

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**DIAGNOSTICO Y PROPUESTA DE MEJORAMIENTO DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA EN LABORES DE GALERIAS DE LA COMPAÑÍA MINERA KOLPA S.A.**

TESIS PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR: CANCHARI LOPEZ, LUDWING YARKOF

AYACUCHO - PERÚ

2019

DEDICATORIA

Dedico este trabajo principalmente a Dios, por haberme dado la vida y permitirme el haber llegado hasta este momento tan importante de mi formación profesional. A mi madre, por ser el pilar más importante y por demostrarme siempre su cariño y apoyo incondicional sin importar nuestras diferencias de opiniones. A mi padre por el ser el amigo el consejo de mi existencia.

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, agradecer a mi familia por el apoyo incondicional que me han brindado.

A la comisión examinadora por su confianza y buena disposición para corregir y mejorar este trabajo.

A mis amigos y compañeros de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga con los que tuve oportunidad de compartir y hacer llevadero este camino, en especial para Juampi y Panchito, con los que compartí muchos de los buenos y malos momentos, dentro y fuera de las salas de clases.

A la Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga Ayacucho. A todos mis docentes quienes me brindaron sus valiosos conocimientos, experiencias durante mi formación profesional.

RESUMEN

El desarrollo de este trabajo da cuenta de un diagnóstico técnico, enfocado a evaluar la eficiencia general y los actuales estándares de perforación y voladura en labores de desarrollo horizontal, en la Compañía Minera Kolpa S.A. La gran cantidad de variables que interactúan en una voladura hace necesario adaptar y desarrollar técnicas que permitan una correcta evaluación de este proceso, antes, durante y después de su ocurrencia, así como de una adecuada cuantificación y control del daño que ella puede producir, conducente a lograr un diseño óptimo.

El tema central es la sobre excavación en las labores de desarrollo horizontal. En este sentido, es importante señalar los logros alcanzados con la aplicación de una metodología de evaluación objetiva de aquellos factores técnicos claves de la operación, contando con el soporte de una base de datos de terreno compuesta por antecedentes de los actuales disparos y de disparos de calibración.

Las metodologías que se aplicaron para esta evaluación son de dos tipos: la primera referente al análisis del registro de vibraciones producto de la voladura, donde se cuantificó su comportamiento a través del macizo rocoso y su efecto sobre el contorno, y la segunda relacionada con la implementación en sí de la voladura.

Como resultado final de este trabajo se elaboró una propuesta de diseño de perforación y voladura alternativo, de la cual se pueden esperar impactos importantes en la operación, tales como:

- Reducción del número de taladros por disparo, 10%.
- Reducción de la sobre excavación de un 24% a un 6%.
- Menor exposición al riesgo por desprendimiento y caída de rocas.
- Disminución de los tiempos netos de trabajo.

A partir de los avances logrados en este trabajo, se recomienda implementar el nuevo diseño y continuar con el mejoramiento de la voladura en otras excavaciones, incluyendo desarrollos mineros como galerías, piques y otros; no sólo con el fin de disminuir el daño y la sobre excavación, sino para obtener una optimización global en estos procesos.

Contenido

CAPÍTULO 1: Aspectos metodológicos.....	1
1.1 Introducción	4
1.2. Planteamiento del problema	5
1.2.1. Formulación del problema general.....	6
1.2.2. Formulación de problemas específicos	6
1.3. Justificación del trabajo	6
1.4. Objetivos	7
1.4.1. Objetivo general.....	7
1.4.2. Objetivos específicos	7
1.5 Planteamiento de la hipótesis	¡Error! Marcador no definido.
1.5.1. Formulación de la hipótesis general.....	7
1.5.2. Formulación de las hipótesis específicas	7
1.6. Antecedentes del trabajo de investigación.....	8
1.7. Alcance	8
1.8. Variables de Investigación.....	9
1.9. Diseño Metodológico	9
1.10. Carta Gantt.	10
CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO.....	11
2.1. Características de los explosivos	11
2.1.1 Características funcionales.....	11
2.1.2. Características prácticas.....	16
2.2. Mecanismo de rotura de la roca.....	19
2.3. Conceptos básicos de voladuras en desarrollos horizontales	22
2.3.1. Nomenclatura de los taladros.....	22
2.3.2. Tipos de rainura	23
2.3.3. Diseño rainura	24
2.4. Vibraciones producto de la voladura	28
2.4.1. Parámetros de las ondas	30
2.4.2. Atenuación de ondas en el macizo rocoso.....	30

2.4.3. Variables que determinan las vibraciones en voladura.....	31
2.5. Monitoreo de vibraciones.....	32
2.5.1. Instrumentación del monitoreo.....	32
2.5.2. Tipos de sensores	33
2.5.3. Instalación de los sensores.....	35
2.5.4. Sismógrafo	36
2.5.5. Análisis de la onda vibracional producto de la voladura.....	36
2.6. Daño inducido por voladuras	38
2.7. Análisis de modelos predictivos en voladuras.....	411
2.7.1. Modelamiento de cargas explosivas	411
2.7.2. Modelo EED (Energy Explosive Distribution)	41
2.7.3. Modelos de vibraciones	44
2.8. Antecedentes de la Mina Kolpa. S.A.....	52
2.8.1. Ubicación.....	52
2.8.2. Geología estructural	566
2.8.3. Geología local.....	56
2.8.3.1. Génesis y Paragenesis del Yacimiento	59
2.9. Sistema de Explotación	59
2.9.1. Características del Yacimiento.....	60
2.10 Método de Explotación	60
2.10.1. Perforación y Voladura.....	60
2.10.2. Desate y Sostenimiento	61
2.10.3. Acarreo	61

CAPITULO 3: DIAGNOSTICO Y PROPUESTA DE MEJORAMIENTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE GALERIAS 62

3.1. Condiciones técnicas para el diagnóstico y propuesta.....	62
3.2. Factores contribuyentes en la generación de sobre excavación	622
3.2.1. Mediciones en terreno.....	63
3.3. Modelamiento matemático para la voladura de las Galerías.....	63
3.3.1. Método postulado por Holmberg para diseñar y calcular los parámetros de perforación y voladura para minería subterránea y tunelería.....	64
3.3.2. Algoritmo de Holmberg para el diseño de perforación y voladura de Galerías.....	65
3.4. Técnica de monitoreo y software de análisis.....	639

3.4.1. Análisis de registros de vibraciones	699
3.4.2. Diseño Rainura	70
3.4.3. Diseño de los siguientes cuadrantes	73
3.5. Análisis de Implemetación del disparo	77
3.6. Descripción del diseño nominal	79
3.6.1. Etapa 1: Análisis de las actuales prácticas	81
3.6.2. Diseño teórico.....	81
3.6.3. Desviación de los taladros de contorno y auxiliares de contorno	83
3.7. Cuantificación de la sobre excavación	86
3.7.1. Cuantificación del avance	86
3.7.2. Impacto vibracional en el contorno y respuesta de la roca	87
3.7.2.1. Monitoreo de vibraciones	87
3.8. Simulación de vibraciones	98
3.8.1. Análisis de los tiempos de los retardos	99
3.8.2. Distribución de energía	101
3.8.3. Revisión del comportamiento de la rainura	102
3.9. Etapa 2: Diseño de calculo	10303
CAPITULO 4: RESULTADOS Y DISCUCIONES.	11010
4.1. Resultados del diseño final	110
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	11414
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA	11919

CAPÍTULO 1: ASPECTOS METODOLÓGICOS

1.1 INTRODUCCIÓN

La voladura representa una de las operaciones unitarias de mayor relevancia en toda operación de extracción de minerales. Su objetivo es lograr un adecuado grado de excavación y fragmentación de la roca, de tal modo que haga mínimo el costo combinado de las operaciones de perforación, voladura, carguío, transporte y chancado primario del material, produciendo a la vez el menor daño posible en el entorno.

El alto grado de influencia de los resultados de la voladura en las restantes operaciones del proceso productivo, hace evidente la necesidad de contar con nuevas técnicas que permitan evaluar y posteriormente mejorar esta operación unitaria.

Existen en la actualidad nuevos softwares y tecnologías que han sido incorporados a la voladura en minería a cielo abierto y que pueden eventualmente ser aplicados en minería subterránea, especialmente en lo que respecta a las galerías horizontales.

Estas nuevas técnicas, como la digitalización de imágenes y el monitoreo de vibraciones producto de voladuras, proveen de múltiples ventajas en términos de poder examinar en detalle el proceso de la voladura. En efecto, la medición de los niveles de velocidad de partículas que provoca la detonación de cada carga explosiva, hace posible conocer la eficiencia relativa de cada carga, su interacción con las cargas adyacentes y en definitiva el comportamiento general del diseño.

Así, el monitoreo de vibraciones producto de voladuras ha sido utilizado como una herramienta de diagnóstico del disparo, donde la adecuada interpretación del registro de vibraciones permite determinar el grado de interacción entre las variables de una voladura, permitiendo evaluar, por ejemplo: cargas detonando en una secuencia de encendido incorrecta; dispersión en los tiempos de encendido de los retardos; detonación deficiente de cargas; detonaciones instantáneas; detonación de cargas adyacentes por simpatía; además de la cuantificación de los niveles de velocidad, frecuencia, aceleración y desplazamiento de las partículas de roca.

Las vibraciones producidas por las voladuras y el conocimiento de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso permiten estimar la probabilidad de

ocasionar daño en dicho macizo. Los altos niveles de vibración dañan la roca, produciendo nuevas fracturas o extendiendo y dilatando fracturas existentes. La vibración, en este contexto, puede ser considerada como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso.

Por otro lado, la digitalización de imágenes permite obtener una estimación de los errores de posicionamiento de los taladros (empata dura) y de su desviación al interior de la roca, además de cuantificar el nivel de sobre excavación obtenido.

En este trabajo se describe una aplicación de estas nuevas técnicas y su importancia en el diagnóstico, control, modelamiento y optimización del proceso de voladura. Se analiza su potencial en términos de alcanzar substantivas mejoras técnico-económicas, aumentando rendimientos y minimizando costos operacionales asociados a esta etapa de la explotación minera.

1.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la Empresa Minera Kolpa S.A. La decisión del Gerente de Operaciones es subir el volumen de producción de 1200 TM/día a 1400 TM/día, de esta manera afronte a la caída de precios de los metales, para esto se planifica aumentar la productividad de las operaciones unitarias de la unidad. Para lograr este objetivo este trabajo de investigación realiza el estudio de la voladura en las labores de Galerías.

La voladura representa una de las operaciones unitarias de mayor relevancia del ciclo de minado de las excavaciones horizontales. El objetivo es lograr un avance lineal de 3.5 [m], y una sobre excavación planificada del 12%.

El alto grado de influencia del no cumplimiento de esta actividad con las otras actividades del ciclo de minado, genera la utilización de mayores recursos como: trabajadores, equipos, herramientas y horas no planificadas ya que se tiene que corregir el trabajo ya realizado.

La Empresa minera Kolpa S.A. no cumple con el avance mensual requerido por las operaciones en las Galerías, se tiene retrasos ya que no se logra los 3.5 [m] requeridos, no existe un control en los diferentes factores que lleva la actividad de perforación y voladura. En la actualidad se tiene un avance promedio de 2.9 [m]. La sobre excavación es evidente pero no hay un estudio que se efectúa para poder saber si se está dentro del permisible estandarizado.

La mina Kolpa no realiza el diagnóstico ni el control de la sobre excavación de los disparos de los desarrollos horizontales. La parte técnica de la voladura que realiza el diagrama de perforación, la perforación frontal, el proceso de carguío de explosivo, el tipo de explosivo (factor de carga y densidad) y el tipo de roca, son aspectos importantes que se deben controlar, esto afecta directamente a los resultados, a los tiempos en el proceso del ciclo de minado, a la producción y a la productividad.

1.2.1. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA GENERAL

Los problemas en la mina Kolpa se define por la siguiente pregunta:

¿Cómo se realiza el diagnóstico y propuesta de mejoramiento de perforación y voladura en las labores de galerías en la Compañía Minera Kolpa S.A.?

1.2.2. FORMULACIÓN DE PROBLEMAS ESPECIFICOS

a. ¿Cómo definir los factores relevantes en la perforación y voladura que contribuyen a la sobre excavación no planificada?

b. ¿De qué manera se puede realizar las mediciones in situ de la perforación y voladura, con la finalidad de establecer una línea base?

c. ¿Cómo emplear las técnicas de evaluación, calibración y diseño de análisis para cuantificar objetivamente los parámetros de perforación, diagrama de perforación y voladura?

1.3. JUSTIFICACIÓN DEL TRABAJO

El presente estudio se realiza debido a los constantes problemas que se presentan en el avance lineal y la sobre excavación de las galerías, con los resultados obtenidos genera más tiempos de trabajo, mayor cantidad de equipos, personas y recursos para llegar el cumplimiento mensual de la operación unitaria de la voladura.

Si los métodos, procedimiento y técnicas de perforación y voladura propuestos en el desarrollo de la investigación, tiene validez y confiabilidad y al ser empleados en otra excavaciones o minas pueden ser eficaces, y de ello se deduce su estandarización.

Se sustenta en que los resultados del diseño propuesto podrán generalizarse e incorporarse a la Compañía Minera Kolpa S.A. Y al conocimiento científico y además sirvan para llenar vacíos o espacios cognoscitivos existentes.

1.4. OBJETIVOS

1.4.1. OBJETIVO GENERAL

Diagnosticar y proponer el mejoramiento de perforación y voladura en labores de galerías en la Compañía Minera Kolpa S.A.

1.4.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS

- a. Determinar los factores relevantes de la perforación y voladura que contribuyan a la sobre excavación no planificada.
- b. Realizar las mediciones in situ de la perforación y voladura, con la finalidad de establecer una línea base.
- c. Proponer las técnicas de evaluación y software de análisis para cuantificar objetivamente los parámetros de perforación, diagrama de perforación y voladura.

1.5. PLANTEAMIENTO DE LA HIPOTESIS

Se define la Hipótesis con los siguientes criterios.

1.5.1. FORMULACIÓN DE LA HIPOTESIS GENERAL

Es posible diagnosticar la perforación y voladura para una propuesta de mejoramiento en labores de galerías en la Compañía Minera Kolpa S.A.

1.5.2. FORMULACIÓN DE LAS HIPOTESIS ESPECIFICAS

- Se puede definir los factores relevantes de la perforación y voladura que contribuyan a la sobre excavación no planificada.
- Es posible realizar in situ de la perforación y voladura, con la finalidad de establecer una Línea base.
- Será factible emplear las técnicas de evaluación y software de análisis para cuantificar objetivamente los parámetros de diagrama de perforación y voladura.

1.6. ANTECEDENTES DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El contenido de esta investigación se inicia con la base teórica para conocer las características propias de cada explosivo con el fin de determinar su correcta utilización, principalmente en función de las propiedades geoestructurales y geomecánicas de la roca en que se realizará la voladura y de los componentes que se han utilizado para su elaboración. También se realiza los antecedentes de la Mina, ubicación, vías de acceso, Geomorfología, Geología regional, Geología local, Geología Económica, Sistemas de explotación, Características del Yacimiento y el Método de Explotación.

Para iniciar la investigación se desarrolla la metodología de trabajo para realizar el diagnóstico, optimización y seguimiento de los disparos de desarrollo horizontal es necesario realizar observaciones, mediciones y monitoreos en terreno de las actuales prácticas de voladura, además de analizar aquellos parámetros claves relacionados con el diseño, implementación y resultado de cada uno de los disparos.

El trabajo que se describe se realizó en tres etapas. La primera contempla el levantamiento del diagrama de disparo y la revisión de las prácticas operacionales que se aplican actualmente en la faena, con la finalidad de analizarlos y auditarlos. La segunda etapa consiste en pruebas o disparos de calibración. Finalmente, la tercera etapa, conlleva a la implementación y evaluación del diseño final propuesto.

1.7. ALCANCE

De acuerdo con los antecedentes disponibles se definieron los siguientes alcances del estudio:

- a. Establecer la metodología y criterios previamente propuestos para la representación del análisis. Solo se desarrolla el estudio en las galerías o en las excavaciones horizontales del método de corte y relleno ascendente.
- b. Realizar línea base o el levantamiento de cómo se encuentra las excavaciones horizontales y construir un nuevo criterio en función de las variables significativas encontradas.
- c. Pruebas o disparos de validación en las excavaciones horizontales.

- d. Para cumplir con lo señalado, al margen de la observación y medición en terreno, se consideró el uso de técnicas de monitoreo y de software especializados que faciliten la toma de decisiones.

1.8. VARIABLES DE INVESTIGACIÓN

a. Variable independiente y sus indicadores

Variable independiente: perforación y voladura en labores de galerías en la Compañía Minera Kolpa S.A.

b. Variable dependiente y sus indicadores

Variable dependiente: mejoramiento

Indicadores:

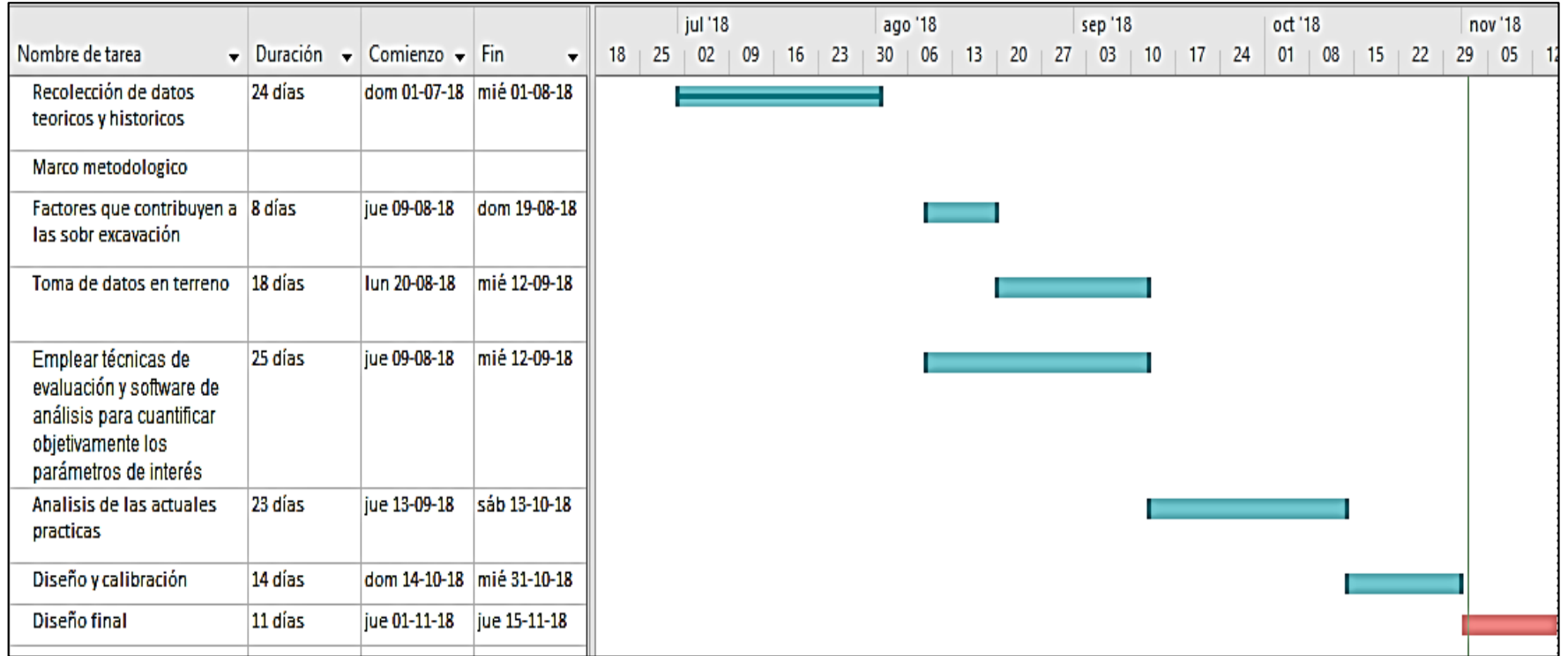
- Factores de la perforación y voladura
- Mediciones in situ de la perforación y voladura
- Técnicas de evaluación y software de análisis para cuantificar objetivamente los parámetros de perforación, diagrama de perforación y voladura.

1.9. DISEÑO METODOLÓGICO

La metodología para desarrollar el proceso de investigación es la experimental, esto es porque se manipulan las variables independientes, ya que esta influye directamente en la variable dependiente. Existe dos grupos, uno de diagnóstico y el otro experimental.

El tipo de diseño es el diseño experimental puro, ya que se le aplica el diseño experimental que en nuestra investigación es el diagnóstico.

1.10. Carta Gantt. A continuación, se presenta el cronograma donde se realizará la investigación.



CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO

2.1. Características de los explosivos

Es importante conocer las características propias de cada explosivo con el fin de determinar su correcta utilización, principalmente en función de las propiedades geoestructurales y geomecánicas de la roca en que se realizará la voladura y de los componentes que se han utilizado para su elaboración. Con el conocimiento de esta información se podrá evaluar y determinar el explosivo más adecuado requerido para el desarrollo de galerías o túneles.

Las características que serán descritas a continuación se pueden dividir básicamente en dos grupos:

- Características funcionales.
- Características prácticas.

2.1.1 Características funcionales

Las características referentes al funcionamiento o detonación de un explosivo se pueden dividir en dos subcategorías: *rompedoras*, asociadas al impacto violento de la onda de choque generada durante la detonación; y *energéticas*, asociadas al proceso de expansión posterior de los gases generados producto de la reacción química.

A su vez en estas subcategorías se pueden distinguir:

i.- Características rompedoras:

Densidad

Velocidad de detonación (VOD)

Presión de detonación (PD)

ii.-Características energéticas:

Trabajo de expansión de los gases

Volumen de gases

Presión de explosión

i.- Características rompedoras

Densidad:

Corresponde al peso del explosivo por unidad de volumen. Tiene primordial importancia a la hora de decidir la utilización de un explosivo, puesto que influye notoriamente en la velocidad y la presión de detonación.

Es un indicador de la concentración de carga en los taladros, que comúnmente es proporcionado por los fabricantes. Es preciso distinguir entre la densidad del explosivo propiamente tal y la densidad de carguío del explosivo, o sea la densidad real que adquiere al ser cargado en el interior de cada taladro. Estas dos densidades pueden llegar en algunos casos a ser diferentes, según el sistema empleado para el carguío del explosivo. Por ejemplo, en el carguío del ANFO se utiliza un cargador semi-mecanizado del tipo Jet-anol, el cual carga a presión el explosivo modificando su densidad con respecto a la nominal.

Las formas más utilizadas para expresar la densidad de un explosivo son:

- *Densidad*: Relación entre la masa y el respectivo volumen de una porción de explosivo (gr/cc).
- *Gravedad específica (SG)*: Relación existente entre los pesos de volúmenes iguales de un explosivo y del agua.
- *Densidad de carguío (DE)*: Cantidad de explosivo en peso que contiene la unidad de longitud de un taladro de un determinado diámetro (kg/m) o (lbs/pie).

Su valor depende de la naturaleza de los componentes del explosivo, de la granulometría de estos y, en algunos casos, de la inclusión de elementos modificadores de densidad, como microesferas, perlititas o burbujas de gas creadas físicamente.

Dentro de los alcances prácticos para este tópico se puede mencionar que:

- En cargas de fondo y taladros de gran longitud se deben utilizar explosivos de alta densidad para suministrar una concentración de energía mayor.
- Si se desea controlar el daño o volar un sector de roca poco competente se recomienda utilizar explosivos de baja densidad.
- Por lo general, en explosivos comerciales la sensibilidad de éste disminuye si la densidad sobrepasa cierto valor denominado “densidad crítica”, donde el explosivo se hace insensible al cebo. Para el caso del ANFO, la relación antes descrita se puede graficar de la siguiente forma:

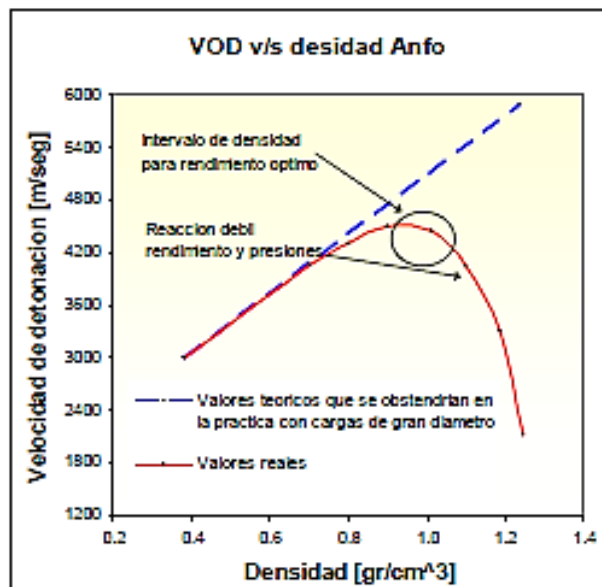


Gráfico 2.1: Densidad versus velocidad de detonación en ANFO

En la figura anterior se observa la influencia de la densidad del ANFO sobre la VOD. Por encima de valores de 1,1 [gr/cm³] la velocidad cae drásticamente, por lo que a las densidades y a las presiones que producen estos niveles de confinamiento se las denomina como “*Densidades y Presiones de Muerte*” actualmente la densidad de los explosivos industriales varía entre 0,5 [gr/cm³] y 1,4 [gr/cm³].

- **Velocidad de detonación (VOD):**

Corresponde a la velocidad con que se propaga la reacción química a lo largo de la columna explosiva durante el proceso de detonación.

De ella depende la potencia que alcanza el explosivo para romper la roca y está determinada principalmente por la composición del explosivo, diámetro del taladro, densidad del explosivo, grado de confinamiento de la carga, iniciación y envejecimiento del explosivo. A medida que el diámetro y el confinamiento aumentan, la VOD también lo hace. Por otra parte, si la densidad aumenta, la VOD también crece aunque se llega a un punto (densidad crítica) en que el explosivo comienza a insensibilizarse y la VOD a disminuir (ver gráfico 2.1).

En cuanto a la iniciación, si no es lo suficientemente enérgica puede hacer que el régimen de detonación comience con una velocidad baja.

Respecto al envejecimiento, este hace que la velocidad de detonación disminuya al reducirse el número y volumen de las burbujas de aire, sobre todo en los explosivos gelatinosos, donde las burbujas son generadoras de “puntos calientes”. El envejecimiento también produce un fenómeno llamado cristalización en que se separan las fases que componen el explosivo lo que impide una correcta detonación.

Otros factores que afectan la VOD son: la naturaleza química del explosivo, el calor de explosión, la presión externa, homogeneidad del explosivo (si se trata de mezclas explosivas), balance de oxígeno, granulometría de los componentes, temperatura inicial de la carga entre otros.

Dentro de los alcances prácticos se puede mencionar que:

La velocidad de los explosivos comerciales varía entre 2.000 y 6.000 [m/s] aproximadamente.

Si se quiere fracturar roca muy competente se debe utilizar un explosivo veloz de modo que su alta energía de choque genere gran fracturamiento. Por el contrario, para roca poco competente, es conveniente utilizar explosivos de baja velocidad que expanda las fracturas pre existentes y desplace la roca.

La medición de la VOD se realiza mediante cronógrafos de alta precisión, los cuales se pueden dividir en discontinuos y continuos. De esta manera, es posible introducir junto a la guía detonante un cable resistivo, el cual se conecta al terminal del cronógrafo. La fuente del cronógrafo emite un voltaje y según el largo del cable se obtiene una resistencia que disminuye al paso de la onda de detonación, quedando registrado en la memoria del instrumento la resistencia en cada instante de tiempo. Dependiendo del tipo de cable se define la resistencia por unidad de largo, obteniendo finalmente el valor de la VOD.

- **Presión de detonación (PD):**

La presión de detonación es la característica “rompedora” más importante.

Es generada por el paso de la onda de choque medida justo en la parte posterior de la zona de reacción de un explosivo, llamado plano Chapman & Jouget (CJ).

Es un buen indicador de la capacidad fracturadora del explosivo ya que determina la energía cinética generada por la onda de choque, denominada energía de choque.

La presión de detonación depende de la velocidad de detonación y la densidad del explosivo, además de la temperatura de reacción. Según Du Pont [13], la presión detonante puede ser calculada a través de la siguiente fórmula aproximada:

$$PD \approx 2.5 * \gamma * VOD^2 * 10^{-6} \text{ [KBar]} \quad (2.1)$$

Donde,

γ = Densidad del explosivo [gr/cc]

VOD = Velocidad de detonación [m/s]

PD = Presión de detonación [KBar]

Dentro de los alcances prácticos de la presión de detonación se puede mencionar que:

En base al valor en cuestión es posible estimar la presión de gases, la que depende principalmente del grado de confinamiento, del desacoplamiento del explosivo y de la temperatura de reacción. Se estima que la Presión de Gases corresponde aproximadamente al 45% de la presión de detonación.

La presión de detonación de los explosivos comerciales varía entre 1.200 y 12.000 [Mpa].

ii.- Características energéticas

Se define como la capacidad del explosivo para fragmentar un volumen de roca por efecto de la presión generada por los gases de reacción química.

- **Trabajo de expansión de los gases:**

Se define como el trabajo termodinámico teórico que realizan los gases al expandirse adiabáticamente desde el estado de explosión hasta un estado en condiciones ambientales de presión. Se realiza a expensas de la energía calórica desarrollada por la reacción química, por lo que se acostumbra expresarla en [Kcal/kg].

- **Volumen de gases:**

Se define en términos del *volumen específico*, como el volumen que ocupan los gases producidos por la detonación de 1 [kg] de explosivo referido a las condiciones normales de presión y temperatura (1 [Atm] y 25 [°C]).

- **Presión de explosión:**

Se define como la presión que alcanzan los gases en el estado de explosión, es decir la presión en la cámara de explosión antes de iniciarse el desplazamiento o fracturamiento de la roca circundante por esfuerzos de compresión, tracción y cizalle.

La presión de explosión para explosivos comerciales alcanza valores entre 600 [Mpa] y 6.000 [Mpa]

2.1.2. Características prácticas

Se refieren a las características relacionadas con la aplicación, el manejo operacional y las restricciones de seguridad que poseen los explosivos.

Estas se dividen en:

- Fuerza o potencia
- Diámetro crítico
- Balance de oxígeno (BO)
- Sensibilidad
- Resistencia al agua
- Tolerancia a la presión

- **Fuerza o potencia:**

Es una medida relativa de la capacidad que tiene un explosivo con respecto a otro de referencia para fragmentar y desplazar el medio confinante (roca) en forma eficiente.

Se estima en términos de la cantidad de energía liberada por la detonación y corresponde a la máxima energía disponible de un explosivo para efectuar trabajo útil sobre la voladura (fragmentar, fracturar y desplazar la roca circundante al taladro). Depende de las características propias del explosivo y de las condiciones en que se utiliza.

Langefors define la siguiente fórmula para determinar la Potencia Relativa en peso

$$S = 5/6 * Q/Q_0 + 1/6 * VG/VG_0 \quad (2.2)$$

Donde,

Q =Calor de explosión a volumen constante por Kg de explosivo.

Q₀ =Calor de explosión a volumen constante por Kg del explosivo de referencia.

VG =Volumen de gases por Kg de explosivo.

VG_0 =Volumen de gases por Kg del explosivo de referencia.

ii.- Diámetro crítico:

Es el diámetro mínimo que debe tener la columna explosiva para que la reacción de detonación se propague en forma estable, es decir para que un explosivo detone en forma correcta su diámetro debe ser mayor que su diámetro crítico, condición que limita la elección del explosivo.

Este parámetro depende del grado de confinamiento, la presencia de agua, la presión que ejerce la columna de explosivo, el desacoplamiento de la carga y en algunos casos de la temperatura ambiente.

Dentro de las consideraciones prácticas para este ítem se pueden mencionar que, para el caso de explosivos a granel, se utiliza el término Diámetro Mínimo Recomendado, que es aquel en el cual el explosivo detona en forma consistente con las propiedades descritas teóricamente.

iii.- Balances de Oxígeno (BO):

Se define como la diferencia entre los átomos de oxígeno presentes en la mezcla requeridos para oxidar totalmente los elementos reductores, para así poder producir los compuestos cuyo calor de formación negativo libera la energía que se utiliza en la voladura. Cuando esta diferencia se hace cero después de la reacción se dice que el BO es perfecto.

Es importante para asegurar una completa reacción de la mezcla explosiva, que se produzca la máxima potencia y se minimice la producción de gases nocivos. El BO depende de la composición químicas (especialmente contenido o requerimiento de oxígeno) de los oxidantes y reductores que componen el explosivo.

Dentro de los alcances prácticos de este concepto se puede mencionar que:

En caso de existir un déficit de oxígeno o que la reacción sea incompleta, se producen monóxido de carbono (CO) que es un gas tóxico incoloro e inodoro.

Si existe un exceso de oxígeno, se generarán gases nitrosos (N_xO_y) altamente tóxicos y que poseen un color rojizo. Cuando existe un buen balance de oxígeno, los humos son de color gris claro.

Los explosivos comerciales poseen un BO que fluctúa entre +2% y +4%, con el fin de evitar la formación de gases nitrosos.

iv.- Sensibilidad:

Es una medida de la cantidad de energía requerida para que el explosivo detone.

Existen varios tipos de sensibilidad a la hora de hablar de explosivos, las que fundamentalmente se dividen en 4:

Sensibilidad a la iniciación: Es definida, en términos generales, como la capacidad que tiene un explosivo para ser iniciado tanto por algún accesorio de voladura.

Sensibilidad a la fricción: Es el grado de resistencia del explosivo a ser detonado producto de la fricción producida debido al carguío a través de cargadores neumáticos, al compactarse con un tanqueador u otra acción de la misma índole.

Sensibilidad al calor: Es el grado de dificultad o facilidad que presenta un explosivo para ser iniciado por una llama, chispas o cualquier otra fuente de calor.

Sensibilidad al impacto: Es la capacidad del explosivo de resistir golpes sin que sus componentes reaccionen. Se expresa como energía de impacto [Kgm].

La sensibilidad depende directamente de la naturaleza de las componentes del explosivo.

Dentro de los alcances prácticos referente a la sensibilidad se puede mencionar que determinar cada nivel de sensibilidad da una guía para manipular de forma segura los explosivos y sus accesorios.

v.- Resistencia al agua:

Es la capacidad que tiene un explosivo de estar en contacto con el agua sin perder su sensibilidad y eficiencia, luego de un tiempo considerable de exposición.

En general, explosivos con un contenido de emulsión mayor al 50% (dinamitas gelatinosas, emulsiones, ANFOS pesados) tienen una buena resistencia al agua. Por el contrario, explosivos secos como el ANFO se disuelven casi inmediatamente en presencia de agua. La resistencia al agua puede venir dada por la composición del explosivo o por el tipo de envase que se utilice para contenerlos.

Dentro de los alcances prácticos se pueden mencionar:

Explosivos con baja o nula resistencia al agua, que se utilicen en taladros húmedos, tienden a producir una gran cantidad de gases nitrosos.

La potencia de los explosivos de baja resistencia al agua disminuye notoriamente si son usados en ambientes adversos.

vi.- Tolerancia a la presión:

Es la capacidad que tiene el explosivo de soportar el efecto de presiones, ya sea de una columna de agua subterránea como del peso de la parte superior de la columna explosiva.

Explosivos con baja tolerancia aumentan considerablemente su densidad si se ven expuestos a presión, llegando al punto de insensibilizarse por este hecho.

Dependen de las propiedades físicas y tamaño de los componentes del explosivo, en particular de los elementos de sensibilización.

La imposibilidad de soportar presiones por parte del explosivo se vuelve crítica en ambientes fríos o donde se utilicen cebos pequeños, lo que puede desembocar en una drástica disminución de la energía liberada en la detonación.

2.2. Mecanismo de rotura de la roca

La energía química potencial de un explosivo se transforma a través de la detonación en productos gaseosos a alta presión y temperatura, debido al aumento de volumen que experimenta la materia al transformarse violentamente en gases en un espacio de diámetro tan pequeño como una pulgada, y al intenso calor desprendido por su reacción exotérmica.

Físicamente el proceso de fragmentación corresponde a un impacto dinámico, relacionado con la reacción termoquímica de descomposición del explosivo, y cuya acción en el entorno es la transmisión de una onda de choque al macizo rocoso y la presión o empuje posterior de los gases. Se ha demostrado que para quebrar una roca, no es necesario contar con una gran cantidad de energía, sino más bien con una gran potencia, propia de los explosivos por la gran velocidad con que libera la energía que contiene, de la cual sólo una parte no superior al 40 o 50% se transforma en trabajo útil, el resto se pierde en forma de calor, vibraciones y energía acústica.

La teoría de la detonación establece que los fenómenos activos (ondas de choque y presión de los gases), están en relación directa con la energía química contenida en el explosivo, pero especialmente con la forma y velocidad con que es liberada.

Los mecanismos de fragmentación, producto de la detonación de un explosivo, pueden dividirse en tres etapas:

Etapas I y II: La presión de detonación asociada a la onda de choque supera largamente la resistencia a la compresión de la roca, produciéndole un fenómeno de trituración o pulverización en la zona circundante al pozo. La onda que se transfiere a la roca viaja a una velocidad que varía entre los 3.000 – 5.000 [m/s], generando esfuerzos tangenciales que crean grietas radiales, las cuales se desarrollan a partir del pozo. Las primeras grietas se forman en un lapso de 1-2 milisegundos (ver figura 2.1 I y II).

