



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

**MODELADO DE VOLADURAS PARA EXCAVACIONES EN ROCA**  
**MEDIANTE EL MÉTODO DE ELEMENTOS DISCRETOS**

## **TESIS**

**QUE PARA OBTENER EL GRADO ACADÉMICO DE:**  
**MAESTRO EN INGENIERÍA**

**PRESENTA:**  
**HAZEL FERNANDO GONZÁLEZ RENDÓN**

**TUTORES PRINCIPALES:**

**DR. GABRIEL AUVINET GUICHARD**  
**DR. JESÚS SÁNCHEZ GÚZMAN**

**INSTITUTO DE INGENIERÍA, UNAM**  
**FES ARAGÓN, UNAM**

**MÉXICO, CD. MX., DICIEMBRE, 2022**



Universidad Nacional  
Autónoma de México



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

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

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

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

## **DEDICATORIA**

A mi abuela, Petra Zarco Olvera con amor.

## AGRADECIMIENTOS

A mi esposa Dayna Zúñiga, gracias por apoyarme, alentarme y motivarme.

A mis padres Claudia Rendón y José Luis López, porque todo lo que pueda llegar a saber y ser es por ustedes, los amo.

A mis hermanas Aisslin, Rubí y Nicole, por ser mi motor.

A la educación pública de México, al Instituto de Ingeniería de la UNAM y a CONACYT, por el apoyo en mi formación profesional.

Al Dr. Jesús Sánchez, mi más sincero agradecimiento por confiar en mí, por aceptar dirigir este trabajo y por todas las enseñanzas que continúa dándome.

Al Dr. Gabriel Auvinet, gracias por contribuir en la dirección de este trabajo.

Al Departamento de Mecánica de Rocas e Inyecciones de CFE, en especial al M. en I. Valentín Castellanos por proporcionarme los datos necesarios llevar a cabo esta investigación.

Al Dr. José E. Santos M. en I. Jorge A. López, y al M. en I. Edgar Montiel, por el apoyo para concluir este trabajo, por darme sus observaciones y por compartirme de su conocimiento.

A mis amigos, para mencionar a todos necesitaría espacio excesivo, por la convivencia y los momentos de alegría que compartimos.

## RESUMEN

Los explosivos empleados en excavaciones en rocas inducen ondas de compresión y tensión en el medio, en conjunto con altos volúmenes de gases, que generan el fracturamiento y la fragmentación del material. Para analizar el daño y la calidad de la excavación en la roca, se presenta un análisis recurriendo a simulaciones numéricas con el Método de Elementos Discretos. El medio rocoso se representa por un conjunto de partículas circulares unidas entre sí mediante un modelo de contacto cementado. Las propiedades de los contactos entre partículas se calibran con las propiedades medidas en laboratorio de una roca andesítica. La detonación de los barrenos se simula con un algoritmo de expansión de partícula. La rotura de los contactos y la separación de partículas del medio, muestran el fracturamiento y la fragmentación del macizo rocoso.

Los análisis realizados para evaluar la viabilidad del empleo del Método de Elementos Discretos en el diseño de voladuras se hicieron con simulaciones bidimensionales de la detonación de un único barreno, dos barrenos y una plantilla de barrenación.

Comparando resultados de análisis de voladuras con criterios analíticos y teóricos, se verifica que los modelos con medios discontinuos permiten simular la propagación de la onda de esfuerzo de la detonación, el desplazamiento de los materiales y el daño en la roca. Las simulaciones de voladuras en un único barreno muestran que el estado de esfuerzos y el tiempo de ascenso a la presión máxima de la explosión, determinan el daño y la cavidad que se genera en el macizo rocoso. Además, se muestra que el análisis con modelos discretos tiene la ventaja de representar el mecanismo de formación de fisuras, fracturas y el desplazamiento de los materiales. Así como, de contemplar el estado de esfuerzos in situ, las propiedades mecánicas y físicas de la roca y las propiedades físicas del explosivo.

Los resultados de voladuras en dos barrenos y plantillas de barrenación indican que la calidad de la excavación y el grado del daño en el material son influenciados por la secuencia de detonación entre barrenos. Asimismo, la modificación en los arreglos de barrenos de contorno permite controlar la sobre-excavación y que se presenten bloques sin desprenderse del perímetro de la sección. Las simulaciones de voladuras en rocas con discontinuidades indican que, las diaclasas generan mayor daño en el perímetro de la excavación y grandes bloques sin desprenderse del contorno de la excavación.

## ABSTRACT

The explosives used in rock excavations induce compression and tension waves in the environment, together with high volumes of gases, which generate the fracturing and fragmentation of the material. To analyze the damage and quality of rock excavation, an analysis is presented using numerical simulations with the Discrete Element Method. The rocky medium is represented by a set of circular particles joined together by a cemented contact model. The properties of the interparticle contacts are calibrated with the laboratory-measured properties of an andesitic rock. The detonation of the blastholes is simulated with a particle expansion algorithm. The breaking of the contacts and the separation of particles from the medium show the fracturing and fragmentation of the rock mass.

The analyzes carried out to evaluate the feasibility of using the Discrete Element Method in blast design were made with two-dimensional simulations of the detonation of a single blasthole, two blastholes and a drilling pattern.

Comparing blast analysis results with analytical and theoretical criteria, it is verified that models with discontinuous media allow simulating the propagation of the detonation stress wave, the displacement of materials and rock damage. Simulations of blasting in a single blasthole show that the state of stress and the time of rise to the maximum pressure of the explosion determine the damage and the cavity that is generated in the rock mass. In addition, it is shown that the analysis with discrete models has the advantage of representing the mechanism of crack formation, fractures and the displacement of materials. As well as, to contemplate the state of efforts in situ, the mechanical and physical properties of the rock and the physical properties of the explosive.

Two-blasthole blasting results and drilling patterns indicate that the quality of excavation and the degree of material damage are influenced by the blast sequence between blastholes. Likewise, the modification in the arrangements of contour holes allows control of over-excavation and that blocks are presented without detaching from the perimeter of the section. Simulations of blasting in rocks with discontinuities indicate that joints generate greater damage in the perimeter of the excavation and large blocks without detaching from the contour of the excavation.



## CONTENIDO

|  |     |
|--|-----|
| INDICE DE FIGURAS.....   | iv  |
| INDICE DE TABLAS .....   | vii |
| Capítulo 1. Introducción .....   | 1   |
| 1.1    Objetivos .....   | 1   |
| 1.1.1    Objetivos particulares .....  | 2   |
| 1.2    Alcances .....  | 2   |
| Capítulo 2. Antecedentes .....   | 4   |
| 2.1    Fundamentos de los Explosivos .....   | 4   |
| 2.1.1    Propiedades de los explosivos .....   | 4   |
| 2.1.2    Tipos de explosivos.....  | 5   |
| 2.1.3    Sistemas de iniciación.....   | 5   |
| 2.2    Mecanismo de fractura y fragmentación en la roca causado por explosivos ..... | 6   |
| 2.2.1    Propiedades de las rocas .....  | 6   |
| 2.2.2    Mecanismo de detonación y rotura en un barreno .....                        | 8   |
| 2.2.3    Fenómeno de reflexión de onda en detonaciones .....                         | 11  |
| 2.2.4    Efectos de la energía de gas .....  | 12  |
| 2.3    Diseño de Voladuras .....   | 13  |
| 2.3.1    Bordo y espaciamiento.....  | 14  |
| 2.3.2    Columna explosiva.....  | 15  |
| 2.3.3    Tiempo de iniciación entre barrenos.....                                    | 16  |
| 2.3.4    Plantillas de barrenación para túneles.....                                 | 17  |
| 2.3.5    Método de Pos-corte .....   | 20  |
| 2.4    Criterios analíticos para evaluar los daños causados por voladuras.....       | 21  |
| 2.4.1    Criterios basados en la velocidad pico de partícula .....                   | 22  |
| 2.4.2    Criterios basados en el radio de fracturamiento.....                        | 24  |
| 2.5    Métodos numéricos en geotecnia .....  | 25  |
| 2.5.1    Métodos numéricos para medios continuos .....                               | 27  |
| 2.5.2    Métodos numéricos para medios discontinuos .....                            | 28  |
| 2.5.3    Modelo Híbrido (MDF-MED) .....  | 28  |

|             |  |    |
|-------------|--|----|
| 2.6         | Método de Elementos Discretos.....   | 29 |
| 2.6.1       | Análisis de medios granulares con DEM.....   | 30 |
| 2.6.2       | Ciclo de calculo.....  | 31 |
| 2.6.3       | Modelo de contacto.....  | 32 |
| 2.6.4       | Ley de movimiento .....  | 35 |
| 2.7         | Otros modelos de contacto .....  | 36 |
| 2.7.1       | Generalización del Modelo de Partículas Cementadas (BPM).....                      | 37 |
| 2.7.2       | Modelo de contacto lineal cementado en paralelo (PB) .....                         | 37 |
| 2.7.3       | Modelo de Contacto Junta-Plana .....   | 38 |
| Capítulo 3. | Simulación de la roca intacta y propagación de ondas en el medio.....              | 41 |
| 3.1         | Generación de un modelo cementado .....  | 41 |
| 3.2         | Calibración de las propiedades del Modelo de Contacto Junta-Plana .....            | 41 |
| 3.3         | Simulación de ensayos de resistencia en roca .....                                 | 43 |
| 3.3.1       | Medición de esfuerzo y deformación en el modelo .....                              | 46 |
| 3.3.2       | Constantes elásticas isotrópicas .....   | 46 |
| 3.4         | Propiedades calibradas del modelo de contacto Junta-Plana .....                    | 47 |
| 3.5         | Simulación de propagación de ondas en medios formados por partículas.....          | 50 |
| 3.6         | Condiciones de contorno.....   | 51 |
| 3.6.1       | Condición de contorno viscosa .....  | 51 |
| 3.6.2       | Condiciones de contorno estáticas .....  | 54 |
| Capítulo 4. | Resultados de la simulación de voladuras .....                                     | 55 |
| 4.1         | Aplicación y simulación de la carga explosiva .....                                | 55 |
| 4.1.1       | Aplicación del algoritmo de expansión de partícula.....                            | 55 |
| 4.1.2       | Comportamiento presión-tiempo de la explosión .....                                | 56 |
| 4.1.3       | Tiempo de cálculo.....   | 57 |
| 4.1.4       | Verificación de la simulación una voladura en un barreno.....                      | 58 |
| 4.2         | Simulación de voladuras en un barreno .....  | 61 |
| 4.2.1       | Influencia del tiempo de ascenso a la presión máxima de detonación .....           | 61 |
| 4.2.2       | Influencia del estado isotrópico de esfuerzos .....                                | 63 |
| 4.2.3       | Influencia del coeficiente de presión lateral .....                                | 65 |
| 4.2.4       | Comparación de la estimación del daño en la roca del MED con criterios analíticos. |    |
|             | 67   |    |
| 4.3         | Simulación de voladuras en dos barrenos .....                                      | 69 |

|                            |  |    |
|----------------------------|--|----|
| 4.3.1                      | Sensibilidad en la rotura de la roca a la distancia entre barrenos .....                               | 70 |
| 4.3.2                      | Sensibilidad en la rotura de la roca al retardo entre detonaciones .....                               | 71 |
| 4.4                        | Simulación voladuras en una sección.....   | 72 |
| 4.4.1                      | Influencia de la secuencia de detonación entre los barrenos de una plantilla de voladura.....          | 73 |
| 4.4.2                      | Simulación de diferentes arreglos de barrenos de contorno .....  | 79 |
| 4.5                        | Simulación de voladuras con presencia de discontinuidades abiertas .....                               | 80 |
| 4.5.1                      | Influencia de las discontinuidades en la propagación de fracturas de la detonación de un barreno ..... | 80 |
| 4.5.2                      | Influencia de las discontinuidades en el daño del techo de una excavación realizada por voladura ..... | 82 |
| Capítulo 5.                | Conclusiones y recomendaciones. ....   | 85 |
| 5.1                        | Conclusiones .....   | 85 |
| 5.2                        | Recomendaciones.....   | 87 |
| Referencias.....           |  | 88 |
| Anexos .....               |  | 92 |
| Artículos publicados ..... |  | 92 |

## INDICE DE FIGURAS

|   |    |
|---|----|
| Figura 2.1. Zonas generadas por la detonación de un barreno.....  | 9  |
| Figura 2.2. Partes de un gráfico presión-tiempo de un explosivo.....  | 10 |
| Figura 2.3. Gráfica de presión- tiempo, para explosivos con diferentes tiempos de subida. (modificado de Saharan et al., 2006) .....  | 10 |
| Figura 2.4. Fenómeno de reflexión de onda .....   | 12 |
| Figura 2.5. Etapa de fragmentación y desplazamiento de material por energía de gas .....  | 13 |
| Figura 2.6. Ubicación de bordo y espaciamiento en una plantilla de barrenos. ....   | 14 |
| Figura 2.7. Columna explosiva. ....   | 15 |
| Figura 2.8. Geometría de plantilla de barrenación.....  | 17 |
| Figura 2.9. Efecto de reflexión de onda, en voladuras subterráneas.....   | 18 |
| Figura 2.10. Diferentes tipos de cuñas quemadas y de barrenos escariados (modificado de González, 2017) .....   | 18 |
| Figura 2.11. Vista de frente y de plante del arreglo de barrenos de cuña en V (modificada de Konya, 1990) .....   | 19 |
| Figura 2.12. Secuencia de detonación (González ,2012).....  | 20 |
| Figura 2.13. Estado de esfuerzos en excavación antes del Pos-corte. (modificado de Hudson & Harrison 1997). ....  | 20 |
| Figura 2.14. a) Sobre-excavación; b) Bloques no desprendidos, c) Voladura controlada.....   | 21 |
| Figura 2.15. Modelos continuos y discontinuos (modificado de Sánchez, 2017) .....   | 26 |
| Figura 2.16. Geometría de elementos discretos; a) Medio formado por discos; b) Medio formado por esferas. ....  | 30 |
| Figura 2.17. Proceso de cálculo para medios granulares mediante DEM. ....   | 31 |
| Figura 2.18. Tipos de contacto: a) bola-bola y b) bola-pared (modificado de Itasca, 2016). .....  | 32 |
| Figura 2.19. Componente tangencial en la fuerza de contacto. ....   | 34 |
| Figura 2.20. Modelo de contacto cementado en paralelo (modificado de Potyondy y Cundall, 2004). ....  | 38 |
| Figura 2.21. Contacto Junta-Plana (Modificado de Itasca, 2016).....   | 39 |
| Figura 2.22. Componentes reológicos de un modelo Junta-Plana (Modificado de Itasca, 2016). 40   |    |
| Figura 3.1. Modelos de roca intacta andesítica; a: prueba de compresión simple; b: prueba de tensión indirecta; c: ensaye triaxial.....   | 44 |
| Figura 3.2. Ensaye de tensión indirecta; a) Microfisuras (líneas color rojo); b) Muestra fallada, rotura del material al centro de la muestra; c) Muestra fallada en laboratorio, rotura al centro de la muestra..... | 45 |
| Figura 3.3. Ensaye de compresión triaxial (35 MPa); a) Microfisuras (líneas color rojo); b) Muestra fallada, rotura del material (espacios blancos); c) Muestra fallada en laboratorio. ....                          | 45 |
| Figura 3.4. Curvas esfuerzo-deformación de diferentes presiones de confinamiento, obtenidas mediante simulaciones con MED. ....   | 49 |
| Figura 3.5. Criterio de rotura Hoek-Brown para la andesita en estudio .....   | 50 |
| Figura 3.6. Modelo de medición de la velocidad de propagación de onda P .....   | 51 |

|  |    |
|--|----|
| Figura 3.7. Medición de velocidad de onda longitudinal en el modelo de la roca intacta (12 m x 12 m) y aplicación de la condición de frontera viscosa .....                      | 53 |
| Figura 3.8. Modelo de la roca con las condiciones de contorno.....   | 54 |
| Figura 4.1. Diagrama de la aplicación de la carga explosiva.....   | 56 |
| Figura 4.2. Evolución del fracturamiento con el tiempo. ....   | 58 |
| Figura 4.3. Propagación de la onda de esfuerzo en un medio sin discontinuidades: a) efecto de la onda sin superficies libres, b) efecto de la onda con una superficie libre..... | 59 |
| Figura 4.4. Zonas de daño por voladura en el modelo MED.....   | 60 |
| Figura 4.5. Modelo para el análisis de la atenuación de la onda de esfuerzo .....  | 60 |
| Figura 4.6. Curvas de atenuación de la onda de esfuerzo de la voladura. ....   | 61 |
| Figura 4.7. Tiempo de subida a presión máxima (modelo numérico) .....  | 62 |
| Figura 4.8. Zonas trituradas (vacío) y fracturadas (rojo) de voladuras con diferentes $t_r$ .....  | 63 |
| Figura 4.9. a) $R_{crush}$ para diferentes $t_r$ b) $R_{crack}$ para diferentes $t_r$ .....  | 63 |
| Figura 4.10. a) $R_{crush}$ para diferentes confinamientos b) $R_{crack}$ para diferentes confinamientos ..  | 64 |
| Figura 4.11. Zona fracturada de la voladura con diferentes confinamientos.....   | 65 |
| Figura 4.12. Fracturamiento después de la detonación con diferentes coeficientes de presión horizontal, k. ....  | 66 |
| Figura 4.13. Velocidad pico de partícula a diferentes distancias.....  | 68 |
| Figura 4.14.a) $R_{crack}$ de diferentes estimaciones; b) $R_{crush}$ de diferentes estimaciones. ....   | 69 |
| Figura 4.15. Modelo empleado en los análisis de detonaciones con dos barrenos. ....  | 70 |
| Figura 4.16. Explosión de dos barrenos con diferentes separaciones a) Fracturas (color rojo); b) Zona triturada (color blanco/ zona vacía). ....                                 | 70 |
| Figura 4.17. Detonación de dos barrenos con diferentes tiempos de detonación, a) Fracturas; b) Zona triturada.....   | 71 |
| Figura 4.18. Plantilla de barrenación y modelo de una sección de excavación.....   | 72 |
| Figura 4.19. Secuencias de detonación empleadas en las simulaciones. ....  | 73 |
| Figura 4.20. Cuñas de la plantilla de barrenación después de la detonación con diferentes secuencias de disparo. ....  | 74 |
| Figura 4.21. Barrenos auxiliares detonados con las diferentes secuencias, a) Simulación-a; b) Simulación b y c; c) Simulación-d.....   | 75 |
| Figura 4.22. Secuencias de detonación (a,b y c) después de 75 ms, secuencia-d después de 1.5 ms .....  | 76 |
| Figura 4.23. Modelos de secuencias de detonación después de la voladura., fracturas y zonas excavadas .....  | 77 |
| Figura 4.24. Distribución de grietas (rojo) en barrenos de contorno .....  | 78 |
| Figura 4.25. Fracturas y zona triturada de los barrenos de contorno en técnica de post-corte. ....   | 78 |
| Figura 4.26. Plantilla de barrenación con tres diferentes condiciones de contorno.....   | 79 |
| Figura 4.27. Secciones excavadas de los diferentes casos de arreglos de contorno .....   | 80 |
| Figura 4.28. Detonación en un barreno confinado en roca con discontinuidades de diferentes ángulos de inclinación.....   | 81 |
| Figura 4.29. Influencia de las discontinuidades en la propagación de la onda de esfuerzo.....  | 82 |
| Figura 4.30. Distribución de fracturas en el techo de una sección de excavación con presencia de discontinuidades.....   | 83 |

Figura 4.31. Diferencias en la excavación del techo de una obra subterránea en un medio con discontinuidades..... 84

## INDICE DE TABLAS

|   |    |
|---|----|
| Tabla 2.1. Criterios del umbral de daño, de acuerdo con la vpp (modificado de Toro, 2021) .....                 | 23 |
| Tabla 2.2. Umbrales de daño con base en la velocidad pico de partícula crítica (Persson et al., 1993) .....     | 24 |
| Tabla 3.1. Propiedades del modelo de contacto “Junta-Plana” .....   | 42 |
| Tabla 3.2. Valores de los parámetros calibrados del modelo de contacto Junta-Plana para una roca Andesita ..... | 48 |
| Tabla 3.3. Parámetros de resistencia de la roca intacta obtenidos por laboratorio y simulaciones. ....          | 49 |
| Tabla 3.4. Velocidad de propagación de onda longitudinal.....   | 51 |
| Tabla 4.1. Valores de vpp para diferentes distancias, calculados con diferentes métodos.....                    | 67 |
| Tabla 4.2. Valores de $R_{crush}$ y $R_{crak}$ calculados por diferentes criterios. ....                        | 68 |



## Capítulo 1. Introducción

En excavaciones en rocas frecuentemente se recurre a métodos de excavación que emplean voladuras, que aprovechan la energía que se libera durante la detonación de los explosivos para fracturar y fragmentar la roca.

Las voladuras invariablemente causan daños a la masa rocosa circundante de la excavación, amenazando la estabilidad, el perímetro diseñado y la funcionalidad de las obras (Kumar *et al.*, 2014). Por lo cual, se debe controlar y cuantificar el daño que causa la detonación en la roca, principalmente en la sección de la excavación (López, 2015).

El daño en el macizo rocoso circundante se debe a las fracturas generadas o extendidas causadas por los esfuerzos que induce la detonación del explosivo. El diseño correcto de una voladura debe contemplar la mínima perturbación de fracturas en el perímetro de la excavación (Hoek & Brown, 1985). Sin embargo, el mecanismo de fracturamiento de la roca no se conoce bien, por lo que, las técnicas para mitigar el daño son en su mayoría empíricas y comúnmente al diseño de la voladura se le realizan importantes cambios durante la operación hasta obtener el óptimo.

Para simular el mecanismo de fractura en una roca inducido por voladuras, se han utilizado códigos computacionales basados en la teoría del medio continuo (Método de Elementos Finitos, MEF y Método de Diferencias Finitas, MDF), que describen el fenómeno a partir de un modelo constitutivo adecuado para el material y una ley de elasticidad generalizada. Estos modelos sólo dan estimaciones indirectas de la región dañada por la detonación, no son capaces de representar el fracturamiento de la roca, el movimiento de los bloques y la fragmentación del material (Potyondy *et al.*, 1996). Por otra parte, en los códigos basados en medios discontinuos, el daño en la roca por voladura se representa directamente, mediante la formación y seguimiento de microfisuras.

En este trabajo se propone una metodología mediante el modelado con Elementos Discretos para simular el proceso de una voladura, así como, el mecanismo de fragmentación y fracturamiento que causa la detonación en la roca, con ello se pretende demostrar que esta metodología es capaz de estimar el daño en el contorno de una excavación y puede representar una herramienta para el diseño de voladuras, además del diseño de la obra. La roca se representa mediante un conjunto de partículas circulares (modelos bidimensionales) unidas entre sí por un cementante. El agente explosivo se representa con una partícula que se expande para simular el fenómeno de detonación.

### 1.1 Objetivos

Simular voladuras en una plantilla de barrenación mediante el Método de Elementos Discretos. De acuerdo con las simulaciones analizar diferentes variables y que efecto tienen en los resultados de la voladura. Para concluir si es viable emplear este tipo de modelado como herramienta para el diseño de voladuras y estimación del daño por explosivos en el contorno de excavaciones.

### 1.1.1 Objetivos particulares

- Recurriendo al Método de Elementos Discretos, simular un medio rocoso bidimensional mediante un conjunto de partículas unidas por contactos cementados. Calibrar las propiedades de los contactos a partir de pruebas de laboratorio de compresión y tensión indirecta en núcleos de roca.
- Proponer las condiciones óptimas de frontera que permitan una simulación representativa del proceso de una voladura y puedan brindar diferentes estados de esfuerzos en el material modelado.
- Simular la explosión en un barreno y en una plantilla de barrenación en modelos bidimensionales de masas rocosas recurriendo al Método de Elementos Discretos, verificando que la representación sea concordante con el fenómeno físico.
- Identificar la influencia del tiempo de subida a la presión máxima del explosivo en el daño de la roca.
- Estudiar la respuesta mecánica de la masa rocosa a la detonación del explosivo, bajo diferentes estados de esfuerzos en la roca y comparar los resultados obtenidos de las simulaciones con los de criterios analíticos para la estimación del daño en la roca por el uso de explosivos.
- Examinar el fracturamiento de la roca entre barrenos con diferentes separaciones y tiempos de detonación entre ellos.
- Analizar el efecto que tienen diferentes secuencias de detonación en una plantilla de barrenación y distintos arreglos geométricos de barrenos de contorno en el daño del perímetro de una excavación, así como, en la calidad de la misma.
- Estudiar la propagación de fracturas y la zona fragmentada de voladuras en roca con presencia de discontinuidades abiertas.

## 1.2 Alcances

Las voladuras y el daño que causan en las rocas se analizan mediante la teoría de la mecánica de medios continuos.

El análisis del daño en la roca causado por los explosivos se enfoca en la evolución de las fracturas y la estimación de la zona fragmentada y fracturada de la roca. Se cuantifica la longitud, la persistencia y la densidad de las fracturas a partir del contorno de un barreno o de una sección de excavación (área de influencia de la voladura).

Se simulan voladuras en roca intacta en los siguientes casos: daño por detonación con diferentes estados de esfuerzos en la roca, tiempo de subida de la presión máxima de la explosión, fracturamiento en el material con diferentes retardos de detonación y distancias entre barrenos y respuesta mecánica de la roca a voladuras en plantillas de barrenación. Sólo se simula un medio

con presencia de discontinuidades en los análisis del efecto que tienen éstas en la propagación de fracturas y en el daño de la clave de una excavación generada por explosivos.

Las comparaciones entre los resultados obtenidos mediante métodos numéricos con criterios empírico-analíticos se realizan contemplando las mismas propiedades físicas y mecánicas del material rocoso y explosivo.

## Capítulo 2. Antecedentes.

### 2.1 Fundamentos de los Explosivos

Los explosivos utilizados para excavaciones son productos de una mezcla de químicos sólidos y líquidos con un cierto grado de inestabilidad, que al ser excitados liberan un gran volumen de gases a alta temperatura y presión, en un lapso tan corto, que se considera un proceso adiabático (González, 2012) La energía liberada por esta reacción exotérmica genera gases a presiones que varían entre 15,000 y 150,000 kg/cm<sup>2</sup>, capaces de fracturar y fragmentar la roca (Bernalao *et al.*, 2013).

La reacción química que provoca la ignición violenta del explosivo se divide en tres procesos. El primero es una reacción con una velocidad lenta de oxidación (menor a 1 m/s), se conoce como combustión. El segundo es la deflagración, que se refiere a una combustión súbita con una velocidad de reacción entre 600 y 1,500 m/s. El tercer proceso es la detonación, su velocidad de reacción está entre 1,500 y 9,000 m/s y genera la energía que causa en daño en la roca (EXSA, 2019).

De acuerdo con Konya (1990), la energía liberada durante la detonación se clasifica en energía de choque y energía de gas. La energía de choque se propaga con mayor velocidad y es la magnitud mayor. Por ello, es la principal generadora de fracturas en la roca y resulta de la presión de detonación. Por otra parte, la energía de gas se define como la presión que ejerce la expansión de gases, lo que provoca apertura de grietas existentes, fragmentación, fisuras y desplazamiento de material.

#### 2.1.1 Propiedades de los explosivos

La cantidad de gases que genera un explosivo, su velocidad de detonación y la fuerza de la onda de choque que provoca, dependen de su composición química. De acuerdo con Bernalao *et al.*, (2013) las propiedades más relevantes de los explosivos son las siguientes:

- Densidad del explosivo ( $\rho_e$ ). Se refiere al peso por unidad de volumen de un explosivo, normalmente los fabricantes la expresan en kg/m<sup>3</sup>, esta propiedad ayuda a definir la cantidad y distribución del explosivo en el diseño de la plantilla de barrenación.
- Velocidad de detonación ( $v_d$ ). Se refiere a la velocidad en la que la detonación se propaga en la columna del explosivo, expresada en m/s.
- Potencia explosiva. Se refiere a la energía que se utiliza para fragmentar y desplazar la roca, se relaciona con la energía de gas.
- Poder rompedor. Es la energía del explosivo usada para generar fracturas en el medio, se relaciona con la energía de choque.
- Resistencia al agua. La característica que tiene un explosivo de mantener sus propiedades en el agua, con base en un periodo de tiempo.

- Sensibilidad. Se refiere a la capacidad de transmitir la detonación entre el explosivo.
- Sensitividad. Es la capacidad del explosivo para ser detonado.
- Estabilidad a la temperatura. Nivel de reacción que tiene un explosivo al calor.

### 2.1.2 Tipos de explosivos

Los explosivos se clasifican en dos grupos: deflagrantes (en desuso) y detonantes. Los detonantes se utilizan para excavaciones, se dividen en primarios, aquellos que detonan mediante una chispa, flama o impacto; y secundarios, aquellos que requieren una onda de presión para detonar (González, 2012).

Los elementos detonantes primarios son altamente sensibles, debido a sus enlaces atómicos débiles. Por esta característica se ocupan como iniciadores dentro de las voladuras. Por otra parte, los explosivos detonantes secundarios son los encargados de fracturar y fragmentar la roca.

Este último grupo se subdivide en dos conjuntos, con base en la energía de trabajo principal (de choque y de gases) que utiliza cuando detonan. De acuerdo con Konya (1990) se clasifican de la siguiente manera:

- Alto explosivo. Principalmente libera energía de choque y en menor medida volumen de gases. En una voladura es el encargado de provocar fracturas radiales con respecto al punto de detonación. También causa fragmentación en la voladura, pero solamente en el contorno de la detonación. Como ejemplo de se tienen las emulsiones e hidrogeles.
- Bajo explosivo. Mayormente libera energía de gas y en medida casi inexistente energía de choque. Debido a que produce un alto volumen de gases y su velocidad de reacción es menor que la del alto explosivo, tiene como función ocasionar fragmentación y desplazar los fragmentos de la excavación. El principal ejemplo de ellos es el ANFO.

### 2.1.3 Sistemas de iniciación

Los sistemas de iniciación son los encargados de transferir la señal de detonación por los barrenos que conforman una plantilla de voladura. Indican su secuencia y tiempo de detonación a cada barreno. A partir de esto, se puede controlar la vibración, la fragmentación del material, el fracturamiento de la roca y, por tanto, la calidad de la excavación (González, 2012). Los sistemas se clasifican en eléctricos no eléctricos y electrónicos.

Los sistemas no eléctricos se componen de un iniciador, una mecha y un fulminante. La secuencia de detonación depende del operador que conecta las mechas y cordones de cada barreno. Los tiempos se ajustan de acuerdo con la longitud del cordón que se deja en cada barreno o por el uso de cebos. Esto hace que los retardos sean imprecisos. El uso de este tipo de sistemas ha disminuido notoriamente en la industria minera (Konya, 1990).

Los sistemas eléctricos, cuentan con estopines o detonantes eléctricos. Estos son iniciados por una corriente eléctrica, que se suministra mediante alambres conectados internamente a ellos. Los alambres están compuestos con elementos retardantes (instantáneos, de periodo largo o de milisegundos), que provén un tiempo de retardo bastante precisión y son los más utilizados en excavaciones en roca (Konya, 1990).

Por último, los sistemas electrónicos cuentan con un chip en los detonadores, que registra el tiempo exacto de detonación. Por lo tanto, no es necesario el uso de retardadores. Este sistema sólo debe de conectarse de los barrenos al iniciador, mediante cables. Brindan seguridad en su uso y disminuyen la vibración causada por la voladura (González, 2012).

## **2.2 Mecanismo de fractura y fragmentación en la roca causado por explosivos**

Durante una detonación, la interacción entre el material rocoso y la energía expulsada del explosivo dan como resultado el mecanismo e intensidad de rotura en la roca (Oyanguren & Monge, 2004). El fracturamiento por una explosión se debe principalmente a la presencia de ondas de compresión-tensión causadas por la energía de choque. Mientras que el alto volumen de gases a grandes temperaturas aumenta la abertura de las grietas y casusa la movilidad del material (Konya, 1990).

### **2.2.1 Propiedades de las rocas**

Los cuerpos rocosos están constituidos por materiales, cuyas características físicas se deben a su génesis y eventos geológicos de los que han formado parte. Estos procesos en conjunto al estado de esfuerzos al que está sometido la roca, determinan sus propiedades mecánicas (Tarbuck & Lutgens, 2005).

El comportamiento mecánico de una roca ante una voladura está dado por propiedades como:

- Densidad ( $\rho_r$ ). Si la densidad es baja, la energía de choque requerida para generar grietas es relativamente baja. Con forme la densidad aumenta se requiere mayor energía para dañar el material. Lo mismo sucede con el volumen de gases necesarios para fragmentar la roca (Pernía *et al.*, 1987).
- Resistencia a la compresión,  $\sigma_c$ , y a la tensión,  $\sigma_t$ . Mientras más grandes sean, se requiere mayor energía de choque para agrietar la roca. La resistencia estática de la roca puede usarse como parámetro indicativo para calcular la fuerza necesaria de quiebre; no obstante, es mejor considerar la resistencia dinámica, que suele ser mayor que la estática (Oyanguren & Monge, 2004).
- Porosidad ( $n$ ). A mayor porosidad, la resistencia del material a la energía de choque se reduce. Sin embargo, los poros también disipan la energía del explosivo. Por otra parte, la energía de gas se aprovecha mejor en materiales muy porosos, en los que es recomendable

aumentar el uso de explosivos que tengan un alto grado de generación de gases (Pernía *et al.*, 1987).

- Estado de esfuerzo. El agrietamiento generado en roca masiva es mayor en dirección del esfuerzo principal mayor. Además, conforme el confinamiento del material aumenta, las zonas de fracturamiento y fragmentación disminuyen (Pernía *et al.*, 1987).
- Impedancia. Esta propiedad se refiere a la resistencia que opone el medio a la propagación de ondas a través de él. Si el explosivo alcanza una impedancia igual a la de la roca, se tiene un mayor fracturamiento. En el caso del explosivo, la impedancia que tienen las ondas que provocan son proporcionales a su velocidad de detonación. Para rocas blandas o porosas se utilizan explosivos de baja velocidad de detonación, para rocas duras y masivas se prefieren explosivos de alta velocidad de detonación (Bernalao *et al.*, 2009).

Las propiedades mencionadas se pueden evaluar mediante pruebas de laboratorio sobre roca intacta como: compresión simple, compresión triaxial y tensión directa o indirecta. La impedancia, se puede estimar mediante la medición de propagación de velocidad de ondas acústicas en núcleos de roca a través de pruebas sónicas.

Debido a que el efecto de una explosión en un cuerpo rocoso son roturas por compresión y tensión, se deben de contar con la resistencia medida en laboratorio de estos dos parámetros. Asimismo, para realizar modelos numéricos representativos de una roca, también es necesario conocer su comportamiento esfuerzo-deformación, módulo de elasticidad y relación de Poisson, mismos que son medidos en ensayos de compresión.

El macizo rocoso se compone por roca intacta y estructuras geológicas (fallas, diaclasas, estratigrafía, foliación, etc.), que representan planos de discontinuidades. Mismos que pueden estar abiertos sin ningún material o estar rellenos con algún tipo de suelo, roca fragmentada o agua.

Las discontinuidades de los macizos rocosos influyen de diferente manera en la respuesta a la detonación de una voladura, dicho comportamiento cambiará si las diaclasas son abiertas, cerradas o rellenas. Pues cambiará la trasmisión de la onda de choque, la cantidad de energía disipada y el grado de reflexión de onda, efectos que comúnmente son la causa de que se presente excavación y fracturamiento intenso fuera del contorno diseñado (sobrefracturamiento o sobrequebre).

La resistencia de un macizo rocoso se evalúa mediante clasificaciones geomecánicas. Mediante mediciones de las condiciones representativas de las discontinuidades y resistencia de la roca intacta se estima la calidad del macizo. A partir de estos parámetros, existen correlaciones para extrapolar las propiedades de resistencia mecánica a todo el macizo. En este trabajo se utilizan parámetros de la roca intacta, debido a que las juntas se pueden introducir en la simulación, por el carácter discontinuo del método de modelación usado. En modelos continuos, sí se suele recurrir a estas clasificaciones.

