



**UNIVERSIDAD
DEL AZUAY**

FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA

ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**“Evaluación de los métodos convencionales de voladura utilizados para
bancos en minería a cielo abierto”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERA EN MINAS

Autores:

MILENA ANAHÍ TOMALÁ MUÑIZ

JUAN FRANCISCO GUERRERO BALAREZO

Director:

ERNESTO PATRICIO FEIJOO CALLE

CUENCA, ECUADOR

2026

Milena Anahí Tomalá Muñiz

Juan Francisco Guerrero Balarezo

Trabajo de Titulación

Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Mayo, 2026

**“Evaluación de los métodos convencionales de voladura utilizados para
bancos en minería a cielo abierto”**

DEDICATORIA

Este trabajo está dedicado a quienes han sido mi mayor inspiración, mi fortaleza y mi guía a lo largo de este camino.

A mis padres, Magali y Francisco, cuyo amor y sacrificio han sido la base sobre la cual he construido cada uno de mis sueños. Gracias, mamá, por tu paciencia infinita, por tu cariño que siempre me sostuvo y por cada palabra de aliento que me impulsó a seguir avanzando aun en mis días más difíciles. Gracias, papá, por tu ejemplo de trabajo constante, por enseñarme el valor de la disciplina y por demostrarme que los logros verdaderos se alcanzan con esfuerzo y humildad. Cada paso que doy es reflejo de lo que ustedes me han enseñado.

A mi hermano, que desde el cielo acompaña mis pasos. Su recuerdo vive en mi corazón y ha sido quien me ha guiado en los momentos en los que creí no poder más. Sé que estaría orgulloso de este logro, y quiero que esta dedicación sea también un homenaje a su vida, su amor y todo lo que significó para mí. Gracias por seguir siendo mi fuerza, aun desde la distancia más grande.

A mi hermana, por ser más que familia, por ser mi apoyo constante en los momentos difíciles y mi alegría en los días más felices. Gracias por cada palabra de aliento, por tu paciencia y por creer en mí incluso cuando yo dudaba. Este logro también es tuyo, porque en cada paso de este camino estuviste presente, acompañándome con tu cariño y fortaleza.

A todos ustedes, quienes han dejado una huella imborrable en mi vida, les dedico con profundo amor y gratitud este logro que no habría sido posible sin su presencia, apoyo y fe en mí.

Milena Tomalá M.

El siguiente trabajo va dedicado especialmente a mi madre María José y a mi abuela Delia Mercedes, que han sido mi sostén incluso cuando el mundo parecía derrumbarse bajo mis pies. No hay recuerdo de lucha en el que no aparezcan ustedes dos, firmes, valientes, abrazándome con una fe que muchas veces fue más grande que la mía. Mi abuela, con su amor incansable y sus sacrificios que jamás podré pagar, abrió la puerta para que este sueño universitario empezara a tomar forma. Cada página de esta tesis lleva su fuerza, su entrega y su infinito corazón.

A mi padrastro Diego, cuya presencia en mi vida se convirtió en un refugio inesperado pero fundamental. Su apoyo incondicional desde que entré a la universidad, no solo económico sino emocional, fue una de las columnas que me sostuvo cuando sentí que ya no podía más. A mi padre, Jairo que al inicio ayudó como pudo y que, con el tiempo, convirtió su apoyo en un compromiso profundo, acompañándome hoy con una convicción que me impulsa y me conmueve.

A mi abuelo Jaime, este es el nombre que más pesa en mi pecho hoy. Crecimos juntos entre sus palabras que repetían que el estudio es la mayor riqueza que puede tener un ser humano. Me duele, en lo más hondo, que no estés aquí para ver este momento que tanto anhelas. Me duele porque te imaginé sentado, sonriendo, orgulloso, diciéndome que lo logré. Y aun así, en medio de ese dolor, siento tu presencia. Abuelito, soy ingeniero. Caminé hasta aquí con tu voz empujándome desde el cielo. No te defraudé, cumplí lo que siempre soñaste para mí.

A todos los que marcaron mi vida, gracias. Este triunfo no lleva solo mi nombre, lleva el de cada uno de ustedes, que hicieron posible que hoy este sueño sea una realidad.

Juan Guerrero B.

AGRADECIMIENTO

Quiero expresar mi más profundo agradecimiento a Dios, por darme la fortaleza, la salud y la claridad necesarias para culminar esta etapa tan importante de mi vida. Su guía ha sido fundamental en cada decisión y en cada momento de este camino.

A mis queridos padres, Magali y Francisco, por su amor incondicional, por su paciencia y por todo el sacrificio que han realizado para brindarme la oportunidad de estudiar y crecer profesionalmente. Gracias por enseñarme a luchar por mis sueños, por ser mi apoyo constante y por creer en mí incluso cuando las dificultades parecían imposibles de superar. Este logro es tanto mío como suyo.

A mi hermano, quien desde el cielo ha sido mi inspiración y mi fuerza silenciosa. Su recuerdo ha acompañado cada paso de este proceso y me ha llenado de valor para continuar cuando las circunstancias se tornaban difíciles. A él dedico también este trabajo y mi profundo agradecimiento eterno.

Milena Tomalá M.

Quiero agradecer primeramente a Dios, mi guía y fortaleza constante, gracias por nunca soltar mi mano, por darme luz en los momentos de duda y fuerza en los instantes en los que sentí que no podía continuar. Todo lo logrado es posible gracias a su presencia silenciosa pero firme en mi camino.

A mi madre y a mi abuela, mi base y mi refugio. Gracias por su amor incondicional, por su apoyo inquebrantable y por creer en mí incluso en los momentos más difíciles. Mi abuela, en especial, gracias por los sacrificios realizados para que pudiera iniciar y continuar mi formación universitaria. Este logro es también suyo.

A mi padrastro, por su respaldo constante desde el inicio de esta etapa, por asumir con responsabilidad y cariño una parte fundamental de mi educación y por ser un apoyo firme tanto en lo académico como en lo personal. A mi padre, gracias por el esfuerzo brindado desde el comienzo y por fortalecer con el tiempo su apoyo, convirtiéndose hoy en una presencia esencial en mi crecimiento profesional.

A mi abuelo Jaime, quien desde siempre creyó en mí y me enseñó que el estudio es la mayor riqueza que una persona puede tener. Aunque hoy no pueda acompañarme físicamente, su legado vive en cada logro alcanzado. Este título es un homenaje a su orgullo y a su fe en mí.

A mis docentes, gracias por compartir su conocimiento, por la exigencia que formó mi disciplina y por la vocación con la que guiaron mi proceso de aprendizaje. Sus enseñanzas trascenderán el aula y permanecerán en mi vida profesional.

Finalmente, a mis compañeros, gracias por el apoyo mutuo, por las largas jornadas de estudio, los desafíos compartidos y las experiencias que hicieron de este camino una etapa inolvidable. Cada uno aportó algo valioso a esta meta alcanzada.

Juan Guerrero B.

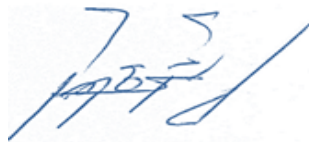
RESUMEN

El propósito principal de este estudio fue evaluar el consumo asociado a los métodos de perforación y voladura en operaciones mineras a cielo abierto, con el fin de identificar oportunidades de optimización que permitan mejorar la eficiencia operativa y reducir los costos involucrados.

La metodología empleada consistió en el análisis comparativo de diferentes parámetros operativos: diámetro y profundidad de taladros, burden, espaciamiento, altura de banco, factor de carga, consumo específico de explosivos, rendimiento de perforación, tiempos de ciclo y costos por metro perforado y por tonelada volada. Además, se evaluaron los tipos de explosivos utilizados y sus propiedades, la eficiencia de los equipos de perforación, y el comportamiento de la roca bajo diferentes diseños de malla.

Los resultados evidencian que el consumo de explosivos y el rendimiento de perforación están directamente relacionados con las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, la correcta selección del equipo de perforación y el diseño técnico de la voladura. Se determinó que ajustes en el patrón de perforación y en el factor de carga permiten alcanzar una fragmentación más uniforme, reduciendo costos posteriores en carguío, transporte y chancado.

Palabras clave: perforación y voladura, optimización, explosivos, malla de perforación, minería a cielo abierto.



Ing Patricio Feijoo Calle.
Director de tesis.

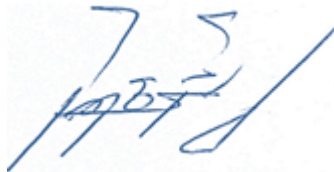
ABSTRACT

The main purpose of this study was to evaluate the consumption associated with drilling and blasting methods in open-pit mining operations, with the purpose to identify optimization opportunities that would improve operational efficiency and reduce associated costs.

The methodology employed consisted of a comparative analysis of different operational parameters: drill hole diameter and depth, burden, spacing, bench height, loading factor, specific explosive consumption, drilling performance, cycle times, and costs per meter drilled and per ton blasted. In addition, the types of explosives used and their properties, the efficiency of the drilling equipment, and rock behavior under different pattern designs were evaluated.

The results show that explosive consumption and drilling performance are directly related to the geomechanical properties of the rock mass, the correct selection of drilling equipment, and the technical design of the blast. It was determined that adjustments to the drilling pattern and the charge factor allow for more uniform fragmentation, reducing subsequent costs for loading, transport, and crushing.

Keywords: drilling and blasting, optimization, explosives, drilling pattern, open-pit mining.



Ing. Patricio Feijoo Calle.
Thesis Director.

Índice de Contenido

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	v
RESUMEN	vii
ABSTRACT.....	viii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1.....	3
MARCO TEÓRICO.....	3
1.1 Aspectos generales.....	3
1.1.1 Antecedentes	3
1.2 Explotación minera	4
1.3 Explotación minera a cielo abierto	4
1.3.1 Destape.....	5
1.3.2 Arranque	5
1.3.3 Carguío y transporte.....	5
1.3.4 Comercialización	6
1.4 Métodos de explotación a cielo abierto	6
1.4.1 Tajo abierto	6
1.4.2 Método de bancos descendentes	7
1.5 Definición de cantera	7
1.6 Elementos de una cantera.....	8
1.7 Perforación de roca	9
1.7.1 Tipos de perforación más utilizados	11
1.8 Voladura de roca.....	13
1.8.1 Tipos de voladura.....	14

1.8.2	Importancia de la voladura controlada.....	17
1.8.3	Ventajas de la voladura controlada.....	17
1.9	Voladura en bancos.....	19
1.9.1	Cálculo de la carga.....	20
1.9.2	Fragmentación.....	21
1.9.3	Esponjamiento.....	22
1.9.4	Proyecciones	22
1.9.5	Voladuras en bancos bajos.....	23
1.9.6	Elección del diámetro de perforación	24
1.9.7	Taqueo.....	24
1.10	Teoría de optimización de voladura.....	25
1.11	Explosivos para la voladura	26
1.11.1	Características de los explosivos	26
1.12	Explosivos para la voladura	28
1.13	Tipos de explosivos.....	31
1.13.1	Descripción de los explosivos	31
1.14	Espaciamiento de explosivos	33
1.15	Definición de malla de voladura	35
1.15.1	Determinación de burden.....	36
1.16	Propiedades de los explosivos	39
1.16.1	Efecto explosivo	39
1.16.2	Seguridad en el manejo.....	40

1.16.3	Sensibilidad a la iniciación y estabilidad en la detonación	40
1.16.4	Almacenaje	40
1.17	Detonadores	41
1.17.1	Detonadores ordinarios	41
1.17.2	Detonadores eléctricos	41
1.18	Cordón detonante	42
1.19	Mecha lenta	43
CAPÍTULO 2.....		45
FORMULACIÓN Y EXPERIMENTACIÓN		45
2.1	Elaboración de matriz con parámetros técnicos establecidos	45
2.2	Simulación de voladuras	45
CAPÍTULO 3.....		64
ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS		64
3.1	Resultados obtenidos.....	64
3.2	Análisis estadístico de resultados	65
3.2.1	Comparación del consumo específico	65
3.2.2	Análisis de optimización del consumo	66
3.2.3	Interpretación técnica de resultados	67
3.3	Comparación entre métodos.....	68
3.3.1	Evaluación de eficiencia.....	68
3.3.2	Análisis operativo	69
3.4	Discusión de resultados	69
3.5	Ventajas y Desventajas de los métodos.....	70

3.5.1 Ventajas	70
3.5.2 Desventajas	70
CONCLUSIONES	72
RECOMENDACIONES.....	72
REFERENCIAS BIBLIOGRAFÍAS	73

Índice de Figuras

Figura 1. Método de explotación tajo abierto	7
Figura 2. Elementos de una cantera	8
Figura 3. Sistemas de penetración de roca.....	10
Figura 4. Actividades que implican en perforación por rotoperCUSión.....	13
Figura 5. Esquema de voladura convencional	14
Figura 6. Esquema de voladura controlada.....	16
Figura 7. Esquema de voladura controlada.....	16
Figura 8. Rendimiento óptimo de explosivos	29
Figura 9. Diseño de voladura open pit con malla de perforación cuadrada.....	36
Figura 10. Parámetro K (fórmula Ash).....	37

Índice de Tablas

Tabla 01. Tabla calculada para una carga específica	25
Tabla 02. Espaciamiento promedio y carga para pre-corte.....	34
Tabla 03. Distintos tipos de cordón detonante.....	43
Tabla 04. Método Ash.....	48
Tabla 05. Método Konya	52
Tabla 06. Método Langefors.....	55
Tabla 07. Método López Jimeno	59
Tabla 08. Método Rodgers.....	62

INTRODUCCIÓN

La industria minera a cielo abierto constituye uno de los pilares fundamentales para el abastecimiento de materias primas esenciales en el desarrollo industrial, tecnológico y económico a nivel global. Dentro de este tipo de explotación, los procesos de perforación y voladura representan etapas críticas que determinan en gran medida la eficiencia del ciclo de minado, la calidad de la fragmentación del material y los costos operativos asociados. Debido a su impacto directo en la productividad, la seguridad y el rendimiento de los equipos de carguío y transporte, la correcta gestión de estos procesos se convierte en un factor clave para la competitividad de cualquier operación minera.

El consumo de recursos vinculados a la perforación y voladura como explosivos, energía, insumos auxiliares y tiempo operativo suele representar un porcentaje significativo del costo total de producción. Sin embargo, en muchas operaciones estos consumos no son evaluados de manera sistemática, lo que puede generar sobregastos, ineficiencias y problemas operativos como sobre roturas, sobre excavaciones, inadecuada fragmentación del material o afectaciones en la estabilidad de los taludes. En este contexto, realizar una evaluación detallada del consumo asociado a estos métodos permite no solo cuantificar el uso real de los recursos, sino también identificar oportunidades de optimización que contribuyan a una explotación más eficiente y sostenible.