Etapas III: La onda de fatiga (compresión) se propaga por la roca y cuando esta onda alcanza una cara libre, se refleja como onda de tracción. Esta onda de tracción se devuelve hacia la roca y como el material es menos resistente a la tracción que a la compresión (más de la décima parte), las primeras fisuras pueden desarrollarse debido al esfuerzo de tracción de la onda reflejada. Si estos esfuerzos son suficientemente intensos, ellos pueden causar fisuras en la cara libre.

En la quebradura de roca este efecto de fisuramiento parece ser de importancia secundaria. Se ha calculado que la carga explosiva debe ser del orden de 8 veces la carga normal para causar fracturamiento de la roca solamente por reflexión de la onda de choque.

Luego, en la primera y segunda etapa la función de la energía de la onda de choque es la de pre-acondicionar la roca por la inducción de numerosas fracturas radiales. En muchos explosivos, la cantidad de energía de la onda de choque es del orden de 5 – 15% del total de la energía liberada del explosivo. Esto sugiere que la onda de choque no es por sí sola responsable de la fragmentación de la roca pero sí provee las condiciones básicas para la última etapa del proceso (ver figura 2.1 III).

Etapas IV: En esta última etapa, bajo la influencia de la presión excesivamente alta de los gases, las primeras grietas se ven aumentadas y expandidas por el efecto combinado del esfuerzo de tracción inducido por la compresión radial y la fuerza de expansión de los gases. De esta forma, cuando la masa de roca comprendida entre los taladros y la cara libre cede, se produce una descompensación muy violenta, la energía de deformación almacenada en la roca se libera, de modo similar al de un resorte que se suelta súbitamente. El efecto de esta liberación o descarga induce

esfuerzos de tracción dentro de la masa rocosa, completándose el proceso de fracturamiento comenzado en la segunda etapa. Las condiciones iniciales en la segunda etapa sirven como zonas de debilidad para iniciar la fragmentación principal (ver figura 2.1 IV)

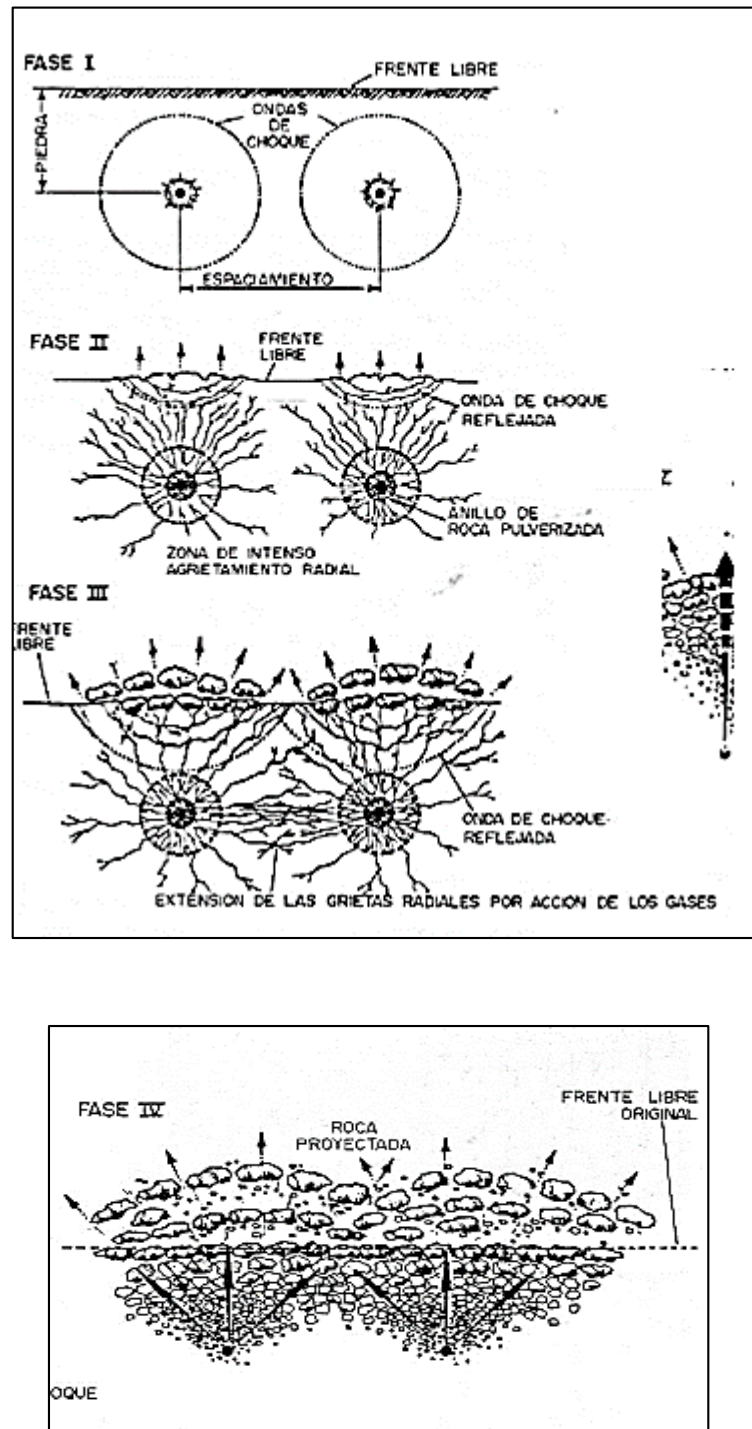


Figura 2.1: Etapas de mecanismo de fragmentación de rocas por voladuras.

2.3. Conceptos básicos de voladuras en desarrollos horizontales

En las últimas décadas el desarrollo de las técnicas de excavación de túneles ha progresado a pasos agigantados. Por ejemplo, en el área de perforación se han logrado grandes avances con la incorporación de perforadoras electro-hidráulicas; y en la voladura, con el desarrollo de explosivos específicos para las distintas zonas del disparo.

A continuación, se enunciarán algunos conceptos básicos referentes a la perforación y la voladura en desarrollos horizontales.

2.3.1. Nomenclatura de los taladros

Las voladuras en desarrollos horizontales se caracterizan por tener sólo una cara libre, a diferencia de las voladuras de producción en minería a cielo abierto que pueden poseer dos o más caras libres. Es necesario crear más caras libres con el fin de asemejarla a una voladura a cielo abierto.

Para crear una segunda cara libre es necesario incorporar en el diagrama de perforación un conjunto de taladros destinados a esta función. A este conjunto de taladros se les denomina taladros de “rainura”. Luego los restantes taladros del diagrama actúan contra dos caras libres, similar a una voladura a cielo abierto.

El resto de los taladros tendrán el nombre de acuerdo a la ubicación en el diagrama de disparos:

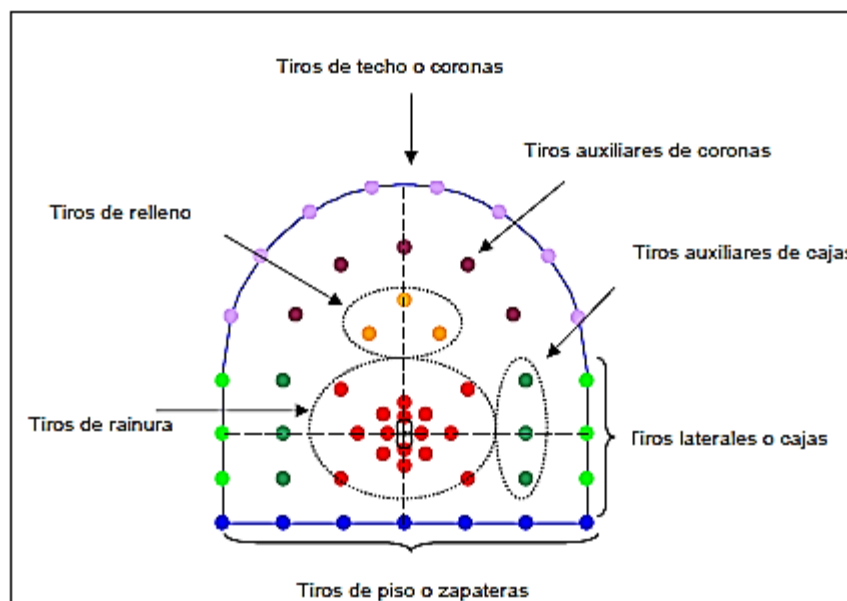


Figura 2.2: Nomenclatura de taladros

2.3.2. Tipos de rainura

Se define como rainura al conjunto de taladros destinados a crear el hueco o cavidad inicial para que los demás taladros del disparo actúen contra dos caras libres.

Los tipos de rainura más utilizados en la construcción de túneles son:

Rainuras tipo abanico

Rainuras piramidales

Rainuras en cuña o en "V"

Rainuras burn-cut

Rainuras

Sólo se analizarán las rainuras puesto que son las más utilizadas actualmente.

En este tipo de rainuras todos los taladros son paralelos y perpendiculares al frente de la galería. Uno o dos taladros centrales de mayor diámetro se dejarán vacíos, sin carga, los cuales son rodeados por taladros cargados de menor diámetro.

Los taladros cargados se ubican en los vértices de cuadrados sucesivos que circunscriben al anterior (figura 2.3).

La finalidad del taladro vacío es actuar como una cara libre para los primeros en detonar de los taladros cargados, como también para absorber el aumento de volumen de la roca triturada.

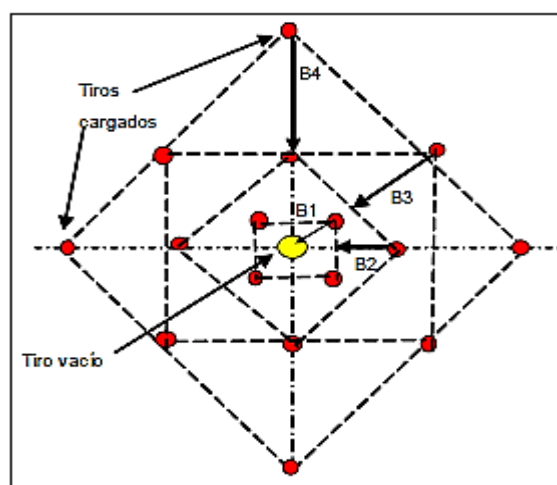


Figura 2.3: Rainura

2.3.3. Diseño rainura

La metodología de diseño de la geometría y cargas de este tipo de rainura se basa en formulas empíricas obtenidas a partir de investigaciones y experiencias realizadas en Suecia por **Langefors, actualizadas en 1982 por Holmberg y simplificadas por Oloffsson en 1990.**

Para obtener un diseño adecuado que permita obtener el máximo avance en la voladura ([m/disparo]) es necesario considerar los siguientes parámetros:

Diámetro del taladro vacío

Burden

Concentración de carga

Sea “a” la distancia entre el taladro vacío y el primero en detonar del resto de los taladros cargados. Se tendrán entonces escenarios diferentes para distintos diámetros del taladro vacío, como se puede visualizar en el gráfico:

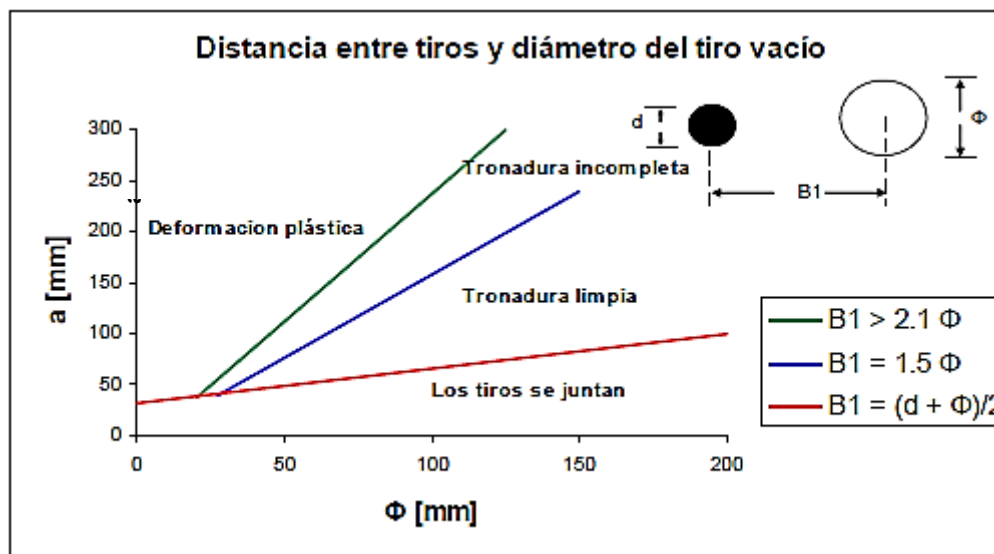


Gráfico 2.2: Distancia entre taladros y diámetros del taladro vacío

Para $B_1 > 2.1 \Phi$

Sólo se producirá una deformación plástica de la roca, sin resultados en cuanto a su fragmentación, afectando el avance del disparo.

Para $2.1 \Phi > B_1 > 1.5 \Phi$

Se producirá una rotura incompleta, lo que afectará el resultado final de la voladura.

Para $1.5 \Phi > B_1 > (d + \Phi) / 2$

Se producirá una rotura completa de la roca, con la salvedad que en el límite cuando “ B_1 ” tienda a “ $(d + \Phi) / 2$ ”, los taladros se juntarán provocando una voladura deficiente, con malos resultados en el rendimiento final. Se definirá como óptima posición, para lograr una voladura limpia o completa, con buen resultado de avance y con el menor riesgo que los taladros se junten, cuando:

$$B_1 = 1.5 \Phi \text{ [mm]} \quad (2.3)$$

En el gráfico 2.3 se observa el avance porcentual con respecto a la profundidad de los taladros, para diferentes diámetros del taladro vacío.

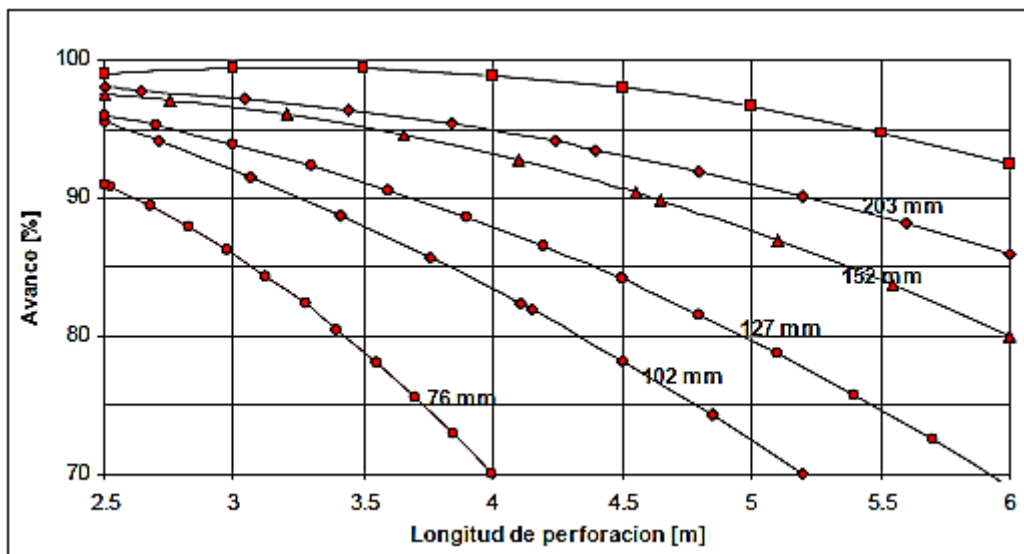


Gráfico 2.3: “Avance por disparo para diferentes diámetros del taladros vacío”.

Mientras mayor este diámetro mayor es el avance del disparo para una longitud de perforación dada.

En algunos casos se podrán disponer más de un taladro vacío como cara libre, por lo que es necesario calcular un diámetro ficticio del taladro vacío según la relación empírica:

$$D = \Phi * n \quad (2.4)$$

Donde,

D = Diámetro ficticio [mm]

Φ = Diámetro de un taladro vacío

n = Números de taladros vacíos

Diseño del primer cuadrante

Para calcular el burden del primer cuadrado o sección se usará la ecuación 2.3 y el diámetro del taladro vacío (si es que es uno solo) o el diámetro ficticio (si es que son más de uno).

Para determinar las dimensiones de lado del primer cuadrante se considera:

$$W1 = B1^2 \quad (2.5)$$

Es de importancia cuantificar la concentración de carga con que van a ser cargados los taladros del primer cuadrante, ya que una concentración de carga baja puede no provocar la fragmentación de la roca.

En el gráfico 2.4 se muestra la concentración de carga mínima y la distancia máxima del taladro vacío al primero cargado ("B₁") en función del diámetro del taladro vacío. Se puede observar que un aumento en la relación $B_1 = 1.5 \Phi$ causa un aumento en la concentración de carga.

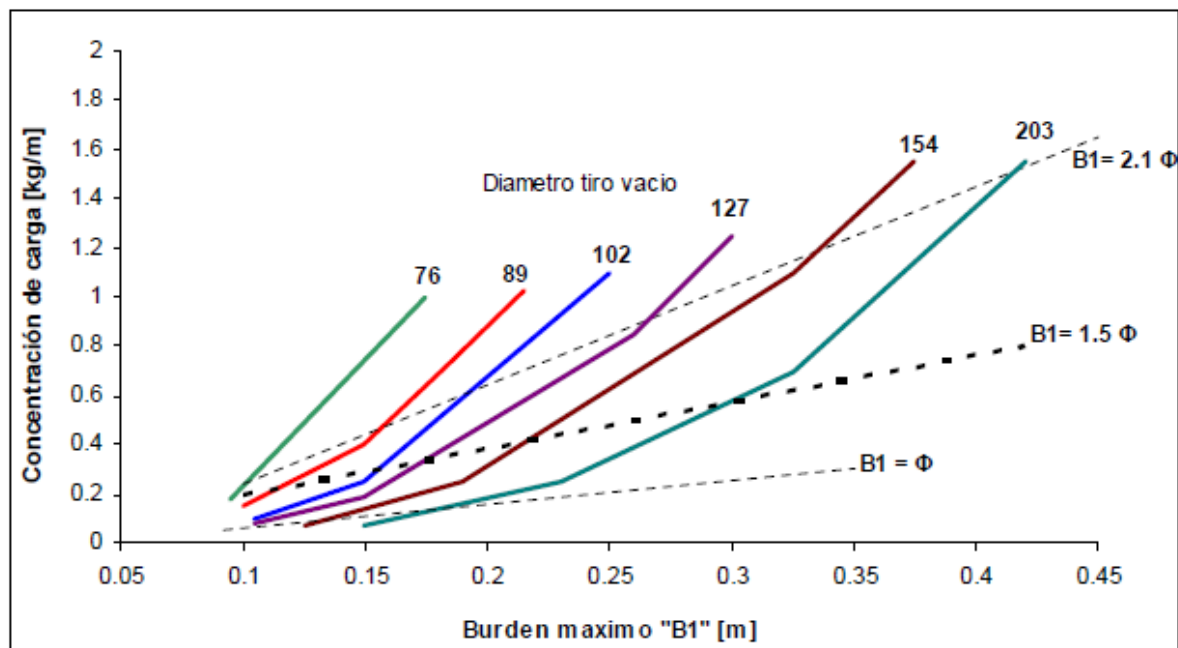


Gráfico 2.4: Concentración de carga y máxima distancia entre taladros.

2.3.4. Diseño de los siguientes cuadrantes

Se calculan de forma similar a los del primer cuadrante, con la diferencia que la rotura seguirá un arreglo rectangular y no circular como es el caso del primer cuadrante.

Una vez estimada la dimensión del lado del primer cuadrante se puede calcular el burden del segundo cuadrante (B_2) según la relación empírica:

$$B = \alpha \times W \quad (2.6)$$

Donde,

B = Burden [m]

W = Lado del cuadrado [m]

α = Constante que toma valores entre [0.5; 1.5]

En el gráfico 2.5 se ilustra la concentración de carga mínima y el burden máximo para diferentes anchos de abertura (W).

Es de importancia recalcar que el número de cuadrados de la rainura estará limitado al hecho que el burden del último cuadrante no puede exceder el burden de los taladros de descarga para una concentración de carga dada.

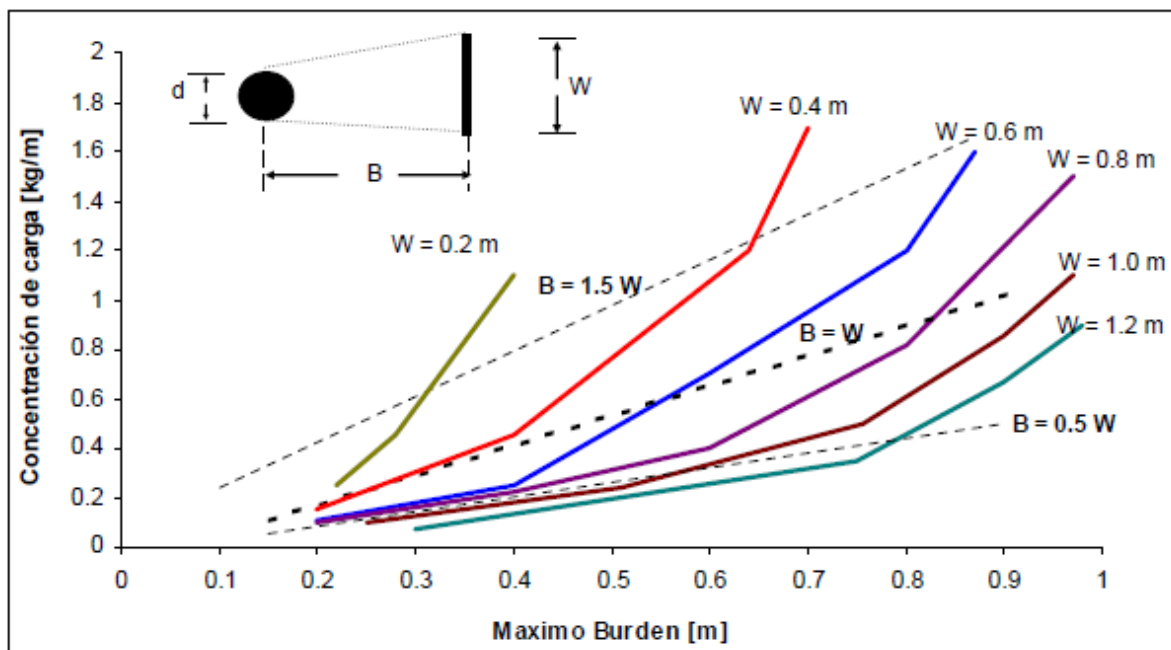


Gráfico 2.5: Concentración de carga mínima y el máximo burden.

2.3.5. Ubicación y carguío del resto de los taladros

Para calcular la ubicación y el carguío del resto de los taladros del diagrama se puede utilizar la tabla 2.2, previo el cálculo del burden " B " y la concentración lineal de carga en el fondo " q_f " para el explosivo y diámetro utilizado. Las fórmulas que se emplean son:

$$q_f = 7.85 \times 10^{-4} \times d^2 \times \rho \quad (2.7)$$

$$B = 0.88 \times q_f^{0.35} \quad (2.8)$$

Donde,

d_c = Diámetro del cartucho del explosivo [mm]

ρ = Densidad del explosivo [gr/cm³]

Una vez que se determina el burden (B), la longitud de los taladros (L) y la concentración lineal de carga (q_f), se puede encontrar una buena aproximación inicial de la geometría del diagrama de disparos y la carga de explosivo.

Nomenclatura de tiros	Burden	Espaciamiento	Longitud carga de fondo	Concentración de carga		Taco
				Fondo	Columna	
m	m	m	m	kg/m	kg/m	m
Piso	1.0 x B	1.1 x B	1/3 x L	q_f	1.0 x q_f	0.2 x B
Contorno o cajas	0.9 x B	1.1 x B	1/6 x L	q_f	0.4 x q_f	0.5 x B
Coronas	0.9 x B	1.1 x B	1/6 x L	q_f	0.3 x q_f	0.5 x B
Descarga superior	1.0 x B	1.1 x B	1/3 x L	q_f	0.5 x q_f	0.5 x B
Descarga inferior	1.0 x B	1.2 x B	1/3 x L	q_f	0.5 x q_f	0.5 x B

Tabla 2.2: Cálculo de geometría del diagrama de disparo.

La tabla anterior solamente debe considerarse como un diseño básico (primera aproximación). Es importante poner énfasis en que el diagrama de disparo debe ser revisado continuamente, conforme a las variaciones que experimentan las condiciones estructurales de la roca a excavar y los resultados que se vayan obteniendo.

2.4. Vibraciones producto de la voladura

Uno de los principales factores a estudiar y a evaluar será el impacto vibracional en el contorno y la respuesta de la roca a dicha vibración. Para elaborar un modelo de vibraciones es necesario conocer los diferentes tipos de ondas y como éstas se comportan en el macizo rocoso.

Al detonar una carga explosiva el frente de la onda de choque generado se propaga en forma esférica al comienzo y cónica después, transfiriéndole una energía vibracional al macizo rocoso. En un buen diseño de voladura la mayoría de la energía liberada se consume en fragmentar la roca y sólo una pequeña parte se convierte en vibraciones, produciendo movimiento en el terreno o sobre-presión de aire (*airblast*).

La vibración del terreno es la principal alteración producida por la voladura, aunque el *airblast* toma una notoriedad mayor ya que está acompañado de un efecto

sonoro mucho más perceptible. El macizo a través del cual viajan las ondas es considerado como un medio elástico constituido por innumerables partículas individuales.

Las ondas sísmicas que perturban el macizo rocoso provocan un movimiento oscilatorio complejo en las partículas que lo constituyen, sacándolas de su estado de reposo y haciendo que cada una de ellas traspase energía a la próxima en forma sucesiva. En cada transmisión de energía se pierde un poco de la misma, por lo que la intensidad del movimiento disminuirá a medida que la onda se aleja de la fuente explosiva. Entonces, las partículas volverán gradualmente a su estado de reposo.

Las ondas vibratorias, dependiendo de la clase de movimiento que le confieren a las partículas, se clasifican en: ondas internas y ondas superficiales. A su vez, las ondas internas se dividen en ondas P y ondas S, mientras que las ondas superficiales se dividen en ondas R, ondas Q, ondas Canal y ondas Stonnelly. El movimiento generado en el macizo nace de la combinación de todos estos tipos de ondas. Se describen a continuación sólo las ondas de cuerpo, de mayor relevancia en las voladuras en desarrollo horizontal.

i.- Onda de compresión (P):

Consisten en una serie de movimientos de compresión y tensión, con oscilaciones de las partículas en la misma dirección de propagación. Son las ondas que alcanzan mayor velocidad de propagación y producen cambios de volumen, pero no de forma, en el material a través del cual se propagan. Su velocidad, para suelo, varía entre 150 y 1200 m/s, mientras que para la mayoría de las rocas varía entre 1.500 y 6.000 [m/s] (Dowding, 1985).

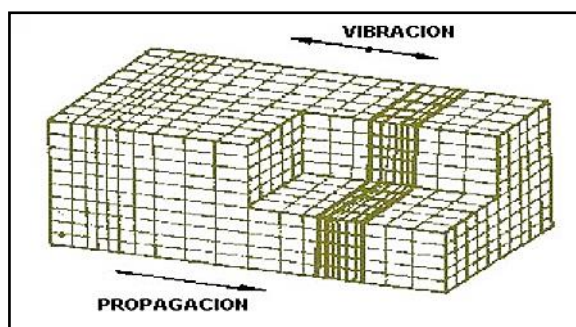


Figura 2.4: Efecto de las ondas P sobre el macizo rocoso.

ii.- Ondas transversales o de cizalle (S)

Consisten en oscilaciones de partícula en sentido transversal a la dirección de propagación de la onda. En este caso, el material afectado por la onda sufre un

cambio en la forma, pero no en su volumen. Su velocidad es menor que la de las ondas P, aproximadamente un 58%, dependiendo de la razón de Poisson.

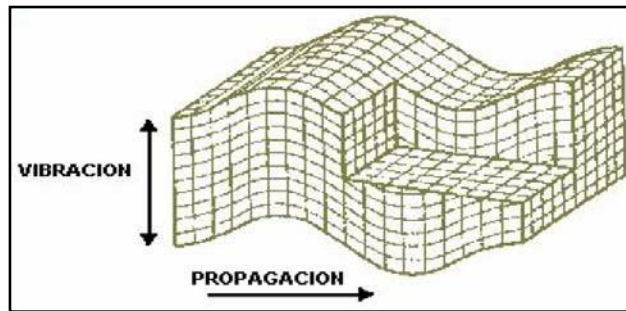


Figura 2.5: Efecto de la onda S sobre el macizo rocoso.

2.4.1. Parámetros de las ondas

Para simplificar el estudio del comportamiento de las ondas provocadas por la voladura, éstas se consideran de tipo sinusoidal. Los parámetros básicos de una onda son los siguientes:

Amplitud (A): desplazamiento máximo de un punto desde la posición de reposo.

Período (T): tiempo que demora la onda en un ciclo completo.

Frecuencia (f): número de ciclos por segundo. Es inversa al período.

Desplazamiento (u): es la distancia a la que se encuentra la partícula en un momento determinado en relación a su posición de reposo.

$$u(t) = A \cos(2\pi f t) \quad (2.9) \quad ; \quad u_{\max} = A = V_{\max} / 2\pi f \quad (2.10)$$

Velocidad (v): es la rapidez con que la partícula se mueve en forma oscilatoria, en un determinado momento.

$$V(t) = 2\pi f A \sin(2\pi f t) \quad (2.11) \quad V_{\max} = 2\pi f A = 2\pi f u_{\max} \quad (2.12)$$

Aceleración (a): es el incremento promedio de la velocidad de una partícula que se desplaza a través de un medio cualquiera.

$$a(t) = (2\pi f)^2 A \cos(2\pi f t) \quad (2.13) \quad a_{\max} = (2\pi f)^2 A = 2\pi f V_{\max} \quad (2.14)$$

2.4.2. Atenuación de ondas en el macizo rocoso

La amplitud de una onda se ve atenuada a medida que ésta se propaga a través del macizo rocoso.

Se pueden distinguir dos tipos de atenuaciones:

i.- Atenuación geométrica: en medios homogéneos, elásticos e isotrópos, la amplitud de una onda vibracional disminuye a medida que avanza a través del macizo rocoso. La fórmula para calcular el factor de atenuación geométrico es la siguiente:

$$\text{FAG} = 1 / R^n \quad (2.11)$$

Donde,

R = Distancia entre el punto de la perturbación y el de recepción [m]. n = Constante que depende del medio en que se propaga la onda.

ii.- Atenuación inelástica: debido a que el macizo rocoso no se comporta como un medio homogéneo, elástico e isotrópico, las ondas al encontrarse con estructuras inelásticas, pierden parte de la energía mecánica transferida por la onda a la roca. El factor de atenuación inelástica, según Barkan (1962), está definido por:

$$\text{FAI} = e^{-IR} \quad (2.12)$$

Donde,

I = Coeficiente de atenuación.

R = Distancia entre el punto de la perturbación y el punto de recepción [m].

2.4.3. Variables que determinan las vibraciones en voladura

Las variables que influyen en las características de las vibraciones producidas en el macizo rocoso, son principalmente las mismas que determinan la eficiencia de la voladura y se pueden dividir en dos grupos:

i.- Variables controlables: en este caso las variables que tiene una mayor significancia son la cantidad de carga explosiva por retardo, tipo y distribución del explosivo, tiempos de cada retardo y el confinamiento de la carga explosiva.

ii.- No controlables por el operador: dentro de esta categoría se encuentra la superficie del terreno, el viento y las condiciones climáticas, pero la de mayor importancia es la ubicación de la voladura.

El nivel medio de vibraciones depende principalmente de la masa de la carga explosiva que detona en un instante determinado, por lo que uno de los parámetros críticos, al hablar de velocidad peak de partículas, es el intervalo de tiempo o retardo que transcurre entre detonaciones sucesivas. Eso se debe a que al ajustar los tiempos de detonación de las cargas se puede regular la razón de liberación de energía mecánica transferida al macizo rocoso en forma de vibraciones.

La dispersión que presentan los elementos de retardo hace que algunos sectores de la voladura generen mayores niveles vibracionales, mientras que otros producen niveles de vibraciones menores.

2.5. Monitoreo de vibraciones

El empleo adecuado del monitoreo de vibraciones producto de voladuras es una técnica que provee múltiples ventajas en términos de poder examinar en detalle el proceso de voladura. En efecto, la medición de los niveles de velocidad de partículas que provoca la detonación de cada carga explosiva, es un medio a través del cual es posible conocer su eficiencia relativa, su interacción con las cargas adyacentes y en definitiva el rendimiento general del diseño.

Otro aporte importante del empleo de esta tecnología es el de obtener niveles de velocidad de partícula absolutos para cada una de las cargas. Estos valores son de importancia en lo que respecta a estudiar la eficiencia de un grupo de cargas, que al ser similares deben producir en el punto de medición un nivel equivalente. Por otro lado provee de información valiosa para evaluar el daño potencial que esa vibración puede producir.

Lo indicado será posible sólo si la técnica es empleada correctamente, mereciendo especial atención en aspectos tales como: ubicación, orientación y acoplamiento de los geófonos utilizados como sensores, según como el instrumento empleado como capturador y analizador de la onda ha sido configurado para la medición, particularmente en relación a la resolución del tiempo de muestreo, rangos de velocidad y procedimientos de análisis.

Usualmente se emplean geófonos en arreglos biaxiales o triaxiales a diferentes distancias según el tipo de voladuras monitoreadas. La señal detectada por estos geófonos es transmitida por cable hasta un equipo que la recibe (Monitor de Vibraciones Blastronics BMX). La información recolectada es grabada en archivos digitales, los que posteriormente son analizados para identificar los aspectos de la señal que dan cuenta de las características de la voladura.

2.5.1. Instrumentación del monitoreo

La instrumentación que se utiliza para medir las vibraciones inducidas por la voladura en el macizo rocoso consta de los siguientes componentes:

Sensores o transductores (geófonos o acelerómetros) que se instalan dentro del macizo rocoso o solidario a él.

Un sistema de cables que lleven la señal captada por los sensores al equipo de monitoreo.

Un equipo que reciba la señal, la amplifique para hacerla visible y la guarde (sismógrafo).

Un computador que tenga incorporado el software requerido para el traspaso y análisis de la información.

Cada uno de estos procesos es susceptible de error o de mala interpretación. En particular, es evidente que la instalación de los sensores puede interferir con los eventos que se desean monitorear.

2.5.2. Tipos de sensores

Las características de los datos recolectados a través de un monitoreo de vibraciones tienen directa relación con el tipo de sensor utilizado, la técnica empleada para su instalación y orientación.

Los dos tipos básicos de sensores usados para medir las vibraciones del terreno son el geófono y el acelerómetro. En la práctica, la selección de los sensores está determinada por su precisión, costo, relación señal/ruido y la calidad de señal requerida según el análisis al cual será sometida esta última.

Existen dos tipos de sensores:

i.- Geófonos: son transductores electromagnéticos que emiten una tensión eléctrica proporcional a la velocidad de partícula de la onda. Esta tensión es producida por una bobina móvil ubicada dentro del campo de un imán fijo. Son los sensores más utilizados, ya que la velocidad de partícula es la variable que se está utilizando actualmente para relacionar las vibraciones con el daño inducido por la voladura.

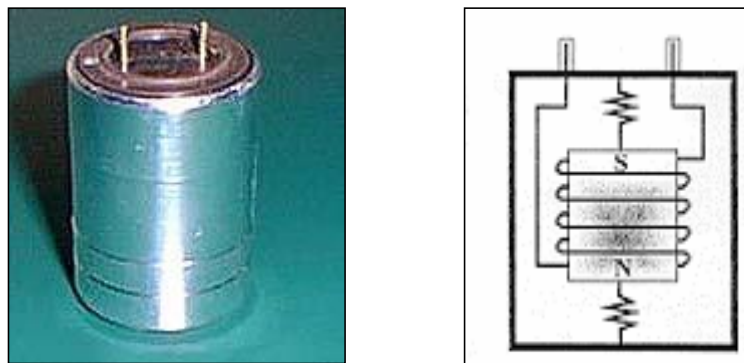


Figura 2.6: Aspecto geófono real y esquema de un Geófono.

A continuación se presentan las características generales de un geófono:

Su unidad de medida es [mm/s]

Entregan una medición directa de velocidad.

Miden bien el rango de 1 a 1200 [mm/s]

El rango de sensibilidad varía entre 0.003 a 0.041 [volt/(mm/s)]

Su respuesta a la frecuencia varía entre 1 a 1000 Hz.

No son recomendables para bajas frecuencias.

Su desplazamiento límite fluctúa entre 1 y 4 mm

Bajo costo (US \$ 100 aproximadamente).

ii.- Acelerómetros: su funcionamiento está basado en la diferencia de potencial generado por un cristal piezoeléctrico cuando es sometido a una fuerza. Esta fuerza es proporcional a la masa del cristal por la aceleración de la onda vibracional.

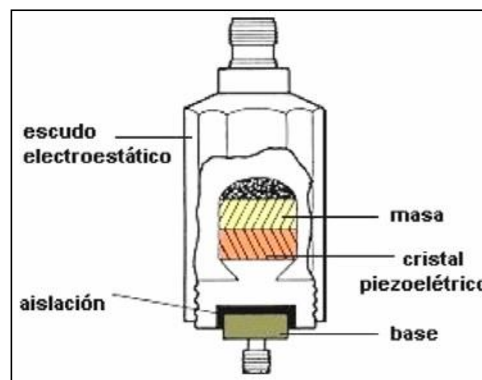


Figura 2.7: Esquema acelerómetro

A continuación se presentan algunas características generales del acelerómetro

Mejor respuesta a un amplio rango de frecuencias (0.001-25000 Hertz).