La condición hidrológica presente en rocas muy porosas o macizos intensamente fracturados repercute en la respuesta a la detonación. Puesto que la presencia de agua aumenta la propagación de ondas y a su vez reduce la resistencia a la compresión-tensión de la roca. Por ello, el daño será mayor al que se presenta en condiciones secas (Pernía *et al.*, 1987).

### 2.2.2 Mecanismo de detonación y rotura en un barreno

El empleo de explosivos en condiciones no confinadas provoca que la energía de choque liberada sólo se transmita en la superficie de contacto explosivo - roca. Por lo que, la mayor parte de la energía se disipa en el aire. Además, no se forma presión de gas, debido a que, se aprovecha solamente una pequeña cantidad de la energía del explosivo (Konya, 1990).

Para evitar el desperdicio de energía de la detonación, el explosivo se confina dentro de un barreno. En este caso, la energía se dispersa completamente dentro de la roca de manera radial, disminuyendo conforme se aleja del centro de la detonación. Los gases crean presión en la roca circundante; provocando una mayor fragmentación, así como, extensión de las fracturas existentes. Si el material no tiene para donde desplazarse, botará al frente de la excavación (Hoek & Brown, 1985). Con base en DuPont (1987), durante la explosión de un barreno la energía de choque genera las siguientes tres zonas (Figura 2.1):

- Zona de deformación o trituración: Los primeros instantes después de la detonación, la energía de choque genera presión que se expande de manera radial y rebasa la resistencia a la compresión del material, causando fragmentación en la roca que se encuentra inmediatamente alrededor del barreno. Esta región abarca de 2 a 7 veces el radio de la perforación, dependiendo del poder rompedor del explosivo, de la resistencia de la roca y de su porosidad.
- Zona de transición o fracturamiento: Esta región circunda a la zona de deformación, presenta un intenso agrietamiento radial abarcando de 7 a 12 radios del barreno. El fracturamiento se debe a la propagación de las ondas provocadas por la energía de choque, las cuales inducen esfuerzos de compresión al frente de ellas que causan grietas radiales. Al paso de las ondas, se forman esfuerzos de tensión, que generan un mayor número de fracturas y amplían las existentes. Las fracturas son compuestas por la conexión y apertura de fisuras que se crean en la roca. En caso, que existan discontinuidades o fisuras naturales en el material, la onda de choque las extenderá. El límite de la zona de transición determina la región dañada por el explosivo.
- Zona elástica: Esta área rodea a la zona de transición. En ella las ondas de energía de choque se propagan sin causar fracturas o deformaciones permanentes.

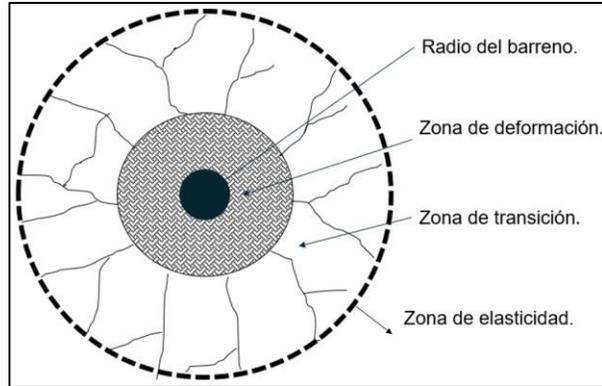


Figura 2.1. Zonas generadas por la detonación de un barreno

La detonación instantánea de los productos explosivos produce una expansión adiabática, esta suposición se refiere a que no hay transferencia de calor durante la expansión de gases, debido a que el proceso es muy rápido (Saharan *et al.*, 2006). Por ello, el tiempo no es suficiente para que la transferencia de calor tenga lugar hacia afuera del sistema de explosión (Konya, 1990). Tal conversión adiabática instantánea de energía química a energía térmica y energía de gas produce una presión de detonación ( $P_d$ ), calculada de la siguiente manera:

Sea  $v_d$  la velocidad de detonación ( $m/s$ ),  $P_d$  la presión de detonación ( $Pa$ ) y  $\rho_e$  la densidad del explosivo ( $kg/m^3$ ), entonces:

$$P_d = ((\rho_e)(v_d^2))/4 \quad (2.1)$$

La presión de detonación genera una presión de explosión proporcional a la columna explosiva, expresada con la ecuación 2.2 (Saharan *et al.*, 2006).

$$P_e = \frac{P_d}{2} \quad (2.2)$$

Donde:  $P_e$  es la presión de explosión en el barreno ( $Pa$ ).

Comúnmente el diámetro del barreno es mayor que el del explosivo (carga desacoplada), por lo que existe un cambio en la presión de explosión debido al espacio vacío entre la carga explosiva y las paredes del barreno. En la ecuación 2.3 se contempla esta condición desacoplada para calcular la presión de explosión en las paredes del barreno,  $P_b$ .

$$P_b = P_e \left( \frac{R_c}{R_b} \right)^{2(r)} \quad (2.3)$$

Donde:  $R_b$  y  $R_c$  son el radio del barreno y de la carga respectivamente (mm) y  $r$  exponente de expansión adiabática del explosivo (en promedio es de 1.5).

La presión ejercida en el contorno de un barreno en el tiempo que dura la explosión no es constante. Comúnmente, se genera una curva presión-tiempo para analizar el comportamiento y posibles resultados que producirá el explosivo. En la Figura 2.2 se distinguen las diferentes partes de la curva presión-tiempo del comportamiento de una explosión.

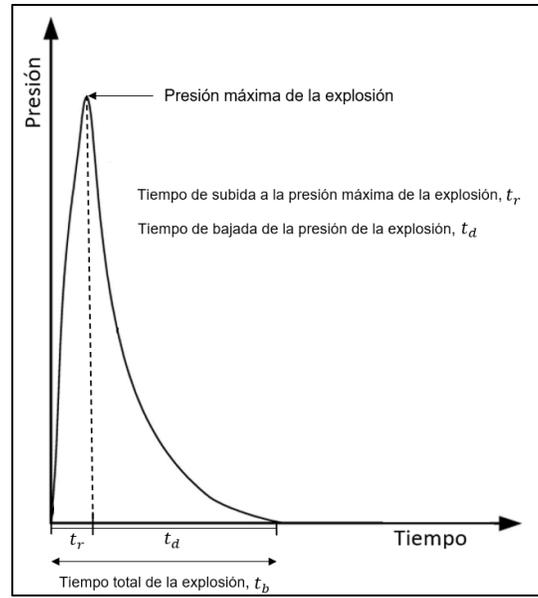


Figura 2.2. Partes de un gráfico presión-tiempo de un explosivo.

De acuerdo con el comportamiento de la presión de detonación con respecto al tiempo, la detonación se agrupa en ideal y no ideal (Figura 2.3). La detonación ideal corresponde a explosivos que generan principalmente energía de choque (alto explosivo), en donde el tiempo de elevación de la presión máxima de detonación ( $t_r$ ) es muy corto y el tiempo de caída de presión es corto. La detonación no ideal corresponde a explosivos que producen mayor energía de gas, en donde el tiempo de subida a la presión máxima de detonación es más largo y la caída de presión es lenta (en comparación con la detonación ideal). Esto genera una zona de fisuras más grande, pero con menor densidad de fracturas. El  $t_r$  suele estar entre 10 a 150  $\mu s$  (dependiendo del tipo de explosivo), y el tiempo total de la explosión,  $t_b$ , es de 1 a 8 ms (Saharan *et al.*, 2006).

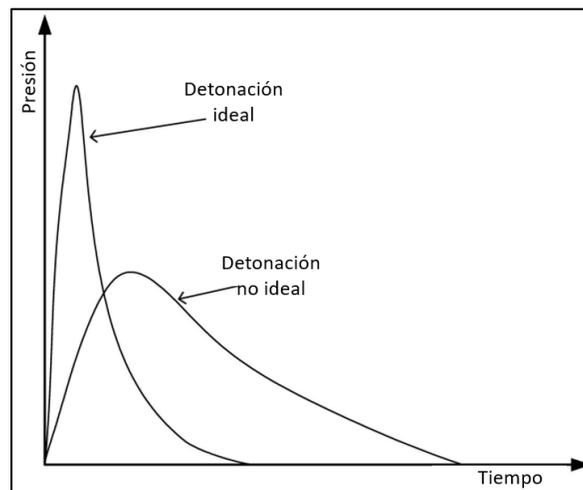


Figura 2.3. Gráfica de presión- tiempo, para explosivos con diferentes tiempos de subida. (modificado de Saharan *et al.*, 2006)

### 2.2.3 Fenómeno de reflexión de onda en detonaciones

La onda de choque producida por el explosivo al transmitirse a la roca genera dos grupos de ondas: internas y superficiales. A su vez, las ondas internas se subdividen en dos grupos, ondas P y ondas S. El primer subgrupo produce compresión-tensión en dirección de la propagación (radial al barreno) y cambios de volumen por expansión en el material. Por otra parte, el segundo subgrupo se propaga en dirección perpendicular a la onda P, provoca esfuerzos cortantes y deformaciones angulares en la roca. Las ondas superficiales se conocen como Rayleigh-R y Love-q, éstas son causantes de vibraciones en el medio.

Las ondas se propagan en un material a una velocidad característica independientemente de la fuerza del impulso. La impedancia está en función de la velocidad que adquieren las partículas del medio,  $C_p$ , para aproximarse a dicha velocidad se puede utilizar la ecuación 2.4, que utiliza los parámetros elásticos de la roca, mediante las constantes de Lamé ( $\lambda$  y  $\mu$ ), expresadas en las ecuaciones 2.5 y 2.6 (Wei *et al.*, 2019).

$$C_p = \sqrt{\frac{\lambda + 2\mu}{\rho_r}} \quad (2.4)$$

$$\lambda = \frac{E \cdot \nu}{(1 - 2\nu) \cdot (1 + \nu)} \quad (2.5)$$

$$\mu = \frac{E}{2(1 + \nu)} \quad (2.6)$$

Donde:  $E$  es el módulo de elasticidad y  $\nu$  la relación de Poisson.

La fuerza de la fuente que causa las ondas se relaciona con la energía que tienen, lo que provoca el daño o cambio en el material. También se asocia con la distancia hasta la que puedan propagarse y la velocidad inicial que toman, pero no con la velocidad de propagación pues esta es una constante del material y sólo se verá afectada cuando el material cambie. Por ejemplo, después de una voladura la roca se ve fisurada, por tanto, tendrá una diferente impedancia.

Las ondas P son las que principalmente provocan el fracturamiento en la voladura, en este trabajo se subdividen en onda de compresión y de tensión. Cuando la onda de compresión radial alcanza una superficie libre, genera una onda reflejada que se desplaza en sentido contrario a la cara libre y con menor velocidad. El fenómeno de reflexión de onda se debe al cambio de impedancia, esto ocurre cuando la onda se encuentra con un medio diferente al que se propagaba, en el caso de la explosión de una masa rocosa sucede en la interfaz roca-aire (Oyanguren & Monge, 2004). La superficie libre puede estar dada por la superficie del material, presencia de discontinuidades y barrenos vacíos.

La onda reflejada en la roca provoca esfuerzos de tensión principalmente, que causan mayor apertura y longitud de las fracturas en sentido de la superficie libre, en menor medida también aumentan el grado de agrietamiento y generan una cierta expansión del material en dirección a la cara libre. Este fenómeno se puede observar en la Figura 2.4.

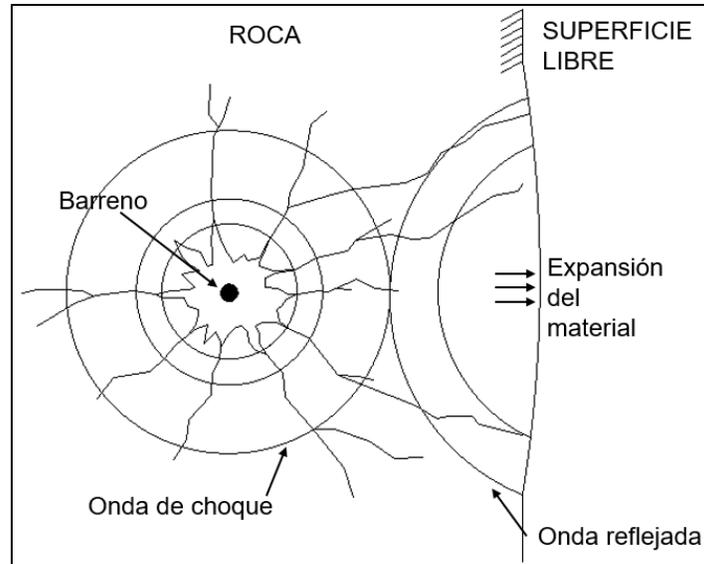


Figura 2.4. Fenómeno de reflexión de onda

#### 2.2.4 Efectos de la energía de gas

El principal mecanismo de fragmentación de la roca se debe a la energía de gas, cuya velocidad de propagación es más lenta que la energía de choque. Después del paso de las ondas de compresión-tensión, causadas por la presión de choque. Los gases modifican el estado de esfuerzo alrededor del barreno. Estos comienzan a expandirse y penetrar en las fracturas, por lo que estas se prolongan y abren, generando fragmentos de roca (Pernía *et al.*, 1987).

Cuando la carga explosiva está confinada, la presión que ejerce el gas en las paredes del barreno y en las grietas ocasiona el desplazamiento de los fragmentos de roca. Comúnmente, a esto se le conoce como presión de explosión (generalmente idealizada como un estado cuasiestático) y está en función del volumen inicial de gases liberados (Yuan *et al.*, 2018).

Los fragmentos creados por los mecanismos de fractura y fragmentación son proyectados por la energía de gas en dirección de la cara libre. Además, se genera una fragmentación adicional por la colisión de los fragmentos de roca; no obstante, es mínima. Los procesos de fragmentación y desplazamiento de materiales por la energía de gas se ilustran en la Figura 2.5.

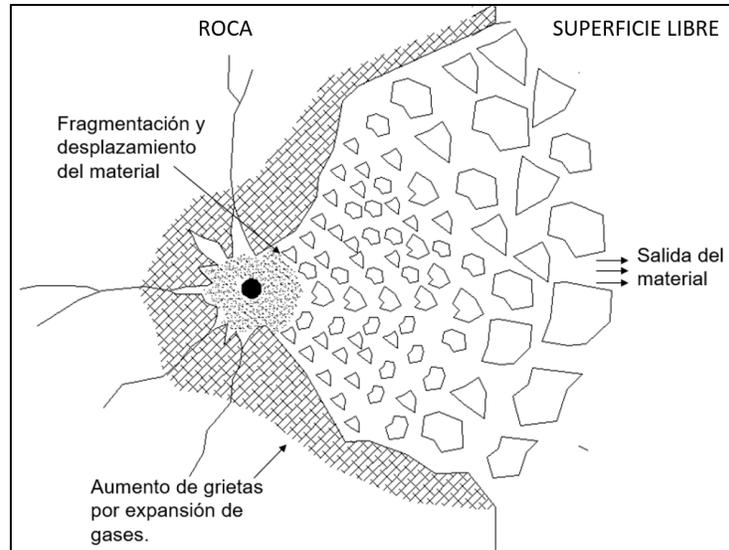


Figura 2.5. Etapa de fragmentación y desplazamiento de material por energía de gas

### 2.3 Diseño de Voladuras

Las voladuras son operaciones ingenieriles que permiten la rotura y fragmentación de la roca, recurriendo al uso de explosivos (Konya, 1990). El procedimiento general de una voladura consiste en perforar barrenos en el macizo, cuya ubicación sigue un arreglo geométrico específico, conocido como plantilla de barrenación. En cada barreno se introduce explosivo, la cantidad depende de su función dentro de la plantilla. Por último, se detona secuencialmente la carga de cada perforación.

Para su diseño se debe de tomar en cuenta que existen variables no controlables y controlables. Las primeras se refieren a las propiedades de la roca, el tipo de roca, la calidad del macizo rocoso, dirección de las discontinuidades y presencia de agua. Por otra parte, las segundas son características que puede planear el diseñador: geometría de la plantilla, distribución de los barrenos, dimensiones de las perforaciones, distribución de la carga dentro del barreno, cantidad y tipo de explosivo, así como, la secuencia de detonación (Correa & Martínez, 2017). Las variables controlables se deben adecuar a las condiciones del macizo rocoso, de manera que se consiga una voladura que de buenos resultados.

DuPonte (1987), menciona que existen diferentes técnicas para el diseño de voladuras, las cuales se dividen de acuerdo con si existe un frente libre (tajos, taludes, obras subterráneas mineras de producción) o no (túneles y obras subterráneas mineras de avance). Estos métodos de excavación se diseñan con diferentes objetivos; sin embargo, en este trabajo sólo nos enfocaremos en las que son para obras permanentes, donde se busca el mínimo daño en el contorno de la excavación.

### 2.3.1 Bordo y espaciamiento.

Una plantilla de barrenación se compone por líneas de barrenos, mismas que son paralelas a la cara libre y se nombran de acuerdo con la cercanía a ella. Es decir, la primera línea se refiere a la contigua de la superficie libre. El bordo se define como la distancia más corta del centro de los barrenos de una línea a otra o bien a la cara libre. Por otra parte, el espaciamiento es la longitud lateral entre los centros de los barrenos de una misma línea. Estos parámetros se relacionan con la eficiencia del fracturamiento causado por la onda de choque (Wyllie & Mah, 2004). En la Figura 2.6 se muestran el bordo y espaciamiento, en un arreglo de barrenos.

Las dimensiones del bordo y el espaciamiento se deben de delimitar de acuerdo con la longitud máxima de las grietas generadas por la detonación y el diámetro de los barrenos, que varía con base en el equipo de perforación utilizado. Sin embargo, la longitud de las grietas no se conoce en el inicio del diseño de las plantillas de barrenación y es complicada de determinarse. Por ello, para estimar las dimensiones se recurre a relaciones empíricas y los valores se corrigen con base en los resultados de las voladuras (Konya, 1990).

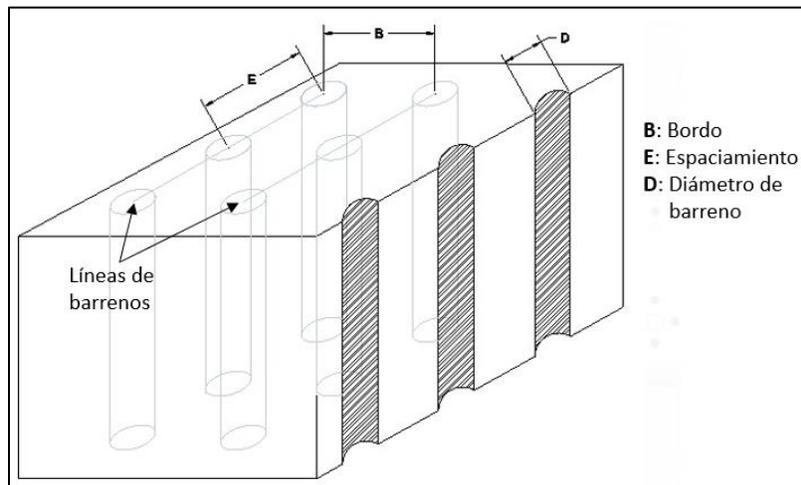


Figura 2.6. Ubicación de bordo y espaciamiento en una plantilla de barrenos.

La selección no adecuada de las dimensiones de estos parámetros provoca diferentes problemáticas. En el caso del bordo, cuando es demasiado pequeño causa proyección de material a distancias considerables, fragmentación demasiado fina, sobre-excavación y disipación de energía de gas en el área contigua a la superficie libre.

Un bordo excesivo sobre confinará la voladura, lo que genera altas vibraciones, excavaciones más cortas que las diseñadas y fragmentos grandes de roca. Además, la energía de choque se disipa demasiado, antes de alcanzar la superficie libre, por lo cual el fenómeno de reflexión de onda no tendrá gran aporte en la rotura de la roca (Konya, 1990; González, 2012).

Por otro lado, las problemáticas que se presentan por un espaciamiento excesivo son fragmentación gruesa, mal desprendimiento de la roca en la parte final de los barrenos y contornos de excavación irregulares. El resultado de un espaciamiento reducido es fragmentos grandes al frente de la voladura y sobre-excavación (González, 2012).

### 2.3.2 Columna explosiva

La perforación de los barrenos empleados en excavaciones se compone de dos secciones principales, longitud del barreno y sub-barrenación. La primera es del largo de la profundidad o avance esperado, esta se divide en tres partes, taco, carga de columna y carga de fondo. La segunda tiene un menor largo y se refiere a la longitud que queda entre el final de la perforación y el final de la longitud del barreno. El conjunto de estos elementos se conoce como columna explosiva. En la Figura 2.7 se distinguen los diferentes componentes que la constituyen.

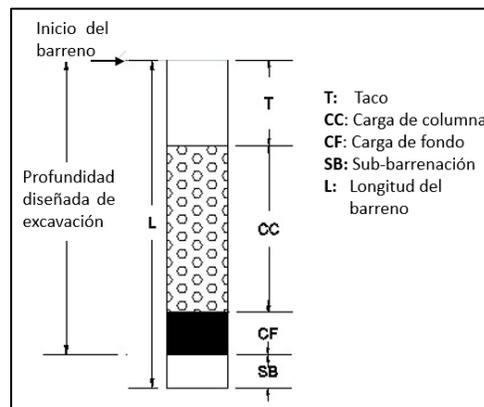


Figura 2.7. Columna explosiva.

#### *Carga de fondo y carga de columna*

La carga explosiva se compone de alto explosivo y bajo explosivo la cantidad de cada uno depende si requiere en su mayoría fracturamiento o fragmentación. A su vez, esta se divide en carga de fondo y carga de columna. La primera tiene como objetivo desprender la roca del final del barreno, por lo cual se conforma por explosivos que liberen en su mayoría energía de choque. La segunda comúnmente se compone por explosivos que generen en mayor medida energía de gas y tengan un menor poder rompedor (Bernalao *et al.*, 2013). Por tanto, el alto explosivo es más adecuado para la carga de fondo y el bajo explosivo para la carga de columna.

No obstante, en barrenos con longitudes mayores a 4 m, se utiliza alto explosivo a la mitad de la carga de columna. En otros casos cuando la roca se encuentra en un extremo duro o blando, es común que se utilice la misma distribución de explosivos en las dos cargas. Esta técnica también se emplea en los barrenos del perímetro de la excavación.

La porción del barreno destinada para la carga de fondo y carga de columna está en función de la dureza de la roca, el diámetro de la perforación y la longitud del barreno. Asimismo, la cantidad de explosivo correspondiente para cada carga resulta de dividir proporcionalmente la carga explosiva total, que debe de ser la necesaria para fragmentar el volumen de roca correspondiente para el barreno (Konya, 1990).

#### *Taco*

El taco es la longitud que hay entre el borde o inicio del barreno y la carga explosiva, cuyo espacio se cubre con material granular (grava) comúnmente. Su objetivo es evitar la pérdida de la energía de la explosión y que el explosivo salga proyectado durante la detonación. Esto se logra mediante el confinamiento de los gases liberados del explosivo (Konya, 1990). Además, la energía de choque liberada por el alto explosivo sólo alcanza su máximo cuando este se encuentra confinado.

Las dimensiones de los tacos están en función del bordo, cuando estas son excesivas se obtienen bloques grandes en la zona inicial de los barrenos y vibraciones altas. Las dimensiones cortas generan mala fragmentación, presiones altas, escapes de energía de gas y proyección de bloques de material (González, 2012).

#### *Sub-barrenación.*

La longitud de barrenación es más profunda que el piso o frente de diseño de la excavación. Esta distancia que sobre pasa el fondo de la obra se le conoce como sub-barrenación, tiene la función de eliminar bloques en el fondo de la voladura, con ello se obtiene un piso o frente regular. Este parámetro está en función del bordo y de la dureza de la roca, en el caso que exista estratos de roca suave en el fondo de la excavación no se debe usar este elemento (Wyllie & Mah, 2004).

### 2.3.3 Tiempo de iniciación entre barrenos

En una voladura donde se detonan al mismo tiempo todos los barrenos, se obtiene un corte deficiente, fragmentos grandes de roca, excavaciones incompletas y vibraciones excesivas. La manera de controlar estas problemáticas es establecer un tiempo de iniciación por líneas, grupos o por barreno. Para lo que se establecen tiempos de retardos entre detonaciones.

El uso de retardos entre secciones de barrenos tiene la función de permitir que la primera línea, tenga tiempo de arrancar y desplazar la roca, formando una cara libre más amplia, antes que la segunda línea detone. Esto proceso se repite hasta finalizar la voladura. A veces, se opta por detonar primero los barrenos perimetrales de la excavación, con el fin de reducir los daños en el contorno de la obra (Konya, 1990).

El tiempo de iniciación por cada línea de barrenos, se determina mediante el bordo, el tipo de roca y la disposición comercial de retardos. Por otra parte, el diseño de la secuencia de detonación debe de asegurar que cada barreno que detone tenga una cara libre de frente, para lo que se toma en cuenta que el proceso de detonación, arrancamiento y desplazamiento del material por barreno tiene un tiempo aproximado de 3 a 5 milisegundos (Bernalao *et al.*, 2013).

Los beneficios de emplear retardos entre detonación de líneas de barrenos son: reducción de la distancia de proyección de los fragmentos de roca, control sobre el apilamiento del material fragmentado, bajos niveles de vibración, mayor eficiencia del explosivo y contornos regulares en la excavación.

### 2.3.4 Plantillas de barrenación para túneles

Los barrenos que componen una plantilla subterránea se realizan perpendiculares al frente de excavación, todos tienen una función específica y de acuerdo con ella se dividen por grupos. En la Figura 2.8 se muestra un arreglo geométrico de barrenos para un túnel. Donde se distinguen barrenos de contorno, de costilla, de piso, auxiliares y de cuña.

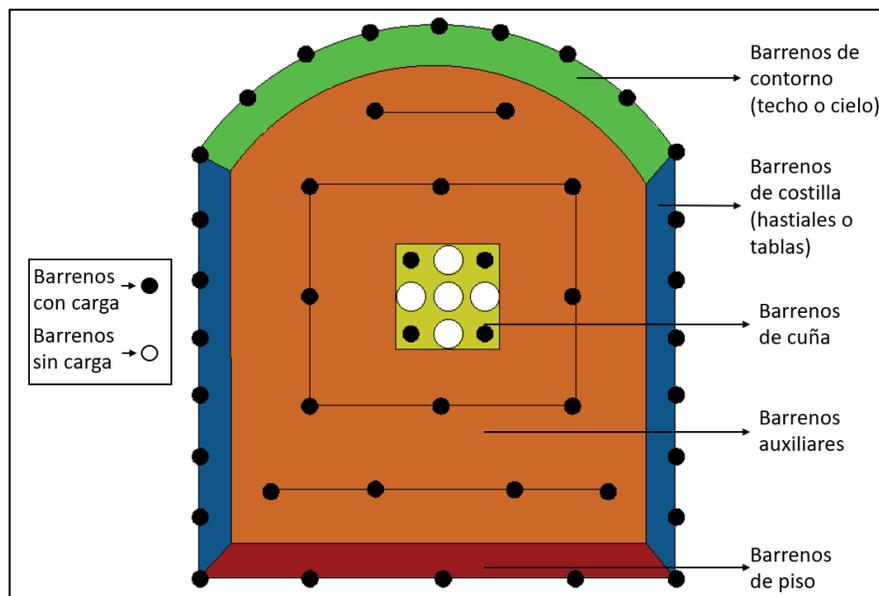


Figura 2.8. Geometría de plantilla de barrenación

### *Cuña*

En las voladuras subterráneas donde se carece de cara libre (obras mineras de avance, túneles, lumbreras y galerías), para generarla se recurre a un arreglo de barrenos, conocido como cuña. Esta es un conjunto de barrenos cargados y no cargados, que forman parte de la plantilla, y tienen la función de proporcionar el primer espacio vacío para el desplazamiento del material durante la voladura. Además, de brindar una cara libre para que se presente el fenómeno de reflexión de onda, como se aprecia en la Figura 2.9.

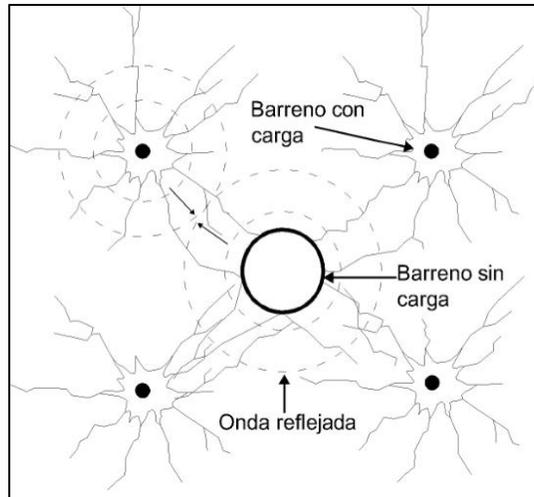


Figura 2.9. Efecto de reflexión de onda, en voladuras subterráneas.

Las cuñas se dividen en dos grupos quemadas y en V. Las primeras se componen por barrenos cargados y sin carga, los últimos pueden ser del mismo diámetro o de mayor diámetro (escariados) que el resto de los barrenos (González, 2017). Los barrenos que las conforman son perforados paralelamente entre ellos y con diferentes arreglos (Figura 2.10). Para generar la superficie libre con este tipo de cuñas, los barrenos cargados son los primeros en detonar, estos rompen hacia las perforaciones sin carga, que cumplen como cara de alivio, de esta manera se genera una cara libre para el resto de la voladura.

La cuña quemada se puede colocar en cualquier zona de la cara del túnel, no obstante, su posición se elige, dependiendo de la influencia que tendrá en el desplazamiento y fracturamiento del material. Entre más cercana a las paredes de la excavación, la plantilla requiere menos barrenos para lograr la excavación, pero se tendrán bloques grandes de roca. Cuando la cuña se coloca al centro, se obtiene una mayor proyección del material y fragmentos de tamaño pequeño o medio.

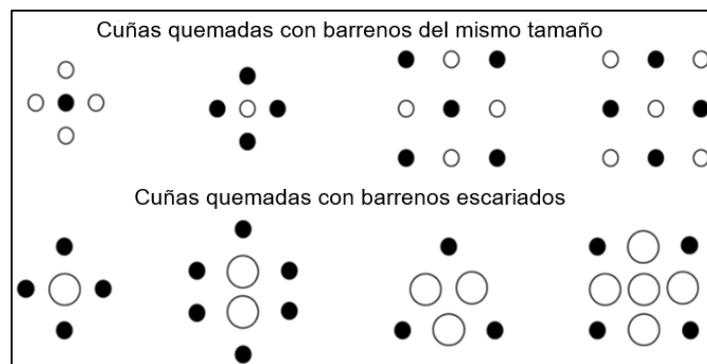


Figura 2.10. Diferentes tipos de cuñas quemadas y de barrenos escariados (modificado de González, 2017)

Las cuñas en V requieren menos barrenos, estos se perforan en dos grupos que generan un ángulo entre ellos, en conjunto forman una V, que cierra hacia adentro de la excavación (Figura 2.11). Los barrenos que componen estos arreglos tienen una carga de alto explosivo mayor que el resto de la plantilla. La desventaja de estas cuñas es que se obtienen avances más pequeños y un mayor gasto de explosivo (Konya, 1990).

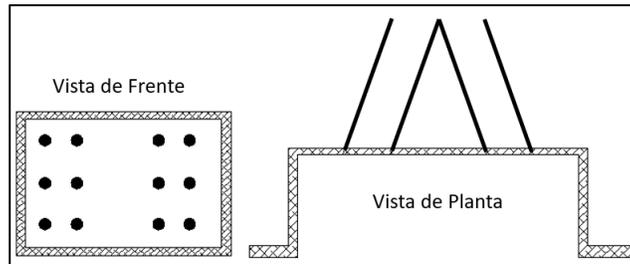


Figura 2.11. Vista de frente y de planta del arreglo de barrenos de cuña en V (modificada de Konya, 1990)

#### *Barrenos de contorno, costilla y piso*

Estos barrenos pueden ser perpendiculares al frente de la excavación o con cierto ángulo hacia afuera del perímetro de la obra. Se perforan comúnmente con un espaciamiento más cercano y sólo se cargan con alto explosivo. Pueden detonarse como pos-corte (al final de la voladura), o pre-corte (al inicio de la voladura, inclusive antes de la cuña). Estos métodos se pueden combinar con la colocación barrenos sin carga o escariados, lo que genera una cara de alivio, que provoca gritas en sentido de estos barrenos, resultando en un corte limpio con menor uso de explosivo (Konya, 1990).

Por otra parte, los barrenos de piso se perforan con un espaciamiento similar a los de costilla y contorno; sin embargo, se cargan con mayor cantidad de explosivo, ya que, al ser los últimos en detonar deben de levantar el material volado previamente, que se deposita encima de ellos (Bernalao *et al.*, 2013).

#### *Barrenos auxiliares y de piso*

Los barrenos auxiliares se detonan por grupos de manera secuencial, donde se comienza por los consiguientes a la cuña, siguiendo un orden conforme se van alejando de ella. Con lo que se amplía la cara libre, formada inicialmente por la cuña (Figura 2.12). Con ello se consigue que el material siempre se desplaza al centro y no al frente de la excavación (González, 2012).

En la Figura 2.12 se aprecia una voladura con fines demostrativos, formada por 7 barrenos auxiliares y una cuña al centro de la plantilla conformada por dos barrenos escariados unidos (Figura 2.12-a). Conforme avanza la detonación de la voladura se observa que la superficie libre se va haciendo más grande, permitiendo que el material se mueva hacia el centro. También se aprecia que la mayor fracturamiento es en sentido de la superficie libre y entre barrenos (Figura 2.12-b, c, d, e, f).

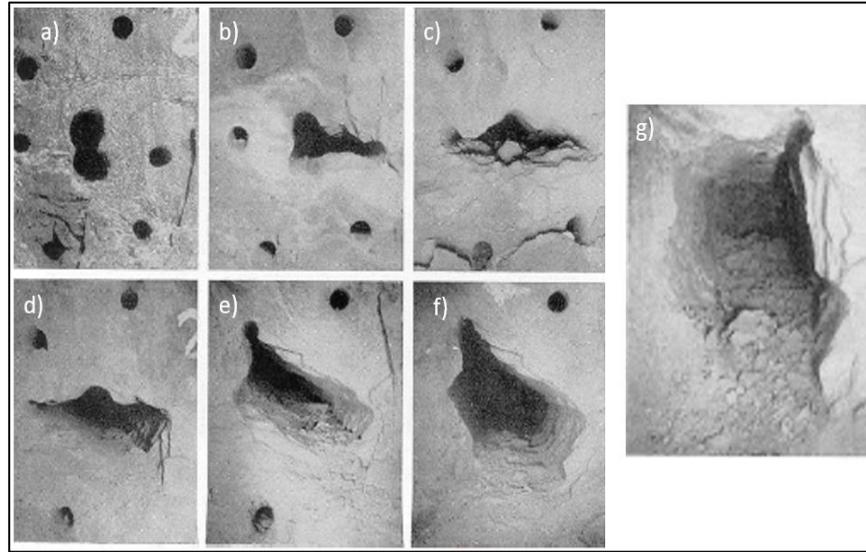


Figura 2.12. Secuencia de detonación (González, 2012).

### 2.3.5 Método de Pos-corte

El pos-corte es un método de control en la detonación de los barrenos de contorno, para minimizar los daños en el perímetro y aumentar la eficacia del producto explosivo. En el caso de las voladuras subterráneas no se opta por el método de pre-corte debido a la condición de esfuerzos in situ, que alienta la formación de fracturas en sentido del esfuerzo principal mayor.

Hudson y Harrison (1997) explican mediante la Figura 2.13 que el método pos-corte se beneficia de que las direcciones de los esfuerzos principales en el límite de la excavación son radiales y tangenciales a ella. Los esfuerzos radiales son cero y los tangenciales se convierten en el esfuerzo principal mayor, por lo que, las fracturas serán más persistentes en dirección tangencial de la excavación (entre los barrenos del perímetro de la obra).

