



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO  
FACULTAD DE INGENIERÍA

Análisis de criterios matemáticos para predecir el radio de  
fracturamiento en roca generado por voladura en excavaciones  
subterráneas

TESIS

Que para obtener el título de  
Ingeniera de Minas y Metalurgista

P R E S E N T A

Fabiola González Domínguez

DIRECTORA DE TESIS

Mtra. Beatriz Sayuri Katagiri Buentello

CIUDAD UNIVERSITARIA, CD.MX., 2016





Universidad Nacional  
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

**Biblioteca Central**



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

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

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

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



## RESUMEN

El método de excavación por explosivo para la elaboración de obras mineras, es la opción más adecuada cuando el material es competente y necesita ser fragmentado. Para lograr la sección diseñada es de suma importancia controlar el perímetro de las obras subterráneas.

Esto se logra con la cuantificación del daño en el macizo producto de la detonación de los explosivos, el no hacerlo implica repercusiones directas en los costos y continuidad operativa.

En este trabajo se presenta el cálculo de radio de fracturamiento de un barreno denominado  $R_{crack}$ , para ello se utiliza el criterio de Dai (2002) y Kumar (2016), los valores obtenidos se compararon con datos del proyecto minero Rey de Plata.

El criterio de Dai (2002) involucra los siguientes parámetros: presión de detonación, presión de barreno, resistencia a la compresión y tensión dinámica e impedancia del explosivo. En este último, interactúa la velocidad de la onda de compresión u onda p, que fue calculada a partir de la fórmula empírica propuesta (Darracott y Orr, 1976) utilizando como variables la relación de Poisson y el módulo de Young. La determinación del módulo de Young se realizó a partir de estimaciones empíricas propuestas por Kumar, R., Choudhury, D., & Bhargava, K. (2016), por una parte, se calcula a partir del RQD y por otra a partir del GSI. Relacionando así, el valor de radio de fracturas propuesto por Dai (2002) y el módulo de Young. Es por esto que se comparan los valores obtenidos de radio de fracturamiento o  $R_{crack}$  de Dai (2002) con los valores del módulo de Young calculados con RQD y GSI.

El criterio de Kumar (2016), permite calcular el radio de fracturamiento de la roca a partir de la velocidad pico de partícula o vpp, para ello considera la resistencia a la compresión uniaxial o UCS, el peso específico de la roca, y la distancia escalada, por tal motivo los resultados son inconclusos ya que no se cuentan con la precisión de los variables que maneja.

En este trabajo se abordan los fundamentos teóricos de excavaciones subterráneas por explosivos para poder entender los criterios matemáticos mencionados anteriormente y finalmente se presentan los cálculos que tuvieron que realizarse para adaptarlos a un tope.

## ABSTRACT

Drill and blast method in mining works, is the most accurate option when the material to remove is hard rock and it needs to be fragmented. To achieve the section desired it is very important to control the perimeter of the underground works.

It's done through the quantification of the damage zone in the rock mass, produced by the detonation of explosives, ignoring it would imply direct consequences in costs and the operation works continuity.

This work presents the estimation of fragmentation radius called  $R_{crack}$ , it is done using Dai (2002) and Kumar (2016) criteria, the obtained values were compared with the data of mining project Rey de Plata.

Dai (2002) criteria involves this parameters: detonation pressure, borehole pressure, uniaxial compressive strength and tensile strength dynamics, and explosive impedance. The latter, is the interaction between p wave velocity calculated with (Darracott y Orr, 1976) formula, which uses Poisson and Young modulus. Young Modulus is determinate from empirical equations stated by Kumar, R., Choudhury, D., & Bhargava, K. (2016), two different values can be obtained, one using RQD and the other using GSI. This is the link between the fragmentation radius stated by Dai (2002) and Young modulus. This is the reason to compare  $R_{crack}$  values from Dai (2002) criteria using young modulus calculated from RQD and GSI.

Kumar (2016) criteria, allows to calculate fracture radius of rock from peak particle velocity or  $v_{pp}$ , and so it considers uniaxial compression strength or  $UCS$ , specific weight of rock and scaled distance, in this sense the results are inconclusive because there is not the precision of the variables available.

The present work, introduce the fundamentals considerations of underground excavations when using explosives to understand the mathematical criteria mentioned above, finally, it shows the calculation required to be able to adapt the criteria to a drift.

## Tabla de Contenido

<b>1 INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>6</b>
<b>1.1 Objetivos y Alcances .....</b>	<b>7</b>
<b>1.2 Justificación .....</b>	<b>7</b>
<b>1.3 Preámbulo .....</b>	<b>8</b>
1.3.1 Yacimientos minerales.....	8
1.3.2 Beneficio metalúrgico.....	10
<b>2 FUNDAMENTOS DE EXCAVACIÓN SUBTERRÁNEA POR EXPLOSIVOS.....</b>	<b>14</b>
<b>2.1 Excavación subterránea por voladura .....</b>	<b>14</b>
<b>2.2 Conceptos básicos de los explosivos.....</b>	<b>18</b>
<b>2.3 Clasificación de los explosivos.....</b>	<b>18</b>
2.3.1 Propiedades de los explosivos químicos.....	20
<b>2.4 Características fundamentales de un macizo rocoso .....</b>	<b>23</b>
2.4.1 Ensayo a la compresión uniaxial no confinada.....	24
2.4.2 Esfuerzo .....	26
2.4.3 Características de las discontinuidades.....	27
2.4.4 Módulo de Young y relación de Poisson dinámicos .....	28
<b>2.5 Clasificaciones geomecánicas .....</b>	<b>30</b>
2.5.1 Comparación clasificaciones geomecánicas.....	32
<b>2.6 Teoría sobre el fracturamiento de la roca.....</b>	<b>33</b>
<b>2.7 Barrenos de post-corte .....</b>	<b>35</b>
<b>3 CRITERIOS PARA LA ESTIMACIÓN DEL DAÑO EN LA ROCA .....</b>	<b>36</b>
<b>3.1 Generalidades del daño en la roca.....</b>	<b>36</b>
<b>3.2 Influencia del daño en la roca en la calidad del mineral .....</b>	<b>37</b>
<b>3.3 Criterio Kumar.....</b>	<b>39</b>
<b>3.4 Criterio Dai .....</b>	<b>42</b>

3.5 Análisi de criterios de Dai y Kumar .....	43
<b>4 CASO DE ESTUDIO: GALERÍA EN REY DE PLATA .....</b>	<b>49</b>
4.1 Metodología .....	50
4.1.1 Geología local.....	50
4.1.2 Datos de la voladura .....	53
4.1.3 Explosivos utilizados.....	54
4.1.4 Descripción de las frentes.....	55
4.2 Criterio de Dai (2002) .....	58
4.2.1 Estimación de UCS.....	¡Error! Marcador no definido.
4.2.1 Estimación de la resistencia a la tensión dinámica.....	59
4.2.2 Estimación de la resistencia a la compresión dinámica.....	60
4.3 .çCriterio Kumar (2016) .....	60
4.4 Análisis de resultados.....	¡Error! Marcador no definido.
<b>5 CONCLUSIONES.....</b>	<b>62</b>
<b>ANEXOS .....</b>	<b>62</b>
<b>A. Clasificación RMR Bienawski (1979).....</b>	<b>66</b>
<b>B. Clasificación Q de Barton.....</b>	<b>67</b>
<b>C. Clasificación GSI Hoek and Brown (1994) .....</b>	<b>68</b>
<b>REFERENCIAS .....</b>	<b>68</b>

## LISTA DE SÍMBOLOS

$v_{pp}$	Velocidad pico de partícula [m/s]
UCS	Resistencia a la compresión uniaxial [MPa]
Q	Cantidad de explosivo [kg]
b y c	Índices de ajuste criterio vpp
$\gamma$	Peso específico [kN/m <sup>3</sup> ]
$\rho_0$	Densidad del explosivo [g/cc]
$\rho_r$	Densidad de la roca [g/cc]
$v_d$	Velocidad de detonación [m/s]
$V_p$	Velocidad de onda longitudinal [m/s]
$P_{CJ}$	Presión de detonación [MPa]
$\nu$	Relación de Poisson
E	Módulo de Young [GPa]
$u_x$	Desplazamiento en dirección del eje X
$\varepsilon$	Deformación
$\gamma$	Desplazamiento
$n_z$	Impedancia del explosivo



# 1 INTRODUCCIÓN

El método de excavación convencional de arranque por explosivos se aplica cuando el macizo rocoso a excavar tiene una resistencia a la compresión uniaxial de al menos 200 MPa (Saiang, 2008). Si la elaboración de excavaciones tiene por objetivo principal, extraer mineral, es decir, roca que tiene un valor económico por su contenido metálico por tonelada o llamado ley, entonces se hace referencia a obras mineras. El presente trabajo se enfoca solamente a obras horizontales de sección tipo herradura y a una de las dificultades técnicas de la utilización de explosivos, esto es, excavar solamente el contorno diseñado de la sección. Desencadenando el tema de daño en la roca por voladura o en inglés *blast damage*. El concepto de daño en la roca es definido por Singh (1992), como un cambio en las propiedades del macizo rocoso que degrada su desempeño y comportamiento, mientras que Scoble et al. (1997) lo definen como la reducción de la integridad y calidad del macizo rocoso. Sin embargo, para el desarrollo de esta tesis, el daño en la roca será abordado solamente como un cambio en las propiedades mecánicas de la roca.

Mencionado lo anterior, en este trabajo se presenta de forma general los elementos que constituyen el proceso de una voladura y proporciona un enfoque fundamental sobre los explosivos, posterior a ello, se enuncian los criterios matemáticos que permiten predecir la dimensión de la zona de fracturamiento entorno a un barreno (perforación cilíndrica), finalmente se presenta el grado de asertividad de estas teorías, con base a datos de proyecto Rey de Plata. Como elemento auxiliar, se realizó un simulador en lenguaje de programación Visual Basic para realizar las comparaciones de los resultados y poder realizar ajustes al criterio más conveniente.

## 1.1 Objetivos y Alcances

- Evaluar la precisión en la determinación del radio de fracturamiento alrededor de un barreno, utilizando los métodos de Kumar (2010) y Dai (2002); a partir de datos obtenidos durante un proceso de voladura en la mina Rey de Plata, Guerrero México.
- Cuantificar la variación de los dos criterios matemáticos propuestos respecto a los datos observados.
- Proponer recomendaciones para incrementar la precisión en los resultados teóricos de los criterios analizados.

## 1.2 Justificación

Entender el concepto de daño en la roca desde una perspectiva general de la mecánica de sólidos y el efecto de explosivos sobre la misma, permite diseñar el espaciamiento entre dos perforaciones o barrenos, que a su vez determina el número de barrenos a realizar por sección de cada avance y el tiempo que se debe estimar para realizar la operación unitaria de perforación.

Además, la cuantificación del área de influencia de un barreno que esté perforado en la periferia de la sección del tope, incluye una zona radial de trituración y otra de fracturas incipientes en el macizo *in-situ*. El dimensionamiento de estas dos zonas, permite controlar el perfil de la excavación, lo cual es de crucial importancia en zonas de frontera entre mineral y tepetate (roca cuya extracción no es costeable por su baja ley), ya que, del tonelaje arrancado por un avance, se obtiene un grado de contaminación del mineral por el tepetate que lo encajona, llamado dilución. Si se sobre excava más tepetate del planeado, entonces la dilución incrementa, provocando mayor volumen a extraer, costos extras de transporte de roca y dificultades para obtener un tonelaje con la ley planificada.

Por último, evitar el sobre quiebre o sobre excavación, ayuda a formar superficies regulares, lo cual es clave para la colocación elementos de soporte (ej. anclas, pernos, concreto lanzado). Si la superficie es muy irregular, entonces incrementa el tiempo y en su defecto la cantidad de elementos de soporte para garantizar su eficacia.

Por las razones anteriores, es importante conocer y entender el cambio de propiedades mecánicas en el macizo rocoso ocasionado por una voladura.

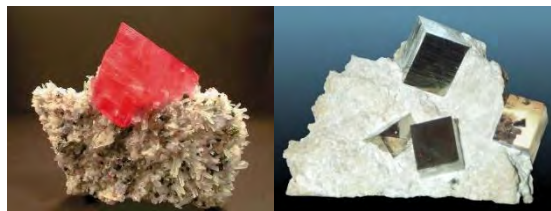
## 1.3 Preámbulo

### 1.3.1 Yacimientos minerales

Un yacimiento mineral implica referirse a rocas y a minerales, es por ello que primero se aborda la definición y una breve clasificación de estos términos para poder brindar una explicación clara.

#### 1.3.1.1 Mineral

Canet, C., & Camprubí, A. (2006), definen mineral como una especie química de origen natural, con una estructura cristalina determinada y una composición química definida que varía dentro de límites bien definidos. La mayoría de los minerales a excepción del mercurio, se presentan en fase sólida con una forma geométrica particular, por ejemplo, la rodocrosita en Figura 1.a) y pirita con cristal cúbico en Figura 1.b).



a)

b)

Figura 1 a) Mineral rodocrosita (© Fabre Minerals) b) Pirita (© Dave Barthelmy)

La clasificación general de los minerales en minería es la siguiente:

- Combustibles (Ej. carbón)
- Metalíferos (Ej. galena, cuprita, hematita)
- No metalíferos (Ej. sal, bauxita, fosforita)
- Radioactivos (Ej. uranio, torio)

#### 1.3.1.2 Rocas

Una roca es un material de origen natural en estado sólido que puede estar compuesta por un solo mineral (monolíticas), o bien por varios minerales (poliminerálicas), esto significa que una roca está compuesta por una aglomeración de cristales cuya composición puede ser de uno o varios minerales.

La corteza terrestre está compuesta por una gran variedad de rocas que están clasificadas dentro de tres grandes grupos: rocas sedimentarias, rocas metamórficas y rocas ígneas. La distinción entre estas, es su origen de formación que está estrechamente relacionada con su composición mineralógica, algunos ejemplos de rocas se muestran en la Figura 2.

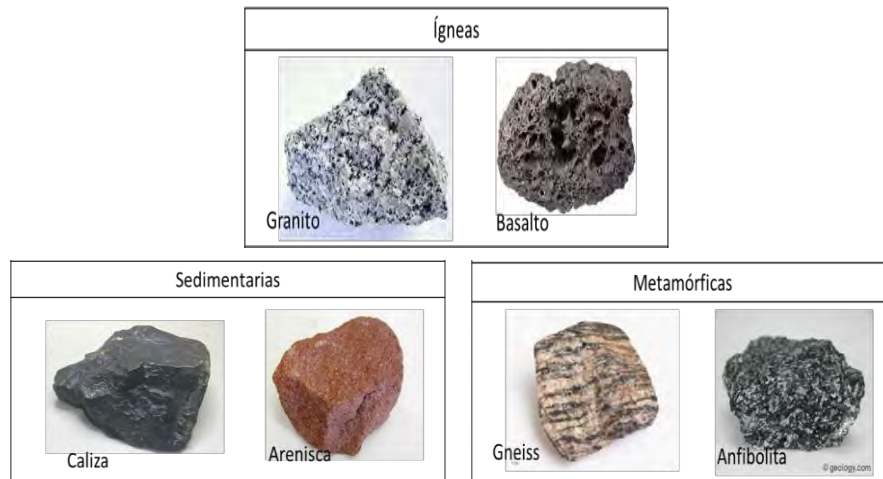


Figura 2 Tipos de rocas

Mencionado lo anterior, un yacimiento mineral o depósito mineral “*es una parte de la corteza terrestre, en la cual, debido a procesos geológicos, ha habido una acumulación de materia mineral, la cual por sus características de cantidad, calidad y condiciones de depósito es redituable su explotación*” como lo define Vasallo (2008). Los yacimientos minerales metálicos se forman durante los procesos de formación de las rocas, tanto ígneas, sedimentarias y metamórficas, como consecuencia de los movimientos tectónicos de la corteza e interacción con la eventual emergencia de magma, los yacimientos adquieren geometrías relativamente regulares, y en función de éstas reciben un nombre, algunos ejemplos como veta, manto y cuerpo diseminado se muestran en la Figura 3.

En minería, a los minerales metalíferos que contienen un metal de interés económico (ej. de la galena el plomo, de la cuprita el cobre, de la hematita el hierro) se les denomina *mena*, y a los minerales que no contienen ningún elemento de interés económico se les llama *ganga*, consecuentemente a las rocas que contienen dichos minerales reciben la misma nomenclatura. Es por esto que se puede hacer una clasificación básica de las rocas que

conforman un depósito mineral, en la Figura 3, se presenta un esquema que hace la diferencia entre estos dos tipos de rocas, desde el punto de vista minero.

Asimismo, para poder extraer la mena de los yacimientos, se diseña un método de minado subterráneo o a cielo abierto. Uno de los parámetros de diseño es la profundidad del yacimiento. Si éste es relativamente somero (Figura 3.b), entonces será óptimo utilizar un método a cielo abierto, pero en este caso es necesario considerar la remoción de ganga en cantidades representativas. Sin embargo, si el yacimiento está muy profundo, será adecuado un método de minado subterráneo, en este caso hay mayor posibilidad de seleccionar solamente la mena. En la sección 1.3.3 se mostrará la estructura de una mina subterránea.

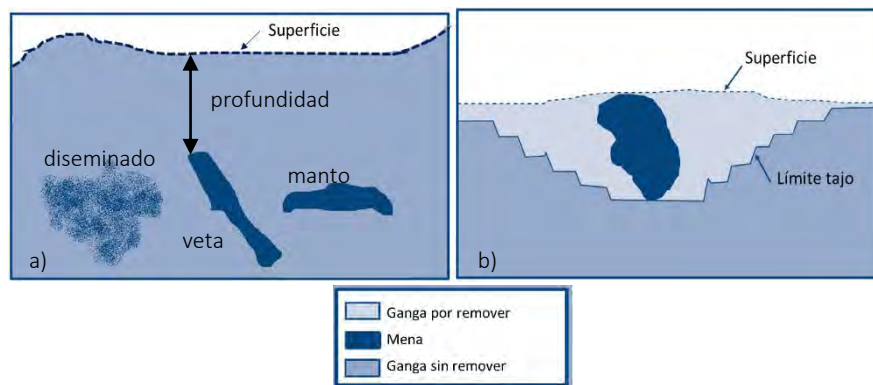


Figura 3 Geometría yacimientos minerales González (2016)

### 1.3.2 Beneficio metalúrgico

Para obtener el metal de la mena, es necesario realizar un proceso metalúrgico para poder separarlos de los demás elementos que lo rodean. Es por ello que necesita un proceso de reparación mecánica para reducir el tamaño del mineral que está contenido en la roca. Grosso modo, la roca mineralizada que se extraer de la mina debe pasar de un tamaño de 30 pulgadas a micrómetros, es tos es por etapas de trituración y molienda. La etapa de trituración se divide en tres etapas. La primera etapa consiste en reducir el tamaño de las partículas a 8 pulgadas de diámetro, en la etapa secundario se reduce a 3 pulgadas y en la etapa terciaria a ½ pulgada. Mientras que la etapa de molienda tiene por función reducir las partículas hasta 180 micrones, Codelco (2000).

### 1.3.3 Mina subterránea

Como se mencionó, un método de minado subterráneo tiene por objetivo extraer la mena del yacimiento mineral, para esto, es necesario diseñar obras que permitan acceder al yacimiento, En la Figura 4 se presenta un esquema general de las obras que tienen que ser elaboradas y excavadas dentro de la roca para una veta y sus respectivos términos mineros de acuerdo a la dirección, forma y realización en el terreno.

