla 3.6.

Clase No.	V	IV	III	II	I
SMR	0 - 20	21 - 40	41 - 60	61 - 80	81 - 100
Descripción	Muy mala	Mala	Regular	Buena	Muy buena
Estabilidad	Totalmente inestable	Inestable	Parcialmente estable	Estable	Totalmente estable
Roturas	Grandes roturas por planos continuos o por la masa	Juntas o grandes cuñas	Algunas juntas o muchas cuñas	Algunos bloques	Ninguna
Tratamiento	Reexcavación	Corrección	Sistemático	Ocasional	Ninguno

Tabla 3.5 Clases de estabilidad de acuerdo al SMR (Romana, 1985).

Los valores límite del SMR encontrados empíricamente para cada tipo de mecanismo de falla se muestran en la tabla 3.6. Todos los taludes con valores de SMR inferiores fallan en un lapso muy corto de tiempo. No se han encontrado taludes con valores menores a 10, lo cual indica que no son físicamente factibles.

Fallas planas		Fallas en cuña	
SMR > 60	Ninguna	SMR > 75	Muy pocas
60 > SMR > 40	Importantes	75 > SMR > 49	Algunas
40 > SMR > 15	Muy grandes	55 > SMR > 40	Muchas
Fallas por vuelco		Fallas completas (tipo suelo)	
SMR > 65	Ninguna	SMR > 30	Ninguna
65 > SMR > 50	Menores	30 > SMR > 10	Posible
40 > SMR > 30	Muy grandes		

Tabla 3.6 Valores límite para la clasificación SMR (Romana, 1985).

### 3.5 Mapeo aplicado a taludes con el método de frente

Los mapeos se realizan directamente en campo de acuerdo a la observación del especialista, estas observaciones son de gran utilidad para detectar probables problemas de estabilidad con los taludes y laderas, describir cual es el estado actual de la estructura así como los eventos que ha tenido en el pasado.

El método de frente (Face method, Peters 1978) es de trazado superficial, cuya metodología es semejante a la mayoría de técnicas de

mapeo superficial utilizado en geología.

El método se realiza al levantar topográficamente primero el área del banco por mapear. Las referencias topográficas se resaltan con pintura brillante a la mitad del banco en intervalos de 10 m. El mapeo se debe hacer desde la parte inferior del talud hacia la parte superior. Con las marcas pintadas se pueden localizar las estructuras que logran alcanzar el hombro del talud.

Los datos obtenidos se registran en el plano, donde se indican el hombro y bermas del talud, se toman los rumbos y echados de las estructuras para facilitar la construcción de dicho plano. Las características importantes como los planos de falla, cuñas, fracturas de tensión, y filtraciones de agua se pueden registrar de igual manera.

Se presenta un ejemplo de un talud cualquiera que ha sido planteado hipotéticamente (Figura 3.1), al cual se le hace el mapeo con este método, los resultados se muestran en la figura 3.2.

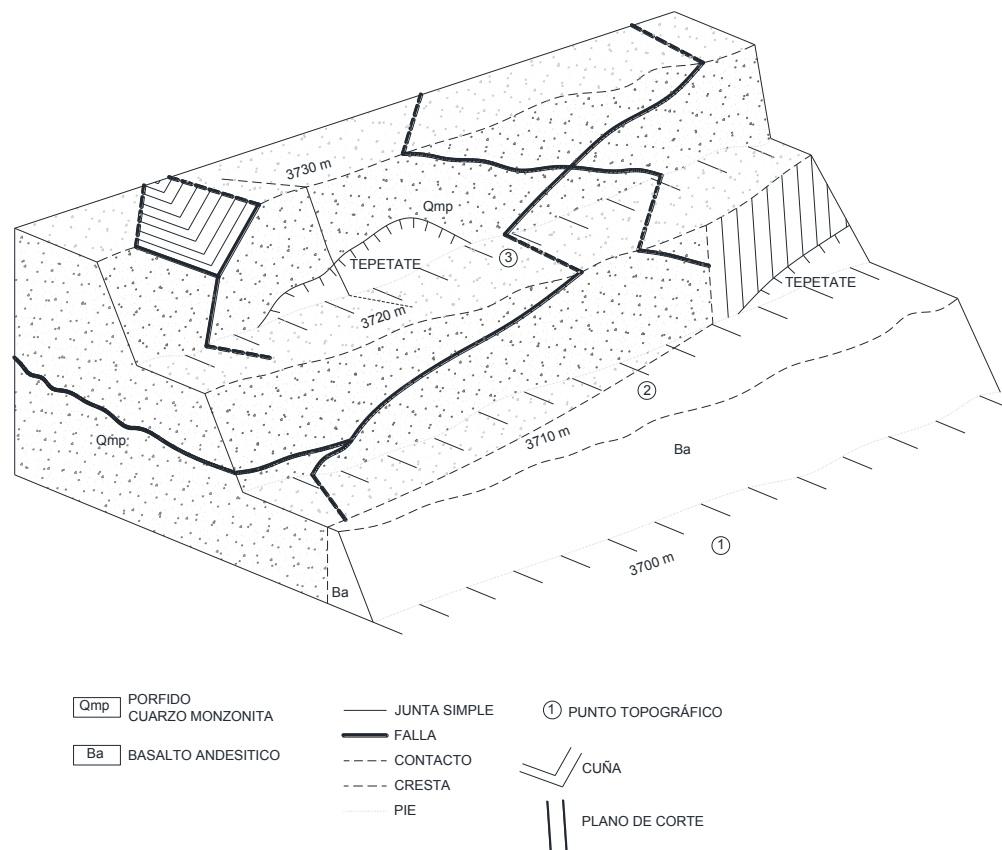


Figura 3.1 Vista en bloque de la geología del talud



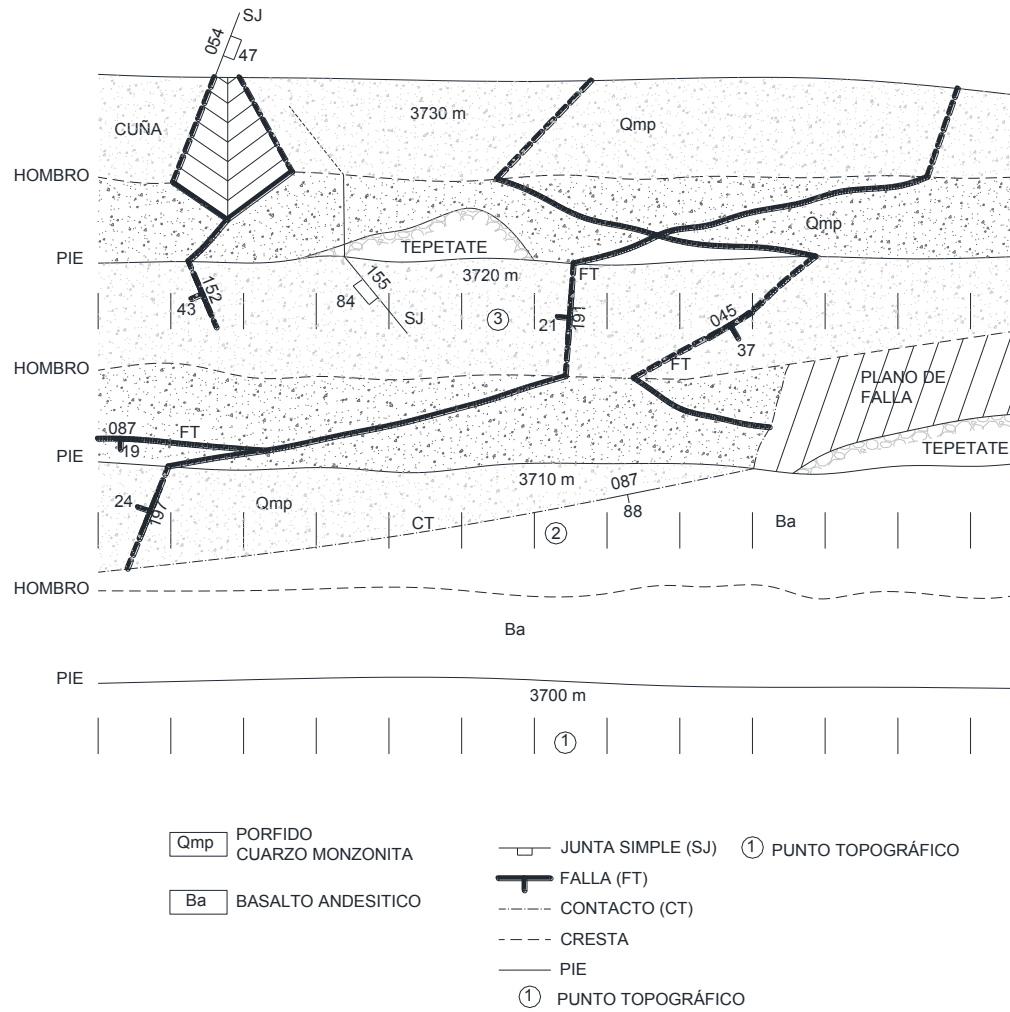


Figura 3.2 Mapa estructural con el método de frente para la geología mostrada en la figura 3.1.

#### 4. FUNDAMENTOS TEÓRICOS EN EL ANÁLISIS DE CAÍDA DE FRAGMENTOS DE ROCA

En general el análisis de caída de bloques de roca se basa en el movimiento que desarrollan estos a lo largo de una ladera, el cual se rige por la ecuación de una parábola si se desprecia la resistencia que ofrece el aire. El punto de impacto con la superficie del terreno se determina como la intersección entre la parábola que describe el movimiento del bloque y la poligonal que se ajusta al perfil del terreno natural. La ecuación del movimiento parabólico de la roca en un perfil bidimensional puede definirse en un sistema coordenado como el mostrado en la tabla 4.1.

Desplazamiento	Velocidad	Aceleración
$x = v_{0x} t + x_0$	$x' = v_{0x}$	$x' = 0$
$y = -0.5 g t^2 + v_{0y} t + y_0$	$y' = -gt + v_{0y}$	$y' = -g$

Tabla 4.1 Ecuaciones de desplazamiento, velocidad y aceleración de una partícula en movimiento parabólico.

Como ya se dijo anteriormente el punto de impacto de la roca es la intersección entre la trayectoria parabólica del fragmento y la superficie del terreno, y se determina mediante la ecuación 15. Para efectos de los programas de cómputo, el terreno se divide en segmentos formados por rectas; contra las cuales impacta la partícula a lo largo de su trayectoria.

$$y = -\frac{1}{2} g \left[ \frac{(x-x_0)^2}{v_{0x}^2} + v_{0y} \right] \left[ \frac{(x-x_0)}{v_{0x}} + y_0 \right] \quad (15)$$

Donde:  $v_{0y}$ ,  $v_{0x}$  = coeficientes de la velocidad inicial en el punto de origen del desprendimiento;  $x_1$ ,  $y_1$  = coordenadas iniciales del segmento en el que se produce el impacto;  $x_2$ ,  $y_2$  = coordenadas finales del segmento en el que se produce el impacto;  $x_0$ ,  $y_0$  = coordenadas del origen.

El rebote ocurre cuando la roca desprendida impacta contra la superficie del talud. La magnitud del rebote viene definida por los coeficientes de restitución energética, los cuales indican la cantidad de energía disipada durante el impacto. Por otro lado el ángulo de impacto se define como una

función de la trayectoria de la roca y del ángulo del talud.

El movimiento de rotación del bloque se describe convenientemente en función de sus ejes principales de inercia, caracterizados por la forma geométrica de la roca.

De acuerdo a lo planteado en los párrafos anteriores se deduce que lo primero que se debe conocer antes de comenzar a realizar los análisis de caída de bloques es conocer los tipos de comportamiento que tienen los detritos al caer por la cara de un talud, y las propiedades que gobiernan estos comportamientos como la geometría de los fragmentos de roca, sus propiedades físicas, así como la geometría del mismo talud. A continuación se hará una breve semblanza de estas características y su importancia en los análisis de caída de detritos en taludes rocosos. En la tabla 4.2 se muestran las características comentadas anteriormente.

	Factor	Parámetro
Talud	Geometría	Inclinación del talud
		Altura del talud
		Rugosidad superficial
	Propiedades físicas	Coefficientes elásticos
		Coefficientes de fricción
Roca desprendida	Geometría	Tamaño
		Forma
	Propiedades físicas	Velocidad angular
		Durabilidad
		Masa de la roca
		Coefficientes de restitución
		Coefficientes de fricción
		Ángulo de fricción

Tabla 4.2 Parámetros que determinan el comportamiento de la caída de bloques.

Es importante determinar adecuadamente cada uno de estos parámetros debido a que con una mínima variación en uno de ellos, los resultados tienden a cambiar sustancialmente como se observará posteriormente en los ejercicios de aplicación.

A continuación se describirán cada uno de los parámetros y la forma más aproximada para ser determinados.

---

---

## 4.1 La geometría del talud

En taludes o laderas la inclinación de estos influye en el ángulo de rebote de los fragmentos rocosos y por lo tanto en sus trayectorias, por otro lado la altura de los mismos va directamente relacionada con la energía que los fragmentos pueden desarrollar, mientras que la rugosidad superficial puede influir entre la rodadura o el deslizamiento de los mismos fragmentos.

En la práctica profesional es común que se tenga poca información acerca de la topografía de los taludes; esto debido a que es complicado tener datos a lo largo de toda una autopista o una vía férrea. Normalmente solo se tiene información de zonas focalizadas en las que se ha registrado algún tipo de problemas, debido a esto es muy probable que la geometría que se esté tomando para el análisis de toda una zona no sea representativa para todo el ancho de la ladera; es por esto que se recomienda hacer levantamientos topográficos detallados en las zonas identificadas con problemas de caída de detritos. Todo esto resulta muy importante de saber debido a que una mínima variación en la inclinación del talud arroja resultados distintos como los mostrados en los ejercicios de aplicación.

## 4.2 Propiedades físicas (Coeficientes de restitución)

Los coeficientes de restitución pueden entenderse como la relación que existe entre la velocidad de un cuerpo después de impactar y la velocidad del mismo antes de dicho impacto, lo cual a su vez se traduce en energía. Los coeficientes de restitución de los materiales van íntimamente ligados con la geometría del talud al momento de obtener los resultados finales de las trayectorias, esto debido a que, por ejemplo, un área del talud que contenga grava suelta con algunas secciones de roca expuesta, resulta en comportamientos muy diferentes comparados con una pared del talud donde se encuentra roca sana o poco alterada.

La magnitud de los rebotes está dada por los coeficientes de restitución energética, los cuales indican la cantidad de energía conservada tras el impacto o dicho de otra manera la energía no disipada. La velocidad después del impacto es proporcional a la velocidad que tenía el bloque inicialmente, siendo el coeficiente de proporcionalidad el coeficiente de restitución energética, expresado en la ecuación 17.

$$v_2 = R(v_1) \tag{17}$$

Donde:  $v_2$  = velocidad después del impacto;  $v_1$  = velocidad inicial;  $R$  =

*coeficiente de restitución energética.*

De acuerdo a Gili et. al, (1993) la energía disipada debida a la interacción de la roca al impactar contra el talud tiene un comportamiento elasto-plástico, tal y como se muestra en la figura 4.1.

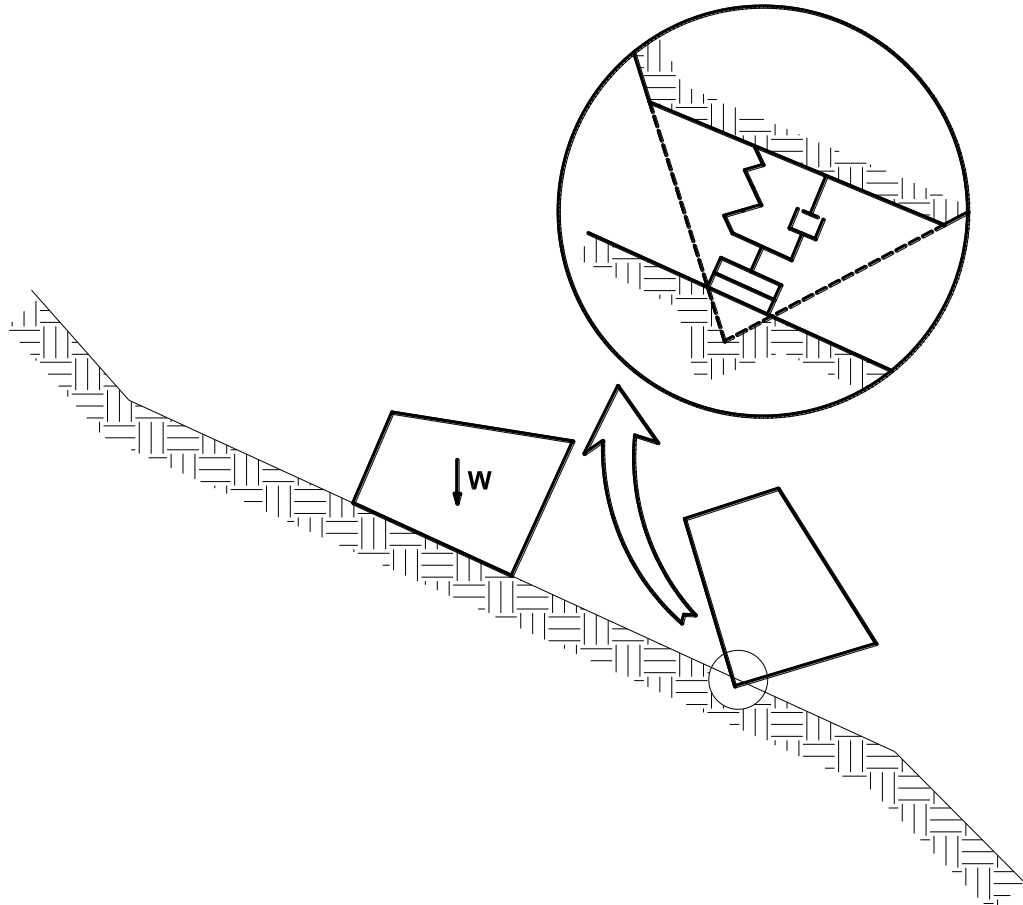


Figura 4.1 Idealización del modelo elasto-plástico actuando en un fragmento de roca al impactar contra un talud.

Para poder entender mejor el problema Gili et al (1993), se definen dos coeficientes de restitución energética; uno normal y uno tangencial.

El coeficiente de restitución normal ( $R_n$ ) explica la relación entre las velocidades normales a la ladera antes y después del impacto, el cual está determinado con base en la rigidez de la superficie de la ladera; cuanto más deformable sea el material, menor será su coeficiente de restitución normal.

El coeficiente de restitución tangencial ( $R_t$ ) explica la relación entre las velocidades paralelas al talud antes y después del impacto. La vegetación, y en menor grado, el material de la ladera, influyen en el coeficiente tangencial, J. Santamaría (1996).

Estos coeficientes toman valores comprendidos entre 0 y 1, siendo el valor igual a uno en el caso ideal en que no se produce pérdida de energía al producirse el choque, e igual a cero en el caso en que se disipe toda la energía tras el impacto.

En función del tipo de material en que se encuentra el talud, se da una graduación entre estos valores extremos, tal y como se puede ver en la tabla 4.3.

Parámetros de restitución energética		Descripción del material del talud
$R_n$	$R_t$	
0.37 - 0.50	0.87 - 0.95	Roca dura
0.33 - 0.37	0.83 - 0.87	Roca firme cubierta de grandes bloques
0.30 - 0.33	0.68 - 0.75	Escombrera formada por elementos uniformemente distribuidos
0.25 - 0.30	0.50 - 0.60	Suelos cubiertos por vegetación

Tabla 4.3 Coeficientes de restitución energética en función del tipo de material en el talud, J. Santamaría (1996).

La mayoría de ingenieros en la práctica profesional de acuerdo a Warren Douglas Stevens (1998) tienen poco conocimiento con respecto a los coeficientes de restitución y tienen poca certeza al momento de elegir los coeficientes adecuados para un problema de caída de fragmentos de roca. Sin embargo, un método convencional para poder determinar estos coeficientes es realizar un análisis inverso en los lugares detectados con este tipo de problemas. En campo es posible detectar el lugar al que los fragmentos de roca fueron a parar y tomar las distancias, dimensiones y formas de dichos fragmentos. Con paciencia se pueden detectar de igual manera los sitios donde los rebotes tuvieron lugar, posteriormente se identifica cual era la ubicación inicial de los fragmentos. Con respecto a este método, los programas procesan la información proporcionada y determinan cuales son los coeficientes de restitución que al ser sustituidos en el problema arrojan resultados similares a los observados inicialmente en campo.

### 4.3 Condiciones iniciales de la roca que se desprende

Normalmente la posición inicial de los fragmentos de roca suele ser difícil de determinar, ya que los taludes y laderas usualmente son extensos y de alturas considerables. Sin embargo no es una condición que afecte considerablemente los resultados, ya que se ha observado que las trayectorias suelen ser semejantes entre sí.

Existe una condición que resulta más importante debido a que nos condiciona el tipo de tratamiento para el talud; se trata de la masa y el tamaño de los fragmentos de roca, por fortuna este se puede determinar en campo con base en las clasificaciones geomecánicas, el mapeo y los fragmentos localizados en el sitio. La masa de roca es importante como se mencionó anteriormente debido a que los tratamientos correctivos como las barreras dinámicas, se determinan con base en la energía que son capaces de soportar.

### 4.4 Velocidad angular

Normalmente se recomienda considerar la velocidad angular en los modelos de caída de bloques debido a su comportamiento más realista de acuerdo a experimentos realizados durante la programación del software RocFall, estableciendo velocidades iniciales iguales a cero con una roca idealizada de geometría esférica, esto queda ilustrado en la figura 4.2.

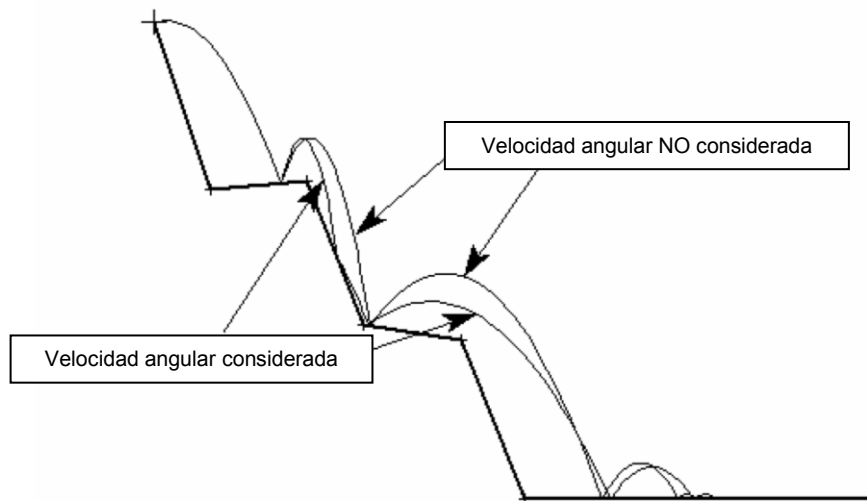


Figura 4.2 Diferencias en los resultados de la simulación de caída de bloques al considerar o no la velocidad angular (Tutorial avanzado de RocFall)

#### 4.5 Escalado del coeficiente de restitución normal

De acuerdo a lo indicado en el manual de usuario del programa RocFall, se establece que el concepto detrás del escalado del coeficiente de restitución normal por velocidad es la idea que establece que  $R_n$  no sea independiente de la velocidad.

- Para simulaciones con la máxima velocidad de la roca, una aproximación típica es cambiar la escala de la velocidad.

Para explicar esto, el manual compara hipotéticamente que se podría ver si una roca impacta a baja velocidad (rebotes), o al impactar a gran velocidad (incrusta). Para tomar en cuenta este comportamiento, los programadores incluyeron la ecuación 18 dentro del algoritmo del programa.

$$\text{Factor de escala} = \frac{1}{1 + \left(\frac{V_{ROCA}}{K}\right)^2} \quad (18)$$

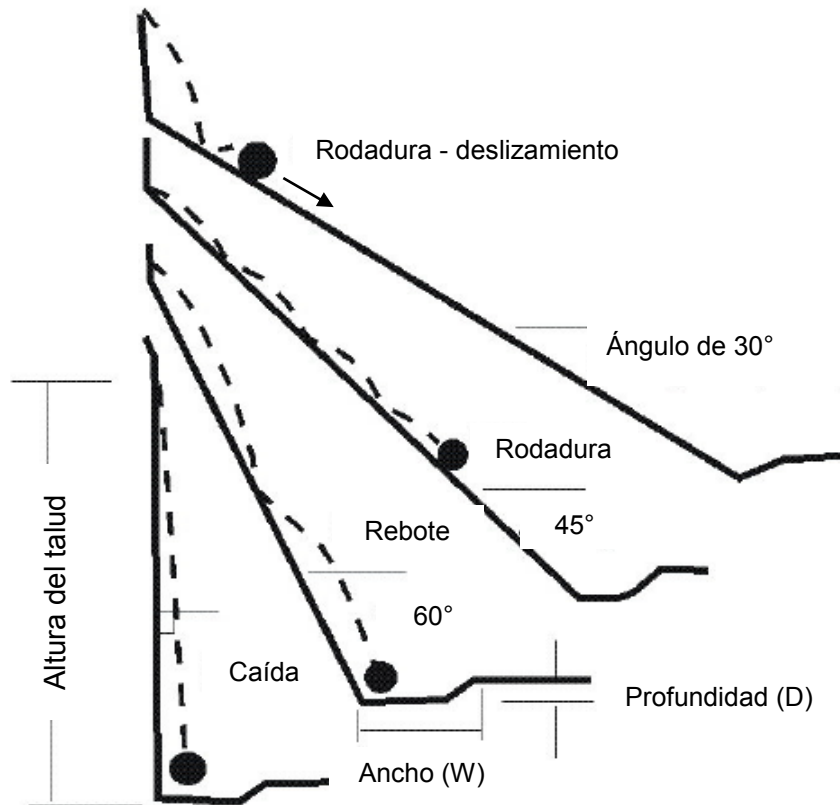
Donde:  $K$  = velocidad en la que el factor de escala = 0.5;  $V_{ROCA}$  = velocidad de la roca inmediatamente después del impacto, medida normalmente a la superficie.

Este factor representa la transición desde condiciones cercanas a lo elástico a bajas velocidades, hasta las condiciones inelásticas causadas por el incremento de fracturas en la roca, y generando cráteres en la superficie del talud a velocidades muy elevadas, Pfeiffer y Bowen (1989).

#### 4.6 Ángulo límite

Se trata de un parámetro que define el instante a partir del cual el bloque pasa de un estado estático a un estado de rodadura – deslizamiento y de un estado de rodadura deslizamiento a otro de rebotes – caída libre. Para esto se definen los valores de cuatro ángulos límite mostrados a continuación en la figura 4.3.





### Caída de rocas en taludes

Figura 4.3 Comportamiento de los bloques rocosos ante diferentes ángulos límite.

Durante la trayectoria del bloque a lo largo del talud, si el incremento en la pendiente es mayor que el ángulo límite de vuelo  $\alpha_1$ , el bloque inicia su componente de vuelo. Si el decremento de pendiente es mayor que el ángulo límite de choque  $\alpha_2$ , el bloque choca contra la ladera. Si después de producirse el impacto contra la ladera, el ángulo de la trayectoria es mayor que el ángulo límite de rebote  $\alpha_3$ , entonces el bloque inicia su componente de vuelo.

En función de la geometría del bloque y del material del talud, será mayor o menor la componente de rodadura – deslizamiento que la componente de movimiento debido a los rebotes. Por ejemplo, los bloques de forma esférica tienen más facilidad de desplazarse rodando que otros de forma angular que tenderán a desplazarse rebotando contra el talud.

#### 4.7 Coeficiente de rugosidad rodadura – deslizamiento

El coeficiente de rugosidad rodadura – deslizamiento es un parámetro que es empleado por algunos modelos de simulación de caída de rocas existentes en el mercado, esto para simular la pérdida de energía que se produce durante el movimiento de rodadura – deslizamiento. Este parámetro es función del coeficiente de fricción dinámica entre el bloque desprendido y el terreno, y el tamaño del bloque desprendido en relación con el tamaño de bloque del depósito de talud (A. Azzoni et al. 1995). Para la evaluación del coeficiente se propone la ecuación 19 basada en un considerable número de pruebas de campo y de laboratorio (Stathan, 1979).

$$\tan \phi_{\mu d} = \tan \phi_0 + K \left[ \frac{d}{D} \right] \quad (19)$$

Donde:  $\tan \phi_{\mu d}$  = coeficiente de rozamiento rodadura - deslizamiento;  $\phi_0$  = ángulo de fricción dinámica igual al ángulo con el cual el bloque se mueve talud abajo con una velocidad constante, Stathan (1979). Si el bloque sigue su trayectoria por un talud con una inclinación superior a este ángulo, el bloque se acelera, mientras que si el ángulo es inferior, el bloque frena y finalmente se detiene. Este ángulo depende tanto del tipo como de la forma del bloque, así como de la relación de tamaños entre el bloque que se desplaza y el tamaño del bloque medio del depósito del talud, A. Azzoni (1995);  $K$  = parámetro obtenido empíricamente;  $d$  = tamaño de bloque de los materiales del talud;  $D$  = tamaño del bloque desprendido.

Para tener una idea un poco más clara de lo anterior, se presenta la tabla 4.4 con valores típicos para cada uno de los parámetros contemplados por la fórmula 19.

Parámetro	Rango de valores
$\tan \phi_0$ (Coeficiente de fricción dinámica)	0.37 - 0.67
$\tan \phi_{\mu d}$ (Coef. de rozamiento rod. - desliz.)	0.40 - 1.50
$K$ (Parámetro empírico)	0.17 - 0.26

Tabla 4.4 Rango de valores experimentales para la aplicación en expresión 19 (Stathan, 1979).

#### 4.8 Volumen del fragmento de roca

La energía que posee un fragmento de roca cuando cae a lo largo de un talud, es directamente proporcional a su volumen. Dicho de otra manera, cuanto mayor sea el volumen de la roca, mayor será su masa, y por lo tanto su energía cinética será mayor.

Este parámetro es difícil de determinar correctamente, debido a que para poder realizar una simulación representativa, es necesario estimar un volumen de roca que tenga un comportamiento similar al observado en campo. Este volumen de simulación depende del volumen de roca movilizado inicialmente (volumen en la zona de salida) y del volumen de la roca al final del recorrido (volumen en la zona de llegada). Ambos volúmenes son distintos debido a la fragmentación sufrida durante la trayectoria, tal y como puede observarse en la figura 4.3.

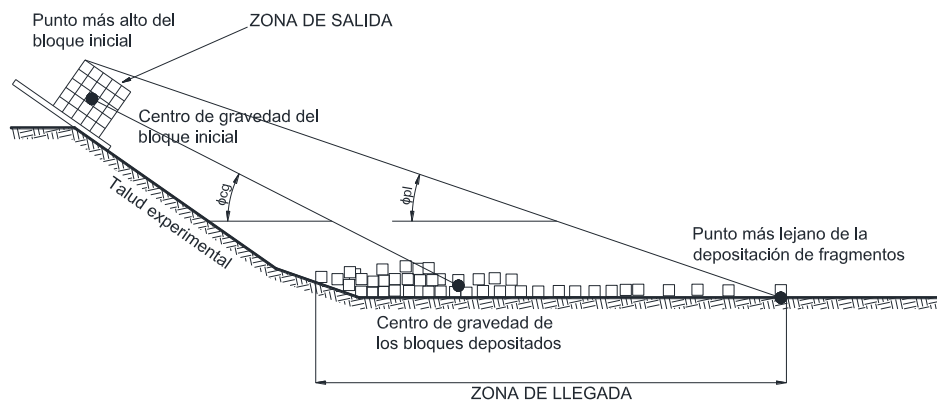


Figura 4.3 Identificación de las zonas de salida y llegada después del desprendimiento rocoso (Adaptado de Y. Okura et. Al, 2000)

En software como RocFall o Georock3D, se emplean modelos que consideran un volumen de roca constante durante la trayectoria de los detritos, sin embargo la roca se fragmenta a través de su trayectoria cuesta abajo, convirtiéndose así en una de sus principales limitantes. Puesto que el volumen de simulación que deberemos introducir en el software debe ser constante, es necesario estimar un volumen equivalente para los fragmentos.

Para simulaciones de caída de detritos, podemos obtener los datos directamente de campo, a través del reconocimiento de las zonas de salida y las zonas de llegada para identificar los volúmenes de roca predominantes.

El volumen de salida es el tamaño de la roca en el área fuente, y se encuentra limitado por las familias de discontinuidades que se intersectan entre sí. Las diaclasas, la estratificación, foliación, etcétera, forman superficies que delimitan los bloques. El tamaño o volumen de cada bloque se determina por medio de la persistencia de las discontinuidades, A. Palmström (2000), ver figura 4.4.

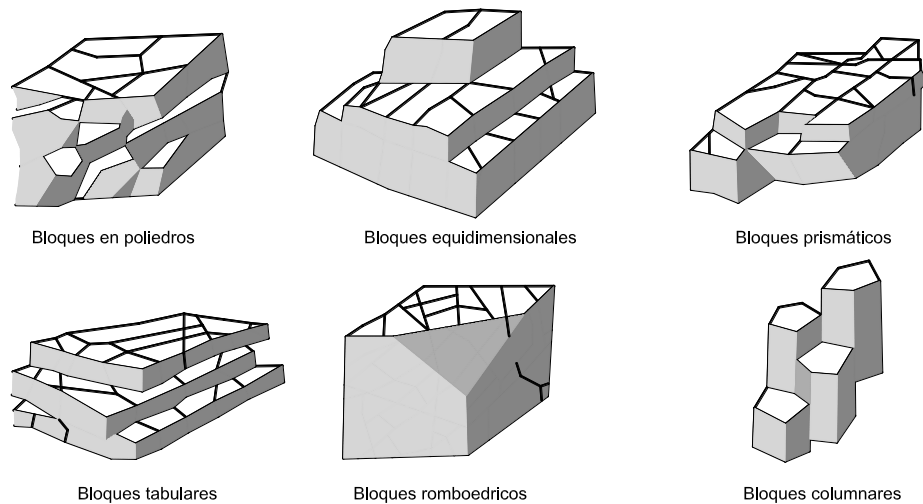


Figura 4.4 Ejemplos de patrones de discontinuidades y del tamaño de bloques asociados (A. Palmström, 2000).

El volumen del bloque  $V_b$  puede ser medido a partir del espaciamiento de cada una de las familias de discontinuidades al emplear la ecuación 20 de Palmström.

$$V_b = (S_1)(S_2)(S_3)(\text{Sen } \alpha)(\text{Sen } \beta)(\text{Sen } \gamma) \quad (20)$$

Donde:  $S_1, S_2, S_3$  = espaciamientos medios de cada una de las familias de discontinuidades;  $\alpha$  = ángulo existente entre la familia  $S_1$  y  $S_2$ ,  $\beta$  = ángulo formado entre la familia  $S_2$  y  $S_3$ ,  $\gamma$  = ángulo existente entre la familia  $S_1$  y  $S_3$ .