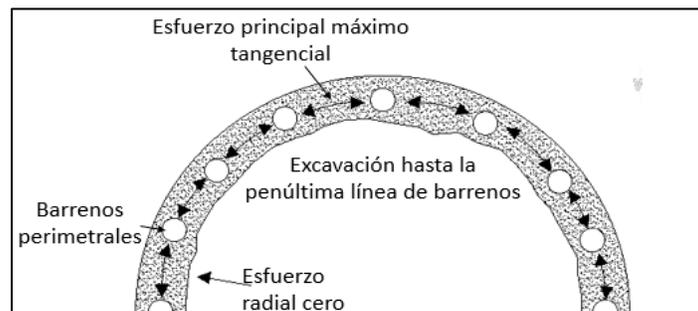


Figura 2.13. Estado de esfuerzos en excavación antes del Pos-corte. (modificado de Hudson & Harrison 1997).

En el método de pos-corte, la voladura se puede analizar en dos fases. La primera excava la mayor parte de la obra, lo que provoca en su periferia el campo de esfuerzos mencionado. La segunda fase aprovecha la condición de esfuerzos durante la detonación de los barrenos de contorno, lo que genera un perímetro uniforme y en buen estado. Es recomendable perforar este tipo de barrenos paralelos entre ellos y cargarlos con menor explosivo que los demás.

## 2.4 Criterios analíticos para evaluar los daños causados por voladuras

El perímetro de una excavación realizada mediante explosivos se ve alterado inevitablemente. El índice de daño en la roca circundante es proporcional al cambio de sus condiciones de manera permanente. Estas modificaciones se refieren a efectos de degradación y desplazamiento de la roca que no es parte de la excavación (Bernalao *et al.*, 2013).

Los daños en el contorno de una voladura se presentan comúnmente como grietas, fisuras o debilitamiento. Producto del rompimiento del explosivo o la activación y extensión de discontinuidades preexistentes. Esto causa deterioro de las propiedades mecánicas del macizo rocoso y las estructuras que lo componen (Oyanguren & Monge, 2004). El resultado es una menor estabilidad en la obra, con mayor riesgo de caídas de bloques o desprendimientos de material.

La excavación puede ser mayor al perímetro diseñado de la obra (Figura 2.14-a), debido a la presencia de bloques de rocas delimitados por discontinuidades, zonas de menor resistencia en el macizo rocoso o mal diseño en la carga de los barrenos perimetrales (Kumar *et al.*, 2014). Este fenómeno se conoce como sobre-excavación.

Cuando existen zonas del macizo con mayor resistencia, un bordo y espaciado demasiado excesivos, zonas con mayor compactación (en materiales granulares) o alta presencia de discontinuidades paralelas a los barrenos. Se pueden presentar bloques que no se desprenden por completo del contorno de la obra (Figura 2.14-b). Estos representan riesgos en el frente de la excavación, pues son inestables (Bernalao *et al.*, 2013).

En el diseño de la voladura se puede reducir la alteración que se produce en el macizo. Para ello, se debe de conocer las propiedades estructurales, mecánicas y físicas de la roca, además de las del explosivo. Como se ha mencionado en los barrenos perimetrales se controla el área de influencia que tendrá la explosión en la roca, un buen diseño de estos barrenos generará una obra con un contorno uniforme y seguro (Figura 2.14-c).

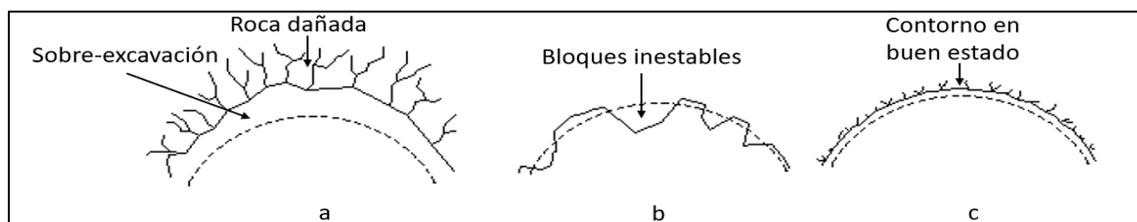


Figura 2.14. a) Sobre-excavación; b) Bloques no desprendidos, c) Voladura controlada.

En excavaciones realizadas por explosivos visualmente se puede evaluar la calidad de la voladura, observando que no exista sobre-excavación, bloques no desprendidos, la fragmentación del material sea la esperada, el perímetro sea regular y se observen en las paredes de la obra marcas de los barrenos de contorno, parecidas a una media sección de un cilindro (“media caña”). De acuerdo con estas observaciones se realizan cambios en el diseño de la plantilla de barrenación. Otra manera de evaluar la calidad de la voladura es cuantificando el daño causado en la roca.

El daño en la roca circundante de una explosión puede evaluarse mediante mediciones de longitud de las fracturas a partir de los barrenos, monitoreo sísmico, monitoreo de vibraciones, pruebas de permeabilidad y evaluación del módulo de elasticidad en la roca del contorno de la detonación. En la práctica ingenieril es complicado realizar estas mediciones, por su complejidad y costo. Por tanto, se establecen criterios que determinen o se aproximen a las zonas de fractura y de fragmentación que se producen por la voladura.

#### 2.4.1 Criterios basados en la velocidad pico de partícula

Estos criterios suponen que el origen de la rotura en la roca es el resultado de la energía de choque, provocada por la explosión. Si los esfuerzos de compresión y tensión causados por la detonación están por encima de la resistencia del medio, este se fractura (Sun, 2013).

Los criterios de estimación de daño por voladura basados en la velocidad pico de partícula ( $v_{pp}$ ), parten de que los esfuerzos provocados por detonaciones son función de la velocidad que adquieren las partículas del medio por el paso de las ondas de choque. La  $v_{pp}$  se mide mediante el monitoreo de la velocidad de propagación de la onda P, comúnmente con geófonos. Sin embargo, una limitante es la proximidad con la que se puede realizar estas mediciones al punto de detonación. Por ello, se han planteado al menos 20 modelos empíricos para estimar este valor en un punto, generalmente cada uno es para rocas específicas de un sitio y sólo toman en cuenta la energía del explosivo y la distancia al centro de la detonación.

Dentro de los criterios empíricos para estimar la velocidad pico de partícula, destaca el de Kumar *et al.* (2016). Debido a que se desarrolló a partir de la recopilación de 1089 mediciones en experimentos de voladuras (publicados por varias investigaciones en diferentes sitios) y considera propiedades de la roca, además de la energía del explosivo y la distancia al punto de detonación. Este modelo queda expresado de la siguiente manera:

Sea  $\gamma_r$  el peso específico de la roca ( $KN/m^3$ ) y  $DR$  la distancia al punto de detonación ( $m$ ) entre la raíz de la carga explosiva ( $Kg$ ),  $D/\sqrt{Q}$ , entonces:

$$v_{pp} = \frac{(\sigma_{ci}^{0.642})(DR^{-1.463})}{\gamma_r} \quad (2.7)$$

Con base en observaciones en experimentos de voladuras, diferentes autores han establecido umbrales de daño, de acuerdo con rangos de velocidad pico de partícula (Tabla 2.1). Comúnmente estos umbrales son usados para estimar las zonas fracturadas y el daño que puede generar la voladura en estructuras cercanas. No es recomendable analizar la fragmentación mediante estos criterios, pues esta es más cercana al punto de explosión, por lo que no se pueden realizar mediciones de la velocidad de partícula.

Tabla 2.1. Criterios del umbral de daño, de acuerdo con la *vpp* (modificado de Toro, 2021)

| <b>Criterio</b>  | <b>vpp (m/s)</b> | <b>Umbral de daño</b>   |
|--|------------------|---|
| Langefors (1973),<br>Edwards y Northwood<br>(1960), Nicholls (1971). | < 0.05           | Bajas probabilidades de generar daños en estructuras cercanas a la detonación |
| Langefors and Kihlstrom<br>(1973)                                    | 0.305 - 0.610    | Caída de bloques sueltos y generación de grietas.                             |
| Bauer and Calder (1970)  | < 0.254          | No hay fractura en roca intacta   |
|  | 0.254 - 0.635    | Puede haber rotura  |
|  | 0.635 – 2.54     | Aparición de grietas radiales   |
|  | >2.549           | Fuerte fracturamiento de la roca  |
| Oriard (1982)  | >0.635           | La roca comienza a tener daño   |
| Holmberg and Persson<br>(1979)                                       | 0.700 – 1.0      | La roca presenta daño   |
| Rustan (1985)  | > 0.700 – 1.0    | Cualquier tipo de roca sufre daño   |
| Bogdanhoff (1996)  | 2.0 – 2.5        | A distancias entre 0.25 y 1 m se presentan daños                              |
| Murthy and Dey (2002)  | > 2.050          | Se generan fracturas en el basalto  |
| Dey (2004)   | 0.7 - 1.3        | Se comienzan a generar fracturas radiales en la roca.                         |

La velocidad de partícula mínima para que se generen fracturas en la roca se conoce como velocidad pico de partícula crítica ( $vpp_c$ ). Por lo que, el nivel de daño en el material también se correlaciona con la  $vpp_c$  (Oyanguren & Monge, 2004). Se estima mediante parámetros obtenidos en laboratorio de la matriz rocosa y asumiendo un material elástico lineal (ecuación 2.8).

$$vpp_c = \frac{(\sigma_t)(C_p)}{E} \quad (2.8)$$

Donde:  $vpp_c$  es la velocidad pico de partícula (m/s),  $\sigma_t$  la resistencia a la tensión (MPa),  $C_p$  la velocidad de propagación de la onda (m/s) y  $E$  el módulo de elasticidad de la roca intacta (MPa).

Para calcular la  $vpp_c$  en un macizo rocoso se escala la resistencia a la tensión y el módulo de elasticidad de la roca intacta recurriendo al criterio de rotura de Hoek y Carranza (2004). Las ecuaciones 2.9 y 2.10 se emplean para escalar estos valores que deben ser sustituidos en la ecuación 2.8 (Toro, 2021).

$$\sigma_{t-mr} = \frac{\exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right)(\sigma_{ci})}{m_i \left(\exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right)\right)} \quad (2.9)$$

$$E_{s-mr} = E_s \left( 0.02 + \frac{1-0.5D}{1+e^{\frac{60+15D-GSI}{11}}} \right) \quad (2.10)$$

Donde:  $\sigma_{t-mr}$  es la resistencia a la tensión del macizo rocoso (MPa),  $E_{s-mr}$  el módulo de elasticidad del macizo rocoso (MPa),  $m_i$  la constante del criterio Hoek y Brown,  $GSI$  Índice de resistencia geológica,  $\sigma_c$  la resistencia a la compresión de la roca intacta (MPa) y  $D$  el factor de alteración por voladura (0 a 0.7).

Con base en la velocidad pico de partícula crítica obtenida por la ecuación 2.8 en la Tabla 2.2 se muestran estimaciones de umbrales de daño por voladura en la roca (Persson *et al.* 1993).

Tabla 2.2. Umbrales de daño con base en la velocidad pico de partícula crítica (Persson *et al.*, 1993)

| Escala de daño en roca por explosivos                    |             |
|--|-------------|
| Fragmentación  | 8 $vpp_c$   |
| Intenso fracturamiento                                   | 4 $vpp_c$   |
| Se comienza a generar nuevas fracturas                   | 1 $vpp_c$   |
| Fracturas o discontinuidades preexistentes se extienden. | 1/4 $vpp_c$ |

#### 2.4.2 Criterios basados en el radio de fracturamiento

Estos criterios parten de que el daño en la roca se delimita por la máxima distancia que alcanzan las fracturas generadas por el explosivo, a partir del punto de explosión. El daño se estima mediante modelos empíricos que dividen teóricamente el área de influencia de la detonación en dos zonas,  $R_{crush}$  y  $R_{crack}$ , que corresponden con las zonas de deformación y transición respectivamente. Drukopvanyi (1976) es el primero en desarrollar un modelo empírico de este tipo (ecuaciones 2.11 y 2.12), en él toma en cuenta la presión en el barreno causada por la onda de choque y las propiedades de resistencia de la roca intacta (Sun, 2013).

$$R_{crush} = r_h \left( \frac{(p_h)}{\frac{c}{f} + (\sigma_c + \frac{c}{f})^{\nu+f}} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (2.11)$$

$$R_{crack} = \left( \frac{\sigma_{ci}}{\sigma_t} \right) * R_{crush} \quad (2.12)$$

Donde:  $R_{crush}$  es la zona de fragmentación ( $m$ ),  $R_{crack}$ , la zona de fracturamiento ( $m$ ),  $r_h$  el radio del barreno ( $m$ ),  $c$  la cohesión ( $Pa$ ),  $f$  el coeficiente de fricción y  $\nu$  el coeficiente de Poisson.

Por otra parte, Dai (2002) también propone un modelo empírico para definir el  $R_{crush}$  y el  $R_{crack}$  considerando propiedades de resistencia dinámicas de la roca, además de la presión de la explosión. Con esto simplifica las ecuaciones de Drukopvanyi (1976) y presenta las expresiones 2.13 y 2.14.

$$R_{crush} = \left( \frac{P_h}{\sigma_{cd}} \right)^{\frac{1-\nu}{2}} \quad (2.13)$$

$$R_{crack} = \left( \frac{\sigma_{cd}}{\sigma_{td}} \right)^{\frac{1-\nu}{2(1-2\nu)}} R_{crush} \quad (2.14)$$

Donde:  $\sigma_{td}$  es la resistencia a la tensión dinámica de la roca ( $Pa$ ) y  $\sigma_{cd}$  la resistencia a la compresión dinámica de la roca ( $Pa$ ).

El modelo de Dai (2002) se ha utilizado en la práctica ingenieril para estimar el daño por voladura, debido a que los parámetros con los que se alimenta se pueden obtener de manera relativamente sencilla. Además, en diferentes investigaciones (Sun, 2013 y González, 2017), se ha observado que la variación de las estimaciones con experimentos de detonaciones es menor al 20 %.

## 2.5 Métodos numéricos en geotecnia

Los modelos numéricos permiten resolver aproximadamente ecuaciones que rigen el comportamiento de fenómenos físicos, mediante algoritmos, hipótesis y números. En la ingeniería geotécnica estos métodos pueden representar soluciones aproximadas para diversos problemas, con la ventaja de tomar en cuenta la geometría del lugar donde se presenta el fenómeno, la heterogeneidad de los materiales, historia de fuerzas, procedimientos constructivos y respuesta del medio (Sánchez, 2017).

En la mecánica de suelos y de rocas existen diferentes aplicaciones de los modelos numéricos, los que se pueden dividir de la siguiente manera:

### *Medio Continuos*

- Método de Diferencias Finitas (MFD)
- Método de Elementos Finitos (MEF)
- Método de Elementos Frontera (BEM)

### *Medios Discontinuos*

- Método de Elemento Discretos (MED)
  - Medios fracturados
  - Medios granulares
- Teoría de bloques (Equilibrio limite)
- Método de Fracturas Discretas (DFN)

### *Modelos Híbridos*

- Método híbrido (MDF-MED)

En este trabajo se aborda una problemática relacionada con la mecánica de rocas, la rotura del medio y grandes desplazamientos. Por tanto, es importante mencionar que una diferencia entre los métodos discretos y continuos radica en la compatibilidad de las condiciones de desplazamiento. Para los medios continuos se cumple un campo continuo de deformaciones entre los elementos internos. Por otra parte, los medios discontinuos tienen diferentes desplazamientos entre los elementos y cumplen con condiciones de contacto entre ellos (Luengo, 2014).

Los materiales que se analizan en geotecnia son formados por partículas que interactúan entre sí, con base en las leyes de la mecánica. No obstante, dependiendo de la escala del problema o del tipo de análisis se puede estudiar mediante modelos continuos o discontinuos. Se debe mencionar que en geomecánica existen métodos para determinar el tipo de medio por el que se puede resolver un problema ingenieril, sin embargo, no existe una regla como tal.

En geotecnia se puede suponer un problema de medio continuo (Figura 2.15-a) cuando un cuerpo no cuenta con estructuras o discontinuidades que determinen su comportamiento y estabilidad, por lo que es adecuado asumir un campo continuo de deformaciones. Por otra parte, en medios compuestos por bloques de tamaño considerable en cuanto al terreno, existirán desplazamientos en las discontinuidades (contactos entre bloques) que romperán con la continuidad de deformaciones, pero dentro de las regiones de los bloques se puede suponer un campo continuo (Figura 2.15-b). En este caso el empleo de un modelo discontinuo es adecuado o un modelo continuo que pueda tomar en cuenta las discontinuidades mediante interfaces (Sánchez, 2017).

En el caso de que los bloques tengan un tamaño que los haga críticos para la estabilidad de la excavación. Se pueden asimilar como cuñas con potencial riesgo de desprendimiento, cuya resistencia y deslizamiento se encuentra a lo largo de las discontinuidades. El empleo de modelos discontinuos son los adecuados para la solución de problemas con esta escala (Figura 2.15-c). Por el contrario, en la Figura 2.15-d se aprecia un terreno compuesto por bloques de tamaño muy pequeño en comparación con la excavación. Con esto se genera un campo de desplazamientos semicontinuo, por lo que, podemos considerar un modelo continuo que tome en cuenta la influencia de las fracturas o discontinuo.

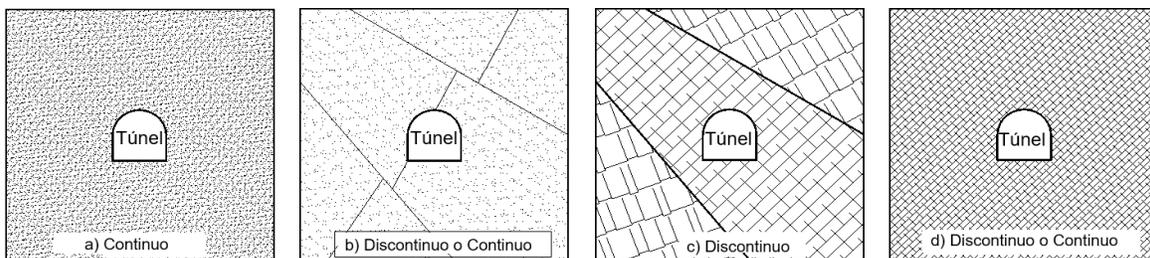


Figura 2.15. Modelos continuos y discontinuos (modificado de Sánchez, 2017)

Reconocer la escala de análisis que se está llevando en un medio es clave para discernir por cual método (continuo o discontinuo) realizar los análisis. En un macizo rocoso, se aplica este criterio con base en el grado de fracturamiento, alteración y su escala conforme el tamaño del dominio del estudio. También se puede discernir por un tipo de modelado de acuerdo con los parámetros o fenómenos que se requieran simular.

### 2.5.1 Métodos numéricos para medios continuos

Los modelos continuos en los análisis geotécnicos dividen el dominio del problema en un número dado de elementos. Su comportamiento esfuerzo-deformación se aproxima mediante descripciones matemáticas que satisfacen ecuaciones de continuidad. Estos modelos tienen un campo continuo de deformaciones, por tanto, no pueden representar grandes desplazamientos, rotación y separación del medio (Sánchez, 2019). Bobet (2010) señala al Método de Elementos Frontera, el Método de Elementos Finitos y el Método de Diferencias Finitas como los métodos numéricos para medios continuos más utilizados en geotecnia.

De acuerdo con Sánchez (2014) los modelos constitutivos utilizados para el estudio de roca intacta y macizo rocoso son cohesivos-friccionantes, como los modelos Mohr Coulomb, Hoek & Brown, elastoplásticos perfectos o de control de dilatancia.

Diversos programas numéricos de descripciones continuas implementan elementos especiales, conocidos como interfaces o elementos junta, para simular la separación del medio por discontinuidades en el macizo. Sin embargo, la simulación es restringida por las siguientes razones: la lógica de solución puede fallar cuando se utilizan muchas interfaces que se cruzan, no hay un sistema de reconocimiento de nuevos contactos y la formulación se limita a pequeños desplazamientos y rotaciones (Cundall & Hart, Numerical modelling of discontinua, 1992). ¿?

En el análisis del daño en la roca por explosivos se ha recurrido al uso de soluciones continuas, basadas en leyes generalizadas de elasticidad junto con ecuaciones constitutivas del material. Los resultados de estos modelos numéricos continuos son estimaciones del área de influencia que resulta de la onda de choque. Mediante la relación de los esfuerzos causados por la onda y la resistencia de la roca se infiere el daño en el material. No obstante, las soluciones continuas no pueden calcular ni representar el movimiento y separación de la roca, por lo que no simulan el mecanismo de fracturamiento (Potyondy *et al.*, 1996).

Un ejemplo de programa computacional de descripciones continuas es FLAC (Itasca, 2016), que está basado en el Método de Diferencias Finitas. Representa el fenómeno de explosión mediante ecuaciones de movimiento y relaciones constitutivas. De manera, que relaciona la detonación con un sistema de numerosas fuerzas aplicadas, que causan aceleración en la masa en función del tiempo. Para ello, recurre a la segunda ley de Newton y a la aplicación de una ecuación de energía y otra de momento. En cuanto a los efectos de la voladura en la roca, se aplican un conjunto de ecuaciones constitutivas representativas del material. Con ello, se realiza un cálculo de esfuerzos

y deformaciones en cada paso de tiempo, para estimar, el daño, la zona de fracturamiento y la propagación de la energía de choque en la roca (Toro, 2021).

### 2.5.2 Métodos numéricos para medios discontinuos

Los métodos discontinuos componen el medio por cuerpos individuales que pueden ser rígidos o deformables, estos interactúan entre sí en zonas de contacto. Permiten representar grandes desplazamientos y separación entre ellos (Sánchez, 2014). El comportamiento general de la simulación se da por leyes de rigidez, cohesión y fricción entre los cuerpos.

En estos métodos la formulación para representar contactos entre cuerpos permite que se separen y tengan grandes deslizamientos entre ellos. Los contactos pueden tener una rigidez finita medible o no admitir ninguna interpenetración. La elección de la suposición debe hacerse con base en la conveniencia física del problema. Por ejemplo, para representar un cuerpo compuesto por un conjunto de partículas es mejor el uso de contactos rígidos.

Generalmente los análisis discontinuos en geotecnia se realizan recurriendo a la teoría de bloques o al método de elementos discretos (MED). La teoría de bloques se enfoca en el estudio del equilibrio de un sólo sólido rígido. Por otra parte, el MED componen el medio con un conjunto de bloques o partículas que interactúan por puntos o superficies de contacto, su comportamiento se describe mediante ecuaciones de movimiento y una ley de fuerza-desplazamiento en los contactos. Además, permite desplazamientos finitos o rotación en cada cuerpo de manera independiente y los contactos se crean y destruyen automáticamente a medida que el cálculo avanza (Cundall y Hart, 1992).

El método de dinámica de contactos (CD) es otro tipo de análisis discontinuo, que describe la interacción entre partículas por leyes de contacto, expresadas como relaciones entre las fuerzas de contacto y las velocidades del sistema. Los contactos se consideran rígidos para el cálculo de fuerzas, por tanto, no existe deformación en las partículas. El método CD requiere soluciones implícitas e iterativas, debido a esto, su implementación computacional es poco accesible

Por su formulación, los métodos para medios discontinuos simulan mejor el mecanismo de rotura en medios rocosos, así como, el comportamiento de las discontinuidades en el macizo, ya que se componen por bloques que interactúan en áreas de contacto y que pueden presentar grandes desplazamientos. Además, el fenómeno de explosión se describe adecuadamente, debido a la implementación de ecuaciones de movimiento, leyes de fuerza-desplazamiento y detección de rotura de contactos.

### 2.5.3 Modelo Híbrido (MDF-MED)

El modelo híbrido entre Diferencias Finitas y Elementos Discretos vincula sus códigos dinámicamente. El sistema se compone por dos regiones, una continua y otra discontinua. La

continua se conforma por una red cuadrada conformada por nodos, en ellos se resuelven las fuerzas y desplazamientos mediante la segunda ley de Newton, para cada paso de cálculo. La discontinua está compuesta por partículas que coinciden con los nodos de la malla. De esta manera se dan los acoplamientos, permitiendo la transmisión de fuerzas y desplazamientos, entre el sistema nodo-partícula (Itasca, 2021).

Itasca (2021), acopló los códigos FLAC y PFC<sup>3D</sup>, siguiendo los principios anteriormente descritos. Esta conjunción se ha utilizado para el análisis de voladuras en rocas. Las regiones del modelo que competen al barreno, al explosivo y a la zona de trituración, se simulan mediante un medio continuo. En ella se miden los esfuerzos de compresión, tensión y corte, para estimar el daño en la roca, también se imponen las presiones causadas por la onda de choque de la detonación. Por otra parte, las zonas de fracturamiento y elástica, de la roca se simula mediante una red de contactos de partículas conectadas a los nodos (transmiten las fuerzas-desplazamientos del sistema) y la rotura de contactos entre partículas representa fracturas causadas por la explosión en el material. El efecto de la presión causada por los gases en las roturas se impone mediante fuerzas en los nodos que se encuentren dentro de grietas (Holyfield *et al.*, 2009).

El modelo híbrido se alimenta de propiedades de la roca intacta, como es el módulo de elasticidad, el coeficiente de Poisson, la densidad, la resistencia a la compresión simple, la resistencia a la tensión y el ángulo de fricción.

### 2.6 Método de Elementos Discretos

El método de elementos discretos fue formulado por Cundall (1971), recurre a un conjunto de cuerpos rígidos independientes que interactúan entre sí mediante áreas o puntos de contacto. La solución se realiza de acuerdo con una ley fuerza-desplazamiento, que se aplica en la interacción de los cuerpos.

El método tiene la capacidad de representar el comportamiento mecánico de un solo cuerpo o de un medio formado por un conjunto de cuerpos. La interacción entre ellos es tratada como un proceso dinámico, con balances de equilibrio que se obtienen de las fuerzas internas.

En el MED el movimiento de los cuerpos es el resultado de la propagación de perturbaciones a través del medio, causadas por una o más fuerzas. Este cálculo fuerza-desplazamiento se determina mediante la aplicación de la segunda ley de Newton. El método es capaz de reconocer la formación o la pérdida de contactos, debido al movimiento en el sistema de cuerpos. En este proceso dinámico, la velocidad de propagación también está en función de las propiedades físicas de los elementos que componen el medio (cuerpos y contactos).

De acuerdo con la movilidad que pueden presentar los elementos discretos de un sistema, los modelos realizados mediante el MED se pueden clasificar en dos grupos, medios fracturados y medios granulares.

Los medios fracturados se componen por bloques en forma de polígonos o poliedros, que pueden estar discretizados mediante MDF y presentan baja movilidad relativa entre sí. Comúnmente se recurre a ellos para problemas geotécnicos relacionados con la mecánica de rocas, donde se asume que los límites de los bloques son discontinuidades del macizo. Se utiliza un modelo constitutivo para la matriz rocosa (polígonos) y otro para las juntas (contactos). Además, de condiciones de frontera, algoritmos de reconocimiento de contactos y una solución dinámica de las ecuaciones de movimiento del sistema de bloques.

Los medios granulares se componen por partículas en forma de esferas (3D) o discos (2D) que pueden presentar alta movilidad dentro del sistema e interactúan por contactos entre ellas. Además, los cuerpos se rigen por las leyes de la dinámica del sólido rígido.

En los medios granulares se permite representar los fenómenos a nivel microestructural, asimismo, estudiar los estados fuerza-desplazamiento microscópicos, lo que posibilita detectar la formación y evolución de microfisuras, que son el comienzo de cadenas de fallos estructurales a nivel macroscópico. En la interacción entre partículas se pueden incluir fuerzas de cohesión y fricción, que permiten modelar materiales como rocas o suelos. Este trabajo se desarrolló mediante medios granulares, por tanto, se profundizará más en su función y uso.

### 2.6.1 Análisis de medios granulares con DEM

El proceso de cálculo en los medios granulares se realiza alternando la aplicación de la segunda ley de Newton y una ley de fuerza-desplazamiento. La primera para determinar el movimiento de cada partícula, resultado de la acción de fuerzas de contacto y volumétricas. La segunda es una ecuación de comportamiento en los contactos, utilizada para actualizar las fuerzas originadas por el movimiento relativo de los mismos (Cundall & Hart, 1992).

El empleo de discos (2D, Figura 2.16-a) o esferas (3D, Figura 2.16-b) simplifica la geometría del problema, pues se define solamente con el diámetro de la partícula. Esto tiene la ventaja que se genera un único tipo de contacto entre partículas, por tanto, se detecta fácilmente. Sin embargo, por la geometría de los cuerpos se presentan condiciones de rotación. Para reducir estos efectos se puede recurrir a poliedros o polígonos, o a la imposición de fuerzas resistentes que restrinjan este comportamiento.

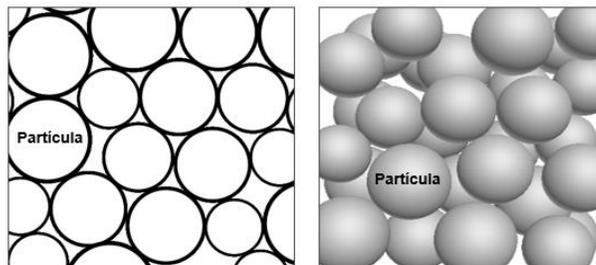


Figura 2.16. Geometría de elementos discretos; a) Medio formado por discos; b) Medio formado por esferas.

En el medio formado por partículas las perturbaciones se transmiten solamente entre granos vecinos, por ello, las fuerzas resultantes en cada cuerpo pertenecen solamente a la interacción con el cuerpo que está en contacto.

### 2.6.2 Ciclo de calculo

La ley de Newton y la aplicación de la ley de fuerza- desplazamiento en los contactos, se usan en cada ciclo de cálculo, pues de esa manera permite encontrar las fuerzas producidas por los desplazamientos y a la vez los desplazamientos que causan ciertas fuerzas.

En los cálculos con el MED el movimiento de partículas rígidas da como resultado la deformación del medio que componen. Los cuerpos se pueden traslapar, que en el caso representarían deformación individual de un cuerpo, no obstante, es pequeña en relación con el tamaño de la partícula, este fenómeno individual se analiza en cada ciclo.

En cada ciclo de cálculo se determina la fuerza y desplazamiento en el contacto. En el cálculo numérico esto se lleva a cabo en conjunto con la segunda ley de Newton, de la manera mostrada en el diagrama de la Figura 2.17.

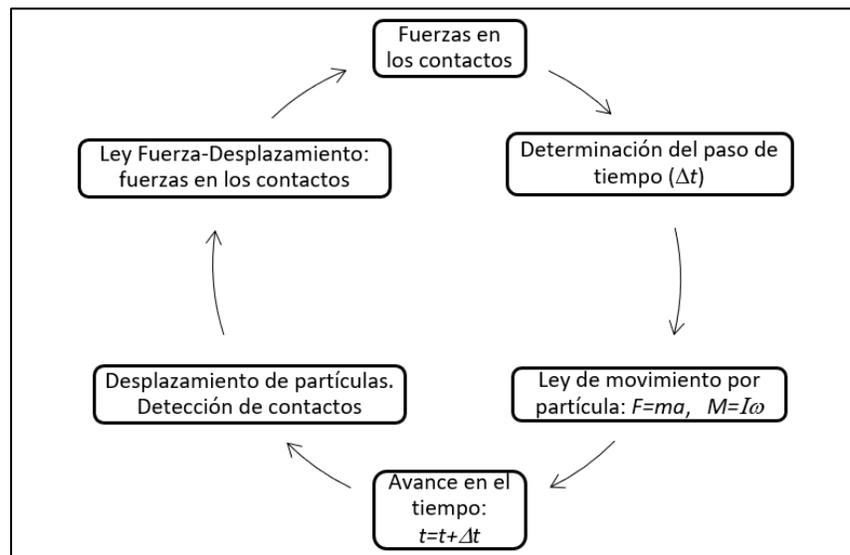


Figura 2.17. Proceso de cálculo para medios granulares mediante DEM.

La ley de movimiento utiliza el momento y la fuerza resultante para calcular nuevas las posiciones de los elementos. Cada incremento de desplazamiento en el contacto es retomado por la ley fuerza-desplazamiento en el siguiente cálculo. Cada ciclo considera un “paso de tiempo” suficientemente pequeño para que acepte la aceleración o la velocidad de las partículas. El tiempo transcurrido de

simulación en el MED no corresponde a una medida de tiempo real, sino a un tiempo de máquina ficticio.

### 2.6.3 Modelo de contacto

El desplazamiento relativo entre dos partículas o una partícula y una frontera del modelo, sucede en los puntos donde interactúan mediante una ley fuerza-desplazamiento. Esta relaciona las componentes normal y cortante de la fuerza en el contacto ( $F_i$ , ecuación 2.15), con las componentes correspondientes del desplazamiento relativo.

$$F_i = F_i^n + F_i^s \quad (2.15)$$

Donde:  $F_i^n$  y  $F_i^s$  son las componentes normal y cortante respectivamente.

El contacto  $x_i^c$  entre dos cuerpos se encuentra dentro de su región de traslape,  $U^n$ . Para un contacto entre dos partículas (A y B), la distancia ( $d$ ) entre los dos centros de las esferas ( $x_i^A$  y  $x_i^B$ ) corresponde a la componente normal de la fuerza en el contacto. La componente cortante corresponde a la dirección del plano de contacto (Figura 2.18-a). Por otra parte, cuando se trata de una partícula con una pared (Figura 2.18-b) el vector normal se encuentra como la distancia ( $d$ ) más corta entre el centro de la bola ( $x_i^b$ ) y la pared; el cortante se define perpendicular a esta (Torregroza, 2007).

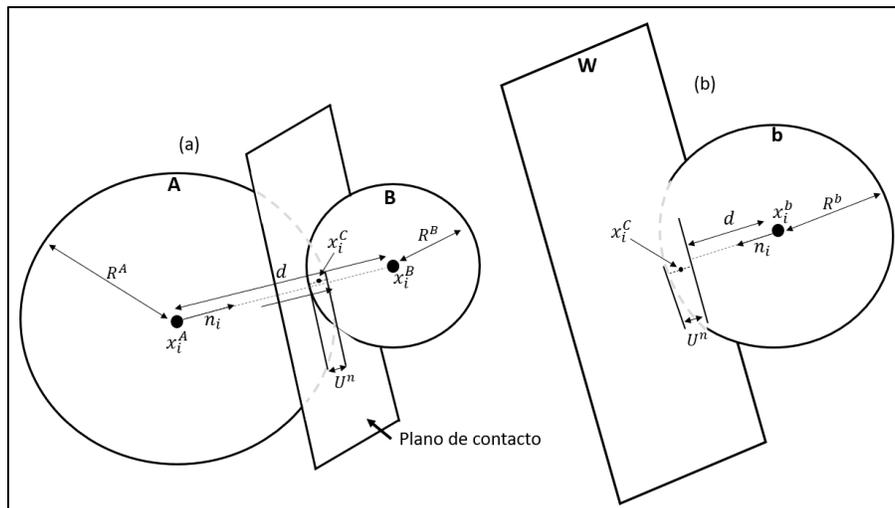


Figura 2.18. Tipos de contacto: a) bola-bola y b) bola-pared (modificado de Itasca, 2016).

Con base en la Figura 2.18 el traslape entre elementos queda definido por las ecuaciones 2.16 para contacto bola-bola y 2.17 para contacto bola-pared.

$$U^n = R^A + R^B - d \quad (2.16)$$

$$U^n = R^b - d \quad (2.17)$$

Donde:  $R^A$ ,  $R^B$  y  $R^b$  son los radios de las bolas correspondientes de la Figura 2.18 y  $n_i$  el vector normal unitario en el contacto.

El desplazamiento relativo provocado por una fuerza se aplica en cada punto de contacto que se encuentre en el plano de contacto. La localización del punto de contacto se define con las ecuaciones 2.18 y 2.19 correspondientes a los contactos bola-bola y bola-pared respectivamente, de acuerdo con la Figura 2.18. Este comportamiento es acorde con el modelo de contacto lineal.

$$x_i^C = x_i^A + (R^A - \frac{1}{2}U^n)n_i \quad (2.18)$$

$$x_i^C = x_i^b + (R^b - \frac{1}{2}U^n)n_i \quad (2.19)$$

Fuerza elástica.

