

ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

“Análisis Comparativo de la Reducción de Vibraciones en la Cantera de Cerro Blanco, durante Voladuras; Utilizando Carga Tradicional de Explosivo y el Uso de Taponex”

TESINA DE GRADO

Previo a la obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Andrea Geanine Pérez Rodríguez

GUAYAQUIL – ECUADOR

Año: 2010

AGRADECIMIENTO

Quiero expresar mi profunda gratitud a la Empresa Holcim Ecuador, por brindarme el soporte necesario, para facilitar el desarrollo de las prácticas Pre-Profesionales realizadas en dicha empresa.

Agradezco de manera especial a la compañía Concerro Azul y su cuerpo de ingenieros, que con la mejor predisposición supieron guiarme y con sus conocimientos me capacitaron durante el transcurso de las labores, y a los obreros que siempre estuvieron dispuestos ayudarme en lo que necesitase, así como al personal administrativo y de servicio por su apoyo en el transcurso de este trabajo.

DEDICATORIA

MIS PADRES

MI HERMANA

FAMILIARES

AMIGOS

PROFESORES

TRIBUNAL DE GRADUACIÓN

DECLARACIÓN EXPRESA

“La responsabilidad del contenido de esta Tesina de Grado, me corresponden exclusivamente; y el patrimonio intelectual de la misma a la ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL”

Andrea Geanine Pérez Rodríguez

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Durante la explotación de roca caliza principal componente del cemento, material de construcción; en la actividad minera se presentan dos etapas bien definidas y primordiales, las cuales deben de efectuarse de tal modo que no tengan consecuencias para los procesos siguientes; estas son la perforación y voladura.

En base a nuevas tendencias, con el objetivo de la optimización de estas etapas, se pretende lograr múltiples diseños hasta obtener la mejor predicción de cotos y curva de fragmentación, comprobando en el terreno mediante observaciones y mejorándolo continuamente.

Generalmente se busca disminuir perforación, es decir, ampliar la red con sus costos asociados, incluyendo los gastos en accesorios de voladura dentro del barreno.

El diseño de las voladuras también es multivariado, partiendo de las variables incontrolables del macizo rocoso y las variables controlables como tipos de explosivos, distribución de los mismos a lo largo del barreno, red y diámetro de barrenación, diseño del encendido de las distribuciones de retardo,

requerimientos del equipo de carga y estado del molino. Estos análisis se realizan de manera muy ágil, asistidos por computadoras y con múltiples software.

Sin embargo la excelencia en el proceso no sólo va marcada por variables económicas o de rendimiento, sino que se involucran otros factores como: sísmicos, sonoros y ambientales.

Que son tan importantes como los antes mencionados, y que en la actualidad, debido a las normas ambientales se les toma mucha atención, ya que los principales afectados son los seres humanos involucrados en la actividad o comunidades colindantes a la misma.

En el presente trabajo investigativo, se estudiará la afectación de las vibraciones producidas por las voladuras, de acuerdo al tipo carga utilizada en la columna de perforación y a la influencia generada por el accesorio utilizado en las voladuras como es el Taponex.

Ya que operacionalmente el excesivo movimiento vibratorio del macizo rocoso durante las voladuras, ocasiona rupturas innecesarias, que posteriormente generan fragmentaciones variadas pero no aplicables para el proceso en el cual se utiliza la roca explotada.

Afectando directamente a la producción de la planta de cemento de Holcim, y a su vez a la inestabilidad de los animales existentes en el bosque protector ubicado en la parte posterior a la concesión.

De manera general el presente trabajo no pretende solucionar un problema existente, más bien la idea central es de analizar comparativamente la influencia que produce la utilización del Taponex en el momento de la voladura en términos de vibración.

OBJETIVOS

OBJETIVO GENERAL

Determinar el nivel de reducción de vibraciones por voladuras, en la cantera de Cerro Blanco utilizando carga tradicional y taponex.

OBJETIVOS ESPECÍFICOS

1. Analizar los parámetros de: dureza de la roca, malla de perforación, dimensiones de la malla de perforación, tipo de explosivo a utilizar, cantidad de explosivo a utilizar, dimensiones del taco, fragmentación de la roca, vibraciones por voladuras variando los métodos; existentes en el proceso de explotación de roca caliza, perforación y voladuras.
2. Comparar los resultados de los análisis de vibraciones obtenidos, efectuados usando taponex y el método tradicional.

3. Identificar el método apropiado, para la optimización de las voladuras en término de los niveles de vibración que se generan con la utilización de manera separada de los procedimientos.

JUSTIFICACIÓN

En relación al análisis experimental de la comparación de los métodos de carga de voladuras empleados en Holcim, los resultados obtenidos ayudarán a tener un panorama explicativo de la valoración, de cuál de los métodos usados, en el proceso de explotación de roca caliza es el más adecuado para beneficio no solamente de la empresa como ente principal, sino que con la información recabada de acuerdo a la investigación del método del uso del taponex como elemento plástico retenedor de taco para mejorar confinamiento de gases y disminución de carga de explosivo; se lograría incrementar el cuerpo de conocimientos actuales, debido a que es un proceso que no ha sido empleado en el País.

Una vez que se haya realizado la comparación cuantitativa y cualitativa de los métodos usados, podremos alcanzar el mejoramiento en los aspectos técnicos, operacionales, ambientales y económicos.

Estudiando de manera minuciosa las variables existentes para darle un valor de verdad a la investigación, como son: dureza de la roca, malla de perforación, dimensiones de la malla de perforación, tipo de explosivo a utilizar, cantidad de explosivo a utilizar, dimensiones del taco, fragmentación de la roca, vibraciones

por voladuras variando los métodos. Se podrá demostrar que el problema es comprobable ya que dichas variables son observables y medibles.

Y de acuerdo a la formación académica que se tiene será mucho más fácil la ejecución de la investigación, adecuándose el tema a investigar en un área donde el contenido no es desconocido por investigadores con más experiencia.

La empresa Holcim y sus involucrados, son parte principal y de mucho apoyo para la presente investigación, ya que se brindará el acceso efectivo a los datos que se requieren para término exitoso del trabajo. Por que se cuenta con registros de las mediciones de las vibraciones generadas por voladuras empleando el método tradicional de carga de explosivo y el uso del taponex; además el personal técnico capacitado con los conocimientos necesarios sobre el tema.

Es probable que dependiendo de los resultados obtenidos se presenten posibles nuevos temas de investigación, ya que si se logra encontrar una diferencia radical en la utilización de los métodos, se podría enfocar en la parte operacional de fragmentación de la roca o dimensionamiento de la mallas de voladura, cuya utilidad de dichos resultados sólo sería de beneficio para la empresa.

Finalmente me permito decir que debido a que existen varios métodos de voladuras, y con ello la carga de explosivo empleada; y el trabajo investigativo antes justificado implica como variable principal, para la comparación a realizar, dos métodos de carga empleados para explotación de roca caliza y su repercusión en las vibraciones en el macizo rocoso; éste proyecto deja abierta una puerta para futuras investigaciones.

ÍNDICE GENERAL

Pág.

CAPITULO 1

1. Marco Geológico

1.1 Ubicación del área de estudio.....	1
1.2 Información Geológica.....	2
1.2.1 Geología Regional.....	2
1.2.2 Geología Local.....	7

CAPITULO 2

2. Teoría del arte de la voladura

2.1 Explosivo.....	16
2.2 Voladura.....	25
2.3 Predicción de vibraciones.....	43
2.4 Predicción de fragmentación.....	63

CAPITULO 3

3. Taponex

3.1 Descripción	
3.1.1 Características.....	70
3.2 Fundamentos teóricos.....	73
3.3 Presentación comercial.....	77
3.4 Cálculo de carga	
3.4.1 Posición superior.....	80
3.4.2 Posición inferior.....	81
3.4.3 Posición superior e inferior.....	83

CAPITULO 4

4. Resultados

4.1 Resultados.....	84
4.2 Conclusiones.....	91
4.3 Recomendaciones.....	94

Anexos.....	96
-------------	----

Bibliografía.....	100
-------------------	-----

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.	
Figura 1.1	Mapa de ubicación del área de estudio	2
Figura 1.2	Vista en planta del área de estudio	
Figura 1.3	Mapa geológico del área CENACA	9
Figura 2.1.1	Esquema de Nitrato de Amonio (Material utilizado para preparar el ANFO)	17
Figura 2.1.1.1	Material explosivo (ANFO, Hidrogel, Emulsión)	18
Figura 2.1.1.2.1	Esquema de un booster	
Figura 2.1.1.2.2	Esquema del TEC-S	
Figura 2.1.1.2.3	Esquema de fulminante y cordón detonante	23
Figura 2.1.1.3	Esquema de la mecha lenta	
Figura 2.3.9	Esquema de una onda de disparo	
Figura 3.1.3	Esquema de un taponex	
Figura 3.3.1	Dimensiones comerciales del taponex	77
Figura 3.4.1	Perforación con carga tradicional y taponex en la parte superior	80
Figura 3.4.2	Perforación con carga tradicional y taponex en la parte inferior	81
Figura 3.4.3	Perforación con carga tradicional y taponex en la parte superior e inferior	82
Figura 3.4.4	Perforación cargada con emulsión y taponex en la parte superior e inferior	83
Figura 4.1.1.1	Variación de Frecuencia en el piso 60	84
Figura 4.1.1.1.1	Nivel de variación del piso 60 durante el 2008	85
Figura 4.1.1.1.2	Nivel de variación del piso 60 durante el 2009	85
Figura 4.1.1.2	Variación de Frecuencia en el piso 26	86
Figura 4.1.1.2.1	Nivel de variación del piso 26 durante el 2008	86
Figura 4.1.1.2.2	Nivel de variación del piso 26 durante el 2009	87
Figura 4.1.2.1	Variación de Frecuencia de vibración durante el invierno	87
Figura 4.1.2.2	Variación de Frecuencia de vibración durante el verano	88
Figura 3.1.3.1	Variación de Frecuencia de vibración	88

ÍNDICE DE TABLAS

Pág.

Tabla 2.1.1.1.1	Parámetros básicos del ANFO Aluminizado	18
Tabla 2.1.1.1.2	Parámetros Básicos del Hidrogel	19
Tabla 2.1.1.1.3	Parámetros Básicos de la emulsión	20
Tabla 2.1.1.1.4	Porcentaje de componentes que componen la emulsión	20
Tabla 2.1.1.2.2	Tiempos en milisegundos de Tecneles y TEC-S	23
Tabla 2.1.1.2.1	Parámetros básicos del booster	23
Tabla 2.1.1.2.3	Parámetros básicos del cordón detonante	24
Tabla 2.1.1.3.1	Parámetros básicos de la mecha lenta	24
Tabla 3.4	Valores experimentales	79
Tabla 3.4.1	Perforación con taponex en la parte superior	80
Tabla 3.4.2	Perforación con taponex en la parte inferior	82
Tabla 3.4.3	Perforación con taponex en la parte superior e inferior	83
Tabla 4.2.1	Porcentajes de variación de frecuencias en los pisos 60 y 26 durante el 2008 y 2009	89
Tabla 4.2.2	Porcentajes de variación de frecuencias durante el invierno y verano del 2008 y 2009	89
Tabla 4.2.3	Porcentajes de variación de frecuencias de vibración del 2008 al 2009	90

CAPITULO 1

1. MARCO GEOLÓGICO

1.1 Ubicación del área de estudio

El área de estudio se localiza al Noroeste de la ciudad de Guayaquil y está ubicada sobre el talud meridional de la cadena montañosa que es parte de la Cordillera Chongón-Colonche en el km 18 de la vía Guayaquil-Salinas. El área se encuentra comprendida entre los meridianos $80^{\circ}15'$ y $80^{\circ}0'$ de Longitud Oeste y entre los paralelos $2^{\circ}10'$ y $2^{\circ}20'$ de Latitud Sur, abarcando una superficie aproximada de 2450 Has. Esta integrada por la Hoja Topográfica 3487- II Chongón, editada por el Instituto Geográfico Militar.

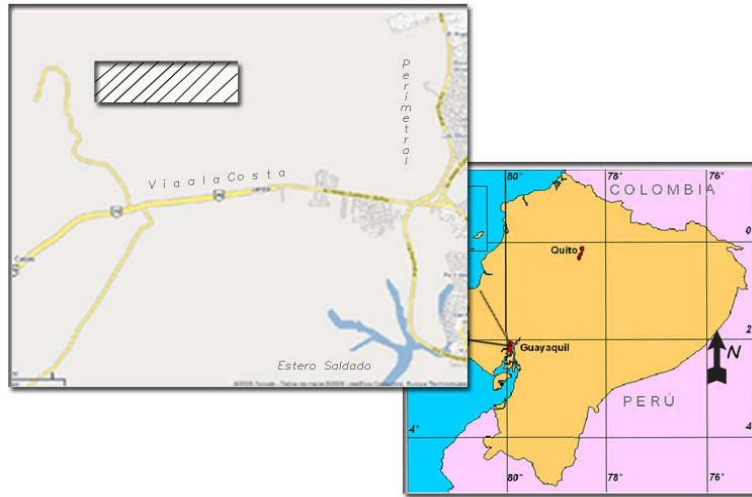


Figura 1.1: Mapa de ubicación del área de estudio

1.2 Información Geológica

1.2.1 Geología Regional

La geología regional de la Cordillera Chongón Colonche, está dominada por vulcanitas básicas Jurásicas y sedimentitas del Cretáceo Terminal a Eoceno Terminal con series Cuaternarias indiferenciadas, aluviones y coluviones.

