

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**  
**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA**



**PERFORACION Y VOLADURA PROXIMOS A CENTROS POBLADOS**

**CASO SOCIEDAD MINERA EL BROCAL**

**INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR:**

**RONALD DAVID QUENAYA ZUÑIGA**

**ASESOR:**

**ING AUGUSTO TEVES ROJAS**

**LIMA – PERÚ**

**2 014**

## INDICE

<b>CAPITULO I: ANTECEDENTES</b>	<b>11</b>
<b>1.1 OBJETIVOS</b>	<b>11</b>
<b>1.2 UBICACIÓN Y ACCESOS</b>	<b>11</b>
<b>CAPITULO II: GEOLOGIA Y GEOMECANICA</b>	<b>13</b>
<b>2.1 GEOLOGÍA</b>	<b>13</b>
<b>2.2 ESTRATIFICADA</b>	<b>13</b>
<b>2.3 YACIMIENTO MINERAL</b>	<b>15</b>
<b>2.4 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL</b>	<b>16</b>
<b>2.5 GEOMECANICA DEL TAJO</b>	<b>16</b>
<b>CAPITULO III: PROCESOS EN SMEB</b>	
<b>3.1 PARÁMETROS OPERATIVOS DEL TAJO</b>	<b>20</b>
<b>3.2 OPERACIONES MINA</b>	<b>22</b>
<b>3.3 PROCESO METALÚRGICO</b>	<b>24</b>
<b>CAPITULO IV: MARCO TEORICO</b>	
<b>4.1 VIBRACIONES</b>	<b>26</b>
<b>4.2 PROYECCIÓN DE ROCA</b>	<b>34</b>
<b>4.3 GOLPE DE AIRE</b>	<b>45</b>

<b>4.4 PREDICCIÓN Y CÁLCULO DE LA FRAGMENTACIÓN</b>	<b>54</b>
<b>4.5 MECANISMO DE FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA</b>	<b>57</b>
<b>4.6 SIMULACIÓN DE VOLADURAS</b>	<b>62</b>
<b>4.7 PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS</b>	<b>65</b>
<b>4.8 DETONADORES ELECTRÓNICOS</b>	<b>70</b>
<b>4.9 PERFORACIÓN ROTATIVA</b>	<b>74</b>
<b>CAPITULO V: PERFORACION</b>	
<b>5.1 COMPONENTES DE LA COLUMNA DE PERFORACIÓN INICIAL</b>	<b>82</b>
<b>5.2 ELECCIÓN DE LOS ACCESORIOS DE PERFORACIÓN</b>	<b>85</b>
<b>5.3 COMPONENTES DE LA COLUMNA DE PERFORACIÓN MODIFICADA</b>	<b>86</b>
<b>5.4 ZONIFICACIÓN DEL TAJO PARA LA PERFORACIÓN</b>	<b>89</b>
<b>5.5 RENDIMIENTO DE LA PERFORACIÓN INICIAL</b>	<b>90</b>
<b>5.6 RENDIMIENTO DE LA PERFORACIÓN LUEGO DE LA ZONIFICACIÓN</b>	<b>91</b>
<b>5.7 COSTOS DE PERFORACIÓN</b>	<b>94</b>
<b>CAPITULO VI: VOLADURA</b>	
<b>6.1 PROBLEMAS INICIALES PRODUCTO DE LA VOLADURA</b>	<b>95</b>
<b>6.2 ELECCIÓN DE EXPLOSIVOS Y TÉCNICAS DE VOLADURAS A USAR</b>	<b>95</b>
<b>6.3 ZONIFICACIÓN DEL TAJO PARA LA VOLADURA</b>	<b>95</b>
<b>6.4 DISEÑO INICIAL</b>	<b>97</b>
<b>6.5 DISEÑO MODIFICADO</b>	<b>99</b>
<b>6.6 MONITOREO CON DISEÑO INICIAL</b>	<b>124</b>
<b>6.7 MONITOREO CON DISEÑO MODIFICADO</b>	<b>125</b>
<b>6.8 COSTOS DE VOLADURA</b>	<b>126</b>
<b>6.9 TABLA DE DAÑOS POR PPV</b>	<b>128</b>

**CONCLUSIONES**

**RECOMENDACIONES**

**BIBLIOGRAFIA**

**ANEXOS**

## LISTA DE FIGURAS

Figura 01. Plano de ubicación

Figura 02. Parámetros del Tajo

Figura 03. Diseño de Taludes

Figura 04. Flow sheet Planta concentradora

Figura 05. Cráter generado por una carga explosiva

Figura 06. Esquema de modelamiento de vibraciones con onda elemental

Figura 07. Altura de TacoFigura 08. Comparación de Largos de Taco

Figura 09. Distancia escalar Vs. Sobrepresión

Figura 10. Fase inicial de un proceso de fragmentación

Figura 11. La propagación de ondas de choque y de esfuerzo a través del macizo rocoso

Figura 12. Expansión del taladro original, extendiendo grietas radiales y penetrando en cualquier discontinuidad

Figura 13. Movimiento del material en el proceso de voladura

Figura 14. Diagrama de flujo del diseño de voladura

Figura 15. 2D Bench Ventana de diseño de taladros, explosivos y retardos

Figura 16. Modulo 2D View donde se muestra los Halos de Energía

Figura 17. 2D Bench se muestra la carga operante y la velocidad pico partícula

Figura18. Selección de Explosivo

Figura 19. Velocidad de Detonación

Figura 20. Detonadores Pirotécnicos Vs. Detonadores electrónicos

Figura21. Broca Triconica

Figura 22. Columna de perforación inicial

Figura 23. Columna de perforación final

Figura 24. Plano de zonificación del tajo

Figura 25. Diseño de salida inicial con detonadores pirotécnicos

Figura 26. Diseño de salida inicial con detonadores electrónicos

Figura 27. Análisis Granulométrico Kuz-Ram

Figura 28. Fotografía disparo zona sur malla 5.2mx6m

Figura 29. Análisis granulométrico Split zona sur malla 5.2mx6m

Figura 30. Fotografía disparo zona sur malla 5.7mx6.5m

Figura 31. Análisis granulométrico Split zona sur malla 5.7mx6.5m

Figura 32. Grafico comparativo P80 Kuz-Ram Vs. P80 Real

Figura 33. Análisis Granulométrico Kuz-Ram variando la carga explosiva

Figura 34. Fotografía disparo zona sur malla 6.1mx7.0m variando la carga explosiva

Figura 35. Análisis granulométrico Split zona sur malla 6.1mx7.0m variando la carga explosiva<sup>5</sup>

Figura 36. Regresión

Figura 37. Distancia Vs. Carga operante

Figura 38. Frente con problemas de fragmentación

Figura 39. Diseños de carga utilizados en la zona Este

Figura 40. Halos de energía de los diseños de carga utilizados en la zona Este

Figura 41. Frente con adecuada fragmentación

Figura 42. Diseño de carga para precortes

Figura 43. Halos de energías de precortes

Figura 44. Diseño de salida modificado con detonadores pirotécnicos

Figura 45. Líneas isotiempo y carga operante con detonadores pirotécnicos

Figura 46. Diseño de salida modificado con detonadores Electrónicos

Figura 47. Líneas isotiempo y carga operante con detonadores Electrónicos

## LISTA DE TABLAS

- Tabla 01. Resistencia al corte de discontinuidades (estratos débiles).6
- Tabla 02. Parámetros de resistencia de la roca intacta y de la masa rocosa.7
- Tabla 03. Parámetros de Diseño
- Tabla 04. Talud Final de Banco
- Tabla 05. Parámetros de Berma y Banqueta
- Tabla 06. Relación de Equipos
- Tabla 07. Programa de Producción Anual
- Tabla 08. Propiedades de los explosivos
- Tabla 09. Calculo de velocidad de barrido
- Tabla 10. Parámetros de perforación
- Tabla 11. Parámetros de perforación luego de la zonificación del tajo
- Tabla 12. Rendimientos de perforación luego de la zonificación
- Tabla 13. Calculo del costo total de perforación
- Tabla 14. Parámetros de voladura luego de la zonificación
- Tabla 15. Parámetros iniciales de carga
- Tabla 16. Calculo de  $X_{50}$ ,  $a$  y  $X_o$
- Tabla 17. Análisis Granulométrico Kuz-Ram
- Tabla 18. Comparativo P80 Kuz-Ram Vs. P80 Real
- Tabla 19. Calculo de  $X_{50}$ ,  $a$  y  $X_o$  variando la carga explosiva
- Tabla 20. Análisis granulométrico Kuz-Ram variando la carga explosiva
- Tabla 21. Resumen de disparos electrónicos próximo al centro poblado Colquijirca
- Tabla 22. Distancia escalar Vs. VPP
- Tabla 23. Calculo de espaciamiento de taladros para precortes
- Tabla 24. Resultados de vibraciones con diseño inicial en la zona Este próximo a Colquijirca

Tabla 25. Resultados de vibraciones con diseño modificado en la zona Este próximo a Colquijirca

Tabla 26. Costo inicial de voladura

Tabla 27. Costo final de voladura

Tabla 28. Costo de Perforación y Voladura

Tabla 29. Normativa Internacional

Tabla 30. Norma DIN 4150 Frecuencias

Tabla 31. Norma DIN 4150 Velocidades

Tabla 32. Norma PAN 50

Tabla 33. Norma OSM 817.

Tabla 34. Norma USBM RI850

Tabla 35. Norma UNE 22-381-93

Tabla 36. Norma ISO 4866



## RESUMEN

En estos últimos tiempos las ciudades y/o centros poblados están cada vez más cerca a las operaciones mineras, por lo que estas se deben de adecuar para no perturbar la “tranquilidad” de sus habitantes, esto sin perjudicar la rentabilidad de la empresa.

**SMEB** (Sociedad Minera El Brocal) es una operación mixta de explotación subterránea y superficial, el presente trabajo se va a orientar al tajo abierto específicamente a las operaciones unitarias de perforación y voladura.

Para poder reducir los niveles de vibración y percepción, sin perjudicar la fragmentación; se realizo modificaciones en los diseños de las mallas de perforación, diseño de cargas y secuencia de salida; para no afectar el costo se zonifico el tajo para poder ampliar la malla de perforación y compensar la reducción de estas en la zonas más cercanas a Colquijirca.

La velocidad pico partícula promedio en la zonas cercanas a Colquijirca luego de los cambios realizados es de 4.48mm/s esto está por debajo del límite máximo permisible, el costo de perforación y voladura no se ve afectado (0.45 US\$/BCM).

El tema de vibraciones es amplio con cada disparo y sus resultados se obtienen nuevas conclusiones que se van ajustando a los modelos matemáticos existentes y los costos inherentes a esta actividad se tienen que enfocar de forma global.

## **ABSTRACT**

In recent times the cities and / or towns are closer to mining operations, so these must adapt to avoid disturbing the "tranquility" of the people, this will impair profitability.

**SMEB** (The Brocal Mining Company) is a joint operation of underground and surface mining, this paper will specifically guide the open pit unit drilling and blasting.

To reduce vibration levels and perception without prejudice fragmentation; I make modifications in the design of the mesh drilling, design loads and output stream; not affect the cost to expand the pit drilling grid and offset the reduction of these in the near Colquijirca zoned.

The average peak particle velocity in areas near Colquijirca after changes is 4.48mm / s this is below the maximum allowable limit, the cost of drilling and blasting is not affected (U.S. \$ 0.45 / BCM).

The theme is broad vibration with each shot new conclusions and results that are adjusted to the existing mathematical models and the costs involved in this activity have to focus globally are obtained

# **CAPITULO I**

## **ANTECEDENTES**

### **1.1 OBJETIVOS**

- Mostrar la operación unitaria de perforación, las implementaciones y cambios realizados.
- Mostrar la operación unitaria de voladura, las implementaciones y cambios realizados.
- Controlar las vibraciones producidos por voladura de rocas en el centro poblado de Colquijirca.
- No afectar la fragmentación al controlar las vibraciones.
- No afectar los costos de perforación y voladura al controlar las vibraciones.

### **1.2 UBICACIÓN Y ACCESOS**

El Distrito Minero de Colquijirca se sitúa en los Andes Centrales del Perú y políticamente corresponde al Distrito de Tinyahuarco, provincia y departamento de Pasco.

Geomorfológicamente corresponde al límite septentrional de las Pampas de Junín (San Gregorio) con altitudes promedio de 4,180 m.s.n.m.; y, a las primeras estribaciones del norte de las Pampas de Junín (Marcapunta y Colquijirca), a una altitud promedio de 4,300 m.s.n.m.

El acceso está facilitado por la carretera asfaltada Lima - La Oroya - Cerro de Pasco en un recorrido aproximado de 290 Km, a partir de la cual bifurcan carreteras afirmadas a los yacimientos de Colquijirca, Marcapunta y San Gregorio.



**Figura 01. Plano de ubicación**

**Fuente: Memoria Anual SMEB**

## **CAPITULO II**

### **GEOLOGIA Y GEOMECANICA**

#### **2.1 GEOLOGÍA**

La columna estratigráfica de la región presenta un basamento constituido por rocas del Paleozoico( Grupo Excélsior), infrayaciendo en discordancia a rocas del Permo-Triásico( Grupo Mitu con sus dos unidades, una base conglomeradica y una superior areniscosa). Descansando sobre este basamento y con una ligera discordancia angular, tenemos una importante secuencia carbonatada del Triásico Superior- Jurasico Inferior (Grupo Pucara).

#### **2.2 ESTATIGRAFÍA**

##### **2.2.1 Grupo Excélsior**

Es el basamento de la columna estratigráfica de la región. Está constituido de filitas y pizarras de color gris a gris verdoso; presentan un metamorfismo de bajo grado con sericita-clorita y vetillas de cuarzo a manera de segregación magmática; su edad es Paleozoico inferior.

##### **2.2.2 Grupo Mitu**

Descansa en leve discordancia angular o erosional sobre el Grupo Excélsior; son areniscas, limos y conglomerados de color rojo que suprayacen en discordancia angular al Grupo Excélsior. En el área de Colquijirca se distinguen dos unidades: la

inferior, esencialmente conglomerádica, de color gris oscuro a gris brunáceo, con clastos redondeados a subangulares de cuarcita y cuarzo blanco principalmente, de hasta 20 cm de diámetro, con pobre selección, pero que hacia el tope se intercalan con sedimentos finos; su potencia se estima en 400 m. La unidad superior, se trata de areniscas rojas con lentes de conglomerados subordinados; su paso desde la unidad infrayacente no es claramente expuesta. En conjunto son depósitos continentales y su espesor es de aproximadamente 600 m.

### **2.2.3 Grupo Pucara**

En la región pueden distinguirse claramente dos conjuntos de facies pertenecientes al mismo Grupo, separados por la Falla Longitudinal, denominados Pucará Occidental y Pucará Oriental, al Oeste y Este de la falla respectivamente. Su edad es Triásico–Liásico.

El Pucará Occidental, comienza con una leve discordancia angular sobre el Grupo Mitu, por una brecha basal de color gris verdoso con clastos de filita y cuarzo que suprayacen a las areniscas del Grupo Mitu; es seguido de dolomías con chert y niveles de cineritas, con figuras sedimentarias, fósiles, pseudomorfos de evaporitas, etc., que sugieren un ambiente muy somero, de baja energía en la parte interna de una plataforma carbonatada. Su espesor medido es de 360 m. aproximadamente. En el límite Sur del área de trabajo, en el anticlinal Bohórquez y área de Yanque María, afloran abruptamente calizas y brechas calcáreas atribuidas al Pucará Occidental, descansando sobre areniscas del Grupo Mitu; pero no todas éstas pertenecen necesariamente al Pucará, es así que los afloramientos de Yanque María son microbrechas algo calcáreas con granos de cuarzo fragmental, sugiriendo ello un origen más bien vulcanoclástico, acaso del Calera Calera inferior. Esta unidad es huésped de la mineralización en San Gregorio.

#### **2.2.4 Formación Calera**

Se caracteriza por una predominancia de depósitos vulcanoclásticos, conglomerados, margas, calizas, dolomías, chert con un mínimo de 250 m de espesor de ambiente lagunar. Una edad radiométrica de K/Ar sobre biotita en una toba ácida de la parte inferior de entre 36 y 37 Ma (Noble et al, 1999). Esta unidad constituye la roca huésped para la mineralización en Colquijirca, así como en Marcapunta Norte y Oeste. Angeles (1996, 1999), subdivide esta Formación en tres unidades: Calera inferior, medio y superior.

### **2.3 YACIMIENTO MINERAL**

El primer evento, se focaliza en la parte central del complejo Marcapunta, edades Ar/Ar sobre alunita, dan 11.6 a  $11.3 \pm 0.1$  Ma para la alteración y mineralización. Este evento, sería el causante de toda la alteración hidrotermal intensa sobre el complejo volcánico; aunque sus fluidos no son muy ricos en metales, porque predomina la fase gaseosa, podrían haber generado mineralización relacionada a vetas de Au-(Ag), y que según nuestros trabajos, guardan relación con los corredores E-W de alteración argílica avanzada o vuggy silica; acaso similares a las vetas E-W de enargita, trabajadas en Cerro de Pasco. Este tipo de mineralización constituye una parte del primer target de nuestro programa de exploración.

El segundo evento, económicamente más importante y más extenso, tiene edades Ar/Ar sobre alunita que oscilan entre 10.8 y  $10.6 \pm 0.1$  Ma. Los fluidos de este evento, más móviles, donde predomina la fase líquida, generados también en el complejo volcánico, son los que presentan un marcado zonamiento de mineralización en el distrito a lo largo de aproximadamente 8 Km, con una clara anisotropía Norte-Sur. Desde Colquijirca al Norte donde la mineralización del segundo evento está hospedada en sedimentos de la Formación Calera, hasta San Gregorio al Sur, hospedado en calizas del Pucará Occidental se le asigna a un depósito Cordillerano de metales base emplazada en rocas carbonatadas de la

Formación Calera rica en sulfuros de Cu (Au-Ag) y Zn – Pb (Ag). Los geólogos de Sociedad Minera el Brocal S.A., reconocen este zonamiento, desde la zona proximal con núcleo de Cu a metales base hacia afuera; el Tipo I (Cu-Ag-Bi), o núcleo de Cu, consta de la asociación enargita-covelita-calcopirita-digenita-bornita-oro como mena y una ganga de pirita-alunita-cuarzo-baritina; el Tipo II (Cu-Ag-Bi-Zn-Pb) o zona de transición, con calcopirita-esfalerita-galena-tenantita-plata nativa como mena y pirita-cuarzo-dickita-caolin-baritina como ganga; Tipo III (Zn-Pb-Ag) o zona de metales base, con la asociación esfalerita-galena-galena argentífera-plata nativa y una ganga de siderita-ankerita-dolomita-baritina-caolin-especularita-magnetita-hematita.

## **2.4 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**

La Falla Longitudinal es la estructura más importante, controló la sedimentación del Terciario, los complejos volcánicos de Cerro de Pasco y Marcapunta. Otra gran estructura paralela y ubicada más al Oeste es la falla Río San Juan–Venenococha. La Falla Longitudinal ha tenido un funcionamiento polifásico a través del tiempo; así, en desgarre transtensivo durante el Triásico, como un cabalgamiento durante la fase mayor de deformación que afectó la región durante el Oligoceno-Mioceno y en cabalgamiento transcurrente durante las fases tardías (Angeles, 1996). Numerosas fallas y estructuras subordinadas de dirección NW-SE, E-W y NE-SW también han sido mapeadas en la región y en conjunto son importantes para el emplazamiento de la mineralización en Colquijirca y Cerro de Pasco.

## **2.5. GEOMECAÍNICA DEL TAJO**

### **2.5.1 Clasificación Geomecánica y zoneamiento de la masa rocosa**

A partir de la información registrada en el mapeo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas, se ha clasificado a la masa rocosa de los diferentes paquetes estratificados que estarán involucrados en los taludes del tajo, utilizando



para ello el criterio de Bieniawski (1989). Se presentan los resultados de la clasificación geomecánica efectuada, en términos de calidad RMR (Rock Mass Rating) y un resumen de los mismos en los cuadros, en términos de valores promedio de RMR determinados estadísticamente.

Tomando en cuenta la información concerniente a los aspectos litológicos, geo estructurales y de calidad de la masa rocosa, se ha elaborado una zonificación geotécnica de la misma con

Fines de diseño.

**Tabla 01. Resistencia al corte de discontinuidades (estratos débiles)**

Taladro	Profundidad	Litología	SUCS	Cohesión (KPa)	Angulo de Fricción (°)
TN4B-750-06	46.65 – 50.25	Toba	CL – Arcilla delgada arenosa	30	24
TN5-758-06	160.70 – 161.50	Limoarcilita	CH – Arcilla gruesa con arena	42	8
TN7-758-06	198.15 – 198.80	Marga	CH – Arcilla gruesa	30	22.5
TN7-758-06	47.60 – 48.00	Limoarcilita	CH – Arcilla gruesa	12	13
TN9-754-06	146.00 – 147.00	Dolomía	CH – Arcilla gruesa	55	22.7

**Fuente: Geomecánica del Tajo DCR ingenieros S.R.L.tda.**

Utilizando criterios de falla adecuados, como los de Hoek & Brown (2002) y Bieniawski (1989), se estimaron las propiedades de resistencia al corte de la masa rocosa de los diferentes paquetes estratificados involucrados en ambos tajos.

**Tabla 02. Parámetros de resistencia de la roca intacta y de la masa Rocosa.**

Sección	Altura Talud (m)	Angulo Talud inicial	Roca - Calidad	RMR Promedio	" $\sigma_c$ " Promedio (MPa)	Densidad (Ton/m <sup>3</sup> )	Constante "m <sub>i</sub> "	Cohesión (KPa)	Angulo de Fricción (°)
TN-NW	180	24	Dolomía IVA	38	37	24	10	418	23.7
			Caliza IIIB	47	69	25	12	775	33.9
			Marga IVA	33	17	20	8	209	16.4
			Vulcanoc. IVA	38	35	20	8	339	22.9
752 TN-W	260	26	Dolomía IVA	38	37	24	10	517	21.3
			Caliza IIIB	47	69	25	12	958	31.1
			Marga IVA	33	17	20	8	257	14.5
			Vulcanoc. IVA	38	35	20	8	417	20.6
TN-SW	135	46	Dolomía IVA	38	37	24	10	354	25.6
			Caliza IIIB	47	69	25	12	658	36.1
			Marga IVA	33	17	20	8	178	17.9
TN-SE	184	38	Caliza sup. IVA	38	56	25	12	552	27.5
			Dolomía IVA	34	33	24	10	367	21.4
			Caliza inf. IVB	32	25	25	12	336	19.7

**Fuente: Geomecánica del Tajo DCR ingenieros S.R.L.tda.**

## **CAPITULO III**

### **PROCESOS EN SMEB**

#### **3.1 PARAMETROS OPERATIVOS DEL TAJO**

##### **3.1.1 Diseño Operativo**

Según los últimos diseños presentado por las consultara Mintec IRL. en planificación de minado de largo plazo, sus modificaciones no son relevantes con respecto al diseño geométrico de la consultora Amec.

En la medida en que se opere para los diferentes tipos de mineral se manejaran rampas que vayan acorde con la necesidad de direccionarse a la accesibilidad del minado tanto para el transporte de mineral como para la evacuación de desmonte.

##### **3.1.2 Parámetros de Bancos y Rampas**

Se han considerado los parámetros que a continuación se muestran en la siguiente imagen.

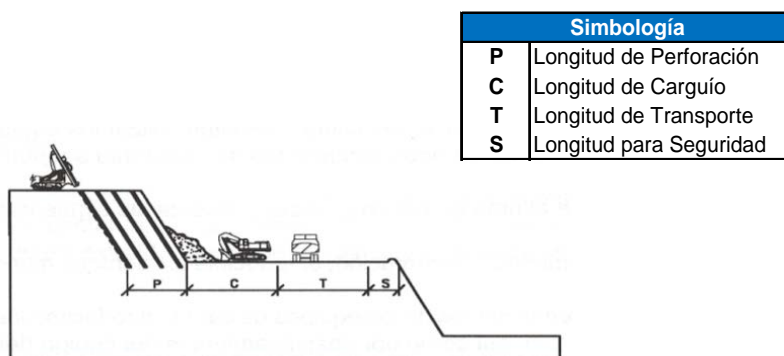


Figura 02. Parámetros del Tajo.

Fuente: Memoria anual SMEB.

Tabla 03. Parámetros de Diseño

<i>Parámetros de Diseño</i>	
Ancho de Rampa (m)	25 y 14
Gradiente de Rampa (%)	10
Ancho de Berma (m)	6-8
Altura de Banco	6 y 12

Fuente: Memoria Anual SMEB.