El presente estudio se desarrolla con el propósito de analizar comparativamente los parámetros operativos que influyen en el consumo de perforación y voladura, tales como diámetro y profundidad de taladros, burden, espaciamiento, altura de banco, factor de carga, consumo específico de explosivos, rendimiento de perforación, tiempos de ciclo y costos asociados. Asimismo, se considera la influencia de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, la selección del equipo de perforación, las características del explosivo y el diseño de la

mallas de perforación, elementos que en conjunto determinan los resultados obtenidos durante la voladura.

La importancia de esta evaluación radica en que una adecuada planificación y control de los parámetros mencionados puede traducirse en mejoras significativas de la fragmentación del material, reducción de costos en etapas posteriores como carguío, transporte y chancado, y una mayor seguridad y estabilidad en las áreas de excavación. A través de este análisis, se busca aportar una base técnica sólida que permita a las operaciones mineras implementar estrategias de optimización orientadas a la eficiencia, reducción de costos y sostenibilidad del proceso productivo.

CAPÍTULO 1

MARCO TEÓRICO

1.1 Aspectos generales

1.1.1 Antecedentes

La perforación y voladura constituyen procesos fundamentales dentro de la minería a cielo abierto, siendo responsables de la fragmentación primaria del macizo rocoso y determinando en gran medida la eficiencia del ciclo de explotación. Históricamente, el desarrollo de estas técnicas ha estado estrechamente ligado a los avances tecnológicos en maquinaria, materiales explosivos y métodos de diseño, buscando optimizar la eficiencia operativa y reducir los impactos económicos y ambientales.

En sus inicios, los métodos de voladura se basaban en diseños empíricos, derivados de la experiencia práctica y la observación directa en faenas mineras. Con el avance de la ingeniería de minas, surgieron modelos teóricos que permitieron comprender mejor la interacción entre el explosivo, la roca y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. Investigaciones realizadas desde mediados del siglo XX introdujeron parámetros como el burden, el espaciamiento, el factor de carga y la altura de banco, los cuales continúan formando la base del diseño moderno de voladuras.

Durante las últimas décadas, los estudios han demostrado que el rendimiento de los métodos de perforación y voladura está influenciado por múltiples factores, entre ellos las propiedades mecánicas de la roca, la energía específica del explosivo, el desempeño de los equipos de perforación y la precisión en la ejecución del diseño de malla. Investigaciones recientes han destacado la importancia del control del consumo de explosivos, debido a su

impacto directo en la fragmentación, la estabilidad de taludes y los costos de carguío, transporte y chancado.

1.2 Explotación minera

A lo largo de la historia, la minería ha estado ligada, directa o indirectamente, a las actividades cotidianas de la humanidad, pues constituye un eje esencial en la economía y siempre ha requerido de avances tecnológicos para establecerse como una actividad redituable que aporta al desarrollo económico-social de las regiones en donde se lleva a cabo. La explotación minera consiste en la extracción de recursos naturales de interés para las diferentes industrias de producción, que después elaborarán un sin número de productos a partir de los mismos. Con respecto a esto, (Sepúlveda & Brach, 2021) argumentan que: “En una explotación sostenible se analizan: términos técnicos, económicos, sociales y ambientales, además de la generación de nuevos empleos en las regiones donde se llevan a cabo estos procesos productivos” (p. 107).

Actualmente, el sector minero ha adquirido cierta conciencia ecológica con miras al bienestar común entre ambiente y sociedad, pero manteniendo un ambiente de negocios en el que se asegure un correcto aprovechamiento de los recursos naturales y el desarrollo de nuevas actividades económicas. Es importante, a la vez, afianzar las actividades que dependen directamente de la minería como: la construcción, la producción de cementos, el mantenimiento, desarrollo vial, obras civiles, entre tantas otras.

1.3 Explotación minera a cielo abierto

La actividad minera a cielo abierto consiste en la extracción de minerales útiles que se encuentran en la superficie terrestre, sin necesidad de labores subterráneas, debido a que los recursos minerales ya sean metálicos o no metálicos se encuentran agrupados en distintos tipos de depósitos o yacimientos cercanos a la superficie, que mediante técnicas de explotación se

podrán extraer de su lugar de origen con presencia de material de interés y material que no representa ningún valor económico. Todo esto mediante el uso de maquinaria e insumos para las diferentes etapas en el desarrollo de esta actividad con la finalidad de obtener productos finales que puedan ser utilizados en una variedad de industrias (Herbeth, 2016). En esta modalidad de la minería se destacan las siguientes fases o etapas:

1.3.1 Destape

Es la actividad que permite retirar todo el material de sobrecarga y dejar el material útil listo para que sea arrancado por cualquiera de los medios, sea por perforación, voladura o mediante retroexcavadoras. Esta operación da la oportunidad de conservar el suelo fértil y las especies nativas, para reforestar y recuperar del espacio explotado (Herbeth, 2016).

1.3.2 Arranque

Consiste en la perforación de bancos descendentes con la ayuda de máquinas de perforación, para poder realizar posteriormente la voladura mediante el uso de explosivos (Herbeth, 2016). En el caso de rocas suaves, el arranque se realiza de manera directa, para lo cual se utilizan excavadoras que disgregan la roca, para luego ser cargadas hacia los volquetes.

1.3.3 Carguío y transporte

El material heterogéneo dispuesto en la plataforma de trabajo, con la ayuda de la retroexcavadora, es alimentado a los camiones, los cuales llevan el material hasta la zaranda, que se encuentra ubicada fuera o dentro del área de la concesión, para su respectiva clasificación.

1.3.4 Comercialización

Los diferentes tipos de productos que se han preparado en la cantera son comercializados en función de las necesidades del consumidor, para lo cual empresas que no tienen relación con los titulares mineros se encargan de comercializarlo (Herbeth, 2016).

1.4 Métodos de explotación a cielo abierto

Debido a la irregularidad en la que se encuentran los depósitos de materiales en la superficie terrestre, se han desarrollado una serie de alternativas que se adaptan a las características geológicas y físicas propias del lugar en donde se ubican. Entre las fases y métodos de explotación más conocidos para esta modalidad se encuentran los siguientes:

1.4.1 Tajo abierto

Es un método caracterizado por mover grandes cantidades de material estéril, el cual se compone de la elaboración de varios bancos de extracción, ubicados en el yacimiento y que debido a su inclinación tendrán una profundidad aún mayor, para extraer el material; se realiza de manera longitudinal, transversal o mixtas. Sus principales características son:

- Arranque del material estéril mediante voladura o herramientas mecánicas.
- Separación de capas con distintas dimensiones.
- Valores mínimos de corte.
- Inclinaciones superiores a 20°.

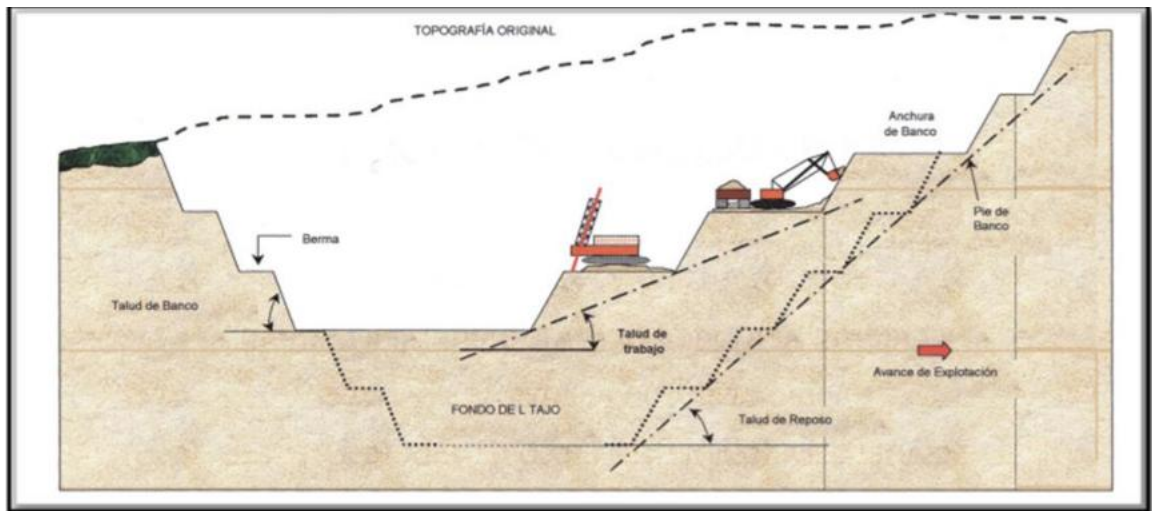


Figura 1. Método de explotación tajo abierto

Fuente: (Magallanes,2020).

1.4.2 Método de bancos descendentes

Este método consiste en el diseño de bancos con una dirección establecida de arriba hacia abajo, es decir, de forma descendente para proceder a remover el material estéril con la intervención de la fuerza mecánica y posteriormente acceder al material de interés económico, esto requiere del análisis de ciertos criterios técnicos basados en la forma del yacimiento, su topografía, la geología del lugar, la geomecánica de las rocas o material a extraer y de la parte económica con el objetivo de precautelar la seguridad de los operadores y de los equipos en cuestión (Coyani & Balmercy, 2019).

1.5 Definición de cantera

Una cantera es un lugar que guarda un tipo específico de material/mineral, y que se extrae para la posterior elaboración de materias primas, utilizadas en diversos campos tales como en obras de construcción, mantenimiento vial, etc. Generalmente de las canteras a cielo abierto se obtienen rocas industriales, ornamentales o áridas (Taype, 2016).

1.6 Elementos de una cantera

El distinguir correctamente los elementos de una cantera y su funcionalidad es útil para un manejo técnico de la misma. Con el objetivo de realizar un diseño de explotación afín a los requerimientos de la zona, resulta importante entender la disposición geométrica de los componentes de una cantera (Ramírez, 2013). La Figura 2.2 indica gráficamente las partes de la cantera y los párrafos subsiguientes detallan con más pericia las características de cada elemento.

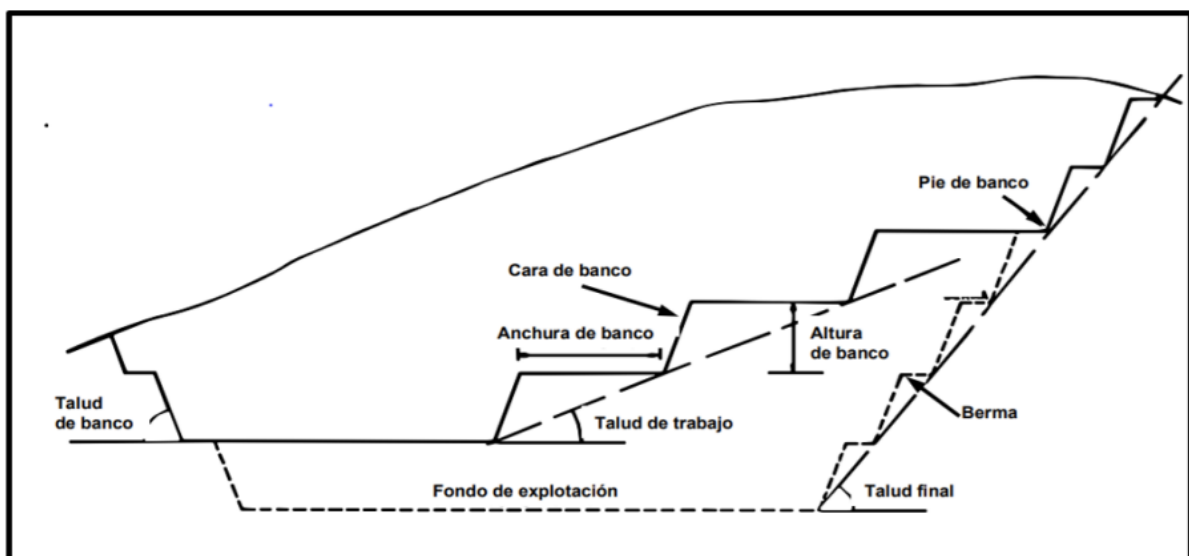


Figura 2. Elementos de una cantera

Fuente: (Herbet,2007).

- Banco

Constituye la separación de un bloque en dos niveles; del cual, se extrae material estéril y/o mineral. Tiene la forma de un escalón con dimensiones establecidas.

- Altura del banco

Es la medida vertical-perpendicular entre la base del banco o pie del banco hasta su nivel superior más alto.

- Talud del banco

Se trata del ángulo comprendido por la línea base horizontal y la línea de mayor pendiente de la superficie del banco.

- Talud de trabajo

Se refiere al ángulo comprendido en la secuencia de los pies de los bancos, en donde se realizan las labores extractivas y genera una pendiente en la excavación.

- Límites finales de la explotación

Son las delimitaciones territoriales aptas para la extracción del material. A partir de esta se establecen los parámetros dimensionales del banco.

- Talud final de explotación

Es el ángulo entre la horizontal y la línea de secuencia unificada de los pies de los bancos que va desde su base hasta su punto más alto.

- Bermas

Son las superficies horizontales que se encuentran en los límites de extracción del material, por encima de los taludes formados; lo cual implica una mejor estabilidad de los mismos y una mejor distribución de cargas.

- Pistas

Se las considera como accesos para la maquinaria.

- Ángulo de reposo del material

Constituye el talud máximo del material estable, que no genera deslizamientos.

1.7 Perforación de roca

La perforación se constituye en la primera actividad previa a la voladura. Consiste en utilizar grandes taladros para realizar aberturas en forma de cilindros sobre las rocas, cuya

finalidad es colocar explosivos y aprovechar de mejor manera las fuerzas expansivas (Arcos, 2007).

(Pernia et al., 1987) manifiesta que existen distintos sistemas para penetrar en las rocas, las mismas que son:



Figura 3. Sistemas de penetración de roca

Fuente: (Pernia et al. 1987)

El tipo de perforación se realiza de acuerdo con la dureza y abrasividad que poseen las rocas; es decir que dependiendo de la resistencia se selecciona el método, que puede ser solo rotación o rotopercusión. En el caso de las rocas que tienden a ser más blandas se tiene que utilizar una velocidad alta en los taladros; mientras que si son más resistentes será necesario

emplear mayor fuerza y torque. De una buena elección del método depende la eficiencia de la perforación, cuyo resultado será una buena penetración a un costo menor (Díaz, Guarín, & Jiménez, 2012).