Cuando las familias de discontinuidades son perpendiculares o más o menos perpendiculares, puede aplicarse la fórmula 21, esto con el fin de simplificar el problema en la práctica.

$$Vb = (S1)(S2)(S3) \quad (21)$$

De acuerdo a Altimir (1999), en casos en que las discontinuidades son muy irregulares en su distribución, puede resultar más práctico el cálculo directo de los volúmenes de salida directamente en campo. Por un lado se miden directamente los bloques rocosos separados de la pared del talud y que son susceptibles de desprenderse, y por otro lado en las zonas de difícil acceso, se pueden obtener los volúmenes a partir de fotografías de detalle.

Para obtener el volumen de llegada y de acuerdo a los trabajos realizados por A. Rendón y Copons (2000), es necesario realizar estudios de las zonas de llegada de fragmentos directamente en campo. Se deben medir de acuerdo a estos autores las tres dimensiones principales del bloque lo más perpendicularmente posible entre ellas, con el propósito de asimilar el bloque a un paralelepípedo con largo, ancho y alto. Puesto que los bloques difícilmente se asemejan a un paralelepípedo, cada una de las dimensiones tomadas debe ser la dimensión promedio, tendiendo de esta manera a promediar el volumen de dicho bloque.

El volumen a considerar en el modelo del software para poder realizar los cálculos, será el obtenido a partir de las medidas efectuadas en la zona de salida y de llegada. Como ya se mencionó anteriormente, el volumen del detrito será un valor comprendido entre el de salida y el de llegada.

En caso de considerar únicamente el volumen de salida, estaríamos del lado de la seguridad sobreestimando el valor del volumen que puede llegar a la protección, puesto que en la realidad los bloques se fracturan durante su trayectoria ladera abajo, y por lo tanto la energía que desarrollan dichos fragmentos es menor en campo. Por el contrario cuando se toma en cuenta únicamente el volumen de llegada, estamos del lado de la inseguridad, debido a que la energía que estemos considerando será menor a la real.

Una vez que se conoce el volumen inicial y final, se define el volumen equivalente como aquel volumen constante de roca durante toda la trayectoria; este bloque con volumen equivalente debe detenerse a la misma distancia que los bloques encontrados en campo. Es decir, este volumen de roca tendrá una energía que se anula en el mismo punto en el que se anuló la energía del bloque real medido en campo. Es importante remarcar que este volumen equivalente no experimenta

pérdida a lo largo de su trayectoria.

#### **4.9 Velocidad de salida**

La velocidad de salida es la velocidad inicial que poseen los bloques en el instante en que se desprenden del macizo rocoso; dicho de otra manera la velocidad de salida es igual a cero. Por otro lado si hablamos del comportamiento de los fragmentos a lo largo de una trayectoria, la velocidad es un parámetro que varía considerablemente en función del comportamiento que tiene el bloque a lo largo de dicha trayectoria de caída (caída libre, vuelco, deslizamiento).

En algunos programas para la simulación de caída de detritos es posible definir la velocidad de salida dentro de un rango de valores entre un mínimo y un máximo.

## **5. METODOLOGÍA PROPUESTA PARA EL ANÁLISIS DE CAÍDA DE FRAGMENTOS DE ROCA.**

En esta metodología se busca proporcionar una ayuda útil al ingeniero de campo, con el fin de poder evaluar cualitativamente las condiciones de laderas naturales, así como brindar las herramientas necesarias para analizar adecuadamente en gabinete los problemas de caída de rocas. Por último dar un marco general acerca de las posibles soluciones a las problemáticas planteadas.

### **5.1 La importancia y necesidad de establecer una metodología adecuada**

A raíz de la elaboración de esta tesis, y tomando como base distintas problemáticas encontradas en campo, se hizo necesario el planteamiento de una metodología adecuada para modelar la caída de fragmentos de roca, ya que existen cualidades que pueden ser observadas directamente en campo, las cuales son indicios claros de lo que a nivel geológico está pasando; por ejemplo la acumulación de fragmentos en ciertas zonas, la presencia o ausencia de vegetación en distintos puntos de la ladera, los mecanismos de degradación identificados, la correlación existente entre el tamaño y forma de los fragmentos con las zonas de salida y sus condiciones geológicas.

A mi parecer como autor de esta tesis, considero que la elaboración de esta metodología es importante para la mecánica de rocas, debido a que busca de alguna forma estandarizar y ser una guía, para que los ingenieros geotecnistas puedan resolver de una manera más rápida los problemas relacionados con la caída de fragmentos de roca.

### **5.2 Geomorfología y geología local**

Como paso inicial es necesario conocer la geología de la ladera en estudio, ya que esta nos brindará información acerca de la orientación y distribución de las discontinuidades, la litología y en general una previsión del comportamiento geotécnico del macizo rocoso. Esto se puede conseguir mediante un reconocimiento geológico de superficie, aunque en ocasiones esta tarea pudiera ser fácil, normalmente se pueden encontrar distintos materiales tanto rocosos como suelos, zonas fracturadas, tectonizadas y meteorizadas en diferentes grados.

De acuerdo a González de Vallejo (2004), La caracterización de campo del macizo rocoso es un ejercicio progresivo que comienza con una

descripción general de las condiciones del terreno, y con la identificación y clasificación de los materiales que forman los macizos. Las observaciones posteriores más complejas sobre propiedades y factores concretos pueden aumentar el grado de interpretación y por tanto la subjetividad. En general, el procedimiento a seguir parte de una descripción general de los aspectos y características observables a simple vista, en base a los cuales se establecen distintas zonas más o menos homogéneas en base a la litología, estructura tectónica, etc.; posteriormente, se describen y caracterizan con detalle los componentes de las diferentes zonas del macizo y sus propiedades; finalmente, a partir de todos los datos obtenidos, se clasifica geomecánicamente el macizo rocoso. La caracterización de cada zona debe realizarse de forma objetiva e individualizada, e incluye el estudio de la matriz rocosa, de las discontinuidades y del conjunto del macizo, describiendo tanto sus propiedades intrínsecas como los factores externos que condicionan su comportamiento.

Esta tarea puede ser hecha por un geólogo o por un ingeniero geotecnista con experiencia que cuente con conocimientos generales de geología estructural, esto debido a que debe ser capaz de identificar fallas, pliegues, estructuras concordantes y discordantes, así como una idea clara del modelo geológico del sitio.

En la figura 5.1 se muestra un ejemplo de perfil geológico inferido a partir de la observación en una región determinada. Por otro lado con base en dicho perfil geológico se puede deducir el estado de esfuerzos que generó las estructuras geológicas vistas, esto se encuentra descrito en el apartado 2.1.2.1 de esta tesis. Es importante conocer el estado de esfuerzos que generó las estructuras, sin embargo no necesariamente quiere decir que este sea el estado de esfuerzos actual, ya que para el caso de la evaluación de laderas rocosas puede estar gobernado aún con más importancia por la descompresión natural de la roca.

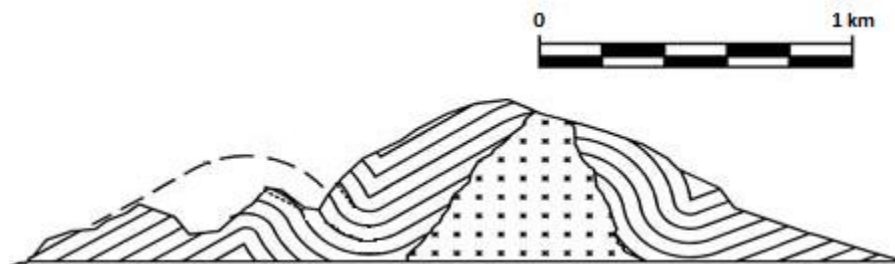


Figura 5.1 Ejemplo de perfil geológico.

Es necesario observar de cerca las zonas donde se presenten indicios de desprendimientos de fragmentos de roca, tomar rumbos y echados de dichas zonas y correlacionarlas con el modelo geológico inferido; esto



se puede realizar con el procedimiento de mapeo descrito en el apartado 3.5 de esta tesis. Hacer esta correlación resulta importante ya que es posible descartar zonas de desprendimientos debido a la orientación de las discontinuidades, por ejemplo de una serie de anticlinales y sinclinales como los de la figura 5.1, donde en una zona la estratificación puede ser perpendicular a la cara de la ladera con cualidades propias para la generación de bloques, pero puede ser paralela en otras donde el problema quedaría acotado al pandeo de estratos u otro mecanismo de falla.

Adicionalmente al perfil geológico y la toma de datos, es necesario generar un modelo cúbico de comportamiento geológico – estructural (ver figura 5.2), el cual representa lo observado en campo y nos puede ayudar a comprender e identificar zonas de inestabilidad general y zonas de mayor alteración donde pueden generarse los bloques de roca propensos a caer.

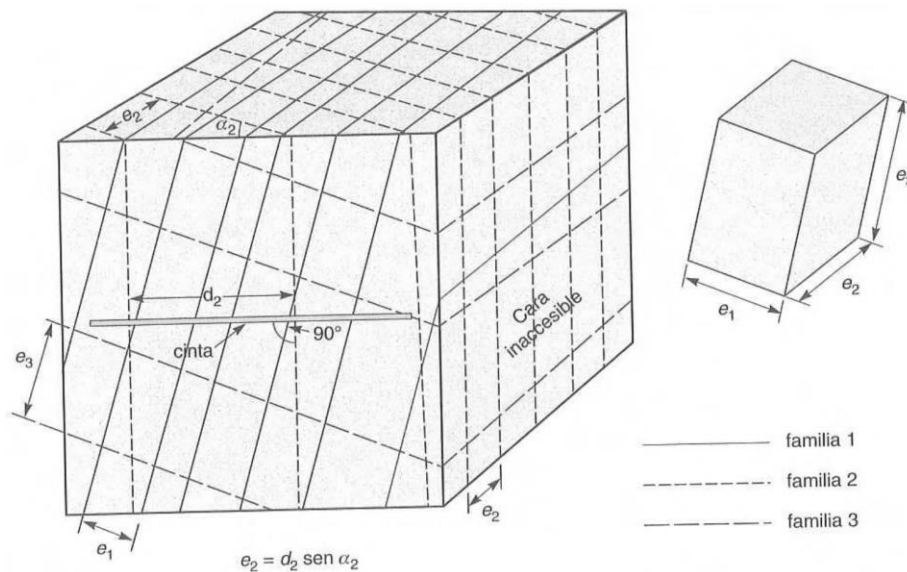


Figura 5.2 Modelo cúbico de comportamiento geológico – estructural, (modificado de González de Vallejo, 2004).

### 5.3 Evaluación de mecanismos de degradación y factores que favorecen el desprendimiento de roca.

Como ya se dijo en el apartado 2.3 los mecanismos de degradación son muy importantes para la estabilidad general de los taludes y laderas, pero para esta tesis es más importante evaluar la posibilidad de desprendimiento de fragmentos, por lo tanto es necesario decir en que

debemos prestar atención al encontrarnos en campo para poder evaluar adecuadamente un talud o ladera; para esto es necesario citar lo dicho por Hack (1960) *“Los depósitos encontrados cerca de las laderas tienen una relación directa con la litología y los mecanismos de degradación, así como la variación que le dan al paisaje las diferentes estructuras geológicas”*. Esto quiere decir a grandes rasgos que debemos buscar en las zonas más escarpadas de la ladera, ya que donde existen zonas con pendientes altas, el intemperismo está actuando y es más probable encontrar indicios de degradación desigual en el macizo rocoso, provocando el desprendimiento de bloques. Para hacer más entendible lo anterior, es necesario dibujar un esquema donde se describa tentativamente cual es el mecanismo de degradación.

Estas zonas deben ser evaluadas de cerca y se deben obtener datos referentes al apartado 5.2 de esta tesis, adicionalmente son necesarios los datos de la abertura de las juntas encontradas y su relleno, así como de la presencia de agua en las mismas y su grado de alteración.

#### **5.4 Identificación de zonas de salida de los fragmentos de roca, sus trayectorias de caída en campo y su forma.**

Las zonas de salida pueden ser correlacionadas casi directamente con las zonas identificadas en el subtema anterior, sin embargo es necesario identificar las áreas de acumulación de fragmentos ya desprendidos, identificar su litología y corroborar si efectivamente provienen de esas zonas de salida.

Es posible que las trayectorias de caída de los fragmentos de roca puedan ser inferidas directamente en campo si la topografía lo permite, ya que normalmente los fragmentos toman el curso de las cañadas formadas por las escorrentías de agua, sin embargo a veces puede ser necesario hacer experimentos directamente en campo arrojando fragmentos, para así poder identificarlas a groso modo.

Apoyándose en el modelo cúbico de comportamiento geológico – estructural, es posible estimar la forma y tamaño de los fragmentos propensos a caer, sin embargo también debemos tomar en cuenta la forma y volumen de los fragmentos acumulados ladera abajo, ya que esa es la geometría y peso de los fragmentos que pueden impactar contra la

infraestructura que se quiere proteger. Adicionalmente se deben tomar datos acerca de la ubicación de los fragmentos desprendidos con respecto de la ladera, esto para la posterior calibración de los modelos generados con los software comerciales.

Para poder hacer menos subjetiva la toma de estos datos se propone utilizar la tabla siguiente, la cual es una adaptación de la hecha por Prospección y Geotecnia, pero ahora aplicada a la evaluación de caída de fragmentos de roca.



CLASIFICACIÓN GSI		MODELO CÚBICO Y ESTADO DE ESFUERZOS																																	
<p><b>GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS</b> (Hoek and Marinos, 2000)</p> <p>From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Giving a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.</p>		<p><b>SURFACE CONDITIONS</b></p> <p>VERY GOOD: Very rough, fresh unweathered surfaces</p> <p>GOOD: Rough, slightly weathered, iron stained surfaces</p> <p>FAIR: Smooth, moderately weathered and altered surfaces</p> <p>POOR: Steep-sided, highly weathered surfaces with compact coating of fluff or angular fragments</p> <p>VERY POOR: Disintegrated, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fluff</p>																																	
<p><b>STRUCTURE</b></p> <p>IN FACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities</p> <p>BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets</p> <p>VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets</p> <p>BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - bedded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity</p> <p>DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces</p> <p>LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes</p>		<p><b>DECREASING SURFACE QUALITY</b> →</p> <p>→ <b>DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES</b></p>																																	
		<table border="1"> <tr> <td>30</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>40</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>50</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>60</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>70</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>80</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>90</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>N/A</td> <td>N/A</td> <td></td> <td>10</td> </tr> </table>		30				40				50				60				70				80				90				N/A	N/A		10
30																																			
40																																			
50																																			
60																																			
70																																			
80																																			
90																																			
N/A	N/A		10																																

ZONAS DE SALIDA Y TRAYECTORIAS																
			<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="2">FRAGMENTOS IDENTIFICADOS</th> </tr> <tr> <th>FORMA</th> <th>DIMENSIONES</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table>		FRAGMENTOS IDENTIFICADOS		FORMA	DIMENSIONES								
FRAGMENTOS IDENTIFICADOS																
FORMA	DIMENSIONES															
<b>FORMA DE LOS FRAGMENTOS</b>	Cúbico II	Tabular III	Columnar IV	Irregular V												
<b>MATERIAL A LO LARGO DE LAS TRAYECTORIAS</b>	Roca dura (RD)	Roca firme cubierta de grandes bloques (RB)	Pedacería de roca (PR)	Suelos cubiertos de vegetación (SV)												

Tabla 5.2 Formato propuesto para la toma de datos en campo (parte 2)

### 5.5 Determinación del tamaño de roca de diseño y calibración de los parámetros $R_n$ y $R_t$

Dos de los datos esenciales para el modelado de la caída de fragmentos de roca son el tamaño de los mismos, y los coeficientes de restitución con los que cuenta el terreno del talud o ladera, sin embargo son los más difíciles de estimar, debido a que la adecuada calibración de los mismos nos conducirá a resultados semejantes a los observados en la realidad, y de no ser así los resultados serán inciertos y muy probablemente las soluciones proporcionadas por el ingeniero encargado de interpretarlos, serán completamente erradas.

Para el caso del tamaño de los fragmentos se proporciona una directriz en el tema 4.8 de esta tesis, donde nos dice que es necesario tomar en cuenta la orientación y distribución de las discontinuidades, así como sus actitudes para poder determinar el tamaño aproximado de los bloques formados en la matriz rocosa a lo largo de las zonas de salida. Por otro lado tomar en cuenta la acumulación de fragmentos ladera abajo, poniendo atención en la forma y dimensiones de los mismos.

Con la finalidad de considerar un volumen de roca representativo del sitio en estudio, se recomienda hacer un promedio entre el volumen de los bloques formados en la zona de salida y el de los fragmentos acumulados ladera abajo; esto para poder encontrarnos en el terreno de la seguridad pero no siendo tan conservadores.

Con respecto a los coeficientes de restitución  $R_n$  y  $R_t$  se tomarán en cuenta las recomendaciones del inciso 4.2 de esta tesis; adicionalmente se darán las directrices para determinar estos coeficientes desde cero. Para poder realizar esto es necesario contar con los datos de campo con respecto de las zonas de salida, el tamaño de bloque de diseño y las zonas de reposo final de los fragmentos.

Sea cual sea el programa de cómputo a utilizar, es necesario contar con un buen levantamiento topográfico de toda la zona, o de las secciones de las trayectorias identificadas para poder disminuir en lo máximo posible errores en los resultados provocados por la geometría del terreno.

Se recomienda realizar corridas variando los parámetros de  $R_n$  y  $R_t$  de acuerdo a la tabla 5.3, donde puede observarse que el coeficiente de restitución normal queda constante, mientras el tangencial varía. Cuando los resultados comienzan a acercarse a los buscados, es necesario variar cada vez menos el valor de  $R_t$ , y comenzar a bajarlo si el valor supera al

---

---

buscado; dicho de otra manera, es necesario realizar los tanteos necesarios hasta calibrar los parámetros adecuadamente.

Posteriormente se genera una nueva serie de corridas. Es necesario generar por lo menos tres series de corridas para observar adecuadamente la variación de los resultados al tener diferentes valores de coeficientes de restitución.

	Corrida	Rn	Rt
<b>SERIE 1</b>	1	0.3	0.50
	2	0.3	0.60
	3	0.3	0.65
	4	0.3	0.70
	5	0.3	0.75
	6	0.3	0.80
	7	0.3	0.85
	8	0.3	0.90
	9	0.3	0.95
	10	0.3	0.94
<b>SERIE 2</b>	1	0.4	0.70
	2	0.4	0.80
	3	0.4	0.90
	4	0.4	0.95
	5	0.4	0.94
	6	0.4	0.93
	7	0.4	0.92
	8	0.4	0.91
	9	0.4	
	10	0.4	
<b>SERIE 3</b>	1	0.45	0.70
	2	0.45	0.80
	3	0.45	0.90
	4	0.45	0.95
	5	0.45	0.94
	6	0.45	0.93
	7	0.45	0.92
	8	0.45	0.91
	9		
	10		

Tabla 5.3 Variación de los coeficientes de restitución en las corridas

### **5.6 El método LMM (Lumped Mass Method) en el programa Georock3D.**

El método LMM es aplicado por el programa Georock3D, el cual es utilizado en los ejemplos de esta tesis. De acuerdo al fabricante, a través de este programa es posible realizar análisis espaciales de la caída de rocas y es posible proyectar de manera óptima las obras de protección.

Para modelar un problema de caída de roca, este programa utiliza un plano acotado, el cual se puede importar desde varios formatos de software de dibujo.

El programa discretiza el talud o ladera en zonas homogéneas que tienen las mismas características mecánicas definidas por los coeficientes de restitución.

Por otro lado, desde el punto de vista geométrico, las rocas se representan de forma esférica, con movimiento de rotación en torno al baricentro y desde el punto de vista mecánico por su dureza y masa.

A través de los cálculos realizados con Georock3D es posible obtener las gráficas de velocidad de cada fragmento, su velocidad y energía.

De igual manera, es posible insertar directamente en el modelo las obras de protección; tales como muros de contención o barreras dinámicas.

La parte medular en el cálculo de las trayectorias, velocidades y energías en el programa Georock3D, está dada por el método LMM; cuyas principales hipótesis son:

1. Se trata de un espacio plano, donde el terreno se encuentra representado por líneas rectas que lo delimitan.
2. El bloque de roca no se fragmenta al impactarse con el terreno y existe nula resistencia del aire.

Este método toma en cuenta las ecuaciones del movimiento de los cuerpos en caída libre para determinar las trayectorias de los fragmentos de roca, basándose en un sistema de ejes cartesianos ortogonales; dichas ecuaciones son las mostradas a continuación:



$$y = V_x x t + x_0 \quad (22)$$

$$y = (-g * t_2) + (V_y * t) + y_0 \quad (23)$$

Donde:  $V_x$  = componente horizontal de la velocidad del bloque;  $V_y$  = componente vertical de la velocidad del bloque;  $t$  = tiempo;  $g$  = aceleración de la gravedad;  $x_0$  = abscisa del punto donde el bloque de roca se desprende del talud o golpea en el movimiento de caída con respecto al origen;  $y_0$  = ordenada del punto donde el bloque de roca se desprende del talud o golpea en el movimiento de caída con respecto al origen.

Dicho lo anterior, entonces se tiene que las trayectorias de los fragmentos de roca modelados con este método, son una serie de parábolas que se forman desde el punto de desprendimiento del fragmento hasta el lugar de reposo. Las coordenadas de los puntos de impacto calculados y las componentes de velocidad, son determinadas al resolver el sistema entre la ecuación 22 y las ecuaciones de las rectas que representan la superficie del talud. A partir de dicha resolución de ecuaciones, se determina el punto inicial de la siguiente parábola que tendrá la trayectoria del fragmento.

Para este método se toma en cuenta la pérdida de energía cinética debida a la fricción entre los fragmentos de roca con el talud, la cual está representada por la reducción de las velocidades normales y tangenciales.

$$V'_n = V_n * \lambda_n \quad (24)$$

$$V'_t = V_t * \lambda_t \quad (25)$$

Donde:  $V'_n$  = velocidad normal final;  $V_n$  = velocidad normal;  $\lambda_n, \lambda_t$  = coeficientes de restitución normal y tangencial respectivamente (Adaptado del manual de usuario de GeoRock2D, 2011).

Este método es utilizado por el programa GeoRock3D; el cual ha sido empleado en el ejemplo de aplicación en esta tesis. En general el planteamiento matemático es muy simple, sin embargo al extenderse a la tercera dimensión, los resultados que se obtienen son más valiosos que los obtenidos con paqueterías en dos dimensiones, esto debido a que con este método es posible determinar las trayectorias de los fragmentos de roca y ser corroboradas con los datos obtenidos en campo, y no se limitan a analizar solamente una sección, sino una infinidad de secciones a la vez. Sin embargo como ya se dijo anteriormente es necesaria una topografía muy detallada, la cual nos puede cambiar significativamente los resultados.

Es recomendable que el nivel de detalle del modelo en tercera dimensión utilizado por el programa sea elevado, y que el tamaño de los elementos en la malla sean considerablemente pequeños en relación al tamaño de la ladera.

En la figura 5.3 se muestra el ejemplo de un modelo hecho en Georock 3D, donde pueden observarse las trayectorias calculadas, y el modo en que sobre pasan la barrera que se encuentra al pie del talud.

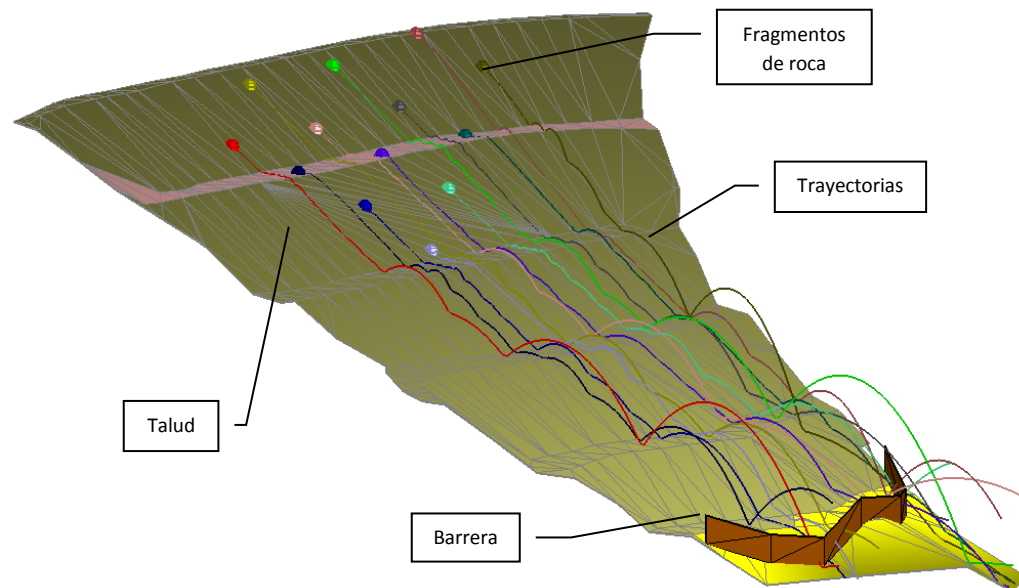


Figura 5.3 Modelo generado con el programa GeoRock3D, (Manual de usuario GeoRock3D).

Como se mencionó en párrafos anteriores, en este programa es posible diferenciar los coeficientes de restitución de las distintas zonas, así como barreras flexibles, sin embargo los resultados arrojados son muy semejantes a los de la mayoría de programas comerciales, dando gráficas de alturas alcanzadas por los fragmentos con cada rebote y energías al impactar con la superficie del talud, ver figura 5.4.

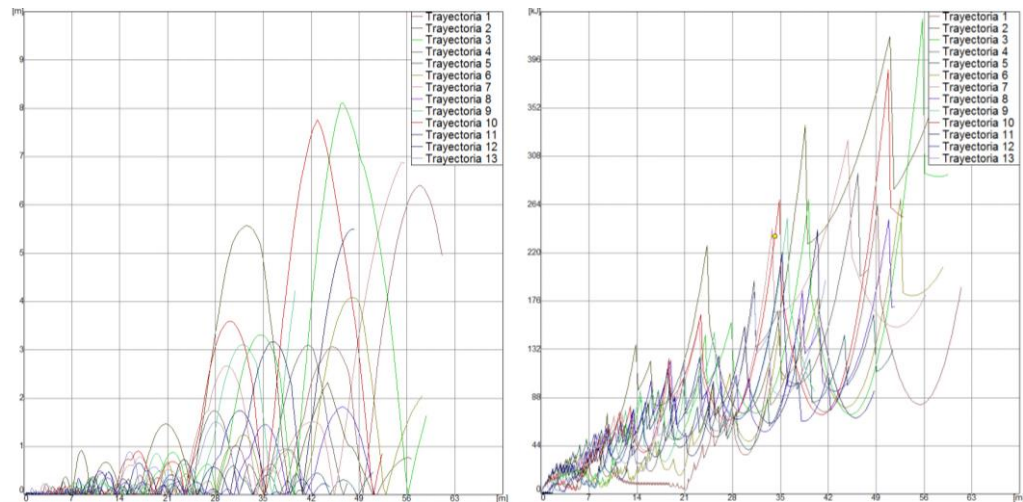


Figura 5.4 A la izquierda gráficas de alturas de rebote de los fragmentos y a la derecha la gráfica de energías desarrolladas en cada impacto.

### 5.7 El método CRSP (Colorado Rockfall Simulation Program) en el programa RocFall.

RocFall es un programa de análisis estadístico diseñado para ayudar en la evaluación de las laderas con riesgo de desprendimientos de rocas. A través de este programa es posible obtener la energía, velocidad y altura de rebote para cada fragmento de roca a lo largo del perfil de la pendiente de la ladera o talud.

RocFall también es útil en la determinación de medidas correctivas como la ubicación de barras y muros de contención, a través de su catálogo de barreras comerciales. Los usuarios pueden definir una barrera personal o elegir una de las barreras pre - definidas.

Para ayudarle a determinar los coeficientes de restitución, RocFall incluye una gran base de datos con coeficientes de restitución que fueron compilados después de una extensa búsqueda en la literatura.

El programa RocFall utiliza el método CRSP, el cual fue desarrollado por Pfeiffer y Bowen (1989) con la finalidad de modelar la caída de bloques de formas esféricas, cilíndricas o de disco.

El método CRSP se basa en la ecuación del movimiento parabólico de un cuerpo en caída libre y el principio de conservación de la energía total para describir el movimiento de los bloques. Éste método toma en cuenta variables adicionales al método LMM, como por ejemplo la rugosidad del talud y la dimensión de los bloques de roca. Este método considera que el ángulo formado entre la dirección del bloque de roca y el perfil del talud es variable. Por lo tanto, trata de manera estadística los resultados, los cuales consisten de velocidades y de las alturas de rebote con respecto de la cara del talud. Dicho de otra manera, este método considera las combinaciones de los movimientos de caída libre, rebote, rodaje y deslizamiento, los cuales pueden variar de acuerdo a las dimensiones de los bloques y a la rugosidad del talud.

La descripción del movimiento en caída libre inicia en un punto, cuya velocidad inicial es descompuesta en sus componentes horizontal y vertical. El bloque de roca es sometido al movimiento de caída libre hasta que su trayectoria intersecta con la cara del talud; son tomadas las coordenadas del impacto, el ángulo de inclinación que forma la trayectoria con el talud es variado en función de la rugosidad del talud.

Para obtener la velocidad final o después del impacto, es necesario usar la ecuación de la conservación de la energía total, la cual se muestra a continuación:

$$\left(\frac{1}{2}J\omega_1^2 + \frac{1}{2}MV_{t1}^2\right) f(F)SF = \frac{1}{2}J\omega_2^2 + \frac{1}{2}MV_{t2}^2 \quad (26)$$

La función de fricción o rozamiento está dada por:

$$f(F) = SF + \left[ \frac{1 - R_t}{\left(\left(\frac{V_{t1} - \omega_1 R}{20}\right)^2 + 1.2\right)} \right] \quad (27)$$

$$SF = \left[ \frac{R_t}{\left( \left( \frac{V_{t1}}{250R_n} \right)^2 + 1 \right)} \right] \quad (28)$$

Donde:  $M$  = masa del bloque de roca;  $J$  = momento de inercia del bloque de roca;  $\omega_1$  = velocidad angular antes del impacto;  $\omega_2$  = velocidad angular después del impacto;  $V_{t1}$  = velocidad tangencial antes del impacto;  $V_{t2}$  = velocidad tangencial después del impacto;  $SF$  = función de escala;  $R_n$  = coeficiente de restitución normal;  $R_t$  = coeficiente de restitución tangencial;  $R$  = radio del bloque de roca. (Adaptado del manual de usuario de GeoRock2D, 2011).

En general es posible darse cuenta que el método CRSP contempla una mayor gama de variables, sin embargo la más importante comparado con el LMM es la velocidad angular, ya que de esta depende en gran parte la amplitud de las parábolas y por consiguiente de las trayectorias en su conjunto.

Para el ejemplo propuesto en esta tesis se usó el programa RocFall, el cual utiliza la metodología CRSP en 2D, donde los resultados se muestran en un plano con alturas de rebote de las partículas y energías en cada uno de los impactos.

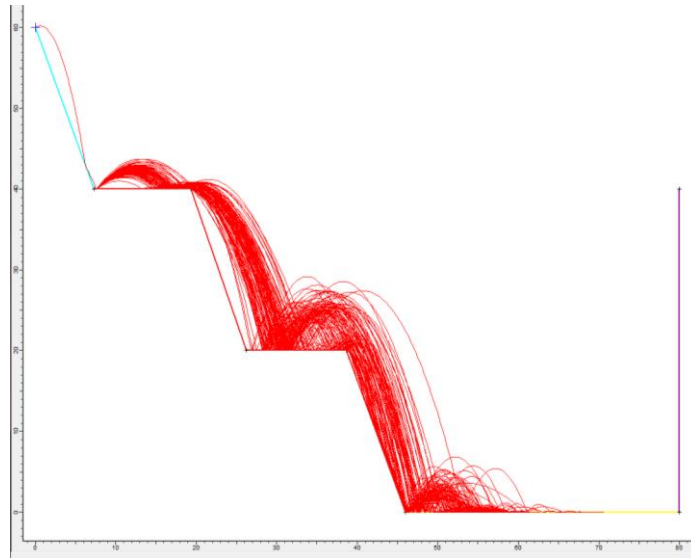


Figura 5.5 Modelo generado con el programa RocFall, (Ejemplos, RocFall).

De igual manera que con el programa Georock3D, es posible delimitar zonas con coeficientes de restitución diferente y ubicar barreras, sin embargo tiene las limitaciones obvias de tratarse de un programa en dos dimensiones.

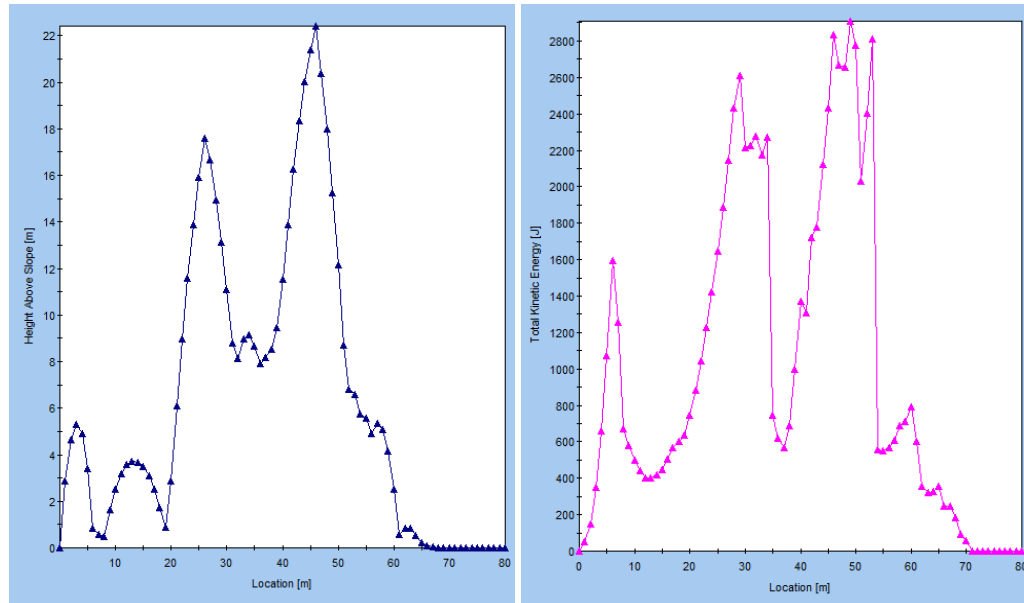


Figura 5.6 A la izquierda gráfica de las alturas máximas de rebote de los fragmentos con respecto de la cara del talud y a la derecha la envolvente de energía cinética de los fragmentos.