La Cordillera Chongón-Colonche es un monoclinial buzante al SSW, cuya secuencia estratigráfica yace sobre un basamento jurásico de lavas basálticas, tobas y brechas denominado Formación Piñón. Sobre dicho basamento, yace la Formación Cayo del Cretácico Terminal, con cerca de 3000 metros de sedimentos siliciclásticos turbidíticos y volcánicos. Según el Léxico Estratigráfico del Ecuador la **Formación Cayo (KTcg)** se subdivide en 3 miembros que de base a techo estratigráfico son los Miembros Calentura, Cayo (sensu stricto) y Miembro Guayaquil. Sobre el Miembro Guayaquil (Kcg) yacen en su orden ascendente la Formación San Eduardo (Ese), la Formación Las Masas (Elm) y el Grupo Ancón (Ean).

Formación Guayaquil (KTcg) [Maastrichtiense a Paleoceno Tardío]. Constituye la parte superior del Grupo Cayo y aflora en la parte alta de la Cordillera Chongón Colonches, está constituida por una secuencia monótona de lutitas silíceas pardas a negras, lutitas tobáceas, y capas decimétricas de chert negro nodular y bandeado, tobas areniscas y lutitas fósiles, con laminación planoparalela. Su espesor puede llegar a los 450 metros.

El contacto inferior con la Formación Cayo es gradacional y el superior, con la Formación San Eduardo, es aparentemente concordante y transicional rápido según las observaciones del autor de este informe. En el área la concesión, la Formación Guayaquil está bien expuesta en toda la zona septentrional de la concesión y en la parte sur del Bosque Protector, y siempre se halla buzando al SSW con ángulo de 20 a 35 grados.

Formación San Eduardo (Ese) [Paleoceno Tardío a Eoceno Medio]. Conformado por una serie de calizas turbidíticas de aguas profundas (calizas clásticas, calcarenitas, calciruditas y calcilitas con chert nodular esporádico) [Vivar, 1994; Angeletti et al., 1980]. En el área de la concesión CENACA, la Formación San Eduardo se extiende de E a W a lo largo de 10 kilómetros, y ha sido subdividida en 4 unidades, llamadas, de base a techo estratigráfico como U4, U3, U2, U1.

Formación Las Masas (Elm) [Eoceno Medio – Eoceno Tardío]. En el área de estudio, esta formación está compuesta por una serie de limolitas decimétricas cálcico-montmorilloníticas con intercalaciones de lutitas calcáreas y láminas milimétricas de

areniscas de grano grueso a medio y lodolitas. Esta formación representa el comienzo de un cambio de facies calcáreas a siliciclásticas la cual se va transformando en una serie turbidítica fina y ocasionalmente olistostrómica denominada Grupo Ancón. La Formación Las Masas aflora muy bien a todo lo largo del yacimiento de CENACA en contacto concordante suprayaciendo la Unidad U-1 de la Formación San Eduardo. El espesor de la Formación Las Masas en el área varía de 35 a 60 metros, teniendo un promedio de 50 metros de espesor estratigráfico.

Mineralógicamente, las limolitas de la Formación Las Masas contienen esqueletos de diatomeas y esponjas. Igualmente, hay presencia de cuarzo (cerca de un 47% en promedio), montmorillonita (15%), calcita (27%), clinoptilolita [una zeolita] (8%) y algo de cristobalita (3%) [sensu MATTHES, 2005].

Grupo Ancón (Ean) [Eoceno Tardío]. Este grupo se ha dividido de una manera general en dos unidades diferentes, una inferior en donde predominan facies arcillosas (Ean-1) y una superior en donde predominan facies arenosas (Ean-2).

La **unidad Ean-1**, predominantemente arcillosa, puede variar de 45 a 50 metros de espesor estratigráfico.

La **unidad Ean-2**, es predominantemente arenosa y arenarcillosa- micácea, y puede llegar a 700 metros de espesor estratigráfico.

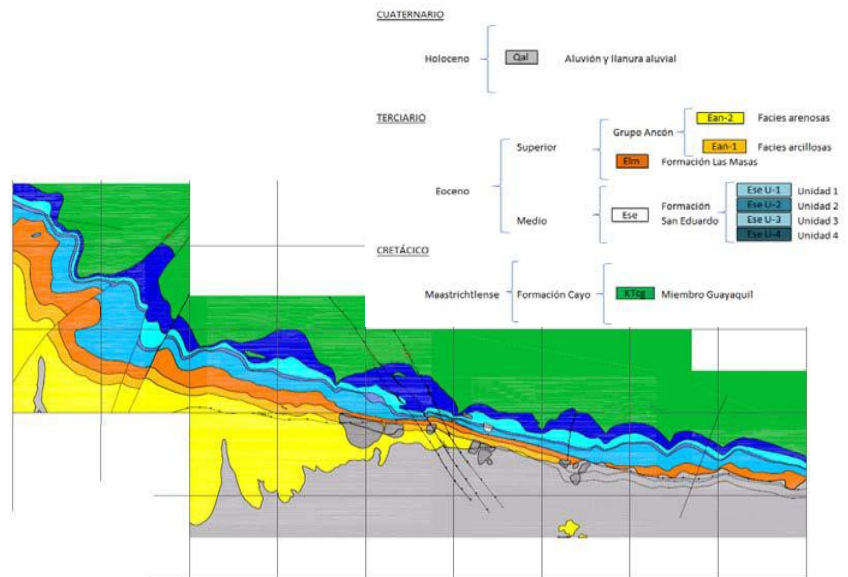


Figura 1.2: Vista en planta del área de estudio (Fuente: Holcim)

1.2.2 Geología Local

En el área de la Concesión CENACA afloran rocas de la Formación Guayaquil, Formación San Eduardo, Formación Las

Masas, el Grupo Ancón y depósitos Cuaternarios aluviales y antropogénicos. Las edades correspondientes a estas unidades se han extractado del reciente libro titulado "MICROPALEONTOLOGIA ECUATORIANA" escrito por Ordóñez, M., Jiménez, N. & Suárez, J. (2006), publicado bajo el patrocinio de PETROPRODUCCION, Filial de PETROECUADOR, y el Centro de Investigaciones Geológicas de Guayaquil (CIGG).

Durante el 2006 y 2007, la empresa MICUBESA perforó 5460.30 metros en la Formación San Eduardo, atravesándose desde la unidad de las limonitas de la Formación Las Masas hasta el tope de la Formación Guayaquil.

El área de los afloramientos de caliza dentro de la concesión se ha dividido en seis bloques, los cuales están demarcados por quebradas relativamente profundas que han erosionado la secuencia de caliza. Los bloques en sí están delimitados así:

- Bloque 1: entre la quebrada San Agustín y el límite oriental de la concesión.
- Bloque 2: entre las quebradas San Agustín y Rocafuerte.

- Bloque 3: entre las quebradas Rocafuerte y Guayjaso.
- Bloque 4: entre las quebradas Guayjaso y gallegos.
- Bloque 5: entre las quebradas gallegos y Candil.
- Bloque 6: entre la quebrada Candil y el límite Occidental de la concesión.

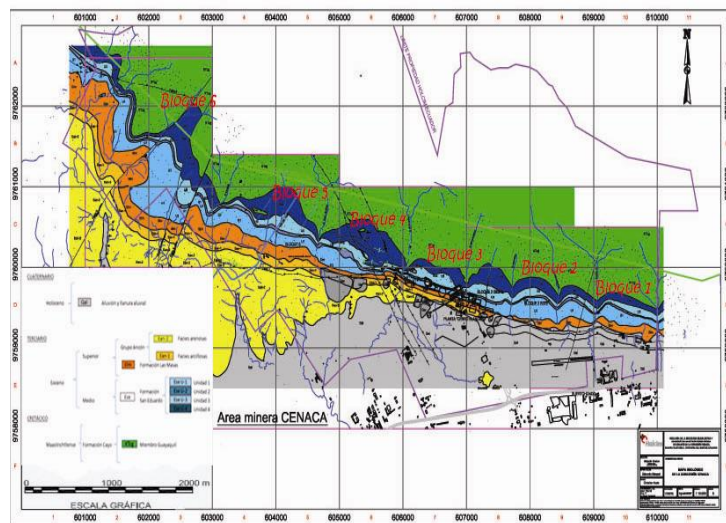


Figura 1.3: Mapa Geológico del área CENACA. (Fuente: Holcim)

En el área de la concesión CENACA, la Formación San Eduardo ha sido subdividida en 4 unidades, llamadas, de base a techo estratigráfico como U4, U3, U2, U1.

La unidad U1. Es la unidad de mejor calidad en CENACA, con el menor contenido de SO₃ y mayor contenido de CaO; está constituida por calizas decimétricas a métricas de tipo mudstones micríticos y esparíticos de color beige claro a gris claro, packstones y grainstones fosilíferos gris claro, con láminas centimétricas y milimétricas, muy esporádicas y discontinuas de marga oscura a shale calcáreo. La unidad U-1 puede variar bastante en espesor dentro de un mismo bloque, así, por ejemplo, en el Bloque 6, la unidad U-1 varía de 35 a 60 metros de espesor; en los bloques 5, 4 y 3 varía de 35 a 50; y en los bloques 2 y 1, la unidad varía entre de 55 a 80 metros de espesor estratigráfico.

En la Unidad 1 predomina una facies de calizas de colores beige y gris claro. Dentro de ella se han encontrado las siguientes subfacies:

1. Subfacies de mudstone cristalino beige, con intraclastos de packstone fosilífero.
2. Subfacies de mudstone gris masivo, con nódulos de chert microfossilífero marrón.
3. Subfacies de calcarenita de grano fino beige y gris, con bioturbación.

4. Subfacies de calcarenita de grano fino marrón con bioturbación y microfauna.
5. Subfacies de Wackstone/Packstone fosilífero gris o caliza bioclástica.
6. Subfacies de margas oscuras, finamente laminadas
7. Subfacies de caliza intraclástica de tipo packstone fosilífero-conglomerático, con guijarros sub-redondeados de mudstone o micrita beige.
8. Subfacies de wackestone fosilífero gris claro con nódulos de chert fosilífero marrón y negro.

La unidad U2. Está conformada por una serie de capas sub-paralelas y onduladas decimétricas de wackestones intraclásticos, margas oscuras y shales orgánicos calcáreos, de colores gris medio a gris oscuro. Es común encontrar pirita diseminada y glauconita en esta unidad. Su espesor y facies es bastante uniforme a lo largo de todo el yacimiento de CENACA, variando entre 6 a 10 metros de espesor estratigráfico. Es una unidad sulfurosa e Infrayace concordantemente a la unidad U1 Dentro de esta unidad se pueden observar subfacies tales como:

1. Subfacies de calcilitita o marga negra a gris oscura, con alto contenido de azufre y materia orgánica.
2. Subfacies de wackestone fosilífero margoso y orgánico.
3. Subfacies de marga negra con lentes de mudstone gris oscuro.
4. Subfacies de marga negra masiva.
5. Subfacies de margas con intraclastos de pumita.

La unidad U3. Esta unidad está constituida predominantemente por una facies gris clara de calizas de relativa alta ley, con intercalaciones esporádicas de estrados decimétricos de margas con alto contenido de azufre y materia orgánica, calizas margosas gris claro, wackestones, y shales oscuros decimétricos. Esta unidad varía de espesor lateralmente haciéndose más gruesa hacia el oriente, pasando desde 15 metros en el Bloque 6 hasta 60 metros en el Bloque 1, en donde se hallan los mayores espesores y calidades. Infrayace concordantemente a la unidad U2 y sobreyacen concordantemente a la unidad U4. Dentro de esta unidad se pueden distinguir las siguientes subfacies:

1. Subfacies de calizas bioclásticas: packstones y grainstones fosilíferos de color beige con intraclastos de Wackstone microfossilífero de matriz micrítica beige.
2. Subfacies de calizas bioclásticas: wackestone fosilífero con nódulos de chert marrón fosilífero.
3. Subfacies de marga negra con intraclastos de mudstone gris.
4. Subfacies de caliza intraclástica: diamictitas brechosas.
5. Subfacies de calcarenita de grano fino a medio, de color gris claro, con micro-laminaciones margosas y orgánicas de color gris oscuro.
6. Interlaminaciones de calcarenita fina, marga y mudstone.
7. Subfacies de shale negro en láminas centimétricas.

La unidad U4. Esta unidad está constituida por una serie de facies gris oscuro a negro sulfurosas y orgánicas en los Bloques 4, 5 y 6 de CENACA, y por variación lateral de facies, pasan a ser calizas de relativa alta ley, con intercalaciones esporádicas de estrados decimétricos de margas ricas en azufre y materia orgánica, en los Bloque 1 y 2. Infrayacen concordantemente a la unidad U3 y sobreyacen concordantemente a la Formación

Guayaquil. Dentro de esta unidad se pueden distinguir las siguientes subfacies:

1. Subfacies de margas negras masivas orgánicas con chert.
2. Subfacies de intercalaciones de margas, mudstones y wackestones con chert negro.
3. Subfacies de calizas clásticas de color gris claro: mudstones a packstones fosilíferos.
4. Subfacies de shale negro en láminas centimétricas.