1.7.1 Tipos de perforación más utilizados

- **Perforación por percusión**

Por lo general la perforación por percusión utiliza un balancín, el cual se coloca en la boca y se procede a realizar movimientos repetitivos de bajada y subida, hasta que la roca se fracture. Posteriormente todos los fragmentos que se hayan obtenido de la roca son extraídos con la ayuda de una válvula de limpieza (Castellanos & Noroña, 2008). Entre las ventajas de aplicar este procedimiento están: el procedimiento no genera gran cantidad de residuos; sin embargo, su práctica demanda gran cantidad de tiempo y se torna más complejo cuando existen sedimentos aluviales.

- **Perforación por rotación**

La perforación por rotación comprende dos grupos. El primero realiza penetraciones a través de la trituración y en su mayoría se emplea cuando las rocas tienen un nivel alto de dureza; en cambio, el segundo grupo corresponde a cortes sencillos que se realizan sobre la boca, especialmente cuando las rocas son blandas. Para ambos grupos se emplea un objeto cortante, como por ejemplo una broca, misma que debe ser apropiada al tipo de roca. Para la limpieza se puede utilizar aire o también espuma (Castellanos & Noroña, 2008).

- **Perforación por rotopercusión**

Es uno de los métodos que apareció en el siglo XIX. La fuente de energía que utilizan las máquinas para realizar este tipo de perforación era a base de vapor y posteriormente se empleó el aire comprimido (Yepes, 2013). Sus primeras apariciones fueron en la construcción de un túnel en Francia, que posteriormente se extendió al uso en otras obras. Así este método

junto con la aparición de la dinamita, se convirtieron en dos hitos de suma importancia para la perforación de rocas en el área de la minería y la obra civil (Pernia et al. 1987).

(Yepes, 2013) afirma que realizar una perforación por rotoperusión proporciona las siguientes ventajas:

- Es factible emplear este método en cualquier tipo de roca, ya sean de consistencia dura o blanda.
- Dependiendo de la finalidad de perforación se puede trabajar con distintos diámetros.
- Se trabaja con equipos versátiles que son fáciles de trasladarlos hacia la zona de perforación y para distintos trabajos que se vayan a realizar.
- Las máquinas requieren un mantenimiento que es rápido y fácil.
- Para el manejo de una máquina solo se requiere de un operador.
- El presupuesto que se destine para las máquinas y perforación es accesible para el inversor.

Este método de perforación es posible aplicarlos en obras subterráneas, tales como: en la construcción de túneles, cavernas y otros; así como también en minas, superficies o excavaciones de otro tipo. Por otra parte, para aplicar este método se requiere cumplir una serie de acciones o actividades combinadas, como se puede observar en la figura siguiente:

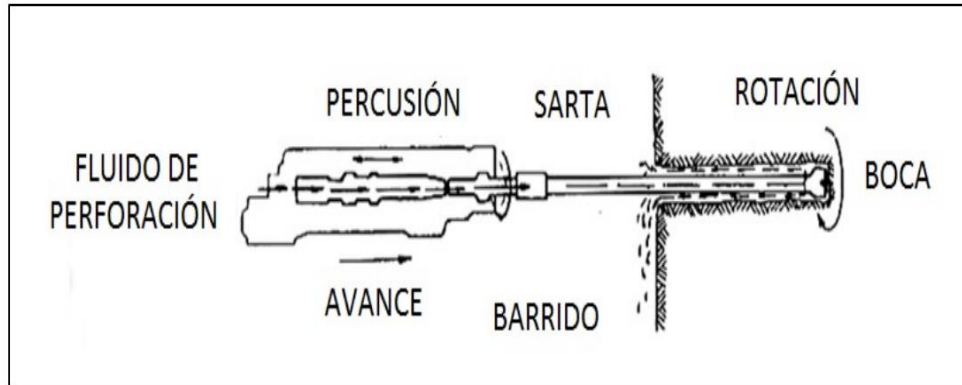


Figura 4. Actividades que implican en perforación por rotopercusión

Fuente: (Yepes, 2013)

1.8 Voladura de roca

La voladura es un mecanismo que permite fragmentar la roca por medio del uso de explosivos, los cuales sueltan una enorme cantidad de energía y solo el 30% se aprovecha en la ruptura de la roca y el otro 70% se pierde y ocasiona impactos ambientales. Para (Díaz, Guarín, & Jiménez, 2012) la voladura se entiende como la combustión que se genera de una gran cantidad de explosivos colocados en las áreas perforadas de las rocas.

Luego de la detonación de los explosivos se produce la fragmentación de las rocas. El choque que tiene las ondas con los gases ocasiona una deformación elástica en las rocas, pues estas poseen una alta resistencia a la compresión. En el caso de que la roca no soporte el nivel de tensión al cual fue sometida, se producen grietas y fisuras pequeñas o profundas. En paralelo, de acuerdo con la cantidad de gases que se hayan liberado, se pueden crear nuevas grietas.

Asimismo, es importante que para realizar un trabajo de voladura previamente se elabore una planificación, en la cual se tome en cuenta ciertos elementos o factores, tales como: el uso que tendrá el sitio, el tipo de roca, nivel de profundidad esperada, si las rocas van a permanecer en la zona o serán trasladadas hacia otro sector, la disponibilidad de maquinaria para la voladura y para el transporte de los escombros, la posible cercanía con edificios o infraestructuras (Exsa, 2014).

1.8.1 Tipos de voladura

- **Voladura convencional**

La voladura convencional es un proceso que requiere del uso de cargas explosivas lineales, que son puestas en los taladros (ocupa dos tercios de la longitud) y sin distanciamiento entre una y otra, por tanto, no se utilizan elementos espaciadores (Vilca, 2019). El disparo de los explosivos se realiza en el mismo orden que están ubicados los taladros y conforme se haya trazado la salida. Cabe indicar que en este método se utilizan explosivos que tengan un alto poder de explosión y un mayor empuje con respecto a la energía y costo. El esquema de la voladura convencional se puede observar a continuación:

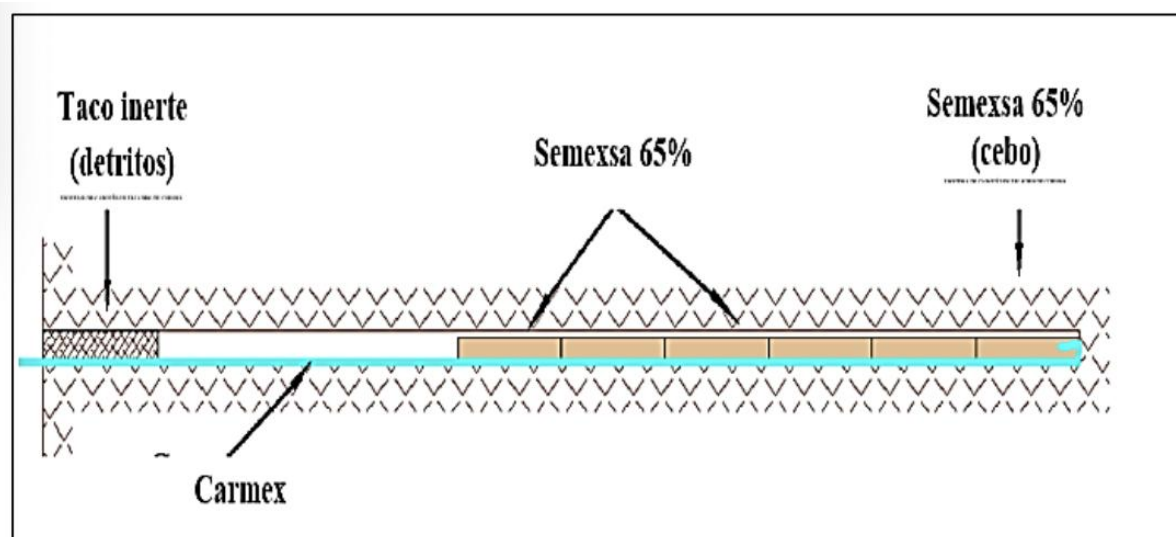


Figura 5. Esquema de voladura convencional

Fuente: (Vilca, 2019)

- **Voladura controlada**

La voladura controlada es una técnica que evita que una roca se fragmente fuera de los límites definidos, es decir, se trata de reducir la sobre rotura y lograr una superficie correctamente lisa, un terreno estable o un talud competente (Caride, 1994). Esto a su vez permite que la roca mantenga su estabilidad, lo cual es de gran importancia cuando se trata de trabajos subterráneos (Salas, 2014).

Actualmente la voladura controlada se ha convertido en el método más utilizado en el área de la minería, ya que posibilita realizar cortes llanos y mucho más definidos, sin que exista un gran número de agrietamientos o posibles desbordamientos de taludes.

Las condiciones para efectuar una voladura controlada, según (Castro & Rodríguez, 2016) son las siguientes:

- Utilizar explosivos lineares que sean de baja energía.
- El espacio entre un taladro y otro debe ser estrecho, tomando en cuenta las características del terreno y la finalidad de la voladura.
- Es necesario que se realice un disparo sincronizado con todos los taladros, de manera que se forme una grieta continua.

Por su parte, (Cervantes 2016), menciona, además, que es necesario cumplir con las siguientes condiciones técnicas:

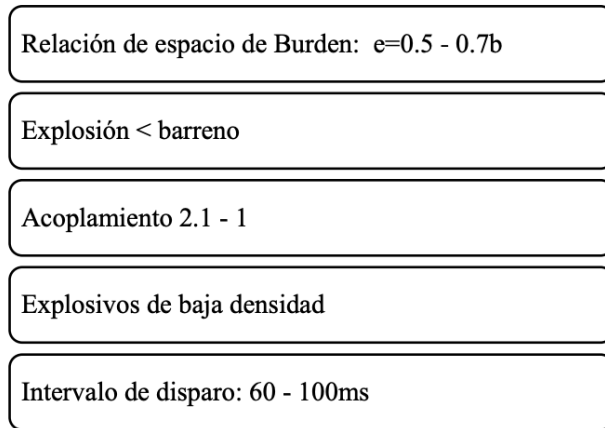


Figura 6. Esquema de voladura controlada

Fuente: (Vilca, 2019)

(Vilca, 2019) asegura que el esquema de la voladura controlada es la siguiente:

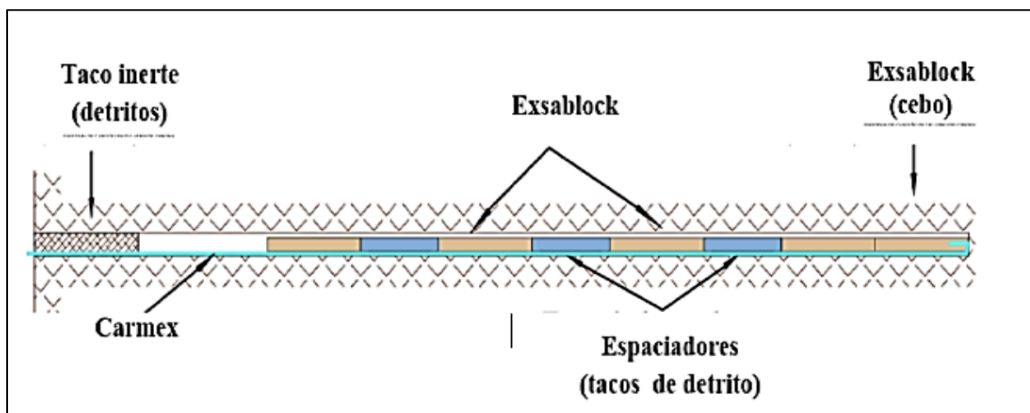


Figura 7. Esquema de voladura controlada

Fuente: (Vilca, 2019)

Al detonar una carga de explosivos en el taladro se forma una compresión y con ello grietas que se las conoce como fisuras radiales. En el caso de hacer detonar dos cargas al mismo tiempo, las fisuras se extienden hacia diferentes direcciones, provocando un choque en un punto medio de los taladros y con esto un nuevo agrietamiento. Además, con la explosión se generan gases, que hacen más grandes a las grietas y una fractura más definida. Esto quiere decir que con la detonación de los explosivos se provoca dos efectos: el primero corresponde a las ondas de choque y el segundo a los gases.

La presión de los gases se constituye la característica principal de este tipo de voladura, razón por la cual es fundamental mantenerla hasta que se logre unir todas las grietas que se aproximan de los taladros. Para conseguir esto, el retacado debe ser realizado correctamente, cuidando en especial su longitud. (Ruiz, 2017) acota que los taladros tienen que colocarse en puntos estratégicos, de tal modo que las grietas se dirijan hacia los puntos con resistencia menor.

1.8.2 Importancia de la voladura controlada

(Salas, 2014) afirma que aplicar la técnica de voladura controlada es importante por las siguientes razones:

- Se evita que en las excavaciones se produzca fracturas hacia atrás en exceso y a la par se debilite el macizo rocoso.
- Se disminuye costos ya que con la voladura convencional el fracturamiento en la pared sobrepasa a los límites diseñados, por tanto, se requiere invertir en un sistema de sostenimiento artificial. Sin embargo, con esta técnica ya no es necesario.
- Asegura que el macizo rocoso se fracture en los límites deseados.
- Facilita la tarea de eliminar rocas inestables de los taludes y a instalar mecanismos de sostenimiento.
- Un menor fracturamiento significa que las paredes estarán más seguras, lo cual reduce el riesgo de caída de rocas.

1.8.3 Ventajas de la voladura controlada

La voladura controlada es un método o técnica que permite repartir equilibradamente las concentraciones de carga explosiva, de este modo se minimiza la formación de grietas y se mantiene estable las paredes. (Montesinos, 2017) menciona algunas de las ventajas que proporciona la aplicación de la voladura controlada:

- Permite obtener superficies de rocas estables.
- Disminuye los niveles de vibración de las perforaciones y la voladura.
- Permite controlar los niveles de ruido y gases, sin que estos puedan afectar al medio ambiente.
- Se protege del agrietamiento a las instalaciones o infraestructuras que se encuentran cerca del área de trabajo.
- En rocas remanente se reduce notablemente las fracturas.
- Los trabajadores tienen mayor seguridad en la aplicación de la voladura.
- Mejora el auto sostenimiento de las excavaciones ya que con este método únicamente se llega a afectar entre 0,2 a 0,5 m de la estructura, a diferencia de la convencional que produce un impacto de debilitamiento hasta de 2 m.
- En el área de minería es muy útil ya que se puede emplear en zonas débiles o que presenten inestabilidad.
- Se puede realizar un disparo sincrónico en todos los taladros.
- Los explosivos que se utilizan en este método tienen baja potencia y velocidad
- El taco inerte se utiliza para sostener el explosivo ubicado en el taladro.