### 5.8 Periodo de retorno y número de fragmentos por corrida

En todo lugar donde históricamente hayan ocurrido eventos de caídas de roca y sigan ocurriendo con frecuencia, será de gran utilidad realizar un registro de dichos eventos con una estadística que muestre los periodos del año donde tienen mayor ocurrencia. Sin embargo esto normalmente no se hace debido a que no se toma en cuenta un problema hasta que representa un riesgo muy grande para alguna estructura o para la integridad de los habitantes.

Por lo tanto debemos generar una base a partir de la cual, sea posible determinar un número de fragmentos suficiente para hacer que el modelado mediante software de computadora sea representativo del problema en estudio.

Dicho lo anterior, se puede tomar como base un total de cien fragmentos

por corrida, de los cuales deberán ajustarse a lo observado en campo; por ejemplo si un cierto porcentaje de fragmentos deberá o no llegar a la estructura que se desea proteger, esto debe ser semejante a lo observado en campo, y se podrá conseguir al variar los coeficientes de restitución normal y tangencial en diferentes combinaciones. Estos porcentajes deberán ser fijados directamente en campo con una descripción detallada de la distribución de tamaños de roca y medidas aproximadas de la ubicación de los fragmentos críticos (los que hayan causado problemas) y sus dimensiones (Utilizar tabla 5.2).

### 5.9 Ubicación adecuada para las alternativas de mitigación

Sin lugar a dudas toda esta metodología no serviría de mucho si solo se enfoca a modelar lo que evidentemente se presenta en campo, el principal objetivo de hacerlo, es que con esto es posible determinar las alturas que pudiesen alcanzar los fragmentos durante sus rebotes ladera abajo, y la energía que son capaces de desarrollar al caer e impactar con obras de infraestructura, y de esta manera puedan comprometer la integridad de las mismas y la de sus ocupantes.

Es por esto que para poder determinar el lugar más adecuado de una barrera; la cual impida el paso de los fragmentos cuesta abajo, se deben analizar los lugares donde los rebotes tienen menos altura, y registrar la energía máxima desarrollada para cada zona de lanzamiento, ver figuras 5.7, 5.8 y 5.9.



Figura 5.7 Identificación de zonas con alturas mínimas de rebote (RocFall).

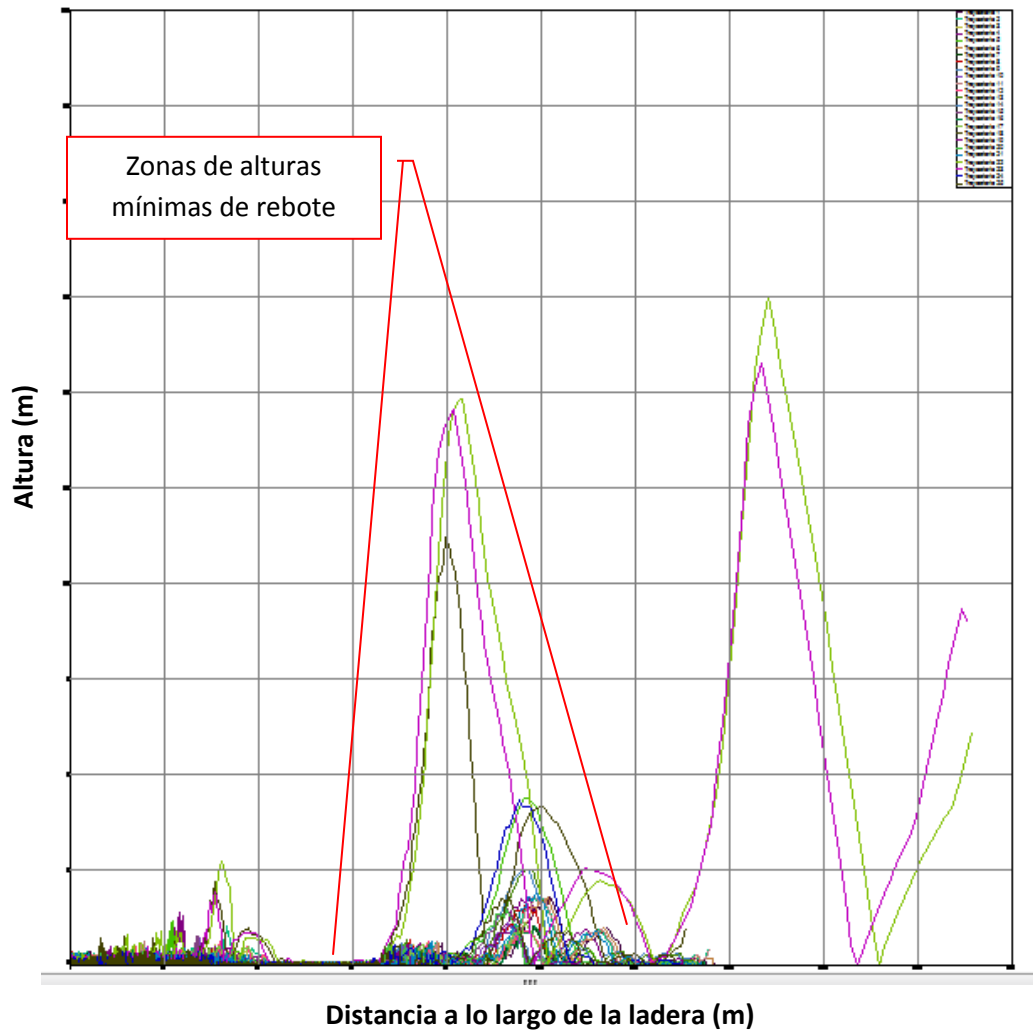


Figura 5.8 Identificación de zonas con alturas mínimas de rebote (Georock3D).

Después de ubicar las zonas con menos altura de rebote y la energía máxima desarrollada, es necesario determinar varias posibles ubicaciones preliminares de la barrera; buscando un equilibrio entre las necesidades geométricas de la misma y la facilidad para realizar los trabajos en campo. Esto se menciona debido a que una barrera pudiera ser simulada en los modelos por computadora a una distancia donde la energía de los fragmentos es muy baja y no requiera ser muy grande, sin embargo en campo pudiera requerir equipo especial para su instalación o incluso ser imposible llevar los materiales hasta el sitio, convirtiéndose en una solución no viable.

Por otro lado la solución no necesariamente debe ser en una sola barrera; pueden hacerse arreglos en los que conste de diferentes



secciones y ubicaciones a lo largo de la ladera, siempre y cuando el costo resultante de la implementación de esta solución sea menor.

Una vez ubicado el lugar más adecuado se debe determinar el ángulo de la barrera con respecto de la vertical; se recomienda que la barrera se ubique en una posición aproximadamente perpendicular a la resultante de las trayectorias en la zona propuesta (ver figura 5.10), o si las condiciones lo permiten; hacer que la barrera sea colocada perpendicularmente a la superficie del terreno hasta el punto de menor altura en las trayectorias, ver figura 5.11. Sin embargo esto también tendrá que evaluarse con respecto al tipo de solución, ya sea una barrera dinámica, un muro de concreto, un muro gavión o de algún otro tipo.

La altura de la barrera se determinará de acuerdo a la distancia entre el punto de menor altura en las trayectorias y el pie de la barrera propuesta, tal como se muestra en las figuras 5.10 y 5.11.

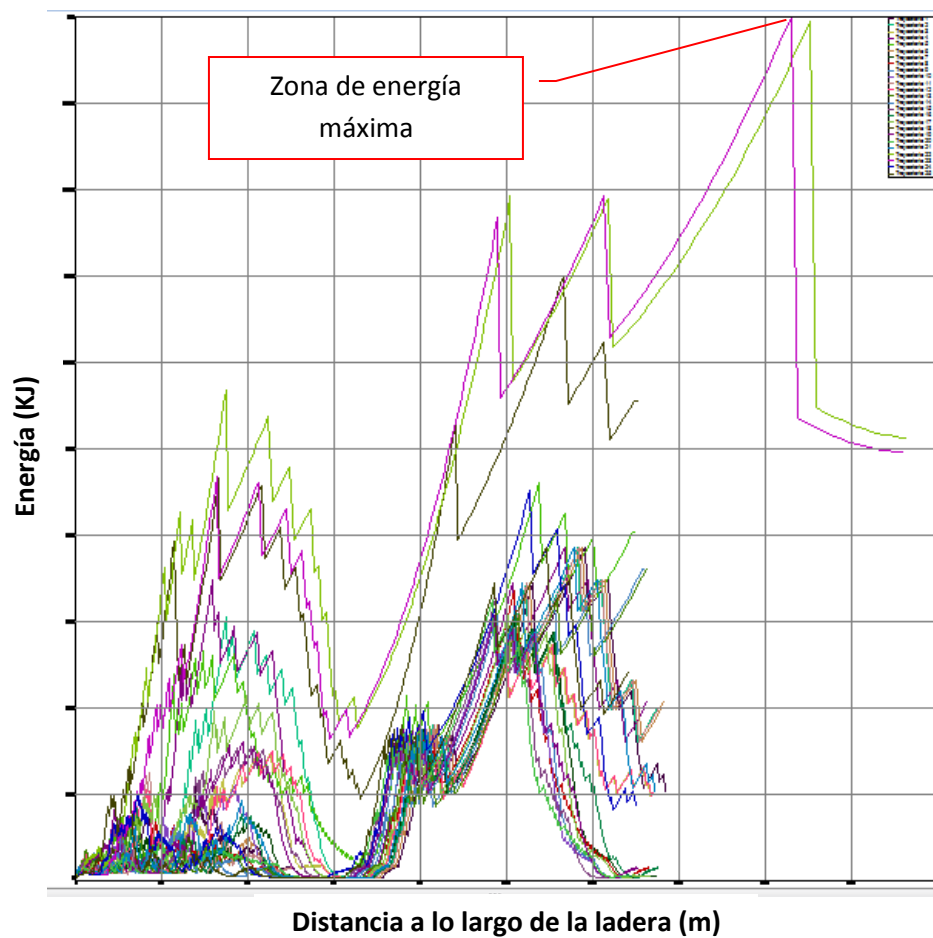


Figura 5.9 Identificación de zona con energía mínima en sus rebotes (Georock3D)

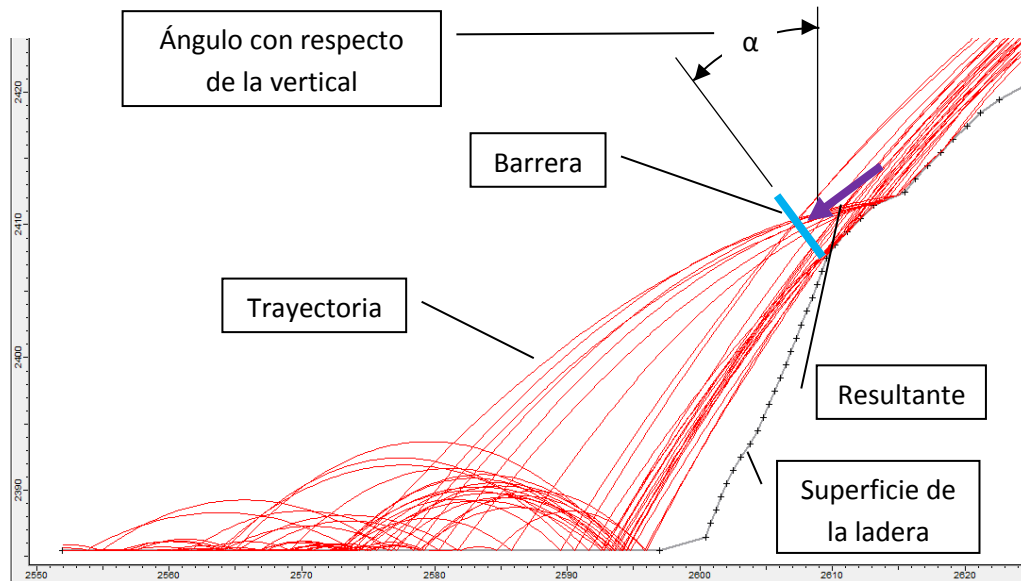


Figura 5.10 Posición de la barrera con respecto a la resultante de las trayectorias de caída.

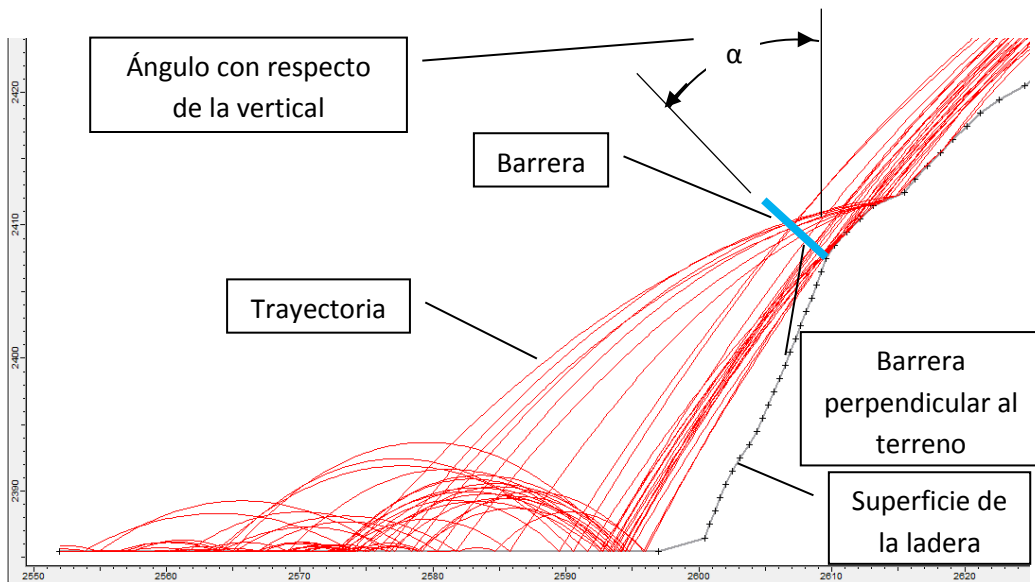


Figura 5.11 Posición perpendicular de la barrera con respecto a la superficie del terreno

## 6. EJEMPLO DE MODELACIÓN PARA UN PROBLEMA DE CAÍDA DE FRAGMENTOS DE ROCA

Con la finalidad de poner a prueba la metodología propuesta en esta tesis, fue necesario mostrar un ejemplo con una complejidad suficiente para tal propósito. Se trata de una ladera ubicada en el costado sur de las instalaciones de la casa de máquinas de la C.H. Fernando Hiriart Balderrama. Esta presa se encuentra localizada entre los límites de los estados de Hidalgo y Querétaro, en el cauce del río Moctezuma, ver figura 6.1.

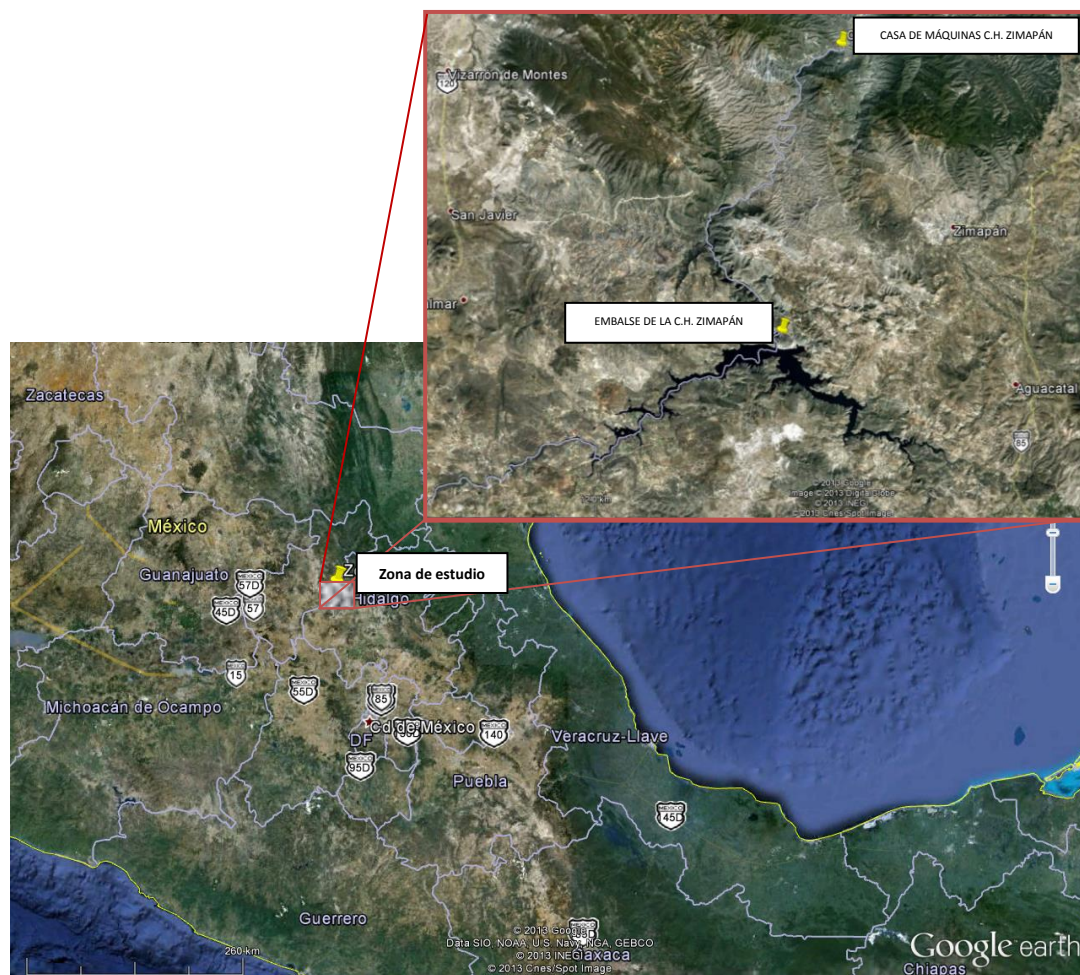


Figura 6.1 Ubicación de la zona de estudio.

El estudio de caída de fragmentos de roca surgió a raíz de ciertas eventualidades donde algunos fragmentos de roca impactaron cerca y contra

las instalaciones de la casa de máquinas de este complejo hidroeléctrico, donde hubo daños de importancia a los talleres, oficinas y bodegas ubicadas al pie del cantil de alrededor de 300 m de altura. Los daños comprendieron techumbres afectadas estructuralmente, así como muros fracturados por los impactos.

Esto sin lugar a dudas generó cierta incertidumbre entre los ocupantes de estas instalaciones por obvias razones, además que era posible observar una acumulación considerable de fragmentos que no habían alcanzado el nivel de las oficinas, pero habían quedado retenidas unos metros cuesta arriba.

En la figura 6.2 es posible observar la magnitud del cantil comparado con las instalaciones que se encontraban amenazadas, además es posible observar la formación de pliegues anticlinales en el talud, por otro lado se aprecia vegetación de tipo desértica que deja al descubierto las estructuras geológicas a partir del corte del talud hacia arriba. Justo donde termina el corte del talud se encuentra un muro perimetral de mampostería de alrededor de 2 m de altura con concertina, el cual sirve como obstáculo a los fragmentos rocosos y como muro de seguridad para prevenir el ingreso de personas extrañas a las instalaciones.



Figura 6.2 Fotografía frontal de la ladera e instalaciones anexas a la casa de máquinas, (Montiel E. et al., 2012).

Como parte inicial de los estudios que ameritó esta problemática, se hizo un levantamiento topográfico que revela la verdadera magnitud del cantil, y nos indica que, en promedio, la ladera tiene una inclinación de alrededor de  $70^\circ$  con respecto de la horizontal, la cual disminuye alrededor de 25% en las proximidades de su cima.

### Geología y geomorfología local

Se reconoció un gran parteaguas en la parte superior del cantil, el cual conduce las escorrentías lejos de la plataforma 965 msnm, que es donde se encuentran alojadas las instalaciones, ver figura 6.3. Del lado este de la ladera, se ubica una cañada que capta cierta parte de la escorrentía del parteaguas hacia un costado de la plataforma; esta cañada cuenta con la protección de varios muros gaviones, los cuales evitan la llegada de fragmentos rocosos desprendidos hacia el área de interés.

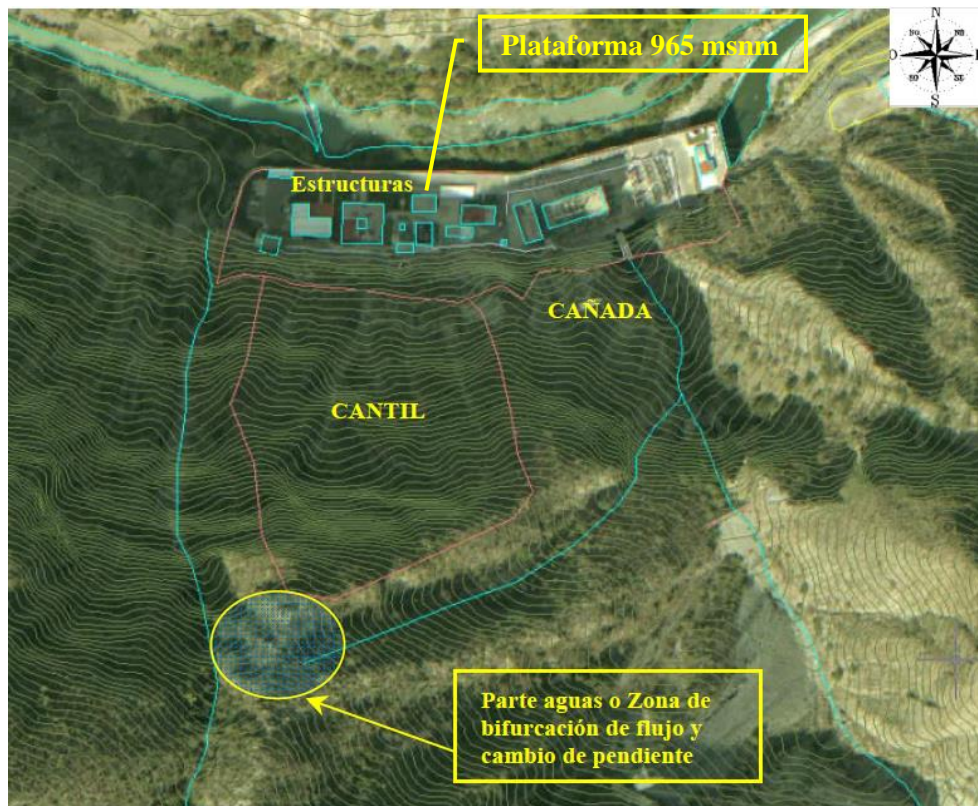


Figura 6.3. Vista aérea de la zona en estudio y ubicación del parteaguas, (Montiel E. et al., 2012).

A la par fue necesario realizar un análisis de la geología y la geomorfología, tal como lo describe la metodología propuesta en esta tesis.

Después de hacer el reconocimiento geológico, pudo identificarse que la roca en ladera pertenece a la formación Trancas del Jurásico, la cual está constituida por calizas micríticas, lutitas calcáreas interestratificadas con lutitas apizarradas y algunos lentes de areniscas calcáreas de entre 10 a 140 cm de espesor.

Como resultado de los levantamientos geológicos fue posible generar un mapa geológico de la zona en estudio, identificando las zonas descritas anteriormente y generando una sección geológica perpendicular a la cara de la ladera, ver figura 6.4 y 6.5.

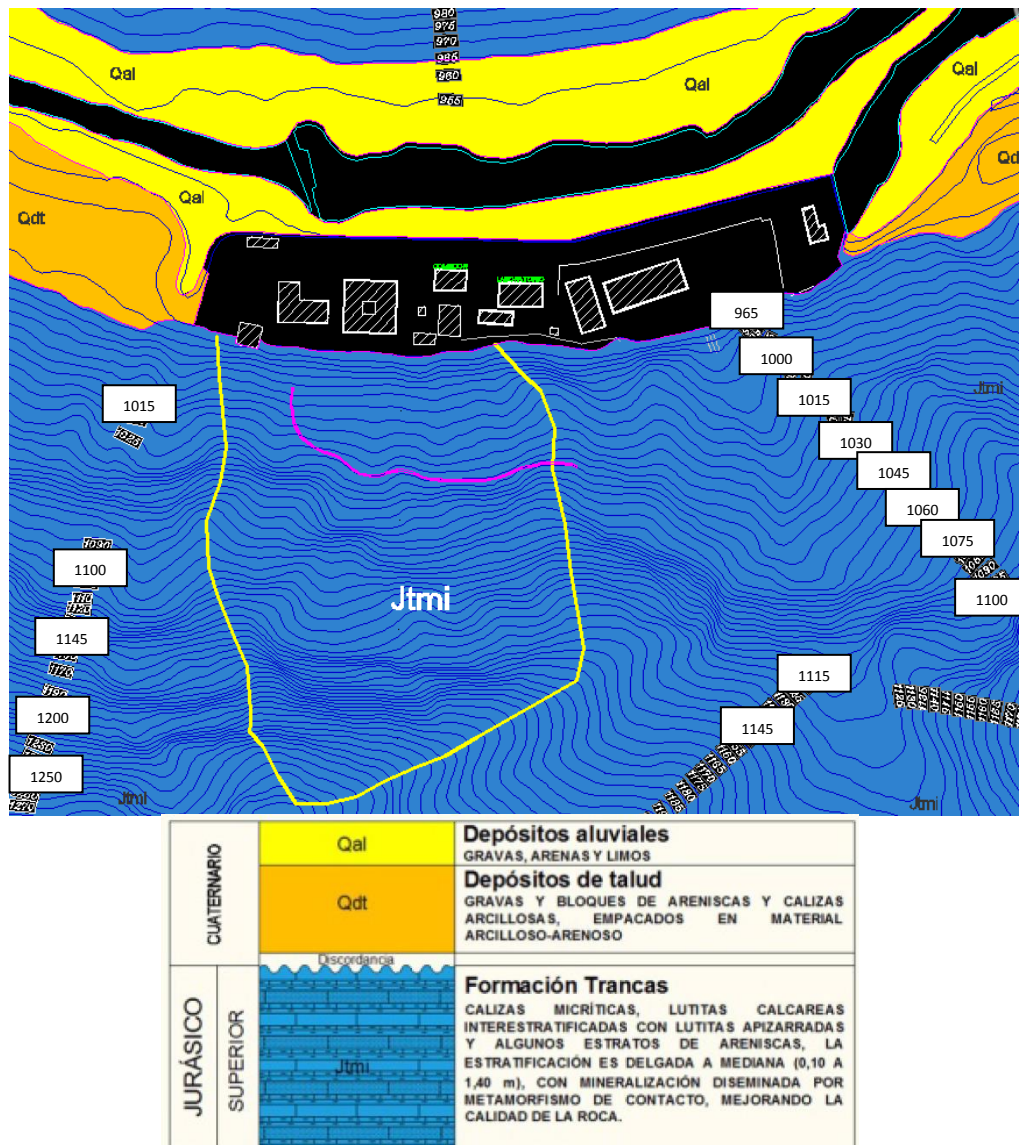


Figura 6.4 Mapa geológico de la zona.  
(CFE - GEIC, 2011).

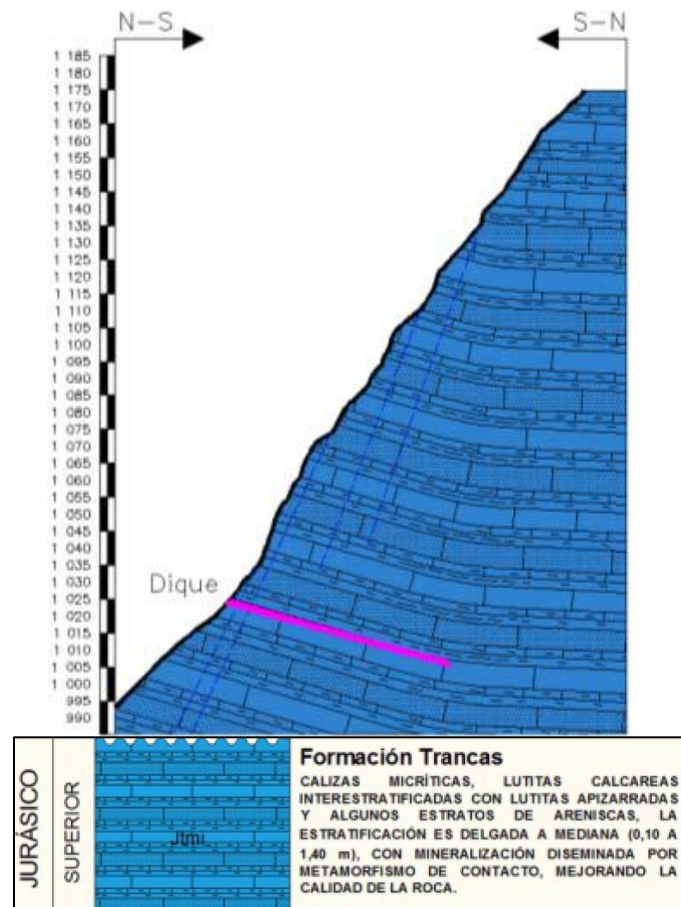


Figura 6.5 Perfil geológico de la ladera.  
 (CFE - GEIC, 2011).

Como puede apreciarse en la figura 6.5, la estratificación tiene una actitud favorable a la estabilidad general de la ladera al buzarse hacia el interior de la misma. Por otro lado se identificaron dos sistemas de fracturamiento importantes; uno casi paralelo a la cara de la ladera (E-W) y otro casi perpendicular que tiene persistencia importante.

Como resultado de los levantamientos geológicos de tipo superficial, se pudo hacer una zonificación que nos permite observar el estado particular de las orientaciones en los sistemas de fracturamiento, con esta información se generó el mapa presentado en la figura 6.7.

Con esta información fue posible generar un modelo cúbico de comportamiento geológico estructural, el cual muestra a grandes rasgos la influencia de los dos sistemas de fracturamiento y la actitud de los planos de

estratificación, dicho modelo se presenta en la figura 6.6, el cual fue generado con la información del estereograma de la figura 6.8.

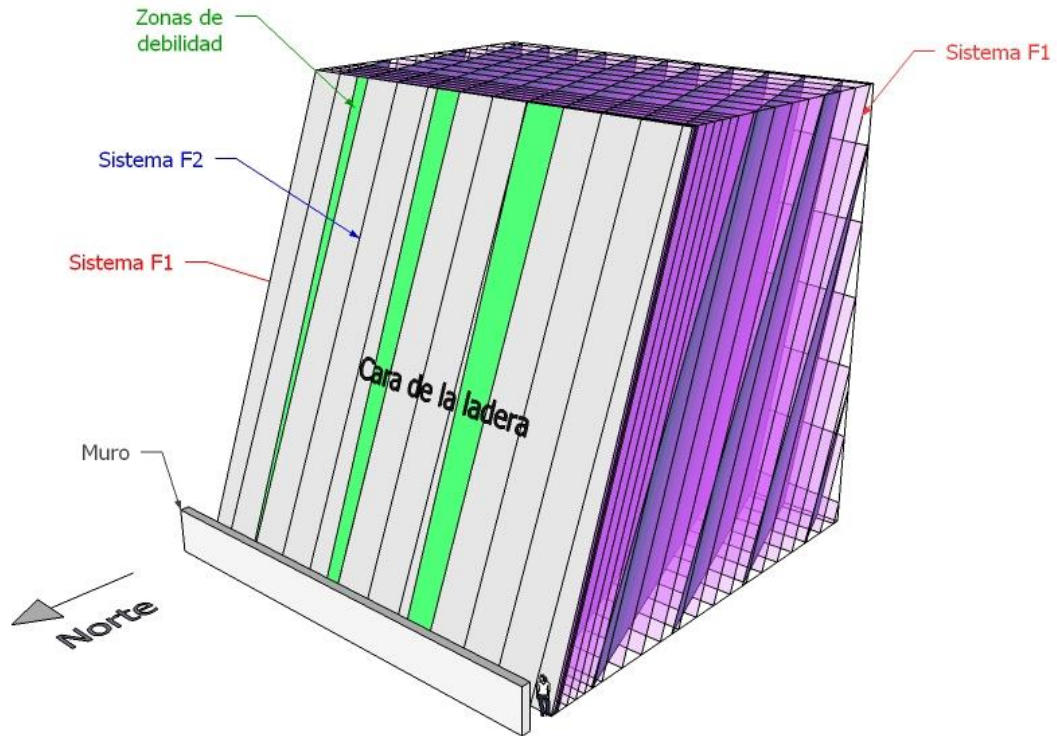


Figura 6.6. Modelo cúbico de comportamiento geológico estructural, (Modificado de Montiel E. et al., 2012).



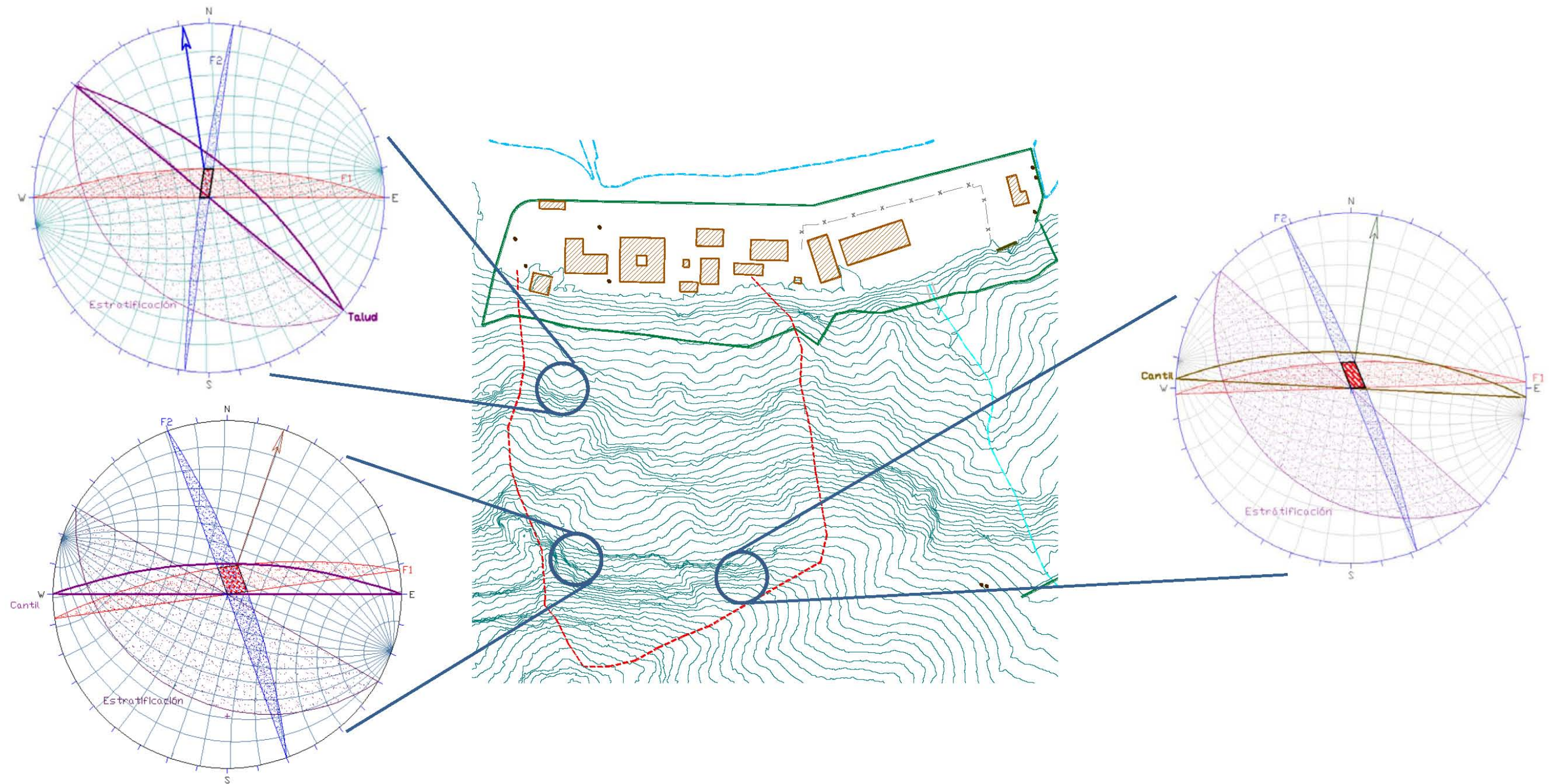


Figura 6.7. Mapa estereográfico con las zonas más críticas, (Modificado de Montiel E. et al., 2012).

