



UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIAS Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**Diseño de voladura de desarrollo para la cantera 6 de la
empresa Río claro S.A, grupo ARGOS.**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:
INGENIERO EN MINAS

Autores:

JOSUÉ DAVID GONZÁLEZ CORONEL

LUIS ENRIQUE PEÑA MOGROVEJO

Director:

JULIO CESAR JARAMILLO ROMERO

CUENCA, ECUADOR

2016

DEDICATORIA

Dedicamos el presente trabajo principalmente a nuestras familias, por ser un pilar fundamental en nuestra formación como personas y profesionales; por sus consejos, apoyo y comprensión en todo momento.

De igual manera a nuestros profesores por ser nuestros guías y amigos durante todos estos años, por su ayuda y tiempo brindado de manera desinteresada.

AGRADECIMIENTOS

A mis padres y hermanos por ser quienes en los buenos y malos momentos supieron comprenderme y apoyarme; gracias a su paciencia, motivación y amor infinito he logrado esta meta tan importante en mi vida.

A mis amigos Josué, Santiago y Jaime, que durante estos años universitarios supieron ser amigos y compañeros en todo momento, gracias a su conocimientos y apoyo. A todas las personas que me quieren y me apoyan; mi novia, amigos y compañeros. Cada uno supo dar su granito de arena para la consecución de este logro.

Al cuerpo docente de la Escuela de Ingeniería en Minas, por su guía y apoyo desinteresado y a los ingenieros Oscar Restrepo, Oswaldo Bustamante y Omar Giraldo por su tiempo y apoyo durante mi estadía en la Universidad Nacional de Colombia.

Luis Enrique Peña Mogrovejo

Agradezco primeramente a Dios por ser mi fuerza y aliento. A mi familia por su apoyo económico y moral; por ser mi motivación para lograr todas mis metas.

A mis profesores por compartir sus conocimientos y experiencia, en especial a Fernando Valencia por ser además un amigo y un guía durante estos años, a los profesores Oscar Restrepo, Oswaldo Bustamante y Julio Jaramillo por su apoyo y orientación.

A la empresa Argos S.A. por la apertura para desarrollar el presente trabajo.

Josué David González Coronel

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS.....	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	ix
ÍNDICE DE TABLAS.....	xi
ÍNDICE DE ANEXOS.....	xiii
RESUMEN	xiv
ABSTRACT	xv
INTRODUCCIÓN.....	1
 CAPÍTULO I: ANTECEDENTES	 3
1.1 Industria del cemento.....	4
1.1.1 Evolución de la industria del cemento	4
1.1.2 Industria del cemento en Colombia	5
1.2 Información de la empresa.....	6
1.2.1 Acerca de la empresa	6
1.2.2 Ubicación y Accesos.....	7
1.2.3 Clima.....	7
1.2.4 Geología.....	8
1.2.4.1 Geología regional.....	8
1.2.4.2 Geología local	9
 CAPITULO II: MARCO TEÓRICO	 11
2.1 Perforación y voladura de bancos	11

2.1.1 Conceptualización y aplicación	11
2.1.2 Proceso de perforación.....	11
2.1.3 Proceso de voladura y mecanismo de rotura de las rocas.....	11
2.1.4 Metodología y diseño de voladuras	13
2.1.4.1 Variables controlables de las voladuras.....	13
2.1.4.1.1 Diámetro de los barrenos	13
2.1.4.1.2 Altura del banco	14
2.1.4.1.3 Inclinación del barreno	15
2.1.4.1.4 Piedra y espaciamiento	16
2.1.4.1.5 Sobre perforación.....	17
2.1.4.1.6 Retacado.....	17
2.1.4.1.7 Configuración de cargas	18
2.1.4.1.8 Sistemas de iniciación y tiempos de retardo	18
2.1.4.1.9 Esquemas de perforación y secuencia de encendido	20
2.1.5 Características de los macizos rocosos que interfieren en la voladura	21
2.1.5.1 Densidad	21
2.1.5.2 Resistencia dinámica de las rocas	22
2.1.5.3 Porosidad.....	22
2.1.5.4 Fricción interna	23
2.1.5.5 Conductividad	23
2.1.6 Métodos para el cálculo de variables de diseño de voladura	24
2.1.6.1 Metodología de U. Langefors & B. Kihlström	24
2.1.6.1.1 Principios básicos para el desprendimiento de las rocas	24
2.1.6.1.2 Fórmulas para un solo barreno.....	25
2.1.6.1.3 La constante de la roca.....	26
2.1.6.1.4 Distribución de cargas.....	27
2.1.6.1.5 Fórmula para bancos con varios barrenos.....	29
2.1.6.1.6 Espaciamiento de los barrenos.....	29
2.1.6.1.7 Grado de fijación y pendiente de los barrenos.....	30
2.1.6.1.8 Factor de potencia relativa del explosivo.....	30
2.1.6.1.9 Piedra máxima	30

2.1.6.2 Metodología de López Jimeno	32
2.1.6.2.1 Método de cálculo para voladuras en banco	32
2.1.6.2.2 Diámetro de perforación	32
2.1.6.2.3 Esquemas de perforación y retacado.....	33
2.1.6.2.4 Longitud de perforación.....	34
2.1.6.2.5 Distribución de las cargas	34
2.1.6.2.6 Consumo específico	35
2.1.6.2.7 Perforación específica.....	35
2.2 Explosivos	36
2.2.1 Conceptualización.....	36
2.2.2 Características generales de los explosivos	37
2.2.2.1 Potencia y energía	37
2.2.2.2 Velocidad de detonación.....	37
2.2.2.3 Densidad	38
2.2.2.4 Presión de detonación	38
2.2.2.5 Estabilidad.....	39
2.2.2.6 Resistencia al agua.....	39
2.2.2.7 Sensibilidad.....	39
2.2.2.8 Transmisión de la detonación	40
2.2.3 Explosivos Indumil	40
2.2.3.1 ANFO.....	40
2.2.3.2 Multiplicador Pentofex	41
2.2.3.3 Cordón detonante	42
2.2.3.4 Mecha de seguridad	43
2.2.3.5 Detonador exel tm ms	43
2.2.3.6 Detonador exel tm lp	45
2.2.3.7 Detonante exel tm Conectadet.....	46
2.2.4 Manejo de explosivos	48

CAPÍTULO III: PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE DESARROLLO EN RÍO CLARO S.A.....	50
---	-----------

3.1 Descripción de procesos	50
3.1.1 Maquinaria de perforación y carguío	50
3.1.2 Geometría del talud	50
3.1.3 Proceso de desbroce	51
3.1.4 Proceso de perforación	51
3.1.5 Proceso de cargue de barrenos y voladura	52
3.1.6 Tipos de voladuras efectuadas Río Claro S.A	53
3.1.6.1 Voladuras de apertura o desarrollo	53
3.1.6.2 Voladuras de producción	53
3.1.6.3 Voladuras con cámaras de aire	53
3.1.7 Seguridad minero industrial y manejo ambiental	54
 CAPITULO IV: DISEÑO DE VOLADURA	56
4.1 Identificación del área de estudio	56
4.1.1 Datos topográficos	57
4.1.2 Geología estructural	60
4.1.3 Información del macizo rocoso	61
4.2 Cálculo de parámetros de voladura	61
4.2.1 Método Langefors y Kihlström	65
4.2.1.1 Cálculo de parámetros	65
4.2.1.1.1 Piedra máxima	65
4.2.1.1.2 Piedra práctica	66
4.2.1.1.3 Espaciamiento práctico	66
4.2.1.1.4 Sobreperforación	67
4.2.1.1.5 Distribución de cargas por tipo de barreno	67
Barrenos A	67
Barrenos B	68
Barrenos C	69
Barrenos D	70
Barrenos E	72

4.2.1.2 Distribución de barrenos, barrenos de ayuda y secuencia de encendido .	73
4.2.2 Método López Jimeno.....	74
4.2.2.1 Cálculo de parámetros.....	74
4.2.2.1.1 Sobreperforación.....	75
4.2.2.1.2 Piedra	75
4.2.2.1.3 Espaciamiento	75
4.2.2.1.4 Retacado.....	76
4.2.2.1.5 Distribución de cargas por tipo de barreno	76
Barrenos A	76
Barrenos B	77
Barrenos C	78
Barrenos D	79
Barrenos E	80
4.2.2.2 Distribución de barrenos, barrenos de ayuda y secuencia de encendido .	82
 CAPÍTULO V: RESULTADOS	84
5.1 Resultados mostrados en tablas comparativas	84
5.2 Resultados mostrados en gráficos comparativos	88
5.3 Manual estandarizado para la ejecución de voladuras de desarrollo.....	94
 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	102
BIBLIOGRAFÍA	104
ANEXOS	106

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Ubicación de la Planta Río Claro	7
Figura 2.1 Ejemplos de esquemas de perforación	20
Figura 2.2 Ejemplos de secuencias de encendido.....	21
Figura 2.3 Ejecución correcta de carga de un explosivo a granel en un terreno con cavernas.....	23
Figura 2.4 Barreno con carga de fondo concentrada y carga de columna distribuida.	26
Figura 2.5 Distribución de cargas de fondo y columna.	28
Figura 2.6 Perforación específica por diámetro de barreno.....	36
Figura 2.7 Influencia del diámetro de la carga por velocidad de detonación.	38
Figura 3.1 Diseño del banco de explotación.....	50
Figura 4.1 Mapa sectorial y área de estudio.	56
Figura 4.2 Partes de la voladura.....	57
Figura 4.3 Distribución de perfiles topográficos.	58
Figura 4.4 Perfil topográfico 1, Parte A, Dirección O – E.....	59
Figura 4.5 Perfil topográfico 2, Parte B, Dirección O – E.....	59
Figura 4.6 Perfil topográfico 3, Parte A y B, Dirección N – S.	59
Figura 4.7 Representación de los planos de diaclasas y estratificación en el frente de explotación.....	60
Figura 4.8 División de zonas según tipos de barrenos.....	63
Figura 4.9 Distribución de perforaciones y secuencia de encendido, Método Langefors.	74
Figura 4.10 Distribución de perforaciones y secuencia de encendido, Método López Jimeno.....	83
Figura 5.1 Cantidad de barrenos perforados por cada método.	89
Figura 5.2 Longitud total perforada por cada método.	89
Figura 5.3 Cantidad de ANFO por cada método.	90
Figura 5.4 Cantidad de cordón detonante por cada método.....	91
Figura 5.5 Cantidad de Pentofex por cada método.....	91
Figura 5.6 Costo total de los insumos por cada método.	92

Figura 5.7 Costo por m3, consumo específico y perforación específica por cada método	
.....	93

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Razón de rigidez.	14
Tabla 2.2 Diámetro del barreno por Producción horaria media.....	32
Tabla 2.3 Relación de la altura del banco de explotación por diámetro de perforación y equipos de carga recomendados.....	33
Tabla 2.4 Variables de diseño.	33
Tabla 2.5 Variables de diseño, longitud de carga de fondo.	34
Tabla 2.6 Consumos específicos de explosivo según el tipo de roca.	35
Tabla 2.7 Características técnicas de ANFO.	41
Tabla 2.8 Presentación y embalaje de multiplicador Pentofex.	41
Tabla 2.9 Características técnicas de multiplicador Pentofex.	41
Tabla 2.10 Presentación y embalaje de Cordón detonante.	42
Tabla 2.11 Características técnicas de Cordón detonante.....	42
Tabla 2.12 Características técnicas de Mecha de seguridad.	43
Tabla 2.13 Propiedades técnicas de Detonador exeltn ms.....	43
Tabla 2.14 Almacenamiento y manipulación de Detonador exeltn ms.	44
Tabla 2.15 Embalaje de Detonador exeltn ms.	44
Tabla 2.16 Propiedades técnicas de Detonador exeltn lp.	45
Tabla 2.17 Almacenamiento y manipulación de Detonador exeltn lp.....	46
Tabla 2.18 Embalaje de Detonador exeltn lp.....	46
Tabla 2.19 Propiedades técnicas de Detonante exeltn Conectadet.	47
Tabla 2.20 Almacenamiento y manipulación de Detonante exeltn Conectadet.	47
Tabla 2.21 Almacenamiento y manipulación de Detonante exeltn Conectadet.	48
Tabla 4.1 Parámetros de la roca.	61
Tabla 4.2 Datos base para cálculos del Método Langefors y Kihlström.	65
Tabla 4.3 Parámetros de voladura para diámetros de 4 in y 3 in.	67
Tabla 4.4 Datos base para cálculos del Método López Jimeno.	74
Tabla 4.5 Parámetros de voladura para diámetros de 4 in y 3 in.	76
Tabla 5.1 Comparación de parámetros de diseño.	84
Tabla 5.2 Comparación de resultados de perforación.....	84

Tabla 5.3 Comparación de resultado de consumo de explosivos.	85
Tabla 5.4 Comparación de volumen arrancado.	85
Tabla 5.5 Comparación de consumo específico.	86
Tabla 5.6 Comparación de perforación específica.....	86
Tabla 5.7 Comparación perforación específica en l/m ³	87
Tabla 5.8 Comparación de resultados económicos.....	87

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1 Mapa de distribución de perforaciones, Método Langefors.....	106
Anexo 2 Mapa de distribución de perforaciones, Método López Jimeno	107
Anexo 3 Registro de perforación actual.....	108
Anexo 4 Registro de perforación propuesto	110
Anexo 5 Secuencia de encendido, Método Langefors.....	114
Anexo 6 Secuencia de encendido, Método López Jimeno	115

DISEÑO DE VOLADURA DE DESARROLLO PARA LA CANTERA 6 DE LA EMPRESA RÍO CLARO S.A, GRUPO ARGOS

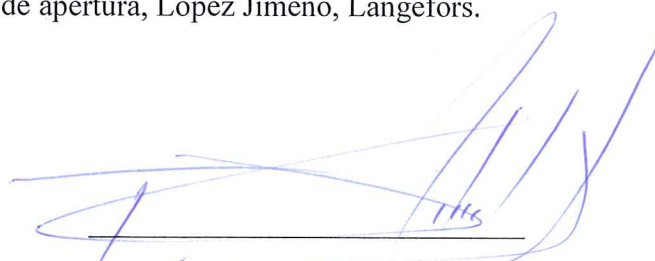
RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo diseñar una voladura de desarrollo o apertura para la Cantera 6 de la empresa Río Claro S.A; proponiendo un procedimiento estandarizado aplicable a futuros diseños de voladuras de desarrollo. Para la consecución del objetivo propuesto se determinó una línea base de los procedimientos de perforación y voladura empleados actualmente; recopilación y análisis de la información topográfica, geológica y geotécnica hallada en la zona de estudio, y el cálculo de variables de voladura según las metodologías propuestas por López Jimeno y Langefors & Kihlström. Basados en la comparación de los resultados económicos y de eficiencia obtenidos, se deduce que el método de López Jimeno es el más conveniente para el diseño de voladuras de desarrollo.

Palabras Clave: diseño, voladura, voladura de apertura, López Jimeno, Langefors.



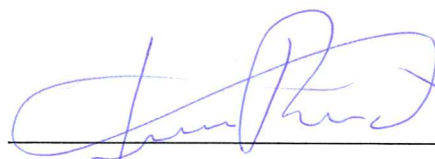
Julio Cesar Jaramillo Romero
Director del Trabajo de Titulación



Fernando Tulio Valencia Guaricela
Director de Escuela



Josué David González Coronel



Luis Enrique Peña Mogrovejo

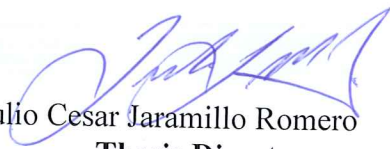
Autores

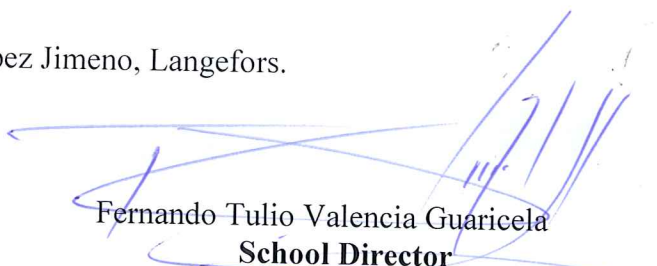
**BLAST DESIGN DEVELOPMENT FOR *RIO CLARO S.A.* COMPANY, ARGOS
GROUP No. 6 QUARRY**

ABSTRACT

This paper aims to design a blasting or opening development for No. 6 quarry of *Rio Claro S.A* Company, proposing a standardized procedure applicable to blast development future designs. In order to achieve the proposed objective, the base line of the currently used drilling and blasting procedures was determined. Also, the collection and analysis of topographic, geological and geotechnical information found in the studied area, and the calculation of blasting variables according to the methodologies proposed by López Jimeno and Langefors & Kihlström, were carried out. Based on the comparison of the economic results and the efficiency obtained, it is concluded that the López Jimeno method is the most suitable for blast design development.

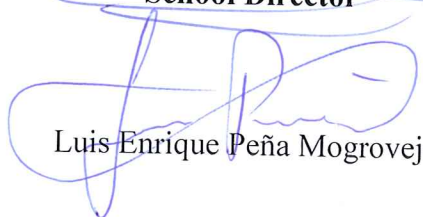
Keywords: Design, Blasting, Blast Opening López Jimeno, Langefors.


Julio Cesar Jaramillo Romero
Thesis Director


Fernando Tulio Valencia Guaricela
School Director


Josué David González Coronel

Authors


Luis Enrique Peña Mogrovejo

González Coronel Josué David

Peña Mogrovejo Luis Enrique

Trabajo de Titulación

Ing. Julio Cesar Jaramillo Romero Mtr.

Octubre, 2016

DISEÑO DE VOLADURA DE DESARROLLO PARA LA CANTERA 6 DE LA EMPRESA RÍO CLARO S.A, GRUPO ARGOS

INTRODUCCIÓN

En todos los sectores industriales, incluyendo el caso de la minería, el objetivo máximo a alcanzar es el de optimizar todos los procesos productivos, con la finalidad de que el proyecto en sí se convierta en sostenible a través de los años y sustentable con el ambiente y la comunidad en general.

Uno de los procesos fundamentales en minería es el de perforación y voladura, ya que es el paso principal para el arranque de la materia prima con la que se derivan procesos complementarios. Por este motivo, a través de los años varios investigadores han tratado de encontrar un método que, al ser aplicado, ofrezca los mejores resultados en términos de consumo de explosivos, rendimiento de equipos y mejoramiento de la fragmentación; obteniendo finalmente los costos totales más bajos posibles.

Durante el desarrollo del presente trabajo se busca encontrar el mejor método aplicable a una zona determinada como desarrollo dentro de la cantera 6, empresa ARGOS S.A. planta Río Claro. Para esto se vio necesaria la aplicación de dos de los métodos más

utilizados a nivel mundial como son los métodos de Langefors y López Jimeno. Al final, obteniendo como resultado diversos datos como: cantidad de explosivo utilizado, consumo específico o costo monetario por metro cúbico extraído; se procederá a comparar, discernir y recomendar el mejor diseño para el problema propuesto.

CAPÍTULO I

ANTECEDENTES

Dentro de minería es fundamental tener una buena planificación de los procesos productivos que encaminen a que la empresa sea sustentable y sostenible. Uno de los procesos principales es el de perforación y voladura; en este se concentra la investigación previa del sitio a intervenir, la elección correcta de los insumos de voladura a utilizar y la aplicación de metodologías de cálculo para dar paso al arranque del mineral de interés que generará los réditos económicos necesarios para que la empresa sea rentable.

Uno de los problemas fundamentales en estos procesos se da cuando nos encontramos con trabajos iniciales, donde es necesario aplicar un trabajo de perforación y voladura de apertura o también denominado como “desarrollo”. A pesar de ser un proceso de suma importancia en la minería, se vuelve complicado obtener información detallada de cómo proceder en este caso, encontrando únicamente documentos en los que se describen procesos empíricos aplicados a problemas puntuales y la información proporcionada en los libros clásicos del tema de voladuras aplicadas a bancos de explotación.

En Argos S.A. planta Río Claro, frente a esta problemática se ha visto necesario la implementación de un manual en el que se detalle las actividades a realizarse en cada proceso de la voladura de desarrollo, junto con los responsables de cada actividad. El objetivo de este será utilizarlo como un estándar para futuros procesos productivos, en búsqueda de minimizar los errores e inconvenientes que puedan presentarse.

1.1 Industria del cemento.

1.1.1 Evolución de la industria del cemento

La industria del cemento ha tomado vital importancia gracias a un concepto muy simple: a mayor población, mayor necesidad de viviendas, edificios, infraestructura; todas con base en el insumo más importante en el sector de la construcción: el cemento.

Desde los inicios de las civilizaciones humanas existían materiales que se usaban para el proceso de cementación; por ejemplo, en la antigua Roma (400 A.C.) se usaban cenizas volcánicas denominadas como puzolanas; material al que le agregaban otros como: cal, grasa, leche y sangre; según como lo señalaba Vitruvio. A partir de este descubrimiento, los procesos para encontrar un material lo suficientemente bueno para usarlo en las estructuras actuales han sufrido algunas alzas y caídas, mejorando o empeorando su resistencia y demás características.

Es así que se pueden mencionar otros personajes que han contribuido a la historia del cemento como por John Smeaton en 1759 quien revivió el proceso de los cementos romanos, Bry Higgins creador del estuco, James Frost en Inglaterra cerca de 1822 prepara el denominado Cemento Británico; hasta que en 1824 el maestro de obras Joseph Aspdin patenta la fórmula de cemento que se la llegó a nombrar cemento Portland; considerada como uno de los eventos más importantes en la línea de tiempo del cemento.

Desde este punto de partida y durante el resto del siglo XIX, todo el siglo XX e inicios del siglo XXI se han incluido gran cantidad de procesos, insumos, maquinarias con el fin de mejorar las características del cemento Portland; como por ejemplo la clinkerización o los hornos de calcinación.

En la actualidad, el éxito del cemento, como mencionamos anteriormente, depende de forma directa de la constante expansión poblacional que aumenta la demanda en la compra. Esto puede ser corroborado, por ejemplo, por los datos anuales presentados por el DANE para Colombia, tanto de cemento como concreto, en la que muestran que del

año 2012 al 2015 hubo un aumento del 20% de las ventas de concreto en Colombia, lo que significa un aumento considerablemente representativo.

1.1.2 Industria del cemento en Colombia

Para Colombia la realidad no es distinta a la realidad mundial; pero, existe una irregularidad a esta constante, la industria se encuentra manejada en su mayoría por un muy reducido grupo de empresas dedicadas a la obtención y comercialización del cemento dando como resultado una estructura oligopólica de mercado.

Según los datos ofrecidos por la Federación Interamericana del Cemento (FICEM) para los últimos años Colombia ha tenido un crecimiento elevado y constante, lo que lo ha llevado a situarse en tercer lugar como productor de cemento a nivel latinoamericano, solo por debajo de Brasil y México.

Este crecimiento se debe, en gran medida, a las expansiones de las empresas cementeras colombianas. Sin embargo, este mismo sector se vio inmerso en investigaciones y acusaciones por colusión durante 2005, debido a las variaciones históricamente bajas del producto durante esta época obligando a muchas empresas pequeñas ser absorbidas por las empresas de mayor calado. Estos datos se pueden comprobar en los informes de DANE sobre la variación anual de los precios del cemento gris.

En el caso de la oferta existen tres grandes competidores en la industria cementera colombiana representadas, en primer lugar, por el Grupo Argos el cual tiene en su poder la mayor capacidad productiva del país, a continuación lo sigue CEMEX Colombia S.A. que cuenta con una menor cantidad de plantas y para terminar HOLCIM Colombia S.A. conocida como uno de los principales productores de cemento a nivel mundial, con presencia en varios países de América.