Su unidad de medida es el g ($g = 9.8 \text{ m/s}^2$), con rangos de 0 a 250 g.

Su sensibilidad varía entre 1 mV/g y 1000 mV/g.

Necesita de una fuente de corriente continua para funcionar.

No poseen partes móviles, lo que desemboca en una mayor fiabilidad.

La deformación del cristal piezoeléctrico genera voltajes muy pequeños que deben amplificarse con elementos externos.

Son de pequeño tamaño.

Alto costo (US \$1000 aproximadamente).

2.5.3. Instalación de los sensores

La cantidad de información utilizable de cada registro de vibraciones depende de la ubicación y orientación de los transductores. La forma de la onda recibida es función de:

Propiedades del explosivo y cantidad del mismo.

Configuración geométrica de la fuente y sensor.

Orientación del sensor.

Propiedades del sensor.

Propiedades de la roca.

Instalación en superficie: adecuada para medición en las cercanías de la carga (Campo Cercano) y de uso frecuente en mediciones lejanas de la carga (Campo Lejano).

Instalación al interior del macizo rocoso: adecuada para medición de valores absolutos en el Campo Cercano. Se utiliza principalmente en estudios de modelamiento.

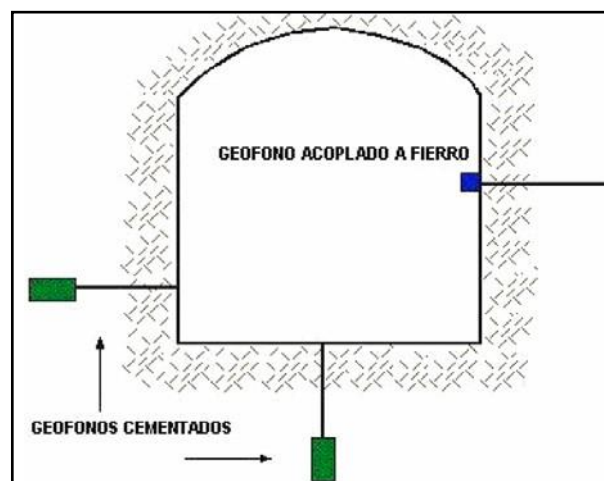


Figura 2.8: Posicionamiento de Geófonos en terreno

Orientación: para realizar una adecuada interpretación de los datos de vibración que permitan analizar la secuencia real de iniciación de un determinado número de cargas, es necesario tener absoluta certeza de la orientación real del transductor. Se debe tener en cuenta que en el caso de geófonos uniaxiales, estos tienen un ángulo de barrido de unos 32° aproximadamente.

2.5.4. Sismógrafo

El sismógrafo permite visualizar y amplificar las señales procedentes de los sensores. Pueden ser de muy diversos tipos: los que imprimen solamente los valores máximos sobre el papel, los continuos de papel fotográfico, los de aguja y papel térmico, los que graban señales análogas y que tienen la ventaja de permitir reproducir la señal tantas veces como sea necesario, etc.

La instrumentación está muy ligada a las características de las ondas sísmicas generadas por la voladura, así como a su comportamiento en puntos específicos. Esta instrumentación consiste en la disposición de sensores en la zona a cautelar, y entre ésta y la fuente generadora de vibración a objeto de registrar el comportamiento intermedio. El propósito que se persigue con localizaciones estratégicas de sensores es la obtención de una base de información consistente y representativa.

En el caso que el punto de interés sea un edificio o instalación industrial, se requerirá además instrumentar en pisos, paredes y/o techos de éstas.

Más información de los sismógrafos utilizados se presenta en Anexo III.

2.5.5. Análisis de la onda vibracional producto de la voladura

La señal vibracional producida por la voladura consiste en un número discreto de paquetes de ondas. Cada uno de estos corresponde a cargas o grupos de cargas detonando en un determinado tiempo.

La primera etapa en el análisis de la señal es determinar qué carga representa cada paquete de vibración. De ello depende la capacidad de determinar la diferencia entre la detonación real y la secuencia diseñada.

La forma y amplitud de un paquete de vibración da a conocer la efectividad relativa de la detonación de las cargas en una voladura. La amplitud de vibración es una medición de la energía transferida por el explosivo al macizo rocoso.

Al analizar un registro de vibraciones se pueden identificar anomalías en la voladura cuya información puede ser utilizada para dar respuesta a alguno de los resultados de ésta o para optimizarla posteriormente. Se debe tener en cuenta, a la hora de analizar el registro, que una onda presentará niveles vibratorios altos o

bajos dependiendo de variables que son características de cada voladura como: el tiempo de detonación y cantidad de explosivo asociado a cada retardo, la geometría del diseño, la distancia entre la voladura y los sensores, etc.

Las situaciones anómalas que podrían encontrarse dentro de un sismograma son:

i.- Confinamiento elevado: en este caso uno o más taladros están trabajando contra un volumen de roca muy grande, lo que genera altas velocidades de partícula debido a que gran parte de la energía liberada en la detonación se transfiere al macizo rocoso en forma de vibraciones.

ii.- Superposición de ondas: se observará un peak alto en un determinado retardo debido al acoplamiento de dos o más cargas. Esto ocurre porque la vibración generada por la detonación de un taladro no se atenúa completamente antes de que salga el taladro siguiente, generando una superposición aditiva de vibraciones que se ve reflejada en una velocidad de partícula mayor a lo esperado. Este fenómeno es llamado acoplamiento. El tiempo que toma una onda vibracional en atenuarse es llamado tiempo crítico de acoplamiento.

iii.- Iniciación por simpatía: este fenómeno ocurre cuando la detonación de un taladro asociada a un retardo determinado induce la iniciación anticipada de cargas que se encuentran en taladros cercanos y que tenían retardos diferentes. Esta situación se puede identificar por la presencia de un solo paquete de ondas en el lugar en que se debería encontrar dos o más pulsos separados, según los respectivos tiempos de retardo.

iv.- Detonación con baja eficiencia: existen varias causas que producen esta situación, algunas de las cuales son: taladros con burden y/o espaciamientos muy pequeños, cargas con algún grado de insensibilización, proyección del material del taco, etc. En estos casos se registran niveles de velocidad de partícula bastante más bajos que lo esperado. El caso extremo de este fenómeno es la ausencia de detonación, que en el registro se identifica por la falta del pulso correspondiente al retardo.

Además, con la ayuda del software de análisis respectivo, es posible determinar y calcular las siguientes propiedades de las vibraciones:

Tiempo real de detonación de una o más cargas.

Velocidad de partículas de cada paquete de ondas.

Detonación de cargas con baja eficiencia o no detonadas.

Detonación instantánea de cargas, detonación de cargas por simpatía.

Análisis de frecuencia.

Cálculo del registro de aceleración de partículas.

Cálculo del desplazamiento de las partículas de roca.

La medición de la duración media de los paquetes de onda es útil para determinar el retardo que debe existir entre los disparos sucesivos, con el objeto de que no haya superposición de vibraciones. Por otro lado, la frecuencia o frecuencias dominantes dan a conocer la peligrosidad de la resonancia de las vibraciones al encontrarse con estructuras. Con estos datos y otras consideraciones, que son particulares de cada voladura, se puede calcular la carga por retardo necesario para no sobrepasar el nivel establecido de vibraciones. O, en forma análoga, variar la secuencia de salida del disparo para obtener vibraciones de mayor frecuencia que son menos dañinas.

El problema con las bajas frecuencias es que la frecuencia principal del movimiento de la onda vibracional puede ser de igual orden que la frecuencia natural del macizo, por lo que el movimiento se amplificará y las deformaciones serán mayores. Para un mismo nivel de velocidad de partícula, frecuencias más bajas implican mayores desplazamientos que frecuencias más altas.

2.6. Daño inducido por voladuras

Las primeras investigaciones respecto de los límites de seguridad para vibraciones tenían su principal deficiencia en la definición de la palabra daño, o por la inexistencia de una definición. Los primeros que enunciaron definiciones más precisas al respecto fueron los canadienses Edwards y Northwood en 1960, quienes especificaron lo siguiente:

Límite de daño: “Es la apertura de viejas fisuras y formación de nuevas fisuras en el revoque, desplazamiento de objetos sueltos”.

Daño menor: “Es superficial, no afectando la resistencia de la estructura, por ejemplo: quebradura de ventanas, caída de revoque, formación de fisuras en la mampostería

Daño mayor: “Sería debilitación de la estructura, por ejemplo: grandes fisuras, movimiento de cimientos, debilitamiento de la estructura “.

Actualmente se ha definido “límite de daño” como la ocurrencia de fisuras de dimensión capilar en el revestimiento de las paredes. Este tipo de ocurrencia fue llamado “daño cosmético” por algunos autores, pues no compromete ni la resistencia ni la estabilidad de la estructura.

Stagg et al (1984) estudiaron el origen y el proceso de fisuración en residencias. Según ellos, “la actividad humana y las variaciones de temperatura y humedad provocan deformaciones en paredes equivalentes a movimientos de terreno de hasta 30 [mm/s]. El golpe de una puerta puede causar deformaciones de hasta

140 [micropulgadas/pulg], equivalente a la deformación causada por una vibración de 12.5 [mm/s]”.

El daño asociado a la voladura se define como “toda fragmentación de la roca, activación y/o generación de fracturas que degrade la calidad geotécnica del macizo rocoso y que afecta el rendimiento de las operaciones. Puede ser generado por un mal diseño de la voladura o una mala implementación del mismo.”

Generalmente el daño a la roca vecina a la voladura se produce por una mala distribución de la energía explosiva y un inadecuado control sobre la secuencia de iniciación de la voladura.

El daño es causado por tres mecanismos principales: la generación de nuevas grietas en la roca una vez que se supera la velocidad crítica de partícula, extensión y apertura de fracturas existentes por la acción de una excesiva presión de gases y, finalmente, la desestabilización de bloques o cuñas, debido a la alteración de las propiedades de las estructuras geológicas. De estos mecanismos es importante mencionar que los dos primeros afectan al campo cercano (< 50 [m] del límite de la voladura), mientras que el último fenómeno puede ocurrir en el campo lejano (> 50 [m]).

La velocidad vibracional de las partículas está relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento en la roca, a través de la relación entre velocidad de partícula y la deformación dinámica, válida para una condición de roca confinada en la vecindad inmediata a las cargas explosivas, donde el impacto de la voladura es más intenso y los niveles de esfuerzos inducidos son similares a los esfuerzos necesarios para la fragmentación de la roca. Dada esta relación, el análisis de velocidad de partícula tiene la cualidad de ser un adecuado método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la voladura. De acuerdo a lo indicado se tiene, [2.12]:

$$\epsilon = \frac{PPV}{v_p} \quad (2,12)$$

Esta ecuación representa la relación entre la Velocidad de Partícula PPV y la deformación inducida ϵ , para una roca con una Velocidad de la Onda de Compresión v_p . Esta ecuación supone una elasticidad lineal del material a través del cual la vibración se está propagando y permite una estimación razonable para la relación entre la roca fracturada y la vibración inducida. De la Ley de Hooke y asumiendo un comportamiento elástico, la Velocidad de Partícula Máxima (PPVc) que puede ser soportada por la roca antes de que ocurra la falla por tracción, puede ser estimada en

función de la resistencia a la Tracción (σ_t), el Módulo de Young Dinámico (E) y la Velocidad de propagación de la Onda P (V_p), usando la siguiente ecuación:

$$PPVc = \frac{\sigma_t \times V_p}{E} \quad (2.14)$$

Donde,

PPVc = Velocidad de partícula crítica [mm/s].

σ_t = Resistencia a la tracción [Mpa].

V_p = Velocidad de propagación de la onda [m/s].

E = Módulo de Young dinámico [Gpa].

Esta expresión es válida sólo suponiendo que la Ley de Hooke se cumple en el macizo rocoso en cuestión y que las ondas son de tipo armónicas planas.

El criterio daño esperado supone lo siguiente:

1. Intenso fracturamiento si $VP > 4$ VPC
2. Creación de nuevas fracturas si $VP > 1$ VPC
3. Extensión de fracturas existentes si $VP > 1/2$ VPC

Si bien se ha considerado a la velocidad peak de partícula como uno de los mejores indicadores del potencial daño a la roca, se han determinado nuevas variables relevantes tales como la frecuencia dominante, aceleración de partícula, desplazamiento máximo y duración del evento. Existe una gran variedad de criterios de daño basados principalmente en el estudio vibracional de estructuras civiles en superficie y, en menor medida, en ensayos realizados en minería subterránea. La selección de un criterio de daño debe considerar el objetivo del estudio y las condiciones del sector en que se realizarán las mediciones vibracionales. Además, es importante validar el criterio escogido a través de un reconocimiento visual del entorno, antes y después de la voladura.

El criterio anteriormente descrito, así como otros criterios aplicables en minería subterránea, son sólo aproximaciones al daño inducido y constituyen más que nada una herramienta de ingeniería de voladura.

2.7. Análisis de modelos predictivos en voladuras

2.7.1. Modelamiento de cargas explosivas

Uno de los temas importantes dentro de la formulación y aplicación de un modelo predictivo en voladura se sustenta en la forma en que trabajan las cargas explosivas, lo que determina la posterior predicción de vibraciones, energía, fragmentación y otros efectos desarrollados por la voladura.

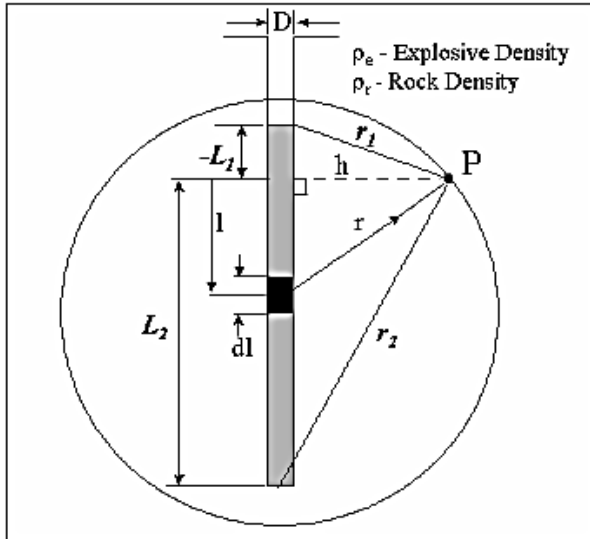
Desde este punto de vista existen dos formas básicas de modelar una carga explosiva en base a la geometría de ésta y su disposición con respecto al punto de monitoreo: cargas concentradas o esféricas y cargas de geometría cilíndrica.

i.- Modelamiento de cargas concentradas: corresponde utilizarlo cuando el largo de la columna explosiva es menor o igual a 6 veces el diámetro de la carga y/o cuando el punto de monitoreo se encuentra relativamente lejos del punto de detonación. Para este tipo de modelamiento es conveniente utilizar un ajuste cúbico de los datos obtenidos en terreno.

ii.- Modelamiento de cargas cilíndricas: esta forma de modelamiento es correctamente utilizado si el largo de la columna de explosivo es a lo menos 6 veces mayor que el diámetro de ésta y/o cuando el lugar de monitoreo se encuentra relativamente cercano al punto en donde se lleva a cabo la detonación. El ajuste recomendado para este tipo de modelamiento es el cuadrático, según estudios realizados por Devine (1962), Devine y Duvall (1963) y otros autores que han desarrollado análisis de vibraciones en campo lejano.

2.7.2. Modelo EED (Energy Explosive Distribution)

Este modelo busca determinar la concentración estática y dinámica de energía presente en un punto determinado por efecto de la voladura. Para esto, utiliza un volumen esférico de roca centrado en una pequeñísima porción de explosivo, como muestra la figura 2.9:



$$P = 187.5 \frac{\rho_e}{\rho_r} D^2 \frac{1}{h^2} \left(\frac{L_2}{r_2} - \frac{L_1}{r_1} \right) \quad (2.15)$$

Figura 2.9: "Esquema Modelo EED"

i.- Condiciones de borde: en el caso que se requiera calcular la energía estática en un punto los datos necesarios son los siguientes:

- Diámetro y longitud de la columna explosiva [m].
- Densidad del explosivo [kg/m^3].
- Densidad de la roca [kg/m^3].
- Distancia entre el punto de interés y la carga [m].
- Potencia relativa en peso del explosivo con respecto al ANFO. Para el caso de la energía dinámica, interactúan las mismas variables, pero se le suma el factor tiempo que está representado por:
- Secuencia de salida
- Tiempo de acoplamiento [ms]

ii.- Supuestos:

- Un macizo rocoso homogéneo e isótropo.
- Se asume una detonación instantánea de las cargas.
- Todas las cargas afectan al mismo volumen de roca, que corresponde al volumen inicial.
- Detonación ideal de las cargas, lo que significa que la energía teórica es igual a la energía útil del explosivo.

iii.- Restricciones:

- No se consideran las características geoestructurales del macizo rocoso, lo que sesga el análisis en base a los datos obtenidos del modelo.
- El modelo estático no es aplicable a la hora de comparar disparos con tiempos de duración muy distintos, debido a que se asume una detonación instantánea de las cargas.
- Se debe hacer un estudio de tiempo de acoplamiento de cargas para cada roca y explosivo.

iv.- Análisis:

Si bien el modelo asume un volumen de roca constante a medida que se desarrolla la voladura, se sabe que esto no es cierto y que la roca no permanecerá en su sitio a medida que las cargas detonan. Esto hace que la energía calculada no sea la real, pero se puede mejorar su estimación haciendo varios ensayos con explosivos de diferente energía.

Alrededor del taladro se genera un campo de influencia en donde la energía disminuye a medida que aumenta la distancia al centro del campo energético correspondiente al taladro detonado, lo cual se debe a que el modelo toma en consideración la atenuación geométrica del macizo. Los contornos energéticos que se generan alrededor de cada uno de los taladros permiten analizar presuntas detonaciones por simpatía, acoplamiento u otra anomalía de interacción de cargas dentro de la voladura.

La concentración energética calculada generalmente es mayor a la que se obtiene en terreno, lo que se debe primordialmente a que el modelo trabaja con una detonación ideal del explosivo, lo cual es casi imposible de lograr en terreno. Además, en el caso de la simulación estática, se supone una detonación instantánea de todos los taladros lo que eleva excesivamente la concentración energética en los puntos del macizo rocoso cercanos a la voladura.

Se debe tener información geológica y geomecánica del macizo rocoso y sus estructuras, además de las condiciones ambientales (temperatura, humedad, estado tensional, etc.) del lugar en que se desarrolla la voladura para complementar los datos

obtenidos a través del modelo, ya que por sí solos no son suficientes para explicar muchos de los fenómenos observados en terreno.

Los defectos en el funcionamiento del explosivo debido a su mala elección no son considerados en la simulación. Esto hace que los resultados del modelo disten mucho de los de terreno si, por ejemplo, se utiliza ANFO en lugares húmedos, explosivos de baja densidad en sectores de alto estado tensional lo que provoca insensibilización de estos, etc.

El modelo, al no tener como input las características estructurales del macizo y trabajar con una roca homogénea e isotrópica, desestima la posibilidad de que la energía pueda tomar una dirección preferencial de propagación, así como que se disipe o se refleje por la presencia de estructuras.

Es por esto que la discrepancia entre los resultados en terreno y la simulación de la voladura mediante este modelo, se deba principalmente a la geometría del diseño implementado y el estado del macizo rocoso a la hora de efectuar la iniciación.

A pesar de lo anterior, el modelo es una buena herramienta para evaluar la energía, la fragmentación a medida que se modifica la cantidad de energía y el tipo de explosivo.

2.7.3. Modelos de vibraciones

Actualmente se considera a la velocidad peak de partícula como un indicador del potencial de daño asociado a una vibración sísmica. Es por esto que se han creado modelos que estiman el comportamiento de la velocidad de partícula bajo ciertas condiciones especiales de voladura.

Básicamente son expresiones que relacionan tres variables: velocidad máxima de partícula (VP), carga máxima por retardo (Q) y distancia del punto de interés a la voladura (D). La expresión general a obtener tiene la siguiente forma:

$$VP = K (D / Q^\alpha)^{-\beta} \quad (2.16)$$

La expresión (D / Q^α) es conocida como distancia escalar y busca relacionar los niveles de vibración generados a diferentes distancias y para diferentes cantidades del mismo explosivo. Una de las formas más frecuente de representar el comportamiento de las vibraciones es a través de un gráfico de velocidad de partícula versus distancia escalar.

Para determinar el valor de las constantes se realizan ensayos midiendo la vibración que producen cargas explosivas conocidas a una distancia conocida. El ajuste computacional de los datos obtenidos permiten obtener K , α y β , junto con otros dos parámetros que muestran la precisión del ajuste: el coeficiente de correlación y la desviación standard. Un coeficiente de correlación cercano a uno indica que el fenómeno corresponde al modelo aplicado.

Por otro lado, el modelo resultante da un nivel medio de vibraciones de manera que el 50% de los datos están por encima y la otra mitad por debajo. Para obtener un modelo de mayor confiabilidad se debe utilizar la desviación standard para elaborar otro modelo alternativo con otro valor de K .

En general, se puede decir que las vibraciones en el campo cercano están más frecuentemente influenciadas por el diámetro del taladro que por la longitud de la carga. Esto se debe a que si variamos el diámetro cambia el peso de explosivo que reacciona por unidad de tiempo, lo que no ocurre cuando sólo se cambia la longitud de la carga.

Una de las ventajas de determinar la velocidad de partícula producto de la voladura es la posibilidad de desarrollar un criterio de daño que se ajuste a cada faena en particular, desde el punto de vista de las características del macizo rocoso, de los explosivos utilizados, los diseños aplicados y las instalaciones afectadas.

A continuación se presentan dos de los modelos más utilizados para estimar las vibraciones producidas por voladuras.

- Modelo de Devine

Nace como resultado de una investigación hecha por el USBM (United State Bureau of Mine) en 1966, la cual consistió en registrar las componentes vertical, radial y transversal de la velocidad de partícula, en ensayos donde se realizaban 5 mediciones a diferentes distancias de la fuente y las cuales variaban entre 145 a 3170 [pies]. Se controlaron 39 voladuras en canteras, de las cuales 12 fueron instantáneas, 5 con retardo taladro a taladro usando detonadores de milisegundos y 22 con retardos múltiples por taladro. La cantidad de explosivo por taladro varió desde 3,6 a 680 [kg] y la carga por retardo, incluyendo las voladuras instantáneas, varió desde 11 a 2095 [kg].

Las ciudades donde se realizaron las pruebas fueron Iowa, New York, Ohio, Washington DC y Virginia, de modo que los tipos de rocas en los cuales se efectuaron las mediciones fueron muy variados.

El instrumental usado en esta investigación consistía en un medidor de velocidad de partículas, un amplificador y un oscilógrafo de escritura directa de 36 canales. Para cada estación de medición los sensores fueron montados sobre plataformas fijadas en los costados, en el fondo y en cajas de aluminio al interior de perforaciones realizadas.

Un análisis estadístico de la información obtenida en terreno dio a conocer que las componentes vertical, radial y transversal de la velocidad de partícula pueden ser determinadas a través de la siguiente fórmula, [2.17]:

$$V = H (D / W^{0.5})^{-\beta} \quad (2.17)$$

i.- Condiciones de Borde:

Las variables que utiliza este modelo para estimar la velocidad de partícula de la onda vibracional, son las siguientes:

D: distancia desde el sensor al sector de la voladura [m].

W: cantidad de explosivo por retardo [kg].

H & β : Constantes, propiedad de la roca determinada insitu (adimensional).

ii.- Supuestos:

Las cargas explosivas se consideran de geometría cilíndricas.

Cargas 100% acopladas.

iii.- Restricciones:

- El modelo tiene validez en el campo medio – lejano, recomendable para distancias mayores a dos o tres veces la longitud de la carga.
- No es recomendable utilizar el modelo en macizos altamente fracturados y con estructuras predominantes.
- No se considera la secuencia de salida de los taladros ni la efectividad de los retardos.

iv Análisis:

En cuanto a modelos de campo medio – lejano, éste es uno de los más conservadores, lo cual queda en evidencia en la utilización de un ajuste cuadrático para la distancia escalar debido a la utilización de cargas cilíndricas. En el sector más cercano a la carga explosiva, las velocidades de partícula son sobreestimadas considerablemente, haciendo que este error alcance relevancia entre los 5 y 15 primeros metros aproximadamente.

Al utilizar las velocidades de partícula predichas por el modelo se debe considerar que el resultado en terreno se ve afectado, entre otros factores, por cambios litológicos, presencia de agua, grado de fracturamiento y presencia de estructuras principales. Estas consideraciones son extensibles a todos los modelos de vibraciones presentados en este capítulo.

- **Modelo de Holmberg & Persson**

En este caso la columna de explosivo es dividida en una serie de cargas infinitesimales, cada una de una longitud dx , siendo q el peso por unidad de longitud de cada una de ellas. Entonces, el peso total de cada porción de explosivo, estará representado como:

$$W = q \times dx \quad (2.18)$$

La ecuación general para la velocidad de partícula, como se dijo anteriormente, se encuentra en función del peso de la carga total (W) y la distancia (R) desde el centro de una carga esférica al punto en que se desea saber la velocidad. Por lo tanto:

$$V = K (W^\alpha / R^\beta) \quad (2.19)$$

Como se puede apreciar en la figura 2.10, $R = [(r - r_0)^2 + (x - x_0)^2]^{0.5}$, por lo que la diferencial de la velocidad está definida como:

$$dV = K (q dx) / [(r - r_0) + (x - x_0)]^{\beta/2} \quad (2.20)$$

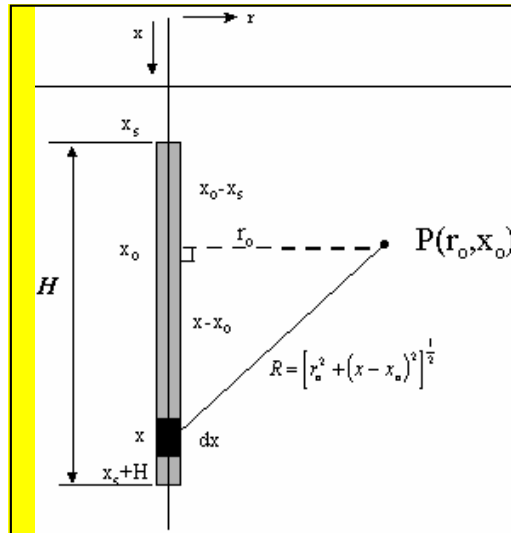


Figura 2.10: Esquema Modelo Holmberg & Persson

Como interesa saber el efecto global de la columna explosiva sobre el punto P, se desestima la diferencia de tiempo en el arribo de las vibraciones generadas por las distintas porciones de explosivo. Además, se utiliza la amplitud peak de las vibraciones sin considerar la dirección de llegada al punto.

De este modo, la velocidad se puede calcular a través de la integración de la fórmula anterior, tomando como límites de integración: X_s (fondo del taco) y $X_s + H$ (fondo de la columna explosiva). Si bien se puede evaluar para cualquier valor que tome α y β , se considera uno de los casos especiales de la ecuación general que mejor se aplica a este modelo, en donde:

$$V = K (R/W^{0.5})^{-\beta} \quad (2.21)$$

De donde se tendrá que $\alpha = \beta/2$.

Por lo tanto, la ecuación de velocidad peak de partícula, según el modelo sueco será.

$$PPV = K \left[\left(\frac{q}{R_o} \right) \left\{ \arctan \left(\frac{H + X_s + X_o}{R_o} \right) + \arctan \left(\frac{X_o + X_s}{R_o} \right) \right\} \right]^\alpha \quad (2.22)$$

La ecuación anterior se puede simplificar como:

$$PPV = K (F\&P)^\alpha \quad (2.23)$$

Donde,

q	=	Densidad lineal de carga.....	[kg/m]
Ro	=	Distancia de medición, desde la carga.....	[m]
H	=	Longitud de carga.....	[m]
Xs	=	Longitud de taco.....	[m]
Xo	=	Profundidad de medición.....	[m]
K	=	Factor de velocidad	
α	=	Factor de decaimiento o atenuación	

i.- Condiciones de borde:

Para determinar el nivel peak de energía asociado a una voladura en particular, en base a este modelo, se necesita el valor de los siguientes parámetros:

- Factor de velocidad (K).
- Distancia existente entre el punto de interés y la carga explosiva [m].
- Longitud de la columna explosiva [m].
- Concentración lineal de carga (q) [kg/m].
- Constante de atenuación de la roca (α).

ii.- Supuestos:

La formulación de este modelo se basa en las siguientes suposiciones:

- Considera que la velocidad de detonación del explosivo es infinita.
- Supone la columna explosiva como una línea continua de pequeñas cargas puntuales (modelamiento cilíndrico).
- Supone que la velocidad peak de partícula, asociada a cada elemento de carga, es numéricamente aditiva.
- No se considera la velocidad de partícula como vector.

iii.- Restricciones:

- No considera el tamaño de la voladura.
- Se obvia la influencia de los retardos y la secuencia de iniciación sobre las vibraciones.
- No se contempla el grado de confinamiento del explosivo dentro del taladro ni el acoplamiento.

iv.- Análisis:

Si bien el modelo omite la influencia de los tiempos de retardo sobre las vibraciones, se debe tener en cuenta que los valores obtenidos por el modelo serán superiores a los encontrados en terreno, ya que en este caso las cargas detonan en forma secuencial.

De forma análoga, si se trabaja con cargas desacopladas a las paredes del taladro, las velocidades de partícula producto de la voladura serán menores a las predichas por el modelo. Lo mismo ocurrirá a medida que el confinamiento del explosivo dentro del taladro disminuya.

El monitoreo de vibraciones para el caso de la mina es del tipo campo cercano, en donde las características de la columna explosiva tienen gran implicancia en los resultados obtenidos. Es por esto que el modelo que más se adecúa a esta faena es el de Holmberg and Persson, ya que considera el largo de la columna explosiva y la concentración lineal de carga, además de la distancia entre la carga y el punto de interés y algunos coeficientes que pretenden caracterizar el comportamiento de la roca y de la onda.

En casos excepcionales, donde se desee determinar la eficiencia general de la voladura (sin mayores detalles), se podrán utilizar modelos como el de Devine, que consideran las cargas como puntuales y corresponden primordialmente a predicción de vibraciones en campo medio a lejano. En la Compañía Minera Kolpa S.A no se tienen mayores registros de la aplicación de este tipo de monitoreo para analizar el comportamiento de la voladura.

La aplicación de cualquiera de estos modelos se deberá realizar haciendo una diferenciación por tipo de roca, para lo que se deberán medir las constantes y los coeficientes para cada litología.

• **Comparación modelos Devine y Holmberg & Persson**

Para el modelamiento en el campo cercano se requiere primero de datos vibracionales adquiridos lo más cercano posible a una carga explosiva típica, con geófonos o acelerómetros de un alto rango dinámico de respuesta, capacitados para medir los niveles más altos de vibración. Por otra parte, en el proceso de análisis se ajustan los datos de vibraciones al modelo cercano propuesto por Holmberg & Persson, que considera la carga explosiva en forma distribuida, cobrando especial importancia los aspectos geométricos, de distancia a la carga, longitud, largo del taco, densidad lineal del explosivo, etc., a diferencia del modelamiento tradicional propuesto por Devine que utiliza una sola distancia para el total de la carga explosiva, es decir concentrada en un punto, consideración válida para distancias de más de 2 ó 3 veces la longitud de la carga explosiva.

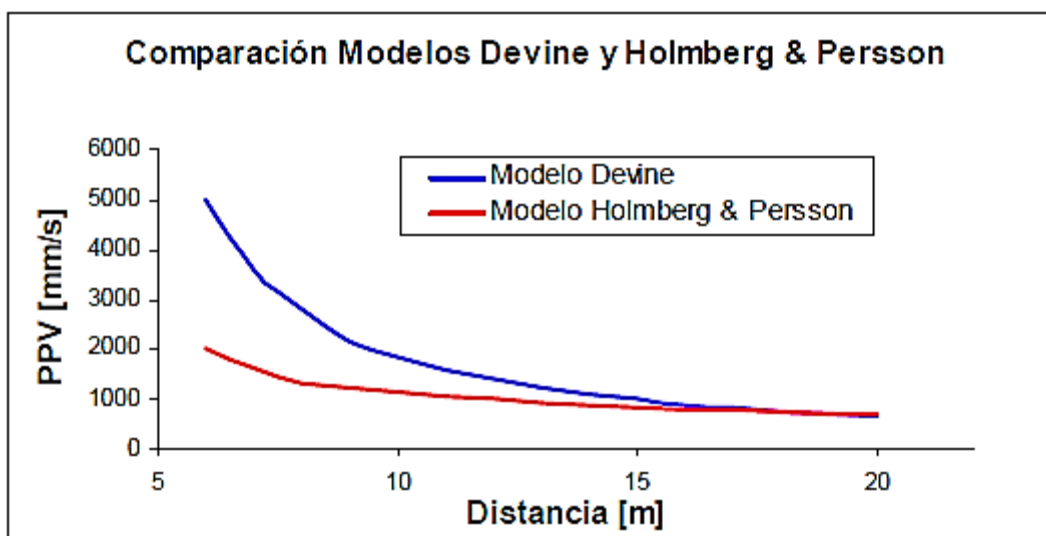


Gráfico 2.6: Diferencia en la predicción de Vibraciones según el Modelo Devine y Holmberg & Persson.

En el gráfico 2.6 se observa la diferencia entre ambos modelos, especialmente en la zona más cercana a la carga, donde se aprecia como el modelo de Devine sobreestima la velocidad de partícula.

2.8 Antecedentes de la Mina Kolpa. S.A.

2.8.1 Ubicación

La Unidad de Producción Huachocolpa Uno de la Cía. Minera Kolpa S.A., se ubica en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales, en el Distrito minero de Huachocolpa, Provincia y Región de Huancavelica a una altitud de 4480 msnm.

Sus coordenadas geográficas son:

Longitud Oeste : 74° 53' 43"

Latitud Sur : 13° 03' 52"

Sus coordenadas U.T.M.:

E : 502,230.550

N : 8' 555,752.86

A continuación se presenta el plano de ubicación de la Mina Kolpa



Figura 2.11 Fuente (MINAN). Ubicación Mina Kolpa

El Plano te tamaño A3 se muestra en el anexo VI.

- Vías de acceso

El acceso a la U.E.A Huachocolpa se da por las siguientes rutas:

Ruta	Distancia (Km)	Tiempo	Tipo de Vía
Lima-Pisco-Huaytara – Rumichaca -Paso de Chonta – Mina	445	09 horas	Asfaltada y afirmada
Lima-Pisco- Castrovirreyna - Paso de Chonta - Mina	462	10 horas	Asfaltada y Afirmada
Lima –Huancayo – Huancavelica -Paso de Chonta-Mina	565	12 horas	Asfaltada y Afirmada

Tabla 2.3: Fuente (Mina KOLPA).

- Geomorfología

En el área donde se encuentra la Mina Kolpa se presenta las siguientes unidades geomorfológicas:

- Relieve

Presenta una morfología bastante agreste, como puede apreciarse al sur oeste de la veta Bienaventurada y alrededores de la veta Rublo, cortadas por numerosas quebradas de recorrido corto con red de drenaje dendrítico. Esta unidad esta modelada sobre secuencias volcánicas que han sufrido un proceso de intemperismo que se emplazan en forma de mesetas.

- Laderas

Son declives que están inmediatos al relieve cordillerano, constituye los flancos este y oeste del valle de Caudalosa con pendiente de 60°.

- Altiplanicies

Se emplaza por encima de los 4,300 m.s.n.m. y se caracteriza por presentar relieves suaves que se expresan como pequeñas pampas, colinas y cerros de forma suave.

- Mesetas volcánicas

Son superficies sub-horizontales debido a coladas de lavas con pendiente de 5° a 10°, este tipo de geoforma se observa hacia el sur oeste de la mina Chonta.

- Valles fluvio-glaciares

Son geformas de relieve negativo, de tamaños y aspectos variados ocupados por ríos permanentes, siendo característica en los valles fluviales la forma de “V” que generalmente se considera típico de valles juveniles, en el fondo son planos y están cubiertos por sedimentos clásticos de diversa litología. En las nacientes de los ríos se presenta la morfología de valles glaciares con sus perfiles típicos en forma de “U”, debido a la erosión glacial de los picos altos.

- Clima

En esta parte de la cordillera de los andes, el clima está condicionado por dos estaciones bien marcada, una seca entre los meses de mayo a octubre donde la temperatura durante el día es de 10°C y en la noche desciende a –5°C. La estación húmeda está comprendida entre los meses de noviembre a abril, donde hay precipitaciones de lluvia, granizo y nieve y la temperatura durante el día es de 18° C y en la noche desciende a 7° C.

- Vegetación

La vegetación está constituida por pastos típicos de puna, resistentes a las sequías y consisten de gramíneas e icho, musgos, líquenes, yaretas los cuales sirven de alimentación a los auquénidos y ovinos.

- Hidrología

Las aguas provenientes de los deshielos y lluvias forman riachuelos, corrientes y luego ríos, siendo su drenaje principal el río Escalera, aguas abajo toma el nombre de río Opamayo, el cual desemboca en el río Lircay, afluente del río Mantaro, que discurre al Océano Atlántico.