Voladura controlada de recorte

Corresponde a una voladura simultánea en una fila de taladros que se encuentran cercanos unos a otros y cuyas cargas se encuentran desacopladas, luego de la voladura principal. A diferencia de la voladura de pre-corte, en esta el burden presenta distancia determinada y razonable (mayor al espaciado para asegurar el encadenamiento de las fracturas antes del desplazamiento del bloque de burden), de manera que se estima en el diseño mismo de la voladura (Parra, 2018). El disparo de esta voladura se realiza en dos etapas, primero el de voladura principal y luego el de recorte, con un breve lapso entre ellos.

Voladura controlada de precorte

La voladura de pre-corte se realiza para crear el plano de fractura-discontinuidad en la roca, previo a la realización de la voladura principal. Si bien puede realizarse al mismo tiempo que la voladura principal, es preciso que esta voladura se realice en una breve fracción de tiempo antes, siendo el proceso completo de dos etapas (Sulcacondor, 2018). Esta técnica se utiliza en bancos de superficie (preferiblemente) para la delimitación de sectores, evitar roturas excesivas (backbreak) y para crear los taludes del pit finales (Parra, 2018). Igualmente, que la de corte, la voladura de pre-corte implica disponer en el cuerpo de la roca la fila de taladros cercanos con diámetros pequeños para disparar.

Con este tipo de voladura, se supone que cuando las cargas disparadas simultáneamente en los taladros adyacentes se rompe la pared intermedia de la roca, lo que ocasiona grietas entre ellos, debido a la suma de esfuerzos de tensión. Esto permite la rotura de producción de manera fácil y controlada, ya que se supone una adecuada carga y espacio entre los barrenos; además, se produce una reducción de la fracturación y, por tanto, sobre excavación, ya que parte de las ondas de choque de las voladuras de producción (que se generan prontamente después del pre-corte) son reflejadas por el plano prefracturado (Carrillo, 2003).

1.9 Voladura en bancos

Para (Gustafsson, 1973) dentro de los tipos de voladuras, las ejecutadas en bancos pueden considerarse como las más usuales y se pueden definir como voladuras realizadas con barrenos normalmente verticales en una o en varias hileras, con salida hacia una superficie libre.

Según (Gustafsson, 1973) las voladuras en banco son el tipo más común en minería a cielo abierto. Consisten en:

- Barrenos verticales o ligeramente inclinados.
- Dispuestos en una o varias hileras.

- Diseñados para romper la roca hacia una superficie libre.

Este tipo de voladura se encarga en controlar:

- La fragmentación,
- El desplazamiento de la roca,
- La eficiencia en el arranque.

Casi todas las voladuras a cielo abierto pueden considerarse variaciones de la voladura en banco.

1.9.1 Cálculo de la carga

(Gustafsson, 1973) nos dice que el método se basa en las siguientes variables:

- Piedra máxima teórica (V_{max})

$$V_{max} = k * d \{max\}$$

$k \approx 45$

d = diámetro del taladro (cm)

Representa la longitud máxima de rotura posible.

- Piedra práctica ($V1$)

$$V1 = V_{max} - F$$

- Sobre perforación (U)

$$U = 0.3 * V_{max} = 0.3 * V$$

- Profundidad del taladro (H)

$$H = k + U + 0.05 (k + U)$$

Donde:

k = altura del banco

El 5% representa la inclinación 3:1

- Error de perforación (F)

$$F = 0.05 + 0.03 * H$$

- Espaciamiento práctico (E1)

$$E1 = 1.25 * V1$$

- Carga de fondo (Qb)

$$Qb = hb * Qbk$$

- Concentración de carga de fondo (Qbk)

$$Qbk = \frac{d^2}{1000}$$

- Altura de carga de fondo (hb)

$$hb = 1.3 Vmax$$

- Concentración de carga de columna (Qpk)

$$Qpk = 0.4 - 0.5 * Qbk$$

- Altura de la carga de columna (hp)

$$hp = H - (hb + ho)$$

Donde ho= retacado en metros

- Retacado (ho)

$$ho = V1 \text{ (en ciertos casos } Vmax)$$

1.9.2 Fragmentación

El término fragmentación se utiliza en relación con el tamaño de los bloques después de volar la roca, si bien, al no existir un criterio generalizado de medida, es sencillo definirla con más detalle. En muchos casos este término se utiliza en relación con el tamaño medio y otras veces viene referido al tamaño mayor de los bloques (Gustafsson, 1973).

(Gustafsson, 1973) afirma que Langefors ha establecido la posibilidad de medir el volumen de los bloques más grandes, obteniendo así una medida relativa de la fragmentación.

El estudio de voladuras por medio de fotografías tomadas durante diferentes fases permite determinar gráficamente la distribución de la fragmentación.

Con objeto de determinar con mayor exactitud la influencia que ciertos factores tienen sobre la fragmentación, deben realizarse estudios muy amplios; más adelante, y en relación con este aspecto, se indican ciertos métodos destinados a mejorar la fragmentación y que han sido llevados a la práctica desde hace algunos años.

1.9.3 Esponjamiento

Para (Gustafsson, 1973) los diferentes tipos de voladura en los que hay que tener en cuenta el esponjamiento son los siguientes:

- Voladuras en banco con frentes estrechos y de mucha profundidad
- Voladuras sucesivas en banco sin desescombro intermedio
- Voladuras en zanja
- Voladuras en túnel
- Voladuras por subniveles (sub-level caving)

Cuando en este capítulo se menciona la carga necesaria para el esponjamiento, se refiere a los casos en los cuales los cálculos normales de la misma no son suficientes. Los tiempos de retardo y la secuencia de encendido tienen una influencia considerable en el esponjamiento de una voladura. Cuando las condiciones son tales que el fondo se halla sujeto a constricción, los tiempos de retardo excesivamente cortos pueden contrarrestar el efecto de esponjamiento, debido a que la roca no tiene tiempo para desplazarse suficientemente hacia adelante y dejar espacio a la roca procedente de la siguiente hilera (Gustafsson, 1973).

1.9.4 Proyecciones

(Gustafsson, 1973) dice que por proyección se entiende usualmente el lanzamiento inesperado de trozos de roca, procedentes de una voladura. Cuando se habla de lanzamiento de

pedras pequeñas procedentes de la zona superior de una voladura se emplea a menudo el término "dispersión". Desde el punto de vista de la técnica de voladuras pueden diferenciarse 3 formas distintas de proyección:

- Proyección hacia adelante de toda la voladura.
- Proyección producida por rotura de barrenos por carga indebida.
- Proyección hacia la superficie debida a la presión de los gases.

Las causas de la proyección pueden ser varias. Algunas de las principales y más frecuentes son:

- Fallas, grietas y zonas débiles que han disminuido localmente la resistencia de la roca.
- Una mala disposición de los barrenos puede producir altas concentraciones de carga,
- La secuencia de encendido mal realizada puede dar lugar a barrenos sin salida adecuada o tiempos de encendido excesivamente largos.
- Empleo de cargas demasiado altas.

El problema de las proyecciones es una parte de la técnica de voladuras que ha quedado un tanto relegada y sobre la que deberían realizarse trabajos de desarrollo e investigación. Es obvio que en casos donde exista un gran riesgo de proyección, los métodos de voladura deberán elegirse cuidadosamente, de tal forma que los daños resultantes sean mínimos. Si se han adoptado todas las medidas que contrarrestan el riesgo de proyección y se ha realizado una protección correcta de la zona, los riesgos pueden considerarse limitado (Gustafsson, 1973).

1.9.5 Voladuras en bancos bajos

(Gustafsson, 1973) dice que, desde el punto de vista de la pura técnica de voladuras, el límite entre bancos normales y bajos depende del diámetro de perforación utilizado, por ejemplo, en el caso de una voladura en la cual se utiliza un diámetro de 100 mm, los bancos de 5 m. pueden ser considerados como bancos bajos.

La relación entre el diámetro de perforación utilizado y la altura de banco, determina dicho concepto, ya que, si en la práctica fuera posible utilizar un diámetro de perforación de 10 mm., entonces el término de banco bajo no existiría. Técnicamente, lo correcto sería definir como bancos bajos aquellos en los cuales su altura es inferior a $2 \times V_{max}$ (Gustafsson, 1973).

1.9.6 Elección del diámetro de perforación

Según (Gustafsson, 1973) el diámetro de perforación determina en gran manera el resultado de una voladura en banco; además de la planificación de máquinas y equipos, la elección del diámetro de perforación está influenciada por los siguientes factores:

- Aspecto económico de la voladura
- Fragmentación
- Riesgo de proyección
- Formación de grietas en su contorno
- Frecuencia de aparición de bloques

Los factores descritos anteriormente, que influyen en la determinación del diámetro de perforación, pueden crear una impresión negativa en lo que a un de grandes diámetros se refiere, aunque evidentemente no sea esa la intención, ya que los grandes diámetros normalmente proporcionan un mejor resultado desde el punto de vista económico y en muchos casos constituyen una condición fundamental para obtener un mejor rendimiento (Gustafsson, 1973).

1.9.7 Taqueo

El taqueo, también denominado voladura secundaria — es la forma de designar las voladuras destinadas a romper bloques de piedra demasiado grandes para ser transportados o machacados. La manipulación de los bloques es una cuestión de costosa economía, y por esta razón, las voladuras se planifican de modo que no se produzca en ellas un número demasiado abundante de bloques de excesivo tamaño (Gustafsson, 1973).

Los grandes bloques producidos por una voladura anterior han sufrido tensiones y fuerzas muy intensas, y por ello son a menudo más fáciles de romper que los encontrados ocasionalmente y de procedencia natural. Los bloques resultantes de una voladura presentan con frecuencia profundas fisuras, lo que facilita su tratamiento ulterior. Antes de perforar e introducir la carga en uno de estos bloques, deberá examinársele cuidadosamente para asegurarse de que no contiene algún taladro cargado con una fracción de explosivo procedente de las voladuras anteriores; si es posible, debe dársele la vuelta para inspeccionarlo por todos los lados (Gustafsson, 1973).

1.10 Teoría de optimización de voladura

La voladura de bloques sueltos, o taqueo, se refiere en este caso a la rotura de piedras naturales que pueden hallarse libres o parcialmente enterradas en el suelo. El taqueo puede realizarse con una carga externa (carga conformada), o con una carga situada en el interior de un barreno taladrado en el bloque (Gustafsson, 1973).

Para (Gustafsson, 1973) la carga de los barrenos puede hacerse de acuerdo con las indicaciones de la Tabla siguiente:

Tabla 0.1: Tabla calculada para una carga específica.

Volumen del espesor	Profundidad del bloque	Perforación	Número de barrenos	Carga
0.5	0.8	0.44	1	0.05
1.0	1.0	0.55	1	0.10
2.0	1.0	0.55	2	0.10
3.0	1.5	0.87	2	0.15

Fuente: (Gustafsson, 1973)

La Tabla está calculada para una carga específica de 0,1 kg/m³

En el caso de varios barrenos en un mismo bloque, se emplea el encendido instantáneo. Sobre la carga ha de aplicarse un material de retacado correctamente dispuesto. A la hora de situar los barrenos y de estimar la cantidad de carga a emplear es importante prestar atención a las grietas y diaclasas existentes en el bloque (Gustafsson, 1973).

1.11 Explosivos para la voladura

(Tuñón, 1988) los explosivos son sustancias químicas, generalmente en estado sólido, cuya rápida transformación a gases a temperatura elevada da lugar a un considerable y rápido aumento de volumen y temperatura. La presión que dicho aumento de volumen produce se utiliza para demoler y fragmentar las rocas y minerales, en los trabajos de minería e ingeniería civil.

Existen distintos y variados tipos de explosivo que se diferencian entre sí por su potencia, sensibilidad, estabilidad, velocidad de detonación, densidad, resistencia a la humedad, plasticidad, temperatura de explosión, producción de gases nocivos, etc (Tuñón, 1988).

1.11.1 Características de los explosivos

(Tuñón, 1988) dice que las principales según su composición son:

- Estabilidad química: cuando el explosivo se mantiene químicamente inalterado bajo unas determinadas condiciones de almacenamiento.
- Velocidad de detonación: es la que nos indica la velocidad de la onda explosiva. La velocidad de detonación en los explosivos industriales está comprendida entre 2000 y 6000 metros por segundo.
- Aptitud a la propagación: define la facilidad de transmitir la detonación de un cartucho a otro, cuando están en contacto o si existe algún elemento que los separe. Cuando la detonación de un cartucho provoca la de los inmediatos, se dice que se efectúa por simpatía.

- Potencia explosiva: Nos indica la capacidad del explosivo para producir roturas mecánicas y consecuente arranque de la roca o mineral.
- Resistencia a la humedad: es una de las características más importantes en un explosivo. Los explosivos a base de nitrato amónico en general son poco resistentes a la humedad. Por el contrario, los que contienen nitroglicerina, por su impermeabilidad, se comportan mejor en ambientes húmedos o con agua.
- Resistencia a bajas temperaturas: Los explosivos que contienen nitroglicerina pueden congelarse a temperaturas inferiores a 8 °C. (Sabido es que el agua lo hace a 0 °C.) Para evitarlo, los fabricantes le añaden como aditivo una sustancia denominada nitroglicol, con lo que disminuye considerablemente su punto de congelación hasta los -20 °C. No obstante, y dada la peligrosidad de los explosivos helados, en temperaturas muy frías hay que prestar especial atención a los explosivos gelatinosos (gomas) por ser propensos a la congelación.
- Humos: En trabajos de exterior no presenta mayores inconvenientes la formación de humos producidos por la detonación del explosivo. Por el contrario, en trabajos de interior es factor de gran importancia, por lo que hay que procurar la utilización de explosivos que produzcan la menor cantidad posible de óxido de carbono y vapores nitrosos, cuya aspiración es muy peligrosa.

La energía de los explosivos es lo que determina la mezcla de estos. Esta se libera de dos formas: presión de detonación, ejerciendo una fuerza que fragmenta la roca; y presión de taladro, que se da por la formación de gases que producen, entre otras causas, el desplazamiento de masas rocosas (Vidal, 2020). Los explosivos son, por lo tanto, la sustancia o sustancias que, al recibir un estímulo, liberan gas, calor y presión. El estímulo puede ser la fricción, el calor o una onda de choque producida por un detonador.

La selección de los explosivos es fundamental si se quiere reducir el rompimiento excesivo o la sobre excavación de voladuras. Para el caso de taludes, el exceso de rotura es un grave problema que requiere ser analizado en profundidad, pues representa inconvenientes técnicos y económicos. Así, se deben realizar diversos estudios para controlar estos excesos, siendo el de explosivos una cuestión fundamental (Carrillo, 2003).