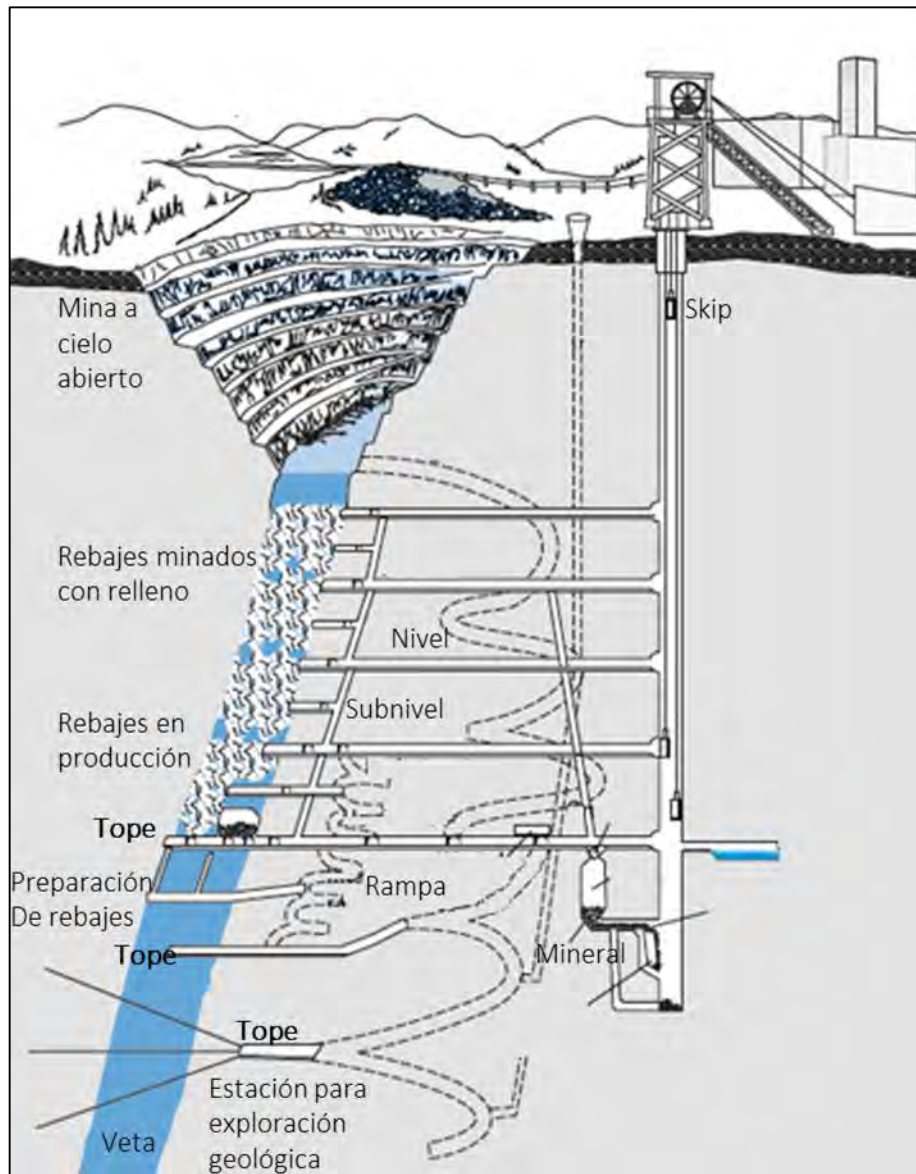
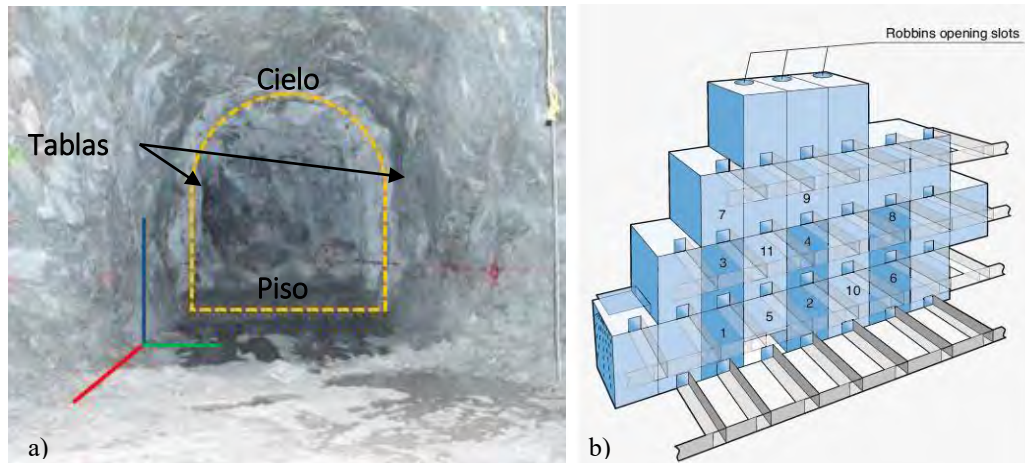


Figura 4 Nomenclatura obras en minería subterránea, modificado de Atlas Copco Rock Drills (2000)

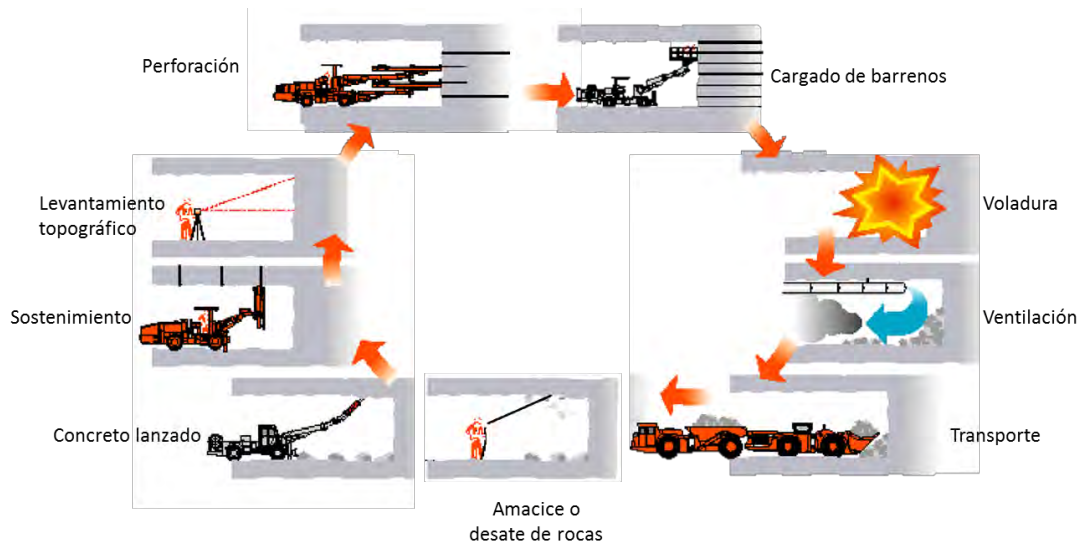
Por ejemplo, se distinguen niveles y subniveles, lo cuales son excavaciones sensiblemente horizontales subterráneas con sección tipo herradura (ver Figura 5.a) que permiten llegar a la veta. Las obras del mismo tipo pero que se realizan en mena se denominan frentes, éstas permiten crear excavaciones más grandes que se denominan rebajes, en la Figura 5.b, se observan varios rebajes diseñados dentro de la veta, con varias frentes paralelas.



*Figura 5 Sección tipo herradura niveles y subniveles*

Para colar las secciones de las obras es necesario fragmentar la roca siguiendo un ciclo que comprende con las etapas de: barrenación o perforación del tope, cargado de barrenos con explosivo, realización de la voladura, ventilación del tope para diluir los gases generados por la detonación de los explosivos, el acarreo y transporte del material que ha sido fragmentado como producto de la voladura, el desate de rocas o amacice del cielo y tablas del tope, para posteriormente lanzar concreto en estas mismas partes del tope, seguido de esta etapa se continua con la colocación de elementos de soporte como anclas, y finalmente hacer

un levantamiento topográfico para digitalizar la obra realizada. Este ciclo se muestra en la Figura 6.



*Figura 6 Ciclo minado usando voladura, imagen modificada de Sandvik (González, 2016)*

De las etapas descritas anteriormente, en este trabajo se hace un enfoque a la etapa de voladura. Se le conoce como voladura al método que a través de la colocación de explosivos dentro de barrenos o perforaciones cilíndricas que se distribuyen en el tope, y posterior detonación, permite fragmentar y desplazar la roca. Este proceso se explicará en la siguiente sección.



## 2 FUNDAMENTOS DE EXCAVACIÓN SUBTERRÁNEA POR EXPLOSIVOS

### 2.1 Excavación subterránea por voladura

La implementación de una voladura en minería subterránea, consiste en perforar la roca por roto-percusión o percusión y formar barrenos, cuya dirección es perpendicular al tope. La disposición geométrica y la nomenclatura que reciben de acuerdo a su ubicación en la frente, se muestra en la Figura 7.a). Posteriormente se introduce el explosivo en los barrenos y se deja un taco o material de relleno para confinar el explosivo, ver en la Figura 7.b). Finalmente se realiza la detonación secuenciada de cada barreno.

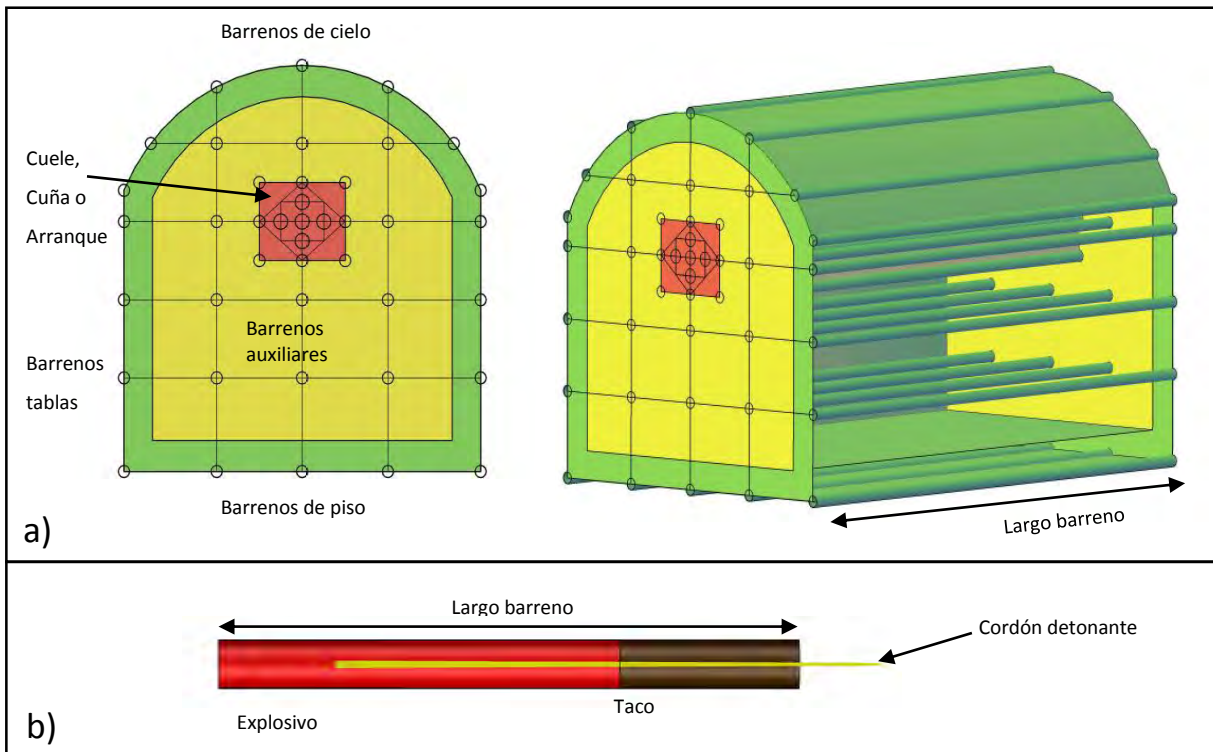
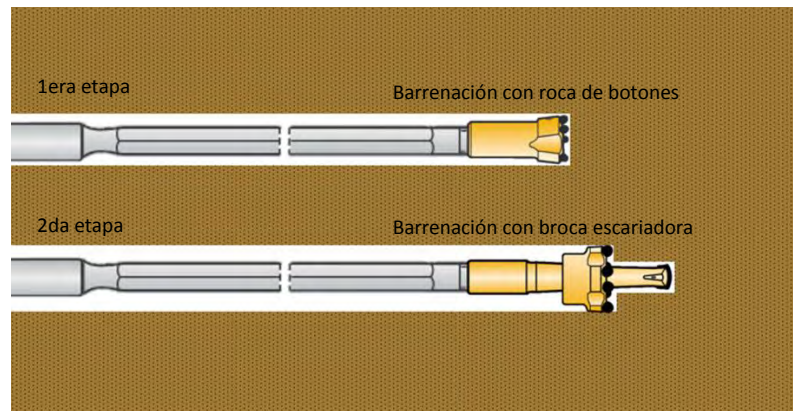


Figura 7 a) Geometría de plantilla de barrenación, b) Configuración de un barreno (González, 2016)

El diseño de una voladura debe considerar diversas variables, las cuales se clasifican en controlables y no controlables. Las primeras son parámetros que el diseñador puede variar: el diámetro, la longitud de perforación, el tipo o tipos de explosivo, la cantidad de los mismos, el espaciamiento entre barrenos y la secuencia de detonación. Las segundas son: el tipo de roca en donde se va a realizar la perforación, valores de las propiedades físicas de la roca, calidad del macizo rocoso que se determina en función de las características de las discontinuidades que presente y presencia de agua en el macizo rocoso.

Generalmente, la dirección de los barrenos se diseña perpendicular al tope, al igual que los barrenos de cuña, pero a éstos últimos se les realiza una expansión de diámetro o escariado, con una broca escariadora (ver **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.8**).



*Figura 8 Barreno escariado (González, 2016)*

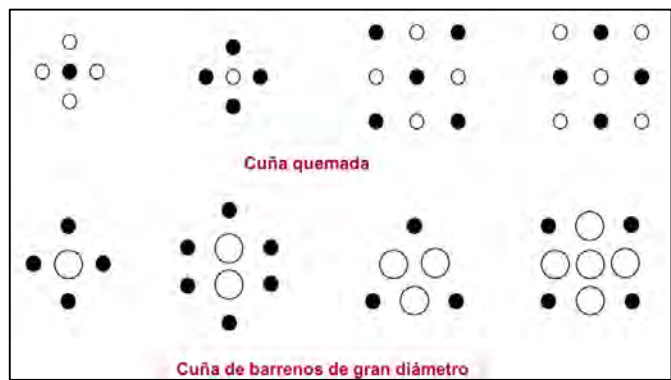
Los barrenos de cuña cumplen una función crucial, al no ser cargados con explosivo, porque forman una cara libre o bien, una interfaz entre la roca y el aire. El volumen de aire de los barrenos de arranque, proporciona espacio al material que será proyectado por los barrenos auxiliares y sucesivamente por los barrenos de contorno. En la teoría del fracturamiento de la roca se abordará con mayor detalle la función de la cara libre.

Existe una clasificación general de los barrenos del cuele, y es en función de la dirección en que estén perforados, siendo en barrenos inclinados y barrenos paralelos.

Barrenos inclinados	Cuña en pirámide, Cuña en V
Barrenos paralelos	Cuña quemada, cuña con barreno de gran diámetro o escariados

*Cuadro 1 Tipos de barrenos de cuña*

Los diseños de cuñas más utilizadas son la cuña quemada y la de barrenos de gran diámetro. Los primeros son barrenos del mismo diámetro que los barrenos cargados, y los segundos son barrenos escariados. Este tipo de cuñas puede tener diferentes arreglos geométricos, los cuales se muestran en la **¡Error! No se encuentra el origen de la**

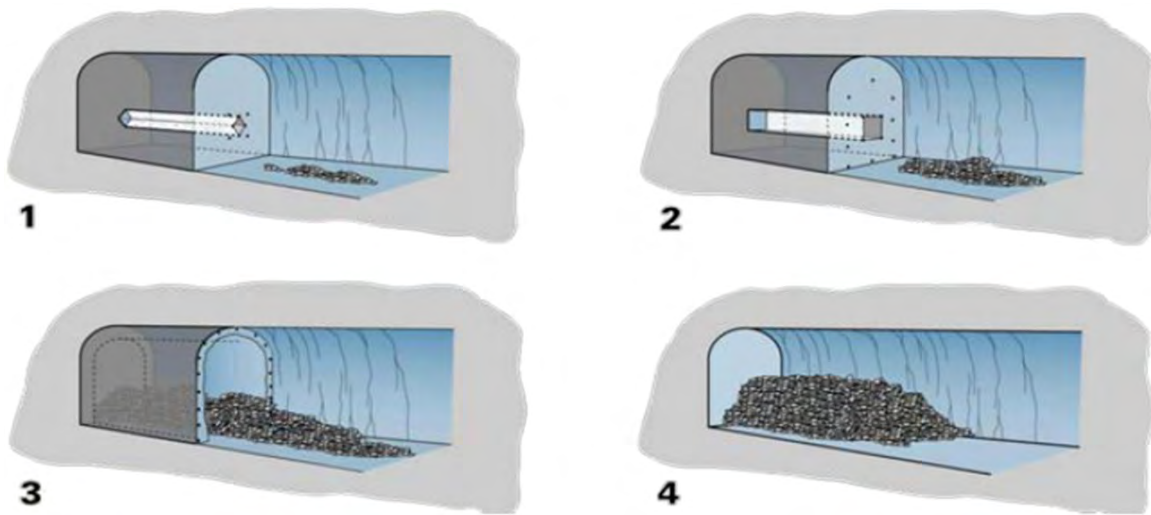


*Figura 9 Variación en las cuñas quemadas, Centro Tecnológico de voladura Exsa.*

**referencia..**

Anteriormente se mencionó que los barrenos se detonan con una secuencia, de forma muy conceptual, significa que dependiendo del tipo de barreno, sea de cuña, auxiliar o de contorno, tienen un orden para ser encendidos. En primer lugar se deben detonar los barrenos cargados más próximos a los barrenos de cuña, y después los barrenos auxiliares para terminar con los barrenos de contorno, esto para que el espacio y el material se proyecten del centro hacia enfrente, como se puede ver en la **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia..**

La diferencia de tiempo en que se enciende un barreno se llaman retardos y los más utilizados en las voladuras, comúnmente son largos, ya que los periodos mínimos que deben utilizarse son de 75 a 150 milisegundos (Manual Exsa, 2001).



*Figura 10 Secuencia detonación barrenos (Atlas Copco)*

A pesar de que el proceso de voladura está controlado por diversos elementos, el presente trabajo se limita a estudiar la interacción entre la presión del barreno y el macizo rocoso.

## 2.2 Conceptos básicos de los explosivos

Los materiales explosivos son sustancias que al activar su reacción química de tipo óxido-reducción, con una fuente de ignición, se convierten en productos gaseosos y condensados, incrementando su volumen y generando altas presiones de gases del orden de 2 GPa a 10 GPa y temperaturas entre 1500°C y 4000°C, y por lo tanto dando origen a una explosión (Manual de perforación y voladura de rocas, 1987). De esta forma cumple con el triángulo de explosión mostrado en la Figura 11



Figura 11 Triángulo explosión (González, 2016)

## 2.3 Clasificación de los explosivos

Los explosivos, clasificados de acuerdo a la naturaleza de su reacción, se clasifican en mecánicos, nucleares y químicos. Las reacciones mecánicas son producidas por gradientes de presión súbita, las reacciones nucleares son resultado de un proceso de fisión o fusión de moléculas, por último, las reacciones químicas son exotérmicas que generan elevadas presiones de gas de forma casi súbita (). Los explosivos utilizados en minería son los explosivos químicos, cuya categorización esencial es con base a la velocidad de detonación definiendo los altos explosivos que a su vez se clasifican en primarios, secundarios o terciarios, esto será en función de su grado de sensibilidad. Estos conceptos se explicarán en el apartado "Propiedades de los explosivos químicos". Las dos clases fundamentales de un explosivo secundario, es de acuerdo a si su detonación se inicia con un fulminante N° 8 o no.

El Fulminante N° 8 es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura. Está conformado por un casquillo cilíndrico de aluminio cerrado en uno de sus extremos, en cuyo interior lleva una carga primaria de un explosivo sensible a la chispa y otra carga secundaria de alto poder explosivo. (Exsa, 2016), ver Figura 12

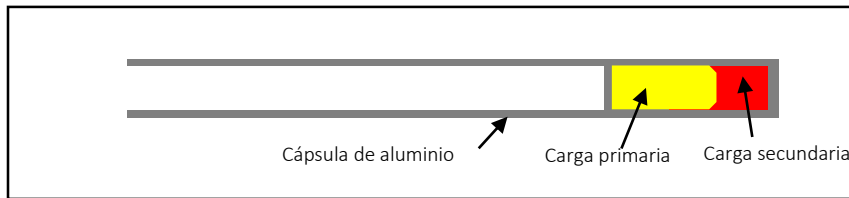


Figura 12 Diagrama básico de un fulminante de base

De los tipos de explosivos que se muestran en la **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**, el explosivo más común granular seco, es el ANFO, ya que su volumen de venta representa tres cuartos del volumen total de explosivos comerciales comprado Riegel, E. R. (2007). ANFO es un acrónimo proveniente del inglés: *Ammonium Nitrate - Fuel Oil* (Nitrato de Amonio – Combustible) y es una mezcla de gránulos de 2mm de diámetro de nitrato de amonio (NA) y un combustible derivado del petróleo, la composición estándar es 96% de NA y 4% de combustible diésel No.2, Karmis, M. (2001).

El explosivo tipo emulsión, está formada por un emulsificador o combustible orgánico que envuelve las microgotas de oxidante, estas últimas representan entre el 90 y 95 por ciento

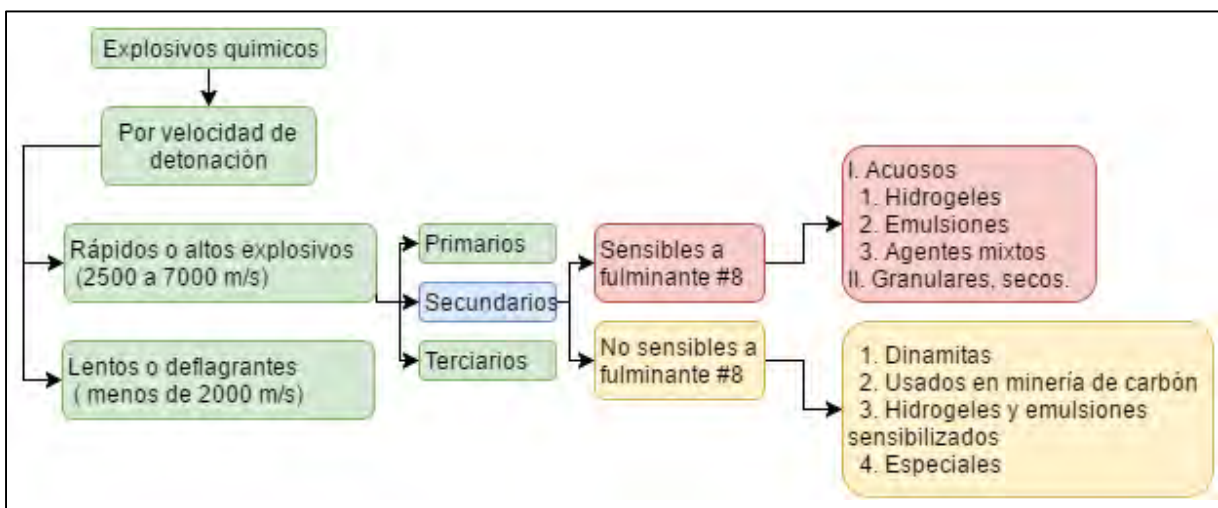


Figura 13 Clasificación explosivos a partir de Manual Exsa y Riegel, E. R. (2007) (González, 2016)

del peso total, además este tipo de explosivo es utilizado por su resistencia al agua, Riegel, E. R. (2007).