- Drenaje

El tipo de drenaje es dendrítico, el cual está controlado por la forma de relieve que se presenta en el área de la mina.

- Geología regional

En el Distrito Minero de Huachocolpa, afloran rocas sedimentarias Mesozoicas, rocas ígneas del Terciario y depósitos cuaternarios.

2.8.2 Geología estructural

Los estratovolcanes que se presentan en el sub - distrito de Caudalosa Chica, Chonta, Rublo, Bienaventurada corresponden a una parte de una estructura dentro de la formación << Domos de Lava >>. Estas capas en el área de la mina se encuentran suavemente plegadas con rumbo N 30° - 40° W y 10° SW - 15° NE de buzamiento, cortadas por fallamientos transversales en su mayoría mineralizados.

Como consecuencia de los esfuerzos de comprensión a nivel regional se ha originado una serie de fracturas de cizalla y tensión de rumbo N 60° E a N 60° W que es característica tectónica general del distrito y sirvieron para el emplazamiento de los fluidos mineralizantes. Las estructuras principales en el sub distrito Caudalosa, Chonta, Rublo, Bienaventurada están formadas por dos sistemas principales.

- a. **Fracturas De Tensión Y Cizalla De Rumbo N 45° - 70° E;** que son los que tienen mayor longitud con buzamientos entre 60°-75° SE, con inflexiones, cimoides, ramales en diferentes tramos en toda su extensión. A este sistema pertenece las vetas Caudalosa1, Caudalosa2, Viviana, Silvia Ramal 1, Lucia, Bienaventurada, Bienaventurada Norte, Rublo, Poderosa, Esterlina, Peseta, Galena, Hospina, Fortuna. Es de resaltar que en la veta Caudalosa 2 y Rublo a diferencia de las demás vetas están más fallados hacia el techo y presenta clastos subred ondeados de volcánicos, lo que nos indica que se produjo fallas de reactivación de movimientos destraes, con numerosas vetas de cizalla hacia el piso con menor fallamiento.
- b. **Fracturas Del Sistema Este-Oeste;** algunas de gran longitud interceptada en muchos casos por fracturamiento del sistema anterior, el mayor ejemplo de este sistema lo constituye la veta falla Silvia con rumbo E- W y buzamiento promedio 75° S. Estructuras secundarias de poca longitud de rumbo N 20° a 30° E, posiblemente correspondan a una última etapa de fracturamiento pre-mineral. El área comprendida entre la falla Silvia y la falla Caudalosa parece corresponder a un graben de poca profundidad.

2.8.3 Geología local

En el área de la Mina Kolpa afloran rocas volcánicas de la Formación Caudalosa constituidos principalmente de brechas y lavas andesíticas, dacíticas, riolíticas, porfiríticas y andesíticas porfiríticas. Las brechas mayormente de composición andesítica, afloran en la parte baja de Caudalosa Chica, hacia el noroeste de Toromachay y en ambas márgenes del río Escalera.

Las lavas andesíticas en el área de Kolpa tienen un rumbo N 30° - 40° W y las capas son subhorizontales hacia el sur-oeste y al nor-este.

Las lavas andesíticas afloran predominantemente entre las cotas 4200 y 4450 sobreyaciendo a las brechas volcánicas, son de color gris a verdoso cuando están frescas y blanquecinas cuando están alterados. En estas rocas las estructuras presentan un afloramiento definido con alineamiento de fracturas y alteración supérgena.

En las partes más altas de kolpa a cotas mayores de 4450 m.s.n.m. las lavas son de composición dacíticas, latíticas a riolítica, aquí las estructuras mineralizadas presentan afloramientos muy cortos y angostos, excepto la falla – veta.

Caudalosa que esta mayormente encapado. En el área de Chonta afloran rocas consistentes de lavas y brechas de composición andesítica de color gris; en la parte alta se presentan derrames de lava, brechas tufáceas de color gris blanquecino.

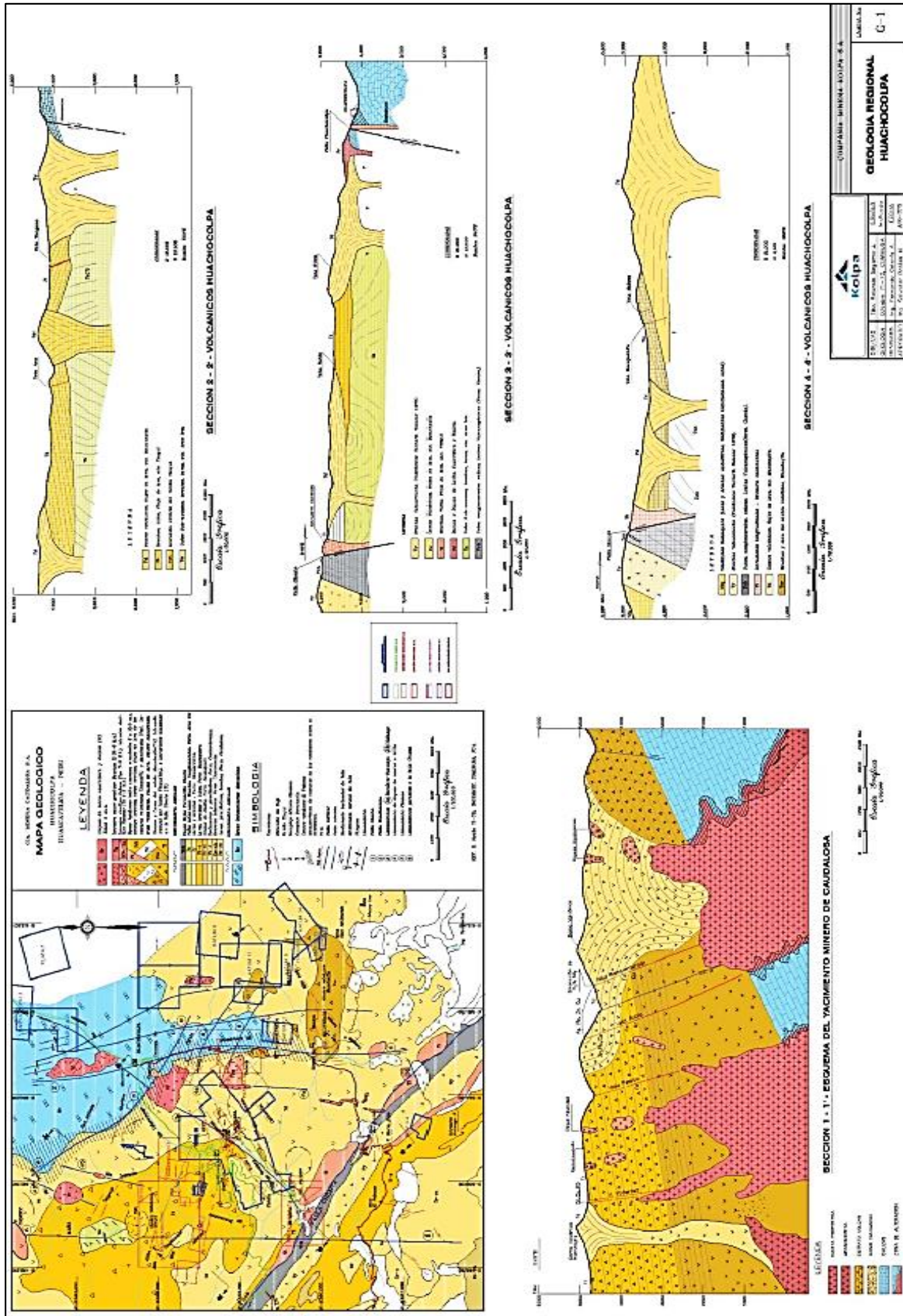


Figura 3.2 Fuente (MINAN). Geología Regional Kolpa

El Plano de tamaño A3 se muestra en el anexo VI

2.8.3.1 Génesis y Paragenesis del Yacimiento

El yacimiento de Kolpa es de tipo filoniano, relleno de fracturas con soluciones hidrotermales cuya mineralización es de tipo epitermal emplazado en rocas volcánicas de la Formación Caudalosa, en condiciones moderadas de presión y temperatura.

Los estudios de Paragénesis y Zoneamiento de la Veta Bienaventurada, indica que la mineralización se dio en dos secuencias paragenéticas. En la primera secuencia, la pirita fue el primer mineral depositado en estructura, seguido por la esfalerita, calcopirita, cobre gris (Freibergita, tennantita), galena, bournonita, seligmanita, gratonita y barita, algo más tarde rejalgar y oropimente.

La segunda secuencia está constituida esencialmente por pirita, argentotenantita, bribergita, dufrenoycita, estibina y jordanita. Los minerales de ambas secuencias se presentan en texturas de relleno y reemplazamiento.

Finalmente se observa una secuencia de minerales supérgenicos constituidas por melnikovita, anglesita, yeso, hematina y limonita.

En la veta Bienaventurada es notorio un zoneamiento vertical, los valores de cobre y zinc predominan en la parte alta del lado oeste, en profundidad el plomo aumenta, también hay un aumento relativo de plata en profundidad.

Las subunidades Chonta, Rublo, Bienaventurada, por lo general son minas de zinc, plomo, cobre, con valores de plata en los niveles superiores y al oeste de la veta Bienaventurada.

En los niveles superiores de la veta Buenaventura, Rublo, San Pedro, la mineralización va asociada a abundante oropimente y rejalgar, lo que confirma que estas son depósitos hidrotermales de tipo filoneano.

Al oeste de la veta Bienaventurada hay emanación de ácido sulfídrico, que es un gas producto de la sublimación volcánica que se siente en todos los niveles del lado oeste de la veta.

2.9 Sistema de Explotación

El sistema de minado que actualmente se viene aplicando en la mina Huachocolpa Uno, es el sistema mecanizado, donde en las fases de minado se utiliza equipos como el Jumbo, Scoops y Camiones, los que dan buenos resultados debido a las siguientes ventajas:

- Alto rendimiento.
- Bajo costo.
- Gran flexibilidad.
- Incremento de producción y productividad.

- Mediano uso de la mano de obra.
- Velocidad en la explotación.
- Seguridad para el personal y equipo.

2.9.1 Características del Yacimiento

- El mineral se presenta en vetas (Bienaventurada)
- El mineral económico es plata, plomo, zinc y cobre.
- La mineralización es irregular.
- Las vetas tienen una potencia promedio de 1.53 m, y en zonas puntuales que llegan hasta 6 m.
- El buzamiento varía entre 58° a 72°.
- La mineralización predominante es esfalerita, marmatita, galena argentífera y pirita, casi como trazos de calcopirita, todos envueltos en una matriz de andesita volcánica.
- El comportamiento geomecánico de la Veta Bienaventurada se encuentra dentro de un índice GSI F/P-MP en la misma estructura y en las cajas es F/R.

2.10 Método de Explotación

El Método de Minado por Corte y Relleno Ascendente, se caracteriza en hacer rebanadas horizontales de variada longitud con alturas de corte que varían dependiendo la potencia de veta. Lo relevante de la aplicación de éste método en Kolpa está en la perforación horizontal con Jumbo, maquina Jackleg y Stopper con barrenos de 8 pies, la cual requiere de una luz de 3.5 m y 2.4 m de altura de perforación, siendo cada corte aproximadamente 2 m. Luego se realiza el carguío del explosivo y disparo de dicho corte posteriormente teniendo nuevamente cara libre para iniciar la perforación del corte superior.

Para ganar productividad se tienen 2 frentes en forma constante que es accesado por medio de 1 brazo o rampa de acceso en la parte central de la veta obteniendo los 02 frentes, lado Este y lado Oeste.

Cuya aplicación se detalla a continuación:

2.10.1 Perforación y Voladura

Para la perforación de taladros de producción en los tajos convencionales se utiliza equipos manuales Jackleg, Stopper y el jumbo Muki para los tajos mecanizados el cual realizará perforación con Jumbo. La perforación será con barreno de 14 Ft por lo que se requiere desate sobre la carga disparada, y de ser necesaria la instalación de sostenimiento ocasional o sistemático de acuerdo a la recomendación geomecánica.

2.10.2 Desate y Sostenimiento

Una vez verificado la ventilación se procede al desate de rocas sueltas en avanzada, con barretillas adecuadas para la altura de labor.

Tipos de sostenimiento que se aplica:

- Pernos Split Set combinado con mallas metálicas electrosoldadas.
- Pernos Split Set combinado con cinta Straps.
- Pernos puntuales.
- Puntales de seguridad combinado con Jackpot

La selección del tipo de sostenimiento dependerá del tipo de roca, de la sección abierta, del tiempo de exposición y del nivel de alteración del terreno.

2.10.3 Acarreo

La limpieza y acarreo de mineral se llevará a cabo con Scooptram de 1.5, 3.5 y 7 yd³, hacia las chimeneas de echaderos o ventanas de mineral situadas en la Rampa (o rampa basculante). En el nivel en la tolva electrohidráulico trasladar el mineral mediante volquetes de 25 TM, hasta la Planta de Beneficio, hay que mencionar que en todos los procesos siempre se está ventilando.

2.10.4 Relleno

El relleno utilizado en el rellenado del tejeo, es el relleno detrítico. Cuando acaba el ciclo de limpieza del tramo disparado se realiza el relleno detrítico con ayuda de equipos de bajo perfil (Scoop) todo el corte para preparar el siguiente corte.

Como la altura final después de limpiado el mineral alcanzará en promedio los 4.4 m., será necesario de una capa de Relleno detrítico de una altura de 2,0 m, el cual permitirá devolver la estabilidad a las cajas y dejar el nuevo piso para la perforación del siguiente corte.

Luego de terminar rellenar todo el piso, se procede al rebatido del acceso que es la Rampa basculante para ingresar a un corte 2,0 m. más arriba. Esta secuencia se repetirá hasta que el acceso inicialmente con -15% llegue a +15%.

CAPITULO 3: DIAGNOSTICO Y PROPUESTA DE MEJORAMIENTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LAS LABORES DE GALERIA

3.1. Condiciones técnicas para el diagnóstico y propuesta

Para llevar a cabo el diagnóstico, optimización y seguimiento de los disparos de desarrollo horizontal es necesario realizar observaciones, mediciones y monitoreos en terreno de las actuales prácticas de voladura, además de analizar aquellos parámetros claves relacionados con el diseño, implementación y resultado de cada uno de los disparos.

La metodología de trabajo empleada considera tres aspectos fundamentales para el logro de los objetivos:

- I. Definir en forma previa los factores relevantes del proceso que pudieran contribuir a la sobre excavación de los disparos de avance.
- II. Efectuar observaciones en terreno de las prácticas y resultados de los diseños que actualmente se utilizan, con la finalidad de establecer una línea base que constituirá el punto de comparación con las nuevas mejoras propuestas.
- III. Emplear técnicas de evaluación y software de análisis para cuantificar objetivamente los parámetros de interés (dimensiones, índices tecnológicos, vibraciones y daño) que constituirán la línea base y la de las nuevas mejoras.

3.2. Factores contribuyentes en la generación de sobre excavación

En base a la información analizada y a lo observado en terreno, los factores contribuyentes a la generación de sobre excavación de un desarrollo y que necesariamente deberán formar parte del proceso de diagnóstico de este trabajo, son:

- Desviación de los taladros de contorno y auxiliares de contorno.
- Impacto vibracional en el contorno y respuesta de la roca.
- Distribución de la carga explosiva, ya sea en el contorno y centro de la labor.
- Calidad e implementación del diseño de disparo actual.

3.2.1. Mediciones en terreno

Para cuantificar el efecto que producen los factores contribuyentes a la generación de la sobre excavación, fue necesario obtener en terreno, para cada uno de los disparos evaluados, la siguiente información:

- Fotografías de los disparos antes y después de cada voladura, para posterior digitalización en software 2DFace.
- Fotografías de la granulometría post voladura.
- Mediciones de la calidad de la operación del carguío del explosivo e iniciación de la voladura.
- Revisión de la geometría de diseño, con preponderancia en la medición de la longitud de los taladros perforados y disposición espacial de estos.
- Monitoreo de las vibraciones producto de la voladura.

Las mediciones en terreno que se realizaron fueron: 5 disparos con el diseño actual (caracterización caso base), 3 disparos con un diseño de cálculo (ajuste de la propuesta) y 5 con el diseño final propuesto. De esta forma se conformó una robusta base de datos que permitió concluir en forma precisa las ventajas del diseño final propuesto.

3.3. Modelamiento matemático para la voladura de las Galerías.

Para mover una masa rocosa en las Galerías se requiere de perforación y voladura de rocas, el mecanismo básico del proceso de fracturamiento de la rocas, los parámetros de detonación y explosión, requieren de modelos matemáticos en las cuales intervienen variables estocásticas de interacción relacionados, que representan a la energía-masa rocosa-fragmentación. Estos modelos matemáticos mencionados tienen una base científica tecnológica lo cual es posible que reemplace a los métodos empíricos basado principalmente en prueba y error y en la experiencia personal.

El objetivo es describir, analizar interpretar el método de Holmberg para la voladura de las galerías, este dato tomara el software para su análisis.

3.3.1 Método postulado por Holmberg para diseñar y calcular los parámetros de perforación y voladura para minería subterránea y tunelería.

Holmberg ha dividido el frente en cinco secciones (A, B1, B2, C, D y E), cada una de las secciones debe ser tratada de forma especial durante los cálculos.

- Sección A de corte (cut)
- Sección B de tajeo (stopping section)
- Sección C de alza (stoping)
- Sección D de contorno (contour)
- Sección E de arrastre (lifters)

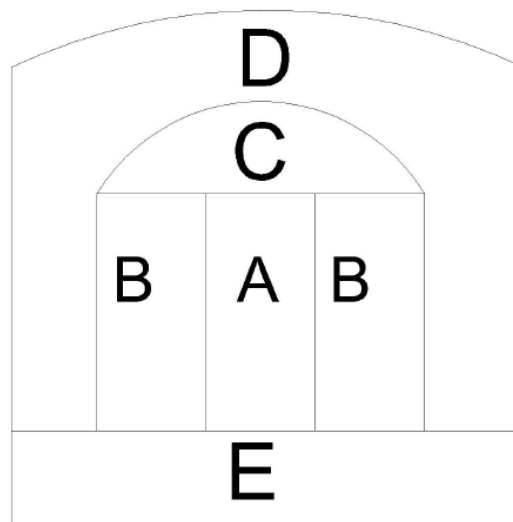


Figura 3.1 sección del túnel mostrando las diferentes secciones establecidas por Holmberg.

Los cálculos se llevan de acuerdo al siguiente algoritmo:

- Cálculo para determinar el avance
- Cálculo para el corte
 - Primer cuadrante
 - Segundo cuadrante
 - Tercer cuadrante
 - Cuarto cuadrante
- Cálculo de arrastre
- Cálculo de taladros de contorno (paredes)

3.3.2. Algoritmo de Holmberg para el diseño de perforación y voladura de Galerías.

Los datos de entradas son:

Geometría de la Galería

Ancho de la sección	w	4,2	m
Alto de la sección	A	3,8	m
Altura del arco	h	0,5	m

Parámetros de Perforación

Diámetro de los taladros de producción	d	0,025	m
Longitud de barreno	l	13	pies
Profundidad de perforación	H	3,9	m
Avance por disparo	l	3,2	m
Angulo de desviación de los taladros de contorno 0,5 rad	l	5,24	cm/m
Desviación angular	l	0,01	m/m
Desviación del collar	l	0,02	m

Características de la roca

Andesita dura	Sc	140 a 200	Mpa
Densidad de la roca	Pr	2,7	TM/m3
Constante de roca	c	0,4	l
Factor de fijación	f	l	l
Para arranque horizontal y hacia arriba	l	1,45	l
Para arranque hacia abajo	l	1,2	l

Parámetros del explosivo

Mezcla Explosiva Gelatinosa resistente al agua en cartuchos de:

Diámetro del explosivo d = 45 mm	l	0,025	m
Calor de explosión	Q3	4,5	MJ/Kg
Volumen de gases STP	V	0,85	m3/Kg
Densidad del explosivo	Pe	1,2	gr/cm3
S LFB/ANFO	l	0,84	l
Calor producido por una detonación	QLFB	5	MJ/Kg

3.3.3. Cálculo de la Potencia relativa por peso

$$S_{\frac{EXP}{LFB}} = \frac{5 Q3}{6 QLFB} + \frac{1 V}{6 VLFB}$$

Donde:

SEXP/LFB: Es la potencia por peso relativa a un explosivo de referencia (dinamita LFB).

Q3: Es el calor de explosión producido por la detonación de 1 Kg de la mezcla explosiva usada (4.5 MJ/Kg).

QLFB: Es el calor de explosión producido por la detonación de 1Kg de dinamita LFB (5.0MJ/Kg) V : Es el volumen de gas generado por la detonación de 1 Kg de la mezcla explosiva usada (0.85 m³/Kg).

VLFB: Es el volumen de gas generado por la detonación de 1 Kg de la mezcla explosiva usada (0.85 m³/Kg).

$$S \left(\frac{\text{EXP}}{\text{LFB}} \right) = 0.92$$

$$S \left(\frac{\text{AN}}{\text{FO}} \right) = 1.09$$

3.3.4. Cálculo de la Densidad de carga (Concentración de carga)

$$l \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) = \left(\frac{\pi d_e^2}{4} \right) x l x \rho_e$$

Donde:

l: Densidad de carga Kg/m

d: Diámetro de la carga explosiva (0.045m)

p: Densidad de la mezcla explosiva usada (1200 Kg/m³)

$$l = 1.90 \text{ kg/m}$$

3.3.5. Cálculo del diámetro del taladro vacío

$$\phi = - \frac{\sqrt{5.40083-H}}{5.2769} + 0.4327$$

Donde:

ϕ = Diámetro del taladro vacío en metros

H = Profundidad de la perforación

$$\phi = 152 \text{ mm}$$

3.3.6. Cálculo del número equivalente de taladros de producción para el diámetro del taladro vacío

$$\phi = \sqrt{nd}$$

Donde:

ϕ : Diámetro del taladro vacío

d: Diámetro de los taladros de producción

n: Número de taladros vacíos

$$n = 2.3$$

3.3.7. Corte en el primer cuadrante

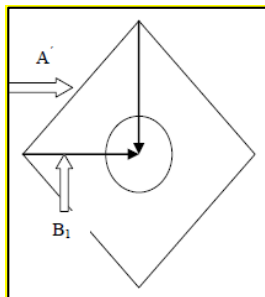
Burden máximo $B = 1.7 \phi$

$$B = 0.26$$

Burden practico $B_1 = 1.7 \phi - F$

Concentración de carga $l = 0.92 \text{ Kg/m}$

Longitud de taco $= 10d = 10 (0.045) = 0.45 \text{ m}$



$$A^1 = \sqrt{2} B = 0.36 \text{ m}$$

3.3.8. Segundo cuadrante

Abertura rectangular generada por el primer cuadrante:

$$A = \sqrt{2} (B_1 - F)$$

$$A = 0.29$$

Cálculo del burden máximo para distinto diámetros del explosivo

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{AxlxS_{ANFO}}{dxc}} \dots Kg/m$$

$$B = 1 \text{ m}$$

3.3.9. Tercer cuadrante

La dimensión de la abertura desarrollada en el segundo cuadrante, corregida por desviación es:

$$A = \sqrt{2} \left(B_2 + \frac{A}{2} - F \right)$$

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{AxlxS_{ANFO}}{dxc}} \text{ Kg/m}$$

3.3.10. Cuarto Cuadrante

La dimensión de la abertura desarrollada en el segundo cuadrante, corregida por desviación es:

$$A = \sqrt{2} \left(B_2 + \frac{A}{2} - F \right)$$

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{AxlxS_{ANFO}}{dxc}} \text{ Kg/m}$$

3.3.11. Arrastres

$$\text{Burden máximo } B = \sqrt{\frac{l \cdot S_{ANFO}}{C \cdot f \cdot \frac{S}{B}}}$$

Se muestra el cuadro resumen del Algoritmo de Holmberg

Nomenclatura de tiros	Burden	Espaciamiento	Longitud carga de fondo	Concentración de carga		Taco
				Fondo	Columna	
m	m	m	m	kg/m	kg/m	m
Piso	1.0 x B	1.1 x B	1/3 x L	qf	1.0 x qf	0.2 x B
Contorno o cajas	0.9 x B	1.1 x B	1/6 x L	qf	0.4 x qf	0.5 x B
Coronas	0.9 x B	1.1 x B	1/6 x L	qf	0.3 x qf	0.5 x B
Descarga superior	1.0 x B	1.1 x B	1/3 x L	qf	0.5 x qf	0.5 x B
Descarga inferior	1.0 x B	1.2 x B	1/3 x L	qf	0.5 x qf	0.5 x B

Cuadro 3.1 Datos de análisis del Algoritmo de Holmberg

3.4. Técnica de monitoreo y software de análisis

La gran cantidad de variables que interactúan en una voladura hacen necesario adaptar y desarrollar técnicas que permitan una apropiada evaluación de este proceso antes, durante y después de su ocurrencia, así como una adecuada estimación y control del daño que ella puede producir.

Las técnicas que se desarrollaron para la evaluación en este estudio son de dos tipos: el primer referente al análisis del registro de vibraciones y, la segunda, relacionadas con la implementación del disparo propiamente tal.

3.4.1. Análisis de registros de vibraciones

Cada registro fue analizado en varios aspectos, tales como: rendimiento del diseño en términos de su eficiencia de detonación, precisión de los retardos y la secuencia del disparo. Típicamente, el análisis incluyó un exhaustivo conocimiento del diagrama de disparo, considerando todos los datos de diseño.

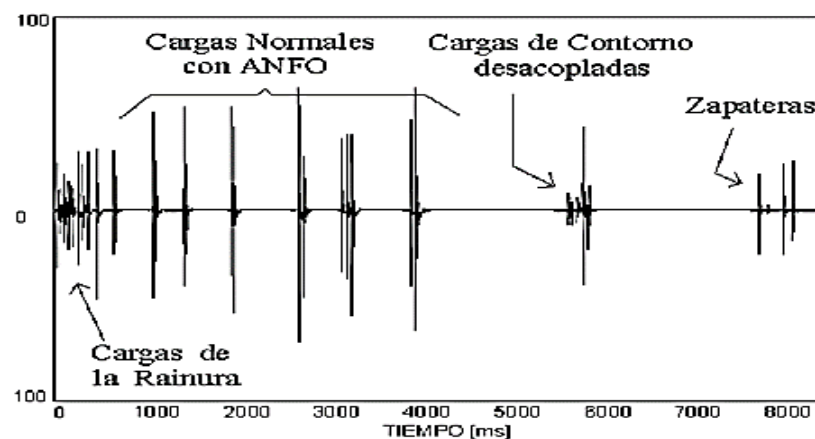


Figura 3.1: Registro de Vibraciones típico en voladura de desarrollo horizontal.

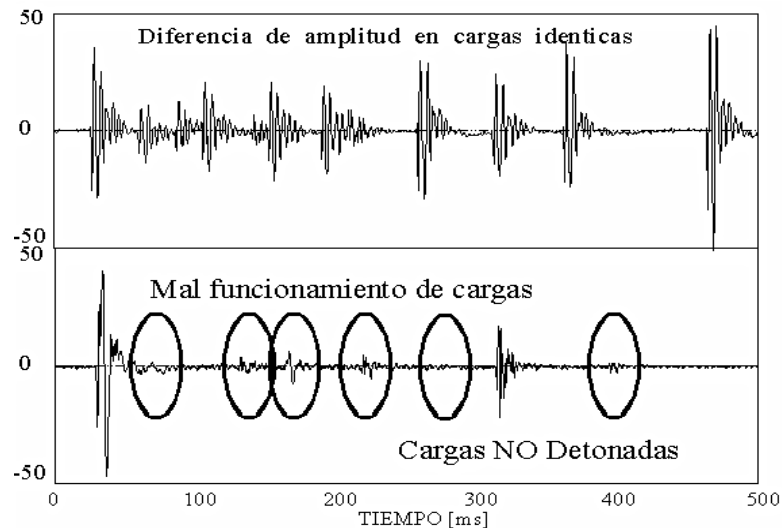


Figura 3.2a y 3.2b: Vibraciones del sector de la rainura, para el caso de una voladura con buen y mal resultado respectivamente.

La base del análisis es el registro de vibraciones propiamente tal, que se muestra en forma completa en la Figura 3.1. De este registro es posible obtener con exactitud los tiempos de detonación de cada carga (rendimiento/precisión retardos), además de la eficiencia en la detonación de cada carga, en base a su amplitud relativa y vibración en valor absoluto.

Esta técnica también permite analizar con mayor detalle una sección específica del diagrama, por ejemplo, la rainura. Incluso permite hacer comparaciones entre un resultado satisfactorio (Figura 3.2a) y uno con problemas de funcionamiento (Figura 3.2b).

3.4.2. Diseño rainura

La metodología de diseño de la geometría y cargas de este tipo de rainura se basa en formulas empíricas obtenidas a partir de investigaciones y experiencias realizadas en Suecia por Langefors, actualizadas en 1982 por Holmberg y simplificadas por Oloffsson en 1990.

Para obtener un diseño adecuado que permita obtener el máximo avance en la voladura ([m/disparo]) es necesario considerar los siguientes parámetros:

- Diámetro del taladro vacío
- Burden
- Concentración de carga

Sea “a” la distancia entre el taladro vacío y el primero en detonar del resto de los taladros cargados. Se tendrán entonces escenarios diferentes para distintos diámetros del taladro vacío, como se puede visualizar en el gráfico:

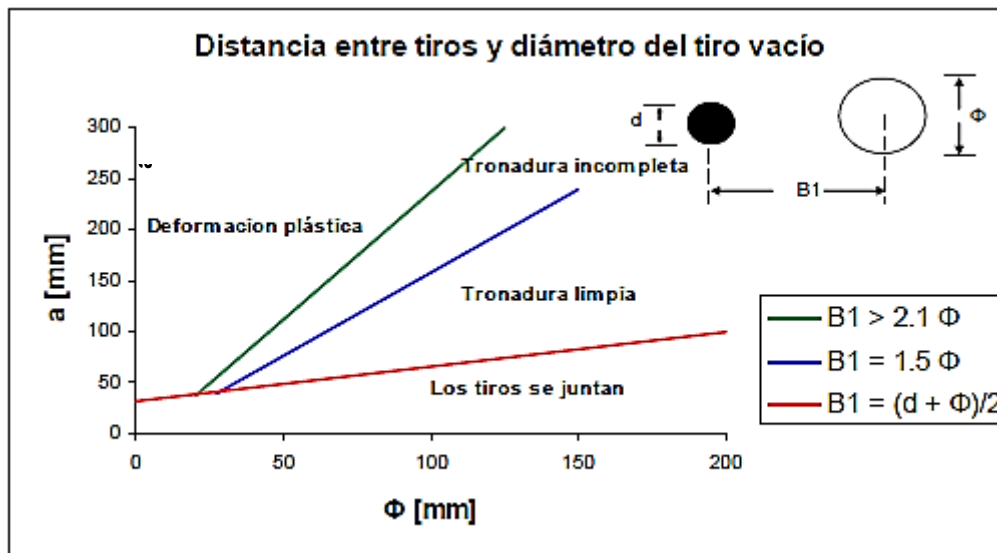


Gráfico 3.1: Distancia entre taladros y diámetros del taladro vacío

Para $B_1 > 2.1 \Phi$

Sólo se producirá una deformación plástica de la roca, sin resultados en cuanto a su fragmentación, afectando el avance del disparo.

Para $2.1 \Phi > B_1 > 1.5 \Phi$

Se producirá una rotura incompleta, lo que afectará el resultado final de la voladura.

Para $1.5 \Phi > B_1 > (d + \Phi) / 2$

Se producirá una rotura completa de la roca, con la salvedad que en el límite cuando “ B_1 ” tienda a “ $(d + \Phi) / 2$ ”, los taladros se juntarán provocando una voladura deficiente, con malos resultados en el rendimiento final. Se definirá como óptima posición, para lograr una voladura limpia o completa, con buen resultado de avance y con el menor riesgo que los taladros se junten, cuando:

$$B_1 = 1.5 \Phi \text{ [mm]} \quad (3.1)$$

En el gráfico 3.2 se observa el avance porcentual con respecto a la profundidad de los taladros, para diferentes diámetros del taladro vacío.

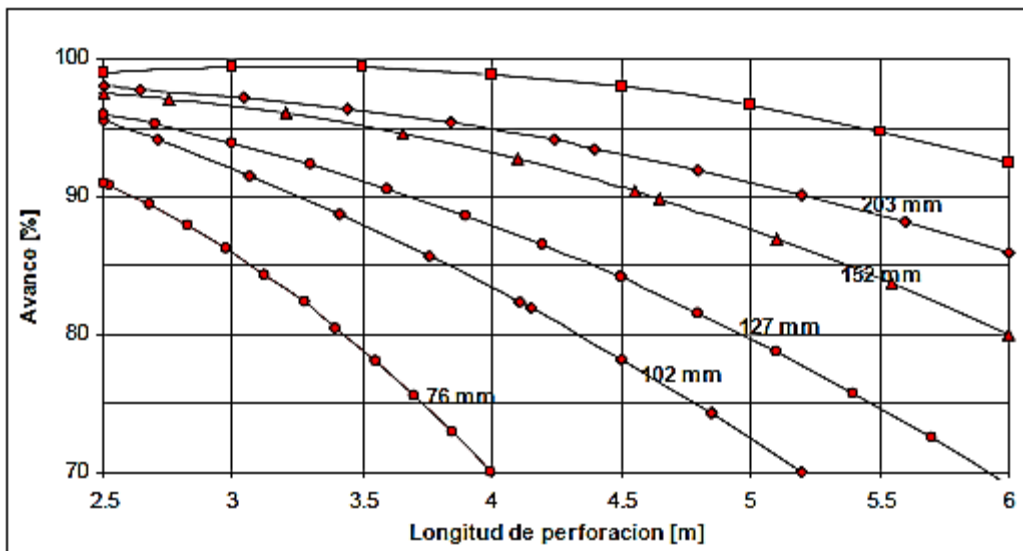


Gráfico 3.2: "Avance por disparo para diferentes diámetros del taladros vacío".

Mientras mayor este diámetro mayor es el avance del disparo para una longitud de perforación dada.

En algunos casos se podrán disponer más de un taladro vacío como cara libre, por lo que es necesario calcular un diámetro ficticio del taladro vacío según la relación empírica:

$$D = \Phi * n \quad (3.2)$$

Donde,

D = Diámetro ficticio [mm]

Φ = Diámetro de un taladro vacío

n = Números de taladros vacíos

- Diseño del primer cuadrante

Para calcular el burden del primer cuadrado o sección se usará la ecuación 3.1 y el diámetro del taladro vacío (si es que es uno solo) o el diámetro ficticio (si es que son más de uno).

Para determinar las dimensiones de lado del primer cuadrante se considera:

$$W1 = B1^2 \quad (3.3)$$

Es de importancia cuantificar la concentración de carga con que van a ser cargados los taladros del primer cuadrante, ya que una concentración de carga baja puede no provocar la fragmentación de la roca.

En el gráfico 3.3 se muestra la concentración de carga mínima y la distancia máxima del taladro vacío al primero cargado ("B₁") en función del diámetro del taladro vacío. Se puede observar que un aumento en la relación B₁ = 1.5 Φ causa un aumento en la concentración de carga.

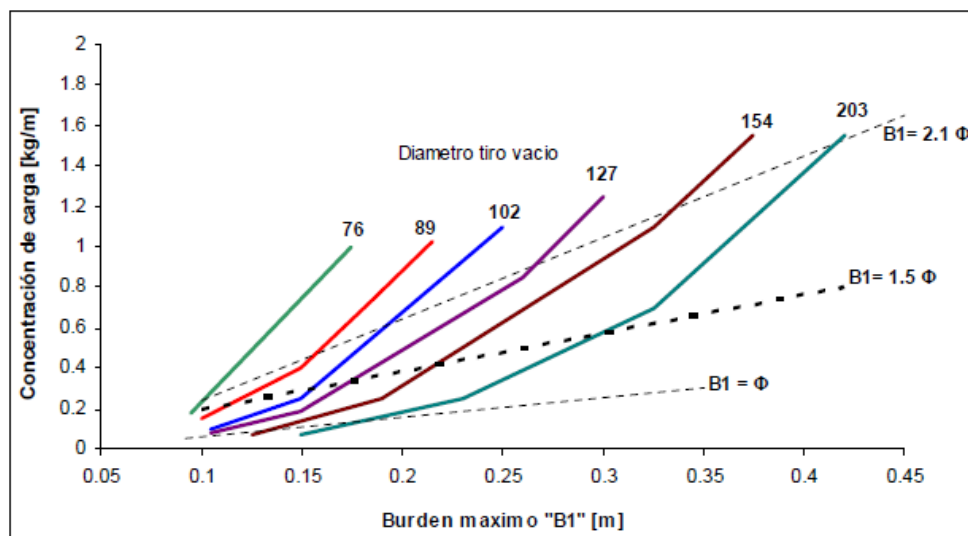


Gráfico 3.3: Concentración de carga y máxima distancia entre taladros.

3.4.3. Diseño de los siguientes cuadrantes

Se calculan de forma similar a los del primer cuadrante, con la diferencia que la rotura seguirá un arreglo rectangular y no circular como es el caso del primer cuadrante.

Una vez estimada la dimensión del lado del primer cuadrante se puede calcular el burden del segundo cuadrante (B₂) según la relación empírica:

$$B = \alpha \times W \quad (3.4)$$

Donde,

B = Burden [m]

W = Lado del cuadrado [m]

α = Constante que toma valores entre [0.5; 1.5]

En el gráfico 3.4 se ilustra la concentración de carga mínima y el burden máximo para diferentes anchos de abertura (W).