Las fuerzas de contacto y los desplazamientos tienen relación a través de la rigidez. La fuerza normal ( $F_i^n$ ), se relaciona proporcionalmente con el desplazamiento normal total ( $U^n$ ) mediante la rigidez normal ( $K^n$ ). De acuerdo con este parámetro es el nivel de traslape entre partículas en dirección normal. El cálculo de movimiento sucede por cada paso de tiempo. Cuando  $U^n < 0$  la fuerza normal y la cortante se anulan.

$$F_i^n = K^n U^n n_i \quad (2.20)$$

Las componentes de traslación y de rotación se calculan recurriendo a la fuerza cortante (Sánchez, 2017). El incremento en la fuerza cortante ( $\Delta F_i^S$ ) se relaciona con el incremento del desplazamiento tangencial al contacto ( $\Delta U_i^S$ ), mediante una rigidez al cortante ( $K^S$ ).

$$\Delta F_i^S = K^S \Delta U_i^S \quad (2.21)$$

Tomando en cuenta la rotación de las partículas por el giro con respecto a la línea entre los planos de contacto anterior y nuevo (después del paso de tiempo). Se genera dos componentes cortantes ( $F_{irot-1}^S$  y  $F_{irot-2}^S$ ), donde la segunda es dependiente de la primera y del giro a la nueva dirección normal. La fuerza cortante total ( $F_i^S$ ) utilizada en la ecuación 2.15, es función de la suma de la fuerza cortante por rotación con el incremento de fuerza cortante elástica (ecuación 2.22).

$$F_i^S = F_{irot-2}^S + \Delta F_i^S \quad (2.22)$$

### Fuerza de fricción

El deslizamiento entre dos cuerpos (bola-bola o bola-pared) se da mediante un modelo definido por un coeficiente de fricción en el contacto ( $\mu$ ), que es tomado como el mínimo coeficiente de fricción de los dos objetos. Es decir, al deslizamiento relativo entre la superficie de contacto de los dos cuerpos se opone una fuerza de fricción. Se supone que esta fuerza máxima es directamente proporcional a la fuerza normal actuante en el contacto, esto se define en la ecuación 2.23.

$$F_{max}^s = \mu |F_i^n| \quad (2.23)$$

En geomateriales el coeficiente de fricción tiene valores típicos entre 0.3 y 0.7. Si las fuerzas tangenciales superan la fuerza cortante máxima ( $|F_i^s| > F_{max}^s$ ) en el contacto se presentará un deslizamiento en la superficie, durante los siguientes pasos de cálculo la fuerza cortante será igual a la fuerza máxima, por tanto, se considera igual la fricción estática a la dinámica (Figura 2.19).

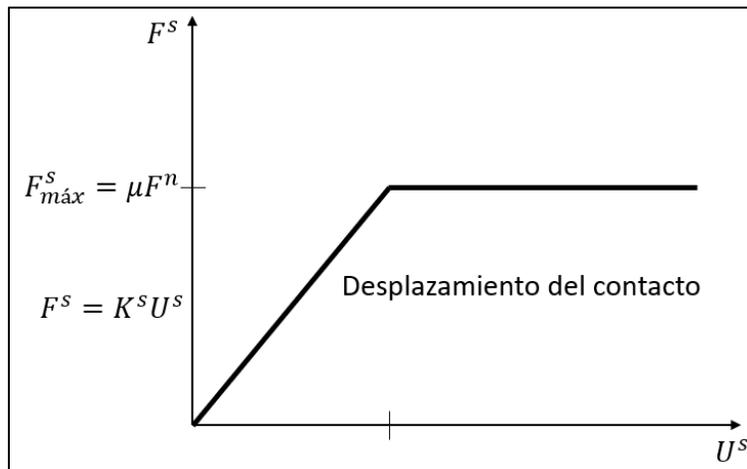


Figura 2.19. Componente tangencial en la fuerza de contacto.

En materiales o condiciones que se representan con cohesión entre las partículas, los puntos de contactos son capaces de transmitir fuerzas de tensión y en el caso de superficies finitas se pueden transmitir momentos. Las fuerzas de fricción son suprimidas cuando las fuerzas de tensión están activas, una vez que las últimas son superadas, el contacto o segmento del contacto se rompe y se anulan las componentes de las fuerzas de contacto (Sánchez, 2017).

### Fuerza de amortiguamiento

En el método de elementos discretos la energía que provoca las fuerzas de contacto se disipa a través de deslizamiento por fricción. Este mecanismo de disipación puede no ser suficiente para llegar a una solución del estado estacionario en un número razonable de ciclos. Un sistema de

amortiguación local es utilizado para disipar la energía adicional, que actúa en paralelo con los elementos elásticos existentes.

Este esquema se aplica a cada cuerpo o a conjuntos de cuerpos, la amortiguación puede tomar un valor diferente de cero para establecer equilibrio. Para el caso de simulaciones dinámicas se recurre a establecer un coeficiente de amortiguación de cero o muy pequeño.

En problemas estáticos el amortiguamiento es únicamente para obtener la convergencia del modelo en poco tiempo y no tiene significado físico. Este es usado como un amortiguamiento local, que agrega una fuerza amortiguadora (proporcional a la fuerza desequilibrada) en las ecuaciones de movimiento (traslacional-rotacional) y es controlada por una constante. La ecuación de la fuerza amortiguada puede escribirse de la siguiente manera:

$$F_j^d = -\beta |F_j| \text{signo}(v_j); \text{ para } j = 1, \dots, 6 \quad (2.24)$$

$$\text{signo}(v_j) = \begin{cases} +1, & \text{si } v_j > 0 \\ -1, & \text{si } v_j < 0 \\ 0, & \text{si } v_j = 0 \end{cases} \quad (2.25)$$

$$v_j = \begin{cases} x_j; & \text{para } j = 1, 2, 3 \\ \omega_{j-3}; & \text{para } j = 4, 5, 6 \end{cases} \quad (2.26)$$

Donde:  $v_j$ , velocidad generalizada;  $\beta$ , constante para la amortiguación (adimensional);  $j$ , se refiere a los grados de libertad en translación y rotación;  $F_j^d$ , fuerza de amortiguamiento.

El uso del amortiguamiento tiene las siguientes ventajas:

- Para simulaciones estáticas se pueden tomar valores de  $\beta$  ente 0.3 y 0.7.
- El amortiguamiento se aplica solamente al movimiento acelerado, por ello, no se generan fuerzas de amortiguación erróneas.
- Las regiones del conjunto del problema con diferentes períodos naturales se amortiguan por igual, utilizando la misma  $\beta$ , debido a que la amortiguación es independiente de la frecuencia.

#### 2.6.4 Ley de movimiento

El movimiento de cada partícula es consecuencia de los vectores de fuerza y momento que actúan sobre la misma, por lo que, los desplazamientos serán traslacionales y rotacionales con respecto a un punto de la partícula. Los componentes del movimiento de translación con respecto al centro del cuerpo se definen en términos de su posición  $x_i$ , velocidad  $\dot{x}_i$  y aceleración  $\ddot{x}_i$ ; el movimiento rotacional de la partícula está definido en términos de su velocidad angular  $\omega_i$  y su aceleración angular  $\dot{\omega}_i$ .

Las ecuaciones de movimiento se pueden definir como dos ecuaciones vectoriales. La primera se refiere a la fuerza resultante del movimiento traslacional; la segunda se relaciona con el momento resultante del movimiento rotacional. La ecuación 2.27 describe en forma vectorial el movimiento traslacional. Por otro lado, la ecuación 2.28 define la relación del momento resultante con el movimiento rotacional.

$$F_i = m_i(\ddot{x}_i - g) \quad (2.27)$$

$$M_i = I\dot{\omega}_i \quad (2.28)$$

Donde:  $F_i$  es la sumatoria de fuerzas que actúan sobre la partícula  $i$ ,  $m_i$  la masa total de la partícula,  $g$  la aceleración gravitacional,  $M$  el momento resultante que actúa en la partícula y  $I$  el momento de inercia respecto al sistema coordinado con origen en el centro de la masa del cuerpo.

Las ecuaciones de movimiento mostradas se integran recurriendo a un procedimiento de diferencia finita centrada, que utiliza un intervalo de tiempo  $\Delta t$ . Los parámetros  $\dot{x}_i$  y  $\omega_i$  son calculadas en la mitad del intervalo de tiempo  $t \pm \Delta t/2$ , mientras los valores de  $x_i$ ,  $\dot{x}_i$ ,  $\dot{\omega}_i$ ,  $F_i$  y  $M_i$  se calculan en el inicio del intervalo  $t \pm \Delta t$ .

A continuación, se presentan las ecuaciones que describen las aceleraciones traslacional y rotacional en el incremento de tiempo.

$$\ddot{x}_i^t = \frac{1}{\Delta t} \left( \dot{x}_i^{(t+\frac{\Delta t}{2})} - \dot{x}_i^{(t-\frac{\Delta t}{2})} \right) \quad (2.29)$$

$$\dot{\omega}_i^t = \frac{1}{\Delta t} \left( \omega_i^{(t+\frac{\Delta t}{2})} - \omega_i^{(t-\frac{\Delta t}{2})} \right) \quad (2.30)$$

Resolviendo la velocidad en el tiempo  $t + \Delta t/2$  se obtiene:

$$\dot{x}_i^{(t+\frac{\Delta t}{2})} = \dot{x}_i^{(t-\frac{\Delta t}{2})} + \left( \frac{F_i^t}{m} + g \right) \Delta t \quad (2.31)$$

$$\omega_i^{(t+\frac{\Delta t}{2})} = \omega_i^{(t-\frac{\Delta t}{2})} + \left( \frac{M_i^t}{I} \right) \Delta t \quad (2.32)$$

Por último, las velocidades derivadas de las ecuaciones 2.31 y 2.32 se utilizan para actualizar la posición de los centros de las partículas mediante la ecuación 2.33 en el tiempo  $t + \Delta t$ .

$$x_i^{(t+\Delta t)} = x_i^t + \dot{x}_i^{(t+\frac{\Delta t}{2})} \Delta t \quad (2.33)$$

## 2.7 Otros modelos de contacto

En el MED en medios granulares, los elementos que lo conforman interactúan por contactos, en superficies o puntos de unión. Los contactos son creados y eliminados en cada paso de cálculo. Estos poseen una localización, además de ser capaces de almacenar una fuerza y un momento que

actúan en él, en una misma dirección con sentidos opuestos a las dos partículas que lo forman. La fuerza y el momento interno se actualiza conforme leyes de interacción de partículas, conocidos como modelos de contacto.

### 2.7.1 Generalización del Modelo de Partículas Cementadas (BPM)

El Modelo de Partículas Cementadas, BPM, fue formulado por Potyondy y Cundall (2004). Estos autores suponen que la roca se comporta como un material granular cementado, en el que los granos y el cementante son deformables y pueden romperse; mediante dicha suposición se pueden explicar todos los aspectos del comportamiento mecánico de los materiales rocosos. Los BPM's pueden simular este sistema, para el caso en el que los granos son partículas rígidas circulares y el cementante es una unión deformable y rompible, con lo que este modelo es capaz de representar comportamientos que corresponden con los de la roca real.

Los sistemas modelados mediante el BPM son capaces de presentar elasticidad, anisotropía, dilatación, fracturación, aumento de la resistencia con el confinamiento, emisión acústica, acumulación de daño, reblandecimiento post-pico e histéresis (Potyondy y Cundall, 2004; Castro-Figueira *et al.*, 2017; Xue *et al.*, 2022; Yang *et al.*, 2019; Matías, 2016). Por ello, el BPM representa una herramienta ingenieril para investigar y estimar comportamientos complejos de los materiales rocosos.

Los modelos computacionales de roca representan el daño en el material de dos maneras: una es indirectamente, en ella comúnmente se recurre a relaciones constitutivas y se idealiza el medio como continuo; la otra es directamente, en la que mediante la formación y seguimiento de microfisuras se analiza la degradación del material y se idealiza el medio como un conjunto de partículas o bloques independientes unidos en sus áreas de contacto por un cementante. La rotura de estas uniones representa el daño. El BPM pertenece a una aproximación directa del daño, ya que las uniones entre partículas y roturas en ellas son similares a las observadas microscópicamente en materiales rocosos (Castro-Figueira, 2019).

El modelo cementado que une los granos del BPM puede ser el *contacto Junta-Plana (FJ)* o el *contacto lineal cementado en paralelo (PB)*. Los dos son modelos de contacto que pertenecen al BPM, y que proporcionan una interfaz de unión entre partículas mediante una superficie con longitud finita.

### 2.7.2 Modelo de contacto lineal cementado en paralelo (PB)

El modelo de contacto lineal cementado en paralelo une dos partículas mediante dos superficies de longitud finita unidas a ellas, por tanto, además de asociarse una fuerza ( $\bar{F}$ ), también se asocia un momento ( $\bar{M}$ ). Los enlaces en paralelo se pueden representar en los contactos como un conjunto de resortes elásticos, con una constante de rigidez normal ( $\bar{k}_n$ ) y de corte ( $\bar{k}_s$ ), dispuestos de

manera uniforme en el plano de contacto. Los enlaces cementados en paralelo tienen resistencia al corte y a la tensión, se representan por  $\tau_c$  y  $\sigma_c$  respectivamente. Si los esfuerzos superan la resistencia de los enlaces, éstos se rompen generando fractura. La resistencia al corte se representa en el modelo a partir de un elemento de cohesión ( $\bar{c}$ ) y otro de fricción ( $\bar{\phi}$ ) (Suzuki, 2013).

El comportamiento del PB acontece en dos interfaces, la primera (no-cementada) es en un punto, su comportamiento es elástico lineal, con fricción y asume una fuerza, es equivalente al modelo de contacto lineal (no resiste rotación relativa). La otra interfaz (cementada) es una superficie finita, de comportamiento elástico lineal, actúa en paralelo con la primera interfaz, resiste la rotación relativa, asume una fuerza y un momento. Cuando el cementante es destruido, la superficie no sufre ninguna carga y sólo actúa la interfaz no cementada, es decir, los contactos actúan como en el modelo de contacto lineal. En la Figura 2.20, se observa el comportamiento y los componentes del PB.

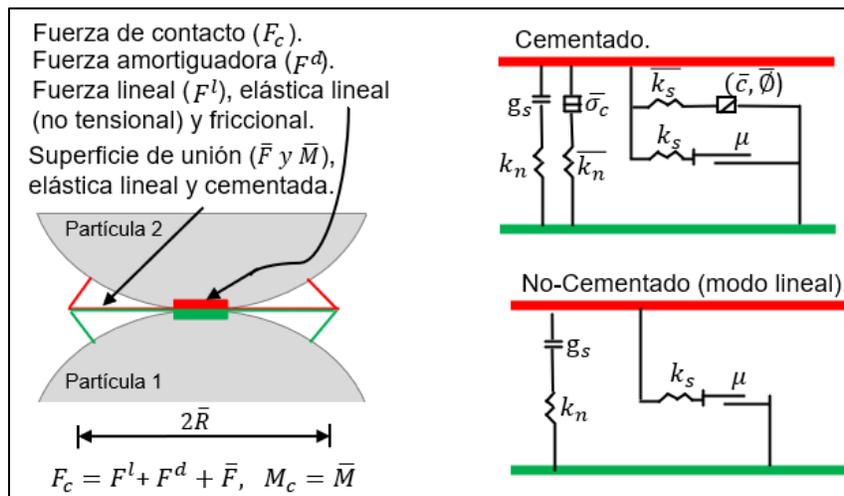


Figura 2.20. Modelo de contacto cementado en paralelo (modificado de Potyondy y Cundall, 2004).

El contacto cementado en paralelo tiene limitaciones, pues no es capaz de representar ángulos de fricción mayores a  $30^\circ$ , no reproduce razones mayores a seis entre la resistencia a la compresión simple y a la tensión y genera una envolvente de falla lineal. Además, que una vez roto los contactos cementados no son capaces de soportar rotación relativa, a diferencia de los fragmentos de una roca.

### 2.7.3 Modelo de Contacto Junta-Plana

El Modelo de Contacto Junta-Plana o FJ por sus siglas en inglés (Flat-Joint), proporciona una interfaz entre dos superficies planas teóricas (líneas en modelos bidimensionales), mismas que se conectan rígidamente a una parte de los dos cuerpos que están en contacto (Figura 2.21). Una vez

instalado el FJ en una partícula puede tener más de una superficie plana, esto depende del número de granos con los que pueda estar y este en contacto. Un material con el modelo Junta-Plana imita una microestructura compuesta de granos angulares cementados entre sí.

Cada interfaz del FJ esta discretizada en elementos, no-cementados o cementados. Estos elementos pueden fallar independientemente a los demás, lo que señala un daño parcial (fisura) en el contacto. Esto hace diferencia con el PB, donde la interfaz no está discretizada, por tanto, al fallar el contacto cementado, desaparece por completo, dejando de resistir rotación. Por otro lado, el modelo Junta-Plana resiste rotación después de la falla, ya que no desaparece el modelo de contacto FJ, por lo que no desaparecen las superficies teóricas. Una vez rotos todos los elementos cementados de la interfaz, los cuerpos continúan desplazándose a lo largo de todo el plano de la superficie, hasta que el desplazamiento supera la longitud de la interfaz FJ, en ese momento las superficies se eliminan y se asigna el modelo de contacto lineal, a los nuevos contactos que se formen.

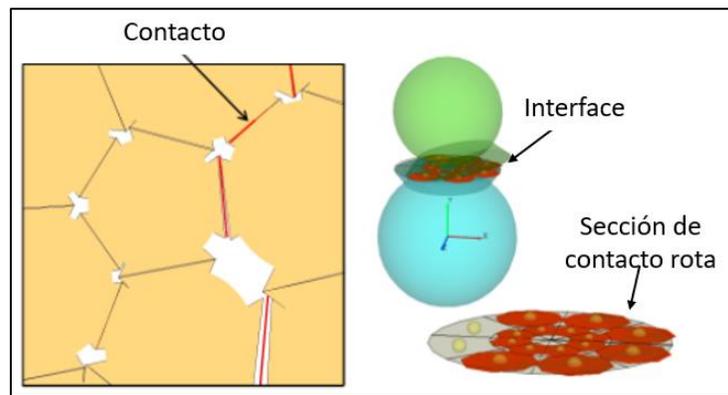


Figura 2.21. Contacto Junta-Plana (Modificado de Itasca, 2016)

El comportamiento de un elemento cementado del FJ es elástico lineal, además asume resistencia al cortante ( $\bar{\tau}^c$ ) y a la tensión ( $\bar{\sigma}^c$ ), cuando estas son superadas el elemento se convierte en no-cementado; con comportamiento elástico lineal y resistencia a la fuerza cortante en el deslizamiento, mediante el coeficiente de fricción de Coulomb (equivalente al modelo de contacto lineal). Cada elemento admite una fuerza ( $F^c$ ) y un momento ( $M^c$ ), sus componentes se presentan en la Figura 2.22. Toda la interfaz del contacto FJ tiene una respuesta fuerza- desplazamiento que surge de la unión de todos sus elementos cementados y su evolución al estado no-cementado.

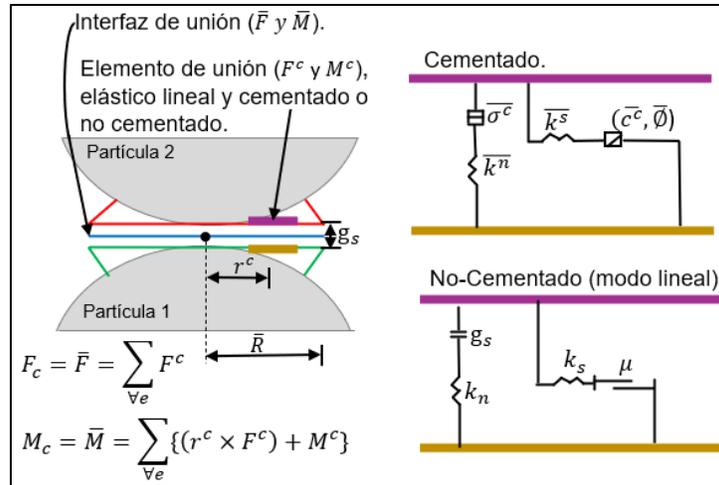


Figura 2.22. Componentes reológicos de un modelo Junta-Plana (Modificado de Itasca, 2016)

Este modelo de comportamiento ha demostrado tener ventajas en comparación con el PB, como son: la capacidad para reproducir ángulos de fricción en el material mayores a  $30^\circ$ , relaciones entre la resistencia a la compresión simple y a la tensión mayores a 6 en las simulaciones de ensayos roca, representa el daño en la roca de una manera más aproximada pues los contactos pueden presentar fisuras, el aumento de la resistencia conforme el nivel de confinamiento en los materiales simulados es más aproximado al de la roca. Debido a esto en este trabajo se utilizó el modelo de contacto Junta-Plana (Potyondy, 2015; Castro-Figueira *et al.*, 2017; Matías, 2016).

## Capítulo 3. Simulación de la roca intacta y propagación de ondas en el medio.

### 3.1 Generación de un modelo cementado

El modelo cementado representa a la roca como un conjunto denso de partículas de tamaño no uniforme que se unen en superficies planas (en el caso del FJ). Para reproducir este sistema, se genera un material-génesis con partículas bien conectadas y en equilibrio. El algoritmo para generar el material se resume en los siguientes cinco pasos (Potyondy y Cundall, 2004; Potyondy, 2015):

1. *Conjunto inicial compacto.* Se crea una celda de paredes planas sin fricción, que determina la geometría del material y sus dimensiones. Para llenar el recipiente se genera una nube de partículas colocadas aleatoriamente con una porosidad ( $n_c$ ) objetivo (para un empaquetamiento denso se recomienda que sea del 16% en modelos bidimensionales). Que hace que los diámetros de las partículas satisfagan una distribución de tamaño uniforme delimitada por los tamaños máximos y mínimos impuestos.
2. *Instalación del esfuerzo isotrópico inicial.* Se mide el esfuerzo medio en el modelo, dividiendo el promedio de la fuerza total de las partículas que actúa sobre las paredes, por el área de la sección transversal correspondiente; se fija la fricción en cero y se escalan iterativamente el tamaño de los granos, hasta estar dentro de un esfuerzo medio del 0.1% de la resistencia a la compresión simple del material objetivo. Esto elimina grandes superposiciones entre partículas, proporciona un estado isótropo y un material compacto.
3. *Reducción de partículas flotantes.* El material generado con los pasos anteriores puede contener hasta un 15% de granos con menos de 3 contactos, “partículas flotantes”. Para obtener un material densamente empaquetado se ajusta los radios de las partículas flotantes, hasta que tengan más de 3 contactos y la fuerza en ellos sea igual a la media de todo el conjunto.
4. *Instalación del BPM.* Se instala el modelo de contacto cementado con sus parámetros. Para los enlaces en cementados es recomendable considerar contacto cuando la distancia mínima entre dos partículas ( $g_s$ ), es menor a  $10^{-6}$  veces el radio medio de los dos cuerpos.
5. *Equilibrio final.* El sistema de partículas se lleva al equilibrio estático. Después se eliminan cada una de las paredes de la celda y se lleva una vez más el modelo a equilibrio estático.

### 3.2 Calibración de las propiedades del Modelo de Contacto Junta-Plana

En los modelos de medio continuo, las propiedades se pueden tomar directamente de mediciones realizadas en laboratorio. Por su parte, para representar una roca como medio discontinuo se requieren las propiedades del modelo de contacto, por ejemplo, el de Junta-Plana en el MED. La relación entre los parámetros del modelo y las del material, se encuentra a partir de un proceso de calibración iterativo donde las propiedades de los contactos se ajustan para reproducir las

propiedades macroscópicas del material objetivo, medidas en pruebas de laboratorio (Potyondy, 2015). Los componentes del modelo con contactos “Junta-Plana” se muestran en la Tabla 3.1.

Tabla 3.1. Propiedades del modelo de contacto “Junta-Plana”

| Componente                     | Propiedad   |
|--------------------------------|---|
| Partícula/contacto lineal      | $E_c$ , Módulo de Young [Pa]  |
|                                | $k_n/k_s$ , Razón entre las constantes de rigidez normal y de corte.                          |
|                                | $\mu$ , Coeficiente de fricción   |
|                                | $D_{avg}$ , Diámetro promedio de las partículas [m].  |
|                                | $\rho_c$ , Densidad de partícula [ $\text{kg/m}^3$ ]  |
|                                | $D_{max}/D_{min}$ , Relación entre el diámetro máximo y el mínimo de partícula [m].           |
| Cementante/contacto Flat-Joint | $\bar{E}^c$ , Módulo de Young del contacto [Pa].  |
|                                | $\bar{k}^n/\bar{k}^s$ , Razón entre las constantes de rigidez normal y de corte del contacto. |
|                                | $\bar{\phi}$ , Ángulo de fricción del contacto ( $^\circ$ )                                   |
|                                | $\bar{\sigma}^c$ , Resistencia a la tensión del contacto [Pa].                                |
|                                | $\bar{c}^c$ , Cohesión del contacto [Pa].   |
|                                | gap, Distancia mínima entre partículas para generar un contacto                               |
|                                | $\bar{\lambda}$ , Multiplicador del radio de la superficie de contacto ( $\bar{R}$ ).         |

En diversos trabajos (Potyondy, 2015; Castro-Figueira *et al.*, 2017; Matías, 2016), se han realizado análisis de sensibilidad de los parámetros del modelo de contacto Junta-Plana, a través de la simulación y comparación con ensayos de laboratorio de compresión simple y tensión directa e indirecta. De acuerdo con dichos estudios se ha observado lo siguiente:

- **Razón entre las rigideces, del cementante y las partículas,  $\bar{k}^n/\bar{k}^s$ .** Estos impactan en todos los parámetros de la roca, como la relación de Poisson. Además, este parámetro y la dilatación crecen conforme la razón de rigideces aumenta, el resto de las propiedades decrece con el aumento.
- **Módulo de Young  $\bar{E}^c$ , del cementante y de las partículas.** Estos sólo tienen una influencia significativa con el módulo de Young de la roca, sin afectar sensiblemente a las demás propiedades.
- **Cohesión de los contactos  $\bar{c}^c$ .** La cohesión entre contactos tiene una influencia directa sobre las resistencias pico y residuales del material modelado. En grandes variaciones también puede influir en menor medida en la relación del Poisson, el ángulo de dilatación y el modelo de Young.
- **Resistencia a la tensión del contacto  $\bar{\sigma}^c$ .** Tiene gran impacto en la resistencia a la tensión de la roca y también una ligera influencia en las resistencias pico y residuales y el módulo de Young del material.

- **Coefficiente de fricción,  $\mu$ .** El coeficiente de fricción tiene una influencia importante en las resistencias pico y residuales del material, también impacta en menor medida en la dilatación y la relación de Poisson.
- **Ángulo de fricción del contacto,  $\bar{\phi}$ .** Infiere ligeramente en las resistencias pico y residuales, la dilatación y el coeficiente de Poisson.

Además de los parámetros del modelo de contacto, el tamaño de partícula tiene relación directa con el grado de representatividad del fenómeno simulado, mientras más pequeño sea el diámetro promedio de partícula con respecto al tamaño del modelo, la representatividad mejora; sin embargo, se requiere una mayor capacidad de cómputo, por ende, también los tiempos de simulación aumentan significativamente.

Para el dimensionado del diámetro de las partículas se propone la resolución de la simulación, que es el número de granos a través de la dimensión más pequeña del modelo. Potyondy y Cundall (2004) recomiendan que esta sea al menos de 10. No obstante, en este trabajo se utilizó una resolución de 100, se determinó al observar que los resultados de las simulaciones de voladura tenían una variación baja después de esta resolución y que los tiempos de cálculo no eran excesivos.

La relación  $D_{max}/D_{min}$  tiene influencia en la conectividad entre partículas del modelo, es decir, en lo denso o compacto que puede ser el material representado. Para modelar rocas duras, como es el caso de esta investigación, Potyondy (2015) recomiendan que sea de 1.66, en este trabajo se usó este valor.

La densidad de las partículas se establece igual a la de la roca, ya que no afecta el comportamiento cuasi-estático del modelo. Sin embargo, si influye en la propagación de ondas a través del medio, por lo que se verificó que correspondieran las velocidades de ondas del modelo con las medidas en laboratorio.

### 3.3 Simulación de ensayos de resistencia en roca

El material modelado en este trabajo se calibró de acuerdo con las propiedades de ensayos en núcleos de roca andesítica (matriz rocosa) de compresión simple, brasileño (tensión indirecta) y compresión triaxial. Los resultados de laboratorio fueron proporcionados por el Laboratorio de Mecánica de Rocas e Inyecciones de CFE. Las simulaciones de los ensayos de laboratorio para calibrar las propiedades del modelo, se realizaron de acuerdo con el capítulo 3.1.

Los modelos bidimensionales empleados para los ensayos de compresión simple y triaxiales (Figura 3.1 a y b) son rectangulares de 0.06 m x 0.14 m, contienen 6,598 partículas. Por otra parte, los modelos utilizados en las simulaciones de los ensayos de tensión indirecta o Brasileños (Figura 3.1 c) son circulares de 0.06m de diámetro y contienen 2,309 partículas. En todos los modelos el tamaño de los granos obedece a una distribución uniforme de radios entre  $7.6 \times 10^{-4}$  y  $4.58 \times 10^{-4}$  m.

En las simulaciones de los ensayos de compresión (uniaxial y triaxial), se utilizaron las paredes de la celda para aplicar carga y confinamiento en las probetas. Por otra parte, en las pruebas brasileñas se aplicó la carga mediante paredes planas generadas en los dos extremos del eje vertical de la muestra. En modelos bidimensionales el eje que corresponde con la dirección y es donde se aplica la carga axial. En el caso de las pruebas triaxiales, la presión de confinamiento se aplica en dirección del eje x. Las flechas de la Figura 3.1 muestran la dirección de desplazamiento de las paredes para simular los diferentes ensayos.

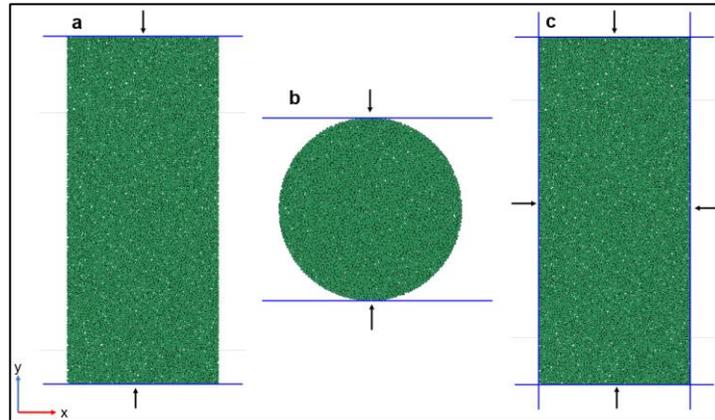


Figura 3.1. Modelos de roca intacta andesítica; a: prueba de compresión simple; b: prueba de tensión indirecta; c: ensayo triaxial.

En las simulaciones de los ensayos de compresión simple y brasileños se aplica carga a la muestra hasta llegar a la falla; la simulación se detiene al descender la carga un 70% del punto máximo registrado. Además, se generó un algoritmo capaz de registrar los contactos rotos y parcialmente rotos, pues estos se relacionan con el daño en el material. Las fisuras o micro-fisuras en la roca rotura aislada de contactos

Mediante la simulación de la prueba de compresión simple se obtuvieron el Módulo de Young ( $E$ ), Razón de Poisson ( $\nu$ ) y resistencia a la compresión uniaxial ( $\sigma_{ucs}$ ). Por otra parte, de la simulación del ensayo Brasileño se obtuvo la resistencia a la tensión ( $\sigma_t$ ). Los resultados de estas simulaciones se compararon con los de laboratorio. En la Figura 3.2 se aprecia el modelo fallado del ensayo Brasileño. Asimismo, en la imagen se compara la muestra fallada en laboratorio con la muestra simulada, en ellas se aprecia que se presentan el mismo patrón de rotura. Con ello se muestra que los modelos DEM son apropiados para simular el mecanismo de fracturamiento en rocas.

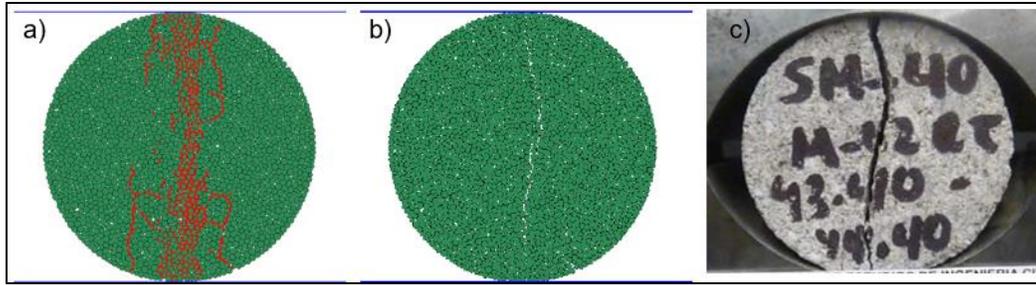


Figura 3.2. Ensaye de tensión indirecta; a) Microfisuras (líneas color rojo); b) Muestra fallada, rotura del material al centro de la muestra; c) Muestra fallada en laboratorio, rotura al centro de la muestra.

En las simulaciones de los ensayos de compresión triaxial la carga se aplicó en las probetas confinadas hasta llegar a una deformación objetivo, mayor a la obtenida en laboratorio, de manera que se asegurara la falla en las muestras. La presión de confinamiento se empleó mediante la imposición de desplazamientos en el eje  $x$  de las paredes paralelas al eje  $y$ , con velocidades controladas mediante un servomecanismo, con el fin de mantener una presión de confinamiento constante durante toda la prueba.

Los ensayos triaxiales se simulan en dos etapas. En la primera los desplazamientos se restablecen a cero y se aplica el confinamiento. En la segunda etapa, se carga la probeta con el desplazamiento de las paredes horizontales, a la velocidad de deformación especificada, mientras la presión de confinamiento permanece constante. Durante la compresión de la probeta, se monitorea la formación fracturas y su número en el material. También son monitoreadas las magnitudes de esfuerzo y deformación. En la Figura 3.3 se aprecian las probetas falladas en el laboratorio y en la simulación, ambas con un confinamiento de 35 MPa. Se observa que el mecanismo de rotura del modelo es similar al del ensaye físico.

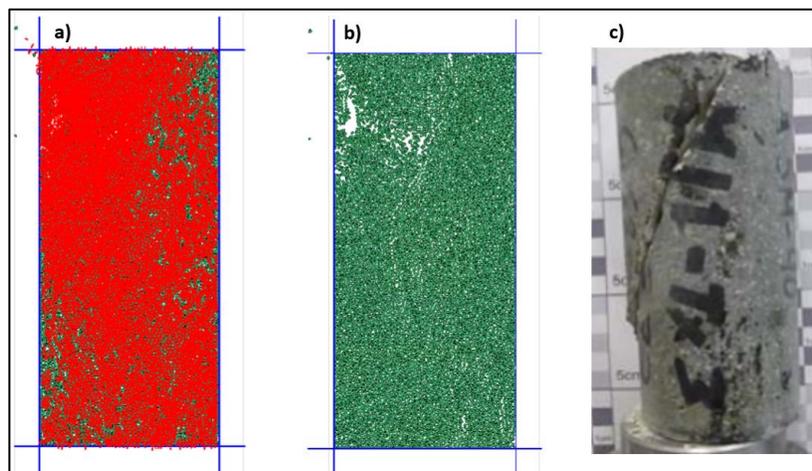


Figura 3.3. Ensaye de compresión triaxial (35 MPa); a) Microfisuras (líneas color rojo); b) Muestra fallada, rotura del material (espacios blancos); c) Muestra fallada en laboratorio.