### *2.3.1 Propiedades de los explosivos químicos*

Las propiedades de los explosivos son indicadores para conocer en qué condiciones ambientales se pueden almacenar, pero también para identificar cuál es su rendimiento y en qué circunstancias ambientales se pueden utilizar, de tal forma, Garrido (2007) menciona que las propiedades de los explosivos se clasifican en características ambientales y de desempeño. Cabe mencionar que, en función de las propiedades de los explosivos, se determinan los cuidados para manipularlos.

Las características ambientales más importantes son la resistencia a la temperatura, la resistencia al agua, definidas a continuación.

*Resistencia a la temperatura.* Es la capacidad de mantener la estabilidad de sus componentes y fases a cierta temperatura. Los productos explosivos pueden verse afectados en su desempeño si se almacenan bajo temperaturas extremas ( $-18^{\circ}\text{C}$  y  $38^{\circ}\text{C}$ ) Por ejemplo, arriba de  $32.2^{\circ}\text{C}$ , muchos compuestos se descomponen lentamente o cambian sus propiedades.

*Resistencia al agua.* Es la habilidad de rechazar la penetración del agua en sus componentes, durante una exposición prolongada, cuya unidad de medida es en horas. Por ejemplo, las emulsiones son resistentes al agua ya que no tienen poros por los cuales se pueda percolar el agua. En el caso de los explosivos granulares como el ANFO, su resistencia al agua es prácticamente nula al ser porosos y disolverse en agua. (Manual Exsa, 2005)

Las características de desempeño del explosivo o que indican el efecto rompedor del mismo, son: la presión de detonación, la velocidad de detonación, la densidad, la presión del barreno.

*Sensibilidad.* Es el grado de facilidad con la que se inicia la reacción exotérmica, sea por fricción, calor o impacto. Los que son muy sensibles se denominan primarios y los que requieren un valor elevado de estos tres mecanismos son los secundarios. Generalmente, un explosivo secundario se inicia por deflagración de un explosivo primario.

*Velocidad de detonación,* describe la velocidad a la que las ondas de detonación viajan a través de la columna de explosivo, es decir, dentro del explosivo en el momento de su

detonación, existen dos fases, la primera es en donde están los reactivos inertes y la segunda es en donde ya están presentes los productos de reacción en forma de gases, la velocidad con la que desplaza esta frontera o zona de reacción, se le llama velocidad de detonación. Para

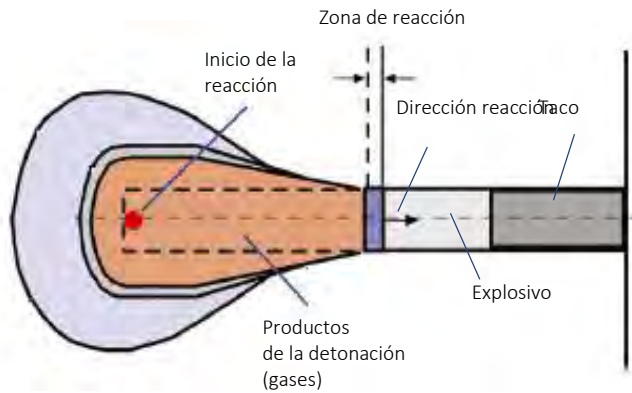


Figura 14 Zona de reacción Modificada de Zhang, Z. X. (2016).  
(González, 2016)

ilustrar este concepto se presenta la Figura 14.

*Presión de detonación.* La presión que se ejerce por los gases de la reacción justo detrás de la zona de reacción, es la que se denomina presión de detonación. En este trabajo, se utilizó la relación matemática del Manual de voladuras (Exsa, 2005)

$$P_{CJ} = \rho_o * v d^2 \quad (1)$$

*Presión del barreno o presión de explosión.* Es la presión de gas que resulta de la explosión y la que se ejerce en las paredes del barreno, es decir sobre la roca en donde se realizó la perforación. Dai (2013) menciona que también es llamada presión adiabática porque es definida como la presión hipotética que se genera a un volumen constante sin pérdida de calor en su entorno. De tal forma, su valor es útil para medir el desplazamiento de la roca como se verá más adelante. La presión del barreno  $P_h$  se puede calcular por el criterio de Dai (2002), ver ecuación (2):

$$P_h = \frac{2}{1 + n_z} * P_{CJ} \quad (2)$$

El criterio de Dai (2002), considera la impedancia del explosivo, la velocidad de detonación, así como la densidad de la roca y el explosivo, la velocidad de la onda p y la presión de detonación.



Coloquialmente, se le conoce como impedancia del explosivo a la teoría de la impedancia, expresada en la ecuación (3), esta relación, describe la energía de transmisión de un medio físico a otro adyacente, y se utiliza para estudiar cuanta energía puede ser transmitida de un explosivo dentro de un barreno hacia la roca que lo contiene, de tal forma cuanto esta relación es igual a 1 entonces existe una máxima transmisión de energía, así lo menciona Rustan, A. (Ed.). (1998).

$$n_z = \frac{Z_i}{Z_t} = \frac{\rho_o * vd}{\rho_r * V_p} \quad (3)$$

*Densidad.* Es el peso del explosivo por unidad de volumen. La cantidad de espacios de aire es importante para que pueda haber una detonación correcta del explosivo, ya que estos son puntos iniciadores de reacción al proveer el oxígeno.

## 2.4 Características fundamentales de un macizo rocoso

El estudio de la estabilidad de un macizo rocoso toma en cuenta sus características físicas y propiedades mecánicas. La mecánica de sólidos, estudia los cuerpos con las características resumidas con el acrónimo CHILE (Continuo Homogéneo Isotrópico y Linealmente Elástico), mientras que los macizos rocosos son de acuerdo al acrónimo DIANE (Discontinuo Anisotrópico y No linealmente Elástico). La diferencia conceptual entre estas categorías se puede ver en la Figura 15.a), se observa que un macizo rocoso es considerado como un medio continuo si está conformado por roca intacta o bien por bloques de roca de tamaño pequeño en relación con el tamaño de la excavación estudiada, Eldebro (2003).

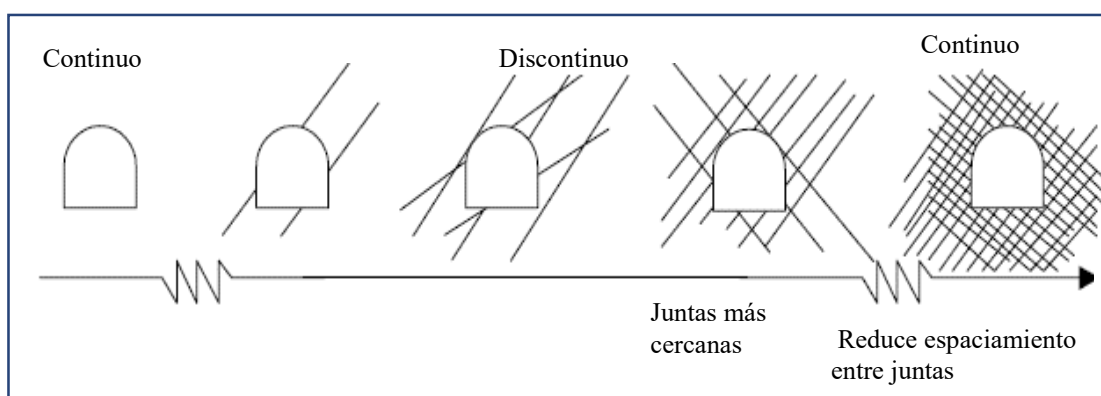


Figura 15 a) Macizo rocoso continuo y discontinuo, sección galería del mismo tamaño. (Eldebro, 2003)

El comportamiento mecánico de la roca se estudia a partir de la diferencia de estados mecánicos de la roca (un estado inicial y uno final), considera las fuerzas que actuaron en el sistema, pero también la velocidad de cambio de los componentes del sistema. Por ejemplo, el macizo rocoso antes y después de una excavación de una galería se tiene un estado inicial y final mecánico. El macizo rocoso mantiene su estabilidad con una nueva configuración geométrica y un cambio de volumen (ejemplo de componentes del sistema).

Para poder establecer los datos de diseño para una excavación en la roca, es necesario cuantificar las propiedades mecánicas que lo identifican, esto se logra a partir de ensayos de laboratorio, en éstos se puede estudiar la interacción que existe entre la resistencia a fuerzas de compresión uniaxial, compresión triaxial y tracción, y la deformación en la roca al haber aplicado el tipo de fuerzas anteriormente mencionadas.

Las pruebas de laboratorio en una probeta de roca, terminan cuando la roca llega a la ruptura o fallarla. La fuerza que se les aplica puede ser ascendente en intervalos iguales o bien, de forma periódica con la misma intensidad, estas dos maneras de aplicar la fuerza ala probeta permiten obtener valores estáticos y dinámicos de las propiedades.

En el presente trabajo es de interés conocer y entender el comportamiento dinámico de la roca cuando es sometida a fuerzas de compresión y de tracción, ya que se verá más adelante que el proceso de voladura desencadena fuerzas de estos dos tipos para fragmentarla. Dicho esto, a continuación, se describen a grandes rasgos el ensayo de compresión uniaxial no confinada o por sus siglas en inglés UCS.

#### 2.4.1 Ensayo a la compresión uniaxial no confinada

El ensayo a la compresión uniaxial no confinada, consiste en someter fuerzas de compresión a una probeta de roca hasta lograr su ruptura. Las fuerzas son aplicadas en un área, que corresponde a la sección de la probeta cilíndrica, por lo tanto, se habla de una carga ya que es una fuerza entre un área, ver Figura 16.

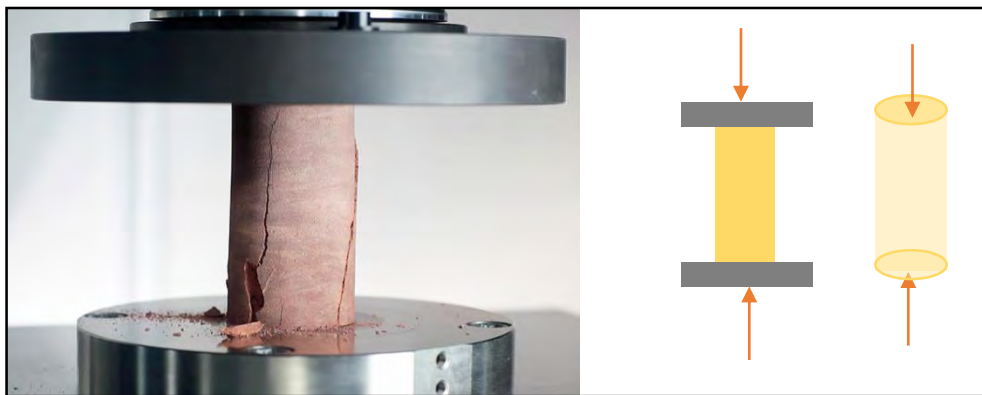


Figura 16 Ensayo UCS (Bundesanstalt für Wasserbau©)

Conforme aumenta la fuerza en la probeta, ésta se deforma, es decir existe un cambio de posición de las partículas que lo componen. Se le llama deformabilidad a la capacidad que tienen las rocas para alterar su forma como respuesta a la fuerza actuante, González de Vallejo (2002).

Durante el ensayo de la probeta, se va graficando en el eje de las abscisas la deformación axial y en el eje de las ordenadas la magnitud de la fuerza aplicada en la probeta.

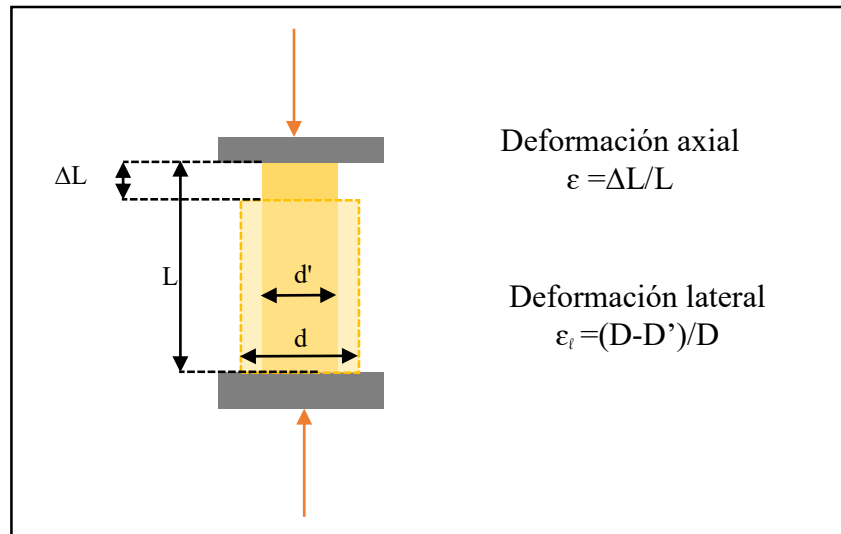


Figura 17 Deformación axial y lateral (González, 2016)

La deformación axial es la relación entre la variación longitudinal de la probeta y la longitud original de la misma, la cual se puede visualizar en la Figura 17.

La gráfica de esfuerzo en contraste con la deformación axial, se denomina diagrama de esfuerzo-deformación y brinda propiedades características del material. Por ejemplo, si en el proceso de descarga de la probeta, la trayectoria de la curva coincide con la trayectoria de carga, el proceso es reversible, entonces se habla de un comportamiento del material elástico, ya que las deformaciones causadas en la probeta desaparecen cuando se retira la carga, ver Figura 18.a). En cambio si la trayectoria de descarga no coincide con la trayectoria

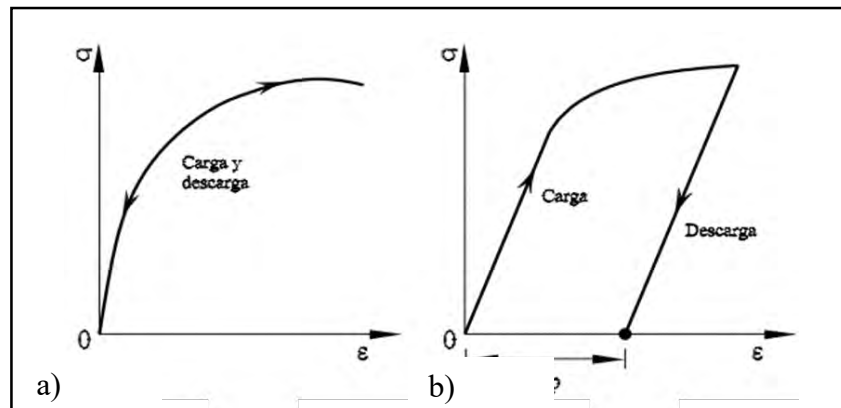


Figura 18 Diagramas esfuerzo-deformación  
 a) Comportamiento elástico, b) comportamiento plástico Juárez-Luna (2010)

de carga, existirá una deformación permanente ( $\epsilon_p$ ) y el comportamiento del material es inelástico. La roca se comporta en forma plástica si no regresa a su estado no deformado después de que se retira la carga aplicada, ver Figura 18.b).

### 2.4.2 Esfuerzo

El concepto de esfuerzo, es “la carga sobre una superficie interior del cuerpo” Castro (2008). De forma conceptual, cuando se aplican fuerzas superficiales a un objeto, éste mantiene su equilibrio existe una fuerza resultante. Cortando el cuerpo, se puede considerar la fuerza resultante  $\Delta R$  que permite mantener el equilibrio (ver **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**), el vector o fuerza  $\Delta R$  se descompone en una componente normal y otra tangencial al plano de área  $\Delta A$ , denotadas  $\Delta n$  y  $\Delta S$  respectivamente.

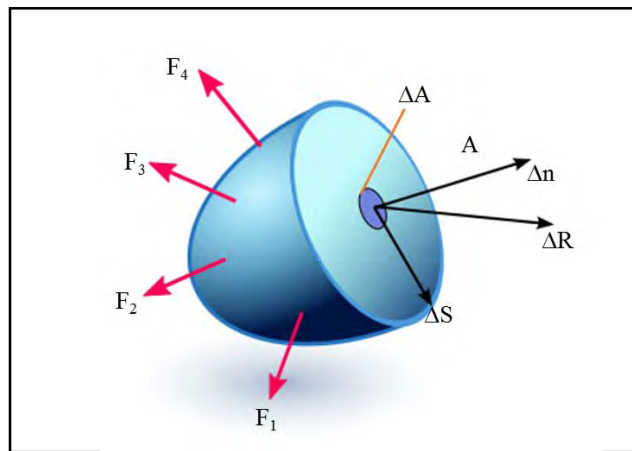


Figura 19 Concepto esfuerzo (González, 2016)

Cuando se aproxima  $\Delta A$  a cero, se encuentra el esfuerzo normal y tangencial en un punto, lo cuales están definidos por las ecuaciones (4) y (5), las cuales son válidas para cualquier área interna del objeto.

$$\sigma_n = \lim_{\Delta A \rightarrow 0} \left( \frac{\Delta n}{\Delta A} \right) \quad (4)$$

$$\tau = \lim_{\Delta A \rightarrow 0} \left( \frac{\Delta S}{\Delta A} \right) \quad (5)$$

La ley de Hooke expresada en la ecuación (6), define que la deformación es directamente proporcional al esfuerzo.

$$\sigma = E * \varepsilon \quad (6)$$

El cociente  $E$  se denomina módulo de elasticidad o módulo de Young del material que se sometió a la prueba. Este valor deja de aplicarse en el límite elástico definido anteriormente y es su valor directo se determina con la ecuación (7).

$$E = \frac{\Delta\sigma}{\Delta L/L} \quad (7)$$

De la misma forma que la probeta sufre deformación axial, también le resulta una deformación lateral descrita en la Figura 17, la relación de Poisson define la deformación axial entre la deformación lateral o transversal. Para la mayoría de las rocas, el coeficiente de Poisson estático varía entre 0,25 y 0,33. González de Vallejo (2002). LA ecuación para determinar directamente la relación de Poisson es la ecuación (8)

$$\nu_{est} = \frac{\Delta L/L}{\Delta D/D} \quad (8)$$

### 2.4.3 Características de las discontinuidades

Como se vio anteriormente, un macizo rocoso está identificado por ser un medio que puedes ser discontinuo. Desde el punto de vista de las discontinuidades o juntas. El ISRM (1975) define junta como “un plano de discontinuidad de origen natural que no presenta ningún desplazamiento visible.

La importancia de las discontinuidades radica en la definición de macizo rocoso: *Un macizo rocoso es un volumen de rocas que se intersectan por discontinuidades.* Palmström, A., Sharma, V. I., & Saxena, K. (2001) y que en “ las juntas están entre las causas más importante del excesivo sobrequebre y la presencia de agua, siempre se les tiene que hacer una consideración rigurosa” según Terzagui (1946).

(espaciamiento, prolongación, orientación, abertura, rugosidad, relleno). De la misma forma la eficiencia de la acción del explosivo depende de las características anteriormente

mencionadas. De forma conjunta en la Figura 20 se presentan las características de las discontinuidades anteriormente mencionadas.