Tabla 04. Talud Final de Banco

<i>Talud final de Banco</i>		
<i>Zonas</i>	<i>Grados</i>	<i>Altura de Banco (m)</i>
Talud Oeste	26°	6
Talud Este	44°y 35°	12
Talud Sur	32°y 38°	12
Talud Norte	31° y 40°	12

Fuente: Memoria Anual SMEB.

### 3.1.3 Parámetros de Bermas

Las bermas se utilizan como áreas de protección, para detener y almacenar los materiales que puedan desprenderse de los frentes de los bancos superiores. Y también como plataformas de acceso, incluso transporte, en el talud de una excavación. La siguiente imagen muestra el diseño de bermas.

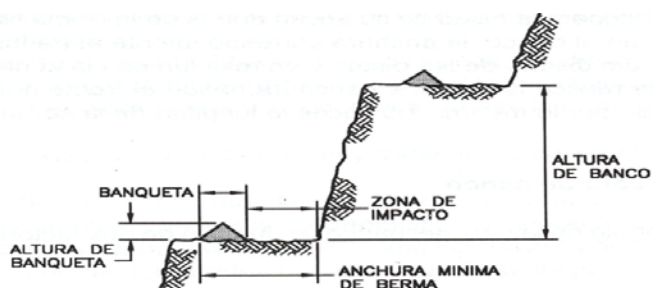


Figura 03. Diseño de Taludes.

Fuente: Memoria Anual SMEB.

Tabla 05. Parámetros de Berma y Banqueta

<i>Parámetros de Diseño</i>	
Ancho Mínimo de Berma (m)	6
Altura de Banqueta (m)	1-1.8
Ancho de Banqueta (m)	2.2 - 4.2

Fuente: Memoria Anual SMEB.

### 3.2 OPERACIONES MINA

#### 3.2.1 Equipo

**Tabla 06. Relación de Equipos**

<b>Flota</b>	<b>Descripción</b>	<b>Marca</b>	<b>Und.</b>
<b>EQUIPO DE PERFORACION</b>	Perforadora SKF 11	BUCYRUS	1
<b>EQUIPO DE VOLADURA</b>	Camión fábrica AUGER	INTERNATIONAL	1
<b>EQUIPO DE CARGUIO</b>	Pala Hidráulica RH90 C	BUCYRUS	2
	Excavadora 365 CL	CATERPILLAR	1
	Excavadora 385 CL	CATERPILLAR	1
<b>EQUIPO DE ACARREO</b>	Camión Minero 777F	CATERPILLAR	12
	Camión Minero 785	KOMATSU	1
	Camión Actros	MERCEDES	24
<b>EQUIPO AUXILIAR</b>	Tractor D8T	CATERPILLAR	2
	Tractor 834H	CATERPILLAR	1
	Motoniveladora 16H	CATERPILLAR	1
	Motoniveladora 14M	CATERPILLAR	1
	Cisterna de Agua	MERCEDES	2

**Fuente: Central de Equipos Consorcio Pasco**

### 3.2.2 Producción

Tabla 07. Programa de Producción Anual

MINERAL	DESMONTE													
	Tonelaje	BCM	Ag (Onz)	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Tonelada	Ag (Onz)	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Tonelaje	BCM	Distancia (m)
Ene												1,814,400	756,000	1,850
Feb	228,405	76,135	0.54	0.01	1.09	2.96						1,728,059	720,025	2,396
Mar	248,775	82,925	0.45	0.01	0.95	2.51						1,503,576	626,490	2,759
Abr	240,750	80,250	0.55	0.01	0.95	2.65						1,583,280	659,700	2,921
May	248,775	82,925	0.48	0.00	0.73	2.07						1,656,216	690,090	2,460
Jun	243,167	81,056	0.39	0.01	0.56	2.28	6,744	1.50	0.38	0.36	0.47	1,661,600	692,333	1,326
Jul	364,870	121,623	0.89	0.01	0.75	2.25	65,628	1.80	1.02	0.39	0.54	1,544,765	643,652	2,563
Ago	364,870	121,623	1.03	0.01	0.89	2.55	73,266	2.84	1.52	0.24	0.45	1,544,765	643,652	2,468
Sep	353,100	117,700	0.93	0.01	0.69	2.18	68,748	2.12	1.04	0.20	0.44	1,556,064	648,360	2,296
Oct	364,870	121,623	0.85	0.01	0.73	2.33	83,809	2.36	1.41	0.28	0.44	1,544,765	643,652	2,506
Nov	353,356	117,785	0.65	0.01	0.77	2.47	76,244	1.91	1.93	0.27	0.36	1,555,818	648,258	2,510
Dic	364,870	121,623	0.69	0.01	0.54	1.73	81,935	1.29	0.52	0.31	1.20	1,544,765	643,652	1,159
	3,375,808	1,125,269	0.71	0.01	0.77	2.34	456,374	2.04	1.23	0.28	0.58	19,238,072	8,015,863	2,259

Fuente: Planeamiento Consorcio Pasco

Las palas y los camiones 777Cat mueven el desmonte; las excavadoras 365 Cat y 385 Cat con los volquetes Actros realizan el movimiento de mineral.

Esto por el stripping ratio elevado se requiere mayor velocidad para mover el desmonte esto se consigue con equipos de gran tonelaje y a que la mineralización se presenta en capas paralelas a la estratificación, alternando con horizontes de calizas, margas y tufos lo cual se tiene separar y escoger para evitar la dilución para esto son ideales las excavadoras por ser mas pequeñas y escogen mejor el material.

### **3.3 PROCESO METALURGICO**

Utiliza el proceso de flotación selectiva para lograr la concentración de la mineralización económica proveniente de las minas Tajo Norte o Marcapunta Norte. La planta se encuentra ubicada en Huaraucaca, a 7.5 Km. del tajo abierto y tiene una capacidad instalada de tratamiento de 11,235 toneladas métricas por día.

La planta incluye los procesos de chancado, clasificación, molienda, acondicionamiento, flotación y filtrado, así como las respectivas canchas de almacenamiento de relaves. Dadas las características de equipamiento y disposición, está en capacidad de beneficiar indistintamente los minerales de plata, plomo y zinc provenientes de la mina Tajo Norte ó los minerales de cobre de la mina Marcapunta Norte.



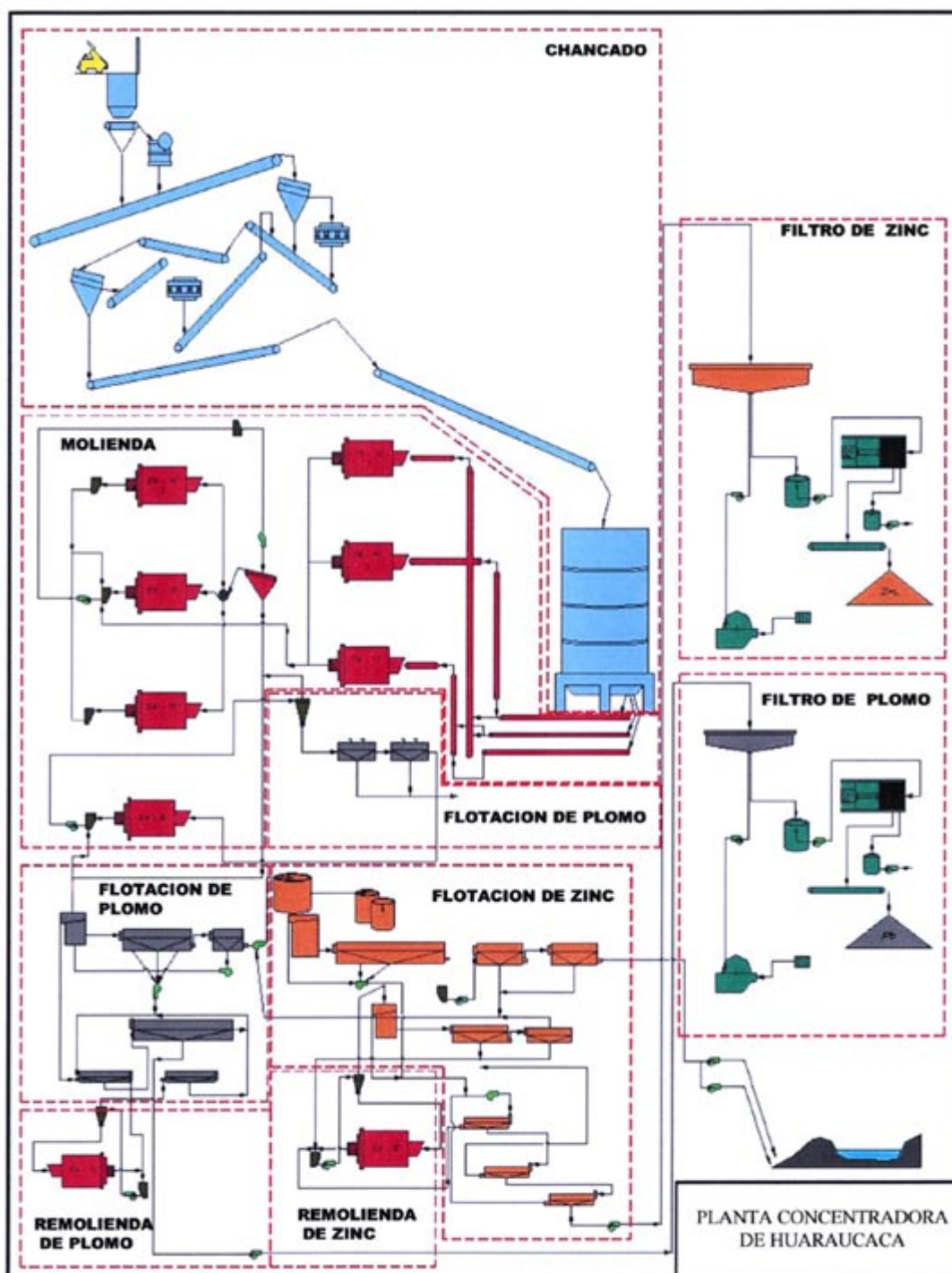


Figura 04. Flow sheet Planta concentradora

Fuente: Memoria Anual SMEB.

## **CAPITULO IV**

### **MARCO TEORICO**

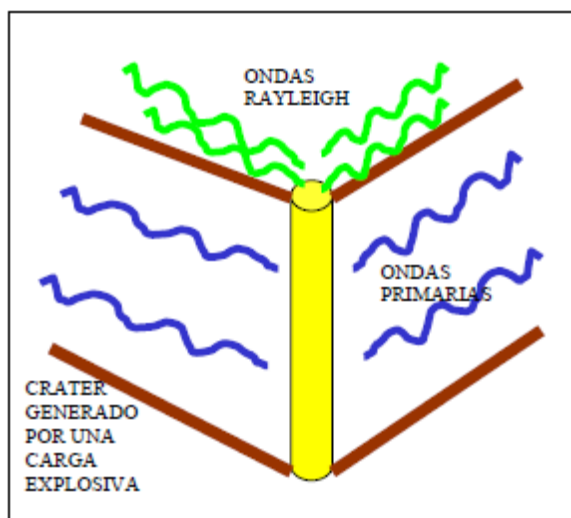
#### **4.1 VIBRACIONES**

Uno de los inconvenientes más importantes que actualmente, enfrentan las operaciones de voladura, es el tema de las “vibraciones”, las cuales, en algunas circunstancias, generan grandes daños estructurales a los establecimientos mineros mismos y/o causan molestias a lugares poblados cercanos. Este problema se puede evitar aplicando una adecuada campaña de monitoreo y correlacionando las vibraciones medidas con el daño causado. En este capítulo se detalla una investigación de métodos para reducir niveles de vibración. Se analiza también la problemática que induce la voladura la teoría de generación, propagación, medición y los criterios empíricos que permiten ajustar una ley de propagación a las ondas vibratoriales.

#### **Generación y Propagación de las Vibraciones**

Cuando se detona un explosivo en el taladro, la energía que se transmite al terreno circundante desarrolla altas presiones de gases y de choque, seguida por el quebrantamiento del material inmediatamente cercano. Las presiones decaen rápidamente con la distancia desde la carga a valores que están bajo la resistencia de compresión del medio confinado. En este punto, la energía restante viaja a

través del medio rocoso en forma de onda de presión o de frente de choque, aproximadamente a la velocidad del sonido que se transmite en un medio rocoso (LEET 1960). La falla por tensión ocurre cuando la onda de compresión es reflejada como una onda de tensión.



**Figura 05. Cráter generado por una carga explosiva.**

**Fuente: Manual de Voladura ENAEX.**

A mayor distancia desde el centro de la carga, el frente de choque (o pulso de tensión), se atenúa en forma de onda oscilatoria a través de la cual las partículas de tierra se mueven a lo largo de trayectorias cíclicas. De acuerdo a lo anterior, la energía produce movimientos de partículas en el macizo rocoso, dentro de sus límites elásticos. De esta manera, después que esta energía se disuelve, el material recupera su original forma y volumen, la operación anterior es la causante de las vibraciones que se desarrollan en una voladura. La fig.05, esquematiza un cráter originado por una carga explosiva pocos instantes después de una detonación. En esta figura, se puede apreciar las principales ondas superficiales con sus dimensiones ampliamente exageradas. Una vez ocurrida la detonación del taladro, el frente de choque inicial aplica fuerza a la roca fuera de la zona de trituración de ésta, comprimiéndola y reduciendo su volumen. Cuando esta onda se mueve a través de la roca con una fuerza que está bajo su límite elástico, causa movimientos

en las partículas, similares a las que produce el sonido cuando se transmite a través de un fluido o un sólido. Las partículas que están en la trayectoria de dichas ondas, se mueven hacia delante y hacia atrás, a lo largo de la línea de avance de la onda que origina tales movimientos, la cual se denomina Longitudinal, Compresional u Onda Primaria y es designada por la letra **P**. El término primario se origina en que esta onda tiene una gran velocidad de propagación y por ende, es la primera en llegar al punto de medición.

Al momento que se genera la onda P, se produce un segundo tipo de onda que corta o tiende a cambiar la forma del material transmisor y genera movimientos en las partículas perpendiculares al frente de choque, acentuadas por el pulso de presión inicial; por la duración de la onda P o por discontinuidades del macizo rocoso. A este tipo de onda se le denomina de Onda **S**, de Corte, Forma o Secundaria. Las ondas P pueden desplazarse a través de un sólido, un líquido o gas, porque que estas materias resisten compresión o cambios de volumen. En cambio las ondas S viajan sólo en los sólidos, puesto que su existencia depende de módulos de corte o de la habilidad del material transmisor para resistir cambios de forma. Ambas ondas - P y S - viajan en trayectoria esférica desde el cráter, a través del cuerpo de los materiales, por dicha razón a este clase de ondas también se les denomina ondas de cuerpo. Cuando las ondas de cuerpo alcanzan la superficie de la tierra, ésta experimenta movimientos verticales y horizontales. Las ondas así producidas son denominadas "elásticas de superficie" y también como ondas Rayleigh y Love. La onda Rayleigh, precedida matemáticamente por Lord Rayleigh, imprime un movimiento en trayectoria elíptica contraria a la de propagación de avance de la onda. La onda Love (onda-Q) más rápida que la Rayleigh, da lugar a un movimiento transversal, relativo a la dirección de avance de la onda. Existe otros tipos de ondas superficiales que han sido identificados en los registros de vibración de voladuras, dentro de las cuales se encuentran aquellas formadas en la primera bomba atómica, descritas por Leet (1946). Una de éstas produce un movimiento

diagonal a la propagación de la onda, denominándose Onda Coupled, la cual se mueve en combinación con las ondas P y S. Un cuarto tipo de onda superficial moviliza las partículas en una onda elíptica pero en dirección opuesta a la producida por las ondas R, y se le denomina onda Hidrodinámica, si bien es una onda superficial, la onda H ha sido detectada a profundidades cercanas a los 2500 pies.

### **Medición de Ondas Vibracionales**

La medición de vibraciones tiene como objetivo principal detectar y registrar el movimiento vibratorio de la tierra. Estas medidas deben describir de la mejor forma el evento "vibraciones", para lo cual se requiere medir tres componentes ortogonales que definan: amplitud, velocidad y aceleración de la partícula, en función del tiempo  $t$ .

A continuación, se describe cada una de estas componentes:

**LONGITUDINAL:** Normal a la dirección de la voladura en el plano Horizontal.

**TRANSVERSAL:** Perpendicular a la dirección de la voladura en el plano Horizontal.

**VERTICAL:** Perpendicular a la dirección de la voladura en el plano vertical.

El principal problema asociado a este tipo de mediciones, es establecer un punto fijo en el espacio, en el cual ésta se hará efectiva, ya que al pasar la energía sísmica, el ambiente desplaza todo lo que está en superficie, incluyendo a quien está haciendo la medición y su instrumental. Actualmente existen instrumentos que superan este inconveniente, estableciendo un punto de referencia que permanece fijo durante el paso de la onda sísmica.

### **Influencia de las Vibraciones en el Campo Lejano**

En el campo lejano la señal de vibración se verá fuertemente influenciada por las características del macizo rocoso, y principalmente por el grado de fracturamiento.

Un caso particular, donde se producen rápidas atenuaciones, son las zonas muy fracturadas o alteradas (tipo suelo).

Los modelos tradicionales de comportamiento tienen importantes limitaciones, a saber. Los kilos máximos detonados por intervalo, dan cierta indicación del tamaño de la voladura, pero nada dicen respecto de cómo ese explosivo está distribuido en el macizo rocoso. La geometría de la carga explosiva afecta la amplitud y forma de la vibración. Los modelos empíricos predicen sólo el nivel máximo de vibración. Dependiendo del mecanismo con que ocurra el daño, es posible que sea necesario conocer la forma de la onda de vibración y no solo su peak máximo. Por las características propias de cualquier modelo empírico, cualquier variación en las prácticas de voladura o condiciones del macizo rocoso, determina que deban ser re evaluadas las constantes empíricas. De acuerdo a lo señalado anteriormente y a los avances tecnológicos descritos en este trabajo, los modelos empíricos de comportamiento tienden a su obsolescencia o quedan restringidos a aplicaciones muy específicas como por ejemplo: la predicción de vibraciones en superficies a grandes distancias. Además de reducir el tamaño y mover la roca, la energía de una voladura genera ondas sísmicas que pueden causar daños a las rocas en otras áreas, como también a instalaciones industriales y habitacionales. Las ondas de vibración pueden ocasionar un daño potencial mayor cuando su frecuencia dominante coincida con la frecuencia resonante de las estructuras, produciéndose altos factores de amplificación entre la vibración del terreno y la respuesta resultante de la estructura.

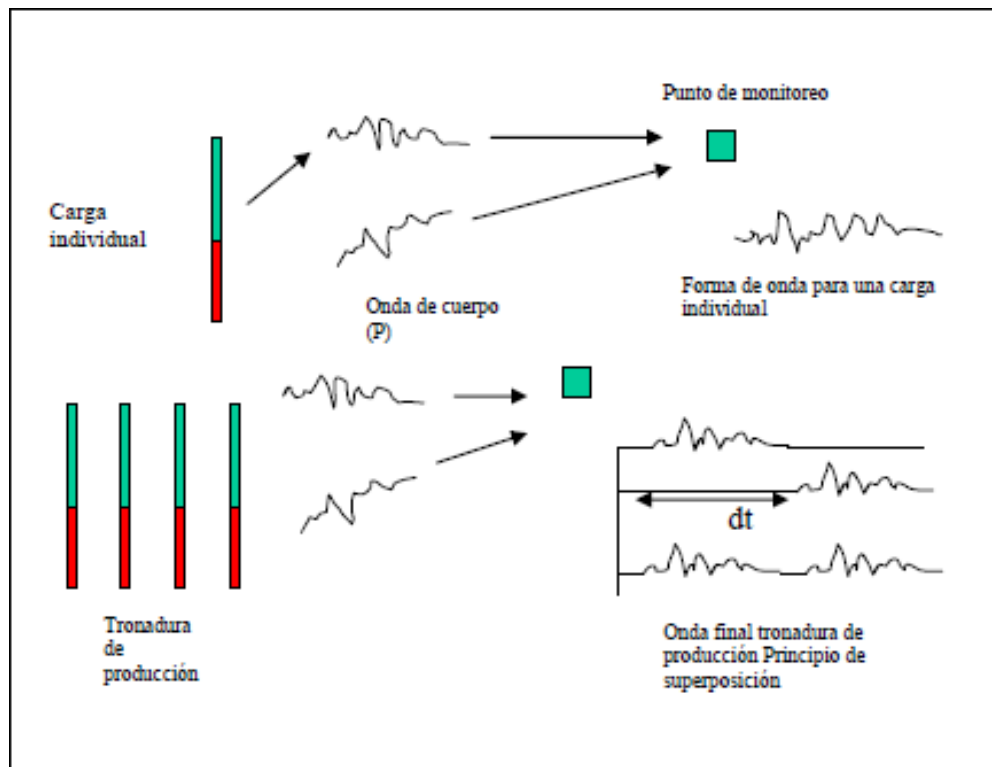


Figura 06. Esquema de modelamiento de vibraciones con onda elemental.

Fuente: Manual de Voladura ENAEX.

Para reducir la posibilidad de generar daños por vibraciones, se describe a continuación un método de modelamiento que permite predecirlas, pudiendo ser modificadas alterando la secuencia de iniciación, minimizando de esa manera el riesgo de daño. Este modelo de simulación utiliza una simple suma algebraica de las ondas originada por cada carga explosiva dentro de una voladura, ajustando sus tiempos de llegada al punto de interés según el retardo y tiempo de desplazamiento, creando así la señal de vibración completa. La validez de este enfoque descansa en el principio de superposición, en el cual efectos complejos de perturbación pueden ser representados con la suma de eventos simples e independientes. Este principio es valedero sólo si las ecuaciones que lo describen son lineales, de hecho se utiliza una ecuación lineal para describir la propagación de las ondas a través de la roca.

### **Ajuste de leyes a las ondas Vibracionales Producto de la Voladura**

Un elemento importante en el proceso de evaluación y optimización de voladura, es la predicción de sus consecuencias y beneficios, al introducir cambios en los parámetros más relevantes, mediante un modelo, sin que deba realizarse a escala real. Se pueden distinguir diferentes enfoques asociados al modelamiento de vibraciones, los cuales tienen como objetivo final predecir los niveles de vibración (velocidad de partículas), en un punto específico de acuerdo a un diseño de voladura dado.

#### **Modelo Empírico Tradicionales**

Experimentalmente se han establecido modelos o ecuaciones generales de comportamiento (leyes de vibración), que representan la velocidad de partículas en función de un determinado explosivo y de la distancia entre la voladura y el lugar de interés. A continuación algunos modelos más utilizados.

#### **Modelo General**

$$V = K \times D^{\alpha}$$

Donde:

V=Velocidad de Partícula (mm/s).

D=Distancia escalar.

K=Factor de Velocidad.

$\alpha$ =Factor de Decaimiento.

El término "D" o distancia escalar, indica la influencia de distancia en (m) y la cantidad de explosivo en (kg.).



Respecto a esta formulación matemática existen varios criterios de los cuales se puede distinguir los siguientes:

**Devine y Duvall.**

$$V = K \times \left( \frac{d}{W^{1/2}} \right)^\alpha$$

**Hendron.**

$$V = K \times \left( \frac{d}{W^{1/3}} \right)^\alpha$$

**Langerfors.**

$$V = K \times \left( \frac{d^{3/2}}{W} \right)^\alpha$$

En las expresiones anteriores, "W" corresponde a la carga detonada en forma simultánea en kilogramos y "d" la distancia a la cual se cuantifica la velocidad de partícula.

Teóricamente, el criterio que mejor representa el comportamiento de vibraciones generadas por tipo de cargas explosivas, en voladuras a cielo abierto, es el de DEVINE, puesto que al utilizar cargas en columnas con geometría cilíndrica se obtiene, mediante análisis adimensional, distancias que deben ser corregidas por la raíz cuadrada de la carga.

## 4.2 PROYECCIÓN DE ROCAS

Los “flyrocks” son fragmentos de roca violentamente proyectados por la acción de gases que se generan después de detonar un explosivo confinado, en un cierto volumen de roca. Los “flyrocks” constituyen un riesgo totalmente inherente a la práctica de voladura y representa un peligro muy significativo para la seguridad de las personas, como también para vehículos, equipos e instalaciones en general.