En general la Unidad 4 muestra un cambio lateral de espesor, de facies y de composición química muy marcado, pasando de intercalaciones decimétricas de wackestones, packstones, mudstones y margas en los Bloque 1 y 2 hasta series de 8

CAPITULO 2

2. TEORÍA DEL ARTE DE LA VOLADURA

2.1 Explosivo

La mayoría de las materias primas que utiliza la sociedad hoy en día, son producidas con el uso de explosivos en las minas alrededor del mundo. La construcción de carreteras, canales y edificios, se logra gracias a la ayuda de los explosivos.

En minería se utiliza explosivos para ayudar a solucionar el problema de extracción de la roca de un macizo rocoso. Utilizándose los bajos explosivos que son aquellos que se deflagran o queman rápidamente. Estos explosivos pueden tener velocidades de reacción de 600 a 1500m por segundo y no producen energía de choque.

Los altos explosivos detonan y producen energía de gas y energía de choque.

2.1.1 Tipos de explosivos utilizados

Un explosivo es un material que puede hacer explosión liberando grandes cantidades de energía bajo la forma de gases, calor, presión o radiación. Para la preparación se utilizan sustancias especiales que se mezclan. Hay muchos tipos de explosivos según su composición química.



Figura 2.1.1: NITRATO DE AMONIO (Material utilizado para preparar el ANFO)

2.1.1.1 Explosivo Amoniaco



Figura 2.1.1.1: Material Explosivo (ANFO, Hidrogel, Emulsión)

Entre los explosivos granulados, es usualmente conocido, formado por partículas puras y simples de Nitrato de Amonio (94,5%) y diesel (5,5%) denominado ANFO, cuyas siglas resultan de dos vocablos Ingleses Ammonium Nitrate e Fuel Oil.

Parámetros	Unidades	Especificaciones	
		Anfo Normal	Anfo Aluminizado
Densidad aparente	g/cm ³	0.79	0.83
Volumen de gases	lt/kg	975.11	891.13
Calor de explosión	kcal/kg	941.85	1219.78
Velocidad de detonación	m/s	2540	2863
Potencial	Kj/kg	3940.68	5103.55
Resistencia al agua	Horas	Nula	Nula

Tabla 2.1.1.1.1: Parámetros básicos del ANFO Aluminizado

- La composición AN/FO/AI (90,86/4,14/5)
- Propiedades: densidad = 0,87 g/cm³;
- RWS = 1,13
- RBS= 1,16 comparada con la del ANFO.

HIDROGEL

PARÁMETRO	UNIDAD	ESPECIFICACIÓN
Densidad	g/cm ³	1.43
Volumen de gases	l/kg	882
Calor de explosión	Kcal./kg	1028
Potencial	kJ/kg	4302
Ensanchamiento de Traulz	cm ³ /10g	385
Poder rompedor, método Hess	mm	20

TAMAÑO, pulg. (Diámetro x Largo)	PESO CARTUCHO, g (Aprox.)	No. DE CARTUCHO POR CAJA (Aprox.)	VELOCIDAD DE DETONACION*, m/s (Aprox.)	RESISTENCIA AL AGUA
3" x 16"	2.500	10	5757	20 días
2 ½" x 16"	2.085	12	5757	20 días
2" x 8"	555	45	5322	2 días
1 ½" x 8"	310	81	4445	1 día
1 ¼" x 8"	228	110	3896	1 día
1 1/8" x 7"	159	157	3645	12horas
1" x 8"	153	164	3352	12horas

Tabla 2.1.1.1.2: Parámetros básicos del Hidrogel

EMULSIÓN

TAMAÑO, pulg. (Diámetro x Largo)	PESO CARTUCHO, g (Aprox.)	No. DE CARTUCHO POR CAJA (Aprox.)	VELOCIDAD DE DETONACION*, m/s (Aprox.)	RESISTENCIA AL AGUA, días
Serie 720				
3 X 16	2.375	11	5322	180
2 ¼ X 16	1.930	13	5322	
2 ½ X 16	1.473	17	5159	
2 ¾ X 16	1.316	19	5159	
2 X 16	1.003	25	5051	
1 1/2x16	502	50	4904	
1 1/2x8	255	98	4904	

PARAMETRO	UNIDAD	ESPECIFICACION	
		720	
Densidad	g/cm ³	1.13	
Volumen de gases	l/kg	835.58	
Calor de explosión	Kcal./kg	1086.00	
Potencial	kJ/kg	4543.43	
Ensanchamiento de Traulz	cm ³ /10g	324	
Poder rompedor, método Hess	mm	24	

Tabla 2.1.1.1.3: Parámetros básicos de la emulsión

Ingrediente	Porcentaje en Masa
Nitrato de Amonio	77,3
Água	16,7
Diesel	4,9
Agente Emulsificante:	1,1
Oleato de sódio o	-----
Monoleato de ezorbitol	100,0

Tabla 2.1.1.4: Porcentaje de componentes de la emulsión

2.1.1.2 Accesorios de voladuras



Figura 2.1.1.2.1: Esquema de un booster

Identificación	TAMAÑO, mm. (Diámetro x Largo)	PESO CARTUCHO, g (Aprox.)	No. DE CARTUCHO POR CAJA (Aprox.)
Iniciadores APD			
BOOSTER APD 450 2P	55 x 138	451	55
BOOSTER APD 225 1P	41 x 123	225	111
BOOSTER APD 175 1P	33 x 153	175	143
BOOSTER APD 150 1P	33 x 135	151	165

PARAMETRO	UNIDAD	ESPECIFICACION
Densidad	g/cm ³	1.60
Volumen de gases	l/kg	777
Calor de explosión	Kcal./kg	1.300
Potencial	KJ/kg	5.443
Velocidad de detonación	m/s	7.418
Presión de detonación	Kbar	220
Resistencia al agua	---	1 Año
Ensanchamiento de Traulz	cm ³ /10g	400

Tabla 2.1.1.2.1: Parámetros básicos del Booster

* TEC-S



Figura 2.1.1.2.2: Esquema de un TEC-S

	Tecneles	TC
Numeración	Tiempos(ms)	
0	0	17/400
1	25	20/400
2	50	42/400
3	75	
4	100	
5	125	
6	150	
7	175	
8	200	
9	225	
10	250	

11	300
12	350
13	400
14	450
15	500
16	600
17	700
18	800
19	900
20	1000

Tabla 2.1.1.2.2: Tiempos en ms de los Tecneles Y TEC-S



*FULMINANTE



*CORDÓN DETONANTE

Figura 2.1.1.2.3: Esquema de fulminante y cordón detonante

CORDÓN DETONANTE

Producto	Gramaje g/m	Color	Metros por rollo	Rollo por caja	Peso Neto x caja Kg
Cordón de 5	5	Amarillo	500	1	5,25
Cordón de 10	10	Celeste	500	1	8,56

Parámetros	Unidades	Especificaciones	
		Cordón de 5	Cordón de 10
Velocidad de detonación	m/s	7000	7000
Diámetro externo	Mm	3.30	4.10
Resistencia a la tracción	kg/cm ²	50	50

Figura 2.1.1.2.4: Parámetros básicos del cordón detonante

2.1.1.3 Bajo Explosivo

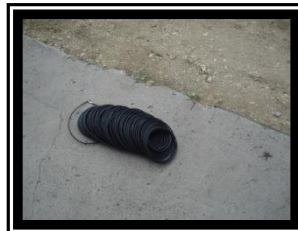


Figura 2.1.1.3: Esquema de la mecha lenta

* MECHA LENTA

Producto	Color	Metros por rollo	Contenido por caja	Peso por rollo (kg)	Peso bruto por caja (Kg)
Mecha de seguridad	Negro	500	1000 m (2 rollos)	8,5	18

PARAMETRO	UNIDADES	ESPECIFICACION
Tiempo de combustión	Segundos / metro	160
Pólvora negra	g/m	5,1
Densidad lineal	g/m	17,2
Alcance se la chispa	Mm	50 mínimo
Diámetro externo	Mm	4,3

Tabla 2.1.1.3.1: parámetros básicos de la mecha lenta

2.2 Voladura

2.2.1 Cálculo de burden

El burden, como se ha indicado, es la variable geométrica más crítica en el diseño de la voladura. Para su determinación, desde

hace varias décadas, se han llevado a cabo numerosas investigaciones y se han desarrollados diferentes metodologías de cálculo.

2.2.1.1 ANDRESEN(1952)

$$B = K * \sqrt{D * L}$$

B= Burden (pies)

D= Diámetro (pies)

L= Longitud del barreno (pies)

K= constante empírica (normalmente igual a 1)

2.2.1.2 HINO (1959)

$$B = \frac{D}{4} \left(\frac{PD}{RT} \right)^{1n}$$

B= Burden (m)

n= Coeficiente característico que depende del binomio explosivo-roca

PD= Presión de detonación del explosivo (Kg/cm²)

RT= Resistencia a la tracción de la roca (Kg/cm2)

D= Diámetro del barreno (mm)

2.2.1.3 ALLSMAN (1960)

$$B = \sqrt{\frac{PD * D * \Delta t * g}{\rho_r * \mu}}$$

B= Burden (m)

PD= Presión de detonación del explosivo (Kg/cm2)

D= Diámetro del barreno (mm)

Δt = Duración de la presión de detonación (s)

ρ_r = Peso específico de la roca (N/m2)

μ = Velocidad mínima que debe impartirse a la roca

g = aceleración de la gravedad (9.8 m/s2)

2.2.1.4 KONYA (1972)

$$B = 3,15 * d * \left[\frac{\rho_e}{\rho_r}\right]^{0,33}$$

B= Burden (m)

D= Diámetro de la carga (mm)

ρ_e = Densidad del explosivo

ρ_r = Densidad de la roca

2.2.1.5 KONYA

$$B = 0.012 \left(\frac{2SG_e}{SG_r} + 1.5 \right) * D_e$$

B= Burden (m)

De= Diámetro de la carga (mm)

SGe= Gravedad específica o Densidad del explosivo (g/cm³)

SGr= Gravedad específica o Densidad de la Roca (g/cm³)

2.2.1 Distancia del taco

La distancia del taco se refiere a la porción superior del barreno que normalmente se llena con material inerte para confinar los gases de la explosión. Para que una carga de alto explosivo funcione adecuadamente y libere el máximo de energía, la carga

debe encontrarse confinada dentro del barreno. El confinamiento adecuado también es necesario para controlar la sobrepresión de aire y la roca en vuelo.

2.2.1.1. KONYA

$$T = 0,7 * B$$

T= Taco (m)

B= Burden (m)

2.2.1.2 TECNICA SUECA

$$T = B$$

B= Burden

2.2.2 Material del taco

El material más común utilizado para el taco son las astillas de la perforación, sin embargo este material no es recomendado puesto

que el polvo de barrenación muy fino no se mantendrá en el barreno durante la detonación. En cambio el material muy grueso tiene la tendencia a dejar huecos del aire que también puede ser expulsado fácilmente.

$$m = \frac{De}{20}$$

De= Diámetro del explosivo (mm)

2.2.3 Diámetro de taladro (Ø)

La selección del diámetro de taladro es crítica considerando que afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo, también al burden, espaciamiento distribución de la carga explosiva, granulometría de la fragmentación, tiempo a emplear en la perforación y en general a la eficiencia y economía de toda la operación.

Para determinar el diámetro óptimo en la práctica, se consideran tres aspectos:

a. La disponibilidad y aplicabilidad del equipo de perforación en el trabajo proyectado.

b. La altura de banco proyectada y la amplitud o envergadura de las voladuras a realizar.

c. La distancia límite de avance proyectado para el banco.

$$L = (2 \times \emptyset)$$

L : la mínima longitud del taladro, en pies.

\emptyset : Es el diámetro del taladro, en pulgadas.

2.2.4 Longitud o profundidad de taladro (L)

La longitud de taladro tiene marcada influencia en el diseño total de la voladura y es factor determinante en el diámetro, burden y espaciado.

Es la suma de altura de banco más la sobreperforación necesaria por debajo del nivel o razante del piso para garantizar su buena rotura y evitar que queden lomos o resaltos (toes), que afectan al trabajo del equipo de limpieza y deben ser eliminados por rotura secundaria.

Esta sobreperforación debe ser por lo menos de 0,3 veces el valor del burden, por tanto:

$$L = (0,3 \times B)$$

L: longitud de taladro

B: burden.

Esta relación es procedente para taladros verticales que son los más aplicados en las voladuras de tajo abierto con taladros de gran diámetro, pero en muchas canteras de pequeña envergadura se perforan taladros inclinados, en los cuales la longitud de taladro aumenta con la inclinación pero, por lo contrario, la sobreperforación (SP) disminuye, estimándose por la siguiente relación:

$$L = (H / \text{Cos} (\alpha)) + [1 - ((\alpha/100) \times \text{SP})]$$

L: longitud del taladro.

H: altura de banco.

A: ángulo con respecto a la vertical, en grados.

SP: sobreperforación.

La perforación inclinada, paralela a la cara libre del banco, al mantener uniforme el burden a todo lo largo del taladro proporciona mayor fragmentación, esponjamiento y desplazamiento de la pila de escombros, menor craterización en la boca o collar del taladro, menor consumo específico de explosivos y dejan taludes de cara libre más estables.

Por lo contrario, aumenta la longitud de perforación, ocasiona mayor desgaste de brocas, varillaje y estabilizadores, dificulta la carga de explosivos y la desviación de taladros, especialmente los mayores a 20 m.