1.2 Información de la empresa

1.2.1 Acerca de la empresa

La empresa Argos S.A. surge en el año de 1934, como una empresa cementera colombiana; luego, en 1986 se inaugura la planta en el sector Río Claro. A partir del 2003 empieza una reestructuración de la empresa gracias a la unión de 8 empresas cementeras colombianas.

Esta empresa se dedica a la fabricación y comercialización de cemento y hormigón. Al momento se ubica como una de las 5 empresas productoras de cemento más grandes de América Latina y la segunda más grande en el sureste de Estados Unidos. Cuenta con 9 plantas en Colombia, de las que destacan las de Cartagena y Río Claro por su producción y tamaño. En total, la producción de cemento rodea los 20 millones de toneladas al año, entre todas las plantas de los diferentes países. En el caso del hormigón es el primer productor en Colombia y el segundo más grande en Estados Unidos; entre todos los países, poseen 389 plantas, que promedian una capacidad anual de 17,9 millones de metros cúbicos.

La empresa dividió la zona de explotación en 6 canteras distintas con nomenclatura del 1 al 6, esta clasificación se dio debido a la variación de las calidades en las calizas en esta zona. Actualmente de las 6 canteras 4 de ellas se encuentran en explotación, las cuales cubren con las necesidades para la planta, en cuanto a cantidad y calidad de material.

Además, la empresa determino necesario usar el método de perforación y voladura para el arranque del material, debido a que por la dureza de la roca esta no puede ser arrancada directamente con maquinaria. Las voladuras de explotación se dividen en dos grupos: voladuras de desarrollo y voladuras de producción. Las de desarrollo son usadas para conformar un banco de explotación regular ya que por lo general las condiciones iniciales del terreno son irregulares. Las voladuras de producción son voladuras de bancos ya conformados de las que se obtiene el material requerido en la planta.

1.2.2 Ubicación y Accesos

La cantera en estudio se encuentra ubicada en la República de Colombia a unos 160 Km de la ciudad de Medellín, al SE del Departamento de Antioquia, en el Municipio de Sonsón.

El acceso se realiza a partir de la vía Medellín – Bogotá, tomando el desvío por la vía que conduce a Quebrada Negra la cual lleva hasta la portería sur de la planta de Cementos Río Claro.

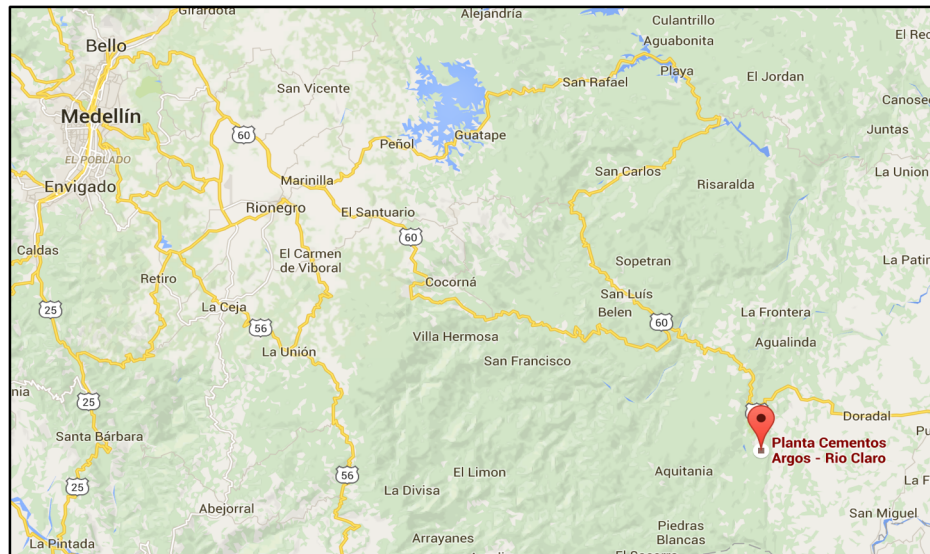


Figura 1.1 Ubicación de la Planta Río Claro

Fuente: <https://www.google.com/maps>

1.2.3 Clima

El clima es cálido, húmedo tropical. Es una zona con altos niveles de precipitación con un promedio anual de 4000 y 5000mm (Hernández y Vélez, 1988), siendo las épocas

con mayores lluvias los meses entre marzo y abril. Cuenta con una temperatura promedio de 28°C.

1.2.4 Geología

1.2.4.1 Geología regional

Feininger, et al (1972). En su estudio, Geología de parte de los departamentos de Antioquia y Caldas (sub -zona IIB), señala que en este sector SE del departamento de Antioquia existe la presencia de rocas metamórficas, especialmente mármoles formados por metamorfismo regional de calizas parcialmente puras, debido a la acción térmica resultante de la intrusión del Batolito Antioqueño; además afirman que las fajas de mármol se encuentra en contacto estratigráfico con cuarcitas.

La zona estudiada por Feininger (1972) comprende las rocas dentro de la zona oriental del flanco Oriental de la Cordillera Central. Estas rocas se agrupan en 3 unidades según Maya (2001): ANb (Pz2- Pz3), AN/EV (Pz2) y EVb (Pz2- Pz3).

ANb (Pz2- Pz3) unidad que se encuentra distribuida en dirección N – S desde el borde oriental de la Cordillera Central. Está compuesta por neises feldespáticos, hornbléndicos y aluminicos, cuarcitas y mármoles de variadas composiciones desde mármoles blancos casi puros hasta negros intercalados con bandas de cuarcita.

EVb (Pz2- Pz3) son las rocas que conforman parte del grupo Cajamarca de Nelson (1962) situados en el sector Norte y Medio de la Cordillera Central. Esta unidad está compuesta por esquistos sericíticos, actinolíticos y cloríticos, cuarcitas y mármoles.

Los mármoles de estas unidades están formados en un 80% por calcita y poseen minerales accesorios como cuarzo, grafito, feldespato, y micas. (Feininger et al., 1972)

La unidad AN/EV (Pz2) está compuesta por neises intrusivos de composición diorítica a tonalítica, con condiciones de metamorfismo probablemente de facies esquistos verde o anfibolita.

Las Fallas de Palestina y Cocorná Sur con rumbos entre N20°W y N20°E, son las estructuras geológicas regionales más importantes.

1.2.4.2 Geología local

En este apartado se hace referencia a la geología de la zona de explotación específicamente, en la que existen abundantes rocas metamórficas como: mármoles calcíticos y dolomíticos, esquistos y cuarcitas. Las cuales son detalladas por Ocampos E. (2005) en su tesis “Caracterización petrográfica de los mármoles de cementos río claro, sector sur, con miras a estudiar su potencial de uso especialmente en la industria cementera y aumentar las reservas de materias primas de la empresa Cementos Río Claro S.A.”.

Los mármoles calcíticos son formados a partir del metamorfismo de las calizas. En la zona éstos mármoles presentan granos que varían desde gruesos a finos, un color que varía en la gama de grises de blanco a gris oscuro, debido a la presencia de grafito, e intercalados con láminas de cuarcita.

Los mármoles dolomíticos son rocas metamórficas compuestas principalmente de dolomita, presentan preferencialmente granos finos y en menor cantidad granos medios, color generalmente gris azulado, brillo sedoso y fractura irregular. También se pueden encontrar asociadas con minerales como talco, calcita y cuarzo. Están presentes a manera de bandas, estratos y lentes dentro de las intercalaciones de mármoles calcíticos y cuarcitas, pero casi nunca realmente solo.

Los esquistos otros tipos de roca producidas por el metamorfismo regional de la zona, presentan grano fino y colores que varían entre tonos naranjas, rojos (ricas en óxidos de

hierro), pardos y grises (ricas en grafito y cuarzo); dependiendo de su composición mineralógica.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Perforación y voladura de bancos

2.1.1 Conceptualización y aplicación

La perforación y voladura de rocas son técnicas ampliamente utilizados dentro de la industria minera para lograr la ruptura y posterior extracción de las rocas de las cuales se obtendrá algún beneficio comercial. Estas técnicas se aplican en rocas en las cuales es dificultosa o poco favorable la utilización de maquinaria pesada directamente para su arranque.

2.1.2 Proceso de perforación

Los procesos de perforación tienen como finalidad la apertura de huecos en el macizo rocoso, conocidos como taladros, los cuales tendrán una distribución y geometría adecuada para poder alojar la carga necesaria de materiales explosivos y sus accesorios iniciadores de forma que se pueda aprovechar de mejor manera las fuerzas expansivas de los mismos durante el proceso de voladura. En minería los sistemas de perforación de rocas usan principalmente energía mecánica por medio de equipos manuales o maquinaria especializada de perforación. Estos equipos pueden funcionar a su vez con métodos de perforación rotativos o rotopercutivos. Según López Jimeno (1995) la elección de los diferentes equipos de perforación se realiza con base a criterios económicos, diseño mecánico, mantenimiento y servicios, capacidad operativa y la adaptabilidad de los equipos al área de trabajo.

2.1.3 Proceso de voladura y mecanismo de rotura de las rocas

La voladura es el proceso mediante el cual se busca conseguir la fragmentación de la roca, mediante detonación del explosivo confinado dentro del barreno perforado.

“La detonación consiste en la propagación de una reacción química que se mueve a través del explosivo (...) La característica básica de estas reacciones es que es iniciada y soportada por una onda de choque supersónica.” (López Jimeno C. et al., 1995, p.132)

Una serie de fenómenos ocurren una vez que se inicia la explosión en los barrenos, cuando la energía química del explosivo es liberada y este se transforma en un gran volumen de gases con presiones muy altas; la elevada presión de los gases genera una onda de choque, que recorre la roca a altas velocidades, produce la fragmentación de la roca.

La onda de choque, la cual se propaga de forma cilíndrica, actúa inicialmente como intensos esfuerzos de compresión sobre la roca circundante al barreno generando un anillo de roca triturada alrededor del mismo. En este mecanismo se consume un 30% de la energía de la onda de choque pero solo genera un 0,1% del total de la trituración de la voladura. Posteriormente durante la propagación de la onda de choque la roca es sometida a una intensa compresión radial que induce componentes de tracción lo cual genera una zona con denso agrietamiento radial alrededor de la zona triturada (López Jimeno et al., 1995).

La onda de choque cuando se cuenta con una cara libre, como en el caso de las voladuras en banco a cielo abierto, esta es reflejada como ondas de tracción y cizallamiento, si estas vencen la resistencia a tracción de la roca producen el descostramiento de la parte de la roca próxima a la superficie y crean además grietas a partir de los planos de debilidad naturales de la roca.

Casi simultáneamente, los gases presentes en el barreno producto de la detonación penetran en las fracturas y grietas radiales, la presión que tienen estos gases producen la ampliación y creación nuevas fracturas. El retacado de los barrenos juega un papel fundamental en esta fase ya que evita que los gases se escapen prematuramente del barreno y que se aproveche efectivamente la energía del explosivo.

Los fragmentos producidos por los mecanismos mencionados anteriormente y acelerados por los gases remanentes son proyectados hacia la cara libre, chocando entre ellos dando como resultado un fracturamiento adicional.

2.1.4 Metodología y diseño de voladuras

2.1.4.1 Variables controlables de las voladuras

Las variables controlables de las voladuras pueden clasificarse en tres tipos: geométricas, físico-químicos del explosivo y de tiempo.

En este apartado se buscará definir de la mejor manera las variables geométricas y de tiempo. Las variables físico-químicas del explosivo se las describirán en el apartado correspondiente a “explosivos”.

2.1.4.1.1 Diámetro de los barrenos

El diámetro del barreno dependerá completamente de la maquinaria y/o equipos utilizados para la construcción del mismo. A su vez, los equipos se escogerán según factores como: características del macizo, grado de fragmentación requerida, altura del banco y configuración de cargas y factores económicos.

La elección de un diámetro de barreno influirá en ciertos efectos de la voladura, la fragmentación, flyrock, sobrepresión de aire y vibraciones producidas. Los diámetros pequeños tendrán costes de iniciación y cebado altos, y en los procesos de carga, retacado y conexión se emplea más mano de obra y tiempo. Cuando se usan diámetros grandes normalmente los efectos antes mencionados suelen ser mayores, pero asimismo cuenta con la ventaja que a diámetros mayores habrá mayor rendimiento de la perforación, posibilidad de mecanización de la carga de explosivos, disminución global del coste de perforación y voladura, entre otros (López Jimeno et al., 1995).

Al aumentar el diámetro del barreno se necesitara a su vez aumentar el consumo específico de explosivo para mejorar la distribución de las cargas y obtener una fragmentación constante. Como regla general se sigue el de “menor diámetro factible” será el más adecuado y económico de realizar. (Centro Tecnológico de Voladura EXSA S.A, 2009).

2.1.4.1.2 Altura del banco

Este es otro parámetro de diseño que depende mucho de la capacidad de los equipos mineros, de las limitaciones de dilución según el yacimiento a explotar, estabilidad del talud y otros asuntos relacionados con la seguridad de las operaciones.

Varios autores han estudiado la relación entre la altura del banco “H” y la piedra “B”, conocida como razón de rigidez “H/B”, y su efecto sobre la fragmentación, sobrepresión de aire, roca en cielo y vibraciones. En la siguiente tabla se muestra en resumen los problemas potenciales según los diferentes valores de razón de rigidez.

Tabla 2.1 Razón de rigidez.

Relación de rigidez	1	2	3	4
Fragmentación	Pobre	Regular	Buena	Excelente
Sobrepresión de aire	Severa	Regular	Buena	Excelente
Proyección de rocas	Severa	Regular	Buena	Excelente
Vibraciones	Severa	Regular	Buena	Excelente
Comentarios	Rompimiento trasero severo y problemas de piso. Rediseñar.	Rediseñar si es posible.	Buen control y fragmentación.	No hay mayores beneficios con el incremento de la relación arriba de 4.

Fuente: (Ash, 1977)

Cuando la relación H/B es grande el desplazamiento y deformación de la roca es fácil. Ash (1977) designa una relación “ $H/B \geq 3$ ” como óptima. Esta relación puede ser aplicada en explotación de canteras y minería de carbón donde no habrá mayores problemas con la dilución del mineral.

Bancos con alturas muy grandes pueden generar durante la perforación desviación de los barrenos, lo que incrementa la posibilidad de presentar efectos desfavorables en la voladura.

2.1.4.1.3 Inclinación del barreno

La perforación de barrenos inclinados se realiza regularmente con equipos de perforación rotopercutivos y con su aplicación en las voladuras de bancos se obtienen algunas ventajas:

- Mejora la fragmentación, desplazamiento y esponjamiento. El desplazamiento horizontal es máximo con ángulos de los barrenos de 45° , pero en la práctica lo habitual es utilizar inclinaciones no superiores a los 30° (Centro Tecnológico de Voladura EXSA S.A, 2009).
- Taludes finales más seguros y mejor perfilados.
- Menor sobre perforación, mejor aprovechamiento de la energía del explosivo y menor consumo específico del mismo.

Sin embargo, también se presentan ciertas desventajas o inconvenientes en el uso de perforaciones inclinadas:

- Mayor desviación de los barrenos.

- Mayor dificultad operativas en el proceso de perforación en el posicionamiento de la maquinaria, disminución del empuje, mayores limitaciones en la velocidad de perforación y mayor desgaste de accesorios de perforación.
- Aumento de longitud de perforación.
- Problemas de carga de explosivos, especialmente en barrenos que contienen agua.

2.1.4.1.4 Piedra y espaciamiento

La piedra o también denominada burden o bordo es la distancia mínima desde el eje del barreno hasta la cara libre del talud y el espaciamiento es la distancia entre barrenos de una misma fila. Estas variables dependen del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y explosivos, de la altura del banco y del grado de fragmentación y el desplazamiento del material que se desee conseguir. Los valores de la piedra han variado según diversos estudios pero todos aquellos proporcionan un rango de “25 a 40D” los cuales se escogen dependiendo de las propiedades de la roca como calidad y resistencia a la compresión y el tipo de explosivo a utilizar (López Jimeno et al., 1995).

El burden es considerado uno de los parámetros más determinante de la voladura. Un valor excesivo provocara que los gases encuentren mucha resistencia y tiendan a soplarse, con lo cual no se conseguirá un desplazamiento de la roca y la energía del explosivo se transformara en energía sísmica generando mayores vibraciones. Si la dimensión del burden es muy pequeño los gases se expanden a velocidades muy altas hacia la cara libre y proyectando los fragmentos de manera incontrolada y generando altos niveles de ruido.

El espaciamiento se calcula según la longitud de la piedra, a la secuencia de encendido y al tiempo de retardo entre barrenos. Un espaciamiento inadecuado provoca problema de repies, mientras que un espaciamiento muy pequeño resulta en una fracturación

excesiva; un espaciamiento grande produce una fracturación insuficiente y un frente muy irregular.

2.1.4.1.5 Sobre perforación

La sobre perforación es la profundidad que se perfora el barreno por debajo del nivel del piso que se necesita para que el rompimiento quede al nivel del banco deseado.

Generalmente la cantidad de sobre perforación es influenciada por el tipo de roca, estructuras geológicas y el ángulo de barrenación. No se realiza sobre perforación únicamente cuando existe un estrato suave o una junta de dos estratos coincida con el nivel del piso. Usualmente se usa la expresión $SP = 0.3B$, el cual es el valor de que produce la intersección de las superficies cónicas de rotura al fondo del barreno propuesta por Langefors & Kihlström (1963).

Si la sobre perforación es insuficiente no se producirá el corte a nivel del banco deseado y dará como consecuencia la aparición de repies, los cuales podrían necesitar una voladura secundaria, y aumentan los costos de voladura y carguío del material. Una sobre perforación excesiva produce mayores costos de perforación y explosivos, genera un piso irregular y se generan mayor nivel de vibraciones.

2.1.4.1.6 Retacado

El retacado es la longitud de material inerte que se coloca en la parte superior del barreno, tiene como objetivo impedir que los gases producidos en la explosión se escapen a la atmósfera y permitir la fragmentación de la roca. Normalmente el material usado para este fin es el detritus de perforación debido a su disponibilidad junto al barreno, pero estudios recientes indican que materiales angulosos son más efectivos.

Si el retacado es insuficiente los gases tenderán a escaparse de manera prematura y generará problemas de onda aérea y proyecciones. Por otra parte, si el retacado es

excesivo se presentará una fragmentación insuficiente y se generarán mayores niveles de vibraciones.

Las longitudes de retacado óptimas en la práctica aumentan según vaya disminuyendo la competencia y calidad de la roca, pudiendo variar en un rango de “20 a 60D”. Un retacado superior a 25D es aconsejado para evitar problemas de onda aéreas, proyecciones y sobre excavaciones (López Jimeno et al., 1995).

2.1.4.1.7 Configuración de cargas

La elección de un explosivo se hará con base a las propiedades de la roca a fragmentar, así como la disponibilidad de explosivos en el mercado. Rocas masivas necesitarán explosivos de mayor potencia y velocidad de detonación, ocurriendo lo contrario en rocas que presentan fracturamiento o estratificaciones.

La carga de explosivo puede ser de un solo tipo en todo el barreno, usada de preferencia en bancos bajos, es decir, según Langefors & Kihlström (1963) cuando la altura del banco es menor a 1,8 veces el burden máximo; o pueden contener una carga de fondo con un explosivo más denso y potente combinado con una carga de columna con un explosivo menos denso. Esta última distribución de cargas es usada en barrenos de mucha profundidad donde la energía para que se produzca la rotura de la roca no es constante en toda su altura y se ve necesario emplear una distribución de cargas selectiva.

2.1.4.1.8 Sistemas de iniciación y tiempos de retardo

Para conseguir que un explosivo detone es esencial utilizar accesorios de voladura conocidos como iniciadores los cuales consisten en: mechas de seguridad, detonantes o fulminantes, cordones detonantes, etc. La correcta combinación y empleo de estos accesorios dan lugar a la detonación de la voladura y son conocidos como sistemas de iniciación los cuales pueden ser: sistemas convencionales (mecha lenta - fulminante),

sistemas eléctricos (detonadores eléctricos), sistemas no eléctricos (cordones detonantes con retardadores) y sistemas especiales.

Los tiempos de retardo y la secuencia de encendido son de gran importancia en la voladura ya que mejora la fragmentación y esponjamiento de la roca, nivel de vibración, onda aérea, proyecciones y sobre excavación.

Las voladuras en banco se realizan comúnmente con retardos cortos. La secuencia debe diseñarse de modo que cada barreno logre una rotura libre. Según lo especificado en el “Manual de Voladuras” del Centro Tecnológico de Voladura EXSA S.A (2009) para voladuras de banco, el material debe desplazarse $1/3$ del burden antes de que la segunda fila comience a iniciarse, el retardo entre filas debe variar entre 10ms/m en rocas duras y 30ms/m en rocas blandas.

En la práctica se busca tener secuencias de retardo predeterminados. Los patrones de retardo más comunes son: retardos entre filas, entre columnas y retardos escalonados. Si entre filas es muy corto el material tenderá a desplazarse hacia arriba en vez de tomar una dirección horizontal, por otra parte si los retardos largos pueden producir mayor onda de aire, vibraciones y proyección de rocas debido a que los detritus de las filas delanteras actúan como una muralla para los fragmentos de las filas posteriores.

Existe una relación inversa entre el intervalo de retardo y el nivel de vibraciones producido por la voladura, según Benjumea J. M. (2003) en su tesis “Vibraciones Caudadas por Actividad Humana”, esta relación se debe a que la onda de presión de un barreno viaja desde este hasta el frente libre y de aquí hacia otro barreno que está a punto de detonar, por lo tanto el segundo barreno estará más confinado y por lo tanto el explosivo suministra mayor cantidad de energía en fragmentación y no en energía sísmica (vibraciones).

2.1.4.1.9 Esquemas de perforación y secuencia de encendido

En las voladuras de bancos se usa comúnmente esquemas o mallas de perforaciones cuadradas, rectangulares y los denominados “al tresbolillo” basándose en la dimensión del burden. El esquema de tresbolillo el cual es el esquema más efectivo, especialmente cuando forma triángulos equiláteros teniendo como resultado una mayor aproximación de las cargas, distribución de la energía y mayor flexibilidad en el diseño de la secuencia de encendido y el direccionamiento de salida de la voladura.

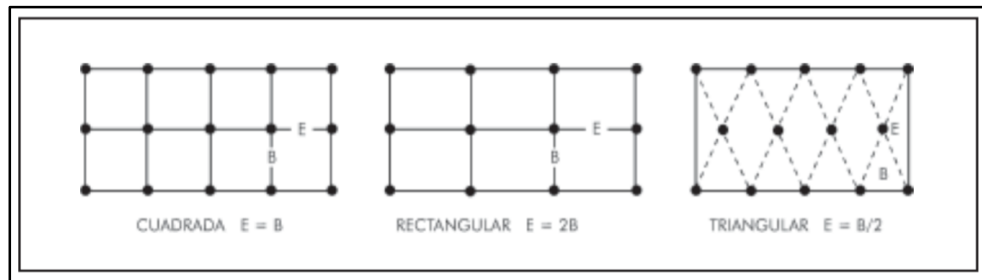


Figura 2.1 Ejemplos de esquemas de perforación

Fuente: (Manual práctico de voladura EXSA, 2009)

Las secuencias de encendido de una voladura de banco estarán dadas por el amarre de los accesorios de voladura y de los tiempos de encendido de los taladros, según el direccionamiento que se le quiera dar al material. El objetivo de emplear cierta secuencia de encendido o malla de salida es obtener la mejor fragmentación y esponjamiento del material la cual facilite los procesos de carguío y transporte del mismo. Las secuencias de encendido más utilizadas son: paralelas, cuña, diagonal y trapezoidal; las cuales se muestran en la siguiente figura.