1.12 Explosivos para la voladura

La energía de los explosivos es lo que determina la mezcla de estos. Esta se libera de dos formas: presión de detonación, ejerciendo una fuerza que fragmenta la roca; y presión de taladro, que se da por la formación de gases que producen, entre otras causas, el desplazamiento de masas rocosas (Vidal, 2020). Los explosivos son, por lo tanto, la sustancia o sustancias que, al recibir un estímulo, liberan gas, calor y presión. El estímulo puede ser la fricción, el calor o una onda de choque producida por un detonador.

La selección de los explosivos es fundamental si se quiere reducir el rompimiento excesivo o la sobre excavación de voladuras. Para el caso de taludes, el exceso de rotura es un grave problema que requiere ser analizado en profundidad, pues representa inconvenientes técnicos y económicos. Así, se deben realizar diversos estudios para controlar estos excesos, siendo el de explosivos una cuestión fundamental (Carrillo, 2003).

El rendimiento de los explosivos debe ser calculado para que sea óptimo. Así, esto se produce por una adecuada conjugación de la distribución de energía, el confinamiento y el nivel de energía:

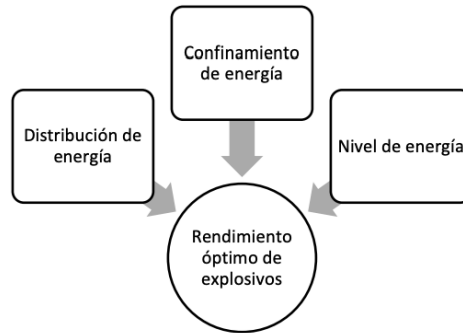


Figura 8. Rendimiento óptimo de explosivos

Fuente: (Vidal, 2020)

Como (Vidal, 2020) plantea, es preciso que la distribución de la energía cumpla con los siguientes elementos:

- Distribución uniforme para producir corte uniforme.
- Adecuada relación entre diámetro de taladro y altura de banco.
- Adecuada relación espaciamento-bordos.
- Diseño e implementación cuidadosos.
- Para mejorar la distribución puede realizarse un barrenado en ángulo.

Para el confinamiento de energía del explosivo:

- Para desplazar el material y determinar fracturas, la energía de los explosivos debe ser confinada un tiempo después adecuado.
- Control del paso de menor resistencia.
- Carga de barrenos según geología.
- Determinación de taco adecuado (longitud y material).
- Tiempos adecuados a las condiciones en el campo.
- Retardos con alta exactitud.

Y para el nivel de la energía explosiva:

- Energía suficiente para sobrepasar fuerza estructural y para no generar desplazamientos no deseados.
- Determinación según grado de fragmentación y desplazamiento necesitados.

- Considerar la sensibilidad del sitio.
- Explosivos de alta energía para sitios con condiciones de carácter especial, como excesivos bordos, pisos malos, etc.
- Pruebas de rutina para controlar calidad de explosivos.

Los explosivos tienen las siguientes características, que deben ser consideradas para evaluar su uso (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013):

- Potencia explosiva: corresponde a la capacidad que tienen los explosivos para romper y proyectar roca.
- Poder de rompimiento: o poder rompedor, corresponde a su capacidad para romper la roca derivada de la onda de detonación como factor único considerado.
- Velocidad de detonación: velocidad a la que se transforma un explosivo en un alto volumen de gases, es decir, de la reacción química.
- Densidad de encartuchado: densidad determinada por los componentes que se utilizan en la fabricación de los explosivos. Cuanto mayor es, mayor es la concentración de carga para el diámetro de un barreno.
- Diámetro crítico: corresponde al diámetro de la carga (cilíndrica) cuando la onda de detonación se propaga a una velocidad menor a la nominal o bien no lo hace.
- Masa crítica: corresponde al mínimo de cantidad de masa del explosivo que permite detonarlo con el estímulo de una llama.
- Resistencia al agua: corresponde a la capacidad de los explosivos de mantener sus cualidades durante determinado tiempo en contacto con agua, sin la necesidad de recubrimientos especiales.
- Calidad del humo: entre los productos que se obtienen con la detonación de los

explosivos industriales se encuentran cierta cantidad pequeña de gases nocivos (al realizarse en condiciones teóricas la reacción química completa). No obstante, en detonaciones reales esta concentración puede variar, siendo relevante considerar esta variación por razones de seguridad.

- **Sensibilidad:** refiere al grado en que se debe aplicar el estímulo para que se inicie la detonación del explosivo. Entre estas se debe considerar la sensibilidad al detonador, a la propia onda expansiva y al choque y rozamiento.
- **Estabilidad química:** refiere a la capacidad que tiene de conservar su estado químico en el transcurso del tiempo.

1.13 Tipos de explosivos

Según Ortega, Jaramillo & Molina (2016) en función del tipo de explosivo que se seleccione, van a cambiar sus propiedades físicas como la densidad que en general se considera proporcional a la concentración de energía. Como también van a afectar el diámetro del barreno que considera la influencia de estos dos factores.

1.13.1 Descripción de los explosivos

- **Dinamita gelatinosa**

Explosivos que se caracteriza por un contenido de nitroglicerina de en torno al 30 – 40% además de nitrocelulosa, tiene una densidad que varía entre 1,40 – 1.55 g/cm³. Se emplean como carga de fondo, donde trabajan de manera muy eficiente en todo tipo de rocas por su gran potencia, especialmente en rocas masivas de gran dureza. Además, funcionan como iniciador muy potente para explosivos tipo ANFO y emulsiones.

El contenido en nitroglicerina encargado de la sensibilización de la mezcla también juega un papel contraproducente al poder detonar al sufrir impactos mecánicos. Con lo que hay

que tomar especiales precauciones tanto en el transporte como en las tareas de carga al poder haber cartuchos sin detonar.

- **ANFO**

Se trata de una mezcla de nitrato amónico poroso con gasoil. Debido a su consistencia granular y a la solubilidad del nitrato amónico, no es resistente al agua, por lo que su aplicación en barrenos que contengan este elemento está totalmente desaconsejada. El ANFO tiene una densidad muy baja, inferior al agua, en torno $0,8 \text{ g/cm}^3$.

Su utilización generalizada es a granel, distribuyéndose en sacos, lo que permitirá ocupar el volumen de barreno en su totalidad. Los problemas por poco acoplamiento quedan solventados al ocupar la totalidad del barreno, pero se debe de controlar en caso de existencia de grietas y cavidades que podrían generar otros riesgos por proyecciones.

- **Geles**

Son una suspensión saturada de nitrato amónico y otras sales, mezcladas con combustibles y agentes espesantes como la goma guar. La mezcla es resistente al agua sólo cuando está debidamente reticulada. No contienen sustancias explosivas en su formulación.

Se comercializan encartuchados y se encuentran disponibles en diferentes grados de energías. Sus usos pueden ser varios: cebo para ANFO, carga de fondo en barreno de rocas de dureza media a baja y carga de columna de barrenos con agua.

Su densidad varía entre $1,20 \text{ g/cm}^3$ y $1,25 \text{ g/cm}^3$. Están sensibilizados con burbujas de gas por lo que son propensos a sufrir muerte por presión en determinadas circunstancias.

- **Emulsiones**

Se trata de un producto que consiste en una emulsión tipo agua en aceite, donde la fase dispersa es una solución acuosa de nitrato amónico y la fase continua es una mezcla oleosa de aceites y ceras. Ambas fases se encuentran estabilizadas por un agente emulsionante dando una mezcla resistente al agua al igual que los hidrogeles no tienen sustancias explosivas en su

formulación. Dentro de la amplia variedad, cabe destacar que aumentando el contenido de aluminio se mejora el calor de explosión, llegando a superar en RBS a la dinamita.

Su densidad varía entre 1,20 g/cm³ y 1,30 g/cm³ y tienen una velocidad de detonación elevada. Se usan como carga de columna reduciendo el contenido en aluminio cuando hay presencia de agua, o también como carga de fondo en la mucha de las voladuras dada su alta capacidad energética. Además, se les añade un elemento sensibilizante que normalmente se trata de burbujear de gas, pero en grandes profundidades se utilizan microesferas de vidrio.

1.14 Espaciamiento de explosivos

El factor de carga por pie de taladro con la presión necesaria para generar corte, pero que no exceda en daños a la roca puede estar estimado por la siguiente ecuación:

$$q = \frac{\emptyset^2}{28}$$

En donde:

q: carga de explosivos por pie de barreno (lb/pie)

\emptyset : diámetro barreno vacío (pulgadas)

Al utilizar este factor de carga, el espaciamiento se calcula con la siguiente ecuación (Vidal, 2020); (Parra, 2018):

$$E = (10 X \emptyset)$$

Donde

E: espaciamiento (pulgadas)

\emptyset : diámetro barreno vacío (pulgadas)

10: constante utilizada para el control de distancia. Puede ser de 12, 14 o 16.

Para la carga en caso de voladura controlada de pre-corte, los barrenos se cargan con cartuchos enteros o partes de cartuchos de 1" o 1½" de diámetro y 8" de largo, espaciados entre ellos de 1 a 2 pies (desde los centros). Se utiliza una línea troncal de Primacord para dispararlos simultáneamente, y cuando deben ser retardados tramos (para el caso de líneas muy extensas) se hace con estopines MS o conectores Primacord MS, tal como indica Carrillo (2003).

Cuando las rocas se encuentran sin consolidación, es más adecuado añadir barrenos sin cargas como guía para provocar el corte, siendo más indicado que el aumento de carga incluso para formaciones rocosas con más consistencia. A continuación, se muestra en la Tabla 0.1 .1 un estándar de espaciamiento y carga por barreno, utilizado en rocas normales y cartuchos de explosivos ya sean fracturados o enteros, con ligas a líneas Primacord.

Según el medio de eliminación de los contaminantes presentes en aguas residuales pueden ser tratados por:

Tabla 0.2 Espaciamiento promedio y carga para pre-corte

Diámetro del barreno (pulgadas)	Espaciamiento (m)	Carga explosiva (kg/m) 1 y 2
1 ½ - 1 ¾	0.30 – 0.45	0.12 – 0.40
2 – 2 ½	0.45 – 0.60	0.12 – 0.40
3 – 3 ½	0.45 – 0.90	0.20 – 0.75
4	0.60 – 1.20	0.40 – 1.0

Fuente: Tomado de Carrillo (2003). 1 indica dependencia a la naturaleza de la propia roca, mientras que 2 refiere al diámetro de cartucho ≤ mitad del diámetro de barreno.

Dado que las rocas pueden presentar diversas naturalezas, realizar un disparo muy adelante en la excavación primaria puede producir excesos de fractura; esto incluso cuando teóricamente la longitud de la voladura de pre-corte es ilimitada. De esta manera, se sugiere que se realice el pre-corte hacia adelante solo hasta la mitad de la voladura principal que sigue; es

decir, se puede modificar la carga para reducir riesgos de sobre excavación.

1.15 Definición de malla de voladura

Para reducir igualmente los costos y la sobre excavación, es importante determinar una configuración adecuada de malla de voladura o perforación. Esto se aplica según el tipo de roca, pudiéndose utilizar la clasificación GSI para escoger la malla adecuada dependiendo de la calidad del macizo rocoso. Así, como (Ortega et al., 2016) plantean, esta se realiza con una serie de ensayos de voladura que ayudarán a determinar su mejor configuración.

Para esto, se deben considerar varios aspectos o parámetros (entre otros):

- Calcular el índice de esfuerzo geológico GSI: clasificación que define parámetros sobre las rocas, resistencia a compresión uniaxial y rock quality designation (RCU y RQD respectivamente).
- Determinar la granulometría resultante.
- Determinar espaciamiento entre mallas de perforación.
- Burden.
- Diámetro de taladro.
- Explosivos.

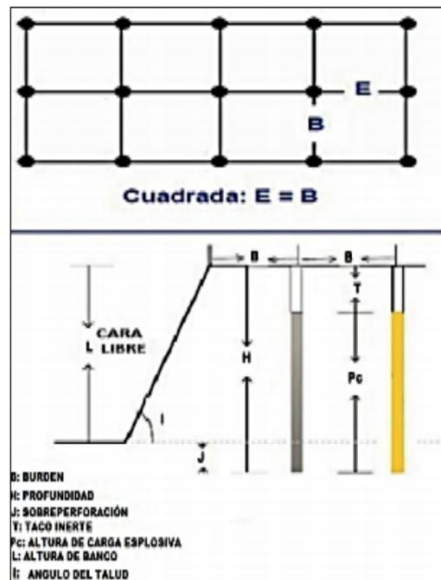


Figura 9. Diseño de voladura open pit con malla de perforación cuadrada

Fuente: (Peñal, 2019)

1.15.1 Determinación de burden

Este parámetro es uno de los más críticos al considerar la definición de la malla de voladura. Corresponde a la distancia perpendicular que va desde el centro del taladro con carga hacia la cara libre de la voladura. Su cálculo tiene por objetivo ofrecer la cara libre hacia donde arrancar las rocas, y depende de los tiempos en que se colocan los taladros (retardo) (Peña, 2019).

Cuando la voladura es en banco, no es sencillo determinar todos los parámetros para realizar el cálculo de burden. Además, cabe mencionar que muchas de las fórmulas planteadas para esto se basan en la experiencia, de modo que las variaciones de un caso a otro pueden ser enormes. El burden (metros), para mallas cuadradas ($B=E$), es aproximadamente igual al diámetro (pulgadas) de la carga D , siempre que suponga que la voladura presenta una cara libre adecuada (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013). De esta manera:

$$B = 40 \times D \leftrightarrow B(\text{metros}) = D(\text{pulgadas})$$

Hasta aquí, no se ha considerado el tipo de explosivo ni la roca.

(Rustan, 1990), citado en (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013), una vez realizado un

análisis de gran cantidad de datos de diversas exploraciones, propone:

- Para voladuras a cielo abierto (89-311 mm diámetro)

$$B = 18,1 \times D^{0.689}$$

- Para voladuras subterráneas (484-165 mm diámetro)

$$B = 11,8 \times D^{0.630}$$

Estas fórmulas consideran que, al aumentar el diámetro del barreno, la carga se distribuye de peor manera en la roca, de modo que no puede aumentarse el burden en igual proporción con el diámetro. Además, considera que a nivel subterráneo las voladuras están más confinadas, reduciendo el burden.