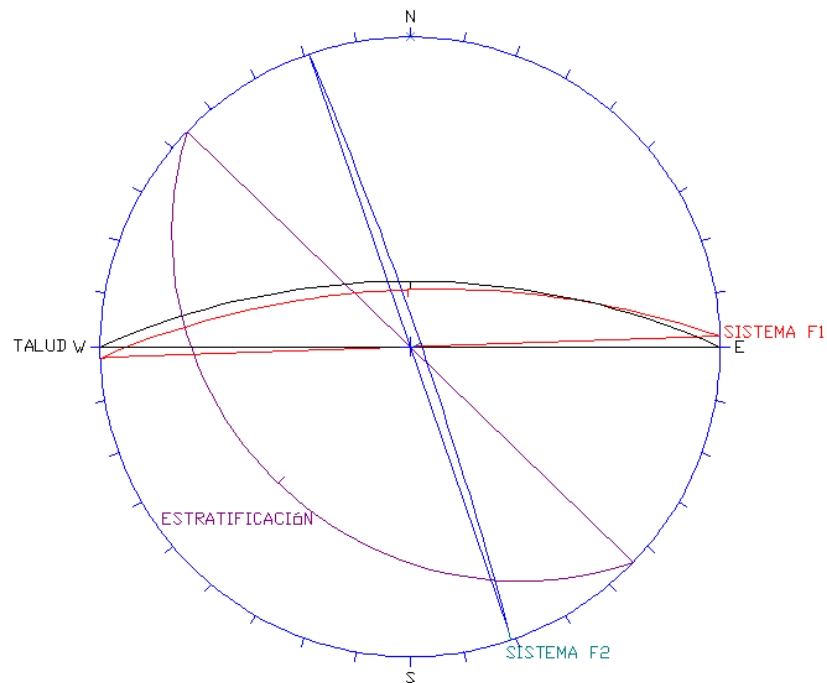


Figura 6.8. Estereograma general de la ladera, (Modificado de Montiel E. et al., 2012).

El sistema F1 tiene una separación de entre 0.3 y 1.5 m y el sistema F2 entre 0.5 y 2.5 m, se observó una frecuencia más elevada en el sistema F1 con la cercanía a la cara de la ladera, esto atribuido a la descompresión natural de la misma, ya que las discontinuidades van siendo menos frecuentes conforme se profundiza en la ladera.

Se observó que el ángulo diedro entre ambos sistemas es cercano a  $90^\circ$ , lo cual genera estructuras sobrepuestas en forma de castillos que a la postre podrían desprenderse y ocasionar daños a las instalaciones, sin embargo el estudio de estas estructuras debe ser abordado de forma particular con otras metodologías ya que se encuentran fuera del alcance de la presente.

En la cara del talud se da el caso de intersecciones entre el sistema F1 y F2, lo cual genera zonas de debilidad ya que existe mayor presencia de discontinuidades de ambos sistemas, es posible que estas zonas marcadas en verde sean las que en la ladera dieron inicio a la formación de las cañadas observadas en campo, sin embargo ahora se encuentran limpias pero siguen aportando fragmentos que siguen la trayectoria de estas al caer, ver figura 6.7.

De acuerdo a la orientación y distribución de las discontinuidades cercanas

a las zonas de debilidad, se propician condiciones para la formación de bloques de tipo tabulares.

### **Evaluación de mecanismos de degradación y factores que favorecen el desprendimiento de fragmentos de roca.**

Derivado de las características geológicas de los materiales en la ladera, y tomando en cuenta el estado, frecuencia y persistencia de las discontinuidades fue posible generar un modelo idealizado del mecanismo de degradación, cuyo desarrollo se muestra en la figura 6.9.

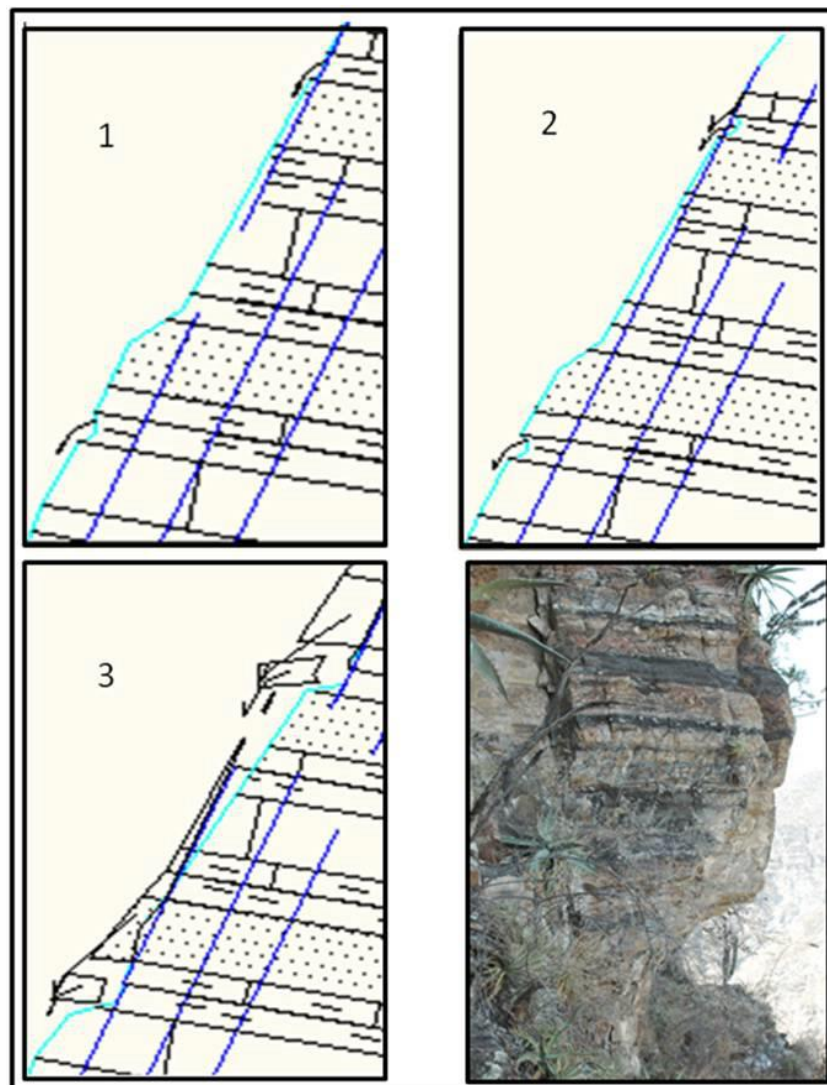


Figura 6.9. Mecanismo de degradación observado en la ladera, (Montiel E. et al., 2012).

Se considera inicialmente una condición en la cual la ladera no ha sido intemperizada, pero tiene la presencia de los sistemas de fracturamiento F1 y F2, así como la estratificación que buza hacia su interior. Posteriormente se infiere que en las zonas con más cercanía entre el sistema F2 y la cara de la ladera se comienzan a debilitar y posteriormente a desprender pequeños fragmentos. Ya en el recuadro 3 se observa que los desprendimientos continúan como una reacción en cadena, ya que al erosionarse los estratos más débiles como las areniscas, hacen que estratos con mayor competencia pierdan apoyo, lo cual hace que entren en un estado de flexo-compresión que a la larga conduce a la fragmentación del estrato y la consecuente caída de un fragmento. En el último recuadro se puede observar el estado actual de estas zonas y la correlación que existe con el modelo propuesto.

Cabe señalar que estos mecanismos se desarrollan a lo largo del tiempo geológico, por lo tanto no es posible observar todo el proceso en acción en un mismo punto, sino observar las diferentes etapas y su desarrollo en distintas zonas de la ladera en estudio, luego inferir los procesos intermedios que pudieron haberse desarrollado.

### **Identificación de zonas de salida de los fragmentos de roca, sus trayectorias de caída en campo y su forma**

Durante el recorrido de campo fue posible encontrar indicios de caídos de roca en las zonas circundantes a las instalaciones anexas a la casa de máquinas, esto es mostrado por la figura 6.10.



Figura 6.10. Ubicación de la concentración de fragmentos en el muro perimetral.

En primer lugar se tomaron los datos referentes a la ubicación de los fragmentos que llegaron al nivel de las instalaciones, observando que quedaron a una distancia aproximada de entre 5 y 10 metros del pie de la ladera; esto justo frente a las zonas donde se encontraron las acumulaciones en el muro perimetral.

Posteriormente, al analizar el terreno justo arriba de las acumulaciones de fragmentos, se detectó la presencia de las cañadas, las cuales se encuentran limpias con roca relativamente sana en sus paredes, lo cual facilita el rebote de los fragmentos cuesta abajo.

Al seguir el desarrollo de las cañadas hasta su inicio en la parte alta de la ladera, se pudo observar que parte de los fragmentos provenían de zonas escarpadas donde ha hecho efecto el mecanismo de degradación presentado párrafos antes, la presencia de las zonas de debilidad al costado de estas laderas hace también aporte de fragmentos.

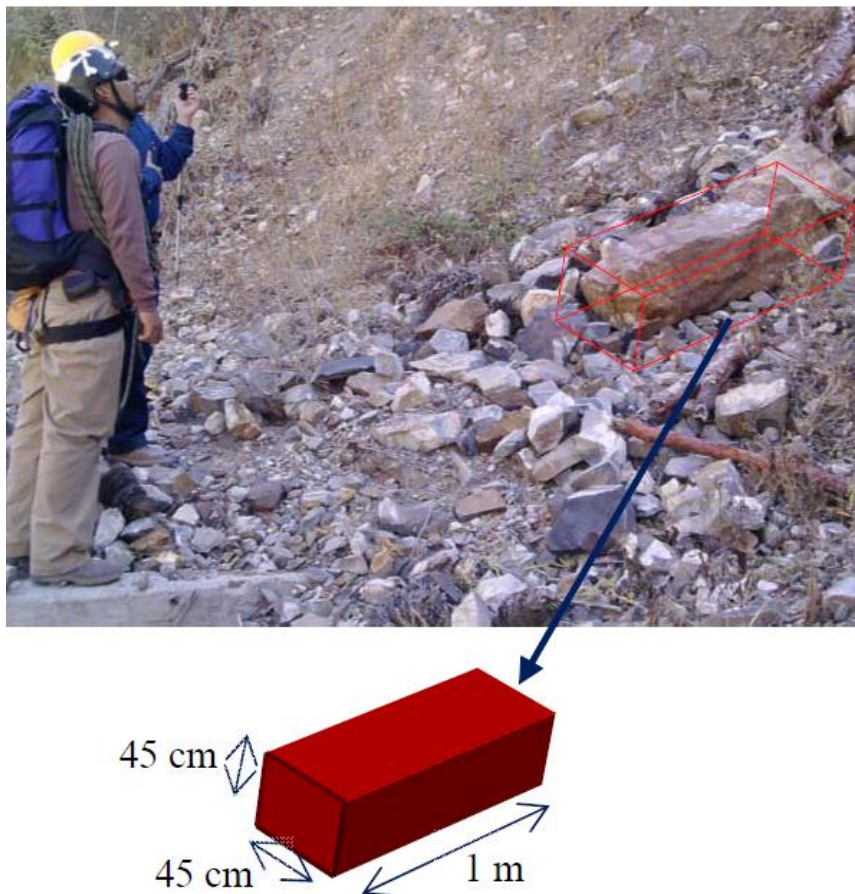


Figura 6.11. Tamaño máximo de los fragmentos encontrados en el final de las trayectorias, (Montiel E. et al., 2012).

En la figura 6.11 se muestran las dimensiones del tamaño máximo de fragmento encontrado en el final de las trayectorias, aunque los bloques en su mayoría eran pedacería.

Para el caso de esta ladera era bastante evidente que las trayectorias principales de los fragmentos eran sobre las cañadas, sin embargo se realizaron algunas pruebas en campo al lanzar fragmentos, quedando corroboradas dichas trayectorias.

A raíz de los recorridos de campo y las observaciones, se trazaron las trayectorias identificadas sobre una fotografía frontal, posteriormente estas mismas fueron dibujadas sobre un plano, ver figuras 6.12 y 6.13.

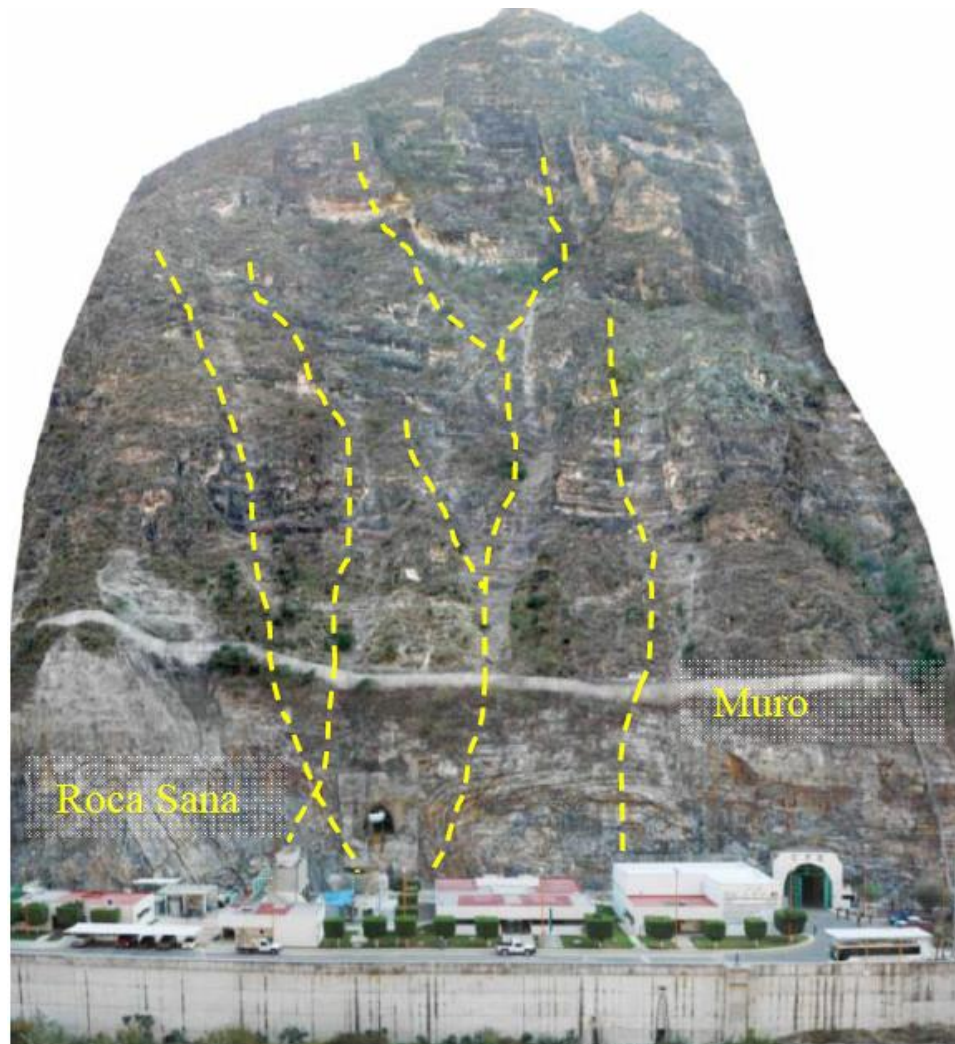


Figura 6.12. Vista frontal de las trayectorias identificadas, (Montiel E. et al., 2012).

---

---

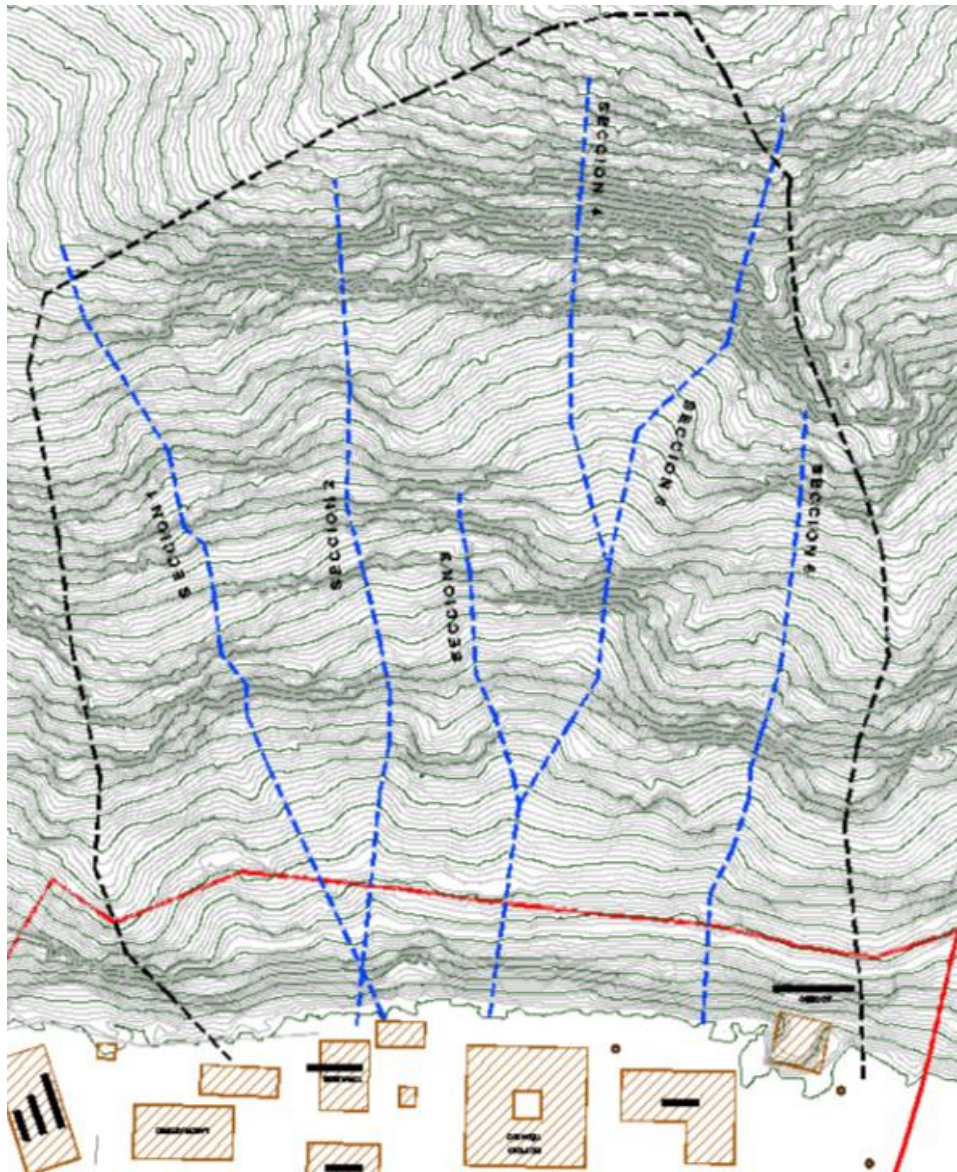


Figura 6.13. Plano de las trayectorias identificadas, (Montiel E. et al., 2012).

Las trayectorias mostradas fueron las observadas directamente en campo, posteriormente tuvieron que ser retomadas y en su momento corroboradas por los programas de cómputo utilizados durante los análisis. Por otro lado, básicamente el inicio de las trayectorias se remonta a las zonas con mayor escarpe en la ladera, esto es posible relacionarlo con lo dicho por Hack (1960).

## Análisis de caída de fragmentos de roca mediante el uso de programas de cómputo

Debido a que existen por lo menos dos métodos para el análisis de caída de rocas (Colorado Rockfall Simulation Program y Lumped Mass Method) y una infinidad de programas de cómputo que calculan las caídas de fragmentos rocosos, fue necesario abordar el ejemplo mediante ambos métodos, esto debido a la complejidad y las claras diferencias en cuanto a las variables que contemplan en su proceso de cálculo.

### Método LMM (Lumped Mass Method) mediante el programa Georock3D

Para iniciar, primero se planteó el problema partiendo de la topografía de detalle con la que se contaba previo al análisis, con esta información se generó un modelo tridimensional de la ladera en estudio, tal como se muestra en la figura 6.14. Este modelo fue generado en un programa comercial de CAD (Computer-aided design); el cual está conformado por una serie de triángulos que se encuentran unidos en sus aristas, y que en conjunto forman una superficie que representa a la superficie del terreno.

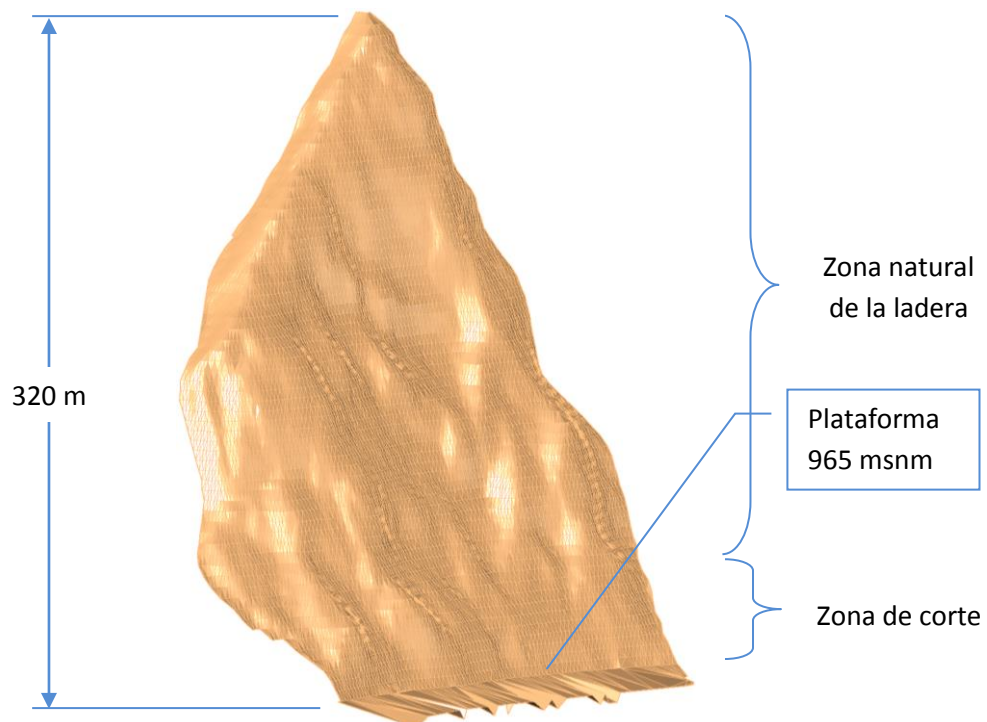


Figura 6.14. Modelo tridimensional que representa la superficie de la ladera en estudio.



En la figura anterior es posible observar la zona de corte del talud, así como la plataforma donde se encuentran alojadas las instalaciones que han resultado afectadas por eventualidades en la caída de fragmentos de roca, por otro lado es posible observar la magnitud de la ladera con alrededor de 300 m de altura.

Posterior al modelo generado en CAD, fueron obtenidas las coordenadas de los vértices de cada uno de los triángulos que forman la malla, posteriormente esta información se ordenó de acuerdo a las especificaciones de Georock3D, para poder alimentar adecuadamente el programa. La base de datos utilizada para analizar este problema se encuentran en el respaldo electrónico de esta tesis.

Una vez ingresados los datos al programa Georock3D, estos fueron reconocidos y se generó una malla con la misma triangulación que en CAD, con la diferencia de que ahora fue posible incluir las propiedades del terreno y aplicarlas a toda la superficie de la ladera (ver figura 6.15); en este caso se hizo de esta manera, sin embargo es posible realizar una zonificación con respecto de los coeficientes de restitución, incluso asignar valores específicos a cada triángulo de la malla.

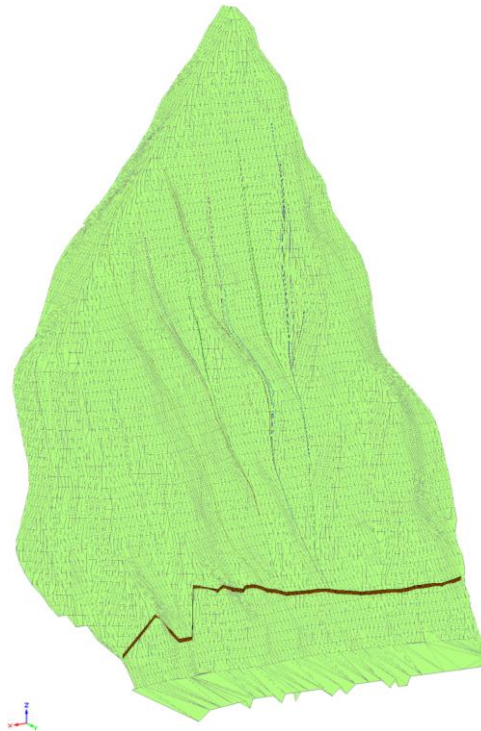


Figura 6.15. Modelo preliminar insertado en el programa Georock3D.

Los parámetros que fueron ingresados inicialmente en el programa fueron el tamaño de los fragmentos de roca y sus posiciones, por lo que el problema se dividió de acuerdo a las zonas de salida identificadas en campo, (ver figura 6.16).

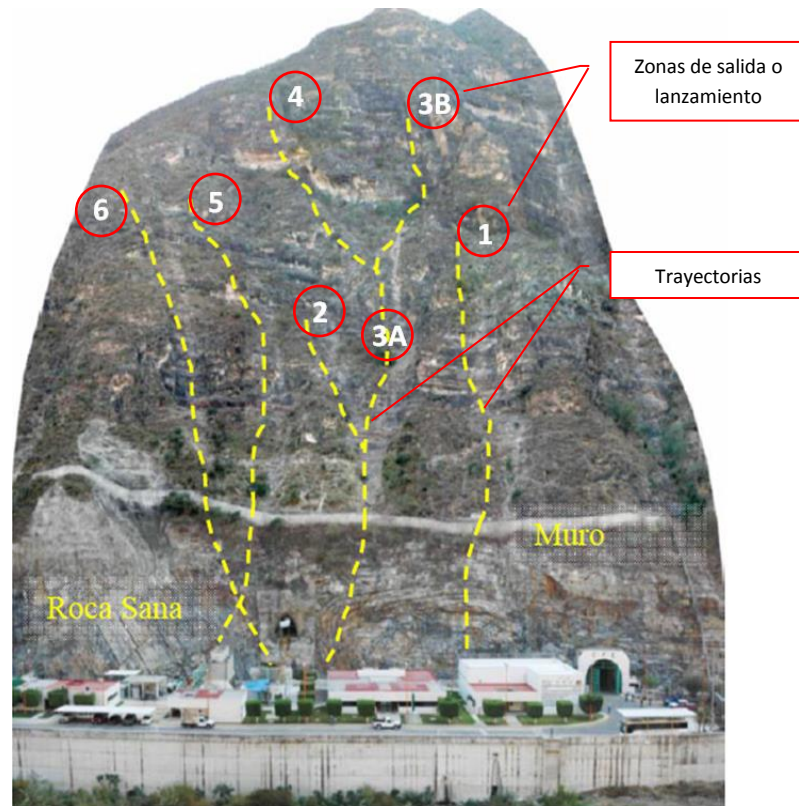


Figura 6.16. Zonificación de los puntos de salida de los fragmentos de roca (Montiel E. et al., 2012).

De acuerdo a lo observado directamente en campo se estimó que la probabilidad de que un fragmento llegara a la plataforma 965 msnm era de alrededor de 4%, por lo tanto se realizaron las corridas mostradas en las tablas 6.1 a 6.7 y las figuras 6.17 a 6.23; para las cuales los resultados buscados con cada una de las trayectorias y cada una de las corridas, fue que **alrededor del 4% de los fragmentos por corrida saltaran por encima del muro perimetral, su lugar de llegada fuera la plataforma 965, y además que cayeran a una distancia de alrededor de 7 metros medidos desde la base del talud.**

En cuanto al tamaño de los fragmentos de roca, fue necesario hacer una equivalencia del volumen de la roca de la figura 6.11, ya que esta es de

forma prismática y el software solo trabaja con fragmentos de roca esféricos.

Debido a la complejidad del problema y la velocidad de procesamiento en el programa Georock3D, se decidió realizar corridas de cálculo con 25 fragmentos de roca, utilizando tanteos al variar los coeficientes de restitución normal y tangencial.

### Trayectoria 1

	Corrida	$R_n$	$R_t$	Rocas tiradas	Rocas que pasan	%	Distancia del cantil
SERIE 1	1	0.3	0.5	25	0	0	No llegan al muro
	2	0.3	0.6	25	0	0	No llegan al muro
	3	0.3	0.65	25	0	0	0
	4	0.3	0.7	25	0	0	0
	5	0.3	0.75	25	0	0	0
	6	0.3	0.8	25	0	0	0
	7	0.3	0.85	25	0	0	0
	8	0.3	0.9	25	0	0	0
	9	0.3	0.95	25	8	32	6
	10	0.3	0.94	25	0	0	0
SERIE 2	1	0.4	0.70	25	0	0	0
	2	0.4	0.80	25	0	0	0
	3	0.4	0.90	25	0	0	0
	4	0.4	0.95	25	11	44	6
	5	0.4	0.94	25	12	48	6
	6	0.4	0.93	25	1	4	5
	<b>7</b>	<b>0.4</b>	<b>0.92</b>	<b>25</b>	<b>1</b>	<b>4</b>	<b>10</b>
	8	0.4	0.91	25	0	0	0
SERIE 3	1	0.45	0.7	25	0	0	0
	2	0.45	0.8	25	0	0	0
	3	0.45	0.9	25	0	0	0
	4	0.45	0.95	25	10	40	10
	5	0.45	0.94	25	9	36	9
	6	0.45	0.93	25	9	36	10
	7	0.45	0.92	25	6	24	7
	8	0.45	0.91	25		0	12

Tabla 6.1. Resultados de las diferentes corridas realizadas para la trayectoria 1.

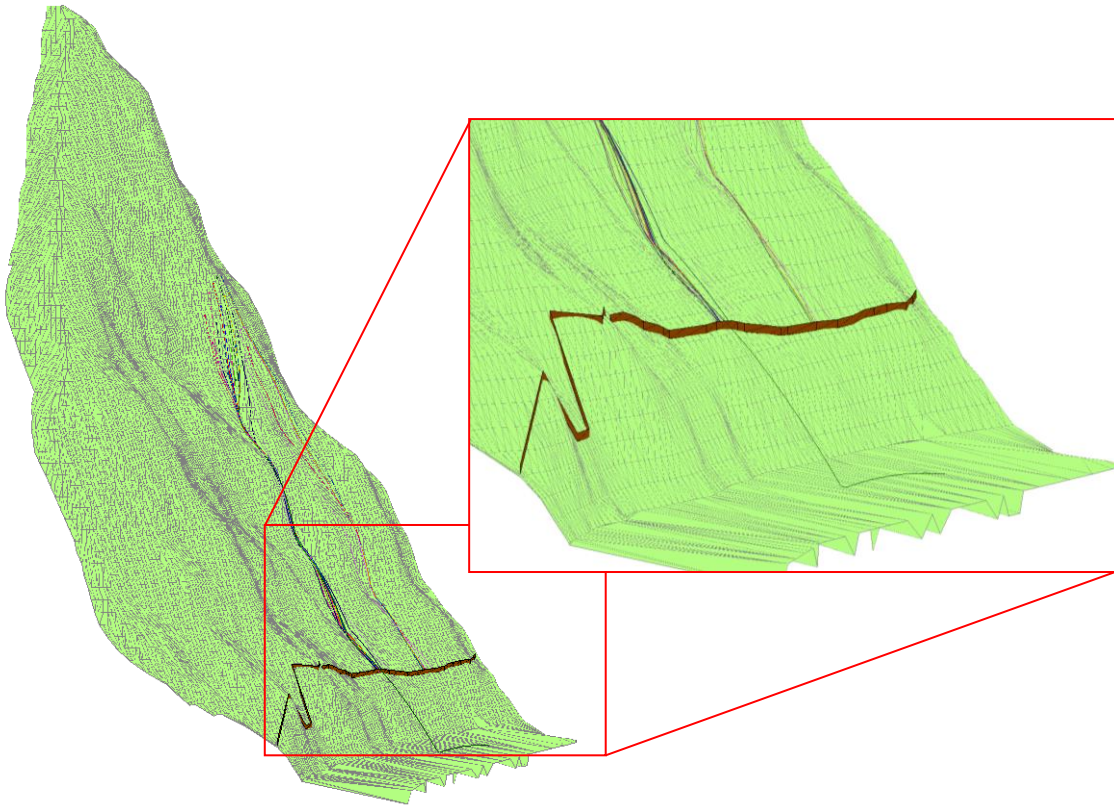


Figura 6.17. Resultado al aplicar los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.40 y 0.92 respectivamente.

Para la trayectoria 1 se observa que la única combinación de coeficientes de restitución que satisface las condiciones establecidas, es 0.40 para el coeficiente de restitución normal y 0.92 para el tangencial.