2.2.5 La sobreperforación (SP)

Tal como se indicó anteriormente es importante en los taladros verticales para mantener la razante del piso. Si resulta corta normalmente reproducirán lomos, pero si es excesiva se produciría

sobre excavación con incremento de vibraciones y de los costos de perforación. En la práctica, teniendo en cuenta la resistencia de la roca y el diámetro de taladro, se estima los siguientes rangos:

2.2.5.1 Tipo de Roca Sobreperforación

Blanda a media De 10 a 11 Ø

Dura a muy dura 12 Ø

También es usual la relación: $SP = 0,3 \times B$

2.2.6 Altura de banco (H)

Distancia vertical desde la superficie horizontal superior (cresta) a la inferior (piso). La altura es función del equipo de excavación y carga, del diámetro de perforación, de la resistencia de la roca de la estructura geológica y estabilidad del talud, de la mineralización y de aspectos de seguridad.

En un equipo de carga y acarreo son determinantes la capacidad volumétrica (m³) y la altura máxima de elevación del cucharón, además de su forma de trabajo (por levante en cargadores frontales y palas rotatorias o por desgarrar hacia abajo en retroexcavadoras). Normalmente los cargadores frontales a ruedas se emplean en bancos de 5 a 10 m de altura, con taladros de 65 a 100 mm (2 ½" a 5") de diámetro, mientras que las excavadoras y grandes palas a oruga, en bancos de 10 a 15 m y más, con taladros de 100 mm (4" a 12") o de diámetro, pudiéndose estimar la altura de banco con la siguiente fórmula:

$$H = 10 + (0,57 \times (C - 6))$$

C: es la capacidad del cucharón de la excavadora en m³.

2.2.7 Espaciamento (E)

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila. Se calcula en relación con la longitud del burden, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros. Al igual que con el burden, espaciamentos muy pequeños producen

exceso de trituración y craterización en la boca del taladro, lo mas al pie de la cara libre y bloques de gran tamaño en el tramo del burden. Por otro lado, espaciamentos excesivos producen fracturación inadecuada, lomos al pie del banco y una nueva cara libre frontal muy irregular. En la práctica, normalmente es igual al burden para malla de perforación cuadrada.

$E = B$ y de $E = 1,3$ a $1,5 B$ para malla rectangular o alterna.

Para las cargas de precorte o voladura amortiguada (Smooth blasting) el espaciamiento en la última fila de la voladura generalmente es menor: $E = 0,5$ a $0,8 B$ cuando se pretende disminuir el efecto de impacto hacia atrás.

Si el criterio a emplear para determinarlo es la secuencia de salidas, para una voladura instantánea de una sola fila, el espaciado es normalmente de $E = 1,8 B$, ejemplo para un burden de 1,5 m (5') el espaciado será de 2,9 m (9').

Para voladuras de filas múltiples simultáneas (Iguar retardo en las que el radio longitud de taladro a burden (L/B) es menor.

$$E = (B \times L)$$

B: burden, en pies.

L: longitud de taladros, en pies.

En voladura con detonadores de retardo el espaciado promedio es aproximadamente de:

$$E = (1,4 \times B)$$

Fórmula de Ash

2.2.8 Profundidad de taladro

$$L = (K_e \times B), (K_e \text{ entre } 1,5 \text{ y } 4)$$

2.2.9 Espaciamiento

$$E = (K_e \times B)$$

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

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

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

2.2.10 Longitud de taco

$$T = (K_s \times B), \text{ (} K_s \text{ entre } 0,7 \text{ y } 1,6)$$

2.2.11 Sobreperforación

$$SP = (K_s \times B), \text{ (} K_s \text{ entre } 0,2 \text{ y } 1).$$

El burden se mantiene para la primera y demás filas de taladros con salidas paralelas, pero se reduce cuando.

2.2.12 Perforación específica

Se define por perforación específica el volumen o la longitud de los barrenos perforados por una unidad de volumen de roca. Al igual que sucede con otros parámetros de diseño, la perforación específica es viabilidad de las rocas.

La expresión que sirve para calcular la perforación específica "PS" en ml/m³ es:

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

H= Altura de banco (m)

J= sobreperforación (m)

B= Piedra (m)

S= Espaciamiento (m)

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

Y si se quiere obtener PS en l/m³ se aplica:

$$P_s = \frac{\left[\frac{H}{\cos\beta} + J\right] * [250 * \pi * D^2]}{\frac{B}{\cos\beta} * S * H}$$

D= Diámetro de perforación (m)

2.2.13 Carga específica

Llamado también consumo específico o factor de carga (Power factor). Es la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar 1 m³ o yd³ de roca. Se expresa en kg/m o lb/yd.

$$CE = \frac{\text{Total de explosivo utilizado (Kg)}}{\text{Total de m}^3\text{rotos cubitados}}$$

La carga específica es una excelente unidad referencial para el cálculo de la carga total de un disparo, pero no es el mejor parámetro de por sí, ya que la distribución de este explosivo en la masa de la roca mediante los taladros tiene gran influencia en los efectos de fragmentación y desplazamiento, es decir, en el

resultado de la voladura. Así, a igualdad de carga específica, una voladura efectuada con taladros de pequeño diámetro muy próximos entre sí resultará con mejor fragmentación que si se utilizan taladros de gran diámetro pero más espaciados.

Usualmente se determina con base en la cantidad de explosivo utilizado por m³ de roca volada en varios disparos, incluso diferenciando varios tipos de roca, considerando valores promedio para el cálculo de los disparos subsiguientes.

Otros valores utilizados para estimar la carga requerida para un disparo son: el factor de energía del explosivo en Kcal/kg conjugado con las características mecánicas de la roca, como su módulo de resistencia elástica (módulo de Young), resistencia a compresión-tensión, densidad, etc. En voladura, la cantidad de explosivo utilizado deberá ser muy próxima a lo mínimo necesario para desprender la roca. Menos carga significa tener una voladura deficiente y, por el contrario, un exceso de carga significa mayor gasto y mayores riesgos de accidentes, debiéndose tenerse en cuenta que el exceso de carga colocado en el taladro origina una proyección cuya energía es proporcional a dicho exceso por m³, estimándose que el centro de gravedad de la masa de la voladura podría desplazarse varios metros hacia adelante por cada 0,1 kg/m³ de exceso de carga, siendo aún mayor el riesgo de

proyección de trozos pequeños a distancias imprevisibles (Flying rock).

2.3 Predicción de vibraciones

2.3.1 Parámetro de las ondas

El paso de una onda sísmica por un medio rocoso produce en cada punto de éste un movimiento que se conoce por vibración. Las vibraciones generadas por las voladuras se consideran entonces como ondas de tipo sinusoidal, donde los parámetros básicos de análisis son:

- **Amplitud:** es el desplazamiento máximo de un punto del terreno desde su posición de reposo, en pulgadas o milímetros.
- **Velocidad de partícula (VPP):** es la velocidad a la que se desplaza el punto, en pulg/s o en mm/s.
- **Aceleración:** Es el ritmo de cambio de la velocidad, en pies/s² o m/s².

- Frecuencia: Es el número completo de oscilaciones en ciclos por segundo.

En voladura, la amplitud es definida usualmente en términos de velocidad (pulg/s) y la frecuencia en Hertz, o ciclos por segundo.

2.3.2 Origen de las vibraciones

Generalmente las vibraciones excesivas del terreno son causadas ya sea por colocar demasiada carga explosiva dentro del taladro o por el inapropiado diseño de la voladura, especialmente en lo referente a la secuencia de las salidas, de modo que parte de la energía que no es utilizada en fragmentar y desplazar la roca producirá vibraciones (por término medio un 40% de la energía del explosivo se gasta en generar ondas sísmicas en el entorno).

Por tanto los primeros factores a considerar son los parámetros geométricos del disparo, entre ellos:

Diámetro del taladro: el aumento de diámetro es negativo para el efecto de vibración, pues la cantidad de explosivo por taladro

es proporcional al cuadrado del diámetro resultando en cargas en ocasiones muy elevadas.

Altura de banco: debe mantener una relación óptima $H/B > 2$ para mejor fragmentación y reducir las vibraciones al estar la carga menos confinada.

Burden y espaciamiento: si el burden es excesivo, los gases de explosión encuentran resistencia para fragmentar y desplazar la roca, por lo que parte de la energía se transforma en sísmica, incrementando las vibraciones.

Este fenómeno es más notorio en las voladuras de precorte, donde pueden registrarse vibraciones cinco veces superiores a las de voladuras convencionales si no se mantiene un adecuado control.

La intensidad de la vibración en una localidad específica se determina mediante la siguiente relación empírica, usualmente denominada “Ley de Propagación”, que relaciona la velocidad de vibración máxima con la carga de explosivo y la distancia:

$$PPV = K \times [(DH) / (W)^{1/2}] - n$$

PPV: velocidad pico partícula, en pulgadas por segundo (o en mm/s).

K: constante empírica de transmisión de la roca (factor local), 800 para roca suave a 1.200 para dura.

DH: distancia horizontal entre la voladura y el punto de medición o registro, en pies o metros.

W: máximo peso de carga explosiva permisible por retardo (mínimo de 8 milisegundos) o carga de explosivo detonado instantáneamente, en libras o kilos (W también se indica con la letra Q en diversa literatura).

n: constante empírica determinada por las condiciones geológicas existentes en el lugar, usualmente 1,6

Las variables desconocidas K y n para un lugar específico se determinan por pruebas de disparo de pequeñas cargas en la vecindad, previas al disparo principal que se quiere controlar. Estas pruebas determinan las propiedades de transmisión de las rocas y sobre la base de ellas se definirá el tamaño de las cargas en el disparo principal, para prevenir eventuales daños.

Las variaciones de los valores de K y n están condicionadas por fenómenos de absorción de altas frecuencias, por irregularidades

geológicas que provocan la refracción y reflexión de las ondas, el tipo de roca, la geometría del disparo y el tipo de explosivo utilizado. El exponente de W varía según la simetría de la carga explosiva:

Para carga esférica (cráter):

$$PPV = K \times [(DH) / (W)^{1/3}] - n$$

Para carga cilíndrica (convencional):

$$PPV = K \times [(DH) / (W)^{1/2}] - n$$

Para aclaración, la “velocidad pico de partículas” se refiere al mayor valor de una o más de las velocidades determinadas por un sismógrafo para los componentes mutuamente perpendiculares de la vibración en el terreno: horizontal, vertical y transversal.

La máxima PPV permisible es de 1,92 pulg/s (USBM), sobre este valor pueden ocurrir daños a estructuras o construcciones. Otros autores no consideran una simetría de carga particular y utilizan la siguiente expresión general:

$$V = K \times (W)^a \times (D)^b$$

Donde K, a y b son constantes empíricas estimadas para un lugar determinado mediante un análisis de regresión múltiple.

Como referencia, la constante K puede variar desde 0,57 para rocas duras competentes hasta 3,40 para suelos no consolidados.

En general la amplitud de vibración en estructuras asentadas sobre roca será mayor que en estructuras asentadas en otras formaciones menos consolidadas; sin embargo, las frecuencias pueden ser más altas, lo cual reduce la posibilidad de daños.

2.3.3 La carga explosiva y los tiempos de retardo.

Una voladura con múltiples taladros disparados simultáneamente produce un violento efecto de concusión y vibración.

Los retardos dentro de una voladura mayor fraccionan a ésta en una serie de pequeñas y muy cercanas voladuras de taladro individuales, minimizando este efecto, tanto así que la mayoría de los esquemas de tiro propuestos por entidades especializadas, recomiendan pautas o espacios de intervalo de 8 ó 9 m, como los retardos mínimos que deben ser intercalados entre cargas que van a ser consideradas como separadas, con el fin de controlar la vibraciones.

Sin embargo, esta regla no es rígida ya que para voladuras pequeñas y muy cercanas, el empleo de retardos más cortos puede resultar mucho más adecuado, lo que tendrá que comprobarse en cada caso.

Por otro lado, en voladuras efectuadas a grandes distancias de estructuras, se requerirá de retardos mayores para obtener verdadera separación de vibraciones, porque la vibración producida por cada carga individual se mantiene latente por mayor tiempo.

Los tiempos de retardo entre cargas se pueden estimar con la siguiente ecuación:

$$T = (Kd \times B)$$

T: tiempo de retardo

B: burden

Kd: factor (3 a 5 ms/m)

e. Sobreconfinamiento.

Así como una carga con burden apropiadamente diseñado producirá mucha menos vibración por kilo de explosivo que una carga con un burden demasiado amplio, también una excesiva sobreperforación, da lugar a un extremado confinamiento de la carga explosiva, particularmente si el primer o cebo se coloca en la zona de sobreperforación.

Otro caso ocurre en las voladuras con varias filas de taladros, donde existe la tendencia de que la última fila resulte naturalmente sobreconfinada. Para evitar esto, es aconsejable emplear períodos mayores de retardo entre estas últimas filas para darles mayor cara libre, pero teniendo en cuenta que en algunos tipos de terreno estos períodos mayores de tiempo pueden dar lugar a la posibilidad de tiros cortados. Otro aspecto a tener presente es que si la secuencia se efectúa en una fila de taladros, las vibraciones serán mayores en la dirección en la que

se está produciendo la secuencia de salida, debido al efecto acumulativo de ondas denominado efecto de "bola de nieve".

Estudios recientes han demostrado que los retardos de milisegundo en detonadores comerciales son menos precisos de lo que se creía. Ello puede resultar en tiempos demasiado cercanos entre retardos adyacentes o aunque menos frecuentes, en traslapes de tiempos, así que donde sea

"condición crítica" que un taladro deba detonar antes que el adyacente para proveer alivio seguro, puede ser una buena idea saltarse un número de la secuencia de retardo entre los dos taladros.

