



UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN
FACULTAD DE CIENCIAS QUÍMICAS
DEPARTAMENTO CIENCIAS DE LA TIERRA



**CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS Y GEOTÉCNICAS
GENERALES QUE INTERVIENEN EN LA TRONADURA
Y EL EFECTO DE DAÑO EN EL CAMPO LEJANO EN
MINERÍA DE RAJO ABIERTO**

Memoria para optar al Título de Geólogo

GUSTAVO NICOLÁS MORAGA HIDALGO

Profesor Patrocinante : Dr. Klaus Dieter Bataille Bollweg
Profesional Guía : Sr. Héctor Aníbal Villalobos Kirmayr
Profesores Comisión : Dr. Arturo Jaime Belmonte-Pool Villanueva
Dr. Jorge Andrés Quezada Flory

Concepción, 2018



A mis padres, Patricia y Marcos que con tanto esfuerzo me apoyaron en todos estos años.

A mis padrinos, a mi prima hermana y por supuesto, a mi abuela.

ÍNDICE

Página

RESUMEN	
1. INTRODUCCIÓN	1
1.1. Generalidades	1
1.2. Objetivos	2
1.2.1. Objetivo general	2
1.2.2. Objetivos específicos	2
1.3. Metodología de trabajo	3
1.3.1. Revisión de antecedentes	3
1.3.2. Análisis de variables generales	3
1.3.2. Aplicabilidad del criterio y limitaciones	4
1.4. Agradecimientos	4
2. MARCO TEÓRICO	6
2.1. Conceptos teóricos de tronadura	6
2.1.1. Teoría de la fragmentación de macizo rocoso	6
2.1.2. Tipos de explosivos	9
2.1.2.1. ANFO	11
2.1.2.2. Emulsiones	12
2.1.3. Elementos básicos para la ejecución de la tronadura	13
2.2. Diseño y ejecución de tronadura	14
3. DAÑO POR TRONADURA EN TALUDES	18
3.1. Concepto de daño por tronadura en el macizo rocoso	18
3.2. Daño en campo cercano	19
3.3. Daño en campo lejano	22
4. FOCO DE EMISIÓN DE ENERGÍA	38
4.1. Rol de la litología y la alteración	39
4.2. Rol de las propiedades resistentes de la matriz rocosa	42
4.3. Rol de las discontinuidades	44
4.3.1. Discontinuidades menores	44
4.3.2. Discontinuidades mayores	47
4.4. Rol de la presencia de agua	49
4.5. Criterios de clasificación de macizo rocoso para tronadura	50
4.6. Recomendaciones	52
5. MEDIO DE PROPAGACIÓN DE ENERGÍA	54

5.1. Atenuación geométrica	56
5.2. Atenuación intrínseca y dispersión en el espacio.....	57
5.2.1. Rol de la litología, alteración, fracturamiento y presencia de agua	60
5.2.2. Rol de las discontinuidades mayores	64
5.3. Recomendaciones	69
6. ZONA CRÍTICA DE CUIDADO	71
6.1. Mecanismos de fallamiento con control estructural	73
6.1.1. Falla plana	74
6.1.2. Cuña	77
6.2. Rol de las características geológicas y geotécnicas	80
6.2.1. Rol de la litología y alteración	80
6.2.2. Rol de la calidad del macizo rocoso	81
6.2.3. Rol de las discontinuidades	82
6.2.4. Rol del agua	85
6.3. Análisis energético de los mecanismos de fallamiento	86
6.3.1. Caso falla plana	87
6.3.2. Caso cuña	89
6.3.3. Relación de PPVc con el Factor de Seguridad	93
6.4. Recomendaciones	95
7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES GENERALES	98
8. REFERENCIAS	104

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura	Página
2. 1. Onda de compresión se refleja como una onda de tracción al incidir en una superficie libre o discontinuidad	7
2. 2. Modelo conceptual de la teoría de la tronadura	8
2. 3. Mecanismo de detonación de una columna explosiva	10
2. 4. Ejemplo de columna explosiva en minería de rajo abierto	13
2. 5. Ejemplo de diseño de una tronadura de producción	15
2. 6. Mecánica de una tronadura de precorte	16
3. 1. Modelo esquemático de fracturamiento por tronadura	19
3. 2. Umbrales de seguridad para casas afectadas por vibraciones de tronadura	22
3. 3. Comparación de duración vs frecuencia entre terremotos, estallidos de roca y tronaduras	23
3. 4. Propagación de energía de la onda de choque producto de la tronadura	24
3. 5. Esquema de bloque rígido que se mueve sobre un plano inclinado	25
3. 6. Modelo Lineal de Desplazamiento por Cizalle	27
3. 7. Equilibrio límite del bloque de roca en su posición inicial	28
3. 8. Geometría de un plano inclinado con su rumbo y manto	30

3. 9.	Relación entre β y PPVc a ángulos de fricción interna constante	31
3.10.	Relación entre β y PPVc a δp constantes	32
3.11.	Modelo Rígido Plástico	33
3.12.	Caso de desplazamiento permanente donde $PPV > PPV_c$, pero $\tau_r < \tau_i$	34
3.13.	Criterio de evaluación de daño en función de las tres zonas que intervienen en el daño	37
4. 1.	Malla de disparo en un macizo rocoso compuesto por un intrusivo granítico intruyendo en contacto abrupto a una unidad de andesitas	40
4. 2.	Malla de disparo en un macizo rocoso compuesto por un granito que muestra abrupto grado de meteorización hacia la superficie	41
4. 3.	Malla de disparo en un macizo rocoso compuesto por dos tipos de roca cuyas resistencias a la compresión simple difieren en 30 MPa	43
4. 4.	Relación de discontinuidades con espaciamiento de pozos	45
4. 5.	Relación de las discontinuidades en el proceso de tronadura	47
4. 6.	Falla de espesor considerable en polígono a tronar	48
4. 7.	Recomendación para la carga de un pozo en presencia de una falla lodosa	48
5. 1.	Direcciones ortogonales de vibración de partícula por tronadura	54
5. 2.	Expansión espacial esférica del frente de ondas de una tronadura a distintos instantes de tiempo (t), donde $t_1 > t_2 > t_3$	56
5. 3.	Relación de la velocidad de partícula en función de la distancia al foco emisor de energía, asumiendo una velocidad de partícula de 1500 (mm/s) a una distancia de 5 (m) del foco emisor	58
5. 4.	Atenuación de la velocidad partícula en diferentes longitudes de onda, a partir de la ecuación 5.3	60
5. 5.	Diferencias entre el módulo de Young y resistencia a la compresión entre distintos tipos de roca	61
5. 6.	Variabilidad litológica en un rajo. (A) Ejemplo de modelo litológico y variación de Q según tipos de roca	62
5. 7.	Variabilidad de los dominios geotécnicos en función de la frecuencia de fracturas	63
5. 8.	Principales mecanismos de atenuación en un medio poroso	64
5. 9.	Atenuación de la velocidad partícula a diferentes Factores de Calidad Sísmica, a partir de la ecuación 5.3	65
5.10.	Discontinuidad mayor con manteo en contra de la dirección del talud afecta a vibraciones por tronadura.....	65
5.11.	Trayectoria de un rayo sísmico que incide perpendicularmente a una falla idealizada con bordes rectos	66
5.12.	Partición de una onda compresiva	67
5.13.	Incidencia de un rayo sísmico paralelo y perpendicular a la discontinuidad	68
6. 1.	Características geométricas de la pared de un rajo	71
6. 2.	Fallamientos con control estructural vs sin control estructural	73
6. 3.	Escala banco vs interrampa	74
6. 4.	Mecanismo de falla plana idealizado a nivel de banco	75
6. 5.	Parámetros geométricos de mecanismo de falla plana a nivel de banco	75
6. 6.	Representación de parámetros que inciden en el Factor de Seguridad de una falla plana simple	76
6. 7.	Mecanismo de fallamiento en cuña a nivel de banco	77

6. 8.	Parámetros geométricos de mecanismo de falla en cuña a nivel de banco	78
6. 9.	Parámetros geométricos de mecanismo de falla en cuña a nivel de banco	79
6.10.	Idealización de una falla escalonada a nivel de banco	81
6.11.	Estimación cuantitativa de la rugosidad de una estructura de 100 mm	84
6.12.	Relación entre FS y PPVc considerando β^* constante	94
6.13.	Ejemplo de ingreso de parámetros de banco y discontinuidad con simulación 3D	96
7. 1.	Umbral de seguridad para casas afectadas por vibraciones de tronadura	98
7. 2.	Criterio de evaluación de daño en función de las tres zonas que intervienen en el daño	99
7. 3.	Ejemplo de modelo geotécnico 2D	100

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla	Página	
2. 1.	Ejemplo de diseño de tronadura de contorno con tres filas de pozos	16
3. 1.	Relación PPV con daño en campo cercano	21
4. 1.	Clasificación general de rocas	40
4. 2.	Descripción del grado de meteorización	42
4. 3.	Estimación cualitativa de la resistencia al fracturamiento de una roca	42
4. 4.	Criterio de clasificación de macizo rocoso para tronadura	51
4. 5.	Resumen de los parámetros geológicos y geotécnicos que inciden en el rendimiento de la tronadura	53
5. 1.	Tabla resumen sobre influencia de mecanismos de atenuación de energía	70
6. 1.	Relación de las características de la discontinuidad con el Factor de Seguridad	77
6. 2.	Relación de las características de la cuña con el Factor de Seguridad	79
6. 3.	Valores de PPVc en falla plana sin cohesión	89
6. 4.	Valores de PPVc en falla plana con cohesión	90
6. 5.	Ángulos de fricción hipotéticos y típicos de los planos que conforman una cuña	91
6. 6.	Valores de PPVc en cuña sin cohesión	92
6. 7.	Valores de PPVc en cuña con cohesión	93
6. 8.	Características geológicas generales en una zona crítica de cuidado considerando macizos rocosos controlados por estructuras	97
7. 1.	Características geológicas y geotécnicas en una malla de disparo	101

RESUMEN

En el siguiente trabajo se presenta un método de evaluación de daño por tronadura a macizos rocosos en campo lejano en minería de rajo abierto. En este, se establece la importancia de conocer la geología y la geotecnia en tres zonas que serán claves en el método de evaluación: en la malla de disparo, el macizo rocoso y en una zona de interés a evaluar.

Las características geológicas y geotécnicas en una malla de disparo son claves, ya que controlan cuan fácil es un macizo rocoso de fragmentar. En ese sentido, se debe considerar la litología, alteración, calidad, presencia de agua y, sobre todo, las discontinuidades desde sus relaciones geométricas y espaciales junto con sus características intrínsecas (relleno, espesor, abertura, etc.). Lo anterior, determinará las características de diseño que debe considerar el ingeniero de fragmentación y el tipo de explosivo que es conveniente usar, lo que se reflejará en la cantidad de energía que liberará una malla de disparo, en forma de ondas sísmicas y gases, la cual se propagará por el macizo rocoso.

La energía, la cual es directamente proporcional al cuadrado de la velocidad de partícula, se atenuará debido a dos mecanismos principales: atenuación geométrica y atenuación intrínseca (a la cual comúnmente se le incluye la dispersión en el espacio). En campo lejano, la heterogeneidad del macizo rocoso (litología, alteración, fracturamiento, etc.) puede jugar un rol clave en la atenuación de la energía y, sobre todo, en la variación del espectro de frecuencias en función de la distancia.

Hoy en día, existen modelos aplicables en minería en base a ecuaciones de atenuación con constantes de roca que reflejan como el macizo rocoso absorbe energía, sin embargo, se resalta el hecho de que estas constantes pueden variar incluso en el mismo rajo, en función de la heterogeneidad del macizo rocoso.

Finalmente, en campo lejano uno de los mecanismos de daño corresponde al fallamiento de inestabilidades preexistentes en los taludes de un rajo. Se plantea de la importancia de la geología y la geotecnia en estos mecanismos de inestabilidad a nivel de banco y se adapta teóricamente la ecuación de Wong y Pang (1992) orientada a fallamiento traslacionales con control estructural a mecanismos de falla plana y cuña con parámetros adicionales que son comúnmente considerados en análisis pseudo-estáticos (fricción, cohesión, rugosidad y presión de agua), mediante la siguiente ecuación generalizada:

$$PPVc = \sqrt{2g\delta c \left(\frac{|r|}{2W} - \text{sen}\beta^* + \frac{|s|}{2WFS} + \frac{\text{sen}\beta^*}{FS} \right)}$$

La ecuación generalizada puede incluirse en un diseño de tronadura, para cumplir con la seguridad operacional de la mina. Debido que estos valores de PPVc no han sido contrastados en la práctica, se plantea la necesidad de optar por sistemas de monitoreo preventivos en un rajo y validar en un trabajo futuro los valores teóricos de PPVc en la práctica.

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Generalidades

La tronadura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable (Bernaola y otros, 2013). Es en ésta, previo a una perforación en la roca, donde mediante la colocación de explosivos y su posterior detonación, transmite energía en forma de ondas sísmicas y gases para fragmentar el macizo rocoso.

La tronadura corresponde a una parte importante del proceso minero ya que impacta de manera directa la eficiencia y rentabilidad de la operación. En general, los resultados de una tronadura son:

- La fragmentación de la malla de disparo
- El desplazamiento de la roca tronada
- Daño en distintas formas hacia el macizo rocoso
- Generación de vibraciones que se propagan por el macizo rocoso
- Formación de material particulado y gases tóxicos

De acuerdo con los resultados de la tronadura, son múltiples los impactos y las medidas de control que se utilizan para optimizar el negocio minero y la seguridad operacional. En ese sentido, una de las más importantes consiste en minimizar el daño hacia las paredes del rajo ya que corresponde a la estructura minera diseñada y construida para la explotación del mineral, que debe resultar estable y segura para la operación minera.

Desde el dominio geotécnico, el control de estabilidad de las paredes de un rajo, se desarrolla través de análisis de estabilidad a distintas escalas de los taludes, donde se identifican potenciales mecanismos de falla, que son controlados con variados sistemas de monitoreo, como medida de control preventivos.

Hoy en día, el efecto del daño generado por tronadura sobre las paredes de un rajo se suele dividir en dos zonas de evaluación de acuerdo con la distancia desde un pozo: daño en campo cercano y campo lejano (más detalles en Capítulo 3).

En el campo lejano, que es el tema central de esta memoria, actualmente es típico encontrar informes de daño sobre estructuras civiles relacionados a la medición del par velocidad máxima de partícula o PPV (*peak particle velocity*) y frecuencia de las vibraciones. Sin embargo, en el ámbito de taludes mineros, no existe un criterio que relacione de manera empírica las consecuencias de la tronadura sobre las paredes de un rajo y, en particular, en geometrías o mecanismos de falla que son estáticamente estables, pero que producto de las vibraciones de tronadura podrían fallar.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

La Memoria de Título tiene como objetivo general analizar las variables geológicas y geotécnicas más relevantes que inciden en la generación de daño sobre los macizos rocosos en campo lejano adaptando la ecuación de Wong y Pang (1992), con el fin de establecer un criterio de evaluación de daño que sea representativo y aplicable en el control de estabilidad de taludes en minería a rajo abierto, considerando el proceso desde la generación de energía explosiva, su transmisión por el macizo rocoso y su interacción con un mecanismo de inestabilidad.

1.2.2. Objetivos específicos

1. Revisar los parámetros que considera un diseño de tronadura en la generación de energía explosiva y, evaluar como intervienen las características geológicas y geotécnicas del polígono a tronar en este diseño.
2. Revisar los modelos de propagación de energía sísmica y evaluar el efecto de las características geológicas y geotécnicas del medio (macizo rocoso), en la propagación de las ondas sísmicas generadas por tronadura en campo lejano. Esto, con el objeto de establecer un análisis crítico y recomendación en el uso de estos modelos.
3. Revisar los mecanismos de inestabilidad con control estructural más frecuentes a nivel de banco, en un rajo abierto, y analizar el rol de las características geológicas y geotécnicas que inciden en la estabilidad o fallamiento de estas, durante el efecto de la tronadura. Lo anterior, mediante la estimación de la Velocidad Máxima de Partícula Crítica (PPV_c) bajo un enfoque energético.

1.3. Metodología de trabajo

El siguiente estudio se realizó junto a Empresa 3G Ltda. con participación activa del geólogo geotécnico Héctor Villalobos, tanto en la recopilación de información como en el análisis de cada una de las variables geológicas y geotécnicas de los Capítulos 4, 5 y 6.

1.3.1. Revisión de antecedentes

La primera etapa del trabajo consistió en una recopilación y revisión bibliográfica sobre la teoría de la perforación y tronadura, los tipos de explosivos que se venden hoy en el mercado y los más usados en minería de rajo abierto, junto con los parámetros de diseño y ejecución de una malla de disparo y su incidencia en la generación de energía sísmica y gases explosivos. Para ello, se trabajó en las dependencias de Empresa 3G en Santiago. En este proceso, se contó con la continua asesoría del Sr. Héctor Villalobos para conocer el estado del arte en la evaluación de daño sobre macizos rocosos con el fin de plantear una potencial solución a la necesidad en la industria de contar con un criterio de evaluación aplicable en minería de rajo abierto.

1.3.2. Análisis de variables generales

La segunda etapa de la memoria, al igual que la primera, es netamente bibliográfica, aunque orientado a un análisis para establecer un criterio de evaluación. Con el conocimiento básico de tronadura, se hizo un análisis de las características geológicas y geotécnicas a considerar en el diseño de una malla de disparo, su incidencia en la fragmentación y desplazamiento de una pila de roca tronada y algunos criterios de clasificación de macizos rocosos para la tronadura con el fin de hacer una crítica hacia los resultados esperados y la consideración de parámetros adicionales, sobre todo a la clasificación de macizo rocoso para tronadura de Lilly (1986).

Adicionalmente, se hace una recopilación de criterios de atenuación de ondas sísmicas usados en minería, complementando con criterios usados en sísmica con el fin de hacer una crítica y recomendaciones hacia el uso de ecuaciones de disipación de velocidad de partícula.

Finalmente, se hace un análisis de mecanismos de fallamiento plano y en cuña considerando parámetros geotécnicos y alcances geológicos para integrarlos a la ecuación de Wong y Pang (1992) con el fin de agregar a la ecuación una expresión más realista de estos mecanismos de

inestabilidad y tener en consideración la velocidad máxima crítica de partícula en el criterio de evaluación.

1.3.3. Aplicabilidad del criterio y limitaciones

La presente Memoria está estructurada con el fin de ser aplicada en un futuro. En ese sentido, funciona como un marco teórico completo para un trabajo de mayores dimensiones, donde el foco puede estar en cualquiera de las tres zonas del criterio de evaluación (como se detalla en el Capítulo 3).

En una malla de disparo, previo a un mapeo del polígono considerando las características geológicas y geotécnicas del Capítulo 4, se podrían establecer relaciones empíricas entre un nuevo índice de tronabilidad y los resultados en la fragmentación con un tipo de diseño determinado.

En el caso de la propagación de energía por el macizo rocoso, el problema y las consideraciones del Capítulo 5 podrían aplicarse en un modelamiento numérico de las vibraciones en campo lejano de forma dinámica en función de la variación de la geometría del rajo y el daño en términos de creación de fracturas y extensión y apertura de fracturas preexistentes.

Finalmente, unas de las grandes limitaciones de la presente Memoria de Título es la confiabilidad de los valores teóricos de PPVc en el fallamiento de mecanismos de inestabilidad y la variación en el tiempo de este valor.

1.4. Agradecimientos

En esta oportunidad quisiera agradecer a Empresa 3G Ltda y a su equipo de trabajo por el apoyo intelectual y humano para la finalización de esta etapa, en especial al Señor Héctor Villalobos por su inmensa paciencia y constantes enseñanzas como profesional.

Se agradece también a los profesores Dr. Klaus Bataille, Dr. Arturo Belmonte y Dr. Jorge Quezada, los cuales siempre entregaron su mejor disposición a resolver interrogantes con ímpetu a aportar al conocimiento.

Al Señor William Adamson y a la profesora Constanza Paredes por siempre aclarar dudas relacionadas a tronadura, además de compartir material valioso con respecto al proceso de detonación de explosivos.

Finalmente, no puedo olvidarme de las personas que han sido importantísimas no sólo durante este proceso, sino que durante gran parte de mi vida. A mi madre, quien ha sido mi inspiradora de lucha en la vida, a mi padre, quien ha sido un constante ejemplo intelectual, a mi abuela, mis padrinos y mi hermana Camila, quienes siempre me brindaron ayuda sin esperar nada a cambio.



2. MARCO TEÓRICO

2.1. Conceptos teóricos de tronadura

La teoría de la fragmentación por tronadura ha resultado ser una rama bastante activa y controversial en minería. En ese sentido, no existe un concepto único que explique la fragmentación considerando todas las variables que inciden en el proceso, sin embargo, se consideran dos estados relevantes durante la misma:

- Un estado de choque producto del impacto violento asociado a la abrupta aplicación de presión de detonación de la columna explosiva y la consecuente presión sobre el pozo.
- Un estado de explosión debido al efecto retardado de empuje asociado a la expansión de los gases a alta presión y temperatura.

A continuación, se presentarán algunos fundamentos básicos de tronadura y elementos claves que se consideran en el diseño y la ejecución del proceso.

2.1.1. Teoría de la fragmentación de macizo rocoso

Existe un gran número de teorías que explican la fragmentación por tronadura. Por ejemplo, una de las primeras teorías más completas y que explica de manera coherente la fragmentación por tronadura es la Teoría de la Onda de Choque (Hino, 1956), que considera que la detonación de una carga explosiva genera una onda de choque compresiva que se transfiere a la roca producto del impacto con gran violencia. Tal impacto, tritura la roca circundante vecina a la carga e induce una onda de compresión que se propaga por el sólido hasta alcanzar una eventual superficie libre (cara de alivio o una discontinuidad), donde se refleja como una onda de tracción (Figura 2.1). Hoy en día, se asume en la mayoría de los modelos de predicción que el principal mecanismo de fracturamiento es por tracción (Djordjevic, 1999), además de la expansión y abertura de fracturas preexistentes debido a la penetración rápida de gases.

De acuerdo con la figura 2.1, se distinguen dos zonas en torno a la carga explosiva:

- Una zona pulverizada donde la amplitud de la onda de compresión supera a la resistencia a la compresión dinámica uniaxial (UCS dinámica).

- Una zona fracturada donde el daño por fracturas radiales se produce debido a la onda reflejada de tracción y la penetración de gases. Resulta importante considerar que la resistencia a la tracción de una matriz rocosa suele variar entre el 5 y 10% del valor de la UCS (Duncan, 1999).

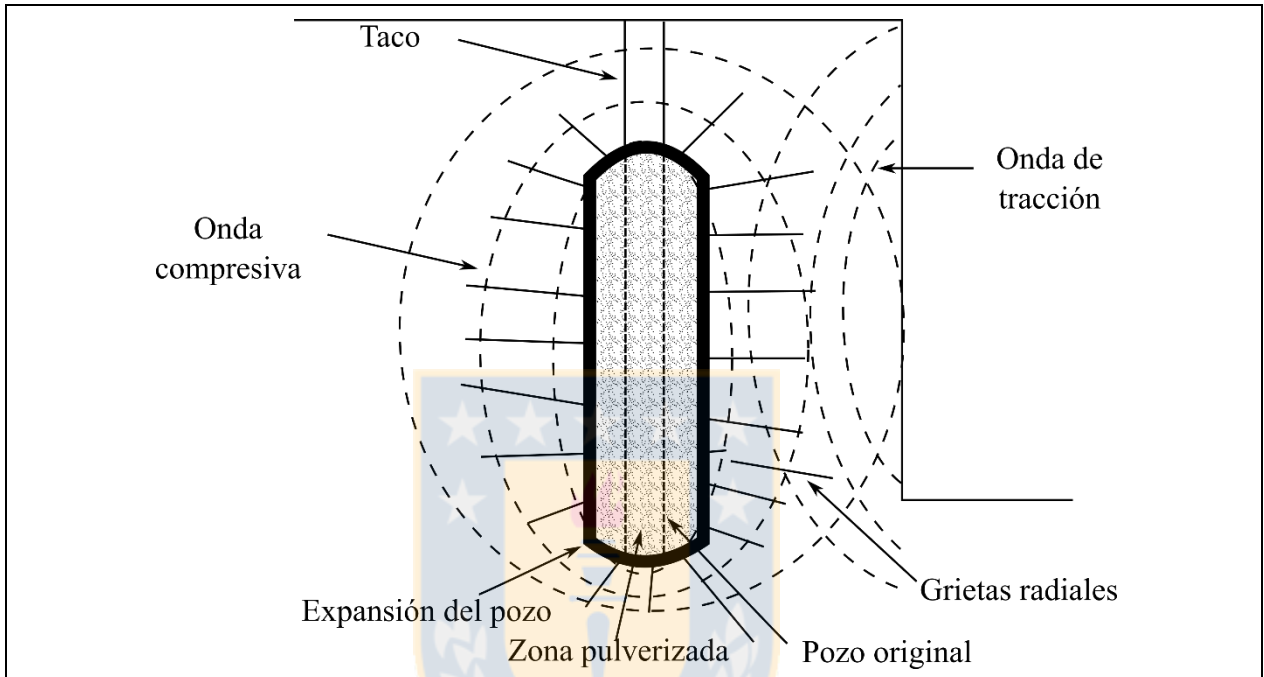


Figura 2.1: Onda de compresión se refleja como una onda de tracción al incidir en una superficie libre o discontinuidad. Modificado de Scott y otros (1996).

Diversos autores han estimado la amplitud de la zona pulverizada y de la zona de influencia del pozo en términos de la ubicación ideal de la cara libre. En ese sentido, Kanchibotla y otros (1999) proponen que la zona pulverizada será:

$$r_c = r_o \sqrt{P_d / \sigma_c} \quad \text{Ecuación 2.1}$$

Donde:

r_o = Radio de la carga (mm)

r_c = Radio de la zona pulverizada (mm)

P_d = Presión de detonación (Pa)

σ_c = UCS de la roca (Pa)

Con respecto a la zona fracturada, Torbica y Lapcevic (2014) postulan que las fracturas radiales ocurren por mecanismo de tracción en la dirección perpendicular al frente de onda de compresión (Figura 2.2).

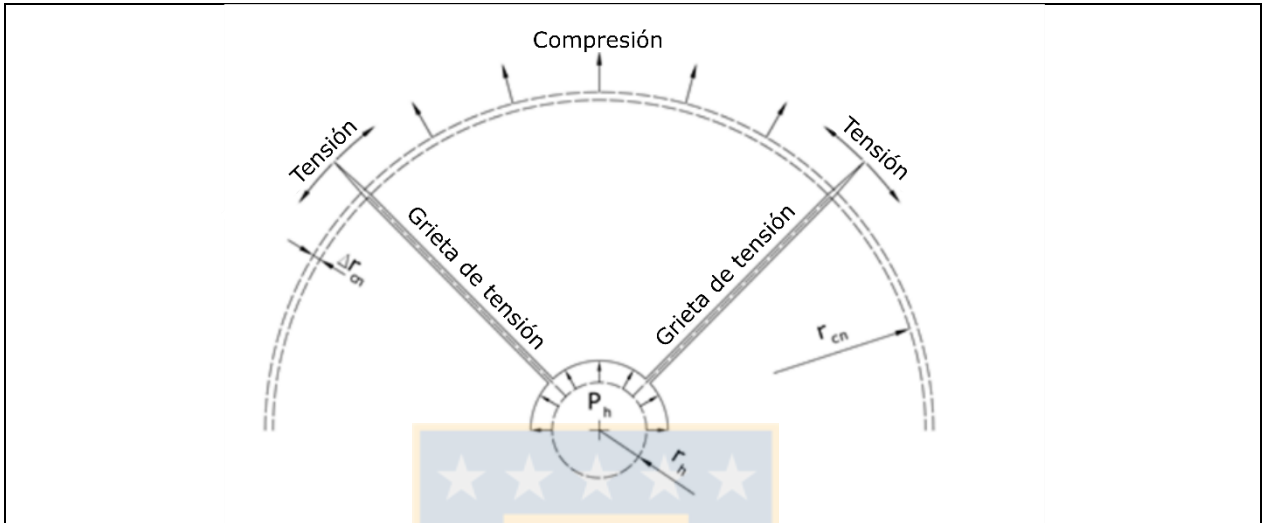


Figura 2.2: Modelo conceptual de la teoría de la tronadura. Modificado de Torbica y Lapcevic (2014).

En este modelo, el área de fracturamiento se calcula en base a las propiedades elásticas, la resistencia a la tensión del macizo, el radio del pozo y la presión de detonación (Ecuación 2.2).

$$r_{cn} = P_h r_h / k \sigma_t n \quad \text{Ecuación 2.2}$$

Donde:

- r_{cn} = radio de la zona fracturada (mm)
- P_h = presión sobre el pozo de tronadura (Pa)
- r_h = radio del pozo de tronadura (mm)
- k = radio de Poisson (adimensional)
- σ_t = resistencia a la tracción (Pa)
- n = numero de fracturas radiales formadas por tensión a una distancia r_{cn}

Las teorías de Hino (1956), Kanchibotla (1999) y Torbica y Lapcevic (2014) son sólo algunos exponentes de la gran diversidad de teorías para explicar los fenómenos de tronadura, debido a la enorme variabilidad del macizo rocoso y lo caótico del fenómeno. Sin embargo, hay conceptos que son convergentes con respecto al efecto de la onda de choque:

- La zona pulverizada falla por compresión
- La zona fracturada, falla por tensión con mecanismos variables

2.1.2. Tipos de explosivos

Una detonación consiste en la propagación de una reacción química que se mueve a través del explosivo a una velocidad superior a la del sonido en dicho material (López Jimeno, 2003). De acuerdo con la sensibilidad de los explosivos al calor y fricción, estos pueden ser clasificados en tres tipos:

- Explosivos primarios o detonantes: son altamente sensibles al calor, fricción, vibración o golpe causando una detonación.
- Explosivos secundarios: tienen baja sensibilidad al calor, golpes y fricción. Son seguros de transportar y almacenar, pero requieren de un artefacto con explosivo primario en baja cantidad para iniciar su detonación.
- Explosivos terciarios o agentes explosivos: tienen casi nula sensibilidad, su detonación no puede ser lograda de forma confiable con pequeñas cantidades de explosivos primarios, pero sí pueden ser iniciados con una pequeña cantidad de explosivos secundarios. Este tipo de explosivo es el que principalmente se usa para rellenar un pozo de tronadura.

Hoy en día, existe una gran variedad de explosivos, los cuales cuentan con bastantes precedentes, sin embargo, se hará una limitación hacia algunas generalidades con respecto al uso actual y una breve descripción de los agentes explosivos más usados responsables del efecto rompedor de la roca.

En términos generales, un explosivo reúne tres características básicas, según la *International Society of Explosives Engineers* (2008):

- Es un compuesto o mezcla química que se inicia por calor, choque, impacto, fricción, o una combinación de estas condiciones.
- Cuando se inicia mediante un detonador se descompone rápidamente generando una detonación.
- Con la detonación, se produce una rápida liberación de calor y grandes cantidades de gases a alta presión, los que se expanden rápidamente con la potencia suficiente para vencer fuerzas de confinamiento.

A su vez, la energía liberada por la detonación produce cuatro efectos básicos: La fragmentación de la roca, desplazamiento de los fragmentos, vibración del terreno y sobrepresión en el aire, además de generar cierta cantidad de humos tóxicos. El mecanismo básico de detonación está ilustrado en la Figura 2.3.

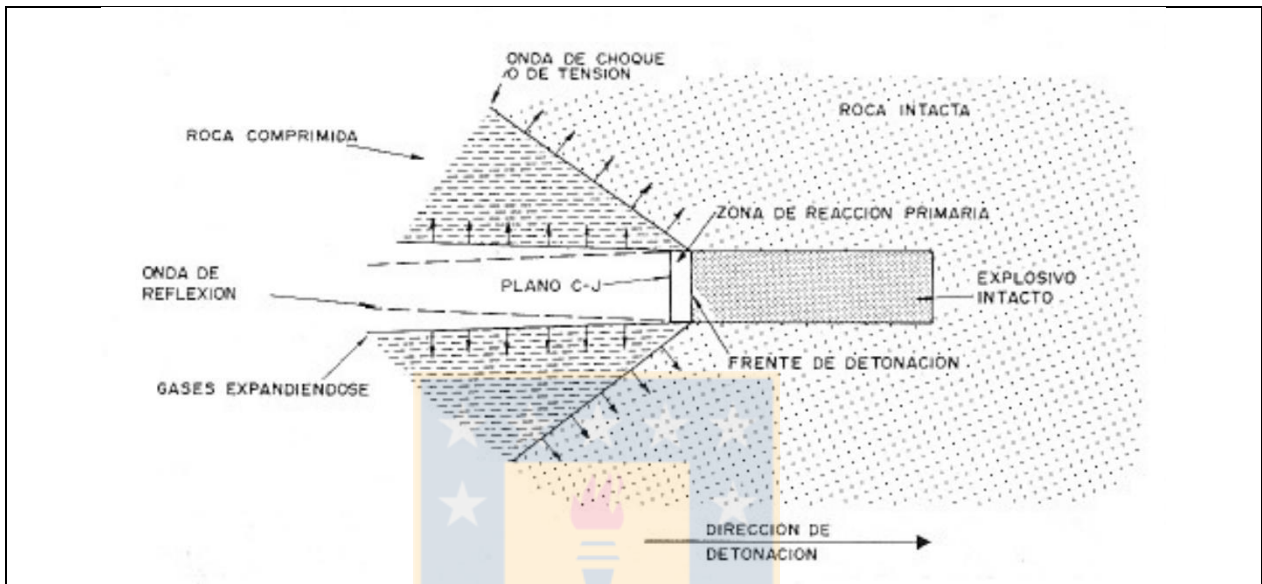


Figura 2.3: Mecanismo de detonación de una columna explosiva. Tomado de López Jimeno (2003).

Al momento de elegir un explosivo, el encargado del diseño de la tronadura tiene que tener en cuenta las propiedades que inciden en el rendimiento del proceso (además del costo), tales como: la velocidad de detonación (VOD), presión de detonación, presión del taladro, densidad del explosivo, energía (de la onda de choque y de los gases), resistencia al agua, sensibilidad, balance de oxígeno, liberación de gases, inflamabilidad, características de seguridad y costo (*Internacional Society of Explosives Engineers*, 2008).

El parámetro que determina en gran medida la capacidad rompedora de los explosivos es la presión de detonación. Ésta depende principalmente de la densidad y la VOD del explosivo en reacción en el frente de detonación. Esta presión puede ser estimada usando la ecuación 2.3 (Persson y otros, 1994), de tal forma que:

$$P = N \rho VOD^2$$

Ecuación 2.3

Donde:

- P = presión de detonación (Pa)
 ρ = densidad del explosivo (Kg/m^3)
 VOD = velocidad de la detonación (m/s)
 N = constante de conversión (0,00123 para ANFO). Adimensional

A su vez la potencia rompedora depende del balance de oxígeno del explosivo (moles de oxígeno ocupados o eficiencia de la reacción), es decir, la presión de detonación será mayor cuando el balance de oxígeno tienda a cero. En ese sentido, cuando existe un buen balance de oxígeno, los humos son de color gris claro (Music, 2007).

La VOD (velocidad con la que se propaga la reacción química a través de la columna explosiva durante el proceso de detonación) depende del tipo de explosivo (determina el ángulo de la onda de choque), el diámetro de la carga, el grado de confinamiento y la temperatura del ambiente, donde los tres últimos están en proporción directa a la VOD, por lo tanto, mientras mayor sea el diámetro de la carga, el grado de confinamiento y la temperatura del ambiente, mayor será la velocidad de detonación y, por lo tanto, la presión de detonación (*Internacional Society of Explosives Engineers*, 2008).

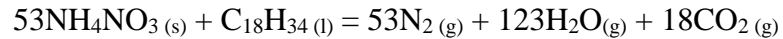
Hoy en día, existe una gran variedad de explosivos dirigidos a la minería, sin embargo, los más utilizados están hechos a base de ANFO.

2.1.2.1. ANFO

La mezcla de nitrato de amonio (*Ammonium Nitrate*) y aceite combustible (*Fuel Oil*) constituye al agente explosivo más utilizado en minería en la actualidad, el ANFO, debido a su bajo costo y fácil transporte. Su uso principal se da bajo la forma de una pequeña esfera porosa (*prill*) mezclada con aceite combustible (6% de diésel). Tiene una VOD relativamente baja a mediana (3000 – 4500 m/s) y no tiene resistencia al agua. Los vacíos en el *prill* cumplen dos funciones (*Internacional Society of Explosives Engineers*, 2008):

- Permiten retener el aceite combustible de manera uniforme y cercana.
- Mejoran la sensibilidad al actuar como “puntos calientes” de alta temperatura o puntos de iniciación.

La reacción química general que origina la explosión del ANFO libera 3,7 MJ/Kg donde:



En general, el rendimiento de los *prills* de ANFO varía de acuerdo con el grado de absorción de petróleo y tamaño, de tal manera, que a mayor absorción y menor diámetro (o aumento de densidad) aumenta la velocidad de detonación.

Hoy en día, existe una gran variedad de mezclas elaboradas a base de nitrato de amonio en *prills*, sin embargo, al cargar los pozos con explosivos hay que tener en cuenta la presencia de agua, ya que el nitrato de amonio es altamente soluble en agua provocando que el ANFO se desestabilice y pierda su poder rompedor. Las principales variedades de ANFO son:

- ANFO a Granel: es un agente de tronadura que se mezcla y carga *in-situ* mediante camiones especialmente diseñados para tronaduras de superficie, especialmente cuando se desea una moderada concentración de carga.
- ANFO Aluminizado: ANFO que contiene aluminio en gránulos en su formulación. Este aumenta su poder energético y puede variarse en función de los requerimientos del material a tronar. Son apropiados para tronaduras de superficie en terreno seco, cuando se desea alta concentración de carga.
- ANFO Liviano: es un agente de tronadura que contiene en su formulación elementos reguladores de densidad, que les confiere una menor densidad y una mayor sensibilidad respecto al ANFO normal. Esta característica baja la concentración de carga y optimiza la distribución de energía para reducir el daño al contorno. Tiene nula resistencia al agua.

2.1.2.2. Emulsiones

Los explosivos en emulsión consisten en dispersiones de soluciones acuosas oxidantes (agua y sales de nitrato) en un medio oleoso. La fase de aceite o fase continua (externa) rodea y reviste todas las gotitas de oxidante y consiste, por lo general, en aceite o cera o una combinación de ambos. Por otro lado, la fase acuosa o fase discontinua (interna) consiste en gotitas microscópicas que se mantienen separadas y rodeadas por el aceite (*International Society of Explosives Engineers*, 2008). Las emulsiones se pueden mezclar con ANFO, resultando lo que se conoce como ANFO pesado con el fin de darle mejor comportamiento al ANFO frente a la humedad.

2.1.3. Elementos básicos para la ejecución de la tronadura

Un pozo de tronadura se compone en gran parte del agente de tronadura el cual genera la onda de choque y libera los gases involucrados en la fragmentación de la roca. Sin embargo, existen otros elementos que se utilizan para poder iniciar la reacción del agente explosivo. En la figura 2.4 se ilustran los elementos principales para cargar un pozo e iniciar una detonación.