Es de importancia recalcar que el número de cuadrados de la rainura estará limitado al hecho que el burden del último cuadrante no puede exceder el burden de los taladros de descarga para una concentración de carga dada.

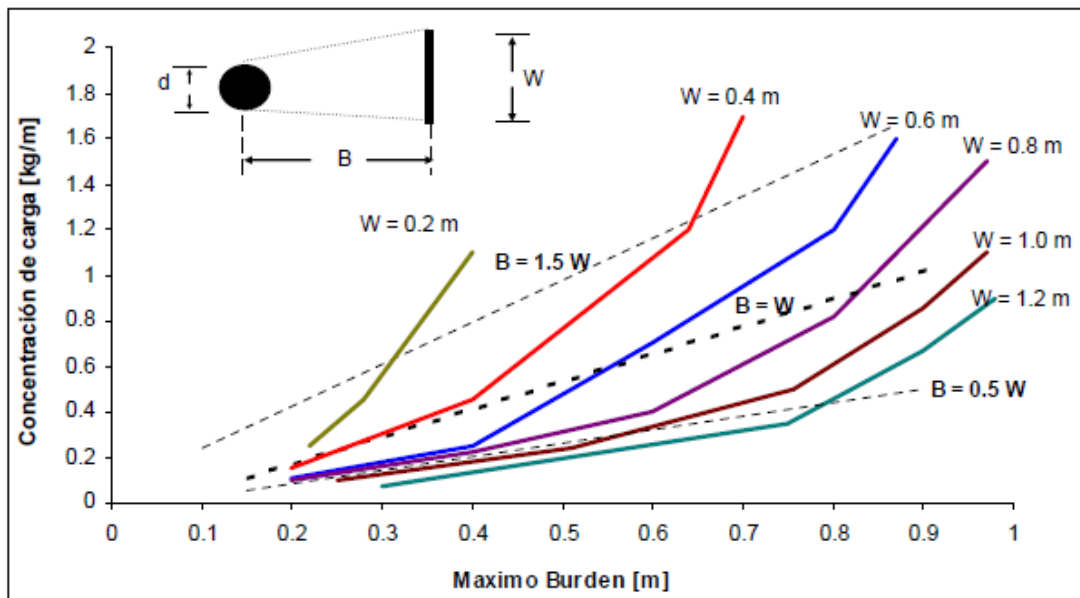


Gráfico 3.4: Concentración de carga mínima y el máximo burden.

Una vez que se determina el burden (B), la longitud de los taladros (L) y la concentración lineal de carga (q_f), se puede encontrar una buena aproximación inicial de la geometría del diagrama de disparos y la carga de explosivo.

Nomenclatura de tiros	Burden	Espaciamiento	Longitud carga de fondo	Concentración de carga		Taco
				Fondo	Columna	
m	m	m	m	kg/m	kg/m	m
Piso	$1.0 \times B$	$1.1 \times B$	$1/3 \times L$	q_f	$1.0 \times q_f$	$0.2 \times B$
Contorno o cajas	$0.9 \times B$	$1.1 \times B$	$1/6 \times L$	q_f	$0.4 \times q_f$	$0.5 \times B$
Coronas	$0.9 \times B$	$1.1 \times B$	$1/6 \times L$	q_f	$0.3 \times q_f$	$0.5 \times B$
Descarga superior	$1.0 \times B$	$1.1 \times B$	$1/3 \times L$	q_f	$0.5 \times q_f$	$0.5 \times B$
Descarga inferior	$1.0 \times B$	$1.2 \times B$	$1/3 \times L$	q_f	$0.5 \times q_f$	$0.5 \times B$

Tabla 3.1: Cálculo de geometría del diagrama de disparo.

La tabla anterior solamente debe considerarse como un diseño básico (primera aproximación). Es importante poner énfasis en que el diagrama de disparo debe ser revisado continuamente, conforme a las variaciones que experimentan las

condiciones estructurales de la roca a excavar y los resultados que se vayan obteniendo.

i.- Análisis de los tiempos de los retardos:

Como se mencionó previamente, a través del monitoreo de las vibraciones producidas por las cargas explosivas analizadas, es posible extraer los tiempos de detonación asociados al retardo nominal empleado por cada una. Específicamente, en este trabajo se obtuvieron tiempos para cada uno de los retardos de las series MS y LP y se confeccionó un análisis estadístico para los casos con más de 4 muestras (datos) indicando los tiempo mínimos y máximos, el promedio y la desviación estándar.

Los resultados del análisis estadístico indicaron en general la calidad de los accesorios, particularmente en aspectos como precisión (desviación de los valores nominales con respecto de su media) y exactitud (sesgo existente entre la media de los datos y el valor nominal).

También es de importancia verificar la presencia de inversión de secuencia en la detonación, con el fin de asegurar el correcto desarrollo de la voladura.

ii.- Eficiencia general de los diseños:

Es posible establecer la eficiencia relativa de cada sector del disparo en base al número detectado de cargas que detonaron con respecto del total empleado.

El sector de la rainura es uno de los elementos más importante en este tipo de voladuras y al cual debe dedicarse especial atención para asegurar su máxima eficiencia. El principal factor que acentúa la falla o deficiente detonación de algunas cargas de la rainura es la escasa distancia entre ellas, que por lo general está dentro del rango crítico de influencia. Cualquier error en el empate de los taladros o desviación de ellos puede resultar en una distancia inferior a la de diseño. El error en el empate de la perforación y el efecto de la desviación puede estimarse en un 5% de la longitud del taladro; es decir, un error en el fondo del taladro de ± 20 [cm] para un largo de perforación de 4 [m], lo que obviamente puede generar una interacción entre los taladros más cercanos.

Esta menor distancia hace que la detonación de cada carga explosiva pueda alterar o modificar físicamente las cargas explosivas cercanas y en caso extremo induzca la detonación prematura de algunas de ellas por simpatía.

iii.- Análisis y modelamiento de las vibraciones

El análisis de los registros de vibraciones permite conocer la velocidad de partículas que genera cada carga o grupos de cargas durante la voladura.

Un análisis más detallado de las vibraciones producidas por cada carga permite establecer pares de datos que relacionan la Velocidad de Partícula con la carga explosiva y la distancia al sensor. El análisis de estos datos también permite ajustar los modelos de vibración descritos previamente y utilizar dichas ecuaciones para estimar las vibraciones para una carga o un conjunto de cargas en el ámbito de distancias en que cada modelo es válido.

Lo indicado en los párrafos anteriores será posible sólo si la técnica es empleada correctamente, mereciendo especial atención aspectos tales como: ubicación, orientación y acoplamiento de los geófonos utilizados como sensores. Además de cómo el instrumento ha sido configurado y es empleado para capturar y analizar la onda, particularmente en relación a la resolución de tiempo de muestreo, rangos de velocidad y procedimientos de análisis.

En este trabajo se emplearon geófonos en arreglos uniaxiales, biaxiales y triaxiales, cada uno con resistencia de 148.1 [Ohm] y sensibilidad de 0.00286 [Volts/(mm/s)]; y también sismógrafos del tipo BMX y μ MX. Se utilizaron cables especiales (Multifilar) para transmitir la información detectada por estos geófonos a los sismógrafos.

Se monitorearon 13 voladuras (5 para el caso base, 3 para el caso de calibración y 5 para el caso final) con sismógrafos del tipo μ MX (campo lejano). Además, 3 voladuras (2 del caso base y 1 de la prueba de calibración) fueron monitoreadas con sismógrafos del tipo BMX, con el fin de construir el modelo de vibración.

3.5. Análisis de la implementación del disparo

i.- Estimación de la calidad de la perforación

Para medir la calidad de la perforación, con énfasis en la desviación de los taladros de contorno y auxiliares de contorno, es necesario la obtención de imágenes antes y después de cada voladura.

De la misma forma que en el monitoreo de vibraciones, se analizaron 13 voladuras (5 para el caso base, 3 para el caso de calibración y 5 para el caso final) lo que implicó digitalizar 26 imágenes, con el fin de determinar el grado de desviación incurrido (ver en Anexos II imágenes caso base).

Estas imágenes se digitalizan con el software 2DFace, el cual a través de su interfaz gráfica es capaz de entregar las coordenadas del collar y fondo de cada uno de los taladros analizados, con un alto nivel de precisión (menor al 1% con respecto al origen).

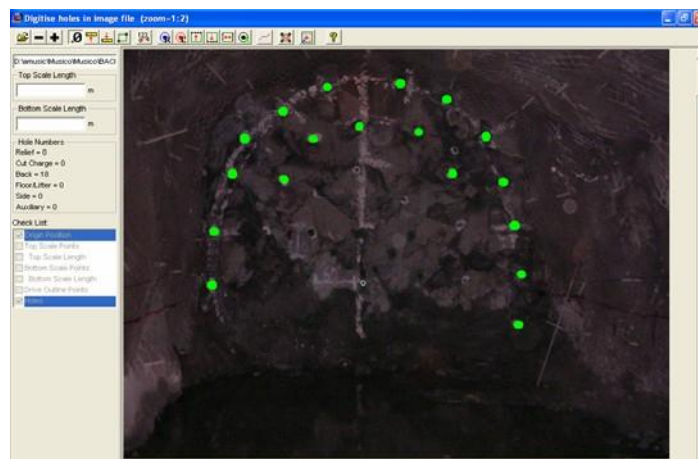


Imagen 3.1: Imagen antes del disparo.

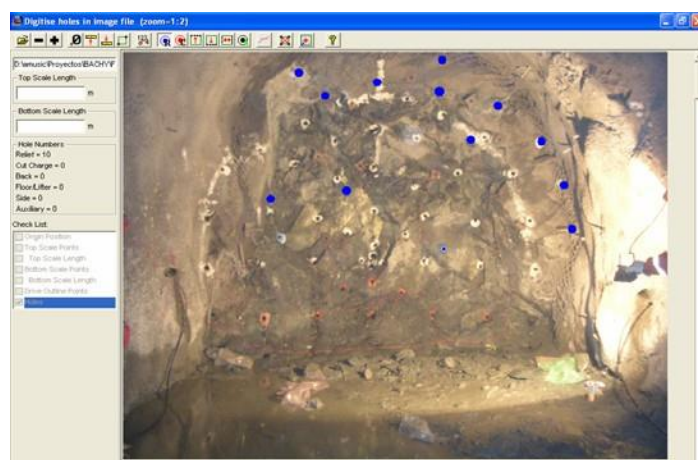


Imagen 3.2: Imagen después del disparo.

Se observa en color verde (en imagen 3.1) la digitalización del collar de los pozos antes del disparo y en la imagen 3.2 las digitalizaciones de los restos de perforación encontrados después del disparo (color azul). Es necesario, para estimar las coordenadas de los pozos, tener una referencia en distancia o un escalador para el correcto funcionamiento del software.

Previo a esta tarea, se midió en terreno el largo de cada uno de los pozos perforados, antes y después de la voladura, con el fin de determinar el grado de avance de cada disparo. Con estas distancias, junto con la ubicación espacial del collar y del fondo de la perforación, se estimó el grado de desviación de cada taladro.

ii.- Estimación de la sobre excavación

A través del mismo principio utilizado para determinar la ubicación espacial del collar de los pozos, se pueden obtener perfiles, antes y después de cada voladura, con el fin de determinar el grado de sobre excavación que produjo cada disparo.

Al igual que en el punto anterior, se analizaron 13 disparos, los cuales se compararon con los perfiles obtenidos por el Departamento de Topografía de la Compañía.

Dado que se tuvo acceso a la base de datos topográficos de la Compañía, se utilizaron sus perfiles (además de los obtenidos por la digitalización de imágenes) para estimar el grado de sobre excavación de los diseños, con el fin de tener una mayor cantidad de datos.

iii.- Distribución de la energía

En base a los diseños teóricos asociados a las voladuras, fue posible realizar un análisis de la distribución de la energía o factor de carga, tanto a nivel del diagrama completo como del sector específico de la rainura.

Este análisis demuestra claramente lo importante que es perforar cada disparo con el máximo cuidado y atención, para que el diseño se realice y funcione correctamente, pues comúnmente el diagrama teórico (ideal) no coincide con el real en terreno. Si algunas perforaciones se acercan en demasía, puede ocurrir una interacción negativa entre algunas de las cargas explosivas, lo que puede acarrear una detonación deficiente de ella o que simplemente no detonen. Las consecuencias

de tal efecto tienen gran influencia en el rendimiento general del diseño (avance, granulometría, daño, etc.).

La técnica de evaluación de la distribución de energía también permite analizar diferentes opciones de diseño, en cuanto a la geometría de disparo y a la carga explosiva contenida en cada taladro, análisis que permite establecer las posibles diferencias en la eficiencia según la distribución de energía que resulta de cada alternativa.

Una baja eficiencia de la rainura afectará el rendimiento global del diagrama, dado que el resto de los taladros realiza fundamentalmente el papel de ensanchar el hueco inicial creado por la rainura. Un mal rendimiento de la rainura dejará un disparo altamente confinado con efecto hacia los taladros auxiliares, los que al no poder desplazar la roca hacia el burden tenderán a dañar los taladros en su entorno, provocando alteraciones que disminuyen la eficiencia del resto de los taladros. Este bajo rendimiento genera, por ejemplo, la pérdida de la zona del taco con consecuencia de pérdida de confinamiento. Un ejemplo típico de esto, es la continua presencia de explosivo encartuchado en la marina después de tronar.

3.6. Descripción del diseño nominal

En la figura A1.1 del Anexo 1 se muestra el diseño nominal del diagrama actual. Del documento anterior se obtuvo la geometría del disparo, las coordenadas del collar de las perforaciones y la secuencia de detonación, junto con un resumen de la distribución de la carga explosiva.

La figura 3.3 muestra un resumen con las características principales del diseño del diagrama nominal actual, empleado por Soletanche Bachy en cada una de las galerías del sector. Estas tienen una sección de 4.2 [m] X 3.8 [m], se perforan un total de 51 taladros de 45 [mm] de diámetro con una longitud de 3.8 [m], sin contar los 2 taladros de alivio ubicados en el centro de la rainura (total 53 taladros).

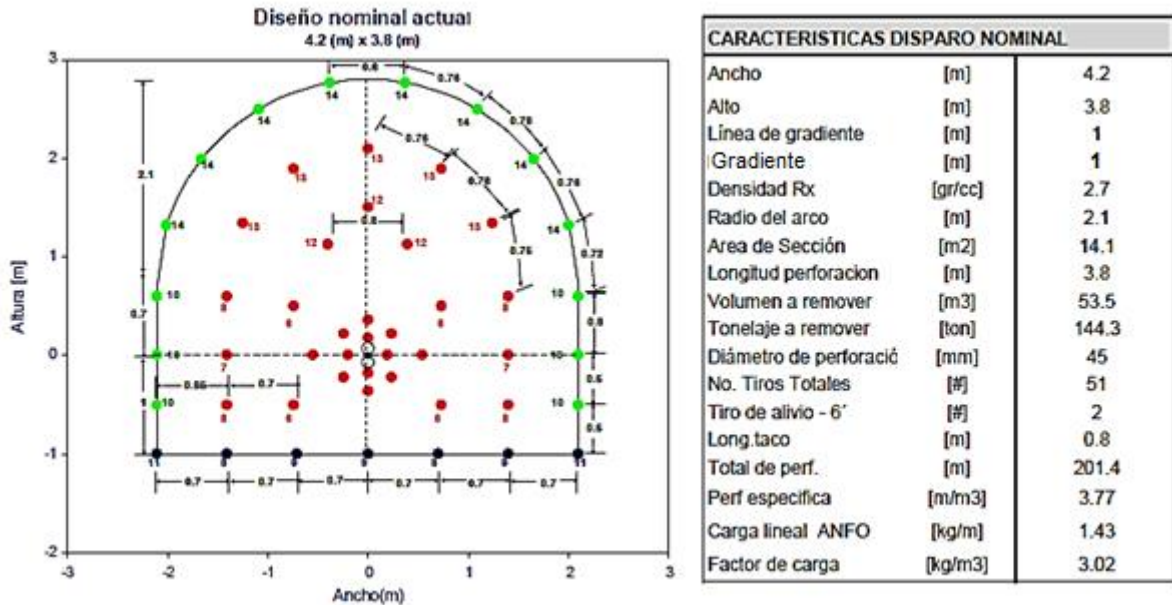


Figura 3.3 “Diagrama Disparo Teórico Actual Soletanche Bachy”

- Los taladros de corona se perforan con un espaciamiento de 0.76 [m] y un burden de 0.7 [m] con respecto a los auxiliares de corona. Son cargados con SOFTRON, explosivo para voladura amortiguada, en cartuchos de 11/16” x 20” (6 unidades/taladro, color verde) e iniciados con TRONEX, una dinamita de tipo semigelatina en cartuchos de 1¼” X 8” (2 unidades/taladro).
- Los taladros de caja se perforan con espaciamiento de 0.5 [m] y 0.6 [m] y son cargados de las misma forma que las coronas. Todos los parámetros anteriores se encuentran dentro del rango utilizado para las voladuras de contorno que tradicionalmente se ocupan en minería subterránea.
- Los taladros auxiliares de corona se perforan con un espaciamiento de 0.76 [m] y son cargados con ANFO e iniciados con TRONEX (2 unidades/taladro).
- Los taladros interiores, ya sean auxiliares de caja, taladros de descarga y taladros de rainura, se cargan con ANFO (color rojo), cuya densidad es de 0.9 [g/cc], iniciados con TRONEX (1 unidad/taladro) con un taco de aire de aproximadamente de 0.8 [m].
- En los taladros de piso o zapateras (color azul) se emplean 12 – 14 cartuchos de TRONEX por taladro con un espaciamiento de 0.7 [m].

Sólo los taladros de contorno y zapateras se confinan con un taco de cartón mojado introducido a presión dentro del taladro.

Cabe hacer notar que la rainura implementada tiene forma rectangular con 4 cuadrantes, los cuales exhiben distancias muy estrechas, casi en el límite de lo

practicable, lo que eventualmente podría provocar que los taladros se junten o intercepten afectando el resultado final de la voladura (ver figura 3.4).

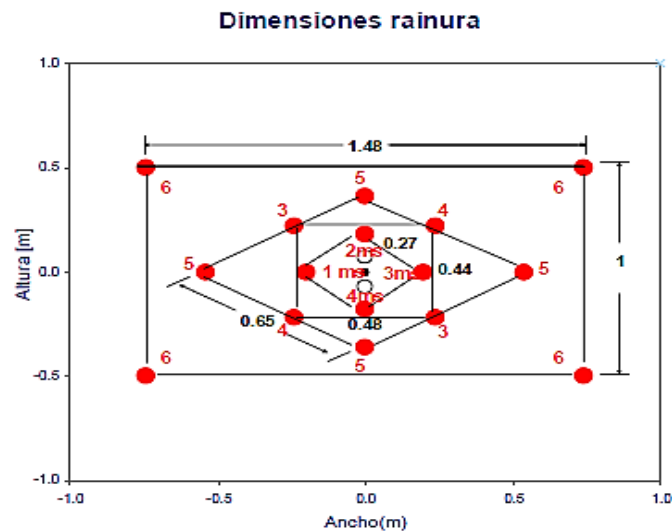


Figura 3.4: Dimensiones Rainura Disparo Teórico Actual Soletanche Bachy

La secuencia de salida del disparo (números de color en figura 3.1 y 3.2) inicia el primer cuadrante de la rainura con la serie MS del 1 al 4 y los tres cuadrantes restantes con la serie LP del 3 al 6. El resto de los taladros se inician con la serie LP del 7 al 14, detonando primero las zapateras antes que las coronas.

En Anexos I se especifica en detalle el carguío del explosivo y las coordenadas de cada pozo en el diagrama de disparos.

3.6.1. Etapa 1: Análisis de las actuales prácticas

La etapa de análisis se concentra en evaluar la incidencia de los factores que se definieron como claves, tanto en la sobre excavación como en el diseño adecuado del disparo, tomando como fundamento objetivo de análisis los datos obtenidos de los controles de diagnóstico en terreno.

3.6.2. Diseño teórico

Antes de evaluar la incidencia de los factores que se definieron como claves, es esencial comparar el diseño actual con la metodología de diseño expuesta anteriormente en el Capítulo 2 (2.3.3 Diseño rainura).

Se tomaran como datos de entrada el diámetro de los taladros vacíos de 152 [mm], el diámetro del resto de los taladros de 45 [mm] y el largo de perforación de 3.8 [m]. Utilizando la ecuación 2.3 para calcular el burden del primer cuadrante y la ecuación 2.4 para determinar el diámetro ficticio del taladro vacío, se tiene que:

$$D = d \cdot n = 152 \cdot 2 = 215 \text{ [mm]} \quad B_1 = 1.5 D \text{ [mm]} = 1.5 \times 215 = 323 \text{ [mm]}$$

Luego, utilizando la ecuación 2.5 se calcula el espaciamiento de los taladros del primer cuadrante (lado cuadrado):

$$W_1 = B_1 \quad 2 = \sqrt{456} \text{ [mm]}$$

Se observa que el valor anterior es muy superior en dimensiones al observado en el diseño actual (200 [mm]).

Del Gráfico 2.2 se obtiene un 98% de avance con respecto al largo de perforación, ingresando como datos de entrada el diámetro ficticio del taladro vacío y el largo de perforación.

Para el cálculo del burden del resto de los cuadrantes se utiliza la ecuación 2.6 ($B = \alpha \times W$) tomando $\alpha = 1$. En la tabla 3.1 se comparan los valores de los cuadrantes del diseño actual y del calculado (teórico).

Cuadrante	B [m]	W Teórico [m]	W Actual [m]
Primero	0.32	0.46	0.20
Segundo	0.37	0.84	0.40
Tercero	0.67	1.08	0.60
Cuarto	0.86	2.09	1.40

Tabla 3.5: Burdenes y lados cuadrantes diseño nominal

De la tabla anterior se observan diferencias notables entre lo teórico y lo encontrado en terreno sin hacer ningún cambio. Lo mismo ocurre cuando se calcula la ubicación de los taladros restantes del diagrama de disparo (tabla 3.2). En este caso se utiliza la ecuación 2.7 para calcular la concentración lineal de carga en el fondo “ q_f ” para el explosivo (ANFO) y diámetro utilizado (45 [mm]):

$$q_f = 7.85 \times 10^{-4} \times 45^2 \times 0.9 = 1.43 \text{ [kg/m]}$$

De la ecuación 2.8 se obtiene el valor de B, dato de entrada para completar la tabla 3.5.

$$B = 0.88 \times 1.43^{0.35} = 0.99 \text{ [m]}$$

Nomenclatura de tiros m	Burden m	Espaciamiento m	Longitud carga de m	Concentracion de carga		Taco m
				Fondo kg/m	Columna kg/m	
Piso	1.0	1.1	1.3	1.4	1.4	0.2
Contorno o cajas	0.9	1.1	0.6	1.4	0.6	0.5
Coronas	0.8	1.1	0.6	1.4	0.4	0.5
Descarga superior	1.0	1.1	1.3	1.4	0.7	0.5
Descarga inferior	0.9	1.2	1.3	1.4	0.7	0.5

Tabla 3.6: Resumen ubicación taladros

Estas diferencias tienen más de una explicación posible; por ejemplo para el cálculo del diseño teórico en ningún momento se incluyó en la estimación alguna propiedad del macizo rocoso.

Aun así, estos valores dan una clara señal, antes haber realizado una simulación del factor de carga del disparo, que en el sector de la rainura existe una concentración de carga excesiva.

3.6.3. Desviación de los taladros de contorno y auxiliares de contorno

Uno de los factores que incide directamente en la sobre excavación hacia el techo es la desviación de los taladros de corona y de los auxiliares de corona. Para cuantificar la desviación real de los taladros se utilizó una metodología de imágenes, que se fundamenta básicamente en la obtención de fotografías y posterior de digitalización de esta vía computacional.

En el Anexo II se adjunta un conjunto de fotografías correspondientes a cada uno de los disparos registrados (Imagen AII-1: “Imagen Disparo #1”, Imagen II-2: “Imagen Disparo #2”, AII-3: “Imagen Disparo #3”, AII-4: “Imagen Disparo #4” AII-5: “Imagen Disparo #5”). En resumen, se analizaron 10 fotografías (5 disparos) con 27 datos de perforaciones de contorno y 22 de auxiliares de contorno, constituyendo una base confiable para estimar el error de perforación.

El procedimiento de medición de la desviación, como se mencionó en el capítulo anterior, consiste en estimar las coordenadas de la boca o collar de los taladros como las del fondo o “culos” (digitalización computacional), tanto de las perforaciones de contorno como auxiliares de contorno. Una vez que se tienen estas coordenadas se puede estimar con exactitud la desviación y por consiguiente los errores de perforación.

A modo de ejemplo, en la figura 3.5 se muestra el comportamiento de la desviación de los taladros de contorno y auxiliares de contorno para el disparo #1. En ella se observa claramente que, tanto los taladros de corona como auxiliares de corona (color azul), tienden a desviarse en forma radial hacia el interior del macizo rocoso circundante a la galería, favoreciendo la sobre excavación.

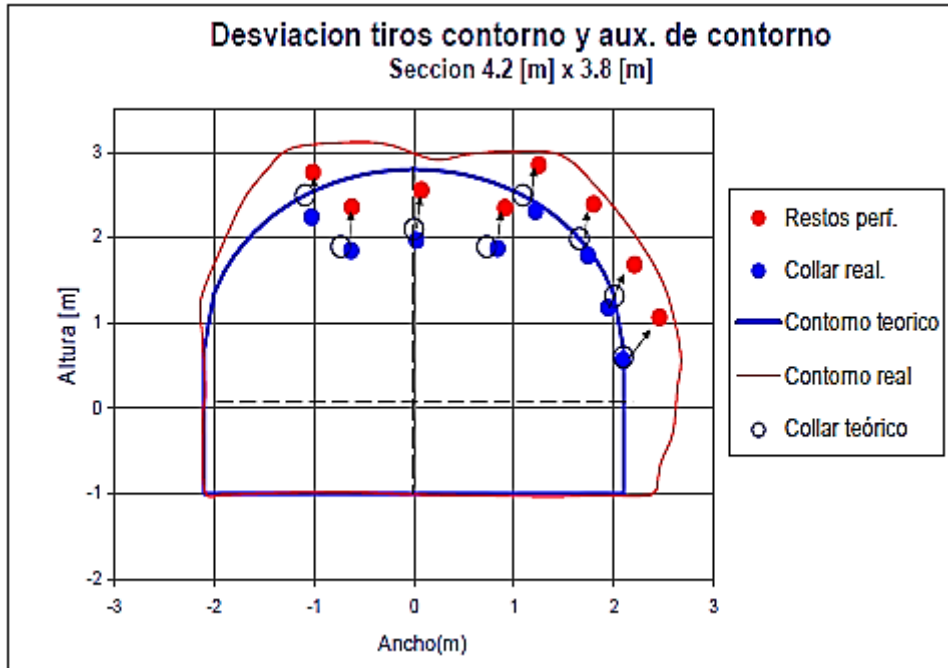


Figura 3.5: Desviación de Taladros Coronas y Auxiliares de Corona, Disparo #1

Los valores indicados en la tabla 3.7 muestran altas desviaciones en promedio para las perforaciones de contornos, con magnitudes que varían entre 13.71% y un 16.39% para los taladros de coronas y entre un 12.6% y un 15.49% para los taladros auxiliares de coronas. A nivel de la distribución espacial las desviaciones de las perforaciones de las coronas presentan errores mayores que las auxiliares de corona, debido principalmente a una complicación operacional relacionada con el posicionamiento horizontal de la perforadora en el techo.

		Desviación [m]	Desviación %
Contorno 27 [tiros]	Min	0.52	13.71
	Max	0.62	16.39
	Desv	0.04	1.10
	Prom	0.57	15.05
Aux. Contorno 22 [tiros]	Min	0.48	12.60
	Max	0.59	15.49
	Desv	0.06	1.48
	Prom	0.53	13.86

Tabla 3.7: Resumen Desviación de taladros coronas y auxiliares de corona para un largo de perforación de 3.8 [m]

Si bien los taladros de contorno pueden tolerar una mayor desviación que los taladros de rainura, ésta no debería sobrepasar de un 5%. Los valores registrados (promedio 14.46 %) favorecen la elevación del techo y el ensanchamiento en las

cajas; es decir, se estarían desplazando los taladros (14.46 % equivalente a 0.55 [m]) en casi la mitad del burden de los taladros de corona (0.7 [m]).

Al comparar las coordenadas del collar de los taladros nominales y reales (error en el empuje de la perforación), estos últimos tienden en su mayoría a ubicarse por debajo de la posición teórica. Esta tendencia podría deberse a dos factores principales o una combinación ambos.

El primero tiene relación con una mala marcación de los taladros. El segundo con la operación, la perforadora no es capaz de posicionarse completamente horizontal para perforar los taladros de corona, situación por la cual el operador inicia la perforación más abajo del punto marcado, con una cierta inclinación hacia arriba para alcanzar la posición correcta en el fondo.

El problema en este caso se debía principalmente a que el ángulo de inclinación era mayor que el necesario, produciendo graves errores de desviación.

3.7. Cuantificación de la sobre excavación

De la misma forma que en el punto anterior, se observa en la imagen 3.2 a modo de ejemplo, la sobre excavación resultante del disparo #1, donde la línea de color azul da cuenta de la sobre excavación real, y de color rojo el contorno teórico que debería haber tenido la labor.

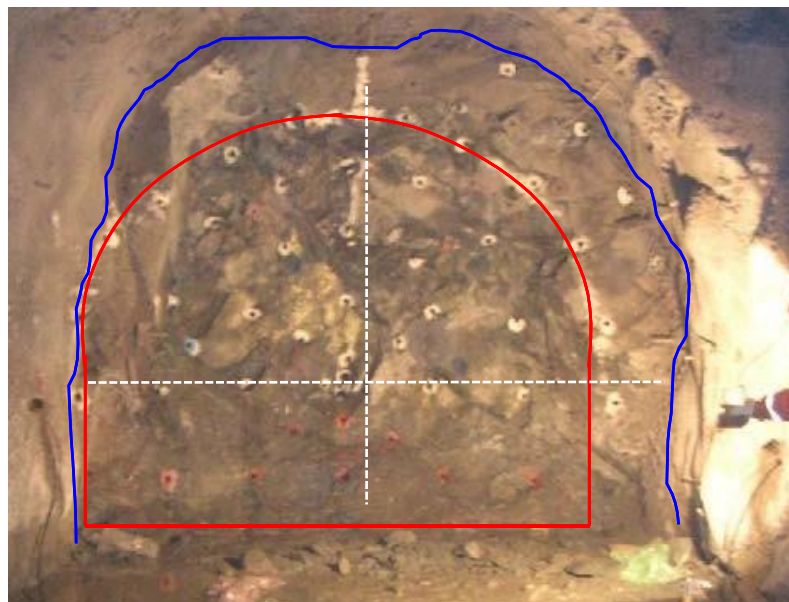


Imagen 3.2 “Sobre excavación, Disparo #1”

Estos dos perfiles representan la sobre excavación en el caso más adverso, cuando la desviación es máxima, es decir, en el fondo de los taladros donde la desviación acumulada es mayor. Si se observa la imagen 3.1, el contorno sobre excavado tiende a ser similar al contorno perforado, quedando en evidencia que uno de los factores de mayor incidencia con respecto a la sobre excavación es la desviación de los taladros de contorno.

En la tabla 3.8 se muestra un resumen de los valores de sobre excavación de los 5 disparos controlados, necesarios para construir el caso base, junto con los 10 últimos perfiles a la fecha registrados por el departamento de topografía de la Compañía. El promedio de sobre excavación entre los disparos analizados es de 24.09%, lo cual es relativamente alto si se considera que no sólo es un 24% de sobre excavación, sino que además es un 24% más de material a remover y fortificar, lo que se traduce en mayores costos para la operación.

Diseños	N° datos		Área labor [m ²]	Sobre excavación %
Teórico		-	14.07	0.00
Actual	15	Prom Desv	17.46 0.38	24.09 2.70

Tabla 3.8: Resumen cuantificación de la Sobre Excavación

3.7.1. Cuantificación del avance

Se determinó el avance del disparo actual de la misma forma en que se cuantificó la sobre excavación, utilizando los 5 perfiles obtenidos de la digitalización y los 10 de la base de datos de topografía. En la tabla 3.9 se presenta un resumen de los resultados del avance por disparo con el diagrama actual.

Diseños	N° datos		Avance [cm]	Avance %
Actual	15	Prom Desv	321.40 10.22	84.58 2.70

Tabla 3.9: "Resumen avance de disparo actual"

Si bien el avance del disparo se encuentra dentro de un rango medianamente aceptable (80%-90% de la longitud de los taladros) éste aún puede ser mejorado. Como se vio en el punto 3.1 de este capítulo, con dos taladros vacíos de 152 [mm] de diámetro (diámetro ficticio igual a 215 [mm]) y un largo de perforación de 3.8 [m], se esperaría un 98% avance.

3.7.2. Impacto vibracional en el contorno y respuesta de la roca

Otro factor que incide sobre el rendimiento del disparo y la sobre excavación es el daño que producen los altos niveles de vibración inducidos por las cargas explosivas, los que originan, dependiendo de la distancia nuevas fracturas, extensión y dilación de fracturas preexistentes.

El objetivo es determinar la relación entre el impacto vibracional de las cargas en el contorno de la labor y la respuesta del macizo rocoso. Para lograr esto fue necesario contar con monitoreos de vibraciones, elaborar un modelo de comportamiento vibracional, determinar niveles de vibración críticos para la roca y, finalmente, efectuar simulaciones con el objeto de proponer valores de los parámetros de voladura que originen niveles permisibles de vibraciones en el contorno.

3.7.2.1. Monitoreo de vibraciones

El monitoreo de vibraciones tiene por objetivo obtener los niveles de “vibración” / “velocidad de partícula” absolutos para cada una de las cargas explosivas, con el fin de estudiar la eficiencia de un conjunto de cargas y proveer la información necesaria para evaluar el potencial de daño que esas vibraciones pueden producir.

En este caso, para medir las vibraciones y construir el modelo, se dispuso de geófonos en arreglos triaxiales, biaxiales y uniaxiales, adheridos al macizo rocoso, los cuales se empotraron a la roca mediante una perforación y posterior lechada de cemento con acelerante, a distancias que fluctuaron entre 2 [m] y 4.6 [m] de las cargas explosivas. La señal detectada por estos geófonos fue transmitida por cable (multifilar) al Monitor Vibracional Blastronics BMX.

La imagen 3.3 muestra, a modo de ejemplo, la ubicación del collar de los taladros, donde se instalaron los geófonos (disparo #2).

Para el caso de los disparos #1, #2 y el primero de calibración se ocuparon dos geófonos en arreglo triaxial, uno en cada caja, con 148.1 [Ohm] de resistencia y una sensibilidad de 0.00286 [(Volts/(mm/s))], capaces de medir una vibración máxima de 8400 [mm/s].



Imagen 3.3: Fotografía disparo #2 y control disparo #1.

El elemento básico para el análisis es el registro de vibraciones propiamente tal. En la figura 3.6 se muestra el registro del monitoreo para el disparo #1, medido con el geófono de la caja derecha en su componente transversal. En el eje de las abscisas se observan con exactitud los tiempos de detonación y la amplitud relativa de cada carga en el eje de las ordenadas, que da cuenta del nivel de vibración.

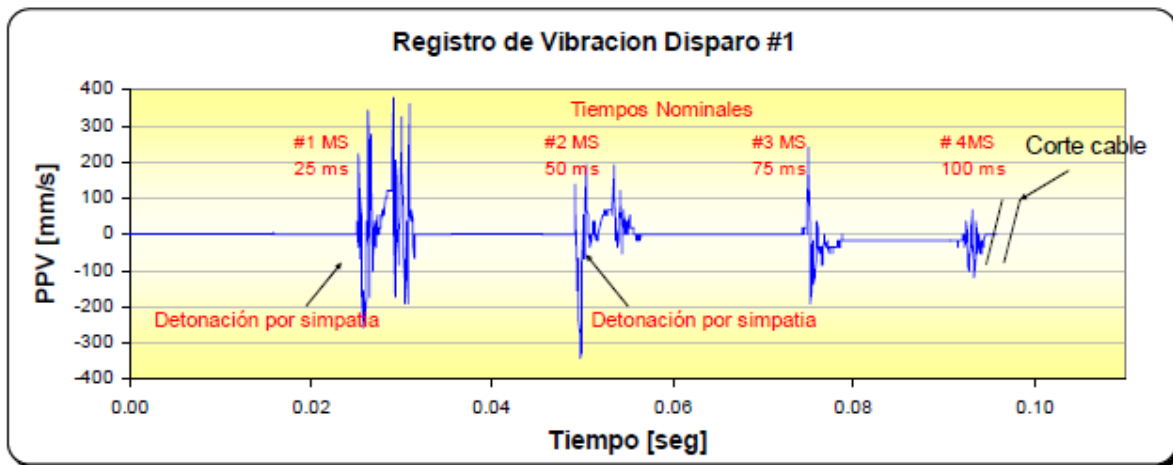


Figura 3.6: Registro de vibración del disparo #1 - vibraciones de cada una de las cargas explosivas y sus tiempos de detonación.

No fue posible medir ningún retardo de la serie LP (retardos del segundo, tercer y cuarto cuadrante de la rainura y del resto del disparo), debido a que el cable que envía la señal al receptor se cortó en el cuarto retardo de la serie MS.