En diámetros grandes, (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013) consideran que la fórmula propuesta por R. L. Ash funciona adecuadamente al no considerar los factores recién mencionados, que es la que sigue:

$$B = K \times D$$

En la que K corresponde a una constante que depende del tipo de roca y del tipo de explosivo que se utilice



Figura 10. Parámetro K (fórmula Ash)

Fuente: (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013)

Desde estas fórmulas, (Konya, 1983), citado en (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013) determinó que el explosivo y la roca pueden ser caracterizados por su densidad (d_e , densidad de explosivo, y d_r , densidad de la roca). Así:

$$B = 11.8 \times D \times \left[2 \times \frac{d_e}{d_r} + 1.5 \right]$$

Esta fórmula tiene un ajuste adecuado para diámetros grandes, aunque conservador para los pequeños.

(Langefors & Kihlström, 1963), citados en (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013) propusieron una fórmula que funciona con mayor exactitud en diámetros pequeños y rocas de alta dureza (con B_{max} y D expresados en m y mm respectivamente):

$$B_{max} = \left(\frac{D}{33} \right) \times D \times \sqrt{\frac{d_e \times PRP}{k \times f \times \left(\frac{S}{B} \right)}}$$

En donde el primer factor considera burden máximo de 30 veces el diámetro, al tiempo que el segundo factor es un coeficiente de corrección en función de que:

d_e : densidad del explosivo.

PRP: potencia relativa en peso.

S/B: relación espaciamiento/burden

f: factor fijación de roca

- Barrenos verticales $\rightarrow f = 1$
- Barrenos inclinados 3:1 $\rightarrow f = 0,9$
- Barrenos inclinados 2:1 $\rightarrow f = 0,85$

k = factor de roca, definido por carga específica c necesaria para arrancar 1m³ de roca, en kg, definido en la expresión:

$$k = c + 0.05$$

1.16 Propiedades de los explosivos

(Gustafsson, 1973) Para conseguir que un explosivo sea eficiente se exigen determinadas condiciones, ya que es imprescindible que detone completamente bajo circunstancias difíciles, como son: introducido en un taladro, sumergido en agua, etc, y del mismo explosivo, por ejemplo, no puede tomar el oxígeno del aire, como la hace la gasolina para su combustión.

(Gustafsson, 1973) nos dice que las características más importantes de un explosivo pueden ser subdivididas en cuatro importantes grupos:

- Efecto explosivo
- Seguridad en el manejo
- Sensibilidad a la iniciación y estabilidad en la detonación
- Almacenaje

1.16.1 Efecto explosivo

Se entiende por efecto explosivo la capacidad de este para desarrollar un trabajo en determinadas condiciones. Es muy difícil encontrar un concepto único que en este sentido cubra todas las características de los diferentes explosivos. Una forma de comparar éstos, es mediante la potencia de este por unidad de peso en lo concerniente a su poder; indicando más adelante cómo calcular la potencia por unidad de peso (Gustafsson, 1973).

Para (Gustafsson, 1973) los factores más importantes que tienen influencia en el efecto explosión podrían ser:

- Características de los gases producidos durante la explosión
- Temperatura
- Volumen

- Presión
- Velocidad de detonación del explosivo

1.16.2 Seguridad en el manejo

Una característica esencial que debe poseer todo explosivo es que pueda ser transportado y utilizado de forma segura, sin riesgos para las personas encargadas de su manejo (Gustafsson, 1973).

(Gustafsson, 1973) Antes de ser aprobados por las autoridades suecas competentes, los explosivos son sometidos a múltiples pruebas, siendo una de las principales el ensayo al choque o al impacto, consistente en dejar caer un peso sobre el explosivo desde una cierta altura, determinando así su sensibilidad al impacto.

1.16.3 Sensibilidad a la iniciación y estabilidad en la detonación

Los explosivos deben ser fácilmente iniciados y ser estables desde el punto de vista de la detonación. Normalmente un explosivo es iniciado con un detonado, pero ciertos tipos son tan inertes que requieren un poder mayor de iniciación. Los explosivos, tipo ANFO (nagolita) se inician usando como cebo Dynamex (goma) o un detonador potente, y también es frecuente utilizar cordón detonante de carga reforzada a lo largo del barreno. Los explosivos, tipo Hidrogeles (slurries) son iniciados por medio de un multiplicador para su cebado, consistente en un explosivo de alta velocidad de detonación. Conviene indicar que el resultado de una voladura depende en gran manera de una correcta iniciación (Gustafsson, 1973).

1.16.4 Almacenaje

En muchos casos un explosivo se almacena durante largo tiempo, siendo importante que no esté sujeto a cambios que puedan menguar su capacidad de trabajo. Los explosivos plásticos, llamados Dynamex (gomas), etc. pueden sufrir un proceso de envejecimiento, debido a la

desaparición total o parcial de las burbujas de aire incorporadas en el explosivo durante su fabricación, implicando esto una mengua de sus características de propagación, aunque el efecto explosivo permanezca inalterado (Gustafsson, 1973).

(Gustafsson, 1973) Los explosivos plásticos no deben estar sujetos durante su almacenaje a altas temperaturas, dado que pueden ablandarse y la formación de sales en la substancia explosiva puede penetrar a través de la envoltura de los cartuchos, deformándose y dificultando su utilización.

1.17 Detonadores

La acción de cebo se ejerce por medio de los detonadores, que son pequeñas cápsulas de aluminio o cobre, en cuyo fondo se encuentra comprimida una pequeña cantidad de fulminante de gran sensibilidad, capaz de entrar en acción bajo el efecto de la llama que produce la combustión de una mecha, o el paso de una corriente eléctrica través de un filamento embebido en una masa de producto inflamable (Tuñón, 1988).

1.17.1 Detonadores ordinarios

Están formados por un casquillo de cobre o aluminio que contiene un explosivo muy sensible. Se inician por medio de las mechas lentas, que se engarzan al detonador con unas tenacillas especiales. Los hay séxtuplos (n.º6) u óctuplos (n.º8), según la cantidad de explosivo que contienen. El más empleado es el óctuple. Los detonadores ordinarios son muy sensibles al calor, al fuego, al roce y a los golpes (Tuñón, 1988).

1.17.2 Detonadores eléctricos

(Tuñón, 1988) en ellos la explosión se produce al paso de la corriente eléctrica sobre un filamento introducido en una sustancia de materia inflamable. Son los más empleados

normalmente. Aunque su utilización es muy segura si se efectúa correctamente y con las debidas precauciones, hay que tener en cuenta que la mayoría de los accidentes utilizando explosivos, está causada por los detonadores.

Los detonadores eléctricos están formados por un detonador óctuple ordinario al que se le adapta un artefacto eléctrico e inflamador en lugar de la mecha utilizada como elemento iniciador en los detonadores ordinarios. Del detonador eléctrico parten dos hilos de cobre o de hierro, convenientemente aislados, que se conectan con el resto de los detonadores eléctricos de la pega, formando un circuito por el que se envía la corriente eléctrica procedente de un explosor, que los hace detonar (Tuñón, 1988).

1.18 Cordón detonante

(Tuñón, 1988) Aunque hay quien lo considera como un tipo de mecha y así lo denomina, el cordón detonante es un explosivo de gran potencia y velocidad de detonación. El cordón detonante es un cordón flexible e impermeable que contiene en su interior pentrita (un explosivo de alta potencia). La velocidad de detonación es del orden de 7000 m/s, por lo que se utiliza el cordón fundamentalmente para transmitir a los explosivos la detonación iniciada por un detonador.

El núcleo de pentrita va cubierto de varias envueltas de fibras textiles e hilados, con un recubrimiento exterior de PVC. Con ello se le protege contra la humedad y esfuerzos de tracción y abrasión. El color de la cubierta de PVC (rojo, azul, blanco, etc.) nos indica las distintas cantidades de explosivo pentrita que contiene por metro lineal (Tuñón, 1988).

Tabla 0.3. Distintos tipos de cordón detonante

Tabla 1. Distintos tipos de cordón detonante (Explosivos Río Tinto)			
Nombre comercial	Color	Longitud del carrete (m)	Aplicaciones
3 g/m	Rosa	750	Para aplicaciones especiales. Sólo para explosivos con nitroglicerina
6»»	Amarillo	500	Para conectar barrenos entre si
12»»	Azul	250	Para iniciar a la mayoría de explosivos
20»»	Blanco	200	Para iniciar explosivos de baja sensibilidad y para prospecciones sísmicas
40»»	Verde	125	Prospecciones sísmicas
100»»	Rojo	50	Precorte y recorte
Submarino normal	Amarillo	100	Trabajos submarinos
Submarino reforzado	Granate	100	Trabajos submarinos. Va reforzado con alambre
Antigrisú	Amarillo	100	Minas de carbón

Fuente: (Tuñón, 1988).

1.19 Mecha lenta

La mecha lenta está formada por un núcleo de pólvora rodeado de varias capas de hilado alquitranado que la hacen más resistente. Hay otro tipo, recubierto de PVC, que la hace más resistente a la humedad. Las mechas deben estar en perfecto estado de conservación, preservándolas del sol, de la humedad y del frío excesiva ya que pueden sufrir alteraciones en su proceso de combustión. Uno de los riesgos es el de correrse la mecha, cuando arde a una velocidad mayor de la prevista, por estar defectuosa (Tuñón, 1988).

(Tuñón, 1988) dice que otro es el de dormirse, cuando por humedad o por otro defecto arde a una velocidad más lenta de la debida. La mecha lenta arde a una velocidad aproximada de 120 segundos por metro lineal, tiempo no rigurosamente exacto, por lo que siempre hay que

prevenir un margen de error. Al utilizar la mecha, hay que prestar atención de que el extremo que se va a introducir en el detonador no ha perdido pólvora ni se encuentra humedecido. El corte debe ser limpio y perpendicular al eje, para que el dardo de fuego actúe directamente sobre el detonador. Las mechas se suministran en carretes de 100 m de longitud.

CAPÍTULO 2

FORMULACIÓN Y EXPERIMENTACIÓN

2.1 Elaboración de matriz con parámetros técnicos establecidos

En el presente capítulo se desarrolla la fase de formulación y experimentación del estudio, la cual se basa en el análisis comparativo de diferentes métodos de diseño de voladura utilizados en explotaciones a cielo abierto. Para ello, se elaboró una matriz de cálculo en hojas de cálculo (Excel), donde se establecieron parámetros técnicos constantes tales como diámetro de perforación, altura de banco, burden, espaciamiento, volumen de roca a fragmentar y otros parámetros operativos del banco.

El objetivo principal de esta etapa fue evaluar el comportamiento de cinco métodos de cálculo de voladuras a cielo abierto, aplicando los mismos parámetros geométricos y operacionales en cada uno de ellos. De esta manera se buscó determinar el consumo específico de explosivo correspondiente a cada método y establecer cuál de ellos presenta mayor eficiencia para las condiciones analizadas.

2.2 Simulación de voladuras

En minería a cielo abierto se han desarrollado diversos métodos empíricos y semi-empíricos para el diseño de voladuras, los cuales se basan en relaciones entre las características del macizo rocoso, los parámetros geométricos del banco y las propiedades del explosivo. En el presente estudio se analizaron cinco métodos ampliamente utilizados en la ingeniería de voladuras.

Método de Ash

El método de Ash es un procedimiento ampliamente utilizado en el diseño de voladuras en bancos debido a su simplicidad y aplicabilidad en diferentes tipos de roca. Este método se basa principalmente en el diámetro del taladro y la altura del banco para establecer relaciones empíricas que permiten determinar el burden y el espaciamiento entre perforaciones.

Considera un constante k_b que depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado:

$$B = \frac{k_b * \phi}{12}$$

dónde:

B : piedra o burden en pies

ϕ : diámetro del barreno en pulgadas

k_b : constante, según el siguiente cuadro:

Tipo de explosivo	Densidad del Explosivo(g/cm ³)	Clase de Roca		
		Blanda	Media	Dura
Baja potencia	0.8 a 0.9	30	25	20
Media potencia	1 a 1.2	35	30	25
Alta potencia	1.2 a 1.6	40	35	30

Clase	Descripción	RCS
		Mpa
A	Resistencia muy alta	>225
B	Resistencia alta	112-225
C	Resistencia media	56-112
D	Resistencia baja	28-56
E	Resistencia muy baja	<28

Profundidad del barreno

$$L = Ke \times B$$

(Ke entre 1,5 y 4).

Espaciamiento

$$E = Ks \times B$$

$Ks = 2,0$ para iniciación simultánea de taladros.

$Ks = 1,0$ para taladros secuenciados con retardos largos.

$Ks = 1,2$ a $1,8$ para taladros secuenciados con retardos cortos.

Longitud de retacado

$$T = Kt \times B$$

(Kt entre 0,7 y 1,6).

Sobre perforación

$$S = Kj \times B$$

(Kj entre 0,2 y 1).

Longitud de la Carga de Fondo

$$hf = 1.3 \times B$$

Longitud de la Carga de Columna:

$$hc = L + S - T - hf$$

Mediante la aplicación de las ecuaciones correspondientes se calcula la carga explosiva necesaria por taladro, así como el volumen de material que será fragmentado por cada perforación. A partir de estos valores se determina el consumo específico de explosivo.

Tabla 0.4 Método Ash

Datos							
Diametro de Perforación	2.65	0.06731	B	7.7	pies		
kb	35		B	2.4	metros		
ke	2		L	4.7	metros		
ks	1.5		E	3.5	metros	L+S	5.4
kt	1.2		T	2.8	metros	T+lcc+lcf	5.4
kj	0.3		S	0.7	metros		
densidad de fondo	1120	kg/m3	hf	3.1	metros		
densidad de columna	800	kg/m3	hc	-0.5	metros		
Volumen Total	2000	m3	cf	12.21	kg	Tcf	622.3
			cc	-1.34	kg	Tcc	-68.4
			Vb	39.2	m3		
			#b	51			
			Pe	0.14	m/m3		
			q	0.28	kg/m3		

Fuente: *Elaboración propia*

Método de Konya

El método desarrollado por Konya es uno de los más utilizados en la práctica minera moderna debido a que incorpora relaciones entre la energía del explosivo y las características geométricas del diseño de voladura.

Este método permite calcular parámetros como el burden, espaciamiento, longitud de carga explosiva y longitud de taco mediante ecuaciones empíricas que consideran la densidad y potencia relativa del explosivo.

Una de las ventajas del método de Konya es que facilita el cálculo del factor de carga o consumo específico de explosivo, permitiendo evaluar la eficiencia del diseño en términos de energía aplicada al macizo rocoso.