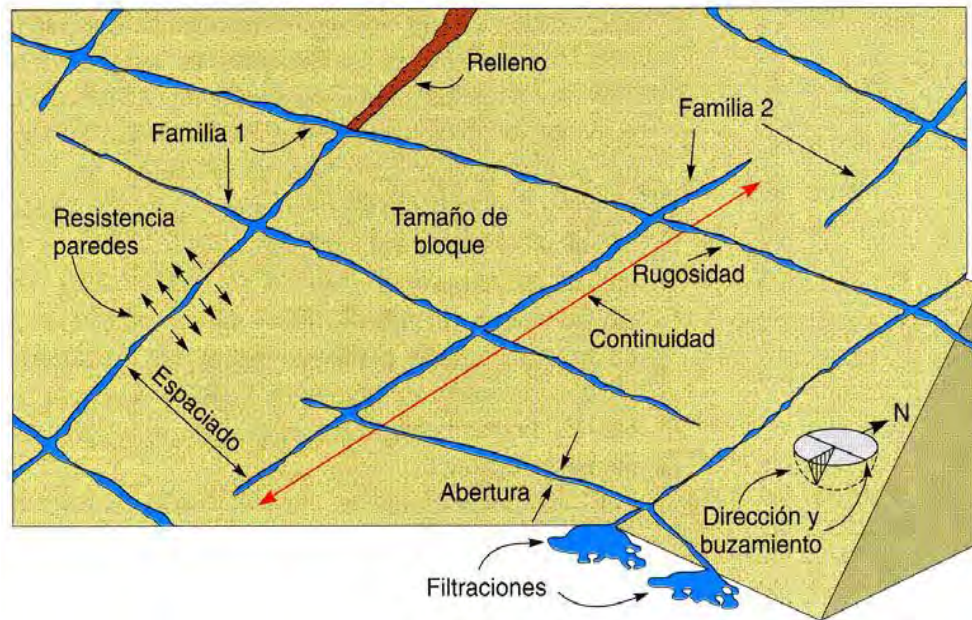


Figura 20 Estructura de las discontinuidades (Hudson & Harrison)

#### 2.4.4 Módulo de Young y relación de Poisson dinámicos

A partir de los valores de las velocidades de onda de compresión u onda  $p$  y de la onda de  $s$  o de tracción se puede determinar el valor de la relación de Poisson dinámico bajo la ecuación (9). Consecuentemente, el valor del Módulo de Young con la ecuación (10)

$$\nu_{dyn} = \frac{1}{2} * \frac{(V_p/V_s)^2 - 2}{(V_p/V_s)^2 - 1} \quad (9)$$

$$E_{dyn} = \frac{\rho_o * V_p^2 (1 - 2\nu_{dyn}) * (1 + 2\nu_{dyn})}{1 - \nu_{dyn}} \quad (10)$$

El cálculo del valor de la velocidad de onda de compresión se muestra a continuación, bajo el supuesto de los tensores de Cauchy anteriormente explicados. Los tensores que se aplican en éste, en un criterio dinámico, donde la sumatoria de fuerzas cumple la segunda ley de Newton (fuerza = masa x aceleración), el sistema de ecuaciones que Hudson (2012) menciona en su libro, es el siguiente:

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{yx}}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{zx}}{\partial z} = -\rho_r \frac{\partial^2 u_x}{\partial t^2} \quad (11)$$

$$\frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{zy}}{\partial z} = -\rho_r \frac{\partial^2 u_x}{\partial t^2} \quad (12)$$

$$\frac{\partial \tau_{yz}}{\partial y} + \frac{\partial \sigma_z}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xz}}{\partial z} = -\rho_r \frac{\partial^2 u_x}{\partial t^2} \quad (13)$$

En un equilibrio dinámico se iguala a fuerza por aceleración. Además, si se considera que las ondas compresivas viajan en la dirección del eje  $x$  independientes de los otros dos ejes entonces la ecuación anterior se convierte en:

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} = -\rho \frac{\partial^2 u_x}{\partial t^2} \quad (14)$$

Además, en mecánica de materiales existen relaciones entre el campo de tensiones con la deformación las cuales han sido determinadas bajo un medio continuo y elástico, también denominadas relaciones constitutivas. Describen las propiedades de los materiales,

En este caso las ecuaciones constitutivas

$$\lambda = \frac{vE}{(1+v)(1-2v)} \quad (15)$$

$$\mu = \frac{E}{2(1+v)} \quad (16)$$

permiten llegar a:

$$V_x^2 = \frac{(\lambda + 2\mu)}{\rho} \quad (17)$$

Sustituyendo (14) y (15) en (16)

$$V_x^2 = \frac{\frac{v * E}{(1+v)(1-2v)} + 2 \left( \frac{E}{2(1+v)} \right)}{\rho};$$

$$V_x = V_p \leftrightarrow V_p^2 = \frac{E}{\rho} \frac{(1-v)}{(1+v)(1-2v)}$$



Finalmente, el valor de la onda de compresión está dado por la siguiente ecuación:

$$V_p = \sqrt{\frac{E}{\rho_r} \frac{(1 - \nu)}{(1 + \nu)(1 - 2\nu)}} \quad (18)$$

## 2.5 Clasificaciones geomecánicas

La caracterización es un proceso que permite dar valores numéricos a las características de un macizo rocoso como la densidad de juntas, rugosidad de juntas, tipo de roca, etc. A partir de las observaciones o mediciones realizadas.

Las clasificaciones geomecánicas son la aplicación de la caracterización para un diseño de obra en roca. Éstas, surgieron por la necesidad de tener un criterio estándar y formalizar cuantitativamente las condiciones del macizo rocoso y entonces establecer el diseño de la colocación de elementos de soporte. Las clasificaciones geomecánicas de Bienawski y Barton (1974) incluyen parámetros basados en la descripción de las discontinuidades del macizo rocoso, éstas son las principales causas del debilitamiento del medio estudiado, estas dos clasificaciones han sido sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas para la descripción de discontinuidades en masas rocosas (ISRM, 1981).

La clasificación de Bienawski o Rock Mass Rating (RMR) propuesta en 1974 y modificada en 1976, 1979 y 1989 considera los parámetros mostrados en el Cuadro 2.

El sistema Q de Barton fue desarrollado en el instituto de Geotecnia de Noruega en 1974, con base en doscientos casos históricos, en 1993 se enriqueció la base de datos hasta obtener mil casos y analizados por Grimstad y Barton, quienes proponen esta clasificación cuantitativa para estimar el soporte en galerías subterráneas.

Clasificación RMR	
Parámetro	Rango
Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta	[0,15]
Rock Quality Designation (RQD)	[3,20]
Distancia entre juntas	[5,20]
Condición de las juntas	[0,30]
Condiciones de agua subterránea	[0,15]
Orientación de las juntas	[0,-12]
RMR = (1)+(2)+(3)+(4)+(5)+(6)	[0 a 100]

Clasificación Q de Barton	
Parámetro	Rango valores
Rock Quality Designation (RQD)	[0,100]
Índice de diaclasado (Jn)	[0.5,20]
Índice de rugosidad juntas (Jr)	[0.2,4]
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	[0.75,24]
Factor de reducción por la presencia de agua (Jw)	[0.05,1]
Condiciones tensionales de la roca (SRF)	[0.5,20]
$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$	[0.01 a 1000]

*Cuadro 2 Clasificaciones geomecánicas RMR y Q de Barton*

La evaluación realizada para determinar la calidad de la roca ha tomado los núcleos de roca obtenidos por barrenación a diamante, obteniendo valores de la calidad de la roca usando dos clasificaciones geomecánicas, por una parte, el valor de la escala *Rock Mass Rating* de Bienawski (RMR) y por otra, valores en base al índice Q de Barton en la zona de rampas. De

los estudios mencionados, se cuenta con los siguientes rangos de valores obtenidos para establecer un valor cualitativo ver Cuadro 3.

Índice Q de Barton	Calidad
400-1000	Excepcionalmente buena
100-400	Extremadamente buena
40-100	Muy buena
10-40	Buena
4-10	Regular
1-4	Pobre
0.1-1	Muy Pobre
.01-0.1	Extremadamente Pobre

RMR de Bienawski	Calidad
81-100	Muy buena
61-80	Buena
41-60	Regular
21-40	Pobre
0-20	Muy Pobre

*Cuadro 3 Escalas de RMR y Q de Barton*

### 2.5.1 Comparación clasificaciones geomecánicas

Las distintas maneras de enfocar las valoraciones cuantitativas pueden aumentar la divergencia entre clasificaciones. González de Vallejo, menciona que en macizos rocosos de calidad mala o muy mala, el diseño de sostenimiento diverge claramente aplicando estas clasificaciones geomecánicas, por lo que recomienda utilizar el criterio ingenieril geológico. El mismo autor realizó una comparación de las clasificaciones Q de Barton y RMR llegando a la conclusión de que en rocas de calidad buena y media se debe usar RMR o Q, indistintamente.

En ambas clasificaciones los parámetros asociados con la naturaleza y disposición de las juntas tienen influencias del orden del 60% afirma Romana (2003)

CONDICIÓN	RMR	Q
Luz	< 10 m	Cualquiera
Nivel tensional	< 25 MPa	Cualquiera
Tipo de excavación	Voladuras	Voladuras

*Cuadro 4 Condiciones de aplicabilidad de RMR y Q en galerías, Romana (2003)*

## 2.6 Teoría sobre el fracturamiento de la roca

El proceso de fracturación de la roca se genera por rebasar el umbral de energía que puede absorber una roca intacta. El proceso ha sido descrito por diversos investigadores, sin embargo, la teoría más aceptada es la propuesta por Langerfors and Khilstone (1973) menciona que la detonación del explosivo es el mecanismo que genera el efecto mecánico más importante, ya que es un proceso exotérmico en el cual la energía, es liberada en dos formas, la primera es a través de la onda de choque y la segunda a través de la presión de los gases generados en la reacción. Por esta razón, el fenómeno se describe en dos etapas principales, una dinámica y una casi-estática.

*Fase dinámica o fracturamiento:* La onda de choque proporciona energía de compresión en la roca en forma de ondas de compresión, ver Figura 21, La intensidad de ésta, permite superar la resistencia de la roca, como resultado se tiene quiebre muy fino de la roca alrededor de la perforación. Este suceso inicia el fenómeno de coalescencia de fracturas en dirección radial, y gradualmente la onda de choque pierde intensidad al mismo tiempo que se refleja en interfaces roca-aire y por lo tanto provoca estados de tensión, que superan la magnitud resistida por la roca. Es así que la onda de choque ha disminuido la cohesión de las partículas dentro del macizo rocoso.

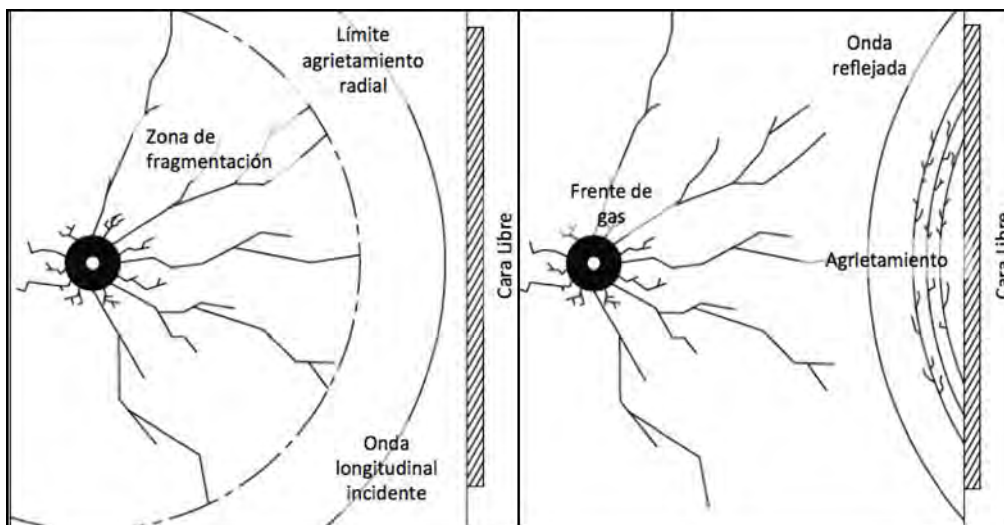
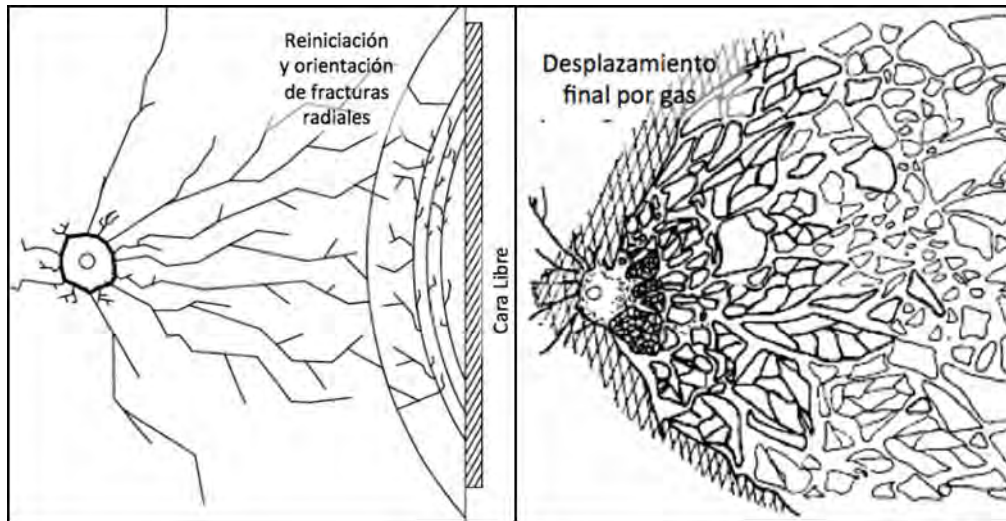


Figura 21 Fase dinámica del fracturamiento

*Fase casi-estática o desplazamiento:* En esta fase, los gases generados en la reacción química liberan el estado de confinamiento a través de las discontinuidades que se generaron en la roca, por lo tanto desplazan los fragmentos de roca, ver Figura 22.



*Figura 22 Etapa cas-estática del fracturamiento*

Dicho lo anterior, la detonación es el régimen de descomposición más rápido y la potencia que transmite en ese momento es lo más importante. De esta forma, la presión de detonación será la característica que tendrá mayor ponderación en la utilización de los explosivos. Centrándose en la energía que es transmitida por la onda de choque, esta puede viajar a una velocidad muy alta, ya que el medio que atraviesa es un medio elástico. Por otra parte, la gran magnitud de esta onda acompañada por la presión interna del barreno, permite generar de compresión y las ondas que llegan a la cara libre comienzan a reflejarse generando esfuerzos de tracción en la roca.

Paralelamente, la longitud de fracturamiento radial que se genera alrededor del barreno ha sido explicada por los efectos de compresión en la roca, y las fracturas tangenciales son creadas por los esfuerzos de tracción que se manifiestan después de que la onda de compresión se refleja en la cara libre.

## 2.7 Barrenos de post-corte

Los barrenos de post-corte, son elementos a los cuales se les introduce explosivo de baja densidad. La función de estas perforaciones es crear una barrera de protección al macizo rocoso *in-situ*, esto es desviando las ondas de choque e impedir que sigan transmitiendo energía al macizo rocoso.

Cada barreno tiene como efecto crear una línea de precorte de un barreno a otro, creando un corte por cizalla en la roca, en lugar de fracturar la roca *in situ*. Es un método usualmente utilizado, que no asegura una periferia perfecta. Esto se explica por las discontinuidades presentes en la frente que se va a detonar, y por otro lado, el comportamiento de la creación de fracturas y la interacción entre estas es un problema de complejidad extrema como menciona Florent Delille en 2012. Él mismo ejemplifica el comportamiento aleatorio de las fracturas en una placa de vidrio, material considerado CHILE, el cual podría ser estudiado de forma teórica para poder determinar un método de modelo numérico que aún no está al alcance del conocimiento. En la Figura 23 podemos ver dicho ejemplo. Las fracturas generadas en puntos 2, 3 y 4, se constata un aumento en el número de fracturas que los rodean, explicándose por las previas intervenciones en la estabilidad de la placa de vidrio.

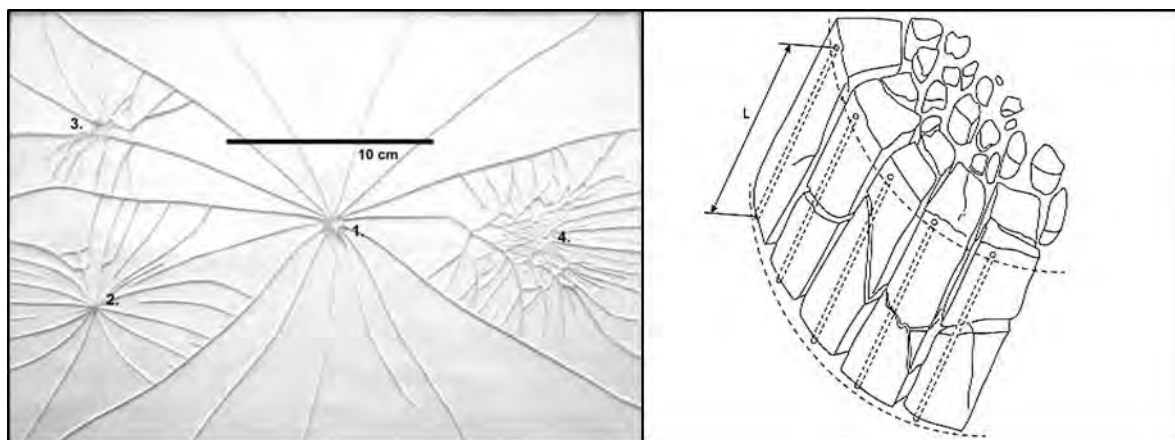


Figura 23 Esquema barrenos de precorte

### 3 CRITERIOS PARA LA ESTIMACIÓN DEL DAÑO EN LA ROCA

#### 3.1 Generalidades del daño en la roca

El grado de daño en la roca ha sido definido en proporción a la intensidad del cambio de las propiedades de la roca de la zona de roca no dañada, si éstas son substancialmente diferentes entonces es una zona de daño, pasando por una zona de transición hasta llegar a una zona sin daño. Para determinar en donde comienza el daño en la roca, Andersson (1992), afirmó que dicho perímetro será a partir del contorno diseñado de quiebre.

El diseño del perímetro de la excavación, debe considerar el área de influencia de los barrenos cargados, en la Figura 24 podemos observar que los barrenos de precorte tienen un área de influencia que es enfatizada por las zonas de influencia de los demás barrenos. Lo que conlleva a darle importancia a la carga de explosivo que se va a utilizar en dichos barrenos, esta idea fue descrita por Persson et al. (1993).

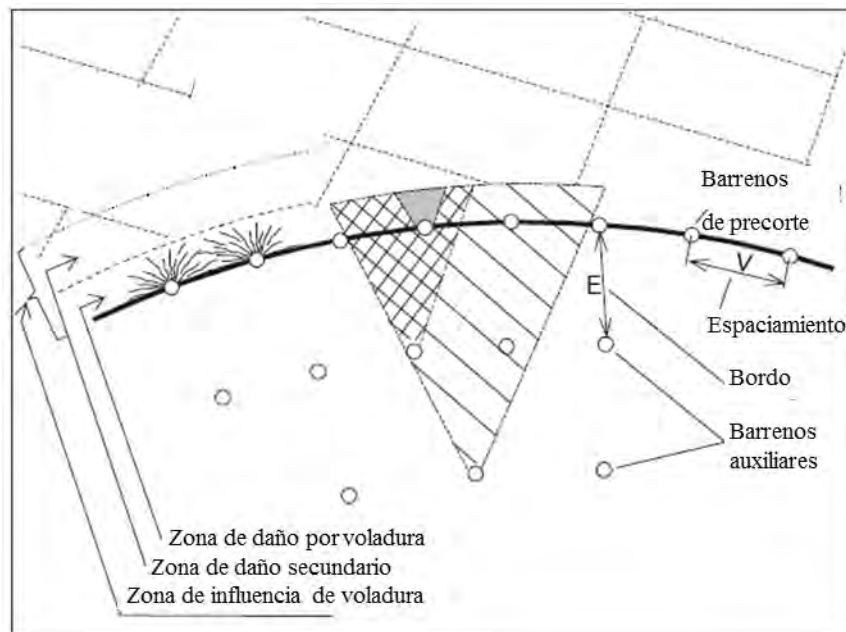


Figura 24 Esquema de voladura controlada (Holmberg & Persson 1993)

### 3.2 Influencia del daño en la roca en la calidad del mineral

La realización de voladuras en zonas de producción de mineral, exige que el perímetro excavado se realice con mayor precisión para evitar la dilución de la ley del mineral. La dilución del mineral es conocida como la contaminación del mineral por material que está por debajo de la ley de corte. Un efecto colateral de la dilución es la extracción de mayor volumen de material, dejando mayor cantidad para las operaciones de transporte y junto con esto incrementar los costos y tiempos operativos. Sin embargo, en el área de planeación se considera que existirá una dilución controlada o planeada, pero en el área operativa se efectúa dilución no planeada, que se pueden identificar a modo ilustrativo en la Figura 25.

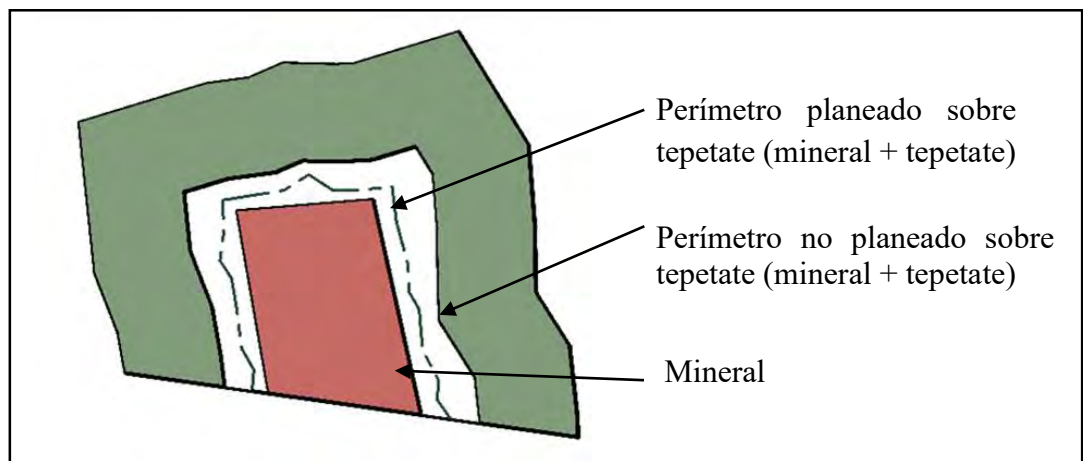


Figura 25 Dilución planeada y no planeada

Uno de los factores que producen dilución, es el producto de un perímetro no deseado (ver **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**). Otros factores que intervienen

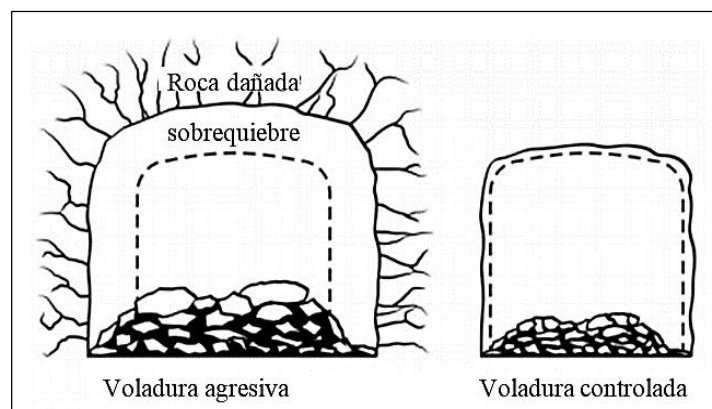


Figura 26 Comparación voladura controlada y agresiva (Craig, 2010)



en la magnitud de dilución no planeada han sido especificados por De la Vergne (2001), afirmando que el resultado de los errores acumulados de los siguientes factores: Desempeño de las operaciones unitarias (barrenación, cargado, voladura, amacice, acarreo), Condiciones geológicas del yacimiento, Método de minado (geometría adaptada a la del yacimiento, secuencia de minado, etc.), Tipo de relleno (en caso de utilizar método de minado con relleno), determinará la magnitud de la dilución no planeada. Figura 26 Comparación entre voladura controlada y agresiva (Craig, 2010)

La cuantificación de la dilución, relaciona las toneladas de tepetate entre toneladas de mineral minado, o bien la relación del volumen de sobrequebre entre el producto de la altura del rebajo por la longitud del mismo, establecida y nombrada “Sobrequebre lineal equivalente/quiebre” (ELOS por sus siglas en inglés) por Connors et al (1996). Esta última fue documentada y analizada por Clark y Pakalnis (1997), quienes establecieron una escala de daño en la roca conforme a los valores que obtuvieron, ver Cuadro 5

Rango ELOS	Diseño zonas ELOS
< 0.5 m	Daño de voladura incipiente, la superficie se auto-soporta
0.5 – 1 m	Desprendimiento de roca menor: algunos caídos a partir de rebajes sin soporte
1m – 2m	Desprendimiento de roca moderado:
>2m	Desprendimiento de roca severo: Grandes fracturas y caídos probables. Probable colapso de tabla del rebaje.