La trayectoria de fragmentos puede ser aleatoria, primero tenemos la tipo parabólica (proyectil), la cual tiene un mayor alcance horizontal especialmente en el sentido en que está orientada la botada del disparo. Es preciso aclarar que también existe proyección de fragmentos en el sentido contrario, es decir hacia atrás, cuyo alcance puede fluctuar entre un 30% a 40% del máximo desplazamiento calculado hacia adelante o en el sentido de la botada. La segunda (elíptica), si bien favorece un desplazamiento mayor de “flyrocks” en el plano vertical no debería llevar a tomar decisiones erróneas que den una falsa sensación de seguridad al momento de establecer distancias para evacuar personal o respecto a instalaciones industriales y aún más, si existen zonas pobladas en las cercanías. Al respecto, una primera recomendación con buen sentido común aconsejaría que, indistintamente la voladura se realice con ó sin cara libre, el cálculo se haga siempre sobre la base de determinar el mayor alcance horizontal o bien en otras palabras, considerando siempre una trayectoria parabólica. Pese a que lo anteriormente señalado está dirigido al ámbito de una mina a cielo abierto, es necesario precisar que, el problema de los “flyrock” en obras civiles que se realicen dentro del radio urbano es aún de mayor importancia y tiene restricciones más exigentes. Así, debemos decir que el tamaño de las voladuras debe ser menor, el diámetro (1” a 3” máximo) y el largo de los taladros deben ser también reducidos, como asimismo la cantidad de explosivo por pozo. Respecto a este último punto, la complejidad del problema puede llegar a un grado tal, que aconseje evitar el uso de explosivos, reemplazándolo por “cementos expansivos”, como por ejemplo el “Betec Expansit”

Del mismo modo en estos casos, es casi obligatorio utilizar “cobertores” fabricados de segmentos de fajas transportadoras en desuso que se acoplan unos con otros por medio de cables de acero y “prisioneros”, colocados cuidadosamente sobre toda la superficie del sector a disparar, manualmente por una cuadrilla de varios trabajadores o bien, con apoyo de equipo mecanizado (retroexcavadora u cargador frontal) y finalmente sobre el cobertor se coloca cuidadosamente sacos de arena. Por último, es imperativo señalar que para aquellos casos donde exista población civil comprometida, es obligatorio elaborar un plan de contingencia que establezca todos los procedimientos de seguridad, advertencia, protección y/o medidas de acción para enfrentar el antes y después ante cualquier episodio relacionado con “flyrocks”.

En resumen podemos concluir que el peligro de “flyrocks” puede presentarse en ámbitos tales como:

- a. Involucrando solo el entorno de la mina misma y sus instalaciones industriales colindantes,
- b. Involucrando tanto el entorno de la mina misma, como a un poblado inmediatamente vecino.
- c. El entorno pero considerando en este último caso, que la voladura se realiza dentro del radio urbano.

Las causas que originan los “flyrocks” en voladura superficial tienen puntos en común con aquellas explicadas en los **airblast**. Más específicamente, estas causas, pueden presentarse tanto en la voladura primaria como en la voladura secundaria respectivamente. Sin embargo, la atención del análisis de las causas señaladas a continuación se centrará principalmente en aquellas concernidas a la voladura primaria.

a. **Largo de taco insuficiente.** Esta variable es considerada una de las más importantes respecto de la generación de “flyrocks”. Tenemos que largos de tacos inadecuados permiten una liberación más eficaz de los gases a alta presión en la zona vecina (zona ya prefracturada por efecto de la sobreperforación del banco anterior) provocando su craterización y consecuente generación de “flyrocks”.

b. **Tipo de material usado como taco.** En general materiales de granulometría muy fina usados como material de taco tiene una gran “fluidez”, y presentan poca resistencia a ser eyectados.

c. **Burden inadecuado en taladros de primera fila.** En general cuando se habla de burden inadecuado y su relación con la ocurrencia de “flyrocks”, se asocia inmediatamente con un burden insuficiente denominado en la jerga minera “tela de cebolla” en frente de un tiro determinado. Sin embargo, conviene precisar que el burden inadecuado no se refiere necesariamente a “todo” el burden en frente del tiro en cuestión, sino que puede ser también un burden inadecuado o insuficiente solo en un punto específico del tiro. Por otro lado, es importante mencionar además casos de minas a cielo abierto en las cuales, la existencia de trabajos subterráneos antiguos, sea por ignorancia ó, por un deficiente levantamiento topográfico previo a su abandono o bien por no ser éstos lisa y llanamente tomados en cuenta durante la fase de diseño y planificación de una voladura tanto respecto a su presencia como de su potencial incidencia, pueden generar peligrosas condiciones de burden inadecuado al momento del disparo.

d. **Burden excesivo para el diámetro usado y/o tipo de terreno (dureza y densidad de roca).** También, un burden excesivo para un diámetro de perforación determinado o para un terreno de una dureza y/o densidad de roca alta (minas de hierro), puede también ser causa de una mayor craterización de los taladros generando una mayor cantidad de “flyrock”.

e. **Exceso de carga en los taladros.** Esta causa puede ser un problema para todos los taladros de una voladura, pero lo es más aún en los taladros de primera fila.

f. **Tipo de explosivo usado.** Indudablemente, explosivos que generan una gran cantidad de gases y a gran presión pueden generar una mayor cantidad de “flyrocks”.

g. **Grado de acoplamiento de la carga explosiva.** Los explosivos a granel como es sabido, tienen un acoplamiento total con las paredes de las perforaciones logrando que la energía de los mismos sea transmitida en forma más completa a la formación rocosa con los mayores efectos asociados.

h. **Tipo de voladura.** Las voladuras sin cara libre (tipo canalón), tienen en general, mayor a tendencia a provocar craterización de los taladros con gran generación de “flyrocks”.

i. **Tipo de secuencia de salida.** En las voladuras (con/sin) cara libre, cuyas salidas son en cuña (‘V’) ó tipo batea (trapecio), tienen también mayor tendencia a generar “flyrocks”.

j. **“Timing” seleccionado entre filas y entre taladros.** Un “timing” demasiado corto especialmente entre filas y/o demasiado largo entre taladros (mayor que 100 MS), provocará también la craterización de los taladros con gran generación de “flyrocks”.

k. **Rocas usadas para marcar la posición de los taladros en los bancos.** Estudios realizados en USA han determinado, que las rocas sueltas que quedan sobre la berma de un banco a ser tronado, son catapultadas en el instante mismo del disparo a una gran distancia transformándose también en “flyrocks”.

l. **Collares de los taladros muy fracturados ó dañados.** Esta causa de “flyrocks” es muy importante, y tiene su origen en el exceso de sobreperforación o bien tipo de carga de fondo usada en los taladros correspondientes al banco de la fase anterior.

m. **Número de filas a disparar.** Una voladura diseñada con un gran número de filas y, para el cual se ha definido un “timing” adecuado, tendrá una mayor tendencia a generar “flyrocks” que otra con menor número de filas.

n. **Tipo de terreno.** El tipo de terreno representa posiblemente la variable más complicada, toda vez que corresponde a diferencia de todas las anteriores a una variable absolutamente exógena, aunque es preciso decir que, si bien no podemos hacer mucho para afectarla positivamente pero, si se la podría afectar negativamente por voladuras previas. Concretamente, y al margen de lo anterior es claro de todos modos que, terrenos muy diaclasados o fuertemente fisurados y/o alterados presentarán una mayor tendencia a generar durante la voladura gran cantidad de “flyrocks”.

Basándonos en los puntos anteriores se puede afirmar sin lugar a dudas que, las variables de más incidencia en la generación de “flyrocks” son en primer lugar : el **Largo de Taco Insuficiente**, problema que se intensifica más aún si la zona del taco presenta un fuerte pre fracturamiento por sobreperforación del banco o fase anterior y en segundo lugar, el **“Burden Irregular y/o Insuficiente”** en los taladros de primera fila, cuyas causas pueden ser:

- a. Sobre excavación causada por pala o cargador frontal durante la operación de limpieza de la voladura anterior,
- b. Diseño de perforación que deja los taladros de primera fila con un burden inadecuado,
- c. Presencia de laboreos subterráneos no detectados o mal identificados, y
- d. En forma indirecta, cuando se produce una sobre concentración de explosivo en algún punto determinado de un tiro debido a la presencia de una cavidad generada por un derrumbe en su interior.

### **Formulas para Estimar el Alcance de los Flyrocks en Voladura Superficial**

Las fórmulas que se han desarrollado en diferentes países principalmente, Suecia, y los Estados Unidos, constituyen buenas aproximaciones para determinar los denominados “Alcances Máximos” que pueden alcanzar los flyrocks. Sin embargo es muy importante tener presente que, los “Alcances Máximos” determinados por aplicación de estas fórmulas, no garantizan en un 100% que las “Distancias de Seguridad” determinadas en cada mina tengan un nulo riesgo especialmente para las personas. De igual modo es interesante notar que las fórmulas sirven solo para contar con una estimación previa, ya sea del “Alcance Máximo” o bien, “Alcance Extremo” que puede lograr el impacto de un fragmento originado por una determinada voladura, sin necesariamente servir como un formulismo que permita minimizar (prevenir) la generación y alcance de los “flyrocks” como lo establece el *Rufus Flinchum* y *DonRapp* de Explosives Technologies International de USA., en el trabajo titulado “*Reduction of Air Blast and Flyrocks*”.

#### **Fórmula de la “Swedish Detonic Research Foundation”**

La “Swedish Detonic Research Foundation”, desarrolló un modelo teórico ó fórmula que permite estimar la distancia máxima alcanzada por un fragmento en condiciones óptimas o normales. Esta fórmula se obtuvo a partir de ensayos a escala, con filmaciones de películas fotográficas de alta velocidad y cálculos teóricos utilizando expresiones clásicas de movimiento balístico.

Para voladuras con taco superior o igual al burden ( $T \geq B \geq 40 D$ ), la longitud máxima de proyección es:

$$L \text{ máx.} = 0.1334 (Q \times d - 200) \times D$$

Siendo: **L máx.** = Proyección máxima (m.),

**d** = densidad de la roca (gr / cm<sup>3</sup>),

**D** = Diámetro de perforación (pulg.)

**Q** = Factor de carga (gr. explosivo equivalente/ton. de roca),

**B** = Burden (m)

**T** = Taco (m)

Para voladuras con taco muy inferior al burden ( $T \leq 0.75 B$ ), se producirá una tendencia mayor al efecto cráter y por tanto, aumentará no solo la probabilidad de producir más flyrocks, sino que además, su distancia de proyección puede llegar a aumentar hasta tres veces. Esta condición extrema correspondería a los llamados Wild Flyrock, que son, aquellos flyrocks que rompen todos los esquemas y que clasifican así cuando se trata de fijar límites seguros, especialmente para personas y/o lugares habitados en las cercanías. En estos casos, la fórmula establecida por Lundborg (1975)

para determinar la "Longitud de Proyección Extrema" es:

$$L_{260} * D^{2/3}_{extrema} = (E11. 11.2)$$

Siendo: **L extrema** = Proyección extrema (m.),

**D** = Diámetro de perforación (pulg.),

O bien,

$$L_{3000} * D^{2/3}_{extrema} = (E11. 11.3)$$

Siendo: **L extrema** = Proyección extrema (m.),

**D** = Diámetro de perforación (pulg),

**Como controlar la generación de Flyrocks**



Las formas para *intentar* controlar la generación de “flyrocks” se presentarán a continuación, sin embargo es preciso adelantar que la necesidad de bajar la generación de “flyrocks” como asimismo, la de minimizar la longitud de proyección para los mismos, puede implicar *forzosamente* aceptar en casos más críticos, realizar voladuras menores, usar explosivos desacoplados (encartuchados), usar material de taqueo especialmente seleccionado en la fracción de tamaño adecuada (roca chancada) o bien, dispositivos de retención colocados dentro del taco. Esto último puede significar que, las voladuras en zonas críticas pueden complicarse y además tener que sacrificar (*¡ojalá lo menos posible!*), la granulometría generada por el disparo, rendimientos de equipos y costos asociados. ¡¡ A no dudarlo, esto podría llegar a constituirse en un problema de intereses contrapuestos de riesgos y beneficios!!

**1. Mapeo geológico (litológico / estructural) mínimo** Ya se ha dicho que el tipo de terreno constituye un variable exógena es decir, está fuera de nuestro control, lo anterior no elimina la necesidad de recabar el máximo de información sobre la misma. Así entonces, es el Departamento de Geología Mina, quien debe entregar previo a la ejecución de cada voladura un mapeo sencillo en forma de croquis de las zonas de mayor diaclasamiento y/o fisuramiento, presencia de diques, cambios significativos de dureza y/o alteración de la formación rocosa del talud expuesto del banco a disparar.

**2. Diseño de la voladura** Se deberá intentar en lo posible, diseñar voladuras que sean con cara libre, bancadas más largas que anchas permitiendo el menor número de filas hacia atrás. Asimismo, será mejor, dar una botada para el disparo “apuntado” en la dirección contraria al sector que se desea proteger, si esto último no es factible podría optarse por un nuevo diseño para el sector a disparar, el que posiblemente implique tener que reducir el tamaño de la voladura a través de un menor número de filas. De existir cavidades (túneles, socavones, caserones ó cámaras) por causa de una anterior explotación subterránea del mismo yacimiento,

deberá hacerse un levantamiento topográfico muy preciso, con el objeto de establecer con exactitud tanto su ubicación, permitiendo así, diseñar y calcular adecuadamente tanto la ubicación de los taladros en el entorno de estas cavidades como asimismo la magnitud de la carga explosiva a usar.

**3. Limpieza de la berma en sector a disparar.** Previo a la ejecución del disparo, se debe hacer una limpieza y/o retiro de fragmentos de roca mayores que estén sobre la berma del banco, siendo también conveniente, especialmente si se está de frente a un sector considerado crítico.

**4. Uso de dispositivos de retención en el taco.** Desde hace algunos años, se han desarrollado varios tipos de dispositivos tales como, el "StemLock", el "StemTite" y el "Taponex", cuya principal misión fue "mantener" confinada unos pocos de 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 han podido apreciar beneficios extra de tales dispositivos que son, reducir tanto los "flyrocks" como las **airblast** respectivamente.

**5. Cambio del material usado como taco.** Utilizar una granza ó un material chancado en vez del tradicional "cutting", en un tamaño que puede fluctuar dependiendo del diámetro de perforación entre  $\frac{1}{4}$ " y  $1\frac{1}{4}$ ", también cumple el mismo papel de retención citado en el punto anterior ayudando a minimizar la generación y alcance de los "flyrocks".

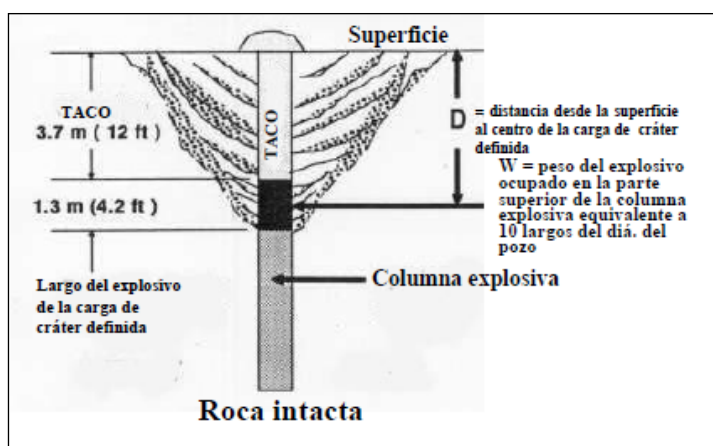
**6. Esquema de retardos ("Timing") usado.** Deben evitarse los esquemas de retardo que consideren más de 100 MS entre taladros adyacentes.

**7. Esquema de iniciación de los taladros.** También debe evitarse cualquier instancia que implique la iniciación en la parte superior de la columna explosiva y no en el fondo del mismo.

**8. Taladros de primera fila.** Estos taladros pueden merecer un tratamiento aparte si se está frente a situaciones de especial cuidado. La metodología de cálculo establecida en el trabajo técnico "*Reduction of Air Blast and Flyrocks*", preparado por Rufus Flinchum y Don Rapp de Explosives Technologies International de USA, puede considerarse particularmente adecuada para condiciones de cuidado. En síntesis, esta metodología aunque "laboriosa" puede ser considerada sin lugar a dudas la mejor disponible a la fecha cuando como yase ha expresado se está frente a condiciones críticas y por tanto es imperativo poner en práctica un plan que permita prevenir y tener bajo estricto control, la generación y/o alcance de los flyrocks.

**9. Largo de taco para los taladros.** Esta variable, junto a la anterior es, para la mayoría de los autores, la más importante de todas, pero hay que hacer notar que muchos dejan de mencionar la situación altamente crítica que se produce en la cara de los bancos ante la presencia de cavidades subterráneas ignoradas o no debidamente consideradas. Ahora bien, la primera forma para fijar el largo de taco adecuado (**T**), para minimizar tanto la generación como alcance de los "flyrock", es utilizar el procedimiento establecido conjuntamente por Alan Bauer y Frank Chiapetta, basado en resultados obtenidos de pruebas de cráter y/o filmaciones con cámara de alta velocidad. En síntesis, el procedimiento consiste en establecer el largo de taco adecuado en función de la distancia (**D**) medida desde el collar del pozo en superficie hasta el centro de una carga de largo igual a diez veces el diámetro de pozo que parte del extremo superior de la columna explosiva, (**L w**) y, cuyo valor en definitiva se establece multiplicando la denominada "Scaled Depth of Burial, **SD**", por la raíz cúbica de la carga explosiva (**W**)  $1/3$  contenida en el largo igual a 10 veces el diámetro del pozo. En concreto, el largo de taco (**T**) será igual a  $D - L w/2$ . De las tres figuras que vienen a continuación, las dos primeras muestran claramente esta modalidad de cálculo indicando en particular, que valores de la "Scaled Depth of Burial,SD" deben ser considerados cuando se desea mantener los

“flyrock” bajo control en tanto que la tercera figura, señala a su vez cual es la consecuencia de llevar a cero la probabilidad de generar “flyrock”. La segunda forma, corresponde al procedimiento establecido también por Flinchum y Rapp que a diferencia del anterior es ciertamente más laborioso dado que, establece el largo de taco adecuado para cada pozo en función del daño observado en la parte superior de los mismos.



Fuente: Manual de Voladura ENAEX.

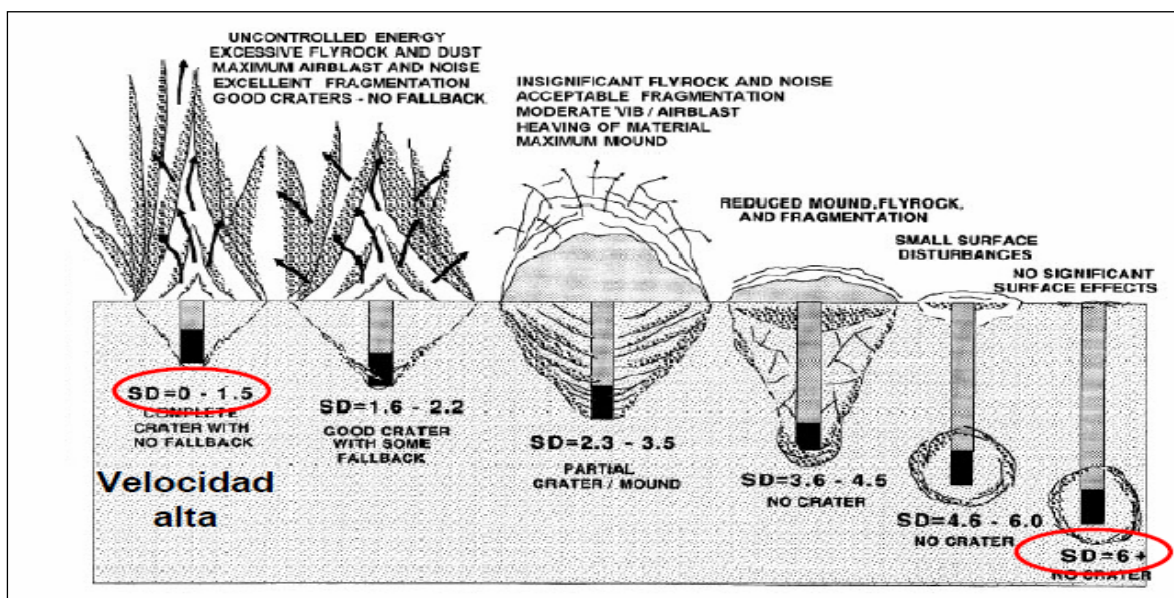


Figura 08. Comparación de Largos de Taco.

Fuente: Manual de Voladura ENAEX.

### 4.3 GOLPE DE AIRE

La onda aérea de presión, o “ **airblast** “ tiene su origen en la voladura primaria y/o secundaria que se realiza durante la explotación de un cielo, ésta puede producir daños menores o bien causar impacto ambiental. En particular, es preciso adelantar que todos esfuerzo en el diseño y cálculo de la voladura primaria, permitirán minimizar la necesidad de realizar la voladura secundaria la cual por sus especiales características muchas veces origina mayores niveles de ruido o **airblast**, pese a que la cantidad de explosivo usada es menor. A continuación se detallan brevemente las causas y formas de control de la **airblast** generada en voladura superficial, ya sea que ésta provenga de voladura primaria y/o secundaria respectivamente.

#### **Causas que originan las airblast en voladura superficial:**

##### **En Voladura primaria**

- Tipo y cantidad de cordón detonante usado para los amarres ó troncales de superficie.
- Largo insuficiente de taco,
- Tipo de material usado como taco,
- Craterización excesiva de taladros posteriores por causa de una secuencia ó esquema de retardos inadecuados (“timing”) entre filas,
- Burden inadecuado especialmente en los taladros de primera fila,
- Exceso de carga en los taladros de primera fila,
- Tipo y cantidad de explosivo usado como carga columna,
- Tipo de terreno muy fisurado ó diaclasado.

### En Voladura secundaria

Ya sea para la fragmentación de bolones (cachorro) ó significativa que la magnitud de la onda aérea producida por la voladura principal ó primaria. Esto último bien, para la eliminación de “patas” ó “viseras”, la **airblast** generada podría en algunos casos llegar a ser más debe conducir a pensar que, si bien la necesidad de voladura secundaria es casi ineludible en cualquier cielo, se debe al mismo tiempo tener muy en cuenta que el uso más o menos intensivo de la misma será función a no dudarlo, de lo que antes haya sucedido con la voladura primaria en aspectos tales como, factores geológicos, diseño geométrico de la voladura, elección y dosificación de explosivos (carga de fondo y carga de columna), secuencia de salida y esquema de retardos usados. En especial, las causas principales de **airblast** en voladura secundaria van a depender específicamente, del tipo y grado de confinamiento dado a los explosivos a utilizar en una determinada aplicación. Así, conforme a esto tenemos:

- Reducción de bolones y eliminación de viseras ó “pechugas”. Si la reducción de “bolones” no se realiza mediante la tradicional técnica del “cachorro” (ejecución de taladros + colocación de una pequeña carga), entonces significará probablemente que se utilizará la técnica de “parches” ó bien el uso de rompedores cónicos de pentolita. Por otro lado, la eventual eliminación de una “visera” o “pechuga” en la cara de algún banco, se puede realizar dependiendo de la altura del mismo como del riesgo involucrado, colocando los denominados “torpedos”. En general, estos métodos producen una **airblast** bastante significativa ya que corresponden a cargas sin ningún tipo de confinamiento permitiendo que, una buena parte de la energía liberada por la detonación del explosivo se transforme en energía sónica ó acústica generando una onda de presión ó **airblast** significativa.

- Eliminación de “patas” o sobrepiso. A éste trabajo minero se le considera también una forma de hacer “cachorro” y si bien implica, la ejecución de perforaciones que llevarán cargas pequeñas es preciso hacer notar no obstante que, el hecho de no tener burden constante como asimismo, el encontrarse en una zona o terreno afectado (pre-fracturado) por la acción de la voladura principal se puede producir una falta de confinamiento de la carga explosiva con el efecto final ya antes mencionado es decir, una **airblast**.

Cuando se trata de estimar la magnitud de una **airblast** las dos ecuaciones señaladas a continuación, son de uso común al tratar de hacer predicciones de sobrepresión (dBL ó Pa), e indican, al igual que las existentes para determinar vibraciones, los niveles “peak” que son determinados por la cantidad de carga por retardo y la distancia desde la voladura.

$$dBL = 164.424 \times \text{Log} \left( \frac{d}{W^{1/3}} \right) \quad Pa = 3300 \left( \frac{d}{W^{1/3}} \right)^{-1/2}$$

Donde dBL es la sobrepresión (decibeles),  $D$  es la distancia desde la voladura (metros),  $W$   $t$  es el peso del explosivo detonando por retardo (kg), Pa es el nivel de sobrepresión expresado en pascales. El término  $D/Wt^{1/3}$  es frecuentemente denominado “Distancia Escalada de Sobrepresión”, aunque el término es diferente del conocido como “Distancia Escalada de Vibración” ( $D/Wt^{1/2}$ ).