Dada la estrategia de instrumentación y particularmente las complicaciones propias de la labor, existe cierto riesgo que el cable se dañe o se corte con la detonación de los primeros taladros por efecto de la proyección de rocas. Como consecuencia de lo descrito, no se obtuvo registro para el geófono de la pared

izquierda, debido a un corte prematuro del cable con la detonación del enlazado del cordón detonante, el que se confecciona con el cordón que no se ocupó para amarrar los taladros del disparo.

Cabe hacer notar que el primer y segundo retardo de la serie MS del primer cuadrante hicieron detonar por simpatía a dos de los taladros más próximos del segundo cuadrante, lo que indica a priori que este diseño exhibe distancias muy estrechas.

En la figura 3.7 y 3.8 se muestran los registros del disparo #2, para el geófono de la pared derecha e izquierda. El geófono de la pared derecha registró hasta el primer retardo de la serie LP (3), correspondiente al primer y segundo taladro del segundo cuadrante, mientras que el geófono de la izquierda registró las vibraciones asociadas sólo al primer taladro del segundo cuadrante, antes de que el cable transmisor se cortara.

Es importante mencionar que no se observa ningún tipo de vibración asociada al cuarto taladro de la rainura (4 MS), en ninguno de los dos registros, presumiendo que éste no detonó.

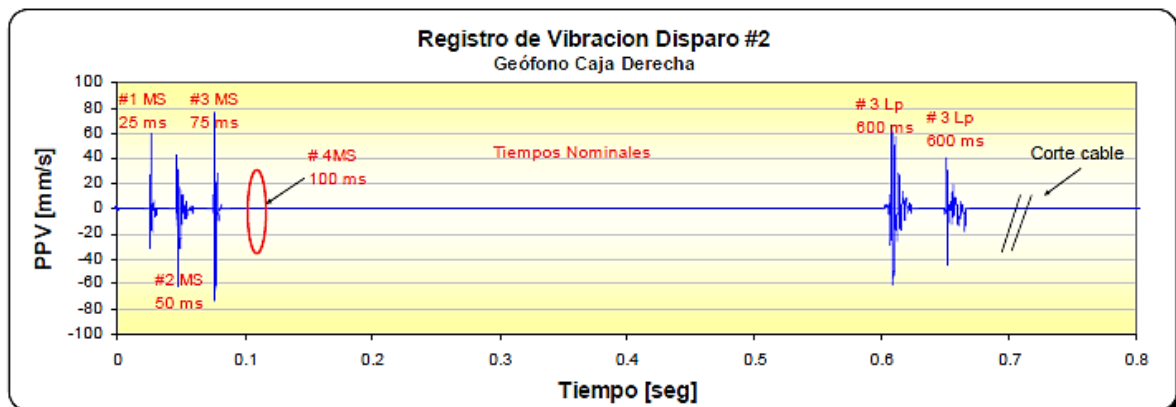


Figura 3.7: Registro de vibración del Disparo #2 - vibraciones de cada una de las cargas explosivas y sus tiempos de detonación.

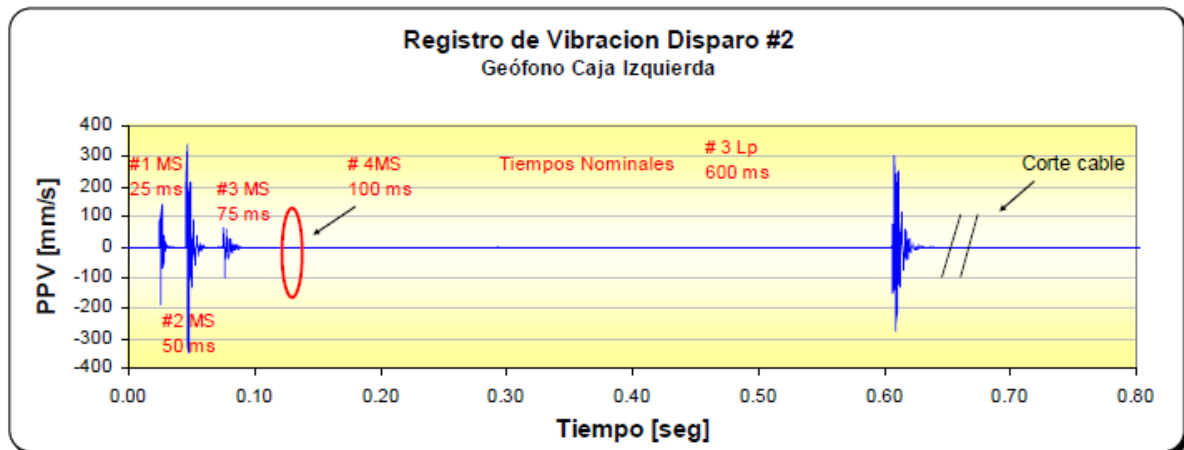


Figura 3.8: Registro de vibración del Disparo #2 - vibraciones de cada una de las cargas explosivas y sus tiempos de detonación.

Más adelante se analizarán y resumirán los niveles de vibración y los tiempos de retardo correspondientes a todos los disparos registrados.

En el Anexo V se incluye el registro de vibraciones para el primer disparo de calibración, junto con una ampliación para un análisis en detalle.

3.7.2.2. Modelo de vibraciones

Como se señaló anteriormente, el análisis de los registros de vibraciones permite conocer la velocidad de partícula o la magnitud de la vibración que genera cada una de las cargas explosivas del disparo.

Con los antecedentes de magnitudes de velocidad de partícula y distancias entre las distintas cargas explosivas y los geófonos, se construyó un modelo de comportamiento de propagación de la vibración representativo del macizo rocoso. En el Anexo IV se entrega un resumen con las distancias y los niveles de vibración máxima, para los dos disparos de control y la prueba de calibración, en la que también se instalaron geófonos con la finalidad de enriquecer y respaldar la base de datos para la calibración del modelo.

El modelo de vibración está formulado por la ecuación propuesta por Holmberg & Persson (H&P) (ver ecuación 2.23), cuya finalidad es simular el comportamiento de la propagación de la vibración en el entorno más cercano a la voladura, en función de variables tales como: distancia a la carga explosiva [m], cantidad de explosivo [kg], geometría de la carga explosiva y constantes propias características del macizo rocoso, que determinan la propagación y atenuación de la vibración. Esta información es clave para el proceso de simulación posterior a través del software 2Dface.

En la Figura 3.9 se observar el gráfico correspondiente al modelo de ajuste de los datos de vibraciones para los distintos registros. Se obtiene una correlación entre los datos considerablemente buena ($R^2 = 0.9549$), donde los valores de K (constantes características del macizo rocoso) son de 1.8 y de 1215.8 respectivamente.

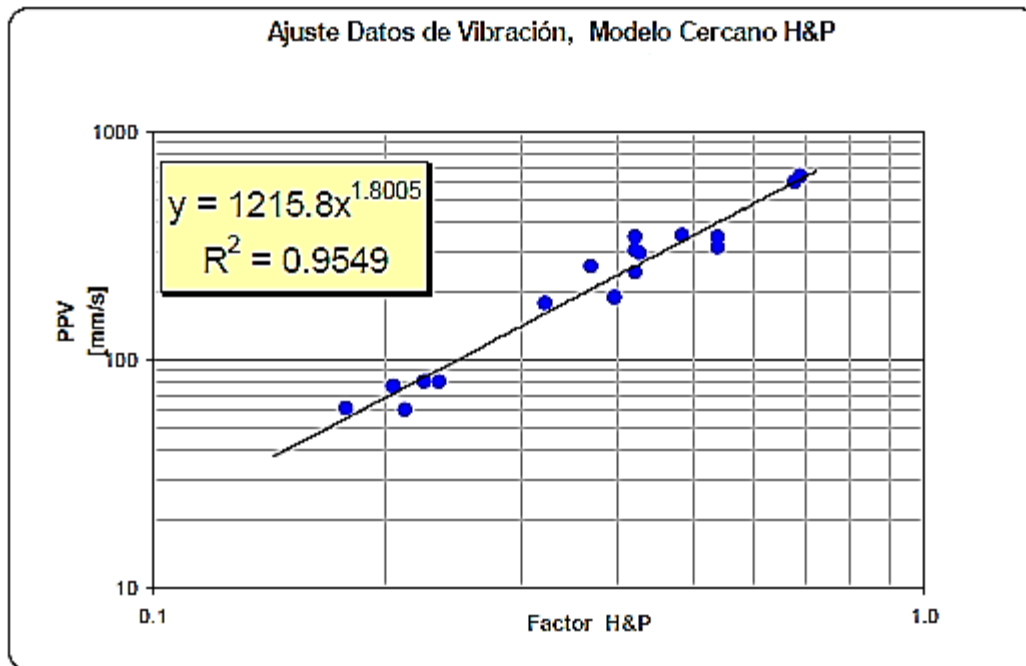


Figura 3.9: “Ajuste Modelo de Vibraciones Holmberg & Persson”.

3.7.2.3. Velocidad Crítica de Partícula (Vcrit) y criterio de daño

Se entiende por modelamiento al análisis de dos aspectos principales (velocidad de partícula y la frecuencia) proporcionados por los instrumentos de medición que nos diagnostican el estado probabilístico del terreno luego de haber soportado el paso de la energía liberada por la voladura transportada mediante la formación de múltiples ondas que viajan a través del Macizo

a. Medición Bibliográfica

En el periodo de medición se obtiene un total de 18 mediciones (sismogramas), durante las cuales la carga operante y las distancias del punto de disparo al de medición fueron variando para generar distancias reducidas variables.

$$DR = \frac{d}{\sqrt[3]{Q}}$$

Donde.

DR: Distancia Reducida o Escalar

Q: Máxima Carga Operante del disparo, considerada carga cilíndrica (Kg)

d: Distancia entre los puntos de medición y de detonación (m).

El modelo empleado para el análisis fue el de Devine (modelo General) el cual considera la geometría de la carga y empleado para el estudio del comportamiento de atenuación de Velocidades de Vibración.

$$V = K * \left[\frac{d}{Q^{\frac{1}{3}}} \right]^{-a}$$

La expresión, "Q" corresponde al peso de la carga detonada (carga operante) en forma instantánea en kilogramos y "d" la distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula. Teóricamente, este criterio es el que mejor representa el comportamiento de la vibración, para el campo lejano, generadas por el tipo de cargas explosivas, esto es, columnas explosivas cilíndricas, donde se tiene por análisis adimensional que las distancias deben ser corregidas por la raíz cúbica de la carga.

a.1 Modelo Holmberg & Persson

Otros autores, no consideran una simetría de carga particular y utilizan la siguiente expresión

$$V = K * d^{-\beta} Q^{\alpha}$$

En el área más cercana a las cargas explosivas (donde se produce el mayor fracturamiento), esta ecuación puede ser modificada para tomar en cuenta la longitud de una carga de forma cilíndrica.

Modelo General

$$V = K * DR^{-a} \quad (\text{Ecuación, 13}).$$

DONDE:

V = Velocidad de Partícula (mm/s)

DR = Distancia Escalar

K = Factor de Velocidad

α = Factor de Decaimiento

El término "DR" o distancia escalar o reducida, da cuenta de la influencia de la distancia en (m), y la cantidad de explosivo en (Kg). El diseño y las dimensiones de la malla de perforación y Voladura (sección 4.2 x 3.8 ms) inicial se mantuvo variando por consiguiente las distancias y cargas operantes, captando niveles de vibraciones

correspondientes, en los cuales se pudo observar que un 70% de las Velocidades Pico (VPP) se registra en la zona del arranque (figura 3.10), 20% en los arrastres, 5% en los taladros de contorno ayudas, 5% ayuda de cuadrador. Por consiguiente, se considera como centro de gravedad de la voladura el arranque a partir del cual se realiza el análisis de atenuación vibración.

Como VPP de cada lectura fue considerada la mayor respecto a las tres direcciones de propagación no así a la VPP resultante emitido por el sismógrafo.

Cada registro de los monitoreos, es analizado de varios aspectos, como son: investigar el rendimiento del diseño en términos de su eficiencia de detonación la precisión de los retardos, y el desarrollo correcto del disparo. Típicamente el análisis incluye un exhaustivo conocimiento del diagrama del disparo, considerando todos los datos de diseño previo se tiene.

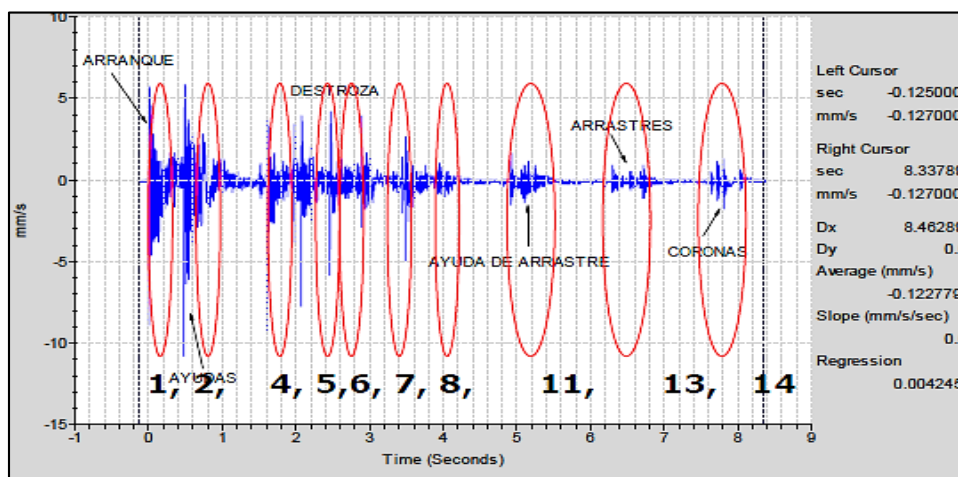


Figura 3.10: Eficiencia de los retardos del registro 01

En el Sismograma se observa los tiempos de liberación de energía por número de retardo, todos los taladros salieron con normalidad en esta voladura, en el cual no presenta tiros cortados con exceso de carga en las destrozadas.

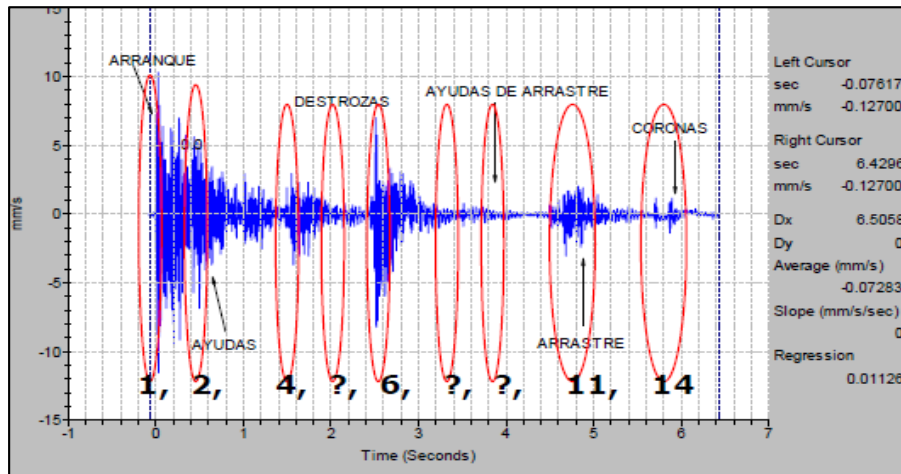


Figura 3.11: Eficiencia de los retardos del registro 02

El histograma del mismo diseño de voladura inicial muestra que no hay liberación de energía en los números 5, 7 y 8 (Figura 3.11) el número 5 no detono, el 7 detono por simpatía y el 8 se cortó según el diseño de voladura previo, que en conclusión representa una mala voladura.

La base del análisis es el registro de vibración propiamente tal, es posible obtener con exactitud los tiempos de detonación de cada carga (y por lo tanto el rendimiento o precisión de los retardos), además de la eficiencia de la detonación de cada carga en base de su amplitud relativa, su vibración en valor absoluto y posteriormente analizar cada sección del diseño (por ejemplo el arranque) por separado en más detalle, incluso haciendo comparaciones entre un resultado satisfactorio (Figura 3.10) y uno que indica la existencia de varios problemas en el funcionamiento del diseño o su ejecución (Figura 3.11).

b. Velocidad de propagación de Onda (VP)

La velocidad de propagación de onda se define como el paso de la onda sísmica generado por la voladura a través del macizo rocoso en función del tiempo, esta también es conocida como velocidad sónica por el comportamiento de propagación parecido al que tiene la propagación de las ondas del sonido.

Se tiene la siguiente relación y cálculo para nuestro estudio.

$$V_p = 3500 + 1000 \log(Q)$$

Entonces reemplazando los valores obtenidos se tiene la velocidad de propagación correspondiente a la roca Cmet que es la categoría que la mina indica a su roca tipo mala

$$V_p = 3500 + 1000 \log(2500)$$

$$V_p = 6897.94 \text{ m/s}$$

c. Velocidad Crítica de la Partícula (V_{crit})

Entendiéndose como velocidad crítica de vibración partícula a la igualdad de los esfuerzos de tensión inducidos por la voladura a los esfuerzos de tensión ofrecidos por la roca, a los cuales se presentan inicios de formación de fracturas y abertura de pre existentes. Así se tiene para nuestro caso con los datos obtenidos anteriormente.

Formula

$$V_{crit} = \frac{0.1 * \sigma_c * V_p}{E_i}$$

Donde

σ_c : Resistencia a la compresión de la roca (Mpa)

E_i : Modulo de elasticidad (GPa)

V_p : Velocidad de propagación de Onda (m/s)

d. Cálculo de Roca Cmet

$$V_{crit} = \frac{0.1 * 38.33 * 6897.94}{22.64}$$

$$V_{crit} = 1167 \text{ mm/s}$$

El criterio de daño establece mantener un rango de 1.4 el valor hallado de la velocidad crítica (de vibración de partícula, para determinar cargas operantes máximas que generen niveles de vibración menores a este en los hastiales, que son halladas a través de una ecuación potencial (Ley de Atenuación de Vibración de Partícula) en función de distancias y cargas operantes determinadas en terreno, en tal sentido nuestro rango de posibles daños estaría dado por.

$V_{mm/s} \text{ crit} = 1167$ / Como rango inferior

$V_{mm/s} \text{ crit} = 1634$ / Como rango Superior

Este rango indica formación de fracturas nuevas para el tipo de terreno que es tema de análisis y forma un parámetro de control en la voladura, así se tiene el siguiente criterio de diseño Tabla 3.10.

CRITERIOS DE DISEÑO CON LA VELOCIDAD CRITICA DE VIBRACION DE PARTICULA	
$V_{crit} = (0.1 \sigma_c V_p) / E$	Determinación de la Velocidad Critica
$4 V_{crit}$	Fracturamiento intenso
$(1.4 \text{ a } 1) V_{crit}$	Nivel al que se generan nuevas fracturas
$1/4 V_{crit}$	Nivel al que se generan leves Propagación de fracturas preexistentes

Tabla 3.10 Criterio de Diseño considerando. V_{crit}

Siendo el valor calculado para el tramo en estudio

$$V_{crit} = 1167 \text{ mm/s}$$

En la última columna, se muestra el cálculo de la V_{crit} , definido como el nivel sobre el cual se generará un daño produciendo nuevas fracturas a la roca. Una estimación del nivel de Velocidad de Partícula sobre el cual se produce el daño más intenso (trituration), puede ser estimada como el valor aproximado a 4 veces el valor ($4 \times V_{crit}$).

Finalmente, se estima que un nivel equivalente a la cuarta parte, es decir 25% del valor de la V_{crit} , es suficiente para iniciar extensión de fracturas preexistentes. Se sugiere ocupar este nivel de $1/4 V_{crit}$, como un límite conservador y a partir del cual se deben controlar los diseños de carguío para que las voladuras no ocasionen daño al macizo rocoso.

Considerando los antecedentes publicados en diferentes congresos por la Compañía Minera Kolpa S.A, se utilizó la ecuación 2.14 para estimar, en una primera aproximación, el valor de la velocidad de partícula crítica para los diferentes tipos de rocas actualmente presentes. En la tabla 3.10 se presenta un resumen con los valores de la PPVC estimados.

Roca	Densidad	Velocida Onda P	UCS	Resistencia Traccion	E Dinamico	1/2 PPVc	PPVc	4 x PPVc
	gr/cm ³	m/s	Mpa	Mpa	Gpa	mm/s	mm/s	mm/s
CMET	2.84	4938	121	13	55	584	1167	4668
Pórfido Andesítico	2.74	5175	123	14	64	566	1132	4528
Pórfido Diorítico	2.71	4700	144	16	47	800	1600	6400

Tabla 3.11: Estimación de la PPV_c en función de variables geomecánicas.

En las tres últimas columnas se muestra el valor del PPV_c, donde $1/2 \times PPV_c$ se define como el nivel sobre el cual se observa extensión de fracturas pre-existentes, $1 \times PPV_c$ se definirá como el nivel sobre el cual se crean nuevas fracturas y $4 \times PPV_c$ se define como el nivel sobre el cual se produce un intenso de fracturamiento.

Las diferencias en el valor del PPV_c reflejan la importancia que tiene establecer, para cada tipo de macizo rocoso en particular, los límites de daño que están directamente relacionados con sus propiedades geomecánicas y condiciones locales y, por tanto, deben ser estimados en forma independiente, no sólo en cada mina sino en cada dominio geomecánico de la misma. Todas las pruebas se desarrollaron en el sector denominado CMET, pues aún no se accedía a desarrollos pertenecientes a los otros dos tipos de rocas.

La figura 3.10 muestra una aplicación del modelo empleando en el programa 2DFace. Se estimaron las vibraciones inducidas en el fondo de los taladros de contorno correspondientes al primer disparo, ya que es en esta zona donde se observan las desviaciones máximas de los taladros y el plano de sobre excavación medido.

El nivel de vibración que coincide con la sobre excavación de la labor es en promedio 5000 [mm/s]. Esta estimación se encuentra sobre el valor $4 \times PPV_c$ para el caso del CMET (4.668 [mm/s]).

En resumen, el valor de Velocidad de Partícula Crítica, estimado para el sector de pruebas (CMET), se encuentra en torno a los 1.100 – 1.200 [mm/s].

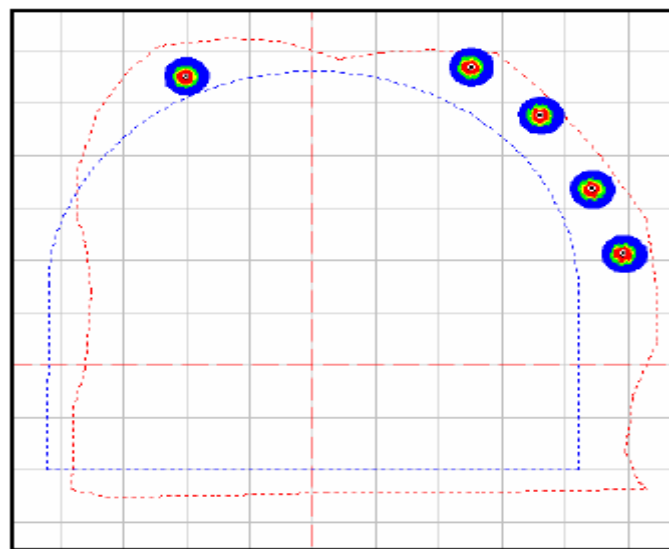


Figura 3.10: Simulación vibraciones taladros de contorno Disparo #1.

Dada la contundencia de las mediciones, la robustez del modelo y el back análisis en terreno, se estimó que el diseño de perforación y voladura debe considerar que la excavación de la labor se produce a niveles de vibración entre 4.500 – 5.500 [mm/s] como valor mínimo. Cabe hacer notar que este nivel de vibraciones es sólo aplicable en el contorno. Como se verá en el punto siguiente, la influencia de las vibraciones producidas por los otros taladros del disparo hace cambiar las propiedades de la roca en el contorno.

3.8. Simulación de vibraciones

Utilizando las constantes del modelo de Holmberg & Persson y el software 2DFace (JK Simblat) es posible estimar con bastante confianza las vibraciones que se generarán en los alrededores de una carga explosiva típica en desarrollo horizontal.

Esta situación podría significar, como lo muestra la Figura 4.8, que los taladros auxiliares generen previamente niveles de vibración suficientemente altos a una distancia que supera el contorno de la labor, aumentando la probabilidad de daño en el techo y pilares.

A continuación, se presentan los resultados de las simulaciones con las cuales se pretende establecer la relación entre el impacto vibracional en el contorno y en la línea de sobre excavación.

En la figura 3.11 se muestran distintos ejercicios, donde se evalúa el impacto producido por los taladros del actual diseño sobre el contorno de la labor.

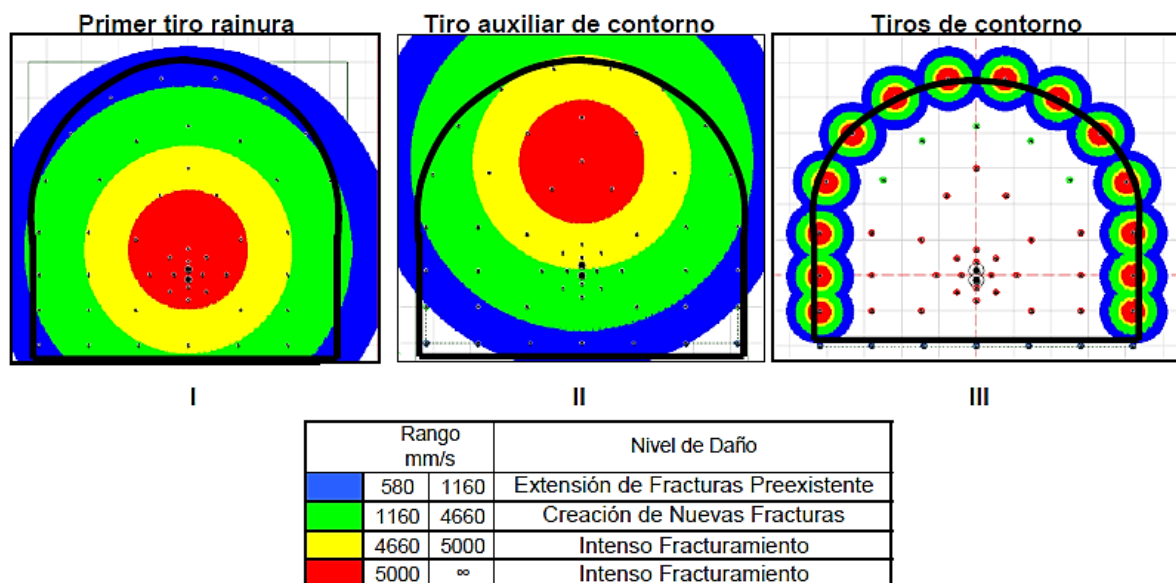


Figura 3.11: Simulación Vibraciones primer taladro rainura, de relleno y contorno.

Se observa en el gráfico I que la detonación del primer taladro de la rainura se genera, previamente a la detonación de los taladros de contorno, niveles de vibración a una distancia que supera el contorno de la labor, aumentando la probabilidad de daño hacia el techo y las cajas. En esta zona se observan niveles de vibración del orden de $\frac{1}{2} \times PPV_c$, nivel en el cual el criterio de daño hace referencia a la extensión de fracturas preexistentes. En consecuencia, cada uno de los 16 taladros de la rainura están provocando niveles de vibración en el contorno de la labor en torno a $\frac{1}{2} \times PPV_c$.

Si al daño producido por los taladros de la rainura se le suma el daño de los taladros auxiliares de contorno más los de relleno y auxiliares de coronas (II: “Vibraciones inducidas por la detonación de solo un taladro de relleno”), se tendrá, una vez que detonen los taladros del contorno, una roca circundante con características distintas a la iniciales producto del daño por vibración, que si bien no es suficientemente como para producir un intenso fracturamiento, hacen modificar las propiedades de la roca y eventualmente inducir cierto grado de sobre excavación post-voladura al momento del desatado de roca.

Por último (grafico III) se observa el efecto de las vibraciones en el contorno. Si bien estas vibraciones no son altas, inevitablemente contribuyen al aumento de la sobre excavación.

3.8.1. Análisis de los tiempos de los retardos

Como ya fue mencionado en los puntos anteriores, a través del registro de vibraciones es posible obtener el tiempo de detonación real de cada una de las cargas explosivas.

Se analizaron los registros correspondientes a todos los disparos monitoreados, ya sea con el BMX y μ MX. La ventaja que tiene el equipo μ MX sobre el BMX es que permite medir el registro completo del disparo, debido a que no es necesario ubicarlo en la frente misma, sino que es capaz de monitorear sin problemas a una distancia mayor, lo que evita la eventualidad producida por el corte del cable transmisor. Su objetivo en este estudio no es medir el peak máximo asociado a una carga explosiva, sino registrar el tiempo exacto en que ésta detonó, con el fin de tener una base de datos más robusta.

La tabla 3.11 muestra los tiempos obtenidos para cada uno de los retardos de las distintas series, y un análisis estadístico indicando la desviación estándar con respecto al promedio de la clase y el sesgo que existe con respecto al tiempo nominal entregado por el fabricante.

Retardo	Serie	N° Datos	Nominal [ms]	Mínimo [ms]	Promedio [ms]	Máximo [ms]	Desviación St		Exactitud c/r Nomina	
							[ms]	[%]	[ms]	[%]
1	MS	5	25	25	25	26	0.6	2.3	0	1.0
2	MS	5	50	46	49	54	3.3	6.8	-1	-1.7
3	MS	5	75	67	74	79	4.8	6.6	-1	-1.9
4	MS	3	100	93	97	105	6.7	6.9	-3	-2.7
5	MS	3	125	126	130	134	4.0	3.1	5	4.2
6	MS	4	150	151	154	157	5.7	3.7	4	3.0
8	MS	3	200	203	203	203	—	0.0	3	1.5
9	MS	3	250	249	249	249	—	0.0	-1	-0.5
10	MS	3	300	319	319	319	—	0.0	19	6.2
3	LP	30	600	606	619	650	21.1	3.4	19	3.2
4	LP	28	1000	1048	1068	1088	20.0	1.9	68	6.8
5	LP	32	1400	1506	1513	1519	9.2	0.6	113	8.0
6	LP	29	1800	1917	1954	1985	29.6	1.5	154	8.5
7	LP	26	2400	2501	2562	2614	57.1	2.2	162	6.8
8	LP	25	3000	3165	3286	3415	102.7	3.1	286	9.5
9	LP	99	3800	3856	3947	4031	73.2	1.9	147	3.9
10	LP	64	4600	4914	5099	5283	130.2	2.6	499	10.8
11	LP	20	5500	5657	5708	5765	54.2	1.0	208	3.8
12	LP	32	6400	6855	6882	6908	37.5	0.5	482	7.5

Tabla 3.12: Resumen y análisis de los tiempos de detonación de los retardos

Para el caso del análisis anterior se tomaron todos los registros de vibraciones implementados. Se estimaron como válidos los estadísticos que tengan más de 4 datos como base de análisis.

Se observa que la desviación estándar para los retardos de la serie MS es mayor en valor porcentual que la de la serie LP, pero menor en valor absoluto, lo que hace que una inversión de la secuencia para esta serie (MS) sea altamente improbable. En cuanto a la exactitud, la serie LP presenta un mayor sesgo, tanto en el valor porcentual como absoluto, exhibiendo siempre una sobre estimación del valor nominal (barras verticales en la figura 6.10), hasta de un 10% (500 [ms]) para el caso del retardo 10 LP.

En la figura 3.12 se muestran las curvas de distribución de probabilidad para los tiempos de retardo del 6 LP hasta el 12 LP, donde las curvas más planas y anchas exhiben una mayor desviación estándar que las otras. Queda en evidencia la poca precisión que ostenta el retardo 10 LP, al superponerse con la curva del retado 11 LP. Si bien este traslape puede producir una inversión de secuencia, la probabilidad que esto ocurra es de casi 0.001%, con lo que se asegura el correcto desarrollo de la voladura en términos de secuencia de salida y detonación.

Se podría pensar que el tiempo de viaje de la onda por el medio puede aumentar los registros obtenidos, pero hay que tener presente que la velocidad de propagación V_p es de 4.500 [m/s] en minería subterránea y que las mediciones se hicieron no más allá de 10 – 15 [m] de distancia, lo que no hace variar los resultados (2[ms] a 3 [ms] de diferencia).

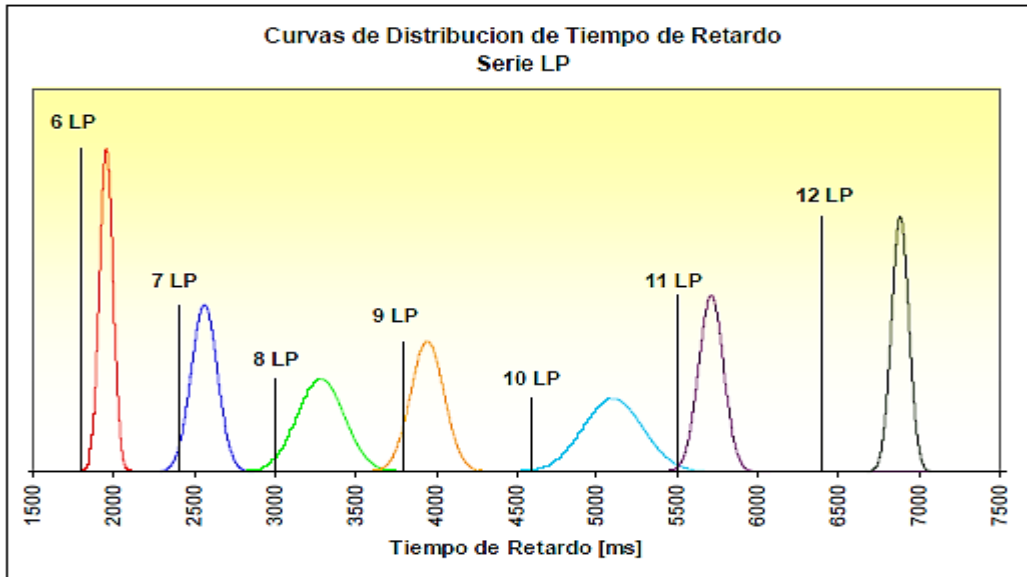


Figura 3.12: "Curvas de Distribución de Tiempos de Retardo, serie LP".

3.8.2 Distribución de energía

En base a los diseños medidos en terreno se realizó un análisis de distribución de energía o factor de carga, tanto en la zona de la rainura como en la sección completa, por medio del software 2DFace.

La figura 3.13 muestra la distribución espacial de la energía para el disparo #4 (a modo de ejemplo), correspondiente al diagrama observado en terreno y al diagrama teórico entregado.

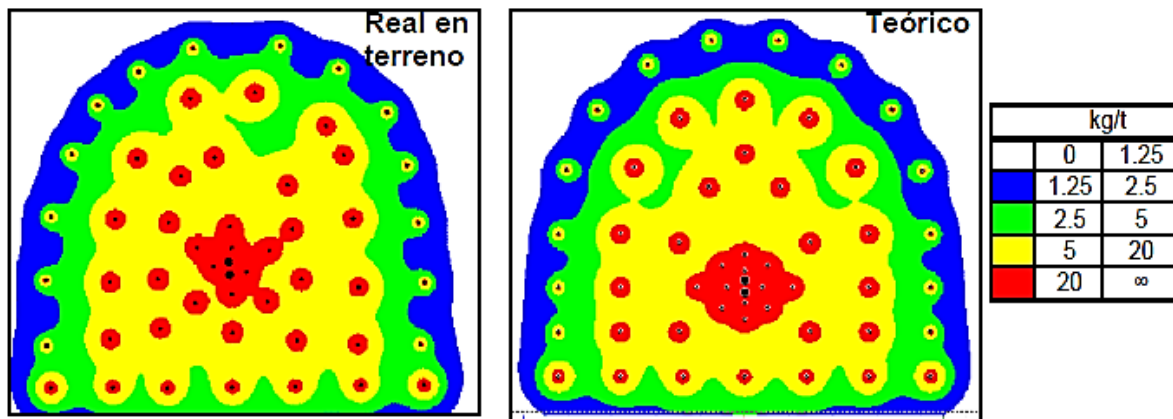


Figura 3.13: Análisis de distribución de energía para el diagrama real y el teórico.

De estas figuras queda en evidencia que, para que el diseño funcione correctamente, es de vital importancia perforar cada disparo con el máximo cuidado y precisión. Por ejemplo, en la zona de los taladros de corona se observa, para el caso real, que existe una mayor concentración de carga hacia el techo (mayor presencia del color azul y verde), lo que podría provocar un aumento de la sobre excavación.

Respecto a la rainura, se observa que en los 3 primeros cuadrantes del caso teórico, el factor de carga es mayor a 20 [kg/t], a diferencia del caso real donde ya en el segundo cuadrante existen zonas con un factor de carga menor que 20 [kg/t], no logrando reproducir la concentración de carga considerada diseño.

3.8.3 Revisión del comportamiento de la rainura

En voladuras de desarrollo horizontal la rainura es el elemento más importante del disparo, por lo que se debe procurar que su diseño sea el mejor posible, colocando especial atención en su implementación práctica. Una rainura deficiente producirá un menor avance por disparo, puesto que la acción de los demás taladros depende principalmente de ella. Estos últimos desempeñan fundamentalmente el rol de ensanchar el hueco inicial creado por la rainura. Un mal rendimiento de la rainura genera un confinamiento de los taladros auxiliares, impidiendo así el desplazamiento de la roca hacia el burden. Tenderán a dañar el resto de los taladros que le siguen en secuencia, pudiendo afectarlos con acciones como la pérdida de la zona del taco, con la consecuente pérdida de confinamiento. Esto queda en evidencia cuando se observan cartuchos de Softron en la marina después de tronar. En conclusión, hay que tener presente que una buena rainura es una condición necesaria para obtener un buen resultado.