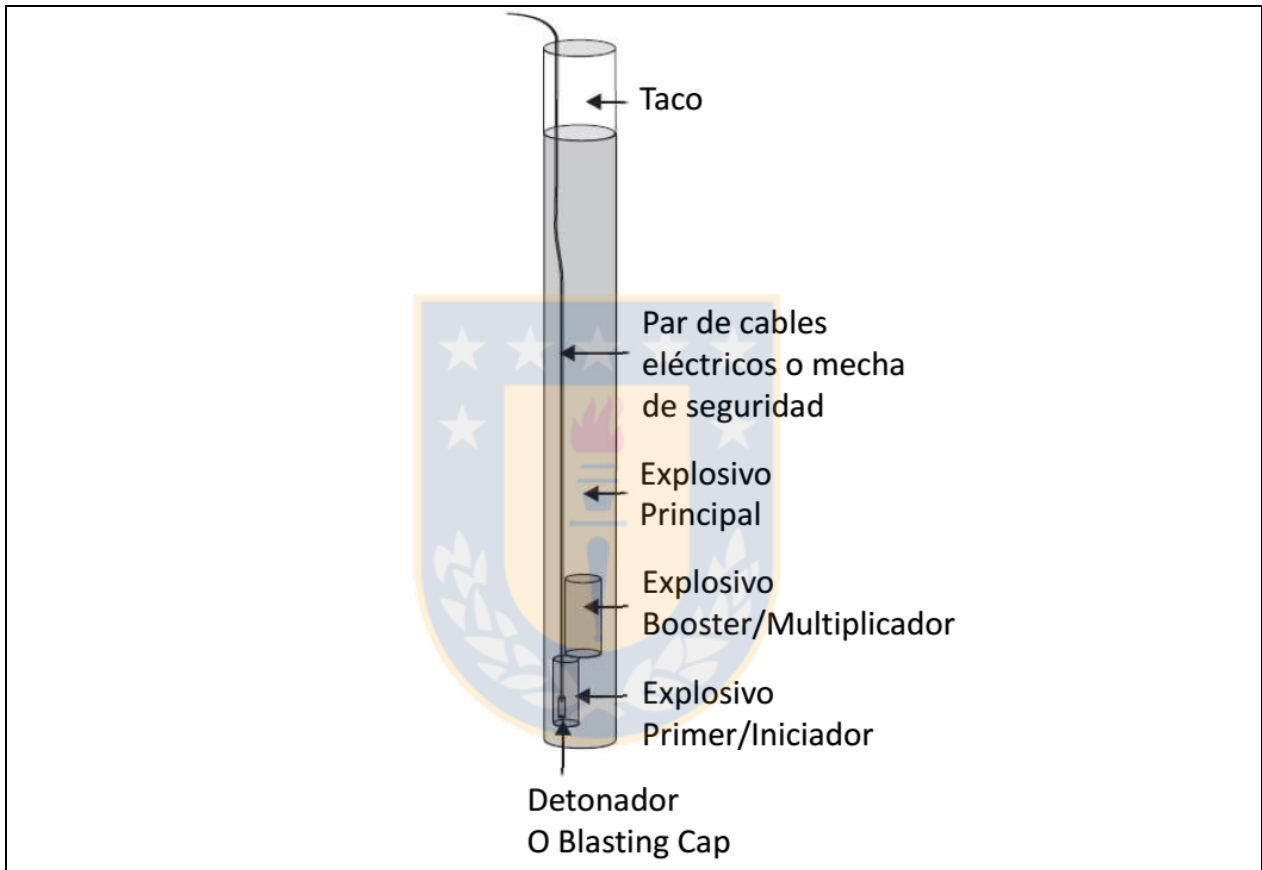


Figura 2.4: Ejemplo de columna explosiva en minería de rajo abierto. Tomado de López Jimeno (2003).

Los detonadores son dispositivos que inician la detonación compuestos por un explosivo primario y uno secundario en pequeñas cantidades (cuya manipulación debe ser muy cuidadosa), comúnmente conectados a una línea de transmisión. En la actualidad, existen tres tipos de detonadores:

- Detonadores eléctricos: se inician por una corriente eléctrica que pasa por unos cables eléctricos de cobre conectados al detonador.

- Detonadores no eléctricos o NONEL: se inician gracias a la energía de choque que se transmite por un tubo de impacto o la energía explosiva de un cordón detonante relleno comúnmente con PETN (explosivo secundario).
- Detonadores electrónicos: son activados remotamente debido a un circuito electrónico.

Todo detonador tiene definido un tiempo de retardo medido en milisegundos desde el momento en que es encendido hasta que detona. Lo anterior, tiene una implicancia enorme en la interacción de la energía generada entre cada pozo y, por ende, en el daño hacia el macizo rocoso. Finalmente, los explosivos *primer* y *booster* amplifican la energía del detonador, los cuales están en menor cantidad que el agente explosivo principal que es insensible si no reacciona con un explosivo primario o secundario.

2.2. Diseño y ejecución de tronadura

Al momento de planificar una malla de disparo se deben tener en consideración distintos parámetros geométricos en función de los objetivos de la mina y la tronadura, los cuales tendrán incidencia directa sobre la cantidad de energía liberada. En general, en el diseño de una malla de disparo para un rajo abierto se deben considerar los parámetros de la figura 2.5: el diámetro del pozo, el espaciamiento entre pozos y filas, el *Burden*, la sobreperforación o pasadura, la altura del banco, el largo del pozo, el largo del taco, el largo de la columna explosiva, el ángulo del tiro y el espesor de la pata.

En la práctica, el espaciamiento y el *Burden* se dividen en teóricos y reales. El espaciamiento teórico corresponde a la distancia entre pozos en filas paralelas a la cara libre, mientras que el *Burden* teórico es igual a la distancia a la cara libre. Por otro lado, el espaciamiento y *Burden* reales dependen de la secuencia de iniciación.

Con respecto a la ejecución de una malla de disparo se hace referencia a:

- La secuencia de salida de una malla de disparo. En rajo abierto suelen ser iniciadas por filas paralelas a la cara libre, aunque también pueden ser iniciadas en V o en echelón.

- El tiempo de retardo entre cada pozo y entre cada fila a escala de milisegundos los que controlarán la amplificación de la energía explosiva generada por cada pozo de acuerdo con el principio de superposición.

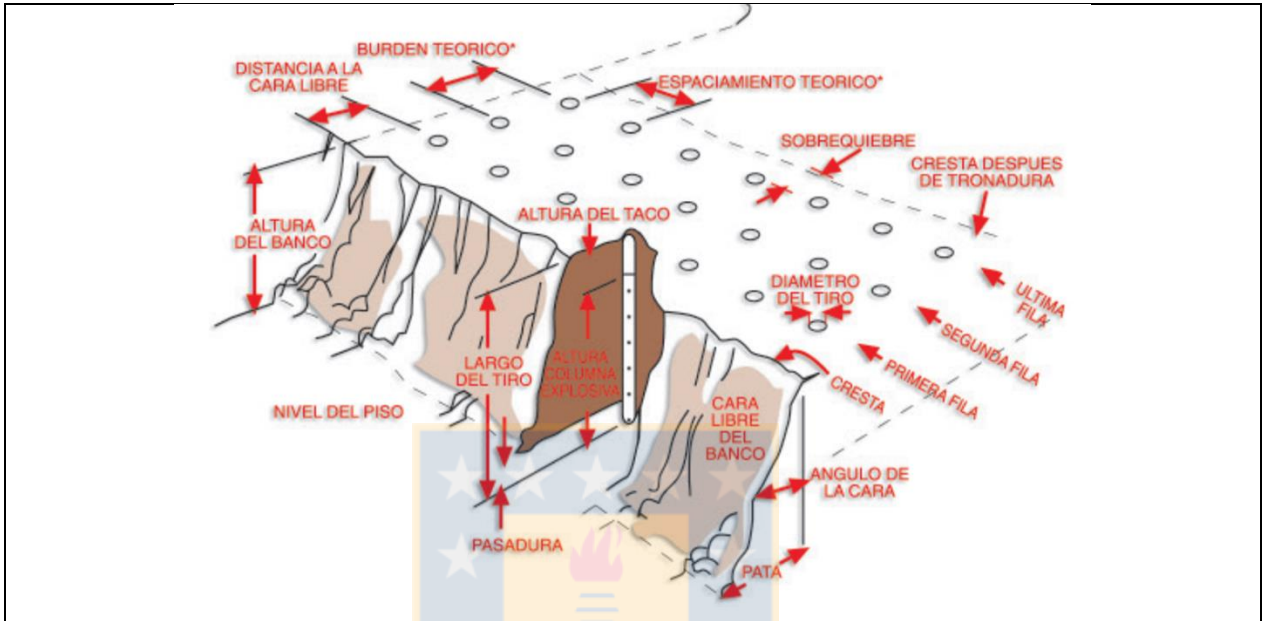


Figura 2.5: Ejemplo de diseño de una tronadura de producción. Ilustración de parámetros geométricos gracias a gentileza de ENAEX.

La figura 2.5 ilustra una malla de disparo la cual puede ser de producción (mena o ganga) o de contorno. El objetivo principal de una tronadura de producción es fragmentar la roca a un tamaño adecuado, aunque sin dejar de lado el resto de los propósitos (por ejemplo, el daño en campo lejano). Por el contrario, cuando el objetivo principal es minimizar el daño hacia el macizo rocoso se ejecutan tronaduras controladas, típicas de mallas de disparos adyacentes a la pared final del rajo (tronadura de contorno).

Una tronadura de contorno o *smooth wall blasting* se ejecuta comúnmente usando filas *buffer*, es decir, pozos con diámetros de perforación más pequeños, menos profundos, disminuyendo el *Burden* y el espaciamiento (Tunstall y otros, 1997). Además, la pasadura es reducida o eliminada en la última fila de pozos, como se ilustra en la tabla 2.1. En casos críticos, se pueden usar cargas desacopladas (vertical u horizontalmente), las cuales disminuyen la presión de detonación en el pozo y la energía que se propaga por el macizo rocoso (ya que están en proporción directa).

Tabla 2.1: Ejemplo de diseño de tronadura de contorno con tres filas de pozos. Tomado de Tunstall y otros (1997).

Parámetros	Primera fila	Fila del medio	Última Fila
Profundidad del pozo (m)	13,6	13,3	10,0
Diámetro del pozo (mm)	165	165	165
Pasadura (m)	1,3	1,3	0
Buzamiento del pozo (°)	80	90	90
<i>Burden</i> (m)	5	5	4
Espaciamiento (m)	6	6	3
Carga de explosivo (HEET) en la base (m)	3	-	-
Carga de la columna (ANFO) (m)	5,8	7,5	2,0
Taco (m)	4,8	5,8	4,0
Factor de carga (g/t) de ANFO	218	124	97

Como complemento a la tronadura de contorno, es común la ejecución de una tronadura de precorte o *pre-splitting*, el cual corresponde a una fila de pozos con espaciamiento reducido, bajo factor de carga, diámetros pequeños y comúnmente sin pasadura, el cual tiene como objetivo restringir la penetración de gases y las vibraciones hacia la pared final, además de definir el plano final del banco.

La implicancia de un precorte resulta en la generación de grietas entre pozos adyacentes a la línea de precorte donde se produce un plano de debilidad estructural mediante una grieta que se extiende a lo largo de la línea de precorte (Figura 2.6).

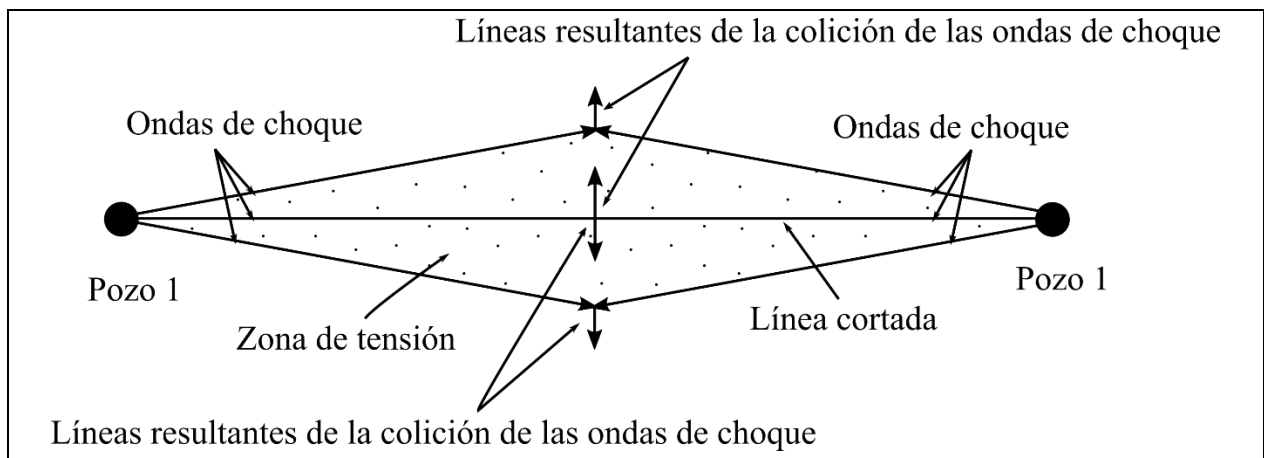


Figura 2.6: Mecánica de una tronadura de precorte. Tomado de la *International Society of Explosives Engineers* (2008).

En algunas ocasiones, posterior a una tronadura de contorno y el precorte, se ejecuta una tronadura de recorte o *trim blasting*, cuyo objetivo es remover el material en exceso de la pared final del rajo con cargas usualmente desacopladas.

A modo de resumen, se usan cuatro tipos de tronadura en minería de rajo abierto, las cuales determinarán de acuerdo con su diseño y ejecución la cantidad de energía que se propaga por el macizo rocoso:

- Tronaduras de producción (tronadura que no llega a pared final)
- Tronaduras de contorno (tronadura a pared final o contorno de fase)
- Tronaduras de precorte (Parte de tronadura de contorno para evitar daño hacia pared)
- Tronaduras de recorte (Parte de tronadura de contorno para evitar daño hacia pared)

Cada una de las tronaduras mencionadas tendrá una consecuencia directa en la energía que se genere y se propague por el macizo rocoso para generar daño, por lo que el ingeniero debe tener en consideración todas las variables de control para cumplir con los objetivos de cada tronadura. En general, los niveles de vibración máxima de partícula PPV son mayores en tronaduras de producción, sin embargo, como se verá en el Capítulo 4, la relación de distancia que existe entre una malla de disparo y un mecanismo de inestabilidad será un factor trascendental, por lo que el daño en campo lejano no sólo estará asociado con tronaduras de producción. En ese sentido, también hay que tener en cuenta los niveles de vibración de las tronaduras controladas, las cuales pueden estar tan involucradas como las tronaduras de producción en la generación de daño en campo lejano.

3. DAÑO POR TRONADURA EN TALUDES

3.1. Concepto de daño por tronadura en el macizo rocoso

Durante el proceso de tronadura es muy importante evaluar el rendimiento desde el punto de vista de la fragmentación ya que tiene una incidencia económica directa, sin embargo, resulta riesgoso dejar de lado la influencia del daño sobre el macizo rocoso intervenido. En ese sentido, la evaluación del daño y un buen control de la tronadura permiten no sólo mantener la seguridad operacional en el rajo, sino que también resulta clave en el cumplimiento del diseño minero.

En términos generales, el daño inducido por tronadura es todo cambio que reduce las propiedades resistentes del macizo rocoso como material físico.

De acuerdo con la literatura y opiniones de expertos en tronadura el daño sobre el macizo rocoso debido a este proceso es causado por tres mecanismos distintos:

- A través de la generación de nuevas fracturas al ser superada la resistencia dinámica de la roca.
- Por extensión y apertura de fracturas existentes debido a una excesiva presión de gases.
- Al provocar inestabilidad de un mecanismo de falla (falla plana, cuña, vuelco, deslizamiento circular, etc) que en condiciones estáticas era estable.

En general, en la evaluación del daño por tronadura intervienen varios parámetros físicos, sin embargo, la importancia de cada uno de ellos depende de la distancia de la zona afectada con respecto a la secuencia de tronadura. En ese sentido, es común que se evalúe el daño en dos campos:

- Daño en campo cercano: distancia menor o igual a 5 veces la longitud de la carga explosiva.
- Daño en campo lejano: distancia mayor a 5 veces la longitud de la carga explosiva.

Los límites de lo que se considera daño en campo cercano y lejano muchas veces no son fijos y no responden a criterios empíricos. Es por esto, que resulta importante establecer un límite a la hora de hacer una evaluación de daño.

3.2. Daño en campo cercano

Teóricamente, la magnitud del daño producido por tronadura es directamente proporcional a la energía de la onda de choque generada por la detonación de explosivos, la cual está en estrecha relación a la velocidad máxima de partícula o PPV (*peak particle velocity*), donde la energía será proporcional al cuadrado de la velocidad. En ese sentido, es muy común ver modelos de daño en campo cercano en relación con los rangos PPV, como lo indica la figura 3.1. Sin embargo, estos límites no son fijos y dependen de las características de cada macizo rocoso.

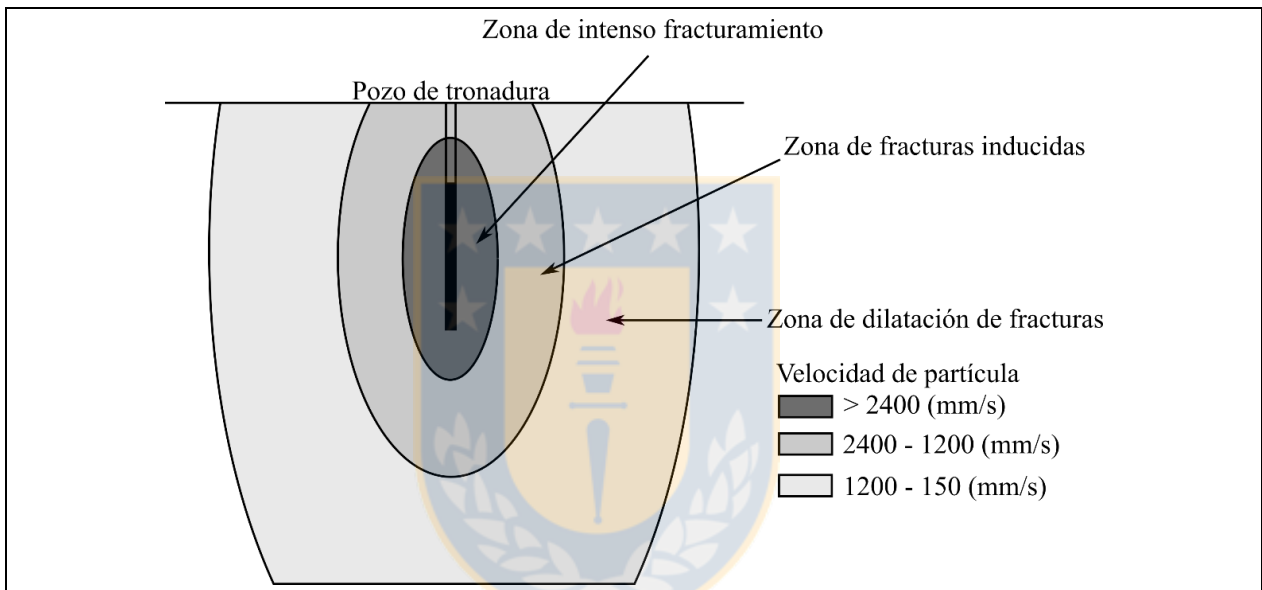


Figura 3.1: Modelo esquemático de fracturamiento por tronadura. Gentileza Davey Bickford..

En general, existen varios parámetros que caracterizan a la onda de choque. Uno de estos hace alusión a su velocidad, donde se distinguen:

- La velocidad a la cual la onda se mueve a través del medio y que depende de su densidad.
- La velocidad de partícula describiendo las pequeñas oscilaciones de las partículas excitadas.

Como la onda de choque es una onda sísmica, el concepto de daño se puede abordar desde esa perspectiva. En ese sentido, el proceso de tronadura produce sólo ondas compresivas (ondas P), las cuales se transforman gradualmente a ondas de cizalle (ondas S) al incidir sobre superficies de discontinuidad y en ondas superficiales al llegar a la interfaz del macizo rocoso con la atmósfera.

Considerando lo anterior, conviene relacionar el daño principalmente al comportamiento de la onda compresiva, aunque no hay que despreciar del todo el resto de los movimientos oscilatorios. Teniendo en cuenta los parámetros de velocidad de la onda P, la deformación sobre los macizos rocosos producto de los esfuerzos aplicados asociados a las vibraciones será:

$$PPV_c = \varepsilon_c V \quad \text{Ecuación 3.1}$$

Donde:

- ε_c = deformación crítica antes de que se produzca fracturamiento de roca intacta (adimensional)
- PPV_c = velocidad máxima crítica de partícula o vibración que es capaz de resistir la roca antes del fracturamiento (mm/s) * 1000
- V = velocidad de propagación de la onda compresiva (m/s)

Debido a que el fracturamiento de la roca intacta producto de la tronadura se genera principalmente mediante mecanismos de tracción, es conveniente expresar la deformación en términos de la resistencia a la tracción, donde:

$$\varepsilon_c = \sigma_t / E \quad \text{Ecuación 3.2}$$

Donde:

- σ_t = resistencia a la tracción de la roca intacta (Pa)
- E = módulo de elasticidad de Young (N/m²)

En general, la resistencia a la tracción es un poco difícil de medir y es más inusual. Por otro lado, se puede considerar que la resistencia a la tracción de las rocas suele variar entre el 5 y 10% del valor de su resistencia a la compresión simple (Duncan, 1999). Puesto que la resistencia a la tracción es siempre mucho menor que su resistencia a la compresión, la ecuación 3.2 se puede expresar como:

$$\begin{aligned} \varepsilon_c &= \sigma_c / 12 E \\ \therefore PPV_c &= \sigma_c V / 12 E \end{aligned} \quad \text{Ecuación 3.3}$$

Donde:

- σ_c = resistencia a la compresión simple de roca intacta (Pa)

De acuerdo con la ecuación 3.3, se han establecido límites de daño empíricos en función de la velocidad máxima crítica de partícula (PPV_c), inherente a un punto del macizo rocoso versus la velocidad máxima de partícula (PPV), en donde:

- Si $PPV > 4PPV_c$: se produce daño por pulverización alrededor del pozo.
- Si $PPV_c < PPV < 4 PPV_c$: se originan fracturas nuevas.
- Si $\frac{1}{4} PPV_c < PPV < PPV_c$: se extienden y abren fracturas preexistentes.

El problema de estos límites empíricos es que muchas veces no se aplican a la realidad, considerando la gran cantidad de heterogeneidades y anisotropía de los macizos rocosos, por lo que muchas veces resultan ser valores triviales (Adamson, comunicación personal, 2017).

Una forma práctica de evaluar el daño en campo cercano sobre los macizos rocosos ha sido observar las consecuencias de la tronadura para establecer límites empíricos de daño. En ese sentido, Tunstall y otros (1997) mediante examinación visual en sondajes de diamantina detrás de la pared final en tronadura de contorno, establecieron relaciones entre la velocidad máxima de partícula y los mecanismos principales de daño observados para un macizo rocoso compuesto por traquitas en la mina El Soldado (Tabla 3.1). En ella, al contrario del criterio de la ecuación 3.3, no sólo asumen que el daño en campo cercano se puede producir por fracturamiento de roca intacta, sino también por abertura y extensión de fracturas rellenas y pérdida de cohesión en los planos de discontinuidad.

Tabla 3.1: Relación PPV con daño en campo cercano. Tomado de Tunstall y otros (1997).

Descripción	Principal mecanismo de daño	Velocidad máxima de partícula (mm/s)
Daño menor	Pérdida de cohesión de fracturas	>500
Daño significativo	Abertura y extensión de fracturas rellenas con calcita	>900
Daño mayor	Fracturamiento de roca intacta	>2000

Los criterios de daño mencionados anteriormente son utilizados en la mayoría de los análisis de daño en campo cercano y a veces campo lejano. Sin embargo, es muy difícil generar

fracturamiento de roca intacta en campo lejano, ya que la velocidad máxima de partícula cae exponencialmente conforme aumenta la distancia desde el foco emisor de energía (más detalles en Capítulo 4), por lo que es necesario analizar el daño en campo lejano con otras acepciones.

3.3. Daño en campo lejano

Como se mencionó anteriormente, la evaluación del daño a mayores distancias desde la tronadura es diferente, ya que es más improbable generar fracturamiento de roca intacta. En ese sentido, es más probable generar daño por apertura y extensión de fracturas y por activación de mecanismos de inestabilidad preexistentes.

Si bien es cierto, existen numerosos estudios que extrapolan los umbrales de daño de la ecuación 3.3 hacia el campo lejano sobre macizos rocosos, la mayoría de los trabajos en relación con vibraciones por tronadura atacan los problemas que generan las perturbaciones sobre obras civiles. En ese sentido, es muy típico ver criterios de evaluación de daño relacionados al par PPV-frecuencia, utilizados en la estimación de daño estructural sobre obras civiles. Estos criterios se asocian a numerosos estándares internacionales que establecen los niveles de vibración permitidos a determinadas frecuencias (Figura 3.2). En general, los umbrales de daño para bajas frecuencias son menores dado un determinado valor de PPV, en cambio, para frecuencias más altas los umbrales aceptan valores de PPV relativamente más altos.

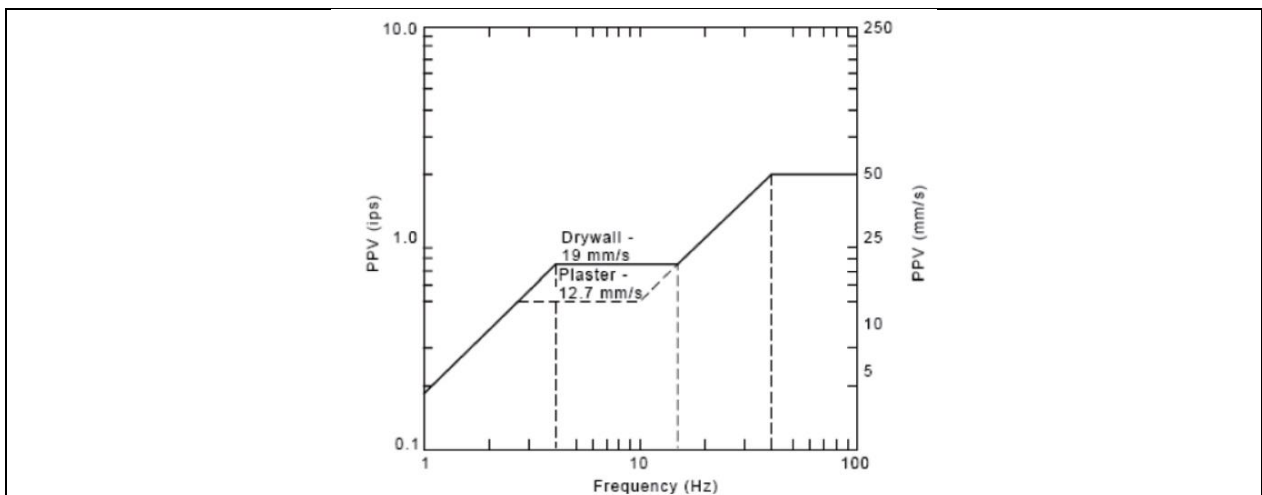


Figura 3.2: Umbrales de seguridad para casas afectadas por vibraciones de tronadura. Criterio según el *United States Bureau of Mines*.

En el presente trabajo se pretende evaluar el daño en campo lejano, pero sobre los macizos rocosos, por lo que se utilizará una perspectiva distinta de evaluación considerando los potenciales mecanismos de inestabilidad en los taludes de un rajo abierto. En ese sentido, una diversidad de enfoques pueden ser usados para evaluar la estabilidad de un talud sujeto a vibraciones por tronadura, tales como los enfoques pseudo-estático, dinámico, empírico, energético, etc.

El análisis de estabilidad de taludes afectados por eventos sísmicos regionales mediante un enfoque pseudo-estático, de gran uso en geotecnia actualmente, se basa en la aplicación de un coeficiente sísmico equivalente a un factor de la aceleración máxima de partícula (PGA) derivada de la sismicidad histórica de la zona de interés.

Mientras que el enfoque pseudo-estático ha sido extensamente aceptado en el análisis sísmico de estabilidad de taludes, según Wong y Pang (1992) su validación no ha sido demostrada para análisis de vibración por tronadura ya que, a diferencia de las vibraciones por eventos sísmicos regionales, las vibraciones por tronadura están caracterizadas por pulsos de corta duración (< 1 s) y alta frecuencia (> 5 Hz), de acuerdo con la Figura 3.3.

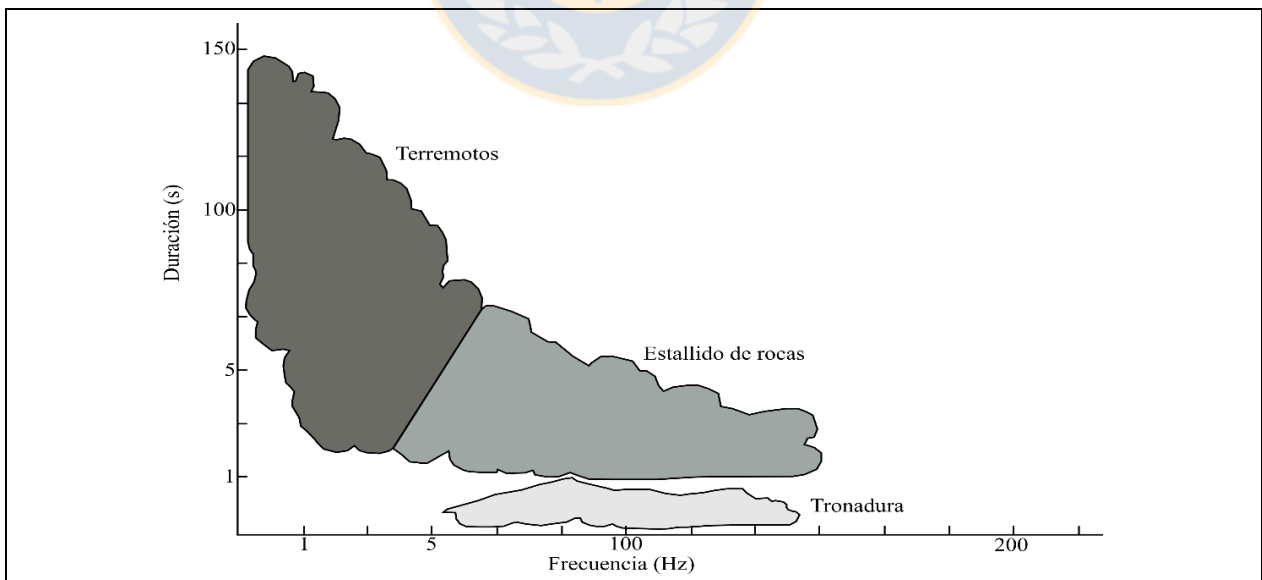


Figura 3.3: Comparación de duración vs frecuencia entre terremotos, estallidos de roca y tronaduras. Tomado de Lorig (1997).

El uso de una inercia pseudo-estática afectada por una fuerza derivada de un sismo regional, ha sido útil para encontrar factores de seguridad dinámicos menores a uno (condición de fallamiento), incluso para taludes con un elevado factor de seguridad estático. Sin embargo, debido a resultados no muy realistas, generalmente se cree que usando un enfoque pseudo-estático para analizar problemas de vibraciones por tronadura es muy conservador (Wong y Pang, 1992).

Por otro lado, el enfoque energético aborda el problema considerando la energía de vibración de la onda de choque y su efecto sobre los mecanismos de inestabilidad en el macizo rocoso. En ese sentido, Wong y Pang (1992) utilizan este enfoque para evaluar la estabilidad de un bloque de roca en dos dimensiones en equilibrio límite sobre una estructura geológica (falla), sin cohesión, equivalente geotécnicamente a un mecanismo de fallamiento plano, que recibe una perturbación producto de la tronadura (Figura 3.4), basado en el Principio de Conservación de la Energía. En ese sentido, la velocidad máxima de partícula resulta ser un parámetro clave en el análisis, ya que describe la magnitud máxima de la energía de la onda de choque, donde esta será proporcional al cuadrado de la velocidad ($E \propto V^2$).

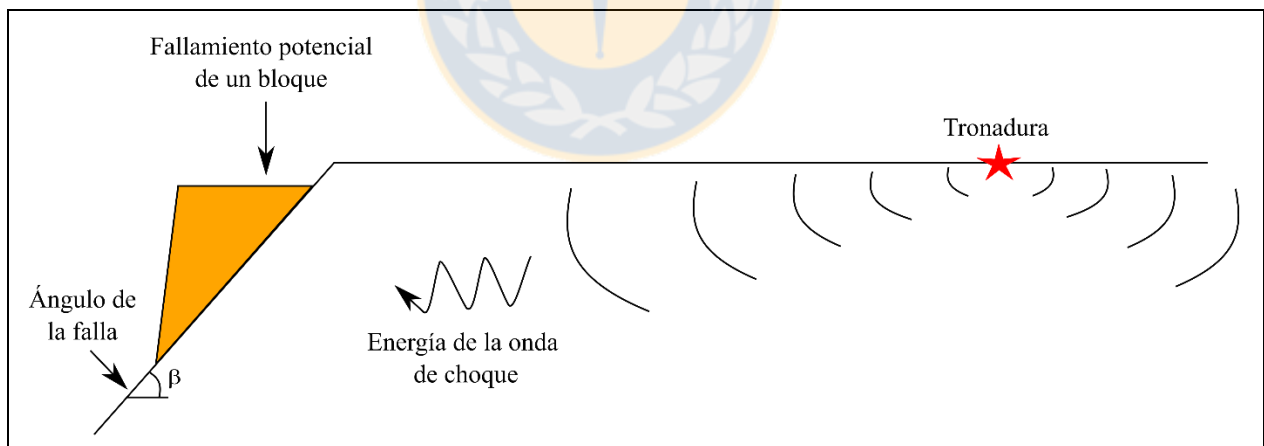


Figura 3.4: Propagación de energía de la onda de choque producto de la tronadura. Modificado de Wong y Pang (1992).

Si se asume que el bloque de roca en cuestión se mueve debido a la energía transmitida por la onda de choque y no se deforma en el trayecto (Figura 3.5), la energía total del mismo, de acuerdo con el Principio de Conservación de la Energía, se puede descomponer en:

$$(E_c + E_p)_i = (E_c + E_p)_f + \text{Pérdida de Energía} \quad \text{Ecuación 3.4}$$

Donde:

E_c = energía cinética (J)

E_p = energía potencial (J)

i = estado inicial del cuerpo al momento que recibe la perturbación

f = estado final del cuerpo en reposo una vez que termina la perturbación

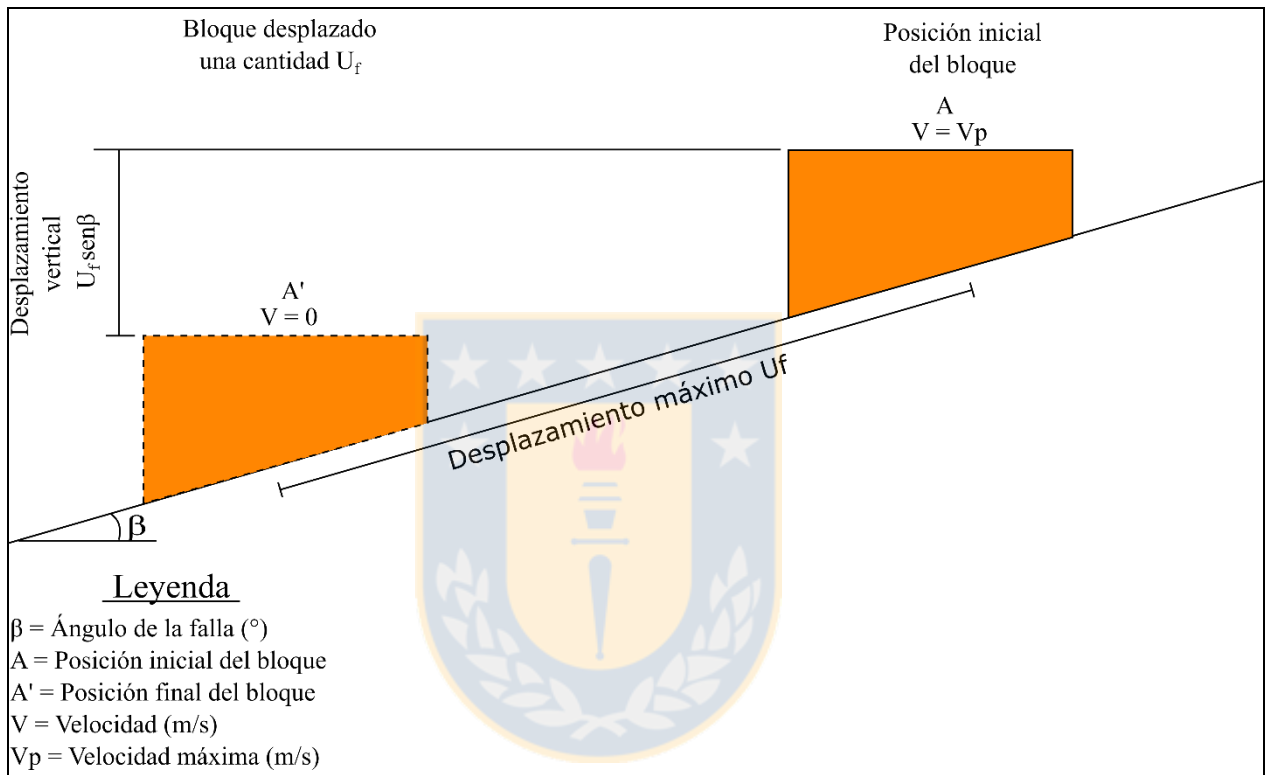


Figura 3.5: Esquema de bloque rígido que se mueve sobre un plano inclinado. Modificado de Wong y Pang (1992).

Como se muestra en la figura 3.5, el bloque de roca es forzado por una onda de choque inducida por tronadura a adquirir una velocidad máxima V_m . Si no hay movimiento relativo entre el bloque de roca y el plano de falla antes que el bloque adquiriera una velocidad V_m , entonces la magnitud de ésta será igual o menor a la velocidad máxima de partícula. Finalmente, el bloque pasa a un estado de reposo ($V=0$) después que se ha movido pendiente abajo una cantidad U_f mientras dura la vibración.

Considerando la ecuación 3.4, la energía perdida por el desplazamiento (despreciando la pérdida por amortiguación y liberación de calor), será:

$$Pérdida de Energía = Ec_{inicial} + (Ep_{inicial} - Ep_{final})$$

$$Ec_{inicial} = \frac{1}{2} m V_m^2 = \frac{1}{2} \frac{W}{g} V_m^2$$

$$Ep_{inicial} - Ep_{final} = mgh_1 - mgh_2 = W (\Delta h) = WUf\text{sen}\beta$$

$$\therefore \text{Pérdida de Energía} = \frac{1}{2} \frac{W}{g} V_m^2 + WUf\text{sen}\beta \quad \text{Ecuación 3.5}$$

Donde:

m = masa del bloque de roca (Kg)

g = aceleración gravitacional (m/s^2)

h₁ = altura del centro de gravedad del cuerpo en su posición inicial (m)

h₂ = altura del centro de gravedad del cuerpo en su posición final (m)

W = peso del bloque de roca (N)

Uf = desplazamiento paralelo al plano de falla (m)

β = ángulo del plano de falla ($^\circ$)

La ecuación 3.5 corresponde a la Ecuación Fundamental de la Energía y es el pilar principal del enfoque energético en el análisis de daño realizado por Wong y Pang (1992). Sin embargo, para aplicar esta ecuación en vibraciones por tronadura y considerando que la velocidad inicial del bloque V_m será menor o igual al PPV, en el caso más conservador, la energía perdida será:

$$Pérdida de Energía = \frac{1}{2} \frac{W}{g} PPV^2 + WUf\text{sen}\beta \quad \text{Ecuación 3.6}$$

Debido a que la energía disipada en el plano de falla corresponde al trabajo de una fuerza aplicada paralelamente al plano inclinado para producir desplazamiento del bloque de roca (δ), en términos de esfuerzo de cizalle (τ), la energía perdida será:

$$Pérdida de Energía = \int \tau Ab d\delta \quad \text{Ecuación 3.7}$$

Para relacionar el desplazamiento generado por un esfuerzo de cizalle aplicado en el plano de falla, Wong y Pang (1992) consideran un Modelo Lineal de Desplazamiento por Cizalle (Figura 3.6), el cual asume que el esfuerzo de cizalle (τ) aumenta linealmente con el desplazamiento (δ) hasta que se alcanza un esfuerzo de cizalle crítico (τ_c) en el cual ocurre un desplazamiento crítico (δ_c) del bloque de roca sobre el plano de fractura.