El Excel fue desarrollado teniendo en cuenta los siguientes parámetros:

Burden o piedra (B)

$$B = 0.012 * \left(\frac{2 * De}{Dr} + 1.5 \right) \emptyset e$$

$$Burden\ final = B * Kr * Kd * Ks$$

Donde:

B= Burden

De= Densidad del explosivo

Dr= Densidad de la roca

∅e= Diámetro del explosivo

Kr= Corrección por hileras

Kd= Corrección por tipo de deposito

K_s = Corrección para estructuras geológica

Observaciones	
Corrección por número de hileras	Kr
Una o dos hileras	1.0
Tercera hilera y subsecuentes o voladuras con apilamiento anteriores	0.9
Corrección por el tipo de depósito	Kd
Estratos hacia el corte	1.18
Estratos hacia la cara	0.95
Correcciones para Estructura Geológica	1.0
Otros tipos de depósitos	Ks
Altamente fracturada. Juntas frecuentes y débiles, capas con poco cementante	1.30
Capas delgadas bien cementadas con juntas estrechas	1.10
Roca intacta y masiva	0.95

Índice de rigidez (IR)

$$\text{Índice de rigidez IR (3 - 4)} = \text{Altura de Banco/Burden}$$

Altura del Banco (H)

$$\text{Altura del banco } H(m) = 60 \times \text{Diámetro del explosivo}(mm)/1000$$

Espaciamiento (S)

$$\text{Espaciamientos altos} = 2 \times \text{Burden}$$

$$\text{Espaciamientos bajos} = \frac{\text{Altura del banco} + 2 * \text{burden}}{3}$$

Bancos altos: IR superior a 4

Bancos bajos: IR inferior a 4

Retacado (T)

$$\text{Retacado} = 0.7 \times \text{Burden}$$

$$\text{Retacado} = 1.3 \times \text{Burden}$$

Sobre excavación (J)

$$J = 0.3 \times \text{Burden}$$

Ángulo de inclinación del barreno grados

Máxima inclinación de los barrenos, 20°

Longitud de barreno (L)

$$L = \textit{Altura del banco} + \textit{Sobre perforación}$$

Longitud del explosivo (l)

$$l = \textit{Longitud del barreno} - \textit{Retacado}$$

Tabla.05 Método Konya

De	1120		B	2.1 m		
Dr	2000					
Oe	2.65	67.31	B	2.4 m		
Kr	0.9		H	4.0 m		
Kd	0.95					
Ks	1.3		IR	1.7		2.9
Vol Total	2000		E1	4.7 m	E2	2.9 m
Toneladas	1000		R	1.6 m	R	3.1 m
			S	0.7 m		
			L	4.7 m		
			Lexp	3.1 m	Lexp	1.7 m
			Vb	45 m ³	Vb	28 m ³
			#b	45	#b	72
			Per	212 m	Per	343 m
			Pe	0.11 m/m ³	Pe	0.17 m/m ³
			lc	4.0 kg/m		
			Carga	12.3 kg	Carga	6.7 kg
			Carga Tota	552.5 kg	Carga Total	485.5 kg
			qe	0.28 kg/m ³	qe	0.24 kg/m ³

Fuente: Elaboración Propia

Método Langefors

El método de Langefors es uno de los métodos clásicos utilizados en el diseño de voladuras en bancos de minería a cielo abierto. Este método fue desarrollado a partir de estudios experimentales realizados en diferentes tipos de macizos rocosos y propone relaciones empíricas que permiten determinar los principales parámetros de diseño de la malla de perforación.

Entre los parámetros que se determinan mediante este método se encuentran el burden, el espaciamiento entre taladros, la carga explosiva por perforación y la longitud de taco. Estas variables permiten establecer una distribución adecuada de los taladros para lograr una fragmentación eficiente del material.

Factor de Fuerza del Explosivo:

$$s = \frac{\delta \cdot VD}{\delta_o \cdot VD_o}$$

Siendo:

$\delta \Rightarrow$ Densidad del explosivo

$\delta_o \Rightarrow$ Densidad del explosivo de referencia (ANFO)

$VD \Rightarrow$ Velocidad de Detonación del explosivo

$VD_o \Rightarrow$ Velocidad de Detonación del explosivo de referencia (ANFO)

$$l_F = 1.07 \cdot \left(\frac{E}{V}\right) \cdot f \cdot \left(\frac{1}{s_F}\right) \cdot V^2 \cdot c'$$

$$l_C = 0.38 \cdot \left(\frac{E}{V}\right) \cdot f \cdot \left(\frac{1}{s_C}\right) \cdot V^2 \cdot c'$$

Siendo:

$l_F \Rightarrow$ Densidad lineal de Fondo en Kg/m

$l_C \Rightarrow$ Densidad lineal de Columna en Kg/m

$E \Rightarrow$ Espaciamiento en m

$V \Rightarrow$ Piedra maxima en m

$f \Rightarrow$ Factor de fisaje. En bancos verticales es igual a 1 (0.8 si $\alpha = 20^\circ$)

$c \Rightarrow$ constante de la roca = 0.35

$\left(\frac{E}{V}\right) \Rightarrow$ recomendado alrededor de 1.3

$$c' = c + \frac{0.07}{V} \quad \text{si } V < 1.4 \text{ m}$$

$$c' = c + 0.05 \quad \text{si } V > 1.4 \text{ m}$$

Altura de Fondo:

$$h_F = 1.3 \cdot V$$

Altura de Columna:

$$h_C = K - 2V$$

Siendo:

$K \Rightarrow$ altura del banco en m

Longitud de Perforación

$$L = K + 0.3V$$

En el presente estudio, el método fue aplicado utilizando los parámetros geométricos previamente definidos en la matriz de cálculo, lo que permitió determinar la cantidad de explosivo requerida y calcular el consumo específico correspondiente.

Tabla.06 *Método Langefors*

Volumen (Vol)	2000	m3	Sf	4.61			
Altura (k)	4	m					
f	1		lf	3.99	Kg/m	lc	2.85 kg/m
c	0.35	0.35					
E/V	1.3		V	6.1	m		3
d explosivo	1120	kg/m3	hF	3.9	m		
V explosivo	5600	m/s					
d anfo	800	kg/m3	QF	15.54	Kg		
V anfo	1700	m/s					
			lc	6.53	Kg/m	lc	1.00 kg/m
D	2.65	0.033655	hc	-2.0	m		
			Qc	-2.00	Kg		
			E	3.9	m	L	4.9
			Vbarreno	47	m3		
			Nbarrenos	42.74		43	
			Qtotal	582.32	Kg		
			q	0.29	Kg/m3		
			P	210.70	m		
			Pespecifica	0.11	m/m3		

Fuente: Elaboración propia

Método López Jimeno

En este método se establecen relaciones entre el diámetro del taladro, la altura del banco, el burden y el espaciamiento, permitiendo definir una malla de perforación adecuada para garantizar una fragmentación eficiente del material.

Una de las características principales de esta adaptación es que simplifica algunos de los cálculos del método original, facilitando su aplicación en el diseño práctico de voladuras. Además, permite estimar de manera directa la carga explosiva por taladro y la distribución de explosivo dentro de la perforación.

En el desarrollo del presente estudio, este método fue aplicado utilizando los mismos parámetros geométricos establecidos en la matriz de cálculo, con el fin de determinar la carga de explosivo necesaria y el consumo específico correspondiente.

Diámetro de perforación

Altura del banco (H)	Diámetro del barreno (D)
8-10	65-90
10-15	100-150

Burden o piedra (B)

Variable de diseño	Resistencia de la roca (Mpa)			
	Blanda < 70	Media 70 - 120	Dura 120 - 180	Muy dura >180
Piedra (B)	39D	37D	35D	33D

Índice de Rigidez (IR)

$$IR(3 - 4) = \frac{\text{Altura del banco}}{\text{Burden}}$$

Altura del banco (H):

Por cuestiones de seguridad, la altura máxima aconsejada en minas y canteras es de 15m y sólo para aplicaciones especiales, como en voladuras para escollera, se deben alcanzar alturas de 20m.

Espaciamiento (S):

Variable de diseño	Resistencia de la roca (Mpa)			
	Blanda < 70	Media 70 - 120	Dura 120 - 180	Muy dura >180
Espaciamiento (S)	51D	47D	43D	38D

Retacado (T):

Variable de diseño	Resistencia de la roca (Mpa)			
	Blanda < 70	Media 70 - 120	Dura 120 - 180	Muy dura >180
Retacado (T)	35D	34D	32D	30D

Sobre excavación (J):

Variable de diseño	Resistencia de la roca (Mpa)			
	Blanda < 70	Media 70 - 120	Dura 120 - 180	Muy dura >180
Sobre excavación (J)	10D	11D	12D	12D

Ángulo de inclinación del barreno grados:

Máxima inclinación de los barrenos, 20°

Longitud del barreno (L):

$$L = \frac{H}{\cos\beta} + 1 - \frac{\beta}{100} \times J$$

Siendo:

H= Altura del Banco

β = Ángulo con respecto a la vertical en grados

J= Sobre perforación

Longitud del explosivo (l):

$$\text{Longitud del explosivo} = \text{Longitud del barreno} - \text{Retacado}$$

Densidad de carga (Kg/m)

$$\text{Densidad de la carga} = 0,000785 \times De \times (\varnothing \text{Explosivo})^2$$

Observaciones:

Variable de diseño	Resistencia de la roca (Mpa)			
	Longitud de la carga de fondo (Lf)	Blanda < 70	Media 70 - 120	Dura 120 - 180
	30D	35D	40D	46D

Para convertir el resultado en metros (30 x diámetro en (mm)/1000

Estos parámetros fueron aplicados al momento de realizar la hoja de cálculo y se obtuvieron los siguientes resultados.

Tabla.07 Método López Jimeno

Altura del Banco (H)	4	m	Diámetro de perforación	2.65	67.31	mm
			Piedra	39	2.4	m
			Índice de Rigidez		1.7	
			Espaciamiento	51	3.4	m
			Retacado	35	2.4	m
			Sobre perforación	10	0.7	m
Angulo de los Barren	0		Longitud del Barreno		5.0	m
	0		Longitud del Explosivo		2.6	m
Densidad de Fondo	1120		Densidad de Carga de Fondo		4.0	kg/m
			Longitud Carga de Fondo	30	2.0	m
			Carga de Fondo		8.0	kg
Densidad de Columna	800		Densidad de Carga de Columna		2.8	kg/m
			Longitud y Carga de Columna		0.6	m
			Carga de Columna		1.8	kg
			Volumen del Barreno		36	m ³
Volumen Requerido	2000		Numero de Barrenos		56	
			Perforación Especifica		0.14	m/m ³
			Consumo Especifico		0.28	Kg/m ³

Fuente: Elaboración propia.

Método Rodgers

El método de Rodgers es otro de los procedimientos utilizados para el diseño de voladuras en minería a cielo abierto. Este método se basa en relaciones empíricas que permiten estimar los parámetros de perforación y la cantidad de explosivo necesaria para lograr una fragmentación adecuada del macizo rocoso.

El método considera variables como el diámetro del taladro, la altura del banco, las características del explosivo y el volumen de material a fragmentar. A partir de estas variables se pueden determinar parámetros como el burden, el espaciamiento y la carga explosiva por perforación.

El Excel fue desarrollado teniendo en cuenta los siguientes parámetros:

Diámetro de perforación:

El diámetro es asumido para el diseño de la malla de voladura y depende del explosivo o agente de voladura a utilizar, según sus propiedades químicas proyecciones físicas. Debe tenerse en cuenta las condiciones del macizo, proyección de partículas y vibración. Este parámetro es la variable de diseño sobre la cual se realiza un recalcu del burden, lo cual influencia diferentes variables como espaciamiento, sobre perforación, índice de rigidez entre otras. Lo anterior con el objetivo de optimizar y recalibrar una malla de voladuras.

Burden o piedra (B):

$$B = \left(\frac{De * 2}{Dr} + 1,8 \right) * \left(\frac{\emptyset e(mm)}{25,4} * 0,3048 \right)$$

Siendo:

De= Densidad del explosivo

Dr= Densidad de la Roca

$\emptyset e$ =Diámetro del explosivo

Índice de rigidez (IR)

$$IR(3 - 4) = \frac{\textit{Altura del banco}}{\textit{Burden}}$$

Altura del banco(H):

$$\textit{Altura del banco (H)} = \textit{Burden} * \textit{Índice de rigidez}$$

Espaciamiento (S):

$$\textit{Espaciamiento(S)} = \textit{Burden} \times 1,15$$

Retacado (T):

$$\textit{Retacado(T)} = \textit{Burden} \times 0,7$$

Sobre excavación (J):

$$\textit{Sobre excavación(J)} = \textit{Burden} \times 0,3$$

Ángulo de inclinación del barreno grados:

Máxima inclinación de los barrenos, 20°

Longitud del barreno (L):

$$\textit{Longitud de barreno (L)} = \textit{Altura del banco} + \textit{Sobre perforación}$$

Longitud del explosivo (l):

$$\textit{Longitud del explosivo(l)} = \textit{Longitud del barreno} - \textit{Retacado}$$

En este estudio, el método de Rodgers fue aplicado utilizando los mismos parámetros técnicos establecidos en la matriz de cálculo, con el objetivo de evaluar su eficiencia en términos de consumo específico de explosivo.

Tabla.08 Método Rodgers

De	1120		B	2.4 m
Dr	2000			
Øe	2.65	67.31	H	4.0 m
IR	1.68		E	2.8 m
Vtot	2000		R	1.7 m
			J	0.7 m
			L	4.8 m
			l	3.1 m
			lc	4.0 kg/m
			Carga	12.2 kg
			Vbar	27 m ³
			#bar	75
			Ptot	356 m
			Pe	0.18 m/m ³
			Carga Total	917 kg
			qe	0.46 kg/m ³

Fuente: Elaboración propia

Al aplicar el método de Rodgers utilizando los parámetros técnicos establecidos para el presente estudio, se consideró una altura de banco de 4 m, un burden de 2,4 m y un diámetro de perforación de 2,65 pulgadas.

A partir de estos valores se realizó el cálculo correspondiente en la matriz de análisis desarrollada en Excel, obteniéndose un consumo específico de explosivo de 0,46 kg/m³. Este valor resulta relativamente elevado en comparación con los obtenidos mediante los otros métodos analizados, lo que indica una mayor cantidad de explosivo necesaria para fragmentar el mismo volumen de roca.

En términos operacionales, un consumo específico más alto implica un incremento en los costos asociados a la voladura, además de un uso menos eficiente de la energía explosiva. Por esta razón, bajo las condiciones y parámetros considerados en el presente estudio, el método de Rodgers no se presenta como la alternativa más recomendable para el diseño de la voladura, ya que no ofrece un nivel de eficiencia comparable con los demás métodos evaluados.