Las ecuaciones anteriores, aunque representan el mejor ajuste realizado con una base de datos de mediciones de “sobrepresión”, no proveen información confiable acerca del grado de dispersión como tampoco la certeza del nivel de sobrepresión esperado para una condición determinada. La figura “*Overpressure data from literature and monitoring showing wide variability*” a continuación, muestra un

conjunto de mediciones reales y la recta que corresponde a la primera de las ecuaciones antes indicada. La comparación muestra claramente lo poco adecuado que puede llegar a ser esta ecuación para predecir con suficiente precisión los niveles de “sobrepresión” generado por una voladura con una dispersión que puede exceder los 20 dBL para cualquier valor de “Distancia Escalada de Sobrepresión”.

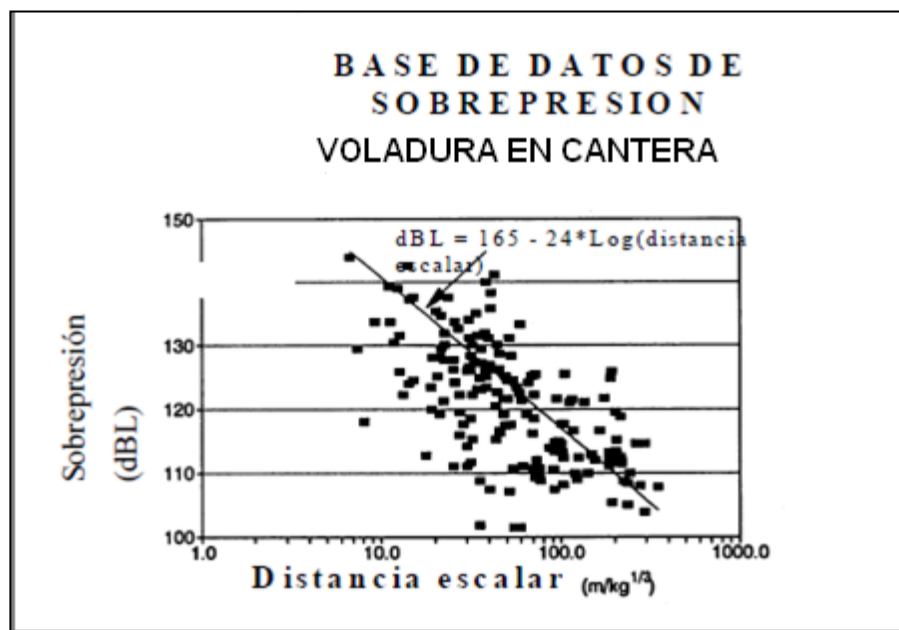


Figura 09. Distancia escalar Vs. Sobrepresión.

Fuente: Manual de Voladura ENAEX.

Ahora bien para la voladura primaria es importante señalar que, aunque generalmente se acepta que los mayores niveles de “sobrepresión” son causados por la violenta evacuación y expansión de los gases y posteriormente, la siguiente mayor contribución es el resultado del movimiento del material fragmentado, existen otros mecanismos menos conocidos que suceden durante la voladura y que también son causas de **airblast**.

Resultados de detallados estudios han sugerido que, después que los gases hayan sido evacuados, los niveles “peak” de “sobrepresión” son causados por la vibración



en la superficie del terreno. Por ejemplo, el gráfico "*Overpressure response from quarry blast measured at 300 m.*" que se muestra en la figura siguiente, corresponde a registros obtenidos de una voladura que no mostró evidencias significativas de evacuación violenta de gases ("venting"). En dicha voladura, los niveles de "sobrepresión" fueron medidos a una distancia aproximada de 300 metros. Este tipo de gráfico es típico de voladura "bien controladas" y, en la cual el "peak" de "sobrepresión" se alcanza al inicio de la voladura (los dos o tres primeros taladros), y fue de 115 dBL. Por otro lado, la gráfica de la figura "*Airblast signals in the direct-field of a quarry blast*", muestra como se presentan las señales de las ondas de "sobrepresión" o **airblast** medidas detrás y delante del sector tronado.

Para reducir el nivel de "sobrepresión", el nivel de vibración en la cara de los bancos puede ser reducido de varias maneras:

1. Introduciendo un "air deck" en cada tiro que esté enfrente de una cara del banco, prorrateando la cantidad de explosivo de estos taladros en los demás. Usando la ecuación de Holmberg & Persson, se verá que lo anterior reducirá el nivel de vibración en la cara del banco de 1750 mm/s a 1100 mm/s, reduciendo 5 dBL en el nivel de "sobrepresión". La introducción del "air deck" debe hacerse sin introducir cambios en el burden y espaciamiento de los taladros de primera fila.
2. Reduciendo el diámetro de los taladros de primera fila. Una vez más, usando la ecuación de Holmberg & Persson, una reducción del diámetro del pozo en un 20% mientras se mantiene constante el burden reducirá los niveles de vibración en la cara del banco en alrededor de una 30%, produciendo una reducción de unos 3 dBL.
3. Aumentando el burden de los taladros de primera fila. Usando la ecuación de Holmberg & Persson, un aumento en el burden de los taladros de primera fila en un 20% disminuirá los niveles de vibración en la cara del banco también en un 20%, produciendo a su vez una disminución de 2 dBL.

Disparos realizados en voladura completa utilizando “air decks” igual a un 50% en todos los taladros de primera fila, mostraron que los niveles de “sobrepresión” fueron reducidos de 132 dBL a 127 dBL, lo cual concordó con la reducción esperada para los niveles de vibración calculados. Dicha reducción se logró aumentando el tamaño de las voladuras a través del incremento del número de filas. Sin embargo es preciso hacer notar que para aminorar la “sobrepresión” se requirió la completa de la eyección de tacos. En todas las propuestas anteriores para reducir “sobrepresión”, es posible que se obtenga un aumento en el porcentaje de sobre tamaño en el sector de taladros de primera fila, especialmente si el terreno es duro y con presencia de bloques. Asimismo, estas propuestas además reducen considerablemente la velocidad de movimiento del burden de modo que la pila tronada queda considerablemente más alta y menos esparcida. Esto último, puede presentar algunos problemas en el carguío especialmente si de cargadores frontales se trata. Una exitosa alternativa para enfrentar al problema anterior, es la de implementar solo para unos pocos taladros de la primera fila (los primeros en la secuencia de salida), alguna de las modificaciones de diseño antes mencionadas. Esta ha sido llevada a cabo en situaciones donde los niveles “peak” de “sobrepresión” fueron generados por los dos primeros taladros detonados de la primera fila, lográndose reducciones de alrededor 3 dBL. No se ha observado cambios en la fragmentación, por reducción de carga en unos pocos taladros de primera fila. Esto es posible debido a que la primera fila generalmente produce una fragmentación más gruesa causada por el “backbreak” o sobre excavación de la voladura anterior. Además, se ha obtenido una mejor fragmentación cuando se ha aumentado el número de filas en profundidad (con el objeto de minimizar el número de taladros de primera fila), toda vez que el sobre tamaño tiene su origen principalmente en la primera y última fila de un sector tronado.

### **Factores adicionales que influyen sobre una airblast.**

1. La dirección y velocidad del viento pueden afectar el desplazamiento de una onda de presión ó **airblast**.
2. La existencia de condiciones atmosféricas donde se presente una “inversión de temperatura” en el sector o área de voladuras, podría provocar un aumento de la velocidad del sonido, a medida que aumenta la altura para finalmente terminar esta onda aérea, refractándose en la capa que pone límite a la inversión de temperatura.
3. La presencia, tipo y orientación de cerros ó montañas también afecta una **airblast** ya sea, reflejándola (efecto espejo) o bien, “canalizándola” en una cierta dirección ó rumbo preferencial.

### **Formas para Controlar el Airblast**

#### **En voladura primaria**

- **Elementos usados para la conexión del disparo en superficie.**

Actualmente, la tecnología de accesorios para voladura ha desarrollado nuevos elementos que han permitido obtener la denominada “Voladura Silenciosa”, bajando el nivel de decibeles que se generan al momento de la voladura. Pruebas realizadas a campo abierto, usando un equipo Instantel, arrojaron los siguientes resultados:

12 m. cordón de 3 gr./m. a 30 m. distancia = 131 decibeles,

12 m. cordón de 5 gr./m. a 30 m. distancia = 134 decibeles,

12 m. cordón de 10 gr./m. a 30 m. distancia = 137 decibeles,

10 conectores tipo EZ-DET. de superficie a 30 m. distancia = No hay registro.

En estos controles el viento soplabla “llevando” la onda aérea desde el lugar de la detonación hacia el instrumento de medición. Otras pruebas realizadas en una mina a cielo abierto, para determinar la magnitud de la onda aérea ó **airblast** generada por la detonación de cordón detonante de 3 gr/m. en voladura secundaria, determinaron que 400 m. de cordón detonados en un mismo instante a una distancia de 150 m. produjeron la saturación del nivel de decibeles del equipo InstanTel (140db.). Sin embargo, de no ser posible usar el sistema “silencioso” para las conexiones de superficie debe utilizarse troncales de cordón detonante tradicionales, puede ser recomendable frente a casos muy críticos cubrirlas con un pequeño montículo material fino.

- **Uso de dispositivos de retención en el taco.**

Desde hace algunos años, se vienen desarrollando varios tipos de dispositivos, tales como, el “*StemLock*”; “*StemTite*”; “*Taponex*” y “*Rocklock*”, cuya misión ha sido “mantener” confinada por unos pocos milisegundos más, la energía generada por la columna explosiva con el objeto de lograr fragmentar mejor la roca en la zona del taco. Sin embargo, en forma indirecta se han podido apreciar beneficios extra de tales dispositivos cuales son, reducir tanto los “flyrock” como la **airblast** respectivamente.

- **Cambio del material usado como taco.**

Una granza ó un material chancado en vez del tradicional “cutting”, en un tamaño que puede fluctuar dependiendo del diámetro de perforación entre  $\frac{1}{4}$ ” y 1  $\frac{1}{4}$ ”, también cumple el mismo papel de retención citado en el punto anterior ayudando a minimizar la generación de **airblast** y alcance de los “flyrock”.

- **Control de parámetros en terreno de la voladura primaria.**

Habiéndose explicado anteriormente que el burden que enfrentan los taladros de primera fila, es una de las principales causas que origina una **airblast**, en la actualidad la tecnología ha desarrollado equipos topográficos y softwares asociados, que permiten tener una clara idea de como es realmente la cara o talud de un banco a disparar. En particular, los equipos denominados 'QUARRYMAN' ó 'CRITERION LASERS' permiten hacer una muy detallada topografía del talud del banco. Esto último es muy importante en la etapa de diseño de una voladura, ya que permite dar el correcto burden o especificación de carga a los taladros de primera fila, evitando los denominados "chayazos" que aparte de producir una fuerte **airblast** pueden generar además el problema de "flyrocks" con grave riesgo para la seguridad de equipos y sobre todo de las personas. Por otro lado, antes de dar cumplimiento a las recomendaciones generales respecto a: taco, tipo y cantidad de explosivo por pozo, secuencia de salida y magnitud de tiempo de retardo entre taladros y entre filas, es conveniente conocer previamente otros importantes aspectos tales como, geometría del banco a disparar, factores geotécnicos del terreno, diámetro de perforación, tipo de explosivos y accesorios a usar como asimismo, una visión global de la morfología y condiciones climáticas del sector al momento de la voladura.

#### **En voladura secundaria**

Para la actividad más frecuente, como es la reducción de bolones o "cachorro", una posible solución en casos críticos, tendiente a minimizar drásticamente el nivel de decibeles, es utilizar martillos de impactos, disponibles en una amplia variedad en el mercado de equipos mineros. Sin embargo respecto a esto último, es preciso hacer notar que esta solución puede demandar mas tiempo e implicar un aumento en el costo. En el caso de la eliminación de "patas" y "sobrepisos", si no resulta posible usar un "bulldozer" para bajar la cota de piso, la solución pasará necesariamente por perforar y disparar el sector que presente este problema. La mejor sugerencia al respecto, sería usar diámetros pequeños ( 4 1/2" máximo), en

tanto que el explosivo debe ser del tipo encartuchado (dinamitas y/o emulsiones), y evitarse el uso de Anfo por ser generador de mayor volumen de gases a alta presión, los que son causa de la generación de **airblast**.

#### 4.4 PREDICCIÓN Y CÁLCULO DE LA FRAGMENTACIÓN

La explotación de minas y canteras requiere la realización de un conjunto de operaciones interrelacionadas entre sí para llegar a un producto aprovechable, de acuerdo con las especificaciones que establezca el mercado. De todas ellas, las que precisan un mayor consumo de energía son las relacionadas con la fragmentación o conminución de la roca para llegar a obtener las diferentes fracciones granulométricas.

La perforación y voladura es la primera operación del ciclo minero y sus resultados condicionan en gran medida los rendimientos y los costes de las operaciones subsiguientes. Tanto es así que entre los técnicos del sector se afirma que la trituración más barata es la que se consigue con la voladura en el propio tajo.

Hemos optado por elegir el siguiente modelo de predicción granulométrica ya que se adecua a los requerimientos que se necesita para el problema a resolver.

MODELO DE KUZ-RAM: El modelo de predicción granulométrica KUZ-RAM, está basado en la ecuación postulada por KUZNETZOV y la distribución granulométrica de ROSIN-RAMMLER. Este último es un modelo de distribución granulométrica que se adapta muy bien para fragmentos provenientes de una voladura de rocas. Esta ecuación de la siguiente forma:

$$F(X) = 100 \times \left[ 1 - e^{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^a} \right]$$

Donde:

$F(X)$ : Porcentaje en peso pasante en la malla de abertura  $x$ .

$x$ : Abertura de la malla (cm.)

$x_0$ : Tamaño característico de la distribución (cm.)

$a$ : Índice de uniformidad

Por otro lado, la ecuación de KUZNETZOV permite estimar el tamaño medio de los fragmentos producidos por una voladura de rocas con el diseño geométrico y con una mezcla de explosivo dada:

$$\bar{X} = fr \times qe^{-0.8} \times q_b^{1/6} \times \left( \frac{115}{PRP} \right)^{19/30}$$

Donde:

$X$ : Tamaño medio de los fragmentos de la voladura (cm)

$fr$ : Factor de roca

Se muestra a continuación los factores de roca determinados de acuerdo a PROTODIAKONOV:

#### Factores de Roca

		Índice de Protodiakonov
Rocas muy blandas	fr : 03	03-05
Rocas blandas	fr : 05	05-08
Rocas medias	fr : 07	08-10
Rocas duras figuradas	fr : 10	10-14

Rocas duras homogéneas

fr : 13

14-16

qe: Consumo específico de energía (kg/m<sup>3</sup>)

qb: Carga explosiva por taladro

PRP: Potencia relativa por peso (AN/FO = 100)

Haciendo la correspondencia del tamaño medio formulada por KUZMETZOV con el 50% en la ecuación de ROSIN-RAMMLER se tiene lo siguiente:

$$x_0 = \frac{\bar{x}}{0.693^{1/a}}$$

CUNNINGHAM (1987) desarrollo una expresión para determinar el índice de uniformidad "a":

$$a = \left( 2.2 - 14 \times \frac{B}{\Phi} \right) \left( \frac{1 + S/B}{2} \right)^{1/2} \times \left( 1 - \frac{ep}{B} \right) \times \left( \frac{lc - lf}{LC} + 0.1 \right)^{0.1} \times \frac{LC}{H}$$

Dónde:

B: Burden (m)

Ø: Diámetro del taladro (mm)

S: Espaciamiento

ep: Desviación típica del error de perforación

l: Longitud total de carga

lf: Longitud de carga de fondo



Lc: Longitud de carga de columna

H: Altura de banco.

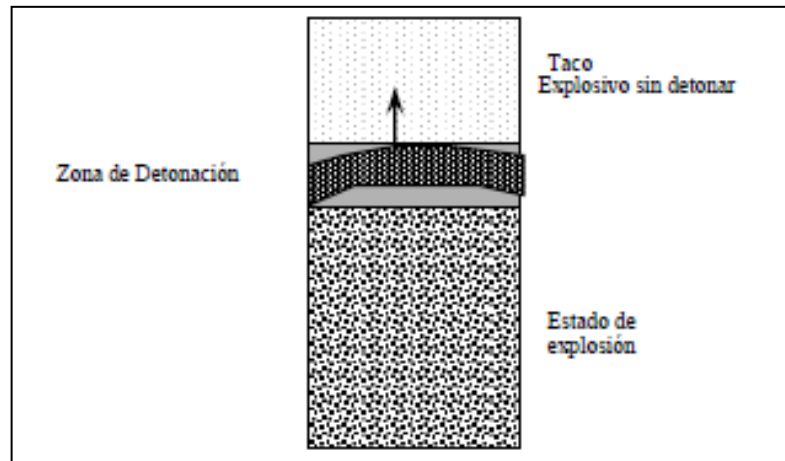
#### 4.5 MECANISMO DE FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA

En el proceso de rompimiento y desplazamiento de material, que ocurre durante y después de la detonación completa de una carga confinada, existen 4 etapas que se definen a continuación como:

1. Detonación.
2. Propagación de las ondas de choque y/o de esfuerzo.
3. Expansión del gas a presión.
4. Movimiento del material.

Aunque dichas etapas se describen aisladamente, hay que recalcar que en voladuras de un solo pozo y/o de varios taladros, la fase de uno y otro evento ocurre simultáneamente a intervalos específicos.

**La detonación** es la fase inicial de un proceso de fragmentación, en la cual los ingredientes básicos de un explosivo (combustible y comburente), se convierten inmediatamente en gases de altas presiones y temperaturas. Cercana a una reacción nuclear, la detonación es la reacción química más rápida que se conoce. Para explosivos comerciales, las presiones detrás del frente de detonación son del orden de 2000 MPa (20 Kbares) a 27500 MPa (275 Kbares). Esta presión, conocida como la presión de detonación depende principalmente de la densidad y VOD del explosivo. El marco de tiempo necesario para completar la detonación, es de pocos microsegundos para una carga pequeña esférica y milisegundos para una carga cilíndrica larga. Otros factores que afectan el tiempo de detonación son las formas geométricas, dimensiones y la VOD de la carga.

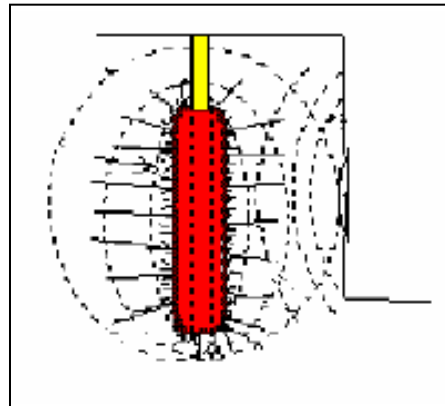


**Figura 10. Fase inicial de un proceso de fragmentación**

**Fuente: Manual de Voladura ENAEX.**

La fase que continúa a la detonación es **la propagación** de ondas de choque y de esfuerzo a través del macizo rocoso. Esta alteración u onda de presión, transmitida a través del macizo rocoso, es resultado, en parte, de la rápida expansión del gas y las altas presiones, lo cual produce el impacto en las paredes del pozo y la presión de detonación. La geometría de la dispersión depende de varios factores, tales como ubicación del punto de iniciación (o puntos) VOD y velocidad de la onda de choque en la roca. Por lo general, el fallamiento por compresión, tensión y cizalle ocurre como una zona de material pulverizado cerca de la carga, ya que es donde la energía de la onda es máxima. A medida que el frente de onda viaja hacia afuera, se produce una tendencia a comprimir el material en el frente de onda. En ángulos rectos a este frente de compresión, existe otro componente que se conoce como el esfuerzo tangencial. Si este esfuerzo es de suficiente magnitud, puede causar fallamiento por tensión en ángulos rectos a la dirección de propagación. Los fallamientos mayores de tensión en la roca se espera que ocurran cerca del pozo, en discontinuidades o donde hay un cambio dramático en la disparidad de la impedancia. Los componentes de compresión, tensión, cizalle y los componentes

combinados de cualquier frente de onda, siempre decaerán con la distancia a la carga. La interacción de ondas de esfuerzo en un medio complicado, discontinuo como es el macizo rocoso, es un área de intensa investigación y se considera muy importante en algunas de las nuevas teorías de voladura.

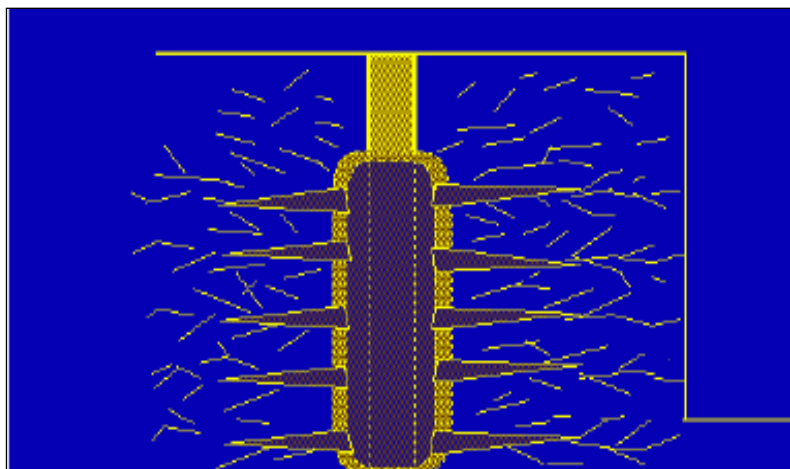


**Figura 11. La propagación de ondas de choque y de esfuerzo a través del macizo rocoso.**

**Fuente: Manual de Voladura ENAEX.**

**Expansión del Gas.** Durante, y/o después de la propagación de la onda de esfuerzo, los gases a alta temperatura y presión, producen un campo de esfuerzo alrededor del pozo que puede expandir el pozo original, extendiendo grietas radiales y penetrando en cualquier discontinuidad. De esta fase existen controversias sobre el principal mecanismo de fragmentación. Algunos creen que la red de fracturas a través del macizo rocoso está completa, mientras que otros creen que el proceso principal de fracturamiento recién está comenzando. En cualquier caso, son los gases contenidos en la nueva cavidad formada alrededor del pozo, que penetran en las discontinuidades y el impulso impartido hacia el material por la detonación, principalmente responsables del desplazamiento del material quebrado. No está clara la trayectoria exacta de los gases dentro de la masa rocosa aunque hay acuerdo respecto a que siempre siguen la trayectoria de menor resistencia. Esto significa que los gases primero emigran a las grietas, diaclasas, fallas y discontinuidades existentes, además de estratos de material que tienen baja

cohesión en las interfases. Si una discontinuidad o estrato lo suficientemente grande conecta los taladros a una cara libre, los gases de alta presión generados después de la detonación inmediatamente se irán a la atmósfera. Lo anterior reducirá rápidamente la presión total de confinamiento y conducirá inevitablemente a una reducción en fragmentación y eyección del material. Los tiempos de confinamiento para los gases en un macizo rocoso, varían significativamente dependiendo de la cantidad y tipo de taco y del burden. Estudios hechos con cámara de alta velocidad muestran que los tiempos de confinamiento del gas antes del movimiento del burden varían desde pocos a decenas de ms. Se han medido tiempos de confinamiento en un rango de 5 a 150 ms para una amplia variedad de rocas, explosivos y burdens. Generalmente, pero no siempre, los tiempos de confinamiento pueden disminuirse empleando explosivos de alta energía, disminuyendo el burden o una combinación de ambos. Esto se aplica por igual al material en la cara del banco o en la parte superior del banco, como el caso de eyecciones de taco o de craterización. Luego, sólo cargas bien confinadas con burdens adecuados pueden entregar su potencial total de fracturamiento adicional por efecto del gas y movimiento del macizo.



**Figura 12. Expansión del taladro original, extendiendo grietas radiales y penetrando en cualquier discontinuidad.**

**Fuente: Manual de Voladura ENAEX.**

El movimiento del material es la última etapa en el proceso de voladura. La mayor parte de la fragmentación ya se ha completado a través de ondas compresionales y de tensión, de la presurización del gas o una combinación de ambos. Sin embargo, algún grado de fragmentación ocurre a través de colisiones en el aire y cuando el material impacta al suelo. Generalmente, mientras más alto es el banco mayor es la fragmentación, debido al aumento de la velocidad de impacto de los fragmentos individuales cuando caen al piso del banco. De la misma manera, el material eyectado de las filas opuestas de un amarre en V y que colisionan en el aire, puede dar como resultado una mayor fragmentación. Este fenómeno fue documentado con el uso de la cámara de alta velocidad en voladuras en banco.