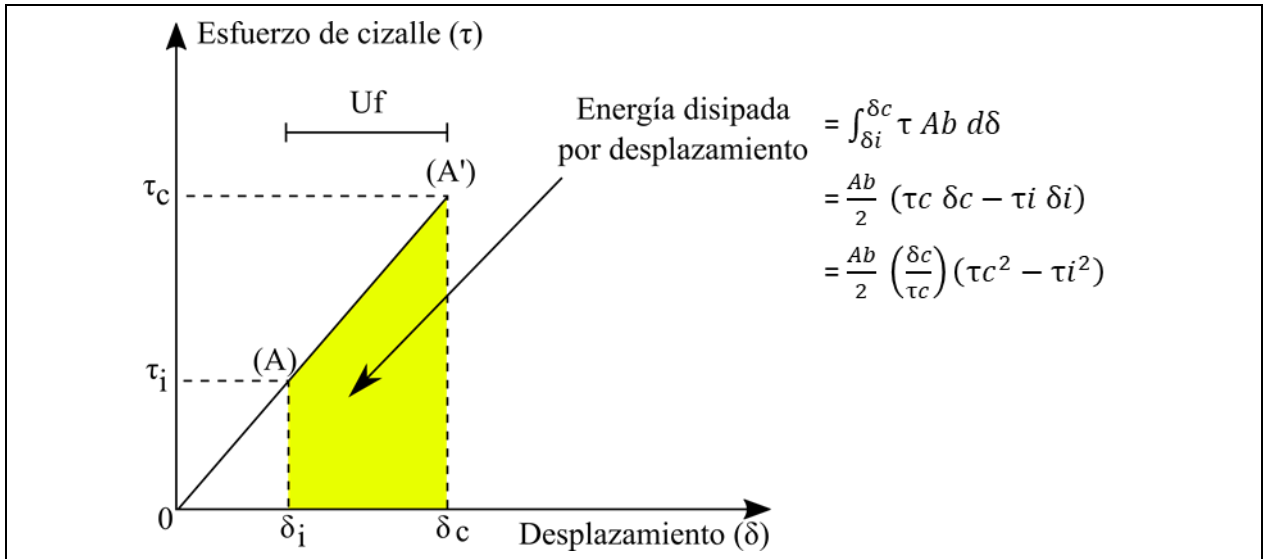


Figura 3.6: Modelo Lineal de Desplazamiento por Cizalle. Ab corresponde a la base del bloque de roca desplazado. Modificado de Wong y Pang (1992).

El significado que tiene el desplazamiento crítico es esencial para entender este tipo de daño por tronadura. De acuerdo con el Modelo Lineal de Desplazamiento por Cizalle y considerando un bloque con comportamiento completamente elástico, cualquier esfuerzo de cizalle aplicado sobre el bloque de roca que sea menor al esfuerzo de cizalle crítico (τ_p), producirá un desplazamiento recuperable después de la tronadura y un retorno a un estado inicial bajo un esfuerzo de cizalle inicial (τ_i). Por lo tanto, este modelo establece que sólo habrá desplazamiento permanente (una vez que cese la tronadura) cuando el esfuerzo de cizalle aplicado sea mayor al esfuerzo de cizalle crítico que es capaz de resistir un bloque de roca.

El esfuerzo de cizalle inicial (τ_i) del bloque de roca en equilibrio límite está relacionado con la fuerza de roce paralela al plano de fractura (Figura 3.7), donde:

$$\tau_i = \frac{W}{Ab} \operatorname{sen}\beta \quad \text{Ecuación 3.8}$$

Para una fractura limpia, apretada y sin cohesión ($c=0$) el esfuerzo de cizalle crítico (τ_c) para generar un desplazamiento crítico (δ_c) se corresponde con un ángulo de fricción interno crítico (ϕ_c) el cual será, según el criterio de Mohr-Coulomb:

$$\tau_c = \frac{W}{Ab} \cos\beta \tan\phi_c \quad \text{Ecuación 3.9}$$

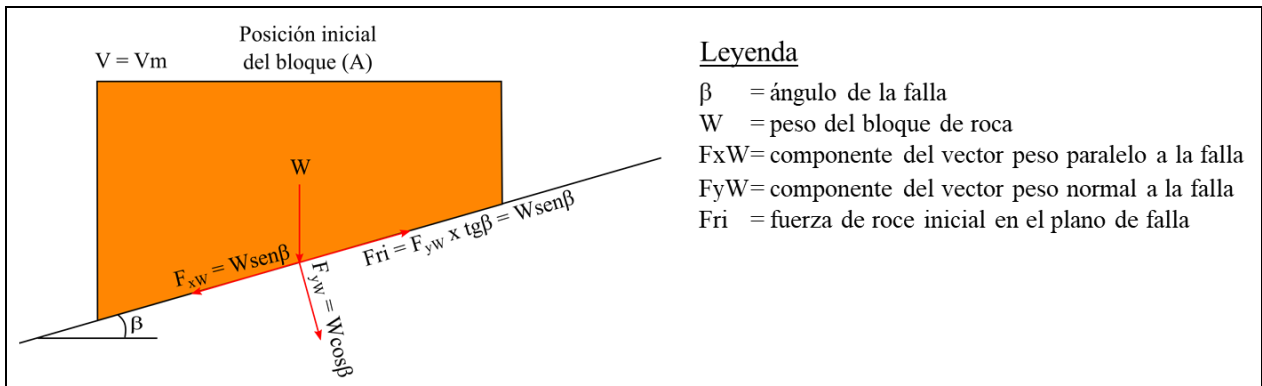


Figura 3.7: Equilibrio límite del bloque de roca en su posición inicial.

Entonces, basado en el Modelo Lineal de Desplazamiento por Cizalle de la figura 3.6, la pérdida de energía en el plano de fractura como resultado del desplazamiento del bloque sobre ella, será:

$$\text{Pérdida de Energía} = \frac{Ab}{2} \left(\frac{\delta_c}{\tau_c} \right) (\tau_c^2 - \tau_i^2) \quad \text{Ecuación 3.10}$$

Mediante arreglos matemáticos al igualar las ecuaciones 3.6 y 3.10, además de asumir el Modelo Lineal de Desplazamiento por Cizalle, la velocidad máxima crítica de partícula (PPVc) a la cual el bloque tendrá un desplazamiento crítico (δ_c), será:

$$\begin{aligned} \frac{Ab}{2} \left(\frac{\delta_c}{\tau_c} \right) (\tau_c^2 - \tau_i^2) &= \frac{1}{2} \frac{W}{g} PPVc^2 + WUf \sin\beta \\ \therefore PPVc^2 &= 2g \left[\frac{Ab}{2} \left(\frac{\delta_c}{\tau_c} \right) (\tau_c^2 - \tau_i^2) - WUf \sin\beta \right] / W \end{aligned} \quad \text{Ecuación 3.11}$$

De acuerdo con la ecuación 3.8, $Ab = W \sin\beta / \tau_i$. Además, considerado que el desplazamiento paralelo al plano de fractura (U_f) corresponde a la diferencia entre δ_c y δ_i , la velocidad máxima crítica de partícula será:

$$\begin{aligned} PPVc^2 &= 2g \left[\frac{W \sin\beta}{2\tau_i} \left(\frac{\delta_c}{\tau_c} \right) (\tau_c^2 - \tau_i^2) - W(\delta_c - \delta_i) \sin\beta \right] / W \\ PPVc^2 &= 2g \left[\frac{\sin\beta}{2\tau_i} \left(\frac{\delta_c}{\tau_c} \right) (\tau_c^2 - \tau_i^2) - (\delta_c - \delta_i) \sin\beta \right] \end{aligned}$$

Por otro lado, el Modelo Lineal por Desplazamiento por Cizalle indica que:

$$\begin{aligned}
 (\delta_c - \delta_i) &= \left(\frac{\delta_c}{\tau_c}\right)(\tau_c - \tau_i) \\
 \therefore PPVc^2 &= 2g\text{sen}\beta \left[\frac{1}{2\tau_i} \left(\frac{\delta_c}{\tau_c}\right) (\tau_c^2 - \tau_i^2) - \left(\frac{\delta_c}{\tau_c}\right) (\tau_c - \tau_i) \right] \\
 PPVc^2 &= 2g\text{sen}\beta \left(\frac{\delta_c}{\tau_c}\right) (\tau_c - \tau_i) \left[\frac{1}{2\tau_i} (\tau_c + \tau_i) - 1 \right] \\
 PPVc^2 &= 2g\delta_c\text{sen}\beta \left(\frac{\tau_c - \tau_i}{\tau_c}\right) \left[\frac{1}{2} \left(\frac{\tau_c + \tau_i}{\tau_i}\right) - 1 \right]
 \end{aligned}$$

Entonces, con las expresiones definidas de τ_i y τ_c en las ecuaciones 3.8 y 3.9 respectivamente, se tiene:

$$\begin{aligned}
 \frac{\tau_c - \tau_i}{\tau_c} &= \frac{\frac{W}{Ab} \cos\beta \tan\phi_c - \frac{W}{Ab} \text{sen}\beta}{\frac{W}{Ab} \cos\beta \tan\phi_c} = 1 - \frac{\tan\beta}{\tan\phi_c} \\
 \frac{\tau_c + \tau_i}{\tau_i} &= \frac{\frac{W}{Ab} \cos\beta \tan\phi_c + \frac{W}{Ab} \text{sen}\beta}{\frac{W}{Ab} \text{sen}\beta} = 1 + \frac{\tan\phi_c}{\tan\beta} \\
 \therefore PPVc^2 &= 2g\delta_c\text{sen}\beta \left(1 - \frac{\tan\beta}{\tan\phi_c}\right) \left[\frac{1}{2} \left(1 + \frac{\tan\phi_c}{\tan\beta}\right) - 1 \right] \\
 PPVc^2 &= 2g\delta_c\text{sen}\beta \left(1 - \frac{\tan\beta}{\tan\phi_c}\right) \left[\frac{1}{2} + \frac{\tan\phi_c}{2\tan\beta} - 1 \right] \\
 PPVc^2 &= 2g\delta_c\text{sen}\beta \left(\frac{\tan\phi_c}{2\tan\beta} + \frac{\tan\beta}{2\tan\phi_c} - 1 \right) \\
 PPVc^2 &= 2g\delta_c\text{sen}\beta \left(\frac{\tan\phi_c}{2\tan\beta} + \frac{\tan\beta}{2\tan\phi_c} - 1 \right) \\
 PPVc &= \sqrt{2g\delta_c\text{sen}\beta \left(\frac{\tan\phi_c}{2\tan\beta} + \frac{\tan\beta}{2\tan\phi_c} - 1 \right)} \quad \text{Ecuación 3.12}
 \end{aligned}$$

La ecuación 3.12 corresponde a la ecuación de Wong y Pang, aplicada a una falla plana y considerando sólo fricción entre ambos bloques, donde el PPVc es velocidad máxima de partícula necesaria para generar un deslizamiento crítico (δ_c), basándose en un Modelo Lineal de Desplazamiento por Cizalle.

De la ecuación 3.12, uno de los parámetros claves del PPVc es el desplazamiento crítico. Este valor puede ser obtenido desde el criterio de Barton (1990), mencionado por Wong y Pang (1992), según la siguiente ecuación:

$$\delta_c = \frac{L}{500} \left[\frac{JRC}{L} \right]^{0,33} \quad \text{Ecuación 3.13}$$

Donde:

JRC = coeficiente de rugosidad a pequeña escala de la discontinuidad (adimensional)

L = longitud de la fractura (m)

Desde el criterio de Barton (1990) se deduce que, para pequeños valores de L y JRC constante, el desplazamiento crítico será menor, por lo tanto, el PPVc para alcanzar δ_c será menor. Esto sugiere que los bloques más pequeños tenderán a un deslizamiento más fácil y, por lo tanto, necesitarán menor energía de vibración.

En el caso de hacer un análisis en tres dimensiones, la falla tendrá una componente de rumbo y manteo (Figura 3.8). Debido a que el manteo de una falla corresponde al ángulo formado entre un plano horizontal y el plano de interés, medido perpendicularmente desde el rumbo, entonces el manteo será el mayor ángulo posible y el desplazamiento del bloque de roca será probablemente en esa dirección.

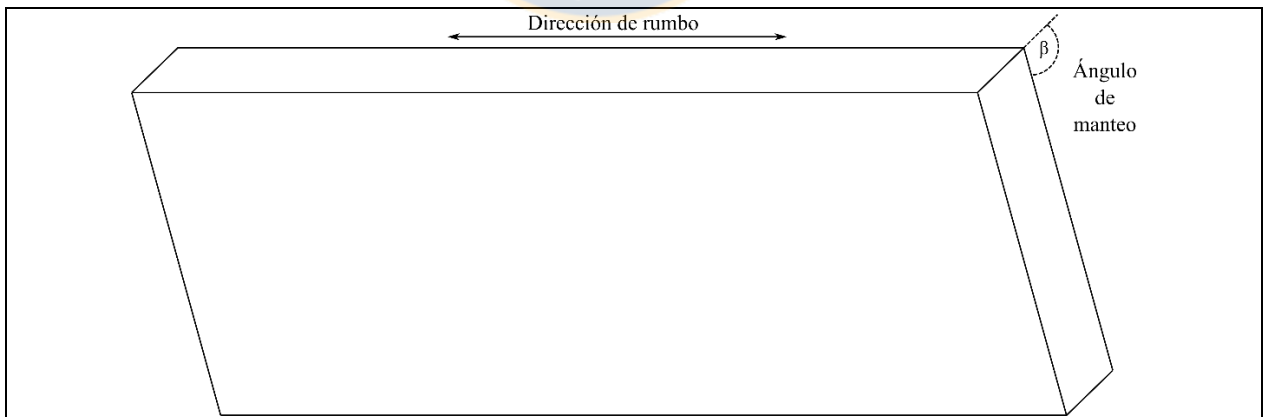


Figura 3.8: Geometría de un plano inclinado con su rumbo y manteo.

Asumiendo un mecanismo de falla plana, la intersección entre el plano de falla y el talud resultará en un ángulo de manteo aparente que será igual al manteo real si es que el rumbo de la falla es paralela al rumbo del talud. Por lo tanto, el ángulo β considerado por Wong y Pang (1992)

corresponderá al manteo de la falla y no al manteo aparente, ya que corresponde a un ángulo β máximo. Por otro lado, el mecanismo de falla plana tiene otras condiciones geométricas para inducir el deslizamiento de la inestabilidad, las cuales se discutirán en el Capítulo 6.

Debido a que el dominio de la ecuación 3.12 está expresado en términos de β , ϕ_c o la relación entre ambos, resulta inevitable fijar un parámetro para entender la variabilidad del PPVc en un gráfico bidimensional. El ángulo de fricción interno de una falla es una característica inherente a su naturaleza, por lo tanto, no depende del manteo de la estructura. En ese sentido, resulta conveniente mantener ϕ_c constante, con el fin de ver la variabilidad del PPVc frente a distintos ángulos de manteo de la discontinuidad. En la figura 3.9 se observa que frente a ángulos de fricción típicos de terreno ($28-34^\circ$), los valores de PPVc decaen de manera lineal a incrementos regulares del manteo de la falla (β), por lo que este parámetro resulta ser preponderante para evaluar los niveles de vibración críticos por tronadura y su efecto sobre la inestabilidad de un bloque de roca sobre una falla plana. Por otro lado, a β constante, los valores de PPVc serán más altos mientras mayor sea ϕ_c .

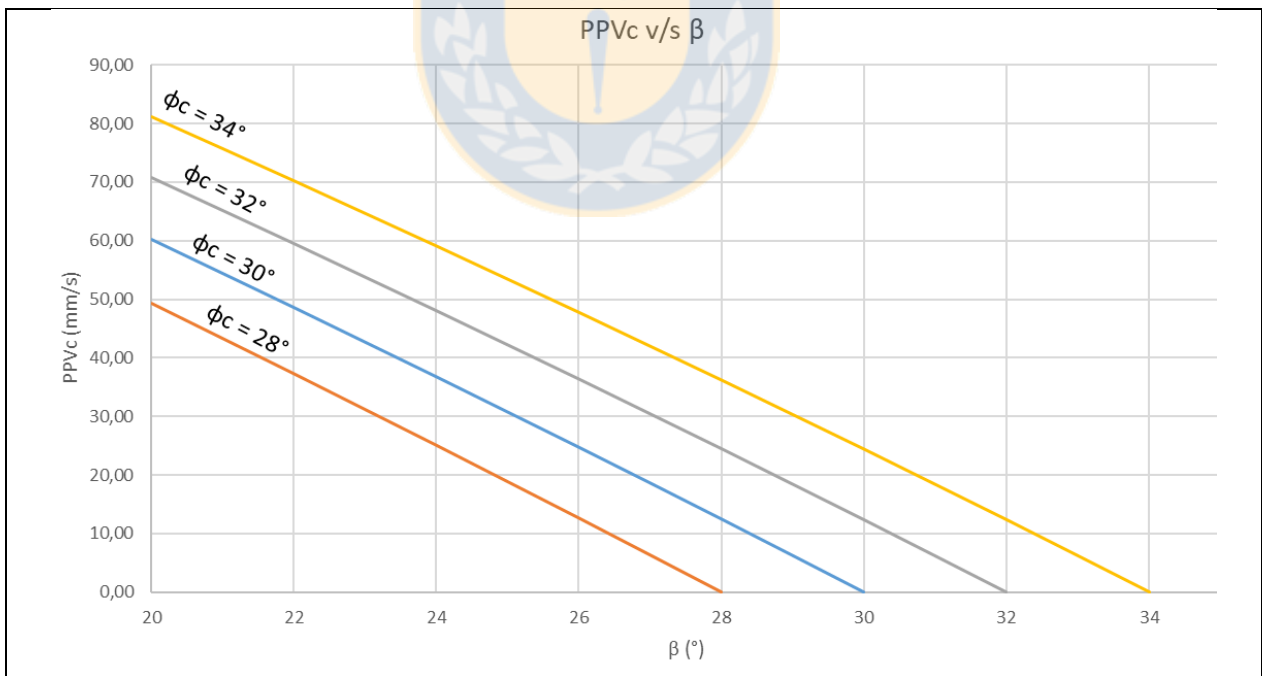


Figura 3.9: Relación entre β y PPVc a ángulos de fricción interna constante. Curvas simuladas con Ecuación de Wong y Pang a un δ_p de 5 mm.

El análisis anterior se hizo suponiendo un desplazamiento crítico de 5 mm, sin embargo, este valor puede resultar ser conservador en muchos casos. El rol que cumple este parámetro es clave al momento de evaluar los niveles de vibración permitidos bajo este criterio de daño, por lo tanto, resulta evidente que el PPVc varía de acuerdo con el δ_c considerado. La figura 3.10 ilustra distintas relaciones de PPVc con respecto a cambios de β , considerando un ángulo de fricción de 28° y distintos desplazamientos críticos. Se observa que, mientras mayor sea δ_c , mayor será la pendiente de la curva que cae de manera exponencial a incrementos regulares de β y, por ende, mientras mayor sea la diferencia entre ϕ_c y β , mayor será la importancia de δ_c en la ecuación 3.12.

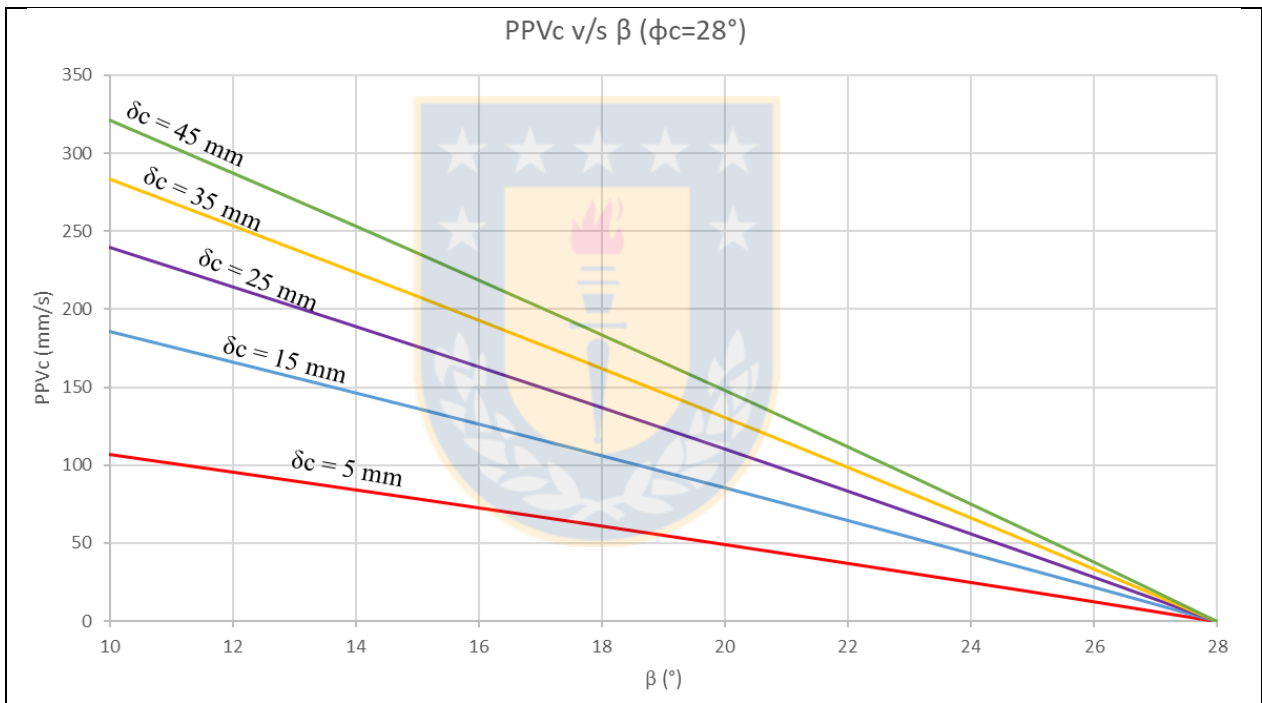


Figura 3.10: Relación entre β y PPVc a δ_p constantes. Curvas simuladas con Ecuación de Wong y Pang a un ϕ_p de 28° .

En teoría, el esfuerzo de cizalle crítico puede ser alcanzado o no durante la tronadura. Anteriormente se indicó que si el bloque de roca tiene un comportamiento completamente elástico (irreal en muchos casos) el cuerpo volverá a su posición original una vez que termine la vibración en la inestabilidad. Sin embargo, si en el momento de la tronadura la resistencia al cizalle crítico (τ_c) es superada, el cuerpo se desplazará una cierta cantidad que será irre recuperable.

En ese sentido, si los valores de PPV superan o no el PPVc de la ecuación 3.12, Wong y Pang (1992) se sitúan en tres escenarios posibles, donde:

1. $PPV < PPVc$
2. $PPV > PPVc$ y $\tau_r > \tau_i$
3. $PPV > PPVc$ y $\tau_r < \tau_i$

Ante estas posibles situaciones, se introduce el término de τ_r , que equivale al esfuerzo de cizalle residual en el plano de falla, luego que se supera el esfuerzo de cizalle máximo (τ_c). De acuerdo con el criterio de Mohr-Coulomb, τ_r equivale a:

$$\tau_r = \frac{W}{Ab} \cos\beta \tan\phi_r \quad \text{Ecuación 3.14}$$

Wong y Pang (1992) se basan en un Modelo Rígido Plástico para relacionar el desplazamiento de un bloque de roca luego que se supera el desplazamiento crítico. En ese sentido, el modelo asume un desplazamiento constante bajo un esfuerzo de cizalle residual como indica la figura 3.11, asumiendo que el bloque es totalmente rígido y no se deforma en el trayecto. La pérdida de energía debido al desplazamiento residual será:

$$\text{Pérdida de Energía} = \tau_r Ab \delta_r \quad \text{Ecuación 3.15}$$

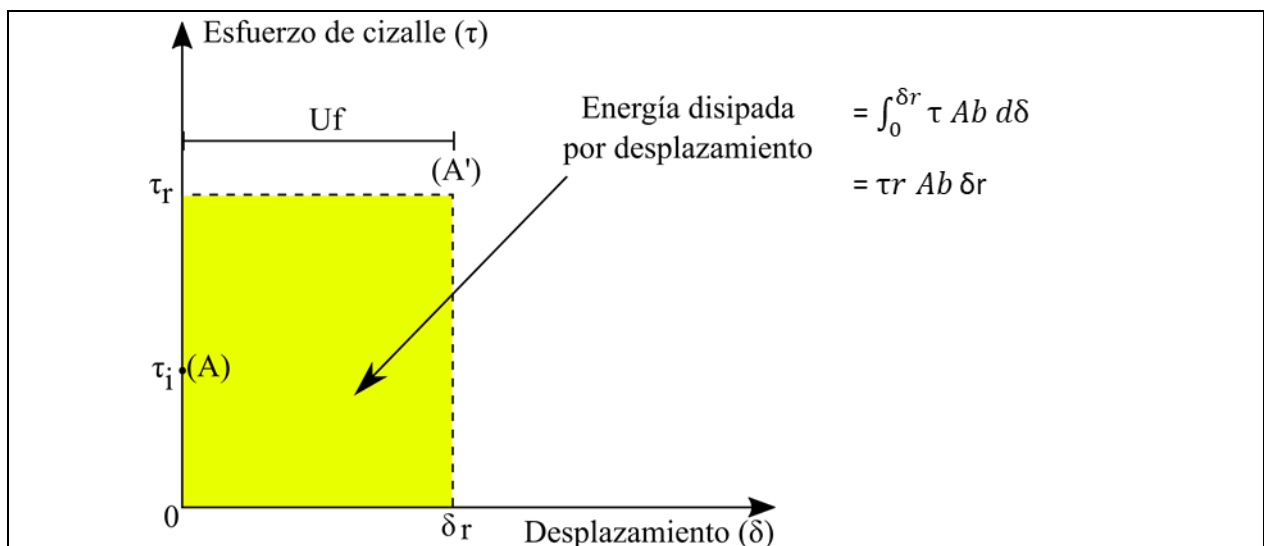


Figura 3.11: Modelo Rígido Plástico. Modificado de Wong y Pang (1992).

En el caso 1, si el $PPV < PPV_c$, entonces todo el desplazamiento producto de la perturbación es recuperado una vez que terminen las vibraciones, por lo tanto, si el bloque de roca es completamente elástico, no habrá desplazamiento permanente. Sin embargo, si el desplazamiento presenta una componente irrecuperable habrá un desplazamiento permanente luego que termine la tronadura. En este caso, el desplazamiento U_f será menor al desplazamiento crítico, donde:

$$U_f \leq \delta_c - \delta_i$$

En el caso 2, si $PPV > PPV_c$, pero $\tau_r < \tau_i$ (Figura 3.12), entonces habrá un desplazamiento permanente una vez que terminen las vibraciones. En este caso, el desplazamiento final será:

$$U_f = \delta_c + \delta_r$$

Donde δ_r corresponde al desplazamiento residual producto de un esfuerzo de cizalle residual. Por otro lado, combinando las ecuaciones 3.6 y 3.17, el desplazamiento final generado por la vibración será:

$$U_f = \frac{1}{2g} (PPV^2 - PPV_c^2) \left(\frac{1}{\tan\phi_r \cos\beta - \text{sen}\beta} \right) \quad \text{Ecuación 3.16}$$

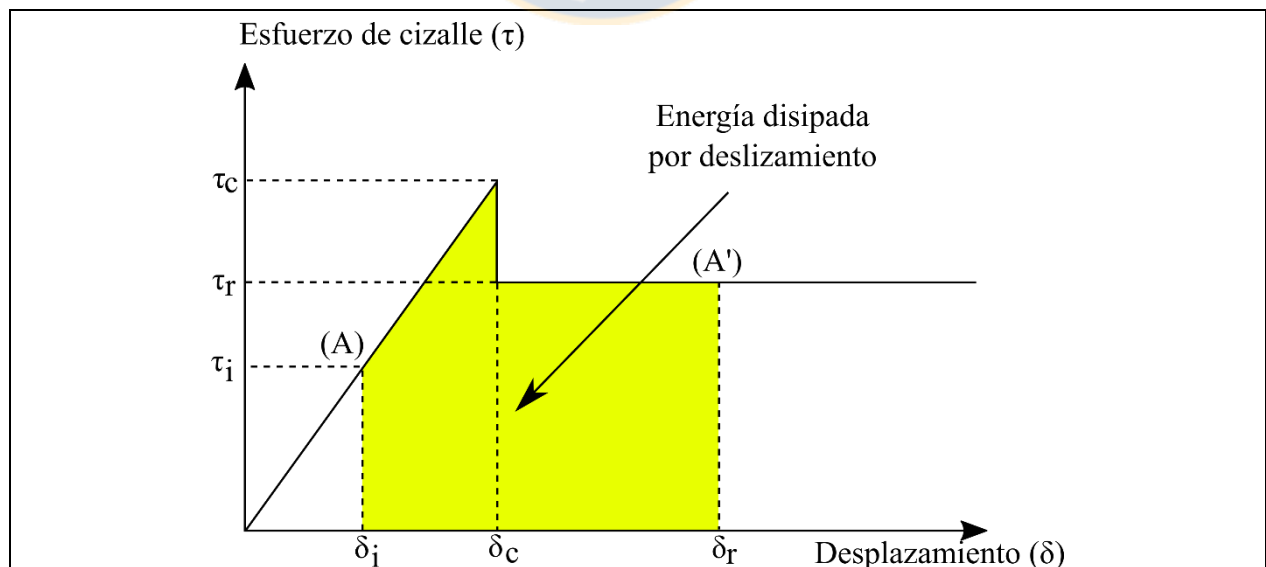


Figura 3.12: Caso de desplazamiento permanente donde $PPV > PPV_c$, pero $\tau_r < \tau_i$. Modificado de Wong y Pang (1992).

Finalmente, en último caso donde $PPV > PPV_c$, pero $\tau < \tau_i$ (que es lo que ocurre generalmente) habrá un desplazamiento completo del bloque de roca, lo que resulta más riesgoso en términos del diseño de la mina.

El enfoque energético para la evaluación de la estabilidad de un bloque de roca sobre una falla plana sin cohesión tiene sentido desde un punto de vista físico, aunque Wong y Pang (1992) describen algunas limitaciones en cuanto a las siguientes problemáticas:

1. Disipación de energía: en cuanto a las vibraciones con una predominancia de ondas con bajas frecuencias, tales como vibraciones sísmicas con rangos típicos de 1 a 10 Hz, la disipación de energía durante el movimiento se produce principalmente a través de amortiguación por histéresis y radiación, por lo tanto, despreciar tales formas de amortiguamiento en el análisis resultará muy conservador. Por otro lado, las vibraciones por tronadura comprenden altas frecuencias y pulsos con alta aceleración, por lo tanto, la contribución del amortiguamiento será relativamente pequeño. En ese sentido, para despreciar este factor de amortiguamiento se debe considerar la frecuencia dominante de la tronadura con el fin de ser realista en la evaluación.
2. Desplazamiento crítico: en el enfoque energético, se asume que el valor de PPV_c no cambia con la repetición de eventos de tronadura con tal que el bloque a evaluar no alcance un desplazamiento crítico (δ_c), es decir, la capacidad de disipación de energía de la fractura es recuperable después de un cierto tiempo. Sin embargo, esto es muy difícil de evaluar. Debido a la incerteza del comportamiento del bloque sobre la estructura, Wong y Pang (1992) recomiendan un monitoreo del movimiento en cuñas críticas como medida de precaución.
3. Ángulos de fricción dinámicos: se ha encontrado que los ángulos de fricción interna para la iniciación de deslizamiento ante rápidas razones de carga (δ_c dinámicos) son más altos que para sus equivalentes estáticos. En ese sentido, valores del ϕ_c estáticos en la ecuación 3.12 podría resultar conservador, ya que una tronadura genera esfuerzos en una pequeña ventana de tiempo.
4. Vibración perpendicular al plano de fractura: el efecto de la componente de vibración perpendicular al plano de fractura no se ha evaluado en su rol de disipación de energía.

Sin embargo, dado que la vibración de la tronadura se compone de pulsos de alta frecuencia, el rápido aumento y disminución del esfuerzo normal sobre el valor estático de seguridad en el plano de fractura tendería a equilibrarse entre sí, por lo tanto, su incidencia en la inestabilidad será menor.

El criterio de Wong y Pang (1992) junto con la aplicación de la ecuación 3.12 en un plan de prevención en la tronadura puede ser aplicado en más mecanismos de inestabilidad cuyo principal tipo de fallamiento se da por traslación de un bloque inestable. En estos mecanismos, la geología y la geotecnia juegan un rol fundamental en un plan de prevención cuya implicancia no se traduce exclusivamente en un mecanismo de inestabilidad determinado en una zona de interés a cuidar. En ese sentido, la geología y la geotecnia juegan un rol fundamental en la malla de disparo que se pretende fragmentar y en el macizo rocoso el cual corresponde al medio por el cual se propaga la energía hasta llegar a una potencial inestabilidad.

En resumen, desde un punto de vista geológico y geotécnico, para analizar las variables críticas que intervienen en el proceso de tronadura y el efecto que tienen en el daño en campo lejano, se ha definido como criterio de evaluación el análisis de las siguientes zonas (Figura 3.13):

1. El polígono a tronar
2. El medio por el cual se propagan las ondas sísmicas
3. La zona de interés a cuidar

Además, la secuencia de análisis de las variables geológicas y geotécnicas que intervienen en el daño en campo lejano considera estas tres zonas identificadas, las cuales siguen un orden lógico: desde que se genera la energía por tronadura hasta que esta llega a la zona que se pretende cuidar

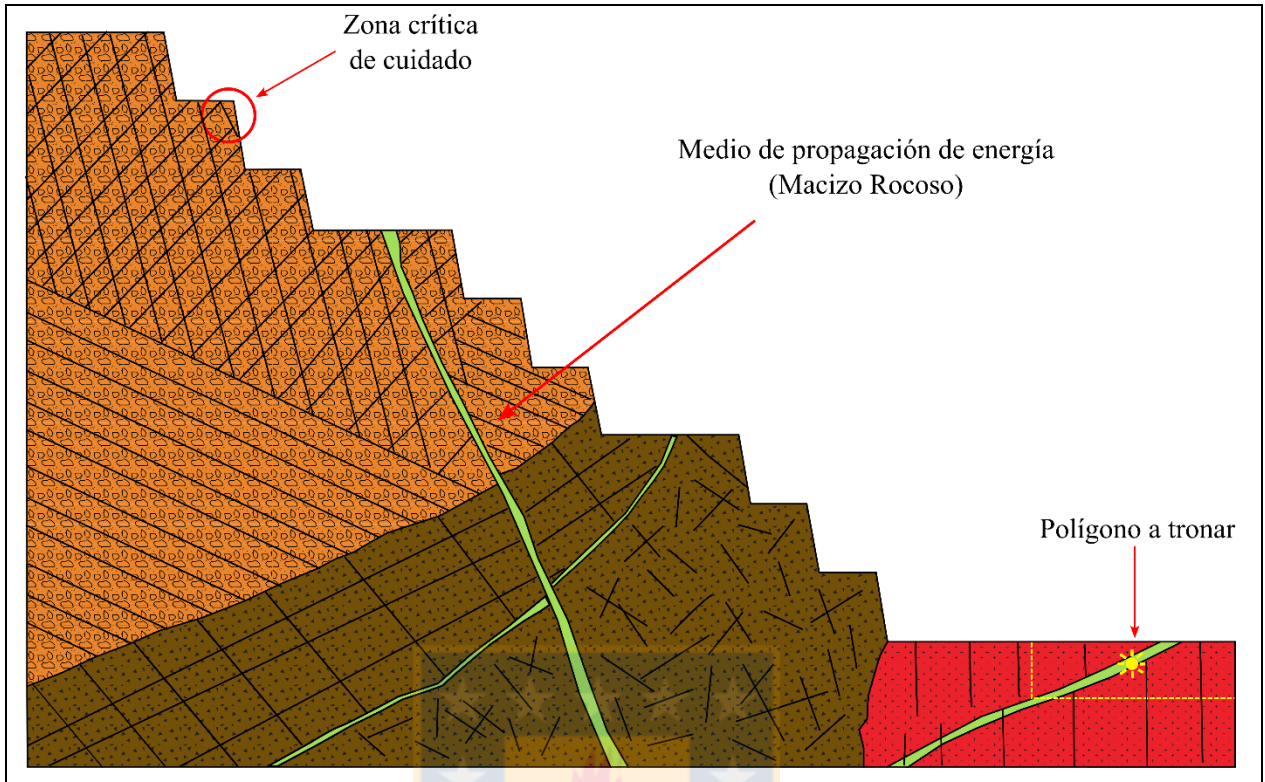


Figura 3.13: Criterio de evaluación de daño en función de las tres zonas que intervienen en el daño.

4. FOCO DE EMISIÓN DE ENERGÍA

Uno de los aspectos más importantes para evaluar el daño en campo lejano por tronadura, consiste en considerar las características del foco emisor de energía sísmica, el cual corresponde a una de las variables que es posible controlar. Tener un dominio sobre la magnitud de las vibraciones que se generarán por este proceso resulta clave para controlar el daño en campo lejano, de acuerdo con el enfoque de Wong y Pang (1992). En ese sentido, los factores más relevantes que inciden en la generación de energía sísmica por tronadura son:

- Las características del macizo rocoso
- Las propiedades de los explosivos
- El diseño de la tronadura
- La ejecución de la tronadura

Uno de los factores principales y primarios que condicionan el rendimiento de una tronadura son las características del macizo rocoso a intervenir. En ese sentido, lo más relevante es que los macizos rocosos varían según sus características geológicas y geotécnicas, por lo que esta variabilidad tiene un efecto significativo en el éxito o fracaso de una operación de tronadura.

Para lograr una buena tronadura, es decir, conseguir una fragmentación adecuada con daño mínimo hacia el macizo rocoso, es fundamental la caracterización geológica y geotécnica de la masa de roca a tronar, pues estas condicionan tanto el diseño como la ejecución de los disparos.

Como se mencionó en el Capítulo 2, los diseñadores de tronadura consideran diversos parámetros dentro del diseño con el fin de realizar simulaciones sobre los niveles de vibración generados por una malla de disparo y los resultados en la fragmentación. Dentro de esa simulación, resulta muy importante considerar la cantidad de explosivo que se requiere utilizar para lograr una fragmentación adecuada, la cual está en estrecha relación con la geología y la geotecnia del polígono a tronar.

En este capítulo, se intenta evaluar distintos aspectos geológicos y geotécnicos de una malla de disparo y su influencia en el diseño y ejecución de la tronadura. En ese sentido, los parámetros más relevantes a considerar son (Villalobos, comunicación personal, 2017):

- La litología y la alteración
- La resistencia de la roca intacta
- Las discontinuidades y sus características
- La presencia de agua

4.1. Rol de la litología y la alteración

La influencia de la litología y la alteración de la roca con fines geotécnicos es considerada un parámetro principalmente de matriz rocosa (González de Vallejo y otros, 2002) y trascendental en el diseño de una malla de disparo, por lo que una buena descripción en terreno resulta clave. En ese sentido, es muy distinto tronar un macizo rocoso compuesto por rocas sedimentarias, ígneas o metamórficas, ya que sus diferencias composicionales y texturales intervienen directamente en la energía que se necesita para fragmentar y desplazar la pila de roca.

El tipo de roca junto al tipo y grado de alteración se relacionan directamente con la densidad de la matriz rocosa. En muchas ocasiones, la densidad de la roca es usada como indicador de resistencia al fracturamiento (González de Vallejo y otros, 2002), sin embargo, esta correlación no siempre es efectiva. Por otro lado, la densidad de la roca en una tronadura está íntimamente relacionada con la energía que se necesitará para desplazar una pila de roca y de esa forma ser abordable por la pala excavadora. En ese sentido, mientras más densa sea la roca, más energía se necesitará para desplazar la masa rocosa.

La densidad de una roca depende principalmente de los minerales que la constituyen y de su textura. Por ejemplo, un granito con textura fanerítica tendrá mayor densidad que una arenisca con bajo grado de compactación, por lo que el granito necesitará mayor energía para ser fragmentado (suponiendo que ambas rocas no presentan alteración).