*Cuadro 5 Rangos ELOS Clark and Pakalnis (1997)*

### 3.3 Criterio Kumar

El origen del daño a la roca desde un punto de vista dinámico es el resultado de la onda de choque y de la onda de detonación provocados por la explosión.

Haciendo referencia a la teoría del fracturamiento en la roca, y retomando que la primera etapa se genera una onda de choque. Se detalla el efecto de la misma en el macizo rocoso. Las ondas transmiten energía cinética como ondas sísmicas. Las ondas sísmicas provocan que las partículas del material que atraviesan vibren en distintas direcciones, ocasionando un vaivén de las mismas. De acuerdo a la dirección del movimiento del pulso de la vibración, se denominan de compresión o de cizalla. Si la energía de éstas últimas, producen un esfuerzo por encima del umbral de resistencia a la tensión del medio, entonces se generan fracturas en el mismo. Una forma de medir el umbral máximo que resisten las partículas del medio es a través de la velocidad de la onda P o de compresión, que a su vez permite deducir la velocidad pico de partícula o  $v_{pp}$ .

La velocidad de partícula es un vector que mide la intensidad de las vibraciones en términos de milímetros por segundo de la velocidad de la partícula expuesta a dicha vibración. Este parámetro permite correlacionar el potencial de daño con la caracterización del movimiento en el terreno, es decir, la aceleración, desplazamiento y esfuerzo inducido. De esta forma la velocidad pico de partícula nos expresa la magnitud máxima que soporta una partícula.

Por las razones expuestas anteriormente, la velocidad de partícula ha sido correlacionada con el daño en la roca, esto es, a través de las fracturas que genera la detonación del explosivo confinado en un barreno. Los primeros trabajos que sustentaron esta teoría fueron Holmberg y Persson (1980) y Hustrulid et al. (1992). Sus experimentos permitieron obtener la siguiente relación entre  $v_{pp}$  y la velocidad de la onda p o  $V_p$ .

$$v_{pp} = \varepsilon_{pico} * V_p \quad (1920)$$

Un ejemplo de los resultados de estos estudios, se presenta en la Figura 27, en donde se indica que a una velocidad de la onda p con valor de 4.40 m/s y a 0.22 m/s hay un una zona de trituración de a 0.50m de radio y una zona de fracturas de con un radio de 1.76m.

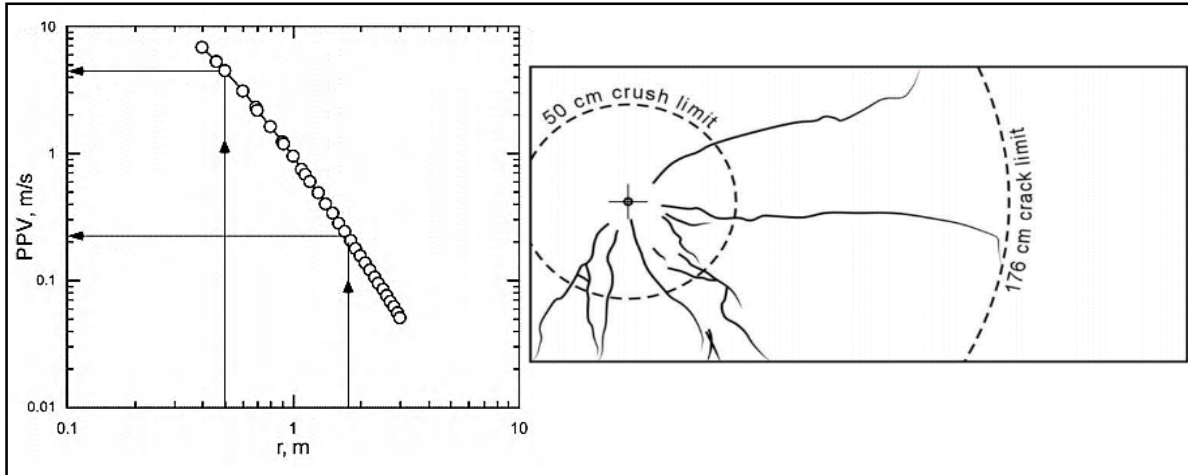


Figura 27 Resultados experimento de Holmberg & Persson (1980)

Una de las limitantes de medir la velocidad pico de partícula, es la proximidad a la cual se pueden realizar las mediciones de este parámetro, es por ello que se han postulado al menos 23 modelos matemáticos (Cuadro 6) para predecir este valor.

No.	Investigadores	Modelos Empíricos
1	Duvall and Petkof (1959)	$v = k(R/Q^{1/2})^{-b}$
2	Langefors and Kihlstrom (1963)	$v = k(Q/R^{2/3})^{-b/2}$
3	Ambraseys and Hendron (1968)	$v = k(R/Q^{2/3})^{-b}$
4	Nicholls et al. (1971)	$v = 0.362D^{-1.63}$
5	IS 6922 (1973)	$v = k(Q^{2/3}/R)^{-1.25}$
6	Siskind et al. (1980)	$v = 0.828D^{-1.32}$
7	Ghosh and Daemen (1983)	$v = k(R/Q^{1/2})^{-b} e^{-aR}$
8	Ghosh and Daemen (1983)	$v = k(R/Q^{1/3})^{-b} e^{-aR}$
9	Pal Roy (1991)	$v = n \cdot k(R/Q^{1/2})^1$
10	Pal Roy (1991)	$v = n \cdot k(R/Q^{1/3})^1$
11	CMRI (1993)	$v = n \cdot k(R/Q^{1/2})^1$
12	Kahrman (2002)	$v = 1.91D^{-1.13}$
13	Kahrman (2004)	$v = 0.34D^{-1.79}$
14	Kahrman et al. (2006)	$v = 0.561D^{-1.432}$
15	Rai and Singh (2004)	$v = kR^{-b} Q_{max}e^{-a}$
16	Nicholson (2005)	$v = 0.438D^{-1.52}$
17	Rai et al. (2005)	$Q_{max} = k(vD^2)^b$
18	Ozer (2008) (sandstone)	$v = 0.257D^{-1.03}$
19	Ozer (2008) (shale)	$v = 6.31D^{-1.9}$
20	Ozer (2008) (limestone)	$v = 3.02D^{-1.69}$
21	Ak et al. (2009)	$v = 1.367D^{-1.59}$
22	Badal (2010)	$v = 0.29D^{-1.296}$
23	Mesec et al. (2010)	$v = 0.508D^{-1.37}$

Cuadro 6 Recopilación de modelos de  $V_p$  (Kumar, 2016)

Dentro de las investigaciones sobre el daño en la roca, el dimensionamiento basado en la vpp ha sido altamente aceptada, es por esto que existe una amplia diversidad de trabajos realizados en torno a ella. Es así, como se logró adquirir un ensamble de valores de vpp relacionados con el efecto que ocasiona en la roca, se tabularon ver Cuadro 7

Criterio	vpp [m/s]	Efecto
Langerfors and Khilstrom (1973)	0.610	Formación de grietas
Bauer and Calder (1970)	<0.254	No hay grietas
	0.635-2.54	Zona quebradiza
	>2.54	Fragmentación
Persson (1997)	1	Daño incipiente
	2.5	Fragmentación
	5	Buena Fragmentación
	15	Zona trituración
Holmberg and Persson (1979)	0.7-1	Daño en la roca
Meyer y Dunn (1995)	0.3	Daños menores
	0.6	Zona quebradiza
Bogdanhoff (1996)	2-2.5	Rango de fragmentación
Murthy and Dey (2002)	2.05	Sobrequebre
Dey (2004)	0.7-1.3	Sobrequebre

*Cuadro 7 Valores frontera de vpp y efecto sobre la roca, (González, 2016)*

Si bien es esperado el poder realizar las mediciones en campo, no es una tarea sencilla, esto se explica porque el diseño de un experimento de esta índole requiere de insumos y tiempo que no son fácilmente autorizados en el ciclo de una operación. Por ello, se ha recurrido a la indagación de un criterio matemático que permitiera calcular la magnitud de la vpp. El mismo ha sido mejorado por varios investigadores, en el presente trabajo se hace uso de la establecida por Kumar et al. (2016). Éste involucra los valores de las propiedades de roca intacta, como son resistencia a la compresión uniaxial, peso específico, pero también la cantidad de explosivo e índices de ajuste en función del tipo de roca y la distancia escalada.

$$vpp = \frac{UCS^c * \left(\frac{R}{\sqrt{Q}}\right)^b}{\gamma} \quad (21)$$

### 3.4 Criterio Dai

La presión del barreno, como se vio anteriormente, es responsable de la etapa dinámica de la teoría del fracturamiento de la roca. Es por ello que su importancia es revelada a través de una amplia gama de investigaciones en torno a ésta. Basado en esto, se presenta el segundo criterio matemático deducido por Dai (2002). Éste considera propiedades dinámicas de la roca, así como propiedades del explosivo.

Adentrándose en el análisis de este criterio, tiene como preámbulo basarse en los efectos de la onda de choque, es decir que es la responsable de la formación de grietas alrededor del barreno, resultando la apertura de espacios para que los gases originados por la reacción química de la detonación, puedan penetrar y así mover y fracturar la roca.

La fracturación en la roca ha sido clasificada en zona de agrietamiento y zona de fracturamiento por Dai, denominándolos  $R_{crack}$ , y  $R_{crush}$  por sus radios respectivamente (ver Figura 28). El autor también involucra los módulos de compresión y de tracción dinámica, así como el módulo de Young para determinar el radio de fracturamiento.

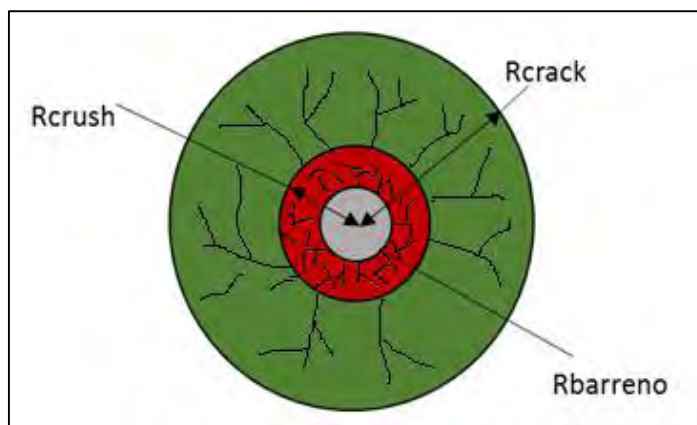


Figura 28 Esquema de  $R_{crack}$  y  $R_{crush}$

Los criterios matemáticos que definen su dimensión son expresados por las ecuaciones (22) y (23), para  $R_{crush}$  y  $R_{crack}$  respectivamente.

$$R_{crush} = \left( \frac{P_h}{\sigma_{cd}} \right)^{\frac{1-\nu}{2}} r_h; \quad (22)$$

$$R_{crack} = \left( \frac{\sigma_{cd}}{\sigma_{Td}} \right)^{\frac{1-\nu}{2(1-2\nu)}} R_{crush} \quad (23)$$

De forma general, la ecuación (20), permite dimensionar el radio de agrietamiento por medio de la proporción en que la presión del barrenado supera la compresión dinámica simple de la roca.

### 3.5 Análisis de criterios de Dai y Kumar

Para evaluar las ecuaciones de los criterios anteriormente presentados, se realiza como primera etapa, un análisis de las unidades físicas empleadas para verificar la certeza de los resultados. Presentado las unidades de la onda p, radio de trituración y velocidad pico de partícula.

\*Velocidad de onda P

$$[V_p] = \sqrt{\frac{[E]}{[\rho_r]}} = \sqrt{\frac{\frac{N}{m^2}}{\frac{kg}{m^3}}}$$

$$[V_p] = \sqrt{\frac{M * L^2}{T^2 * M}} = \frac{L}{T}; \text{ Equivale a } \frac{m}{s}$$

Donde, N/m<sup>2</sup> es equivalente a un pascal, la unidad del módulo de Young, por otro lado, kg/m<sup>3</sup> son las unidades correspondientes a la densidad de la roca.

- Radio de trituración o Rcrush

$$[R_{crush}] = \frac{[P_h]}{[\sigma_{cd}]} = \frac{[Pa]}{[Pa]} [cm] = \frac{M*L/T^2}{M*L/T^2} L = L; \text{ Equivale a m}$$

$$[R_{crack}] = \frac{[Pa]}{[Pa]} [cm] = \frac{M*L/T^2}{M*L/T^2} L = L; \text{ L equivale a [cm]}$$

Donde la relación de Poisson es adimensional.

- Presión de barreno en función de la presión de detonación del explosivo

$$[P_h] = [PCJ] = \frac{M}{V^3} * \frac{L^2}{T^2} = \frac{M}{L * T^2}; \text{ Equivale a Pa}$$

- Velocidad pico de partícula

$$[R] = v_{pp} = \frac{UCS^c * \left(\frac{R}{\sqrt{Q}}\right)^b}{\gamma} = \frac{\frac{M}{T * L^2} * \frac{L}{M^{0.5}}}{\frac{M}{L^3}} = \frac{L}{T}; \text{ Equivale a } \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

Posterior a ello, se observo el comportamiento de Rcrush dentro de ciertos rangos de las variables empleadas, radio del barreno, relación de poisson y presión del barreno. Se constató que en efecto, la magnitud de la relación de Poisson es inversamente proporcional al valor del radio de fracturamiento. Esto es porque a mayor valor de relación de Poisson, mayor es la capacidad que tiene la roca para amortiguar las vibraciones que lo atraviesan, por lo tanto sufre menos daño, ver Figura 29.

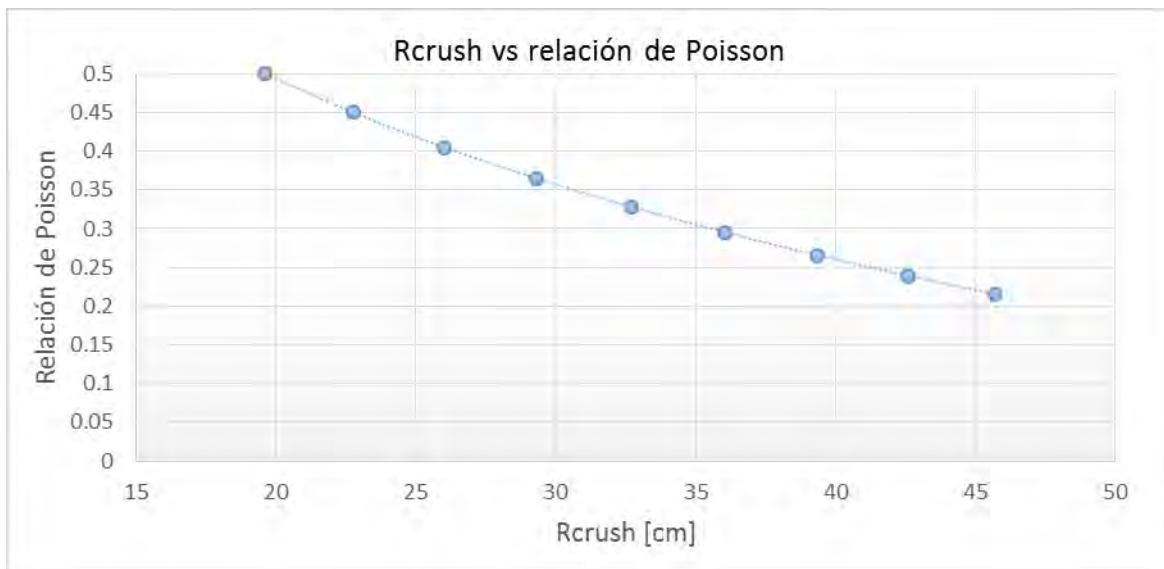
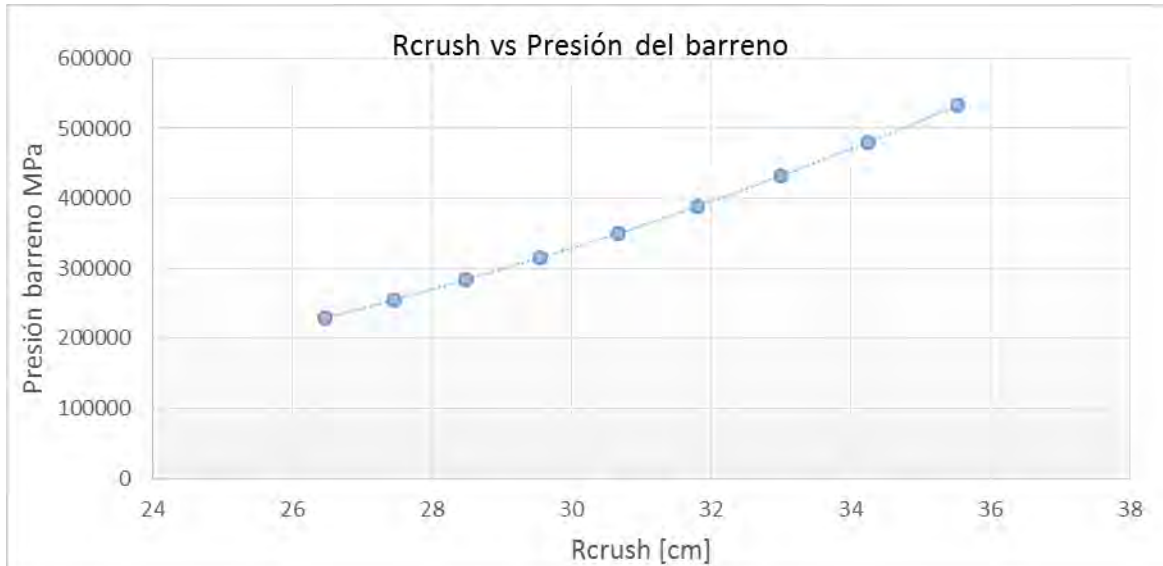


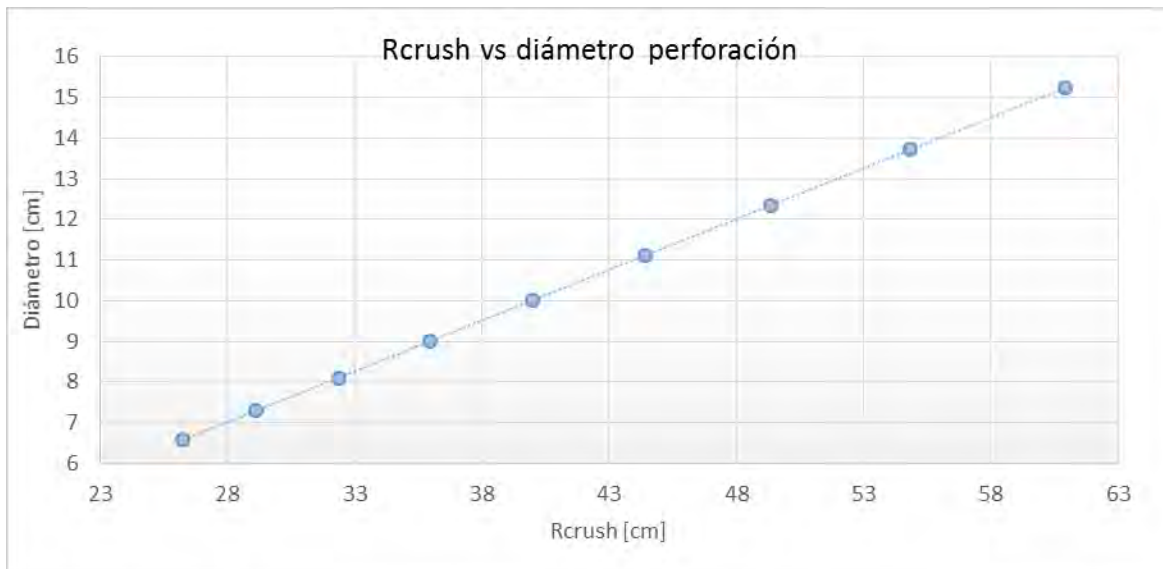
Figura 29 Rcrush vs relación de Poisson

En cuanto a la presión del barreno, se observa que con una variación del 56%, el radio de trituración varía un 25%, ver Figura 30, dichos valores, dan continuidad a la teoría sobre el efecto que tiene la presión del barreno una vez que la onda de choque ha realizado el trabajo de fracturar incipientemente la roca, para que la expansión de los gases producidos por la reacción química de los explosivos realice un empuje final y expanda la longitud de las fracturas a través de la coalescencia de las fracturas.