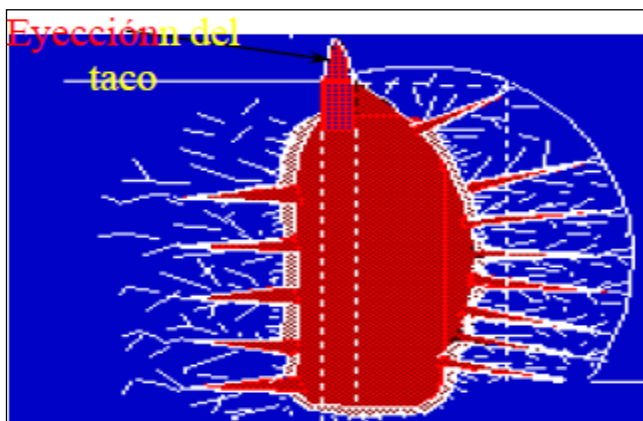


Figura 13. Movimiento del material en el proceso de voladura.

Fuente: Manual de Voladura ENAEX.

#### 4.6 SIMULACIÓN DE VOLADURAS

Para simular disparos existen diferentes programas para poder realizarlo como el JK Simblast, Shot-Plus, I Blast, etc.

Para poder tener resultados que se aproximen a la realidad se tiene que tener claros y bien definidos los conceptos, además los datos pedidos por los softwares deben de ser medidos.

Para este informe se ha usado el JKSimblast su módulo de voladura superficial cuenta con 2 sub modulos el 2DBench y 2DView.

El **simulador de voladura** JKSimBlast es un conjunto de herramientas especializadas para optimizar el diseño de la voladura mediante el análisis y la simulación, es también una base de datos para el manejo de toda la información relacionada con las voladuras.

La voladura en las minas se simplifica normalmente a un ciclo de diseño, medición y comparación. Sin embargo, actualmente, este es un proceso reiterativo e interactivo, con constantes evaluaciones de cada paso basándose en los resultados de los otros.

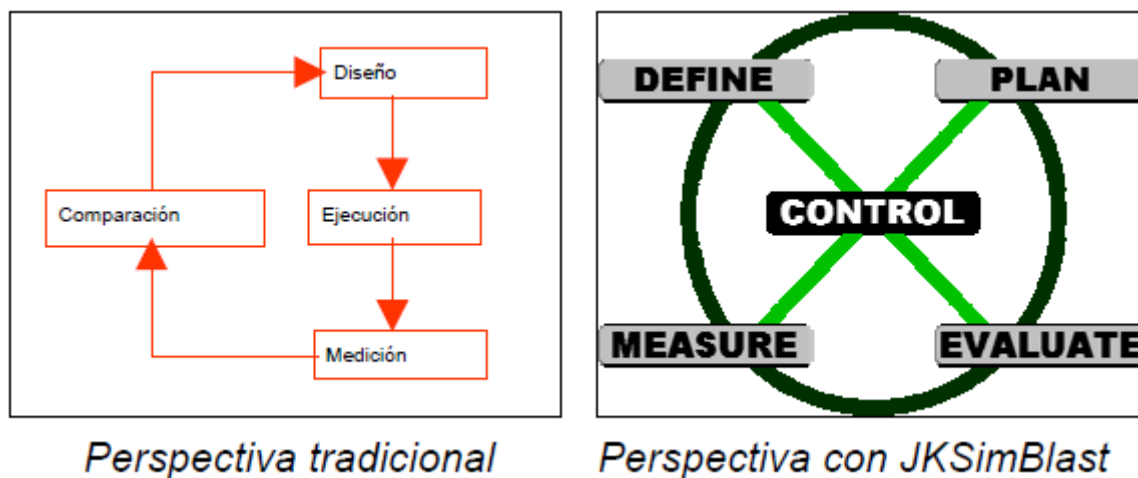


Figura 14. Diagrama de flujo del diseño de voladura.

Fuente: Manual JKSimBlast.

El JKSimBlast permite que el proceso se divida en acciones separadas y utilice herramientas estándares para cada una.

Mediante la simulación va a ser posible optimizar el diseño de voladura antes de su ejecución, haciendo uso del nuevo modelo de predicción de fragmentación el usuario va a diseñar una voladura que le arroje la fragmentación según los requerimientos de la planta de procesamiento de minerales. Una mejor fragmentación va a conllevar a un incremento en la eficiencia del carguío. El JKSimBlast posee una amplia barra de herramientas y una interfaz gráfica tipo CAD para crear un diseño completo de la voladura (taladros, explosivos, retardos, etc).

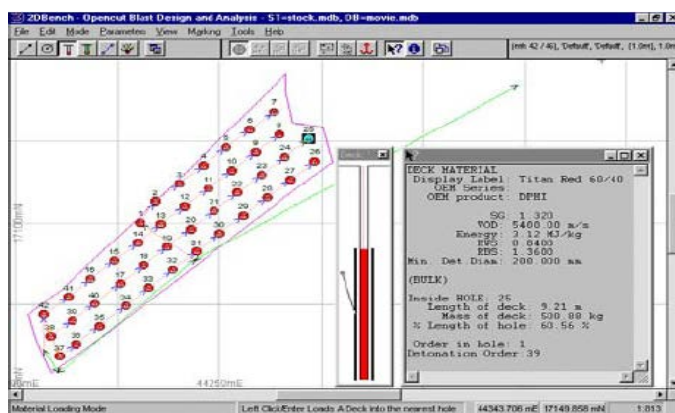


Figura 15. 2D Bench Ventana de diseño de taladros, explosivos, retardos.

Fuente: Manual JKSimBlast

Simula la detonación para encontrar la performance ideal. Utilizando las herramientas para el análisis de secuencias de detonación (timing), análisis de distribución de la energía de detonación, carga máxima instantánea, PPV, control de daño por voladura, analisis del burden de alivio, análisis de contornos, análisis de costo, predicción de la fragmentación, etc.

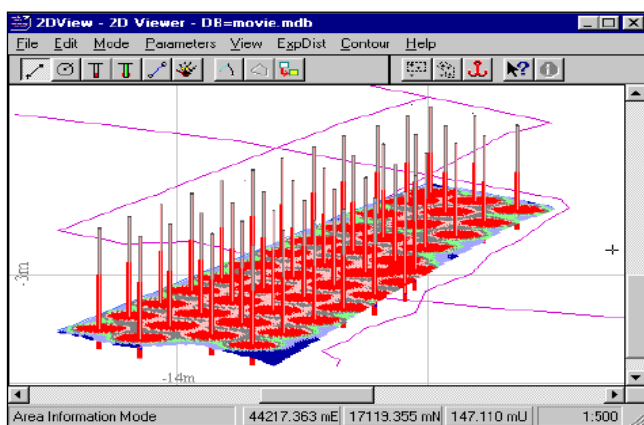


Figura 16. Modulo 2D View donde se muestra los Halos de Energía.

Fuente: Manual JKSimBlast

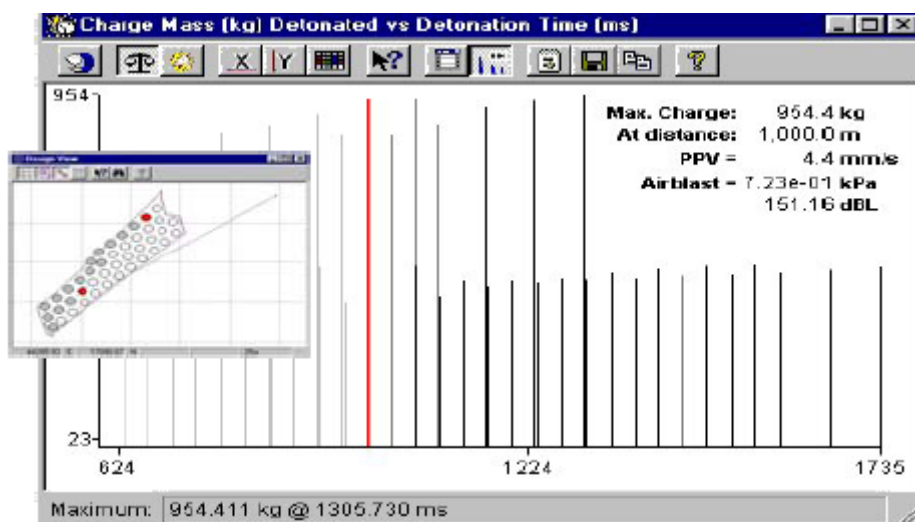


Figura 17. 2D Bench se muestra la carga operante y la velocidad pico partícula.

Fuente: Manual JKSimBlast.



#### 4.7 PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS

- **Densidad del explosivo.**

La densidad de la mayoría de los explosivos varía entre 0,8 a 1,6 g/cm<sup>3</sup>. Cuanto mayor es la densidad, más intenso es el efecto rompedor que proporciona.

En los agentes explosivos la densidad puede ser un factor crítico, pues si es muy baja se vuelven sensibles al cordón detonante que los comienza a iniciar antes de la detonación del multiplicador o cebo, o de lo contrario, si es muy alta, pueden hacerse insensibles y no detonar. Esa densidad límite se denomina Densidad de Muerte.

La densidad de un explosivo es un factor importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para una voladura. Por regla general, en el fondo de los taladros, que es donde se necesita mayor concentración de energía para el arranque de la roca, se utilizan explosivos mas densos, como son los gelatinosos e hidrogeles, mientras que en las cargas de columna se requieren explosivos menos densos, como son los pulverulentos y los de base ANFO.

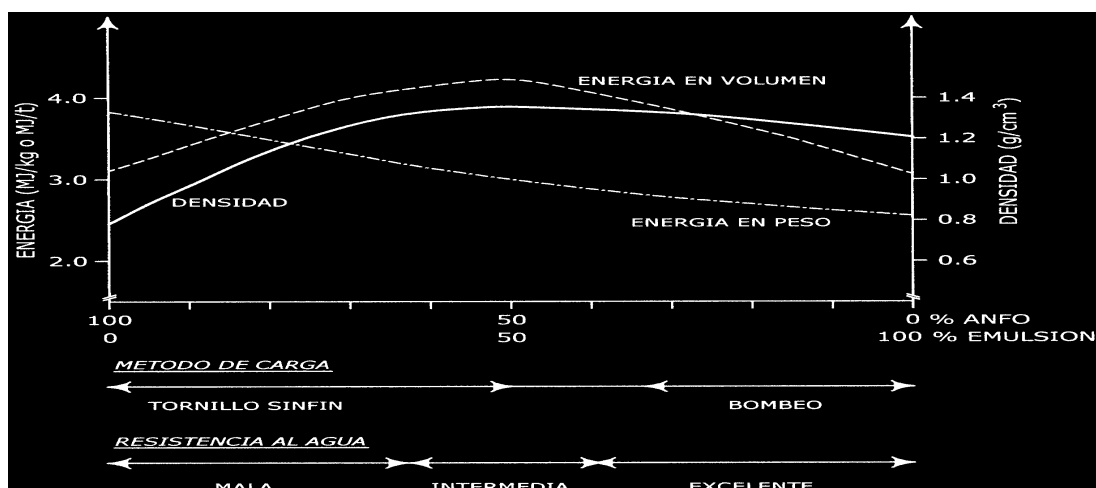
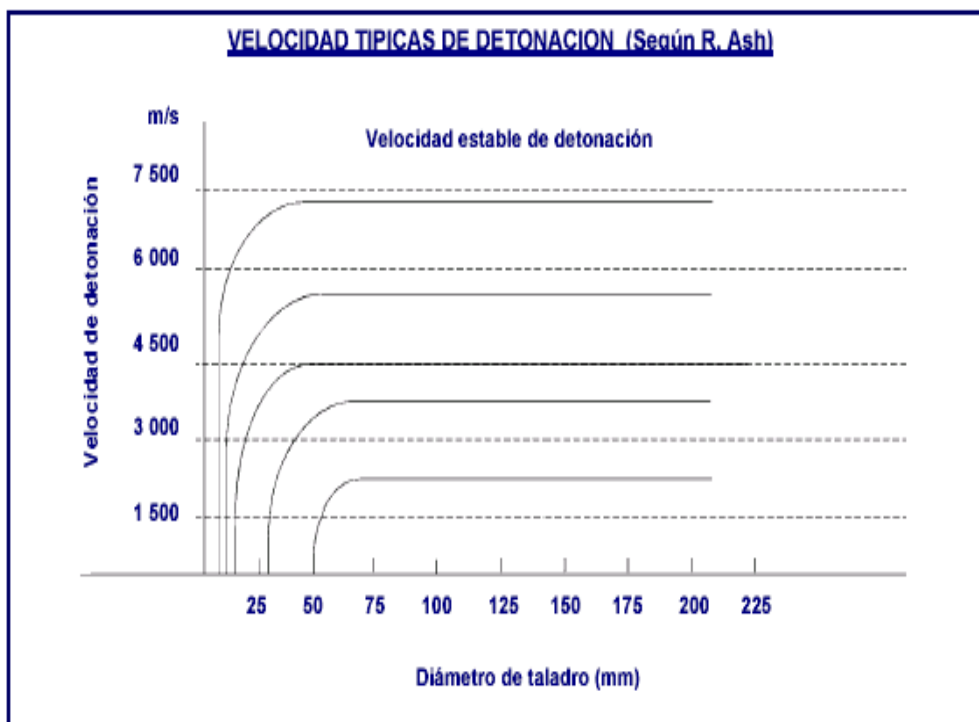


Figura 18. Selección de Explosivo.

Fuente: Manual de Voladura Exsa.

- **Velocidad de detonación (VD).**

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo y, por lo tanto, es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía. Califica a los explosivos como detonantes y deflagrantes, a mayor velocidad mayor poder rompedor o brisance.



**Figura 19. Velocidad de Detonación**

Fuente: Manual de Voladura Exsa.

- **Presión de detonación a la carga explosiva (PD)**

**Presión:** Efecto de la acción expansiva de los gases calientes de una explosión.

**Presión de detonación:** Es la presión que existe en el plano Chapman-Jouguet detrás del frente de detonación, en el recorrido de la onda de detonación. En función de la densidad y del cuadrado de velocidad y su valor se expresa en kilobar (kbar) o

en Mega Pascal (MPa), así, en los explosivos comerciales varía entre 500 y 1500 MPa.

Es un indicador significativo de la capacidad de fragmentación que posee un explosivo. Existen varias formas para estimarla por cálculo pruebas físicas complicadas como la del acuario para determinarla bajo agua, pero dentro de la termohidrodinámica se muestra que su valor práctica expresada en kbar es:

$$PD = de \times VD \times W \times 10^{-5}$$

Donde:

**PD** = presión de detonación, en kbar.

**de** = densidad del explosivo, en g/cm<sup>3</sup>

**VD** = velocidad de detonación, en m/s

**W** = velocidad de partícula (productos), en m/s

**10<sup>-5</sup>** = factor de conversión.

Teniendo en consideración que el plano CJ se mueve a muy alta velocidad, mientras que la del movimiento de tres productos de explosión (W) sólo alcanza un valor 0,25 VOD, se tiene como valor experimental medio que:

$$W = 0,25 \text{ VOD, o sea } W = \frac{VOD}{4} \quad (1)$$

Entonces, reemplazando en (1) tendremos la fórmula práctica siguiente:

$$PD = de \times \frac{VOD^2}{4} \times 10^{-5}$$

$$PD = \frac{de \times (VOD)^2}{4} \times 10^{-5} \quad (2)$$

En donde se considera la relación constante  $W = VOD/4$ , pero en realidad, el divisor considerado constante fluctúa entre 3,4 y 5,8 con valores frecuentes entre 4,2 y 4,5 lo que debemos tenerse presente.

Esta fórmula, muy cercana al valor teórico, se aprovecha para cálculos prácticos con datos de fácil alcance, principalmente para explosivos de mediana o alta densidad.

- **Sensibilidad a la iniciación.**

Cada explosivo requiere un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N° 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles), y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).

- **Transmisión o simpatía.**

Transmisión de la onda detonación en la columna de carga. Una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.

- **Resistencia al agua.**

Es la capacidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características. Varía de acuerdo con la composición del explosivo, esta resistencia puede ser nula hasta excelente (varias horas).

- **Volumen normal de gases.**

Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 kg de explosivo a 0°C y 1 atm de presión, expresado en litros/kg.

Indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1000 litros/kg.

- **Presión de taladro.**

Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro. Se expresa en  $\text{kg/cm}^2$ , en kbar o en MPa en el sistema SI.

Esta presión varía con el confinamiento. Así, un explosivo con densidad 1,25  $\text{g/cm}^3$  una presión de explosión de 3500 MPa en taladro lleno al 100%, cuando se llena sólo al 90% llega aproximadamente a 2600 MPa y cuando sólo se llena al 80% bajará hasta cerca de 1900 Mpa.

- **Categoría de humos.**

Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y NO en diferentes proporciones).

- **Energía del explosivo.**

Se puede dar en cal/g ó 1/g. Calculada sobre la base de su formulación, aplicable para estimar su capacidad de trabajo.

Tabla 08. Propiedades de los explosivos.

EXPLOSIVO	DENSIDAD (g/CC)	POTENCIA RELATIVA EN PESO (ANFO=100)	POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN RESPECTO AL ANFO DE 0.85G/CC (ANFO=1.00)
ANFO	0.85	100	1
AL/ANFO (5% Al)	0.88	112	1.16
Al/ANFO (10% Al)	0.91	123	1.32
Al/ANFO (15% Al)	0.94	134	1.48
ANFO + 10% EMULSION (0%Al)	0.93	98	1.07
ANFO + 20% EMULSION (0%Al)	1.01	96	1.14
ANFO + 30% EMULSION (0%Al)	1.11	93	1.21
ANFO + 40% EMULSION (0%Al)	1.2	91	1.28
ANFO + 50% EMULSION (0%Al)	1.29	89	1.35
ANFO + 30% EMULSION (5%Al)	1.14	105	1.41
ANFO + 30% EMULSION (10%Al)	1.16	116	1.58
ANFO + 30% EMULSION (15%Al)	1.19	127	1.78

Fuente: Crosby y Pinco (1991)

#### 4.8 DETONADORES ELECTRÓNICOS

La necesidad de mejorar resultados en los procesos de voladuras y aumentar el control de vibraciones ha obligado, en las últimas décadas, a insistir en la precisión de los detonadores existentes. Actualmente, estos elementos proporcionan un retardo pirotécnico que provoca una dispersión relativamente alta en los tiempos de iniciación, tanto más alto, mayor es el número de la serie.

Aunque muchos fabricantes de accesorios han desarrollado detonadores pirotécnicos de alta precisión, siguen existiendo ciertas limitaciones, tanto en la fabricación como en su almacenamiento. La última generación de alta precisión es la de los Detonadores Electrónicos, los cuales contienen un circuito integrado en un chip, en lugar del elemento de retardo pirotécnico.

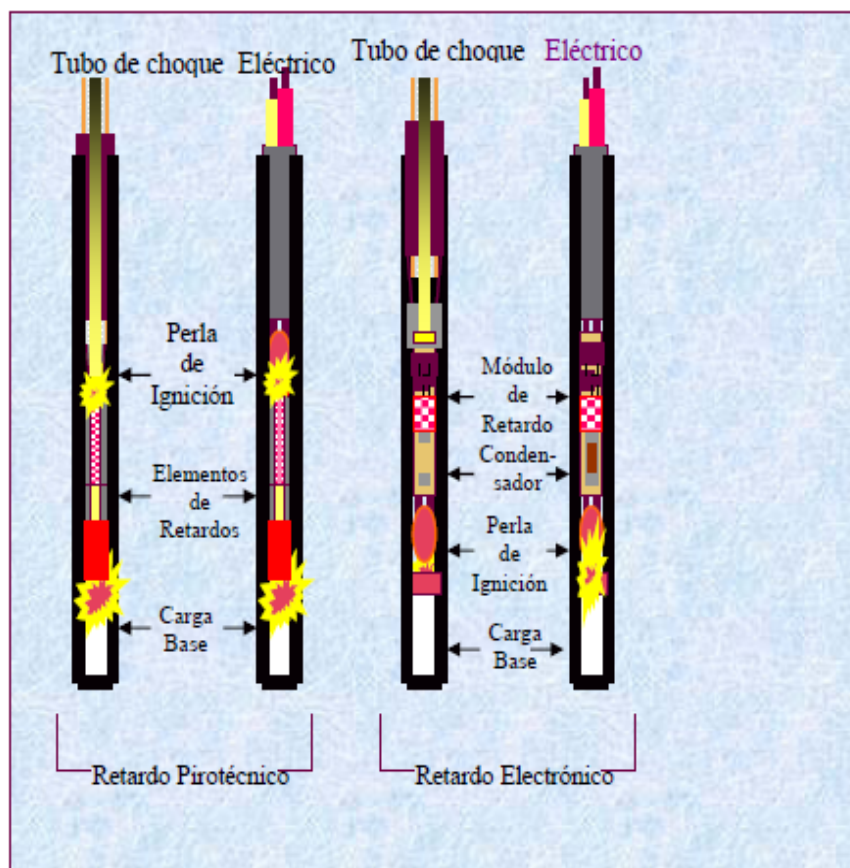
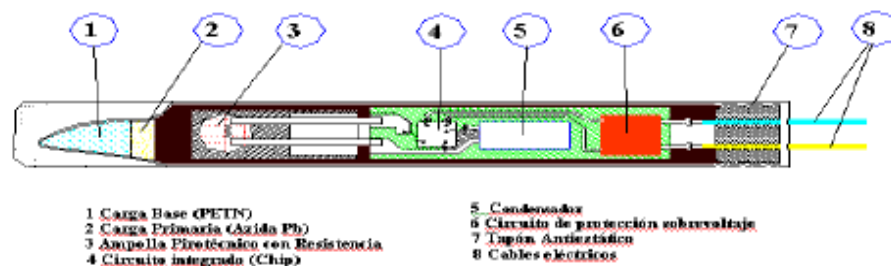
En los detonadores convencionales la precisión del disparo depende del rango de los milisegundos. El empleo de un oscilador de cuarzo (reloj digital) incorporado a

un circuito impreso, dotará al sistema de unos tiempos en el rango de los milisegundos.

Desde mediados de los años 80, diversos fabricantes de explosivos comenzaron a desarrollar detonadores electrónicos.

Estos accesorios permiten, por su gran precisión, un excelente control del proceso de fragmentación, así como de las vibraciones y proyecciones.

Los componentes principales de un detonador electrónico se representan en la figura siguiente. En general consisten de una unidad electrónica y un detonador eléctrico instantáneo. Se distingue un circuito integrado o microchip (4), que constituye el corazón del detonador, un condensador para almacenar energías (5) y un circuito de seguridad (6) conectados a los hilos que sirven de protección frente a diversas formas de sobrecargas eléctricas. El propio microchip posee circuitos de seguridad internos. La otra unidad es un detonador eléctrico instantáneo ya explicado en la sección "Sistema Eléctrico", en la cual la gota inflamadora (3) para la iniciación de la carga primaria (2) está especialmente diseñada para proporcionar un tiempo de iniciación pequeño con la mínima dispersión.



**Figura 20. Detonadores Pirotécnicos Vs. Detonadores Electrónicos.**

**Fuente: Manual de Voladura ENAEX.**

En cuanto a los tiempos de retardo, los detonadores electrónicos tienen mucha mayor flexibilidad que los detonadores convencionales. El tiempo de duración del periodo, se programa y almacena instantes antes de la voladura sobre una Ram o una Eprom si el explosor (tarjeta Hardware) admite preprogramación, las posibilidades son tan amplias que algunos fabricantes ofrecen rangos de tiempos que van desde 1 milisegundo hasta 15 segundos. Los microchip proporcionan tiempos de retardos con exactitud del orden de 0.1 % del intervalo programado. Los



sistema de amarre, que emplean los sistemas electrónicos son similares a los empleados con detonadores eléctricos.

**Otras características de los detonadores electrónicos:**

- No pueden explotar sin un código de activación única.
- Reciben energía de iniciación y el código de activación desde el aparato de programación y mando.
- Están dotados de protecciones frente a sobre tensiones, los pequeños excesos de carga se disipan internamente a través de circuitos de seguridad, mientras que los altos voltajes (> 1000 v.) se limitan por medio de un cortacorriente.
- Son insensibles a los efectos de tormentas, radio frecuencia y energía estática.
- Tensión de operación pequeña (< 50 v), lo cual es una ventaja considerando el riesgo de corrientes vagabundas.

**Maquina de disparo (Blasting box)**

La máquina de disparo, consta de una unidad de programación y una unidad de energía (explosora), que permite energizar los capacitores de los detonadores electrónicos.

Además ambos sirven para control de todos los detonadores en cuanto a la continuidad eléctrica de cada uno, en el momento de iniciar el disparo.