En el diseño de la tronadura es necesario indicar los distintos dominios litológicos que se pretenden tronar. En ese sentido, si la malla de disparo es litológicamente heterogénea (por ejemplo, en la figura 4.1) es necesario indicarlo al diseñador para que pueda estimar la energía necesaria para fragmentar y desplazar adecuadamente dos tipos de roca que presentan dos respuestas distintas frente a los esfuerzos dinámicos y gases generados por los disparos.

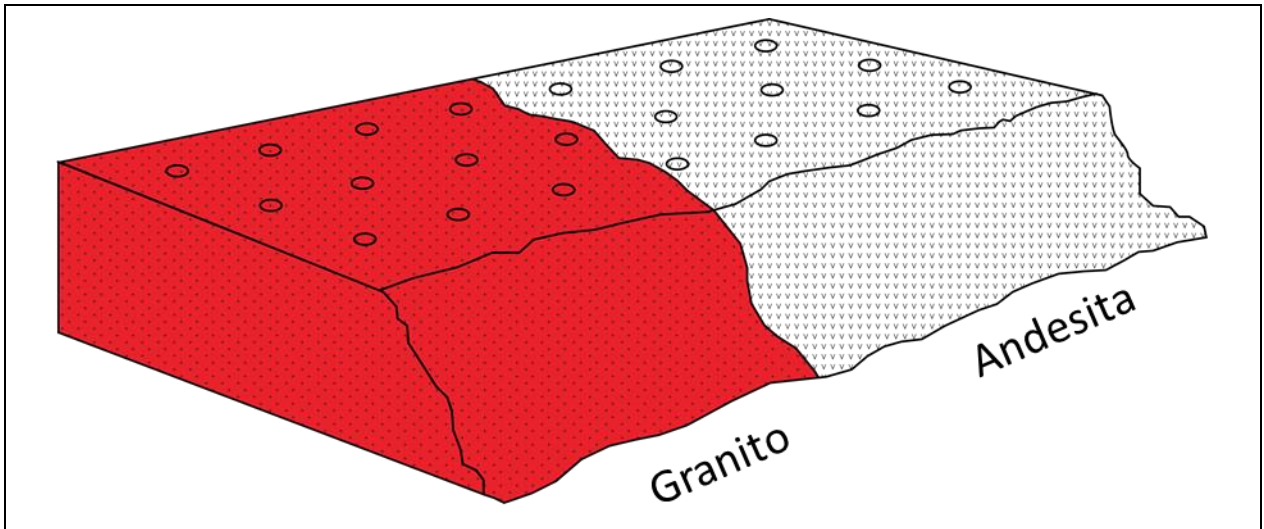


Figura 4.1: Malla de disparo en un macizo rocoso compuesto por un intrusivo granítico intruyendo en contacto abrupto a una unidad de andesitas.

En la Tabla 4.1 se incluye una clasificación general de rocas, por lo que los dominios litológicos de la malla de disparo pueden basarse en esta clasificación (sin considerar el tipo y grado de alteración), siempre teniendo en cuenta las variaciones importantes de la textura y composición de la roca intacta.

Tabla 4.1: Clasificación general de rocas. Cada subtipo de rocas tiene distintos métodos de clasificación, por lo que en la descripción de ellas puede estar especificada los porcentajes de minerales y la textura macroscópica de la roca.

Tipo de roca	Subtipo	Ejemplos
Sedimentarias	Siliciclásticas	Conglomerados, brechas, areniscas, lutitas
	Químicas	Calizas, dolomías, chert
	Biogénicas	Estromatolitos
Ígneas	Intrusivas	Gabros, dioritas, tonalitas, granodioritas, granitos
	Hipabisales	Diabasas, microdioritas, aplitas
	Extrusivas	Basaltos, andesitas, traquitas, dacitas, riolitas
	Piroclásticas	Tobas
	Hidrotermales	Brechas hidrotermales
Metamórficas	Catlásticas	Milonitas
	No foliadas	Rocas córneas, skarns, cuarcitas, mármoles
	Foliadas	Pizarras, filitas, esquistos, anfibolitas

Al igual que la litología, el tipo y el grado de alteración deben ser abordados desde una observación sobre matriz rocosa. En ese sentido, la alteración de la roca producto de procesos

geológicos (alteración hidrotermal, meteorización física, meteorización química, etc.) influirá evidentemente en la calidad de la roca, densidad, resistencia al fracturamiento, etc. Por ejemplo, una roca compacta y resistente como un granito, pero con un intenso grado de meteorización, necesitará menos energía para ser fragmentado y desplazado comparado con un granito fresco (Figura 4.2). Sin embargo, hay que tener en cuenta que no todos los procesos de alteración disminuyen la densidad y resistencia de la roca. Por ejemplo, un fluido silicificado puede aumentar la densidad de una roca porosa, cuyos cristales de sílice rellenarán los espacios vacíos, sobre todo si la porosidad de la roca está interconectada. En el caso de rocas muy porosas (por ejemplo, rocas con intenso grado de meteorización), debido a su absorción de la energía de la onda de choque, se prefieren explosivos de baja densidad y baja velocidad de detonación (VOD), además de medidas de diseño (entre ellas usar cargas desacopladas o rellenos), las que se traducen en bajos niveles de velocidad de partícula (Adamson, comunicación personal, 2017).

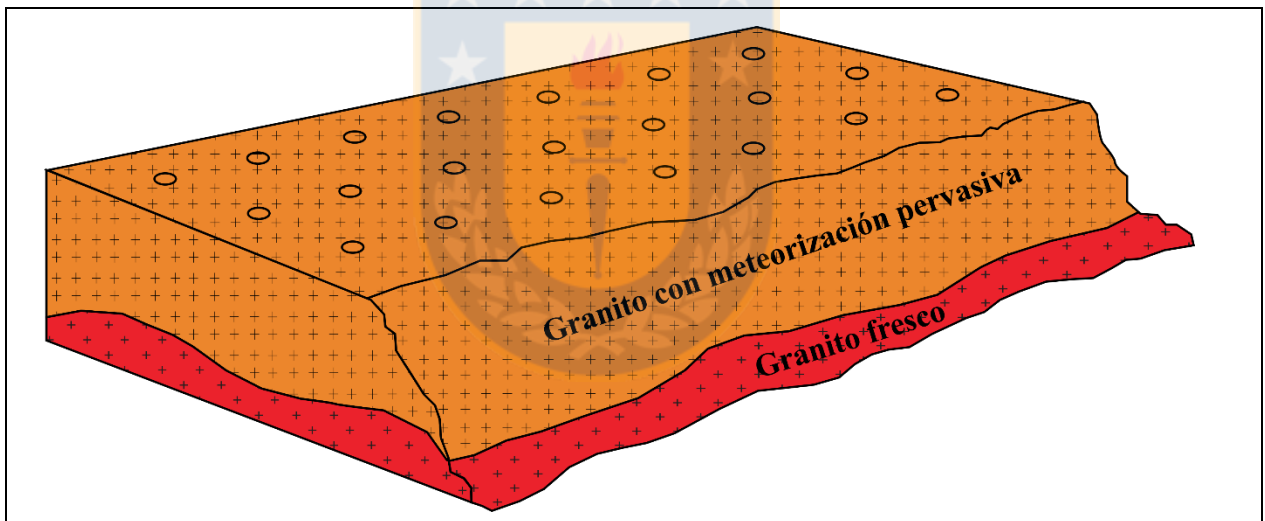


Figura 4.2: Malla de disparo en un macizo rocoso compuesto por un granito que muestra abrupto grado de meteorización hacia la superficie.

De acuerdo con lo anterior, además de considerar la litología, es necesario especificar en terreno el tipo y grado de alteración y/o meteorización. Por ejemplo, en la Tabla 4.2 se muestra una clasificación en terreno para describir grado de meteorización.

En resumen, es importante caracterizar cada dominio geotécnico en cuanto a su litología, tipo y grado de alteración, los cuales incidirán directamente en el diseño y ejecución de la tronadura para lograr una fragmentación óptima y un desplazamiento eficaz de la pila de roca tronada.

Tabla 4.2: Descripción del grado de meteorización. Tomado de González de Vallejo y otros (2002).

Término	Descripción
Fresca	No se observan signos de meteorización en la matriz rocosa.
Decolorada	Se observan cambios en el color original de la matriz rocosa. Es conveniente indicar el grado de cambio. Si se observa que el cambio de color se restringe a uno o a algunos minerales se debe mencionar.
Desintegrada	La roca se ha alterado al estado de suelo, manteniéndose la fábrica original. La roca es friable, pero los granos minerales no están descompuestos.
Decolorada	La roca se ha alterado al estado de un suelo, alguno o otros lo minerales están descompuestos.

4.2. Rol de las propiedades resistentes de la matriz rocosa

La influencia de la resistencia al fracturamiento es evidente, ya que una roca con alta resistencia al fracturamiento necesitará gran cantidad energía para ser fragmentada. Debido a que el principal mecanismo de fractura en tronadura ocurre por tracción (Djordjevic, 1999), y la resistencia a la tracción de la roca intacta suele variar entre el 5 y 10% del valor de su resistencia a la compresión simple (Duncan, 1999), un parámetro típico y fácil de medir como la UCS (*Unconfined Compressive Strength*), obtenida desde ensayos de compresión simple o carga puntual, estará en estrecha relación a la energía requerida para fragmentar la roca.

En la práctica, se suele estimar este parámetro de manera cualitativa (por economía y tiempo de resultados), donde la resistencia de la roca se relaciona a la facilidad de fracturarla con el martillo, como se muestra en la tabla 4.3.

Tabla 4.3: Estimación cualitativa de la resistencia al fracturamiento de una roca. Basada en clasificación de la ISRM (1981).

Descripción	Ponderación	Resistencia a la compresión simple (MPa)
Dureza de la roca Facilidad de la roca al fracturamiento	Se desgrana con un golpe de martillo	< 25
	Se fractura con un golpe de martillo	25 - 50
	Requiere más de un golpe para fracturar	50 - 100
	Muchos golpes de martillo para fracturar	100 - 250
	Sólo se astilla con los golpes de martillo	> 250

Resulta evidente que la resistencia a la ruptura es un parámetro determinante en la fragmentación de la roca por tronadura. De la ecuación 3.2 (Capítulo 3) se deduce que mientras mayor sea la resistencia a la tracción, mayor será la energía necesaria para producir fracturamiento (en términos de velocidad de partícula). En el caso de rocas duras y quebradizas se recomienda el uso de emulsiones, donde el tipo dependerá de la orientación de los pozos, presencia de agua, diámetro de perforación, etc. (Adamson, comunicación personal, 2017). Lo anterior, implica que habrá mayor liberación de energía hacia el macizo rocoso que una tronadura con ANFO como el principal agente explosivo.

La resistencia a la ruptura de la roca intacta dependerá de la duración de la perturbación, ya que la deformación es dependiente del tiempo de exposición a un esfuerzo. En ese sentido, mientras más corta sea la duración de la onda, mayor será la resistencia a la fragmentación de un cuerpo.

De acuerdo con el análisis anterior, identificar los distintos dominios de resistencia de roca intacta (Figura 4.3), al igual que los dominios litológicos y de alteración de forma complementaria, resultarán claves para una tronadura exitosa.

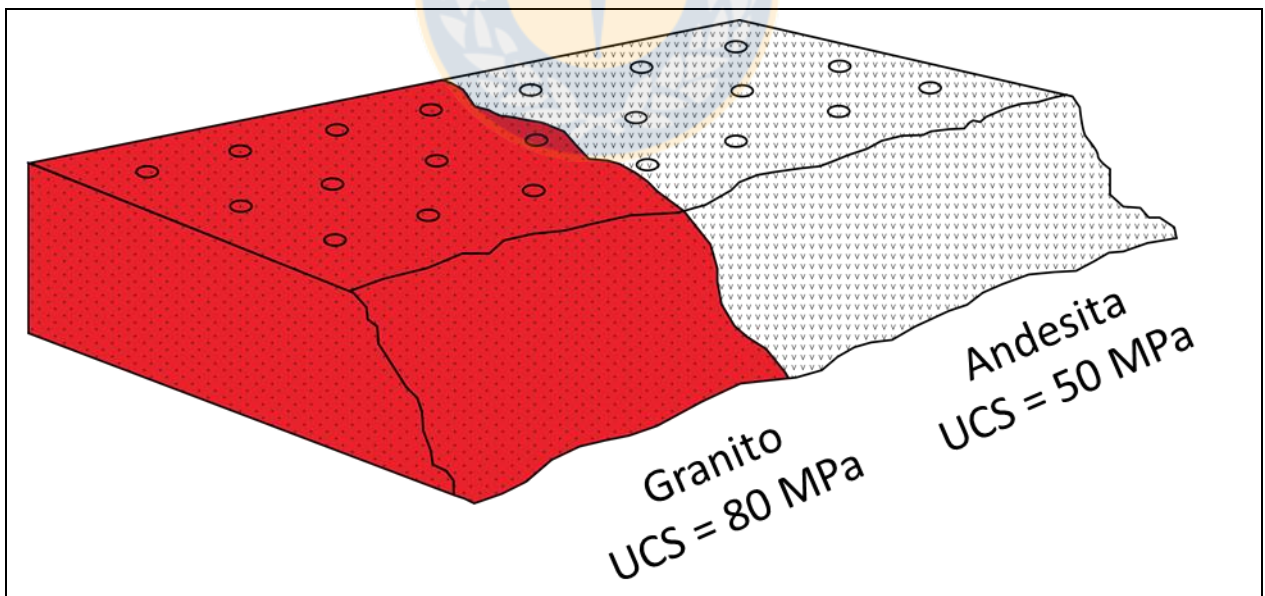


Figura 4.3: Malla de disparo en un macizo rocoso compuesto por dos tipos de roca cuyas resistencias a la compresión simple difieren en 30 MPa.

4.3. Rol de las discontinuidades

Las estructuras que componen el macizo rocoso son consideradas por los tronadores como la característica geotécnica más influyente en el diseño de la tronadura (Scott y otros, 1996). Las características de las estructuras que más inciden son: la orientación, espaciamiento, continuidad o largo, abertura, relleno, etc. En general, a mayor grado de fracturamiento de la roca, se necesitará menos energía para quebrar adecuadamente el macizo rocoso.

Según la ISEE (*Internacional Society of Explosives Engineers*), entender la estructura geológica y predecir los efectos de ella en los resultados de la tronadura, ayudará a mejorar el diseño de los disparos. En ese sentido, la ISEE sugiere que las alteraciones en el diseño de la tronadura basados en la estructura de la roca pueden ser ventajosas en el aumento de la producción, siempre y cuando, este preste especial atención en evitar efectos secundarios no deseados (por ejemplo, daño en campo cercano y lejano).

De acuerdo con lo anterior, es necesario precisar que las estructuras son relevantes desde dos puntos de vista:

- Controlan la resistencia a la tracción del macizo rocoso
- Controlan la penetración y canalización de los gases

Para analizar la influencia de las discontinuidades, es necesario considerar el efecto escala, ya que es la consecuencia más importante del carácter heterogéneo y discontinuo de los macizos rocosos (González de Vallejo y otros, 2002), por lo que se debe hacer una distinción entre:

- Discontinuidades menores
- Discontinuidades mayores

4.3.1. Discontinuidades menores

En un diseño de tronadura, el factor más relevante en la estimación de energía para romper el macizo rocoso es la frecuencia de fractura por metro (ff/m). En ese sentido, mientras mayor sea el valor de este parámetro, menor será la energía necesaria para lograr una granulometría adecuada. Por ejemplo, para rocas altamente fracturadas y blandas, el ANFO actúa sobre el fracturamiento

preexistente y los gases se encargarán de desplazar los fragmentos (el ANFO aluminizado no se recomienda)

En la figura 4.4, se ilustran dos diseños de tronadura, en el cual los ingenieros deben asegurarse de que el espaciamiento entre los pozos y el *burden* sea menor que el tamaño de los bloques para que la fragmentación sea efectiva en todos ellos.

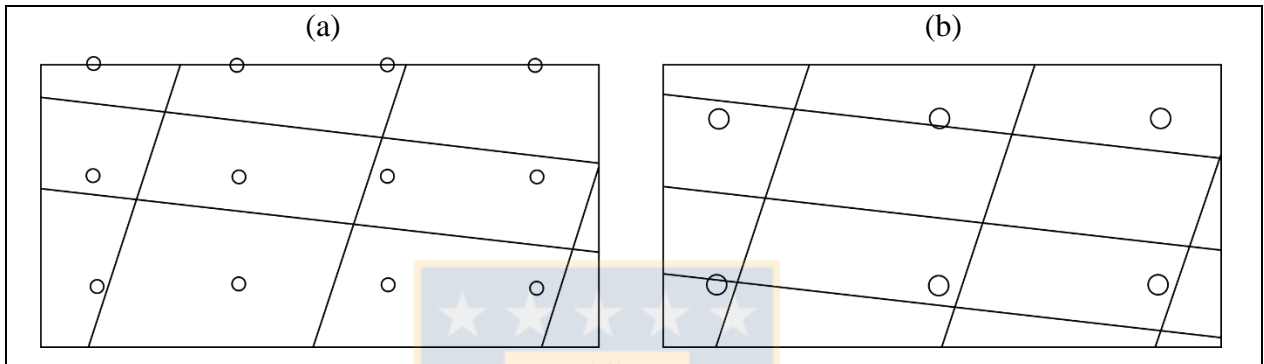


Figura 4.4: Relación de discontinuidades con espaciamiento de pozos. Diseño (a) es más adecuado para lograr mejor fragmentación que diseño (b), ya que cada pozo abarca un bloque delimitado por discontinuidades.

La respuesta de las discontinuidades al paso de la onda de choque depende fuertemente de las propiedades de estas, por lo que la resistencia a la tracción resulta trascendental para simular el fracturamiento del macizo rocoso. En ese sentido, el relleno, la abertura, la continuidad, la rugosidad, la alteración de las paredes y la orientación de las diaclasas, planos de foliación, vetillas, esquistosidad, etcétera, jugarán un rol clave en la fragmentación y en la estimación de la energía necesaria para ello.

La resistencia a la tracción de una discontinuidad depende del ángulo que forme la estructura con respecto a la dirección del esfuerzo extensivo, por lo que es claro que la orientación determina su respuesta a la tracción. Sin embargo, este fenómeno no es tan fácil de visualizar, ya que la tronadura genera esfuerzos en todas las direcciones, debido a las múltiples reflexiones de la onda de choque en las discontinuidades (Bataille, comunicación personal, 2017).

El relleno y la abertura de las discontinuidades controla fuertemente la resistencia a la tracción del macizo rocoso. A nivel macroscópico, los factores geológicos que intervienen en la

resistencia a la tracción son la dureza de los minerales de relleno (por ejemplo, en la escala de Mohs), la alteración de las paredes y la rugosidad de la discontinuidad (Padilla, 2004). En ese sentido, mientras mayor sea la dureza de los minerales de relleno y la rugosidad de las estructuras, mayor será la energía necesaria para fragmentar la roca. Por otro lado, los planos de discontinuidad pueden no estar abiertos completamente, quedando “puentes” que unen las caras opuestas separadas por la discontinuidad, aumentando de esa forma la resistencia a la tracción.

Las características de las discontinuidades en la penetración y canalización de los gases, producidos por los explosivos, también cumplen un rol importante en el control de la fragmentación y el daño, ya que estos ayudan a abrir y extender fracturas. En ese sentido, la orientación, la abertura y el espaciamiento de las estructuras serán fundamentales en el análisis. En general, a mayor fracturamiento de la roca y mayor abertura de las discontinuidades, se necesitará menos energía para lograr una fragmentación adecuada, ya que los gases tienen espacios suficientes para circular, expandirse y fragmentar la roca.

La orientación de las discontinuidades será clave en la canalización de los gases, ya que estos aprovecharán los espacios vacíos para proyectarse y generar daño. Por ejemplo, si el rumbo de las fracturas se encuentra alineado con la dirección de propagación de los gases, controlada gran parte por la secuencia de salida, entonces los gases tendrán mayor alcance para generar daño.

La presencia y disposición de estructuras controlan en gran parte el rendimiento de una tronadura de precorte. En ese sentido, si las fracturas y espaciamientos son favorables (paralelas a la dirección del precorte), muchas combinaciones de diámetros, espaciamiento y desacoplamiento serán efectivas. Incluso, en el “mejor de los casos”, no será necesario la ejecución de una tronadura de precorte como medida de minimización de daño hacia la pared final del rajo (Scott y otros, 1996).

A modo de síntesis, en la figura 4.5, se ilustra un resumen cualitativo de las implicancias de la frecuencia de fracturas, el grado de abertura, la resistencia del relleno y la orientación de las discontinuidades en la energía necesaria para abrir las fracturas existentes de un macizo rocoso por tronadura.

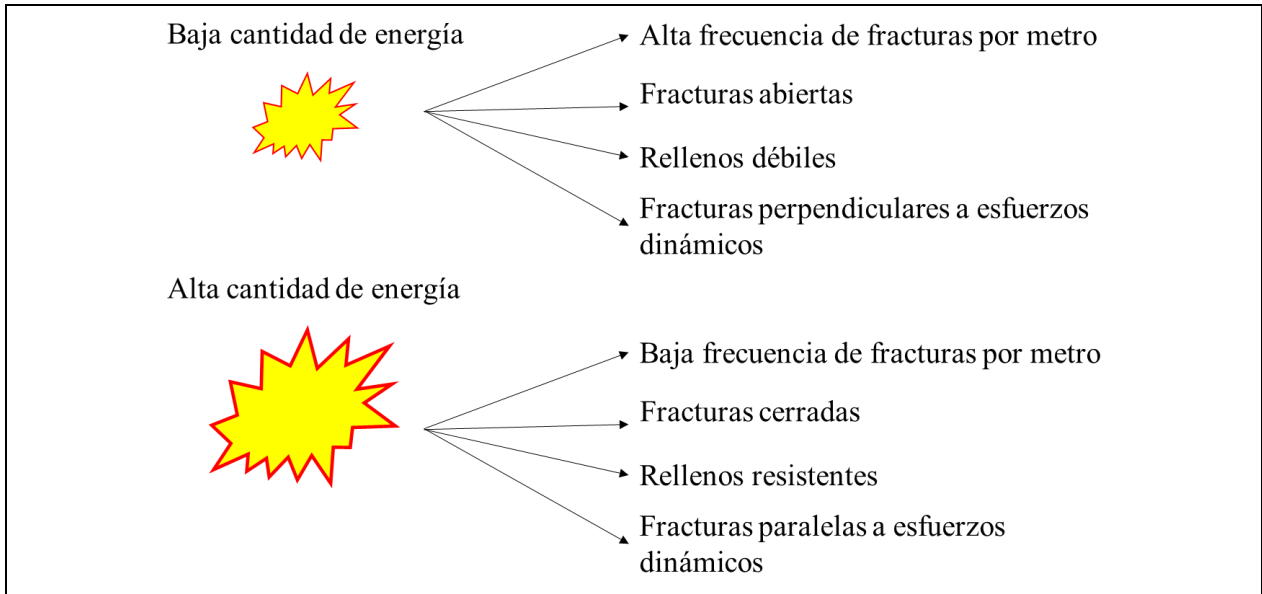


Figura 4.5: Relación de las discontinuidades en el proceso de tronadura.

Hasta aquí, se han abordado las estructuras de la roca desde un punto de vista macroscópico, sin embargo, el microfracturamiento puede llegar a ser importante para la apertura de fracturas nuevas. Estudios recientes, sugieren que el microfracturamiento de la matriz rocosa puede llegar a ser relevante en la estimación de la fragmentación y el rendimiento de la tronadura (Paredes, comunicación personal, 2017).

4.3.2. Discontinuidades mayores

La importancia de las discontinuidades mayores como fallas, diques, contactos geológicos, planos de estratificación, etcétera, en el diseño de la malla disparo, radica principalmente como canalizadores de gases y su consecuencia en la fragmentación.

El rol de las discontinuidades mayores en el área de influencia de gases será clave, por lo que una buena caracterización de ellas, en función del espesor, tipo de relleno, orientación, etc. será sumamente importante en el diseño de la tronadura para optimizar la fragmentación y minimizar el daño en campo cercano y lejano.

Si las discontinuidades mayores se encuentran dentro de la malla de disparo (Figura 4.6), los diseñadores tendrán que tener especiales consideraciones, las que se reflejarán en la cantidad de

energía generada. Si una falla se encuentra en el polígono a tronar, las secciones de los pozos que cortan la falla repercutirán enormemente en la influencia de los gases.

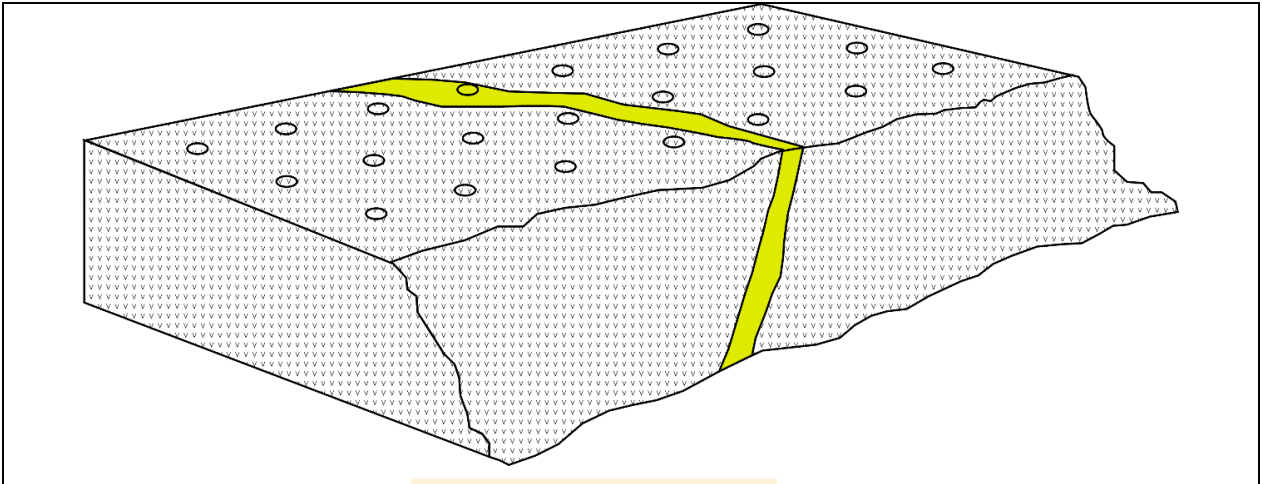


Figura 4.6: Falla de espesor considerable en polígono a tronar.

En el caso de la figura 4.6, si la falla se encuentra rellena con salbanda y agua, los tronadores recomiendan poner tacos intermedios (Figura 4.7) para evitar la propagación de gases por la estructura y generar “sobrefracturamiento”.

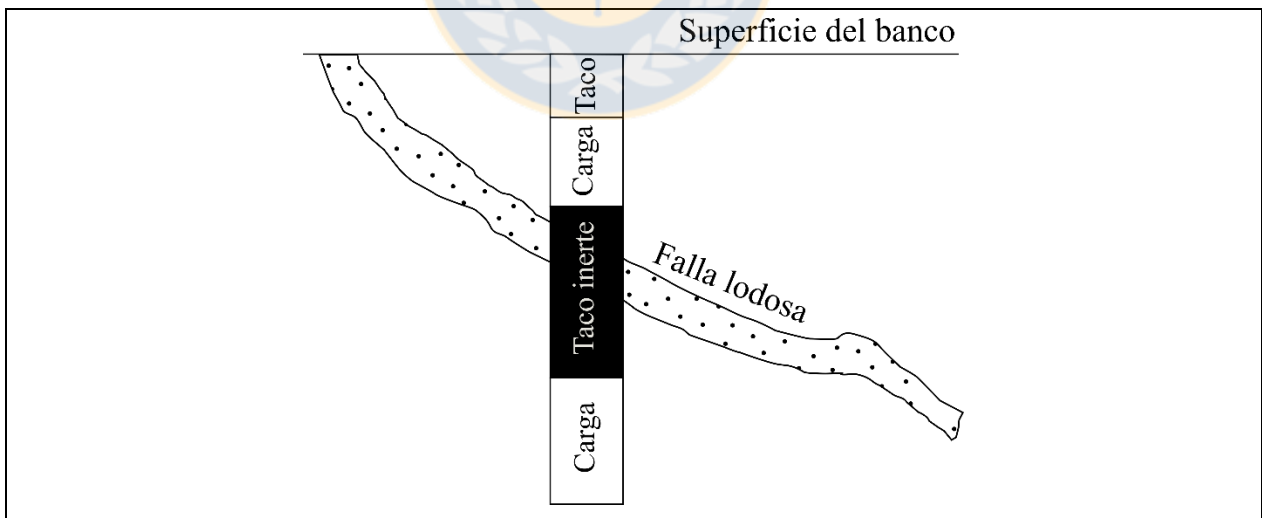


Figura 4.7: Recomendación para la carga de un pozo en presencia de una falla lodosa. Modificado de ISEE (2008).

4.4. Rol de la presencia de agua

La presencia de agua incide directamente en las características geotécnicas del macizo rocoso y en el diseño de la tronadura. En ese sentido, la implicancia del agua radica principalmente en:

- La disminución de los esfuerzos efectivos en el macizo rocoso
- La interacción con los explosivos

El agua, al disminuir los esfuerzos efectivos sobre el macizo rocoso, no solamente reduce la resistencia de la matriz rocosa para crear fracturas nuevas, sino también disminuye la resistencia de las discontinuidades, considerando que la permeabilidad de estas depende de la abertura y el tipo de relleno (González de Vallejo y otros, 2002).

Si un macizo rocoso, está en continua exposición a la presencia de agua (por ejemplo, un nivel freático), a largo plazo puede producir meteorización de la matriz rocosa generando una pérdida de sus propiedades resistentes incidiendo directamente en la fragmentación por tronadura.

Dependiendo del tipo de relleno, el agua puede generar pérdida de cohesión de las discontinuidades, por lo que disminuirá aún más la resistencia a la tracción y propiciará la apertura y extensión de las fracturas existentes durante la tronadura. En ese sentido, fracturas con rellenos arcillosos (por ejemplo, montmorillonita), serán bastante más sensibles a la presencia de agua comparada con rellenos de cuarzo.

La implicancia del agua sobre los explosivos es un factor determinante para su elección. Si existe agua en el pozo perforado y está contemplado tronar con un explosivo que es fácilmente disuelto en agua (por ejemplo, el ANFO), entonces se requerirá tronar con un explosivo más resistente al agua (por ejemplo, las emulsiones), lo cual implicará un cambio en las características del explosivo (por ejemplo, velocidad de detonación y volumen de gases), por lo que incidirá directamente en el diseño de tronadura y la energía efectiva para la fragmentación.

4.5. Criterios de clasificación de macizo rocoso para tronadura

Para integrar la geología y la geotecnia en el diseño de la tronadura, se ha usado una variedad de métodos que relacionan las características geotécnicas del macizo, expresado en un índice de tronabilidad con un factor de carga necesario para fragmentar la roca adecuadamente.

Dey y Sen (2003), realizan un resumen de los criterios de estimación de factor de carga considerando parámetros de diseño, macizo rocoso y propiedades de explosivos. Dentro de los criterios más importantes que consideran características de macizo rocoso se encuentran:

- Ashby (1977)
- Lilly (1986)

Ashby (1977, en Dey y Sen, 2003) desarrolló una relación empírica para describir el factor de carga requerido para una tronadura adecuada en términos de fragmentación, en la mina Bougainville (Papúa Nueva Guinea), basada en la frecuencia de fracturas y el ángulo de fricción de las mismas, representando la resistencia de las estructuras del macizo rocoso. De esta forma, el factor de carga, con respecto al ANFO, puede ser determinada a partir de la siguiente ecuación:

$$FC = \frac{1,4 * \tan(\phi + i)}{\sqrt[3]{\text{fracturas/metro}}}$$

Ecuación 4.1

Donde:

- FC = factor de carga relativo al ANFO (Kg/m^3)
 ϕ = ángulo de fricción de las estructuras
 i = coeficiente de rugosidad de las estructuras

Si bien es cierto, la frecuencia de fracturas es uno de los parámetros de macizo rocoso más relevantes en la fragmentación, de acuerdo con el análisis realizado anteriormente, no es el único factor que se debe considerar.

Posterior a Ashby (1977), se desarrollaron criterios más complejos en función de características más detalladas de macizo rocoso. Uno de los más importantes, fue el de Lilly (1986), quien desarrolló un método de clasificación de macizo rocoso para considerarlo dentro del diseño de la tronadura que fue inicialmente implementado sobre los macizos rocosos de las minas de hierro de

Pilbara (Australia). Este método entrega un índice de tronabilidad, basado en la medición de cuatro parámetros del macizo rocoso, los cuales son:

- Las características estructurales del macizo rocoso, por ejemplo, si es poco consolidado, fracturado o masivo.
- El espaciamiento y orientación de planos de debilidad, tales como, estratificación, esquistosidad, foliación, fracturamiento, etc.
- La densidad de la roca.
- La dureza a partir de la resistencia a la compresión simple de la roca.

El índice de tronabilidad de Lilly ha resultado ser un indicador que en muchas minas se está usando con buenos resultados (Villalobos, comunicación personal, 2017), por lo que es una buena estimación de los parámetros geológicos y geotécnicos que inciden en el cálculo de factor de carga (Tabla 4.4). No obstante, a lo mencionado anteriormente, es recomendable ajustar esta clasificación al macizo rocoso que aflora en cada yacimiento.

Tabla 4.4: Criterio de clasificación de macizo rocoso para tronadura. Modificado de Lilly (1986).

Parámetro	Descripción	Ponderación	Valor
RMD	Descripción del macizo rocoso Aspecto del talud del disparo, tomando en cuenta los principales sistemas de fracturas	Poco consolidado	10
		Diaclasado en bloques de 0,5 m	20
		Diaclasado en bloques de 1 m	30
		Diaclasado en bloques mayores a 1 m	40
		Masivo	50
JPS	Espaciamiento entre fracturas Estimar un valor promedio para todo el talud	Pequeño (< 0,1 m)	10
		Intermedio (0,1 – 1 m)	20
		Grande (>1 m)	50
JPO	Orientación de los planos de fractura Observar los principales sistemas de fractura	Horizontal	10
		Manteo hacia la cara	20
		Rumbo normal a la cara	30
		Manteo contra la cara	40
SGI	Densidad de la roca De cada tipo de roca	SGI = 16 SG – 25 SG = Densidad de la roca (Ton/m ³)	
HD	Dureza de la roca Facilidad de la roca al fracturamiento	Se desgrana con un golpe de martillo	1
		Se fractura con un golpe de martillo	1-3
		Requiere más de un golpe para fracturar	3-6
		Sólo se astilla con los golpes de martillo	>11
FC	Factor de carga (g/Ton)	2* (RMD+JPS+JPO+SGI+HD)	

Es importante señalar, que el índice de tronabilidad de Lilly resuadaltante de la tabla 4.4 se puede asociar a un factor de carga bajo ciertos parámetros de diseño, que según Lilly (1986) depende de la altura y el diámetro del pozo de tronadura, parámetros que se mantienen normalmente constantes en el diseño. Por otro lado, el factor de carga obtenido es equivalente a la cantidad de explosivo que se debe utilizar para tronar una tonelada de roca (g/Ton) y, por lo tanto, proporcional a la energía liberada la cual, combinada con el diseño y ejecución de la tronadura, generará niveles de velocidad de partícula y frecuencia que afecten de forma distinta al macizo rocoso.

4.6. Recomendaciones

De acuerdo con la sección 4.5, el método de clasificación de Lilly es bastante simple de aplicar y práctico en el diseño de tronadura abarcando varias propiedades geotécnicas del macizo rocoso. Sin embargo, se podrían integrar aún más características, las cuales pueden llegar a ser tan influyentes como los parámetros de la tabla 4.4 en el rendimiento de una tronadura. En ese sentido, si se requiere hacer un estudio de fragmentación considerando las propiedades del macizo rocoso, es recomendable hacer una correlación de la granulometría y forma de la pila con los parámetros de la tabla 4.5, bajo un cierto tipo de diseño y ejecución de una malla de disparo.

En resumen, considerando todo el análisis del Capítulo 4, dentro del foco de emisión de energía en el criterio de evaluación de daño en campo lejano, las características geológicas y geotécnicas juegan un rol fundamental.

Debido a que el macizo rocoso tendrá una incidencia directa en el diseño de una malla de disparo (tipo de explosivo, factor de carga, diámetro de perforación, *Burden*, longitud del taco, etc), considerar las características geológicas y geotécnicas en pro de los objetivos de la tronadura tendrán un rol fundamental en la energía que se libere hacia el macizo rocoso y, por ende, la velocidad de partícula que pueda llegar a un mecanismo de inestabilidad en campo lejano.

Tabla 4.5: Resumen de los parámetros geológicos y geotécnicos que inciden en el rendimiento de la tronadura.

Parámetro		Efecto en la tronadura
Litología	Textura	Inciden en la resistencia de la matriz rocosa y controlan la densidad de la roca. Mayor densidad implica mayor energía para desplazar la pila
	Composición	
Alteración	Grado de alteración	
Resistencia a la compresión simple		Mayor resistencia implica mayor energía de la onda de choque para generar fracturas nuevas
Discontinuidades menores	Orientación	Canaliza dirección de penetración de gases
	Espaciamiento	Fracturas más espaciadas y menos persistentes implican menos planos de debilidad preexistentes. Además, efectividad de gases es menor
	Continuidad o persistencia	
	Abertura	Mayor abertura implica menos energía de la onda de choque para generar tracción y mayor espacio para expansión de gases
	Relleno	Tipo de relleno determina cohesión y energía de la onda de choque para generar tracción en la estructura
	Alteración de las paredes	Tipo y grado de alteración determina energía de la onda de choque para generar tracción en la estructura
	Rugosidad	Estructuras más rugosas necesitan más energía de la onda de choque para despegarse
Discontinuidades mayores	Espesor	Pueden canalizar gases o definir otros dominios geotécnicos dependiendo del espesor
	Tipo de relleno	
Condición de agua		Disminuye esfuerzos efectivos del macizo rocoso e incide en el rendimiento de los explosivos

5. MEDIO DE PROPAGACIÓN DE ENERGÍA

Entender la forma de propagación y el grado de atenuación de la energía sísmica producida por tronadura, corresponde a una variable sumamente importante a la hora de evaluar el daño en campo lejano. En ese sentido, la geología y la geotecnia cumplen un rol clave en la atenuación y, por ende, una buena caracterización del macizo rocoso junto a pruebas de medición de velocidad de partícula *in situ*, serán trascendentales en la optimización de la tronadura.

La medición de las vibraciones es típica para estudios en campo lejano. En referencia a lo anterior, uno de los dispositivos de control más usados debido a su bajo costo son los geófonos, los cuales producen una señal de voltaje que varía con el tiempo proporcional a la velocidad de partícula (Contreras, 2009). En la práctica, se suelen ocupar geófonos triaxiales, los cuales miden vibraciones en tres direcciones ortogonales: transversal, radial y vertical (Figura 5.1).