En la última comparación, se hizo variar el diámetro de perforación, en esta gráfica, ver Figura 31, se observa que Rcrush refleja valores directamente proporcionales. Este resultado, no es más que la proyección del valor del radio de trituración como un factor directamente proporcional al dimensionamiento del radio nombrado crush.



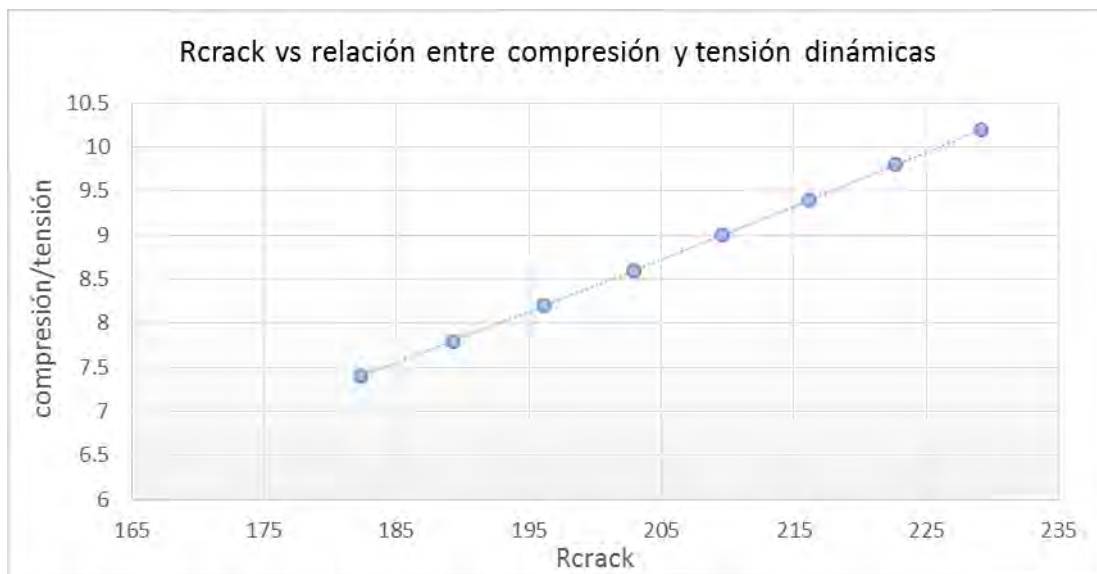
*Figura 30 Rcrush vs presión del barreno*



*Figura 31 Rcrush vs diámetro de perforación*



Asimismo, se procedió a evaluar el comportamiento del valor del radio crack o de fracturamiento. En este caso, se varió la magnitud de proporción entre las magnitudes de compresión y tensión dinámicas, es decir, si la compresión dinámica era entre 7 y 16 veces mayor a la tensión dinámica. En la curva de la Figura 32, se puede constatar que la compresión es proporcional a Rcrack, lo cual es concordante a la teoría del fracturamiento, a mayor resistencia a la compresión, menor será el daño sobre la roca.



*Figura 32 Rcrack vs relación compresión y tensión dinámica*

Posterior al análisis del comportamiento de las variables de Rcrack y Rcrush, se desarrolló una herramienta que consiste en pedir al usuario datos de entrada para calcular y graficar la influencia de Rcrack y Rcrush. Esta etapa, se hizo con el fin de obtener un primer acercamiento sobre la validación y confiabilidad de los resultados. Es por ello, que se idealizaron tres casos, es decir se indagaron valores de los parámetros empleados para tres tipos de roca distintos. Caliza, Arenisca y Granito. Se planteó que el explosivo utilizado es ANFO, cuyos parámetros básicos se muestran en el Cuadro 8. En cuanto a los valores de propiedades elásticas de la roca, es decir, la relación de Poisson y el módulo de Young fueron consultados en recursos bibliográficos se muestran en el cuadro

Parámetros del ANFO	
Densidad	0.85 g/cc
Velocidad de detonación	4500 m/s
Presión de detonación (confinado)	4050 MPa

Cuadro 9 parámetro del ANFO

	Densidad de la roca g/cc	E (GPa) Módulo de Young	$\nu$ Poisson	Vp m/s
Granito	2.72	50	0.28	4.85
Caliza	2.64	55	0.21	4.84
Arenisca	2.4	12	0.28	2.41

Cuadro 8 Parámetros de elasticidad de rocas planteadas

Los dos ejemplos consideran que es sobre roca intacta, lo que indica resultados coherentes, es decir, se observa en las gráficas que la influencia del fracturamiento  $R_{crack}$  es mayor en roca tipo caliza, y de menor magnitud en la roca tipo granito. Ciertamente, en una roca con menor resistencia a la compresión uniaxial y de menor densidad, la energía del explosivo en forma de onda de choque tanto en presión de gas, se disipa y pierde afecto sobre la roca. En cambio, en una roca tipo granito, las partículas son más densas y la expansión de las fracturas tiene mejor rendimiento al atravesar un medio más confinado, y a su vez permite la continuidad del paso de energía a través de la roca. La variación de los radios se muestra en la siguiente gráfica de comparación.

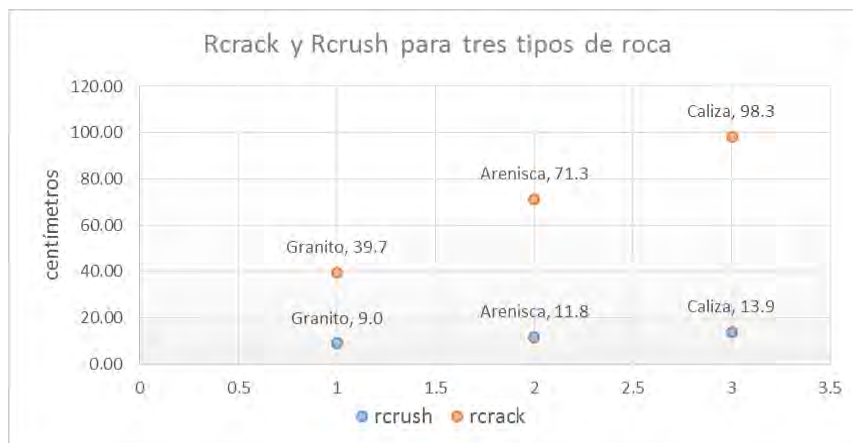
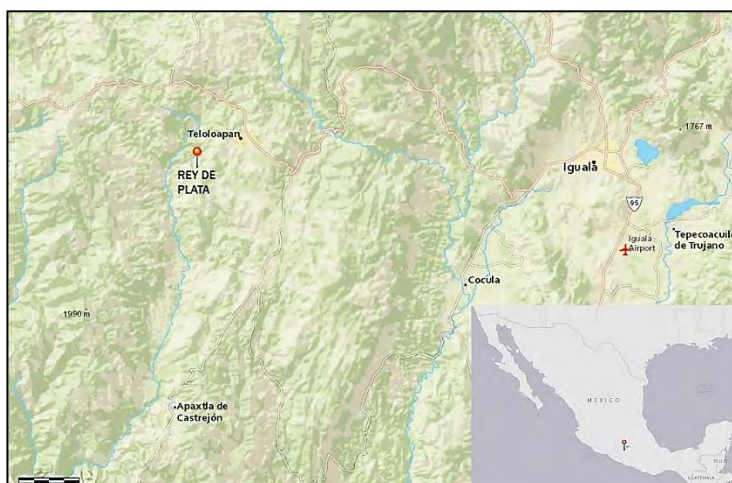


Figura 33 Comparación resultados  $R_{crush}$  y  $R_{crack}$



#### 4 CASO DE ESTUDIO: GALERÍA EN REY DE PLATA

El proyecto Rey de Plata está a cargo de la empresa Minera Capela S.A. de C.V. que pertenece al Grupo Industrias Peñoles S.A.B de C.V. La unidad minera se desarrolló en Guerrero a 70 km al oeste de Iguala, cuya ubicación se muestra en la Figura 34. El depósito mineral explotado es de tipo vulcano sedimentario o conocido por sus siglas en inglés como VMS del cual los elementos químicos de interés económico son plata y oro con trazas de cobre, plomo, zinc y fierro. La riqueza del yacimiento fue descubierta en la década de los 70's. Con actividad operativa intermitente, se destaca que la etapa activa más reciente fue de un año en el 2000, la razón fundamental de su cierre fue la baja de los precios de los metales

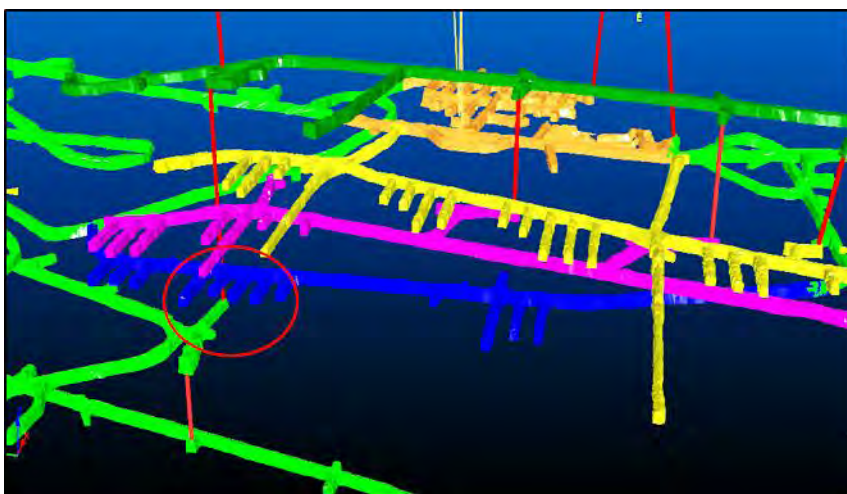


*Figura 34 Ubicación proyecto Rey de Plata, (González 2016)*

Actualmente este proyecto tiene programada su arranque operativo minero y metalúrgico en la segunda mitad del 2018. Las instalaciones metalúrgicas o planta de beneficio, tendrá una capacidad de molienda y procesamiento de mineral de 4,500 toneladas diarias para producir un promedio anual de 4.7 millones de onzas de plata, 40 mil toneladas de zinc, 8,600 toneladas de plomo y 7 mil de cobre, contenidos en concentrados de plomo, zinc y cobre, información disponible en la página web de la empresa.

## 4.1 Metodología

Para la realización de la comprobación de los criterios descritos anteriormente, se visitaron varias frentes del proyecto Rey de Plata, sin embargo, con fines prácticos para este trabajo, se eligieron dos topes, nombrándolos Tope A y Tope B. El primero mostraba en su conjunto calidad de roca intermedia, y el segundo roca regular. Esta distinción se escogió para observar la variación del radio de influencia de un barreno de contorno. Los topes visitados se muestran en la Figura 35.



*Figura 35 Ubicación frentes de trabajo rey de Plata (Propiedad de Minera Capela)*

También se obtuvo información sobre la geología del proyecto para tener el tipo de roca y poder consultar el valor de la relación del módulo de Poisson correspondiente.

Así también, se consultaron los explosivos utilizados en el proyecto, y la cantidad de los mismos, de los cuales solamente es de interés para este trabajo, el explosivo utilizado en los barrenos de contorno.

Finalmente se registraron las observaciones de los topes tomando como pruebas fotografías en dónde la plantilla de barrenación se encontraba perforada, haciendo mayor enfoque en los barrenos de contorno y la disposición de estos. Se estimó el valor de juntas por metro cúbico o  $J_v$ . Este valor permite calcular RQD, y junto con el valor SCR, permite calcular el valor de GSI.

Los variables que se calculan a partir de RQD y GSI se muestran en el diagrama de la Figura 36. Con base a estas estimaciones de los valores  $V_p$ ,  $n_z$ ,  $Ph$ ,  $\sigma_{td}$ ,  $\sigma_{cd}$ , se procede a observar si existe un alto grado de variación en los resultados. Puesto que el valor de  $R_{crack}$ , determinar el área de influencia del barrenos, será el valor más importante a comparar.

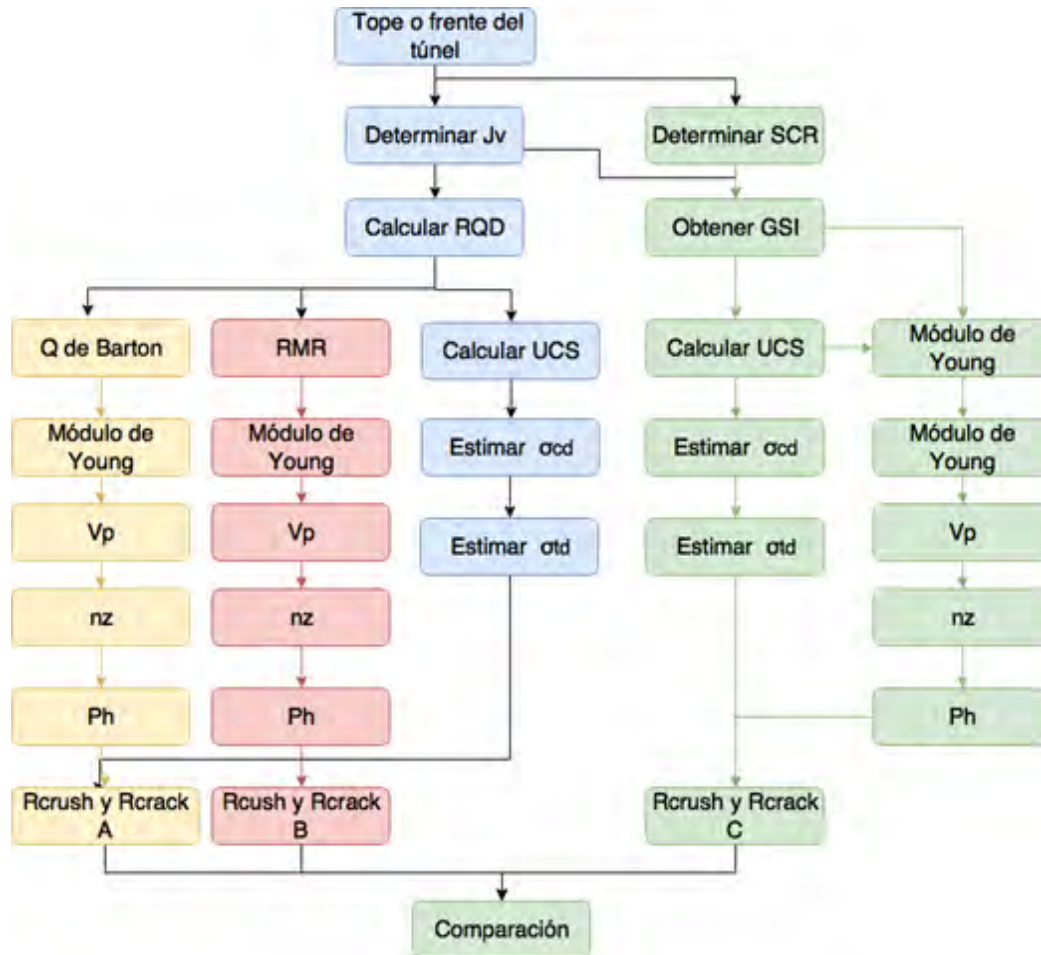


Figura 36 Diagrama general de valores para comparar (González, 2016)

#### 4.1.1 Geología local

La roca mineralizada se emplaza en la Formación Rey de Plata, la cual está principalmente formada por sulfuros masivos a semimasivos plegados. Como información complementaria, en Geología, los paquetes de rocas que comparten propiedades litológicas y pétreas se denominan formaciones. En este proyecto, la formación es caracterizada por la abundancia en minerales pirita y calcopirita; y de forma secundaria galena-esfalerita-barita y trazas de sulfosales de plata. En la siguiente columna estratigráfica (Figura 37) se observan las familias de tipos de rocas en las cuales está emplazado el mineral

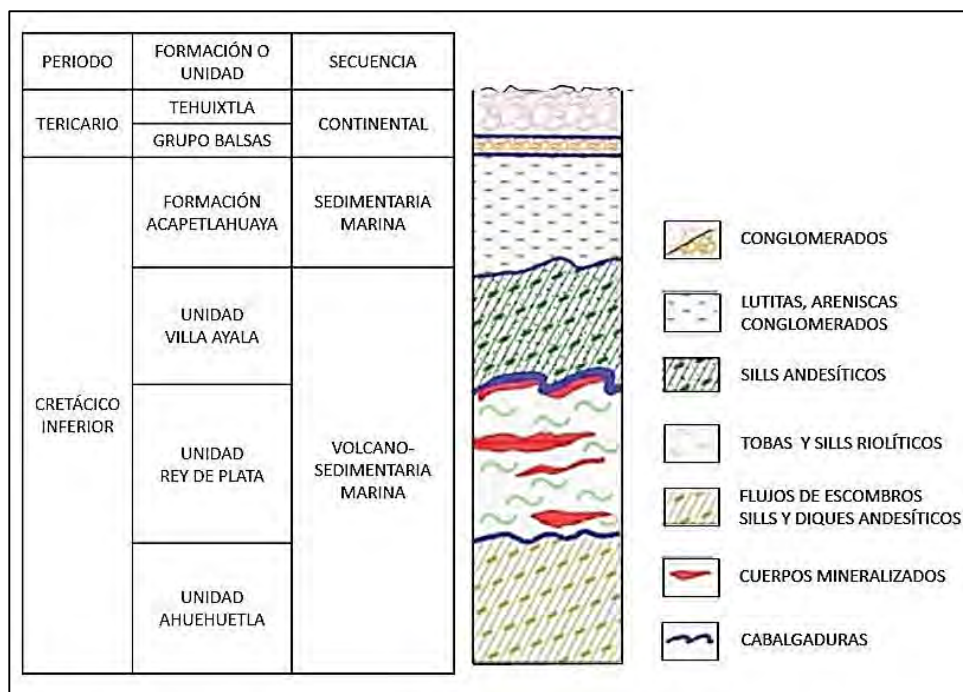


Figura 37 Columna estratigráfica, Ahiram Monter-Ramírez y Alejandra Zavala-Esquivel

El yacimiento ha sido clasificado como tipo VMS, y los mantos varían entre 3 hasta 600 metros de espesor, proyectándose transversalmente hasta 1.2 km. Es de suma importancia destacar que la metalogenia del yacimiento ha sido “asociada a horizontes volcánicos félsicos, amplia alteración cuarzo-sericita e intensa deformación compresiva sobre los cuerpos mineralizados” (Ahiram Monter-Ramírez, 2008), lo que indica que la roca ha sido altamente deformada y por ende los estados de esfuerzos también.

#### 4.1.2 Datos de la voladura

El diseño de la plantilla se ha determinado en función de plantillas establecidas anteriormente para un avance horizontal en minería subterránea, comprendiendo una sección mediana de 5.20 metros x 5.00 metros, una cuña para barrenos de gran diámetro. Además, el espaciamiento entre los barrenos de contorno es de un metro a 1.20 metros. La configuración de tal plantilla se muestra en la Figura 40

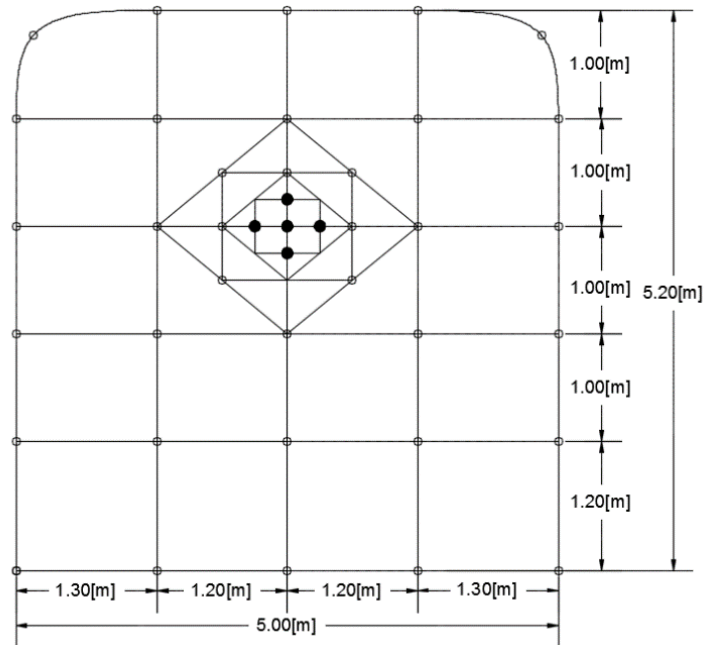


Figura 38 Plantilla de barrenación, Peñoles

En cuanto a la longitud de la perforación es de 4.3 metros, el diámetro de broca es de 1-7/8". Se ha registrado que la longitud efectiva de barrenación es 3.9 m, obteniendo eficiencia de avance 89.74%. La plantilla de barrenación tiene 5 barrenos de alivio y 20 de contorno más 35 barrenos de producción o auxiliares.



#### 4.1.3 Explosivos utilizados

Los explosivos utilizados para la excavación son Emulex C y Mexamón, el primero se utiliza para los barrenos de contorno y el segundo para los barrenos auxiliares. En cada avance se utilizan 200 kilogramos de mexamón solamente para los barrenos auxiliares o de producción, correspondiendo 5.71 kg de mexamón por barreno. En cuanto a los barrenos de contorno se utilizan 4 cartuchos Emulex C, utilizándose 80 piezas en total para la frente. Las características de los explosivos mencionados se muestran en el Cuadro 10.

Cabe mencionar que el proveedor de explosivos estipula en la hoja de especificaciones de los explosivos, afirma que la emulsión Emulex C es utilizada para los barrenos de contorno, además asegura que hay un mejor control en la definición de la periferia de la excavación. El presente trabajo buscará entender dichas características mencionadas.