### 3.3.1 Medición de esfuerzo y deformación en el modelo

Los esfuerzos y deformaciones se asocian a un medio continuo, por tanto, no se miden directamente en un modelo discontinuo. El esfuerzo se calcula como la fuerza total que actúa sobre la pared, dividida por el área de la misma que está en contacto con la muestra; la deformación se obtiene midiendo el cambio de distancia entre paredes opuestas.

El esfuerzo también se puede obtener mediante el promedio del producto de las fuerzas de contacto por los desplazamientos de las partículas que se encuentran en el interior de una región (Potyondy, 2017). A continuación, se presentan los parámetros de esfuerzo y deformación asociados a una dirección radial y una axial para modelos bidimensionales:

Esfuerzo y deformación axial ( $\sigma_a, \varepsilon_a$ ) y radial ( $\sigma_r, \varepsilon_r$ ):

$$\sigma_a = \sigma_{yy} \quad (3.1)$$

$$\sigma_r = \sigma_{xx} \quad (3.2)$$

$$\varepsilon_a = \varepsilon_{yy} \quad (3.3)$$

$$\varepsilon_r = \varepsilon_{xx} \quad (3.4)$$

Esfuerzo desviador ( $\sigma_d$ ):

$$\sigma_d = \sigma_a - \sigma_r \quad (3.5)$$

Esfuerzo medio ( $\sigma_m$ ) y deformación volumétrica ( $\varepsilon_v$ ):

$$\sigma_m = \frac{1}{2}(\sigma_{xx} + \sigma_{yy}) \quad (3.6)$$

$$\varepsilon_v = \varepsilon_a + \varepsilon_r \quad (3.7)$$

### 3.3.2 Constantes elásticas isotrópicas

La deformación del material se puede calcular mediante las constantes elásticas isotrópicas, para ello, se considera que el tensor de rigidez relaciona los esfuerzos con las deformaciones bajo los supuestos de la teoría elástica lineal: las relaciones de esfuerzo-deformación son lineales (se expresa mediante la ley de Hooke) y las deformaciones son reversibles. De acuerdo con los supuestos, las constantes elásticas isotrópicas efectivas se definen como el Módulo de Yung ( $E$ ) y la relación de Poisson ( $\nu$ ). Cuando se calibra el modelo MED es útil medir estas magnitudes en simulaciones de ensayos de compresión y compararlas con las constantes medidas en pruebas de laboratorio (Potyondy, 2017).

Los modelos bidimensionales están formados por un conjunto de discos rígidos de espesor unitario, por lo que no pueden expandirse en la dirección fuera del plano y ningún esfuerzo actúa en dirección perpendicular al plano, es decir, los esfuerzos y deformaciones fuera del plano (eje z)

son iguales a cero ( $\sigma_{zz} = \sigma_{xz} = \sigma_{yz} = 0$  y  $\varepsilon_{zz} = \varepsilon_{xz} = \varepsilon_{yz} = 0$ ). Los tensores esfuerzo y deformación bidimensionales quedan de la siguiente manera:

$$\begin{bmatrix} \sigma_{xx} & \sigma_{yx} & 0 \\ \sigma_{xy} & \sigma_{yy} & 0 \\ 0 & 0 & 0 \end{bmatrix} \quad (3.8)$$

$$\begin{bmatrix} \varepsilon_{xx} & \varepsilon_{yx} & 0 \\ \varepsilon_{xy} & \varepsilon_{yy} & 0 \\ 0 & 0 & 0 \end{bmatrix} \quad (3.9)$$

En los modelos 2D no se emplean relaciones fuerzas-desplazamiento en dirección perpendicular al plano. Por lo que, la condición bidimensional, no es de deformación plana ni de esfuerzo plano.

Para calcular las constantes elásticas isotrópicas macroscópicas efectivas en modelos bidimensionales se simulan ensayos de compresión y se interpreta la respuesta esfuerzo-deformación midiendo dos conjuntos de constantes elásticas, correspondientes con las condiciones de esfuerzo plano y deformación plana.

Las constantes elásticas para la condición de esfuerzo plano se calculan de la siguiente manera:

$$E' = \frac{\Delta\sigma_a}{\Delta\varepsilon_a} \quad (3.10)$$

$$\nu' = \frac{\Delta\varepsilon_r}{\Delta\varepsilon_a} \quad (3.11)$$

Las ecuaciones 3.10 y 3.11 son válidas para el caso de esfuerzo plano y esfuerzo radial constante durante los incrementos esfuerzo-deformación. Para calcular las constantes elásticas por deformación plana se usan las ecuaciones 3.12 y 3.13, que relacionan las condiciones de esfuerzo plano y deformación plana (Potyondy, 2017).

$$\nu = \frac{\nu'}{1+\nu'} \quad (3.12)$$

$$E = E'(1 - \nu^2) \quad (3.13)$$

En la calibración del modelo de contacto cementado en MED, las constantes macroscópicas elásticas isotrópicas  $E$  y  $\nu$  son las que comparan con las obtenidas en los ensayos de compresión en laboratorio.

### 3.4 Propiedades calibradas del modelo de contacto Junta-Plana

El algoritmo de calibración empleado es el sugerido por Potyondy (2017), mismo que se resume a continuación:

1. Se comienza con la relación de rigideces entre contactos  $kn/ns = 1.5$ , el coeficiente de fricción en la superficie de las partículas  $\mu = 0.4$ , el ángulo de fricción en los contactos de

$\phi=0^\circ$ , el módulo de elasticidad de las partículas igual al de la roca, y la resistencia a la tensión y la cohesión de los contactos  $\sigma=1 \times 10^{20}$  Pa.

2. Se simula el ensaye de compresión simple, aplicado una pequeña deformación. En este paso se ajusta el módulo de Young y relación de rigideces de los contactos, hasta obtener valores cercanos al módulo de Young y la relación de Poisson de la roca.
3. Se simula el ensaye de tensión indirecta, fijando la cohesión y la resistencia a la tensión de los contactos igual a la resistencia a la tensión indirecta obtenida en laboratorio. Este paso se varia la resistencia a la tensión de los contactos, hasta obtener una resistencia a la tensión del modelo proporcional a la obtenida en laboratorio. Es necesario confirmar que el daño en la muestra simulada consista en fracturas que se extienden en dirección de la carga.
4. Se simula ensayes de compresión simple (USC), y se ajusta la cohesión en los contactos hasta obtener una resistencia pico proporcional a la obtenida en laboratorio. Se debe confirmar que la distribución inicial de fracturas consista en roturas por tensión sub-paralelas a la dirección de carga. Una vez ajustada la cohesión en los contactos se verifica que el módulo de elasticidad macroscópico continúe coincidiendo con el medido en laboratorio, en caso contrario, se vuelve a ajustar el módulo de elasticidad de los contactos.

Se simula una serie de ensayes triaxiales, incrementando el confinamiento, se revisa que en el gráfico esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ) y esfuerzo principal menor ( $\sigma_3$ ), la envolvente sea proporcional a la de laboratorio, en caso contrario, se ajusta el ángulo de fricción en los contactos. El ajuste de este micro-parámetro puede afectar la simulación del ensaye USC, por lo cual se debe de repetir el paso 4 y 5, hasta obtener el ajuste que mejor represente los resultados de laboratorio. En modelos bidimensionales, la envolvente en el gráfico  $\sigma_1$ -  $\sigma_3$  obtenida por las simulaciones puede tener una mayor imprecisión con la de laboratorio.

Mediante numerosas simulaciones de ensayes de compresión y de tensión indirecta, en conjunto con la aplicación del algoritmo de calibración mostrado. Las propiedades calibradas del modelo de contacto “Junta-Plana” son las mostradas en la Tabla 3.2.

Tabla 3.2. Valores de los parámetros calibrados del modelo de contacto Junta-Plana para una roca Andesita

| Componente                      | Micro-Parámetro               |                       |
|---------------------------------|-------------------------------|-----------------------|
| Partícula/contacto lineal       | $E_c$ [GPa]                   | 20.5                  |
|                                 | $k_n/k_s$                     | 2.3                   |
|                                 | $\mu$                         | 0.4                   |
|                                 | $D_{avg}$ [m].                | $1.22 \times 10^{-3}$ |
|                                 | $\rho_c$ [kg/m <sup>3</sup> ] | 2340                  |
|                                 | $D_{max}/D_{min}$ [m].        | 1.66                  |
| Cementante/contacto Junta-Plana | $\bar{E}^c$ [GPa].            | 20.5                  |
|                                 | $\bar{k}^n/\bar{k}^s$         | 2.3                   |
|                                 | $\bar{\phi}$ (°)              | 40                    |
|                                 | $\bar{\sigma}^c$ [MPa]        | 59.98                 |
|                                 | $\bar{c}^c$ [MPa]             | 8.8                   |

|  |                 |                       |
|--|-----------------|-----------------------|
|  | gap             | $6.1 \times 10^{-10}$ |
|  | $\bar{\lambda}$ | 1                     |

Empleando estos valores calibrados, en la Tabla 3.3 se presenta los parámetros macroscópicos promedio de resistencia de la roca obtenidos en las simulaciones. Asimismo, estos son comparados con los resultados promedio de los ensayos de laboratorio. Los valores de los parámetros elásticos ( $E$  y  $\nu$ ) demuestran que el modelo de contacto escogido es capaz de representar el comportamiento pre-pico adecuadamente en los ensayos de compresión. También se obtiene una buena respuesta en la resistencia pico de los ensayos de compresión simple y tensión indirecta. A pesar de que se contó con pocas pruebas de laboratorio (6 pruebas de compresión simple, 3 de compresión triaxial y 8 Brasileñas) se obtuvo una buena aproximación con el modelo MED, ya que el error relativo se mantuvo en un intervalo del 0 al 4%.

Tabla 3.3. Parámetros de resistencia de la roca intacta obtenidos por laboratorio y simulaciones.

| Parámetro      | Laboratorio             | Simulación              | Er (%) |
|----------------|-------------------------|-------------------------|--------|
| $E$            | $18.7 \times 10^9$ [Pa] | $18.5 \times 10^9$ [Pa] | 1.08   |
| $\nu$          | 0.24                    | 0.24                    | 0      |
| $\sigma_{usc}$ | $87.6 \times 10^6$ [Pa] | $84.3 \times 10^6$ [Pa] | 3.91   |
| $\sigma_t$     | $6.7 \times 10^6$ [Pa]  | $6.69 \times 10^6$ [Pa] | 0.15   |

\*Nota Er se refiere al error relativo entre los resultados de numéricos y de laboratorio.

En la Figura 3.4 se muestra el comportamiento esfuerzo-deformación de las simulaciones de los ensayos triaxiales empleando los microparámetros calibrados. Las curvas pertenecen a confinamientos de 10, 15, 25, 35, 45 y 55 MPa.

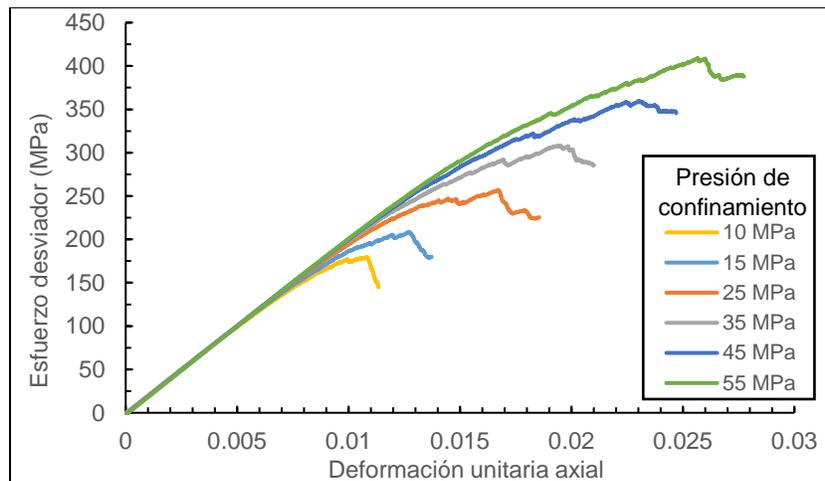


Figura 3.4. Curvas esfuerzo-deformación de diferentes presiones de confinamiento, obtenidas mediante simulaciones con MED.

Para interpretar los resultados las simulaciones de los ensayos triaxiales y compararlos con los de laboratorio, se calcularon los parámetros correspondientes al criterio de rotura Hoek-Brown para roca intacta con ecuación 3.14 (Hoek E. , 2007).

Sea  $\sigma_1$  el esfuerzo principal mayor,  $\sigma_3$  el esfuerzo principal menor,  $\sigma_{ci}$  la resistencia a la compresión simple de la roca y  $m_i$  la constante Hoek-Brown para el material, entonces:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left( m_i \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + 1 \right)^{0.5} \quad (3.14)$$

Los valores de  $\sigma_{ci}$  y  $m_i$  se obtuvieron mediante el método de ajuste de curvas de Levenberg-Marquardt, graficando el ajuste de la resistencia pico de los ensayos de compresión con su respectivo confinamiento.

En la Figura 3.5 se presentan y comparan los ajustes de los resultados de las simulaciones y de laboratorio. A partir de las curvas se puede concluir que el modelo de contacto de Juta-Plana con sus parámetros calibrados representan de manera precisa el comportamiento mecánico de la roca andesítica ensayada. La resistencia post-pico queda fuera de los alcances de este trabajo.

Una vez verificado que el modelo es representativo de la roca, se simularon ensayos con 10, 45 y 55 MPa, con el fin de ampliar el intervalo de esfuerzos del modelo de resistencia macroscópico.

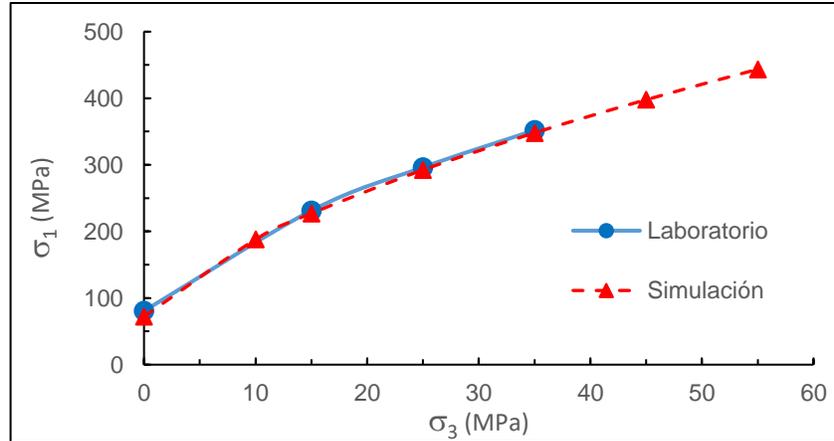


Figura 3.5. Criterio de rotura Hoek-Brown para la andesita en estudio

### 3.5 Simulación de propagación de ondas en medios formados por partículas

El Método de Elementos Discretos es capaz de representar la propagación de ondas de esfuerzo, debido a que el cambio continuo en los contactos entre cada grano generado por la transmisión de fuerzas y desplazamientos, sólo considera el equilibrio dinámico en cada cuerpo por individual, este proceso da como resultado la respuesta de todo el conjunto de partículas (Cao *et al.*, 2016).

Para verificar que el modelo calibrado realiza una adecuada representación de la propagación de ondas, en las probetas modeladas para las simulaciones de ensayos de compresión se aplica un impulso senoidal en un extremo y en el otro se monitorea la velocidad de las partículas en la misma dirección de la aplicación del impulso, y se mide la velocidad de arribo de la onda longitudinal u onda P (Figura 3.6).

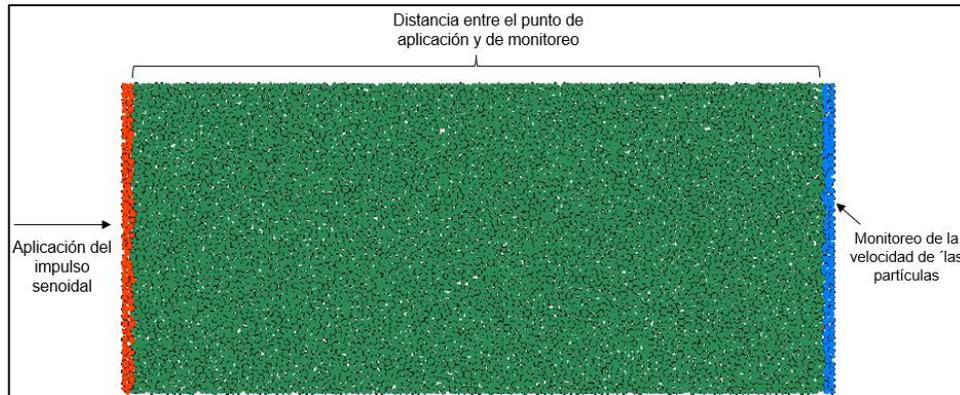


Figura 3.6. Modelo de medición de la velocidad de propagación de onda P

En la Tabla 3.4 se muestran las velocidades medidas en laboratorio (promedio de pruebas sónicas), en la simulación y la velocidad teórica (ecuación 2.4). El error relativo entre el valor simulado y el medido, muestra que el modelo calibrado representa adecuadamente la propagación de ondas en la roca ensayada.

Tabla 3.4. Velocidad de propagación de onda longitudinal

| Medido en   | $C_p$ (m/s) | $Er$ (%), respecto al medido en laboratorio |
|-------------|-------------|---|
| Laboratorio | 3,703       | ---   |
| Teórico     | 3,033       | 22.1  |
| Simulado    | 3, 822      | 3.1   |

### 3.6 Condiciones de contorno

#### 3.6.1 Condición de contorno viscosa

Los cuerpos que forman el medio en un modelo MED cuentan con diferentes propiedades físicas, incluyendo la impedancia, al tener un carácter discontinuo, pueden existir vacíos dentro del modelo o al final de éste. Cuando se tienen fuentes que provocan impulsos grandes, como son las

detonaciones de explosivos, se necesita un medio demasiado amplio para que la energía se disipe por completo y asegurar que no se presenten fenómenos de reflexión no deseados. En este trabajo se recurre a condiciones de contorno viscosas que reducen enormemente o eliminan por completo la influencia de las ondas reflejadas. La condición se aplica como fuerza en el centro de las partículas que son parte de la frontera mediante la ecuación 3.15, cuidando que la cantidad de granos seleccionados sea lo suficientemente grande para no tener espacios sin condición viscosa en el contorno.

$$F_{vis} = -\rho_r C v_p \quad (3.15)$$

Donde:  $F_{vis}$  es la fuerza viscosa,  $C$  la velocidad de la onda,  $\rho_r$  la densidad de la roca y  $v_p$  la velocidad que adquiere la partícula.

Para aplicar las fuerzas viscosas escaladas por partículas, se aplica una fuerza dinámica, pues está varía de acuerdo con la velocidad que adquieren las partículas que se encuentran en las fronteras.

Al aplicarse la condición de frontera en el modelo bidimensional compuesto por partículas con forma de discos, se debe de tener en cuenta la longitud de las fronteras, el número de partículas que la componen y el área por partícula, de la siguiente manera:

Sea  $F_b$  la fuerza de contorno aplicada por partícula,  $L_b$  la longitud de la frontera,  $N_p$  el número de partículas en la frontera y  $r_p$  el radio de la partícula, entonces:

$$F_b = F_{vis} \frac{L r_p}{\sum_{j=1}^{N_p} r_j} \quad (3.16)$$

En el modelo más grande empleado en este trabajo (12 m × 12 m) se realizaron simulaciones de propagación de onda, con el fin de verificar que el empleo de las condiciones de frontera fuera la adecuada y analizar el comportamiento de la propagación de ondas en las diferentes partes del modelo, así como, posibles cambios en la velocidad de onda P, debido a que los ensayos sísmicos simulados y en laboratorio se realizaron en una probeta de 13 cm de longitud, mientras que los modelos que se usaron para analizar las detonaciones en roca son de más de 5 m de longitud, lo que implica que la onda pasen por más espacios vacíos que disminuyen su velocidad.

El modelo consta de 263,578 partículas, se realizaron dos tipos de simulaciones, en ambas se aplicó un impulso sinusoidal en el costado izquierdo, mientras que en el costado derecho en un tipo de simulación se impuso la condición de frontera viscosa y en el otro no. Además, se colocaron 9 puntos de monitoreo de velocidad de onda, tres en el inicio, tres en medio y tres al final, con tres diferentes profundidades en el modelo (Figura 3.7).

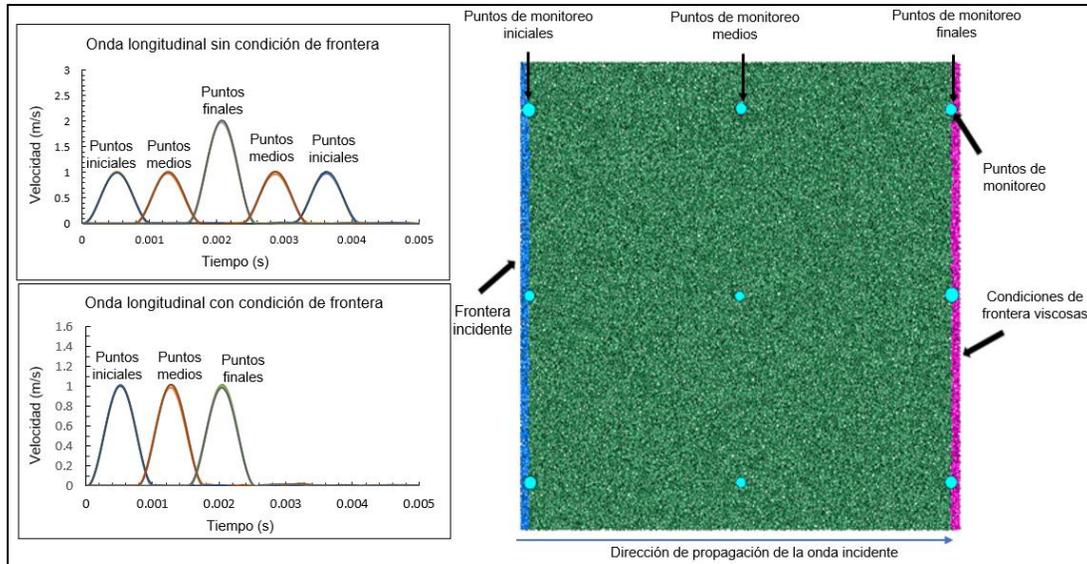


Figura 3.7. Medición de velocidad de onda longitudinal en el modelo de la roca intacta (12 m x 12 m) y aplicación de la condición de frontera viscosa

La velocidad de propagación onda en el modelo se calculó con el intervalo de tiempos entre crestas y las distancias entre los puntos de medición de una misma profundidad, obteniendo un valor de 3,210 m/s en todas las profundidades. Es decir, la velocidad de onda longitudinal no cambia en ninguna parte del modelo, lo que es razonable considerando que el material simulado tiene las mismas condiciones físicas y mecánicas en todas direcciones. Sin embargo, la velocidad de onda P cambia con respecto a la de la simulación del ensaye sónico de manera razonable, pues si bien la onda de esfuerzo pasa por más espacios vacíos y debe tener un calor menor, el material sigue simulando roca intacta en condiciones isotrópicas. Comparado el valor de la velocidad de onda del medio completo con la teórica y la de laboratorio (mostradas en la Tabla 3.4) se puede concluir que el modelo es confiable y tiene una representatividad razonable del medio.

Los gráficos mostrados en la Figura 3.7 pertenecen a las simulaciones con y sin condiciones de frontera viscosas. El gráfico superior muestra los resultados de velocidad de onda cuando no hay condición de frontera, en él se aprecia que el modelo simula adecuadamente el fenómeno de reflexión de onda, pues después del registro de velocidad en el punto final, se registra velocidad en el punto medio.

En el caso del gráfico inferior se muestran los resultados cuando se impone condiciones de frontera viscosa, se observa que prácticamente elimina la reflexión de onda en el contorno del modelo, pues el monitoreo termina con el registro de velocidad de onda longitudinal en el punto final. Aparte, la amplitud de este punto es igual al de los demás, como si reaccionara con más medio, aunque ya no lo hay, es decir, la condición de frontera funciona adecuadamente representando un medio infinito. Por último, la velocidad de propagación de onda fue la misma en los dos tipos de simulaciones, por lo que se concluye que la condición de frontera no interviene en este resultado. La condición de borde viscosa fue empleada en todas las simulaciones de voladuras.

### 3.6.2 Condiciones de contorno estáticas

En este trabajo se analizó la influencia del estado de esfuerzos en el mecanismo de detonación. Para lo que se empleó una condición de contorno que indujera las cargas estáticas deseadas en el medio.

Para imponer las condiciones de esfuerzos en las fronteras del modelo, se deben de traducir en fuerzas que se aplican al centro de las partículas de la frontera. Como se ha señalado anteriormente, en modelos de dos dimensiones las partículas se consideran discos con espesor unitario, por lo que, al imponer una condición de carga estática ( $\sigma_s$ ), se deberá calcular la fuerza equivalente para el área de cada partícula, de manera similar que con la condición de frontera viscosa (ecuación 3.16). Por lo tanto, si se combina la condición de frontera viscosa con la condición estática, la fuerza que se impone en las partículas del contorno se calcula con la ecuación 3.17. En la Figura 3.8 se muestra el modelo de la roca con las condiciones de frontera combinadas.

$$F_b = (\sigma_s + F_{vis}) \left( \frac{Lr_p}{\sum_{j=1}^{N_p} r_j} \right) \quad (3.17)$$

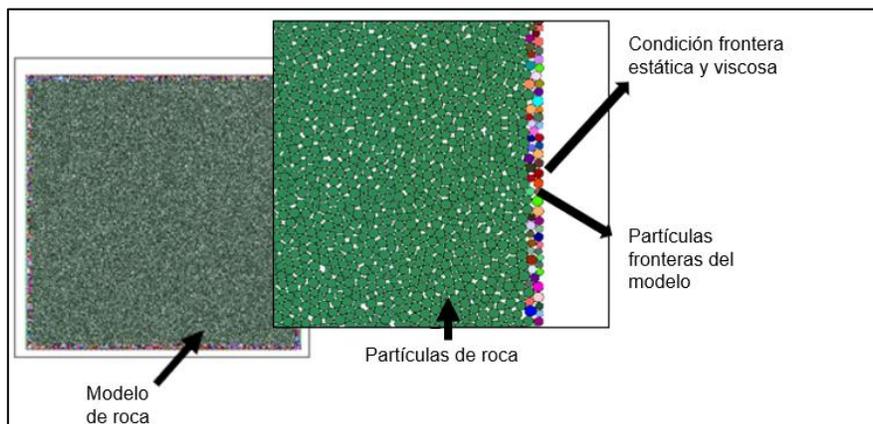


Figura 3.8. Modelo de la roca con las condiciones de contorno

## Capítulo 4. Resultados de la simulación de voladuras

### 4.1 Aplicación y simulación de la carga explosiva

De acuerdo con la teoría de voladuras el daño en roca sucede en dos etapas. Primero, inmediatamente después de la detonación la onda de choque provoca un intenso fracturamiento en los alrededores del punto de explosión con una fragmentación mínima en el contorno del barreno, después, un gran volumen de gases se expande por las grietas existentes, ampliando la fragmentación del material y desplazando la roca.

La simulación del efecto de la explosión en modelos de partículas cementadas se puede representar mediante dos técnicas. En la primera la energía de choque y la energía de gas se simulan por separado. La presión de choque se aplica indirectamente en las partículas del contorno del barreno mediante una velocidad inicial, que se calcula recurriendo a la ley de conservación del momento. Después, en los enlaces rotos (fracturas) que tengan contacto con el barreno, ya sea directamente o porque forman una red de grietas, donde alguna está en contacto con el barreno, se aplican fuerzas perpendiculares y con dirección opuesta a la fractura que son equivalentes a la presión del gas (Yuan *et al.*, 2018).

En la segunda técnica de simulación se recurre a un algoritmo de expansión de partícula, en ella se genera una partícula explosiva en el punto de detonación, esta expande su diámetro instantáneamente. Después de la expansión, se crea una superposición entre la partícula explosiva y las partículas circundantes. Como las partículas y los contactos se consideran rígidos, se generarán fuerzas o momentos, que empujan a las partículas circundantes en dirección radial a partir del punto de explosión (Zehua *et al.*, 2020; Xue *et al.*, 2022).

El algoritmo de expansión de partícula se ha empleado de manera satisfactoria en otras investigaciones para estimar el fracturamiento, la vibración, la zona fragmentada y la cavidad por voladura en un barreno, comparando y verificando los resultados con experimentos a escala y criterios teóricos (Zehua *et al.*, 2020; Xue *et al.*, 2022; Yang *et al.*, 2019; Gao *et al.*, 2021; Li *et al.*, 2015; Yuan *et al.*, 2018). Además, este método de simulación en comparación con la primera técnica requiere menor capacidad de cómputo, lo que reduce significativamente los tiempos de simulación, esto permite realizar análisis representativos en modelos de más de un barreno, inclusive en plantillas de barrenación, por estas razones, en este trabajo se emplea el algoritmo de expansión de partícula.

#### 4.1.1 Aplicación del algoritmo de expansión de partícula

Las fuerzas generadas por la expansión y superposición de la partícula explosiva deben ser equivalentes a la presión producida por la voladura en el contorno del barreno. Por lo que, antes de simular la explosión, se calculó la presión de la detonación mediante la ecuación 2.3.

En la Figura 4.1 se muestra un esquema del algoritmo de expansión de partícula y la superposición entre la partícula explosiva y las circundantes después de la expansión (círculo rojo transparente). Si se conoce la presión de la explosión ( $P_b$ ), y la rigidez del contacto ( $k_n$ ), el cálculo del incremento del radio de la partícula explosiva ( $d_r$ ), para generar una presión equivalente a la presión de la voladura se realiza mediante la ecuación 4.1 (Zehua *et al.*, 2020).

$$d_r = \frac{2P_b r_0 \pi}{k_n} \quad (4.1)$$

Donde:  $r_0$  es el radio inicial de la partícula explosiva.

Conociendo el incremento del tamaño de la partícula explosiva, se estima el radio mínimo y máximo que tendrá. Para estimar su rigidez normal ( $k_n$ ), se recurre a la ecuación 4.2.

$$k_n = \frac{2(r_{max} + r_{min})\pi P_b}{(r_{max} - r_{min})} \quad (4.2)$$

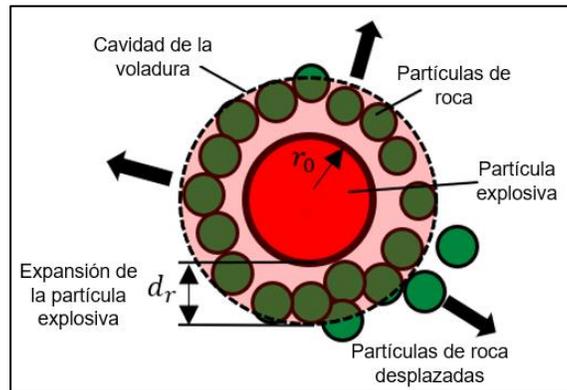


Figura 4.1. Diagrama de la aplicación de la carga explosiva

#### 4.1.2 Comportamiento presión-tiempo de la explosión

La presión de la explosión en el barreno varía con el paso de tiempo. Para obtener el perfil presión-tiempo existen diferentes maneras, que parten de los siguientes tres procedimientos: ecuación de estado de los gases en expansión, empleo de presión dinámica como función del tiempo y funciones de caída de presión (Yilmaz & Unlu, 2013).

Los procedimientos que recurren a la ecuación de estado se comportan de acuerdo con la teoría de la detonación ideal, por lo que, no son capaces de describir a los explosivos con detonación no ideal, ni la combinación de los dos tipos de detonaciones. Por otra parte, se ha intentado simplificar el comportamiento de la presión dinámica mediante las funciones de Gauss, triangulares y senoidales. No obstante, son idealizaciones de la detonación, por lo tanto, sus representaciones no tienen significado físico. Las funciones de caída de presión se han estudiado y utilizado en el análisis de voladuras, comúnmente recurren a leyes empíricas de atenuación para representar el

campo de ondas de esfuerzo o registros de ondas medidas en el perímetro de explosiones, por lo que, estas funciones se aproximan más al fenómeno físico de las detonaciones (Saharan *et al.*, 2006).

Jong *et al.* (2005) emplean la ecuación 4.3 como función de caída de presión de explosión, para replicar el comportamiento presión-tiempo. Debido a que esta expresión es representativa del comportamiento de una detonación tanto ideal como no ideal, es la que se emplea en este trabajo.

$$P_t = P_b(e^{-\beta_e t/\sqrt{2}} - e^{-\sqrt{2}\beta_e t}) \quad (4.3)$$

Donde: La presión  $P_t$  está en función del tiempo (en  $Pa$ ) y se obtiene en función de,  $\beta_e$  el factor de amortiguamiento (en  $1/s$ ) y  $t$  el tiempo (en  $s$ ).

El factor de amortiguamiento se calcula de acuerdo con el tiempo de subida de la presión máxima de detonación ( $t_r$ ), mediante la ecuación 4.4.

$$\beta_e = -\sqrt{2}\ln(1/2)/t_r \quad (4.4)$$

Las propiedades del explosivo representado en las simulaciones de este trabajo son:

- Emulsión: Velocidad de detonación ( $v_d$ ) = 5582  $m/s$ ; densidad del explosivo ( $\rho_e$ ) = 1250  $kg/m^3$ ; Presión de explosión en las paredes del barreno ( $P_b$ ) = 4.86  $GPa$ .

#### 4.1.3 Tiempo de cálculo

El tiempo que dura el proceso de una voladura es muy corto. En este trabajo los análisis del proceso de fracturamiento y la zona de fragmentación de la roca causados por la voladura se hicieron en un intervalo de microsegundos después de la explosión. Para ello, el tiempo de cálculo se estableció manualmente, de acuerdo con la generación de roturas en el modelo, ya que, el efecto de la voladura sobre la roca termina poco tiempo después de que dejan de aparecer fisuras o microfisuras.

En la Figura 4.2 se muestra el número de roturas de contactos con respecto al paso del tiempo, éstas representan las fisuras que se generan en el material a causa de una explosión. El tiempo transcurrido en el modelo, se calculó a partir del número de ciclos o pasos de tiempo empleados en la solución numérica (cada ciclo corresponde a  $1.285 \times 10^{-6}$   $s$ ). Mediante los gráficos mostrados, el proceso de fracturamiento de la roca por voladura se puede dividir en tres etapas: intenso fracturamiento inicial, generación rápida del número de fisuras y agrietamiento post-falla.

En la primera etapa, aproximadamente dentro de los primeros 50 microsegundo después de la detonación, se crean alrededor del 35 % del total de las roturas generadas por la explosión, esto se debe a los esfuerzos de choque causados por el impacto inicial de la partícula explosiva. En la segunda etapa, aumenta la presencia de fisuras nuevas, hasta alcanzar un punto máximo en 1.2  $ms$ . Por otra parte, en la curva que muestra las roturas acumuladas se aprecia que la generación de fisuras es lineal hasta los 3  $ms$ , donde ya hay el 82 % de todas las fisuras creadas por la detonación,

este es el efecto causado por la combinación de la onda de choque con la presión de gas. En la última etapa, se generan el 12 % restante del total de las roturas, con una tasa de crecimiento que disminuye considerablemente. Alrededor de los 9 ms se dejan de formar fisuras en el material, este comportamiento fue el mismo en todos los modelos donde se monitoreo la formación de fracturas en función del tiempo. Por lo que, el tiempo de cálculo en los modelos se estandarizó en 10 ms (8,000 ciclos de cálculo). En las simulaciones con más de un barreno detonado, este tiempo se contabiliza a partir de la última detonación.