El monitoreo de las vibraciones producidas por voladuras de rocas en minas de tajo abierto y obras civiles es importante cuando están cerca a poblaciones o a instalaciones delicadas y para controlar deslizamientos de taludes en los bancos de explotación, donde es preciso un riguroso control basado en cargas mínimas por taladro y encendido con microretardos.

La mayoría de minas subterráneas detonan tandas relativamente pequeñas y no tienen problemas notables de vibración.

2.3.4 Equipos para el monitoreo de vibraciones

Un equipo de control de vibraciones se compone básicamente de:

- a. Unos captadores electrodinámicos o piezoeléctricos (geófonos, anteriormente descritos).
- b. Un equipo que amplifica las señales que vienen de los captadores, generalmente acoplado a un sistema de registro que permiten visualizar y tratar los datos para su interpretación, denominados sismógrafos para voladuras.

Los equipos de registro más simples sólo graban el dibujo de la onda en un papel, sirviendo para verificar esporádicamente si el valor pico de vibración sobrepasa un determinado nivel.

Los equipos más completos para la realización de estudios, llevan incorporados sistemas de grabación analógicos o digitales para el análisis de los valores recepcionada en el campo, proporcionando mayor información (frecuencia, nivel de energía, etc.).

Existen por tanto diversas opciones para la medición de vibraciones directamente en el terreno. Los que registran sólo la

velocidad pico son baratos, fáciles de usar y adecuados en muchos casos para asegurar el cumplimiento de normas y regulaciones. Sin embargo, los sismógrafos que registran el evento total son más útiles para el mejor entendimiento e investigación de los problemas de vibración.

2.3.5 Distancia escalada

Donde la vibración no es un serio problema, los reglamentos permiten emplear la ecuación del “factor de escala” o “distancia escalada” en lugar de las mediciones de vibración con un sismógrafo. Para determinar las cargas permisibles por retardo la ecuación de distancia escalada es:

$$D_s = (D_i / W^{1/2})$$

D_s : distancia escalada

D_i : distancia del área de disparo a la estructura a proteger (en pies)

$W^{1/2}$: máxima carga explosiva en libras por cada período de retardo en 8 m.

2.3.6 Otros parámetros empleados son:

Relación de energía (RE): Cuyo límite debe ser 1,0

$$RE = (3,29 \times f \times A)^2$$

f : frecuencia en ciclos/s

A : amplitud en pulgadas

Y también:

$$RE = 1 \text{ PPV} = 1,92 \text{ pulg/s}$$

Energía de vibración (EV): en cuyo caso el rango de 3 a 6 es aceptable (más de 6 es peligroso)

$$EV = (a)^2 / (f)^2$$

a: aceleración pico en pulg/s²

f: frecuencia/s o ciclo/s

Los registros sismográficos de la operación de voladura, describiendo el trazo, carguío, cantidad de explosivo, encendido,

y otros aspectos pertinentes sobre la voladura, son esenciales para casos legales o para investigación técnica.

2.3.7 Criterio límite para vibraciones OSM (Office of Surface Mining USA)

2.3.7.1 Criterio de velocidad de partícula:

De 0 a 300 pies: 1,25 pie/s

De 301 a 5 000 pies: 1,00 pie/s

De 5 001 pies a más: 0,75 pie/s

2.3.7.2 Criterio de distancia escalar:

De 0 a 300 pies : 50 pie/s

De 301 a 5 000 pies : 55 pie/s

De 5 001 pies a más : 60 pie/s

2.3.8 Daños a estructuras por vibraciones:

No existe un nivel de referencia sobre el cual los daños empezarán a ocurrir. Este nivel dependerá entre otros aspectos del tipo, condición y edad de la estructura, del tipo de terreno sobre el cual se ha construido la estructura a proteger, y de la frecuencia de la vibración en Hertz.

El mayor daño ocurre con una VPP de 7,6 pulg/s y de acuerdo al USBM una de 2 pulg/s es razonable para separar una zona relativamente segura de una probablemente peligrosa para una estructura.

La vibración puede llegar a una edificación por los cimientos, y en función de su frecuencia y de su velocidad, la estructura responderá a esta vibración con otra mayor o menor, en función de sus propias características elásticas.

La peor situación se produce cuando la frecuencia producida coincide con la frecuencia natural de vibración de la propia estructura, fenómeno conocido como “resonancia”, muy destructivo, ya que acumula tensiones que afectan a los enlucidos, vidrios, y crea grietas de distintas magnitudes.

Igualmente sensibles son ciertas estructuras naturales o condiciones del terreno que pueden ser desestabilizadas con riesgo de desplomarse (taludes en minas o en carreteras, cornisas de hielo o nieve que pueden caer en avalancha, etc.).

En obras de ingeniería cercanas a centros poblados debe tenerse en cuenta que las personas tienden a quejarse de vibraciones muy por debajo de los niveles dañinos. El grado de tolerancia de un individuo depende de su salud, del temor a los daños, de su actitud hacia la operación minera u obra en trabajo.

2.3.9 Reducción de niveles de vibración del terreno por voladuras

Un excesivo nivel de vibración en una voladura de producción señala una sobrecarga o una inadecuada secuencia de tiempos de salida. Aunque cada caso requiere un análisis particular, se sugieren algunas medidas para aminorarlo:

1. Minimizar la carga de explosivo por unidad de microretardo:

a. Reduciendo el diámetro de perforación.

b. Acortando la longitud de los taladros.

c. Seccionando y espaciando las cargas dentro de los taladros, e iniciándolas en tiempos escalonados (decks).

d. Utilizando el mayor número de detonadores o tiempos de retardo posibles (con explosores secuenciales de microretardo si se supera la serie comercial de detonadores eléctricos o no eléctricos disponibles, esto naturalmente en voladuras con gran número de taladros o con muchas cargas espaciadas).

2. Reducir el número de taladros con detonadores instantáneos, ya que éstos producen más impacto.

3. Elegir un tiempo de retardo entre barrenos y filas efectivas que evite una fuerte superposición de ondas y permita un buen desplazamiento de la roca disparada.

4. Disponer la secuencia de iniciación de modo que ésta progrese desde el extremo más próximo a la estructura a proteger alejándose de la misma.

5. Utilizar el consumo específico adecuado, ya que un consumo excesivo da lugar a una sobrecarga innecesaria acompañada de grandes efectos perturbadores.
6. Disponer el esquema de taladros con una relación " $H/B > 2$ ".
7. Controlar la perforación para que las mallas reales coincidan con las nominales.
8. Emplear sobreperforaciones con las longitudes mínimas necesarias para un buen arranque.
9. Disponer los frentes con la mayor superficie libre posible.
10. Crear pantallas o discontinuidades entre las estructuras a proteger y las voladuras, por ejemplo con una cortina de taladros de precorte.



Figura 2.3.9: Esquema de una onda de disparo

2.4 Predicción de fragmentación

Para poder maximizar la fragmentación y minimizar los efectos secundarios no deseados en una voladura, las variables de diseño burden, taco, subarrenación, espaciamiento y tiempo de retardo deben seleccionarse de tal manera que todas las variables trabajen en conjunto. Para comprender mejor la relación entre las variables, se usaran figuras para ilustrar los efectos al tener variables equiparadas apropiadas e inapropiadamente. A menos que se especifique lo contrario, se asumirá que no existen complicaciones geológicas y que las alturas de banco son por lo menos 4 veces el burden.

Cuando se construye una plantilla de voladura, todos y cada uno de los barrenos deben ser analizados para determinar si responderá adecuadamente. El analizar el burden y espaciamiento sin considerar el tiempo de iniciación, produce una idea equivocada de lo que ocurrirá cuando cada barreno dispara. Si una plantilla esta diseñada correctamente se notara una secuencia repetitiva en la forma de los cráteres producidos por cada barreno, por ejemplo, dependiendo de la relación entre el barreno y la cara libre se crearan diferentes formas de cráteres debido a los barrenos que disparan independientemente. Para facilitar el análisis, se puede asumir que el ángulo de la línea de ruptura formada de la línea de burden y el borde del cráter es de 45° . Si un barreno tiene más de una dirección del burden al momento de su

detonación, la distancia a la cara libre a lo largo de ambos burden deberá ser igual.

Debido a que los explosivos funcionan preferencialmente en forma radial hacia afuera de los barrenos no se toma en cuenta para el análisis de fragmentación la cara libre horizontal o frente del banco.

En el caso que las caras libres formen un ángulo de 90° . Los patrones de ruptura serán diferentes si se consideran caras libres de 45° . Si el barreno esta en una esquina con dos caras libres, el área de ruptura es equivalente a dos cráteres.

Es evidente que para la misma cantidad de explosivo utilizada en cada barreno en los ejemplos anteriores, se fragmentan diferentes cantidades de roca dependiendo de la orientación a la cara libre. Lo que explica que el factor de carga o sea la cantidad de explosivo utilizada por volumen de roca explotada no es un número constante dentro de una misma voladura, aún cuando el tipo de roca y el explosivo sean idénticos.

2.4.1 Fragmentación de roca

Para poder controlar la fragmentación, deben aplicarse correctamente dos principios importantes. La cantidad adecuada

de energía debe ser aplicada en lugares estratégicos dentro del manto rocoso. La energía debe liberarse también en un tiempo preciso para permitir que ocurran las interacciones adecuadas, la distribución de la energía dentro del manto rocoso es dividida dentro de dos áreas distintas. Primero se debe tener suficiente energía, utilizando la cantidad adecuada de explosivo. Para romper el manto rocoso, el explosivo debe ser colocado en una configuración geométrica donde la energía se aproveche al máximo para la fragmentación. Esta configuración geométrica es llamada, la plantilla de voladura.

La liberación de la energía en el tiempo erróneo puede cambiar el resultado final, aunque la cantidad correcta de energía sea colocada estratégicamente a lo largo del manto rocoso en la plantilla apropiada. Si el tiempo de iniciación no es el concreto, pueden ocurrir diferencias en la fragmentación, vibración, golpe de aire, roca en vuelo y sobre-rompimiento trasero. Esta discusión no considera el tiempo de retardo en la liberación de la energía la colocación estratégica de la cantidad adecuada de energía en una plantilla de voladura correcta será la única consideración de esta sección.

El estudio de los aspectos de la fragmentación se remonta a los primeros días del uso de explosivo. Los usuarios de explosivos se

han dado cuenta que, en algunas voladuras, la energía fue utilizada muy eficientemente en el proceso de la fragmentación.

En otras ocasiones, se utilizó muy poca energía de manera eficiente y en su lugar resultaron una gran cantidad de ruido, vibración del terreno, golpe de aire y roca en vuelo con poca fragmentación. Han existido muchos métodos empíricos que han aparecido durante décadas, métodos de diseño que proponen como utilizar esta energía más eficientemente. Estos métodos de diseño también le daban al responsable de las voladuras una forma de obtener consistencia en los resultados, al aplicar técnicas similares bajo diferentes circunstancias y en diferentes tipos de rocas.

2.4.1.1 ECUACIÓN DE KUZNETSOV

La ecuación original de Kuznetsov es:

$$x = A \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} * Q^{0.167}$$

X= Tamaño medio de fragmentación (cm)

A= Factor de la roca (7 para rocas medias, 10 para rocas duras y altamente fisuradas, 13 para duras, rocas con fisuras débiles)

V= volumen de roca (m³)

Q= Masa de explosivo (Kg)

2.4.2 Efectos de la fragmentación en el control de la pared

Puede decirse, en general, que a mejor fragmentación obtenida y mejor desplazamiento en una voladura hilera por hilera, mejor control de la pared. Si no hay suficiente energía disponible para romper la roca apropiadamente en el burden, la resistencia añadida del burden contra el barrenado provoca un aumento en el confinamiento el cual causara más fracturación (sobre-rompimiento trasero) por detrás de la voladura. Si se producen piedras grandes en el área del taco, en vez de en el burden, se incrementa el sobre-rompimiento trasero, especialmente en la parte superior del banco, resultara por ello, causa de problema con el barrenado subsecuente de plantillas y la pared final será

menos estable. En general se puede concluir que a valor más alto de "n", mejora el control potencial de la pared. También se puede concluir que mientras más pequeño sea el tamaño medio en un diseño en específico, más pequeño es la probabilidad de provocar sobre-rompimiento trasero y lateral más allá de los límites traseros de la excavación. Los valores de "n", 1.0 deben evitarse, los valores de "n" de 1.0 y 1.3 indican un daño potencial a la pared.

El modelo de fragmentación puede por lo tanto, ser usado para dos propósitos: Para determinar el tamaño de roca que resulta de una voladura y para comparar los efectos de una plantilla contra otra respecto a los problemas potenciales con el control de la pared.

CAPITULO 3

3. TAPONEX

3.1 Características

3.1.1 Descripción

Accesorio comercializado por Enaex S.A. bajo licencia de International Technologies (INTEC USA.), especialmente diseñado para asegurar la sustentación de la columna de material utilizado como taco dentro de perforaciones desde 6 ¾" a 12 ¼" de diámetro; evitar su proyección durante la Voladura y mejorar los resultados de fragmentación y desplazamiento.

Con la utilización de TAPONEX es posible acortar el largo del taco sin peligro de eyectarlo, para permitir que las ondas de choque y gases generados durante la detonación

alcancen la parte superior del banco y disminuyan la formación de bolones en ese sector.