En terreno se observó un buen avance de los disparos, casi sin presencia de restos de taladros. El actual diseño de la rainura agrupa un total de 12 cargas en un área de 1.48 [m²] con distancias mínimas entre algunas cargas del orden de 18 [cm] en el diseño teórico y de 21 [cm] en la práctica (ver figura 3.14). Estas distancias pueden verse fuertemente afectadas por error en el empate de los taladros y por efecto de la desviación, estimada comúnmente en un 5% de la longitud del taladro (3.8 [m]). Es decir, un error en el fondo de casi 20 [cm], lo que aumentaría la probabilidad de una interacción entre los taladros más cercanos.

Esta menor distancia conlleva que la detonación de una carga explosiva pueda alterar o modificar físicamente las cargas explosivas cercanas y, en el peor de los casos, origine la eventual detonación de algunas de ellas por simpatía. Un ejemplo de lo anterior es lo ocurrido en el monitoreo del disparo #1, en que presumiblemente 2 taladros del disparo detonaron por simpatía debido a esta causa (ver figura 3.4).

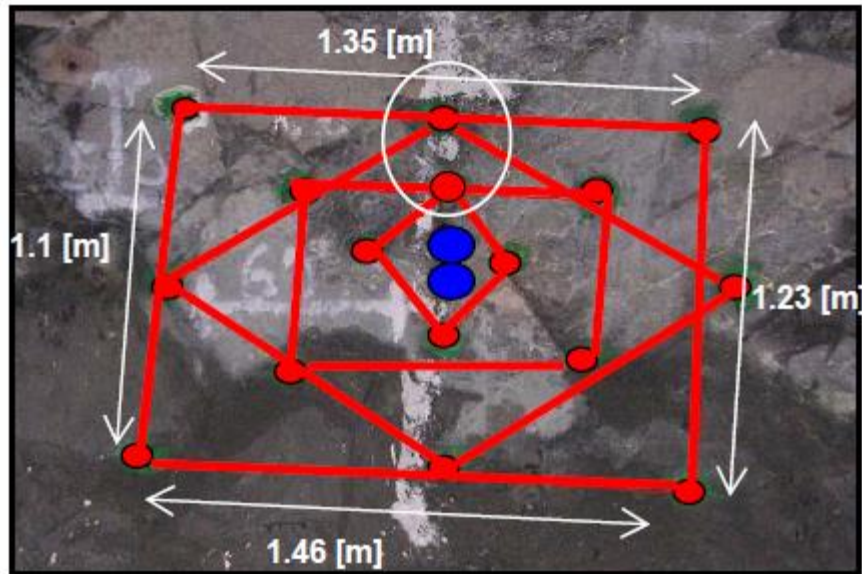


Figura 3.14: Rainura actual en terreno.

La figura 3.14 muestra la rainura real en terreno del disparo #4, donde se observa dentro del círculo blanco la cercanía de los taladros mencionada anteriormente, quedando en evidencia que el más mínimo error en la marcación o en la perforación puede causar una baja en el rendimiento.

3.9 Etapa 2: Diseño de calculo

Como resultado de la evaluación previa se propuso en primera aproximación un diseño de calculo. Este consideró modificaciones importantes en la rainura, secuencia de detonación, carguío del explosivo, burden y espaciamiento entre taladros (Figura 3.15).

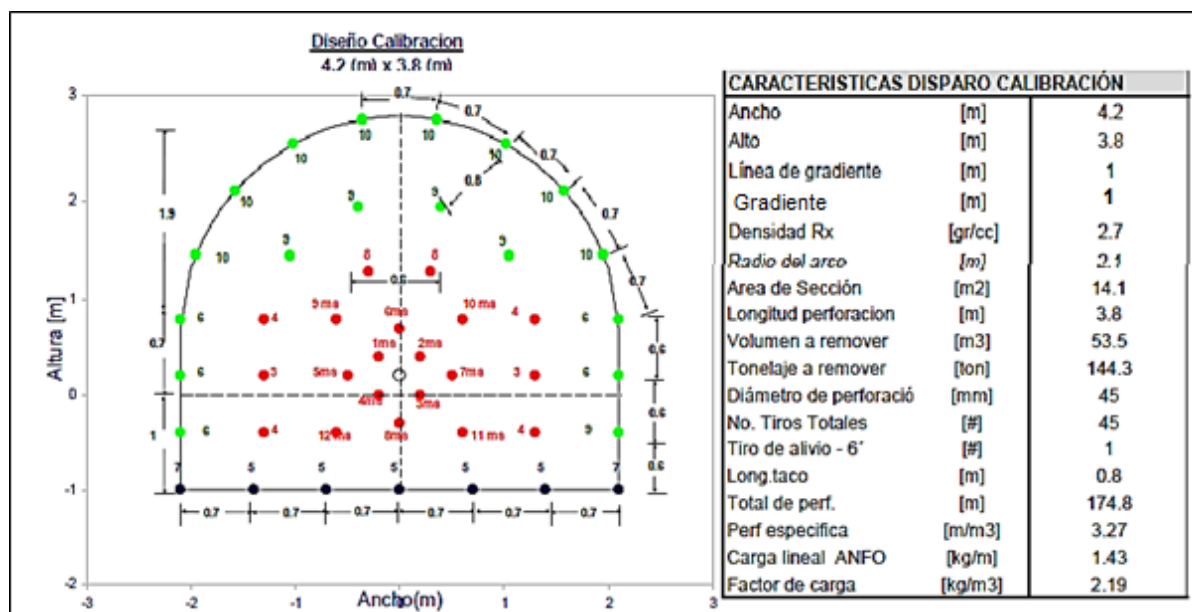


Figura 3.15: "Diagrama disparo calibración"

i. Rainura

A pesar del buen avance observado con esta rainura en los 5 disparos controlados, aún se puede mejorar en otros aspectos. Los resultados indican que las actuales dimensiones de la rainura están en un rango de distancias críticas de influencia entre cargas explosivas cercanas, más aún si se incorporan márgenes de error en el empate y perforación de los taladros. Si bien el diseño actual puede conducir a la detonación por simpatía de alguno de los taladros, con la consecuente baja en el rendimiento, ésta no se produce debido a la gran cantidad de carga presente en el área, que hace imperceptible este efecto. Aunque la rainura tenga buena eficiencia esta dista de ser la óptima en términos de la carga necesaria.

De acuerdo con lo anterior, las dimensiones de la rainura se ampliaron utilizando la ecuación 2.6 ($B = \alpha \times W$) tomando $\alpha = 1.1$, modificando la geometría del primer, segundo y tercer cuadrante. Además ésta se desplazó 0.2 [m] más arriba de donde se encontraba inicialmente (ver figura 3.14). El cuarto cuadrante fue eliminado junto con uno de los taladros de alivio.

Si bien un mayor diámetro en un taladro vacío puede producir un mayor avance por disparo, la ganancia es marginal debido a que con un solo taladro vacío de 152 [mm] se espera tener un avance del 94%, mientras que con dos un 98% (4 puntos porcentuales).

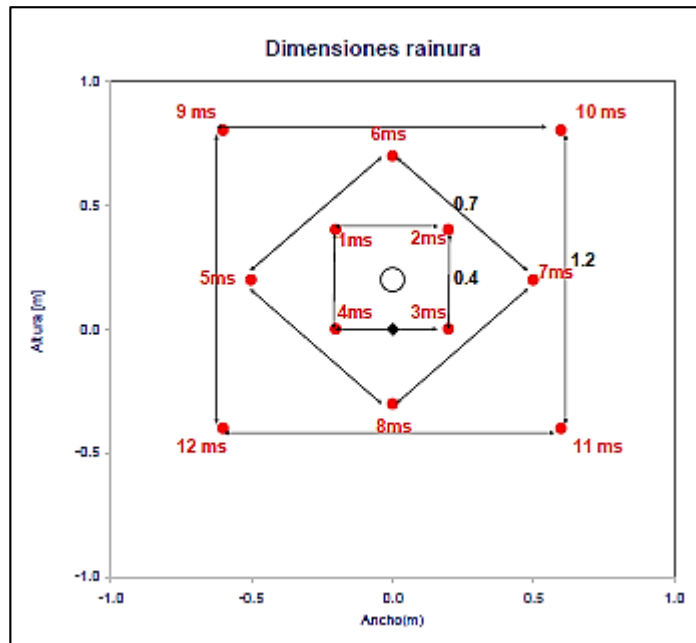


Figura 3.16: Dimensiones Rainura Disparo calibración

Con respecto a la secuencia de detonación, toda la rainura se inicia con la serie MS del 1 – 12 y el resto de los taladros con la serie LP, hasta el 10 LP (secuencia de menor tiempo).

En resumen, en la rainura se eliminó un cuadrante completo (4 taladros) y un taladro de alivio, lo que desde el punto de vista de costos y tiempo en las operaciones de perforación y carguío de explosivo es un logro importante.

ii. Criterios de daño y distribución de energía

Para disminuir el nivel de vibraciones o el potencial de generar daño en el techo y las cajas, y la consiguiente sobre excavación, se decidió aumentar los espaciamientos entre taladros del diagrama de perforación, eliminando algunos y disminuyendo el factor de carga (ver figura 3.17).

En la figura 3.17 se observa que con estas modificaciones se obtiene el mismo factor de carga en el sector de la rainura y en el resto del diseño con excepción del techo, quedando en evidencia que con la nueva distribución espacial de los taladros se puede lograr el mismo factor de carga, pero con una menor cantidad de taladros.

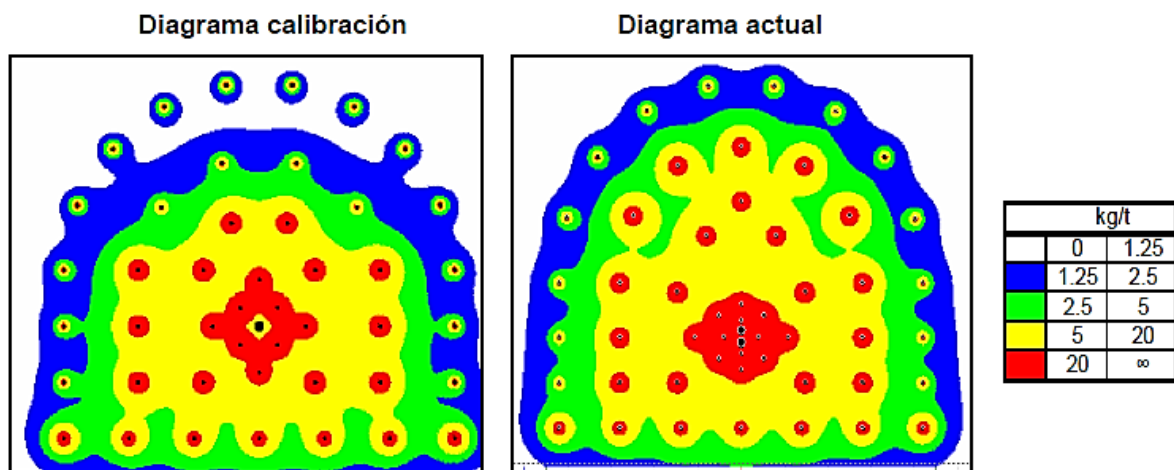


Figura 3.17: Distribución de energía para el diagrama actual de calibración y el actual.

El factor de carga en el techo de la labor es menor para el caso del diseño de calculo, lo que no implica que la roca circundante experimente un menor daño y sobre excavación sólo por esta causa. Hay que considerar también el efecto producido por la menor cantidad de taladros cargados con ANFO en el centro, lo que permite disminuir el daño adicional del impacto de cada una de estas cargas explosivas sobre el contorno, ayudando a reducir la sobre excavación.

En resumen, el diseño de cálculo implementado, como resultado de la evaluación previa del primer y segundo disparo, consideró las siguientes modificaciones:

- Se eliminó el cuarto cuadrante de la rainura y se aumentaron sus dimensiones (burden), dejándola cuadrada y no rectangular como al principio.
- Se eliminó uno de los taladros vacíos
- Se eliminó uno de los taladros de relleno y uno de los auxiliares de corona.
- Se aumentó el burden en los taladros de corona en 10 [cm]
- Se aumentó el burden en los taladros de contorno en 10 [cm]
- La carga explosiva se mantuvo sin cambios, a excepción de los taladros de corona que en vez de ser cargados con ANFO se cargaron con 6 Softron y 1 Tronex.

3.9.1. Resultados del diseño de calculo

Los resultados de los disparos con el diseño de calculo no fueron completamente auspiciosos debido a que no se logró la sección esperada, requiriéndose de un desquinche en la zona de los taladros de corona y cajas, situación causada principalmente por el bajo factor de carga del diseño.

Este aparentemente “mal resultado” no hace más que validar el concepto respecto al efecto que tiene no sólo la distribución de las cargas explosivas si no que la ubicación de éstas respecto del sector que se desea cautelar. En un proceso de

control y reducción de la sobre excavación era necesario abordar el problema con un diseño más conservador que minimizara el nivel de daño en su entorno, lo que se logró plenamente (y excesivamente) con el diseño probado.

En relación a las modificaciones de la rainura, el nuevo diseño resultó exitoso, dado que se logró un avance pleno (100%) con 4 taladros menos perforados. Como ya se mencionó anteriormente, la rainura es el componente más importante del diagrama. Si se obtiene un buen avance el diseño está asegurado, el resto se reduce a ajustar los taladros de ensanche para alcanzar la sección final de la galería.

3.10 Etapa 3: Diseño final

En este punto se entregan los detalles de la propuesta final de un diseño de voladura alternativo (ver especificaciones en las figura 3.18), implementado como resultado de las evaluaciones realizada al diseño de calculo.

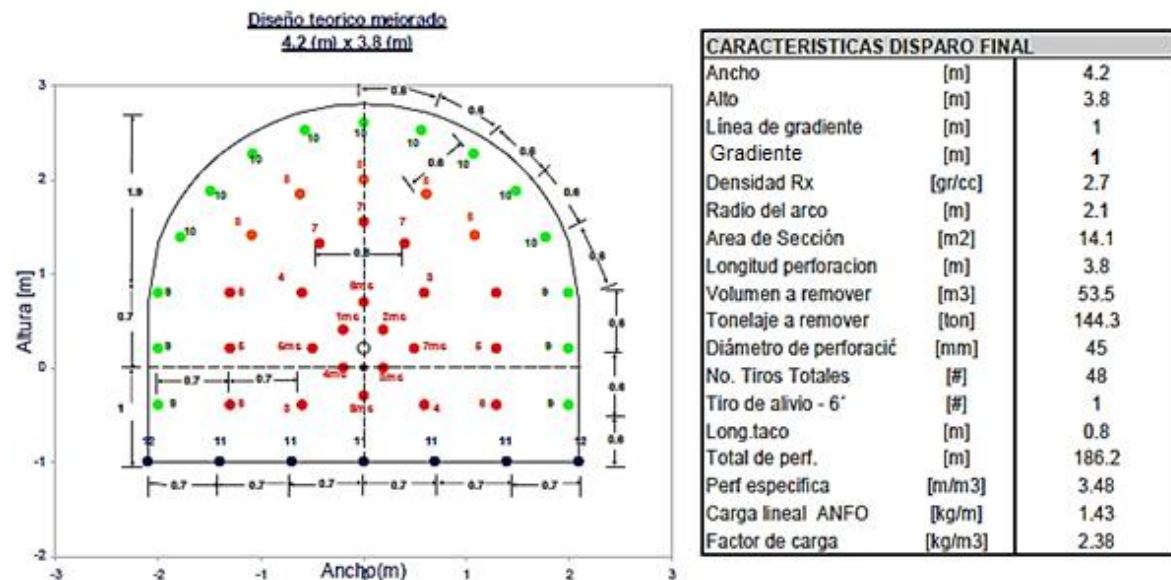


Figura 3.18: Diagrama disparo final

Se perforaron un total de 48 taladros, sin cambiar ni el diámetro ni la longitud ($\Phi = 45$ [mm], longitud de 3.8 [m]), con un solo taladro de alivio en el centro de la rainura. En resumen, se eliminaron un taladro de alivio y 4 taladros cargados, y se agregó uno más a los taladros de corona, disminuyendo su espaciamento de 0.7 [m] a 0.6 [m].

También se disminuyeron las distancias de los taladros de corona al contorno en 20 [cm] y de las cajas en 10 [cm].

Los taladros auxiliares de corona tienen un burden de 0.6 [m], a diferencia del diseño actual que era de 0.7 [m]. Los taladros de caja presentan un burden de 0.8 [m] a diferencia del disparo actual que tiene 0.7 [m]. Además, se modificaron el espaciamento de los taladros de relleno.

La carga explosiva se mantuvo sin cambios, a excepción de los taladros auxiliares de corona que se cargaron con 4 Tronex y 5 Softron.

i. Rainura

Con respecto a la rainura, se mantuvo la geometría y la carga explosiva de la prueba de calibración. El único cambio introducido fue en la secuencia de detonación, donde el primer y segundo cuadrante detonan con la serie MS y el resto de los taladros con la serie LP.

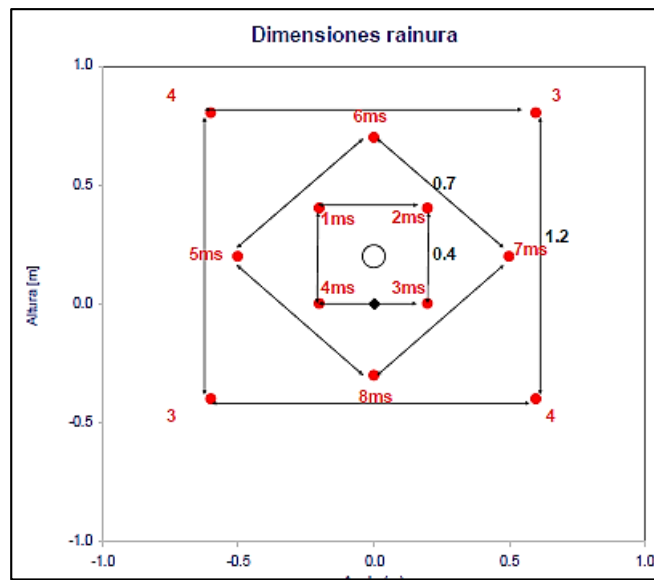


Figura 3.19: Dimensiones rainura disparo final.

ii. Criterios de daño y distribución de energía

Se aumentó el factor de carga en la zona de los taladros de contorno, añadiendo un taladro más en los taladros auxiliares de coronas (ver figura 3.20), y se disminuyó el burden de los taladros de corona 0.8 [m] a 0.7 [m] con respecto al diseño de calculo. Además de estas mejoras, se aumentó de 2 a 3 los taladros de relleno con el fin de disminuir el confinamiento excesivo de los taladros auxiliares de corona.

Las demás variables del disparo permanecen constantes.

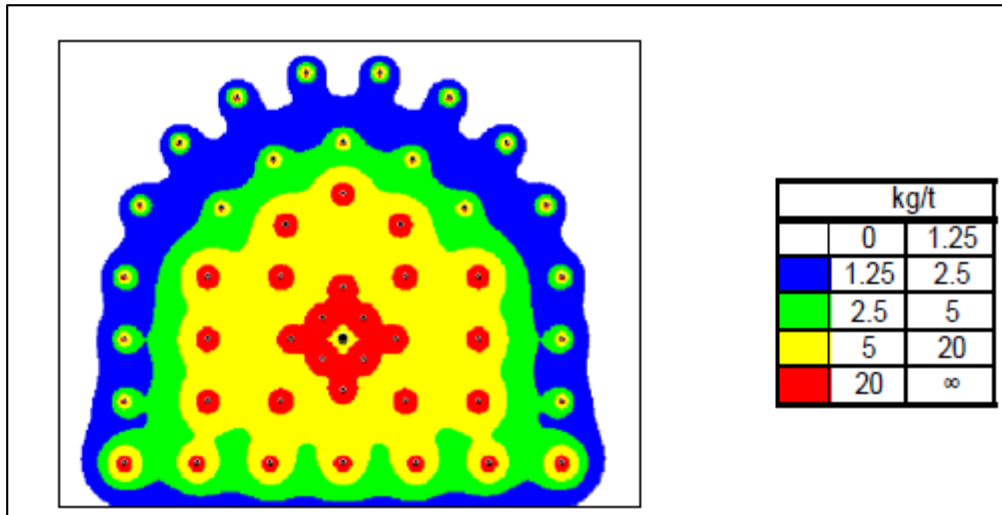


Figura 3.20: distribución de energía Disparo Final

En resumen, el diagrama final se diferencia con respecto al de calibración porque:

- Se mantuvo el diseño de la rainura.
- Se añadió un taladro más entre los de relleno, de corona y auxiliares de corona.
- Se disminuyó el burden de los taladros de corona en 10 [cm]
- La carga explosiva se mantuvo sin cambios, a excepción de los taladros auxiliares de corona que se cargaron con 5 Tronex y 5 Softron.
- Se disminuyeron las distancias de los taladros de corona al contorno en 20 [cm] y de las cajas en 10 [cm].

CAPITULO 4: RESULTADOS Y DISCUCIONES.

Esta etapa conlleva a la implementación y evaluación del diseño final propuesto.

i. Resultados del diseño final

Los efectos de las modificaciones introducidas al diagrama de calibración dieron auspiciosos resultados en lo que respecta a la sobre excavación del techo de la labor (ver figura 4.1). Para validar las mejoras realizadas al actual diagrama se controlaron 5 disparos con el diseño propuesto y se incorporaron también datos tomados por el área de topografía de la Compañía (5 perfiles más).

La sobre excavación producida por los disparos sería de 6.6% en promedio (ver tabla 3.8), disminuyendo en más de 18 puntos porcentuales con respecto a la actual.

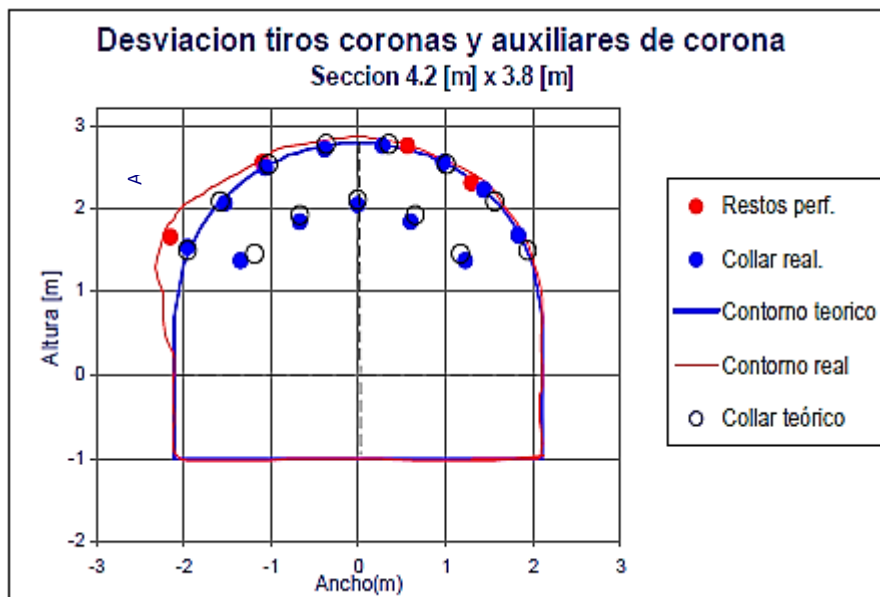


Figura 4.1: Desviación de taladros y estimación de la sobre excavación disparo final

Diseños	N° datos		Área labor [m ²]	Sobre excavación %
Teórico		-	14.07	0.00
Actual	15	Prom	17.46	24.09
		Desv	0.38	2.70
Mejorado	10	Prom	15.00	6.61
		Desv	0.16	1.14

Tabla 4.1: Resumen cuantificación de la Sobre Excavación disparo final

En la figura 4.1 (disparo #4 pruebas de control) queda en evidencia que el perfil delimitado por el fondo de los taladros es prácticamente igual al contorno sobre

excavado. Un ejemplo de ello es la sobre excavación observada en la caja izquierda, la cual es producida por la desviación del taladro en cuestión. En conclusión, se aprecia a simple vista que con una menor desviación y un correcto empate de los taladros, se obtiene una sobre excavación razonable, reafirmando que la perforación es una de las variables de mayor importancia en relación con la sobre excavación.

En la tabla 4.2 se presenta un resumen con las estadísticas para las desviaciones.

		Desviacion [m]	Desviacion %
Contorno 17 [tiros]	Min	0.07	1.80
	Max	0.29	7.53
	Desv	0.05	1.32
	Prom	0.20	5.30
Aux. Contorno 13 [tiros]	Min	0.03	0.90
	Max	0.20	5.27
	Desv	0.08	2.11
	Prom	0.14	3.68

Tabla 4.2: Resumen Desviación de Taladros Coronas y Auxiliares de Corona disparo final

Queda en evidencia en la tabla 4.3 que con un estricto control operacional en la implementación del disparo se obtienen resultados muy alentadores.

Con respecto al avance por disparo, éste mejoro con respecto al diseño actual en casi 8 puntos porcentuales. Este valor (92%) era el esperado para el diámetro del taladro vacío.

Diseños	N° datos		Resto tiros [cm]	Avance %
Actual	15	Prom	321.40	84.58
		Desv	10.22	2.70
Mejorado	10	Prom	350.14	92.14
		Desv	8.65	1.14

Tabla 4.3: Resumen avance disparo actual.

ii. Fragmentación

El análisis de la granulometría del material tronado se realizó a través de la toma de imágenes digitales y su procesamiento mediante la tecnología WipFrag, la cual entrega una curva de distribución granulométrica normal y ajustada según el modelo de Rosin- Rammler.

En las figuras 4.2 y 4.3 se observa la digitalización de las pilas de material tronado de un disparo con el diseño actual y de otro con el diseño propuesto respectivamente.



Figura 4.2: Digitalización de imagen diseño para uno de los casos del diseño actual

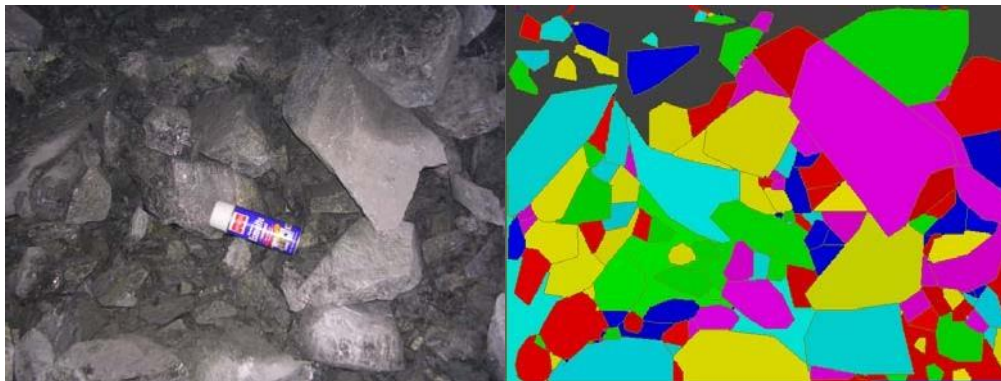


Figura 4.3: Digitalización de imagen diseño para uno de los casos del diseño propuesto

En la figura 4.4 se aprecia el promedio de las curvas de distribución granulométrica para cada uno de los diseños. Se observa que la curva del diagrama propuesto es un poco más gruesa que la del diseño actual (X_{50} del diseño actual = 15.24 [cm] y el X_{50} del diseño propuesto = 19.05 [cm]), debido básicamente a que este diseño contempla una menor concentración de carga.

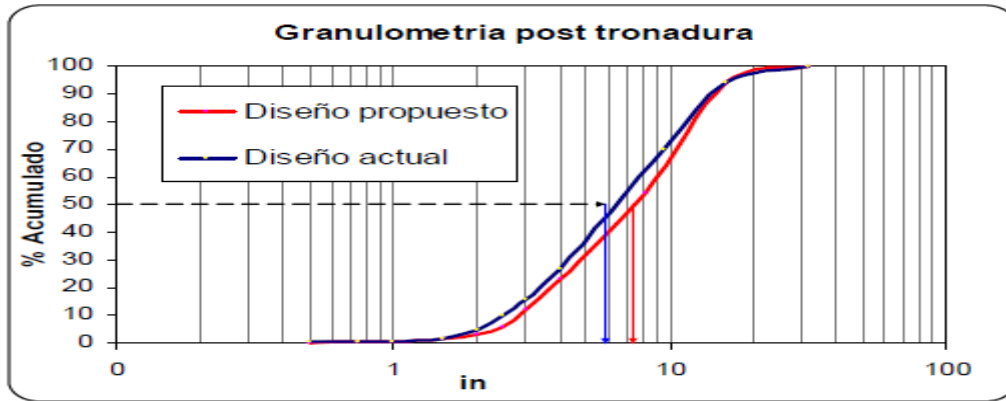


Figura 4.4: Curvas granulométricas para ambos diseños

En resumen, la granulometría de ambos disparos es muy similar y apropiada para los equipos de carguío.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El desarrollo de este trabajo da cuenta de los estándares con que se llevan a cabo las operaciones de perforación y voladura, en relación con los desarrollos que efectúa la Compañía Minera Kolpa S.A.

Específicamente, el tema central lo constituye la sobre excavación que se observa con las prácticas de trabajo utilizadas. En este sentido, es importante señalar la efectividad que se tuvo con la aplicación de una metodología de evaluación objetiva de aquellos aspectos técnicos claves de la operación. Con la información disponible, conformada por los antecedentes obtenidos por la auditoría de 5 de los disparos actuales y 3 de calibración, fue posible establecer un diseño final el cual genera una menor sobre excavación, disminuyendo tanto los costos directos de la operación como la exposición a riesgos potenciales por desprendimientos o planchoneos de roca.

En resumen, como resultado de las mejoras incorporadas al diseño que se utilizaba es posible concluir:

Diagnostico

La intervención del diseño del diagrama de perforación permitió reducir el número de perforaciones de 51 más 2 taladros de alivio a 48 más 1 taladro de alivio, es decir un 8% de reducción. Por esta razón, el total de metros perforados por disparo disminuye desde 201,4 [m] a 186,2 [m]. El índice de perforación específica disminuye de 3.77 a 3.48 metros perforados por metro cúbico removido [m/m³].

Adicionalmente, se disminuyó en una proporción aún mayor el factor de carga desde 3.02 [kg/m³] a 2.38 [kg/m³], por ende, el consumo de explosivo se reduce en un 30%.

La sobre excavación, producto de la implementación del diseño final, disminuyó de un 24.09% a un 6.61%, encontrándose dentro de estándares habituales practicables en la roca excavada.

Por lo tanto, con la aplicación del diagrama de disparo propuesto, deberán reducirse los costos del desarrollo por efecto de una disminución en:

- 15.2 [m] de perforación por disparo

- 0.64 [kg/m³] en el factor de carga
- 3 iniciadores
- 25,23 toneladas o 9,348 [m³] de material arrancado por disparo, considerando una densidad de 2.7 [gr/cm³]
- Menor volumen de Shotcrete
- Menor tiempo de acuñadura
- Menor tiempo de ciclo
- Menor exposición al desprendimiento y caída de rocas.

Rainura

El diseño de la rainura y su eficiencia son probablemente el factor más relevante en los resultados tanto positivos como negativos de una voladura de desarrollo, es por ello que merece especial atención con respecto a su diseño e implementación.

La rainura utilizada concentraba una alta energía en el centro de la labor y posiblemente estaba generando algún tipo de daño vibracional hacia los contornos debido al exceso de carga. Las dimensiones de la rainura están en un rango de distancias críticas de influencia entre cargas explosivas cercanas, más aún si la perforación conlleva errores en el posicionamiento de los taladros, lo que podría eventualmente inducir la detonación por simpatía de algunos de sus taladros.

A partir de modelaciones de distribución de energía y de vibraciones se diseñó un nuevo diagrama de perforación y voladura con modificaciones sustanciales de la rainura, incorporando la serie MS hasta el segundo cuadrante, eliminando el cuarto cuadrante y aumentando el burden entre los cuadrantes restantes.

Propuesta de mejoramiento de la voladura

En relación a la implementación práctica del diagrama de perforación utilizado, éste mostraba altas desviaciones en las perforaciones de contorno, con magnitudes que varían entre 13.71% y un 16.39% para los taladros de coronas y entre un 12.6% y un 15.49% para los taladros auxiliares de coronas, en dirección radial al centro de la labor. A nivel de la distribución espacial de las desviaciones, los taladros de las coronas presentaban errores mayores que los auxiliares de corona, debido

principalmente a una complicación operacional relacionada con el posicionamiento horizontal de la perforadora en el techo.

Al respecto, es sabido que estos taladros de contorno deben ser perforados con un margen positivo a objeto de evitar el estrechamiento de la labor, desviación que podría estar en un rango del 5%, y no como en este caso donde prácticamente se estaban desviando ($14\% = 0.55$ [m]) en casi el valor del burden para los taladros de corona (0.7 [m]). Por otra parte, la carencia de algún elemento automático de control de desviación en el equipo, también contribuye a aumentar este efecto. Sin embargo, tomando en cuenta las particularidades del problema de sobre excavación, es necesario tener presente la aplicación de controles más estrictos, lo cual amerita un re-entrenamiento a los operadores con auditorias periódicas para controlar las prácticas operacionales de esta importante actividad.

Las diferencias detectadas por la desviación de los taladros favorecen la elevación del techo y el ensanchamiento en las cajas. Esta variable es considerada fundamental en la reducción de la sobre excavación, por ello es necesario un riguroso control en la marcación y la perforación de los taladros.

Velocidad de partícula y daño

El impacto vibracional y el daño en el contorno fue el tema de mayor interés de evaluación en este trabajo, situación que motivó la búsqueda de una correlación entre impacto vibracional y la respuesta de la roca medida por los límites de la sobre excavación. En términos prácticos, la idea fue estudiar el comportamiento de la vibración en el contorno de la labor en función de distintos parámetros de voladura (básicamente el tipo de carga y su localización respecto al contorno) por otro lado, determinar niveles críticos de vibración según las propiedades de la roca de modo de controlar el impacto vibracional en la zona afectada.

La base de este análisis la constituyen los monitoreos de vibración efectuados directamente en la zona de daño, los cuales permitieron medir magnitudes de vibración asociadas a cada una de las cargas explosivas, con el fin de construir un modelo de comportamiento de la propagación de la vibración representativo del lugar.

Los resultados de este análisis muestran coherencia en cuanto a la relación existente entre impacto vibracional en el contorno y los límites de la sobre excavación de los disparos evaluados

La velocidad de partícula (vibración) que coincide con el límite de la excavación resultó en torno a los 5000 [mm/s] y el valor de Velocidad de Partícula Crítica estimado para el sector de pruebas, a partir de las propiedades elásticas y mecánicas de la roca, se encuentra en torno a los 1.100 – 1.200 [mm/s].

Los niveles de velocidad de partícula registrados en el contorno de la galería correspondientes a los taladros de la rainura cargados con ANFO de la rainura van de 580 [mm/s] a 1160 [mm/s]. Para los taladros de relleno y auxiliares de coronas se registraron valores de 1160 [mm/s] a 4660 [mm/s], niveles que si bien no son tan altos como para producir sobre excavación son suficientes para generar daño. Lo anteriormente expuesto es una de las causas de la eliminación de 4 taladros en la zona de la rainura.

Hay que tener presente que para este estudio no se consideraron variables tales como la acción de los gases, planos de debilidad preexistentes y campos de esfuerzos presentes, que eventualmente influyen sobre la excavación de la labor y la roca circundante.

Retardos y tiempos

En general se observa una buena calidad de los accesorios utilizados en relación a su precisión, es decir la desviación de los datos con respecto a su media, con porcentajes que no superaron los 3.4% para el caso de la serie LP y 6.9% para la serie MS.

No se verificó la existencia de superposición entre ningún retardo a excepción del 10 LP, pero con una probabilidad muy baja de inversión de la secuencia, aspecto que asegura el correcto desarrollo de la voladura.

En resumen, en relación a los tiempos de salida, se incorporó la serie MS al segundo cuadrante y se redujo el tiempo de salida de la voladura de 14 LP a 12 LP.

Recomendaciones.

Se debe analizar los parámetros estocásticos de la voladura considerando los parámetros de Carguío de explosivo y tipo de explosivo.

El análisis de sobre excavación se debe realizar de forma permanente y no en galerías que presentan problemas.

Se debe comparar el diseño de rainura entre el empírico y software para saber que diferencia hay del uno al otro.

Se debe controlar el diagrama de disparo dependiendo al tipo de macizo rocoso

El análisis de la velocidad Pico Partícula se debe realizar en diferentes tipos de roca y no solo con el explosivo.

En base a lo expuesto, se recomienda la aplicación del diagrama de disparo propuesto con un estricto control operacional de su implementación. Especial atención merece la marcación del diagrama de perforación y el control del desvío de los taladros de contorno y auxiliares de contorno.

En síntesis, se reconocen las fortalezas generales del actual disparo y se integran mejoras en la zona de la rainura y carguío del explosivo, además del control permanente de la implementación del disparo.

Se debe tener presente que uno de los elementos esenciales que componen los programas de calidad lo constituyen las auditorias sistemáticas en el tiempo.