<p>Mexamón ® o Austinite®15</p> <p>Nula resistencia al agua  Empaque Saco tejido de alta resistencia con protección laminada interior de polietileno que contiene 25 kilogramos  Densidad 0.85 g/cc  Velocidad de detonación al aire 3,300 m/s</p>	
<p>Emulex C</p> <p>Emulsión  Excelente resistencia al agua,  Dimensiones de empaque: 1 [pulg] x 1[m]  Densidad 0.85 g/cc  Velocidad de detonación al aire 3,950 m/s  Uso de 640 mg de PETN como mínimo iniciador  Número UN 0241 para transporte</p>	

Cuadro 10 Características de explosivos utilizados en Rey de Plata

#### 4.1.4 Descripción de los topes

Como se mencionó se hizo la caracterización de dos topes, el primero mostraba una foliación muy evidente, ver en la Figura 41.a). El perímetro de dicho tope era regular sin embargo una sección transversal del tope muestra que no hay un avance, ver Figura 41.d). A partir de una digitalización de fotografías tomadas de dicho tope, se realizó una nube de puntos que permitió obtener un modelo en tres dimensiones, ver la Figura 41.c)

También se observó que la profundidad de la excavación no fue exitosa en la mitad inferior, lo que se puede ver en la sección transversal en la Figura 41. d). De igual forma se observó que la plantilla marcada con pintura blanca no ha podido ser respetada por los perforistas, lo que se explica por varios motivos, entre ellos la irregularidad de la calidad de la roca en el tope, así como la presencia de foliación y razones de operación de perforación.

#### *Tope A*

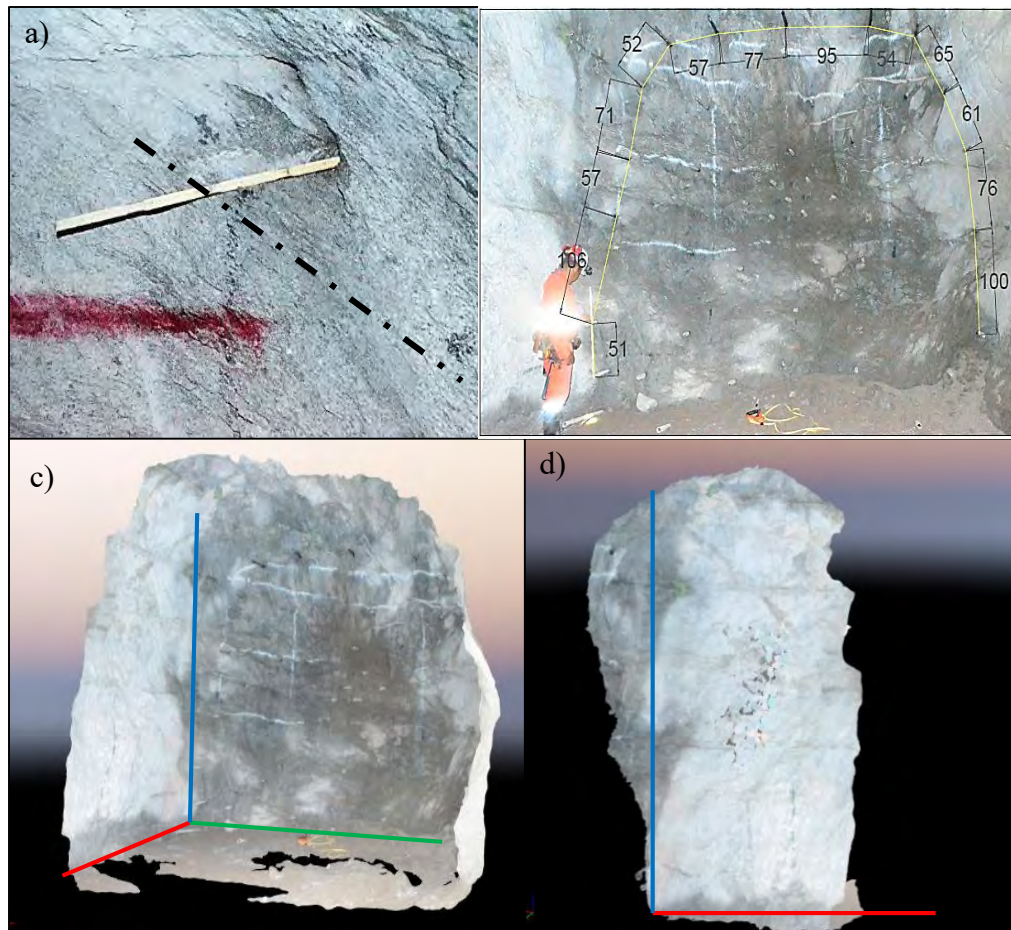


Figura 39 a) Foliación roca, b) Vista frontal tope, c) Vista isométrica tope, d) Vista transversal tope. (González. 2016)

## Tope B

El tope B fue colado en roca sana, como se observa en la Figura 42.a, los espaciamientos de los barrenos de contorno oscilan entre 57 y 93 centímetros, como se muestra en la Figura 42.b, se constató que este tope tiene una mejor terminación ya que en el corte transversal se observa que fue una voladura exitosa en cuanto a la pared del tope (ver Figura 42.d)

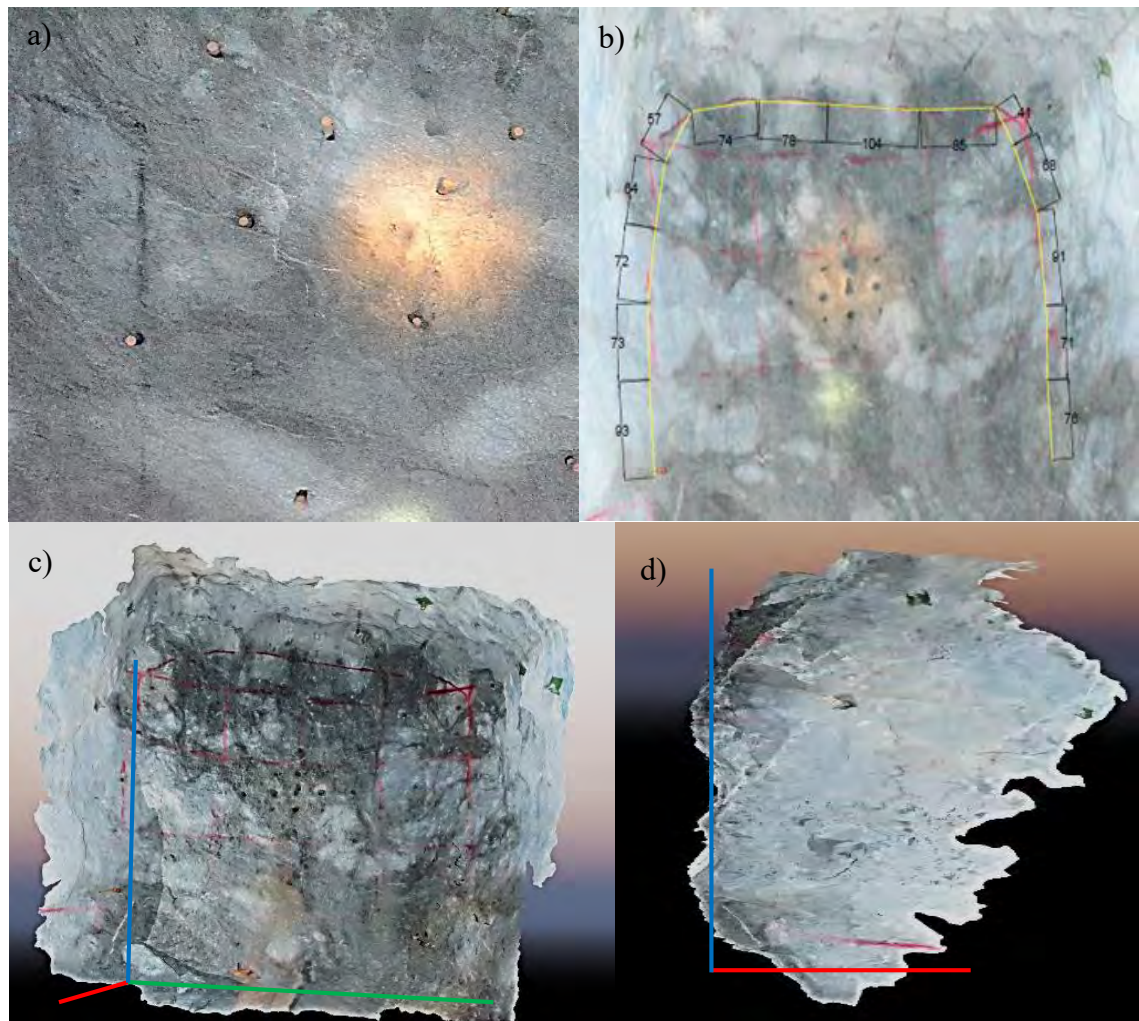


Figura 402 a) Roca sana, b) Barrenos de precorte, auxiliares y cuña, c) Vista isométrica tope, d) Vista transversal del tope. (González, 2016)

A continuación, se muestran los valores del índice de juntas por metro cúbico o  $J_v$ , que permitió calcular el valor RQD con la ecuación (24), esta ecuación fue propuesta por Palmström (1982, 1985, 1986) y modificada por Sen y Eissa (1991, 1992).

$$RQD = 115 - 3.3J_v \quad (24)$$

De los valores obtenidos se utilizó el valor de  $J_v$  más elevado, porque indicara el peor escenario en función de la escala que estableció Palmstron (2005), mostrada en el Cuadro 11.

	Grado de juntas					
	Muy bajo	Bajo	Moderado	Alto	Muy alto	Desintegrado
$J_v =$	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 30	30 - 60	>60

*Cuadro 11*

### **Tope A**

En el caso del tope A, el índice más grande es  $J_v$  igual a 7 y éste fue el valor que se utilizó para calcular RQD. Esto se explica porque entre más elevado sea el número de  $J_v$ , entonces más discontinuidades se tienen en el macizo rocoso, esta situación es el peor escenario y por lo tanto brinda un margen de resultados más seguro. Contrariamente a utilizar  $J_v$  igual a 2, que corresponde a grado de juntas bajo

Continuando con la caracterización de un tope A, se presentan juntas ligeramente rugosas y alteradas, con relleno duro, una separación entre familias de fracturas entre 0.3 y 0.6 m, apertura de juntas menor a 5 mm y macizo rocoso sin presencia de agua, resultando un valor de RMR de 44 y un Q de Barton de 3.5, estos dos valores corresponden a una clasificación de roca regular y pobre respectivamente.

La caracterización del tope B, es el resultado de juntas rugosas y no alteradas, sin presencia de agua, una separación de las familias de fracturas entre 0.6 y 2 m y apertura menor a 5 mm, sin relleno entre las juntas, sumando un valor de 62 para el RMR y de 12.5 usando la clasificación Q de Barton, que indican calidad de roca buena.

Todos los valores asignados se obtuvieron con las tablas del Anexo A. En el caso de la caracterización utilizando la clasificación Q de Barton, se usaron las tablas del Anexo B. Finalmente para obtener el valor de GSI, se usó la tabla que se encuentra en el Anexo C. y las tablas de los resultados se encuentran en el Anexo D.

## 4.2 Criterio de Dai (2002)

Para utilizar el criterio de Dai (2002), se hizo el diagrama de la Figura 43, en el cual se pueden observar las variables que maneja dicho criterio, y se puede apreciar que el cálculo de los radios de fracturamiento y trituración, parte desde los valores del módulo de Young y de la relación de Poisson estáticos.

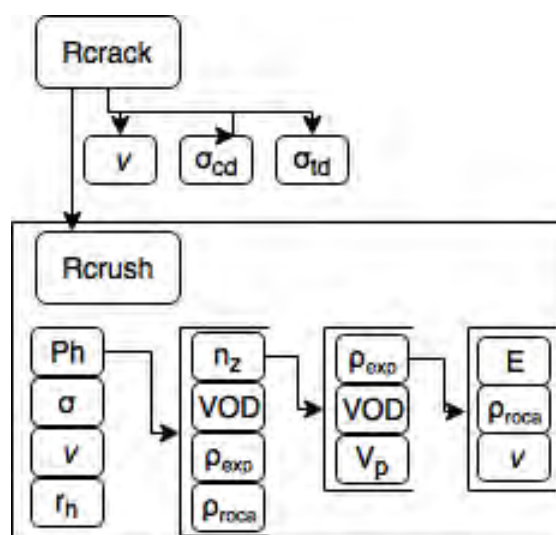


Figura 43 Variables del criterio de Dai (2002)

Se decidió estimar estos dos valores por medio de revisión bibliográfica por las siguientes razones, la medición directa de estos valores se realiza a partir de ensayos sobre roca intacta como se explicó en la sección 2.4, lo cual implica por una parte que el laboratorio que realice dichas pruebas debe contar con equipo y personal calificado ante la organización internacional de estandarización (por sus siglas en inglés ISO), asimismo, que el laboratorio cuente con un procedimiento de ejecución del ensayo certificado por la *American Society for Testing and Materials* (ASTM). Dicho lo anterior, se opta por recurrir a estimaciones empíricas que determinan el módulo de elasticidad.

### 4.2.1 Módulo de Young estático

Siguiendo el diagrama de flujo presentado en la metodología, el módulo de Young puede ser calculado a partir del valor de RMR, Q de Barton y de GSI, es por ello que se presentan estos tres casos a continuación.

La propuesta de Bienawski (1978) para RMR mayor a 50, y de Serafim and Pereira (1983) si RMR es menor a 50.

$$RMR > 50, \quad E = 2 * RMR - 100 \quad (25)$$

$$RMR < 50, \quad E = 10^{((RMR-10)/40)} \quad (26)$$

Grimstad y Barton (1993) hicieron la siguiente propuesta para calcular el módulo de Young de la ecuación (27) y Palmström, A., & Singh, R. (2001). la ecuación (26)

$$Q \leq 30; E = 8Q^{0.4} \quad (27)$$

$$Q > 30; E = 25 \text{Log}(Q) \quad (28)$$

#### 4.2.2 Relación de Poisson estático

La relación de Poisson utilizada en este trabajo se tomó a partir del trabajo de investigación de Hao (2015), valor que está relacionado con la dirección de la foliación. El valor de interés es 0.27.

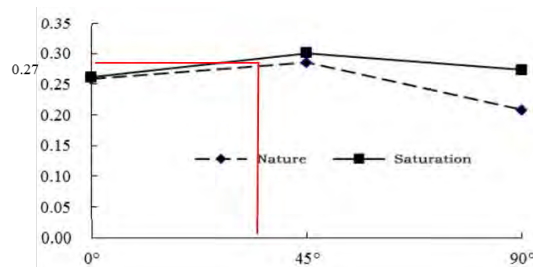


Figura 412 Relación de Poisson, Hao (2005)

#### 4.2.1 Estimación de la resistencia a la tensión dinámica

Dai (2002), menciona que Rinehart (1965), Bacon (1962) and Cho et al. (2003) hicieron experimentos para determinar la resistencia a la tensión en ocho tipos diferentes de roca, incluyendo el tipo de roca esquisto que es una roca característica en de los topes revisados. Por lo que al basarse en los resultados que obtuvieron, Dai afirma que la resistencia dinámica de las rocas está entre 2.12 y 13 veces la resistencia a la tensión estática.

#### 4.2.2 Estimación de la resistencia a la compresión dinámica

En cuanto a la estimación de la tensión dinámica, Hoek and Brown (1997) propusieron la siguiente relación, y proporcional el valor de  $K_{conf}$  para roca esquisto igual a 2.2, mientras que para  $K_{cd}$  un valor de 2.

$$\sigma_{cd} = K_{cd} * K_{conf} * UCS \quad (29)$$

Kumar, R., Choudhury, D., & Bhargava, K. (2016) mostraron la correlación entre el RQD y el UCS, y también entre GSI y UCS en las ecuaciones (27), (28) y (29) respectivamente.

Caso RQD

$$RQD \leq 75; \quad UCS = 0.5947RQD + 0.00893RQD^2 \quad (30)$$

$$RQD > 75; \quad UCS = -7.92562RQD + 0.12152RQD^2 \quad (31)$$

Caso GSI

En el caso de la ecuación de UCS, se utilizó la propuesta de Choudhury (2016)

$$UCS = 0.3396 * 1.02^{GSI} * GSI^{1.13} \quad (32)$$

### 4.3 Criterio Kumar (2016)

El uso del criterio de Kumar (2016), requiere determinar los valores de los siguientes parámetros: UCS, peso específico de la roca, cantidad de explosivo, e índices de ajuste empíricos denominados  $b$  y  $c$  que fueron consultados en la publicación del mismo autor. Los índices  $b$  y  $c$  son valores de ajuste empíricos para roca tipo esquisto. La cantidad de explosivo se calculó para un largo de columna cargada o  $L_{cc}$  de 3 metros, de un barrenos de 2 pulgadas de diámetro y el explosivo con densidad de  $850 \text{ kg/m}^3$ , en cuanto al valor de UCS, se utilizaron los mismos valores obtenidos con las ecuaciones (27), (28) y (29), haciendo así una distinción entre el valor de UCS calculado a partir del RQD, y otro valor UCS a partir del GSI, de esta forma se tienen dos valores de UCS para el tope A con calidad regular y otros dos valores para el tope B con calidad buena. La variación de los valores de UCS no entra en los objetivos del presente trabajo, por lo cual no se brindará una explicación detallada de dichos cambios, sin embargo, permite escoger el valor con el peor escenario.

Estos valores obtenidos se resumen en la siguiente lista:

- $b = 0.496$
- $c = -1.32$
- $Q = 1.3 [kg]$
- $\gamma = 27 [kN]$
  
- *Tope A*
  - *Con RQD, UCS = 94 [MPa]*
  - *Con GSI, UCS = 64 [MPa]*
  
- *Tope B*
  - *Con RQD, UCS = 299 [MPa]*
  - *Con GSI, UCS = 114 [MPa]*

Con base en estos valores se aplicó la ecuación (33), a partir de esta se realizó una tabla con tres columnas indicando el valor de vpp en m/s, la distancia escalada y la distancia.

$$vpp_{\text{lím}} = \frac{UCS}{Vp} \quad (33)$$

Para determinar la distancia a la que termina el fracturamiento en la roca se usó el valor de la vpp límite, el cual se calcula con la ecuación (20), propuesto por Holmberg, es por ello que a partir de este valor se identificó la distancia a la cual llega el fracturamiento en la roca, llamándolo  $R_{\text{crack } 2}$ , como distinción al valor de  $R_{\text{crack}}$  de Dai (2002).



## 5 RESULTADOS Y CONCLUSIONES

En este capítulo se presentan los valores obtenidos de  $R_{crack}$  y  $R_{crack 2}$ , correspondientes a los resultados obtenidos a partir del criterio de Dai (2002) y criterio de Kumar (2016), respectivamente. Los resultados se presentan para las dos calidades de roca, es decir, regular a pobre y buena distinguiéndose por la denominación de los topes A y B. Finalmente se hace una comparación entre las magnitudes de los radios de fracturamiento obtenidos teóricos y los reales. Al realizar la comparación con los valores teóricos, se utilizan solamente los valores de quiebre o  $R_{crack}$ , ya que en función de esta distancia la línea de precorte podrá formarse con mayor eficiencia, y las fracturas que se derivan dentro del radio  $R_{crack}$ , servirán para conectar por efecto de tensión las aperturas de los barrenos

### 5.1 Dai (2002)

Aplicando el criterio de Dai (2002) en un tope de calidad de roca regular a pobre, el  $R_{crack}$  o radio de influencia entre 30 y 35 centímetros, calculados a partir de cada clasificación geomecánica RMR, Q de Barton y GSI, se graficaron y la variación es de 5 centímetros (ver Figura 43.a), esto podría indicar la factibilidad en usar cualquiera de las tres clasificaciones geomecánicas. Sin embargo, en el caso del tope B, los valores de  $R_{crack}$  oscilan entre 21 y 35 cm (ver Figura 44.a), mostrando así, un margen amplio de posibilidades.

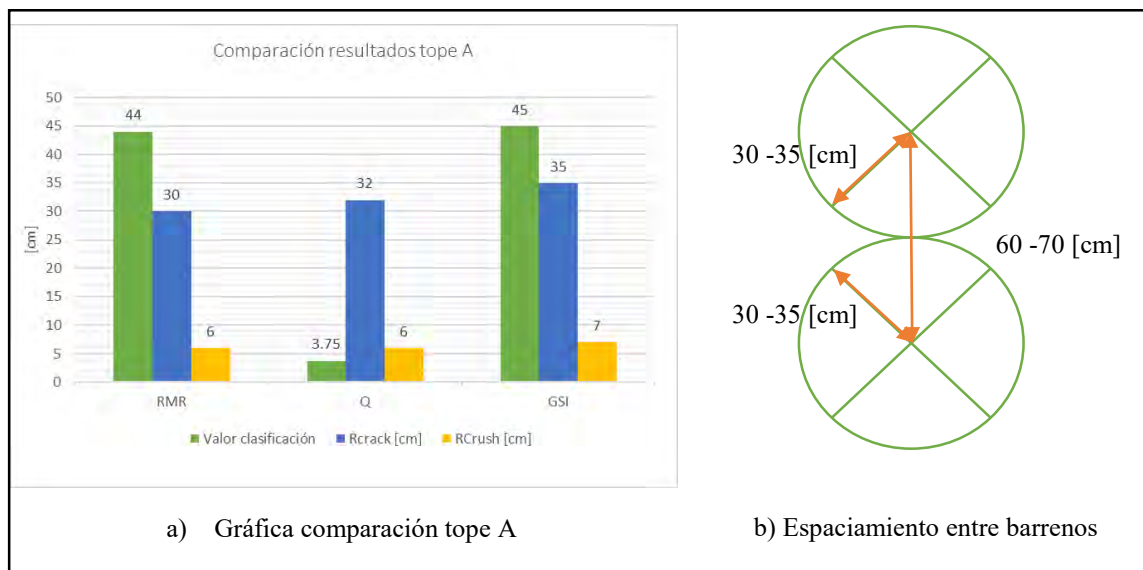


Figura 43 Resultados tope A

A partir del valor de  $R_{crack}$ , se determina la distancia entre dos barrenos, que sería el doble de  $R_{crack}$ , por lo tanto el espaciamiento en el caso del tope A será entre 60 y 70 centímetros como se presenta en la Figura 43.b, y en el caso del tope B, el espaciamiento estaría entre 42 y 60 centímetros, ver Figura 44.b.