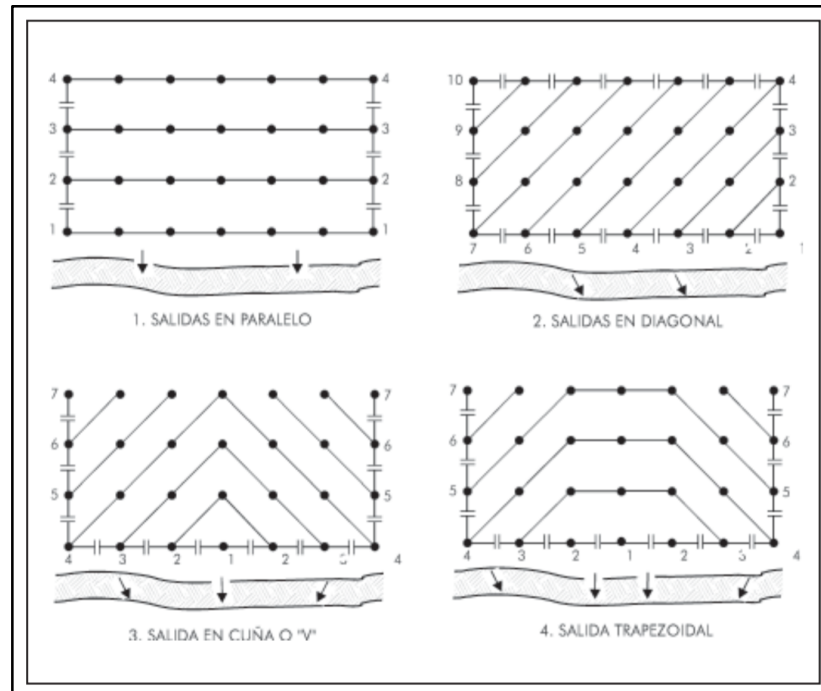


Figura 2.2 Ejemplos de secuencias de encendido.

Fuente: (Manual práctico de voladura EXSA, 2009)

2.1.5 Características de los macizos rocosos que interfieren en la voladura

2.1.5.1 Densidad

Existe, por lo general, una buena correlación entre las densidades y resistencias de las rocas. Se vuelve una relación directa en la que las rocas con mayor densidad necesitan de una mayor cantidad de energía para que su fragmentación sea satisfactoria, sucediendo lo mismo con el esponjamiento y desplazamiento.

En este caso es necesario tomar ciertas medidas para que el impulso de los gases sobre la roca sea adecuado como:

- Aumentar el diámetro de la perforación elevando así la presión en el barreno a través de la fórmula $PB = k \times VD^2$.

- Modificaciones en la secuencia de encendido y en el uso de explosivos, procurando que tengan una alta energía de burbuja.
- Aumentar el tiempo de actuación de los gases optimizando el retacado.

2.1.5.2 Resistencia dinámica de las rocas

El índice de volabilidad definido como la relación “RC/RT” de modo que a un mayor valor resultaría más fácil de fragmentar el material (Hino, 1959). Derivadas del análisis de la aptitud de la roca frente a la voladura a través de las resistencias estáticas y a tracción. En cambio, casos aplicados a la realidad obliga al análisis de resistencias dinámicas debido a que estas aumentan con el índice de carga.

Cuando el RC o resistencia dinámica a la compresión de la roca es superada por la intensidad de la onda de choque de los gases se produce el colapso de la estructura intercrystalina generando trituración de la roca circundante a las paredes del barreno, siendo esta de muy poca ayuda en la trituración general debido a que provoca una severa disminución de la tensión.

2.1.5.3 Porosidad

Se pueden reconocer dos tipos de porosidad una denominada de formación y otra de post-formación; de estas, la primera provoca la atenuación de la onda de choque y una reducción de la resistencia dinámica a la compresión. Mientras que la de post-formación al ser causadas por karstificación, encontramos espacios mayores que, de no ser corregidos a tiempo podrían generar que la voladura se aisle o en su defecto se proyecte demasiado.

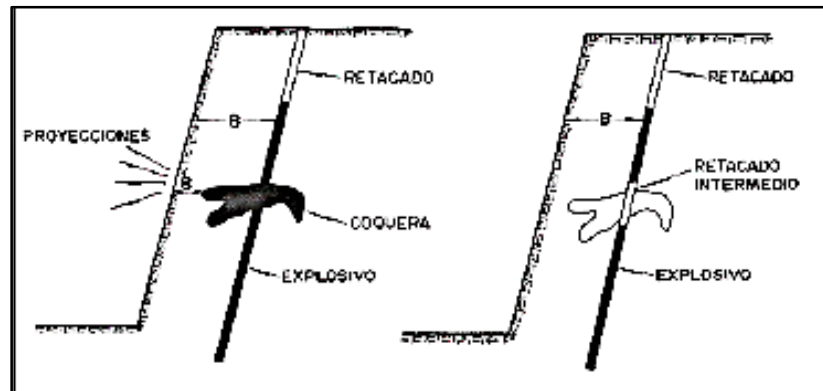


Figura 2.3 Ejecución correcta de carga de un explosivo a granel en un terreno con cavernas.

Fuente: (López Jimeno, 1995)

2.1.5.4 Fricción interna

La fricción interna es un mecanismo a través del cual la energía de la onda de tensión, que se propaga por la roca, se convierte en calor. Esta varía considerablemente según el tipo de roca analizado yendo desde 0,02-0,06 para granitos hasta 0,07-0,33 para areniscas (Blair, 1956).

Este parámetro aumenta con la presencia de juntas, agua o a través de la porosidad y permeabilidad, debido a que la presencia de estas alteraciones atenúa la onda de tensión generada por la detonación del explosivo.

2.1.5.5 Conductividad

Existen rocas que poseen cierta conductividad como el caso de sulfuros complejos o magnetitas en las que se pueden encontrar fugas de corriente cuando se colocan los detonadores dentro de los barrenos, ocurriendo especialmente cuando son abrasivas o existe presencia de agua.

Para que el fallo de algún detonador no afecte considerablemente a los resultados de la voladura es necesario verificar que los cables de los detonadores tengan el aislamiento

plástico en buen estado y que las conexiones se encuentren completamente aisladas y protegidas.

2.1.6 Métodos para el cálculo de variables de diseño de voladura

2.1.6.1 Metodología de U. Langefors & B. Kihlström

Método al que se hace alusión en este apartado fue propuesto por U. Langefors & B. Kihlström (1963). En este trabajo los autores plantean, con base en ensayos realizados, fórmulas para calcular los parámetros correctos de una voladura en banco descritos en su libro “Técnica Moderna de Voladura de Rocas”.

2.1.6.1.1 Principios básicos para el desprendimiento de las rocas

Los autores definen los principios del cálculo de carga necesaria para el desprendimiento de la roca, identificando todas las variables que influyen en la voladura, como son: variables geométricas, características del explosivo y de la roca. Pudiendo expresar la carga necesaria para el desprendimiento de la roca Q de la siguiente manera:

$$Q = f_1 (V, K, E, h, d, s, q, u, c_i)$$

Donde V , K , E , h y d son variables geométricas; s , q , u , son factores característicos del explosivo y las variables c_i son valores característicos de la roca, del grado de fijación y de otros factores de la roca.

Los ensayos efectuados se hicieron utilizando el mismo explosivo, bajo las mismas condiciones de roca y limitando la voladura a un solo barreno; con el objetivo de reducir las variables de la función; sabiendo que la carga Q está determinada por las variables d y h que pueden expresarse una en función de la otra y la ecuación estaría expresada con la relación:

$$Q = f_2 (V, K, h)$$

Tomando como variables independientes V , K/V , h/V en una serie de ensayos usando las proporciones de K/V y h/V como constantes, se puede expresar a la carga Q como una función positiva de V que puede desarrollarse en serie, cuando $f(0) = 0$ por lo tanto $k_0 = 0$ se obtiene:

$$Q = k_2 V^2 + k_3 V^3 + k_4 V^4$$

Los coeficientes k_2 y k_3 depende de las propiedades elastoplásticas de la roca y k_4 es la energía consumida en el desplazamiento del material fragmentado. Como resultado de varios ensayos, aplicados a diferentes rocas comunes en Suecia, se obtuvo los siguientes valores de las constantes:

$$Q = 0,10V^2 + 0,40V^3 + 0,004V^4$$

2.1.6.1.2 Fórmulas para un solo barreno

Las fórmulas para determinar la distribución de cargas tanto para cargas de columna concentradas se obtuvieron mediante ensayos de voladuras de banco con fondo encerrado con valores de $K/V = 1$ y la carga concentrada en el fondo del barreno y retacada con arena seca para evitar pérdidas de energía.

Transformando la ecuación para los diferentes valores de V se tiene:

$$Q_o = a_2 V^2 + a_3 V^3 + a_4 V^4$$

Donde los coeficientes a_i son casos especiales de k_i (K/V , H/V) y pueden ser calculados mediante ensayos.

Para el cálculo de la carga de columna, se parte de un banco de gran altura con relación a la piedra o llamado barreno de despegue en la que se considera una parte de la columna con una longitud igual a V .

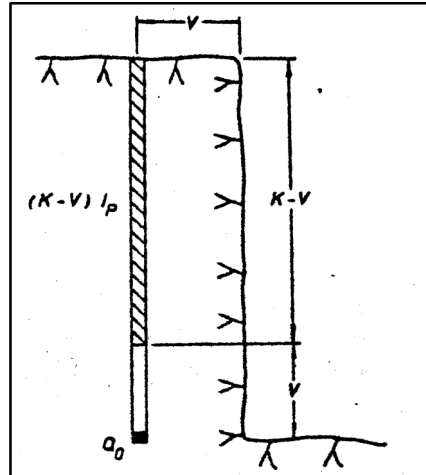


Figura 2.4 Barreno con carga de fondo concentrada y carga de columna distribuida.

Fuente: (Langefors & B. Kihlström, 1963)

La cantidad de carga de columna puede ser calculada con la relación:

$$Q_1 = b_2 V^2 + b_3 V^3 + b_4 V^4$$

Donde los coeficientes b_i son casos especiales de k_i . Como la carga por metro lineal es $Q_1/V = l_p$ obtenemos:

$$l_p = b_2 V + b_3 V^2 + b_4 V^3$$

Por lo tanto la carga total adecuada para un barreno con una carga de fondo concentrada y una carga de columna sin pérdidas, es una función de la altura del banco (K) y la piedra (V) expresada como:

$$Q_t(K, V) = Q_0 + l_p (K-V)$$

2.1.6.1.3 La constante de la roca

La fórmula que calcula l_p tiene seis constantes a_i y b_i las cuales son determinadas mediante ensayos. Se han encontrado mediante estos ensayos relación entre las constantes, $b_2 = 0,4 a_2$ y $b_3 = 0,4 a_3$ con esta última relación se puede concluir que la

energía en el fondo del barreno debe ser 2,5 veces mayor que la energía de la carga de columna por lo que se recomienda usar un explosivo de mayor potencia en el fondo del barreno.

Las constantes b_1 , b_2 y b_3 se determinan cuando las constantes a_i son conocidas. El termino a_3 domina para piedras que van desde 1 a 20m por lo que se consideró designarlo, en un margen técnico, como el factor que representa la influencia de la roca para una rotura satisfactoria designándolo como la constante de la roca (c).

Un valor de $c = 0,3 - 0,4 \text{ Kg/m}^3$ es asignado para la mayoría de rocas que se han examinado, que no tienen una dirección pronunciada de grietas y fisuras. Los valores de c varían dependiendo de la respuesta de la roca al explosivo, siendo rocas difíciles de volar las que tienen un valor de c más alto. Para la mayoría de operaciones de voladura se vuelve innecesario el uso de pruebas para encontrar el valor de la constante c , debido a que las demás constantes solo representan el 20% de la acción del arranque lo que no afecta de gran manera al valor final de la carga, pudiéndose usar un valor de $c = 0,4 \text{ Kg/m}^3$ como base de cálculo.

2.1.6.1.4 Distribución de cargas

Una carga de fondo alargada tendrá menor poder rompedor que una concentrada, por lo que los autores realizaron estudios para relacionar estos dos tipos de cargas, en las que se pudo obtener una relación lineal entre las cargas concentradas y distribuidas hasta valores de 0,3V; por lo que se propone una sobre perforación de 0,3V por debajo del nivel del banco con carga distribuida para conseguir la rotura de la roca en el fondo del barreno. Mediante los resultados de los ensayos anteriormente mencionados se estableció la relación entre las dimensiones que debe tener un taladro cargado de manera habitual usando carga de fondo y de columna, los cuales se muestran en la siguiente figura:

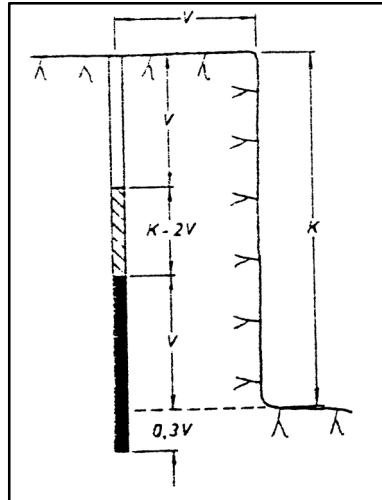


Figura 2.5 Distribución de cargas de fondo y columna.

Fuente: (Langefors & B. Kihlström, 1963)

$$SP = 0,3V$$

$$hf = 1,3 V$$

$$hc = K - 2V$$

De donde:

hf = longitud de carga de fondo (m)

hc = longitud de carga de columna (m)

K = altura del banco

V = piedra

Se = sobre excavación por debajo del piso del banco necesaria para aumentar el rendimiento de rotura en 50%

En barrenos cargados de manera habitual, la piedra viene dada por la cantidad de carga por metro en el fondo del barreno (l_b). La concentración de carga precisa, que llena el taladro de $-0,30V$ a $0,96V$, vendría dada entonces por:

$$0,9 l_b V = a_2 V^2 + a_3 V^3 + \text{términos con } a_4 V^4$$

La carga por metro de barreno puede también expresarse en función del diámetro (d) y del grado de retacado (P) o cantidad de carga en Kg/dm³ del volumen nominal del barreno el cual puede ser de 5% a 15% menor que el volumen real. Teniendo la relación:

$$l = P (d/36)^2$$

Este valor varía entre 1-1,4 Kg/dm³ con atacador y 1,3-1,6Kg/dm³ con cargador neumático de cartuchos. Se usan valores de P iguales a 1,27 como dato normal debido a que es un valor muy próximo al realmente obtenido en una carga cuidadosa con atacador.

2.1.6.1.5 Fórmula para bancos con varios barrenos

Partiendo de los ensayos realizados se pueden calcular las cargas para bancos con varios barrenos en las que se deben tener en cuenta variables como el espaciamiento y el número de barrenos, grado de fijación, factor de potencia del explosivo, entre otros parámetros descritos a continuación.

2.1.6.1.6 Espaciamiento de los barrenos

Para conseguir una mejor fragmentación y desplazamiento de la roca, es necesario emplear mayor carga en los barrenos lo que se consigue reduciendo el espaciamiento y aumentando las cargas en cada uno de ellos, empleando un espacio extra en la carga de columna reduciendo el retacado a 0,6 – 0,8 V en vez de V. Según Langefors (1963) este exceso de carga origina la proyección de la roca, siendo el centro de gravedad de la masa de roca desplazado 6 m por cada 1 kg/m³ de exceso de carga.

Existe un límite en la variación del valor de espaciamiento del punto de vista de la fragmentación, empleándose la relación $E = 1,3V$. Con valores mayores se consigue una fragmentación desigual, mientras que con valores menores se puede conseguir una pared más uniforme pero sin embargo habrá una fragmentación insatisfactoria y mayores proyecciones.

2.1.6.1.7 Grado de fijación y pendiente de los barrenos

Si se compara la carga necesaria para los diferentes tipos de bancos, los bancos que presentan cierta inclinación necesitarán menor carga ya que existirán ángulos de rotura mayores en el fondo lo que hace más fácil la rotura y el desprendimiento de la roca, lo que hace necesario introducir un factor de fijación que dependa de la inclinación de los barrenos en la voladura. Para bancos con pendiente 2.1 y 3.1 los valores de fijación son $f = 0,85$ y $0,90$ respectivamente.

2.1.6.1.8 Factor de potencia relativa del explosivo

Todos los resultados obtenidos en los ensayos fueron logrados utilizando dinamita sueca como explosivo principal, para lo que se introduce el factor “s” que indica la potencia relativa del explosivo a usar la cual varía según el tipo de explosivo. Se utilizan valores de referencia $s = 1,27$ para la potencia relativa de una goma pura, $s = 0,87$ para NA aceite mineral y $s = 1$ para la dinamita con 35% de nitroglicerina.

2.1.6.1.9 Piedra máxima

Si para el valor de carga necesaria para el desprendimiento del fondo se incluyen las variables descritas: grado de fijación, espaciamiento, potencia relativa del explosivo y el espaciamiento de los barrenos, obtendremos:

$$L_b = 0,88 (f/s_b) \cdot (E/V) (a_2V + a_3V^2 + \text{términos con } V^3)$$

Los valores de carga por metro de barreno y la concentración de carga para el desprendimiento de la roca son iguales cuando la piedra es la máxima, donde a la constante a_3 se le ha designado como c y $a_2 = 0,070$ de acuerdo a los resultados obtenidos de los ensayos, pudiéndolo expresar de la siguiente manera:

$$\frac{0,070}{V} + c + \text{terminos con } V = \frac{\frac{d^2}{35} \cdot s}{V^2 \cdot \frac{E}{V} \cdot f \cdot 0,88}$$

Los tres términos de la izquierda pueden ser representados conjuntamente por la constante e la cual será corregida según los valores de piedra a utilizar y se puede obtener así de la relación anterior el valor de piedra máximo, según la siguiente relación:

$$V_{max} = \frac{d}{33} \sqrt{\frac{p \cdot s}{\epsilon \cdot f \cdot \left(\frac{E}{V}\right)}}$$

Dónde:

V_{max} = valor de piedra máxima (m).

D = diámetro de perforación (mm).

ρ = densidad de la carga (Kg/dm³).

s = potencia relativa en peso de explosivo.

f = grado de fijación.

ϵ = constante de la roca

$$\epsilon = c + 0,05 \quad \text{para } V = 1,4 - 15 \text{ m}$$

$$\epsilon = c + 0,07/V \quad \text{para } V < 1,4 \text{ m}$$

Es necesario tomar en cuenta un valor de piedra practica debido a errores en emboquillado y alineación de los barrenos el cual será utilizado en la plantilla de perforación, el cual para bancos de varias hileras viene dado por:

$$V_1 = V_{max} (1 - 0,03K)$$

Dónde:

V_1 = Piedra práctica

K = altura del banco (m)

2.1.6.2 Metodología de López Jimeno

2.1.6.2.1 Método de cálculo para voladuras en banco

Esta metodología propuesta por López Jimeno et al., (1995) expuesta en el libro “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”, en lo que respecta a voladuras de banco de pequeño diámetro. Considerando pequeño diámetro a los comprendidos entre 65 mm a 165 mm, los cuales tienen aplicaciones importantes en excavaciones obras públicas, explotación de canteras y minería a cielo abierto.

2.1.6.2.2 Diámetro de perforación

López Jimeno propone que el diámetro de los barrenos de debe elegir con base a la producción horaria representados en la tabla 2.2.

Tabla 2.2 Diámetro del barreno por Producción horaria media

DIAMETRO DEL BARRENO (mm)	PRODUCCION HORARIA MEDIA (m³b/h)	
	Roca Blanda Media <120MPa	Roca Dura-Muy Dura>120MPa
65	190	60
89	250	110
150	550	270

Fuente: (López Jimeno, 1995)

La altura del banco es función del diámetro de perforación y de las características del equipo de carga expuestas en la tabla 2.3 Por medidas de seguridad se recomienda que en canteras la altura de los bancos no excedan los 15 m.

Tabla 2.3 Relación de la altura del banco de explotación por diámetro de perforación y equipos de carga recomendados.

ALTURA DE BANCO H (m)	DIAMETRO DEL BARRENO D (mm)	EQUIPO DE CARGA RECOMENDADO
8 - 10	65 - 90	Pala de ruedas
10 - 15	100 - 150	excavadora hidraulica o de cables

Fuente: (López Jimeno, 1995)

2.1.6.2.3 Esquemas de perforación y retacado

La carga de explosivos se realiza generalmente con dos tipos de explosivos, uno para la carga de fondo y otro para la carga de columna. Si la distribución de las cargas se hace de manera selectiva con un explosivo más denso y potente en el fondo, los valores de piedra B oscilan entre 33 y 39 veces el diámetro dependiendo de la resistencia a la compresión simple y la altura de la carga de fondo. El espaciamiento por otra parte oscila entre 1,15 B para rocas duras y 1,30 B para rocas blandas. La longitud del retacado y sobre perforación se las calcula en función de los diámetros del barreno y la resistencia a la compresión simple de la roca. Todos estos parámetros vienen representados en la tabla 2.4.

Tabla 2.4 Variables de diseño.

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE (MPa)			
	Blanda <70	Media 70-120	Dura 120-180	Muy Dura >180
PIEDRA - B	39 D	37 D	35 D	33 D
ESPACIAMIENTO - S	51 D	47 D	43 D	38 D
RETACADO - T	35 D	34 D	32 D	30 D
SOBREPERFORACION - J	10 D	11 D	12 D	12 D

Fuente: (López Jimeno, 1995)

2.1.6.2.4 Longitud de perforación

La longitud de los barrenos aumenta mientras aumente la inclinación de perforación, mientras que la sobre perforación disminuye con esta. Para calcular la longitud del barreno L se utiliza la siguiente relación:

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left(1 - \frac{\beta}{100}\right) \cdot J$$

Dónde:

H = altura del banco

β = ángulo respecto a la horizontal en grados

J = sobre perforación

2.1.6.2.5 Distribución de las cargas

Las longitudes de las cargas de fondo se expresan en función del diámetro y las características de resistencia de la roca en la tabla 2.5 teniendo en cuenta la teoría de cargas selectivas que expresa que la energía necesaria para el fondo del barreno es de 2 a 2,5 veces mayor que la energía necesaria para la rotura en la carga de columna. La longitud de la carga de columna se obtendrá restando la longitud del barreno de la suma de la dimensión de retacado y carga de fondo.

Tabla 2.5 Variables de diseño, longitud de carga de fondo.

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE(MPa)			
	Blanda <70	Media 70-120	Dura 120-180	Muy Dura >180
LONGUITUD CARGA DE FONDO	30 D	35 D	40 D	46 D

Fuente: (López Jimeno, 1995)

2.1.6.2.6 Consumo específico

El consumo específico es el parámetro relaciona la cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m³ de roca, el cual incrementa con el aumento del diámetro de perforación y las condiciones de fragmentación, desplazamiento y esponjamiento del material que se requiera. En la siguiente tabla se muestran valores de consumo específico en relación a la calidad de la roca.

Tabla 2.6 Consumos específicos de explosivo según el tipo de roca.