## Trayectoria 2

	Corrida	R <sub>n</sub>	R <sub>t</sub>	Rocas tiradas	Rocas que pasan	%	Distancia del cantil
SERIE 1	1	0.3	0.5	25	0	0	No llegan al muro
	2	0.3	0.6	25	0	0	0
	3	0.3	0.7	25	0	0	0
	4	0.3	0.8	25	0	0	0
	5	0.3	0.9	25	0	0	0
	6	0.3	0.95	25	0	0	0
	7	0.3	0.96	25	0	0	0
	8	0.3	0.97	25	0	0	0
	<b>9</b>	<b>0.3</b>	<b>0.98</b>	<b>25</b>	<b>2</b>	<b>8</b>	<b>7.5</b>
	<b>10</b>	<b>0.3</b>	<b>0.99</b>	<b>25</b>	<b>1</b>	<b>4</b>	<b>15</b>
SERIE 2	1	0.4	0.70	25	0	0	0
	2	0.4	0.80	25	0	0	0
	3	0.4	0.90	25	0	0	0
	<b>4</b>	<b>0.4</b>	<b>0.95</b>	<b>25</b>	<b>1</b>	<b>4</b>	<b>10</b>
	5	0.4	0.96	25	0	0	0
	6	0.4	0.97	25	2	8	12
	7	0.4	0.98	25	4	16	12
	8	0.4	0.99	25	6	24	10
SERIE 3	1	0.45	0.70	25	0	0	0
	2	0.45	0.80	25	0	0	0
	3	0.45	0.90	25	0	0	0
	4	0.45	0.95	25	0	0	0
	<b>5</b>	<b>0.45</b>	<b>0.96</b>	<b>25</b>	<b>1</b>	<b>4</b>	<b>7</b>
	6	0.45	0.97	25	6	24	10
	7	0.45	0.98	25	8	32	15
	8	0.45	0.91	25		0	

Tabla 6.2. Resultados de las diferentes corridas realizadas para la trayectoria 2.

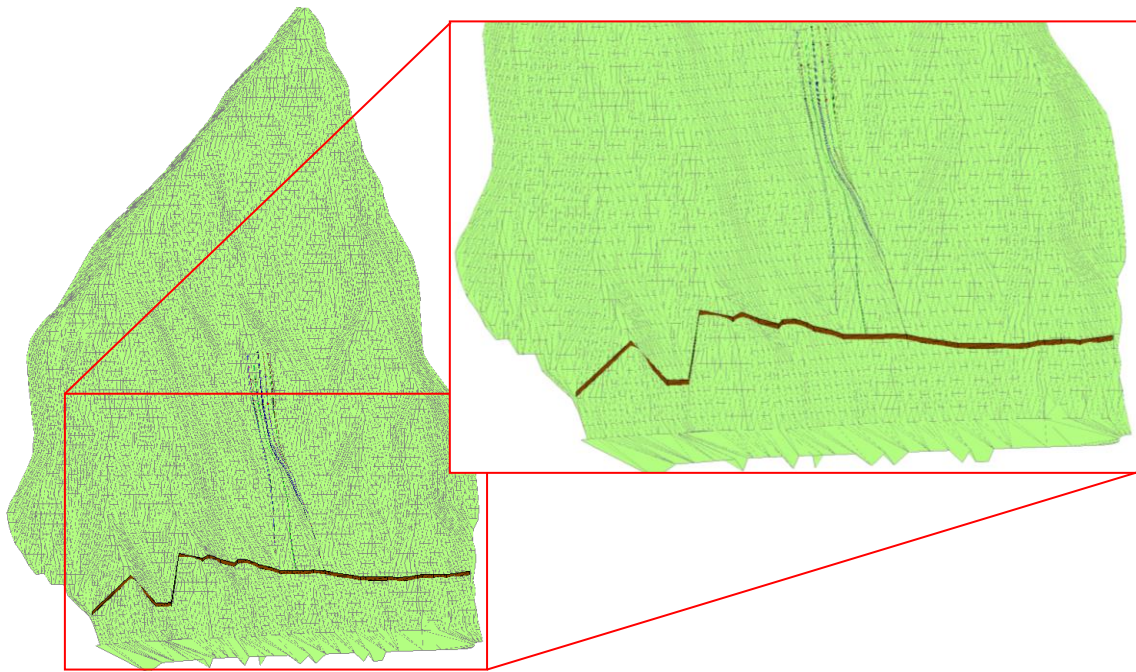


Figura 6.18. Resultado al aplicar los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.40 y 0.95 respectivamente.

Para la trayectoria 2 se observan tres combinaciones de coeficientes de restitución que satisfacen las condiciones establecidas, sin embargo se toma en cuenta la combinación intermedia con valores para el coeficiente de restitución normal igual a 0.40 y 0.95 para el tangencial.

## Trayectoria 3A

	Corrida	R <sub>n</sub>	R <sub>t</sub>	Rocas tiradas	Rocas que pasan	%	Distancia del cantil
SERIE 1	1	0.3	0.50	25		0	
	2	0.3	0.6	25		0	
	3	0.3	0.7	25	0	0	0
	4	0.3	0.8	25	0	0	0
	5	0.3	0.9	25	0	0	0
	6	0.3	0.95	25	3	12	9
	7	0.3	0.96	25	3	12	9
	8	0.3	0.97	25	7	28	12
	9	0.3	0.98	25	15	60	10
	10	0.3		25		0	
SERIE 2	1	0.4	0.70	25	0	0	0
	2	0.4	0.80	25	0	0	0
	3	0.4	0.90	25	0	0	0
	4	0.4	0.95	25	3	12	12
	5	0.4	0.94	25	5	20	7
	6	0.4	0.93	25	6	24	7
	7	0.4	0.92	25	0	0	0
	8	0.4	0.91	25	0	0	0
SERIE 3	1	0.45	0.70	25	0	0	0
	2	0.45	0.80	25	0	0	0
	3	0.45	0.90	25	0	0	0
	4	0.45	0.95	25	8	32	10
	5	0.45	0.94	25	8	32	8
	6	0.45	0.93	25	9	36	7
	7	0.45	0.92	25	4	16	7
	8	0.45	0.91	25	5	20	5

Tabla 6.3. Resultados de las diferentes corridas realizadas para la trayectoria 3A.

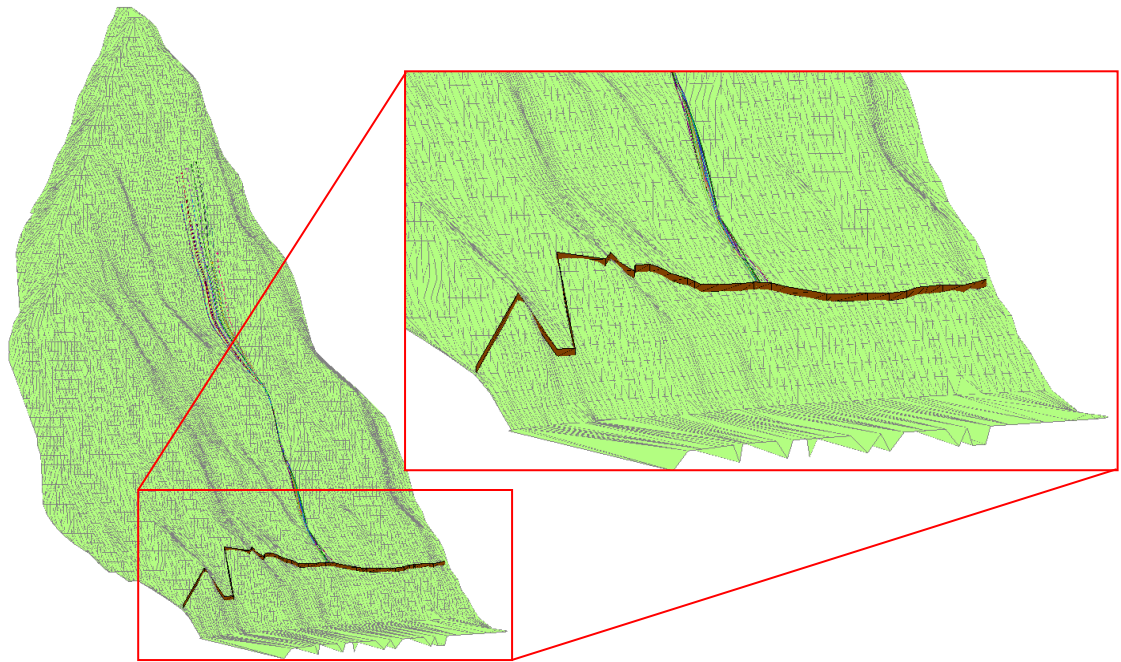


Figura 6.19. Resultado al aplicar los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.40 y 0.90 respectivamente.

Con respecto a la trayectoria 3A no se encontraron combinaciones de coeficientes de restitución que cumplieran satisfactoriamente las condiciones establecidas.



## Trayectoria 3B

	Corrida	$R_n$	$R_t$	Rocas tiradas	Rocas que pasan	%	Distancia del cantil
SERIE 1	1	0.3	0.5	25	0	0	No llegan al muro
	2	0.3	0.6	25		0	
	3	0.3	0.7	25	0	0	No llegan al muro
	4	0.3	0.8	25	0	0	0
	5	0.3	0.9	25	0	0	0
	6	0.3	0.95	25	13	52	12
	7	0.3	0.94	25	4	16	12
	<b>8</b>	<b>0.3</b>	<b>0.93</b>	<b>25</b>	<b>1</b>	<b>4</b>	<b>10</b>
	9	0.3	0.92	25	0	0	0
	10	0.3	0.91	25	0	0	0
SERIE 2	1	0.4	0.70	25	0	0	0
	2	0.4	0.80	25	0	0	0
	<b>3</b>	<b>0.4</b>	<b>0.90</b>	<b>25</b>	<b>1</b>	<b>4</b>	<b>10</b>
	4	0.4	0.95	25	17	68	10
	5	0.4	0.94	25	21	84	15
	6	0.4	0.93	25	13	52	12
	7	0.4	0.92	25	5	20	17
	8	0.4	0.91	25	3	12	7
SERIE 3	1	0.45	0.7	25	0	0	0
	2	0.45	0.8	25	0	0	0
	3	0.45	0.9	25	10	40	20
	4	0.45	0.89	25	10	40	13
	<b>5</b>	<b>0.45</b>	<b>0.88</b>	<b>25</b>	<b>1</b>	<b>4</b>	<b>15</b>
	6	0.45	0.87	25	2	8	17
	7	0.45	0.86	25	0	0	0
	8	0.45	0.85	25	0	0	0

Tabla 6.4. Resultados de las diferentes corridas realizadas para la trayectoria 3B.

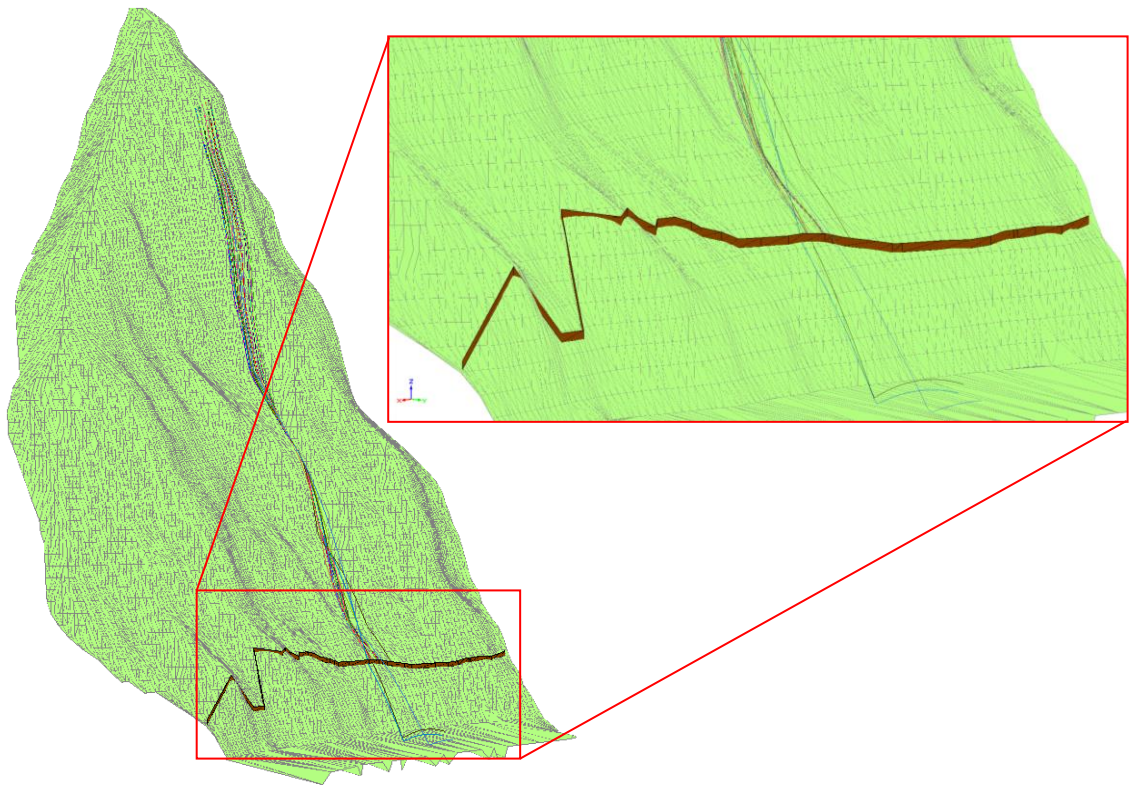


Figura 6.20. Resultado al aplicar los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.40 y 0.90 respectivamente.

Para la trayectoria 3B se observan tres combinaciones de coeficientes de restitución que satisfacen las condiciones establecidas, sin embargo se toma en cuenta la combinación intermedia con valores para el coeficiente de restitución normal igual a 0.40 y 0.90 para el tangencial.

## Trayectoria 4

	Corrida	$R_n$	$R_t$	Rocas tiradas	Rocas que pasan	%	Distancia del cantil
SERIE 1	1	0.3	0.50	25		0	
	2	0.3	0.60	25		0	
	3	0.3	0.70	25	0	0	0
	4	0.3	0.80	25	0	0	0
	5	0.3	0.90	25	0	0	0
	6	0.3	0.95	25	6	24	7
	7	0.3	0.94	25	3	12	9
	8	0.3	0.93	25	0	0	0
	9	0.3	0.92	25	0	0	0
	10	0.3	0.91	25	0	0	0
SERIE 2	1	0.4	0.70	25	0	0	0
	2	0.4	0.80	25	0	0	0
	3	0.4	0.90	25	0	0	0
	4	0.4	0.95	25	15	60	10
	5	0.4	0.94	25	11	44	7
	6	0.4	0.93	25	16	64	10
	7	0.4	0.92	25	10	40	7
	8	0.4	0.91	25	3	12	7
SERIE 3	1	0.45	0.70	25	0	0	0
	2	0.45	0.80	25	0	0	0
	3	0.45	0.90	25	5	20	12
	4	0.45	0.89	25	4	16	7
	5	0.45	0.88	25	2	8	8
	6	0.45	0.87	25	2	8	7
	<b>7</b>	<b>0.45</b>	<b>0.86</b>	<b>25</b>	<b>1</b>	<b>4</b>	<b>7</b>
	8	0.45	0.85	25	0	0	0

Tabla 6.5. Resultados de las diferentes corridas realizadas para la trayectoria 4.

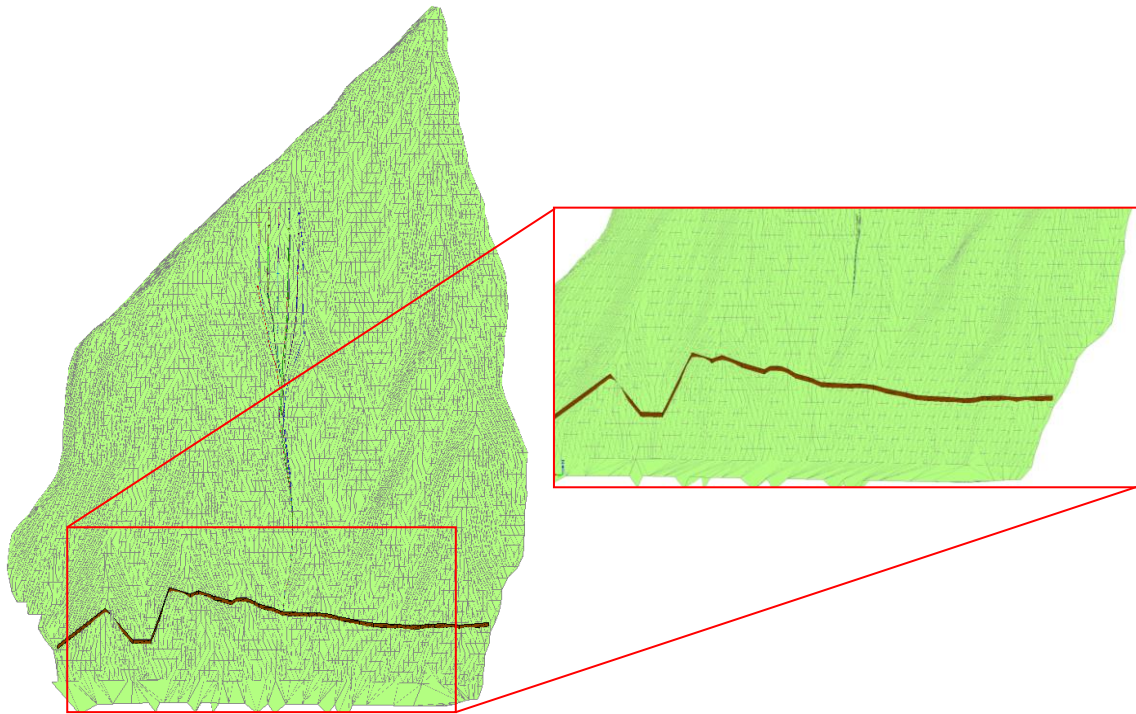


Figura 6.21. Resultado al aplicar los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.45 y 0.86 respectivamente.

Para la trayectoria 4 se observa una sola combinación de coeficientes de restitución que satisface las condiciones establecidas, con valores para el coeficiente de restitución normal igual a 0.45 y 0.86 para el tangencial.

## Trayectoria 5

	Corrida	R <sub>n</sub>	R <sub>t</sub>	Rocas tiradas	Rocas que pasan	%	Distancia del cantil
SERIE 1	1	0.3	0.50	25		0	
	2	0.3	0.60	25		0	
	3	0.3	0.70	25	0	0	0
	4	0.3	0.80	25	0	0	0
	5	0.3	0.90	25	0	0	0
	6	0.3	0.95	25	10	40	9
	7	0.3	0.94	25	5	20	14
	8	0.3	0.93	25	1	4	7
	9	0.3	0.92	25	0	0	0
	10	0.3	0.91	25	0	0	0
SERIE 2	1	0.4	0.70	25	0	0	0
	2	0.4	0.80	25	0	0	0
	<b>3</b>	<b>0.4</b>	<b>0.90</b>	<b>25</b>	<b>1</b>	<b>4</b>	<b>7</b>
	4	0.4	0.95	25	9	36	12
	5	0.4	0.94	25	10	40	10
	6	0.4	0.93	25	12	48	7
	7	0.4	0.92	25	7	28	7
	8	0.4	0.91	25	6	24	5
SERIE 3	1	0.45	0.70	25		0	
	2	0.45	0.80	25		0	
	3	0.45	0.90	25	6	24	5
	4	0.45	0.89	25	5	20	7
	<b>5</b>	<b>0.45</b>	<b>0.88</b>	<b>25</b>	<b>1</b>	<b>4</b>	<b>5</b>
	6	0.45	0.87	25	0	0	0
	7	0.45	0.86	25	1	4	9
	8	0.45	0.85	25	0	0	0

Tabla 6.6. Resultados de las diferentes corridas realizadas para la trayectoria 5.

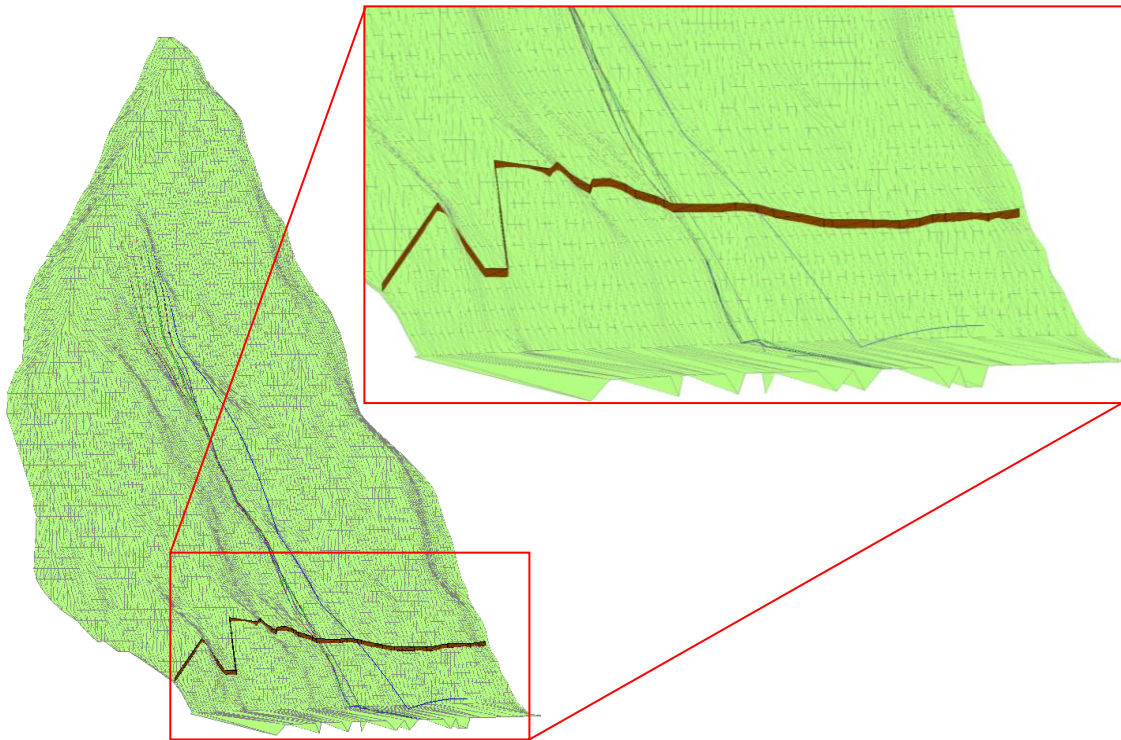


Figura 6.22. Resultado al aplicar los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.40 y 0.90 respectivamente.

Con respecto a la trayectoria 5 se observan dos combinaciones de coeficientes de restitución que satisfacen las condiciones establecidas, sin embargo se decide tomar los valores para el coeficiente de restitución normal igual a 0.40 y 0.90 para el tangencial, debido a que es la que se ajusta mejor con respecto a la distancia desde la base del cantil.

## Trayectoria 6

	Corrida	R <sub>n</sub>	R <sub>t</sub>	Rocas tiradas	Rocas que pasan	%	Distancia del cantil
SERIE 1	1	0.3	0.50	25		0	
	2	0.3	0.60	25		0	
	3	0.3	0.70	25		0	
	4	0.3	0.80	25	0	0	0
	5	0.3	0.90	25	0	0	0
	6	0.3	0.95	25	9	36	10
	7	0.3	0.94	25	1	4	10
	8	0.3	0.93	25	0	0	0
	9	0.3	0.92	25	0	0	0
	10	0.3	0.91	25	0	0	0
SERIE 2	1	0.4	0.70	25		0	
	2	0.4	0.80	25	0	0	0
	3	0.4	0.90	25	0	0	0
	4	0.4	0.95	25	7	28	12
	5	0.4	0.94	25	11	44	12
	6	0.4	0.93	25	3	12	9
	<b>7</b>	<b>0.4</b>	<b>0.92</b>	<b>25</b>	<b>2</b>	<b>8</b>	<b>10</b>
	8	0.4	0.91	25	0	0	0
SERIE 3	1	0.45	0.70	25		0	
	2	0.45	0.80	25	0	0	0
	3	0.45	0.90	25	4	16	12
	4	0.45	0.89	25	1	4	7
	5	0.45	0.88	25	0	0	0
	6	0.45	0.87	25	0	0	0
	7	0.45	0.86	25	0	0	0
	8	0.45	0.85	25		0	

Tabla 6.7. Resultados de las diferentes corridas realizadas para la trayectoria 6.

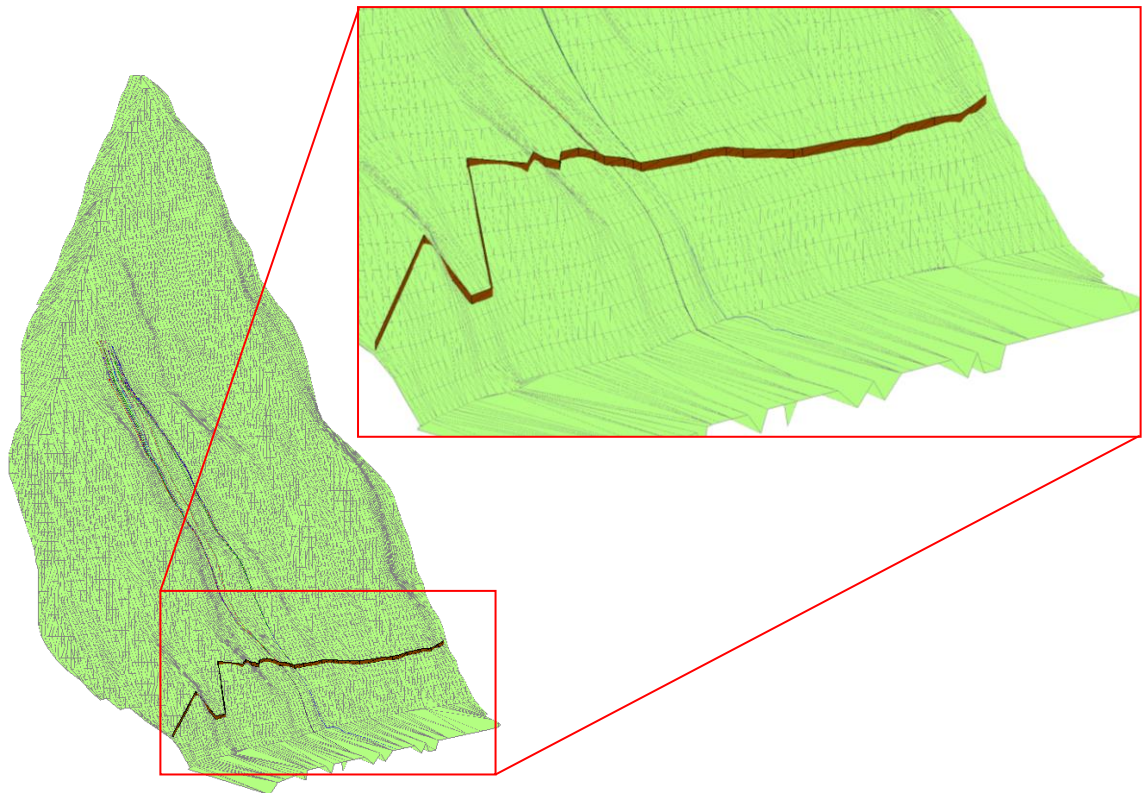


Figura 6.23. Resultado al aplicar los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.40 y 0.92 respectivamente.

Con respecto a la trayectoria 6 se observa una sola combinación de coeficientes de restitución, la cual satisface las condiciones establecidas, por lo tanto los valores para los coeficientes de restitución son 0.40 y 0.92 para el normal y tangencial respectivamente.

Con los valores deducidos para los coeficientes de restitución normal y tangencial de acuerdo al procedimiento anterior, ahora se incrementó el número de fragmentos a cien por corrida con la finalidad de analizar las trayectorias y poder determinar a través del programa la cantidad de energía que poseen al moverse ladera abajo. En las figuras 6.24 a la 6.37 se muestran las trayectorias para cada uno de los fragmentos, sus alturas de rebote y la energía desarrollada durante su recorrido.



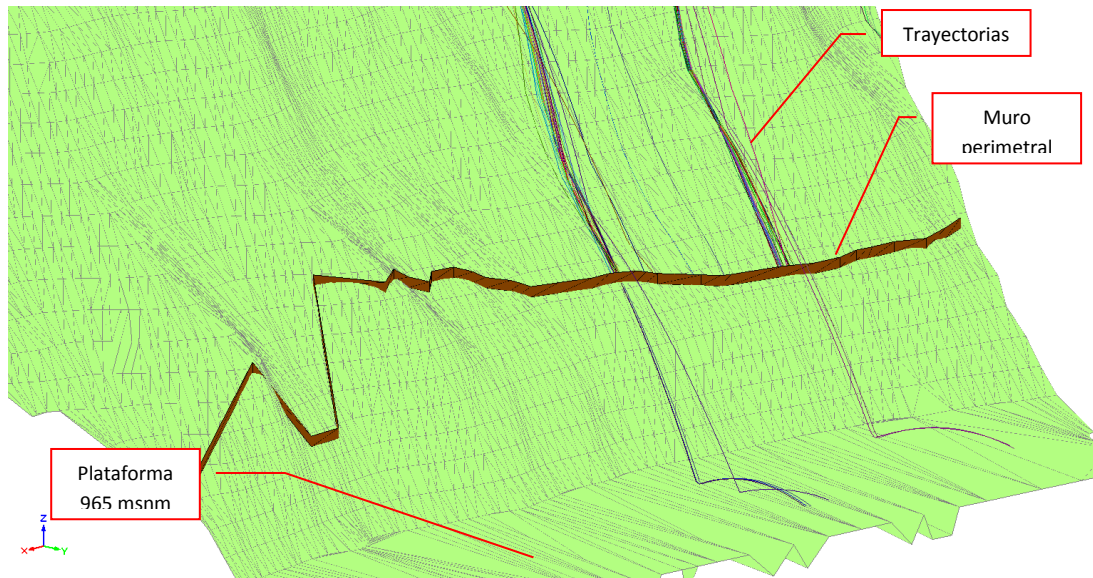


Figura 6.24 Trayectorias de los fragmentos rocosos para la zona de lanzamiento 1.

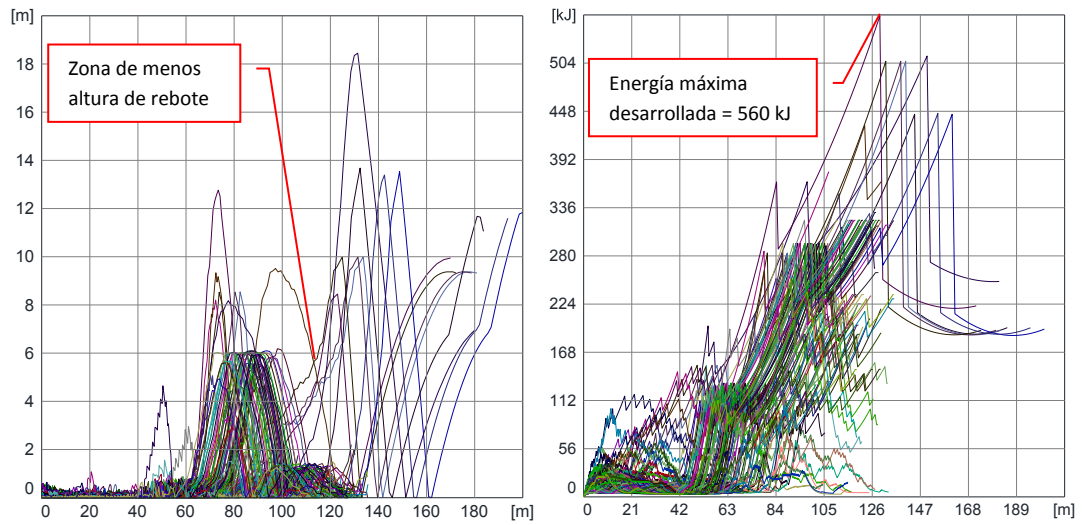


Figura 6.25 Alturas de rebote y energía desarrollada para cada fragmento de la zona de lanzamiento 1.

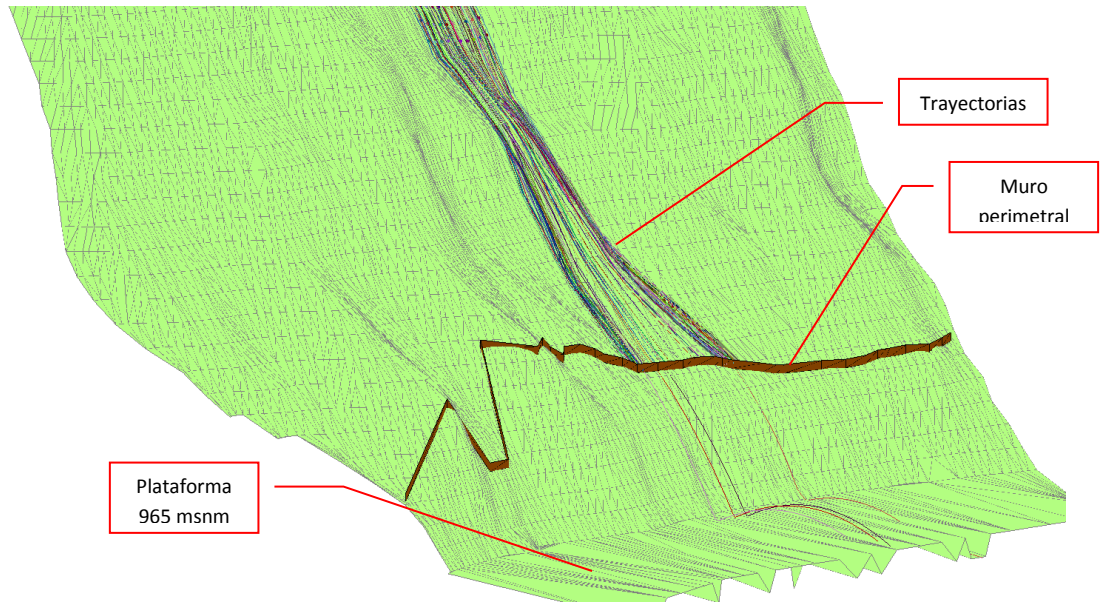


Figura 6.26 Trayectorias de los fragmentos rocosos para la zona de lanzamiento 2.

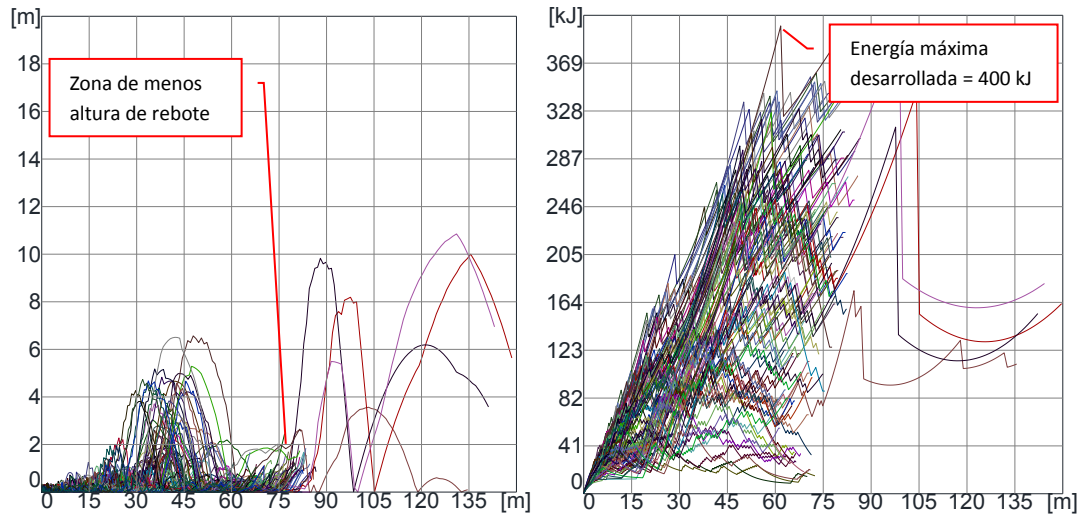


Figura 6.27 Alturas de rebote y energía desarrollada para cada fragmento de la zona de lanzamiento 2.