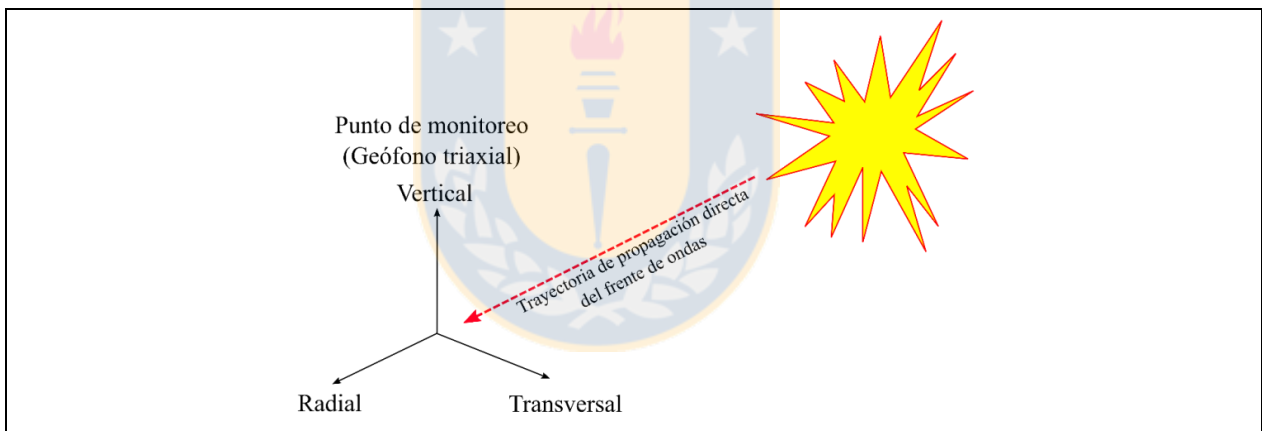


Figura 5.1: Direcciones ortogonales de vibración de partícula por tronadura. Modificado de Contreras (2009).

De esta forma, se tiene certeza de la magnitud de las vibraciones en tres direcciones diferentes y el módulo del vector resultante de velocidad de partícula en un tiempo determinado (t), donde:

$$|\vec{V}(t)| = \sqrt{V_{x(t)}^2 + V_{y(t)}^2 + V_{z(t)}^2} \quad \text{Ecuación 5.1}$$

Donde:

- $V(t)$ = módulo del vector de velocidad de partícula (mm/s)
- $V_{x(t)}$ = velocidad de partícula en la componente radial (mm/s)
- $V_{y(t)}$ = velocidad de partícula en la componente transversal (mm/s)

$V_{z(t)}$ = velocidad de partícula en la componente vertical (mm/s)

En la actualidad, los modelos de vibraciones en campo lejano se construyen en base al registro de la velocidad máxima de partícula (PPV), incorporando la distancia del geófono con respecto al centro de la malla de disparo, la carga de explosivo por retardo y las “constantes de sitio”, que reflejan las características del medio por el cual viajan las ondas sísmicas. En ese sentido, una ecuación ampliamente utilizada en campo lejano por los ingenieros en tronadura fue propuesta por Devine (1966), quien mediante correlaciones estadísticas planteó la siguiente función:

$$PPV = k \left(\frac{\sqrt{M}}{R} \right)^\beta \quad \text{Ecuación 5.2}$$

Donde:

- PPV = velocidad máxima de partícula (mm/s) * 1000
- M = masa de explosivos por retardo (Kg)
- R = distancia desde el centro de la malla de disparo (m)
- k = parámetro del macizo rocoso (m/s)
- β = parámetro del macizo rocoso (adimensional)

Si se extrapolan las constantes de sitios (k y β) en todas las direcciones del macizo rocoso, se admite que este es homogéneo e isótropo, condición que en la práctica rara vez se cumple. Lo anterior sugiere, que las constantes de sitio no necesariamente tienen que ser iguales para toda la masa rocosa, por lo que el grado de heterogeneidad y anisotropía jugarán un rol clave en la atenuación de la energía.

Otra forma de evaluar la atenuación, usada ampliamente por los geofísicos para modelar las propiedades de atenuación de la Tierra (Aldas, 2010), corresponde a la ecuación de Ricker (1977), donde:

$$PPV = \frac{e^{-\frac{\pi}{QV}fR}}{R^{1/2}} \quad \text{Ecuación 5.3}$$

Donde:

- PPV = velocidad máxima de partícula (mm/s) * 1000
- Q = Factor de Calidad Sísmica (adimensional)
- V = velocidad de propagación de la onda (m/s)
- f = frecuencia asociada a la velocidad máxima de partícula (Hz)
- R = distancia desde el foco de emisión de energía (m)

Para entender la génesis del problema de atenuación de ondas sísmicas producidas por tronadura, es necesario precisar todos los mecanismos de atenuación que inciden en la disipación de energía. Según Johnston y otros (1979), estos mecanismos son principalmente tres:

- Atenuación por expansión geométrica del frente de ondas.
- Atenuación intrínseca por fricción en el macizo rocoso.
- Atenuación por *scattering* o dispersión de la energía en el espacio, debido a múltiples reflexiones.

5.1. Atenuación geométrica

Una de las principales formas de atenuación, ocurre por expansión espacial de la energía. Debido a que el área que abarca el frente de ondas es cada vez mayor y la energía es constante (por Principio de Conservación de la Energía), asumiendo que no hay pérdida por fricción o *scattering*, la energía que llega a un determinado punto es cada vez menor, conforme aumenta la distancia con respecto al polígono tronado (Figura 5.2).

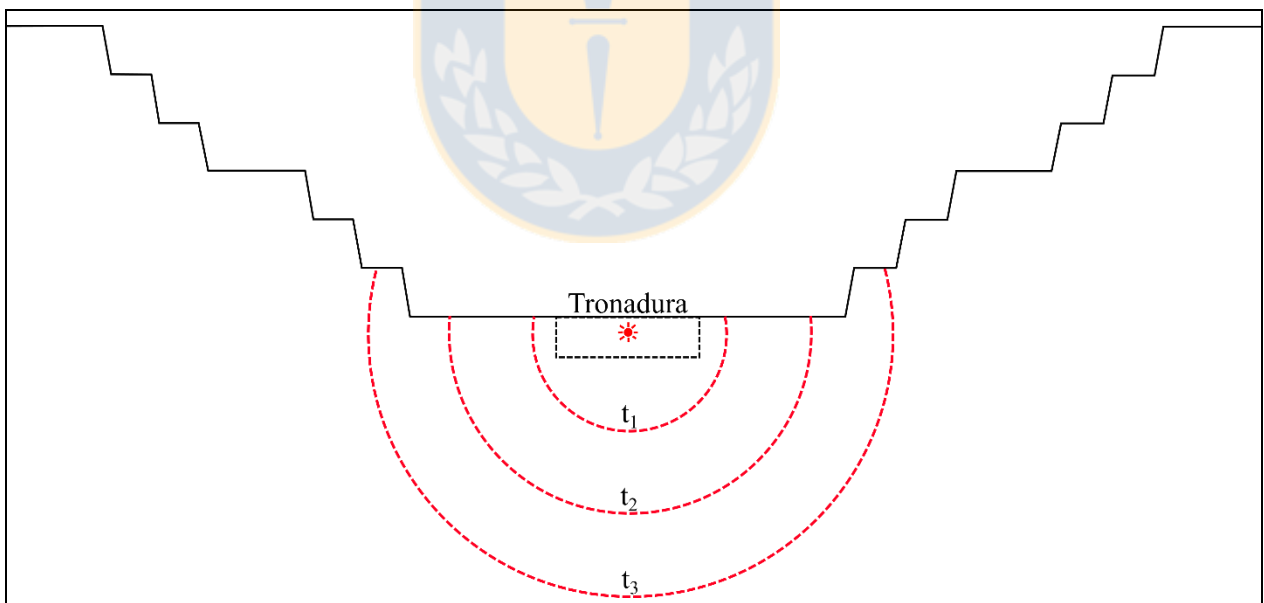


Figura 5.2: Expansión espacial esférica del frente de ondas de una tronadura a distintos instantes de tiempo (t), donde $t_1 > t_2 > t_3$.

Si se considera la malla de disparo como un punto de emisión de energía sísmica y si la energía se expande en igual magnitud en todas las direcciones, la geometría del frente de ondas será

esférica. En ese sentido, considerando el área de una esfera ($4\pi r^2$), la atenuación geométrica de la energía será:

$$E_{r2} = E_{r1} * \left(\frac{r1}{r2}\right)^2 \quad \text{Ecuación 5.4}$$

Donde:

- E_{r1} = energía a una distancia r_1 desde el centro de la tronadura (J)
- E_{r2} = energía a una distancia r_2 desde el centro de la tronadura (J)
- r_1 y r_2 = distancias desde el foco de emisión de energía asociada a un disparo (m)

Esta forma de atenuación es crítica para el control de daño en campo lejano. De acuerdo con la ecuación 5.4, mientras mayor sea la distancia desde el centro de la tronadura, menor va a ser la energía que llega a la inestabilidad. Por otro lado, si la energía es proporcional al cuadrado de la velocidad de partícula (V), entonces la ecuación 5.4 puede estar expresada como:

$$V_{r2} = V_{r1} * \left(\frac{r1}{r2}\right) \quad \text{Ecuación 5.5}$$

Donde:

- V_{r1} = velocidad de partícula a una distancia r_1 desde el centro de la tronadura (mm/s)
- V_{r2} = velocidad de partícula a una distancia r_2 desde el centro de la tronadura (mm/s)
- r_1 y r_2 = distancias desde el foco de emisión de energía asociada a un disparo en dos tiempos distintos (m)

Por lo tanto, la atenuación de la velocidad de partícula puede llegar a ser considerable a grandes distancias (Figura 5.3), despreciando el mecanismo de disipación por fricción y *scattering*.

En síntesis, la atenuación geométrica tiene un gran impacto sobre la disipación de la energía, aunque no considera las características del medio. En ese sentido, para la evaluación de daño en campo lejano y la optimización de la tronadura, es necesario considerar todos los mecanismos que sean significativos en la atenuación de la energía.

5.2. Atenuación intrínseca y dispersión en el espacio

La energía generada por el proceso de tronadura va disminuyendo gradualmente debido a la liberación de calor producto de deformaciones elásticas y/o plásticas, además de la dispersión de

la energía en el espacio o *scattering*, debido a las múltiples reflexiones del frente de onda al incidir sobre discontinuidades y heterogeneidades en la roca.

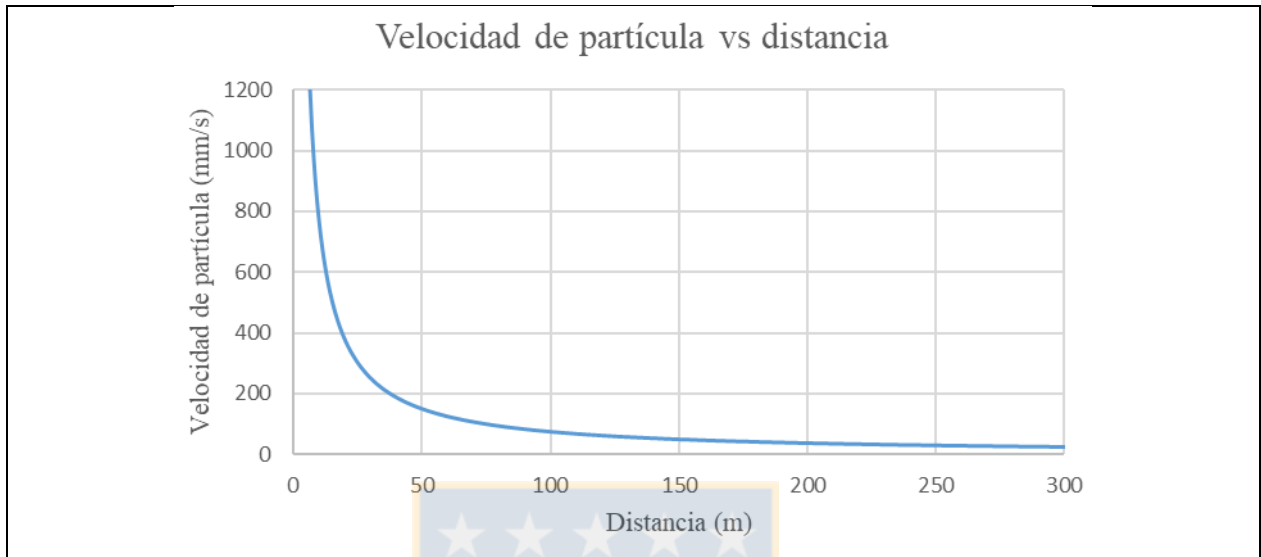


Figura 5.3: Relación de la velocidad de partícula en función de la distancia al foco emisor de energía, asumiendo una velocidad de partícula de 1500 (mm/s) a una distancia de 5 (m) del foco emisor.

La energía elástica es absorbida por distintos mecanismos debido a la respuesta intrínseca del macizo. Entre ellos, destaca la importancia de las características de la roca y la presencia de fluidos. En ese sentido, según Johnston y otros (1979), los factores que inciden en la atenuación intrínseca son:

- La elasticidad individual de los minerales que constituyen la roca.
- La fricción interna debida a movimientos relativos en los límites de granos y en las superficies de las fracturas.
- La viscosidad y flujo de fluidos en la roca.

En la actualidad, los geofísicos expresan el efecto de estos mecanismos de atenuación, mediante un Factor de Calidad Sísmica (explícita en la ecuación de Ricker, 1979), donde:

$$\alpha = \frac{\pi}{Q\lambda} = \frac{\pi f}{QV}$$

Ecuación 5.6

Donde:

- α = coeficiente de absorción de energía por unidad de distancia (m^{-1})
- λ = longitud de onda (m). $\lambda = V/f$
- Q = Factor de Calidad Sísmica (adimensional)
- F = frecuencia de la onda (Hz)
- V = velocidad de propagación de la onda (m/s)

La estimación de la pérdida de energía de un frente de ondas, mediante un coeficiente de absorción (α), expresa la pérdida durante su propagación, a través de una distancia igual a la longitud de onda (λ), debido a los mecanismos de atenuación mencionados.

En consecuencia, si la cantidad de energía absorbida por longitud de onda es constante, las frecuencias más altas se atenuarán más rápidamente que las bajas frecuencias en función de la distancia, producto de la atenuación intrínseca (Johnston y otros, 1979).

En términos de velocidad de partícula, la atenuación por estos mecanismos (despreciando el efecto de la atenuación geométrica), será:

$$V_{r_2} = V_{r_1} e^{\frac{-\pi}{QV} f \Delta r}$$

Ecuación 5.7

Donde:

- V_{r_1} = velocidad de partícula a una distancia r_1 desde el centro de la tronadura (mm/s)
- V_{r_2} = velocidad de partícula a una distancia r_2 desde el centro de la tronadura (mm/s)
- Q = Factor de Calidad Sísmica (adimensional)
- V = velocidad de propagación de la onda (m/s)
- f = frecuencia de la onda (Hz)
- Δr = distancia entre los puntos r_1 y r_2 (m)

De acuerdo con la ecuación 5.7, el registro de un evento sísmico con un amplio contenido de frecuencias cambiará de manera progresiva durante su propagación, debido a la mayor pérdida de energía de las frecuencias más altas o longitudes de onda más cortas (Figura 5.4).

En general, el efecto de absorción produce un “alargamiento” progresivo de la longitud de onda de un pulso sísmico (Morhard, 1987).

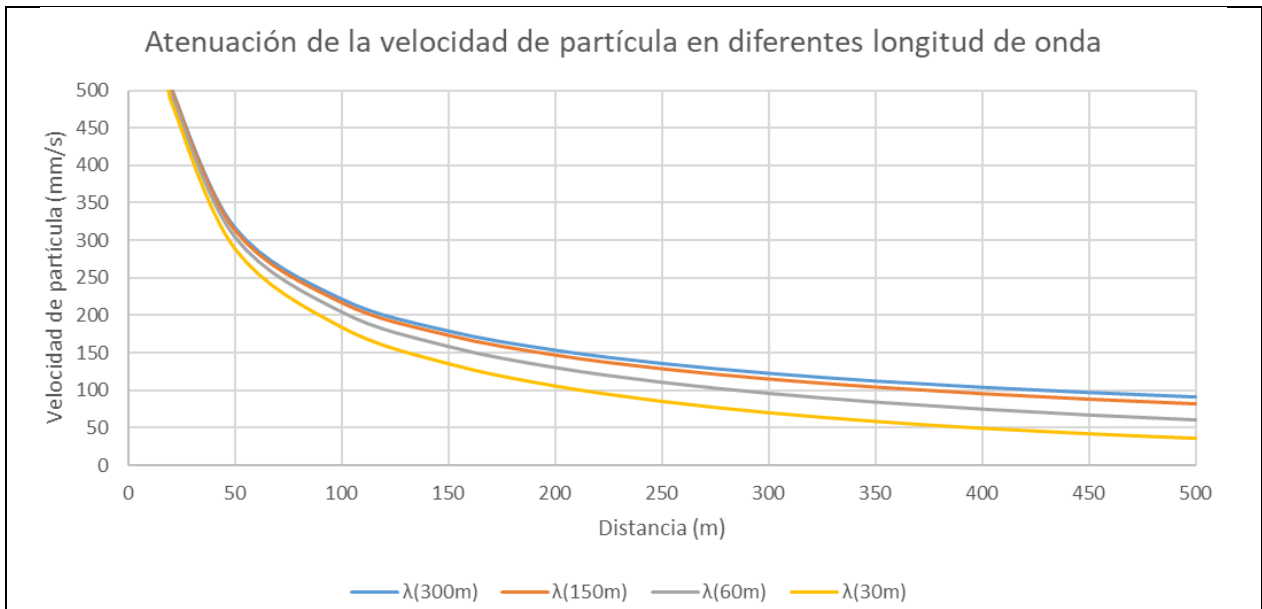


Figura 5.4: Atenuación de la velocidad partícula en diferentes longitudes de onda, a partir de la ecuación 5.3. Se consideró una velocidad de partícula inicial de 2266 (mm/s), obtenido por Tunstall y otros (1997) a 7 (m) desde la malla de disparo, asumiendo un Factor de Calidad Sísmica de 50.

En resumen, al estar las propiedades del medio vinculadas al coeficiente de absorción, mediante un Factor de Calidad Sísmica, las características geológicas y geotécnicas del macizo rocoso cumplirán un rol importante en la atenuación de la energía y el espectro de frecuencias.

5.2.1. Rol de la litología, alteración, fracturamiento y presencia de agua

Como se vio anteriormente, el Factor de Calidad Sísmica está en estrecha relación con las propiedades intrínsecas del macizo rocoso, por lo tanto, la litología, el tipo y grado de alteración, la intensidad de fracturamiento y la presencia de agua serán determinantes en la atenuación de la energía.

Con respecto a la litología, los minerales constituyentes y la textura de la roca influirán en la pérdida por fricción y deformación. Por ejemplo, una roca formada por minerales con bajo módulo de Young (típico de las arcillas), tendrá mayor deformación frente a bajos esfuerzos que una roca constituida por minerales con alto módulo de Young (Figura 5.5). Por otro lado, la textura de la roca condiciona la pérdida de energía por fricción entre los límites de grano. En ese

sentido, una roca con alta porosidad primaria (por ejemplo, una arenisca de grano grueso) disipará gran parte de la energía por fricción entre los granos no cementados.

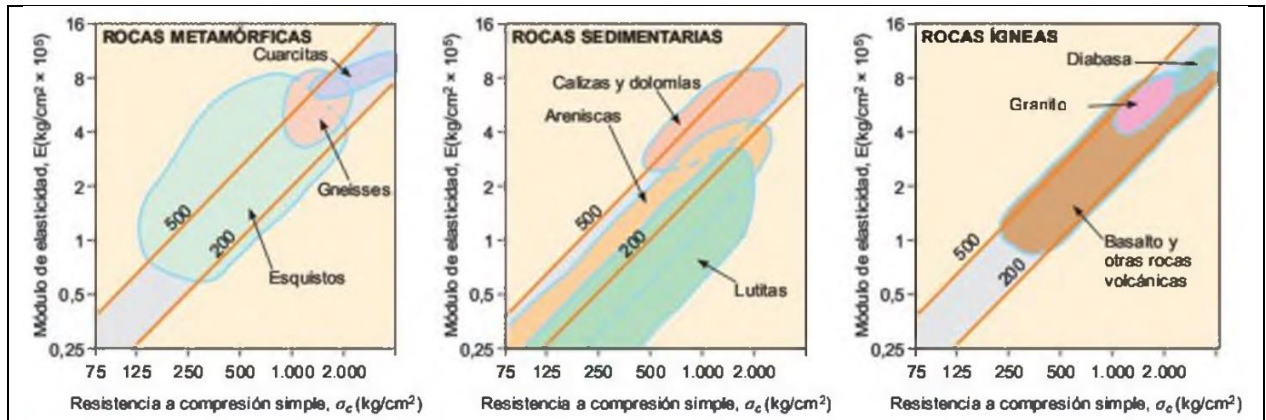


Figura 5.5: Relaciones entre el módulo de Young y resistencia a la compresión para diferentes tipos de roca. Tomado de González de Vallejo y otros, 2002.

De acuerdo con lo mencionado, es sumamente importante identificar los distintos dominios litológicos, considerando los tipos de alteración, para entender las variaciones del Factor de Calidad Sísmica en función de este parámetro (Figura 5.6).

Con respecto al grado de fracturamiento, esta característica puede llegar a ser el factor más importante en la atenuación, pues las estructuras son las que generan gran parte de la porosidad secundaria del macizo rocoso, propiedad considerada muchas veces como la más relevante como efecto de atenuación. En ese sentido, un mayor grado de fracturamiento implicará una mayor pérdida por fricción, debido al movimiento relativo entre las paredes de las discontinuidades, además de la pérdida por dispersión en el espacio. Es por esto, que resulta relevante identificar espacialmente los dominios estructurales, sus características geométricas y propiedades geotécnicas de cada sistema estructural (Figura 5.7). Por ejemplo, la transmisión de la energía será más efectiva si la fractura está apretada y rellena, que si está abierta y sin relleno.

Es importante considerar, que el grado de fracturamiento es un parámetro que va siendo constantemente alterado en el tiempo, ya que la principal consecuencia de la tronadura es la fragmentación del macizo rocoso (sobre todo en campo cercano), por lo tanto, resultará inevitable un aumento de la atenuación intrínseca producto de la inducción de nuevas fracturas. Por otro

lado, siendo la geometría del cerro modificada constantemente para cumplir con el diseño minero, la trayectoria de la energía cambiará en función de la extracción de material rocoso, debido a la generación de nuevas superficies de discontinuidad (cara libre), lo cual tendrá efectos significativos en la influencia del *scattering*.

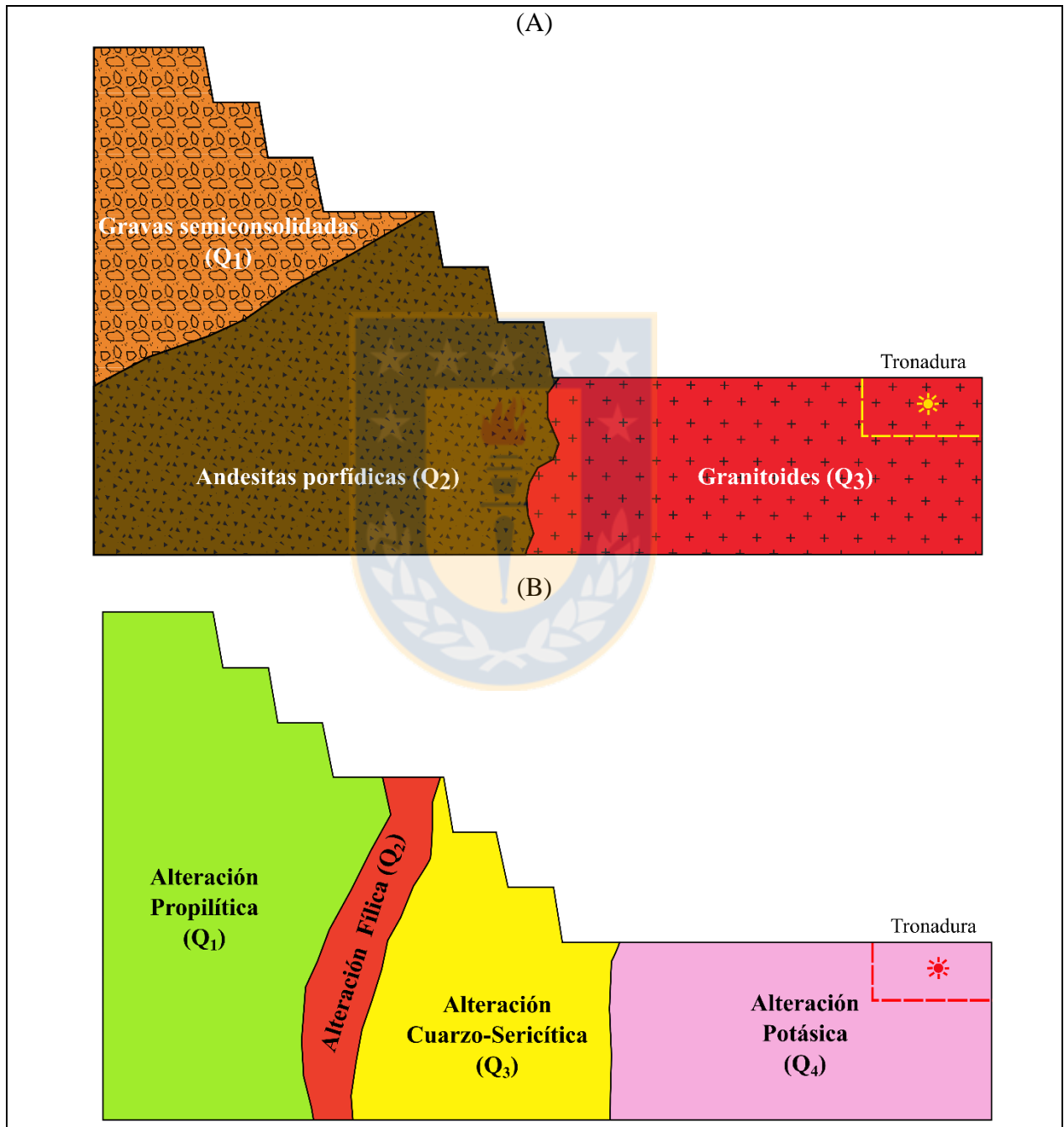


Figura 5.6: Variabilidad litológica en un rajo. (A) Ejemplo de modelo litológico y variación de Q según tipos de roca. (B) Ejemplo de modelo de alteración hidrotermal en pórfidos cupríferos (Lowell y Gilbert, 1970) y variación de Q según tipos de alteración.

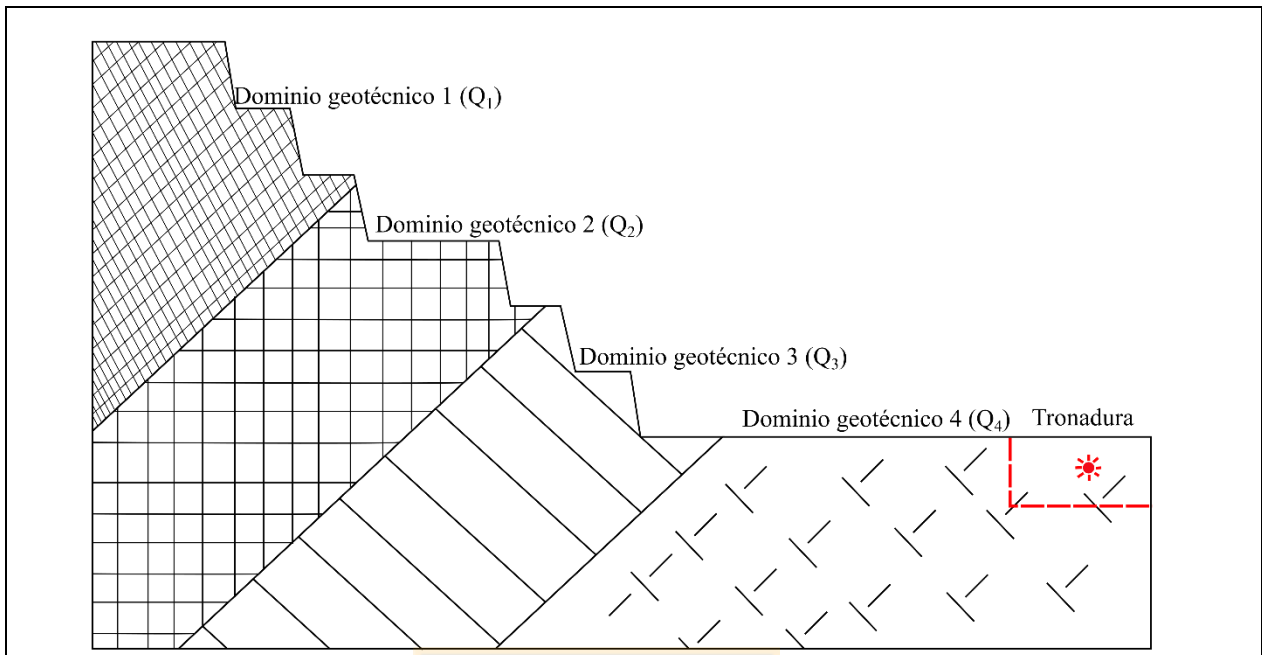


Figura 5.7: Variabilidad de los dominios geotécnicos en función de la frecuencia de fracturas. Factor de Calidad Sísmica (Q) dependiente de la frecuencia de fracturas.

Por último, el grado de saturación de agua también resulta ser otro parámetro clave en la atenuación intrínseca del macizo rocoso. En ese sentido, los efectos del agua en los poros de la roca son variados, pero en general, a mayor grado de saturación menor será el Factor de Calidad Sísmica. En la figura 5.8, se ilustran algunos de los principales mecanismos de atenuación producto de la presencia de agua.

En resumen, mientras mayor sea la saturación de agua, mayor será la pérdida de energía del frente de ondas. Por otro lado, es importante mencionar, que el grado de saturación de agua está en estrecha relación con la porosidad de la roca (primaria y secundaria), por lo que ambos mecanismos de atenuación estarán inevitablemente interrelacionados.

Asumiendo un medio homogéneo, es decir, con un Factor de Calidad Sísmica determinado, el decaimiento de la velocidad de partícula será constante y dependerá de los mecanismos de atenuación mencionados. De acuerdo con la figura 5.9, las curvas que representan decaimientos de velocidad de partícula con respecto a la distancia estarán más separadas conforme aumenta esta, sobre todo, si el Factor de Calidad Sísmica es bajo. Si los valores de Q son altos, es decir, la atenuación intrínseca de la energía es baja, el contraste de las curvas no será tan acentuado. Lo

anterior sugiere, que para distancias pequeñas (campo cercano), la atenuación intrínseca jugará un rol secundario, mientras que para grandes distancias (campo lejano) sí son relevantes las características del macizo rocoso.

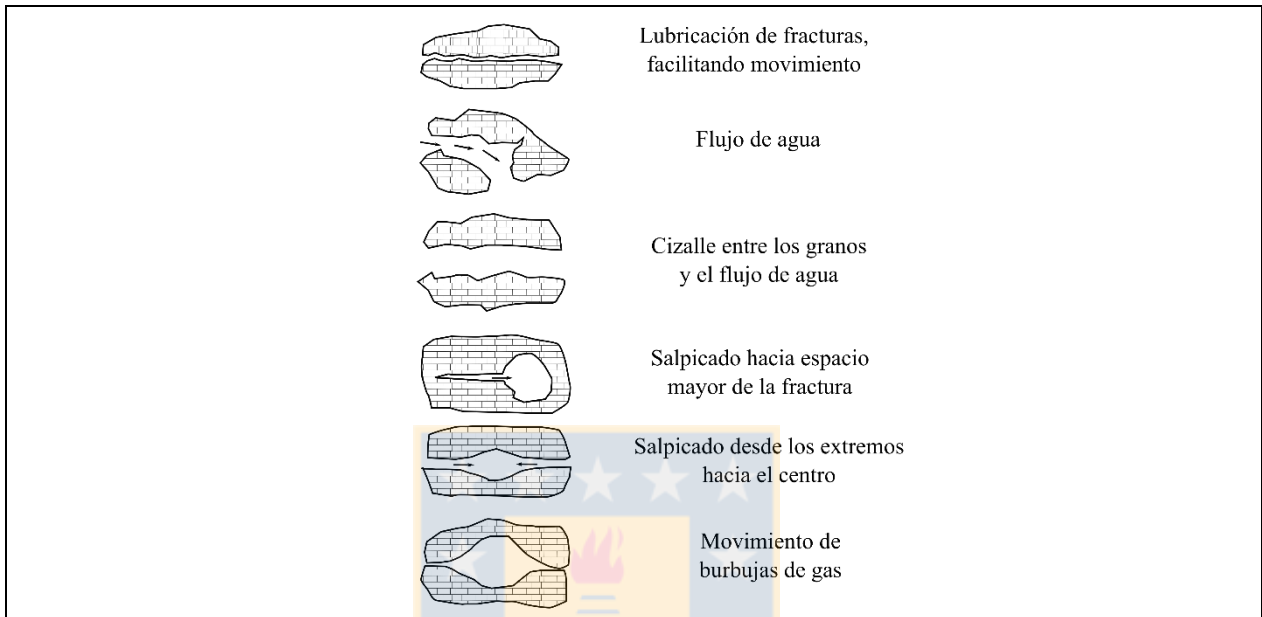


Figura 5.8: Principales mecanismos de atenuación en un medio poroso. Modificado de Johnston, (1979, en Camacho, 2014).

5.2. Rol de las discontinuidades mayores

Al igual que en el análisis anterior, sobre la influencia de las características generales del macizo rocoso en la atenuación de la energía, las propiedades de las discontinuidades mayores (fallas, diques, vetas, etc) también son muy importantes en la disipación y, por ende, en la variación del Factor de Calidad Sísmica. Sin embargo, deben considerarse otros aspectos que son claves en la atenuación de la energía, sobre todo, si las propiedades de éstas tienen un contraste significativo con respecto a la masa rocosa. Por ejemplo, en el caso de un macizo rocoso competente, compuesto por andesitas y cortado por una falla de gran espesor rellena con salbanda (Figura 5.10), las propiedades de atenuación serán muy diferentes, donde en la práctica, el Q de la falla suele ser menor al Q de una unidad de andesitas compactas ($Q_{\text{falla}} < Q_{\text{andesitas compactas}}$). Recordar la ecuación 5.6, donde el coeficiente de absorción (α) expresa la proporción de pérdida de energía durante la transmisión, a través de una distancia equivalente una longitud de onda completa (λ), por lo tanto, el espesor de una discontinuidad será determinante en la atenuación.

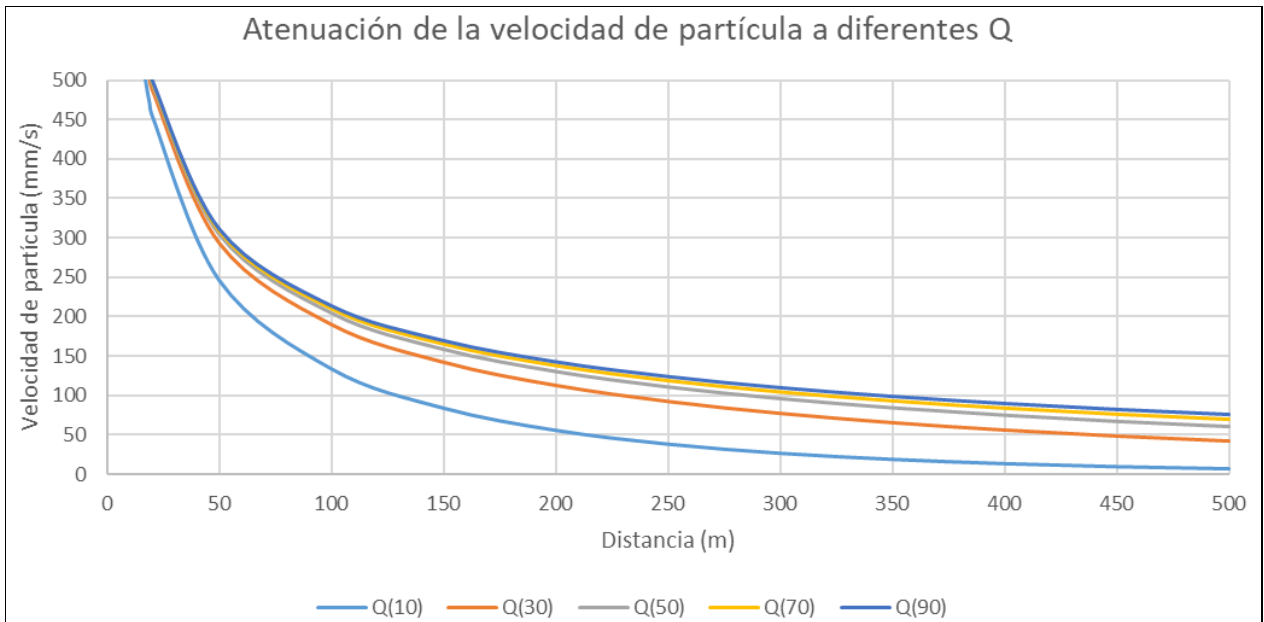


Figura 5.9: Atenuación de la velocidad partícula a diferentes Factores de Calidad Sísmica, a partir de la ecuación 5.3. Se consideró una velocidad de partícula inicial de 2266 (mm/s), obtenido por Tunstall y otros (1997) a 7 (m) desde la malla de disparo. Atenuación corresponde a onda con longitud de 60 (m).

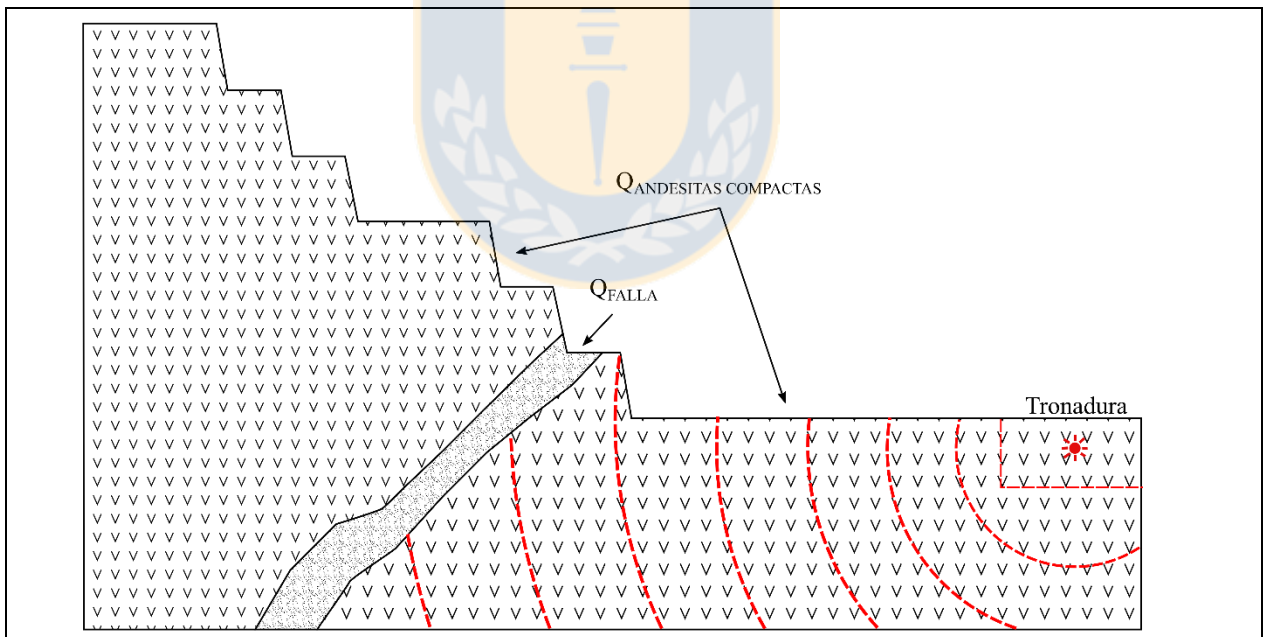


Figura 5.10: Discontinuidad mayor con manto en contra de la dirección del talud afecta a vibraciones por tronadura. Distintas características entre falla y macizo rocoso implican distintos Factores de Calidad Sísmica (Q).

La disipación de energía a través de una discontinuidad será proporcional a la longitud de esta. Por ejemplo, si un rayo sísmico viaja perpendicular al manto de una falla (Figura 5.11), el rayo

transmitido viajará por el espesor real de la discontinuidad. En el caso de que el espesor no sea significativo, con respecto a la longitud de onda del rayo sísmico ($E \ll \lambda$), entonces la onda no “detectará” la falla y el rol del relleno en la atenuación no será tan relevante (Belmonte, comunicación personal, 2017). En el diseño de una tronadura de contorno, la efectividad de un precorte cumple con la misma lógica, por lo que resulta necesario conocer bien las longitudes de onda de una tronadura, con el fin de filtrar de manera efectiva las vibraciones que puedan generar daño al macizo rocoso (Adamson, comunicación personal, 2017). En ese sentido, una tronadura de precorte puede funcionar bien para filtrar gases, pero puede ser deficiente al momento de disminuir vibraciones, sobre todo si dominan las altas longitudes de onda.