Tipo de roca	Consumo específico (Kg/m³)
Rocas masivas y resistentes	0,6 – 1,5
Rocas resistencia media	0,3 – 0,6
Rocas muy fracturadas, alteradas o blandas	0,1 – 0,3

Fuente: (López Jimeno, 1995)

2.1.6.2.7 Perforación específica

López Jimeno (1995) define a la perforación específica como la longitud de barrenos perforados por el volumen de roca. Esta se relaciona directamente en función de la volabilidad de las rocas. Esta se obtiene a través de la siguiente fórmula:

$$PS = \frac{(\frac{H}{\cos\beta} + J)}{\frac{B}{\cos\beta} \times S \times H}$$

Dónde:

PS= Perforación específica

H= Altura de banco (m)

J= Sobreperforación (m)

B= Piedra (m)

S= Espaciamiento (m)

β= Ángulo de los barrenos con respecto a la vertical (grados)

Además, para calcular el PS en l/m^3 se aplica:

$$PS = \frac{\left(\frac{H}{\cos\beta} + J\right) \times (250 \times \pi \times D^2)}{\frac{B}{\cos\beta} \times S \times H}$$

Siendo:

D = diámetro de perforación (m)

En el siguiente gráfico se representa la perforación específica (l/m^3) en función al diámetro de la perforación (mm) y la volabilidad de las rocas.

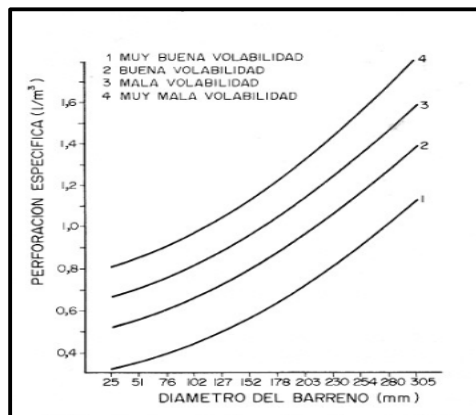


Figura 2.6 Perforación específica por diámetro de barreno.

Fuente: (López Jimeno, 1995)

2.2 Explosivos

2.2.1 Conceptualización

López Jimeno, et al. (1995) define a los explosivos comerciales como: “una mezcla de sustancias, unas combustibles y otras oxidantes, que dan lugar a una reacción exotérmica muy rápida que genera una serie de productos gaseosos a alta temperatura, químicamente más estables, y que ocupan un mayor volumen”

A partir de esta descripción podemos decir que estos compuestos o mezclas de compuestos químicos, al arder o descomponerse rápidamente, generan grandes cantidades de gas y calor, y los consiguientes efectos de presión repentinos. Estos como consecuencia fracturan la roca.

A manera de reseña, en tiempos de paz los explosivos se usan básicamente para voladuras en minería; además, se empleaban en fuegos artificiales, en aparatos de señalización y para hacer remaches y moldear metales.

2.2.2 Características generales de los explosivos

Los agentes explosivos poseen características específicas que son aprovechadas dependiendo del tipo de voladura a realizar y a las condiciones físicas-ambientales en la zona de aplicación. Así, podremos determinar y predecir los resultados de fragmentación, vibraciones y desplazamiento de rocas más probables.

Las más importantes a analizar son:

2.2.2.1 Potencia y energía

La potencia de un explosivo se define como la cantidad de energía contenida y el trabajo, o efectos mecánicos, que se puede generar luego de su detonación.

2.2.2.2 Velocidad de detonación

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo o a lo largo de una columna explosiva, sea al aire libre o en confinamiento dentro de un taladro de voladura; por tanto es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía.

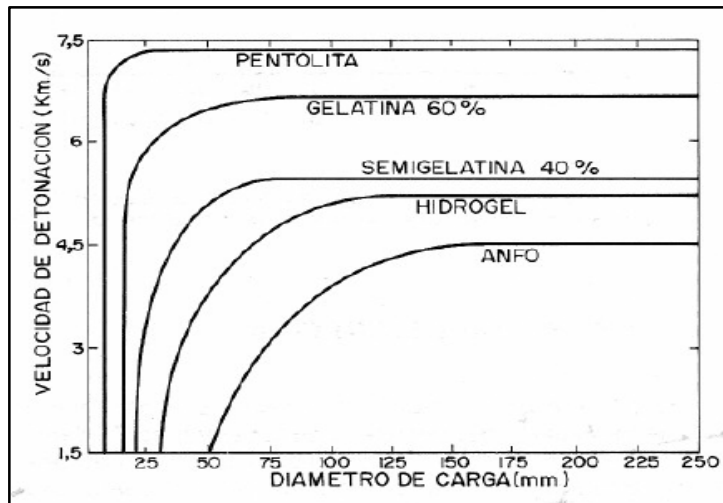


Figura 2.7 Influencia del diámetro de la carga por velocidad de detonación.

Fuente: (Ash, 1977)

2.2.2.3 Densidad

El efecto rompedor proporcionado por la densidad de los explosivos coincide con la velocidad de detonación aumenta la intensidad cuanto mayor es su valor. Se puede considerar como factor crítico en agentes explosivos ya que si su valor es muy bajo se vuelve sensible al cordón detonante que los puede iniciar y perder la sensibilidad si su valor es alto.

Por lo general, es necesaria la utilización de agentes explosivos de mayor densidad en el fondo de los barrenos ya que se necesita mayor concentración de energía para el arranque de la roca; por este motivo en la carga de columna se utiliza explosivos menos densos de base ANFO, mientras que en el fondo más densos como los gelatinosos e hidrogeles.

2.2.2.4 Presión de detonación

La presión de detonación depende directamente de la densidad y de la velocidad de detonación al cuadrado; y además, de los compuestos de los que esté formado el agente explosivo.

2.2.2.5 Estabilidad

Dentro de condiciones ambientales normales los explosivos deberán ser químicamente estables y no sufrir cambios o descomposición. Este parámetro suele verse afectado por el tiempo y lugar de almacenamiento. Para comprobar la estabilidad química de un agente explosivo se realiza la prueba Abel, la misma que consiste en calentar una muestra un tiempo determinado a una temperatura específica observando el momento que empieza a descomponerse químicamente.

2.2.2.6 Resistencia al agua

Es la característica específica de algunos explosivos para resistir un prolongado tiempo al contacto con el agua sin modificar sus características iniciales. Dentro de estos los más resistentes son los hidrogeles, gomas y emulsiones, mientras que las sales oxidantes como el ANFO al ser higroscópicas reducen intensamente su resistencia al agua.

Existe una escala general de clasificación según el tiempo de resistencia que va desde Nula, con descomposición inmediata hasta excelentes que nos ofrecen una resistencia al contacto mayor a 12 horas sin sufrir modificaciones.

2.2.2.7 Sensibilidad

La sensibilidad es la capacidad de reacción de un explosivo frente a estímulos externos que generen su iniciado. Dentro de esta característica se debe considerar dos tipos de acciones, una controlada y otras incontroladas. Es decir, si la acción externa de iniciación la se la realiza de manera vigilada como puede ser mediante un iniciador eléctrico, o de manera libre gracias al calor, fricción, impacto o choque.

Para evitar la iniciación de manera imprevista es necesario tener en cuenta las características específicas de cada uno de los explosivos al momento de su uso y manipulación.

2.2.2.8 Transmisión de la detonación

Es la característica más importante a considerar para garantizar la completa detonación de la columna de explosivo; aquí se genera un fenómeno “transmisión por simpatía” que consiste en la inducción que genera un explosivo sobre otro para su reacción.

Es importante considerar que también puede generarse transmisión por simpatía por medio de las ondas de tensión a través de la roca, por presencia de agua subterránea y discontinuidades estructurales, en estos casos los parámetros de fragmentación y vibraciones se verán afectados gravemente.

2.2.3 Explosivos Indumil

Indumil es una empresa militar colombiana encargada de producir, importar y comercializar armas, municiones, explosivos, accesorios y sus servicios complementarios. Además, son los encargados de regularizar la venta de estos insumos, que puede verse afectada por la presencia de grupos armados irregulares colombianos.

La siguiente información es tomada directamente de los catálogos comerciales de la empresa Indumil; la misma que se encargó de realizar las pruebas correspondientes a cada uno de los explosivos a describir.

2.2.3.1 ANFO

Cuando al NA se le agrega cierta cantidad de gasolina deriva en un compuesto denominado ANFO. Debido a la volatilidad e inestabilidad de la gasolina se ha buscado cambiarlo con aceites, lo que no se ha conseguido únicamente por factores económicos. Se lo puede encontrar en diversas formas, pero para el caso minero es común encontrarlo en forma de partículas esféricas o prills porosos, con esto se obtiene una mayor retención de combustibles líquidos y mejor manipulación. Además, puede cargarse directamente de las bolsas al barreno o puede cargarse neumáticamente con equipo de carga neumático debidamente aprobado.

Tabla 2.7 Características técnicas de ANFO.

Características Técnicas	
Densidad:	$0,85 \pm 0,05 \text{ g/cm}^3$
Velocidad de detonación VOD (*):	$3.500 \pm 200 \text{ m/s}$
Potencia absoluta en volumen ABS:	757 cal/cm^3
Potencia absoluta en peso AWS	890 cal/g
Potencia relativa en volumen RBS (**):	1.00
Resistencia a la humedad:	Ninguna
(*) Medido en tubo de PVC de 3" iniciado con multiplicador Pentofex de 337,5 g.	
(**) A NFO = 100	

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

2.2.3.2 Multiplicador Pentofex

Tabla 2.8 Presentación y embalaje de multiplicador Pentofex.

Presentación y embalaje		
Tipo	Unidades por caja	Peso por unidad (g)
E	40	450
E-1	50	337,5
E-2	100	150
E-3	180	80

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

Tabla 2.9 Características técnicas de multiplicador Pentofex.

Características Técnicas	
Densidad:	$1,6 \text{ g/cm}^3$
Velocidad de detonación VOD (*):	$6700 \pm 200 \text{ m/s}$
Presión de detonación:	180 Kbar
Sensibilidad al detonador No. 8:	Positiva

Resistencia a la humedad:	Excelente
Vida útil:	5 años
Máxima temperatura de uso:	60° C

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

2.2.3.3 Cordón detonante

Cordón flexible conformado por un núcleo de alto explosivo recubierto por fibras de PVC que lo vuelve resistente a la tracción, humedad y la abrasión.

Tabla 2.10 Presentación y embalaje de Cordón detonante.

Presentación y Embalaje			
Densidad lineal	Color	Longitud x bobina	Bobinas x caja
3 g/m	Naranja	500 m	2
6 g/m	Azul	300 m	2
12 g/m	Rojo	250 m	2
38 g/m	Amarillo	100 m	2

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

Tabla 2.11 Características técnicas de Cordón detonante.

Características Técnicas	
Densidad lineal:	3 – 6 – 12 - 38 g/m
Velocidad de detonación VOD:	9.200 ± 200 m/s
Resistencia a la tracción:	70 ± 5 kgf
Impermeabilidad a la presión hidrostática 3 Kg-f/cm² (24h):	Excelente

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

2.2.3.4 Mecha de seguridad

Cordón flexible conformado por un núcleo de pólvora negra recubierto de papel, hilo de algodón, asfalto y PVC.

Tabla 2.12 Características técnicas de Mecha de seguridad.

Características Técnicas	
Densidad de carga:	5,5 ± 0,5 g/m
Tiempo de combustión(*):	130 ± 10% s/m
Alcance de llama:	40 mm mínimo
Resistencia a la humedad:	Excelente
Color:	Blanco
Longitud de la bobina:	250 m
Bobinas por caja:	2
*Medido a 2600 m.s.n.m.	

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

2.2.3.5 Detonador exeltm ms

Serie de detonadores de alta potencia con retrasos de milisegundos.

Tabla 2.13 Propiedades técnicas de Detonador exeltm ms.

Propiedades Técnicas			
Nº	Tiempo Nominal	Nº	Bobinas x caja
0	0	12	400
1	25	13	450
2	50	14	500
3	75	15	600
4	100	16	700
5	125	17	800

6	150	18	900
7	175	19	1000
8	200	20	1100
9	250	21	1200
10	300	22	1300
11	350	23	1400

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

Tabla 2.14 Almacenamiento y manipulación de Detonador exeltn ms.

Almacenamiento y manipulación	
Clasificación como explosivo	
Nombre autorizado:	Excel TM MS
Nombre propio para transporte:	Conjunto de detonadores no eléctricos para voladuras.
Número NU:	0360
Clasificación:	1,1 B

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

Tabla 2.15 Embalaje de Detonador exeltn ms.

Embalaje		
Longitudes		Unidad caja
Metros	Pies	
2,4	8	300
3,0	10	250
3,6	12	200
4,2	14	180
4,8	16	150
6,1	20	120
7,3	24	100

8,5	28	80
9,1	30	80
10,9	36	70
12,2	40	60
13,4	44	50
15,2	50	50
16,4	54	50
18,2	60	40
21,3	70	35
24,4	80	30
30,4	100	25

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

2.2.3.6 Detonador exeltm lp

Serie de detonadores no eléctricos de alta potencia con retardos de larga duración.

Tabla 2.16 Propiedades técnicas de Detonador exeltm lp.

Propiedades Técnicas			
Nº	Tiempo Nominal	Nº	Tiempo nominal
0	0	8	3000
1	200	9	3800
2	400	10	4600
3	600	11	5500
4	1000	12	6400
5	1400	13	7400
6	1800	14	8500
7	2400	15	9600

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

Tabla 2.17 Almacenamiento y manipulación de Detonador exeltm lp.

Almacenamiento y manipulación	
Clasificación como explosivo	
Nombre autorizado:	Excel TM LP
Nombre propio para transporte:	Conjunto de detonadores no eléctricos para voladuras.
Número NU:	0360 0361
Clasificación:	1,1 B

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

Tabla 2.18 Embalaje de Detonador exeltm lp.

Embalaje		
Longitudes		Unidad caja
Metros	Pies	
2,4	8	300
3,0	10	250
3,6	12	200
4,2	14	180
4,8	16	150
6,1	20	120

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

2.2.3.7 Detonante exeltm Conectadet

Detonador compuesto por una capsula de baja potencia ensamblada en un conector de superficie con la finalidad de conectar filas de un mismo disparo.

Tabla 2.19 Propiedades técnicas de Detonante exeltn Conectadet.

Propiedades Técnicas	
Tiempo Nominal	Etiqueta
0	Rosado
9	Verde
17	Amarillo
25	Rojo
35	Negro
42	Blanco
50	Naranja
65	Violeta
100	Negro
130	Azul
150	Azul
200	Azul

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

Tabla 2.20 Almacenamiento y manipulación de Detonante exeltn Conectadet.

Almacenamiento y manipulación	
Clasificación como explosivo	
Nombre autorizado:	Excel TM CONECTADET
Nombre propio para transporte:	Conjunto de detonadores no eléctricos para voladuras.
Número NU:	0360 0361
Clasificación:	1,1 B

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

Tabla 2.21 Almacenamiento y manipulación de Detonante exeltn Conectadet.

Embalaje		
Longitudes		Unidad caja
Metros	Pies	
3,6	12	200
4,2	14	180
4,8	16	150
6,1	20	120
7,3	24	100
9,2	30	80
10,3	34	80
12,2	40	60
15,2	50	50
18,2	60	40
24,	80	35
30,4	100	25
40	132	15
50	164	15
100	328	12
200	656	6
500	1640	2
750	2450	2
1000	3280	2

Fuente: (Catálogo emulsiones y explosivos, Indumil)

2.2.4 Manejo de explosivos

El control de explosivos dentro de la República de Colombia se encuentra bajo el mando del Comando General de las Fuerzas Militares. Esta institución elaboró un “Reglamento para manejo de sustancias químicas controladas por su uso en explosivos” editada en el año 2009.

Dentro de ella constan las definiciones y clasificación de todos los explosivos que se pueden comercializar y usar dentro del país. Así como las normas generales aplicadas hacia las empresas o personas naturales que deseen: importar, adquirir, transportar o fabricar materiales explosivos de manera controlada.

Para la norma ecuatoriana INEN 2216 del año 2000 se establece la reglamentación dentro del uso, manejo, transporte y almacenamiento de explosivos para todo el Ecuador. Esta se aplica para todos los agentes explosivos y accesorios de voladura que se comercialicen y posteriormente se utilicen en cualquier actividad industrial dentro del país.

La misma consta de disposiciones generales y específicas en la que se detalla las obligaciones de toda empresa o persona natural frente a la adquisición, uso, manejo y transporte de los agentes explosivos; así como las autoridades que otorgaran permisos y guías para dichos efectos.

CAPÍTULO III

PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE DESARROLLO EN RÍO CLARO S.A.

3.1 Descripción de procesos

3.1.1 Maquinaria de perforación y carguío

Actualmente en la cantera de Río Claro, se cuenta con dos equipos de perforación para realizar toda la operación necesaria en la cantera, los equipos son Ingersoll-Rand LM600, con estos, se realiza el total de las perforaciones a un diámetro de 4 pulgadas (102 mm), para el proceso de transporte existen seis volquetas Komatsu HD 605-7 de 40 m³ de capacidad y tres palas frontales Caterpillar 994F para el carguío.

3.1.2 Geometría del talud

La altura de banco promedio de la mina es de 9 a 10 m, con un ángulo de inclinación de 15° con respecto a la vertical, en los procesos de perforación los barrenos son perforados con esta inclinación con el fin de mantener la misma en los taludes finales. Estos parámetros geométricos se han comprobado como óptimos en estudios realizados por la empresa Servicios Técnicos Orica Colombia S.A. (Julio, 2011), empresa especialista en prestación de servicios mineros, dando buenos resultados en cuanto al esponjamiento del material y la estabilidad del talud.

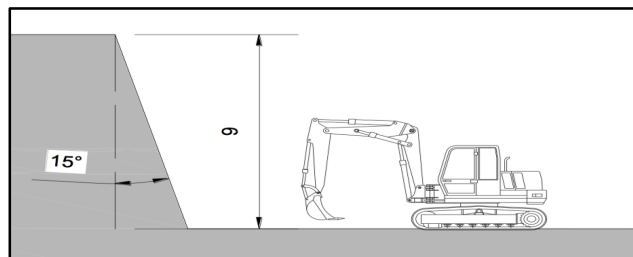


Figura 3.1 Diseño del banco de explotación.

Fuente: (Orica, 2011)

3.1.3 Proceso de desbroce

La capa vegetal presente dentro de la concesión es mínima, debido a la composición de materiales calcíticos del yacimiento, la misma no supera los 20 cm de espesor. Para el proceso de desbroce se utiliza un buldócer de neumáticos ya que la cantidad de capa vegetal no es considerable.

3.1.4 Proceso de perforación

En el caso de la perforación se siguen los siguientes protocolos generales:

- Antes del inicio de las operaciones se revisa que la zona este adecuadamente saneada y los equipos estén debidamente calibrados, condiciones necesarias para empezar la perforación.
- Se calcula el diseño de perforación adecuado para el evento, y controlar las variables como altura de banco, longitud de barreno, malla de perforación y número de barrenos junto a los ingenieros de campo.
- Para las zonas determinadas como desarrollo o apertura se cambia la malla de perforación debido a la irregularidad del terreno y condiciones geo mecánicas que pueda presentar.
- Se realiza un afilado de las brocas cada 300 metros lineales de perforación; esta es responsabilidad del perforador y su ayudante.
- Se toma registro de todas las anomalías que se llegaren a presentar durante la perforación: cavernas, variación de burden y espaciamiento, presencia de agua. Siguiendo el formato mostrado en el anexo 3. Para esto es necesario realizar un muestreo de 200 gr de caliza a manera de detritos.

3.1.5 Proceso de cargue de barrenos y voladura

Según el protocolo establecido por la empresa el proceso de cebado, cargue y confinamiento del explosivo debe realizarse bajo las siguientes pautas principales:

- El cebado se realiza dentro de un radio de 20 metros de la zona ya perforada, siendo de suma importancia la señalización previa de la zona. Constará en la ubicación de un iniciador Pentofex adicional a un detonador eléctrico, según el caso.
- Gracias al VOD alcanzado por el ANFO, con distintos iniciadores, se demostró que diferentes configuraciones se pueden aplicar bien como iniciadores. Siendo la más utilizada la combinación de ANFO + Pentofex con la que se tiene un VOD de 4060 mm/s según los resultados mostrados en el Informe Final (Julio, 2011) presentado a la empresa, realizado por Servicios Técnicos Orica Colombia S.A.
- Los detonadores eléctricos se ubican suavemente en el barreno teniendo cuidado con que los cables sobrantes queden fuera de la perforación enrollado en un sitio fijo y seguro.
- Antes del cargue de los barrenos se mide la profundidad y se determina la presencia de agua en los mismos.
- En caso de explosivos bombeables se cuida que las mangueras de inyección no rocen con los cables eléctricos de los detonadores para evitar fallos en los mismos.
- Al momento de conectar los detonadores se mantiene un estándar de polaridad de los mismos, esto se realiza manteniendo siempre uno de los dos colores en la parte superior del conector.

- Se mantiene el protocolo de aviso y restricción de la zona en la que se va a realizar la voladura, verificando que la maquinaria presente se encuentre en un lugar seguro y las vías de acceso estén debidamente señalizadas y bloqueadas.

3.1.6 Tipos de voladuras efectuadas Río Claro S.A

3.1.6.1 Voladuras de apertura o desarrollo

Las voladuras de desarrollo se realizan con la finalidad de conformar un banco de explotación. Estas suelen ser voladuras muy complicadas ya que se aplican sobre un terreno con relieve muy irregular lo que dificulta la obtención de resultados idóneos en cuanto a fragmentación, bajo nivel ruido y desplazamiento correcto del material.

Las voladuras de desarrollo - apertura son las que se efectúan posterior al desbroce del terreno el cual no se ha sido alterado ni explotado anteriormente y se encuentra en sus condiciones naturales. También se las denomina voladuras de desarrollo a las voladuras de bancos irregulares.

3.1.6.2 Voladuras de producción

Las voladuras de producción son las que se realizan en bancos ya conformados, en estas se busca obtener una fragmentación correcta del material para que este pueda ser posteriormente cargado, transportado y triturado con facilidad, esto dependerá propiamente de las características de la maquinaria que se utilice en el proyecto. Existen muchos métodos de cálculo aplicables para definir las variables de diseño correctas para este tipo de voladuras, las cuales buscarán, además, efectividad en cuanto a proyección de fragmentos y minimización del ruido y vibraciones producidas por la voladura.

3.1.6.3 Voladuras con cámaras de aire

Este tipo de voladuras utiliza un accesorio que genera un espacio de aire que puede ubicarse en la parte superior, medio o inferior dentro del barreno. La ubicación de la cámara de aire puede modificar la fragmentación y el despliegue de la voladura.

La cámara de aire actúa reduciendo la presión inicial generada por la carga explosiva pero a su vez incrementa la duración de la acción de la onda de choque. Cuando las cámaras de aire se ubican en la parte inferior del taladro la onda de detonación crea una fractura que se expande de manera horizontal a los barrenos colindantes, y a su vez hace que la onda de choque se refleje con mayor intensidad sobre este plano de fractura.

El uso de cámaras de aire en la parte inferior del taladro permite la reducción o eliminación de sobre perforación mejorando el piso obtenido de la voladura. Entre otros beneficios del uso de cámaras de aire está el ahorro en explosivo debido a la reducción de la carga de explosivo en la columna, lo que genera a su vez una disminución en la generación de ruido y flyrock.

3.1.7 Seguridad minero industrial y manejo ambiental

La empresa, por su magnitud, se rige por estándares internacionales tanto para el manejo ambiental como en la seguridad minero industrial sin descuidar los reglamentos y ordenanzas locales.

Tanto el manejo de explosivos como su almacenamiento son administrados por una empresa externa, a pesar de esto la empresa ARGOS S.A. cuenta con instalaciones específicas destinadas para polvorines, las mismas que sirven como instalaciones de respaldo y para el almacenamiento de pequeñas cantidades de insumos.