Figura 6.28 Trayectorias de los fragmentos rocosos para la zona de lanzamiento 3A.

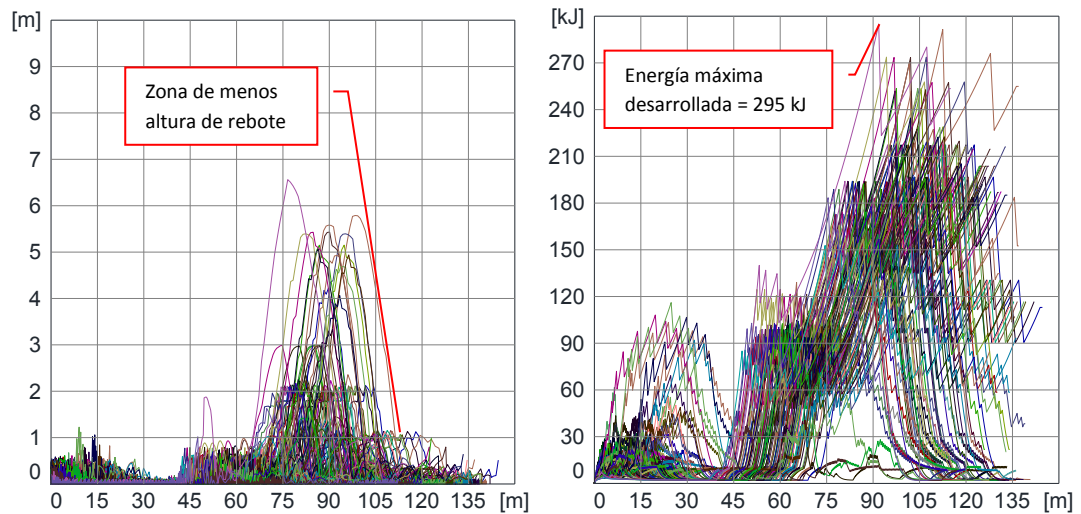


Figura 6.29 Alturas de rebote y energía desarrollada para cada fragmento de la zona de lanzamiento 3A.

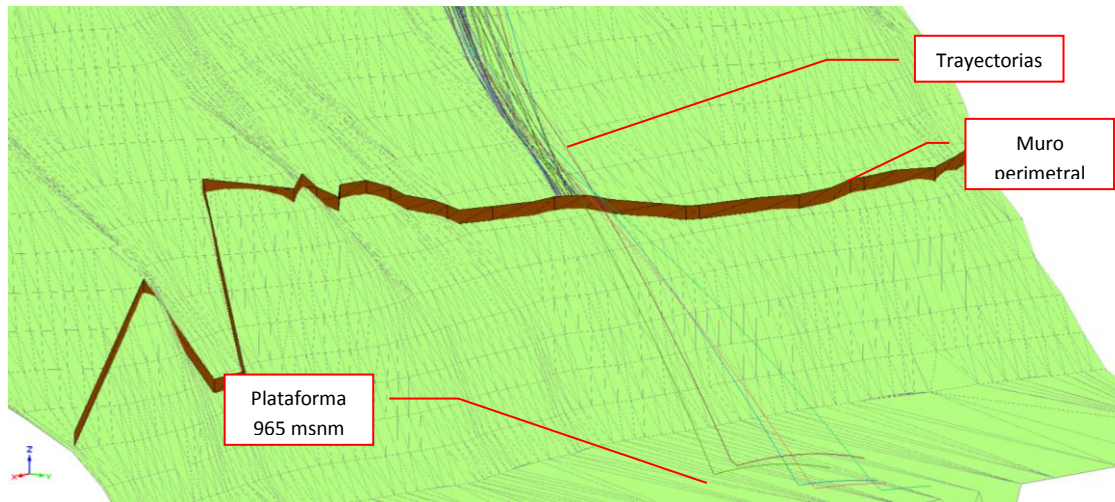


Figura 6.30 Trayectorias de los fragmentos rocosos para la zona de lanzamiento 3B.

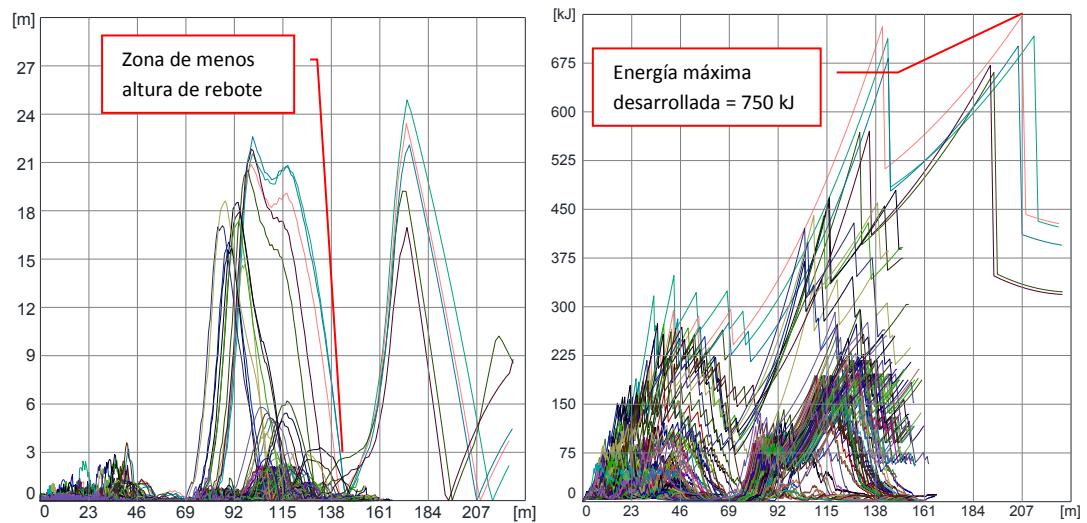


Figura 6.31 Alturas de rebote y energía desarrollada para cada fragmento de la zona de lanzamiento 3B.

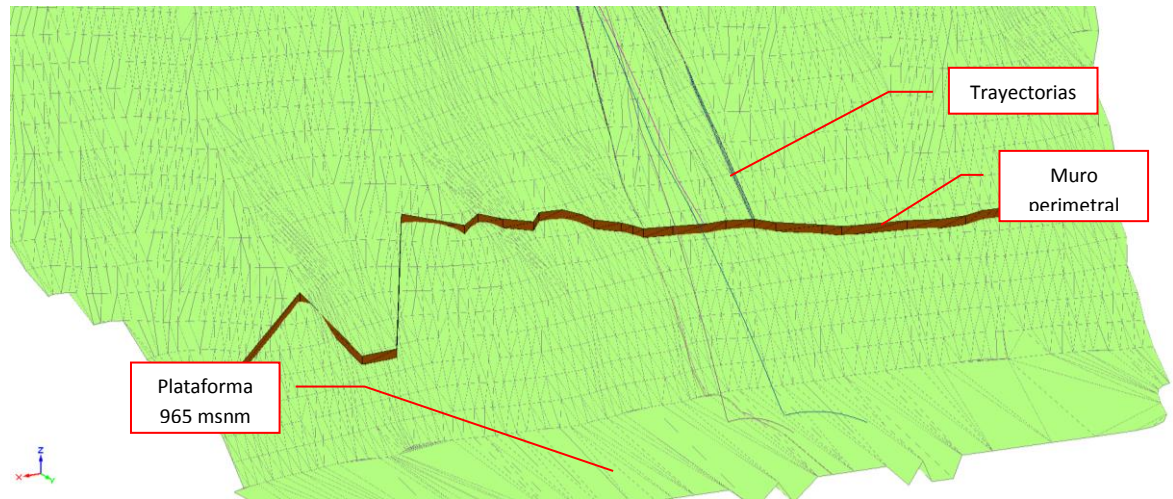


Figura 6.32 Trayectorias de los fragmentos rocosos para la zona de lanzamiento 4.

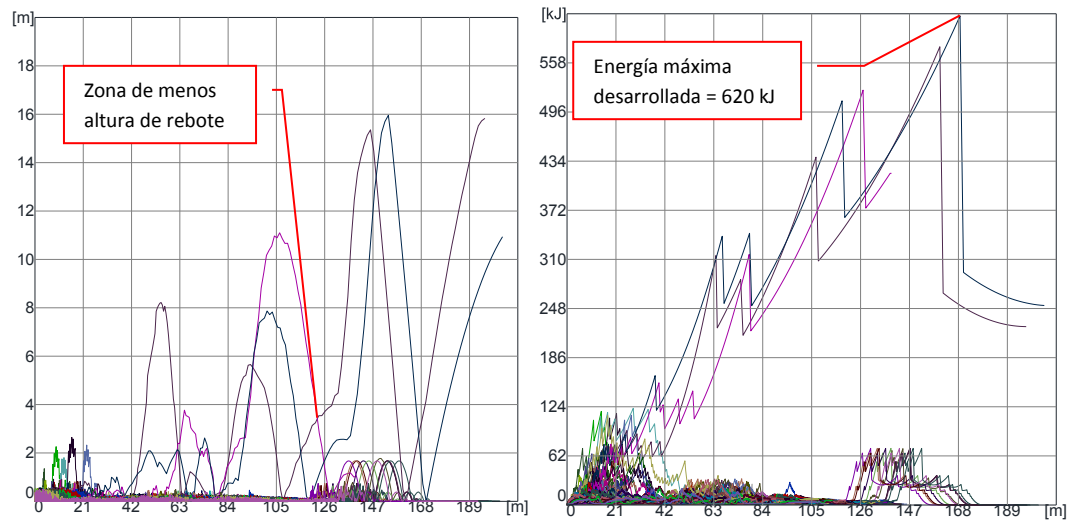


Figura 6.33 Alturas de rebote y energía desarrollada para cada fragmento de la zona de lanzamiento 4.

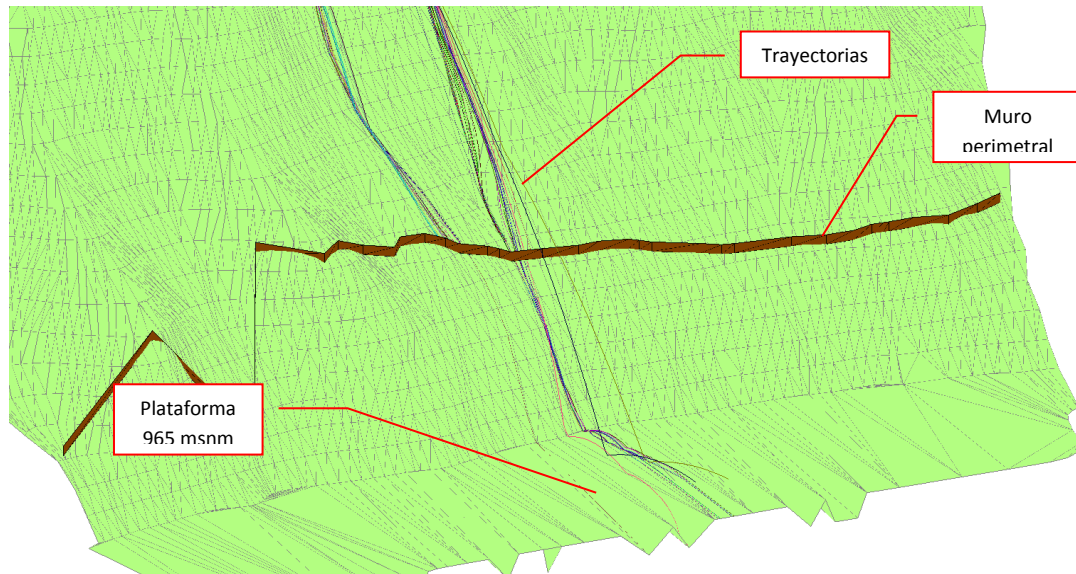


Figura 6.34 Trayectorias de los fragmentos rocosos para la zona de lanzamiento 5.

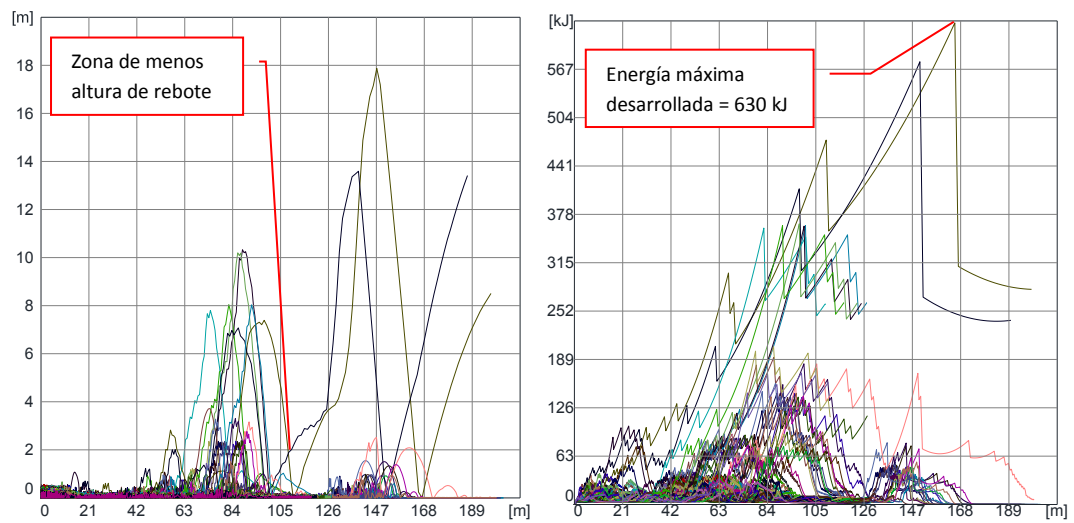


Figura 6.35 Alturas de rebote y energía desarrollada para cada fragmento de la zona de lanzamiento 5.



Figura 6.36 Trayectorias de los fragmentos rocosos para la zona de lanzamiento 6.

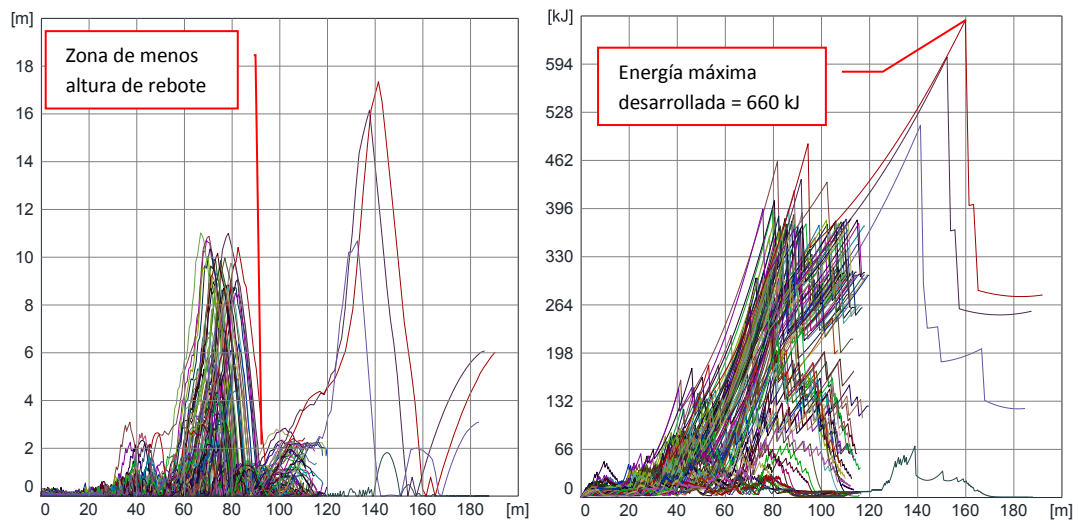


Figura 6.37 Alturas de rebote y energía desarrollada para cada fragmento de la zona de lanzamiento 6.

Las alturas de rebote mínimas se ubicaron de acuerdo al criterio del autor de esta tesis, ya que la barrera necesariamente debía ser ubicada unos metros arriba del muro perimetral, por lo tanto se buscó el lugar de menor altura muro arriba. Como resumen y con base en las gráficas de alturas de rebote se presenta la tabla 6.8.

Zona de lanzamiento	Altura mínima de rebote (m)	Energía máxima desarrollada (kJ)
1	5.7	560
2	1.9	400
3A	1.1	295
3B	2.9	750
4	3.5	620
5	2	630
6	2.1	660

Tabla 6.8. Resumen de resultados de alturas mínimas de rebote y energía máxima desarrollada para cada zona de lanzamiento.

Con la información anterior se propuso colocar una barrera ladera arriba del muro, de acuerdo a la vista en planta de la figura 6.38 y a lo mostrado en la figura 6.39. Esta barrera se propuso con una altura de 6 m, un ángulo de inclinación de  $30^\circ$  con respecto de la vertical y una capacidad de 1500 kJ al utilizar un factor de seguridad de 2 con respecto a la energía máxima desarrollada, ver tabla 6.8.

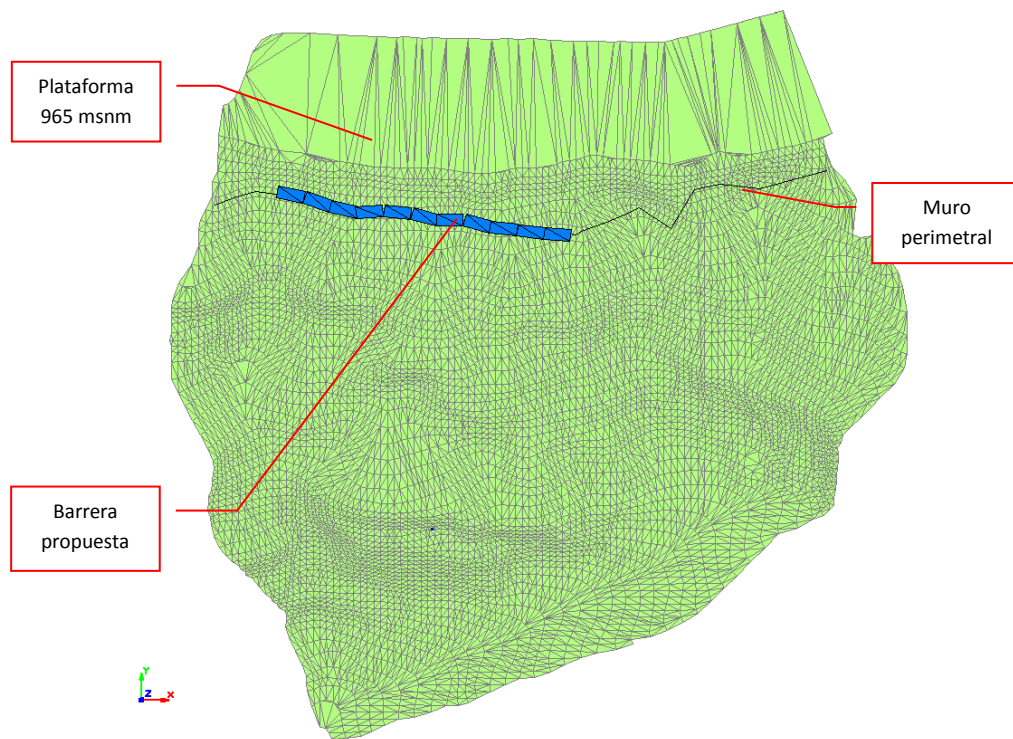


Figura 6.38 Vista en planta de la barrera propuesta.



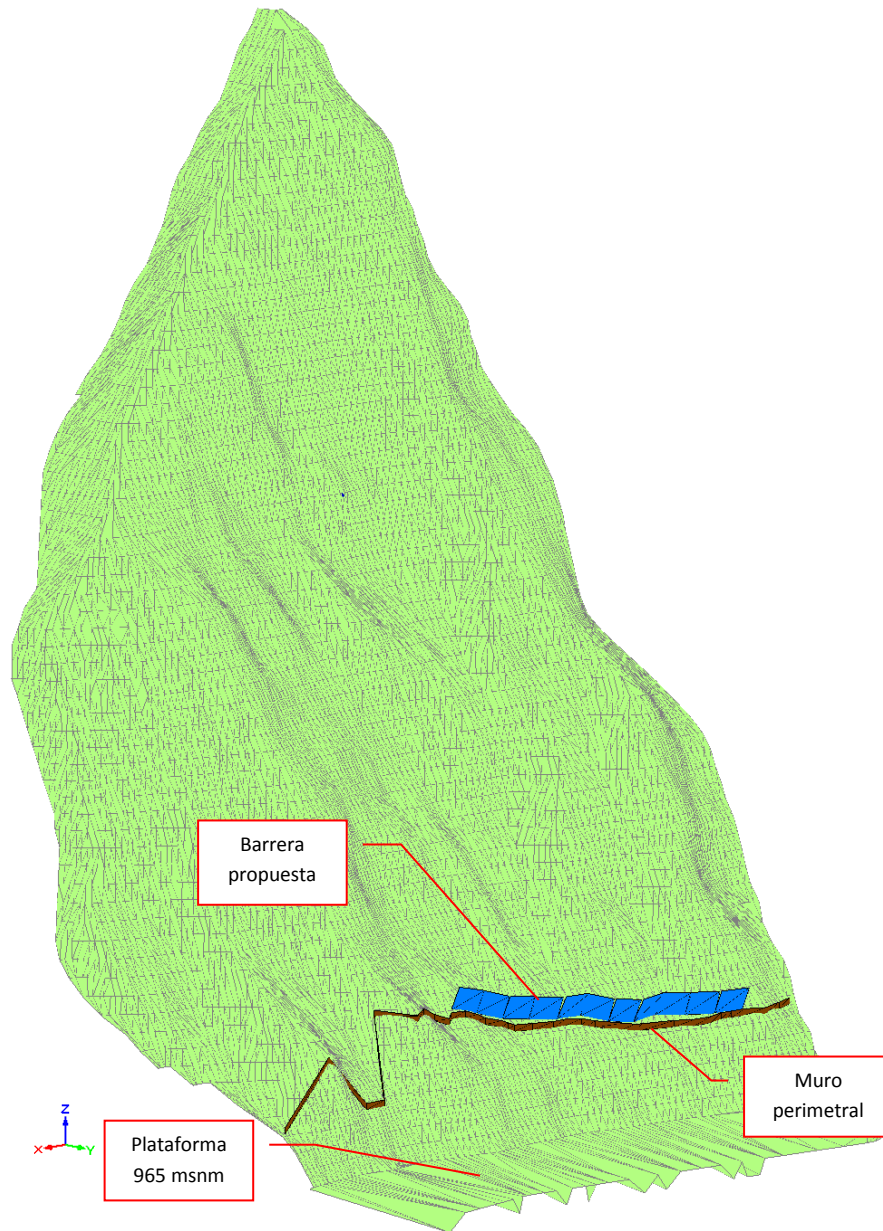


Figura 6.39 Ubicación de la barrera en la ladera.

Al realizar las corridas correspondientes con la barrera propuesta, se obtuvieron los resultados mostrados en las figuras 6.40 a la 6.46, donde se demuestra que de acuerdo al método LMM, esta barrera es suficiente para cubrir y soportar adecuadamente los requerimientos del problema.

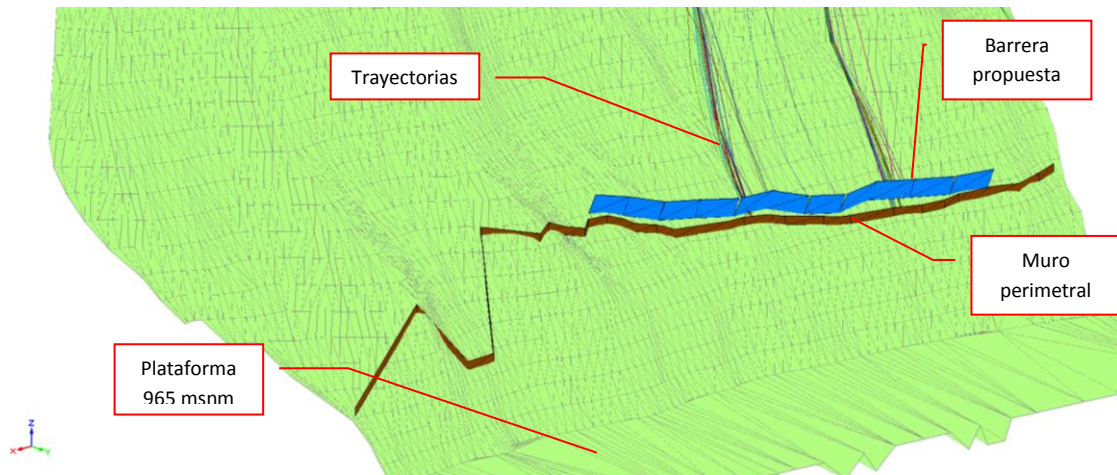


Figura 6.40 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 1, limitadas por la presencia de la barrera propuesta.



Figura 6.41 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento2, limitadas por la presencia de la barrera propuesta.

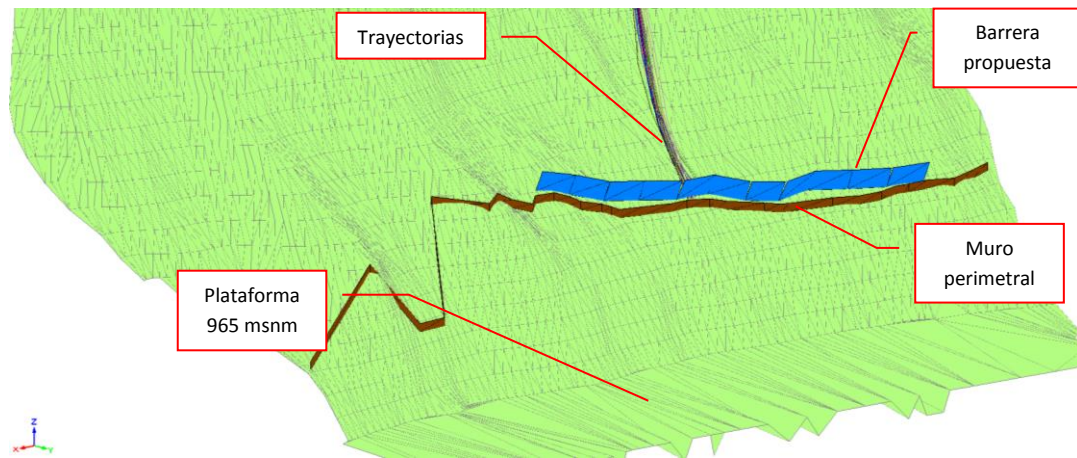


Figura 6.42 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 3A, limitadas por la presencia de la barrera propuesta.

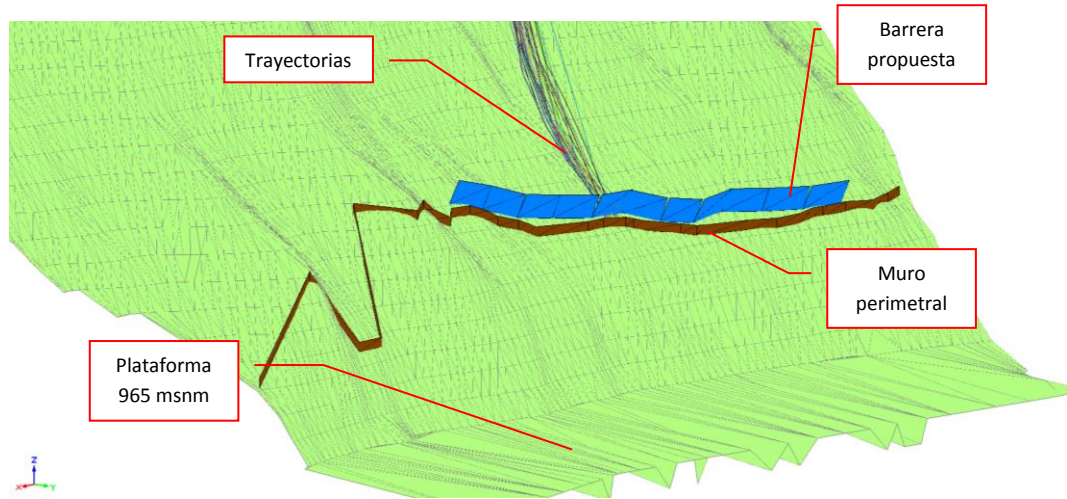


Figura 6.43 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 3B, limitadas por la presencia de la barrera propuesta.

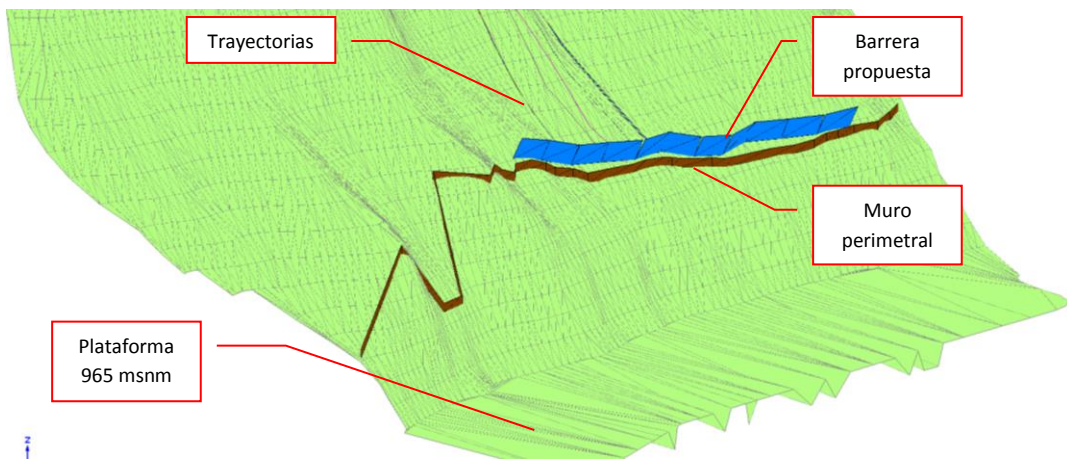


Figura 6.44 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 4, limitadas por la presencia de la barrera propuesta.

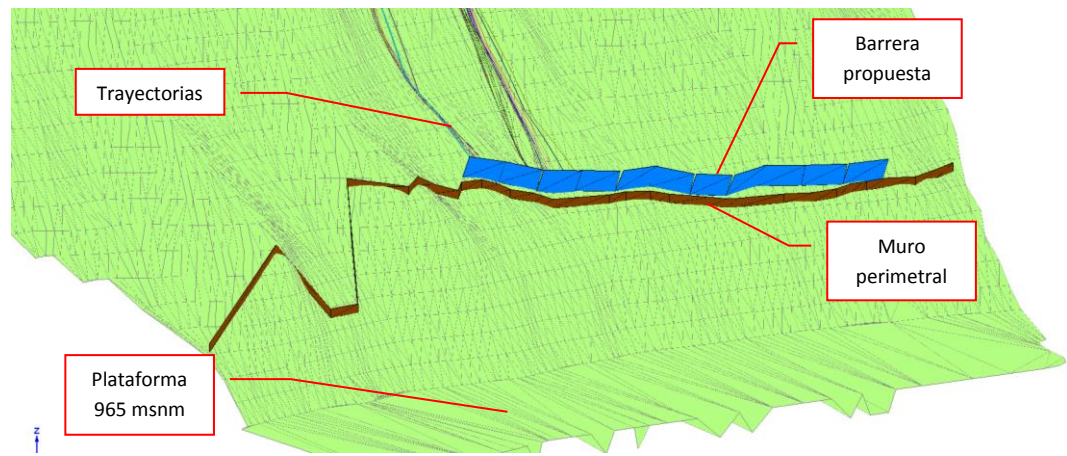


Figura 6.45 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 5, limitadas por la presencia de la barrera propuesta.

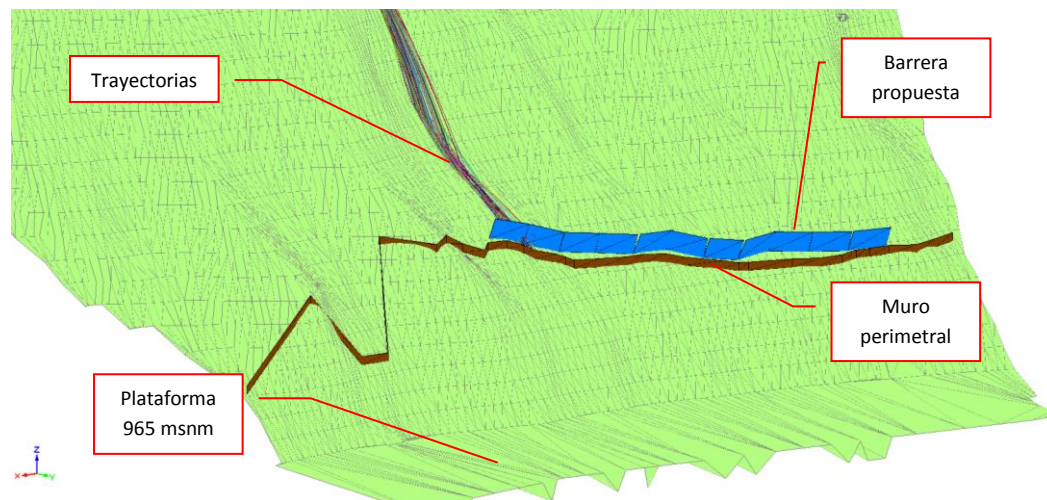


Figura 6.46 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 6, limitadas por la presencia de la barrera propuesta.

### Método CRSP (Colorado Rockfall Simulation Program)

Para poder aplicar el método mediante el programa RocFall, fue necesario basarse en las observaciones de campo referentes a la ubicación de las trayectorias de los fragmentos de roca, ya que este programa parte de secciones en dos dimensiones que representan la superficie del terreno.

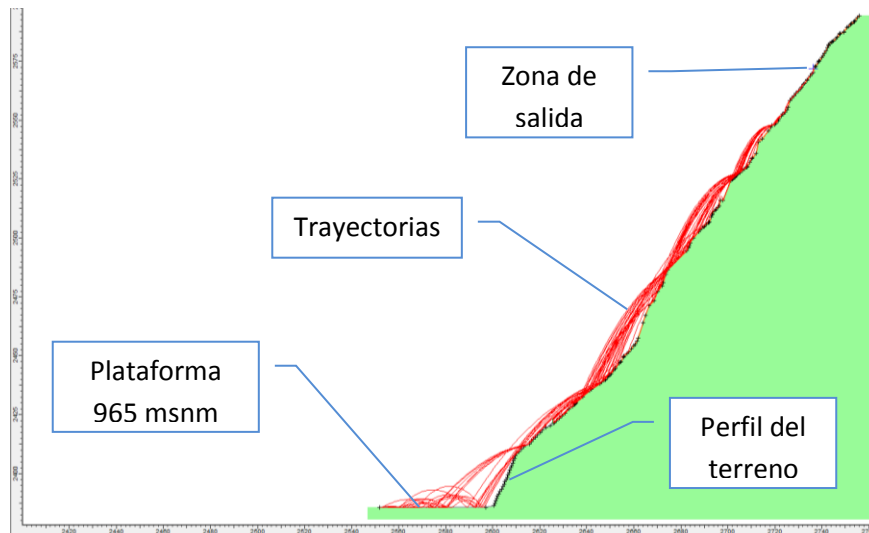


Figura 6.47 Partes principales en el modelo de caída de rocas generado con el programa RocFall.