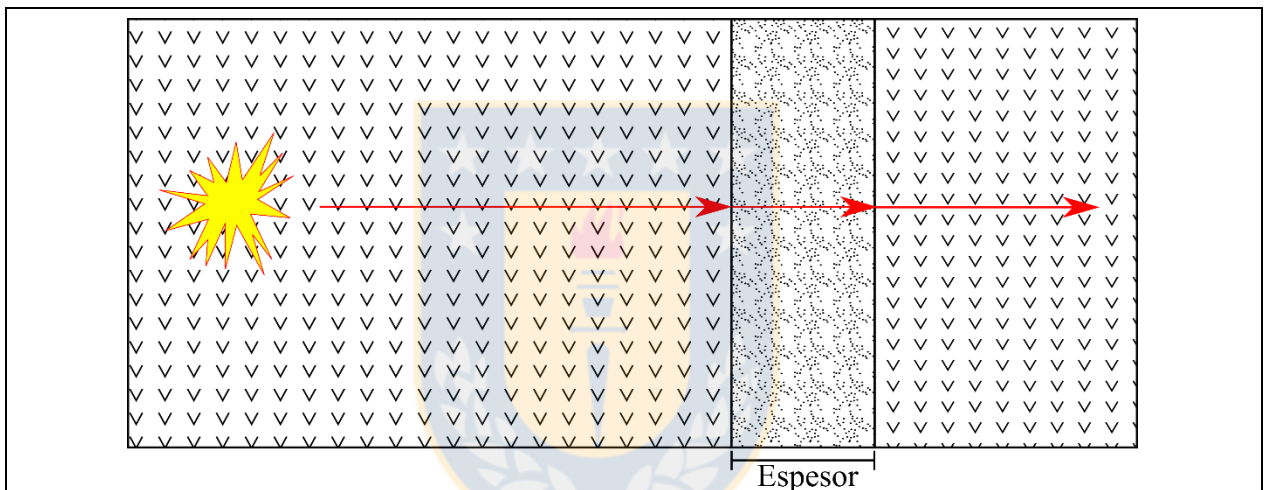


Figura 5.11: Trayectoria de un rayo sísmico que incide perpendicularmente a una falla idealizada con bordes rectos.

Analizar la propagación de un rayo sísmico y su rol en la atenuación de energía producida por tronadura, resulta extremadamente simplista, ya que el frente de ondas lo constituyen un conjunto de rayos sísmicos, los cuales no necesariamente incidirán perpendicularmente a la discontinuidad, sino lo harán con cierto ángulo con respecto a la normal de esta. En ese caso, los rayos oblicuos probablemente se transmitirán con un ángulo diferente al de incidencia (Figura 5.12) y una trayectoria distinta al espesor real de la discontinuidad (dependiendo del contraste entre ambos medios), cumpliendo con la Ley de Snell:

$$\frac{\text{sen}\theta_i}{V_{p_1}} = \frac{\text{sen}\theta_t}{V_{p_2}} = \frac{\text{sen}\phi_r}{V_{s_1}} = \frac{\text{sen}\phi_t}{V_{s_2}} \quad \text{Ecuación 5.8}$$

Donde:

- θ_i = ángulo del rayo compresivo (P) incidente ($^\circ$)
- θ_t = ángulo del rayo compresivo (P) transmitido ($^\circ$)
- ϕ_r = ángulo del rayo de cizalle (S) reflejado ($^\circ$)
- ϕ_t = ángulo del rayo de cizalle (S) transmitido ($^\circ$)
- V_{p1} = velocidad de las ondas P en el medio 1 (m/s)
- V_{p2} = velocidad de las ondas P en el medio 2 (m/s)
- V_{s1} = velocidad de las ondas S en el medio 1 (m/s)
- V_{s2} = velocidad de las ondas S en el medio 2 (m/s)

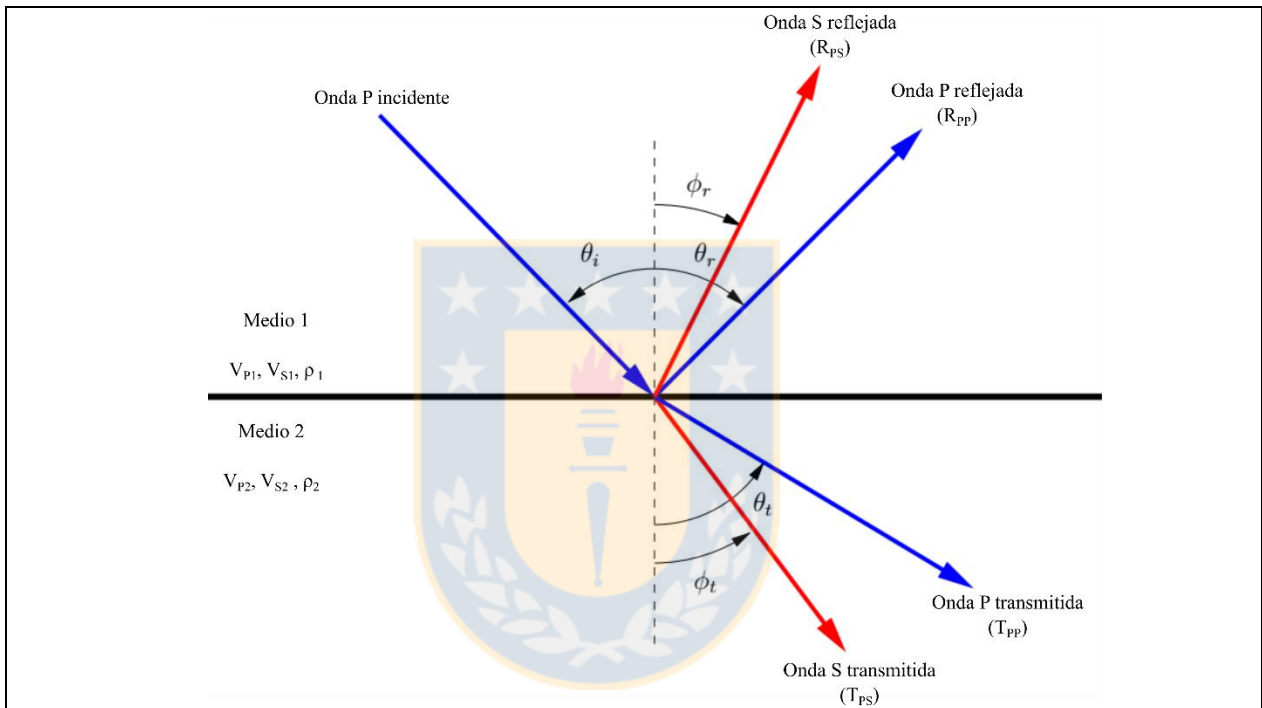


Figura 5.12: Partición de una onda compresiva. Tomado de Véliz (2007).

La reflexión y la transmisión de las ondas sísmicas es un fenómeno muy relevante en la incidencia de una onda sobre una discontinuidad, los cuales se traducen finalmente como pérdida de energía por dispersión o *scattering*. En ese sentido, la energía de la onda que incide, la onda que se refleja y la onda que se trasmite en la figura 5.12, según las ecuaciones de Zoeppritz, estará en función de:

- Las propiedades de ambos medios separados por la discontinuidad.
- El ángulo de incidencia del rayo sísmico, en el cual juega un rol muy importante la orientación de la discontinuidad.

No se entrará en mayor detalle sobre las ecuaciones Zoeppritz, ya que no es parte del objetivo. Sin embargo, es necesario dejar en claro que, según el principio de conservación de la energía, considerando una onda P incidente, se tiene:

$$E_{P \text{ incidente}} = E_{P \text{ y } S \text{ reflejadas}} + E_{P \text{ y } S \text{ refractadas}} \quad \text{Ecuación 5.9}$$

De la relación anterior, es necesario considerar que las ondas S también se pueden transmitir y reflejar a ondas P al incidir sobre discontinuidades. Para utilizar las ecuaciones de Zoeppritz, se debe asumir un medio elástico. Caso contrario habría fracturas de los materiales y se perdería la validez de las ecuaciones (Conolly, 1999), condición que se cumple en campo cercano de una malla de disparo, donde hay intenso fracturamiento del macizo rocoso producto de la tronadura.

Con respecto a la orientación de las discontinuidades, también resulta clave en la atenuación. En términos simples, si una onda se propaga a través del rumbo será muy distinto que lo haga por el espesor (real o aparente). Por ejemplo, si la energía se propaga por el rumbo de una falla rellena con salbanda, la energía se atenuará de manera más abrupta que si viajara ortogonal al manto de la falla (Figura 5.13), si se considera que el Q de la salbanda es mucho menor al Q del macizo rocoso.

En resumen, además de las características del macizo rocoso mencionadas en la sección 5.1, las características de las discontinuidades como el espesor y la orientación incidirán en la disipación de energía en campo lejano. En ese sentido, todas las características de macizo rocoso mencionadas incidirán en la estimación de los parámetros de sitio en la ecuación de Devine (1966) y el Factor de Calidad Sísmica de la ecuación de Ricker (1977).

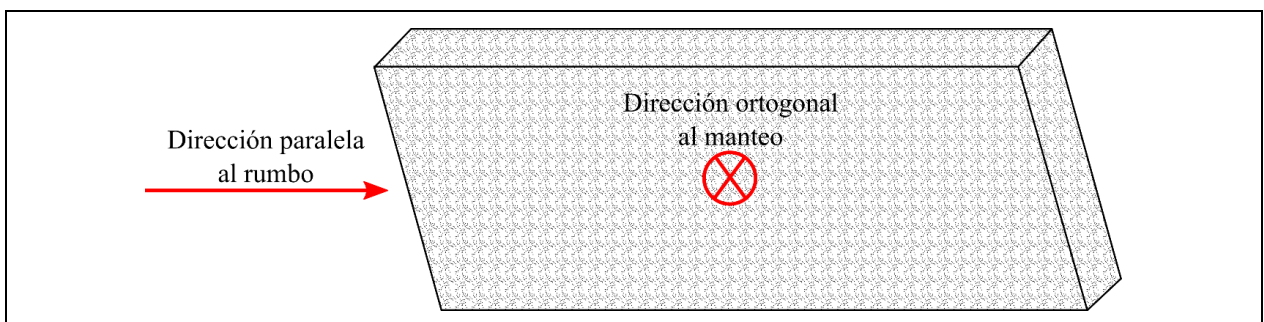


Figura 5.13: Incidencia de un rayo sísmico paralelo y perpendicular a la discontinuidad.

5.3. Recomendaciones

De acuerdo con el análisis de los mecanismos de atenuación de energía sísmica y el rol de las características geológicas y geotécnicas en ellos, es posible hacer varias consideraciones.

En campo lejano, la geología puede llegar a jugar un rol fundamental en la atenuación de la energía. Mientras mayor sea la distancia desde el foco emisor, mayor será la influencia de la pérdida friccional y *scattering*.

Si se quiere optimizar el proceso de tronadura y minimizar el daño en campo lejano, se recomienda hacer pruebas de medición de velocidad de partícula en base al método de la onda elemental, es decir, una tronadura compuesta por un solo pozo. En base a lo anterior, es posible conocer, mediante una red de geófonos, las propiedades de atenuación del macizo rocoso, de acuerdo con las ecuaciones de Devine (1966) o Ricker (1977).

Si se requiere modelar la propagación de energía por todo el macizo rocoso que sustenta físicamente la operación minera, se recomienda hacer mediciones de velocidad de partícula en base a la onda elemental en varios puntos estratégicos considerando la ubicación de los mecanismos de inestabilidad más críticos. Como se mencionó anteriormente, cada una de las características del macizo rocoso, en un mismo rajo, pueden afectar de distinta forma la atenuación de energía (Tabla 5.1), por lo que las “constantes” de macizo rocoso en las ecuaciones de Devine (1966) o Ricker (1977) pueden variar en un mismo rajo.

Para evaluar la influencia de importantes zonas de falla o cavidades en la atenuación de energía, se recomienda instalar geófonos adyacentes en los extremos de la estructura. Lo anterior, cumple con la misma lógica en la evaluación de efectividad de una tronadura de precorte.

Tabla 5.1: Tabla resumen sobre influencia de mecanismos de atenuación de energía.

Mecanismo de atenuación		Influencia sobre la atenuación del PPV
Atenuación geométrica		PPV disminuye de manera exponencial con respecto a la distancia del foco emisor de energía
Atenuación friccional y dispersión en el espacio	Litología	Mineralogía y textura determinan fricción en matriz rocosa
	Alteración	
	Grado de fracturamiento	Mayor grado de fracturamiento aumenta la pérdida por fricción en discontinuidades y dispersión de la energía en el espacio
	Presencia de agua	Saturación de agua aumenta pérdida de energía
	Discontinuidades mayores	Atenuación está controlada por el espesor, orientación, tipo de relleno y espectro de frecuencia de la onda.



6. ZONA CRÍTICA DE CUIDADO

Con respecto a lo antes planteado, uno de los objetivos claves en el proceso de tronadura corresponde a la minimización del daño hacia las paredes del rajo. En esta sección, se presentará un análisis de las variables que inciden en la estabilidad de las paredes del macizo rocoso, y en forma específica sobre potenciales inestabilidades identificadas que se requiere cuidar. Basado en información disponible en literatura y casos de inestabilidades, este capítulo tiene como objetivo realizar una evaluación que sea una alternativa útil en el proceso de análisis del daño por tronadura versus estabilidad de puntos críticos de cuidado y se complemente con los sistemas de monitoreo geotécnico que controlan y validan las condiciones de los taludes en minería de rajo abierto.

De acuerdo con la figura 6.1, la última zona definida en el criterio de evaluación de daño en campo lejano corresponde a la interacción entre el mecanismo de inestabilidad preexistente con los taludes del rajo, por lo tanto, se deben tener claras las características geométricas que se consideran en el diseño del mismo.

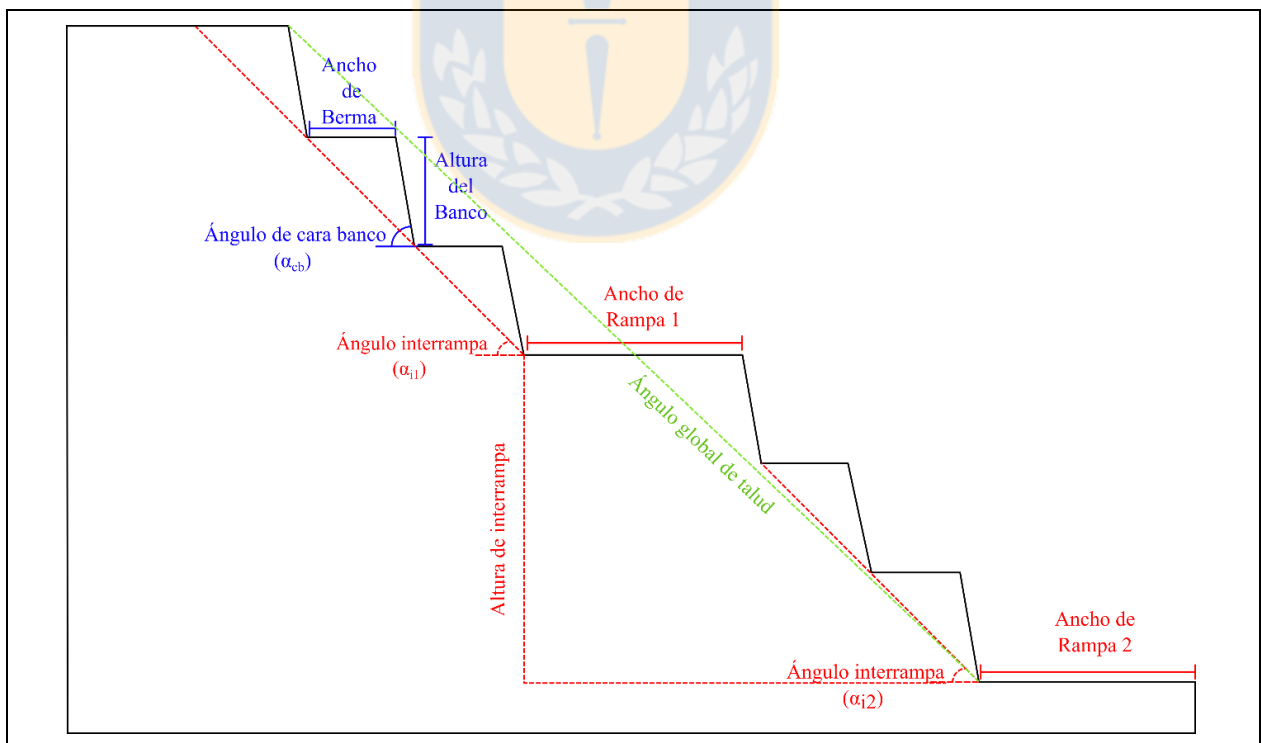


Figura 6.1: Características geométricas de la pared de un rajo. Se observa la geometría a tres escalas: nivel de banco, nivel interrampa y nivel global del talud.

Estimar la estabilidad de un talud bajo ciertas condiciones no es una tarea sencilla, sin embargo, es muy importante para cumplir con el diseño minero y la seguridad operacional. Según González de Vallejo (2002), la estabilidad de un talud está determinado por:

- Factores geométricos del talud
- Factores geológicos que condicionan la presencia de potenciales inestabilidades en el talud
- Factores hidrogeológicos
- Factores geotécnicos relacionados con el comportamiento mecánico del macizo rocoso

Los factores mencionados anteriormente, son considerados condicionantes e intrínsecos al macizo rocoso. Por otro lado, en la estabilidad de un talud también intervienen factores gatillantes (tronadura, sismos, lluvias intensas, sobrecarga de nieve, etc), los cuales pueden provocar fallamiento una vez que se cumplen una serie de condiciones y que actúan en los macizos rocosos, modificando sus características y condiciones de equilibrio de manera temporal o permanente.

En los taludes del rajo, pueden existir distintas zonas de inestabilidad que pueden afectar de distinta forma la seguridad de la operación minera y que están asociadas a las características del macizo rocoso. Si bien es cierto, en la sección 3.1 se ejemplificó con una falla plana, la realidad indica que está lejos de ser el único mecanismo de inestabilidad. En ese sentido, para entender la problemática del daño en campo lejano y evaluar la estabilidad de los taludes durante el proceso de tronadura, se debe considerar que estos están expuestos a diversos mecanismos de inestabilidad preexistentes.

A continuación, se describirán algunos de los mecanismos de fallamiento más frecuentes que generan las inestabilidades en los taludes con control estructural (Figura 6.2) a nivel de cara de banco, las principales características geológicas y geotécnicas que inciden en la estabilidad y las implicancias de cada una de ellas dentro del enfoque de Wong y Pang.

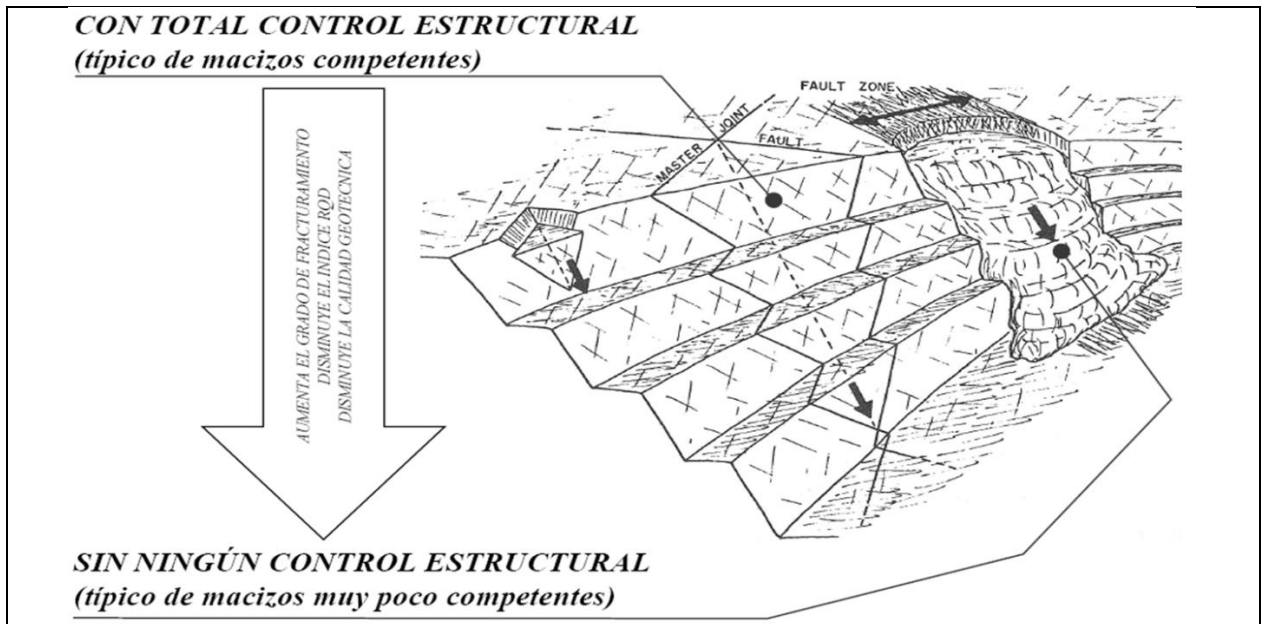


Figura 6.2: Fallamientos con control estructural vs sin control estructural. Modificado de Patton y Deere (1970). Gentileza Empresa 3G.

6.1. Mecanismos de fallamiento con control estructural

En los análisis de estabilidad de taludes, es común considerar una gran variedad de mecanismos de fallamiento, los cuales tienen distintas geometrías a diferentes escalas. En la presente sección se considerarán dos de los mecanismos con control estructural más frecuentes en minería de rajo abierto a escala de banco. Estos mecanismos son:

- Fallas planas
- Cuñas

Según González de Vallejo (2002), los análisis de estabilidad permiten diseñar los taludes, mediante el cálculo de un Factor de Seguridad y definir el tipo de medidas estabilizadoras que deben ser aplicadas en caso de potenciales fallamientos que pueden causar daños materiales y/o humanos.

En un mecanismo de fallamiento, el cálculo del Factor de Seguridad es parte de un método determinístico de análisis de estabilidad que se basa en un principio físico, en el que intervienen las fuerzas actuantes y fuerzas resistentes que actúan sobre el talud, como se vio en la sección 3 (Ecuación 3.15).

A continuación, se definirá cada mecanismo de fallamiento, las condiciones geométricas que se deben cumplir para que la estabilidad de un talud se vea comprometida y se describirá cuáles son las variables que inciden en la obtención del Factor de Seguridad mediante el método de equilibrio límite que utilizó Wong y Pang (1992) en el enfoque energético, pero para cada mecanismo de fallamiento a nivel de cara de banco (Figura 6.3).

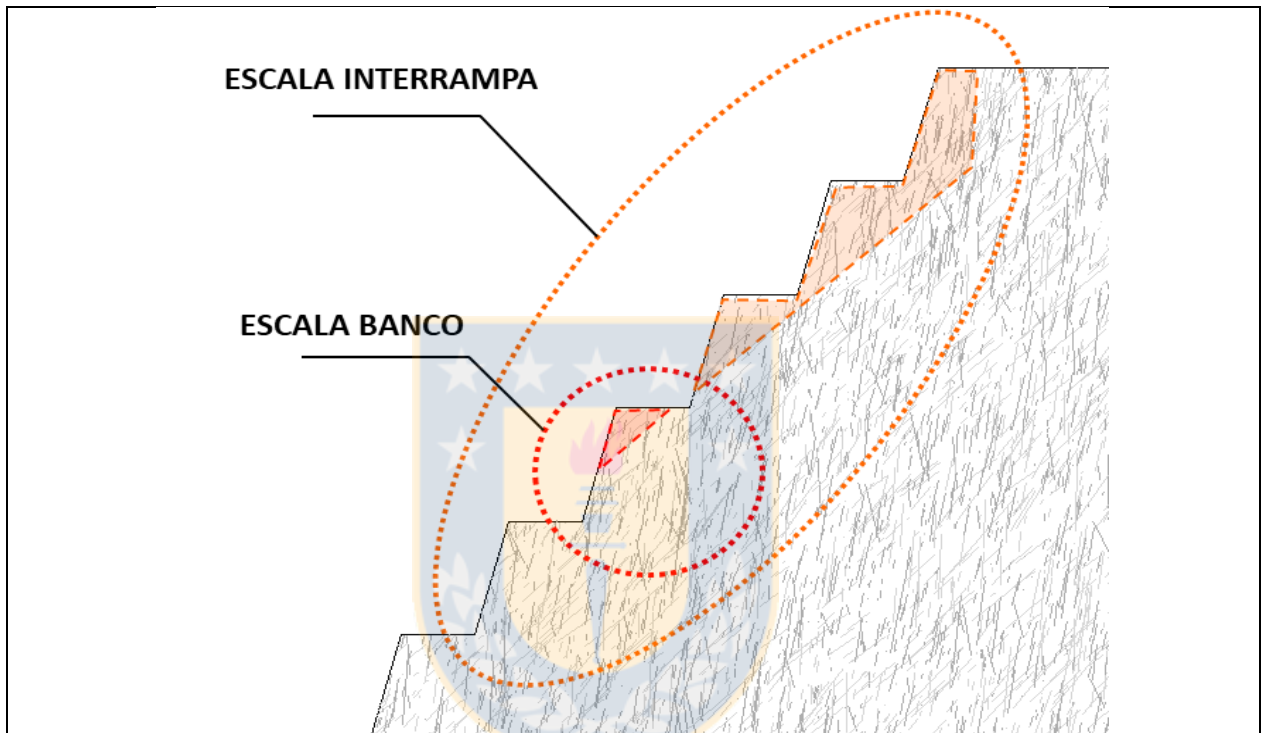


Figura 6.3: Escala banco vs interrampa. Gentileza Empresa 3G.

6.1.1. Falla plana

Un mecanismo de fallamiento plano se genera a través de una superficie relativamente uniforme (Figura 6.4), dependiendo de la escala involucrada y las características geométricas de la estructura.

Para realizar un análisis de estabilidad, es importante considerar que para que este mecanismo de fallamiento pueda afectar la estabilidad de un talud, se deben cumplir las siguientes condiciones geométricas y geotécnicas:

1. La estructura debe aflorar en la cara del talud.
2. El rumbo de la estructura debe ser paralela al rumbo del talud (con una tolerancia de $\pm 20^\circ$).

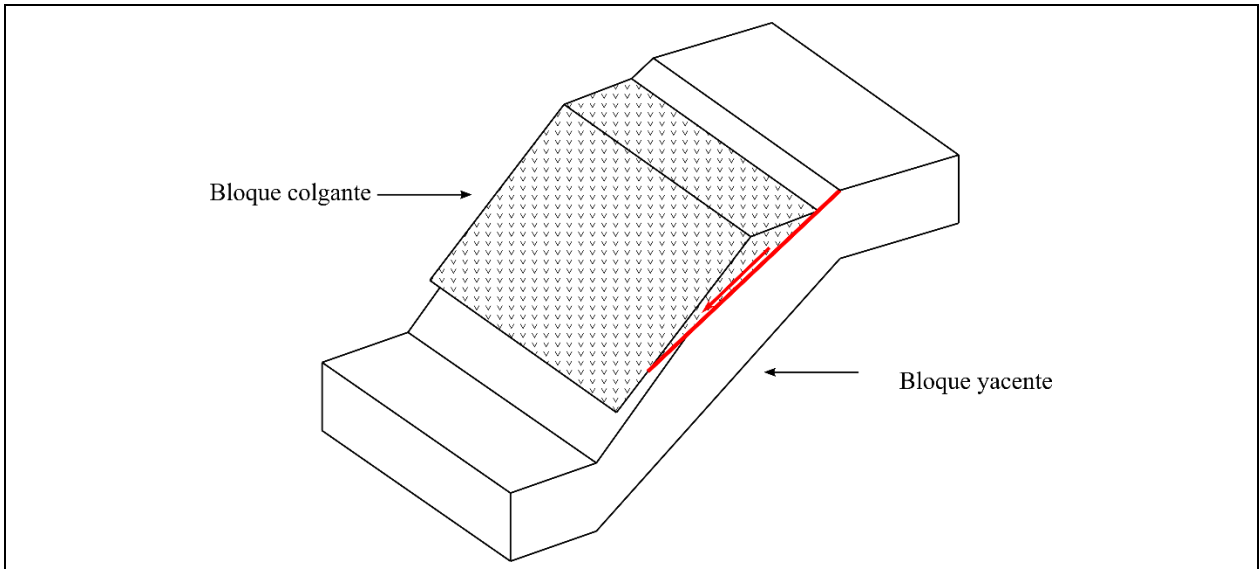


Figura 6.4: Mecanismo de falla plana idealizado a nivel de banco. Modificado de González de Vallejo (2002).

3. El manto de la falla debe ser menor al manto del talud: $\phi > \beta$ y mayor al ángulo de fricción de la falla (Figura 6.5)

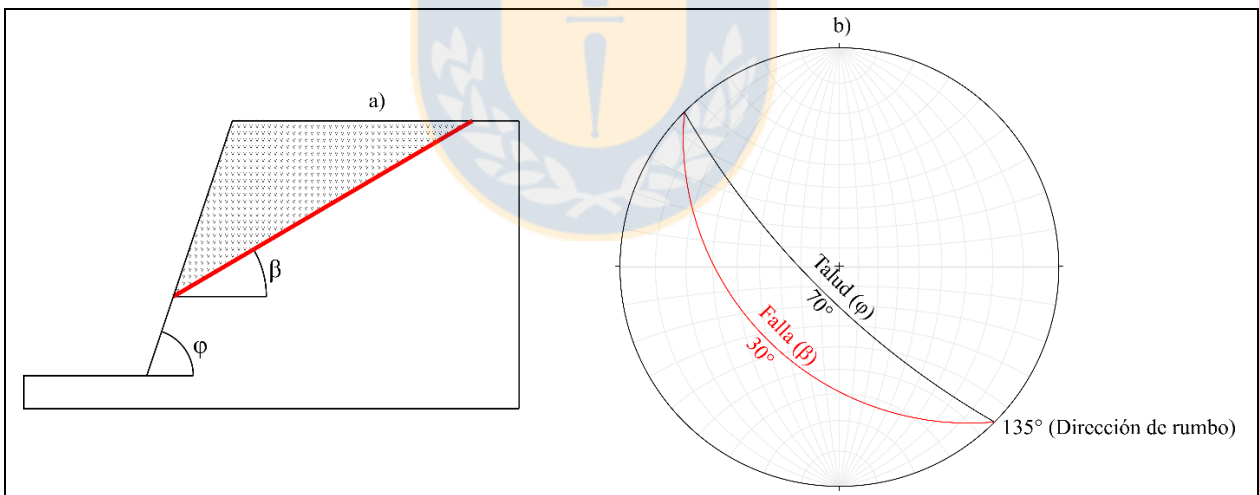


Figura 6.5: Parámetros geométricos de mecanismo de falla plana a nivel de banco. a) Modelo 2D de fallamiento plano. b) Representación estereográfica en red de Wulff de fallamiento plano.

De acuerdo con el método de equilibrio límite, la estabilidad de la masa de roca yacente al plano de fractura puede ser aproximada mediante un Factor de Seguridad. En ese sentido, considerando un mecanismo de falla plana con fricción, cohesión y presión de agua (Figura 6.6), el Factor de Seguridad será:

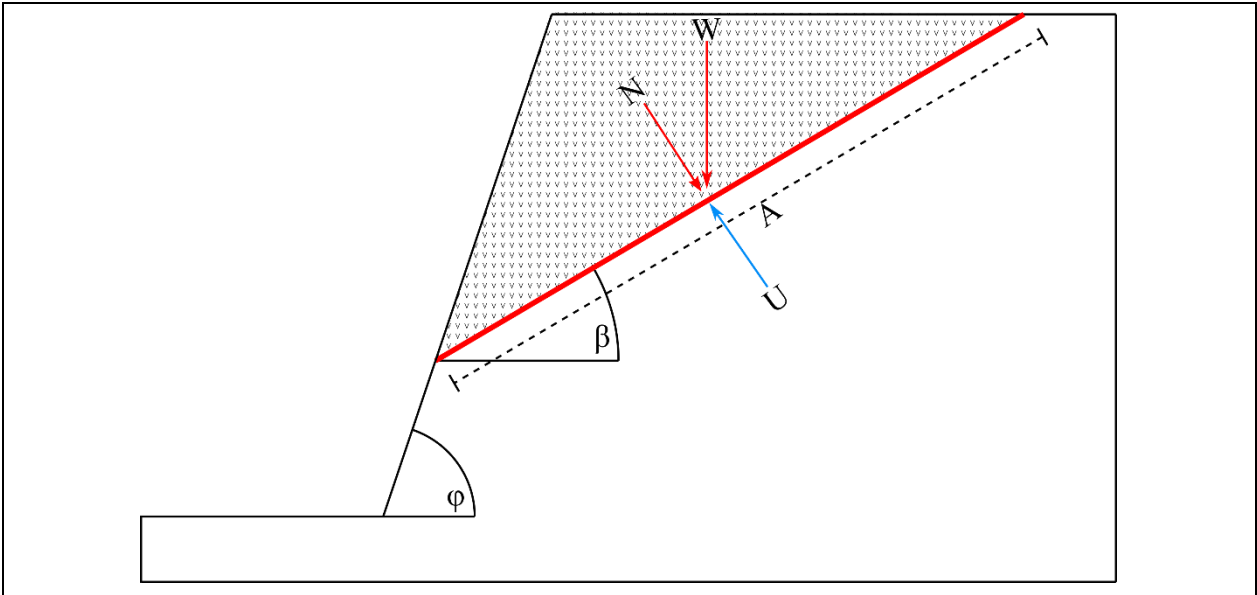


Figura 6.6: Representación de parámetros que inciden en el Factor de Seguridad de una falla plana simple. Modificado de González de Vallejo (2002).

$$FS = \frac{|r|}{|s|}$$

$$\therefore FS = \frac{cA + (N - U)\tan\phi}{W\sin\beta}$$

$$\therefore FS = \frac{cA + (W\cos\beta - U)\tan\phi}{W\sin\beta}$$

Ecuación 6.1

Donde:

- FS = Factor de Seguridad del bloque colgante (adimensional)
- $|r|$ = Fuerzas resistentes (N)
- $|s|$ = Fuerzas que tienden al deslizamiento (N)
- c = Cohesión en el plano de falla (Pa)
- A = Área de contacto entre ambos bloques (m^2)
- W = Peso del bloque yacente (N)
- β = Ángulo de manto del talud ($^\circ$)
- U = Fuerza debido a la presión de agua sobre la superficie de deslizamiento (N)
- ϕ = Ángulo de fricción en la falla ($^\circ$)

Según la tabla 6.1, si existe cohesión y presión de agua en la discontinuidad, la variación del Factor de Seguridad del bloque colgante (considerando los parámetros de la ecuación 6.1), dependerá de la cohesión, del área y manto del plano de fractura, del peso del bloque colgante, de la presión de agua en la discontinuidad y del ángulo de fricción interna.

Tabla 6.1: Relación de las características de la discontinuidad con el Factor de Seguridad.

Variación de parámetros	Variación del Factor de Seguridad
↑ Cohesión	Aumenta
↑ Área del plano de fractura	Aumenta
↑ Ángulo de fricción interna	Aumenta
↑ Peso del bloque colgante	Depende del ángulo de la fractura
↑ Manteo de plano de fractura	Disminuye
↑ Presión de agua en la fractura	Disminuye

6.1.2. Cuña

Este mecanismo de fallamiento, formado por la intersección de dos planos de discontinuidad, genera una geometría en forma de cuña o diedro, cuya masa de roca contenida es potencialmente inestable, (Figura 6.7).

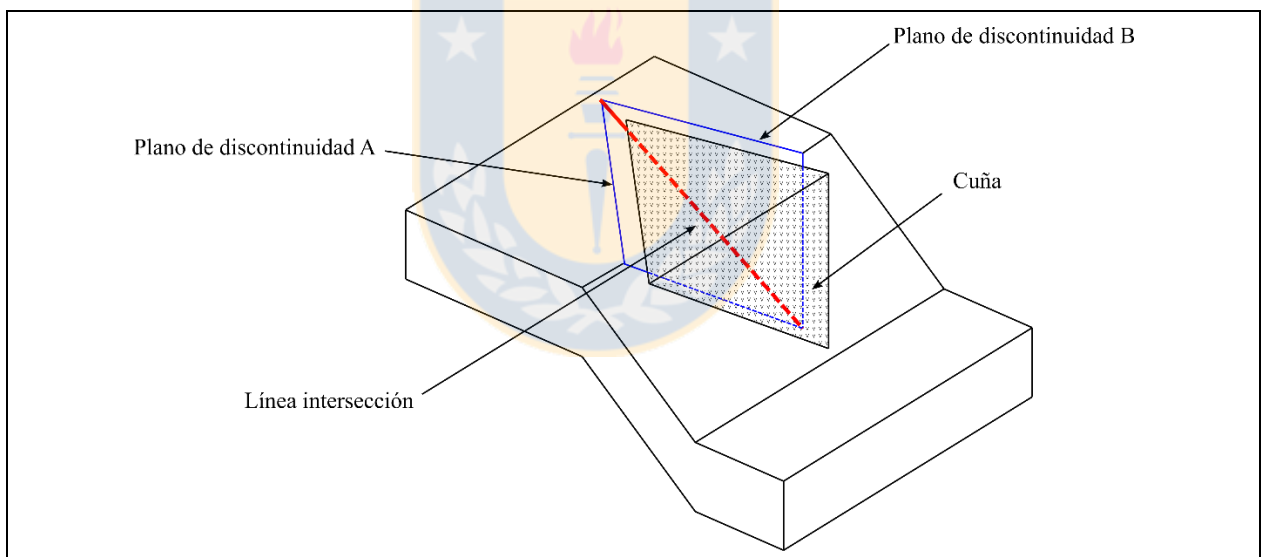


Figura 6.7: Mecanismo de fallamiento en cuña a nivel de banco. Modificado de Priest (1993).

Al igual que en el fallamiento plano, la cuña también debe cumplir condiciones geométricas para que pueda afectar la estabilidad de un talud, las cuales son:

- Los dos planos de discontinuidad que forman la cuña deben aflorar en el talud.
- La línea intersección debe aflorar en el talud.

- El buzamiento de la línea intersección entre los dos planos de discontinuidad debe ser menor al ángulo de manteo del banco y mayor que los ángulos de fricción de los planos (Figura 6.8).