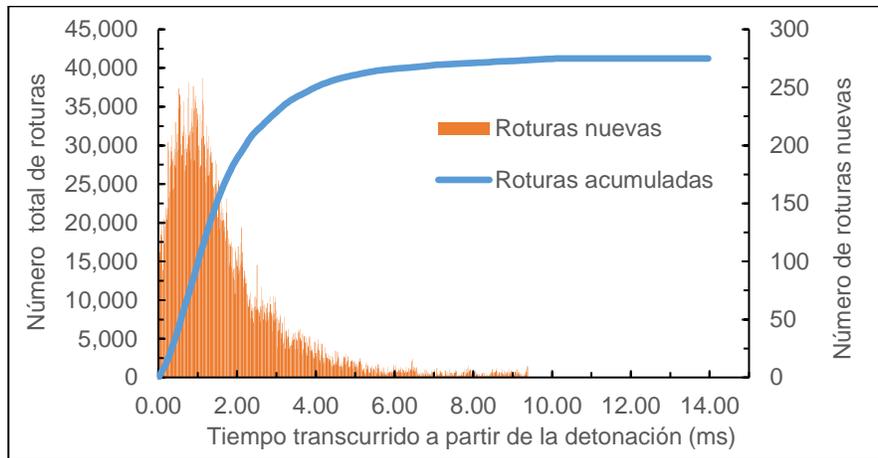


Figura 4.2. Evolución del fracturamiento con el tiempo.

#### 4.1.4 Verificación de la simulación una voladura en un barreno

La detonación de un barreno en un medio sin discontinuidades induce una onda de choque que se expande de manera esférica y pierde energía conforme se aleja del punto de explosión. En el MED, la propagación de la onda se puede observar a través de la velocidad de movimiento en los granos, el desplazamiento de los cuerpos o el cambio de fuerzas de contacto entre las partículas. Debido a que la onda se atenúa en pequeña medida cuando se dispersa cerca de una superficie libre, se genera un modelo sin caras libres para analizar la propagación de onda. La propagación de la onda se analiza con el cambio de fuerzas de contacto, pues reflejan la evolución del esfuerzo en la roca.

El modelo de la Figura 4.3-a representa la propagación de la onda de esfuerzo en un medio sin caras libres, compuesto por partículas con radios entre  $8.13 \times 10^{-3}$  m y  $1.35 \times 10^{-2}$  m que obedecen a una distribución granulométrica uniforme. El modelo es cuadrado con longitud por lado de 6 m. Se utilizaron las propiedades calibradas del modelo de contacto.

Se observa que a partir de la detonación, a los 0.1 ms la fuerza de contactos aumenta y se concentra alrededor del barreno. Entre 0.25 ms y 2 ms el aumento en la fuerza de los contactos se expande, de manera esférica (pues el medio es isótropo), en sentido contrario al punto de detonación, la

onda se expande hasta que gradualmente pierde energía, conforme recorre mayor distancia y transcurre el tiempo se atenúa.

El daño y la expansión del material generados por una voladura en presencia de una cara libre se concentran en sentido de ésta. Por lo que, se modeló un medio de 10 m×8 m con una superficie libre en la parte superior, el barreno se colocó a 0.5 m de ésta (Figura 4.3-b). En el modelo se monitoreó la velocidad de los cuerpos, pues es la más representativa de la expansión del material en una cara libre. En la simulación se aprecia que, a partir de la detonación, entre 0.5 ms y 1 ms la velocidad se concentra a lo largo de la superficie libre. De 3 ms a 10 ms, se observa la expansión de los materiales, fuera del cuerpo rocoso, dejado en el medio una forma de embudo que comienza en el punto de explosión.

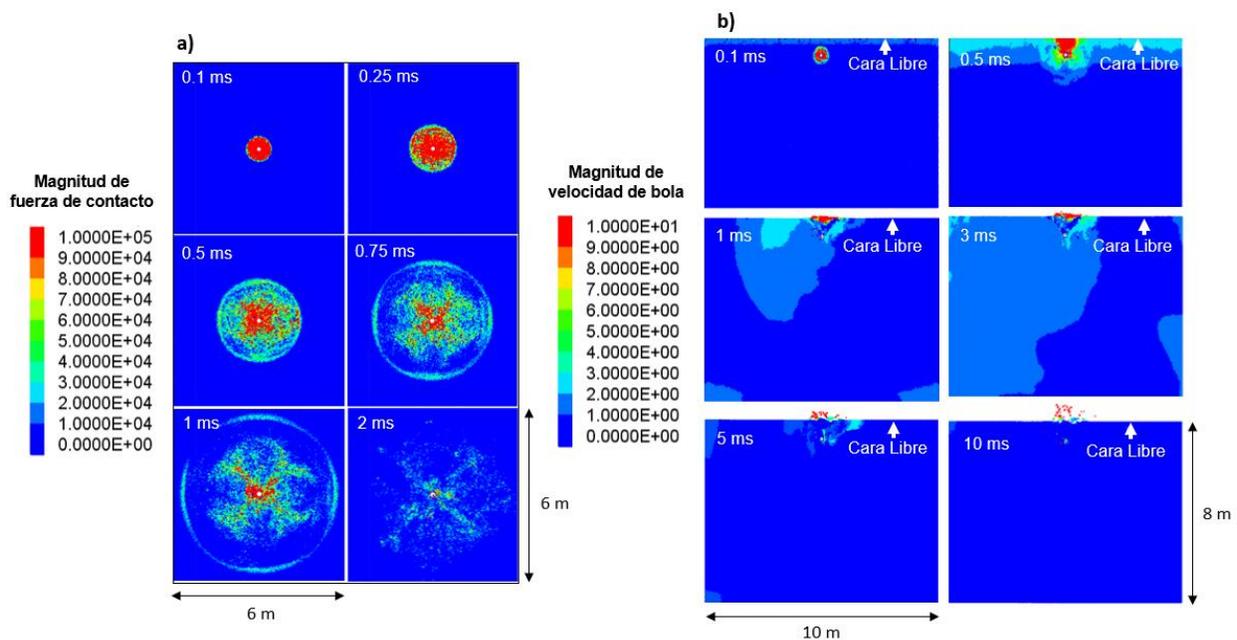


Figura 4.3. Propagación de la onda de esfuerzo en un medio sin discontinuidades: a) efecto de la onda sin superficies libres, b) efecto de la onda con una superficie libre

La detonación del explosivo en un barreno genera tres zonas, sólo las de trituración y de fracturamiento representan el daño en el material. Para comprobar que el MED es capaz de representar estas zonas, se generó un algoritmo para identificar los contactos cementados rotos o parcialmente rotos y eliminar las partículas sin ningún contacto cementado. En la Figura 4.4 se muestran las zonas de fracturamiento y de trituración, señaladas por  $R_{crack}$  y  $R_{crush}$  respectivamente, éstas son el resultado de la simulación usada para analizar la propagación de onda en un medio sin caras libres. Las fracturas se representan por líneas de color rojo y la zona fragmentada por espacios en blanco dentro del modelo.

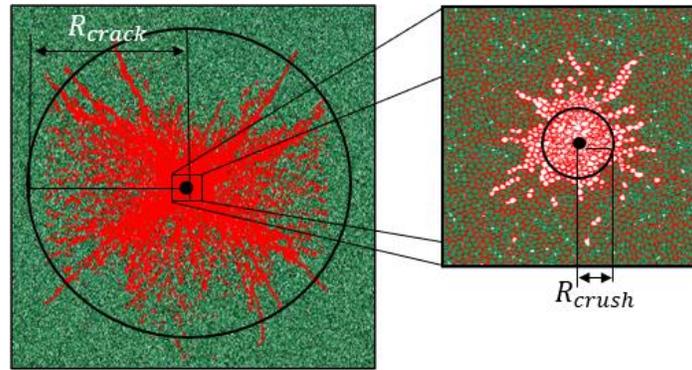


Figura 4.4. Zonas de daño por voladura en el modelo MED

El daño en la roca por voladura se debe a la energía de choque combinada con la de gas. En una simulación numérica de explosiones mediante MED, el algoritmo de expansión de partícula representa una técnica útil, pues las fuerzas de contacto que actúan sobre la roca circundante están distribuidas uniformemente y pueden ser representativas de las de la explosión, siempre que la tasa de expansión de la partícula esté en relación con la presión máxima de detonación en las paredes del barreno.

En el modelo numérico no es posible simular por separado el efecto de la onda de esfuerzo y la presión gas de detonación. Para verificar la confiabilidad del método se construyó un modelo con los parámetros calibrados de  $10\text{ m} \times 5\text{ m}$ , con puntos de medición de esfuerzo a cada  $0.5\text{ m}$  (Figura 4.5). En él se analizó el esfuerzo máximo en cada distancia después de la detonación y se comparó con la ley de atenuación de ondas de esfuerzo.

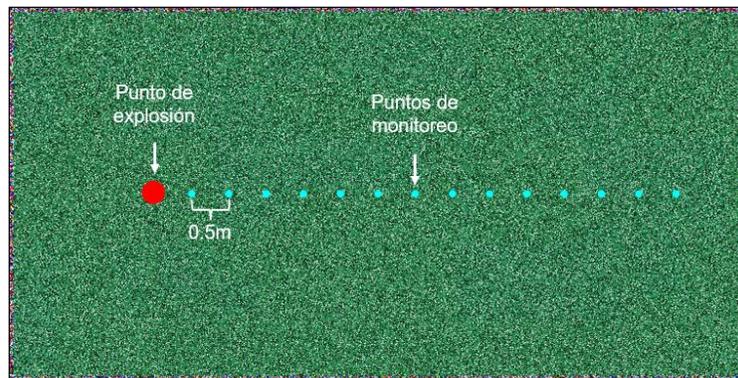


Figura 4.5. Modelo para el análisis de la atenuación de la onda de esfuerzo

La regla de atenuación de la onda de esfuerzo se basa en que las ondas de choque fuertes actúan principalmente en las inmediaciones del impulso que las causa. Cuando éstas se propagan hacia el exterior, con el aumento de la distancia la onda de esfuerzo se atenúa repentinamente, hasta caer

en un esfuerzo constante. La ley de atenuación de onda de choque toma en cuenta la presión de detonación en las paredes del barreno y la relación de Poisson dinámica de la roca (Xue *et al.*, 2022), el cálculo teórico se hizo con la ecuación 4.5.

El esfuerzo máximo radial  $\sigma_r$  se obtiene a partir del radio del barreno  $R$ , la distancia al punto de detonación  $d$  y el coeficiente de atenuación  $\alpha$  (se determina con la relación de Poisson) de acuerdo con la expresión 4.5.

$$\sigma_r = P_b \left( \frac{R}{d} \right)^{(-\alpha)} \quad (4.5)$$

En la Figura 4.6 se aprecian las curvas teóricas y numéricas de la atenuación de la onda. En ellas se observa que los esfuerzos máximos calculados teóricamente en las diferentes distancias concuerdan aceptablemente con los monitoreados en el modelo, lo que, valida una voladura mediante el MED, recurriendo a un algoritmo de expansión de partículas. Es de esperarse que no haya una coincidencia exacta debido a que ley de atenuación de la onda es una descripción continua, mientras que el modelo con el MED es discontinua.

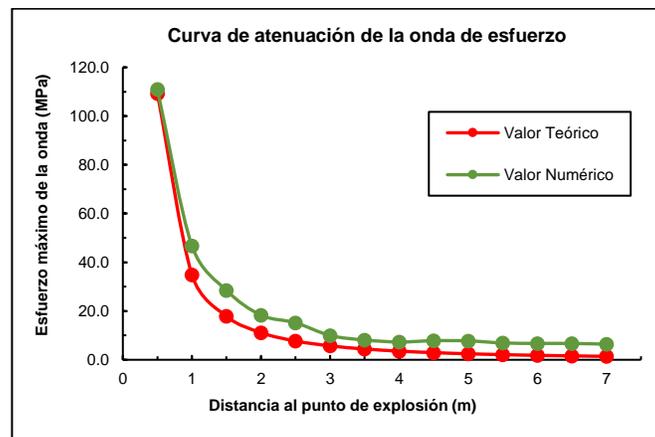


Figura 4.6. Curvas de atenuación de la onda de esfuerzo de la voladura.

## 4.2 Simulación de voladuras en un barreno

### 4.2.1 Influencia del tiempo de ascenso a la presión máxima de detonación

Se emplea un modelo bidimensional de  $4 \text{ m} \times 4 \text{ m}$  para verificar que el comportamiento presión-tiempo de la voladura, está acorde con el cambio de una detonación ideal a no ideal y para analizar la influencia del tiempo de ascenso a la presión máxima de detonación ( $t_r$ ). La partícula explosiva se sitúa al centro del modelo y se monitorea la presión de la explosión en el contorno de la detonación.

En el estudio se utilizaron 6  $t_r$ , (10  $\mu s$ , 20  $\mu s$ , 50  $\mu s$ , 100  $\mu s$ , 150  $\mu s$  y 1000  $\mu s$ ). En la Figura 4.7 se muestra las diferentes curvas presión-tiempo, mismas que corresponden con una detonación ideal (presión máxima en pico y descenso rápido) para los tiempos de subida cortos (10  $\mu s$ , 20  $\mu s$  y 50  $\mu s$ ) y con una detonación no ideal (presión máxima menor a la de la detonación ideal y descenso lento) para los tiempos de subida largos (100  $\mu s$ , 150  $\mu s$  y 1000  $\mu s$ ). Como referencia, los tiempos ascenso a la presión máxima de detonación de los explosivos comerciales está entre 10 y 150  $\mu s$ , estos tiempos se obtienen tomando sólo en cuenta la acción de la onda de choque, sin embargo, teniendo en cuenta la energía de gas, la acción de voladura en la roca dura entre 1 a 5  $ms$ .

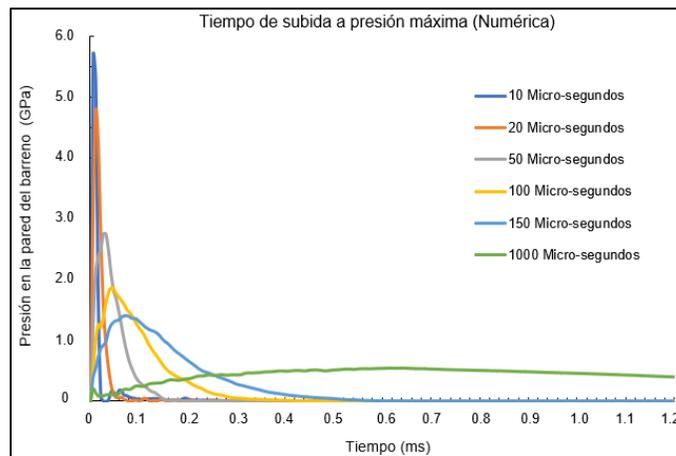


Figura 4.7. Tiempo de subida a presión máxima (modelo numérico)

En la Figura 4.8 se muestran los daños en los modelos por las detonaciones con diferentes  $t_r$ , en el lado izquierdo se muestra la zona triturada y en el derecho las fracturas generadas por la voladura. Dicha figura muestra que conforme el tiempo de ascenso es mayor, la zona fragmentada es menor. En los tiempos ascenso de 10  $\mu s$  a 50  $\mu s$ , se aprecia que la detonación forma una cavidad redondeada, con forme el valor del  $t_r$  aumenta, la cavidad se convierte en un agrietamiento con fracturas abiertas. Por otra parte, la zona fracturada es mayor conforme el valor del  $t_r$  aumenta. Cuando el  $t_r$  es de 10  $\mu s$  a 50  $\mu s$ , se observa que las fracturas se encuentran en el contorno del barreno y no hay roturas en otra zona del medio. En los  $t_r$  de 100  $\mu s$  a 150  $\mu s$ , las grietas continúan concentrándose en el contorno del barreno, con algunas fracturas que se propagan en sentido radial, a partir del punto de detonación; sin embargo, no alcanzan distancias lejanas. En el  $t_r$  de 1000  $\mu s$  las fisuras forman fracturas largas, la zona de fracturamiento aumenta considerablemente y se generan una alta cantidad de fisuras en todo el medio.

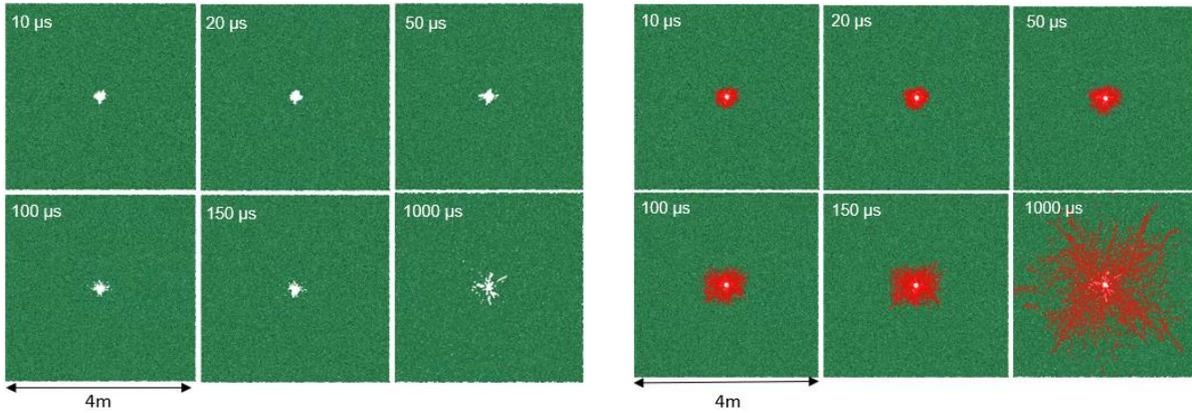


Figura 4.8. Zonas trituradas (vacío) y fracturadas (rojo) de voladuras con diferentes  $t_r$

En la Figura 4.9 se muestran dos gráficas, la izquierda es del  $R_{crush}$  de la voladura y la derecha corresponde al  $R_{crack}$ , en esta última también se presenta el porcentaje de contactos dañados. En la gráfica del  $R_{crush}$  se aprecia que, para los  $t_r$  de 10 y 20  $\mu s$ , el  $R_{crush}$  presenta un ligero ascenso, a partir de ahí desciende. En los  $t_r$  de 50 y 100  $\mu s$  se aprecia un descenso mínimo del radio de la zona fragmentada. En los  $t_r$  de 150 y 1000  $\mu s$  hay un descenso con una pendiente más pronunciada.

En el gráfico del  $R_{crack}$  se aprecia que el valor de este aumenta de manera casi lineal, conforme aumenta el  $t_r$ . El porcentaje de contactos dañados se eleva de la misma manera que él, lo hace el  $R_{crack}$  y también los contactos que se dañan son más numerosos conforme el tiempo de subida aumenta.

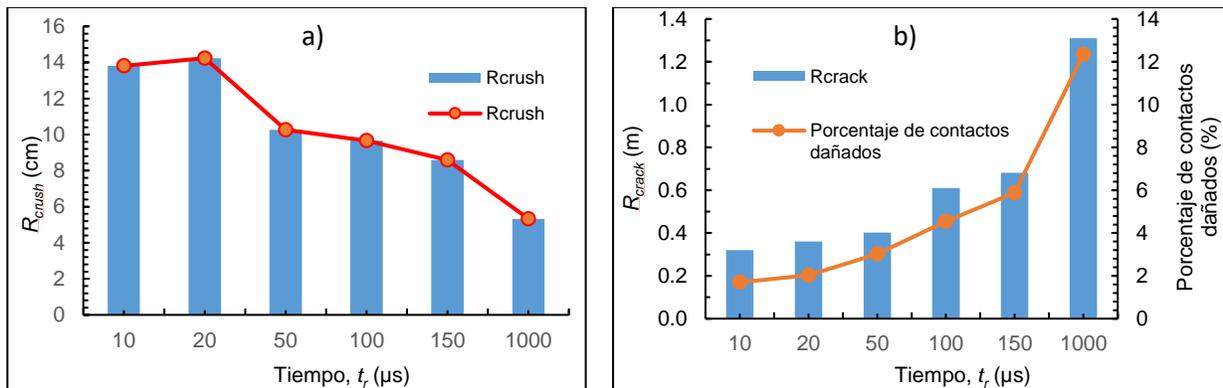


Figura 4.9. a)  $R_{crush}$  para diferentes  $t_r$  b)  $R_{crack}$  para diferentes  $t_r$

#### 4.2.2 Influencia del estado isotrópico de esfuerzos

Se elaboró un modelo de 6 m  $\times$  6 m con las condiciones de frontera viscosa y estática, para imponer esfuerzos. En él se realizaron 6 simulaciones variando el confinamiento (de 0 a 50 MPa). Las

gráficas de la Figura 4.10 muestran el  $R_{crush}$  y  $R_{crack}$  de la voladura para diferentes confinamientos. De acuerdo con la gráfica-a, el aumento del confinamiento disminuye el valor del  $R_{crush}$ , con una relación prácticamente lineal, con lo que se sugiere que a mayor confinamiento con un explosivo de baja energía de choque no se presente una zona triturada. De la misma manera, en la gráfica b) se observa el mismo comportamiento con el  $R_{crack}$ , con la diferencia que cuando el modelo no está sometido a ningún estado de esfuerzos, el fracturamiento (porcentaje de contactos dañados) y el  $R_{crack}$  aumentan considerablemente.

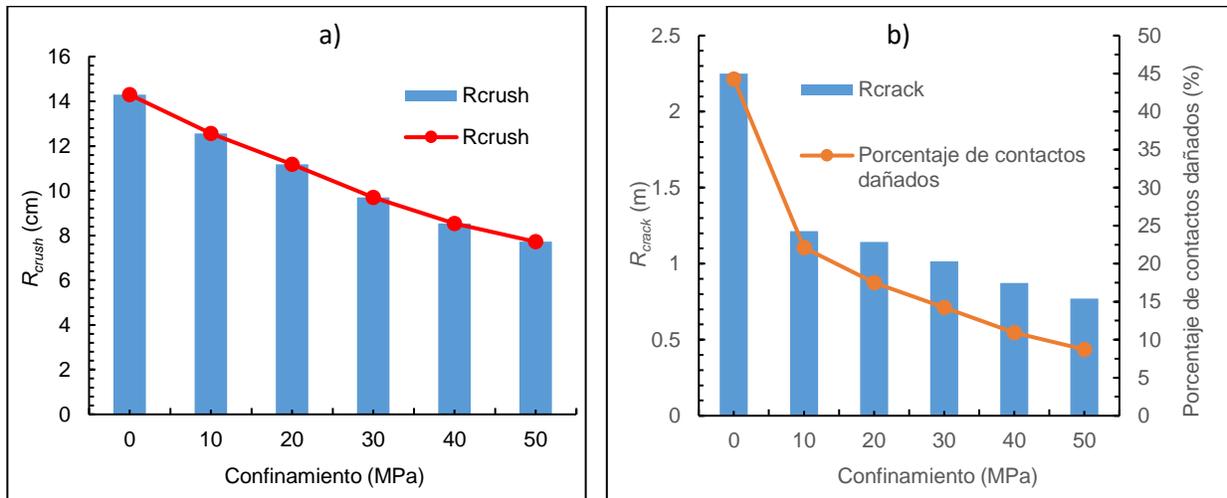


Figura 4.10. a)  $R_{crush}$  para diferentes confinamientos b)  $R_{crack}$  para diferentes confinamientos

Debido a que la zona triturada no tiene grandes cambios en su geometría y su radio disminuye, no son ampliamente apreciables en el modelo. En la Figura 4.11 sólo se presenta la zona fracturada después de la detonación. En todos los confinamientos se observa una distribución de grietas que se propagan igual en todas direcciones, casi de manera circular; no obstante, hay una mayor concentración y propagación de agrietamiento en dirección de las esquinas del modelo, que se hace más evidente cuando no hay confinamiento, esto se debe a que las condiciones de frontera se aplican vertical y horizontalmente. Cuando no hay confinamiento se observa un aumento considerable en la zona fracturada con grietas largas.

De acuerdo con la Figura 4.11 el explosivo genera un menor daño en rocas con mayor confinamiento. En el gráfico-b se observa que conforme aumenta el estado de esfuerzos, la densidad de fracturas y la extensión de las mismas disminuye. Esto sugiere que por menor que sea el estado de esfuerzos, influye significativamente en el número de fracturas y en su extensión.

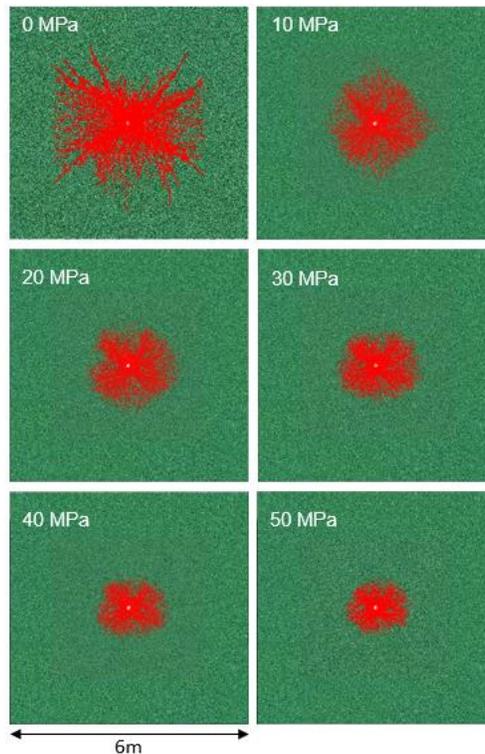


Figura 4.11. Zona fracturada de la voladura con diferentes confinamientos.

#### 4.2.3 Influencia del coeficiente de presión lateral

Se analizó la influencia de estados de esfuerzos anisotrópicos, aplicando diferentes magnitudes de esfuerzo vertical y horizontal, por lo tanto, se recurrió al empleo de distintos coeficientes de presión horizontal ( $k = \sigma_h / \sigma_v$ ). Los modelos utilizados para este análisis tienen las mismas características que los utilizados para evaluar la influencia de diferentes estados de esfuerzos isotrópicos. En todos los modelos se utilizó un esfuerzo vertical de 10 MPa. Por otra parte, los coeficientes de presión horizontal empleados fueron los siguiente: 0.25, 0.5, 1, 1.5, 2 y 2.5. Después de la detonación se revisó la distribución de las fracturas que se produjeron y el número de éstas. También se obtuvo la cantidad de fragmentos generados por la explosión, así como el alcance de las zonas trituradas y fracturadas. La zona triturada, no varió considerablemente en las diferentes simulaciones, se conservó aproximadamente igual a 6 veces el radio del barreno.

En la simulación con  $k = 0.25$  se registró un total de 1,361 grietas. Éstas se extienden con un máximo de 26 veces el radio del barreno en sentido vertical y 8 veces en sentido horizontal. La relación entre la longitud horizontal y vertical de las grietas es de 0.33. Por otra parte, con coeficiente de presión lateral de 0.5, se generaron 905 fracturas. Las que se extendieron hasta 21 veces el radio del barreno en sentido vertical y 11 veces en sentido horizontal de manera que la relación entre la longitud horizontal y vertical de las grietas es de 0.54.

Cuando la roca está sometida a  $k = 1$  el número de fracturas generadas es 733. Las grietas presentaron una longitud máxima 13 veces el radio del barreno en sentido vertical y 11 veces en sentido horizontal. Con ello, la relación de la longitud de las fracturas es de 0.89.

En la simulación con  $k = 1.5$  se registraron un total de 684 fracturas. Estas se extienden con un máximo de 9 veces el radio del barreno en sentido vertical y 15 veces en sentido horizontal. Por tanto, son más persistentes en dirección al esfuerzo principal mayor, hasta 1.6 veces más con respecto al esfuerzo principal menor.

Con un coeficiente de presión lateral de 2 se registraron 671 fracturas. Las grietas en sentido vertical tienen una longitud máxima 9 veces el radio del barreno y en sentido horizontal de 17 veces. Por lo tanto, la relación entre la longitud horizontal y vertical de las grietas es de 1.8.

Por último, con  $k = 2.5$ , se registraron 602 fracturas. La longitud máxima de estas en sentido vertical es de 8 veces el radio del barreno, y horizontal es de 19 veces. Por lo que la relación entre la longitud horizontal y vertical es de 2.4.

En la Figura 4.12, se muestra las fracturas generadas en el modelo por voladura con el empleo de diferentes coeficientes de presión horizontal, en ella se aprecia lo descrito en los párrafos anteriores, lo que sugiere que las grietas tienen una mayor persistencia y longitud en sentido del esfuerzo principal mayor, además a mayor anisotropía entre los esfuerzos con un mismo esfuerzo vertical hay una menor densidad de fracturas. La diferencia entre la extensión de las fracturas en sentido horizontal y vertical es función del coeficiente de presión horizontal, es decir, de la magnitud de la anisotropía de esfuerzos para un mismo esfuerzo desviador.

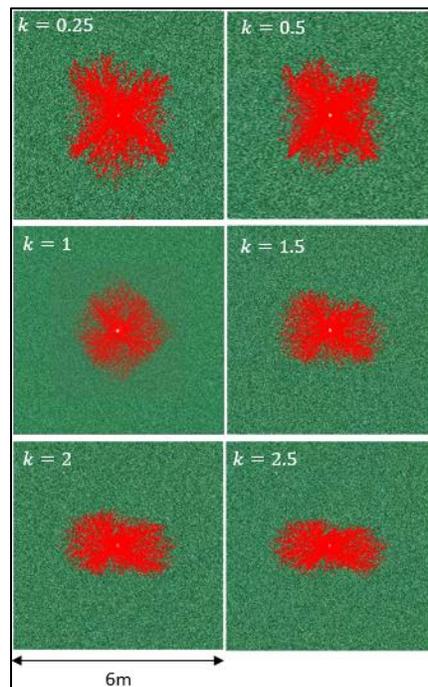


Figura 4.12. Fracturamiento después de la detonación con diferentes coeficientes de presión horizontal,  $k$ .

4.2.4 Comparación de la estimación del daño en la roca del MED con criterios analíticos.

La estimación del daño en el modelo MED se realizó mediante el  $R_{crack}$  y  $R_{crush}$ , obtenidos de los modelos de confinamiento isótropo. Estos se compararon con los calculados mediante los criterios de velocidad pico de partícula y estimación del radio de fracturamiento. Asimismo, se calculó la  $vpp$  a cada 0.5 m en un modelo MED de  $10\text{ m} \times 5\text{ m}$ .

Los valores de  $vpp$  así obtenidos se compararon con los calculados mediante el criterio de Kumar *et al.*, (2016), debido a que es el único criterio analítico de estimación de  $vpp$  que toma en cuenta las propiedades resistentes de la roca, además de su densidad, la distancia al punto de detonación y la presión de la explosión. También se compararon con el criterio analítico de Austin-EUA (2012) que es uno de los más utilizados en la industria; sin embargo, éste no toma en cuenta las propiedades resistentes de la roca. En la Tabla 4.1 se muestran los valores de  $vpp$  calculados.

Tabla 4.1. Valores de  $vpp$  para diferentes distancias, calculados con diferentes métodos.

| Distancia (m) | $vpp$ (m/s)                     |                   |       |
|---------------|---------------------------------|-------------------|-------|
|               | Kumar <i>et al.</i> ,<br>(2016) | Austin-EUA (2012) | MED   |
| 0.5           | 4.60                            | 9.01              | 4.05  |
| 1.5           | 0.93                            | 1.55              | 1.56  |
| 2.5           | 0.44                            | 0.69              | 0.727 |
| 3.5           | 0.27                            | 0.40              | 0.447 |
| 4.5           | 0.19                            | 0.27              | 0.395 |
| 5.5           | 0.14                            | 0.19              | 0.358 |
| 6.5           | 0.11                            | 0.00              | 0.171 |

En el gráfico de la Figura 4.13 se muestran las mediciones de la  $vpp$  en función de la distancia al punto de detonación, en la gráfica se muestra que el criterio de Kumar *et al.*, (2016) y las mediciones en los modelos MED dan valores muy cercanos, con comportamientos similares conforme se alejan del punto de detonación. Por el contrario, los valores calculados por Austin-EUA (2012) difieren considerablemente con los medidos en el modelo en los primeros 2 metros de distancia del punto de explosión, a partir de ahí se vuelven cercanos.

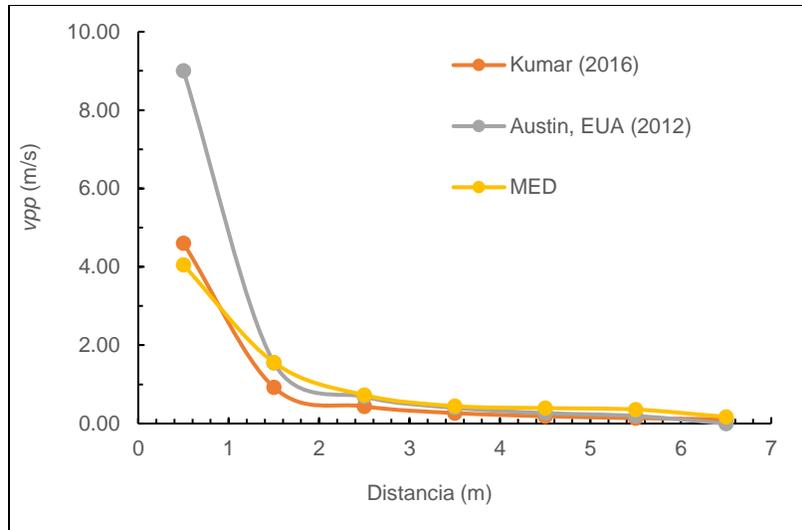


Figura 4.13. Velocidad pico de partícula a diferentes distancias.

Con el criterio de velocidad pico de partícula crítica se determinó el  $R_{crack}$  para las diferentes curvas  $vpp$ -distancia, incluso la generada mediante el MED, por lo que en este último se obtuvieron dos valores de radio de fracturamiento, los calculados con la velocidad pico de partícula y los medidos en el modelo mediante la distancia de las fracturas generadas por la simulación. El  $R_{crush}$  no fue posible obtenerlo mediante los criterios de  $vpp_c$ . En la Tabla 4.2 se muestran los valores de daño en el material obtenidos mediante diferentes criterios, incluyendo el de Dai (2002), que se basa en el radio de fracturamiento y toma propiedades de la roca y el explosivo.

Tabla 4.2. Valores de  $R_{crush}$  y  $R_{crack}$  calculados por diferentes criterios.

|                 | MED  | Dai (2002) | Kumar et al., (2016) | Austin, EUA (2012) | MED ( $vpp_c$ ) |
|-----------------|------|------------|----------------------|--------------------|-----------------|
| $R_{crack}$ (m) | 2.25 | 1.76       | 1.39                 | 1.53               | 1.59            |
| $R_{crush}$ (m) | 0.14 | 0.11       | -                    | -                  | -               |

Comparando los valores del  $R_{crack}$  se observa que todos los criterios empíricos-analíticos quedan por debajo de las mediciones realizadas en el modelo, siendo los más cercanos el de Dai (2002) y el del valor de  $vpp_c$  obtenido de las mediciones de velocidad pico de partícula realizadas en el modelo de elementos discretos; sin embargo, la diferencia es mayor del 22%. En el  $R_{crush}$  sólo se puede comparar las mediciones en el modelo con el criterio de Dai (2002), estos valores son muy cercanos, pues su diferencia es de 2 cm. No obstante, ningún criterio analítico es capaz de evaluar el cambio en las zonas del daño de la voladura por el estado de esfuerzos.

En la Figura 4.14 se comparan las estimaciones de  $R_{crack}$  y  $R_{crush}$  de los criterios empíricos-analíticos con las mediciones en el modelo de elementos discretos a diferentes estados de esfuerzos isotrópicos. En la gráfica-a se observa que los  $R_{crack}$  estimados con los criterios analíticos quedan entre los valores medidos en el modelo sin confinamiento y con 10 MPa de confinamiento, por lo que, es evidente la ineficiencia de los criterios analíticos cuando la roca está sometida a un estado de esfuerzos mayor a 10 MPa.

En el caso del  $R_{crush}$  (gráfica-b) sólo se compara la estimación del criterio de Dai (2002) con los resultados de las simulaciones, dicho valor analítico coincide con las mediciones en el modelo con 10 y 20 MPa de confinamiento, lo que sugiere que con confinamientos mayores 20 MPa el criterio del radio de fracturamiento para estimar la zona triturada es ineficiente.