En el caso del tope A, el promedio del espaciamiento real es de 72.6 [cm] para una roca tipo esquisto, de calidad regular a pobre, comparado con el valor promedio obtenido la variación de esta cifra con la realidad es del 12%.

En cuanto al tope B, la variación es del 32 %, al tener un promedio teórico de 51 cm y un real de 75 cm.

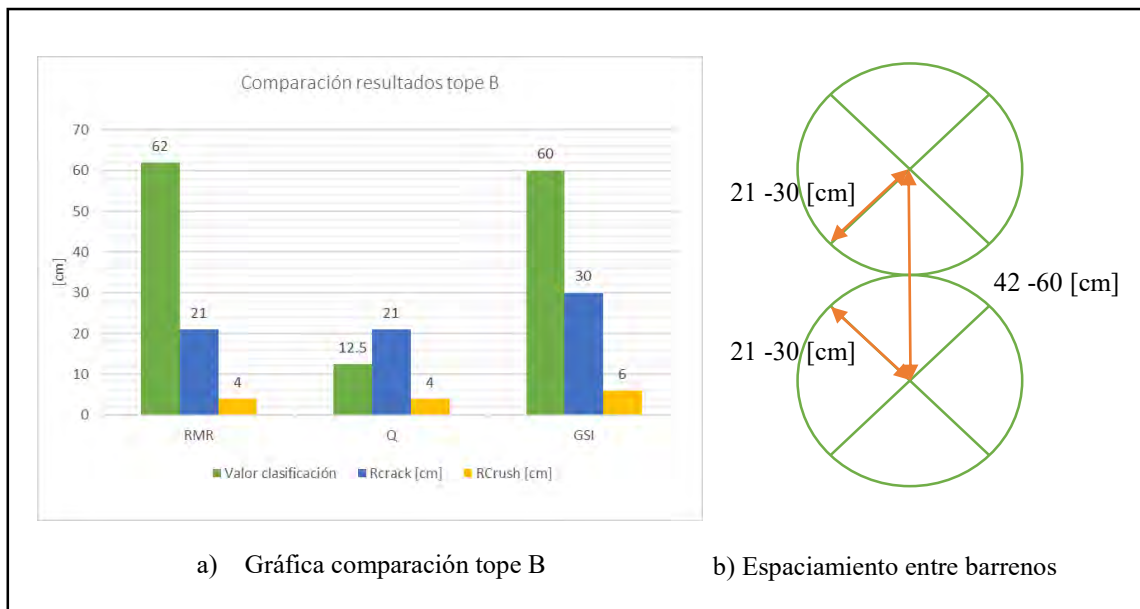
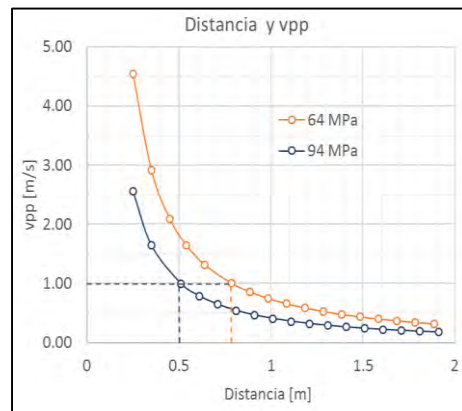


Figura 43 Resultados tope B

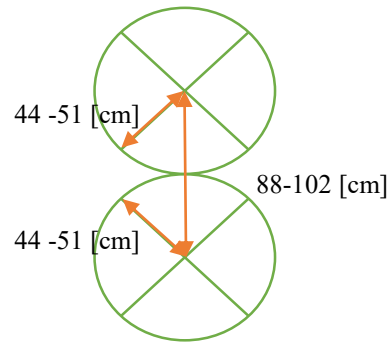
## 5.2 Kumar (2016)

Usando el criterio basado en la velocidad pico de partícula solamente varía la resistencia a la compresión uniaxial o UCS, ya que el peso específico y la cantidad de explosivos se mantuvieron iguales. Sin embargo, se obtuvieron dos valores de UCS para cada tope, uno calculado a partir del valor de RQD y el segundo a partir del valor de GSI, por esta razón se graficaron dos curvas de vpp versus la distancia, en este caso la distancia corresponde a  $R_{crack}$ , definiendo así el radio de fracturamiento cuando se usa el criterio de Kumar.

En el caso del tope A, se graficó la variación de la vpp con la distancia cuando UCS es igual a 64 MPa y a 94 MPa, mostrando que a 1 m/s con una resistencia de compresión uniaxial de 64 MPa el radio de fracturamiento es de 44 cm, y de 51 cm para una UCS de 94 MPa (ver Figura 48.a), esto significa que el espaciamiento entre dos barrenos según este criterio está entre 88 y 102 centímetros, como se ilustra en la Figura 48.b, por lo tanto, siguiendo estos resultados, el espaciamiento entre dos barrenos podría ser de 0.88 a 1.02 m, promediando 0.95 m y con una variación del 20% respecto al promedio real de 0.75 m.



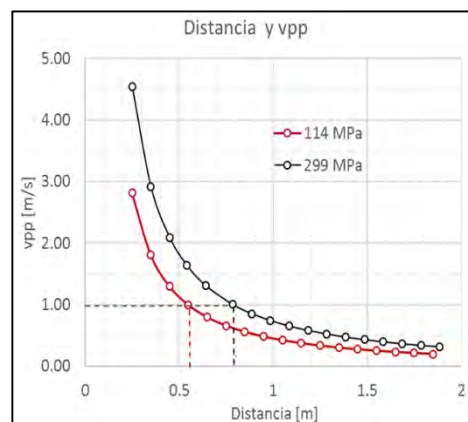
a) Tope A



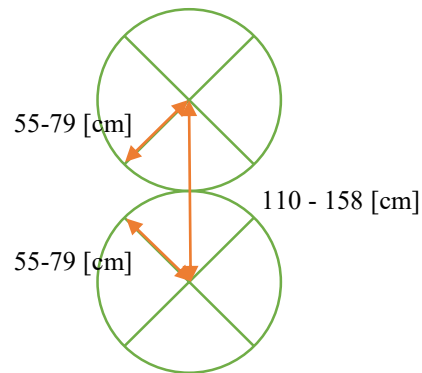
b) Espaciamiento entre barrenos

Figura 42 Resultados tope A con criterio Kumar (2016)

Al aplicar este criterio a los valores de UCS del tope B, se tiene que en la curva de 114MPa, la distancia o  $R_{crack_2}$  es de 55 cm y de 79 cm cuando UCS es igual a 299 MPa (ver Figura 49 a), por lo tanto, el espaciamiento tendría que ser entre 110 y 158 centímetros, en este caso, la variación con el valor teórico será del 44%.



d) Tope B



b) Espaciamiento entre barrenos

Figura 43 Resultados tope B con criterio Kumar (2016)

### 5.3 Conclusiones

Este trabajo presenta la estimación del radio de fracturamiento o  $R_{crack}$  a partir de dos enfoques diferentes que se basan en el comportamiento solamente físico del macizo rocoso y deja oportunidad para un trabajo futuro las interacciones termoquímicas.

Por una parte, el criterio de Dai (2002) involucra variables que implican la consideración de las propiedades mecánicas del macizo rocoso, así como la presión que ejerce la detonación del explosivo, enfocado así en los esfuerzos que debe tolerar la roca, los resultados pudieron ser validados a partir del espaciamiento real, la cantidad y disposición del explosivo utilizado en el proyecto Rey de Plata. La variación con los resultados reales, es consecuencia de la estimación indirecta de los valores de la onda  $p$ , resistencias a la compresión y tensión dinámicas, la relación de Poisson, la resistencia a la compresión uniaxial.

En cuanto al uso del criterio de Kumar (2016), basado en la velocidad pico de partícula, resulta menos aceptable, ya que solamente considera una variable que es característica del macizo rocoso, los resultados muestran que el UCS es directamente proporcional a la  $v_{pp}$ , siguiendo este razonamiento, si un macizo rocoso es el conjunto de roca intacta con discontinuidades, el UCS disminuye porque el macizo rocoso presenta más discontinuidades (porosidad, o fracturas, entre otras) en su estructura, afectando a su vez la velocidad pico de partícula, ya que rompe con la continuidad en el medio. En este sentido los resultados podrían ser más confiables, si se optara por conseguir el valor del peso específico y UCS reales.

De tal forma, los resultados del criterio de Dai (2002) fueron más satisfactorios que los valores calculados a partir del criterio de Kumar (2016), en este sentido el criterio de Dai (2002), puede tener una disminución del error está sometido al futuro ensayo de pruebas mecánicas en las rocas que se están estudiando.

Finalmente, este trabajo invita a entender con mayor detalle los criterios que son utilizados para estimar el fracturamiento de la roca a partir por explosivos desde el punto de vista de la mecánica de materiales, sin embargo, un trabajo futuro podría involucrar la adaptación de estos criterios con ayuda de pruebas de laboratorio o *in-situ* para tener un factor de ajuste en el terreno de interés, y de tal forma, llevar al diseño de un software que permita graficar el  $R_{crack}$  de todos los barrenos del tope variando la cantidad de explosivo en éstos.

## ANEXOS

### A. Clasificación RMR Bienawski (1979)

Parámetro		Rango de valores							
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo carga puntual	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa			
		Compresión simple	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	valor	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD	90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25%			
	valor	20	17	13	8	3			
3	Espaciado de las discontinuidades	> 2 m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	6-20 cm	< 6 cm			
	valor	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m		
		Valor	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 – 1.0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm		
		Valor	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
valor	6	5	3	1	0				
5	Flujo de agua en las juntas	Relación Pagua / Pprinc	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
		Condiciones Generales	Completamente secas	Ligeramente húmedas	Húmedas	Goteando	Agua fluyendo		
	valor	15	10	7	4	0			

Apuntes Tema El Macizo Rocosó Marcel Hurlimann,  
Universidad Politécnicá de Cataluña

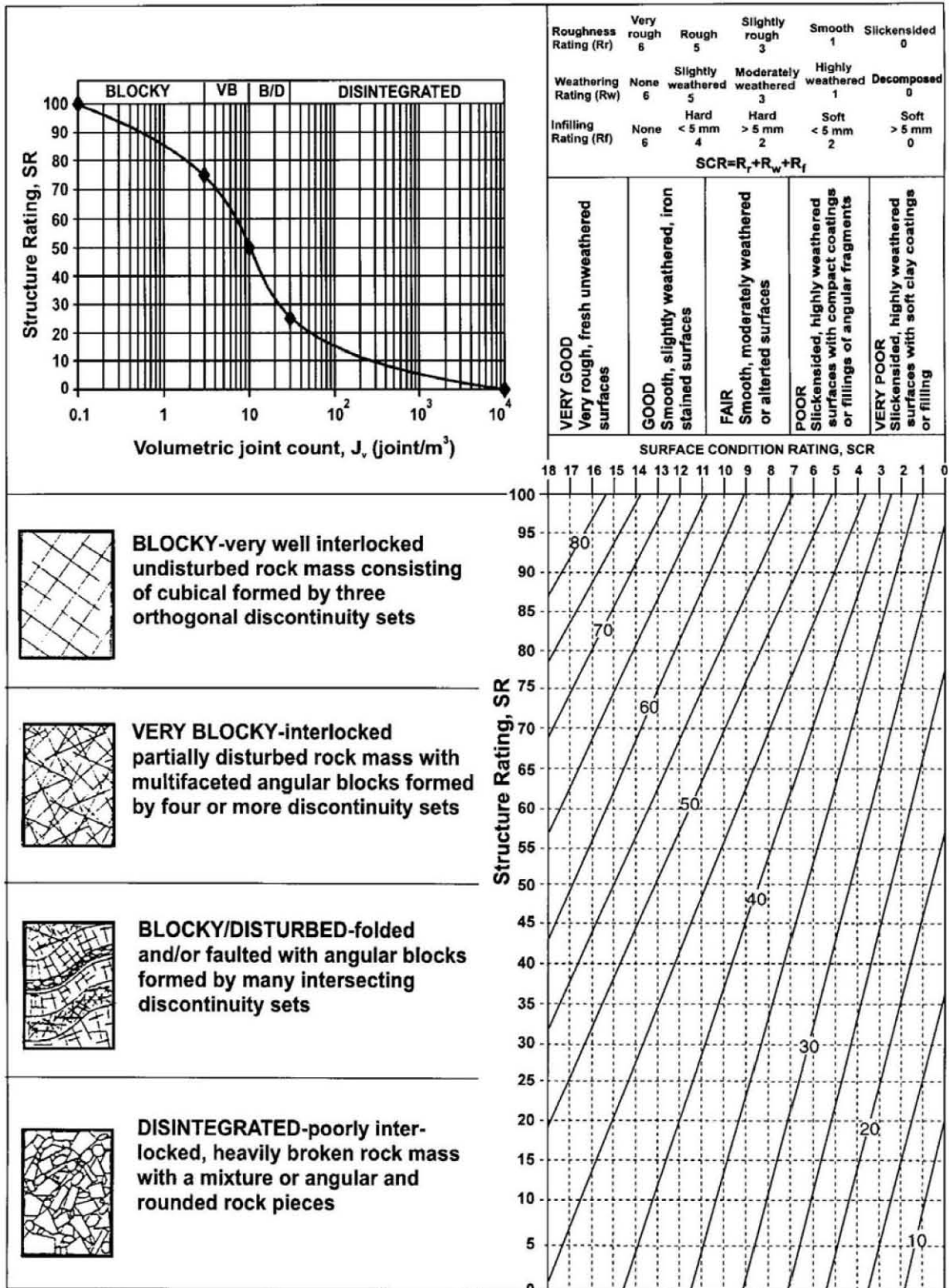
## B. Clasificación Q de Barton

<b>J<sub>n</sub></b> número de familias	<b>valor</b>	<b>J<sub>a</sub></b> coeficiente de alteración de la junta	<b>valor</b>
Roca masiva	0.5 – 1	Juntas (sin minerales de relleno intermedios)	
Una familia de juntas	2	Juntas de paredes sanas	0.75 – 1
Id. con otras juntas ocasionales	3	Ligera alteración	2
Dos familias de juntas	4	Alteraciones arcillosas	4
Id. con otras juntas ocasionales	6	Juntas (minerales de relleno en pequeño espesor)	
Tres familias de juntas	9	Con partículas arenosas	4
Id. con otras juntas ocasionales	12	Con minerales arcillosos no blandos	6
Cuatro o más familias, roca muy fracturada	15	Con minerales arcillosos blandos	8
Roca triturada	20	Con minerales arcillosos expansivos	8 – 12
		Juntas (minerales de relleno en gran espesor)	
<b>J<sub>r</sub></b> coeficiente de rugosidad de la junta	<b>valor</b>	Con roca triturada/desintegrada y arcilla	6 – 12
Juntas (contacto entre las dos caras)		Con zonas de arcilla limosa o arenosa	5
Discontinuas	4	Con zonas de arcillosos (espesor grueso)	10 - 20
Onduladas, rugosas	3		
Onduladas, lisas	2	<b>J<sub>w</sub></b> coeficiente reductor por la presencia de agua	<b>valor</b>
Onduladas, perfectamente lisas	1.5	Excavaciones secas o con <5 l/min localmente	1
Planas, rugosas o irregulares	1.5	Afluencia media con lavado de algunas juntas	0.66
Planas, lisas	1	Afluencia importante por juntas limpias	0.5
Planas y perfectamente lisas	0.5	Id. Con lavado de juntas	0.33
Juntas rellenas		Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo	0.2 – 0.1
(relleno impide contacto entre las dos caras)		Id. mantenida	0.1 – 0.05
material arcilloso	1		
Material arenoso, de grava o triturado	1		

<b>SRF</b>	<b>Valor</b>
Zonas débiles intersectan a la excavación:	
Multitud de zonas débiles o milonitos	10
Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (cobertura ≤ 50 m)	5
Id. con cobertura > 50 m	2.5
Abundantes zonas débiles en roca competente	7.5
Zonas débiles aisladas en roca competente (cobertura ≤ 50 m)	5
Id. con cobertura > 50 m	2.5
Roca competente (problemas tensionales en las rocas)	
Pequeña cobertura	2.5
Cobertura media	1
Gran cobertura	0.5 – 2
Rocas deformables (flujo plástico de roca)	
Con bajas presiones	5 – 10
Con altas presiones	10 – 20
Rocas expansivas	
Con presión de hinchamiento moderada	5 – 10
Con presión de hinchamiento alta	10 - 15

Apuntes Tema El Macizo Rocosó Marcel Hurlimann,  
Universidad Politécnica de Cataluña

### C. Clasificación GSI Hoek y Brown (1994)



## D. Tablas caracterización

### Tope A

RMR		Q Barton		GSI	45
1	7	RQD	75	Jv	12
2	13	Jn	15	SR	49
3	5	Jr	1.5	Rr	3
4	2	Ja	2	Rw	6
	5	Jw	1	Rf	2
	3	SRF	1	SCR	11
	4	Q	3.75		
5	5				
5	0				
RMR	44				

		Jv	
		Superficie vertical	
		Espaciado [m]	
		mínimo	máximo
Frente B	Fam. Fracturas 1	0.4	1.5
	Fam. Fracturas 2	0.9	1
	Fam. Fracturas 3	0.6	2
	Fam. Fracturas Aleatorias	8	
	Jv calculado	7	2

### Tope B

RMR		Q Barton		GSI	60
1	12	RQD	75	Jv	7
2	17	Jn	12	SR	49
3	10	Jr	1.5	Rr	5
4	2	Ja	0.75	Rw	6
	6	Jw	1	Rf	4
	5	SRF	1	SCR	15
	4	Q	12.50		
6					
5	0				
RMR	62				

		Jv	
		Superficie vertical	
		Espaciado [m]	
		mínimo	máximo
Frente A	Fam. Fracturas 1	0.8	2.3
	Fam. Fracturas 2	0.6	1
	Fam. Fracturas 3	0.7	1.5
	Fam. Fracturas 4	0.3	0.6
	Fam. Fracturas 5	1	3.1
	Fam. Fracturas Aleatorias	15	
	Jv calculado	12	4.1



## REFERENCIAS

- Aguirre García, A. A. (2016). Optimización de parámetros de tronadura en función de explosivos de alta energía en sociedad contractual minera El Alba.
- Arora, S., & Dey, K. (2010). Estimation of near-field peak particle velocity-a mathematical model. *Journal of Geology and Mining Research*, 2(4), 68-73.
- Calder, P. N., & Bauer, A. (1983, January). Pre-Split Blast Design For Open-Pit And Underground Mines. In *5th ISRM Congress*. International Society for Rock Mechanics.
- Canet, C., & Camprubí, A. (2006). Yacimientos minerales: los tesoros de la tierra.
- Chaudhry, M. H. (1979). *Applied hydraulic transients* (No. 627 C4). New York: Van Nostrand Reinhold.
- Delille, F. (2012). *Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert* (Doctoral dissertation, Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris).
- Esteban, P., & Alberth, Y. (2007). Aplicación del principio de la velocidad pico de partícula (PPV) para minimizar el daño al macizo rocoso, utilizando tecnología electrónica (Minera Aurífera Retamas SA-Yacimiento El Gigante–La Libertad).
- Hudson, J. A., & Harrison, J. P. (2000). *Engineering rock mechanics-an introduction to the principles*. Elsevier.
- Iverson S.R., Hustrulid W.A., & Johnson J.C., A.C. (2013). A new perimeter control blast design concept for underground metal/nonmetal drifting applications. National Institute for Occupational Safety and Health.
- Johnson, J. C. (2010). *The hustrulid bar-a dynamic strength test and its application to the cautious blasting of rock*. The University Of Utah.
- Kumar, R., Choudhury, D., & Bhargava, K. (2016). Determination of blast-induced ground vibration equations for rocks using mechanical and geological properties. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(3), 341-349.
- Music Garrido, A. A. (2007). Diagnóstico y Optimización de Disparos en Desarrollo Horizontal, Mina El Teniente. Universidad de Chile.

Organisme Professionnel de Prévention du Bâtiment et des Travaux Publics (France) (2012). Travaux à l'explosif, CPT 1, Option travaux souterrains. Pratiques Métier - OPPBTP

Palmström, A., & Singh, R. (2001). The deformation modulus of rock masses—comparisons between in situ tests and indirect estimates. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 16(2), 115-131.

Peng, S., & Zhang, J. (2007). *Engineering geology for underground rocks*. Springer Science & Business Media.

Dai, C. (2013). *Damage zone prediction for rock blasting* (Doctoral dissertation, The University of Utah)..

Tesarik, D. R., & Hustrulid, W. (2009). A hydrodynamics-based approach for predicting the blast damage zone in drifting as demonstrated using concrete block data. *Blast. Fragn*, 3(2), 141-166.

Tesarik, D. R., Hustrulid, W. A., & Nyberg, U. (2011). Assessment and application of a single-charge blast test at the Kiruna mine, Sweden. *Blasting and Fragmentation*, 5(1), 47-72.

Verma, H. K., Samadhiya, N. K., Singh, M., & Prasad, V. V. R. (2014). Blast Induced Damage to Surrounding Rock Mass in an Underground Excavation. *Journal of Geological Resource and Engineering*, 2, 13-19.