3.1.2 Definición

El Taponex es un accesorio de plástico (Polietileno) con un diseño particular que permite crear cámaras de aire en un pozo de voladura, su exclusivo diseño permite ser instalado sin la necesidad de aire comprimido, su forma es auto soportante.

Esta nueva técnica utiliza un accesorio de diseño único, con una cámara de aire en el fondo del pozo y una masa predeterminada de detritus encima del tapón. A esta combinación se le denomina Power Deck™ en inglés ó Taponex para Latino América

3.1.3 Componentes

El Elevador de Energía TAPONEX está compuesto por el recipiente polietileno, una cuerda polipropileno, y una vara de madera o plástico de 100 cm de longitud.

La longitud de la cuerda dependerá de la longitud del taladro donde se instalará el TAPONEX.

Para el caso de colocarlo en el fondo de los taladros el TAPONEX consiste de un recipiente plástico y una vara de madera o plástico de 1 metro de longitud en la mayoría de los casos, ésta longitud dependerá de la longitud de la cámara de aire que se elija dejar en el fondo.



Figura 3.1.3: Esquema de un Taponex junto a un tubo de plástico

3.2 Fundamentos teóricos

Cuando el TAPONEX es usado correctamente en conjunto con detonadores electrónicos de precisión, ahorros sustanciales pueden ser alcanzados tanto en los costos de perforación, voladura, carguío y transporte.

Los resultados del estudio de Blasting Analysis International, Inc. (BAI) con la realización de pruebas a escala total y taladro por taladro para determinar como trabaja el Sistema Tensional de Voladura demostraron que:

- Reducción o eliminación de la sobre perforación en la perforación.
- Reducciones en las vibraciones hasta en un 33%.
- Reducción del consumo de explosivos entre 16 y 25%.
- Mejoramiento de la fragmentación hasta en un 25%.

International Technologies S.A empresa chilena filial de su homóloga en EEUU, la cual se dedica a la optimización de

Perforación y Voladura. Diseña, fabrica y comercializa el producto TAPONEX, sistema y accesorio patentado, a nivel mundial con oficinas en EEUU, Perú, Sudáfrica, Australia y Chile.

El sistema TAPONEX está especialmente diseñado para asegurar la creación y aplicación de ondas de Tensión en el medio rocoso circundante al taladro cargado con explosivos, dando como origen el método de Voladura de Tensión.

Su peculiar diseño producto de numerosas pruebas en campo y su construcción en plástico de alta resistencia, aseguran que el TAPONEX quede finalmente en la posición correcta.

Esto garantiza una instalación simple y rápida, principalmente en los siguientes casos: sobre el explosivo en la zona del Taco, como cámara de aire; y/o bajo el explosivo, para control del piso en una voladura.

Adicionalmente puede ser usado en taladros secos y saturados

con agua, además de poder sostener columnas de explosivos o material inerte con absoluta seguridad, así como sellar los taladros evitando la eyección de los tacos, e impidiendo la contaminación de los explosivos con material del taco en taladros saturados con agua.

3.2.1 Funcionamiento Taponex

El Taponex permite mantener confinada unos milisegundos más, la energía generada por la columna explosiva para lograr fragmentar mejor la roca en la zona del taco. Sin embargo en forma indirecta se ha podido apreciar beneficios como son reducción de la roca en vuelo, cantidad de material explosivo utilizado y vibración por voladuras.

Presentando los siguientes efectos:

- Reacciona a la onda explosiva.
- Mecanismos friccionales dificultan eyección.
- La Cámara de Aire produce un cambio de medio que refleja las ondas de choque.

- La onda de devuelve hacia abajo disminuyendo presión sobre el taco.

3.2.2 Principales aplicaciones del TAPONEX se destacan las orientadas a:

- Reforzar el comportamiento del taco
- Formar cámaras de aire en pozos secos
- Formar cámaras de agua en pozos saturados de agua
- Reducir el Air Blast u Onda Expansiva de la voladura
- Evitar la contaminación de columnas de emulsión con el material del taco
- Reducir las vibraciones producidas por la voladura
- Control del piso y reducción o eliminación del sobrerompimiento, lo que permite disminuir el largo de la perforación
- Fragmentación más homogénea.

- La granulometría es más fina a pesar de la disminución del factor de carga.
- El sistema se ha utilizado en rocas de 80 MPa hasta 230 MPa.
- Se mantiene la misma malla, secuencia de salida y tipos de explosivo.

3.3 Presentación comercial

3.3.1 Dimensiones

DIMENSIONES #		
Para diámetro de perforación	Unidades por embalaje	Peso embalaje (Kg)
9"	50	16
9 7/8" a 10 5/8"	50	16,5
12 1/4" (c/cuerda)	40	20
12 1/4" (c/vástago)	40	25

Tabla 3.3.1: Dimensiones del taponex

3.3.2 Ventajas

Entre las principales ventajas del uso del **TAPONEX** destacamos:

- Disminuye eyección del taco
- Fácil de instalar
- No aumenta los tiempos de carguío del hoyo
- Disminuye la probabilidad de generación de viseras o puentes.
- Permite mayor control del carguío de los hoyos

3.4 Cálculo de carga

USO TAPONEX		
	1	2
A base (m2)	0,01	0,01
V perforación (m3)	0,10	0,13
Parámetros de Perforación		
Burden (m)	2,66	

Espaciamiento (m)	3,33	
Sobreperforación	0,80	
Taco	2,66	
L columna	7,89	
L carga fondo	2,24	
Volúmenes de carga	m3	
Volumen carga fondo	0,02	
Volumen carga columna	0,06	
Concentración carga		
	Kg / m	Kg
Conc. Carga fondo	6,89	15,44
Conc. Carga columna	6,89	54,40

Tabla 3.4: Valores experimentales

3.4.1 Posición superior

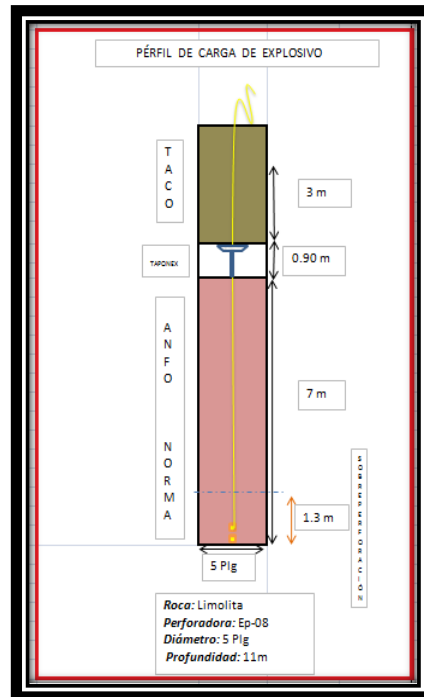


Figura 3.4.1: Esquema de una perforación con carga tradicional y taponex en la parte superior.

Costo por Tonelada Volada		Costo del hoyo por columna de explosivo			
Burden(m)	4.5	Cantidad	Explosivo	Kg	Costo/\$
Espaciamiento(m)	5		ANFO	93.75	106.875
Long del Hoyo(m)	11	2	Booster	0.45	4.26
ρ de la Roca(g/cm ³)	2.4	1	Taponex		1.00
Toneladas Voladas/Hoyo	594	1	Tecnel		8.05
Gasto por columna(\$)	120.185	Total			120.185
Gasto por Ton (\$/Ton)	0.2023				

Tabla 3.4.1: Datos experimentales de perforación con taponex en la parte superior.

En el caso que el taponex esté ubicado en la parte superior, ayuda para que la energía de la reacción se refleje y se mantenga concentrada hasta que termine su efecto, no permitiendo que el material del taco salga antes.

3.4.2 Posición inferior

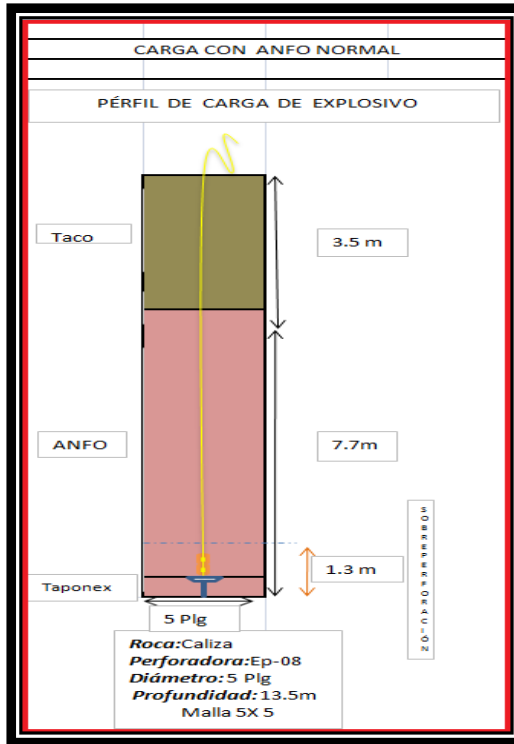


Figura 3.4.2: Esquema de una perforación con carga tradicional y taponex en la parte inferior.

Costo del hoyo por columna de explosivo				Costo por Tonelada Volada	
Cantidad	Explosivo	Kg	Costo/\$	Burden(m)	4.5
	ANFO	93.75	106.875	Espaciamiento(m)	5
2	Booster	0.45	4.26	Long del Hoyo(m)	11
1	Taponex		1.00	ρ de la Roca(g/cm ³)	2.4
1	Tecnol		8.05	Toneladas Voladas/Hoyo	594
Total			120.185	Gasto por columna(\$)	120.185
				Gasto por Ton (\$/Ton)	0.2023

Tabla 3.4.2: Datos experimentales de perforación con taponex en la parte inferior.

Al utilizar el taponex en la parte baja del hoyo queda un espacio entre explosivo y roca del piso, lo que hace que en el momento de la reacción se genere un medio diferente ayudando a que la onda se refleje, y la energía sea menor para el medio diferente que para el medio sólido, lo que permite que no haya sobrerompimiento en el piso y el rompimiento de la sobre-perforación sea el adecuado. Otro de los beneficios es el de disminuir la cantidad de explosivo utilizado.

3.4.3 Posición superior e inferior

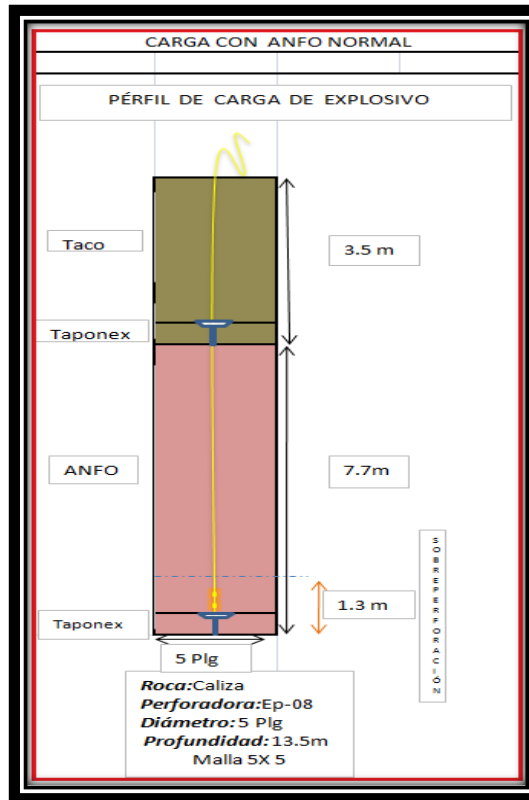


Figura 3.4.3: Esquema de una perforación con carga tradicional y taponex en la parte superior e inferior.

Costo del hoyo por columna de explosivo				Costo por Tonelada Volada	
Cantidad	Explosivo	Kg	Costo/\$	Burden(m)	5
	ANFO	100	114	Espaciamiento(m)	5
2	Booster	0.45	4.26	Long del Hoyo(m)	13.5
2	Taponex		2	ρ de la Roca(g/cm ³)	2.4
1	Tecnel		8.05	Toneladas Voladas/Hoyo	810
Total			128.31	Gasto por columna(\$)	128.31
				Gasto por Ton (\$/Ton)	0.1584

Tabla 3.4.3: Datos experimentales de perforación con taponex en la parte superior e inferior.

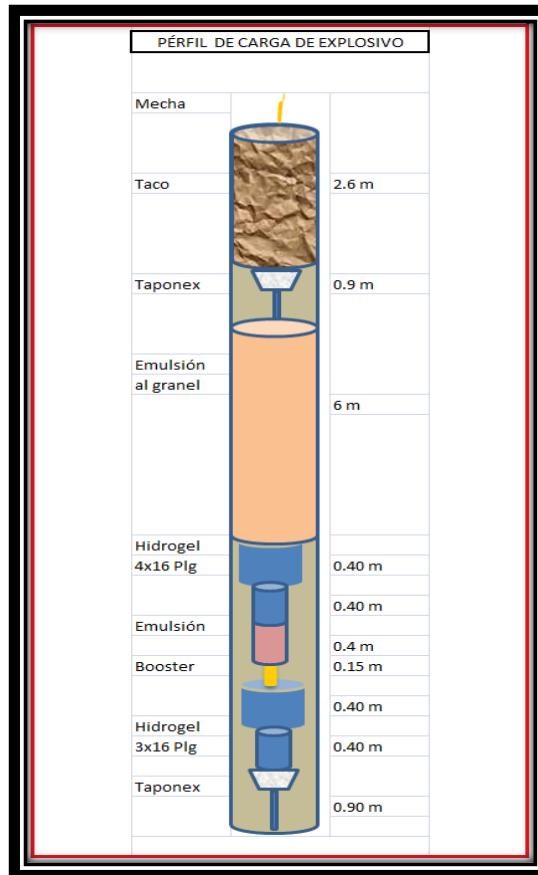


Figura 3.4.4: Esquema de una perforación cargada con emulsión y taponex en la parte superior e inferior.