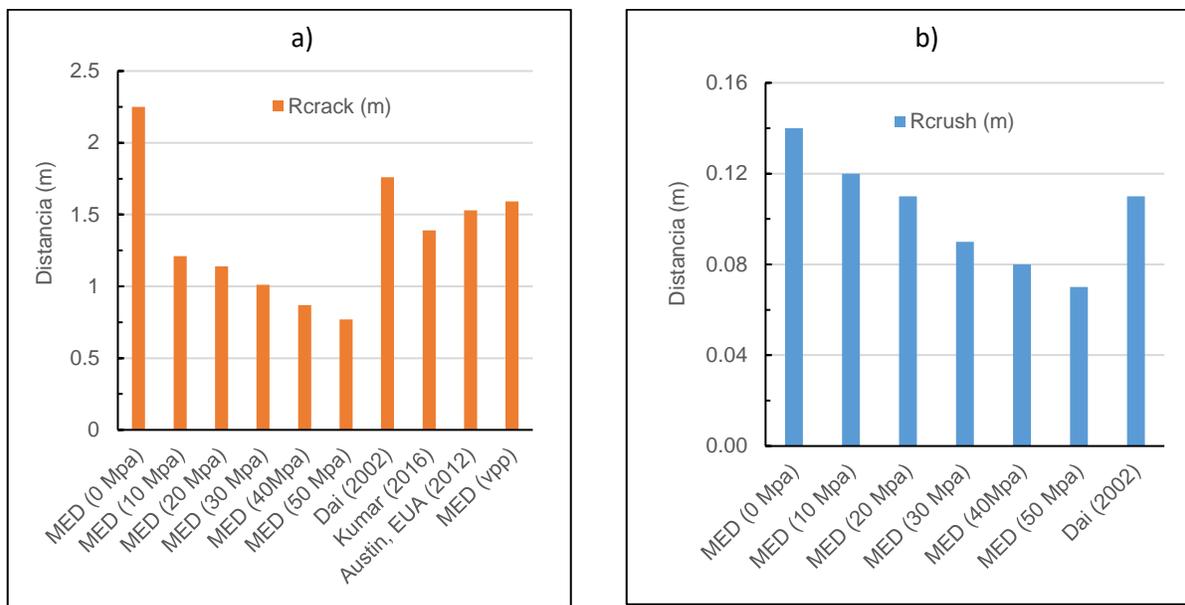


Figura 4.14.a)  $R_{crack}$  de diferentes estimaciones; b)  $R_{crush}$  de diferentes estimaciones.

### 4.3 Simulación de voladuras en dos barrenos

Para realizar simulaciones de detonaciones en dos barrenos se realizó un modelo de  $8\text{ m} \times 5\text{ m}$  y con las propiedades calibradas de los contactos, el modelo consta de 130,000 partículas (Figura 4.15). Se realizaron 5 simulaciones variando la distancia entre barrenos y 6 variando el tiempo de retardo entre detonaciones de barrenos. Todas las simulaciones fueron sin esfuerzo de confinamiento.

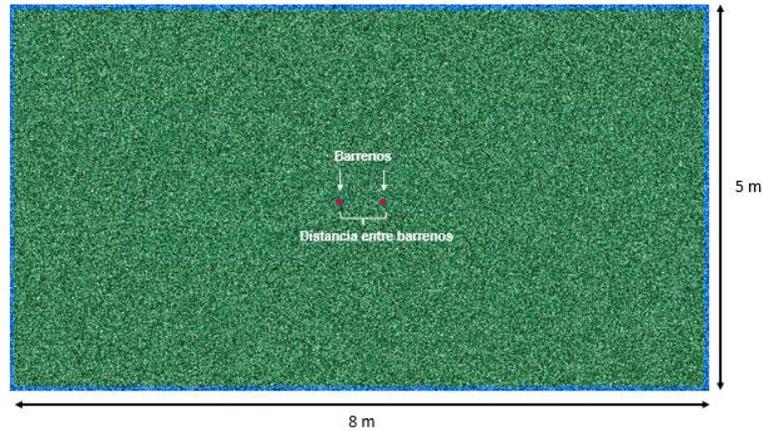


Figura 4.15. Modelo empleado en los análisis de detonaciones con dos barrenos.

#### 4.3.1 Sensibilidad en la rotura de la roca a la distancia entre barrenos

En la Figura 4.16 se muestran las simulaciones con diferentes distancias entre barrenos detonados al mismo tiempo. La primera simulación se realizó con una separación de 15 cm, pues el  $R_{crush}$  medido en el modelo de un barreno fue de 14 cm, por lo que se supuso que, con los efectos de reflexión entre los dos barrenos y la ampliación de la rotura por el choque de dos ondas de esfuerzo, el área entre barrenos se triturará, es decir, se excavará.

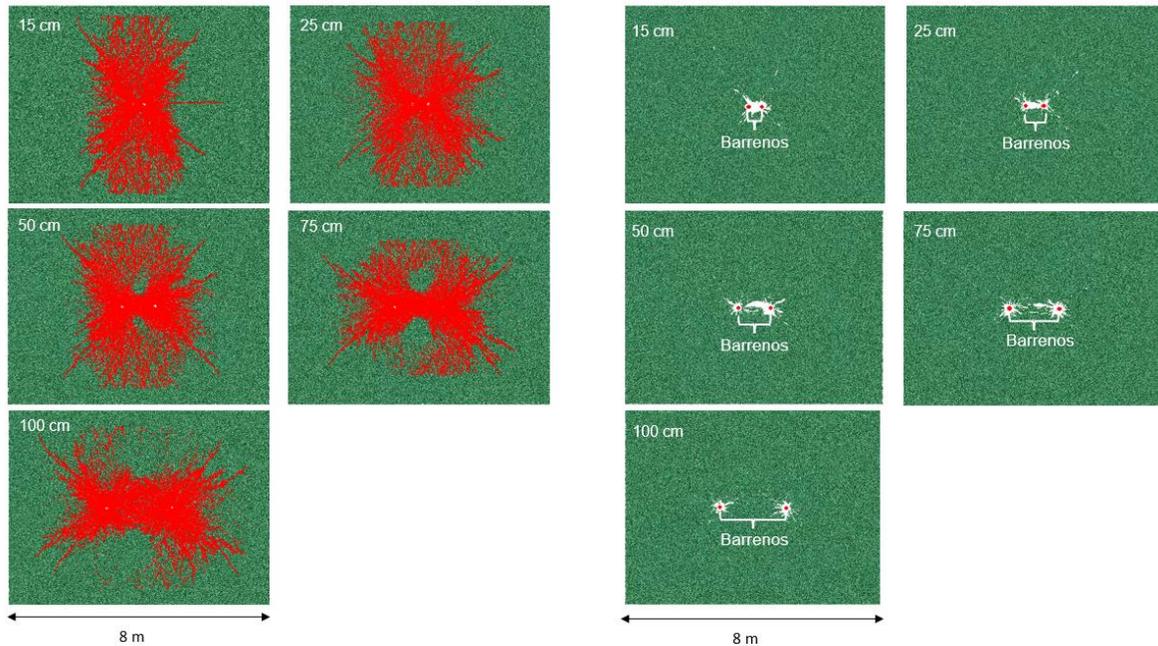


Figura 4.16. Explosión de dos barrenos con diferentes separaciones a) Fracturas (color rojo); b) Zona triturada (color blanco/ zona vacía).

En la Figura 4.16 se observa que las fracturas entre los dos barrenos con distancia de 15 y 25 cm se concentran en el centro de ellos y se propagan hacia la parte superior e inferior en el centro del modelo, también se aprecian fracturas que se propagan en sentido radial al punto de detonación en distancias cercanas. Además, la zona entre ellos se tritura por completo.

Cuando los barrenos tienen una distancia entre 50 y 75 cm, las fracturas se propagan en mayor medida en dirección contraria al centro de los dos barrenos, asimismo, se juntan en el centro superior e inferior de la zona entre los dos barrenos. Si la separación entre barrenos es 50 cm, todavía se presenta una zona con abertura entre los dos barrenos; sin embargo, para 75 cm ya no hay abertura.

Por último, con una distancia de 100 cm entre perforaciones, las fracturas se propagan solamente en sentido contrario al centro del modelo. Aunque hay fracturamiento al centro, ya no se presenta ninguna trituración.

#### 4.3.2 Sensibilidad en la rotura de la roca al retardo entre detonaciones

De acuerdo con las simulaciones con diferentes distancias entre barrenos, a partir de 75 cm ya no se presenta abertura o zona triturada entre ellos. Por lo que, fue la distancia seleccionada para analizar la influencia de los retardos entre detonaciones. La Figura 4.17 muestra los modelos con diferentes tiempos de detonación .

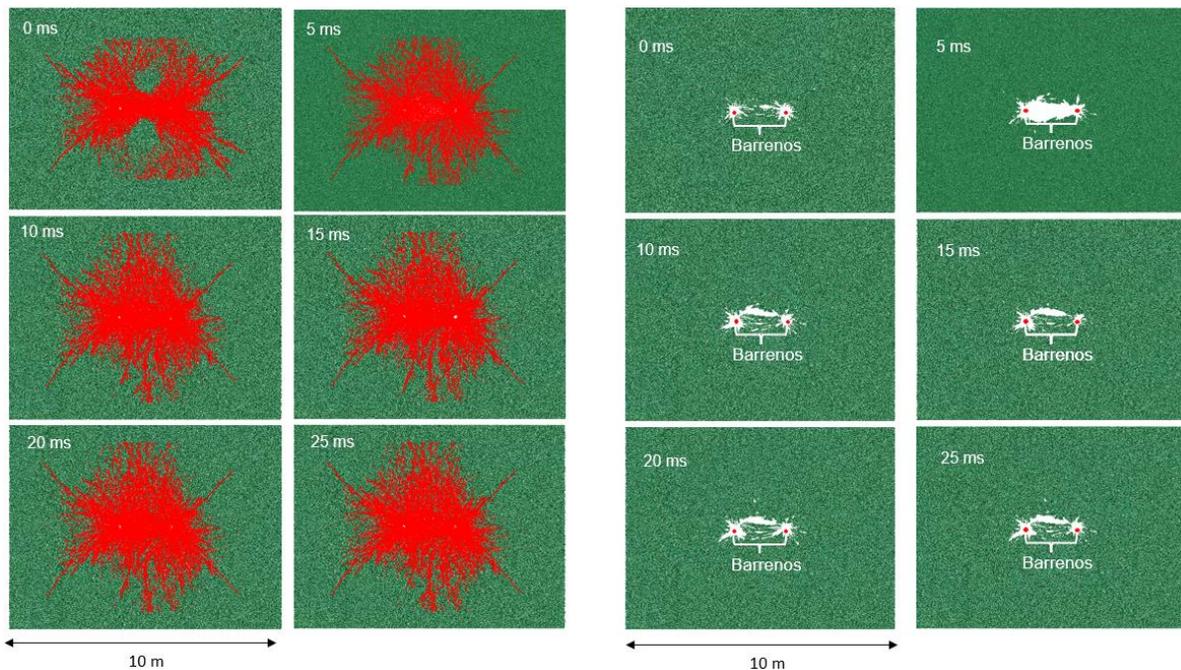


Figura 4.17. Detonación de dos barrenos con diferentes tiempos de detonación, a) Fracturas; b) Zona triturada.

La Figura 4.17 izquierda muestra que a partir de 5 ms comienza a haber una concentración de fracturas al centro de los barrenos, que se propaga a la zona superior e inferior, además de grietas largas que abren en dirección contraria al centro del modelo. El fisuramiento es el mismo para todos los retardos.

En la Figura 4.17 derecha, se muestra la trituración entre barrenos, lo que señala la apertura entre ellos. Cuando hay un retraso de 5 ms en las detonaciones, se observa una amplia zona triturada entre barrenos, a pesar de que cuando eran detonados al mismo tiempo ya no había apertura entre ellos. La zona triturada disminuye cuando el retardo aumenta a 10 ms; sin embargo, continúa existiendo apertura entre los barrenos, esta zona se mantiene así en los demás retardos utilizados. En todos los casos, no aumenta la propagación de fracturas en sentido contrario al centro del modelo. Esto sugiere que por mínimo que sea el retardo entre detonaciones, aumenta la eficiencia de la voladura, generando una mayor zona triturada y fracturamiento entre barrenos, además que no aumenta el daño al área circundante de la detonación.

#### 4.4 Simulación voladuras en una sección

Para analizar la voladura en una sección de excavación, se generó un modelo de  $12\text{ m} \times 12\text{ m}$  usando 263,578 partículas. Se empleó una condición de esfuerzos anisotrópica en la que se impuso un esfuerzo vertical de 10 MPa y un coeficiente de presión horizontal de 1.5. La plantilla de barrenación utilizada para la voladura consta de 58 barrenos, como se muestra en la Figura 4.18.

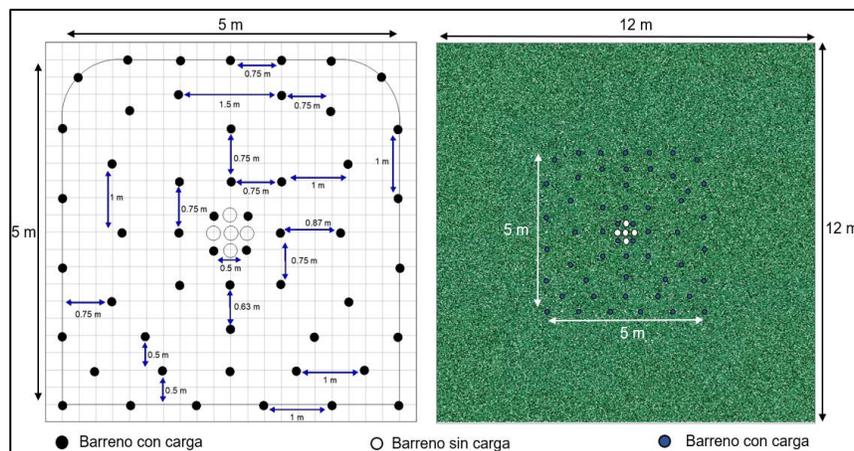


Figura 4.18. Plantilla de barrenación y modelo de una sección de excavación.

4.4.1 Influencia de la secuencia de detonación entre los barrenos de una plantilla de voladura.

Para analizar la influencia de la secuencia de detonación en una sección de voladura, se realizaron cuatro simulaciones con diferentes tiempos de detonación entre barrenos. Los retardos fueron de 25 ms, pues en el análisis de retardos entre detonaciones hubo apertura entre barrenos con este tiempo, y comúnmente es el empleado en la industria.

La simulación *a)* de la Figura 4.19 a) se realizó detonando todos los barrenos al mismo tiempo. En la simulación *b)* los barrenos fueron detonados según la numeración indicada en la Figura 4.19 b), empleando una técnica de pre-corte. La simulación *c)* se hizo con la misma secuencia que la *b)*, con la diferencia de que los barrenos de contorno fueron disparados al final (técnica de pos-corte). En la simulación *d)* también se empleó una técnica de pos-corte, utilizando la secuencia indicada por la numeración de la Figura 4.19 d), ésta fue diseñada de acuerdo con las recomendaciones del manual de Konya (1990), utilizando más retardos para permitir la salida del material por barreno o por zona, de manera que se obtenga una excavación completa de la sección y evitar pérdida de la energía de la explosión en vibración.

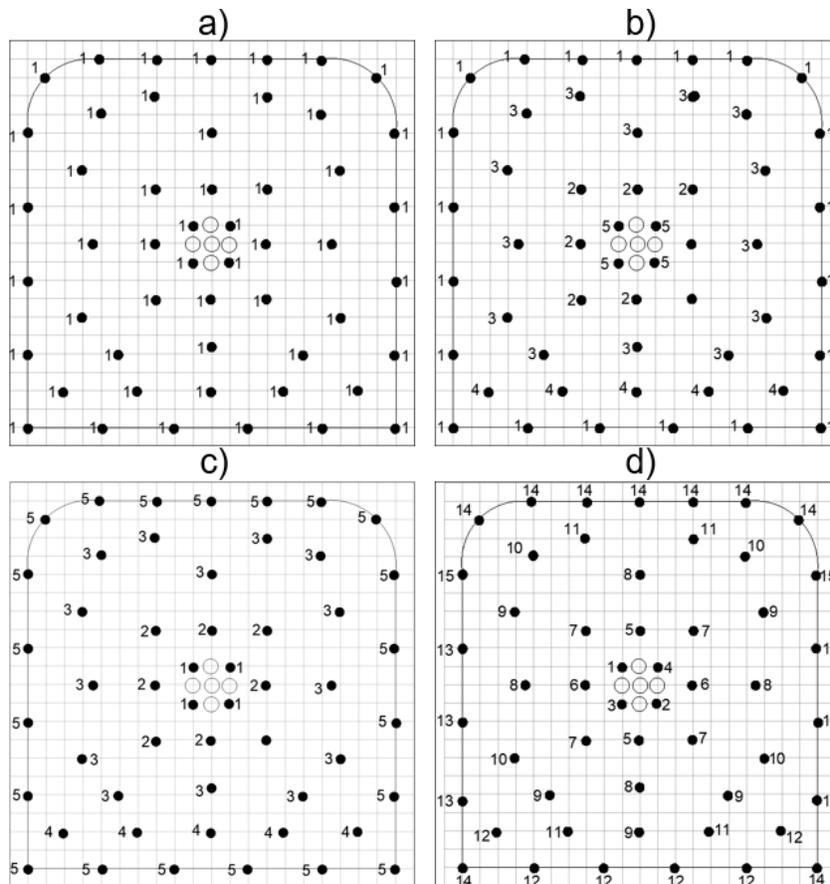


Figura 4.19. Secuencias de detonación empleadas en las simulaciones.

En la Figura 4.20 se muestra la cuña (conjunto de barrenos que funciona como cara libre en la voladura) después de la detonación, la imagen izquierda pertenece a la voladura con todos los barrenos detonados al mismo tiempo y la derecha a cuando se tiene una secuencia de detonación. Las cuñas de las secuencias *b*, *c* y *d* dieron resultados muy similares. Se observa, que cuando todos los barrenos detonan al mismo tiempo, la zona excavada reduce considerablemente, por otra parte, se aprecia una mayor densidad de fracturas en el contorno de los barrenos lo que sugiere una sobre fragmentación y energía desperdiciada. Por el contrario, en la imagen derecha, la zona de la cuña se excavó por completo y presenta fracturas distribuidas en toda el área.

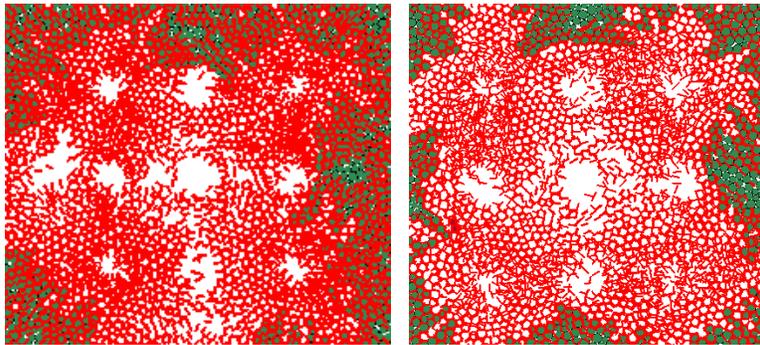


Figura 4.20. Cuñas de la plantilla de barrenación después de la detonación con diferentes secuencias de disparo.

En la Figura 4.21 se presenta la detonación de los primeros barrenos auxiliares. El modelo de la simulación *a*) tiene una deficiente rotura del medio, pues no hay abertura entre barrenos. La detonación de los primeros barrenos auxiliares de las simulaciones *b*) y *c*) dieron resultados similares; que presentaron rotura entre los barrenos, no obstante, la fragmentación es deficiente, pues se observan pedazos grandes de material que quedan dentro de la zona excavada.

En la Figura 4.21 *c*) se muestra la simulación *d*) en ella se observa toda la zona que se encuentra dentro de los primeros barrenos auxiliares completamente excavada. Además, de un intenso fracturamiento al centro y no al exterior de la voladura.

Esto sugiere que aun cuando existe una secuencia de detonación, si no es adecuada, reduce la eficiencia de la voladura. El empleo de retardos entre barrenos de cuña y auxiliares, permite que haya más espacio para que el material se expanda y las ondas de esfuerzo se reflejen, provocando un mayor agrietamiento. Además, al tener una superficie libre al centro, las fracturas se concentran en esa dirección y no al exterior del modelo.

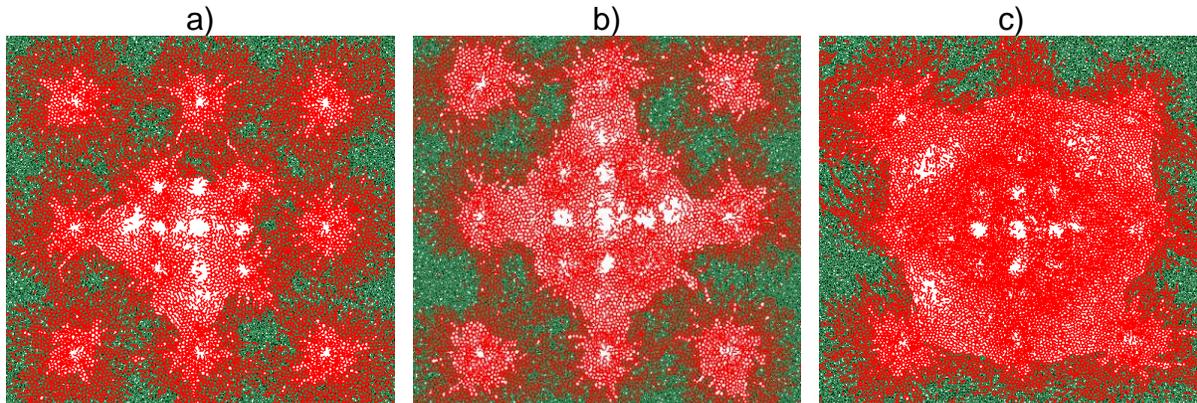


Figura 4.21. Barrenos auxiliares detonados con las diferentes secuencias, a) Simulación-a; b) Simulación b y c; c) Simulación-d

En la Figura 4.22 se muestra la zona excavada de las simulaciones a), b) y c) después de 75 ms. La simulación d) se observa después de 150 ms, ya que tiene un mayor número de retardos que las demás. En la simulación a), la plantilla se detona por completo y se observa que los barrenos tienen una zona triturada deficiente, pues a excepción de la cuña, no alcanzan a generar rotura entre ellos, por lo que la sección no es excavada. En la secuencia b) al detonarlos barrenos de contorno y cuña se aprecia que no hay un corte completo de la sección, pues los barrenos de piso y paredes no alcanzan a generar rotura entre ellos. En el caso de la cuña se obtiene una zona triturada funcional para el resto de la voladura.

En la Figura 4.22 c), la simulación c) muestra que los barrenos auxiliares generan una zona excavada funcional al centro del modelo, no obstante, los barrenos auxiliares secundarios no alcanzan a generar rotura entre ellos. En la secuencia d) se observa que los barrenos de cuña y los auxiliares primarios forman una zona excavada amplia, a diferencia de las otras simulaciones. También los barrenos auxiliares secundarios sí alcanzan a formar rotura entre ellos. Esto se debe al empleo de un mayor número de retardos. En el caso de los barrenos detonados al mismo tiempo, el material no tiene salida y las ondas de esfuerzo no se pueden reflejar en barrenos ya detonados. Esto muestra de que el diseño de la secuencia de detonación es clave para obtener secciones de excavación uniformes y completas, con un uso óptimo de la energía de la explosión.

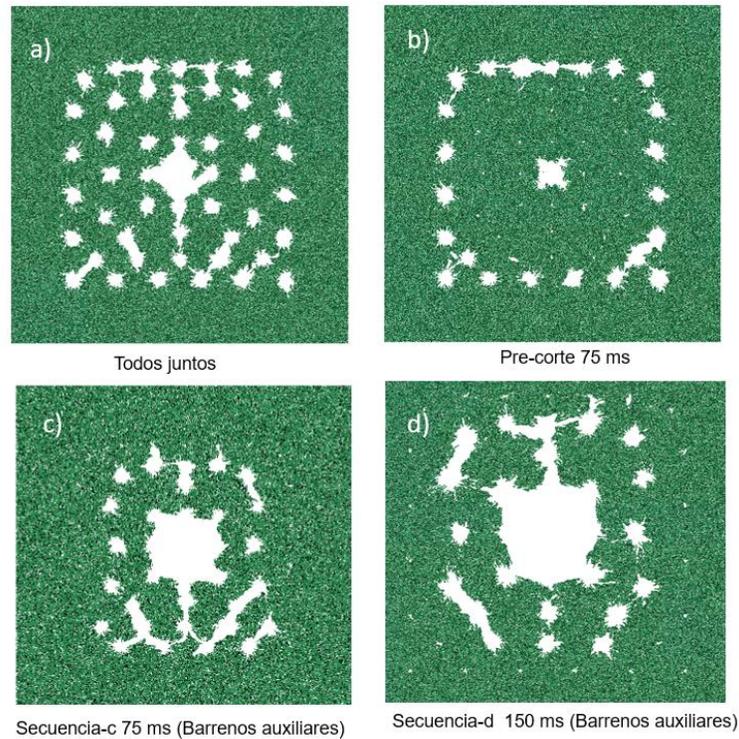


Figura 4.22. Secuencias de detonación (a,b y c) después de 75 ms, secuencia-d después de 1.5 ms

La Figura 4.23 a) presenta la simulación a) después de detonar todos los barrenos al mismo tiempo. El modelo indica que la voladura no logra excavar la sección, asimismo, no genera rotura entre barrenos. Además, las fisuras en la sección de excavación fueron menos numerosas en comparación con las demás simulaciones; sin embargo, se presentó un mayor número de fisuras en la zona circundante de la sección.

En Figura 4.23 b) se presenta la simulación b) (técnica de pre-corte) después de la voladura. En ella se obtuvo una excavación deficiente, ya que la zona inferior de la sección no se excavó. Las fracturas se extendieron en promedio hasta 0.83 m en dirección horizontal y 0.56 m en dirección vertical, desde el contorno diseñado de la excavación. Es decir, fueron más persistentes en sentido del esfuerzo principal mayor (sentido horizontal). Asimismo, las fracturas y fragmentos generados por esta simulación fueron menores a los de las simulaciones c) y d).

La Figura 4.23 c) muestra la excavación generada por la simulación c, muestra un contorno con grandes bloques (piso y paredes o tablas) y áreas que no fueron completamente excavadas. En el caso de las fracturas, estas se extendieron aproximadamente hasta 0.63 m del contorno de diseño de la excavación, no obstante, fueron más persistentes en el perímetro de la sección.

En la simulación d) (Figura 4.23d)) se obtuvo una excavación completa de la sección; sin embargo, el contorno de la obra fue irregular y presentó grandes bloques de roca sin desprenderse, principalmente en los hastiales y el piso. Las fracturas generadas se extendieron aproximadamente

0.48 m fuera del perímetro diseñado de la excavación, con mayor persistencia en sentido tangencial de la sección.

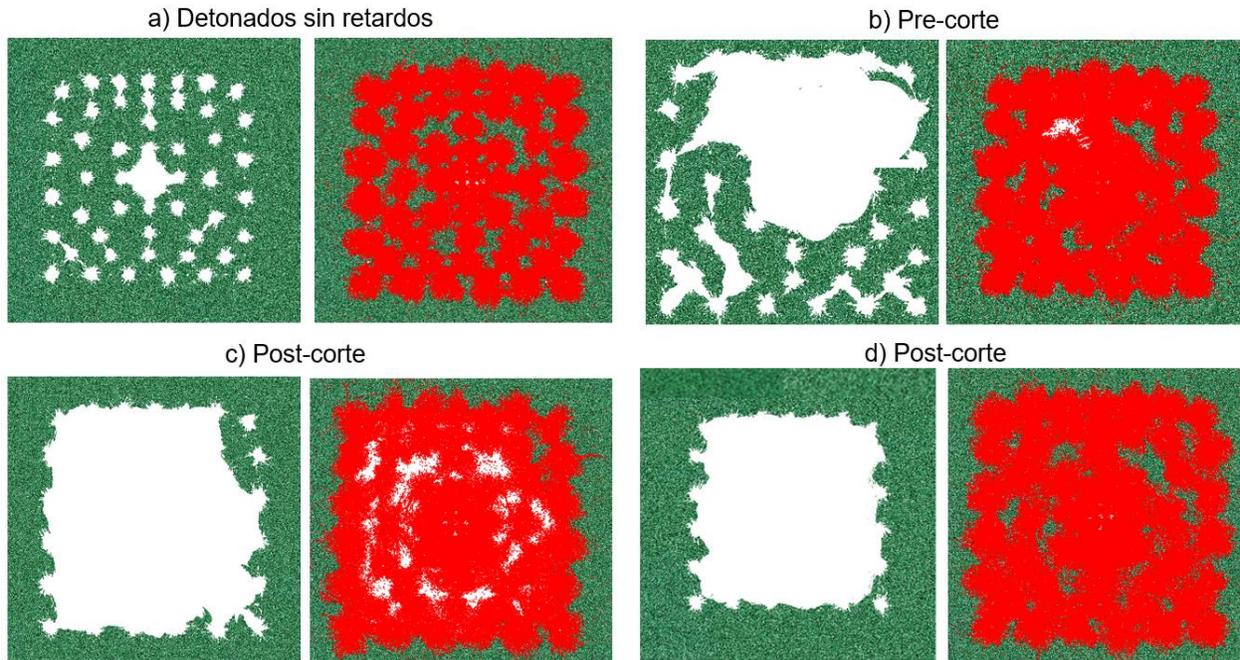


Figura 4.23. Modelos de secuencias de detonación después de la voladura., fracturas y zonas excavadas

En la Figura 4.24 se muestran las fracturas de los barrenos de contorno de las paredes, de las simulaciones *a)*, *b)* y *d)*. En la Figura 4.24 *a)* se muestra las fracturas de los barrenos de contorno correspondiente a la voladura sin secuencia de detonación, éstas se propagan ligeramente con mayor persistencia en sentido horizontal (dirección del esfuerzo principal mayor). También se observa que las grietas no son largas y apenas tienen contacto con las de otros barrenos.

En la Figura 4.24 *b)*, se aprecia que las fracturas de la simulación *b)* (pre-corte), se propagan con mayor persistencia en dirección horizontal (esfuerzo principal mayor), en consecuencia, no hay rotura entre los barrenos de las paredes, pues estos coinciden con la dirección del esfuerzo principal menor.

Las fracturas de los barrenos ubicados en las paredes de la simulación *d)* (pos-corte) se presentan en la Figura 4.24 *c)*. Las grietas se propagan en mayor medida en dirección del contorno de la excavación, por lo que, se genera rotura entre barrenos. Esto se debe a que el esfuerzo principal mayor es tangencial a la excavación. Lo mismo sucede con los demás barrenos de contorno. Cabe mencionar, que las fracturas y fisuras fuera del contorno de la excavación se reducen, así como, la longitud de las grietas que se propagan fuera de la plantilla de barrenación.

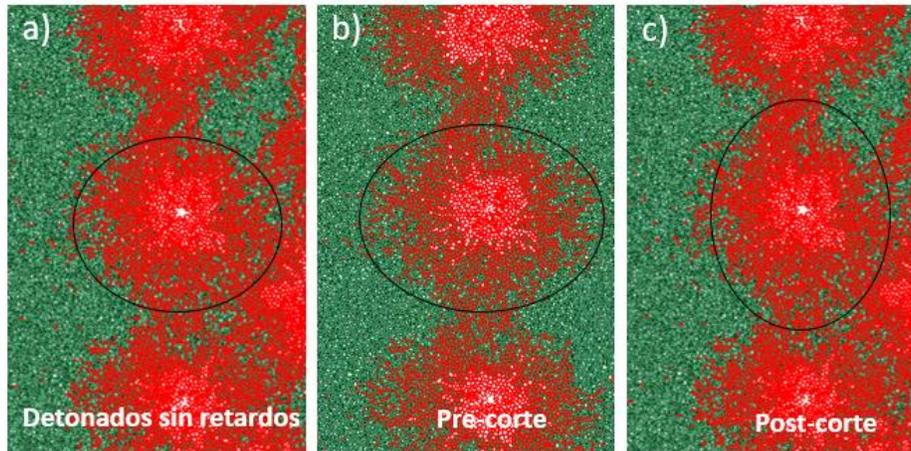


Figura 4.24. Distribución de grietas (rojo) en barrenos de contorno

En la Figura 4.25 se muestra un acercamiento a la rotura en los barrenos de contorno de la simulación *d*). En las Figura 4.25 a) y b) se aprecia que las grietas y la apertura de ellas se propagan en dirección del contorno, en consecuencia se genera rotura entre barrenos, además, el material lanzado por la detonación se dirige en sentido de la cara libre o zona excavada. En la Figura 4.25 c) se observa que el fisuramiento y fracturamiento se encuentra mayormente en la zona excavada y en menor medida en el contorno de la sección. Además, se aprecia el corte entre barrenos y le mitad de los barrenos entre cada corte (media caña).

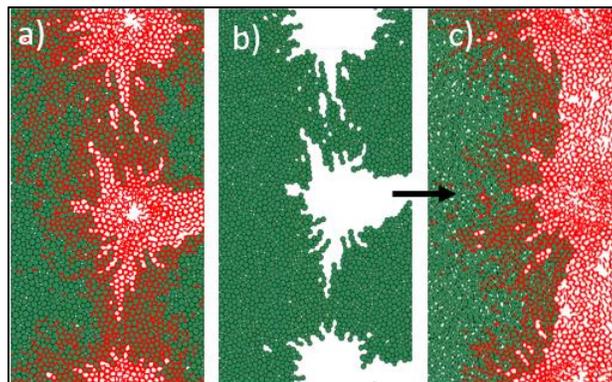


Figura 4.25. Fracturas y zona triturada de los barrenos de contorno en técnica de post-corte.

Los análisis con las diferentes secuencias de detonación sugieren que para obtener la mayor eficiencia del explosivo es necesario tener retardos de tiempo entre barrenos. Asimismo, el fracturamiento, la fragmentación y la calidad de la excavación dependen de la secuencia de detonación. Las voladuras simuladas tuvieron mejores resultados con las técnicas de post-corte y con una mayor cantidad de retardos de tiempo entre barrenos.

4.4.2 Simulación de diferentes arreglos de barrenos de contorno

La simulación de la detonación en una plantilla de barrenación con tres diferentes condiciones de contorno se realizó en el modelo utilizado para analizar la secuencia de detonación. En este análisis se utilizó la secuencia de la simulación *d*), debido a que tuvo una excavación de la sección completa, los daños en el perímetro de la excavación fueron los menores y los contornos tuvieron mejor uniformidad (en comparación con las demás secuencias simuladas). En la Figura 4.26 se presentan los tres arreglos de barrenos de contorno. El primer caso está diseñado según las fórmulas empíricas de Konya (1990); en el segundo caso se añaden perforaciones sin carga entre los barrenos cargados, en las paredes y el piso; en el tercer caso, los barrenos sin carga del caso anterior se cargan con el mismo explosivo usado en las demás simulaciones.