Las labores cotidianas de mina no generan ningún riesgo de afección a poblaciones cercanas debido a su ubicación; en cambio, existe responsabilidad directa con los trabajadores dentro de la empresa, los mismos que además de estar afiliados al sistema de seguridad social de Colombia Colpensiones, poseen todos los elementos de protección personal administrados por la empresa.

Asimismo, al momento de realizar las voladuras, el protocolo dicta el cierre de vías de accesos principales y secundarios así como la ubicación de advertencias en los letreros

que se encuentran ubicados en sitios específicos de los campamentos y la mina. Dentro de estos se debe informar la fecha, hora y ubicación de la voladura que debe ser planificada con anterioridad por el equipo de ingenieros.

Dentro del manejo ambiental se opera bajo un PMA en el que se reconocen las afectaciones más importantes en los trabajos de mina y se derivan las acciones de mitigación pertinentes como:

- Riego de vías periódicamente para evitar la generación de polvo.
- Desarrollo de programas de monitoreo ambiental.
- La cantera se encuentra restringida en su expansión hasta 500 m desde el lecho del río Claro.

CAPITULO IV

DISEÑO DE VOLADURA

4.1 Identificación del área de estudio

La zona de estudio se encuentra ubicada al oeste de la concesión minera en la denominada Cantera 6, mostrado en la división sectorial de la concesión minera en la Fig. 4.1, y debidamente identificada como Voladura 613 o V.613; la cual cuenta con un área plana de 1049.26 m² y un tonelaje de 24.100 toneladas métricas.

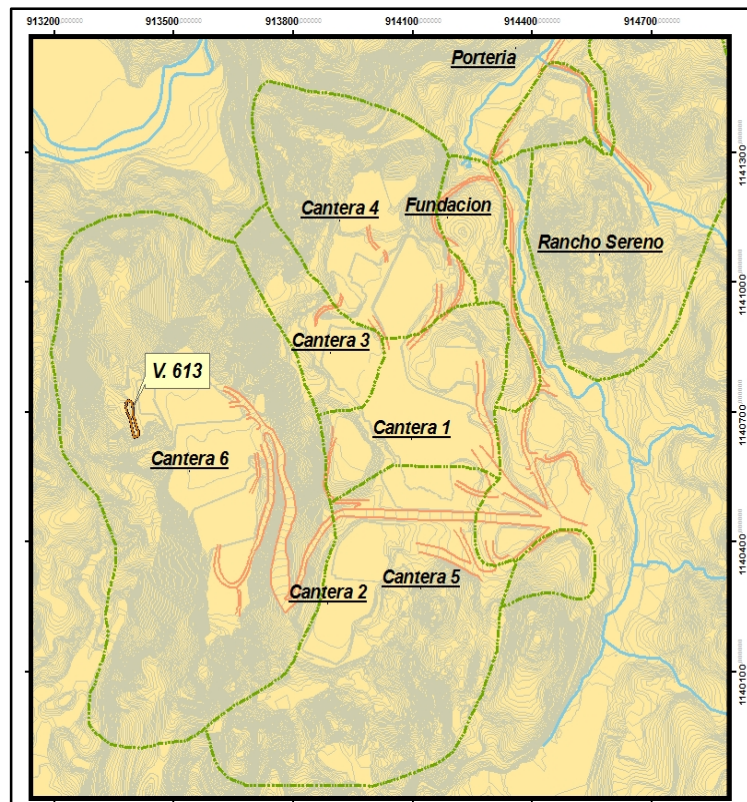


Figura 4.1 Mapa sectorial y área de estudio.

4.1.1 Datos topográficos

Se cuenta con un levantamiento topográfico de toda la concesión minera digitalizado en formato .dwg, con curvas de nivel cada dos metros. Debido a la irregularidad de la zona de estudio se ha considerado favorable dividir la voladura en dos secciones las cuales se muestran en las siguientes figuras.

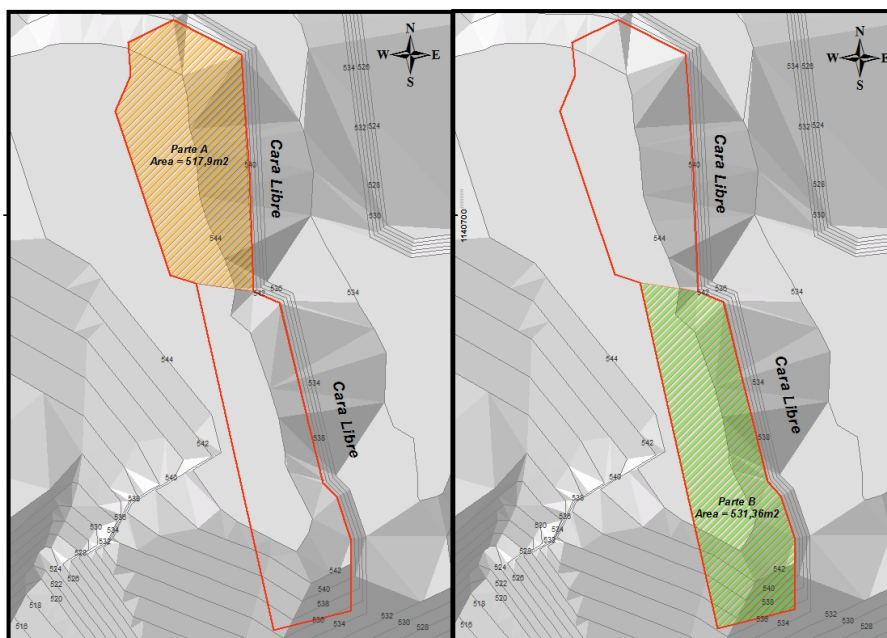


Figura 4.2 Partes de la voladura.

La Parte A consta en la parte norte de la zona de estudio con un área de $517,9 \text{ m}^2$. La Parte B comprende la parte centro y sur de la zona de estudio con un área de $531,36 \text{ m}^2$, en la parte inferior de la misma se diferencia una ladera que inicia en la cota 536 msnm y se suaviza en la cota 542 msnm.

La cara libre de la voladura tiene ocho metros de altura desde la cota 534 msnm hasta 542 msnm y comprende todo el borde este de la zona de estudio. En la Parte A se tiene dos caras libres una superior con una orientación Noroeste – Sureste con un ángulo de 63° respecto a la vertical y una segunda cara libre con una orientación Norte – Sur. En la

Parte B la cara libre muestra una orientación Noroeste – Sureste con una inclinación de aproximadamente 14° con respecto a la vertical.

Para facilitar la exploración de la zona de estudio se realizaron tres perfiles topográficos. El Perfil 1 el cual atraviesa la Parte A de la voladura de oeste a este, e intersecta la unión de las dos caras libres de la misma, el Perfil 2 que atraviesa la Parte B de la voladura de oeste a este hasta la cara libre y el Perfil 3 que atraviesa toda la zona de estudio de norte a sur, muestra la ladera en la Parte B de la voladura y las depresiones a lo largo de la zona de estudio.

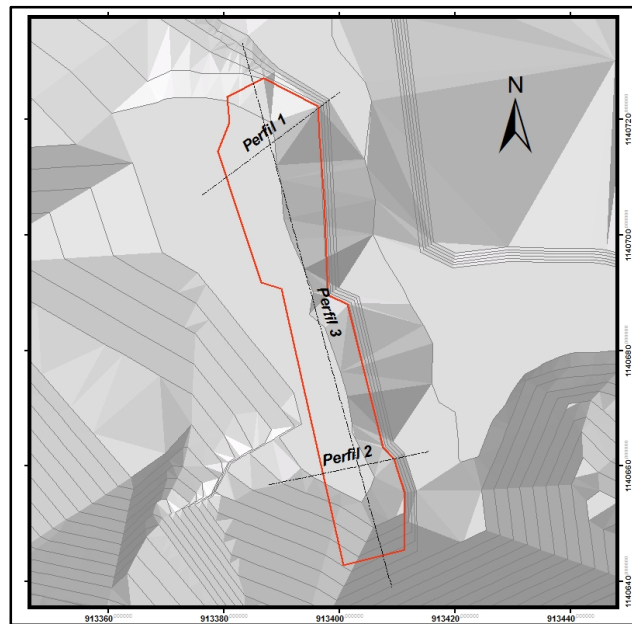


Figura 4.3 Distribución de perfiles topográficos.

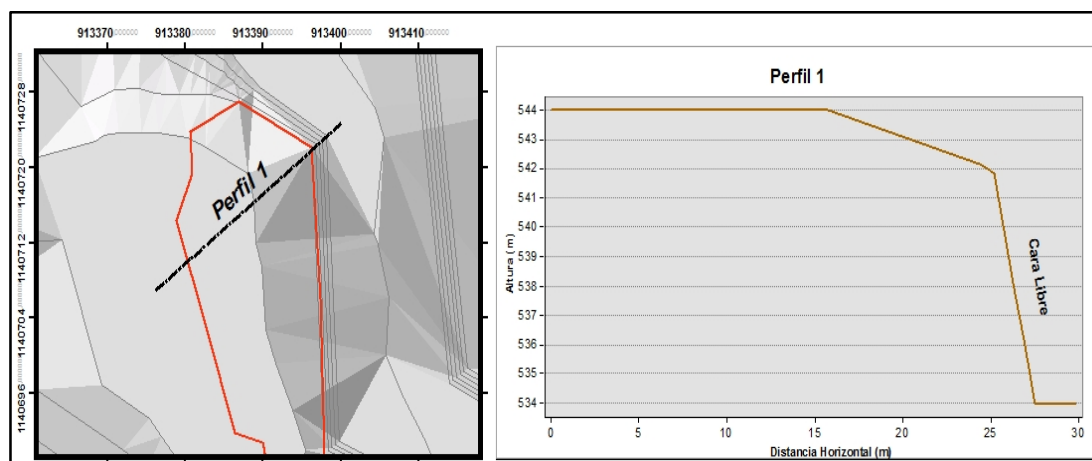


Figura 4.4 Perfil topográfico 1, Parte A, Dirección O – E.

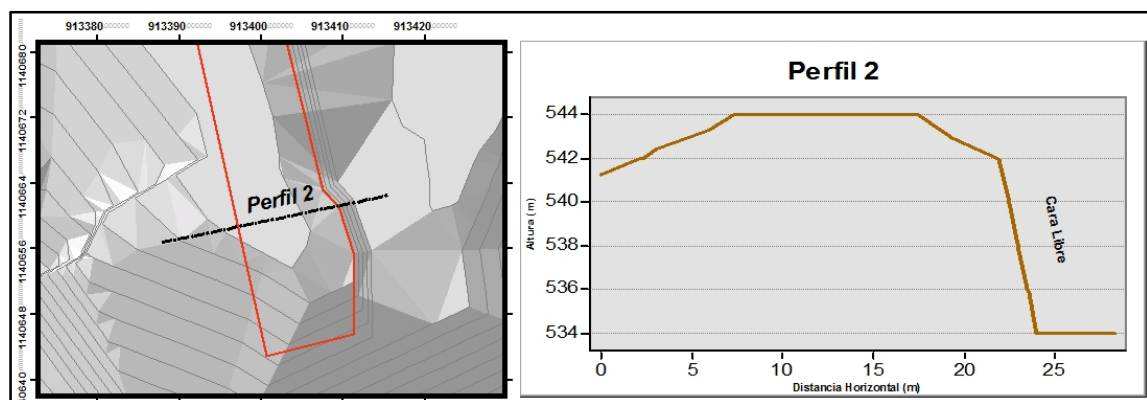


Figura 4.5 Perfil topográfico 2, Parte B, Dirección O – E.

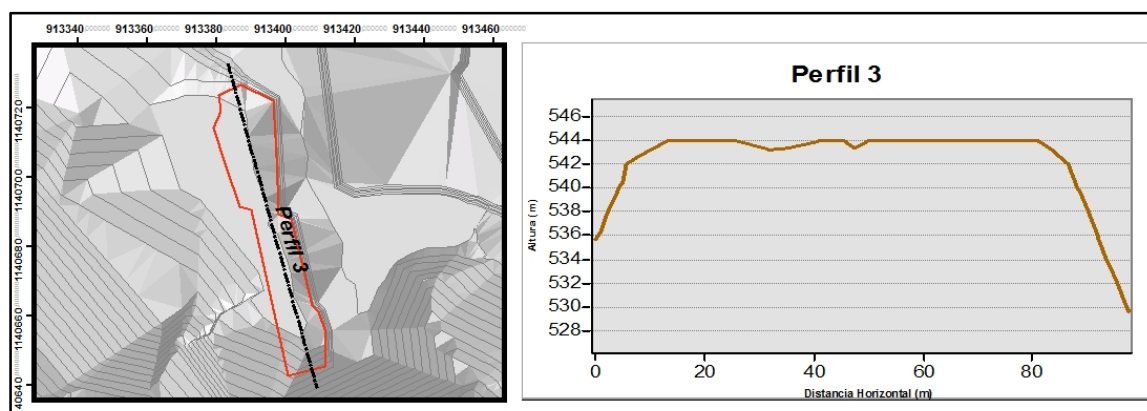


Figura 4.6 Perfil topográfico 3, Parte A y B, Dirección N – S.

4.1.2 Geología estructural

En el levantamiento geológico de la zona se estudiaron las estructuras más representativas encontradas, en su mayoría, se encontraron diaclasas ubicadas en la cara libre que comprende la Parte B de la voladura (figura 4.2).

La primera familia de diaclasas y la más representativa cuenta de cuatro diaclasas con un rumbo N35W y buzamiento NE; no contienen relleno, son rugosas, no existe presencia de agua y están separadas un promedio de 1,2 m una de otra. La segunda familia de diaclasas cuenta con dos diaclasas con un rumbo N10E y buzamiento SE estas cuentan con las mismas características que la primera familia excepto que no se repiten a lo largo de la Parte B de la voladura sino que aparecen una sola vez en la porción sur de la misma y están separadas por distancias de 4 m una de otra.

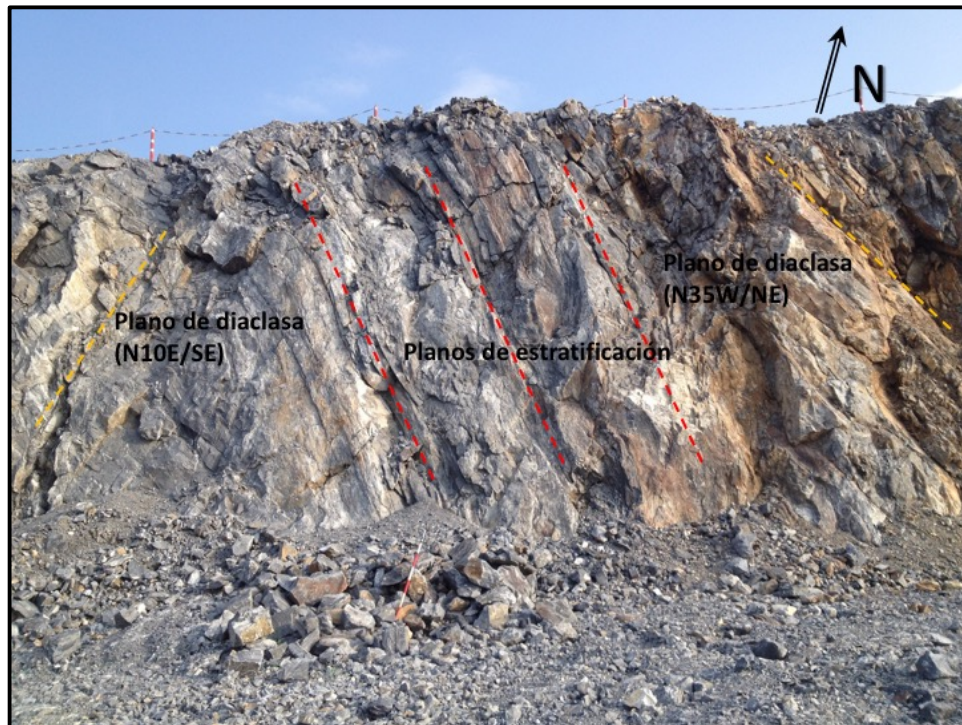


Figura 4.7 Representación de los planos de diaclasas y estratificación en el frente de explotación.

4.1.3 Información del macizo rocoso

Respecto a la información geomecánica del macizo rocoso se hace referencia a los resultados obtenidos en la tesis de Rebollo A. B. & González S (2013) “Diseño de Talud final Basado en la Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosó en la Mina Río Claro”, recopilados en la siguiente tabla.

Tabla 4.1 Parámetros de la roca.

Dato	Valor	
	Masivo	Foliado
Peso unitario (kN/m^3)	25,49	
Resistencia a la compresión simple (MPa)	58,03	34,82
Cohesión (kPa)	9,23	5,63
Modulo E (MPa)	26527	
Densidad (t/m^3)	2,6	

4.2 Cálculo de parámetros de voladura

En el análisis de la información anterior se consideró favorable dividir la voladura en dos partes, debido a las condiciones topográficas variables presentadas en la zona de estudio; por esta misma razón, se vio necesario separar el cálculo de parámetros y cargas de los barrenos según la profundidad de perforación que será necesaria para cada uno de ellos con la finalidad de conformar el banco final, estos fueron clasificados en barrenos de la A hasta la E.

En la Parte A de la voladura se cuentan con barrenos tipo A y B que tendrán una altura de 10 y 9 m respectivamente, considerando una altura promedio para facilitar el cálculo. Tanto barrenos tipo A como B serán perforados con diámetros de 4 in.

En la Parte B se cuentan, adicionalmente a los barrenos descritos para la Parte A, con barrenos de tipo C, D y E con alturas de 7, 5 y 3 m respectivamente de igual manera se considera una altura promedio, según las cotas en las que se encuentran, para facilitar el

cálculo. Los barrenos tipo C se perforan con diámetros de 4 in para el método de cálculo de López Jimeno y con 3 in en el método de cálculo de Langefors debido a las particularidades de cada método. Los barrenos de tipo D y E serán perforados con diámetros de 3 in para ambos métodos de cálculo.

Los barrenos ayuda son perforaciones auxiliares que se realizan con la finalidad de mejorar la fragmentación en ciertas zonas donde se identifica que se podrían generar sobre tamaños después de la voladura debido a la variabilidad del terreno; para crear caras libres más regulares que faciliten la salida de los barrenos ulteriores y/o modelar el contorno o perfil del banco final obtenido. Las cargas de estos barrenos dependerá de la altura que tengan pudiendo a su vez clasificarlos dentro de los barrenos descritos anteriormente.

La nomenclatura aplicada a los barrenos consta de una letra ya sea A, B, C, D o E que identifica el tipo de barreno según lo expuesto en el apartado anterior; y dos números separados por un punto, el primero indica el número de fila en que se encuentra el barreno según el orden de secuencia de encendido de la voladura, el segundo contabiliza el número de barrenos perforados en cada fila. Los barrenos ayuda se identifican por las letras AY y un número que registra los barrenos ayuda perforados.

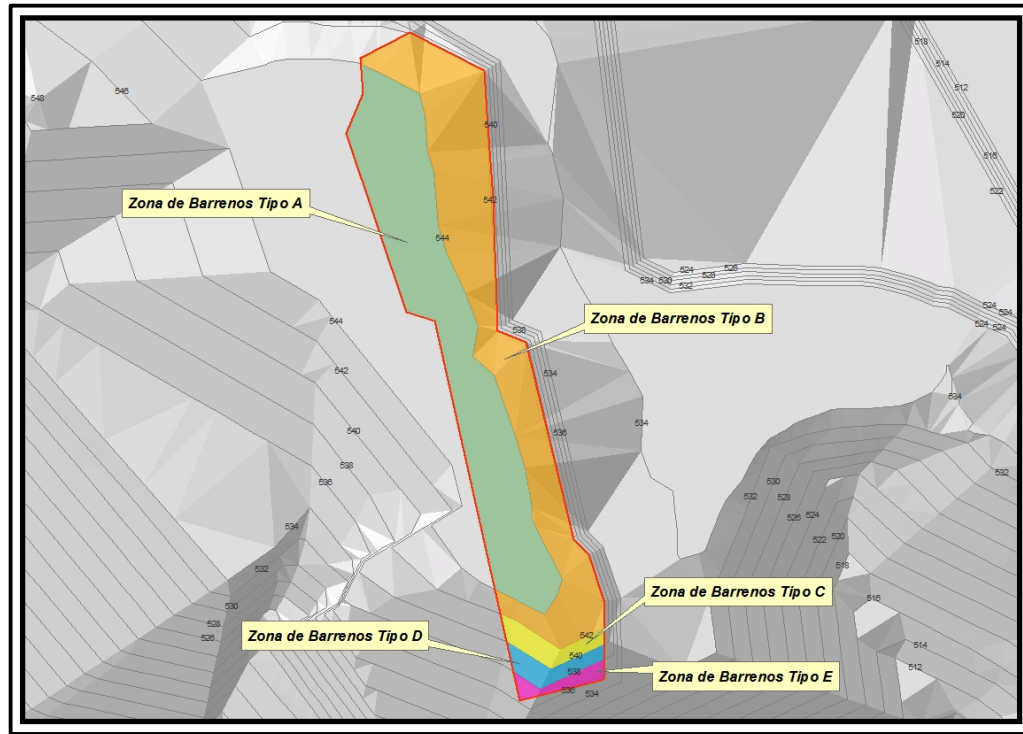


Figura 4.8 División de zonas según tipos de barrenos.

Los cálculos de los parámetros se realizan para los diferentes tipos de diámetro de perforación y las cargas de explosivo, serán a su vez, variables para cada tipo de barreno anteriormente descritos. Manteniendo parámetros como la inclinación de los barrenos $\beta = 15^\circ$, como es usualmente usado en las voladuras de la empresa para obtener un banco bajo condiciones seguras y de estabilidad.

Los métodos usados en este trabajo no toman en cuenta la influencia de las condiciones geológicas en la voladura, sin embargo, de la información geológica obtenida se puede deducir que las estructuras encontradas no interfieren de gran manera en la proyección de la roca durante la voladura ya que éstas no se encuentran ni a favor ni en contra de la cara libre, no obstante, la fragmentación se verá afectada en las zonas donde se encuentran estas familias de diaclasas pudiendo obtener una sobre fragmentación del material. Se tiene en cuenta que la empresa busca reducir el material a bloques menores a 80 cm para que sean aptos para entrar a la planta y que los bloques existentes en la zona de estudio, limitados por agrietamiento natural, comprenden bloques de 1,2 m y

mayores por lo que podemos considerar la voladura a efectuar es de tipo “mullido” o de reducción del tamaño original de bloques.

De la información del macizo rocoso recopilada anteriormente necesaria para el cálculo de parámetros se utilizan el valor promedio de 46,42 MPa para la resistencia a la compresión simple y se mantiene el valor de 2,6 t/m³ para densidad de la roca, usado normalmente por la empresa en los cálculos de voladura en esta cantera.

Todos los barrenos están cargados con explosivo de tipo ANFO y multiplicadores de tipo Pentofex conectados entre sí por cordones detonantes de 6g/m, que se adaptan bien al mayor tamaño de banco perforado (10 m), sin retados entre barrenos. Considerando que la roca tiene baja dureza y siendo un valor de 30 ms aplicable para retardos entre filas para el caso según lo especificado en el manual de voladuras de EXSA (2009), se ha visto factible utilizar retardos de 25 ms entre filas siendo este el utilizado actualmente por la empresa y el que pone a disposición la empresa Indumil, proveedora de insumos explosivos. La voladura será iniciada a partir de una mecha de seguridad de 6 m de longitud, considerando esta como segura por parte de la empresa.