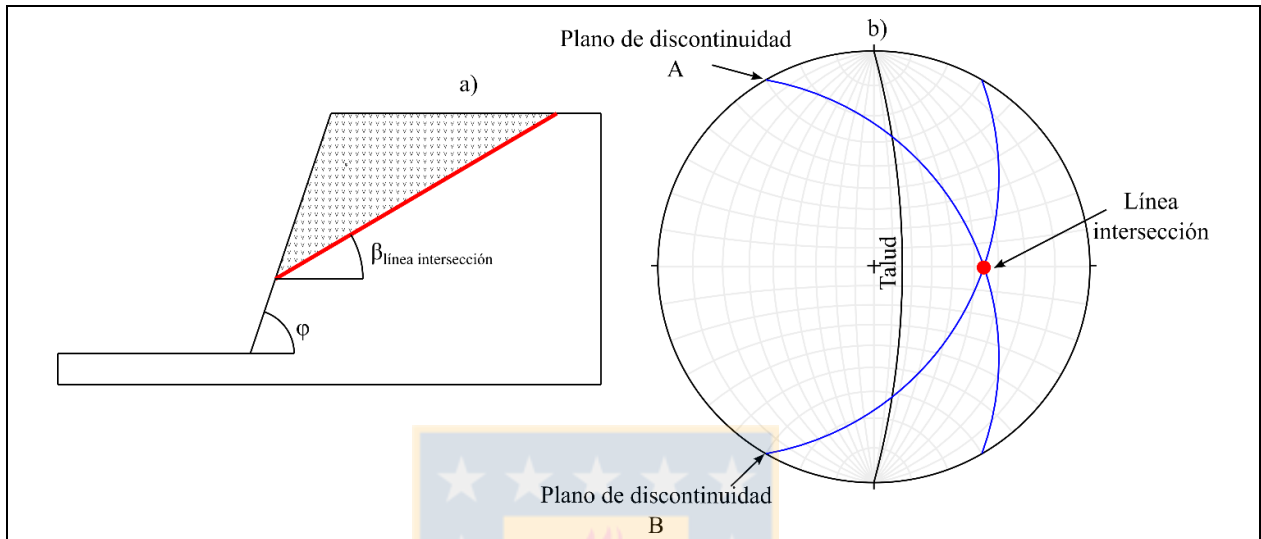


Figura 6.8: Parámetros geométricos de mecanismo de falla en cuña a nivel de banco. a) Modelo 2D de fallamiento en cuña. b) Representación estereográfica en red de Wulff de fallamiento en cuña.

Utilizando el método de equilibrio límite sobre la masa de roca con potencial fallamiento mediante un análisis por proyección estereográfica (Figura 6.9), el cual asume la condición de que la cuña solo sufrirá traslación a través del buzamiento de la línea intersección de los dos planos de discontinuidad, el Factor de Seguridad será:

$$FS = \tan\phi_{i(ap)} / \tan\tau_{ic} \quad \text{Ecuación 6.2}$$

Donde:

$$\begin{aligned} \tan\phi_{i(ap)} &= \tan\phi_{i(ap)}(\tan\phi_{ap(A)}, \tan\phi_{ap(B)}) \\ \tan\phi_{ap(A)} &= \tan\phi_{(A)} + (c_A A_A / W \cos\beta_{\text{cuña}} \cos\delta_A) \\ \tan\phi_{ap(B)} &= \tan\phi_{(B)} + (c_B A_B / W \cos\beta_{\text{cuña}} \cos\delta_B) \\ \tan\tau_{ic} &= \tan\tau_{ic}(U_A, U_B, W, \delta_A, \delta_B) = \delta N_i - W_e \end{aligned}$$

Según la tabla 6.2, haciendo un análisis similar al fallamiento plano, si existe cohesión y presión de agua en ambos planos de discontinuidad, la variación del Factor de Seguridad de la cuña (considerando los parámetros de la ecuación 6.2), dependerá de la cohesión, área y manteo de los planos de fractura, del peso de la cuña, de la presión de agua en las discontinuidades y de los ángulos de fricción interna en ambos planos de fractura (Figura 6.9).

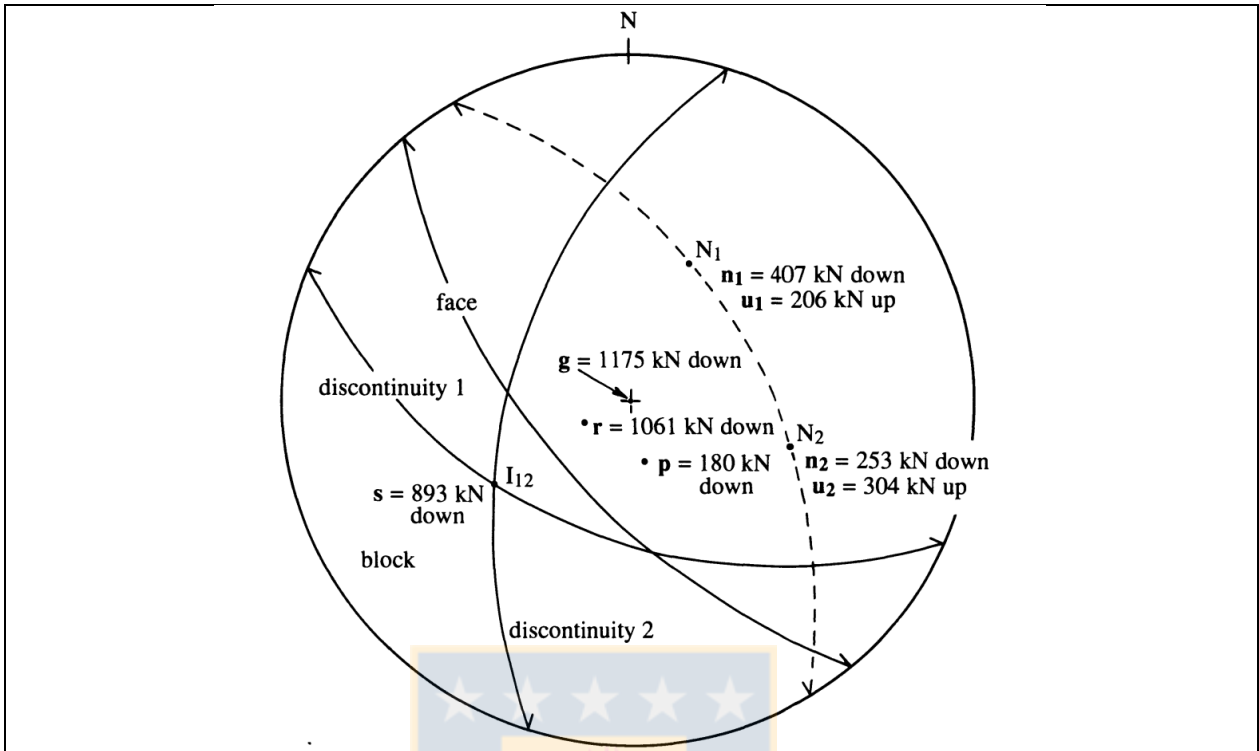


Figura 6.9: Representación de parámetros que inciden en el Factor de Seguridad de una cuña simple. Tomado de Priest (1993).

Tabla 6.2: Relación de las características de la cuña con el Factor de Seguridad.

Variación de parámetros	Variación del Factor de Seguridad
↑ Cohesión en A y/o B	Aumenta
↑ Área de los planos de fractura	Aumenta
↑ Ángulo de fricción interna en A y/o B	Aumenta
↑ Ángulo que forman las normales de A y B	Aumenta
↑ Buzamiento de línea intersección	Disminuye
↑ Peso de la cuña	Depende del buzamiento de la línea intersección
↑ Presión de agua en la fractura	Disminuye

A modo de mención, el efecto escala es importante tanto para la cuña como para la falla plana, ya que ambos pueden ocurrir tanto a nivel de banco, como a nivel interrampa (abarcando varios bancos). En general, las ecuaciones de Factor de Seguridad aplican a escala de banco, ya que a nivel interrampa se deben hacer otras consideraciones.

6.2. Rol de las características geológicas y geotécnicas

Para evaluar la estabilidad de un talud, es necesario tener el mayor conocimiento geológico y geotécnico del macizo rocoso, con el fin de identificar, caracterizar y evaluar los posibles mecanismos de fallamiento que pueden llegar a ocurrir en los taludes del rajo.

A continuación, se analizará el rol general de las características geológicas y geotécnicas desde dos puntos de vista:

- La implicancia que tienen en la formación de los distintos mecanismos de fallamiento.
- La relación con la variación del Factor de Seguridad para ver la implicancia en la estimación de la Velocidad Máxima Crítica de Partícula (PPV_c) en la sección 6.3.

6.2.1. Rol de la litología y alteración

Al igual que en los resultados en la fragmentación y en la propagación de energía, la litología y la alteración juega un rol clave en la formación de los distintos mecanismos de inestabilidad en un talud.

En el caso de rocas ígneas intrusivas con bajo grado de meteorización, las potenciales inestabilidades estarán controladas por las estructuras y las propiedades resistentes de éstas. Sin embargo, si el mismo macizo rocoso se encuentra afectado por un intenso grado de meteorización, las estructuras pueden llegar a jugar un rol secundario donde la ocurrencia de fallamientos circulares es común y su formación dependerá de la resistencia al corte del macizo rocoso meteorizado (González de Vallejo, 2002).

En el caso de las rocas metamórficas con textura foliada, producto de la orientación de los filosilicatos, se suelen presentar discontinuidades paralelas en la dirección de foliación de las micas. Esto demuestra que las estructuras de un macizo rocoso pueden estar ligadas al proceso de formación de la roca condicionando la estabilidad de un talud.

Numerosos casos pueden ser estar relacionados a la importancia de la litología y tipo y grado de alteración en la formación de mecanismos de inestabilidad, por lo que se debe prestar especial atención en caracterizar el macizo rocoso en función de esta cualidad con el fin de evaluar la estabilidad de un talud.

De acuerdo con las ecuaciones 6.1 y 6.2 de la presente sección, unos de los factores importantes en la estimación del Factor de Seguridad es el peso del bloque colgante o cuña. En particular, la variabilidad del peso del bloque inestable sólo incide en el Factor de Seguridad si es que existe cohesión y/o presión de agua y su incidencia depende del manto de las discontinuidades (el efecto de la rugosidad de una estructura, dependiente del peso, también influye en la estabilidad, como se verá más adelante).

6.2.2. Rol de la calidad del macizo rocoso

Si bien es cierto, la calidad de un macizo rocoso depende en gran parte de la litología y alteración, también puede estar determinada por el nivel de fracturamiento que presenta y las características de las discontinuidades. Por ejemplo, un macizo con intenso grado de fracturamiento puede estar afectado por un mecanismo de falla plana escalonada, debido a la intersección de distintos planos de discontinuidad, lo cual implica un aumento de la fricción por rugosidad a gran escala (Villalobos, comunicación personal, 2017), según la figura 6.10.

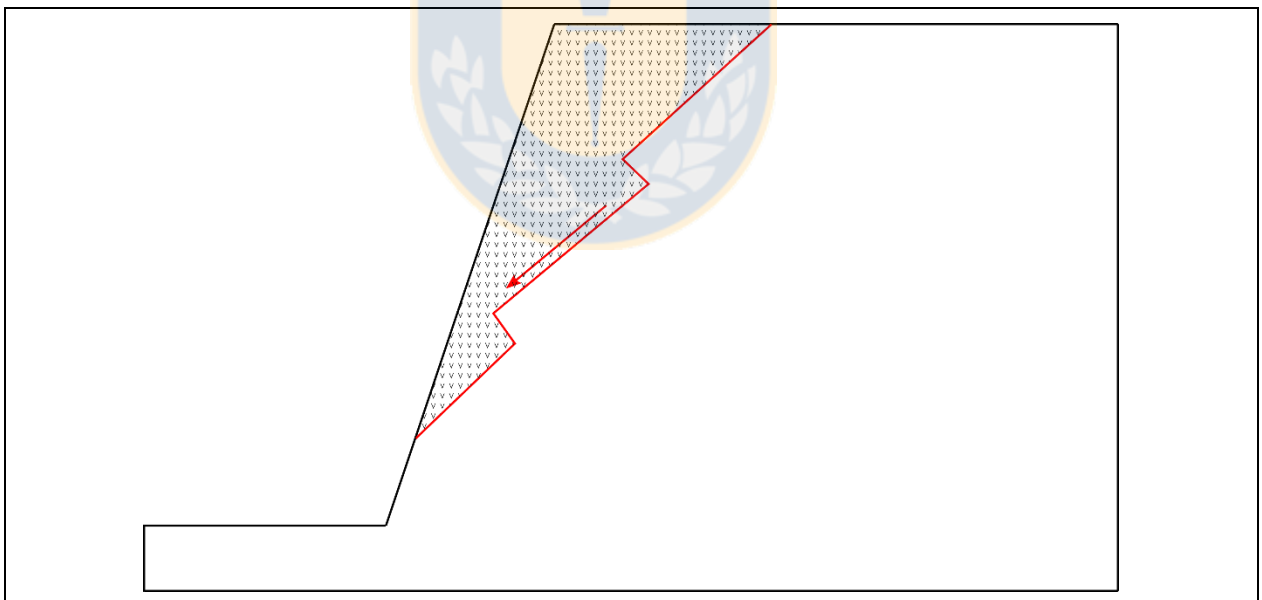


Figura 6.10: Idealización de una falla escalonada a nivel de banco.

En el caso de macizos rocosos competentes, la estabilidad de los taludes se encuentra condicionada principalmente por las propiedades resistentes de las discontinuidades. En cambio, en macizos rocosos poco competentes, al igual que lo macizos con intenso grado de meteorización o en el caso

de suelos, la estabilidad de los taludes está controlada por las propiedades resistentes del macizo, en el cual los deslizamientos circulares son típicos.

Al igual que la litología y la alteración, la falta de competencia de un macizo puede disminuir el peso de un bloque inestable y tener incidencia directa en el Factor de Seguridad de un mecanismo de falla, aunque mientras menor sea la competencia, menor control estructural tendrá un macizo rocoso.

6.2.3. Rol de las discontinuidades

La presencia de discontinuidades en el macizo rocoso es considerada en la mayoría de los casos como la variable más crítica en la estabilidad de un talud, sobre todo en macizos rocosos competentes y de especial manera en este análisis, ya que el daño medido en este caso está asociado a la activación o deslizamiento de estas potenciales inestabilidades generadas por una estructura o combinación de estas. En términos generales la mayor o menor cantidad de estructuras, afecta fuertemente las propiedades mecánicas de un macizo rocoso, y en ese sentido, sus propiedades juegan un rol trascendental en el diseño y mantenimiento de los taludes de un rajo (Russel, 2003).

Las principales características de las discontinuidades a considerar en una evaluación geotécnica son: la orientación, rugosidad, resistencia y meteorización de las paredes, abertura y relleno. A continuación, se profundizarán estos parámetros a nivel de banco.

La orientación de las discontinuidades es clave en los mecanismos de falla. En ellos, como se vio anteriormente, las estructuras deben cumplir condiciones geométricas de rumbo y manto para que un talud sea inestable. Por otro lado, la implicancia sobre el Factor de Seguridad es muy relevante. Según las ecuaciones 6.1 y 6.2, mientras mayor sea el manto del plano de falla o el buzamiento de la línea intersección de la cuña, menor será el Factor de Seguridad. A escala de banco, la orientación de una estructura suele ser uniforme, sin embargo, a escala interrampa no es raro que la orientación varíe en su rumbo y manto generando ondulaciones a gran escala.

Las rugosidades de las estructuras también son relevantes, ya que aumentan la resistencia al cizalle en un plano de fractura. En las descripciones de las discontinuidades de la sección 6.1, se asumió

que las superficies son totalmente planas, lo que muchas veces difiere con la realidad. En ese sentido, existen varios criterios que se utilizan para integrar el rol de la rugosidad de una estructura en la resistencia al cizalle. Uno de ellos, es el criterio de Barton y Choubey (1977), el cual plantea que la resistencia de una discontinuidad en función de la rugosidad de la estructura será:

$$\tau = \sigma_n \tan \left[\phi_r + JRC_0 \log_{10} \left(\frac{JCS_0}{\sigma_n} \right) \right] \quad \text{Ecuación 6.3}$$

Donde:

- τ = Resistencia al cizalle (Pa)
- σ_n = Esfuerzo normal a la discontinuidad (Pa)
- ϕ_r = Ángulo de fricción residual (°)
- JRC_0 = Coeficiente de rugosidad de la discontinuidad a una escala de 100mm (adimensional)
- JCS_0 = Resistencia a la compresión en las paredes de la discontinuidad a una escala de 100mm (Pa)

El valor del JCS en la ecuación 6.3, depende netamente de la resistencia de los minerales que constituyen las paredes de la discontinuidad. Por ejemplo, la influencia de minerales secundarios, como arcillas, pueden influir de manera relevante en la pérdida de resistencia (Deere y Miller, 1966). En ese sentido, el tipo y grado de alteración de las paredes son importantes en la estabilidad de un mecanismo de falla. Por otro lado, el valor del esfuerzo normal (σ_n), como se vio en la sección 6.1, depende del peso del bloque inestable, el manto del plano inclinado o buzamiento de la línea intersección y la presión de agua, donde mientras mayor sea el valor de σ_n , menor será la influencia de la rugosidad en la resistencia al cizalle.

Si bien es cierto, el efecto de la rugosidad en una discontinuidad está descrita por la ecuación 6.3, esta considera una muestra de 100 mm para los valores de JRC y JCS (Figura 6.11), cuya escala está muy lejos de representar un fallamiento a nivel de cara de banco. Por otro lado, está comprobado que existe una reducción del coeficiente de rugosidad (JRC) a medida que aumenta la longitud de una discontinuidad. Según la ecuación 6.4 (Barton, 1990), la variación de la resistencia al cizalle en función de la rugosidad será:

$$\tau = \sigma_n \tan \left[\phi_r + JRC_n \log \left(\frac{JCS_n}{\sigma_n} \right) \right] \quad \text{Ecuación 6.4}$$

Donde JRC_n y JCS_n equivalen a:

$$JRC_n \approx JRC_0 \left(\frac{L_n}{L_0} \right)^{-0,02JRC_0} \quad \text{y} \quad JCS_n \approx JCS_0 \left(\frac{L_n}{L_0} \right)^{-0,03JRC_0}$$

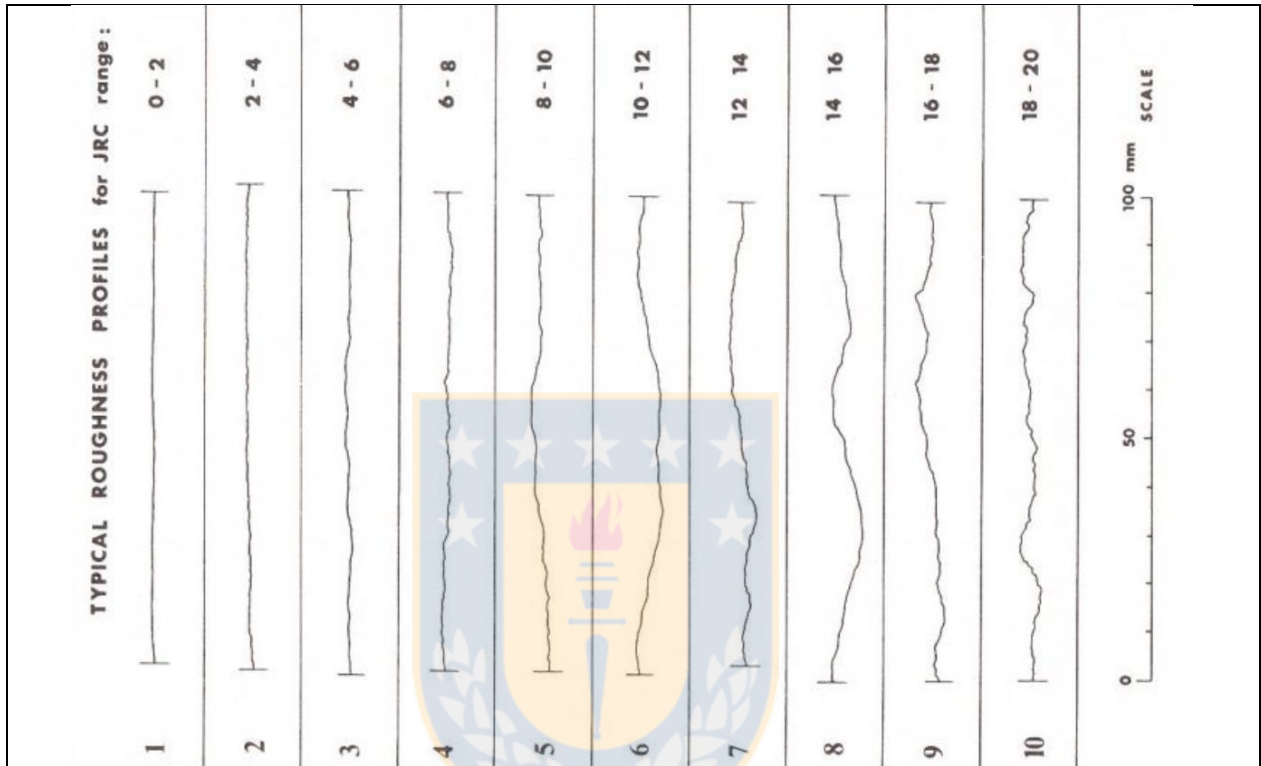


Figura 6.11: Estimación cuantitativa de la rugosidad de una estructura de 100 mm. Tomado de Barton y Choubey (1977).

De acuerdo con el análisis de rugosidad, se pueden rescatar dos aspectos aplicables a un análisis de estabilidad de taludes en un rajo:

1. La rugosidad tiene una incidencia menor al aumentar la longitud de una discontinuidad, la cual puede llegar a tener gran importancia a nivel de banco.
2. Además de la rugosidad, las ondulaciones a gran escala aumentan la resistencia al cizalle en un mecanismo de falla, cuya implicancia ocasionalmente es más importante a nivel interrampa.
3. La rugosidad afecta a la estimación del desplazamiento crítico, como se mencionó en el Capítulo 3.

Por último, el relleno y la abertura de una discontinuidad también serán claves en la estabilidad de un mecanismo de fallamiento. En ese sentido, el efecto del relleno sobre la resistencia al corte fue demostrado por Goodman (1970), la cual depende del tipo y espesor del material de relleno. Por ejemplo, si el espesor es más del 25% de la amplitud de una rugosidad, no habrá contacto roca a roca y la resistencia al corte de la fractura es igual a la del relleno. Por otro lado, en el caso de rellenos con arcillas como la montmorillonita y bentonita, los ángulos de fricción pueden ser tan bajos como 8° y las cohesiones pueden variar entre 0 y 20 KPa (Barton y otros, 1974). Considerando lo anterior, dependiendo del espesor del relleno, la rugosidad de los planos puede tener una implicancia nula en la resistencia al corte.

Es importante mencionar, a modo de precaución, que las consecuencias de la tronadura sobre las discontinuidades pueden ser significativas, sobre todo en campo cercano. Además de inducir fracturas nuevas, se pueden extender y abrir discontinuidades rellenas y destruir las características naturales de cohesión de la estructura, por lo tanto, si no hay control de la tronadura a pared final se puede afectar de manera importante a los mecanismos de inestabilidad preexistentes, los cuales serán el campo lejano en malla de disparo más distantes.

6.2.4. Rol del agua

El efecto del agua en los macizos rocosos puede ser tremendamente significativo. Hoy en día, conocer la hidrogeología de un rajo es trascendental desde un punto de vista geotécnico, ya que puede modificar de manera sustancial las propiedades resistentes del macizo rocoso.

En términos generales, la presión de agua disminuye los esfuerzos efectivos que actúan sobre el macizo rocoso, lo cual tiene un efecto negativo en la estabilidad de los mecanismos de falla. En ese sentido, como reflejan las ecuaciones 6.1 y 6.2, la presión de agua disminuye el Factor de Seguridad lo que, combinado con el efecto de la tronadura, puede ser críticas en la estabilidad de un talud.

Según González de Vallejo (2002), el agua tiene los siguientes efectos sobre los macizos rocosos:

- Reduce la resistencia al corte de las discontinuidades

- La presión del agua ejercida sobre las grietas de tracción aumenta fuerzas que tienden al deslizamiento (lo mismo ocurre en cuñas cuyos planos formadores están expuestos a presión de agua).
- Aumenta el peso por saturación, lo cual puede ser significativo en macizos rocosos poco competentes o suelos (aunque estos suelen no tener control estructural).
- Produce erosión interna por flujo subterráneo, cuya implicancia se refleja en la cohesión de fracturas rellenas.
- Produce meteorización y cambios en la composición mineralógica de los materiales
- Produce apertura de las discontinuidades

En resumen, el agua es enemiga de la estabilidad de los taludes por diversas razones, por lo que puede llegar a ser una característica trascendental a tener en cuenta en el criterio definido de evaluación.

6.3. Análisis energético de mecanismos de falla

De acuerdo con los mecanismos de fallamiento descritos anteriormente, cada inestabilidad puede ser analizada mediante la estimación de un Factor de Seguridad. Con respecto a lo mencionado en la sección 3, la estabilidad de un bloque de roca sobre un plano inclinado estará en función del cizalle inicial y el cizalle crítico. Si se sigue asumiendo un modelo de desplazamiento lineal por cizalle en los dos mecanismos de fallamiento, considerando además cohesión, rugosidad y presión de agua, la ecuación de Wong y Pang se hace más compleja y se deben tener otras consideraciones.

En el desarrollo del enfoque energético, la base de las ecuaciones consiste en asumir que el bloque con potencial inestabilidad tiene un comportamiento rígido y fallará sólo cuando la resistencia en la discontinuidad sea superada. En ese sentido, el punto de partida para analizar la influencia de la cohesión, rugosidad y presión de agua en el enfoque energético para una falla plana y cuña será una parte del desarrollo de Wong y Pang (1992), en el cual:

$$PPVC^2 = 2g \left[\frac{A}{2} \left(\frac{\delta_c}{\tau_c} \right) (\tau_c^2 - \tau_i^2) - Wu_f \text{sen}\beta \right] / W \quad \text{Ecuación 6.5}$$

En la ecuación 6.5, τ_i corresponde al esfuerzo de cizalle que tiende al deslizamiento y τ_c a la resistencia al cizalle en la discontinuidad. Considerando lo anterior, cada mecanismo de fallamiento puede ser analizado bajo un enfoque energético donde la relación del cizalle inicial y el cizalle crítico son análogos al cálculo de Factor de Seguridad de la sección 6.1, asumiendo que el desplazamiento crítico no cambia al haber cohesión, rugosidad y/o presión de agua (lo cual es necesario corroborar en el marco de futuras investigaciones).

6.3.1. Caso falla plana

El caso de un mecanismo de fallamiento plano es análogo al análisis de Wong y Pang (1992) y la ecuación de PPVc no se modifica si sólo existe fricción (Ecuación 3.12, Capítulo 3). Sin embargo, si existe cohesión, el valor del cizalle crítico τ_c cambia y la resistencia en la discontinuidad aumenta, donde:

$$\tau_c = \tan\phi + cA \quad \text{Ecuación 6.6}$$

Hay que considerar que el cizalle inicial, $\tau_i = W\text{sen}\beta$ no varía, independiente de la cohesión, rugosidad y presión de agua (a menos que exista una grieta de tracción con presión de agua hacia el bloque colgante), por lo que el PPVc aumentará mientras mayor sea la cohesión, donde:

$$PPV_c = \sqrt{2g\delta_c\text{sen}\beta \left[\frac{cA+W\cos\beta\tan\phi}{2W\text{sen}\beta} + \frac{W\text{sen}\beta}{2(cA+W\cos\beta\tan\phi)} - 1 \right]} \quad \text{Ecuación 6.7}$$

En el caso de una falla plana con rugosidad, el ángulo de fricción ϕ será mayor mientras más rugosa sea el plano de falla. En ese sentido, la resistencia al cizalle estará dado por un ángulo de fricción aparente, modificando el PPVc del bloque potencialmente inestable, donde:

$$\tan\phi_{(R)} = \tan \left[\phi_r + JRC_n \log_{10} \left(\frac{JCS_n}{\sigma_n} \right) \right]$$

$$PPV_c = \sqrt{2g\delta_c\text{sen}\beta \left[\frac{\tan\phi_{(R)}}{2\text{sen}\beta} + \frac{\text{sen}\beta}{2\tan\phi_{(R)}} - 1 \right]} \quad \text{Ecuación 6.8}$$

Debido a que la presencia de agua en la discontinuidad disminuye el esfuerzo normal, al igual que en condiciones estáticas disminuye la estabilidad de una falla plana, disminuye el PPVc de un bloque expuesto a vibraciones por tronadura, donde el cizalle crítico y el PPVc serán:

$$\tau_c = (W \cos \beta - U) \tan \phi$$

$$PPV_c = \sqrt{2g\delta_c \operatorname{sen} \beta \left[\frac{(W \cos \beta - U) \tan \phi}{2W \operatorname{sen} \beta} + \frac{W \operatorname{sen} \beta}{2(W \cos \beta - U) \tan \phi} - 1 \right]} \quad \text{Ecuación 6.9}$$

A partir de las ecuaciones 6.7, 6.8 y 6.9, se puede extrapolar una ecuación generalizada de PPVc aplicable a mecanismos de falla plana a nivel de banco con *input* de parámetros mediante un mapeo geotécnico, donde:

$$PPV_c = \sqrt{2g\delta_c \operatorname{sen} \beta \left[\frac{cA + (W \cos \beta - U) \tan \phi_{(R)}}{2W \operatorname{sen} \beta} + \frac{W \operatorname{sen} \beta}{2(cA + (W \cos \beta - U) \tan \phi_{(R)})} - 1 \right]} \quad \text{Ecuación 6.10}$$

A modo de restricción, la ecuación generalizada sólo aplica si no existen agentes externos que modifiquen las condiciones iniciales de cizalle, como en el caso de la presencia de agua en una grieta de tracción o el uso de pernos de anclaje, ya que cambian el arreglo algebraico desde la ecuación 6.5.

Considerando casos típicos de fallamiento plano, se presentan valores de PPVc cuya utilidad es dimensionar los valores de vibraciones que se necesitan para que un bloque de roca deslice producto de la tronadura. Para tal caso, es necesario simular algunos valores de ángulo de fricción frente a distintos ángulos de manto de falla. En el caso de la tabla 6.3, mientras el Factor de Seguridad sea mayor a 1, a mayor ángulo de fricción y menor ángulo de manto de falla, mayor serán los niveles de vibración que necesitará un bloque inestable para deslizar sobre una estructura, alcanzando valores cercanos a los 80 (mm/s) bajo las condiciones establecidas en la tabla 6.3. En este caso en particular, donde no hay cohesión, la densidad y el tamaño del bloque colgante (a escala de banco), no influirán en la estimación del PPVc para que deslice el bloque (Ecuación 3.12, Capítulo 3).

Tabla 6.3: Valores de PPVc en falla plana sin cohesión. Se simula el PPVc a distintos ángulos de fricción a diferentes ángulos de manteo de falla plana. En casos de que el FS es menor a 1, el bloque es estáticamente inestable y si el FS es igual a 1 se encuentra en equilibrio límite: en ambos casos no necesitan una perturbación para deslizar. Se asume un desplazamiento crítico de 5 mm.

$\phi = 28^\circ$			$\phi = 30^\circ$			$\phi = 32^\circ$			$\phi = 34^\circ$		
β (°)	FS	PPVc (mm/s)	β (°)	FS	PPVc (mm/s)	β (°)	FS	PPVc (mm/s)	β (°)	FS	PPVc (mm/s)
20	1,46	49,36	20	1,59	60,26	20	1,72	70,82	20	1,85	81,14
22	1,32	37,32	22	1,43	48,62	22	1,55	59,55	22	1,67	70,20
24	1,19	25,09	24	1,30	36,79	24	1,40	48,08	24	1,51	59,07
26	1,09	12,66	26	1,18	24,75	26	1,28	36,41	26	1,38	47,73
28	1	-	28	1,09	12,49	28	1,18	24,51	28	1,27	36,17
30	<1	-	30	1	-	30	1,08	12,38	30	1,17	24,37
32	<1	-	32	<1	-	32	1	-	32	1,08	12,32
34	<1	-	34	<1	-	34	<1	-	34	1	-

En el caso de existir cohesión, el PPVc necesario para que un bloque deslice, aumenta, lo que se traduce en bloques más estables durante la tronadura. En ese sentido, añadiendo una cohesión de 2 (t/m^2) para la estimación de los valores de PPVc de la tabla 6.3, se observa un aumento de hasta de 200% con respecto a casos sin cohesión (Tabla 6.4). Lo anterior, refleja la importancia de considerar esta variable en la estabilidad de un mecanismo de fallamiento plano durante la tronadura, muchas veces dependiente del tipo y espesor del relleno en el plano de discontinuidad.

6.3.2. Caso cuña

El caso de un mecanismo de fallamiento en cuña es muy similar al caso de un fallamiento plano, pero con un desarrollo algebraico más complejo. Para integrar los parámetros de una cuña a la ecuación de Wong y Pang (1992), se recurre a la red estereográfica como se vio en la sección 6.1. En ese sentido, el PPVc para que una cuña con potencial inestabilidad falle (considerando sólo fricción), a partir del desarrollo de la ecuación 6.5, será:

$$PPV_c = \sqrt{2g\delta_c \sin\beta_i \left[\frac{\tan\phi_i}{2\tan\beta_i} + \frac{\tan\beta_i}{2\tan\phi_i} - 1 \right]} \quad \text{Ecuación 6.11}$$

Donde:

β_i = buzamiento de la línea intersección formada por los planos A y B (°)

ϕ_i = ángulo de fricción formado por los ángulos de fricción en planos A ($\phi_{(A)}$) y B ($\phi_{(B)}$)

Tabla 6.4: Valores de PPVc en falla plana con cohesión. Se simula el PPVc a distintos ángulos de fricción a diferentes ángulos de manteo de falla plana. Factor de Seguridad obtenido con software *RockPlane* En casos de que el FS es menor a 1, el bloque es estáticamente. Columna “Aum. (%)” indica aumento de PPVc comparado con valores de falla plana sin cohesión. EL: Bloque en equilibrio límite sin cohesión. In: Bloque estáticamente inestable sin cohesión. Se asumió un desplazamiento crítico de 5 mm.

$\phi = 28^\circ$				$\phi = 30^\circ$				$\phi = 32^\circ$				$\phi = 34^\circ$			
β (°)	FS	PPVc (mm/s)	Aum (%)	β (°)	FS	PPVc (mm/s)	Aum (%)	β (°)	FS	PPVc (mm/s)	Aum (%)	β (°)	FS	PPVc (mm/s)	Aum (%)
20	1,71	70,06	41,9	20	1,83	79,62	32,1	20	1,96	88,99	25,7	20	2,10	98,23	21,1
22	1,55	59,46	59,3	22	1,66	69,29	42,5	22	1,78	78,91	32,5	22	1,90	88,39	25,9
24	1,41	48,80	94,5	24	1,51	58,89	60,1	24	1,62	68,75	43,0	24	1,73	78,46	32,8
26	1,30	38,09	201,0	26	1,39	48,42	95,6	26	1,49	58,52	60,7	26	1,59	68,45	43,4
28	1,20	27,33	EL	28	1,28	37,90	203,3	28	1,37	48,21	96,7	28	1,47	58,35	61,3
30	1,11	16,54	In	30	1,19	27,32	EL	30	1,27	37,84	205,6	30	1,36	48,17	97,7
32	1,04	5,72	In	32	1,11	16,71	In	32	1,19	27,42	EL	32	1,26	37,93	207,8
34	<1	-	-	34	1,04	6,06	In	34	1,11	16,95	In	34	1,18	27,62	EL

Al igual que un bloque en un fallamiento plano, en una cuña el cizalle inicial, $\tau_i = W \text{sen} \beta_i$, no varía al haber cohesión y rugosidad. En el caso de haber fricción y cohesión en los planos A y B en una cuña, el PPVc será:

$$PPV_c = \sqrt{2g\delta_c \text{sen} \beta_i \left[\frac{\tan \phi_{ap(c)}}{2 \tan \beta_i} + \frac{\tan \beta_i}{2 \tan \phi_{ap(c)}} - 1 \right]} \quad \text{Ecuación 6.13}$$

Donde:

$\phi_{ap(c)}$ = ángulo de fricción aparente considerando cohesión formado por los ángulos de fricción A ($\phi_{ap(A)}$) y B ($\phi_{ap(B)}$). Ver ecuación 6.2.

En el caso de una cuña, que presente rugosidad en ambos planos, el ángulo de fricción aparente será mayor, sobre todo a bajos esfuerzos normales en los planos de falla. En ese sentido, el PPVc de la cuña será:

$$PPV_c = \sqrt{2g\delta_c \text{sen} \beta_i \left[\frac{\tan \phi_{ap(R)}}{2 \tan \beta_i} + \frac{\tan \beta_i}{2 \tan \phi_{ap(R)}} - 1 \right]} \quad \text{Ecuación 6.14}$$

En el caso de un empuje hidrostático sobre los planos con forman la cuña es diferente, ya que modifica el valor de las fuerzas que tienden al deslizamiento y, por ende, el valor del cizalle inicial en la ecuación 6.5 modificando el desarrollo algebraico para llegar al PPVc, el cual se detallará más adelante.

A modo de ejemplo, considerando casos típicos de fallamiento en cuña, se presentan valores de PPVc cuya utilidad es dimensionar los valores de vibraciones que se necesitan para que una cuña deslice producto de la tronadura. Para tal caso, es necesario simular valores de ángulo de fricción y cohesión (para simplificar el problema, no se considera el efecto del agua).

En muchos casos, los valores de ángulo de fricción que poseen los planos que conforman una cuña (Figura 6.7), se encuentran en un rango más o menos acotado, el cual representa las propiedades resistentes de la cuña, por lo tanto, para estimar valores de PPVc es necesario ponerse en todas las situaciones, considerando valores mínimos, máximos y promedio de ángulos de fricción para ambos planos (Tabla 6.5).

Tabla 6.5: Ángulos de fricción hipotéticos y típicos de los planos que conforman una cuña. Promedio se estimó considerando una distribución gaussiana de datos.

Ángulos de fricción plano A	Ángulo de fricción plano B
ϕ_A (mínimo) = 27°	ϕ_B (mínimo) = 29°
ϕ_A (máximo) = 31°	ϕ_B (máximo) = 35°
ϕ_A (promedio) = 29°	ϕ_B (promedio) = 32°

Los valores de ángulo de fricción en la tabla 6.5, para ambos planos de una cuña son distintos, ya que normalmente dos familias de discontinuidades (estructuras con distinta orientación) tienen diferentes propiedades resistentes.

Al contrario de un mecanismo de falla plana, un mecanismo en cuña se ve afectado por la diferencia de las propiedades resistentes de la familia de discontinuidades que conforman la cuña. Lo anterior, se traduce en una variación del PPVc en función de la diferencia del ángulo de fricción (o cohesión en el caso de existir). En la tabla 6.6, se muestra una variación del PPVc con una combinación de los valores de ϕ de la tabla 6.5, en el caso de una sola geometría, variando levemente el manto de

ambos planos. En ella, se observan variaciones de hasta 9% en la estimación del PPVc comparando con un mecanismo de falla plana, diferencia que no es tan significativa, aunque con el detalle de que se consideró solo una geometría. En el caso de las cuñas, como indica la ecuación 6.2, las diferencias entre los ángulos de fricción de los planos pueden tener distintos efectos en la estabilidad de un bloque de roca, en función de la orientación de las familias de discontinuidades.

Tabla 6.6: Valores de PPVc en cuña sin cohesión. Simulación a distintos ángulos de fricción de los planos que conforman una cuña y variación con respecto a un mecanismo de falla plana con ángulo de fricción $\phi_1=27^\circ$. Para la elaboración de esta tabla, se asumió un mecanismo de fallamiento en cuña, sin grieta de tracción, sin cohesión y sin presión de agua. En caso de existir los dos últimos, los valores de FS y PPVc varían. Se asumió un desplazamiento crítico de 5 mm para la estimación de PPVc. Valores de Factor de Seguridad fue calculado con software *Swedge*. Se asumió una sola geometría de cuña.

ϕ Plano A ($^\circ$)	ϕ Plano B ($^\circ$)	Dip/Dip Direction Plano A	Dip/Dip Direction Plano B	Buzamiento de línea intersección entre ambos planos ($^\circ$)	Factor de Seguridad	PPVc (mm/s)	Aumento de PPVc comparado con falla plana con ϕ de 27° (%)		
ϕ_A (mín)	27	ϕ_B (mín)	29	55/250	55/110	26	1,71	191,42	2,17
		ϕ_B (máx)	35					204,13	8,95
		ϕ_B (prom)	32					197,67	5,51
		ϕ_A (mín)	27					187,35	-
	29	ϕ_B (mín)	29	58/250	58/250	29	1,60	185,33	2,17
		ϕ_B (máx)	35					197,63	8,95
		ϕ_B (prom)	32					197,63	8,95
		ϕ_A (mín)	27					181,39	-
	32	ϕ_B (mín)	29	61/250	61/250	32	1,50	179,72	2,17
		ϕ_B (máx)	35					191,65	8,96
		ϕ_B (prom)	32					185,59	5,51
		ϕ_A (mín)	27					175,90	-

En caso de existir cohesión, como indica la ecuación 6.2, aumenta la estabilidad de una cuña y los valores de PPVc serán evidentemente mayores. La tabla 6.7 muestra la diferencia que habría en la estimación del PPVc en un caso con cohesión, en la cual se observa un aumento relativo con respecto a los valores de PPVc de la tabla 6.6, donde es posible observar aumentos de hasta un 16% (no es tan significativo como el efecto de la cohesión en una falla plana). Lo anterior, se produce por el hecho de que en una cuña influyen los parámetros resistentes de las dos familias de discontinuidades, donde un aumento significativo del PPVc indica un aumento significativo de las propiedades resistentes de ambos planos de discontinuidad.