El acceso al sistema de activación del disparo está restringido mediante un código secreto del usuario (password) sin el cual el equipo no funciona, además de contacto de llave.

El número de detonadores que es posible conectar a la unidad de disparo, varia según los fabricantes.

400 ..... I-kon de Orica con Blaster 400

1600..... I-kon de Orica con Blaster 1600

1200.....Daveytronic de Tricomín

600..... Hotshot de Dyno Nobel

Lo anterior dependerá de la longitud de los cables de los detonadores y de la línea de disparo. El principal obstáculo que existe, es el factor económico, pues hasta que no se logre fabricarlos masivamente los costos de estos accesorios serán altos. En las grandes obras y explotaciones mineras ese sobre costo quedará compensado con el aumento del diámetro a perforar, haciendo que la repercusión de accesorios sea cada vez menor por unidad de volumen de roca extraída y también por las exigencias de seguridad en los trabajos de envergadura o mayor complejidad.

#### **4.9 PERFORACIÓN ROTATIVA**

##### **Parámetros de Perforación**

- **Pull Down**

Produce la rotura de la roca, los dientes de la broca deben de crear suficiente fuerza de compresión para producir la falla de la roca.

Bajo resistencia a la compresión (UCS) < Pull Down necesario para producir la falla de la roca.

Alta resistencia a la compresión (UCS) > Pull Down necesario para producir la falla de la roca.

- **R.P.M.**

Es requerido para mover el inserto de corte a la siguiente posición de rotura del inserto, mientras este cambio de posición sea más rápido la velocidad de penetración será mayor.

TERRENO DURO = BAJO RPM

TERRENO SUAVE = ALTO RPM

Alto RPM puede resultar en un incremento de velocidad de penetración.

Alto RPM puede resultar en una disminución de la vida del cojinete.

Alto RPM puede resultar en una disminución de la vida de la estructura de corte.

- **Presión de aire**

Es requerida para brindar un suficiente volumen y presión de aire para optimizar la vida de la broca.

La broca necesita como mínimo 40 psi de presión, para así garantizar que los cojinetes puedan ser refrigerados y lubricados.

- **Torque**

Es la presión ejercida en la broca, debido a la fuerza WO (Pull Down) y las RPM aplicados en el fondo del taladro vs. la presión del terreno.

- **Velocidad de Barrido**

Es la rapidez con que el aire sale del taladro.

La Velocidad de Barrido deberá ser de 5000 - 7000 ft/min para material seco y ligero.

La Velocidad de Barrido deberá ser de 7000 - 9000 ft/min para material húmedo y pesado.

El agua hace que las partículas se junten, haciéndose más grandes y pesadas al momento de ser barridas.

Tratar de usar una barra 2 -3 pulgadas más pequeña que la broca si se tiene suficiente aire.

Tratar de no usar una barra que sea 1 1/2 pulgadas más pequeña que la broca si no se tiene el aire necesario. Mantener un mínimo de 3/4" de espacio anular.

Al incrementar la Presión de Aire en la Broca = Se incrementa la fuerza de limpieza del fondo del taladro = La velocidad de las boquillas aumenta  $\wedge 2$  = Se incrementa el aire en los cojinetes >> >psi = > volumen.

Se incrementa la Velocidad de Penetración :>> Fondo del taladro más limpio = >Velocidad de Penetración.

Se reduce la erosión de los faldones >> Volumen & PSI = Labios del faldón más limpio.

Se recomienda 40 - 50 psi en la broca, la presión en cabina será mayor.

La presión en la broca no debe causar modulaciones en el compresor.

Asegurarse de que el compresor esté ajustado para dar volúmenes estándares en presiones estándares >> Chequear las fugas, el regulador de diafragmas y los filtros de aire >> Hacer una frecuente y cuidadoso PM.

No usar una barra más ancha en un taladro pequeño para incrementar la velocidad de barrido, el collar será restringido, las partículas no pasarán libremente y se incrementará la turbulencia.

$$V_b = \frac{C.F.M. \times 183,4}{\text{Ø}^2 \text{ Bit} - \text{Ø}^2 \text{ Barras}}$$

Donde :

$V_b$  : es la Velocidad de barrido,

C.F.M. : es el caudal de aire del compresor expresado en pie<sup>3</sup>/min.

Ø<sup>2</sup> Bit : es el diámetro del bit, expresado en pulgadas.

Ø<sup>2</sup> Barras: es el diámetro de la columna de barras, expresado en pulgadas.

- **Velocidad de caída de la Partícula**

Es la velocidad con que cada partícula quiere caer al fondo del taladro.

- **Velocidad de Salida de los Detritus**

Es la diferencia neta entre la velocidad de barrido y la velocidad de caída de la partícula

- **Inyección de Agua al Taladro.**

Requerida para suprimir el polvo y empatar el pozo; sin embargo la broca se debe operar sin agua, debido a que daña los rodamientos y fractura los rodillos.

¿Qué pasa si agregamos demasiada agua?

Cortamos la vida de la broca hasta un tercio de su vida útil, el diseño de la broca es para perforar sin agua.

**Triconos de Perforación.**

En el diseño de triconos el factor de control es el espacio disponible debido a que las dimensiones están limitadas por el diámetro del pozo que debe ejecutarse.

Por tal razón los diseñadores deben considerar la proporción de las diferentes partes tales como.

- ❖ Cojinetes o rodamientos.
- ❖ Espesor del cuerpo de los conos.
- ❖ Tamaño de los botones.

En los triconos se asegura la mayor duración debido a que su diseño permite la máxima utilización del espacio disponible, además el tricono es más efectivo para mantener el diámetro constante del tiro puesto que tiene mayor superficie calibradora.

Los conos están montados sobre un eje de rodamientos o cojinetes los que a su vez forman parte de las patas o faldones de los triconos, esta construcción integral provee la superficie y resistencia para soportar las cargas que la actual técnica de diseños y exigencias de perforación imponen sobre el tricono.

La carga o el pulldown sobre la roca es absorbida por los rodamientos de bolas, de rodillos o cojinetes de fricción ubicados cerca de la base de los conos.

Los triconos de diámetros superiores a 12"  $\frac{1}{4}$  tienen dos o más rodamientos de rodillos para aumentar su capacidad de empuje sobre la roca.

Para obtener mayor acción sobre el fondo del pozo se recurre a la excentricidad de los ejes de los tres conos, la excentricidad de los conos se traduce en una mayor penetración en la mayoría de las formaciones debido a la acción de escariado adicional de los dientes del cono.

El valor de la excentricidad de los conos depende de la formación que deba perforarse, pues la acción de escariado en formaciones abrasivas desgasta más rápidamente los dientes, así como también el diámetro del tricono.

El tricono, el compresor, la perforadora y todos los componentes de la columna de perforación deben complementarse para para lograr la perforación más económica y eficiente.

La formación que se va perforar es la que indica que se necesita de la broca y de los accesorios de la columna de perforación tales como diámetros de barras, espesor de tubo de barras, tipos de recubrimientos antiabrasivos etc.etc.

La experiencia en terreno indica que una velocidad angular de barrido de 5.000 pie/min. Es suficiente para la remoción de los recortes de materiales livianos en la mayoría de los casos, y que para materiales pesados se necesitaran unos 7.000 Pie/Min o tal vez más.



**Figura 21. Broca Triconica.**

**Fuente: Manual de perforación Atlas Copco.**

### **Selección y Uso de Triconos**

El rendimiento de un tricono se ve afectado por varias características de la formación incluyendo su resistencia, de todas maneras no existe un método para relacionar estas características directamente con la selección del tricono.

Quizás la manera más simple de seleccionar el tricono adecuado sea determinar el tipo de formación que se va a perforar, en cualquier caso el método final para determinar el tipo de tricono es la experiencia que esta dando la actual perforación.

En las formaciones muy blandas los pesos se pueden reducir y todavía producir un buen rendimiento, el mejor método de determinar el peso óptimo sobre el tricono es dictado por la práctica de la perforación en cada caso.

La velocidad de rotación variará en cada caso entre 50 a 80 r.p.m. el aumento de la velocidad de rotación aumentará la velocidad de penetración, pero al mismo tiempo aumentará el desgaste de los rodamientos y la estructura de corte, este efecto deberá ser observado en el proceso de evaluación de los resultados de variaciones de velocidad.

También en este caso la experiencia de terreno será el mejor camino para determinar la mejor combinación de los resultados de peso y velocidad de rotación. el diámetro de las toberas de un tricono dependerá de eficiencia volumétrica del compresor y de su capacidad de presión de operación, el tamaño de la boquilla deberá permitir el paso del aire a través de la broca y además mantener una contra presión que permita forzar una adecuada cantidad de aire por los rodamientos a fin de mantenerlos refrigerados y limpios, las pruebas de laboratorio y la experiencia en terreno han demostrado que la vida de los rodamientos se reduce por la presencia de agua en la línea de aire, razón por la cual si se usa agua para el control del polvo deberá ser con algunas restricciones en las cantidades a usar.



### Costo Total de Perforación

Cuando se comparan dos diferentes herramientas (Brocas), el costo actual de la broca no es tan importante en comparación con el costo ahorrado por la velocidad de penetración alcanzada.

En otras palabras, cuando se incrementa la velocidad de penetración se reduce el costo total de perforación, manteniendo los parámetros de perforación.

$$TDC = \frac{B}{M} + \frac{D}{ROP}$$

Donde:

**B** = Costo de la broca [US\$]

**M** = Total metros perforados [m]

**D** = Costo horario de la perforadora [US\$/h]

**ROP** = Velocidad de Perforación [m/h]

## **CAPITULO V**

### **PERFORACION**

#### **5.1 COMPONENTES DE LA COLUMNA DE PERFORACIÓN INICIAL**

- Amortiguador de impactos: El amortiguador de vibraciones o de impactos, es uno de los elementos más importantes en el conjunto de la columna, su trabajo consiste fundamentalmente en absorber parte de la energía liberada por el tricono de perforación que no ha sido utilizada en romper la roca.

Características iniciales (Pin hilo api-Box hilo api)

- Top Sub: O adaptadores superiores que como primera función permite, adaptar diferentes tipos de roscas y elementos de diferentes diámetros, adicionalmente estos adaptadores cumplen una segunda función como elementos de desgastes, impidiendo daños en los hilos de los spindler de los cabezales de rotación y en los hilos de los amortiguadores.

Características iniciales (Pin hilo api-Box hilo beco)

- Barra de perforación: Inmediatamente debajo de los adaptadores superiores se ubican las barras de perforación, se pueden definir como elementos de extensión y de unión que transfieren la energía de rotación y empuje desde el cabezal de rotación a la herramienta de corte o tricono de perforación conduciendo

internamente el aire necesario para generar la evacuación del material cortado desde el fondo de la perforación a la superficie.

Características iniciales (Pin hilo beco-Box hilo beco)

- Bit Sub: O adaptadores de brocas son los que unen las barras de perforación con los triconos de perforación, su función es similar a los adaptadores superiores, en algunos casos deben unir elementos con roscas diferentes, pero nunca unir elementos con diferentes diámetros. Es el elemento de una columna que está expuesto a las más severas condiciones de desgastes por abrasión las que se originan en el fondo de la perforación.

Características iniciales (Pin hilo beco-Box hilo api)

- Centralizador: Son anillos guidores que sirven para conservar la concentricidad de la columna de perforación y evitar desviaciones de esta.

Características iniciales (De un solo cuerpo)

- Broca triconica: Elemento de corte y trituración de la roca

Características iniciales (insertos largos)

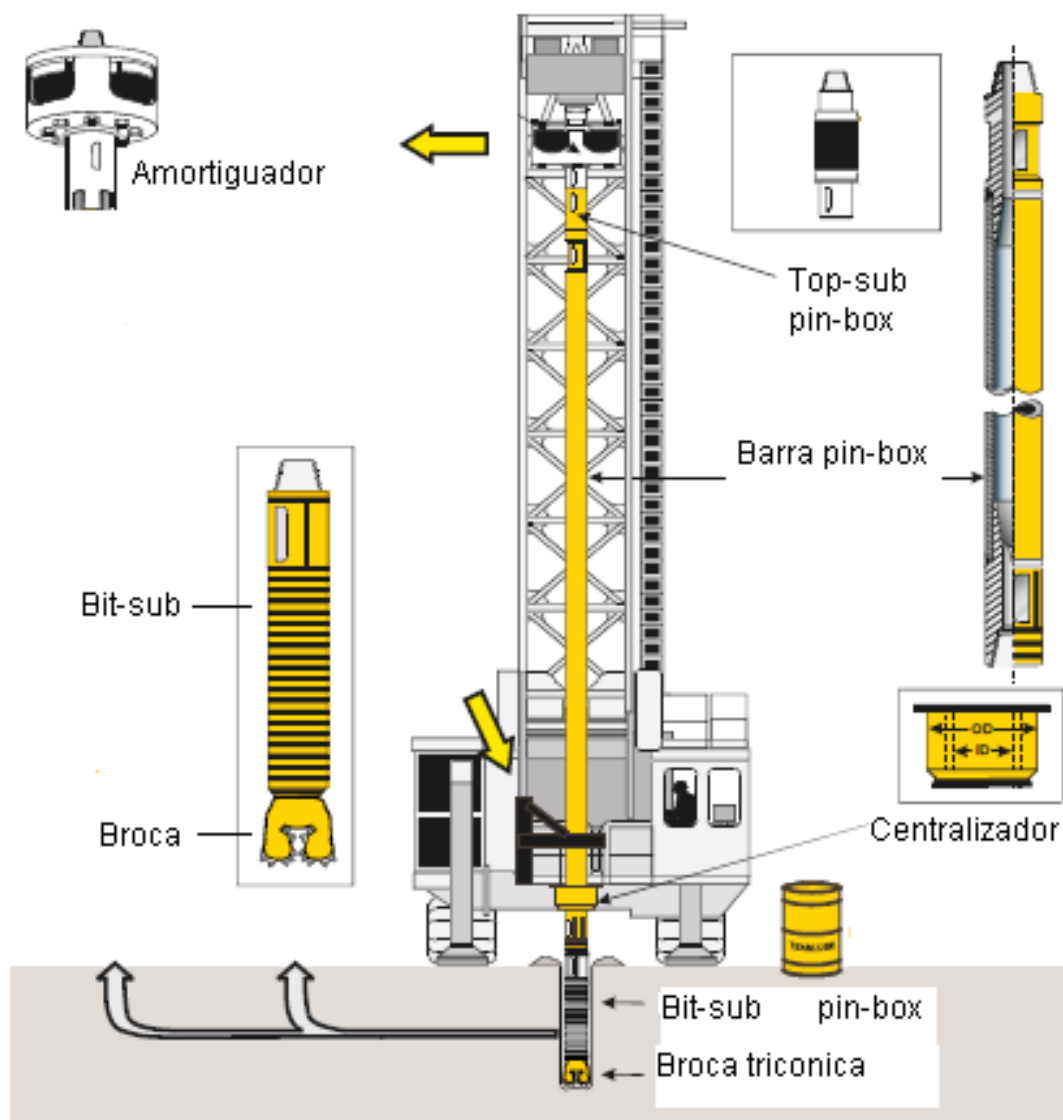


Figura 22. Columna de perforación inicial.

Fuente: Manual de perforación Atlas Copco.

## 5.2 ELECCIÓN DE LOS ACCESORIOS DE PERFORACIÓN

La resistencia a la compresión del macizo rocoso en este yacimiento varía de 17 a 69 Mpa (Suave y media), a excepción de una pequeña zona de sulfuros de cobre donde la roca es dura, además se encuentran por estratos diferenciados por lo que en un banco cambia la dureza.

Como la roca predominante es de suave a media y existe presencia de arcillas queda descartada la implementación del martillo de fondo, se continuara con la perforación rotativa.

Como en un mismo banco se encuentra roca suave y medía al momento de perforar se tenía rotura prematura de insertos de las brocas por ser largos, se cambio a brocas con insertos medianos donde no se tiene problemas de este tipo incrementando la vida útil de estas sin perjudicar la velocidad de perforación.

En cuanto a las barras, es bien conocido que el desgaste mayor ocurre en la zona donde está el bit sub y el lado ubicado en la parte superior se encuentra casi intacto; en caso de las barras pin-box solo se aprovecha un lado (box) en cambio con las barras box-box se aprovecha ambos lados incrementando la vida útil de estas.

Si no es parte estrictamente de la columna de perforación también se implemento el

$$V_b = \frac{C.F.M. \times 183,4}{\text{uso de anillos de alambre de cobre entre los hilos de las brocas y de los bit sub, esto para lograr que}}$$

desembonen los accesorios con facilidad y no recurrir a soldadura, esto ocasiona que el acero se debilite y por ende se produzcan roturas prematuras. El desembonar sin problemas disminuye las demoras operativas y ayudan a mantener la vida útil de los aceros de perforación.

La velocidad de barrido la hallamos con la siguiente fórmula:

---

**Ø<sup>2</sup> Bit - Ø<sup>2</sup> Barras**

**Tabla 09. Calculo de velocidad de barrido.**

<b>Ø Bit</b>	6 3/4 Pulg
<b>Ø Barras</b>	5 Pulg
<b>CFM nominal</b>	1,250
<b>Factor de rectificación Para 4267 msnm 4 °C</b>	0.632
<b>CFM corregido</b>	790
<b>V<sub>b</sub></b>	<b>7,046 pies/min</b>

**Fuente: Cálculos propios.**

Estamos dentro del rango (5,000 a 7,000 pies/min) por lo que no es necesario de realizar variaciones, los CFM del compresor empezaran a disminuir conforme la perforadora acumule horas de operación.

### **5.3 COMPONENTES DE LA COLUMNA DE PERFORACIÓN FINAL**

- Amortiguador de impactos:

Características finales: Igual a las iniciales (Pin hilo api-Box hilo api)

- Top Sub:

Características iniciales: Se cambió a Pin hilo api-Pin hilo beco para poder adaptar las barras Box-Box

- Barra de perforación:

Características iniciales: Se cambió a Box hilo beco-Box hilo beco, para aprovechar ambos extremos y permitir ahorrar.

- Bit Sub:

Características iniciales: Igual a las iniciales (Pin hilo beco-Box hilo api)

- Centralizador:

Características iniciales: Igual a las iniciales (De un solo cuerpo)

- Broca triconica:

Características iniciales: Se cambió a insertos medios.

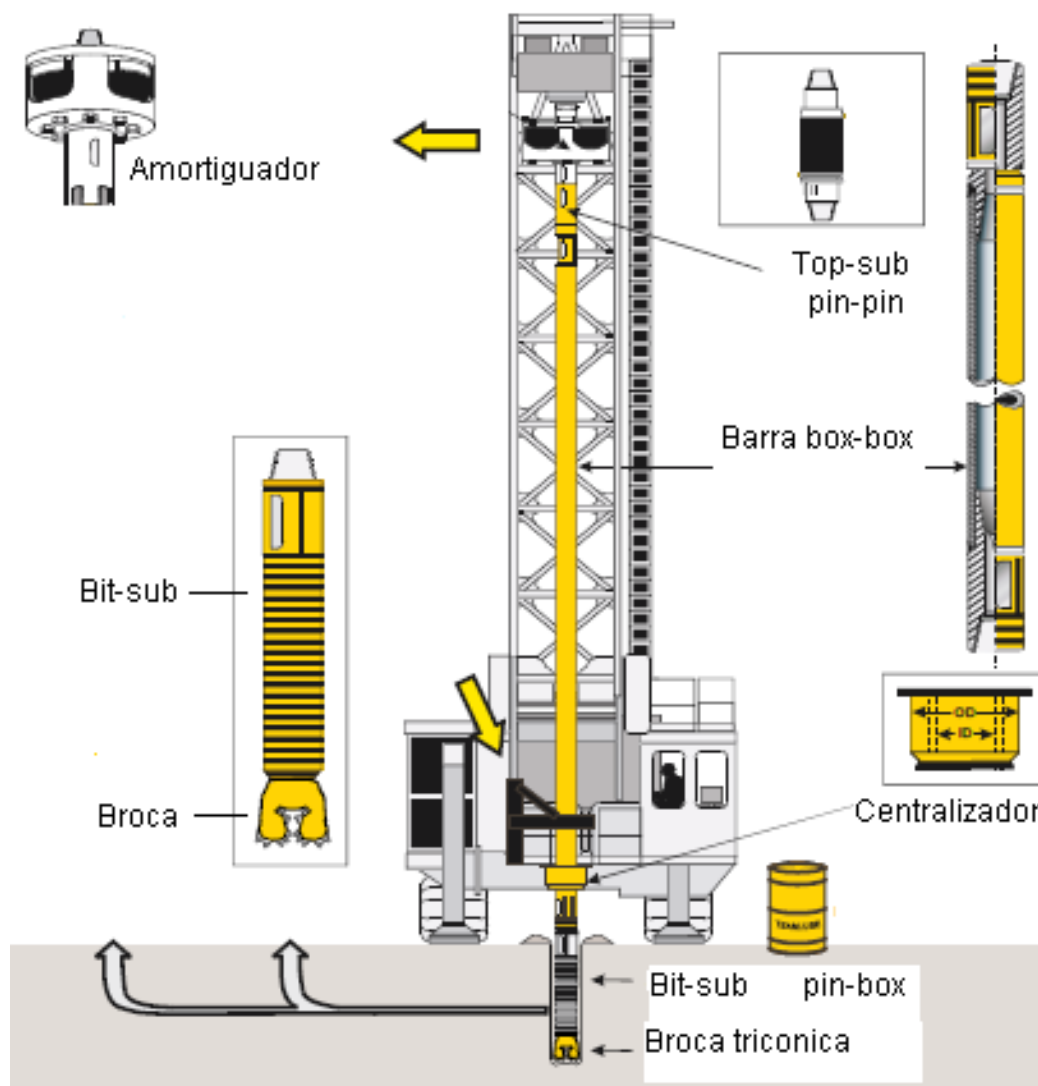


Figura 23. Columna de perforación final

Fuente: Manual de perforación Atlas Copco.



#### 5.4 ZONIFICACIÓN DEL TAJO PARA LA PERFORACIÓN.

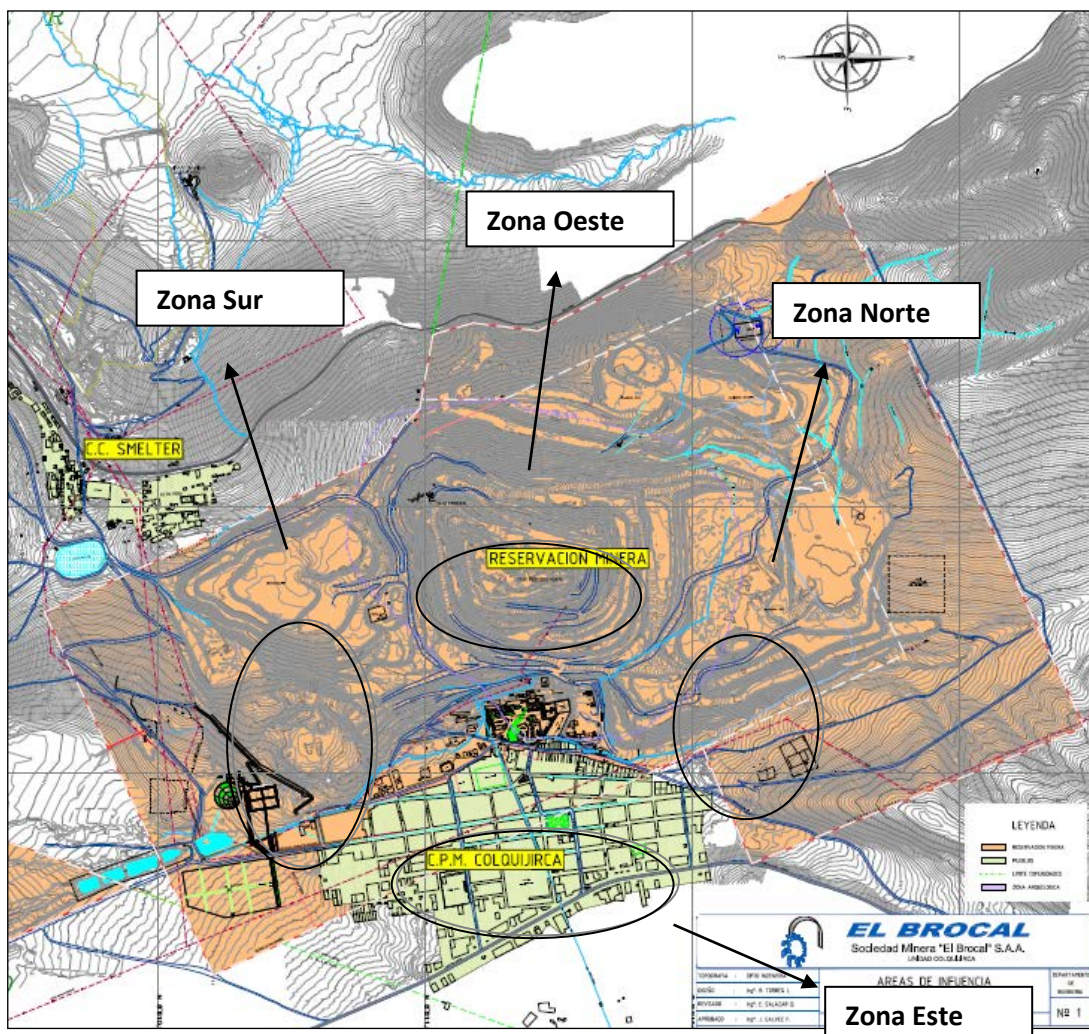


Figura 24. Plano de zonificación del tajo.