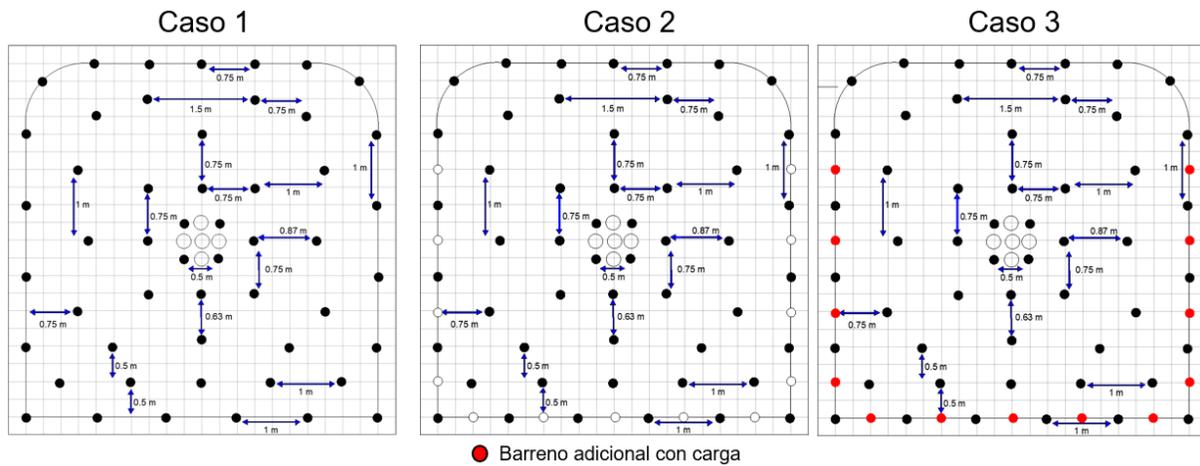


Figura 4.26. Plantilla de barrenación con tres diferentes condiciones de contorno

La Figura 4.27 muestra los tres modelos después de detonar, no se observan fragmentos o elementos separados por completo del cuerpo de la roca. En el primer modelo (caso 1) se aprecia un contorno no uniforme, donde no se conserva un tramo regular de la excavación. Además, se observan grandes bordes sin despegarse del perímetro de la sección. En el caso 2, no hay bloques grandes en el contorno de excavación, lo que significa que es una obra funcional. Sin embargo, el contorno es poco uniforme, principalmente, en el piso. El fracturamiento y la fragmentación tuvo mayor densidad en la dirección de la cara libre, a diferencia del caso 1.

En el tercer caso, al igual que en el segundo, no existen grandes bloques en el contorno de excavación, además, se aprecia un perímetro uniforme (en las paredes y el piso de la sección), e incluso se observa la mitad del barreno (media caña), lo que indica una buena voladura. La fragmentación y fracturamiento no tuvo cambios notables, con respecto al caso 2.

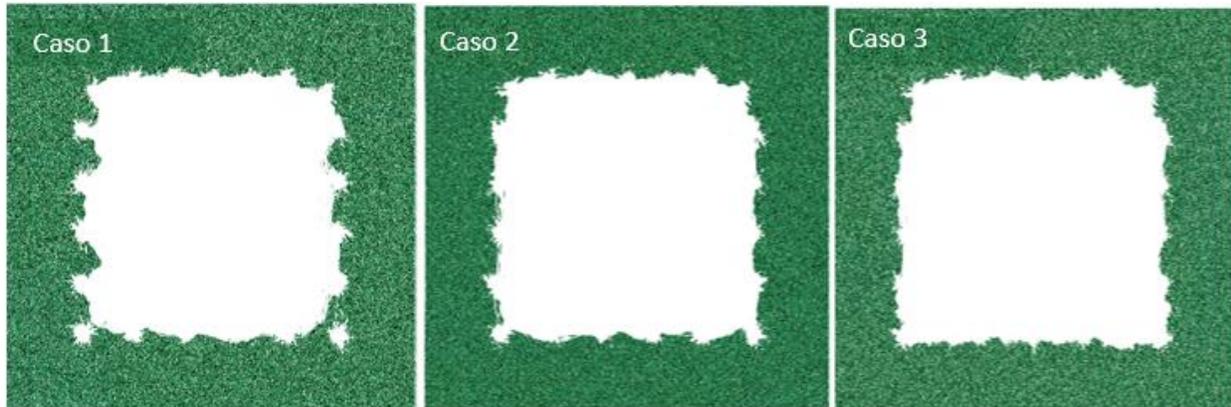


Figura 4.27. Secciones excavadas de los diferentes casos de arreglos de contorno

#### 4.5 Simulación de voladuras con presencia de discontinuidades abiertas

Se establecieron dos modelos para analizar la influencia de la presencia de discontinuidades abiertas en la roca. En los dos tipos de simulaciones se utilizaron diferentes ángulos de inclinación de las discontinuidades ( $0^\circ$ ,  $30^\circ$ ,  $45^\circ$ ,  $60^\circ$  y  $90^\circ$ ). Estas fueron de 1 m de longitud y se situaron a 1.5 m del punto de la detonación.

##### 4.5.1 Influencia de las discontinuidades en la propagación de fracturas de la detonación de un barreno

Para analizar las características del fracturamiento en rocas con la presencia de discontinuidades abiertas después de voladuras en barrenos confinados (sin superficies libres). Se establecieron 6 tipos de simulaciones, 5 con discontinuidades a diferentes ángulos de inclinación y una simulación sin discontinuidades .

El modelo empleado fue de  $12\text{ m} \times 5\text{ m}$ , con las propiedades calibradas. En el contorno del medio sólo se impuso la condición de fronteras viscosas, el punto de detonación se situó a dos metros del costado izquierdo del modelo y la separación entre diaclasas fue de 1.5 m. En la Figura 4.28 se muestran las fracturas de las simulaciones después de la detonación. En estos modelos la zona fragmentada no tiene cambios, debido a que el área que ocupa es de centímetros a partir del barreno y las discontinuidades preexistentes no tienen efecto en la distancia cercana a la explosión.

En el modelo sin discontinuidades las fracturas se propagan a distancias similares en todos los sentidos, con mayor persistencia en dirección de las esquinas del medio. En el modelo con discontinuidades a  $90^\circ$ , la dirección de las diaclasas coinciden con la de la propagación de onda, se aprecia que a partir de ellas se expanden fracturas, por tanto, alcanzan mayor longitud en donde se encuentran las discontinuidades.

En los modelos con discontinuidades a  $30^\circ$ ,  $45^\circ$  y  $60^\circ$ , aparecen fracturas al final de las diaclasas con la misma dirección de éstas. También hay fracturas que se generan perpendiculares a las discontinuidades y se propagan en esa dirección, en consecuencia donde se encuentran las diaclasas el fracturamiento de la roca es más persistente. No obstante, la densidad de las fracturas no aumenta, es decir, las fracturas son más largas, pero no hay un mayor número.

En el caso de las discontinuidades con  $0^\circ$  de inclinación, las fracturas aparecen en sentido perpendicular a las diaclas y no en dirección de su inclinación, como en los demás casos. En esta simulación, la longitud de las fracturas no aumento considerablemente, en comparación de la simulación sin presencia de discontinuidades.

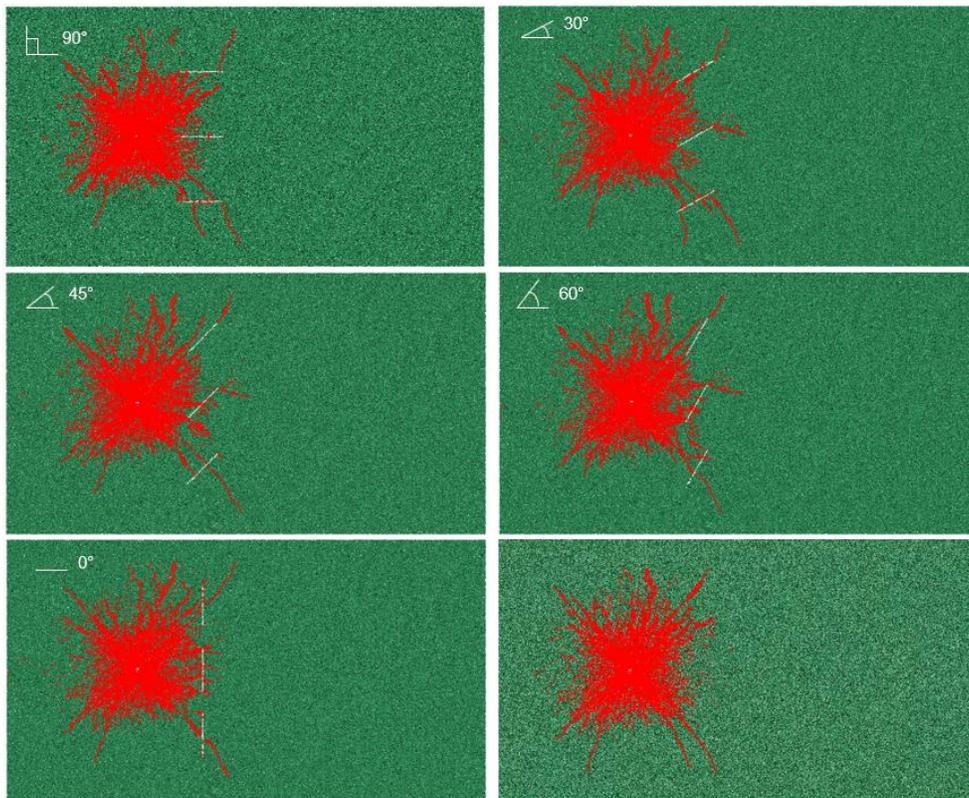


Figura 4.28. Detonación en un barreno confinado en roca con discontinuidades de diferentes ángulos de inclinación

En la Figura 4.29 se muestra la influencia de las discontinuidades en la propagación de la onda de esfuerzo. Para ello, se monitoreó el esfuerzo después de la detonación en puntos ubicados en la misma altura del modelo, a diferentes distancias del barreno. En la gráfica izquierda se muestran los esfuerzos picos desde 0.5 m de distancia. De 0.5 m a 1 m y de 3 m a 3.5 m, no se observan cambios significativos en la propagación de los esfuerzos entre las curvas. Por lo que, en la gráfica derecha se muestran los esfuerzos picos de 1 m a 3 m.

Las curvas correspondientes a las diaclasas con una inclinación de  $30^\circ$  a  $90^\circ$  presentan un descenso de 30 MPa en la onda de esfuerzo, con respecto a los valores cuando no hay discontinuidades, esto

en el segmento de 1 m a 1.75 m. Tomando en cuenta que la onda de esfuerzo tiene contacto con la diaclasa a 1.5 m, sobre la línea de puntos de monitoreo, se sugiere que la onda se atenúa antes, durante y después de tener contacto con la apertura de la discontinuidad. En la curva de la discontinuidad con 0° de inclinación hay un descenso en las mismas distancias que las demás, sin embargo, es de 10 MPa, el resto del comportamiento es el mismo.

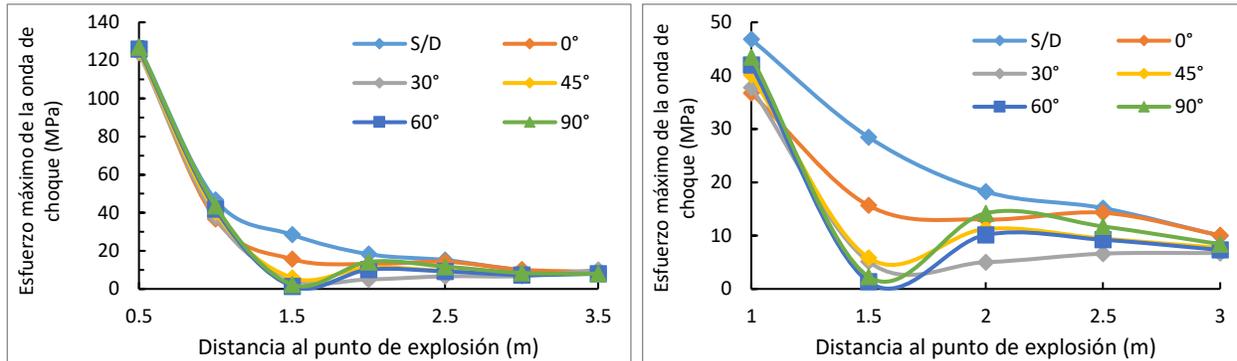


Figura 4.29. Influencia de las discontinuidades en la propagación de la onda de esfuerzo

#### 4.5.2 Influencia de las discontinuidades en el daño del techo de una excavación realizada por voladura

Con el fin de analizar la influencia de las discontinuidades en voladuras de plantillas de barrenación, se realizaron 6 simulaciones de la explosión de los barrenos del techo de una excavación. Una simulación fue sin discontinuidades, en las cinco restantes se varió el ángulo de inclinación de las diaclasas. El modelo empleado es de 12 m × 6 m, en él, se usó el arreglo de barrenos del techo utilizado en los análisis en secciones de excavación.

En la Figura 4.30 se muestran las fracturas generadas por las voladuras de las diferentes simulaciones. Las voladuras en medios sin diaclasas y con diaclasas de 0°, las fracturas se distribuyen prácticamente de la misma manera, no hay cambios significativos en su longitud y densidad. En el caso de las simulaciones con discontinuidades de 30° a 90°, se observa agrietamiento al final de las diaclasas, también se aprecia una mayor densidad de fracturas a su alrededor, en forma de embudo con apertura al techo de la excavación.

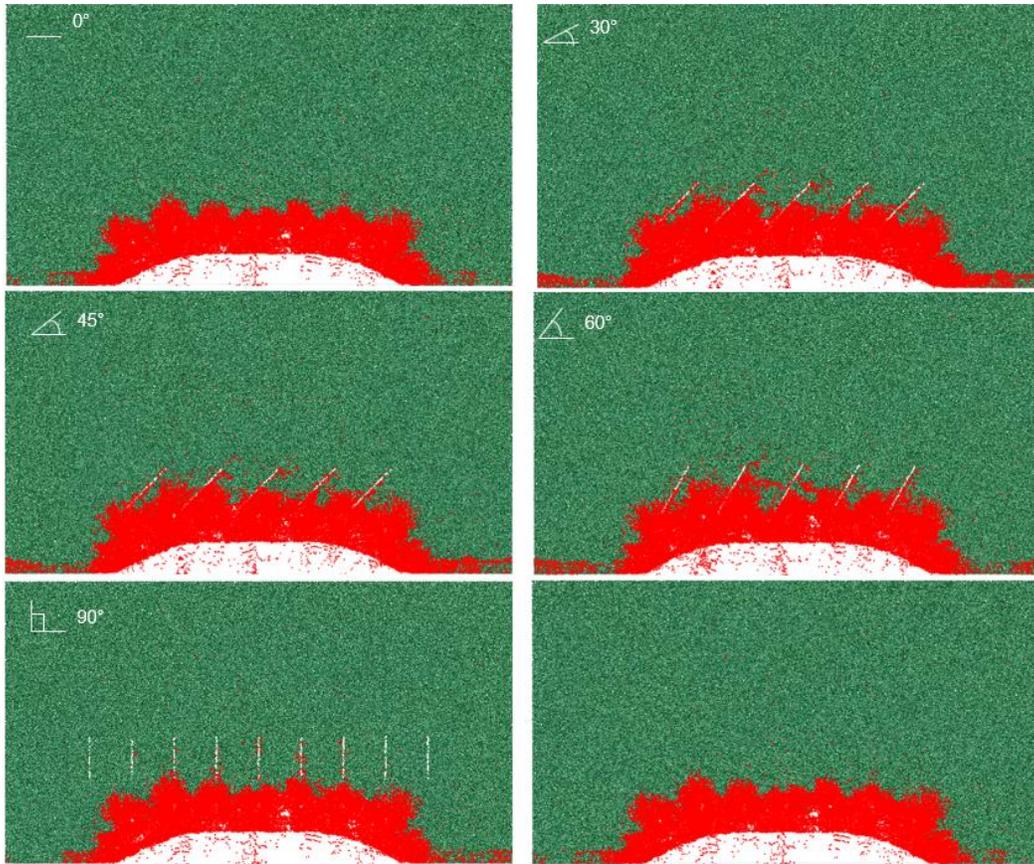


Figura 4.30. Distribución de fracturas en el techo de una sección de excavación con presencia de discontinuidades

En la Figura 4.31 se muestra la excavación producto de las voladuras en roca con presencia de diaclasas. En la simulación sin diaclasas se aprecia un contorno de la excavación uniforme, inclusive se aprecian las mitades de los barrenos detonados (medias cañas). En el medio con discontinuidades de  $0^\circ$  de inclinación, la voladura genera una sobre excavación, con irregularidades en dirección de la discontinuidad. Por otra parte, en las diaclasas se observan áreas trituradas en forma de embudos con dirección a la excavación.

En la figura con diaclasas de  $30^\circ$  y  $45^\circ$  de inclinación, el contorno del techo de la sección presenta sobre excavación, pues hay irregularidades en el perímetro que comienzan en el final de las diaclasas. No obstante, el contorno de la excavación se conserva medianamente uniforme.

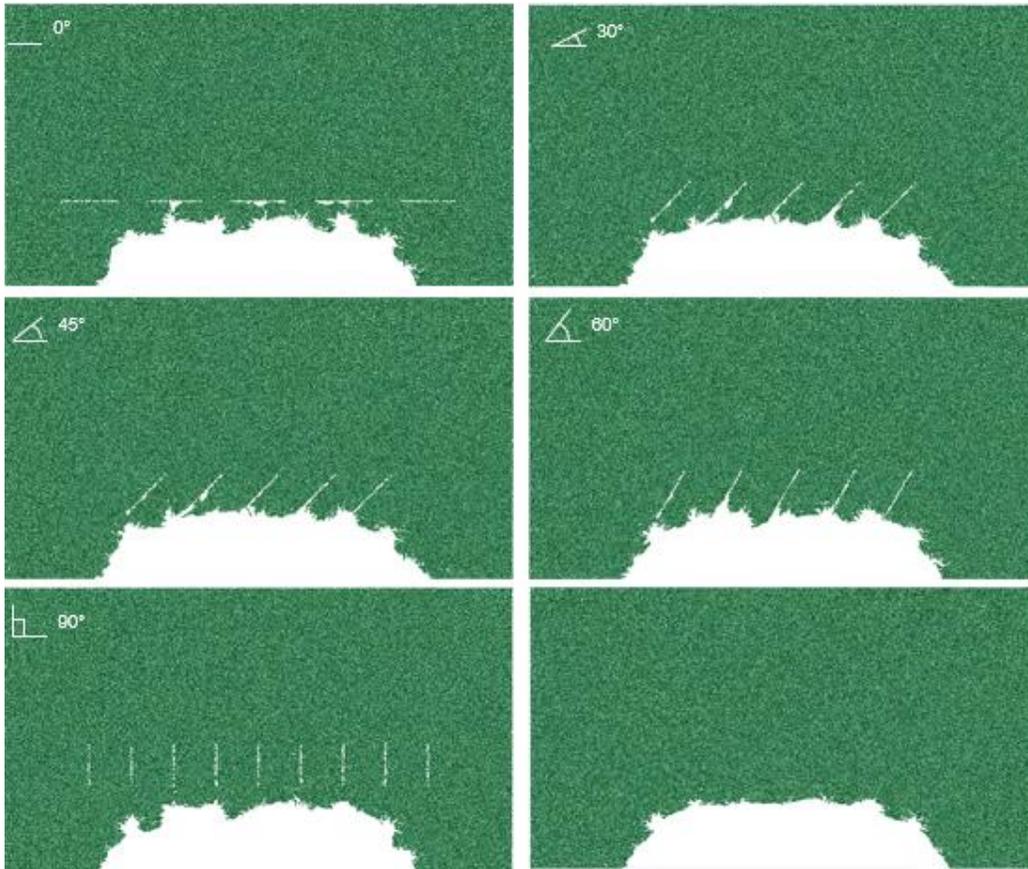


Figura 4.31. Diferencias en la excavación del techo de una obra subterránea en un medio con discontinuidades.

Las simulaciones con discontinuidades de  $90^\circ$  y  $60^\circ$  de inclinación, presentan una sobre excavación en forma de cono, que cierra en el comienzo de las diaclasas. Por otra parte, también se forman bloques que sobresalen del contorno y se delimitan en los costados por las discontinuidades.

Estas simulaciones sugieren que la presencia de diaclasas con inclinaciones de  $60^\circ$ ,  $90^\circ$  y  $0^\circ$  resultan las más desfavorables para una excavación, pues generan sobre excavación y bloques que representan riesgos en la obra.

## Capítulo 5. Conclusiones y recomendaciones.

### 5.1 Conclusiones

El empleo de modelos numéricos con descripciones discontinuas permite evaluar el daño en la roca por voladuras, así como, representar la rotura y fragmentación del material, contemplando las propiedades físicas y mecánicas de la roca y el estado de esfuerzos en el que se encuentra sometida. Además, mediante el MED se puede simular plantillas de barrenación con diferentes arreglos de barrenos y secuencias de detonación, por lo que representa una herramienta para el diseño de voladuras.

Mediante las simulaciones de los ensayos de compresión y tensión, se observó que el MED con el modelo de contacto Flat Joint, pueden simular materiales que presenten fracturas, grandes desplazamientos, incremento de la resistencia conforme al aumento del confinamiento y resistencia residual, por lo que es adecuado para simular rocas.

El método de calibración del modelo de contacto utilizado demostró ser adecuado, al compararse los resultados de las simulaciones de ensayos de compresión y tensión con pruebas de laboratorio. En el ajuste de los resultados de las simulaciones al criterio de rotura de Hoek-Brown, se demostró que el modelo representa adecuadamente el aumento de la resistencia con el incremento del confinamiento, por lo que, los modelos mediante MED pueden emplearse para analizar rocas en confinamientos donde no se tengan ensayos.

El MED demostró mediante la medición de ondas generadas por impulsos controlados, que puede representar adecuadamente la propagación de ondas en una roca intacta, ya que simuló adecuadamente la propagación teórica de una onda en un medio continuo (esférica). Además, de que las velocidades de onda longitudinal medidas en laboratorio y en simulaciones tuvieron una diferencia menor al 5 por ciento.

Los elementos discretos son capaces de representar la disipación de la energía de una onda. Pues al comparar los resultados de la atenuación de la onda de esfuerzo teórica con la numérica se observó que las curvas esfuerzo-distancia tuvieron el mismo comportamiento y el mismo orden de valores. La curva de la simulación tiene magnitudes ligeramente más grandes, debido a que el esfuerzo sólo es medio en la parte continua del modelo.

Asimismo, la comparación de la curva de atenuación numérica con la teórica sugiere que a pesar de que el algoritmo de expansión de partícula no puede representar la energía de choque y la energía de gas de manera separada, simula adecuadamente la propagación de los esfuerzos generados por la voladura, así como, las zonas de fracturamiento y fragmentaciones de la detonación en la roca.

Mediante la implementación de ecuaciones para controlar el comportamiento presión-tiempo, el MED permite simular detonaciones ideales y no ideales. El aumento del tiempo de elevación a presión máxima del explosivo influye directamente en el cambio entre detonación ideal y no ideal,

por lo tanto, también en el tipo de daño que se genera en la roca, mayormente fragmentación o mayormente fracturamiento. A medida que aumenta el tiempo de elevación, la zona de trituración disminuye y la de fracturamiento aumenta.

A través de las simulaciones de detonaciones con diferentes estados de esfuerzos isotrópicos, se observó que la eficiencia de la explosión disminuye con el aumento del confinamiento, ya que las zonas de daño tienen un menor radio conforme los esfuerzos in situ aumentan.

En el análisis de explosiones con condiciones de esfuerzos anisotrópicos, se observaron comportamientos congruentes con el estado de esfuerzos. Es recomendable utilizar un algoritmo que imponga esfuerzos radiales, para obtener resultados más apegados a la realidad. De acuerdo con las simulaciones se confirma que las fracturas generadas por explosivos tienen una mayor longitud en dirección al esfuerzo principal mayor, este fenómeno, concuerda con las observaciones en voladuras de Hoek, E., & Brown E. (1985) y Brady, B., & Brown, E. (2006). Asimismo, la relación entre la longitud de las fracturas en dirección horizontal y vertical es similar al coeficiente de presión horizontal al que está sometido el material.

Los criterios empíricos-analíticos usados comúnmente en el diseño de voladuras para estimar el daño en las excavaciones no son ideales para su empleo en obras subterráneas, pues no son capaces de contemplar las condiciones de esfuerzos en el macizo rocoso, presencia de discontinuidades, sobre-excavación y procesos inherentes en la detonación. Además, que la gran parte de estos no toma en cuenta las propiedades de resistencia de la roca.

De acuerdo con las simulaciones con dos barrenos, distancias muy cerca entre detonaciones provoca intenso fisuramiento del material que se encuentra alrededor de la explosión. Por otro lado, el empleo de distancias entre barrenos excesivas no permite que exista rotura o abertura entre ellos. Asimismo, el uso de retardos eleva la eficiencia en la rotura del explosivo.

Con base en las simulaciones de voladuras en secciones de excavación con diferentes secuencias de detonación. Se concluye que la detonación de barrenos con ausencia de retardos entre ellos no permite la excavación completa de la sección, ya que, no se genera rotura entre barrenos, en su lugar se presenta un alto fisuramiento en la roca circundante. El empleo de técnicas de pre-corte en voladuras subterráneas da como resultado excavaciones deficientes, debido a que la rotura se genera en sentido del esfuerzo principal mayor in situ. Las técnicas de pos-corte en obras subterráneas causan un mayor fracturamiento entre barrenos de contorno, brindan cara libre al material lanzado por los barrenos detonados y crean una excavación satisfactoria en toda la sección. El diseño de la secuencia de detonación es sumamente importante para obtener excavaciones completas con contornos uniformes y un menor daño al perímetro de la obra subterránea.

Mediante los diferentes arreglos de barrenos de contorno se observó que implementar barrenos sin carga entre los barrenos de contorno puede beneficiar el corte en el perímetro de una obra subterránea.

En las simulaciones de detonaciones de barrenos confinados en roca con discontinuidades, se observó que la presencia de diaclasas reduce los esfuerzos de la onda de choque en el contorno de

la excavación. Por lo que, se puede presentar una densidad de fracturas menor a la esperada; sin embargo, también se generan fracturas perpendiculares a las discontinuidades y extensión de su longitud. En consecuencia, puede aumentar la zona de daño del material.

En el caso de las simulaciones de voladuras en el techo de una sección con presencia de discontinuidades, se observó que las diaclasas con ángulos de inclinación mayores a  $60^\circ$  con respecto a la horizontal del techo de la obra, resultan altamente perjudiciales para la estabilidad y el contorno de la sección, pues generan sobre-excavación y bloques que no se separan de la roca y sobre salen del perímetro diseñado, estos representan riesgos para el correcto funcionamiento de la obra. Por otra parte, las discontinuidades paralelas al techo de la excavación causan sobre-excavación considerable en la obra.

## **5.2 Recomendaciones**

Los resultados ponen en evidencia que el modelado de voladuras mediante MED puede ser una buena alternativa para el diseño de plantillas de detonación y la predicción de la propagación de grietas por explosivos. El enfoque de esta investigación es prometedor para esta clase de problemas de fractura de rocas.

Las simulaciones de este trabajo se limitaron a voladuras subterráneas para túneles y obras subterráneas mineras de avance, en otros estudios se debe de analizar el empleo de esta metodología en voladuras para taludes y obras mineras subterráneas de producción

En investigaciones futuras será importante comparar las predicciones del modelo con casos reales medidos en campo, así como refinar la metodología de modelado para incorporar más mecanismos subyacentes a los procesos físicos, así como, incorporar modelos tridimensionales, para analizar efectos como son: el lanzamiento del material al frente de la excavación, pérdidas de energía de onda y volúmenes de gases y evaluar la resistencia y el estado de esfuerzos en tres direcciones.

Las simulaciones en esta investigación se realizaron considerando todos los barrenos cargados con emulsión, en otros trabajos se debe analizar el empleo de diferentes cargas entre barrenos. Así como, el acomodo de la carga de columna y el empleo de diferentes explosivos en un barreno.

Este trabajo se centra en el análisis de la calidad de la excavación y el daño generado por la voladura, sin embargo, en otros análisis se debe de evaluar la viabilidad de esta metodología para analizar la tamaño y disposición de la fragmentación generada por la voladura.

## Referencias

- Bernalao, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2009). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid.
- Bobet, A. (2010). Numerical methods in geomechanics. *The Arabian Journal for Science and Engineering*, Vol. 35, 27-48.
- Cao, W., Li, X., Tao, M., & Zhou, Z. (2016). Vibrations induced by high initial stress release during underground excavations. *Tunelling and Undergroun Space Technology*, 78-95.
- Castro-Filgueira, U., Alejano, L., J.Arzúa, & Mas-Ivars, D. (2017). Sensitivity Analysis of the Micro-Parameters Used in a PFC Analysis Towards the Mechanical Properties of Rocks . *Procedia Engineering*, 191, 488-495.
- Castro-Filgueira, U. (2019). *Simulación numérica del comportamiento tenso-deformacional de muestras de granito naturales y artificialmente fisuradas mediante el código de partículas PFC3D (tesis doctoral)*. Vigo, España: Universidad de Vigo.
- Correa, P., & Martínez, A. (2017). *Diseño del sistema de perforación y voladura en los bancos D,E y F en la mina de caliza El Tesoro, contrato de concesión ILI-1611*. Boyacá, Colombia: Universidad Pedagógica Tecnológica de Colombia.
- Cundall, P. (1971). A computer model for simulating progressive largescale movements in blocky rock systems. *Proceedings of the Symposium of the International Society of Rock Mechanics*. Vol 1, 2-8.
- Cundall, P., & Hart, R. (1992). Numerical modelling of discontinua. *Engineering Computations*, Vol. 9, 101-113.
- Cundall, P., & Strack, O. (1979). A Discrete Numerical Model for Granular Assemblies. *Géotechnique*, 29, 47-65.
- Dai, J. (2002). *Rock Dynamics and blasting theory* . China: Metallurgical Industry Press.
- DuPont. (1987). *Manual para el uso de explosivos*. Wilmington, EUA: E.I. Du Pont de Nemours & Company .
- EXSA. (2019). *Manual práctico de voladuras (5ta edición)*. EXSA S.A.
- Gao, W., Zhang, Z., Li, B., & Li, K. (2021). Study on Numerical Simulation of Geometric Elements of Blasting Funnel Based on PFC5.0. *Shock and Vibration*.
- González, F. (2017). *Análisis de criterios matemáticos que predicen el radio de fracturamiento en roca, generado por voladura en excavaciones*. Ciudad de México, México: UNAM.
- González, I. (2012). *Introducción al diseño de voladuras*. Ciudad de México, México: Austin Powder Company.

- Hoek, E. (2007). *Practical Rock Engineering*. North Vancouver, Canada: Evert Hoek Consulting Engineer Inc.
- Hoek, E., & Brown, E. (1985). *Underground excavations in rock*. London, United Kingdom: McGraw Hill.
- Hudson, J., & Harrison, J. (1997). *Engineering rock mechanics*. Londres, UK: Universidad de Londres.
- Jong, Y., Lee, C., Jeon, S., Cho, Y., & Shim, D. (2005). Numerical modeling of the circular-cut using particle flow code. *31st Annular Conference of Explosives and Blasting Technique*, Orlando, USA.
- Konya. (1990). *Manual de Voladuras*. EUA: ESING.
- Kumar, H., Kumar, N., Singh, M., & Venkat, V. (2014). Blast induced damage to surrounding rock mass underground excavation. *Journal of Geological Resource and Engineering*, 13-19.
- 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*, 341-349.
- Li, B., Liu, X., Chen, W., & Li, L. (2015). Discret element simulation of attenuation law of blasting stress wave. *International Conference on Chemical, Material and Food Engineering*.
- López, V. (2015). *Fundamentos de explotación de minas*. Ciudad de México, México: UNAM.
- Luengo, J. (2014). *Efecto de escala en el modelamiento de una roca intacta mediante elementos discretos*. Santiago de Chile, Chile: Universidad de Chile.
- Matías, J. (2016). *Comparación de modelos de elementos discretos aplicados al comportamiento de roca intacta*. Santiago de Chile, Chile: Universidad de Chile.
- Oyanguren, P. R., & Monge, L. A. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*. Madris, España: Universidad Politécnica de Madrid.
- Pernía, J., Ortíz, F., & López, C. (1987). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid, España: Instituto Tecnológico GeoMinero de España.
- Persson, P., Holmberg, R., & Lee, J. (1993). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. Londres, Reino Unido: CRC Press.
- Potyondy, D. (2015). The bonded-particle model as a tool for rock mechanics research and application: current trends and future directions. *Geosystem Engineering*, EUA.
- Potyondy, D. (2017). *Material-Modeling Support in PFC [fistPkg25]*. Minneapolis, Minnesota, EUA: Itasca Consulting Group, Inc., Technical Memorandum ICG77.

- Potyondy, D., & Cundall, P. (1996). *Modeling of shock and gas driven fractures induced by a blast using bonded assemblies of spherical particles*. Minneapolis, EUA: Itasca consulting group.
- Potyondy, D., & Cundall, P. (2004). A bonded-particle model for rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 1329-1364.
- Saharan, M., Mitri, H., & Jethwa, J. (2006). Rock fracturing by explosive energy: review of state-of-the-art. *Fragblast: International Journal for Blasting and Fragmentation Vol. 10*, 61-81.
- Sánchez, F. (2014). *Ingeniería de túneles*. Ciudad de México, México.
- Sánchez, J. (2017). *Estudio de los medios granulares por el método de elementos discretos*. Ciudad de México, México: Posgrado de Ingeniería, UNAM.
- Sánchez, J. (2019). *Estudio de los medios discontinuos en geotecnia*. Tunja, Colombia: Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia.
- Sun, C. (2013). *Damage zone prediction for rock*. Utah, EUA: Universidad de Utah.
- Suzuki, K. (2013). *“Aplicación de la técnica synthetic rock mass a escala de laboratorio”*. Santiago de Chile, Chile: Universidad de Chile.
- Tarbuck, E., & Lutgens, F. (2005). *Ciencias de la tierra*. España: Ed. Pearson Prentice Ha.
- Toro, L. (2021). *Impacto de tronaduras superficiales en la estabilidad de cavidades subterráneas (tesis de maestría)*. Santiago de Chile, Chile: Universidad de Chile.
- Torregroza, L. (2007). *Estudio de la fracturación de las partículas empleando el Método de los Elementos Discretos*. Universidad de los Andes.
- Wei, Y., Xuebin, S., Lei, W., & Jiangfang, C. (2019). Numerical study of the contributions of shock wave and detonation gas to crack generation in deep rock without free surfaces. *Journal of Petroleum Science and Engineering*, 699-710.
- Wyllie, D., & Mah, C. (2004). *Rock Slope Engineering Civil and Mining*. New York, EUA.
- Xue, Y., Jiang, X., Kong, F., Li, Z., Gong, H., Yang, F., & Chen, H. (2022). Rupture of rock with discontinuities under blasting disturbance: Insights from discrete element method modeling. *Simulation Modelling Practice and Theory* 116.
- Yang, J., Shi, C., Yang, W., Chen, X., & Zhang, Y. (2019). Numerical simulation of column charge explosive in rock masses with particle flow code. *Granular Matter*.
- Yilmaz, O., & Unlu, T. (2013). Three dimensional numerical rock damage analysis under blasting load. *Tunnelling and Underground Space Technology, Vol. 38*, 266-278.
- Yuan, W., Wang, W., Su, X., Li, J., Li, Z., Wen, L., & Chang, J. (2018). Numerical study of the impact mechanism of decoupling charge on blasting-enhanced permeability in low-

permeability sandstones. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 106, 300-310.

Zehua, Z., Wenle, G., Kunpeng, L., & Baojie, L. (2020). Numerical simulation of rock mass blasting using particle flow code and particle expansion loading algorithm. *Simulation modelling practice and theory* , 102-119.

## Anexos

### Artículos publicados

#### Congresos Nacionales

- González, H., Sánchez, J., & Auvinet, G. (2020) *Modelado de fracturamiento de rocas causado por explosivos recurriendo al Método de Elementos Discretos*. XXX Reunión Nacional de Ingeniería Geotécnica, SMIG. Guadalajara, México.
- González, H., Sánchez, J., & Auvinet, G. (2022) *Simulación mediante elementos discretos de la propagación de la onda de esfuerzo de una voladura en roca*. XXXI Reunión Nacional de Ingeniería Geotécnica, SMIG. Guadalajara, México.

#### Congresos Internacionales

- González, H., Sánchez, J., & Auvinet, G. (2022) *Modeling of the damage in the contour of tunnels caused by the use of blasting using the Discrete Element Method*. IX Latin American Rock Mechanics Symposium, ISRM. Asunción, Paraguay.
- González, H., Sánchez, J., & Auvinet, G. (2022) *Modeling of the rock fracture mechanism caused by explosives using the Discrete Element Method*. IX Latin American Rock Mechanics Symposium, ISRM. Asunción, Paraguay. **Reconocimiento como el mejor artículo del congreso.**