Tabla 6.7: Valores de PPVc en cuña con cohesión. Datos basados en tabla 6.6 añadiendo cohesión. Para la elaboración de esta tabla, se asumió un mecanismo de fallamiento en cuña, sin grieta de tracción y sin presión de agua. En caso de existir los dos últimos, los valores de FS y PPVc varían. Se asumió un desplazamiento crítico de 5 mm para la estimación de PPVc. Valores de Factor de Seguridad fue calculado con software *Swedge*. Se asumió una sola geometría de cuña. c =cohesión.

ϕ Plano A (°)	ϕ Plano B (°)	c Plano A (t/m2)	c Plano B (t/m2)	Dip/Dip Direction Plano A	Dip/Dip Direction Plano B	Buzamiento de línea intersección entre ambos planos (°)	Factor de Seguridad	PPVc (mm/s)	PPVc caso sin cohesión (mm/s)	Aumento de PPVc (%)	
											$\phi 2$ (mín)
$\phi 1$ (mín)	27	2	4	55/250	55/110	26	2,21	217,75	191,42	13,75	
							2,44	229,00	204,13	12,19	
							2,32	223,26	197,67	12,95	
							2,14	214,18	187,35	14,32	
							2,10	212,38	185,33	14,59	
							2,32	223,18	197,63	12,93	
				61/250	61/250	32	2,21	217,67	197,63	10,14	
							2,03	208,95	181,39	15,19	
							2,01	207,96	179,72	15,71	
							2,22	218,35	191,65	13,93	
							2,11	213,05	185,59	14,80	
							1,95	204,66	175,90	16,35	

Es importante considerar, en la estimación del PPVc en caso de una cuña, la diferencia de las propiedades resistentes de los planos que la conforman. Diferencias en el relleno, rugosidad, resistencia de las paredes, abertura e incluso presencia de agua pueden generar contrastes importantes en las propiedades resistentes entre las distintas familias de discontinuidades.

6.3.3. Relación del PPVc con el Factor de Seguridad

Wong y Pang (1992) introducen el término de Factor de Seguridad a la ecuación de PPVc, en función del ángulo de fricción y el ángulo de la superficie de discontinuidad. En ese sentido, al igual que Wong y Pang, la ecuación de PPVc también puede estar expresada en un Factor de Seguridad, pero en función de más parámetros (cohesión, rugosidad y presión de agua), donde el aumento del PPVc será exponencial a incrementos regulares de FS (Figura 6.12), donde

$$PPV_c = \sqrt{2g\delta_c \text{sen}\beta^* \left[\frac{FS}{2} + \frac{1}{2FS} - 1 \right]} \quad \text{Ecuación 6.15}$$

Donde:

β^* = Manteo de la discontinuidad en fallamiento plano o buzamiento de línea intersección en una cuña ($^\circ$)

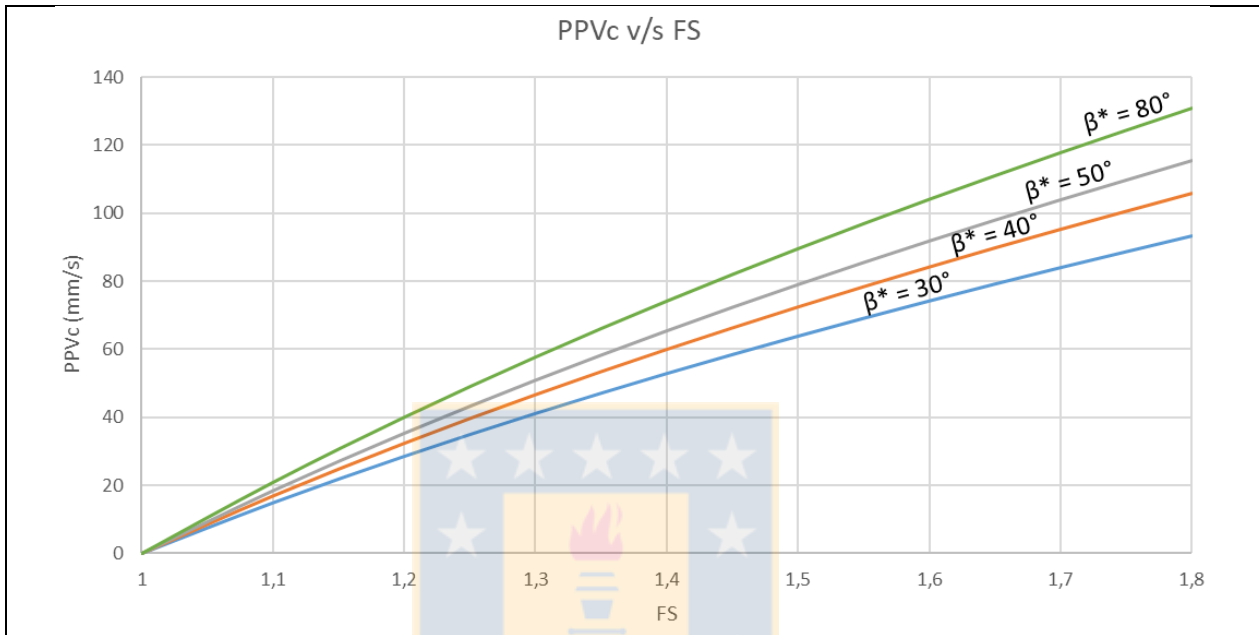


Figura 6.12: Relación entre FS y PPVc considerando β^* constante. Curvas simuladas con Ecuación de Wong y Pang a un δ_c de 5 mm.

La ecuación 6.15 es aplicable en casos donde el cizalle inicial esté dado por la expresión $\tau_i = W \text{sen}\beta^*$. Lo anterior no ocurre en casos donde haya presión de agua en los planos de una cuña o la existencia de grietas de tracción o pernos de anclaje en fallas planas o cuñas (casos menos frecuentes).

En el que caso que τ_i adquiera una expresión distinta, el desarrollo algebraico a partir de la ecuación 6.5, será diferente y la ecuación de PPVc estará formulada, en otros términos. En términos generales, si el cizalle inicial es análogo a las fuerzas que tienden al deslizamiento, donde:

$$\tau_i = \frac{|s|}{A}$$

Donde:

$|s|$ = Fuerzas que tienden al deslizamiento (N)

A = Área de contacto entre el bloque inestable y el bloque yacente (m^2)

En un desarrollo algebraico similar al que Wong y Pang (1992) hacen para llegar a la ecuación 3.12, se llega a una ecuación generalizada aplicable a cualquier mecanismo de falla, incluyendo grietas de tracción, pernos de anclaje y presión de agua en cuña, donde:

$$PPVc = \sqrt{2g\delta c \left(\frac{|r|}{2W} - \text{sen}\beta^* + \frac{|s|}{2WFS} + \frac{\text{sen}\beta^*}{FS} \right)} \quad \text{Ecuación 6.16}$$

Donde:

- |r| = Fuerzas resistentes (N)
- |s| = Fuerzas que tienden al deslizamiento (N)

Una herramienta útil para obtener los parámetros de la ecuación 6.16 son los *softwares* de *Rockscience: RockPlane* en caso de fallas planas (Figura 6.13a) y *Swedge* en caso de cuñas (6.13b). Ambos están basados en el análisis de Factor de Seguridad de la sección 6.1, los cuales ilustran los valores de las fuerzas resistentes y fuerzas deslizantes, como *input* en la ecuación 6.16.

6.4. Recomendaciones

Para integrar esta zona el método de evaluación de daño, se recomienda seguir los siguientes pasos en terreno:

1. Identificar los mecanismos de fallamiento gracias a un mapeo geológico y geotécnico del macizo rocoso (en especial a pared final) y ver si estos cumplen con las condiciones geométricas de fallamiento.
2. Caracterizar los mecanismos de inestabilidad de acuerdo a sus propiedades geomecánicas como la fricción, cohesión, rugosidad de estructuras y si hay presencia de agua, con el fin de analizar las condiciones estáticas de estabilidad mediante la estimación de un Factor de Seguridad.
3. Aplicar las ecuaciones de PPVc en mecanismos de falla plana o cuña para informar al diseñador de tronadura de manera preventiva, sobre todo si fallamiento afecta la estabilidad de una rampa.
4. Calibrar y corregir valores de PPVc a mecanismos de inestabilidad traslacionales y aplicar metodología para determinar los desplazamientos críticos en el macizo rocoso para no subestimar o sobredimensionar valores de PPVc en el criterio de evaluación de daño en campo lejano.

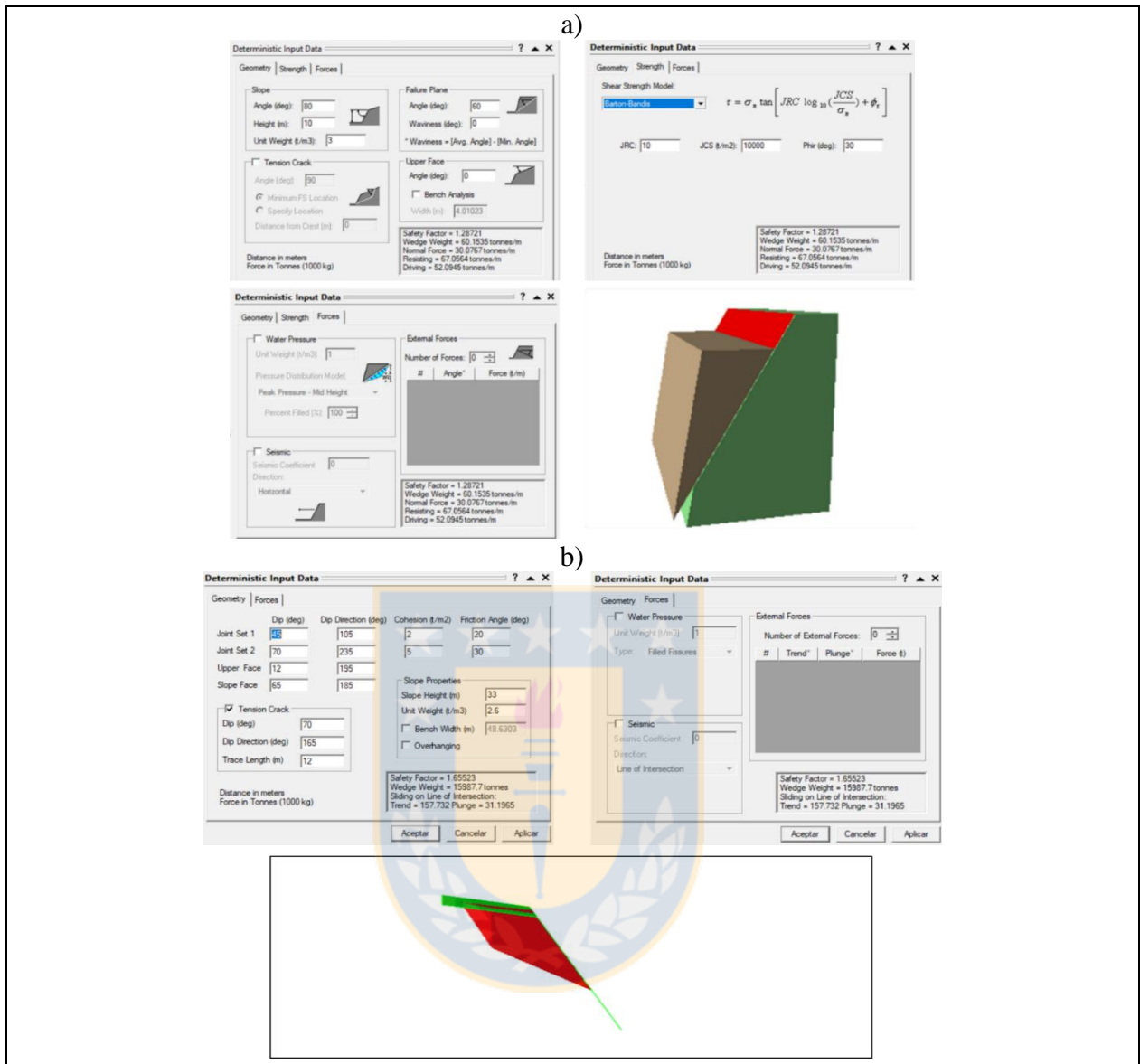


Figura 6.13: Ejemplo de ingreso de parámetros de banco y discontinuidad con simulación 3D. a) Simulación en *RockPlane* para caso de un mecanismo de falla plana. b) Simulación en *Swedge*, para caso de un mecanismo de falla en cuña.

A modo de resumen, se adjunta el rol de las características geológicas y geotécnicas más generales que inciden en la zona crítica de cuidado en macizos rocoso con control estructural (Tabla 6.8), las cuales se deben tener en consideración en el criterio de evaluación de daño en campo lejano.

Tabla 6.8: Características geológicas generales en una zona crítica de cuidado considerando macizos rocosos controlados por estructuras.

		Generalidades	Relación con PPVc necesario para que deslice masa de roca	
			Falla plana	Cuña
Rol de características geológicas y geotécnicas	Densidad del macizo rocoso	Determina en el peso de los bloques potencialmente inestables	Incide en la variación (disminución o aumento) del PPVc sólo si hay cohesión, rugosidad y/o presión de agua. Efecto depende de la inclinación de la estructura.	
	Orientación de discontinuidades	Determina condición geométrica de fallamiento de un talud	A mayor manteo de falla, menor será el PPVc	A mayor buzamiento de línea intersección, menor será el PPVc
	Ángulo de fricción de mecanismo de falla	Condicionada por la rugosidad de la estructura (dependiendo de la escala), la resistencia de las paredes de las discontinuidades, el tipo de relleno y los minerales constituyentes.	A mayor ángulo de fricción, mayor será el PPVc	
	Cohesión de mecanismo de falla	Condicionado por el tipo de relleno, espesor de las discontinuidades y persistencia.	A mayor cohesión, mayor será el PPVc	
	Agua	El efecto es negativo para la estabilidad estática de un talud y durante la tronadura	A mayor presión de agua, menor será el PPVc	
<p>Observaciones: Es necesario entender que la tronadura es un proceso dinámico que cambia constantemente la geometría de un cerro, generando daño en campo cercano y lejano, por lo tanto, las propiedades resistentes del macizo rocoso pueden variar en el tiempo. Lo anterior sugiere que, el PPVc de un mecanismo de inestabilidad no necesariamente debe ser un valor fijo (lo mismo ocurre con el Factor de Seguridad). Eventos destructivos, tales como, sismos, lluvias intensas y la misma tronadura (sobre todo en campo cercano) pueden disminuir los valores de PPVc de forma temporal o permanente.</p>				

7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES GENERALES

Actualmente, la legislación chilena vigente señala, a través del Decreto Supremo N°132, que los efectos de una tronadura en términos de vibraciones deberán ser controlados para minimizar el daño hacia edificios, estructuras u obras civiles, pero no existen criterios en esta legislación que establezcan los niveles de vibración permisibles, por lo que la mayoría de los estudios para el control de vibraciones se basan en las normas internacionales (USBM, Normal Española, Norma Alemana, etc.).

Hoy, los criterios internacionales de daño producido por vibraciones o daño en campo lejano están bastante bien desarrollados para el cuidado de estructuras civiles. En este ámbito, existen normas que establecen niveles permisibles de vibraciones, expresadas en términos de velocidad máxima de partícula (PPV) y frecuencia (Figura 7.1).

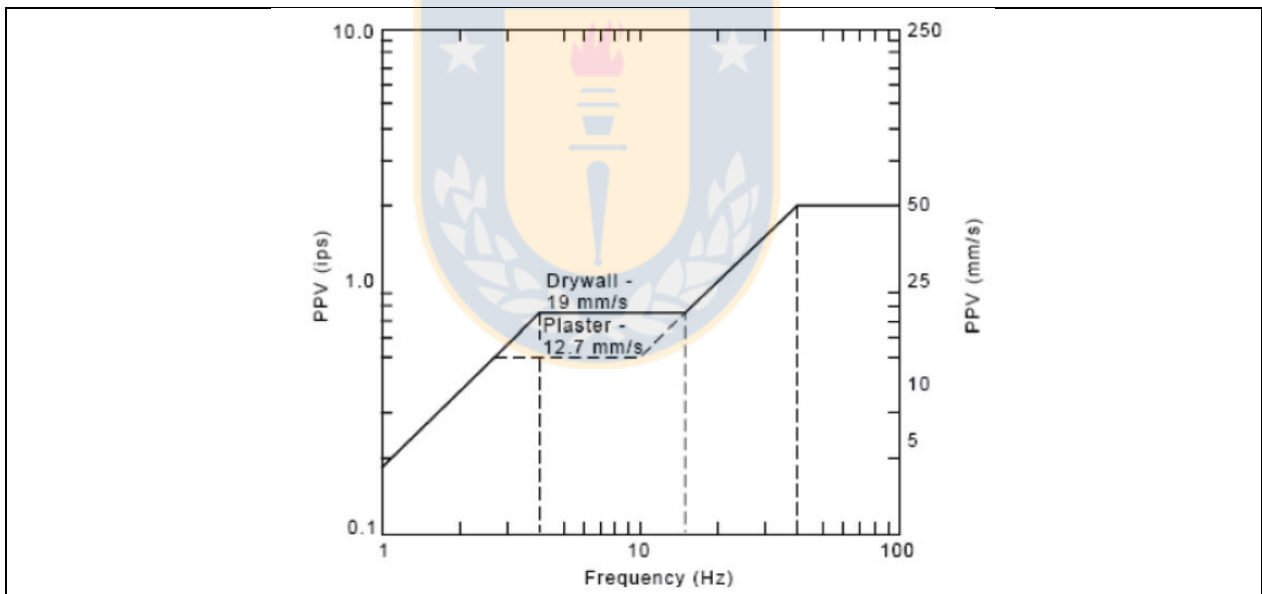


Figura 7.1: Umbral de seguridad para casas afectadas por vibraciones de tronadura. Criterio según el *United States Bureau of Mines*.

Por otro lado, en la evaluación del daño en campo lejano sobre estructuras mineras, tales como, taludes, pilares, placas u otras estructuras mineras, los criterios que se utilizan no han sido desarrollados y validados como método extrapolable o estándar para ser utilizados en el ámbito minero (como se indicó en el Capítulo 3). Es por lo anterior, que en la presente Memoria de Título se plantea un criterio de medida de daño en campo lejano, utilizando como base el trabajo

de Wong y Pang (1992) sobre el concepto de Velocidad Máxima Crítica de Partícula (PPVc) y daño sobre taludes, con el fin de ampliar este concepto a otras condiciones del macizo y establecer un método de medición geométrico-geotécnico (Figura 7.2), donde se consideren los siguientes factores geológicos y geotécnicos, en los criterios de evaluación de daño producido por las vibraciones generadas por la tronadura:

1. Análisis de las características geológicas y geotécnicas del polígono a tronar y su importancia en el diseño y ejecución de una malla de disparo, como foco de emisión de energía.
2. Un análisis de la geología y características geotécnicas del macizo rocoso y su rol en la atenuación de la energía.
3. Análisis del rol los parámetros geológicos y geotécnicos que controlan los mecanismos de inestabilidad controlados por estructuras (falla plana o cuña).

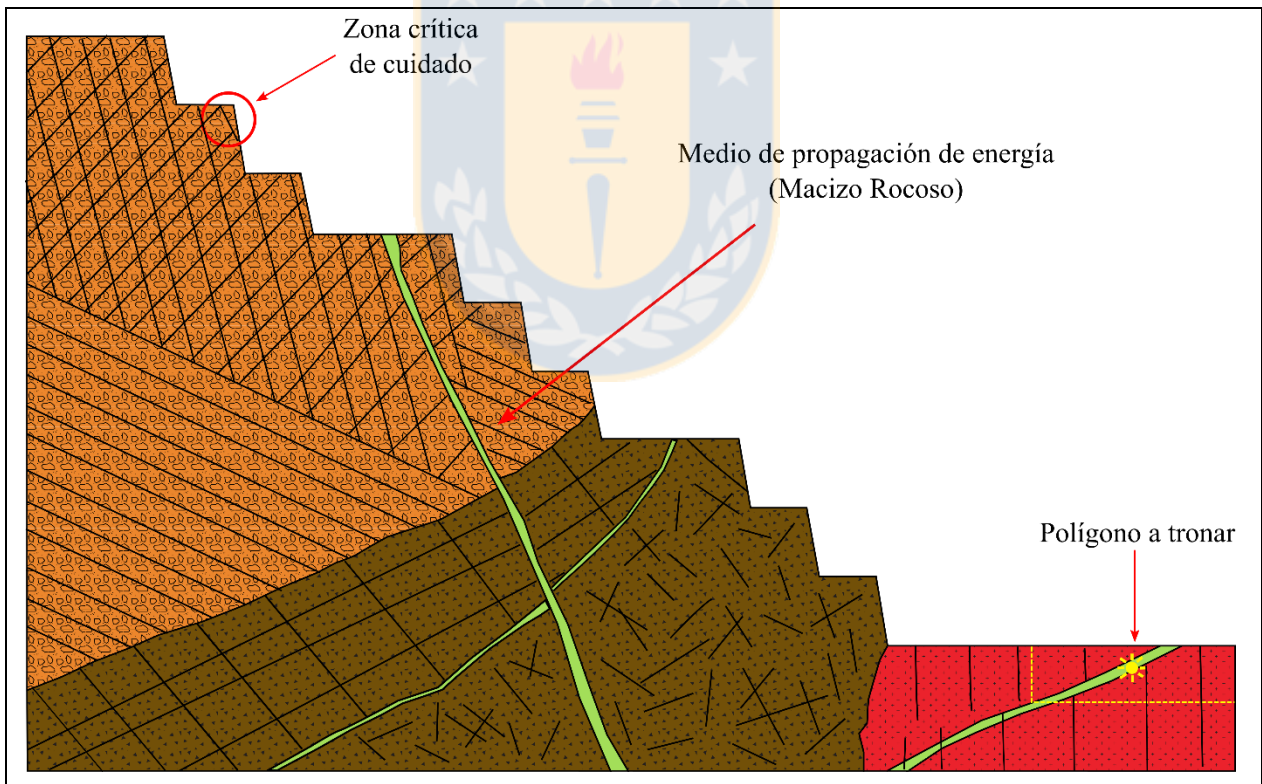


Figura 7.2: Criterio de evaluación de daño en función de las tres zonas que intervienen en el daño.

En esta evaluación de daño en campo lejano, las características geológicas y geotécnicas juegan un rol fundamental, en la determinación de los niveles de PPVc que no deben superarse para

producir daño sobre inestabilidades en “equilibrio límite”. Para esto, contar con un modelo geológico y geotécnico de detalle (Figura 7.3) es una herramienta fundamental en el control y toma de decisiones respecto al diseño de tronadura.

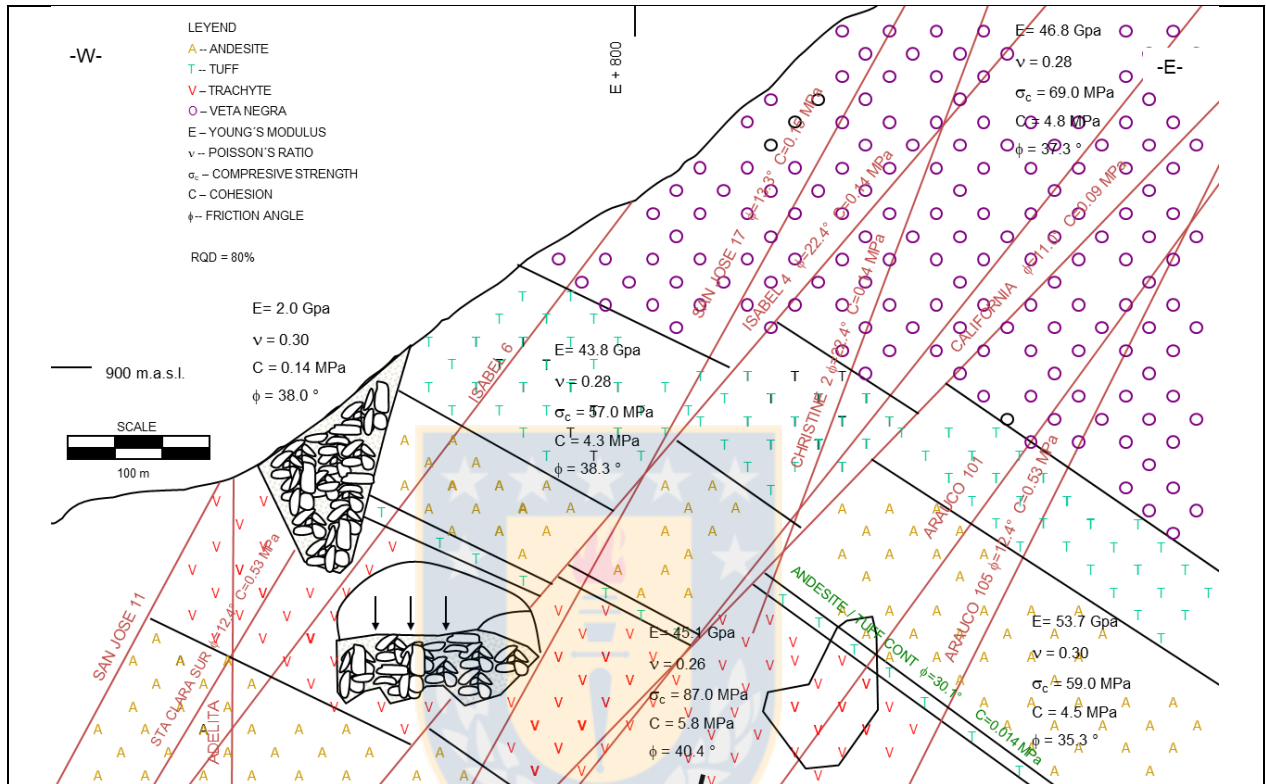


Figura 7.3: Ejemplo de modelo geotécnico 2D. Gentileza Empresa 3G.

En la ejecución de una malla de disparo, es fundamental caracterizar geológica y geotécnicamente el polígono a tronar. Los criterios de clasificación como Lilly (considerando sus limitaciones), añadiendo las variables mencionadas en el Capítulo 4 (condición de las discontinuidades, alteración del macizo rocoso, presencia de agua, etc.) y ajustando esta clasificación al macizo rocoso que aflora en cada yacimiento, es un trabajo que debe ser aplicado en la optimización de los resultados de tronadura. En ese sentido, se recomienda considerar los parámetros de la cartilla de evaluación de la tabla 7.1. Esta caracterización geotécnica es recomendable hacerla en tiempo real antes de iniciar la detonación para al menos, informar los aspectos más importantes al diseñador (presencia de agua, fallas, cavidades, fallas, distintos dominios geotécnicos, etc.).

Tabla 7.1: Características geológicas y geotécnicas en una malla de disparo.

CARTILLA DE EVALUACIÓN GEOLÓGICO-GEOTÉCNICA DE TRONADURA				
Geólogo a cargo:		Hora Tronadura:		
Polígono:		Fecha Tronadura:		
Sector:		Observaciones:		
Dimensión de malla:				
Caracterización de macizo rocoso				
Dominio geológico-geotécnico:		Observaciones:		
Tipo de roca:				
Textura:				
Tipo y grado de alteración:				
Mineralogía (%)		Ocurrencia	Observaciones:	
Resistencia al fracturamiento (ver tabla 4.3):				
GSI:				
Frecuencia de fracturas x metro				
Presencia de agua:				
Discontinuidades				
Descripción del macizo rocoso: (Ver tabla 4.4)				Observaciones:
Discontinuidades menores	set1	set2	set3	
Tipo (vetillas, diaclasas, etc)				
Orientación				
Espaciamiento				
Abertura				
Relleno				
Grado de persistencia				
Mineralogía de paredes				
Rugosidad (escala 100mm)				
Discontinuidades mayores				
Tipo				
Espesor				

La planificación de una malla de disparo es crítica para controlar y minimizar el daño en campo lejano, ya que es la única zona que es posible intervenir. En ese sentido, la energía que se generará por los disparos estará en función de los parámetros de diseño y ejecución de la tronadura y que pueden ser modificados por el tronador (tipo y cantidad de explosivo, espaciamiento y longitud entre los pozos, largo del taco, etc) mencionados en el Capítulo 2. Por lo tanto, si existen puntos críticos a cuidar en el macizo rocoso, como potenciales inestabilidades, lo más factible es comunicar su ubicación y vulnerabilidad en términos de PPVc al equipo técnico de perforación y tronadura de la mina, para integrar esto en el diseño y ejecución de la tronadura.

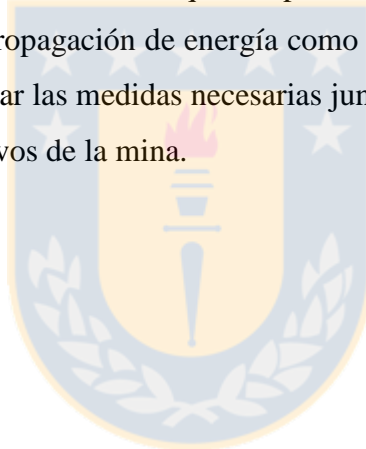
Una vez que se genera el frente de ondas, las características geológicas y geotécnicas del medio jugarán un rol clave en la atenuación de la energía, sobre todo en campo lejano, ya que los mecanismos de atenuación friccional y *scattering* actúan dependiendo de las características del macizo (mencionadas en Capítulo 5), lo que se traduce finalmente en la cantidad PPV que llega a un mecanismo de inestabilidad. En este caso, se recomienda medir *in situ* la velocidad máxima de partícula con geófonos en distintas zonas del macizo rocoso junto con la detonación de cargas elementales, ubicados estratégicamente en función de la heterogeneidad del macizo y ubicación de inestabilidades críticas. Además, sería interesante correlacionar las constantes de atenuación del Capítulo 5 con un modelo geotécnico del rajo, en futuros temas de investigación. Lo anterior, para maximizar el rendimiento de una tronadura con daño mínimo hacia el macizo rocoso.

Por otro lado, la geología y la geotecnia también cumplen un rol fundamental en la zona crítica de cuidado, ya que controlan los tipos de inestabilidad, tanto a nivel de banco como de interrampa. En ese sentido, se recomienda identificar los mecanismos de inestabilidad mediante un mapeo continuo para actualizar el modelo geotécnico de la mina (Figura 7.3). En caso de existir inestabilidades con control estructural, específicamente del tipo traslacionales (falla plana y cuña), se recomienda primeramente caracterizar u obtener las propiedades resistentes de los planos que controlan la inestabilidad. Luego, aplicar de manera preventiva ecuaciones de PPVc detalladas en el Capítulo 6 e informar al diseñador de tronadura con el fin de tomar las medidas preventivas en el diseño, que reduzcan los niveles de vibración en la zona a cuidar, pero con el detalle que estos valores de PPVc deben ser calibrados y corregidos en la mina, además de evaluar los desplazamientos críticos para no subestimar o sobredimensionar valores de PPVc en el criterio de evaluación de daño en campo lejano. Se recomienda también, de forma complementaria, la implementación de sistemas de monitoreo preventivo y orientado a estas potenciales inestabilidades, los cuales permitirán, para cumplir con el diseño del rajo y la seguridad operacional, calibrar los desplazamientos vectoriales con PPVc, desarrollando criterios extrapolables en la mina.

Uno de los aportes de la presente Memoria de Título es que extrapola el criterio de Wong y Pang (1992) a mecanismos de inestabilidad en cuña, cuyos valores de PPVc dependen de las propiedades resistentes de las familias de discontinuidades que dan origen a la cuña. Lo anterior,

se traduce en una variación del PPVc en función de la diferencia del ángulo de fricción y cohesión, junto con las otras variables que influyen en la estimación del PPVc en el mecanismo de falla. Por ejemplo, para un caso típico de una cuña sin cohesión, con ángulos de fricción de 28° y 32° , con buzamiento del vector intersección de 26° el PPVc será de aproximadamente 200 (mm/s) a una geometría determinada (ver tabla 6.6, Capítulo 6). Lo anterior, depende de la geometría de la cuña, determinada por la orientación de los planos que la conforman. Además, tanto para la cuña y la falla plana, es necesario corroborar y calibrar los valores de desplazamiento crítico.

Finalmente, dar énfasis nuevamente que en el control de daño, junto con caracterizar geotécnicamente las tres zonas de evaluación, es de vital importancia adoptar medidas de control en el diseño y ejecución de la tronadura, que es prácticamente la única zona que se puede intervenir (tanto el medio de propagación de energía como los mecanismos de inestabilidad, sólo es posible caracterizar) y adoptar las medidas necesarias junto con un equipo técnico integral, con el fin de cumplir con los objetivos de la mina.



8. REFERENCIAS

- ALDAS, G.G.U. 2010. Explosive charge mass and peak particle velocity (PPV)-frequency relation in mining blast. *Journal of Geophysics and Engineering*. Vol. 7, N° 3: 223-231.
- BARTON, N. 1990. Scale effects or sampling bias? Proceedings of the First International Workshop on Scale Effects in Rock Masses: 31-55. Oslo.
- BARTON, N. LIEN, R. Y LUNDE, L. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*. Vol. 6: 189-236.
- BARTON, N. Y CHOUBEY, V. (1977). The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. Vol. 10, N° 1-2: 1-54.
- BERNAOLA, J.; CASTILLA, J. Y HERRERA, J. 2013. Perforación y voladura de rocas en minería. Universidad Politécnica de Madrid: 256 pp. Madrid.
- CAMACHO, J. 2014. Factor de Calidad Sísmico Q en la caracterización de yacimientos en areniscas y carbonatos. Tesis para optar al Título de Ingeniero Geofísico. Instituto Politécnico Nacional, Área de Ingeniería y Ciencias Físico Matemáticas (Inédito): 82 pp. Ciudad de México.
- CONNOLLY, P. 1999. Elastic impedance. *The Leading Edge*. Vol. 18, N° 4: 438-452
- CONTRERAS, W. 2009. Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones. Tesis para optar al Título Profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica (Inédito): 115pp. Lima.
- DEERE, D.U. Y MILLER, R.P. (1966). Engineering classification and index properties for intact rock. Technical Report AFWL-TR-65-116. Air Force Weapons Laboratory: 300 pp.
- DEVINE, J.F. 1966. Effect of charge weight on vibration levels from quarry blasting. USBM Report of Investigation 6774. U.S Department of the Interior, Bureau of Mines: 37 pp.
- DEY, K. Y SEN, P. 2003. Concept of Blastability – An Update. *The Indian Mining & Engineering Journal*. Vol. 42, N° 8: 24-31.
- DJORDJEVIC, N. 1999. A two-component model of blast fragmentation. *AusIMM Proceedings*. Vol. 304, N° 2: 9-13. Melbourne.
- DUNCAN C.W. 1999. Foundations on rock. 2nd Edition. E & FN Spon. London and New York.
- GONZÁLEZ DE VALLEJO, L. I.; FERRER, M.; ORTUÑO, L. Y OTEO, C. 2002. Ingeniería geológica. Pearson Educación: 744 pp. Madrid.
- GOODMAN, R.E. (1970). Determination of the in-situ modulus of deformation of rock. Deformability of Joints Symposium. American Society for Testing Materiales: 174-196.

HINO K. 1956. Fragmentation of rock through blasting and shock wave theory of blasting. 1st US Symposium on Rock Mechanics (USRMS). American Rock Mechanics Association. Colorado.

INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS. 1981. Rock characterization, testing and monitoring: ISRM suggested methods. 221 pp. Oxford.

INTERNATIONAL SOCIETY OF EXPLOSIVES ENGINEERS. 2008. Manual del especialista en voladura. 17ª Edición: 671 pp. Cleveland, Ohio.

JIMENO, C.L.; JIMENO, E.L. Y BERMÚDEZ, P.G. 2003. Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Geológico y Minero de España: 442 pp. Madrid.

JOHNSTON, D.H.; TOKSÖZ, M.N. Y TIMUR, A. 1979. Attenuation of seismic waves in dry and saturated rocks: II. Mechanisms, *Geophysics*. Vol. 44, N°4: 691-711.

KANCHIBOLTA, S.S.; VALERY, W. Y MORRELL, S. 1999. Modeling fines in blast fragmentation and its impact on crushing and grinding. Conference on Rock Breaking. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: 137-144. Kalgoorlie.

LILLY, P.A. 1986. An empirical method of assessing rock mass blastability. Large Open Pit Conference, The Australian Institute of Mining and Metallurgy: 89-92. Newman.

LORIG, L. 1997. Fundamentos de geodinámica aplicada a la minería. X Simposium de Ingeniería en Minas: 14 pp. Santiago.

LOWELL, J.D. Y GUILBERT, J.M. 1970. Lateral and vertical alteration-mineralization zoning in porphyry ore deposits. *Economic Geology*. Vol. 65, N°4: 373-408.

MORHARD, R.C. 1987. Explosives and Rock Blasting. Atlas Powder Company: 662 pp. Dalas, Texas.

MUSIC, A. 2007. Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, Mina El Teniente. Tesis para optar al Título de Ingeniero Civil de Minas. Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas (Inédito): 114 pp. Santiago.

MUSIC, A. 2007. Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, Mina El Teniente. Memoria para optar al Título de Ingeniero Civil de Minas. Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas (Inédito): 114 pp. Santiago.

PADILLA, R. 2004. Aplicación de conceptos geológicos en la estimación de la resistencia a la tracción en vetillas selladas del stockwork del yacimiento El Teniente, Provincia de Cachapoal, VI Región, Chile. Memoria para optar al Título de Geólogo. Universidad de Concepción, Departamento Ciencias de la Tierra (Inédito): 150 pp. Concepción.

PATTON, F.D. Y DEERE, D.U. 1970. Significant geologic factors in rock slope stability. Proceeding Open Pit Mining Symposium. Institute of Mining and Metallurgy: 143-151. Johannesburgo.

- PERSSON, P.A.; HOLMBERG, R. Y LEE, J. 1994. Rock blasting and explosives engineering. CRC Press: 165 pp. London.
- PRIEST, S.D. 1993. Discontinuity Analysis for Rock Engineering. Chapman & Hall: 473 pp. Londres.
- RICKER, N.H. 1977. Transient waves in visco-elastic media. Elsevier Publishing Co.: 277 pp. Amsterdam.
- RUSSEL, A. 2003. The development and application of a 3d geotechnical model for mining optimisation sandsloot open pit platinum mine south africa. Tesis para optar al Grado de Doctor of Philosophy in Engineering Geology, School of Geological and Computer Sciences (Inédito): 203 pp., Durban.
- SCOTT, A.; COCKER, A.; DJORDJEVIC, N.; HIGGINS, M.; LA ROSA, D.; SARMA, K.S. Y WEDMAIER, R. 1996. Open Pit Blast Design: Analysis and Optimization. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre: 338 pp. Queensland.
- TORBICA, S. Y LAPCEVIC, V. 2014. Rock Breakage by Explosives. *European International Journal of Science and Technology*. Vol. 3, N° 2: 96-104.
- TUNSTALL, A. M.; DJORDJEVIC, N. Y VILLALOBOS, H. A. 1997. Assessment of rock mass damage from smooth wall blasting at El Soldado mine, Chile. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy-Section A-Mining Industry*. Vol. 106: A42.
- WONG, H.N. Y PANG, P.L.R. 1992. Assessment of stability of slopes subjected to blasting vibration. Geotechnical Engineering Office, Civil Engineering Department. Hong Kong. 112 pp.