4.2.1 Método Langefors y Kihlström

4.2.1.1 Cálculo de parámetros

Tabla 4.2 Datos base para cálculos del Método Langefors y Kihlström.

Datos	
Diámetro 1 (D ₁)	4 in – 102 mm
Diámetro 2 (D ₂)	3 in – 75 mm
Resistencia a la compresión simple	46,42 MPa
Densidad del ANFO	0,85 g/cm ³
Grado de Retacado (P)*	1,27
Grado de Fijación (f)**	0,9
Constante de la roca ©***	0,40
Constante de la roca corregido (¢)****	0,45
Potencia Relativa del explosivo (s)*****	1
Relación espaciamiento/piedra (E/V) *****	1,25
* Valor normal, muy próximo al realmente obtenido en una carga cuidadosa con atacador. **Valor para barrenos inclinados 3:1 ***0,40 valor usado como base de cálculo. ****¢ = c + 0,05 para V = 1,4 – 15m *****Potencia relativa del ANFO *****Valor para una pared uniforme y fragmentación satisfactoria.	

4.2.1.1.1 Piedra máxima

Diámetro de 4 in.

$$V_{\max} = \frac{D_1}{33} \sqrt{\frac{p \cdot s}{\phi \cdot f \cdot \left(\frac{E}{V}\right)}} = \frac{102 \text{ mm}}{33} \sqrt{\frac{1,27 * 1}{0,45 * 0,9 * 1,25}} = 4,9 \text{ m}$$

Diámetro de 3 in.

$$V_{\max} = \frac{D_2}{33} \sqrt{\frac{p.s}{\phi.f. \left(\frac{E}{V}\right)}} = \frac{75 \text{ mm}}{33} \sqrt{\frac{1,27 * 1}{0,45 * 0,9 * 1,25}} = 3,6 \text{ m}$$

4.2.1.1.2 Piedra práctica

Diámetro de 4 in.

$$V_1 = V_{\max} (1 - 0,03K^*) = 4,9 \text{ m} (1 - 0,03 (10 \text{ m})) = 3,43 \text{ m}$$

*Valor de referencia de 10 m para bancos altos (10 a 8 m).

Diámetro de 3 in.

$$V_1 = V_{\max} (1 - 0,03K^{**}) = 3,6 \text{ m} (1 - 0,03 (7 \text{ m})) = 2,84 \text{ m}$$

**Valor de referencia igual a 7 m para bancos bajos (7 a 3 m).

4.2.1.1.3 Espaciamiento práctico

$$\frac{E_1}{V_1} = 1,25$$

Diámetro de 4 in.

$$E = 1,25 (V_1) = 1,25 (3,43 \text{ m}) = 4,28 \text{ m}$$

Diámetro de 3 in.

$$E = 1,25 (V_1) = 1,25 (2,84 \text{ m}) = 3,55 \text{ m}$$

4.2.1.1.4 Sobreperforación

Diámetro de 4 in.

$$Sp = 0,3 * V_{\max} = 0,3 * 4,9 \text{ m} = 1,47 \text{ m}$$

Diámetro de 3 in.

$$Sp = 0,3 * V_{\max} = 0,3 * 3,6 \text{ m} = 1,08 \text{ m}$$

Tabla 4.3 Parámetros de voladura para diámetros de 4 in y 3 in.

Parámetro	Diámetro 4in	Diámetro 3in
Piedra máxima	4,9 m	3,6 m
Piedra práctica	3,43 m	2,84 m
Espaciamiento	4,28 m	3,55 m
Sobreperforación	1,47 m	1,08 m

4.2.1.1.5 Distribución de cargas por tipo de barreno**Barrenos A**

Longitud de perforación.

$$L = \frac{K + Sp}{\cos \beta} = \frac{10 \text{ m} + 1,47 \text{ m}}{\cos 15^\circ} = 11,87 \text{ m}$$

Retacado.

$$T = V_{\max} = 4,90 \text{ m}$$

Longitud de carga de fondo.

$$L_f = 1,3 * V_{\max} = 1,3 * 4,90 \text{ m} = 6,36 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna.

$$L_c = L - T - L_f = 11,87 \text{ m} - 4,9 \text{ m} - 6,36 \text{ m} = 0,61 \text{ m}$$

Carga de explosivo por barreno.

$$Q = (A(L_f + L_c)) * \rho_{\text{ANFO}} = (0,0082 \text{ m}^2(6,36 \text{ m} + 0,61 \text{ m})) * 850 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} = 48,44 \text{ Kg}$$

Volumen arrancado.

$$V = V_1 * E_1 * \frac{K}{\cos \beta} = 3,43 \text{ m} * 4,28 \text{ m} * \frac{10 \text{ m}}{\cos 15^\circ} = 151,98 \frac{\text{m}^3}{\text{barreno}}$$

Consumo específico.

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{48,44 \text{ Kg}}{151,98 \text{ m}^3} = 0,32 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

Barrenos B

Longitud de perforación.

$$L = \frac{K + Sp}{\cos \beta} = \frac{9 \text{ m} + 1,47 \text{ m}}{\cos 15^\circ} = 10,84 \text{ m}$$

Retacado.

$$T^* = V_{\max} = 4,47 \text{ m}$$

* El retacado puede ser reducido a 0,6 a 0,8 $V = 3,92 \text{ m}$ a $2,93 \text{ m}$ para mejorar la fragmentación y desplazamiento.

Longitud de carga de fondo.

$$L_f = 1,3 * V_{\max} = 1,3 * 4,90 \text{ m} = 6,36 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna.

$$L_c = L - T - L_f = 10,87 \text{ m} - 4,47 \text{ m} - 6,36 \text{ m} = 0,004 \text{ m}$$

Carga de explosivo por barreno.

$$Q = (A(L_f + L_c)) * \rho_{\text{ANFO}} = (0,0082 \text{ m}^2(6,36 \text{ m} + 0,004 \text{ m})) * 850 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} = 44,23 \text{ Kg}$$

Volumen arrancado.

$$V = V_1 * E_1 * \frac{K}{\cos \beta} = 3,43 \text{ m} * 4,28 \text{ m} * \frac{9 \text{ m}}{\cos 15^\circ} = 136,78 \frac{\text{m}^3}{\text{barreno}}$$

Consumo específico.

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{44,23 \text{ Kg}}{138,78 \text{ m}^3} = 0,32 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

Barrenos C

Longitud de perforación.

$$L = \frac{K + Sp}{\cos \beta} = \frac{7 \text{ m} + 1,08 \text{ m}}{\cos 15^\circ} = 8,36 \text{ m}$$

Retacado.

$$T = V_{\max} = 3,60 \text{ m}$$

Longitud de carga de fondo.

$$L_f = 1,3 * V_{\max} = 1,3 * 3,60 \text{ m} = 4,68 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna.

$$L_c = L - T - L_f = 8,36 \text{ m} - 3,60 \text{ m} - 4,68 \text{ m} = 0,09 \text{ m}$$

Carga de explosivo por barreno.

$$Q = (A(L_f + L_c)) * \rho_{\text{ANFO}} = (0,0044 \text{ m}^2(4,68 \text{ m} + 0,09 \text{ m})) * 850 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} = 17,89 \text{ Kg}$$

Volumen arrancado.

$$V = V_1 * E_1 * \frac{K}{\cos \beta} = 2,84 \text{ m} * 3,55 \text{ m} * \frac{7 \text{ m}}{\cos 15^\circ} = 73,26 \frac{\text{m}^3}{\text{barreno}}$$

Consumo específico.

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{17,89 \text{ Kg}}{73,26 \text{ m}^3} = 0,24 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

Barrenos D

Longitud de perforación.

$$L = \frac{K + Sp}{\cos \beta} = \frac{5 \text{ m} + 1,08 \text{ m}}{\cos 15^\circ} = 6,29 \text{ m}$$

Retacado.

$$T^* = V_{\max} = 3 \text{ m}$$

* El retacado puede ser reducido a $0,6$ a $0,8V = 2,16 \text{ m}$ a $2,88 \text{ m}$ para mejorar la fragmentación y desplazamiento.

Longitud de carga de fondo.

$$L_c = (1,3 * V_{\max}) - d^* = (1,3 * 3,60 \text{ m}) - 1,39 \text{ m} = 3,29 \text{ m}$$

*Disminución de longitud de carga necesaria para mantener constante el consumo específico de explosivo por metro cúbico de material arrancado.

Longitud de carga de columna.

$$L_c = L - T - L_c = 6,29 \text{ m} - 3,0 \text{ m} - 3,29 \text{ m} = 0 \text{ m}$$

Carga de explosivo por barreno.

$$Q = (A(L_f + L_c)) * \rho_{\text{ANFO}} = (0,0044 \text{ m}^2(3,29 \text{ m} + 0 \text{ m})) * 850 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} = 12,37 \text{ Kg}$$

Volumen arrancado.

$$V = V_1 * E_1 * \frac{K}{\cos \beta} = 2,84 \text{ m} * 3,55 \text{ m} * \frac{5 \text{ m}}{\cos 15^\circ} = 52,33 \frac{\text{m}^3}{\text{barreno}}$$

Consumo específico.

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{12,37 \text{ Kg}}{52,33 \text{ m}^3} = 0,24 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

Barrenos E

Longitud de perforación.

$$L = \frac{K + Sp}{\cos \beta} = \frac{3 \text{ m} + 1,08 \text{ m}}{\cos 15^\circ} = 4,22 \text{ m}$$

Retacado.

$$T^* = V_{\max} = 2,25 \text{ m}$$

* El retacado puede ser reducido a $0,6$ a $0,8V = 2,16 \text{ m}$ a $2,88 \text{ m}$ para mejorar la fragmentación y desplazamiento.

Longitud de carga de fondo.

$$L_f = (1,3 * V_{\max}) - d^* = 1,3 * 3,60 \text{ m} - 2,71 \text{ m} = 1,97 \text{ m}$$

*Disminución de longitud de carga necesaria para mantener constante el consumo específico de explosivo por metro cúbico de material arrancado.

Longitud de carga de columna.

$$L_c = L - T - L_f = 4,22 \text{ m} - 2,25 \text{ m} - 1,97 \text{ m} = 0 \text{ m}$$

Carga de explosivo por barreno.

$$Q = (A(L_f + L_c)) * \rho_{ANFO} = (0,0044 \text{ m}^2(1,97 \text{ m} + 0 \text{ m})) * 850 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} = 7,41 \text{ Kg}$$

Volumen arrancado.

$$V = V_1 * E_1 * \frac{K}{\cos \beta} = 2,84 \text{ m} * 3,55 \text{ m} * \frac{3 \text{ m}}{\cos 15^\circ} = 31,40 \frac{\text{m}^3}{\text{barreno}}$$

Consumo específico.

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{7,41 \text{ Kg}}{31,40 \text{ m}^3} = 0,24 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

4.2.1.2 Distribución de barrenos, barrenos de ayuda y secuencia de encendido

Se inició la distribución de los barrenos limitando el contorno de lo que será el banco final de la voladura, utilizando perforación tipo tresbolillo hasta las filas de barrenos más cercanas a la cara libre y colocando barrenos de ayuda en donde se identificó sería necesario para que todo el material dentro de la zona de estudio se vea afectado en la voladura.

A pesar de dividir los cálculos de la voladura en dos partes, se cree conveniente que el encendido de la voladura se realice de manera simultánea para las dos partes. En la Fig. 4.8 se muestra la distribución los barrenos de cada tipo dentro de la zona de estudio según los parámetros calculados y la secuencia de encendido de cada fila de barrenos y la línea de conexión del cordón detonante entre barrenos y filas. Se buscó establecer las conexiones del cordón detonante más cortas posibles entre filas con la finalidad para abaratar costos. En el anexo 1 se muestran el mapa de distribución de cada perforación con su respectiva nomenclatura.

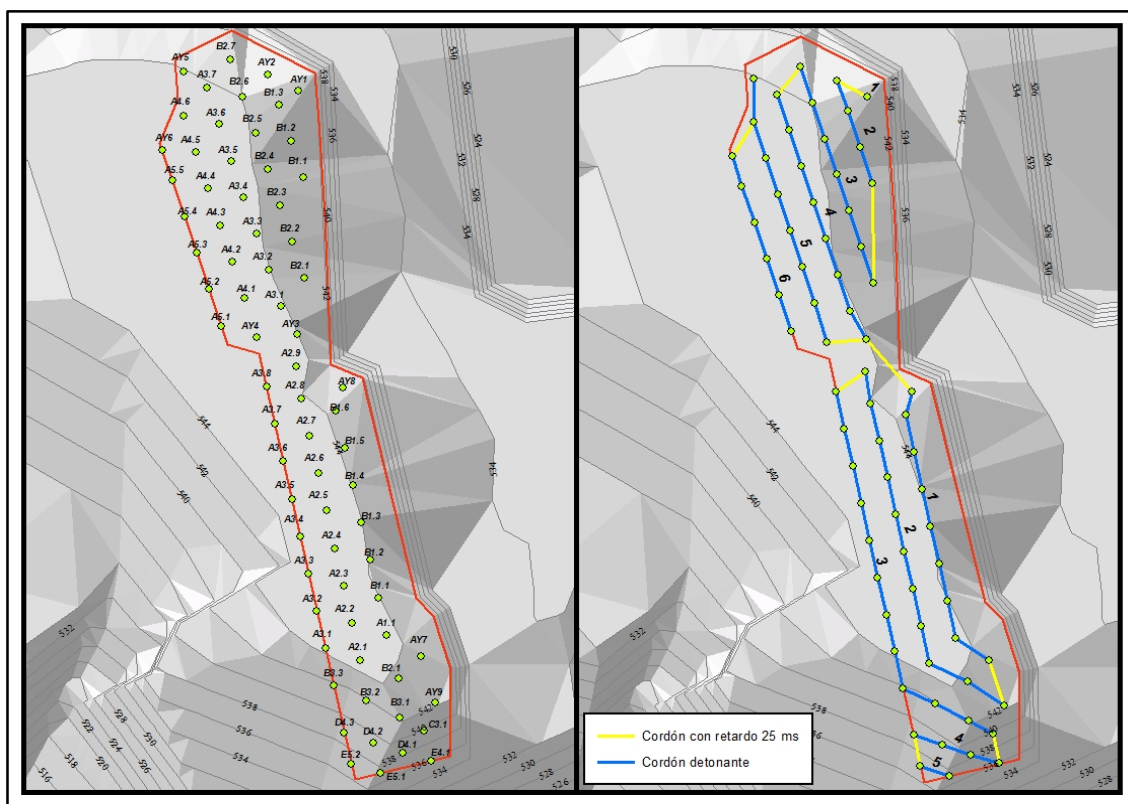


Figura 4.9 Distribución de perforaciones y secuencia de encendido, Método Langefors.

4.2.2 Método López Jimeno

4.2.2.1 Cálculo de parámetros

Tabla 4.4 Datos base para cálculos del Método López Jimeno.

Datos	
Diámetro 1 (D_1)	4 in (102 mm)
Diámetro 2 (D_2)	3 in (75 mm)
Resistencia a la compresión simple	46,425 MPa

4.2.2.1.1 Sobreperforación

Diámetro de 4 in.

$$J = 10 * D_1 = \frac{10 * 102 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} = 1,02 \text{ m}$$

Diámetro de 3 in.

$$J = 10 * D_2 = \frac{10 * 75 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} = 0,75 \text{ m}$$

4.2.2.1.2 Piedra

Diámetro de 4 in.

$$B = 39 * D_1 = \frac{39 * 102 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} = 3,98 \text{ m}$$

Diámetro de 3 in.

$$B = 39 * D_2 = \frac{39 * 75 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} = 2,93 \text{ m}$$

4.2.2.1.3 Espaciamiento

Diámetro de 4 in.

$$S = 51 * D_1 = \frac{51 * 102 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} = 5,20 \text{ m}$$

Diámetro de 3 in.

$$S = 51 * D_2 = \frac{51 * 75 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} = 3,83 \text{ m}$$

4.2.2.1.4 Retacado

Diámetro de 4 in.

$$T = 35 * D_1 = \frac{35 * 102 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ m}} = 3,57 \text{ m}$$

Diámetro de 3 in.

$$T = 35 * D_2 = \frac{35 * 75 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} = 2,63 \text{ m}$$

Tabla 4.5 Parámetros de voladura para diámetros de 4 in y 3 in.

Parámetro	Diámetro 4 in	Diámetro 3 in
Sobreperforación	1,02 m	0,75 m
Piedra	3,98 m	2,93 m
Espaciamiento	5,20 m	3,83 m
Retacado	3,75 m	2,63 m

4.2.2.1.5 Distribución de cargas por tipo de barreno**Barrenos A**

Longitud de perforación.

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left(\left(1 - \frac{\beta}{100} \right) * J \right) = \frac{10 \text{ m}}{\cos 15^\circ} + \left(\left(1 - \frac{15}{100} \right) * 1,02 \text{ m} \right) = 11,22 \text{ m}$$

Longitud de carga de fondo.

$$L_f = 30 * D_1 = \frac{30 * 102 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} = 3,06 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna.

$$L_c = L - T - L_f = 11,22 \text{ m} - 3,57 \text{ m} - 3,06 \text{ m} = 4,59 \text{ m}$$

Carga de explosivo por barreno.

$$Q = A(L_f + L_c) * \rho_{\text{ANFO}} * 1000$$

$$Q = 0,0082 \text{ m}^2 * (3,06 \text{ m} + 4,59 \text{ m}) * 0,85 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} * 1000 = 53,13 \text{ Kg}$$

Volumen arrancado.

$$V = S * B * \left(\frac{h}{\cos \beta} \right) = 5,20 \text{ m} * 3,98 \text{ m} \left(\frac{10 \text{ m}}{\cos 15^\circ} \right) = 214,24 \text{ m}^3$$

Consumo específico.

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{53,13 \text{ Kg}}{214,24 \text{ m}^3} = 0,248 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

Barrenos B

Longitud de perforación.

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left(\left(1 - \frac{\beta}{100} \right) * J \right) = \frac{9 \text{ m}}{\cos 15^\circ} + \left(\left(1 - \frac{15}{100} \right) * 1,02 \text{ m} \right) = 10,18 \text{ m}$$

Longitud de carga de fondo.

$$L_f = 30 * D_1 = \frac{30 * 102 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} = 3,06 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna.

$$L_c = L - T - L_f = 10,18 \text{ m} - 3,57 \text{ m} - 3,06 \text{ m} = 3,55 \text{ m}$$

Carga de explosivo por barreno.

$$Q = A(L_f + L_c) * \rho_{\text{ANFO}} * 1000$$

$$Q = 0,0082 \text{ m}^2 * (3,06 \text{ m} + 3,55 \text{ m}) * 0,85 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} * 1000 = 45,94 \text{ Kg}$$

Volumen arrancado.

$$V = S * B * \left(\frac{h}{\cos \beta} \right) = 5,20 \text{ m} * 3,98 \text{ m} \left(\frac{9 \text{ m}}{\cos 15^\circ} \right) = 192,81 \text{ m}^3$$

Consumo específico.

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{45,94 \text{ Kg}}{192,81 \text{ m}^3} = 0,24 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

Barrenos C

Longitud de perforación .

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left(\left(1 - \frac{\beta}{100} \right) * J \right) = \frac{7 \text{ m}}{\cos 15^\circ} + \left(\left(1 - \frac{15}{100} \right) * 1,02 \text{ m} \right) = 8,11 \text{ m}$$

Longitud de carga de fondo.

$$L_f = 30 * D_1 = \frac{30 * 102 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} = 3,06 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna.

$$L_c = L - T - L_f = 8,11 \text{ m} - 3,57 \text{ m} - 3,06 \text{ m} = 1,48 \text{ m}$$

Carga de explosivo por barreno.

$$Q = A(L_f + L_c) * \rho_{\text{ANFO}} * 1000$$

$$Q = 0,0082 \text{ m}^2 * (3,06 \text{ m} + 1,48 \text{ m}) * 0,85 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} * 1000 = 31,56 \text{ Kg}$$

Volumen arrancado.

$$V = S * B * \left(\frac{h}{\cos \beta} \right) = 5,20 \text{ m} * 3,98 \text{ m} \left(\frac{7 \text{ m}}{\cos 15^\circ} \right) = 149,96 \text{ m}^3$$

Consumo específico.

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{31,56 \text{ Kg}}{149,95 \text{ m}^3} = 0,21 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

Barrenos D

Longitud de perforación.

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left(\left(1 - \frac{\beta}{100} \right) * J \right) = \frac{5 \text{ m}}{\cos 15^\circ} + \left(\left(1 - \frac{15}{100} \right) * 0,75 \text{ m} \right) = 5,81 \text{ m}$$

Longitud de carga de fondo.

$$L_f = 30 * D_2 = \frac{30 * 75 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} = 2,25 \text{ m}$$

Longitud de carga de columna.

$$L_c = L - T - L_f = 5,81 \text{ m} - 2,63 \text{ m} - 2,25 \text{ m} = 0,94 \text{ m}$$

Carga de explosivo por barreno.

$$Q = A(L_f + L_c) * \rho_{ANFO} * 1000$$

$$Q = 0,0044 \text{ m}^2 * (2,25 \text{ m} + 0,94 \text{ m}) * 0,85 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} * 1000 = 11,97 \text{ Kg}$$

Volumen arrancado.

$$V = S * B * \left(\frac{h}{\cos \beta} \right) = 3,83 \text{ m} * 2,93 \text{ m} \left(\frac{5 \text{ m}}{\cos 15^\circ} \right) = 57,91 \text{ m}^3$$

Consumo específico.

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{12,84 \text{ Kg}}{57,91 \text{ m}^3} = 0,21 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

Barrenos E

Longitud de perforación.

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left(\left(1 - \frac{\beta}{100} \right) * J \right) = \frac{3 \text{ m}}{\cos 15^\circ} + \left(\left(1 - \frac{15}{100} \right) * 0,75 \text{ m} \right) = 3,74 \text{ m}$$

Retacado.

$$T = 35 * D_2 - d_1^* = \frac{35 * 75 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} - 0,83 \text{ m} = 1,79 \text{ m}$$

* Longitud de retacado reducido para mantener el consumo específico de explosivo por metro cúbico de material arrancado.

Longitud de carga de fondo.

$$L_f = 30 * D_2 - d^* = \frac{30 * 75 \text{ mm} * 1 \text{ m}}{1000 \text{ mm}} - 0,30 = 1,95 \text{ m}$$

* Disminución de longitud de carga necesaria para mantener el consumo específico de explosivo por metro cúbico de material arrancado.

Longitud de carga de columna.

$$L_c = L - T - L_f = 3,74 \text{ m} - 1,79 \text{ m} - 1,95 \text{ m} = 0 \text{ m}^*$$

*Al ser un banco pequeño la carga de fondo es suficiente para el arranque.

Carga de explosivo por barreno.

$$Q = A(L_f + L_c) * \rho_{ANFO} * 1000$$

$$Q = 0,0044 \text{ m}^2 * (1,95 \text{ m} + 0 \text{ m}) * 0,85 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} * 1000 = 7,32 \text{ Kg}$$

Volumen arrancado.

$$V = S * B * \left(\frac{h}{\cos \beta} \right) = 3,83 \text{ m} * 2,93 \text{ m} \left(\frac{3 \text{ m}}{\cos 15^\circ} \right) = 34,75 \text{ m}^3$$

Consumo específico.