CAPÍTULO 3

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

3.1 Resultados obtenidos

En el presente estudio se evaluaron cinco metodologías de diseño de voladura ampliamente reconocidas en la ingeniería de explosivos: Ash, Konya, Langefors, López Jimeno y Rodgers, las cuales fueron aplicadas bajo condiciones homogéneas mediante una matriz de cálculo desarrollada en Microsoft Excel. La estandarización de parámetros geométricos y operacionales permitió garantizar la comparabilidad de los resultados obtenidos, evitando sesgos derivados de variaciones en el diseño.

Entre los parámetros considerados constantes se incluyen el burden, espaciamiento, diámetro de perforación, longitud de taladros, tipo de explosivo y características del macizo rocoso. Esta metodología permitió evaluar exclusivamente la influencia del enfoque teórico de cada método sobre el consumo de explosivo y la eficiencia del proceso de voladura.

El principal indicador analizado fue el consumo específico de explosivo (kg/m^3), definido como la relación entre la cantidad de explosivo utilizado y el volumen de roca fragmentada. Este parámetro es ampliamente utilizado en la industria minera como un indicador clave de desempeño, ya que permite evaluar la eficiencia energética del proceso y su impacto económico.

Los resultados obtenidos muestran diferencias significativas entre los métodos evaluados. En particular, el método de Rodgers presenta el mayor consumo específico, con un valor aproximado de $0,46 \text{ kg/m}^3$, lo cual indica un uso intensivo de explosivo para lograr la fragmentación del macizo rocoso.

Por otro lado, los métodos de Konya, Ash, López Jimeno y Langerfors presentan valores significativamente menores, con consumos que oscilan entre 0,28 y 0,29 kg/m³, evidenciando una mejor optimización del uso de la energía explosiva. El método Langerfors presenta un comportamiento intermedio, con un consumo de 0,29 kg/m³.

Se logro obtener tres métodos los cuales fueron Konya, Ash y López Jimeno, sus resultados dieron una alta eficiencia y su consumo específico fue de 0,28 kg/m³, es por esto por lo que para lograr llegar a la opción del método más eficiente recurrimos al análisis del número de barrenos que se necesita para que cada método tenga un consumo específico de 0,28 kg/m³.

3.2 Análisis estadístico de resultados

El análisis estadístico se centró en la comparación de los valores de consumo específico obtenidos para cada método, permitiendo identificar tendencias, variabilidad y niveles de eficiencia.

Desde una perspectiva cuantitativa, se observa una dispersión moderada de los datos, con una diferencia máxima de aproximadamente 0,18 kg/m³ entre el método más eficiente (Konya) y el menos eficiente (Rodgers). Esta diferencia representa una variación significativa en términos operativos, especialmente cuando se extrapola a grandes volúmenes de producción.

3.2.1 Comparación del consumo específico

El consumo específico es un indicador inversamente proporcional a la eficiencia del proceso de voladura. En este sentido, los métodos pueden clasificarse de la siguiente manera:

- Alta eficiencia: Konya, Ash y López Jimeno
- Eficiencia media: Langerfors

- Baja eficiencia: Rodgers

El método de Rodgers, al presentar el mayor consumo específico, implica un uso excesivo de explosivo, lo cual se traduce en mayores costos y una menor eficiencia energética.

En contraste, los métodos más eficientes logran una adecuada fragmentación utilizando menores cantidades de explosivo, lo que evidencia un mejor aprovechamiento de la energía liberada durante la detonación.

3.2.2 Análisis de optimización del consumo

Para cuantificar la eficiencia relativa de los métodos, se calculó el porcentaje de reducción del consumo específico tomando como referencia el método menos eficiente (Rodgers).

Los resultados indican que:

- El método de Ash reduce el consumo en aproximadamente 39,13%
- El método de Konya reduce el consumo en aproximadamente 39,13%
- El método de Langefors presenta una reducción cercana al 36,96%
- El método de López Jimeno permite una reducción de aproximadamente 39,13%

Estos valores evidencian el impacto significativo que puede tener la selección del método en la optimización del proceso de voladura, especialmente en operaciones de gran escala.

3.2.3 Interpretación técnica de resultados

Las diferencias observadas entre los métodos evaluados responden a los fundamentos teóricos y empíricos que los sustentan. Cada metodología emplea distintas relaciones para definir parámetros clave como burden, espaciamiento y carga explosiva, lo que influye directamente en el consumo específico y en la eficiencia del proceso de voladura.

El método de López Jimeno se basa en el concepto de energía específica del explosivo, optimizando la distribución de la carga para lograr una fragmentación eficiente con un menor consumo energético.

El método de López Jimeno se fundamenta en el concepto de energía específica del explosivo, estableciendo relaciones entre la energía disponible y el volumen de roca a fragmentar. Este enfoque permite optimizar la distribución de carga explosiva, logrando una fragmentación eficiente con un menor consumo específico, lo que se refleja en valores reducidos frente a métodos más conservadores.

El método de Konya combina formulaciones empíricas con criterios analíticos, considerando parámetros como el diámetro de perforación, propiedades del macizo rocoso y factores de carga. Este equilibrio metodológico permite obtener diseños de voladura prácticos y eficientes, alcanzando consumos específicos bajos y comparables con los métodos más optimizados.

Por su parte, el método de Ash se basa en correlaciones empíricas simplificadas para la determinación de burden y espaciamiento en función del diámetro de perforación y características del explosivo. Aunque es un método más sencillo, los resultados obtenidos muestran un consumo específico competitivo, similar al de métodos más complejos, lo que evidencia su aplicabilidad en condiciones estándar de operación.

El método de Langefors se apoya en estudios experimentales detallados y en el análisis de la interacción explosivo-roca, permitiendo una estimación más precisa de los parámetros de diseño. Sin embargo, esta precisión no necesariamente se traduce en el menor consumo específico, como se observa en los resultados obtenidos, donde presenta valores ligeramente superiores a otros métodos optimizados.

Finalmente, el método de Rodgers tiende a sobredimensionar los parámetros de diseño, especialmente en la carga explosiva, adoptando un enfoque conservador para asegurar la fragmentación. Esto genera un mayor consumo específico (0,46), sin una mejora proporcional en los resultados de fragmentación, evidenciando una menor eficiencia energética en comparación con los demás métodos analizados. En conjunto, estos resultados confirman que los métodos basados en criterios más avanzados y ajustados a la energía del explosivo (como López Jimeno, Konya y Ash) permiten una mejor optimización del proceso, mientras que los métodos más empíricos o generalizados (como Langefors y Rodgers) pueden generar desviaciones en el consumo de explosivo.

3.3 Comparación entre métodos

3.3.1 Evaluación de eficiencia

La comparación integral de los métodos permite establecer una jerarquización clara en términos de eficiencia:

- Métodos altamente eficientes: Konya, Ash, López Jimeno
- Métodos moderadamente eficientes: Langefors
- Método menos eficiente: Rodgers

Esta clasificación es consistente con los principios de optimización en voladuras, donde el objetivo es maximizar la fragmentación con el menor consumo de explosivo posible.

3.3.2 Análisis operativo

Desde el punto de vista operativo, los métodos más eficientes ofrecen múltiples ventajas:

- Reducción del consumo de explosivos
- Disminución de costos directos
- Mejor control de la fragmentación
- Menor generación de vibraciones y sobrepresiones

En contraste, los métodos menos eficientes generan un uso excesivo de explosivo, lo cual no solo incrementa los costos, sino que también puede generar efectos negativos en la estabilidad del macizo rocoso.

3.4 Discusión de resultados

Los resultados obtenidos en este estudio son coherentes con los fundamentos teóricos de la ingeniería de voladuras, los cuales establecen que la eficiencia del proceso depende de una adecuada relación entre los parámetros de diseño.

Se confirma que el uso excesivo de explosivo no garantiza una mejor fragmentación, sino que puede generar efectos contraproducentes, tales como sobre fragmentación, aumento de vibraciones y desperdicio de energía.

Asimismo, se evidencia que los métodos más modernos, como Ash, López Jimeno y Konya, presentan un mejor desempeño debido a su enfoque técnico más avanzado, basado en la optimización de la energía del explosivo.

Estos hallazgos resaltan la importancia de seleccionar métodos de diseño adecuados y adaptados a las condiciones específicas del macizo rocoso, evitando la aplicación indiscriminada de metodologías empíricas.

3.5 Ventajas y Desventajas de los métodos

3.5.1 Ventajas

Los métodos de diseño de voladura presentan diversas ventajas, entre las cuales destacan:

- Permiten estimar parámetros clave del diseño
- Facilitan la planificación de las operaciones
- Contribuyen a la optimización del consumo de explosivos
- Son aplicables a diferentes condiciones geológicas

3.5.2 Desventajas

Sin embargo, también presentan ciertas limitaciones:

- Algunos métodos pueden sobreestimar la carga explosiva

- Dependencia de las condiciones geomecánicas
- Variabilidad en los resultados
- Necesidad de validación en campo

CONCLUSIONES

El consumo específico de explosivo constituye un indicador fundamental para evaluar la eficiencia de los métodos de diseño de voladura. Los resultados obtenidos evidencian que el método de Rodgers presenta el mayor consumo específico, siendo el menos eficiente bajo las condiciones analizadas.

Por otro lado, los métodos de López Jimeno, Konya, Ash y Langefors muestran un mejor desempeño técnico y económico, permitiendo reducir el consumo de explosivo sin comprometer la calidad de fragmentación.

La correcta selección del método de diseño influye directamente en la reducción de costos operativos y en la eficiencia del proceso de voladura, lo cual tiene un impacto significativo en la rentabilidad de la operación minera.

RECOMENDACIONES

Se recomienda priorizar el uso de métodos como Konya, Ash o López Jimeno debido a su mayor eficiencia en el uso de explosivos. Asimismo, es fundamental validar los resultados mediante pruebas en campo y ajustar los parámetros de diseño en función de las características geomecánicas del macizo rocoso.

Finalmente, se sugiere el uso de herramientas computacionales como Excel para optimizar el análisis y mejorar la precisión en el diseño de voladuras.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería. Madrid: E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid.

Caride, C. (1994). Manual de perforación y voladura de rocas. España: Instituto Tecnológico Geominero de España.

Carrillo, W. (2003). Uso de explosivos en demoliciones por voladuras controladas. Revista Ciencia e Ingeniería Neogranadina, 109-118.

Castellanos, G., & Noroña, E. (2008). Diseño de una torre de perforación de pozo de agua. Quito: Escuela Politécnica Nacional.

Castro, J., & Rodríguez, J. (2016). Reducción de la sobrerotura en el cruce 3910 del nivel 2360 de la mina "PEC" de la Cía. Consorcio Minero Horizonte. Trujillo: Universidad Nacional de Trujillo.

Cervantes, P. (2016). Modelización de la planificación de producción minera no metálica a cielo abierto. Cuenca: Universidad del Azuay.

Díaz, J., Guarín, M., & Jiménez, J. (2012). Análisis y diseño de la operación de perforación en minería de superficie empleando el enfoque de la programación estructurada. Boletín Ciencias de la Tierra(32), 15-21.

Exsa. (2014). Manual práctico de voladura. Edición especial. Madrid: Exsa.

Hustrulid, W. A. (1999). Blasting principles for open pit mining (Vols. 1–2). Rotterdam, Netherlands: A.A. Balkema.

Jimeno, C. L., Jimeno, E. L., & Carcedo, F. J. A. (1995). Drilling and blasting of rocks. Rotterdam, Netherlands: A.A. Balkema.

Montesinos, E. (2017). Voladura controlada para talud final en la construcción de la carretera Lima - Canta - La Viuda Unish. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.

Ortega-Ramos, C. A., Jaramillo-Gil, A. F., & Molina-Escobar, J. M. (2016). Modificación de las mallas de perforación de voladuras a partir del índice de esfuerzo geológico (GSI), caso mina “La Maruja”, Colombia. *Boletín de Ciencias de la Tierra*, núm. 40, 32-38.

Parra, G. (2018). Reducción de la carga explosiva con el uso del explosivo EMULNOR, en la corona de labores de desarrollo para optimizar los costos de voladura en CIA Minera MACDESA. [Tesis] Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. En <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/7730/MIparragc.pdf?sequence=1&isAllowed=y>.

Pernia, J. (1987). *Sistemas de perforación de rocas*. CAVIM.

Pernia, J., López, C., Ortiz, F., & López, E. (1987). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Murcia: Instituto Geológico y Minero de España.

Pernia, J., López, C., Ortiz, F., & López, E. (1987). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Murcia, España: Instituto Geológico y Minero de España.

Persson, P. A., Holmberg, R., & Lee, J. (1994). *Rock blasting and explosives engineering*. Boca Raton, FL: CRC Press.

Rijalba, F. (2017). *Tratado de ingeniería de explosivos, perforación y voladura de rocas en obras civiles*. Madrid, España: Garceta.

Rudy Milton, C. T. (2015). *Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería Progreso de la contrata minera Cavilquis–Corporación Minera Ananea S.A.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano].

Ruiz, T. (2017). *Reducción de costos usando espaciadores de agua en reemplazo de carrizo y cordón detonante en la voladura controlada de la mina MarsaRetamas 2017*. Perú: Universidad Nacional de Trujillo.

Salas, G. (2014). Determinación de parámetros para la aplicación de la voladura de precorte en labores de desarrollo en Consorcio Minero Horizonte S.A. Abancay: Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.

Sulcacondor, J. (2018). Optimización de operaciones unitarias de perforación y voladura mediante voladura controlada en labores horizontales en la CIA. Minera Poderosa S.A. [Tesis] Univeridad Nacional de San Cristóbal de Huamanga. En http://repositorio.unsch.edu.pe/bitstream/handle/UNSCH/3264/TESIS%20M798_Sul.pdf?sequence=1&isAllowed=y.

Tuñón, A. (1988). Explosivos y accesorios de voladura. ETSI Minas.

Vidal, A. (2020). Propiedades energéticas de explosivos industriales. Universidad de Oviedo.

Vidal, M. (2020). Voladura controlada aplicando el modelo matemático de Holmberg y la ingeniería de explosivos para mejorar la eficiencia de avance en la Cia Minera Poderosa S.A. [Tesis] Universidad Nacional del Centro del Perú. En <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/5923>.

Vidal, M. (2020). Voladura controlada aplicando el modelo matemático de Holmberg y la ingeniería de explosivos para mejorar la eficiencia de avance en la Cía. Minera Poderosa S.A. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú].

Vilca, Y. (2019). Voladura controlada y reducción porcentual de dilución y costos en tajeo con uso de Exsablock en la minería Aurífera Retamas S.A. 2019. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.

Yepes, V. (2013). La perforación a rotoperCUSión. Valencia: Universidad Politécnica de Valencia.