Fuente: Memoria descriptiva SMEB.

Inicialmente se manejaba una malla triangular de 5.2m x 6m y sobreperforación de 0.5m en todo el tajo.

Nos hemos basado en las velocidades de perforación, análisis de Kuz-Ram, resultados de los disparos y la distancia a la población.

En la zona Norte se utiliza mallas de 5.2mx6m y de 4.8mx5.5m

En la zona Sur y Oeste se utiliza mallas de 5.6mx6.5m y de 6mx7m.

En la zona Este las mallas van desde 3.9mx4.5m, 4.3mx5.0m y 4.8mx5.5m.

## 5.5 RENDIMIENTO DE LA PERFORACIÓN INICIAL

**Tabla 10. Parámetros de perforación.**

Parámetros			Estandar
Burden	m	B	5.2
Espaciamiento	m	S	6
Altura de Banco	m	H	6
Sobreperforación	m	S.D	0.5
Díametro	pulg	D	6.75
m <sup>3</sup> por taladro	m <sup>3</sup>	BCM/Tal	188
Velocidad de perforación	mp/h	Vp	50
Rendimiento	m <sup>3</sup> /h	BCM/h	1,445

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

## 5.6 RENDIMIENTO DE LA PERFORACIÓN LUEGO DE LA ZONIFICACIÓN

Tabla 11. Parámetros de perforación luego de la zonificación del tajo.

Parámetros	Norte	Sur	Este	Oeste	Promedio
Burden	5.2	6.1	4.8	6.1	5.7
Espaciamiento	6	7	5.5	7	6.5
Altura de Banco	6	6	6	6	6.0
Sobreperforación	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5
Díametro	6.75	6.75	6.75	6.75	6.75
m <sup>3</sup> por taladro	188	256	158	256	188.0
Velocidad de perforación	50	56	48	56	50
Rendimiento	1,445	2,203	1,165	2,203	1,480

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

Se ha realizado un promedio donde el rendimiento en BCM/h es ligeramente superior al inicial. El rendimiento real es el promedio ponderado considerando los volúmenes a minar por zonas.

Tabla 12. Rendimientos de perforación luego de la zonificación.

Parámetros	Norte	Sur	Este	Oeste	Prom. Pond
Burden	5.2	6.1	4.8	5.7	5.3
Espaciamiento	6	7	5.5	6.5	6.1
Altura de Banco	6	6	6	6	6.0
Sobreperforación	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5
Díametro	6.75	6.75	6.75	6.75	6.8
m³ por taladro	188	236	158	220	198.4
Velocidad de perforación	50	56	47	52	50.8
Rendimiento	1,445	2,203	1,165	1,763	1,577.4
BCM a perforar	1,125,269	1,615,998	1,042,062	521,031	577,142
	1,122,221	2,231,616	521,031	521,031	384,761

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

El rendimiento ponderado es 1,577 BCM/h es decir con los cambios realizados se incrementa en 132 m<sup>3</sup> por hora.

## 5.7 COSTOS DE PERFORACIÓN

Calcularemos el TDC (costo total de perforación) con la siguiente formula.

$$TDC = \frac{B}{M} + \frac{D}{ROP}$$

Dónde:

B = Costo de la broca [US\$]

M = Total metros perforados [metros]

D = Costo horario de la perforadora [US\$/h]

ROP = Velocidad de Perforación [m/h]

**Tabla 13. Calculo del costo total de perforación.**

	Inicial	Zonificado
<b>B (\$)</b>	1,688	1,688
<b>M (m)</b>	3,200	3,500
<b>D (\$/h)</b>	187	187
<b>ROP (m/h)</b>	50	50.8
<b>TDC (\$/m)</b>	<b>4.27</b>	<b>4.16</b>
<b>BCM/h</b>	1,445	1,577
<b>\$/BCM</b>	<b>0.15</b>	<b>0.13</b>

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

Existe una disminución tanto en \$/m y por \$/BCM por la zonificación realizada y el cambio que se realizó con las brocas.

## **CAPITULO VI**

### **VOLADURA**

#### **6.1 PROBLEMAS INICIALES PRODUCTO DE LA VOLADURA.**

Como se usaba una sola malla para todo el tajo, solo se disminuía la carga explosiva para bajar la carga operante y por ende las vibraciones, pero esto generaba dos problemas; el primero frentes duros donde los equipos de carguío bajaban su rendimiento el segundo incremento de la vibración ya que la energía del explosivo al no fragmentar y no desplazar solo se aprovecha en generar vibración ocasionando quejas y reclamos del Centro poblado de Colquijirca.

#### **6.2 ELECCIÓN DE EXPLOSIVOS Y TÉCNICAS DE VOLADURAS A USAR.**

Por ser una roca suave a media en zonas sin agua se usa HA28, HA37 y en zonas con agua HA64. Se implementaran taladros de precorte, uso de deck con inicio distinto, creación de caras libres perpendicular al pueblo y uso de detonadores electrónicos con una ventana de programación de 20,000 ms.

#### **6.3 ZONIFICACIÓN DEL TAJO PARA LA VOLADURA.**

Para el diseño de la malla es igual a la zonificación para la perforación

En la zona Norte se utiliza mallas de 5.2mx6m y de 4.8mx5.5m

En la zona Sur y Oeste se utiliza mallas de 5.6mx6.5m y de 6mx7m.

En la zona Este las mallas van desde 3.9mx4.5m, 4.3mx5.0m y 4.8mx5.5m

**Tabla 14. Parámetros de voladura luego de la zonificación.**

Parámetros	Norte	Sur	Este	Oeste
Burden	5.2	6.1	4.8	6.1
Espaciamiento	6	7	5.5	7
Altura de Banco	6	6	6	6
Sobreperforación	0.5	0.5	0.5	0.5
Díametro	6.75	6.75	6.75	6.75
Rigidéz	1.15	1.06	1.38	0.99
m <sup>3</sup> por taladro	188	256	158	256
HA37 (p:1.01 g/cc) Kg/m	24			
Taco	4	4	4	4
Kg por taladro	61	71	49	71
Factor de Carga	0.33	0.28	0.37	0.28
Factor de Potenci:Kg/t	0.14	0.12	0.16	0.12
HA64 (p:1.32 g/cc) Kg/m	32			
Taco	4	4	4	4
Kg por taladro	80	89	64	89
Factor de Carga	0.43	0.35	0.49	0.35
Factor de Potenci:Kg/t	0.18	0.15	0.21	0.15

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**



## 6.4 DISEÑO INICIAL

### 6.4.1 Diseño de Carga

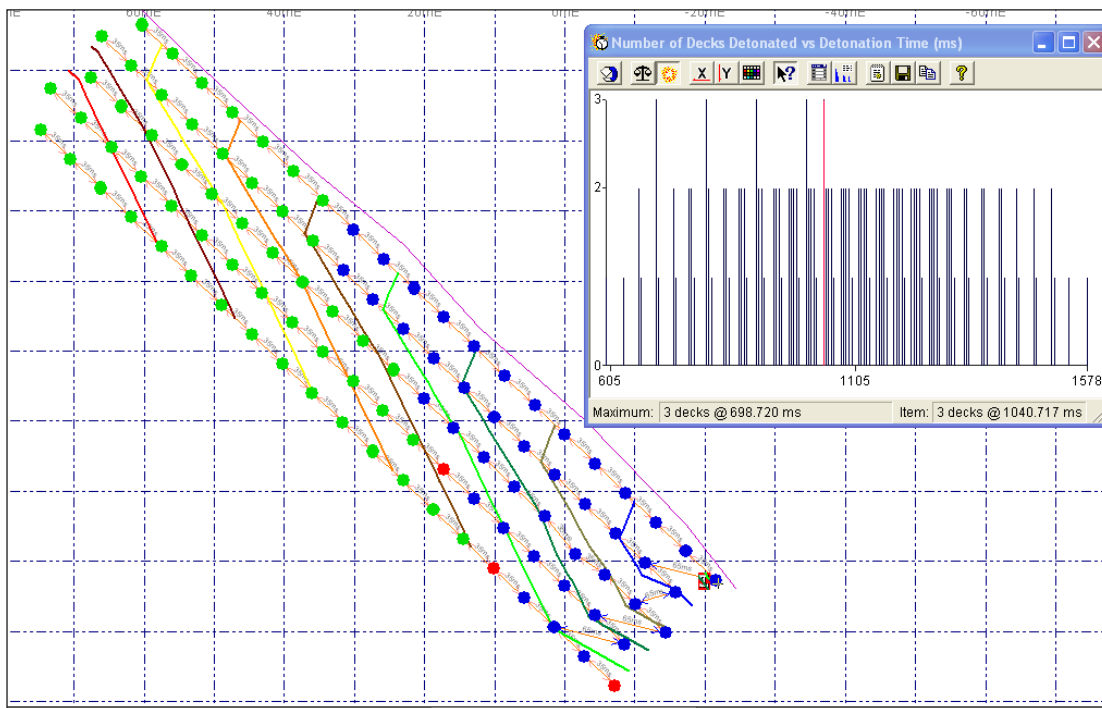
Tabla 15. Parámetros iniciales de carga.

Parámetros			Estandar
Burden	m	B	5.2
Espaciamiento	m	S	6
Altura de Banco	m	H	6
Sobreperforación	m	S.D	0.5
Díametro	pulg	D	6.75
Rigidéz		B/H	1.15
m <sup>3</sup> por taladro	m <sup>3</sup>	BCM/Tal	188
HA37 (ρ:1.01 g/cc Kg/m			24
Taco	m	T	4
Kg por taladro	Kg/Tal	Kg/Tal	61
Factor de Carga	Kg/m <sup>3</sup>	F.C	0.33
Factor de Potenci:	Kg/t	Kg/t	0.14
HA64 (ρ:1.32 g/cc Kg/m			32
Taco	m	T	4
Kg por taladro	Kg/Tal	Kg/Tal	80
Factor de Carga	Kg/m <sup>3</sup>	F.C	0.43
Factor de Potenci:	Kg/t	Kg/t	0.18

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

Sin usar cámara de aire ni taladros de precortes.

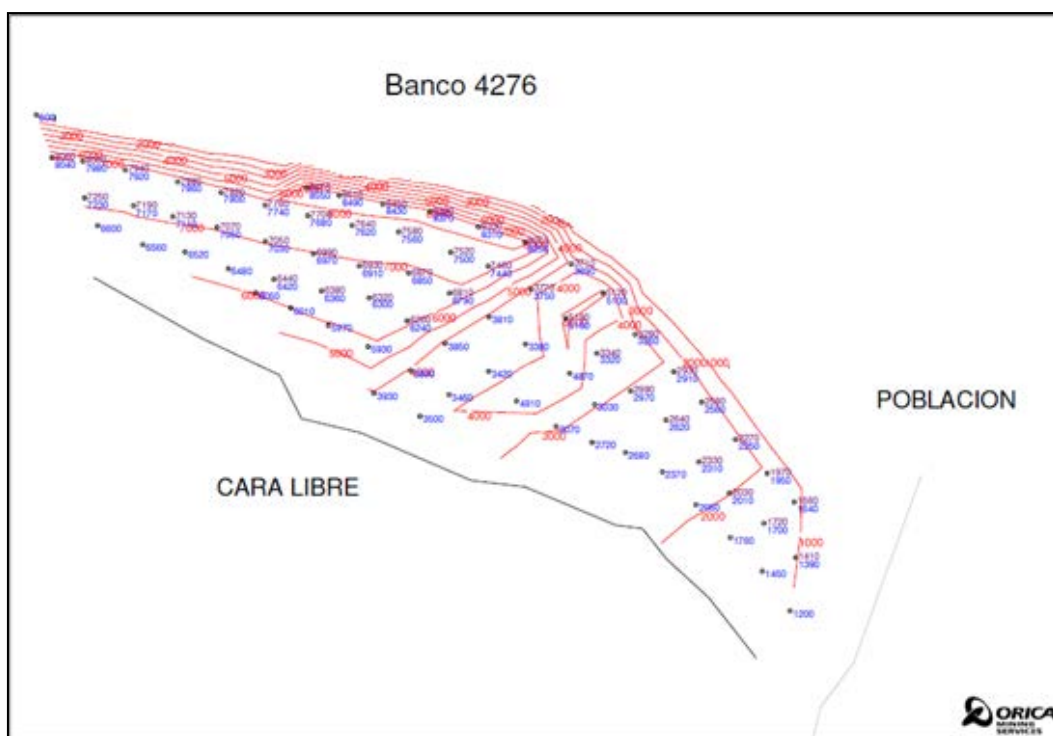
### 6.4.1 Diseño de Salida.



**Figura 25. Diseño de salida inicial con detonadores pirotécnicos.**

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

Para el caso de detonadores pirotécnicos el tiempo entre taladros era de 35ms y entre filas de 130ms, la salida en echelón; la carga operante según el amarre y tiempos utilizados es de tres taladros es decir 180 Kg. Ya que la carga promedio por taladro es 60 Kg.



**Figura 26. Diseño de salida inicial con detonadores electrónicos.**

**Fuente: Asistencia técnica Orica**

Para diseños con detonadores electrónicos se usaron tiempos entre taladros de 43 ms y entre fila de 203 ms., separados hasta en cuatro paquetes.

## 6.5 DISEÑO MODIFICADO

### 6.5.1 Diseño de carga

Según los diseños del cuadro del ítem 6.3, pero se está incluyendo el uso de cámaras de aire.

**En la zona sur y oeste** se amplió la plantilla de perforación por los siguientes motivos:

- La roca es más suave (marga en su mayoría).

- Estas Zonas están más alejadas del centro poblado de Colquijirca se puede incrementar la carga explosiva en los taladros.

Para estimar las nuevas dimensiones de la malla se ha usado la teoría de Kuz-Ram, partiendo que para el carguío de la pala hidráulica RH-90 se recomienda P80 de 12 pulg (30.48cm) para no ver afectado su rendimiento.

$$a = \left( 2.2 - 14 \times \frac{B}{\Phi} \right) \left( \frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{1/2} \times \left( 1 - \frac{ep}{B} \right) \times \left( \frac{lc - lf}{LC} + 0.1 \right)^{0.1} \times \frac{LC}{H}$$

$$x_0 = \frac{\bar{x}}{0.693^{1/a}} \quad F(X) = 100 \times \left[ 1 - e^{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^a} \right]$$

Inicialmente se realizo el cálculo solo ampliando la malla sin variar la carga explosiva.

**Tabla 16. Calculo de X50, a y Xo.**

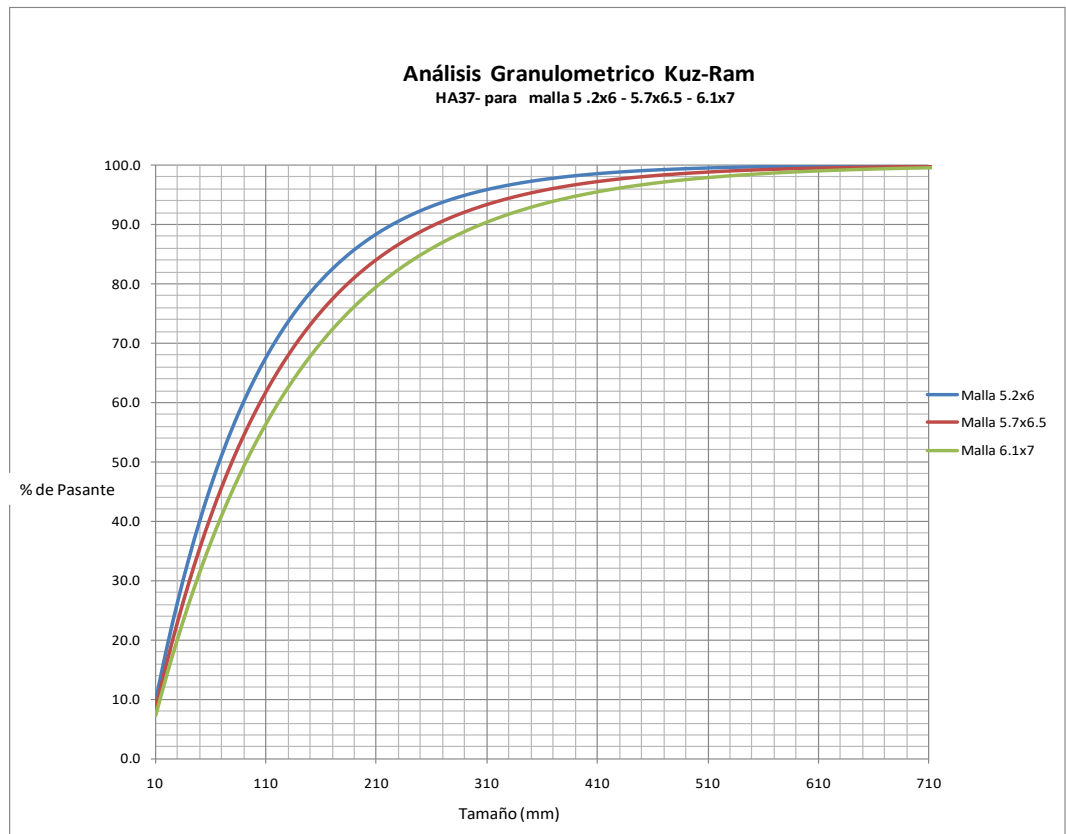
	Inicial	Modificado	Modificado	Modificado
H	6	6	6	6
B	5.2	5.7	5.7	6.1
S	6	6.5	6.5	7
S.D	0.5	0.5	0.5	0.5
Q	61	61	61	61
A	5.5	5.5	5.5	5.5
E	93.0	93.0	93.0	93.0
SBR	1.15	1.15	1.15	1.15
φ	171.45	171.45	171.45	171.45
LC	2.5	2.5	2.5	2.5
X 50	30.5	34.7	34.7	39.1
a	0.59	0.58	0.58	0.57
Xo	57.2	65.7	65.7	74.8

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

**Tabla 17. Análisis Granulométrico Kuz-Ram**

cm	Malla 5.2x6	Malla 5.7x6.5	Malla 6.1x7
10	9.7	8.4	7.3
20	18.5	16.1	14.0
30	26.5	23.1	20.3
40	33.6	29.6	26.1
50	40.1	35.5	31.5
60	45.9	40.9	36.5
70	51.2	45.8	41.1
80	55.9	50.4	45.4
90	60.2	54.6	49.3
100	64.1	58.4	53.0
110	67.6	61.9	56.4
120	70.7	65.1	59.6
130	73.6	68.0	62.6
140	76.2	70.7	65.3
150	78.5	73.1	67.8
160	80.6	75.4	70.1
170	82.5	77.5	72.3
180	84.2	79.3	74.3
190	85.7	81.1	76.2
200	87.1	82.7	77.9
210	88.4	84.1	79.5
220	89.5	85.5	81.0

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**



**Figura 27. Análisis Granulométrico Kuz-Ram**

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

Donde el P80 obtenido para una malla de 5.2mx6m es 15.7 cm, para una malla de 5.7x6.5 es 18.4 cm y para malla de 6.1mx7m es 21.3 cm. (Por interpolación)

El P80 de para un disparo con malla 5.2mx6m y factor de potencia de 0.15 Kg/t y carga de 65 Kg con HA 37 como máximo con el software Split es 4.077pulg. (10.35cm)



Figura 28. Fotografía disparo zona sur malla 5.2mx6m.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

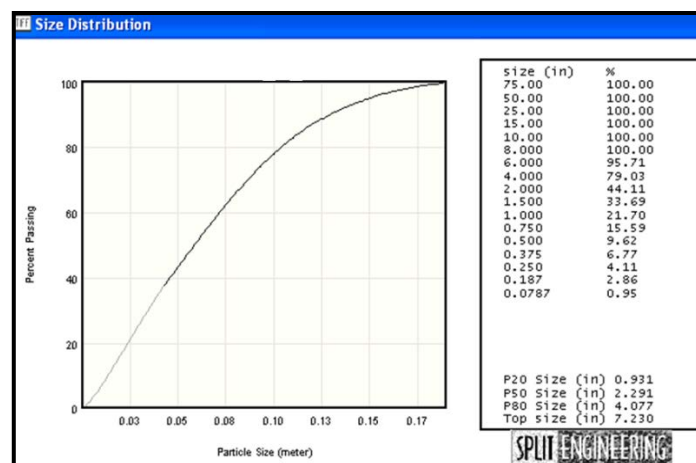


Figura 29. Análisis granulométrico Split zona sur malla 5.2mx6m.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

El P80 de para un disparo con malla 5.7mx6.5m y factor de potencia de 0.13 Kg/t y carga de 65 Kg con HA 37 como máximo con el software Split es 8.601 pulg(21.84 cm)



Figura 30. Fotografía disparo zona sur malla 5.7mx6.5m.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

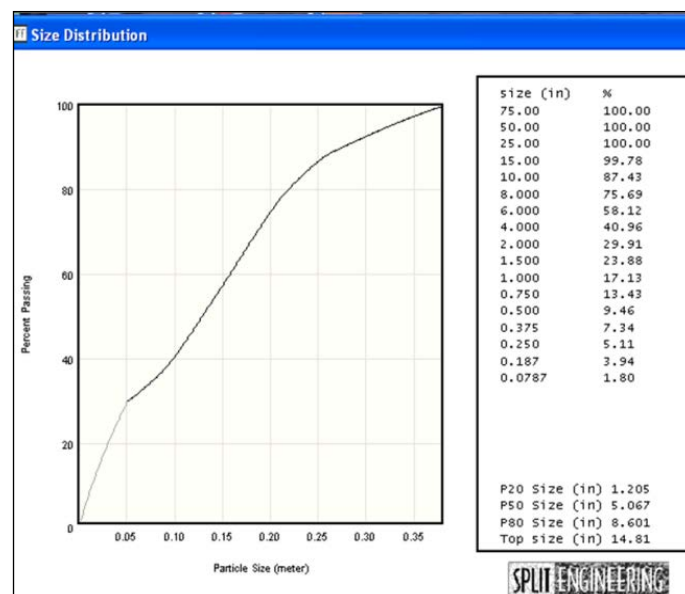


Figura 31. Análisis granulométrico Split zona sur malla 5.7mx6.5m.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

Analizando el cuadro comparativo y el gráfico adjunto vemos que la tendencia es que para la malla 6.1mx7m el P80 sea de 33 pulg y el factor de potencia teórico es de 0.10 Kg/t por mi experiencia este FP es muy bajo para fragmentar para esta altura de banco, además en ningún modelo matemático se ha dado que el burden sea mayor a la altura del banco.



Tabla 18. Comparativo P80 Kuz-Ram Vs. P80 Real.

COMPARATIVO	Malla 5.2x6	Malla 5.7x6.5	Malla 6.1x7
P80 Kuz-Ram (cm)	15.7	18.4	21.3
P80 Real (cm)	10.4	21.8	

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

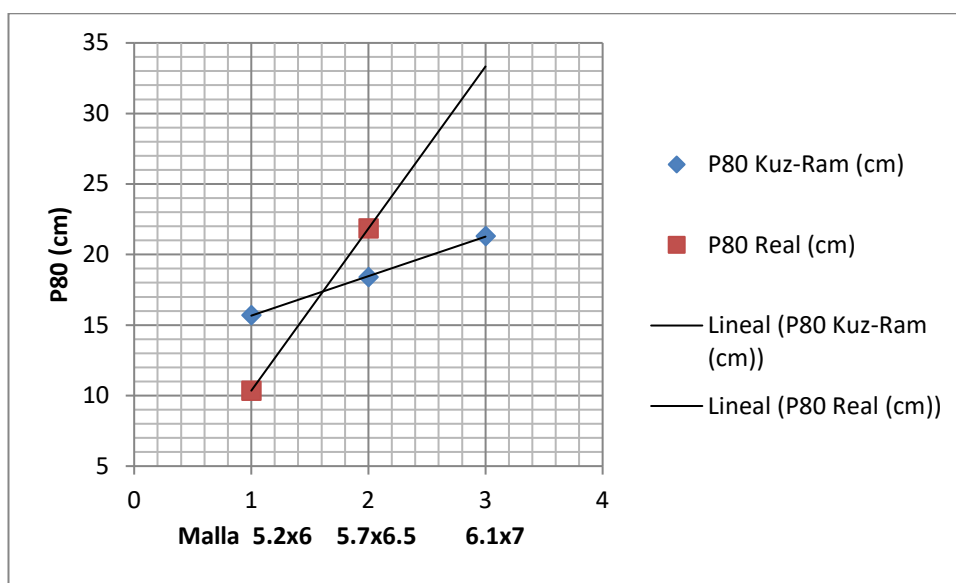


Figura 32. Gráfico comparativo P80 Kuz-Ram Vs. P80 Real.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

Paralelo a los disparos realizados con malla 5.7mx 6.5m se realizó una prueba de 9 taladros con malla de 6.1mx7.0m y con 62 Kg de HA37, se observó que el disparo solo esponjó 10cm aproximadamente y por partes se mantenía intacto.