En la figura 6.47 se muestra un ejemplo del programa en el cual podemos identificar cada una de las partes que componen el modelo en dos dimensiones.

Lo primero que se hizo al modelar en el programa RocFall fue tomar el plano topográfico de la ladera y trazar sobre este las trayectorias identificadas en campo, luego mediante paqueterías adicionales al CAD, se generaron los perfiles a lo largo del alineamiento de cada una de las trayectorias. Los perfiles generados fueron adecuados de acuerdo a los requerimientos del programa RocFall; esto con la finalidad de que el programa reconociera automáticamente los perfiles generados.

Una vez hecho lo anterior, se importaron dichos perfiles y se pudo comenzar a trabajar en el tanteo de los parámetros de restitución y velocidad angular.

De manera similar al proceso de obtención de los parámetros de restitución para el método LMM, en este caso se realizó una cantidad considerable de corridas con este programa para poder determinar dichos parámetros, partiendo de los rangos establecidos en la tabla 4.3 de la unidad 4.

Tal como fue mencionado en reiteradas ocasiones, la velocidad angular es uno de los parámetros más importantes en el modelado con el método CRSP, por lo tanto, para esta tesis fue necesario realizar diferentes tanteos hasta alcanzar los valores que representaran adecuadamente las condiciones y las características de rebote de los fragmentos rocosos para este problema en particular.

Para este caso se determinó que los fragmentos rocosos debían tener por lo menos una velocidad angular de 6.28 rad/s; equivalente a un giro completo por segundo. De igual manera, se determinó que los coeficientes de restitución adecuados para los modelos serían 0.30 y 0.70 para el normal y tangencial respectivamente.

Con los coeficientes de restitución determinados se modelaron las distintas zonas de lanzamiento, obteniendo los resultados mostrados en las figuras 6.47 a la 6.60. Debido a que en este programa los procesos de cálculo son muy rápidos se decidió hacer todas las corridas con cien fragmentos y con el volumen de roca máxima encontrada en las zonas de llegada, ver figura 6.11.

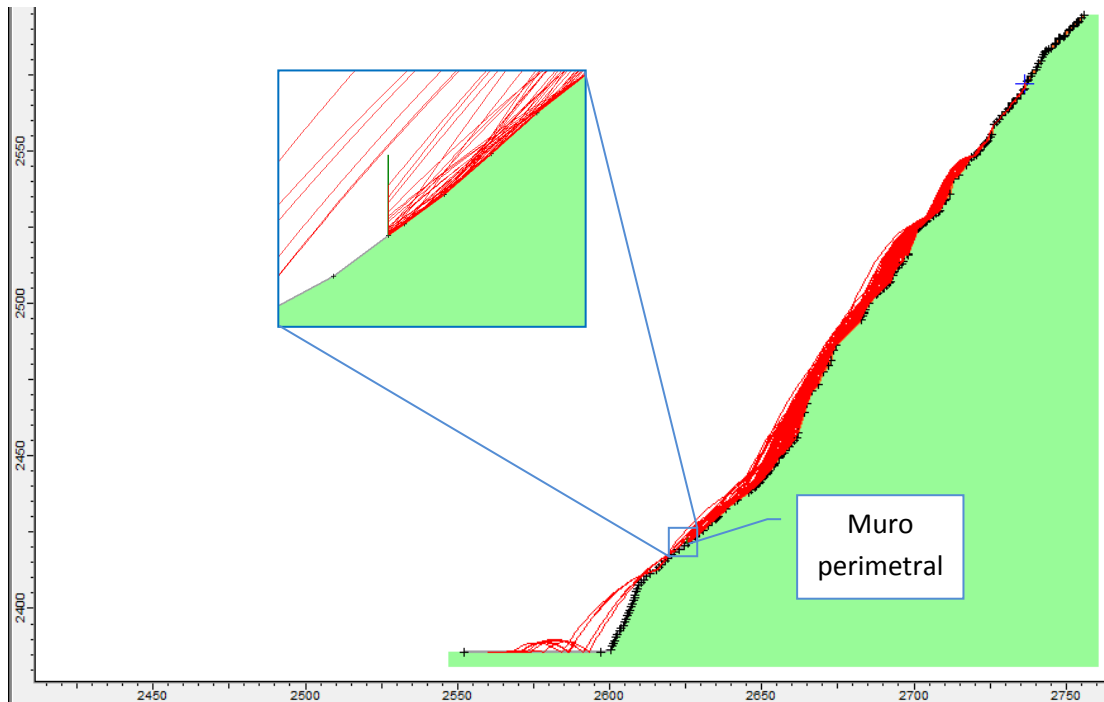


Figura 6.47 Resultados al aplicar un los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.30 y 0.70 respectivamente para la zona de lanzamiento 1.

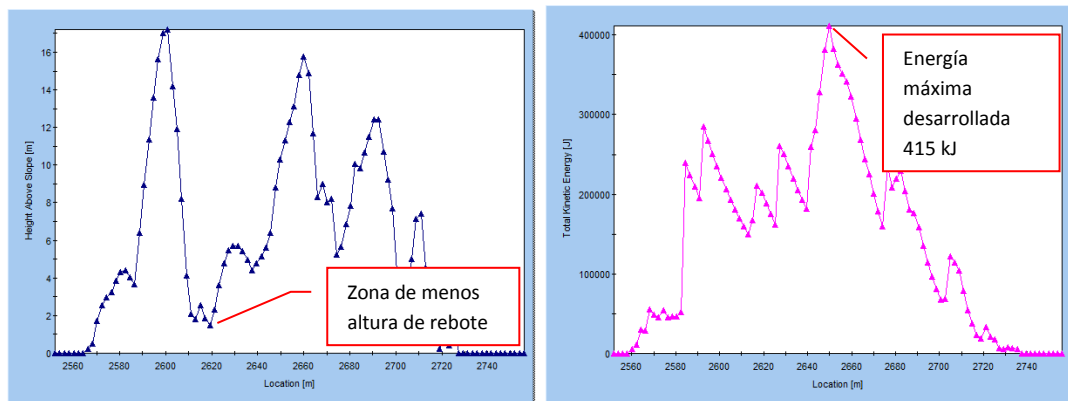


Figura 6.48 Envolturas de alturas de rebote y energía desarrollada para los fragmentos de la zona de lanzamiento 1

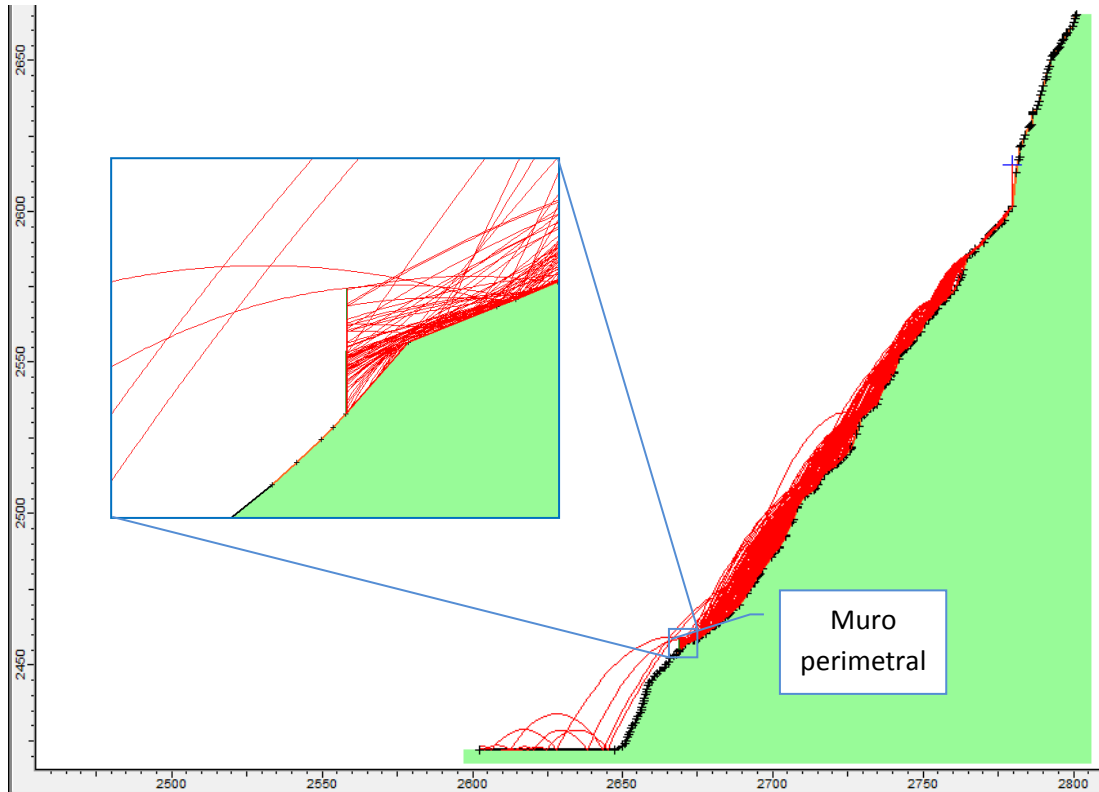


Figura 6.49 Resultados al aplicar un los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.30 y 0.70 respectivamente para la zona de lanzamiento 2.

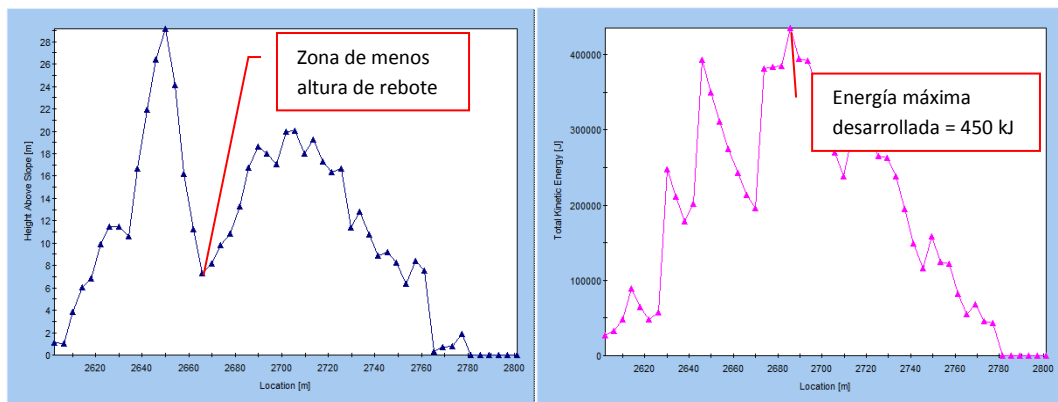


Figura 6.50 Envolturas de alturas de rebote y energía desarrollada para los fragmentos de la zona de lanzamiento 2

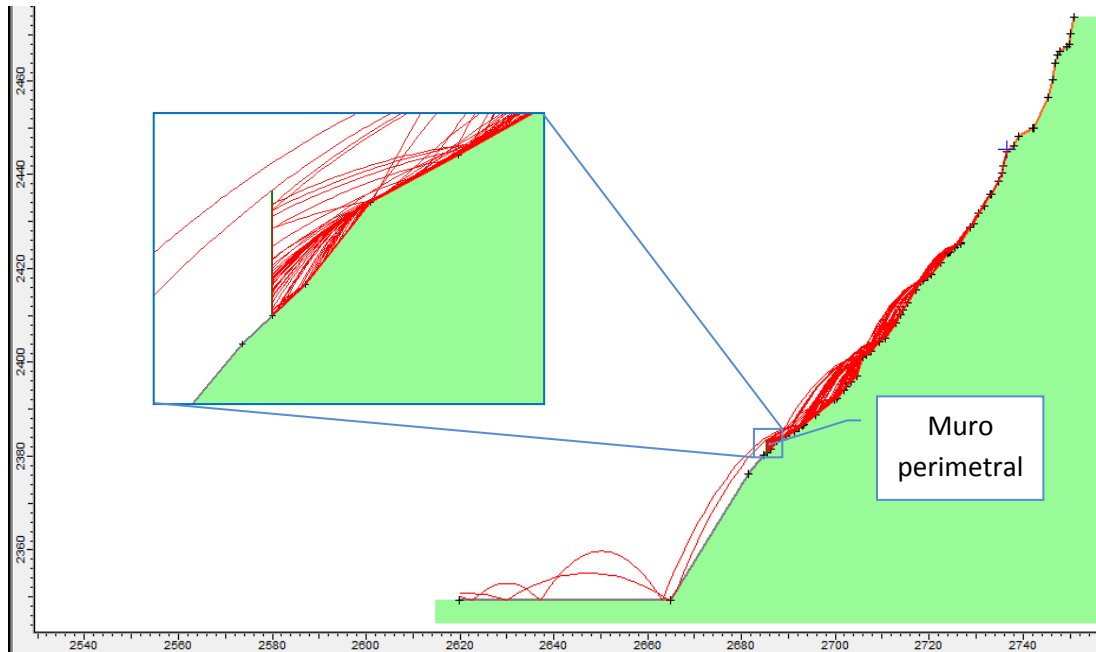


Figura 6.51 Resultados al aplicar un los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.30 y 0.70 respectivamente para la zona de lanzamiento 3A.

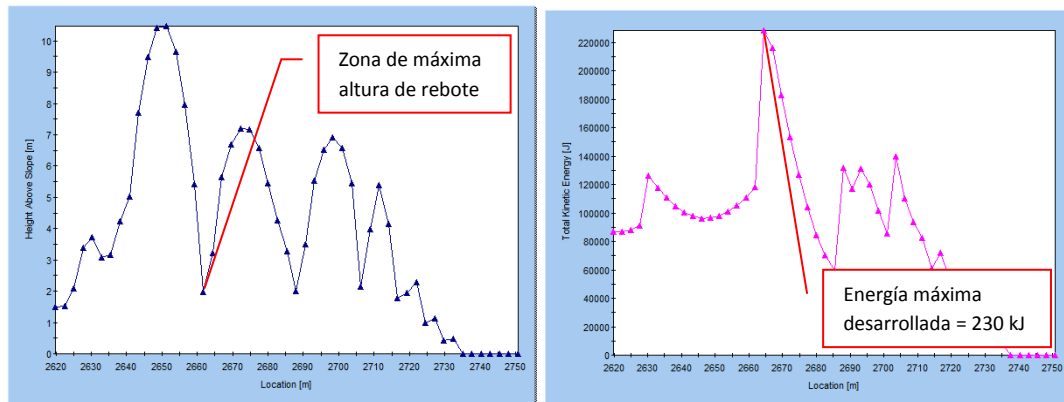


Figura 6.52 Envoltentes de alturas de rebote y energía desarrollada para los fragmentos de la zona de lanzamiento 3A.



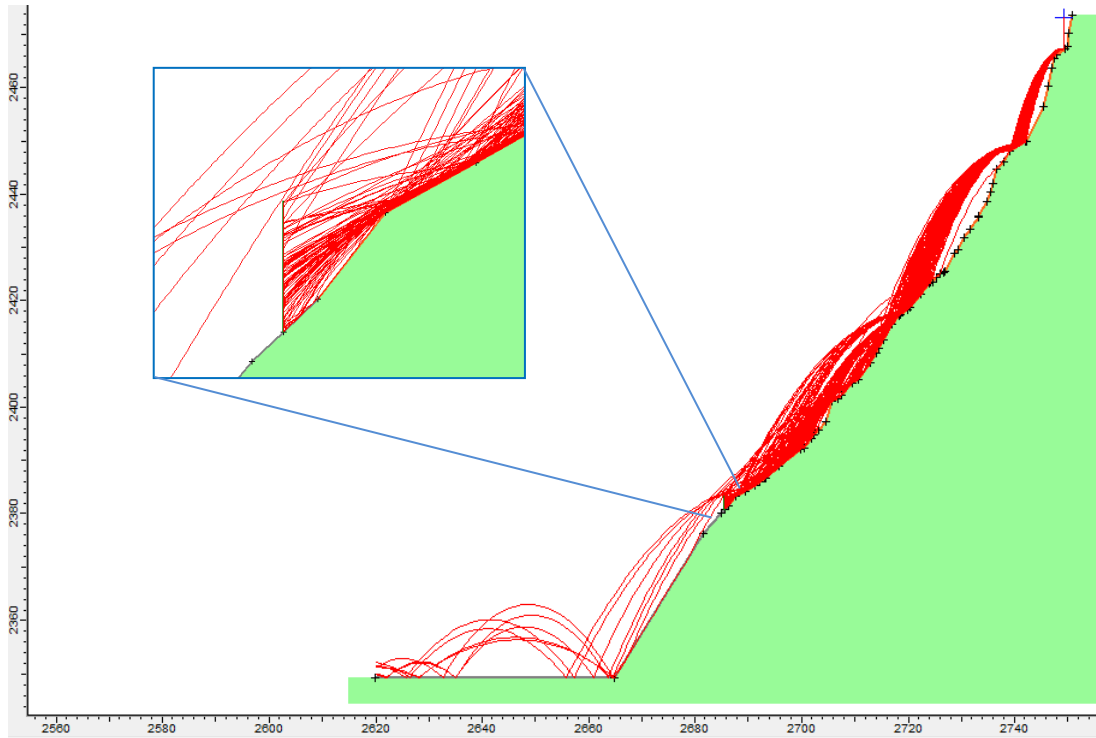


Figura 6.53 Resultados al aplicar un los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.30 y 0.70 respectivamente para la zona de lanzamiento 3B.

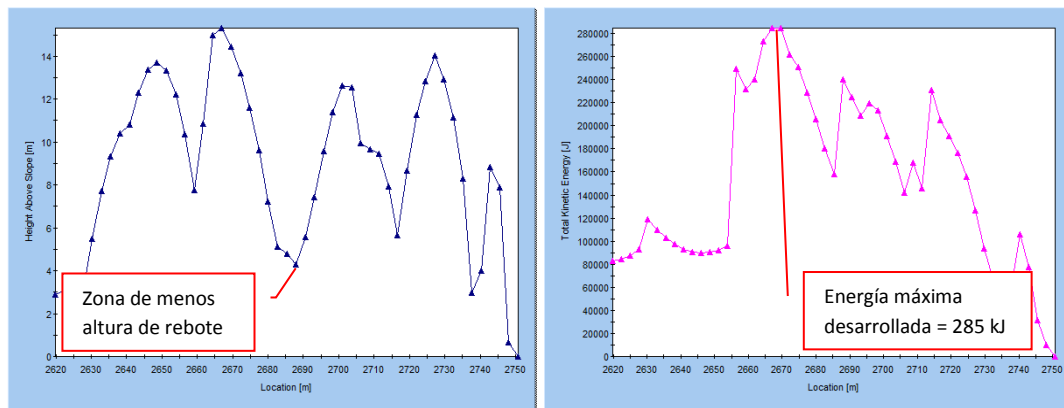


Figura 6.54 Envoltorios de alturas de rebote y energía desarrollada para los fragmentos de la zona de lanzamiento 3B.

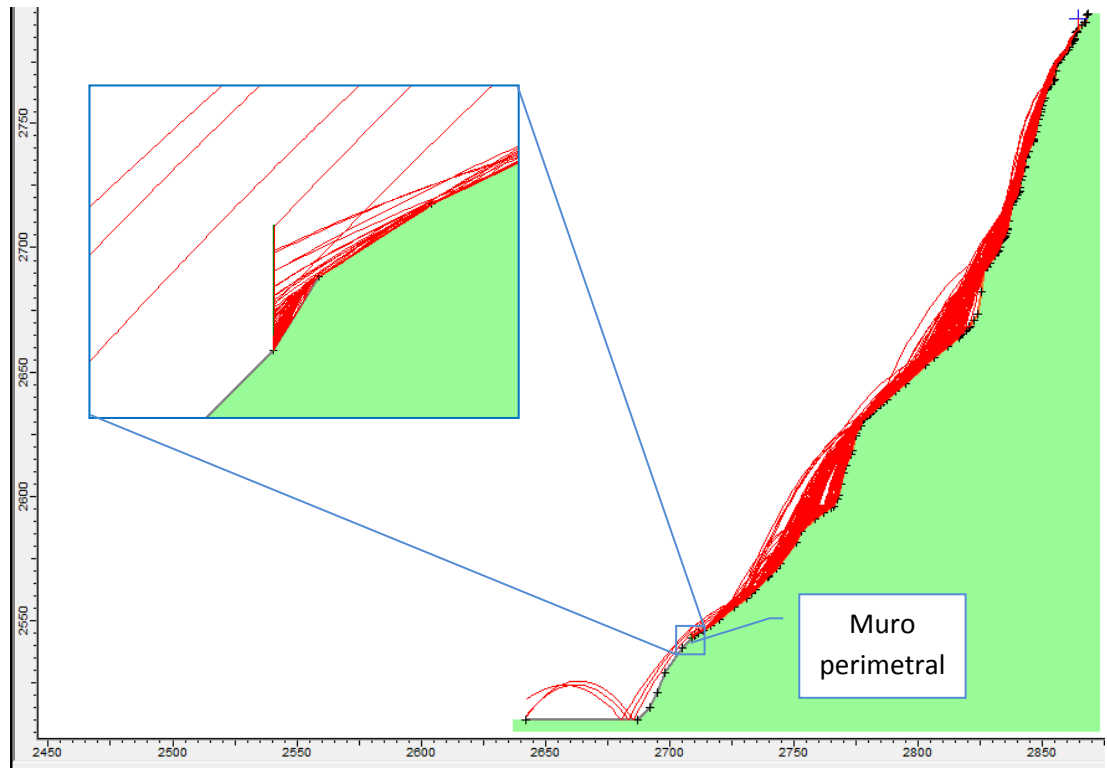


Figura 6.55 Resultados al aplicar un los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.30 y 0.70 respectivamente para la zona de lanzamiento 4.

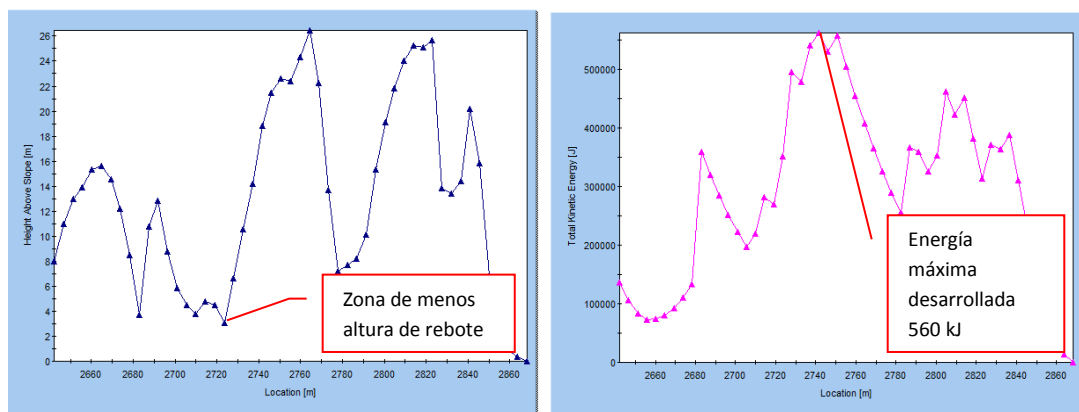


Figura 6.56 Envolturas de alturas de rebote y energía desarrollada para los fragmentos de la zona de lanzamiento 4.

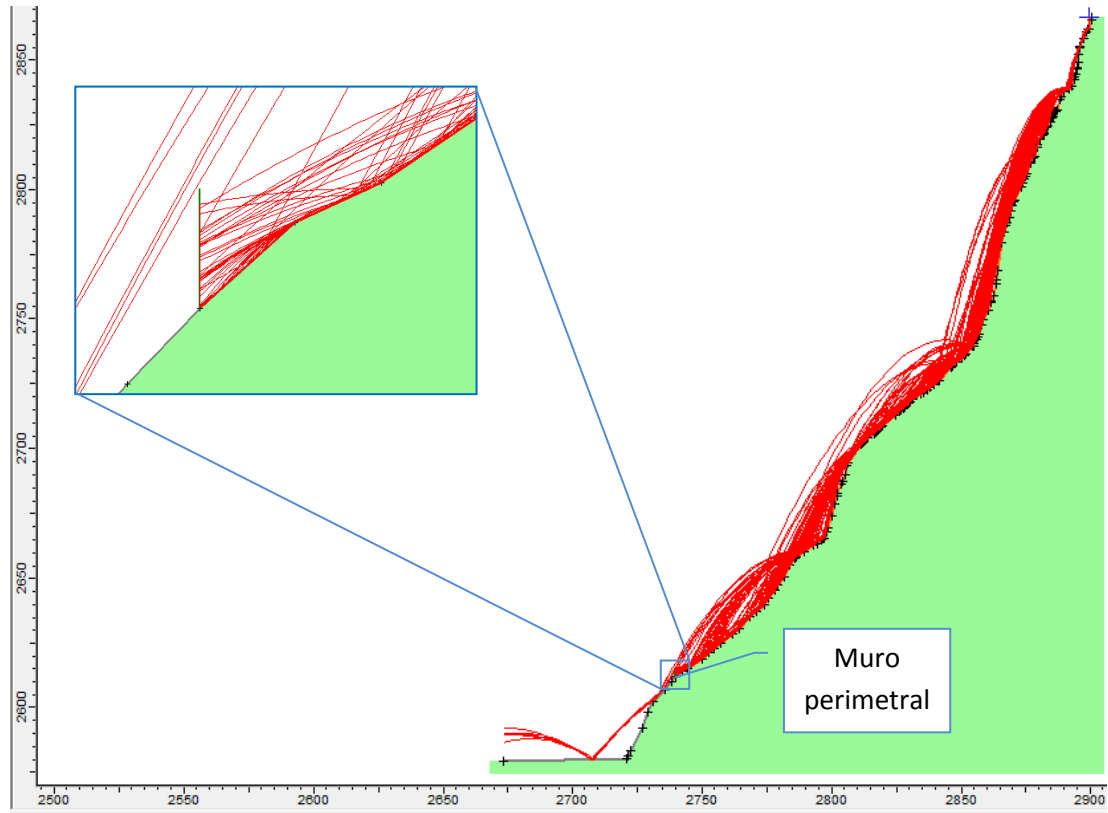


Figura 6.57 Resultados al aplicar un los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.30 y 0.70 respectivamente para la zona de lanzamiento 5.

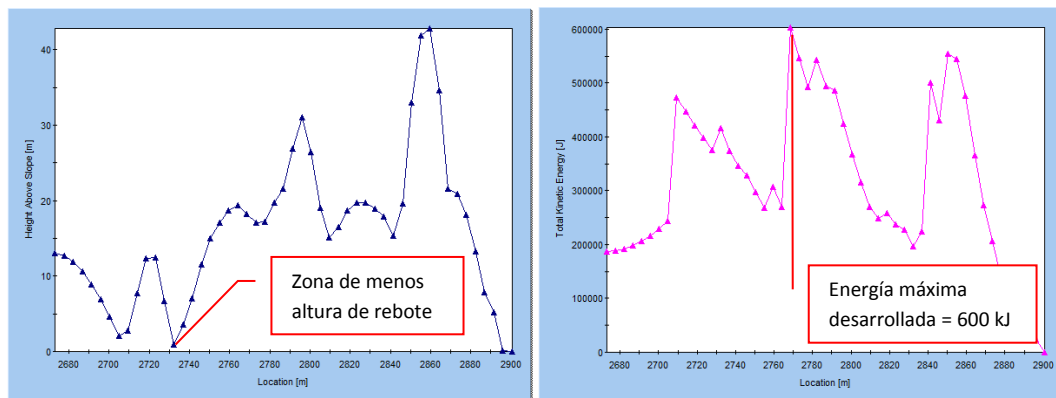


Figura 6.58 Envolturas de alturas de rebote y energía desarrollada para los fragmentos de la zona de lanzamiento 5.

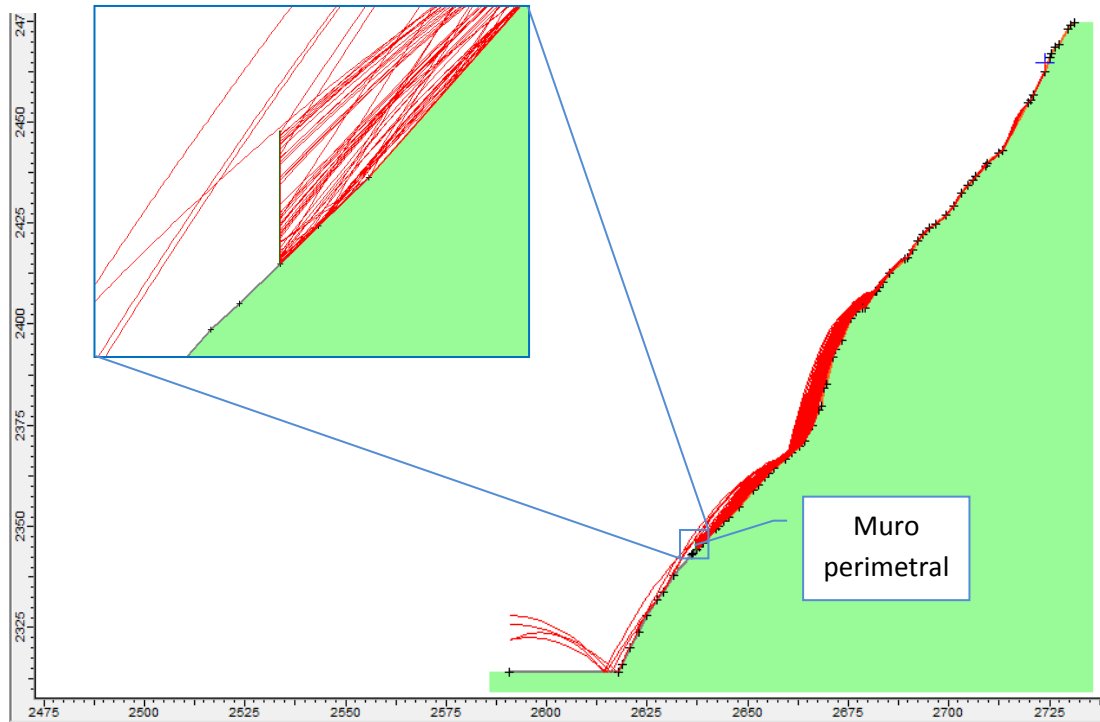


Figura 6.59 Resultados al aplicar un los coeficientes de restitución normal y tangencial con valores de 0.30 y 0.70 respectivamente para la zona de lanzamiento 6.

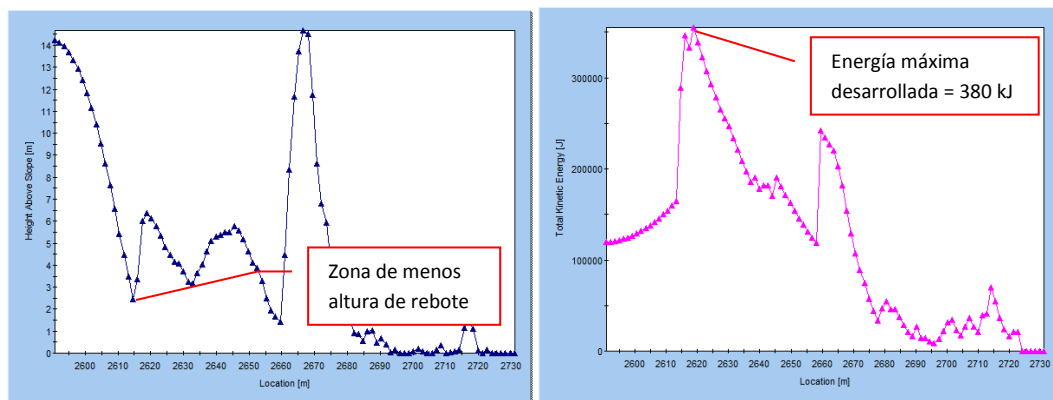


Figura 6.60 Envolventes de alturas de rebote y energía desarrollada para los fragmentos de la zona de lanzamiento 6.

Con la finalidad de que los resultados obtenidos en las corridas mediante este método fueran más entendibles, se presenta la tabla 6.9 a manera de resumen.

Zona de lanzamiento	Altura mínima de rebote (m)	Energía máxima desarrollada (kJ)
1	1.5	415
2	7.0	450
3A	1.8	230
3B	4.0	285
4	3.0	560
5	1.5	600
6	2.3	380

Tabla 6.9. Resumen de resultados de alturas mínimas de rebote y energía máxima desarrollada para cada zona de lanzamiento.

Al igual que con el método LMM, se propuso una barrera para contener los fragmentos rocosos ladera arriba del muro. Dicha barrera se propuso con una altura total de 6 m,  $30^\circ$  de inclinación con respecto de la vertical y una capacidad de 1200 kJ al utilizar un factor de seguridad de 2 con respecto a la energía máxima desarrollada, ver tabla 6.9.

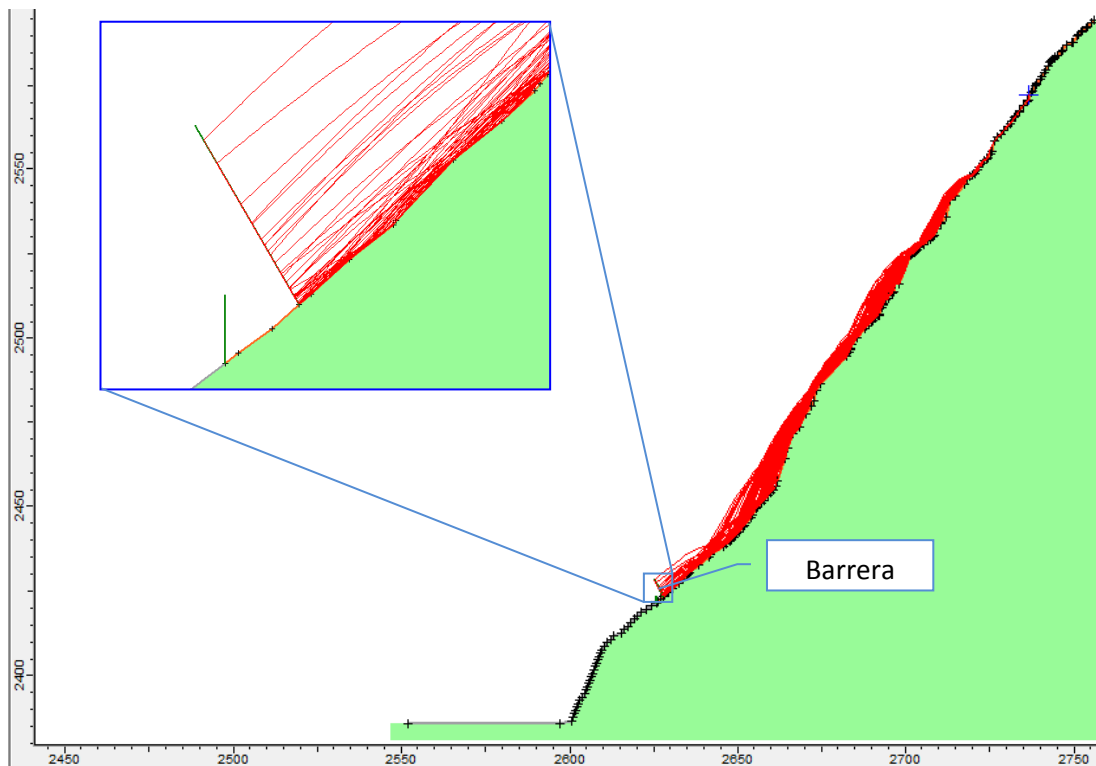


Figura 6.61 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 1 al impactar con la barrera propuesta.