Costo del hoyo por columna de explosivo				Costo por Tonelada Volada	
Cantidad	Explosivo	Kg	Costo/\$	Burden(m)	4
	Emulsión (Granel)	87.134	150.66	Espaciamiento(m)	4.5
1	Emulsión	2.375	7.29	Long del Hoyo(m)	12.5
2	Hidrogel	11	34.76	ρ de la Roca(g/cm ³)	2.4
2	Taponex		2.00	Toneladas Voladas/Hoyo	540.86
1	Booster	0.902	2.13	Gasto por columna(\$)	204.89
1	Tecnel		8.05	Gasto por Ton (\$/Ton)	0.3788
Total			204.89		

Tabla 3.4.4: Esquema de una perforación cargada con emulsión y taponex en la parte superior e inferior.

CAPITULO 4

4. RESULTADOS

4.1 Comparación de los resultados de los monitoreos de vibración sin y con taponex.

4.1.1 Comparación por pisos y bloques más representativos de la cantera.

Piso 60 Bloque 2

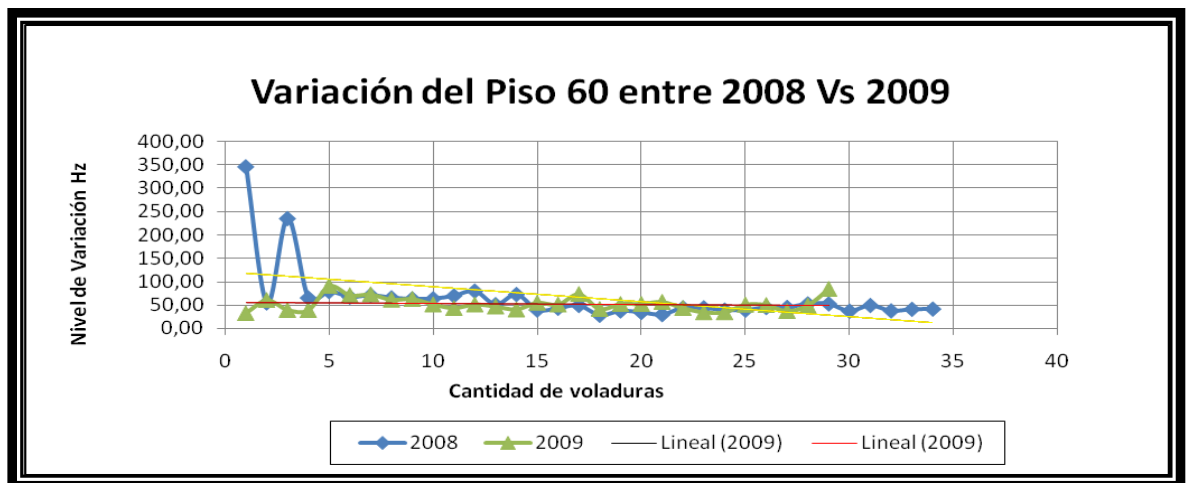


Figura 4.1.1.1: Nivel de variación de Frecuencia en el piso 60 entre el 2008 y 2009

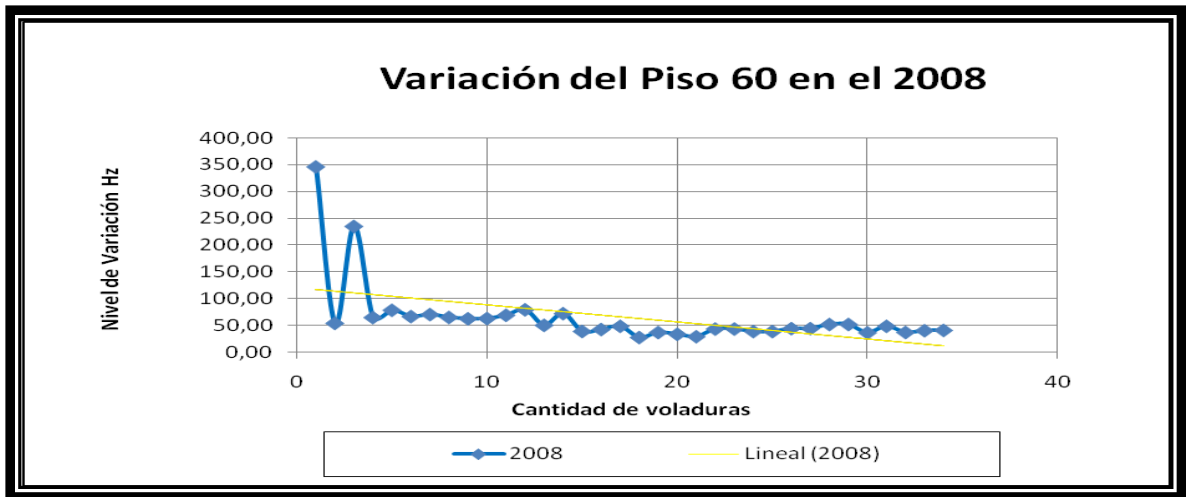


Figura 4.1.1.1.1: Nivel de variación del piso 60 durante el 2008

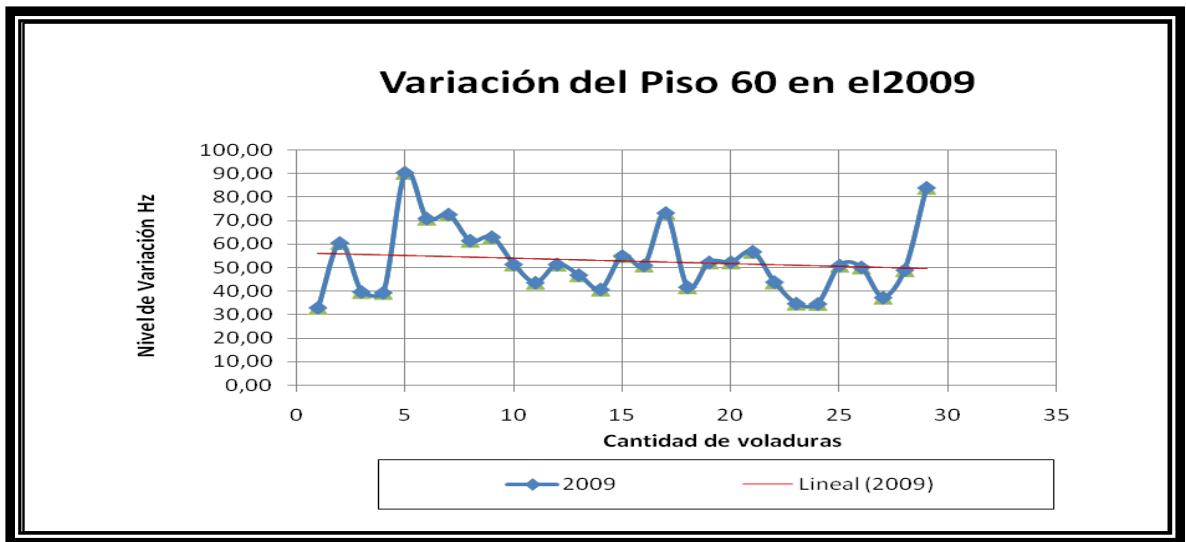


Figura 4.1.1.1.2: Nivel de variación del piso 60 durante el 2009

Piso 26 Bloque 4

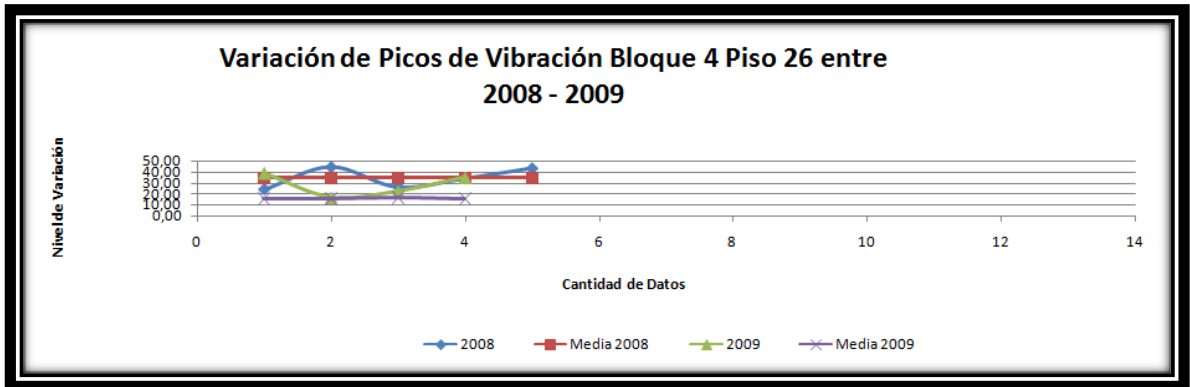


Figura 4.1.1.2: Nivel de variación de Frecuencia en el piso 26 entre el 2008 y 2009

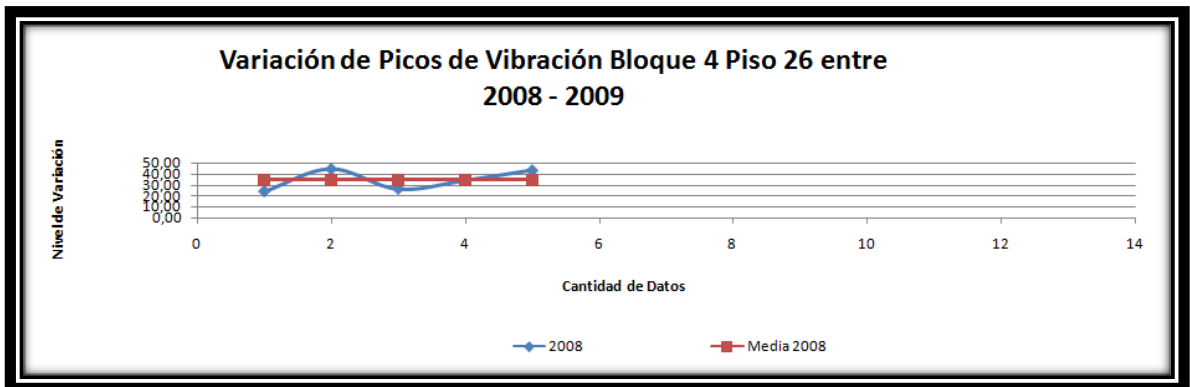


Figura 4.1.1.2.1: Nivel de variación del piso 26 durante el 2008

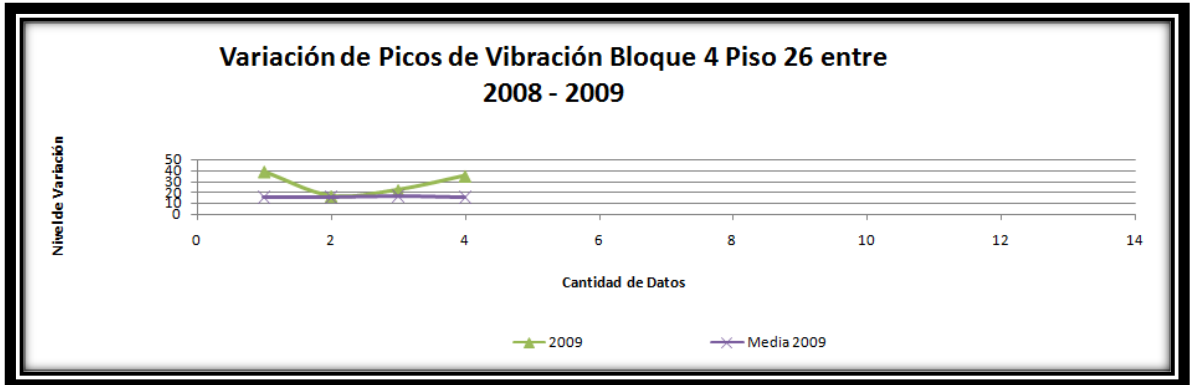


Figura 4.1.1.2.2: Nivel de variación del piso 26 durante el 2009

4.1.2 Comparación de la variación de vibración durante el invierno y verano

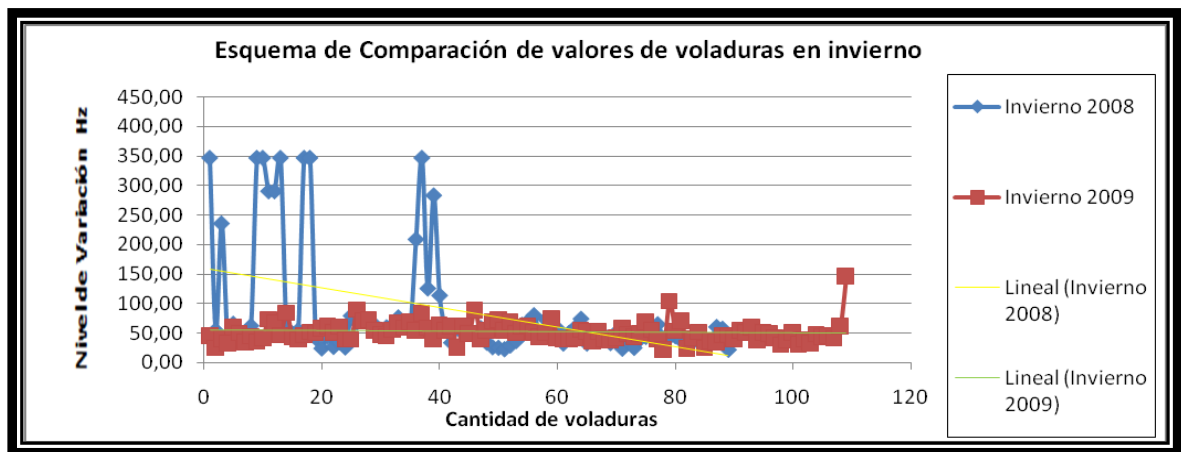


Figura 4.1.2.1.: Nivel de variación de Frecuencia de vibración durante el invierno del 2008 y 2009