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{7,51 \text{ Kg}}{34,75 \text{ m}^3} = 0,21 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

4.2.2.2 Distribución de barrenos, barrenos de ayuda y secuencia de encendido

El procedimiento general es similar al del método anterior. Se inició la distribución de los barrenos limitando el contorno de lo que será el banco final de la voladura, utilizando perforación tipo tresbolillo hasta las filas de barrenos más cercanas a la cara libre y colocando barrenos de ayuda en donde se identificó sería necesario.

De igual manera, se cree conveniente que el encendido de la voladura se realice de manera simultánea para los dos segmentos. En la Fig. 4.9 se muestra la distribución los barrenos de cada tipo dentro de la zona de estudio según los parámetros calculados y la secuencia de encendido de cada fila de barrenos y la línea de conexión del cordón detonante entre barrenos y filas. Se buscó establecer las conexiones del cordón detonante más cortas posibles entre filas con la finalidad para abaratar costos. En el anexo 2 se muestran el mapa de distribución de cada perforación con su respectiva nomenclatura.

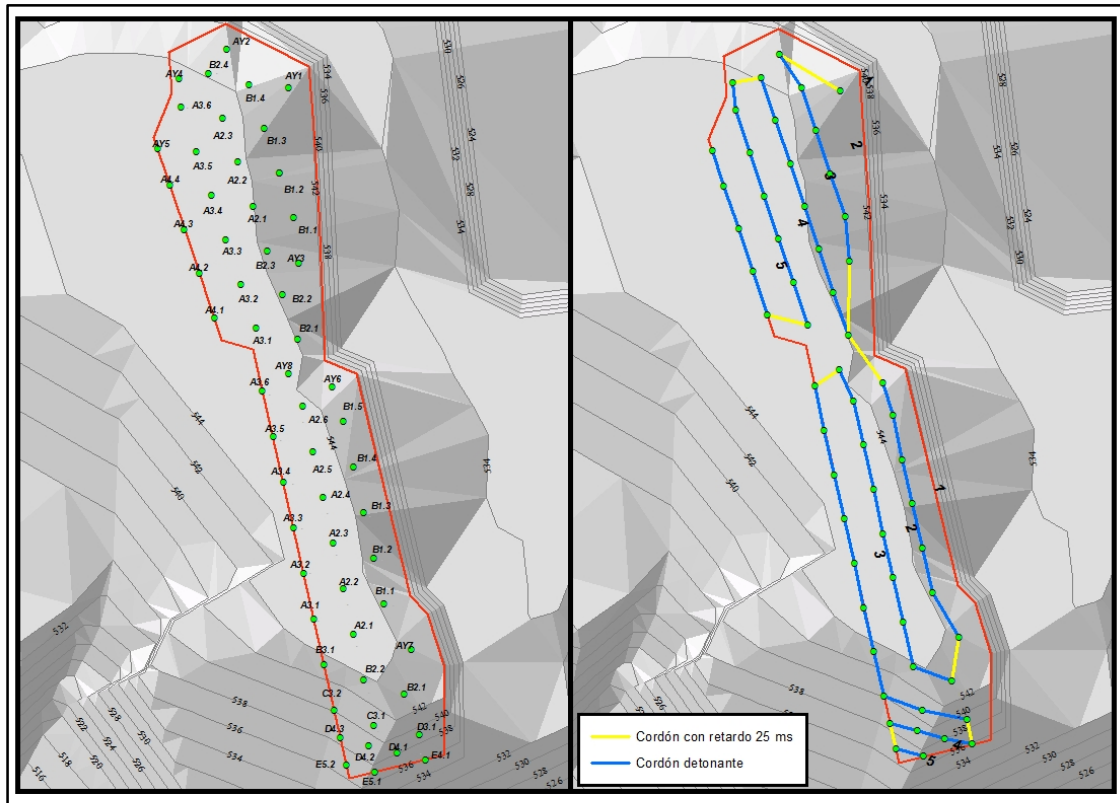


Figura 4.10 Distribución de perforaciones y secuencia de encendido, Método López Jimeno.

CAPÍTULO V

RESULTADOS

5.1 Resultados mostrados en tablas comparativas

Para tener un análisis global de los resultados y lograr una comparativa entre ambos métodos, que nos permita tomar una decisión final correcta frente a las necesidades de la empresa, ha sido necesario representar los datos más importantes obtenidos enfrentados a través de tablas.

La base de la que se partió para el análisis son los parámetros de diseño de la voladura, consumo de insumos, consumos específicos hasta finalmente llegar a una comparativa de parámetros económicos de ambos métodos, la cual definirá el método más rentable a ejecutar.

Tabla 5.1 Comparación de parámetros de diseño.

Parámetros de diseño		
Parámetro	Método López Jimeno	Método Langefors
Burden para barreno 4"	3,98 m	3,43 m
Espaciamiento para barreno 4"	5,20 m	4,28 m
Sobreperforación para barreno 4"	1,02 m	1,47 m
Burden para barreno 3"	2,93 m	2,84 m
Espaciamiento para barreno 3"	3,83 m	3,55 m
Sobreperforación para barreno 3"	0,75 m	1,08 m

Tabla 5.2 Comparación de resultados de perforación.

Resultados de perforación		
Parámetro	Método López Jimeno	Método Langefors

Número de barrenos A	28	40
Número de barrenos B	21	25
Número de barrenos C	2	1
Número de barrenos D	4	3
Número de barrenos E	3	3
Número total de barrenos	58	72
Longitud de barrenos A	11,22 m	11,87 m
Longitud de barrenos B	10,18 m	10,84 m
Longitud de barrenos C	8,11 m	8,36 m
Longitud de barrenos D	5,81 m	6,29 m
Longitud de barrenos E	3,74 m	4,22 m
Metros perforados	578,74 m	789,81 m

Tabla 5.3 Comparación de resultado de consumo de explosivos.

Resultado de consumo de explosivos		
Parámetro	Método López Jimeno	Método Langefors
Carga en barrenos A (Kg/barreno)	52,99	48,44
Carga en barrenos B (Kg/barreno)	45,80	44,23
Carga en barrenos C (Kg/barreno)	31,42	17,89
Carga en barrenos D (Kg/barreno)	11,97	12,37
Carga en barrenos E (Kg/barreno)	7,32	7,41
Total de Kilogramos de ANFO	2585,46	3120,63
Número de cajas de ANFO	104	125

Tabla 5.4 Comparación de volumen arrancado.

Volumen arrancado		
Parámetro	Método López Jimeno	Método Langefors
Barrenos A (m ³ /barreno)	214,24	151,98
Barrenos B (m ³ /barreno)	192,81	136,78

Barrenos C (m ³ /barreno)	149,96	73,26
Barrenos D (m ³ /barreno)	57,91	52,33
Barrenos E (m ³ /barreno)	34,75	31,40
Toneladas teóricas extraídas	27776,87	25539,72
Volumen teórico extraído*	10683,41 m ³	9822,97 m ³
Toneladas extraídas	24100	
Volumen Extraído	9269,23 m ³	

*No se tiene en cuenta que los barrenos de ayuda no tienen la misma piedra y espaciamento que los demás barrenos y que por lo tanto no arrancan un mismo volumen de material.

Tabla 5.5 Comparación de consumo específico.

Consumo específico		
Parámetro	Método López Jimeno	Método Langefors
Barrenos A (Kg/m ³)	0,247	0,319
Barrenos B (Kg/m ³)	0,238	0,323
Barrenos C (Kg/m ³)	0,210	0,244
Barrenos D (Kg/m ³)	0,207	0,236
Barrenos E (Kg/m ³)	0,211	0,236
Total teórico (Kg/m ³)	0,242	0,318
Total (Kg/m ³)	0,279	0,337

Tabla 5.6 Comparación de perforación específica.

Perforación específica		
Parámetro	Método López Jimeno	Método Langefors
Barrenos A (m/m ³)	0,052	0,078
Barrenos B (m/m ³)	0,053	0,079
Barrenos C (m/m ³)	0,054	0,114
Barrenos D (m/m ³)	0,100	0,120

Barrenos E (m/m ³)	0,108	0,134
Total teórico (m/m ³)	0,054	0,080
Total (m/m ³)	0,062	0,085

Tabla 5.7 Comparación perforación específica en l/m³.

Perforación específica		
Parámetro	Método López Jimeno	Método Langefors
Barrenos A (l/m ³)	0,428	0,638
Barrenos B (l/m ³)	0,431	0,648
Barrenos C (l/m ³)	0,442	0,504
Barrenos D (l/m ³)	0,443	0,531
Barrenos E (l/m ³)	0,475	0,594
Promedio total (l/m ³)	0,444	0,583

Tabla 5.8 Comparación de resultados económicos.

Resultados económicos		
Parámetro	Método López Jimeno	Método Langefors
Número de cajas de ANFO	103	125
Costo unitario explosivo ANFO (Peso colombiano)	COP 95000	
Costo unitario explosivo ANFO (Dólar americano)*	USD\$ 31,97	
Costo en explosivo ANFO (Peso colombiano)	COP 9.785,000	COP 11.875,000
Costo en explosivo ANFO (Dólar americano)*	USD 3.293,50	USD 3.996,97
Longitud de cordón detonante Parte I (m)	130,59	147,64
Longitud de cordón detonante Parte II (m)	149,12	157,13

Longitud total de cordón detonante	279,71 m	304,77 m
Costo de cordón detonante (Peso colombiano)	COP 847,517	COP 923,453
Costo de cordón detonante (Dólar americano)*	USD\$ 285,26	USD\$ 310,82
Número de Pentofex	58	72
Costo de Pentofex (Peso Colombiano)	COP 756,900	COP 939,600
Costo de Pentofex (Dólar americano)*	USD 254,76	USD 316,26
Total costo de insumos	USD 3.833,53	USD 4.624,05
Costo por metro cúbico	USD/m ³ 0,42	USD/m ³ 0,50

*Se hace referencia al cambio internacional establecido el 13 de junio de 2016 tomado de <http://www.colombia.com/cambio-moneda/>

5.2 Resultados mostrados en gráficos comparativos

Es importante la utilización de un medio gráfico de representación de datos, a través del cual se pueda observar y comparar de mejor manera la información arrojada por los resultados finales. En este caso se ha elegido el medio de gráficos de tipo barras.

El primer resultado a comparar, en la Fig. 6.1, es la cantidad de barrenos perforados por cada método analizado. Se puede observar que al utilizar López Jimeno el número de perforaciones se reduce un 20% con respecto a que si se usara el método de Langefors, lo que influirá considerablemente en los datos posteriores.

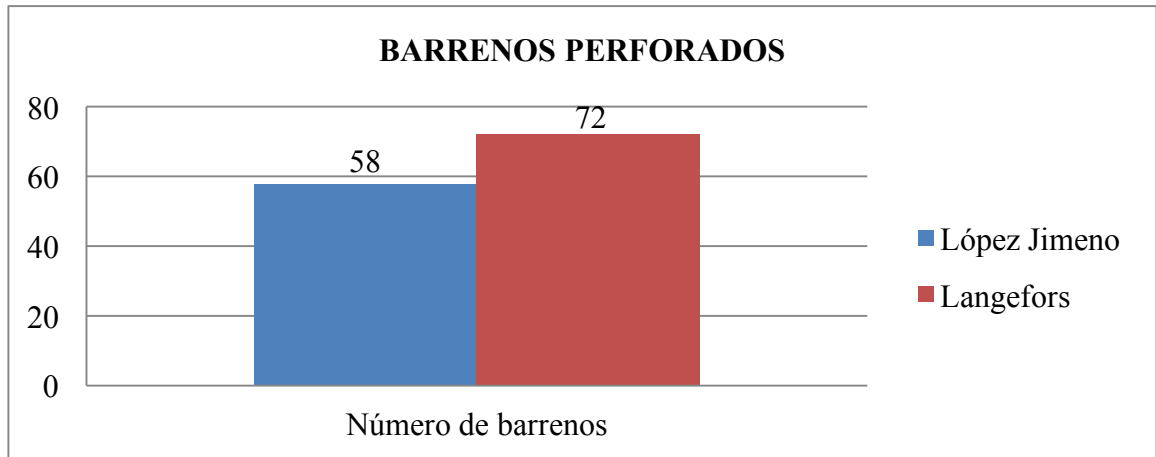


Figura 5.1 Cantidad de barrenos perforados por cada método.

En segundo lugar, y derivado directamente del resultado establecido en la figura anterior, se encuentra la representación de la longitud total perforada. En este caso con López Jimeno existe una reducción del 26% de longitud con respecto al método Langefors, el aumento en el porcentaje se debe a la disminución de perforaciones en cotas altas (10 m) mientras que las de cota baja (5 m) se mantiene aproximadamente constante para ambos métodos. Se debe mencionar que no se han considerado el precio de perforación lineal ya que son datos internos de la empresa y no son asequibles al público.

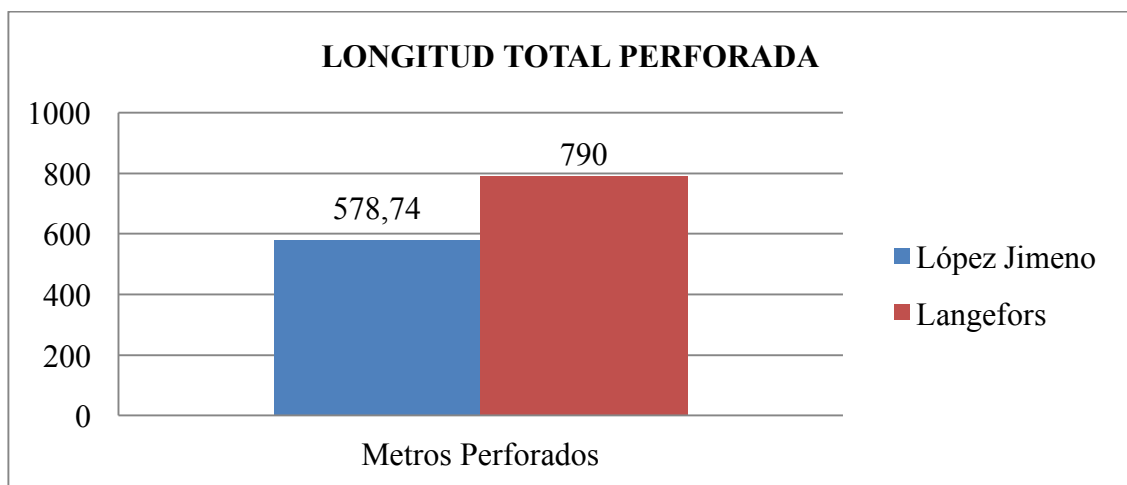


Figura 5.2 Longitud total perforada por cada método.

Luego del análisis de las figuras anteriores es importante reconocer que se genera un ahorro en el tiempo trabajo del personal y de la maquinaria de perforación con su respectivo mantenimiento y accesorios, lo que generaría beneficios económicos a la empresa.

Para iniciar con el análisis de los insumos se ha tomado el dato del agente explosivo utilizado (ANFO), para el método de López Jimeno se usa 17% menos explosivo generando una diferencia de USD 757,47.

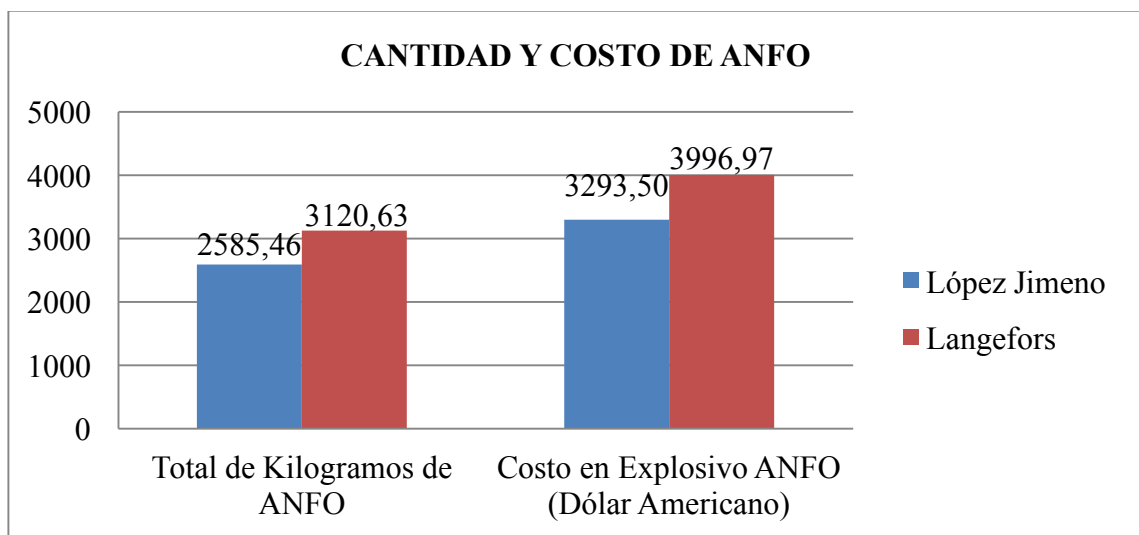


Figura 5.3 Cantidad de ANFO por cada método.

De la misma manera se realiza el cotejo de la longitud y valor económico del cordón detonante y Pentofex. Estos datos arrojan disminuciones de 8 y 20 % respectivamente en el método de López Jimeno, reduciendo los costos en USD 87,06. Finalmente se evaluaron los costos totales de voladura siendo en el método de López Jimeno USD 790,52 menos con respecto al método de Langefors.

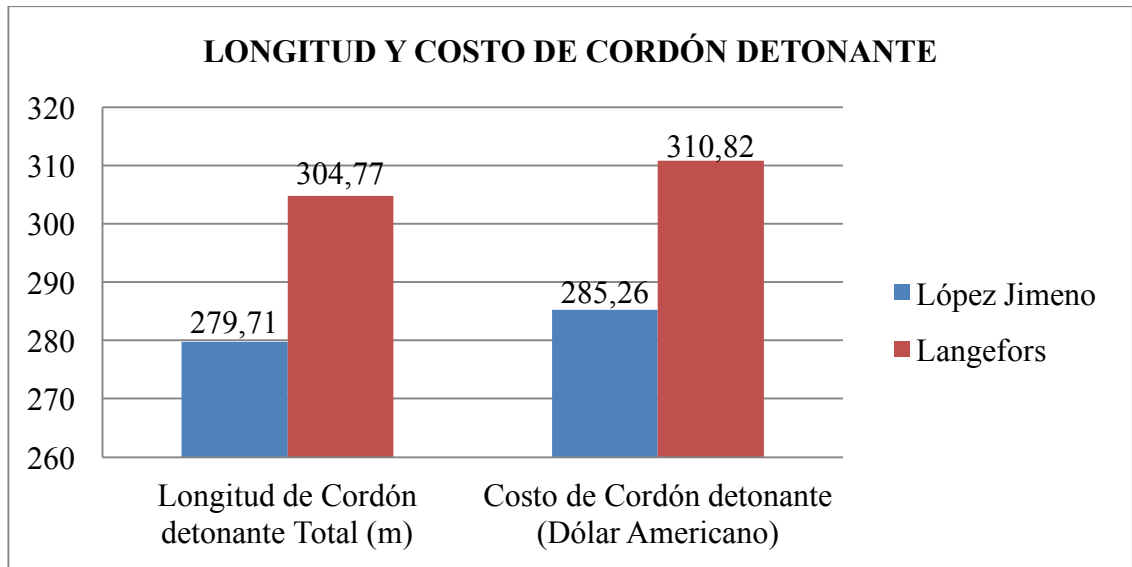


Figura 5.4 Cantidad de cordón detonante por cada método.

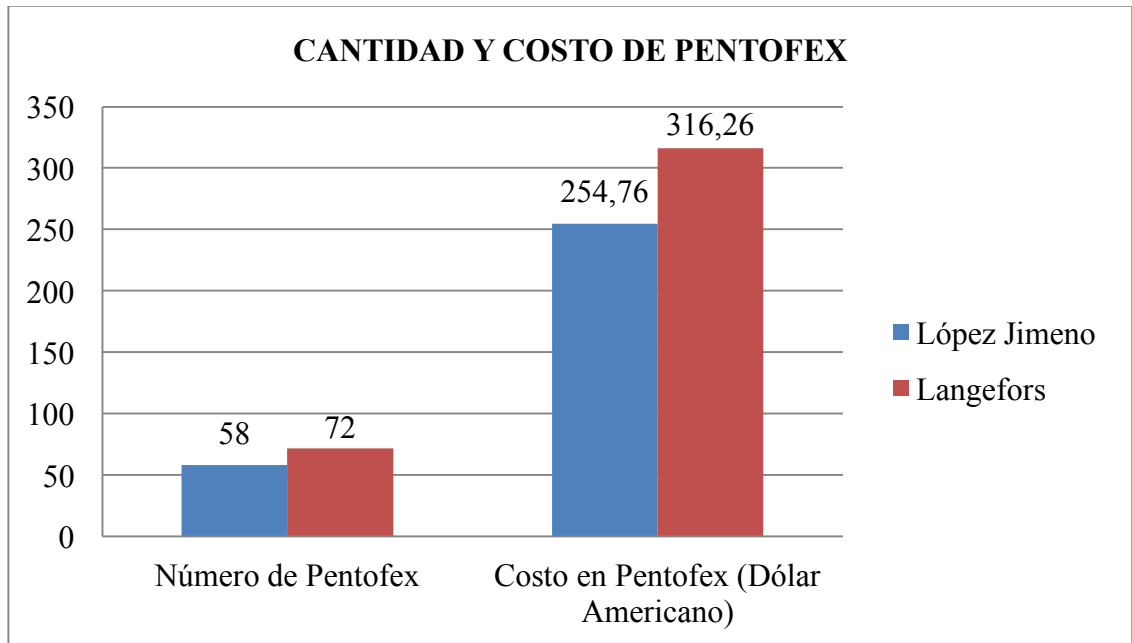


Figura 5.5 Cantidad de Pentofex por cada método.

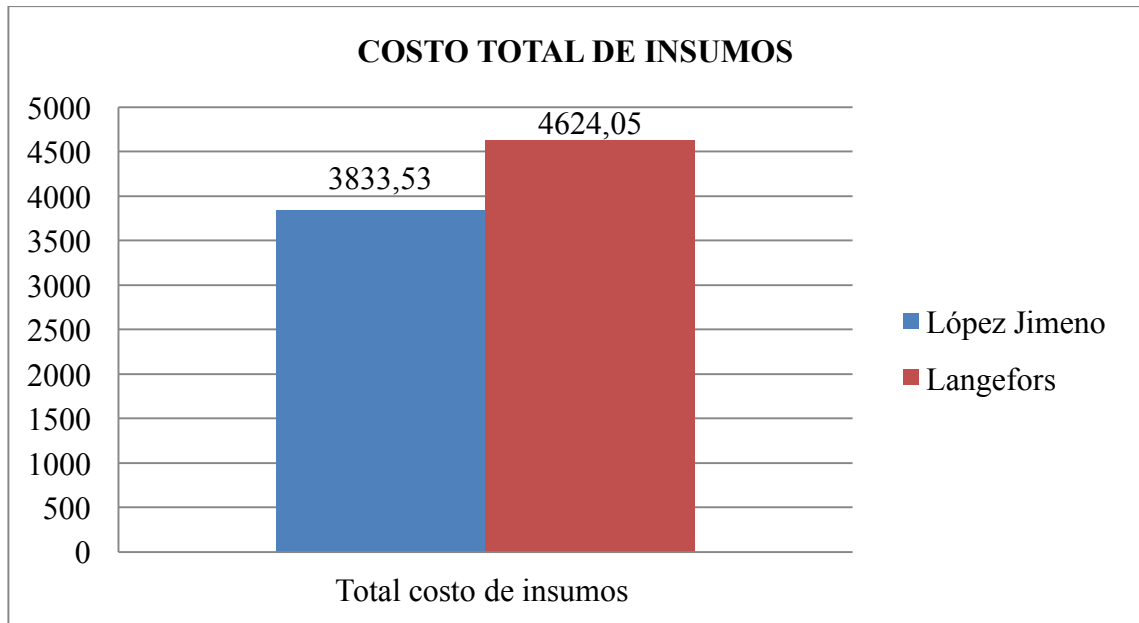


Figura 5.6 Costo total de los insumos por cada método.