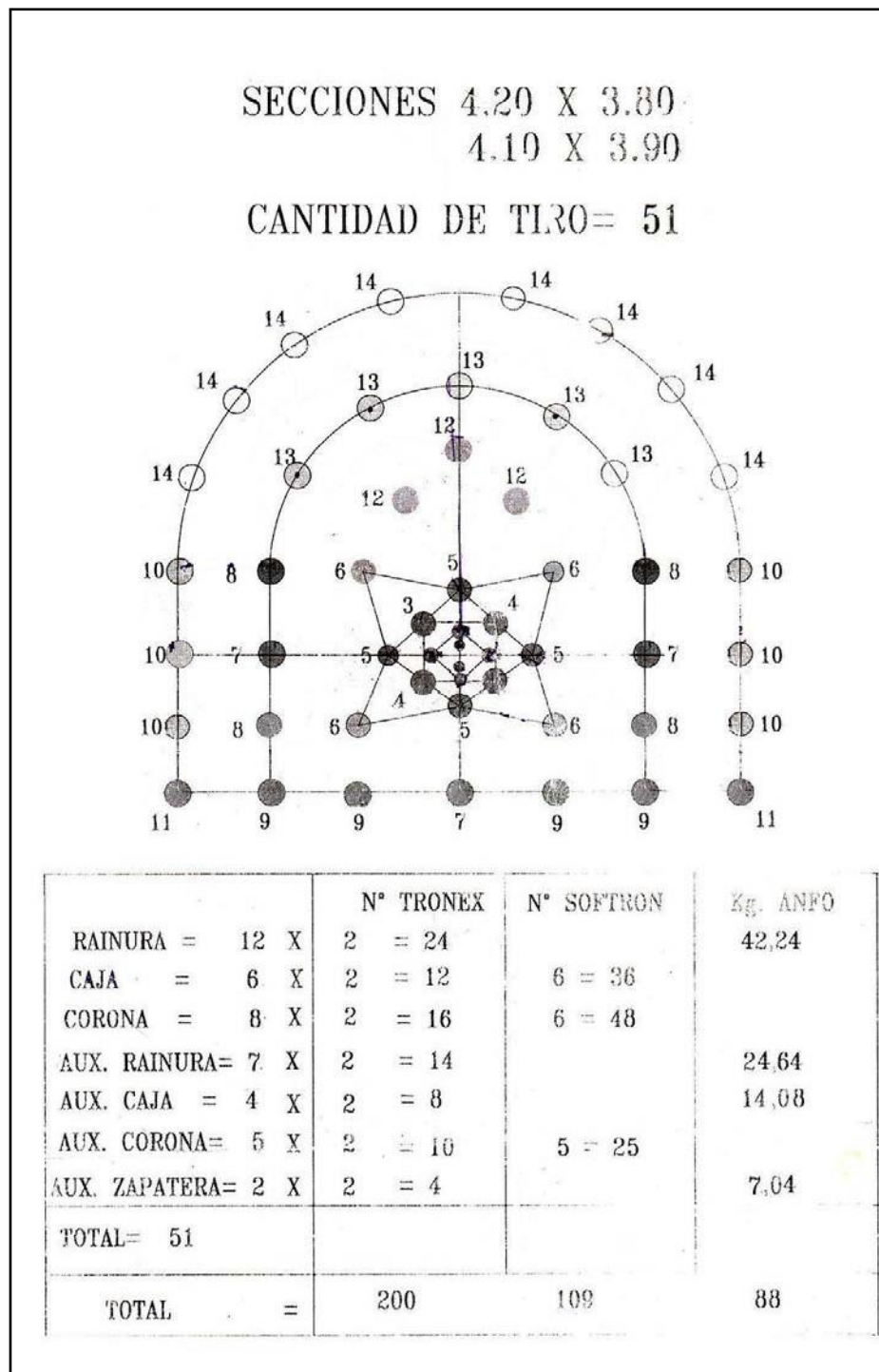
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

1. Amira, J. (1990). *Final Report Advanced Blasting Technology*. University of Queensland, Brisbane.
2. Amira, J. (1993). *Final Report Advanced Blasting Technology*. University of Queensland, Brisbane
3. Amira, J. (1998). *Final Report Blasting Mechanics P93C*. University of Queensland, Brisbane
4. Arriagada, J. (1991). *Manual de Explosivos*. Ireco Chile Ltda.
5. Camilo, S. (1998). *Construcción de túnel, piques y chimeneas*. Universidad de Chile.
6. Chavez, W. (1994). *Explosivos y Tronadura*.
7. Chacon, J. (2016). *Curso: Cátedra Perforación y Tronadura*. Universidad de Chile.
8. Chitombo, G. Aguirre, E. (1994). *Study of the Rock Mass Damage Associated with Panel Caving*. Final Report. Codelco Chile, División El Teniente.
9. Cunningham, C. (2002). *The Energy of Detonation: A fresh look at Pressure in the Blasthole*. International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Beijing, China. Pag 137-150.
10. Cunningham, C. (1983). *The Kuz-Ram Model for Prediction of Fragmentation from Blasting*. First International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Suecia, pag 439- 453.
11. Dowding, C. (1985). *Blast Vibration Monitoring and Control*.
12. Hagan, T. (2001). *Overbreak control Blasting Techniques en Australian Mineral Foundation's*.
13. Hustrulid, W. (1999). *Blasting principles for open pit mining*. Volumen 1 y 2.
14. Instituto, IGME. (2000). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*.
15. Langefors & Kihlström. (1978). *The Modern Techniques of Rock Blasting*.

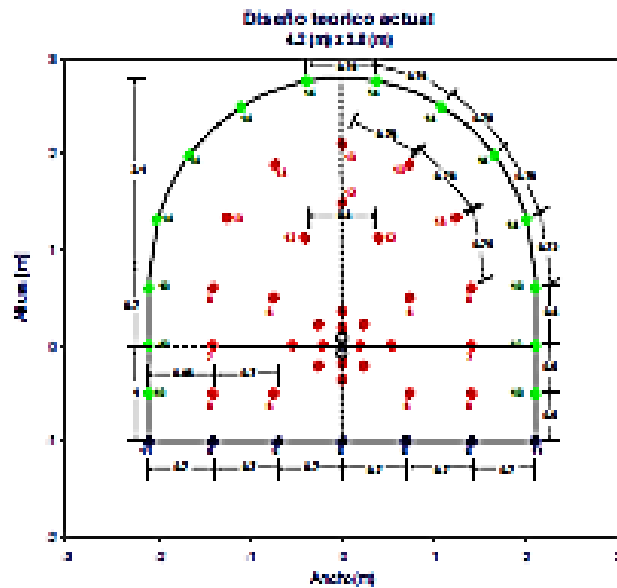
16. Lara, C. (1993). Técnica Vibracional y su aplicación en el mejoramiento de tronaduras en Mina El Teniente.
17. Navarro, S. (1995). Teoría General de la Tronadura. Revista Minería Chilena N°139. pag. 55 – 59.
18. Rosenthal, M. Morlock, G. (1987). *Blasting Guidance Manual*. Office of Surface Mining Reclamation and Enforcement.
19. Schellman. M. (2000). Cálculo de niveles de vibraciones producto de tronaduras en el área LHD. Mina el Teniente.
20. Scherpenisse, C. (1999). Curso de Monitoreo, Interpretación y Modelamiento de Vibraciones. Codelco Chile, División El Teniente.
21. Scherpenisse, C. Arellano, J. Orrego, G. Arellano, M. (2012). *Vibración producto de Tronadura y su comportamiento en el Campo Cercano y Lejano*. V Jornada de Especialistas en Tronadura. EXPOMIN.
22. Scherpenisse, C. Leal, L. Adamson, W. Diaz, J. (2010). Monitoreo y consideraciones generales del modelamiento de vibraciones para la evaluación y optimización de las tronaduras de desarrollo horizontal. Symposium de Ingeniería en Minas USACH.
23. Siskind, D. Mcroy, S. Gutierrez, R. (2002). *Vibrations from Seismic Exploration Blast*. International Society Explosives Engineers.

ANEXO I
DISEÑO DE DISPAROS

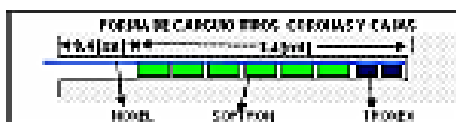
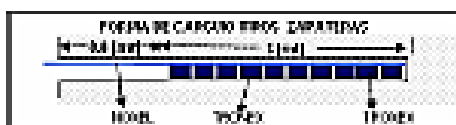
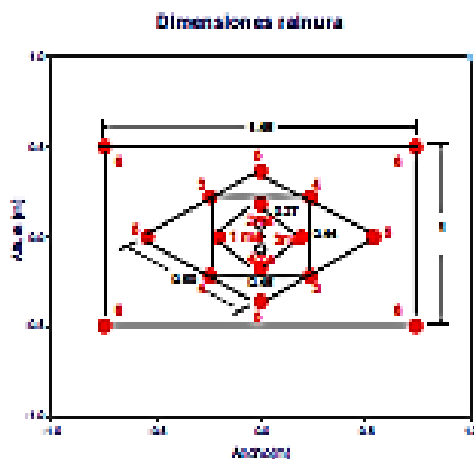
Figura A1.1: "Croquis Diseño Actual".



A-I.2 Resumen disparo Actual

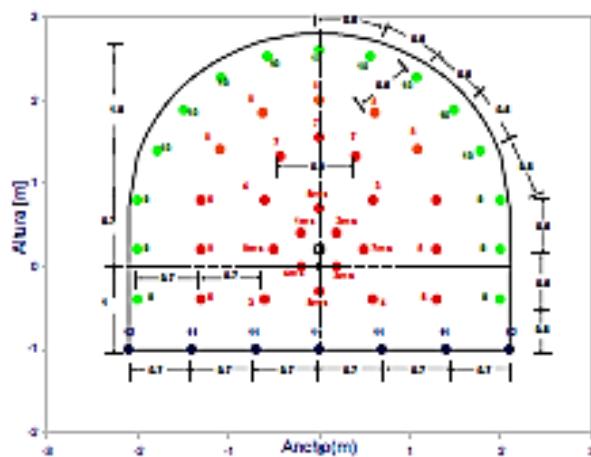


RESUMEN CARGUO		
DETALLE DE CARGUO	Explosivo	Cantidad
Tiro Coronas:	●	8
Primado - TRONEX		1 1/8" x 8"
Carga Columna - SOFTRON		1 1/8" x 20"
Tiro Aux Coronas:	●	5
Primado - TRONEX		1 1/8" x 8"
Carga Columna - SOFTRON		Anfo
Tiros de Caja	●	8
Primado - TRONEX		1 1/8" x 8"
Carga Columna - SOFTRON		1 1/8" x 20"
Tiro Aux Cajas	●	8
Primado - TRONEX		1 1/8" x 8"
Carga Columna - ANFO		Anfo
Tiros de Rainura	●	10
Primado - TRONEX		1 1/8" x 8"
Carga Columna - ANFO		Anfo
Tiros de Relleno	●	3
Primado - TRONEX		1 1/8" x 8"
Carga Columna - ANFO		Anfo
Tiros de Zapatera	●	7
Primado - TRONEX		1 1/8" x 8"
Carga Columna - SEMEXASAB		1 1/8" x 8"
CONSUMO		
Anfo	[kg]	120.2
Softron	[Unidades]	84
Carucho TRONEX 1 1/8" x 8"	[Unidades]	190
Tecnica	[Unidades]	51
Cordon Detonante	[m]	50
Mecha + Fulminante	[Unidades]	2

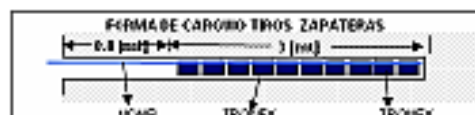
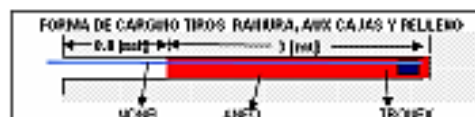
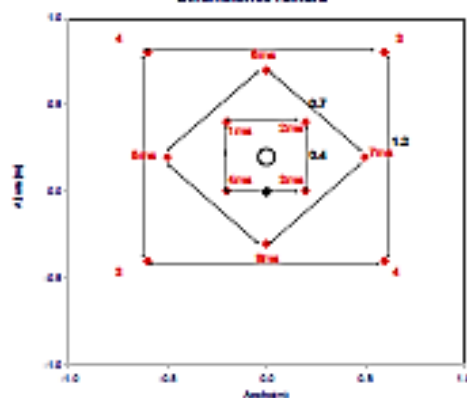


CARACTERISTICAS DISPARO NOMINAL		
Ancho	[m]	4.2
Alto	[m]	3.8
Gradiente	[m]	1
Ecuador	[m]	0.7
Densidad Rx	[gr/cc]	2.7
Radio del Arco	[m]	2.1
Area de Sección	[m ²]	14.1
Longitud perforacion	[m]	3.8
Volumen a Remover	[m ³]	53.5
Tonaje a Remover	[ton]	144.3
Diámetro	[mm]	45
No. Tiros Totales	[#]	51
Tiro de Alivio - 8"	[#]	2
Long.Taco	[m]	0.8
Total de perf.	[m]	201.4
Perf específica	[m/m ³]	3.77
Carga Lineal ANFO	[kg/m]	1.43
Factor de Carga	[kg/m ³]	3.02

A-I.3 Resumen disparo Mejorado



Dimensiones ranura



DETALLE DE CARGUO		Explosivo	Cantidad
Tiros Coronas:			
Primado - TRONEX		1 1/8" x 6"	2
Carga Columna - SOFTRON		11/16" x 20"	5
Tiros Aux Coronas:			
Primado - TRONEX		1 1/8" x 6"	4
Carga Columna - SOFTRON		11/16" x 20"	5
Tiros de Caja:			
Primado - TRONEX		1 1/8" x 6"	2
Carga Columna - SOFTRON		11/16" x 20"	5
Tiros Aux Cajas:			
Primado - TRONEX		1 1/8" x 6"	1
Carga Columna - ANFO		Anfo	24 kg
Tiros de Ranura:			
Primado - TRONEX		1 1/8" x 6"	1
Carga Columna - ANFO		Anfo	45 kg
Tiros de Relleno:			
Primado - TRONEX		1 1/8" x 6"	1
Carga Columna - ANFO		Anfo	12 kg
Tiros de Zapateras:			
Primado - TRONEX		1 1/8" x 6"	1
Carga Columna - SEMEXSABO		1 1/8" x 6"	14
CONSUMO			
Ancho	[kg]		84.2
Softron	[Unidades]		115
Cerucho TRONEX 1 1/8" x 6"	[Unidades]		176
Tecales	[Unidades]		45
Cordon Detonante	[m]		50
Mecha + Fulminante	[Unidades]		2

CARACTERISTICAS DISPARO		MEJORADO
Ancho	[m]	4.2
Alto	[m]	3.8
Gradiente	[m]	1
Ecuador	[m]	0.7
Densidad	[gr/cc]	2.7
Radio del Arco	[m]	2.1
Area de Sección	[m ²]	14.1
Longitud perf.	[m]	3.8
Volumen a Remover	[m ³]	53.5
Tonelaje a Remover	[ton]	144.3
Diámetro	[mm]	45
No. Tiros Totales	[#]	45
Tiro de Alvo - 6"	[#]	1
Long.Taco	[m]	0.8
Total de perf.	[m]	174.8
Perf específica	[m/m ³]	3.27
Carga Lineal ANFO	[kg/m]	1.43
Factor de Carga	[kg/m ³]	2.19

ANEXO II:
Imágenes Disparos

A-II Imágenes Disparos línea Base

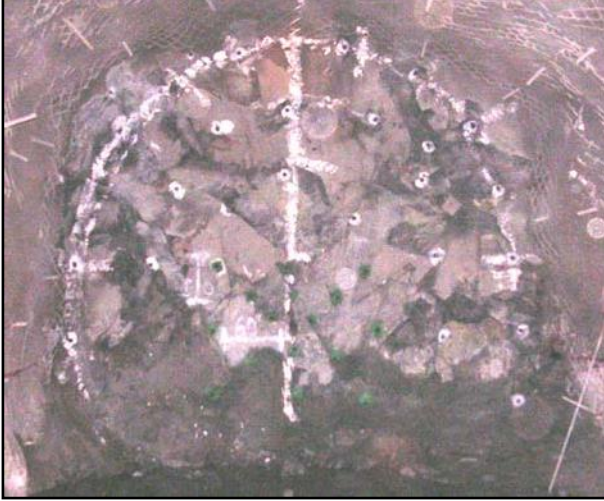


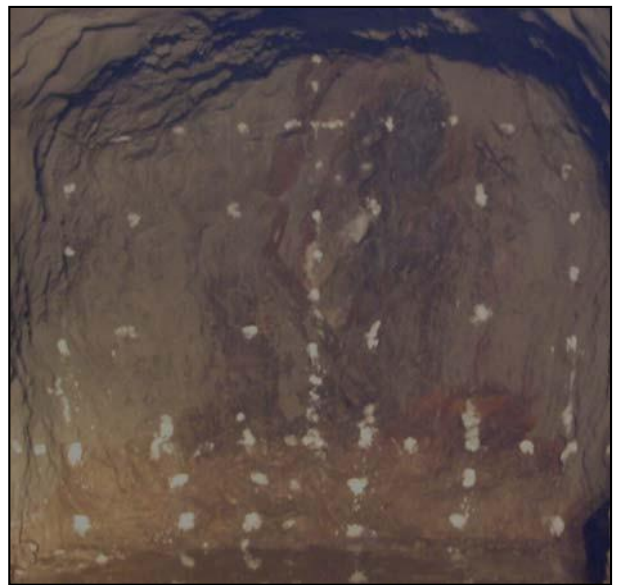
Imagen All-1: "Imagen Disparo #1"



Imagen II-2: "Imagen Disparo #2"



All-3: "Imagen Disparo #3"



All-4: "Imagen Disparo #4"



All-5: "Imagen Disparo #5"

ANEXO III

Monitores de vibraciones usados: BMX y μ MX

Estos equipos forman parte de un sistema que consta de sensores de vibración, una malla de cableado y un computador portátil con los softwares para ambos equipos. Cualquier sensor (acelerómetro o geófono) de respuesta conocida puede ser usado por este equipo. Sin embargo, para registros definitivos de voladura, el sensor debe tener una respuesta de frecuencia entre 10 [Hz] y 2000[Hz]. Los sistemas están diseñados para ser utilizados cerca de las voladuras y para resistir un riguroso uso dentro de las minas.

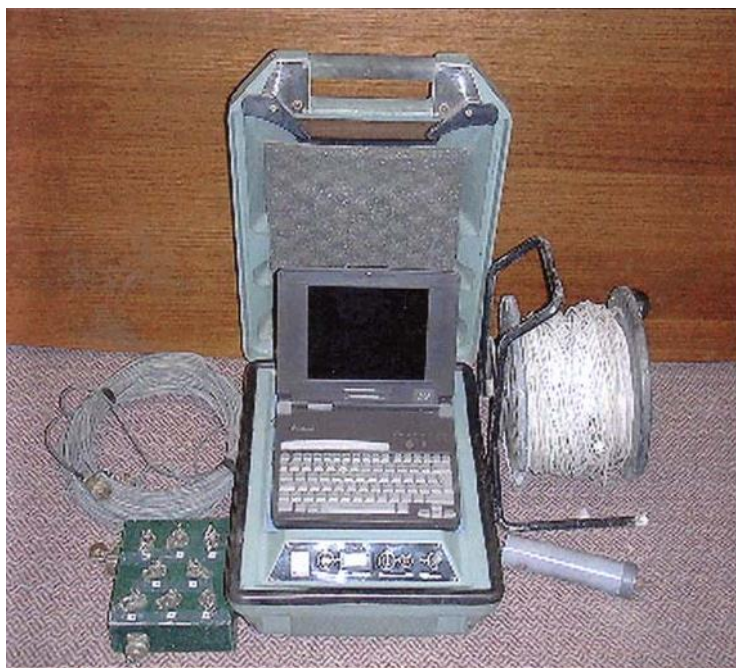
Se debe disponer además, de un computador portátil para programar ambos equipos con el fin de capturar datos y proporcionar detallada documentación del evento, además de desarrollar los análisis específicos que incorpora el software.

III.1 Descripción del Hardware

El sistema de monitores del Blastronics (Fotografía III.1 y III.2) consiste en 4 subsistemas principales:

Computador portátil

Sistema de software Blastronics Captador electrónico de onda Sensores y cableado



Fotografía III.1; "Sistema Blastronics BMX".

Fotografía III.2; "Sistema Blastronics μ MX".

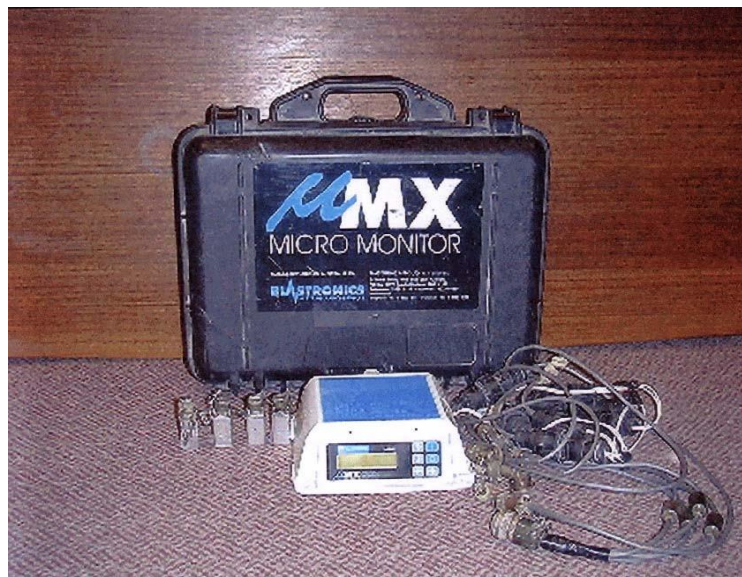
III.2 Descripción del software

El menú principal, ver figura III.1, contiene funciones con todo lo necesario para hacer correr el software de los equipos y lograr un rápido dominio del mismo.

III.2.1 Funciones internas

i.- SELECT CONFIGURATION FILE

Los archivos de configuración contienen toda la información necesaria para fijar los parámetros de registro, así como la documentación que describe el evento monitoreado. Con esta función se da nombre, se graba y se abren los archivos de



configuración desde un menú de archivos. Si no se especifica un archivo de configuración, el computador genera uno, ya sea por defecto o usará el mismo nombre que fue usado en el último monitoreo.

ii.- EDIT CONFIGURATION

EDIT permite ingresar la configuración y detalles de documentación contenidos en los archivos de configuración. Sesenta caracteres están disponibles para comentarios de los archivos LOG y WAVEFORMS, donde se especifica tiempo, ubicación o evento. Estos comentarios aparecerán en todos los archivos de resumen

(*LOG) y archivos (*.QWF). El modo EDIT permite fijar para cada evento: intervalos de muestreo y periodo (milisegundos), control de velocidad de muestreo y número de muestras capturadas.

Luego, se despliegan los detalles de configuración para cada canal, una línea por canal. El tipo de sensor (acelerómetro, geófono o micrófono) y seis caracteres de comentarios, identifican cada canal. El factor de calibración y las unidades están definidas para el tipo de sensor y sensibilidad.

El rango máximo de registro se selecciona desde un menú de reanfo disponibles para mostrar la señal sin saturación. El nivel de “gatillamiento” también se selecciona desde el menú, en un nivel que depende fuertemente de la fuente vibraciones externas.

iii.- STORE DATA

Esta función se usa para guardar información de ondas registradas por el monitor. Se usa cuando se debe dejar el equipo desatendido por algún tiempo, requiriendo que el computador sea apagado después que la unidad esté en el estado “ARMADO”. La información de ondas es guardada en RAM dentro del monito, y es transferida al computador después que se regresa al equipo y se selecciona la función STORE. Para el monitoreo de eventos, una vez que se ha completado el proceso de colección de datos, se puede ir a la función VIEW.

iv.- INITIALISE MONITOR

Inicializar se utiliza junto con el monitoreo de evento único y sirve para cargar los archivos de instrucción en un compartimiento del Monitor. Durante la etapa de iniciación se enciende la luz roja de “ARMADO”, para confirmar que la instrucción está siendo emitida.

Después que el equipo está en estado “ARMADO”, el computador puede apagarse y cerrar el monitor.

v.- TEST THE MONITOR AND SENSORS

Este es un modo de registro continuo, el cual permite chequear la operación a ser monitoreada, para asegurarse que los sensores estén funcionando adecuadamente. Es similar al modo MONITOR, excepto que los datos no son guardados en el archivo.

En el modo TEST se puede golpear levemente los geófonos, para probar que la unidad esta funcionando correctamente.

Cuando se gatilla de esta manera, las ondas resultantes se desplegarán en la pantalla. Después de esto, monitor automáticamente se "Rearmara" para el próximo evento de captura de datos.

En el modo TEST el programa usa la configuración dada al monitoreo en la sección EDIT MONITOR CONFIGURATION.

vi.- MONITOR BLASTING EVENT

Prepara el monito para la captura de datos. Difiere del modo TEST sólo en que los datos serán registrados en un archivo para referencia posterior. Esta función también puede ser iniciada desde DOS PROMPT, tipiendo LOG y luego ENTER.

La función MONITOR controla el HARDWARE del monitor por medio de los procesos INICIALIZAR, ARMAR, GATILLAR Y GUARDAR, requerido para el monitoreo continuo.

Este ciclo es automático, y el programa re-inicializa y re-arma al monitor tan pronto como los datos del evento han sido guardados en discos, de modo de esperar al próximo evento como mínimo 3 seg., dependiendo de las funciones (fijadas por el operador) que son ejecutadas en casa evento de captura.

La función MONITOREO es usualmente fijada por el gatillamiento de una señal a nivel de umbral, en uno o más canales, pero puede ser sobrepasada, para iniciar el gavillado, presionando las teclas adecuadas.

La segunda relaciona a todos o algunos canales, los cuales son guardados y forma de fila y pueden ser vistos y analizados desde la función VIEW WAVEFORMS. Estos archivos (*.QWF) contiene detalles de configuración y son leídos desde archivos de configuración como encabezados.

El archivo de configuración en un archivo normal ASCII, el que puede ser visto, pero no editado, excepto usando la opción EDIT MINITOR CONFIG del menú principal.

Vii.- REVIEW LOG FILES

Esta operación permite manipular (desplegar o imprimir) información guardada en archivos *.LOG de monitoreos ya realizados. Los archivos *.LOG son leídos desde un directorio específicos y sus nombres se presentan para seleccionarlos desde un menú. Una vez hecho esto, se presenta un número de opciones. Los archivos pueden ser desplegados o impresos en formas de filas, o vía reporte configurable, el cual puede contener hasta 7 columnas de datos registrados.

Viii.- VIEW WAVEFORMS

Esta función permite recuperar ondas en la pantalla y entonces dirigir una interrogación detallada, usando funciones matemáticas pre-programadas, y también para obtener copias de las ondas en una impresora grafica simple. Hasta 4 ondas, ya sea de uno o de múltiples archivos, pueden ser desplegados y comparados en la pantalla. Para ver ondas solo se requiere el computador, el que puede ser desconectados del monitor para la mayor comodidad.

ix.- QUIT FROM MONITOR AND GO TO DOS

El comando regresa al operador al DOS, etapa en la cual el Laptop puede ser usado como computador normal o para analices adicionales de archivos de datos, producidos por software de Blastronics.

III.2.2 El proceso de registro

a) SENSOR NAME

Son simplemente ocho caracteres de texto que indican el uso del sensor en el canal.

Puede ser cambiados sin afectar la operación de Monitor. Deberian tener siempre un comentario de significado, para que los canales sean fácilmente identificados cuando la información sea posteriormente analizada.

b) MAXIMUM RANGE

Nivel máximo que registra el monitor. Sobre este valor el canal será saturado y los datos se perderán.

Los niveles presentados en el Menu representan la máxima amplitud de la señal que será registrada sin saturación. En la práctica, ondas con saturación no pueden entregar ninguna información confiable concerniente a niveles máximos.

Si las señales son frecuentes saturadas, se deberá aumentar el rango máximo, hasta que las señales más grandes sean capturadas. Del mismo modo, si las señales nunca alcanzan al menos la mitad del rango disponible, quiere decir que el rango ha sido mayor que el nivel de perturbación esperando, y se debería disminuir el rango máximo.

La capacidad de los niveles de la señal en relación al rango máximo de registro, pueden ser vistas mejor viendo las ondas capturadas, ya sea en el modo MONITOR cuando son registradas, o más tarde, con la opción VIEW WAVEFORMS OPTION del Menú principal.

Los cambios hechos al rango máximo afectaran los niveles máximos de gatillamiento, porque ellos son calculados como un porcentaje fijo del rango máximo.

c) TRIGGER (METHOD)

UMBRAL: Nivel de perturbación, el cual debe ser excedido antes que la unidad comience a registrar datos de memoria.

Máximo nivel umbral: 25% del rango máximo. Mínimo nivel de umbral: 5% del rango máximo.

d) TRIGGER (LEVEL)

La selección del nivel de umbral de gatillamiento es uno de los factores de terrenos importantes. Puede ser desactivados de cualquier de los canales, pero debe ser activado al menos en un canal si alguno de los eventos va a ser capturado automáticamente. Desactivar un canal solo significa que este no puede gatillar el monitor.

Si todos los canales están desactivados, la información puede ser capturada solamente usando el método de gatillamiento por teclado.

e) SAMPLING (INTERVAL/FREQUENCY)

FREQUENCY: Es útil cuando el límite de frecuencia superior de la señal a ser registrada es conocido (ejemplo: 200 KHz)

INTERVAL: El rango de muestreo se expresa en términos del intervalo de tiempo entre puntos sucesivos de registros de la onda. Frecuencia o intervalos se relacionan por la expresión:

$$\text{Frecuencia} = 1/\text{Intervalo}$$

Muestreo de alta velocidad (5 us) produce una muy alta resolución de información, pero, debido a que la memoria se limita a 64 K por canal, el periodo total de muestreo puede llegar a ser muy corto ($64 \text{ k} * 5\text{us} = 330 \text{ ms.}$).

Para la mayoría de las aplicaciones de voladura, intervalos de muestreo en un rango de 100 microsegundos a 1 milisegundo deberían ser seleccionados)

f) TOTAL (TIME/POINTS)

Total Time: Especifican el número preciso de puntos de captura ser registrados. En cualquier etapa de operador puede cambiar el Display para cambiar el número de puntos a tiempo total.

El uso innecesario de un extenso periodo de monitoreo extiende considerablemente el tiempo requerido para procesar los datos guardados.

g) PRETRIGGER

Describe el periodo de tiempo desplegado en la onda, previo al momento del gatillamiento. Es usado frecuentemente cuando se usa el gatillamiento de umbral, para ver completo registro de la onda.

PERCENT: Significa que se puede topear un número de 0 a 100 para ver el Pretrigger. Un valor del 100% significa que solo las señales previas al gatillamiento serán registradas.

III.2.13 Funciones matemáticas de monitos de Voladura Blastronics

Se han incluido un conjunto de operaciones matemáticas que pueden ser acusadas solo en la sección VIEW del programa, y están diseñadas para ayudar en la consulta y análisis de datos de ondas.

Algunas de estas funciones son grandes consumidoras de tiempo, particularmente si el tamaño de las ventanas es muy grande. Todas las funciones

pueden ser abortadas presionando la tecla ESC en cualquier momento con lo que el cálculo podría concluir inmediatamente.

a) DELTA DE TIEMPO

Esta función permite leer directamente la diferencia del tiempo y amplitud entre dos cursores. La función se invoca presionando la tecla "T". El tiempo o diferencia de amplitud entre dos puntos dentro de una ventana se obtiene movimiento el curso vertical al primer punto de interés. En este momento se presiona la tecla "T" quedando fijo. Con las teclas F9 o F10 se mueve el segundo curso en dirección seleccionada. La diferencia en tiempo y amplitud, entre dos cursores, se muestra al fondo de la pantalla. La parte superior de la pantalla muestra las coordenadas del tiempo y la amplitud del curso en movimiento. Hay que tener presente que las coordenadas Delta son referidas a las coordenadas del curso fijo y, por lo tanto, pueden ser positivas o negativas.

Para revocar la función Delta y regresar al curso único, hay que presionar la tecla "T" por segunda vez.

Los dos cursores provocados con la tecla "T" también confirman otras funciones matemáticas, tales como cálculo de la energía, búsqueda del máximo y mínimo, integración, diferenciación, vector suma y análisis de frecuencia de Fourier.

b) MAXIMO Y MINIMO

Esta función permite al operador localizar el punto de mayor amplitud positiva y negativa en la ventana del archivo de datos en consulta. Esta rutina de búsqueda es invocada mediante la tecla "M"

Una vez que los valores máximos y mínimos han sido encontrados, se pueden desplegar usando dos marcadores. Estos son los cursores de la función Delta discutida anteriormente. El cursor activo mueve al punto de máxima amplitud y el fijo al de mínima amplitud. Invocada la búsqueda del máximo/mínimo, automáticamente se invoca la función Delta, la cual es revocada por la tecla "T".

Las coordenadas del tiempo y amplitud y las unidades de cada una de ellas se despliegan abajo en la pantalla. También es desplegado el valor "Peak to Peak".

c) CALCULO DE ENERGÍA

Esta función permite calcular la energía de vibración de la siguiente ecuación mediante la tecla "E".

$$\text{Energía / Área} = (1/2) \times d \times V_p \times V(t)dt$$

Donde V_p es la velocidad de la onda P en el macizo rocoso y $V(t)$ es la velocidad de Partícula en la roca. El Programa determina la ecuación de energía a ser usada, según las unidades de los archivos de datos (mm/s, g, Pa o Volts).- Sin embargo, el programa sólo calcula el término de la integral de manera que el número representa una energía proporcional.

d) INTEGRACION

Las ondas pueden ser integradas mediante la tecla "T". Después de una integración completa, la onda integrada es mostrada en la pantalla en ventanas separadas. Si ya han sido desplegadas 1, 2 o 3 ondas, la pantalla es re escrita mostrando una onda adicional. Si la pantalla muestra 4 ondas, la onda integrada reemplaza a la que se integró. La onda integrada reemplaza a la que se integró. La onda integrada puede ser interrogada de la misma manera que las otras ondas, incluyendo las funciones matemáticas.

En el evento que la función Delta esté en uso cuando se presione "I", entonces la integración es limitada hacia los datos entre los cursores solamente. Todos los datos fuera del doble cursor son reemplazados con ceros en las señales integradas. Si hay un solo cursor presente, entonces la integración se aplica a toda la ventana y los datos fuera de ella son reemplazados por ceros.

e) VECTOR SUMA

El vector suma se obtiene al presionar la tecla "V". Sólo se ejecutará bajo las siguientes condiciones:

- 1- Por lo menos debe haber dos ondas mostradas en pantalla.
- 2- Todas las ondas mostradas deben tener las mismas unidades.
- 3- Todas las ondas mostradas deben tener la misma base de tiempo.

Todas las condiciones anteriores deben satisfacerse antes de ejecutar el vector suma, si no se invocará un mensaje de error. El programa no chequea si las señales vienen del mismo archivo de datos o si pertenecen a una configuración de geófonos bi-axial o tri- axial. Es importante al determinar el vector suma que todas las componentes estén sincronizadas, es decir, cada componente debe representar precisamente el mismo intervalo de tiempo.

f) DIFERENCIACION

Las señales pueden ser diferenciadas presionando la tecla "S". Después de completado el cálculo, la pantalla es re-escrita para incluir la onda adicional diferenciada, abajo en la pantalla.

La diferenciación se ejecuta en la ventana activa y las unidades corresponden a la de la onda activa. Una señal con unidades iniciales en mm/s, después de la diferenciación retorna con unidades de g ($10 \text{ m/s/s} = 10000 \text{ mm/s/s}$).

g) ANALISIS DE FRECUENCIA DE FOURIER

Este análisis se realiza presionando la tecla "F". Los resultados son entregados vía densidad espectral de poder (PSD), la cual es la manera más conveniente de mostrar el espectro de frecuencia de la onda.

Debido al tiempo de cálculo, el tamaño máximo de la onda que puede ser aceptado para Análisis de Fourier es de 8K (8192). Antes de usar "F", puede limitarse la operación a n o más de 8 K puntos usando los cursores de la Función Delta.

Cuando se realiza análisis de Fourier, hay que tener presente que una alta resolución de la señal en el dominio del tiempo producirá una baja resolución en el dominio de la frecuencia. Esto se debe a que el intervalo de frecuencia (dF) entre puntos sucesivos en el PSD es inversamente proporcional al tamaño total de la ventana (t) en la señal del geófono original. También, la máxima frecuencia que puede ser detectada (Fmáx), es inversamente proporcional al intervalo de muestreo (dt) en la señal original.

Estas relaciones resumen las siguientes ecuaciones:

$$DF= 1/T$$

$$Fmáx=1/dt$$

Cuando se realiza el Análisis de Fourier, es necesario reducir el tamaño de ventana tanto como sea posible, conteniendo siempre toda la señal a ser analizada.

H) DOS SHELL

No es una función matemática, pero se incluye como una parte de ella. Permite al usuario salir temporalmente de VIEW a las funciones normales de DOS. Se invoca mediante las teclas ALT-D. Una vez terminado, el usuario puede retornar a VIEW topeando EXIT.

ANEXO IV

Registro de Ondas

Registro de vibración disparo calibración