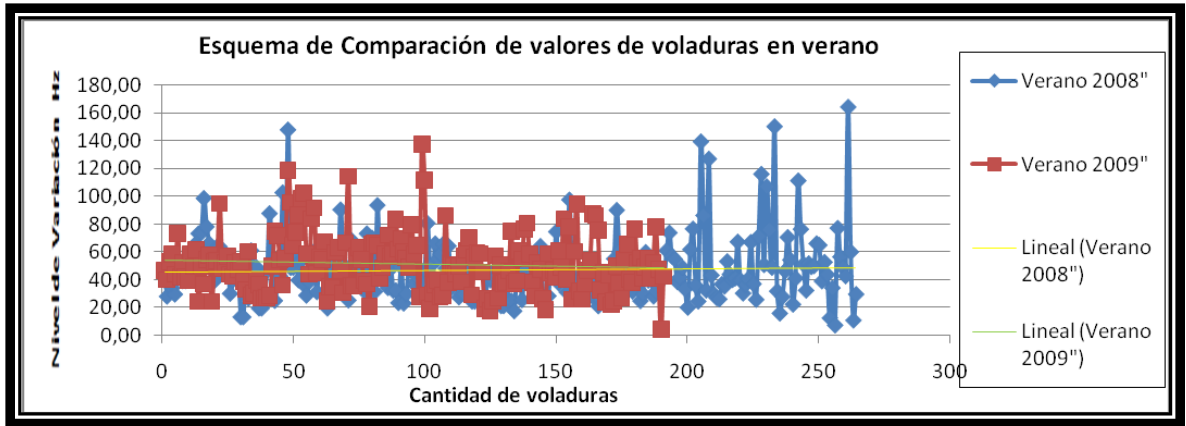


Figura 4.1.2.2: Nivel de variación de Frecuencia de vibración durante el verano del 2008 y 2009

4.1.3 Comparación de los años 2008 y 2009

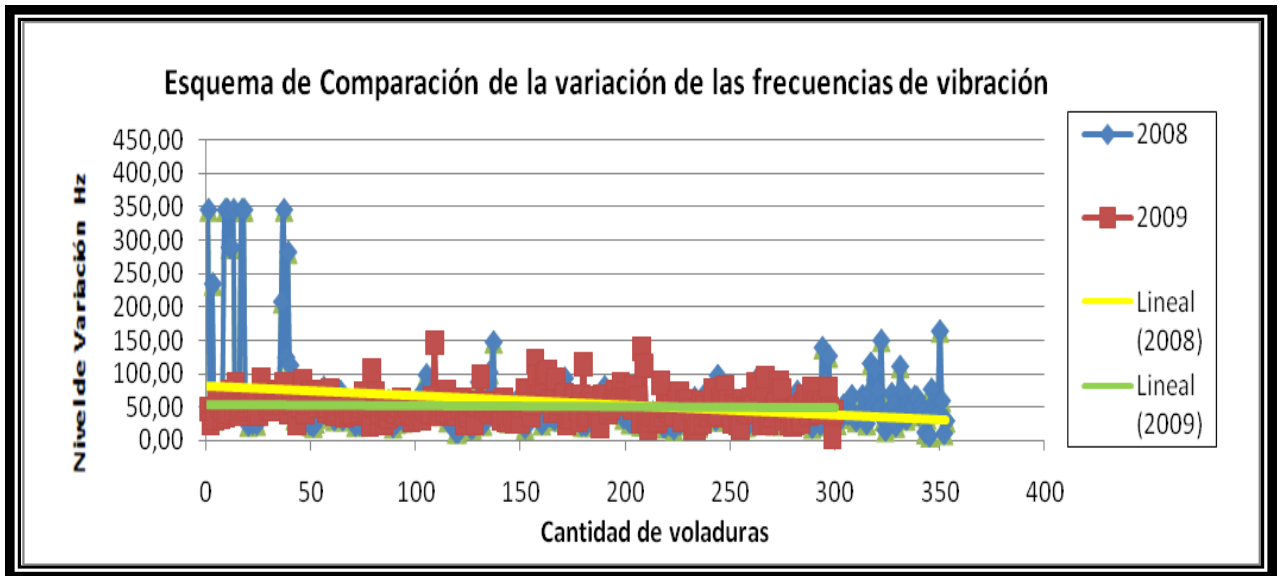


Figura 3.1.3.1: Nivel de variación de Frecuencia de vibración durante 2008 y 2009

4.2 Resultados Numéricos del porcentaje de variación

4.2.1 Comparación por pisos y bloques más representativos de la cantera.

Porcentajes de variación en los picos de vibraciones (Frecuencias Hz)				
	Piso	2008	2009	% de Variación
Bloque 2	60	52,80	14,54	27,53
Bloque 4	26	53,21	19,69	37,01

Tabla 4.2.1: Porcentajes de variación de frecuencias en los pisos 60 y 26 durante el 2008 y 2009

4.1.3 Comparación de la variación de vibración durante el invierno y verano.

Porcentajes de variación en los picos de vibraciones (Frecuencias Hz)			
	2008	2009	% de Variación
Invierno	93,04	17,39	18,69
Verano	22,94	20,93	8,77

Tabla 4.2.2: Porcentajes de variación de frecuencias durante el invierno y verano del 2008 y 2009

4.2.3 Resultado Final

Porcentaje de reducción de vibración (Frecuencias Hz)		
	Desviación	
2008	66.29	
2009	19,69	
	% de Variación	29.7

Tabla 4.2.3: Porcentajes de variación de frecuencias de vibración del 2008 al 2009

4.3 Conclusiones

El área de los afloramientos de caliza dentro de la concesión se ha dividido en seis bloques, los cuales están demarcados por quebradas relativamente profundas. Pero para mi análisis se consideró los dos bloques más representativos por cantidad de voladuras realizadas en dicho sitio, los cuales son el bloque dos y el bloque cuatro, y a su vez los pisos de donde se extrae diariamente más material que son el piso 60 y el piso 26 respectivamente.

Una vez analizado los reportes de vibración del 2008 año en el cual aún no se implementaba el accesorio taponex, y los análisis del año 2009 cuando ya se había implementado la utilización del accesorio y realizadas las respectivas comparaciones tanto matemática como gráficamente, se obtuvieron los siguientes resultados.

Los resultados obtenidos en el análisis seccionado, por bloques, pisos, estaciones, y años 2008 y 2009 arrojaron que:

La variación del nivel de vibración en el piso 60 comparando el 2008 y el 2009 es de 27,53% presentando valores promedio en el nivel de energía de 19 mm/s donde en relación al criterio límite para vibraciones OSM que es de 19.05 mm/s es un valor aceptable comparando estos valores.

De la misma manera comparando en el bloque cuatro el piso 36 esta claramente visible la diferencia en la variación de picos de vibración cuyo valor es de 37,01%.

Comparando los estados del año en este caso los primeros meses del año lo que comprende el invierno no es difícil darse cuenta que el nivel de vibración es superior en el 2008 lo que hace una variación de 18,69%, hasta aproximadamente la mitad del año lo que hace que la tendencia de variación comience a disminuir haciéndose así igual o relativamente la

misma en verano, ya que desde esos meses se comenzó a utilizar el taponex.

Una vez analizado minuciosamente la utilización del accesorio Taponex en el año 2009 y comparándolo con los valores ya existentes de los reportes de voladuras sin uso de dicho accesorio, se obtiene como resultado final que la variación de niveles de vibración es de 29.7%, lo que hace concluir que de acuerdo a los análisis previos realizados por la empresa encargada de producir los taponex, la cuál expresa que el uso del taponex genera una reducción en las vibraciones hasta en un 33% el accesorio esta funcionando de manera muy eficiente en la cantera. Lo que hace que se estén produciendo voladuras acercadas a ser ecológicas ya que no se estaría alterando el habita existente en las cercanías a la cantera, la producción de polvo por efecto de vibración se disminuyen conforme se ajustan los valores experimentales, y la producción es la más optima si generar bloques ni piedra de tamaño pequeño lo que hace al accesorio no solamente físicamente sino económicamente efectivo.

4.4 Recomendaciones

Particularmente puedo decir que para que el Taponex haga efectivamente su trabajo el sitio a ser volado debe de tener las condiciones físicas adecuadas, como es un nivel de piso lo mas homogéneo posible, la carga de explosivo utilizada que sea uniforme, material estéril y tomar en cuenta las diversificaciones que se presentan en todo el año en relación a las condiciones climáticas.

Pero sobre todo es importante no olvidar que las dimensiones del taponex varían de acuerdo a la estructura de la perforación, diámetro, profundidad; además de la malla de voladura planificada.

De manera general me atrevo a recomendar que las empresas mineras cuyas rocas son extraídas por voladuras superficiales puedan usar como accesorio de voladura el Taponex, ya que es fácil de utilizar, su precio no excede un dólar por perforación

pero sobre todo el beneficio que genera al utilizarlo sobrepasa los costos de su aplicación.

ANEXO 1. SIMBOLOGÍA

A	Ancho
Ap	superficie de la cara del pistón
CE	Consumo específico
D	Diámetro del barreno
DH	Distancia del área de disparo a la estructura a proteger (en pies)
Di	Distancia horizontal entre la voladura y el punto de medición o registro
dp	Distancia escalada
Ds	diámetros de las partículas
e	Sobre confinamiento
EB	Energía de los gases
ET	Energía de tensión
F	Frecuencia en ciclos/s
f	Grados Fahrenheit
g	Aceleración de la gravedad
H	Altura del banco
IME	Instituto de fabricantes de explosivos

J	Sobre perforación
K	Constante
L	Longitud de carga
LOX	Liquid Oxigen and carbón
Lp	carrera del pistón
LV	Longitud del frente
mp	Masa del pistón
n	Coefficiente característico que depende del binomio explosivo roca
Ø	Diámetro del taladro en pulgadas
P	Grado de retardo
PD	Presión de detonación del explosivo
Pm	Masa de explosivo (Kg)
Q	Presión del fluido de trabajo
RT	Resistencia a la tracción de la rica
RV	Resistencia a la voladura
S	Espaciamiento
SGe	Gravedad especifica del explosivo
SGr	Gravedad especifica de la roca
SP	

sobre perforación aérea

T

Retacado

Tag

Tangente

TNT

Trinitolueno

u

volumen de roca (m³)

V

Velocidad mínima que debe impartirse a la roca

VCR

Voladura donde los trozos de la roca caen por la acción de la gravedad

VD

Velocidad de detonación

Vp

Velocidad máxima del pistón

VPP

Velocidad de partículas

W

Máxima carga explosiva en libras por cada período de retardo en 8 m.

W^{1/2}

Tamaño medio de fragmentación (cm)

X

Máximo de peso de carga explosiva permisible por retardo

Δt

duración de la presión de detonación

θ

Angulo con respecto a la vertical

ρ_e

Densidad del explosivo

ρ_r

Densidad de la roca

ANEXO2. ABREVIATURAS

°	Grados Decimales
m	Metros
Kg	Kilogramos
Km	Kilómetros
Km ²	Kilómetros Cuadrados
Mpa	Mega pascal

BIBLIOGRAFÍA

- International Society of Explosives Engineers (ISEE), Manual del Especialista en Voladuras, Cleveland, Ohio. USA, International Society of Explosives Engineers.
- Instituto Tecnológico Geominero de España (Manual de perforación y voladuras de rocas).
- Dr. Calvin J. Konya, Ing Enrique Albarrán N (Diseño de Voladuras).
- Caterpillar,(2003), Manual de Rendimiento, EE.UU, Peoria. Illinois.
- Atlas Copco, Herramientas para perforación de rocas, Secoroc Catalogo de Productos.

Información experimental

- Información del personal Técnico de Concerro Azul
- Información del personal Técnico de Holcim.
- Información de trabajadores de Concerro Azul y Holcim.
- Datos experimentales.

Páginas de Internet

- <http://webs.uvigo.es/bastante/index.php/escritos/19-resena-historica-sobre-los-explosivos>
- <http://www.mypfundaciones.com/index.php>
- <http://www.exsa.com.pe/explosivos/accesorios-voladura/retardo-cordon.html>
- http://www.famesa.com.pe/prod_Accesorios.asp
- <http://www.alt64.org/articulo/explos02.htm>
- <http://es.wikipedia.org/wiki/Explosivo>
- http://www.explotec.net/explosivos_iniciacion.html