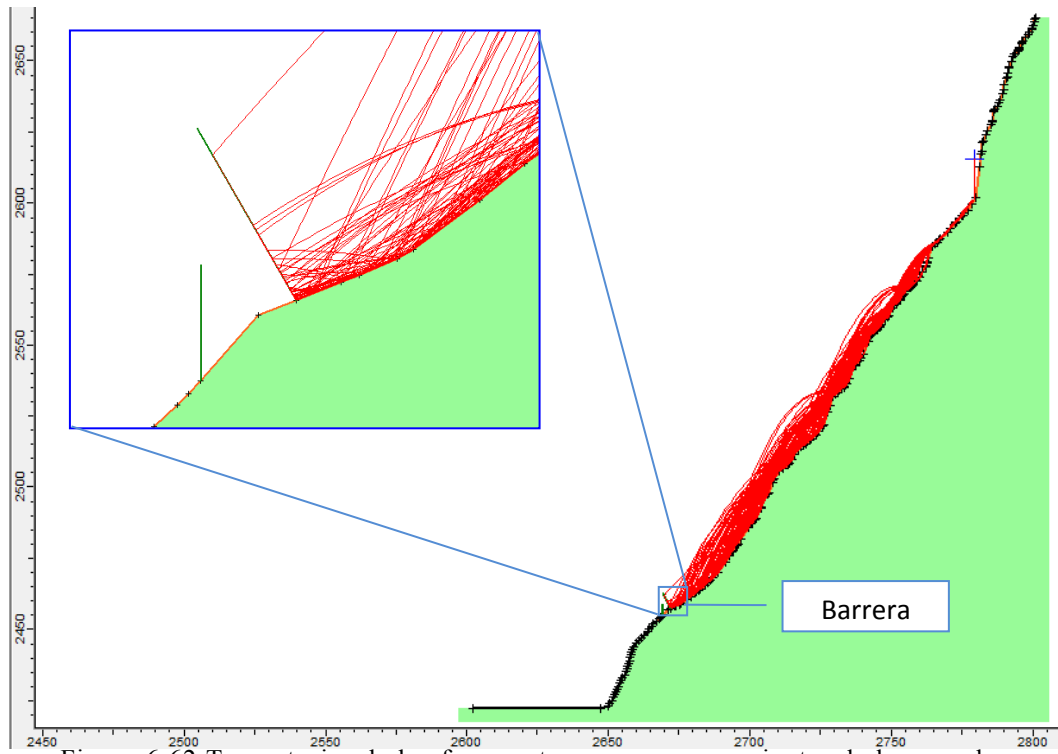


Figura 6.62 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 2 al impactar con la barrera propuesta.

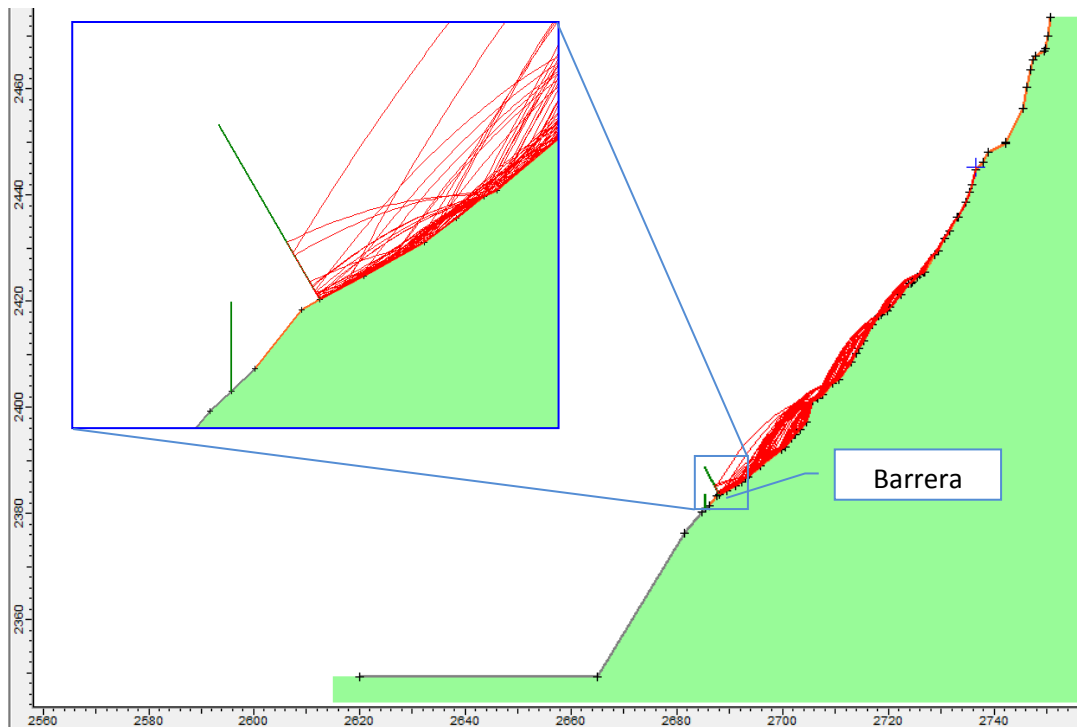


Figura 6.63 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 3A al impactar con la barrera propuesta.

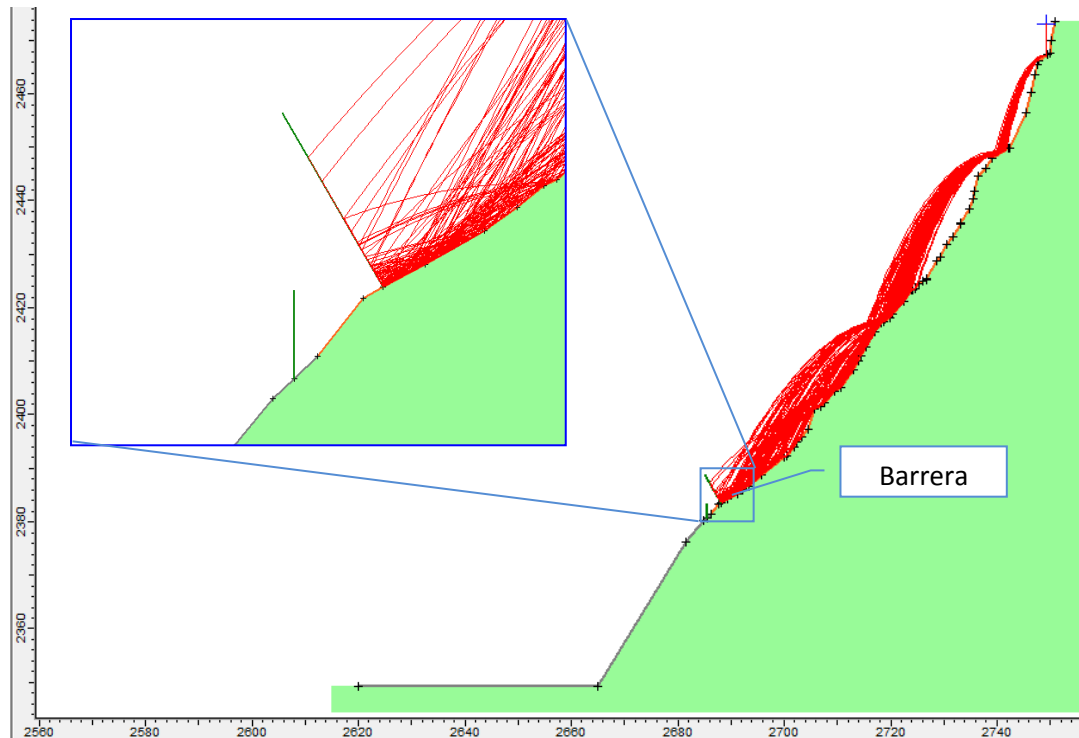


Figura 6.64 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 3B al impactar con la barrera propuesta.

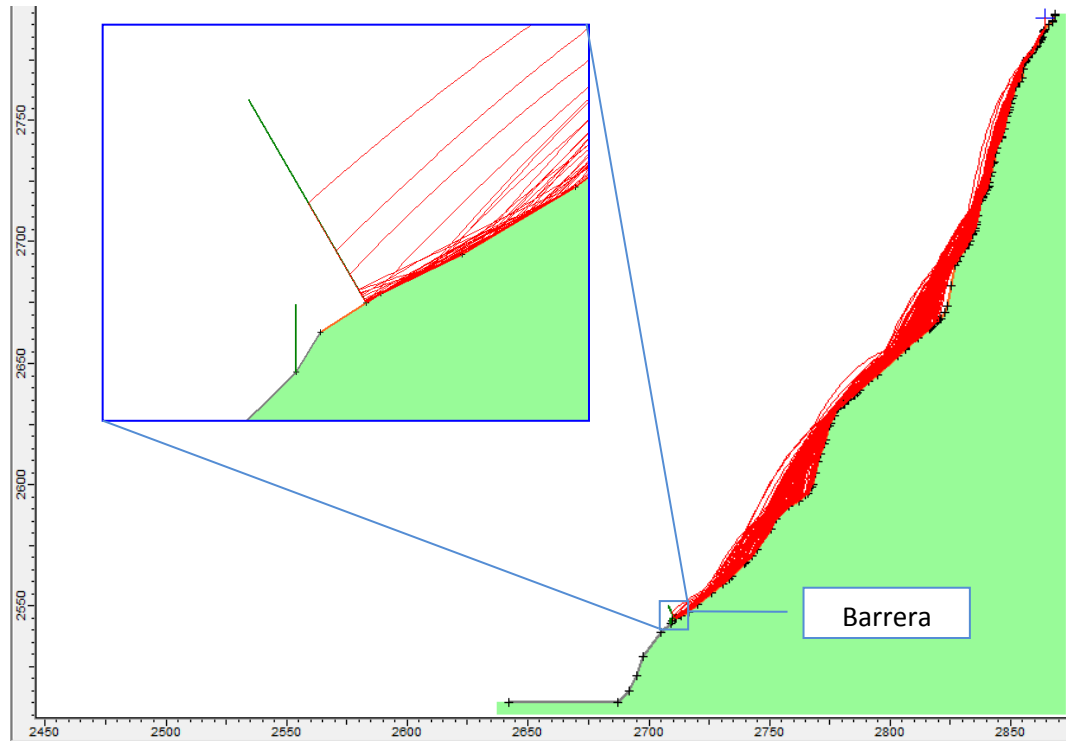


Figura 6.65 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 4 al impactar con la barrera propuesta.

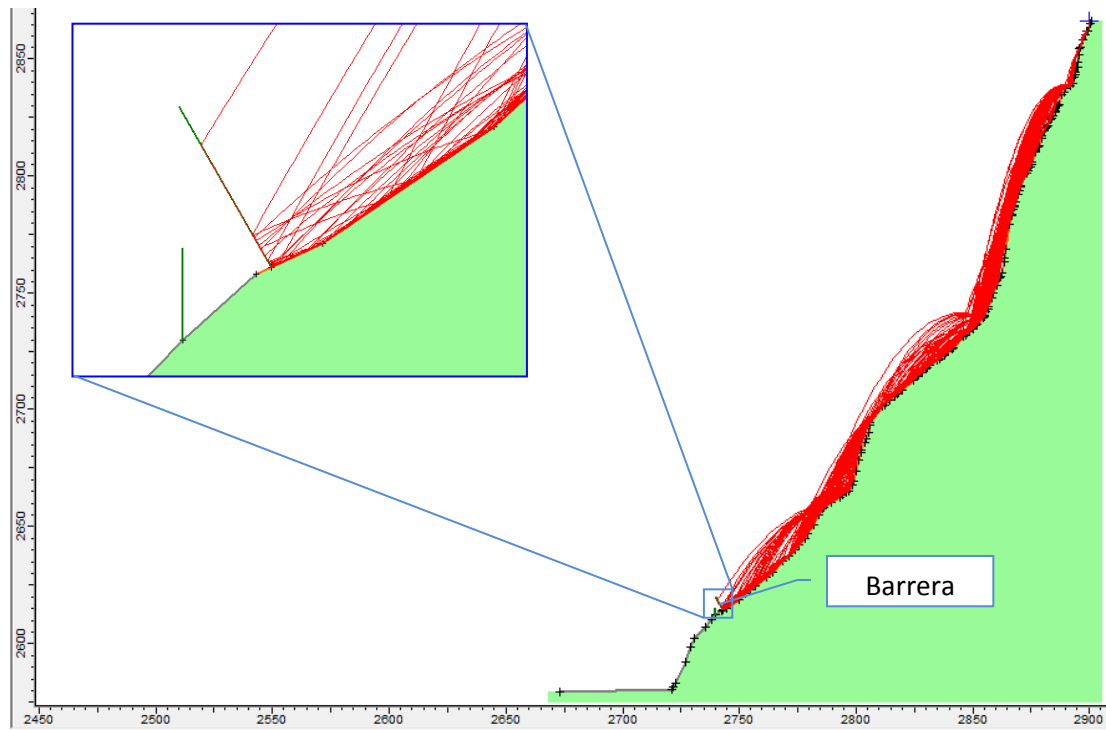


Figura 6.66 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 5 al impactar con la barrera propuesta.

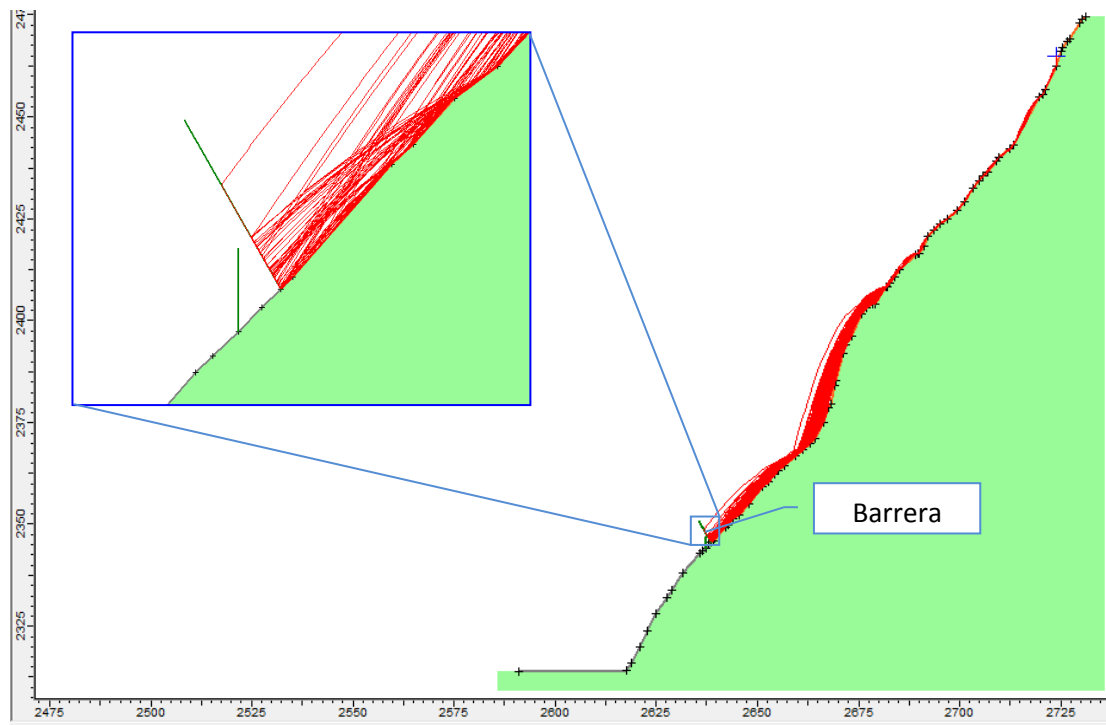


Figura 6.67 Trayectorias de los fragmentos rocosos provenientes de la zona de lanzamiento 6 al impactar con la barrera propuesta.



Para contener los fragmentos rocosos modelados mediante los programas Georock3D y RocFall, es necesaria la utilización de una barrera de tipo dinámico, esto debido a lo abrupta que es la topografía en la zona.

En el mercado existen básicamente dos empresas que producen e instalan el tipo de barreras seleccionadas; Geobrugg y Maccaferri. Para el caso de Geobrugg, el producto que satisface las necesidades del problema analizado es el modelo GBE para energías de impacto de 1000 kJ. Por otro lado con Maccaferri no se dan modelos específicos en sus productos contra caída de rocas, sin embargo ellos garantizan poder absorber las energías máximas mediante estos.

Los productos mencionados anteriormente constan básicamente de placas base, postes, rodamientos y anclajes, esto puede observarse en la figura 6.68.

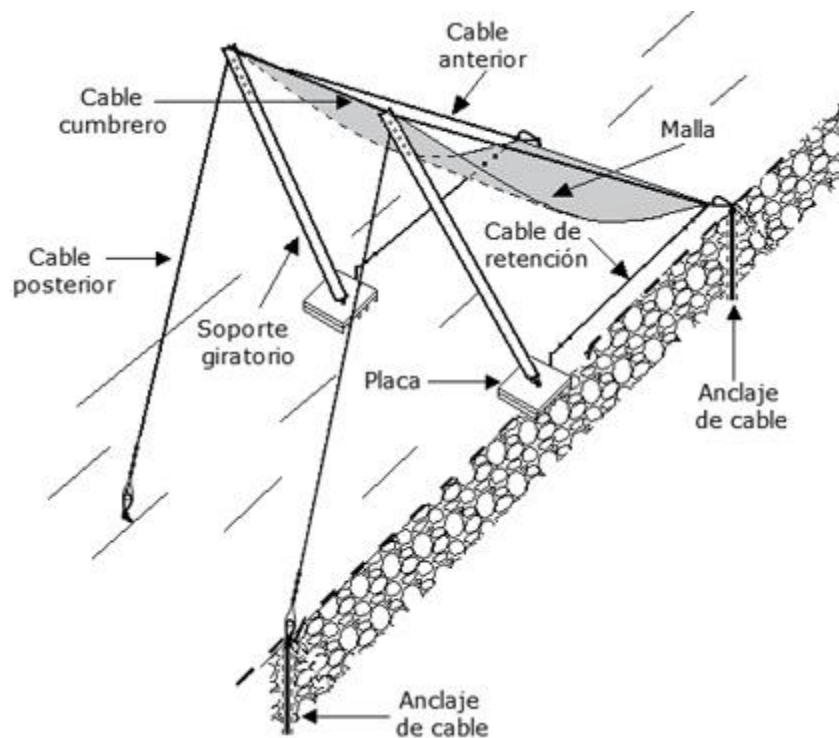


Figura 6.68 Principales partes de una estructura flexible. (R. Aravena).

Se generó un modelo tridimensional con el fin de ejemplificar la ubicación y posición de la barrera dinámica, ver figuras 6.69 y 6.70.

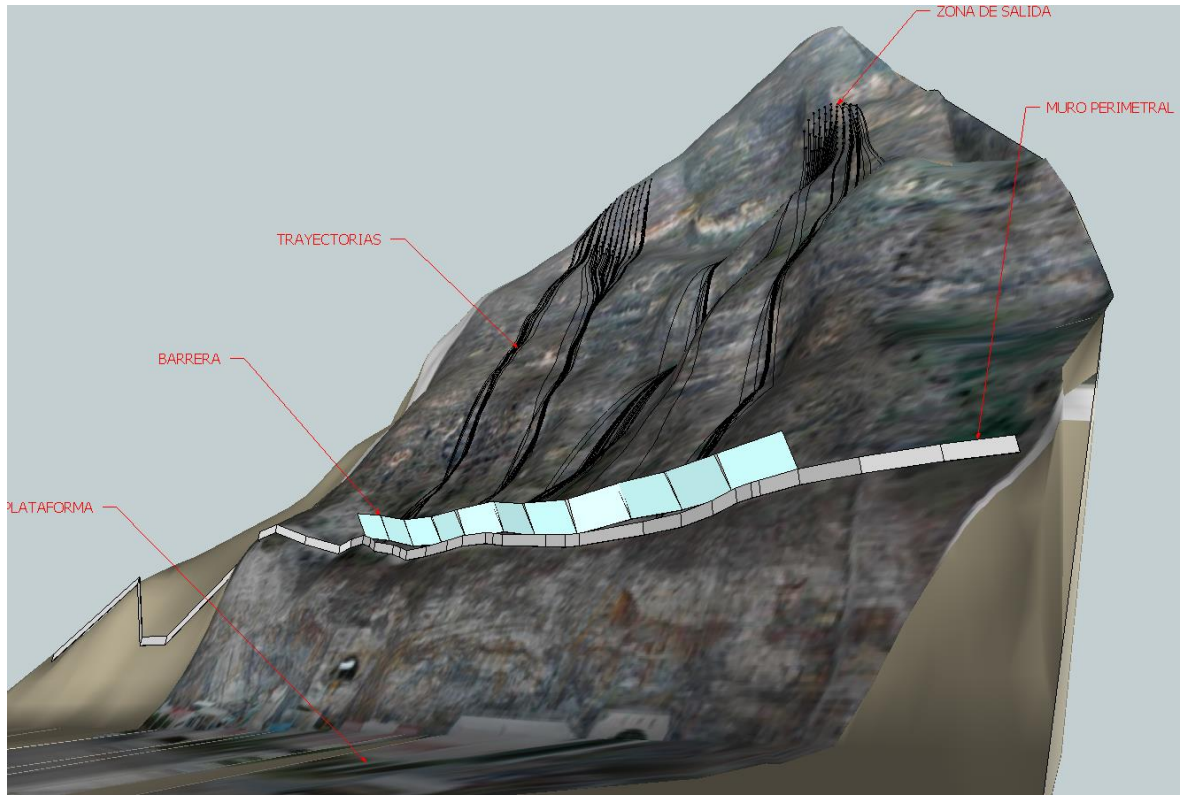


Figura 6.69. Vista desde la plataforma 965 m.s.n.m.

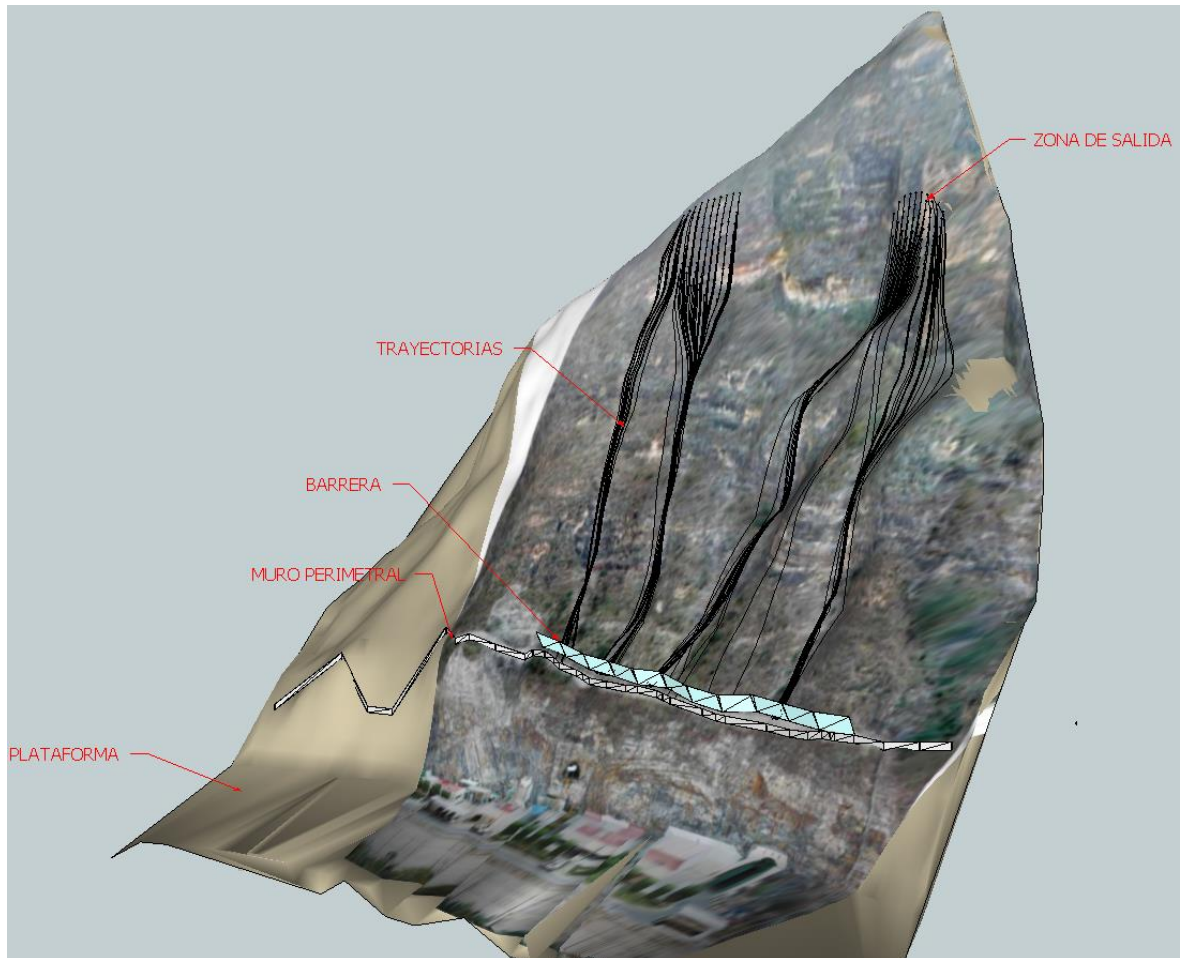


Figura 6.70. Vista general del arreglo de la barrera.

## 7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- En la presente tesis se realizó una investigación exhaustiva acerca de la problemática en los taludes y laderas rocosas, desde el punto de vista de la estabilidad general de estos, así como el de los problemas referentes a los desprendimientos de fragmentos rocosos.
- Teniendo como base esta investigación se encontró que el garantizar la estabilidad general de los taludes y laderas rocosas solo es una parte del problema, y que es necesario prestar atención en la problemática que pudiera presentarse con respecto al desprendimiento de rocas, ya que en el caso de presentarse este tipo de situaciones, puede estar en riesgo el adecuado funcionamiento de las obras de infraestructura.
- Es importante prestar atención en el proceso geológico que dio origen a las formaciones que constituyen los taludes y laderas, así como los mecanismos de degradación que han dado origen a la geomorfología de las laderas naturales, ya que de estos depende en gran medida la presencia del problema de caída de fragmentos rocosos.
- A través de la aplicación de las distintas clasificaciones geomecánicas, es posible darse una idea general del estado del macizo rocoso que conforma los taludes y laderas, sin embargo considero que es mejor hacer una evaluación cualitativa, como la presentada en la metodología de esta tesis, donde no se evalúa con un valor, sino con la identificación de indicios de desprendimientos de roca, y de los factores que facilitan dichos desprendimientos.
- En este trabajo de investigación se presentaron los métodos de análisis de caídas de roca LMM y CRSP, los cuales tienen grandes diferencias en los factores que toman en cuenta para el cálculo de trayectorias, sin embargo la mayor importancia recae en la calibración de los coeficientes de restitución y en una adecuada identificación de evidencias directamente en campo, ya que de esto dependen todos los resultados.
- Durante los análisis se utilizaron los programas RocFall y Georock3D, para los cuales se encontraron grandes diferencias. Con base en mi experiencia al utilizar estos programas, considero que RocFall es útil a partir de un reconocimiento de campo bien hecho, debido a que si no se ha realizado una identificación de trayectorias no es posible llegar a resultados confiables. Por otro lado Georock3D puede generar las trayectorias automáticamente a partir de una topografía tridimensional, sin embargo también resulta necesario el reconocimiento de campo para

poder hacer una comparación del modelo con la realidad observada.

- Tanto Georock3D como RocFall son herramientas útiles en el modelado de caída de rocas y resuelven de manera adecuada el problema, sin embargo el grado de confiabilidad en los modelos recae en el buen juicio y observación del ingeniero para poder identificar adecuadamente las evidencias en campo, y poder dar una solución adecuada en gabinete.
- En esta tesis se presentó un ejemplo de caída de fragmentos rocosos, al cual se le dio un tratamiento correctivo, sin embargo la metodología presentada tiene mayor utilidad en la prevención; esto debido a que puede ser tomada en cuenta durante la proyección y construcción de las obras de infraestructura, pudiendo aplicarse medidas como el cambio de alineamiento o ubicación de dichas obras, eliminar los fragmentos propensos a desprenderse o instalar estructuras de retención que mantengan los fragmentos rocosos lejos de la zona que se desea proteger.
- En general el problema de caída de fragmentos de roca no es fácil de resolver; ya que con poca información del pasado, y los datos que pueden recogerse en el presente, se debe prever lo que pasará en el futuro con suficiente confiabilidad, por lo que se debe dar una o varias soluciones que cubran con suficiente holgura dicho problema.
- Se recomienda monitorear las barreras propuestas en base a esta metodología, para detectar acumulaciones de fragmentos y garantizar la integridad de las mismas, de igual manera, se recomienda enriquecer el registro de datos referentes a los caídos de roca, para poder verificar que las soluciones propuestas sean suficientes, o de ser necesario, hacer un nuevo análisis.

---

---

## 8. REFERENCIAS

- Altimir, Amigó J., Vilaplana J. (1999), “Informe de la inspecció de la Solana d’Andorra la Vella amb Helicòpter”, Vol. 2 Informe pel Govern d’Andorra, Euroconsult S.A., Universitat de Barcelona.
- Ayala, F. y Andreu, F. (1987), “Manual de Ingeniería de Taludes”, Instituto Geológico y Minero de España, España.
- Azzoni, A., Barbera, G.L., Zaninetti, A. (1995), “Analysis and Prediction of Rockfalls Using a Mathematical Model”, Int. J. Rock Mech. Min. Sci & Geomech, Elsevier Science Ltd., Great Britain.
- Barton, N y Choubey, V. (1977), “The shear strength of rock joints in the theory and practice”, Rock Mechanics.
- Bieniawsky, Z.T. (1976), “Rock Mass classification in rock engineering”, Proc. Symp. Exploration for Rock Eng., Johannesburg, Balkema.
- Copons, Vilaplana J. (2000), “Estimación de la eficacia de las protecciones contra la caída de bloques”, Revista de obras públicas No. 3394.
- Duncan, C.W. and Mah, C. W. (2005), “Rock Slope Engineering”, Spoon Press, New York.
- Geobrugg AG, “Barreras GBE contra caída de rocas: la solución más económica compuesta por mallas y redes de cable espiral de acero de alta resistencia”.
- Georock2D (2011), “Manual de usuario”.
- Georock3D (2013), “Manual de usuario”.
- Gili, J. A., Huerta, A., Corominas, J. (1993), “Contribution to the study of mass movements: mudflow slides and block fall simulation”, International workshop an rapid gravitational mass movements.
- González de Vallejo, L. I. (2004), “Ingeniería Geológica”, Pearson Educación, Madrid.
- Goodman, R.E. and Bray, J. (1976), “Toppling of rock slopes”, Proc. Specialty Conference on Rock Engineering for Foundation and Slopes, Boulder, Colorado.
- Hack, J. T. (1960), “Interpretation of Erosional Topography in Humid Temperate Regions”, American Journal of Science, Bradley Volume, Vol. 258-A. U.S. Geological Survey, Washington, D.C.
- Hoek, E., “Practical Rock Engineering”, Evert Hoek Consulting Engineer Inc., North Vancouver.
- Hoek, E. and Bray, J. W. (1981), “Rock Slope Engineering”, The Institution of mining and metallurgy, U.S.A.
- Hoek, E., Carranza –Torres, C.T., Corkum, B., (2002), “Hoek-Brown failure criterion”, Proceedings of the 5<sup>th</sup> North American Rock Mechanics Symp., Toronto, Canada.
- Hudson, J. A. and Harrison, J. P. (1997), “Engineering Rock

- Mechanics”, Pergamon, Imperial College of Science, Technology and Medicine University of London, UK.
- Maccaferri América Latina, “Sistemas contra la caída de rocas Necesidades y soluciones”.
  - Montiel, E. (2011), “Revisión de la Estabilidad de la Ladera en la Zona de Obras de Generación y Medidas de Mitigación de Riesgos por Caída de Bloques en la Plataforma 965 msnm”.
  - Montiel, E., Escamilla F., Hernández E. (2012), “Análisis de estabilidad de laderas a partir de evaluación de riesgos geotécnicos; caso C.H. Fernando Hiriart Balderrama”, XXVI Reunión Nacional de Mecánica de Suelos e Ingeniería Geotécnica, S.M.I.G., México.
  - Okura Y. et al (2000), “The effects of rockfall volume on runout distance”, Engineering Geology Vol. 58.
  - Palmström A. (2000), “Block size and block size distribution”, Workshop on Reliability of classification systems, GeoEng2000 conference, Melbourne.
  - Peters, W. C. (1978), “Exploration an Minig Geology”, John Wiley and Sons. New York USA.
  - Pfeiffer, T.J., and Bowen, T.D. (1989), “Computer Simulation of Rockfalls”, Bulletin of Association of Engineering Geologists Vol. XXVI, No. 1.
  - RocFall (2002) “User’s Guide”, Risk Analysis of Falling On Sleep Slopes, Rocscience Inc.
  - Roc Science (2003), “Advanced Tutorial”, Article prepared for RocNews Fall.
  - Romana, M., (1985), “New adjustment ratings for appication of Bieniawsky classification to slopes” Int. Symp. On the role of rock mechanics ISRM, Zacatecas.
  - Sagaseta, C., Sánchez, J. M. and Cañizal, J. (2001), “A general solution for the required anchor force in rock slopes with toppling failure”, Int. J. Rock Mech. Min. Sci.
  - Santamaría, J. (1996), “Protección contra deslizamientos de Rocas: Pantallas Dinámicas”, Ministerio de fomento.
  - Stathan (1979), “A simple dynamic model of rockfall”, ISMES.
  - Stevens, Warren D. (1998), “RocFall: a Tool for Probabilistic Analysis, Design of Remedial Measures and Prediction of Rockfalls”, Graduate Department of Civil Engineering, University of Toronto.
  - Zambak, C. (1983), “Design charts for rock slope susceptible to toppling”, ASCE, J. Geotech. Engng.