Como resultados finales se puede analizar que el método de López Jimeno representa un ahorro de 9 centavos por metro cúbico de material arrancado. En el caso del consumo específico total ambos pueden suponerse dentro del rango considerado como típico para rocas blandas entre 0,10 – 0,30 Kg/m³ según López Jimeno (1995); presentando un ligero exceso en el caso del método de Langefors. Como se muestre en la tabla 6.5 estos valores difieren en cada tipo de barreno, siendo menores los consumos para barrenos de 3 in de diámetro, lo que los incluiría dentro del rango estándar de consumos. En cuanto a los resultados de perforación específica en l/m³ mostrados en la tabla 6.7 se obtuvo para el método de López Jimeno un valor de 0,39 l/m³ y para el método de Langefors un valor de 0,54 considerados como muy bueno y bueno respectivamente.

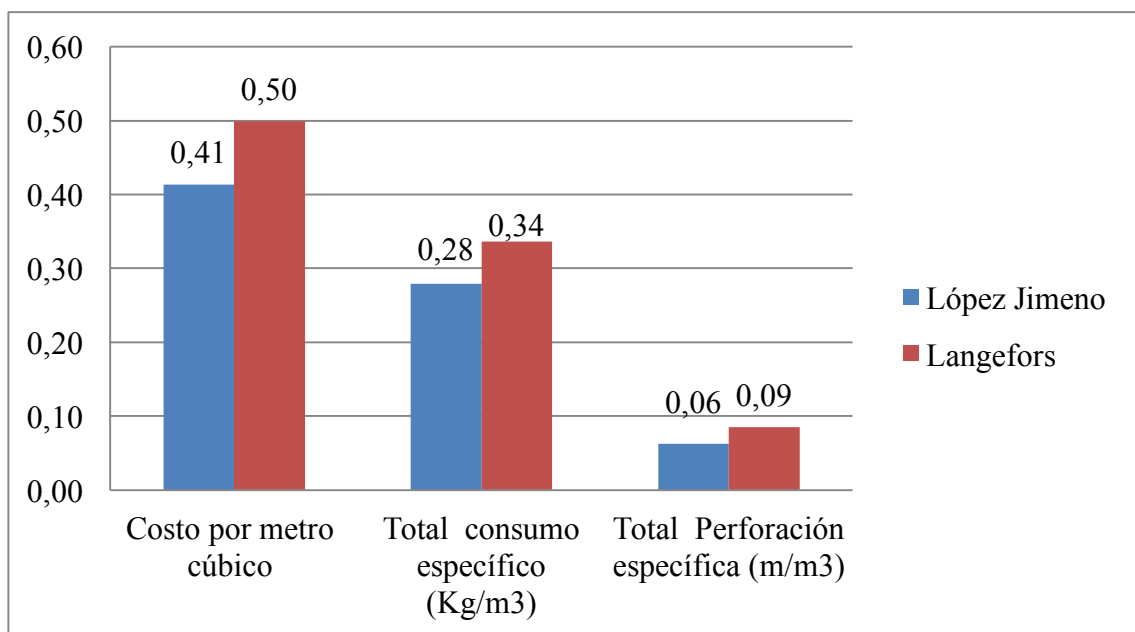


Figura 5.7 Costo por m3, consumo específico y perforación específica por cada método

5.3 Manual estandarizado para la ejecución de voladuras de desarrollo.

MANUAL ESTANDARIZADO PARA LA EJECUCIÓN DE VOLADURA DE DESARROLLO		
Tarea.	Descripción del proceso.	Responsables.
Delimitación del área de estudio.	• Revisar la reserva de caliza en los almacenes a través de un inventario. • Decidir la cantidad y calidad necesaria a arrancar en la siguiente voladura y delimitar el área de explotación según estas demandas para cumplir con requerimientos de producción, estos datos deben ser facilitados desde la planta.	• Ingeniero • Jefe de producción
Estudio Topográfico.	• Realizar levantamiento topográfico del terreno a intervenir. • Identificar caras libres del área delimitada y vías acceso al área de explotación para decidir a donde será más recomendable proyectar la voladura. • Clasificar en zonas la cantera según sus variables topográficas, las que se pueden encontrar basándose en el estudio geológico y los levantamientos topográficos.	• Topógrafo • Ingeniero • Ingeniero

Estudio Geológico.	Realizar el levantamiento y registro geológico de estructuras presentes en el área de estudio: fallas, diaclasas y fracturas en general con su debida descripción: orientación, buzamiento, relleno, presencia de agua, etc.	Geólogo
Cálculo de parámetros de voladura y cargas por barreno.	- Calcular los parámetros de diseño de la voladura para cada zona de la cantera según las condiciones topográficas y geológicas por el método de López Jimeno. Para las zonas donde se consideran bancos comprendidos entre 10 a 6 m se realiza el cálculo considerando que el diámetro de perforación es de 4 in y un diámetro de 3 in para bancos de menor altura. Las longitudes de retacado y cargas de explosivo en los barrenos pueden variar para bancos pequeños con la finalidad de obtener un consumo específico constante para toda la voladura. - Efectuar el replanteo de parámetros de espaciamiento y piedra basados en las condiciones topográficas del terreno conjuntamente con una revisión de campo por parte del ingeniero. - Ejecutar la señalización de zonas de perforación luego del replanteo de parámetros para que los operadores encargados de la perforación	- Ingeniero - Topógrafo - Ingeniero

	identifiquen la distribución de las perforaciones. • El diseño de voladura deberá contener los diagramas de las mallas de perforación y voladura, períodos de retardo y separación de las mezclas explosivas; deberá asimismo indicar el tipo y cantidad de explosivos que se usarán.	• Topógrafo • Obreros de mina • Ingeniero
Proceso de perforación.	• Antes de iniciar los trabajos de perforación es necesario el saneamiento del área realizando las obras de desbroce y nivelación. • Iniciar el proceso de perforación de barrenos, graduando la maquinaria en la inclinación determinada para la voladura, y con el máximo cuidado de mantener estas condiciones de perforación durante todo el proceso.	• Operadores de maquinaria • Obreros de mina • Operadores de Perforación y

	• Utilizar el formato de registro propuesto por ORICA, encontrado en el anexo 4 para registrar las anomalías encontradas durante la perforación, en las que se incluyen: cavernas, presencia de agua, intrusivos de arcilla, tierra, fracturas, entre otras. • En el caso de encontrar cavernas u otras estructuras que imposibiliten la correcta perforación de los barrenos se analizará el replanteo de dicha perforación a realizarla preferentemente dentro de un radio de 30 cm. • Todo personal de la mina que trabaje dentro de un rango de 50 metros de una perforadora deberá utilizar los EPP suministrados por la empresa, los mismos que constan de: protectores o tapones para los oídos, un respirador anti polvo, anteojos de seguridad y calzado con punta de seguridad.	ayudantes • Operadores de Perforación y ayudantes • Operadores de Perforación • Ingeniero
Procedo de cargue de barrenos y voladura.	• El taqueo debe realizarse mediante empuje firme a fin de evitar el apisonado por sucesión de golpes. El cebo nunca debe ser taqueado ya que puede ser iniciado. • En caso de encontrar anomalías como cavernas se recomienda utilizar	• Encargados de manipulación de explosivos

	rellenos o bombas de aire con la finalidad de que la voladura sea óptima. Si las cavernas se encuentran muy cerca de la superficie se recomienda rellenarla en su totalidad con el mismo material de retacado. • El amarre de los barrenos entre sí y la colocación de retardos, se debe realizar en momentos previos al disparo. Teniendo en cuenta que no existan alteraciones en los cables de conexión. • Al encontrarse variaciones en campo con respecto a lo planteado por el ingeniero en los cálculos preliminares, la cantidad de carga y retacado sea optimizado por el obrero de mina según las indicaciones dadas por el ingeniero jefe de mina. • Se recomienda seguir los protocolos de seguridad establecidos por la ORICA S.A., asesora de la empresa, para los procesos de voladura.	• Obreros de mina • Ingeniero jefe de mina • Obrero de mina
Control de voladura	• No se podrá ingresar al área de la voladura hasta que se disipe el humo y los gases de la explosión, luego se debe inspeccionar el área, examinando la existencia de cargas fallidas. Si se descubren, se	• Ingeniero jefe de

	prohíbe la entrada de toda persona a la zona de peligro y se toman las medidas pertinentes de destrucción de los explosivos. • Reportar las toneladas de caliza arrancadas a través de la voladura, en el formato de reporte diario de producción actualmente utilizado. • Luego de cada voladura se recomienda hacer un control de fragmentación con el fin de reconocer si el diseño es el óptimo para la zona, de no serlo se recomienda el replanteo y recalcu de parámetros. • De la misma manera identificar que el desplazamiento del material sea el deseado para que los procesos de carga y transporte sean óptimos; y evitar a su vez los daños en maquinaria u afectación a infraestructura cercana. • En caso de encontrar barrenos que no se hayan activado por completo, se debe inutilizar éstos para evitar peligros potenciales. • El método más adecuado para eliminar los agentes explosivos que no hayan explotado o no hayan sido utilizados por variación en sus	mina
--	--	------

	características o caducidad, es el proceso de quemado. Este debe realizarse en zonas alejadas de la cantera bajo medidas de seguridad.	
--	--	--

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones:

- Del cálculo de parámetro entre los dos métodos utilizados se puede concluir que el mejor método a emplear es el de López Jimeno ya que la metodología de cálculo de parámetros se adaptan de mejor manera a condiciones topográficas cambiantes que caracterizan las voladura de desarrollo, debido a la facilidad de aplicar el método puesto que este se basa únicamente en el diámetro de perforación utilizado.
- Según los resultados obtenidos de consumo de insumos, metros de perforación y económicos se puede concluir que el método de López Jimeno es el método más óptimo a utilizar con una diferencia de 211,07 metros perforados, 535,17 en kilogramos de ANFO, 25,06 metros de cordón detonante y USD 790,52 en costo de insumos menos que el método de Langefors.
- Se demostró que el método de López Jimeno es el método más económicamente rentable de realizar siendo 9 centavos más barato por cada metro cúbico de material explotado en comparación al método de Langefors.
- Se puede concluir que a pesar de las diferencias en costos económicos, los dos métodos se encuentran dentro de los rangos estándar de consumo y perforación específica.

Recomendaciones:

- Se recomienda seguir los procedimientos planteados en el manual estandarizado para la ejecución de voladuras de desarrollo.
- Se recomienda mejorar el registro de perforación actual por el propuesto por la empresa ORICA, ver anexo 4, siendo este registro más completo y detallado al momento de describir los procesos de perforación.
- En el caso de que se identifiquen estructuras geológicas presentes dentro de la malla de perforación se recomienda evitar perforar sobre ellas y modificar levemente la malla.
- Es muy recomendable el uso de bombas de aire en barrenos en las que se han encontrado cavernas de gran tamaño, estos son colocados tanto en la parte superior como inferior de la caverna dentro del barreno actuando como un tapón. Se hace necesario utilizar, en este caso, dos iniciadores tanto en la parte inferior del barreno como en la superior en donde se encuentre la carga explosiva separada por la caverna.
- En el caso de encontrar cavernas de pequeño tamaño o que estén cercanas a la superficie, se recomienda rellenarlas de preferencia con material de retacado.
- Se recomienda en la práctica realizar la conexión de los barrenos en superficie por ambos extremos de las filas a manera de precaución para evitar fallos en la iniciación de la voladura.

BIBLIOGRAFÍA

- Ash. 1977. *Blasting Characteristics of Large Diameter Boreholes*. 6th Annual Drilling and Blasting Technology. Houston, EEUU.
- Blair, B. E. 1956. *Physical Properties of Mine Rocks*, USBM-RI, Part IV N° 05244.
- Benjumea, J. M. 2003. Vibraciones Causadas por Actividad Humana: caracterización, efectos y manejo en la ingeniería civil. Universidad del Valle.
- Centro Tecnológico de Voladura EXSA S.A. 2009. Manual Práctico de Voladura, International Journals of Rock Mechanics & Mining Sciences.
- Departamento Administrativo Nacional de Estadística. Resultados estadísticas concreto premezclado febrero 2015. 2015. Bogotá. Colombia. Recuperado de: http://www.dane.gov.co/files/investigaciones/boletines/concreto/pres_conc_feb15.pdf
- Feininger T., Barrero D., y Castro N. 1972. Geología de parte de los departamentos de Antioquia y Caldas (Sub zona II B). Boletín geológico. Bogotá. Vol.20.
- Fuerzas militares de Colombia. Reglamento FF MM 00-00. Bogotá, Colombia. Febrero de 2011.
- Hernández B., Vélez H. 1988. Geomorfología de los mármoles de Río Claro (Departamento de Antioquia), Trabajo Dirigido de Grado, Universidad Nacional, Facultad de Minas.
- Hino, K. 1959. *Theory and practice of blasting*. Nippon Kayaku Co. Ltd, Japón.

Indumil. Industria militar Colombiana. Manual técnico Explosivos y Emulsiones. Bogotá.

Instituto Ecuatoriano de Normalización. Norma INEN N° 2 216., Quito, Ecuador, 03 de Julio del 2000.

Langefors U. y Kihlström B. 1963. *The Modern Technique of Rock Blasting*, Traducido por: Huindobro J., Tornos J. & Arrospide J. URMO S.A. de Ediciones.

Latorre Cañon A. 2008. La industria del cemento en Colombia determinantes y comportamiento de la demanda (1996-2005). Bogotá. Pontificia Universidad Javeriana. Recuperado de: <http://www.javeriana.edu.co/biblos/tesis/economia/tesis16.pdf>

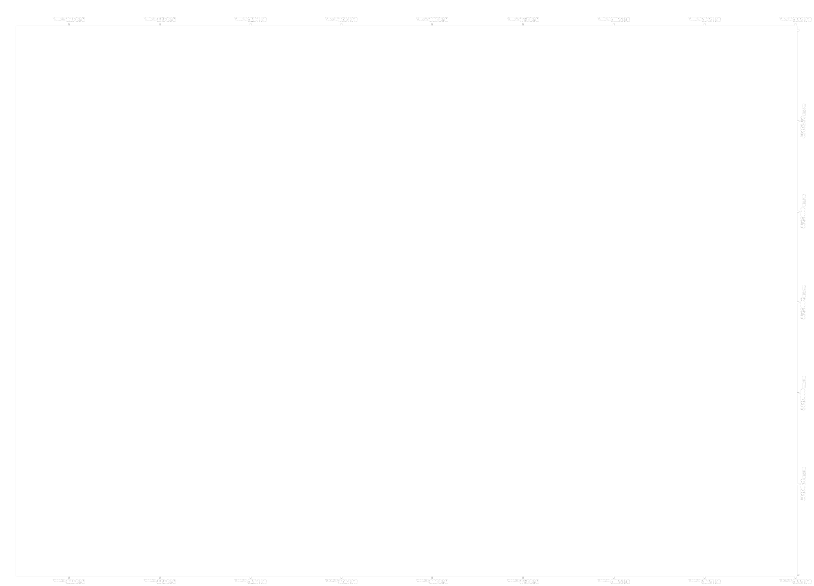
López Jimeno C., et al. 1995. Manual de Perforación y Voladura de Rocas, 2.ed. Madrid, España. Instituto Tecnológico Geominero de España.

Ocampo, E. 2005. Caracterización Petrográfica de Los Mármoles de Cementos Río Claro, Sector Sur, Con Miras a Estudiar su Potencial de Uso, Especialmente en La Industria Cementera y Aumentar Las Reservas de Materias Primas de La Empresa Cementos Río Claro S.A. Universidad Nacional de Colombia. Recuperado de: <http://www.bdigital.unal.edu.co/2142/1/71749048.2005.pdf>

Servicios Técnicos Orica Colombia S.A. 2011. Informe Final Presentado a la Empresa Minera Río Claro S.A.

ANEXOS

Anexo 1 Mapa de distribución de perforaciones, Método Langefors



Anexo 2 Mapa de distribución de perforaciones, Método López Jimeno



Anexo 3 Registro de perforación actual

[illegible]

Anexo 4 Registro de perforación propuesto

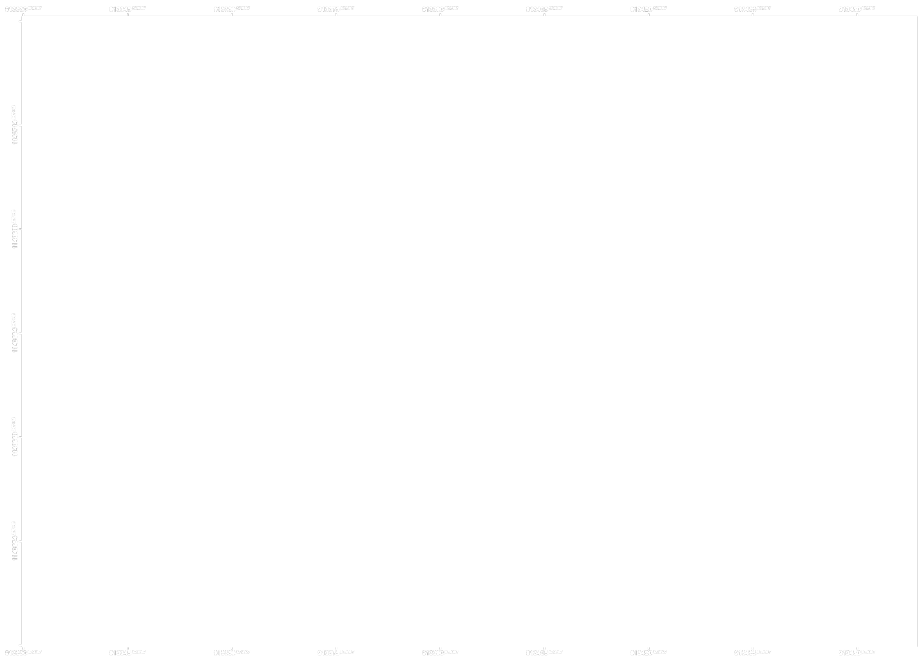
MINA															
VOLADURA				CEMENTO ARGOS S.A.											
FECHA				Fila	Pozo	Diseño	Real	Diseño	Real	Diseño	Real	Diseño	Real		
SECTOR	NIVEL	ESTRUCTURA	NORTE			Long. Barr	Long. Barr	Taco (m)	Taco (m)	Long De Cargue (m)	Long De Cargue (m)	ANFO (Kg)	ANFO (Kg)	ANFO (#Sac os)	ANFO (#Sac os)
						(m)	(m)	3,5	3,5	(m)	(m)	(Kg)	(Kg)	(#Sac os)	(#Sac os)
DATOS DE VOLADURA				1	A1	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Tipo de Voladura		Producción		2	A2	15		3,5		11,5		79,3		3,2	
Tipo de Roca		Caliza		3	A3	12		3,5		8,5		58,6		2,3	
Densidad de Roca (ton/m³)		2,5		4	A4	11		3,5		7,5		51,7		2,1	
# de Barrenos		100,0		5	A5	13		3,5		9,5		65,5		2,6	
Metros Perforados (m)		1.000,0		6	A6	11		3,5		7,5		51,7		2,1	
h. banco promedio (m)		10,0		7	A7	1		3,5		-2,5		17,2		-0,7	
Ø de Barrenos (in)		4,0		8	A8	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Burden (m)		4,0		9	A9	9		3,5		5,5		37,9		1,5	
Espaciamiento (m)		5,0		10	A10	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Toneladas		500,0		11	B1	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Área (m²)		2.000,0		12	B2	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Volumen (m³)		200,0		13	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Long. Taco (m)		3,5		14	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Material Taco				15	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				16		10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Detonadores	ms.	M.	Cantidad	17	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Exel Conectadet (Un)				18	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	

Exel Conectadet (Un)		19	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Exel Conectadet (Un)		20		10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Exel ms (Un)		21	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Exel ms (Un)		22	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Exel ms (Un)		23	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Nonel Handidet (Un)		24		10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Línea de Inicio (Un)		25	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Fulmin No. 8 (Un)		26	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Det. Electrónico Unitronic (Un)		27	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Det. Electrónico i-Kon (Un)		28		10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Cable de Conexión (m)		29	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Cable de Disparo (m)		30	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Mecha Lenta (m)		31	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Cordón Detonante 3g (m)		32		10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Pentofex 80 g (Un)		33	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Pentofex 337,5 g (Un)		34	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Pentofex 450 g (Un)		35	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
INDUGEL AV 800 (Un)		36		10		3,5		6,5		44,8		1,8	
INDUGEL PLUS AP 26x250mm (Un)		37	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
INDUGEL PLUS AP 32x250mm (Un)		38	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
INDUGEL PLUS AP 38 x 250mm (Un)		39	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
INDUGEL PLUS AP 44x500mm (Un)		40		10		3,5		6,5		44,8		1,8	
ANFO (Kg)	650,0	41	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Densidad ANFO (g/cm³)	0,85	42	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Carga Lineal ANFO (Kg/m)	6,90	43	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	

Factor de Cargue (Kg/m³)	3,25	44	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
EVALUACION PREVOLADURA		45	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Cumplimiento de la Perforación %		46	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Presencia de Material en Cara Libre (Si/No)		47	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Diclasamiento en Cara Libre (Si/No)		48	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Inclinación de Cara Libre (Grados)		49	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
EVALUACION POSVOLADURA		50	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Fly Rock (m)		51	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Esponjamiento (Alto/Medio/Bajo)		52	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Pateo (Bueno/Regular/Malo)		53	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Sobre tamaños > X cm		54	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Barrenos Fallidos		55	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Repies (0 a 5 m)		56	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
Observaciones:		57	.	10		3,5		6,5		44,8		1,8	
		58	.	11		3,5		7,5		51,7		2,1	
PROFESIONAL DE CANTERA		59	.	10,8		3,5		7,3		50,3		2,0	
Nombre		60	.	11		3,5		7,5		51,7		2,1	
		61	.	11,2		3,5		7,7		53,1		2,1	
Firma		62	.	11,4		3,5		7,9		54,5		2,2	
		63	.	11,6		3,5		8,1		55,9		2,2	
LIDER DE VOLADURA		64	.	11,8		3,5		8,3		57,2		2,3	
		65	.	12		3,5		8,5		58,6		2,3	
Nombre		66	.	12,2		3,5		8,7		60,0		2,4	
		67	.	12,4		3,5		8,9		61,4		2,5	
Firma		68	.	12,6		3,5		9,1		62,7		2,5	

	69	.	12,8		3,5		9,3		64,1		2,6	
OBSERVACIONES	70	.	13		3,5		9,5		65,5		2,6	
	71		13,2		3,5		9,7		66,9		2,7	
	72	.	13,4		3,5		9,9		68,3		2,7	
	73	.	13,6		3,5		10,1		69,6		2,8	
	74	.	13,8		3,5		10,3		71,0		2,8	
	75	.	14		3,5		10,5		72,4		2,9	
	76		14,2		3,5		10,7		73,8		3,0	
	77	.	14,4		3,5		10,9		75,2		3,0	

Anexo 5 Secuencia de encendido, Método Langefors



Anexo 6 Secuencia de encendido, Método López Jimeno