Por lo que se optó por aumentar la carga en los taladros con malla 6.1mx7.0m a 71Kg en promedio de HA73 en zonas secas. Se realizó un nuevo cálculo con los nuevos parámetros.

**Tabla 19. Calculo de X50, a y Xo variando la carga explosiva.**

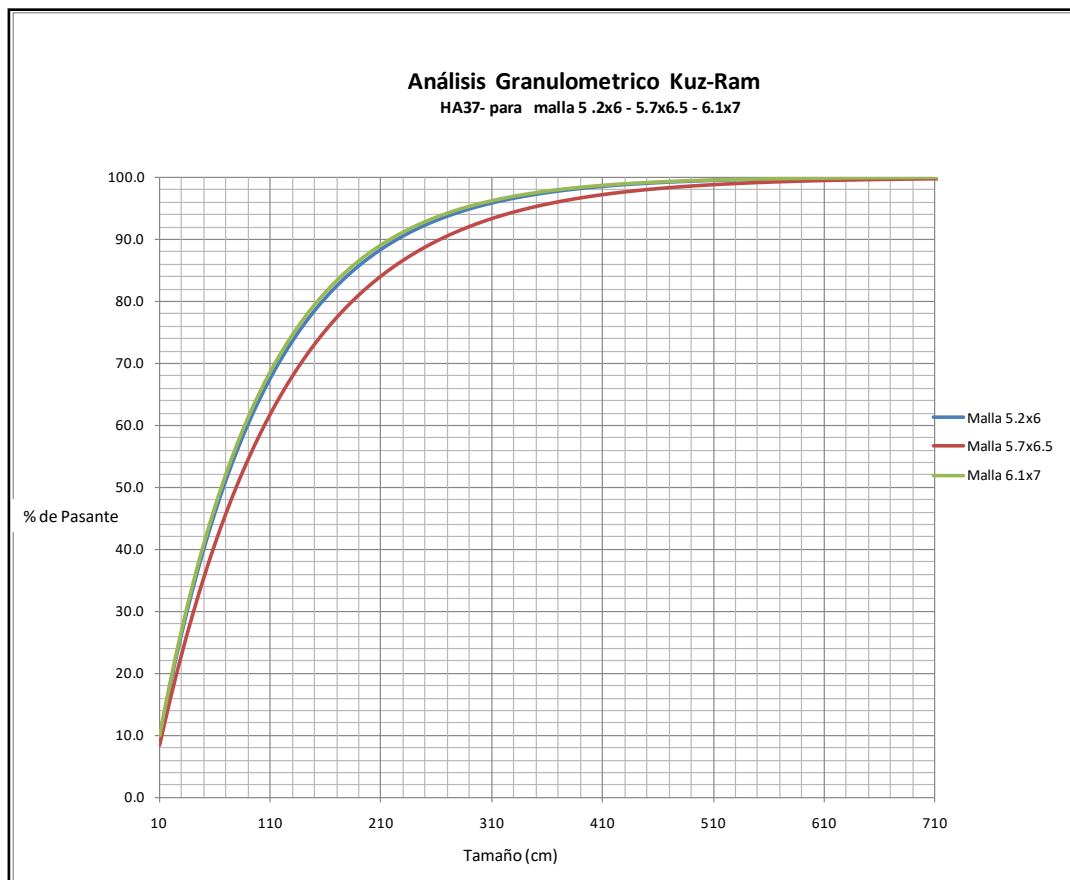
	Inicial	Modificado	Modificado
H	6	6	6
B	5.2	5.7	6.1
S	6	6.5	7
S.D	0.5	0.5	0.5
Q	61	61	71
A	5.5	5.5	5.5
E	93.0	93.0	93.0
SBR	1.15	1.15	1.15
$\phi$	171.45	171.45	171.45
LC	2.5	2.5	2.9
X 50	30.5	34.7	35.5
a	0.59	0.58	0.66
Xo	57.2	65.7	62.1

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

**Tabla 20. Análisis granulométrico Kuz-Ram variando la carga explosiva.**

cm	Malla 5.2x6	Malla 5.7x6.5	Malla 6.1x7
10	9.7	8.4	10.0
20	18.5	16.1	19.0
30	26.5	23.1	27.1
40	33.6	29.6	34.4
50	40.1	35.5	41.0
60	45.9	40.9	46.9
70	51.2	45.8	52.2
80	55.9	50.4	57.0
90	60.2	54.6	61.3
100	64.1	58.4	65.2
110	67.6	61.9	68.7
120	70.7	65.1	71.8
130	73.6	68.0	74.6
140	76.2	70.7	77.2
150	78.5	73.1	79.5
160	80.6	75.4	81.5
170	82.5	77.5	83.4
180	84.2	79.3	85.0
190	85.7	81.1	86.5
200	87.1	82.7	87.9
210	88.4	84.1	89.1
220	89.5	85.5	90.2

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**



**Figura 33. Análisis Granulométrico Kuz-Ram variando la carga explosiva.**

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

Del gráfico el P80 para una malla de 5.2mx6m es 15.7 cm, para una malla de 5.7x6.5 es 18.4 cm y para malla de 6.1x7 es 15.3 cm, inclusive menos que la malla de menor longitud lo cual no tiene mucho sentido.

Para un disparo con malla 6.1mx7.0m y un factor de potencia de 0.13 Kg/t y carga promedio de 71 Kg de HA37 por taladro, el P80 es 11.55 pulg. (29.33 cm).



Figura 34. Fotografía disparo zona sur malla 6.1mx7.0m variando la carga explosiva.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

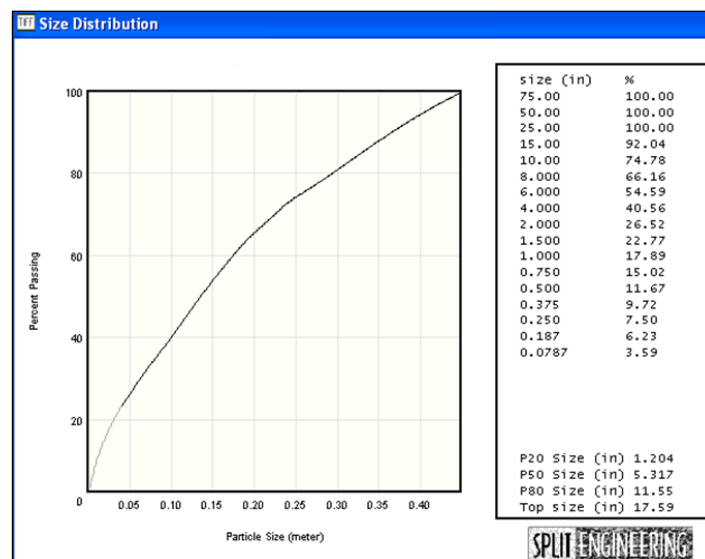


Figura 35. Análisis granulométrico Split zona sur malla 6.1mx7.0m variando la carga explosiva.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

Existe una gran brecha con el P80 según Kuz- Ram (15.3cm) y el real (29.3cm), lo cual nos indica que los modelos matemáticos tienen sus limitantes y deben de ser

ajustados a la realidad de cada operación; por otra con este resultado nos acercamos al P80 óptimo para el trabajo de la pala sin bajar su rendimiento (30.5cm).

**En la zona este y norte** se redujeron las medidas de la plantilla de perforación por los siguientes motivos:

- En estas zonas se presentaban frentes duros para el minado de la pala debido a que no se podía aumentar la carga explosiva por la cercanía al pueblo pese en que esta zona la roca es más dura (dolomía y caliza)
- Estas zonas están más cercanas al centro poblado de Colquijirca, se tiene que reducir la vibración, la mayor parte de la energía debe de ser aprovechada en fragmentar y desplazar el banco y lo mínimo en vibración.

Se tuvo en cuenta la vibración y la fragmentación para poder tener en cuenta las dimensiones de la malla.

En base a la teoría de vibraciones de campo lejano según Devine y Duvall para cargas cilíndricas.

$$V = K \times \left( \frac{d}{W^{1/2}} \right)^\alpha$$

Se tomó datos de campo, los disparos realizados fueron con detonares electrónicos por lo que la carga operante solo es un taladro.

**Tabla 21. Resumen de disparos electrónicos próximos al centro poblado Colquijirca**

Banco	Zona	Taladros Totales (und)	Taladros Producción (und)	Taladros Precorte (und)	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Altura de Banco (m)	F.C (Kg/m <sup>3</sup> )	F.P (Kg/t)	Kg/Tal	Distancia Geofono (m)	Vpp (mm/s)
4282	Este	23	16	7	4.3	5	7	0.53	0.21	73	183	4.66
4276	Este	114	73	41	4.3	5	6	0.56	0.22	63	150	3.70
4282	Este	78	46	32	4.3	5	7	0.58	0.23	77	180	3.22
4276	Este	54	40	14	4.3	5	6	0.49	0.20	58	85	12.25
4276	Este	67	36	31	4.3	5	7	0.60	0.24	78	130	9.13
4276	Este	56	38	18	4.3	5	6	0.46	0.18	52	140	1.93
4276	Este	40	20	20	4.3	5	6	0.58	0.23	60	142.5	6.77
4282	Este	45	24	21	4.3	5	7	0.60	0.24	78	115	5.04
4282	Este	44	24	20	4.3	5	6	0.63	0.25	69	120	3.20

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

De la tabla adjunta se extraen y los siguientes datos para poder hallar la regresión del modelo matemático para la predicción de la vibración.

**Tabla 22. Distancia escalar Vs. VPP**

$d/(w)^{1/2}$	V
21.4	4.66
18.8	3.7
20.5	3.22
11.2	12.25
14.7	9.13
19.4	1.93
18.4	6.77
13.0	5.04

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

Dónde:

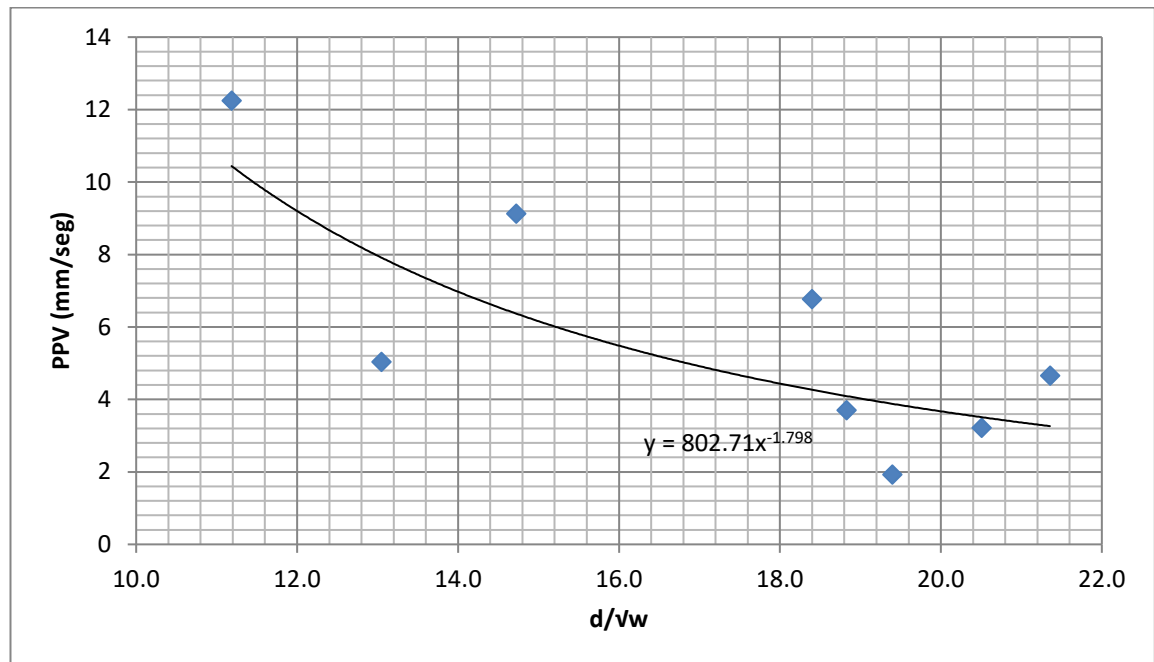
d es la distancia del disparo en metros al punto de monitoreo.

w es el peso de explosivo que salen en un mismo tiempo.

v es la velocidad pico partícula en mm/s.

Este el grafico que se generó luego de descartar un par ordenado.





**Figura 36. Regresión para predecir la vibración.**

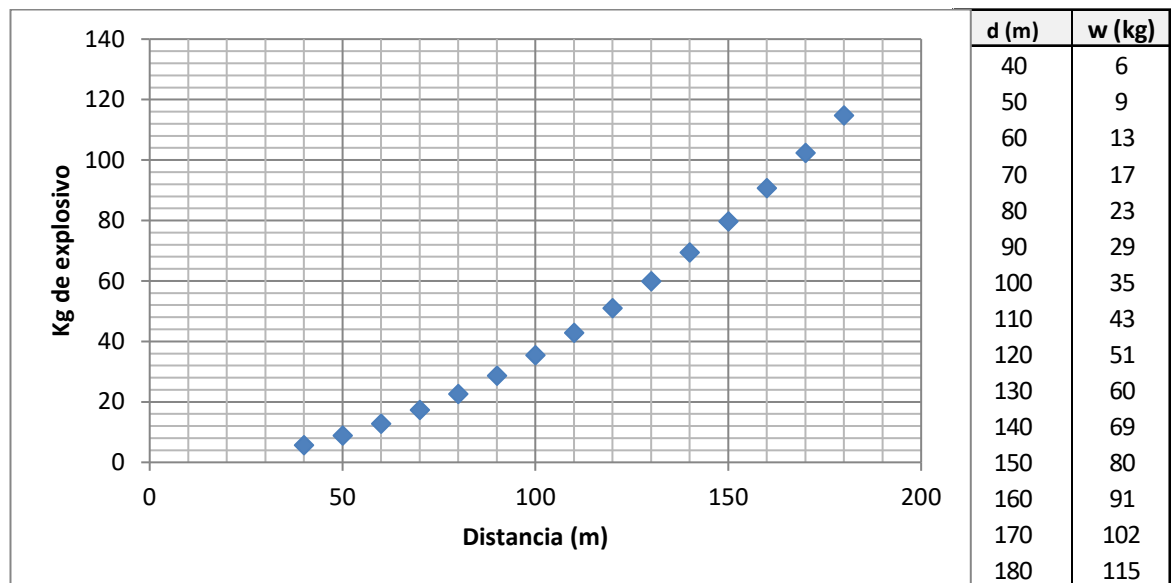
**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

El modelo matemático es el siguiente:

$$V = 803 \times \left[ d / \sqrt{w} \right]^{-1.8}$$

La velocidad máxima permisible es de 5 mm/s para no afectar a las casas y no perturbar a las personas según los datos proporcionados por parte de la superintendencia de mina de Sociedad Minera El Brocal.

Con el modelo se halla cuanto es la máxima carga explosiva a usar a cierta distancia considerando no exceder los 5mm/s.



**Figura 37. Distancia Vs. Carga operante**

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

Esto nos sirve de referencia para poder ajustar la malla a distancias menores de 130 m al punto de monitoreo, a partir de esta se reduce la malla ya que con 60 Kg los disparos en la zona Este, presentan problemas (frente duro), además se tiene en cuenta la dureza del terreno y la presencia de agua en los taladros.



Se observa que el disparo en la parte superior no está fragmentado adecuadamente por lo que la pala tiene dificultades en el minado.

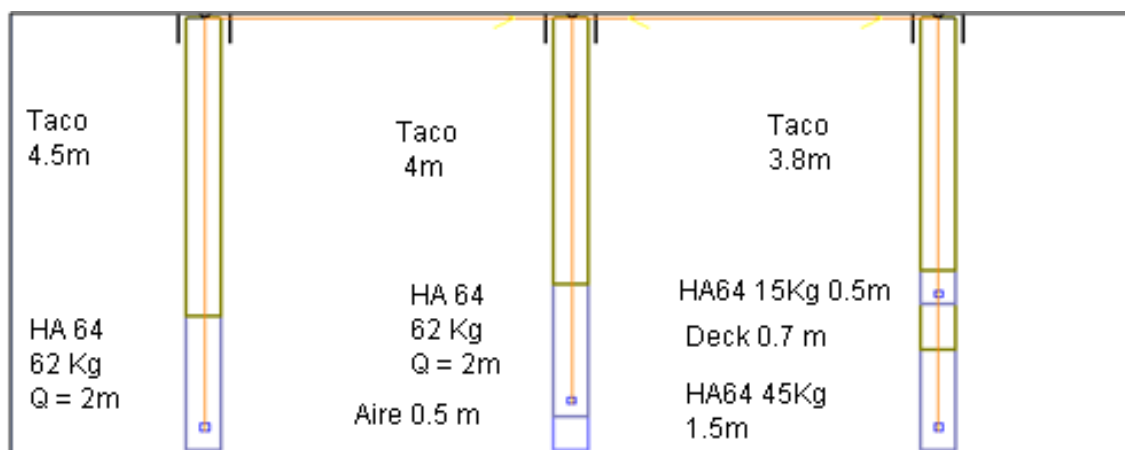
En la parte inferior el material esta adecuadamente fragmentado, esto se consiguió con la reducción de la malla.

**Figura 38. Frente con problemas de fragmentación**

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

Para mejorar la fragmentación en la zona superior se uso deck y cámaras de aire, esto porque no se puede incrementar la carga por la vibración y la proyección de roca.

Comparemos tres tipos de diseño de carga con HA 64



**Figura 39. Diseños de carga utilizados en la zona Este.**

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

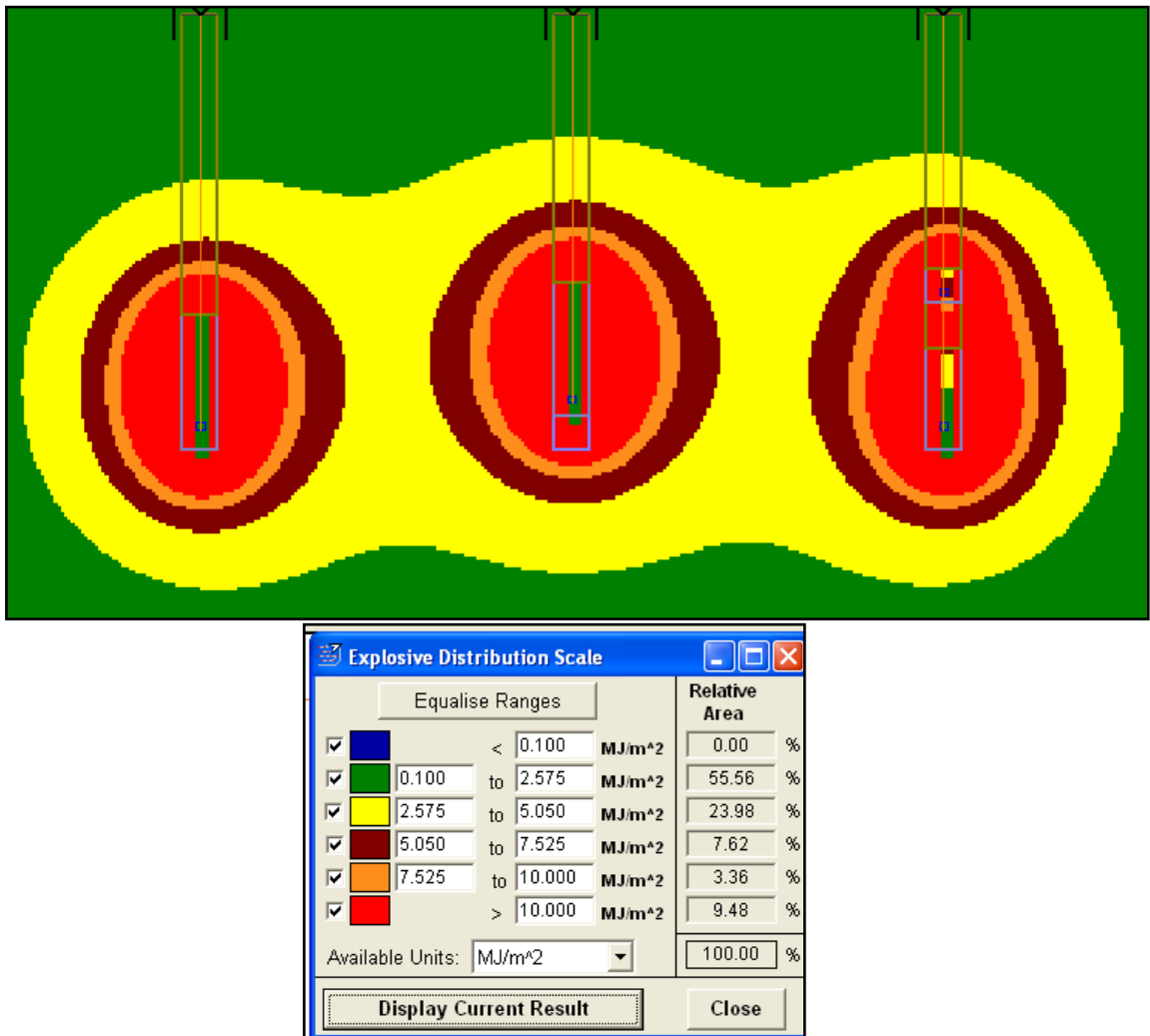


Figura 40. Halos de energía de los diseños de carga utilizados en la zona Este.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

Los halos de energía con cámara de aire y con deck tienen mayor alcance en la zona superior, además que con el deck se baja la carga operante, el uso de estos dependerá mucho de la cantidad de agua existente en el taladro.



Todo el frente del banco tiene una fragmentación adecuada se uso cámara de aire y deck.

**Figura 41. Frente con adecuada fragmentación.**

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

Para el caso de **precortes** solo se dispone de la perforadora SKF 11 por temas de presupuesto, por lo que estos taladros también fueron de 6  $\frac{3}{4}$ " , para esto usaremos la siguiente formula.

$$S = D_h * \frac{(P_b + T)}{T}$$

**S** : Espaciamiento entre taladros (m)

**Dh** : Radio del pozo de perforación (m)

**Pb** : Presión en el pozo de perforación (MPa)

**T** : Resistencia a la tracción dinámica de la roca (MPa)

La presión de taladro se puede considerar como la resistencia que tiene el pozo de perforación al ser tronado, esta resistencia se mide en PSI y tiene directa relación con la ecuación general de gases.

$$P_b = 1,69 \cdot 10^{-3} * \rho * VOD^2 * (R/r * \sqrt{C})^{2.6}$$

**Pb** : Presión de taladro (PSI). (Pb = Rc roca)

$\rho$  : Densidad del explosivo (g/cm<sup>3</sup>).

**VOD** : Velocidad de detonación del explosivo (pies/s).

**R** : Radio de la carga explosiva.

**r** : Radio del pozo.

**C** : % del total de la columna cargada (decimal).

La altura de carga del explosivo es de 0.4m (10 Kg) y la altura del taladro 6m, esto para hallar el desacoplamiento.

**Tabla 23. Calculo de espaciamiento de taladros para precortes.**

Tipo Roca	Diam Pozo [pulg]	Pb [Mpa]	Espaciamiento RCU (Mpa) [m]	RTU(Mpa) Mpa	Densidad Exp gr/cc	VOD km/s	Diam Exp inch	Desacople %	
Dolomia	6 3/4	59	<b>4.3</b>	37	2.5	1.01	4	6 3/4	0.07
Caliza	6 3/4	59	<b>2.4</b>	69	4.6	1.01	4	6 3/4	0.07

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco**

A 2.5m redondearemos el espaciamiento a considerar en los taladros de precorte, esto como punto de partida para luego ir ajustando.

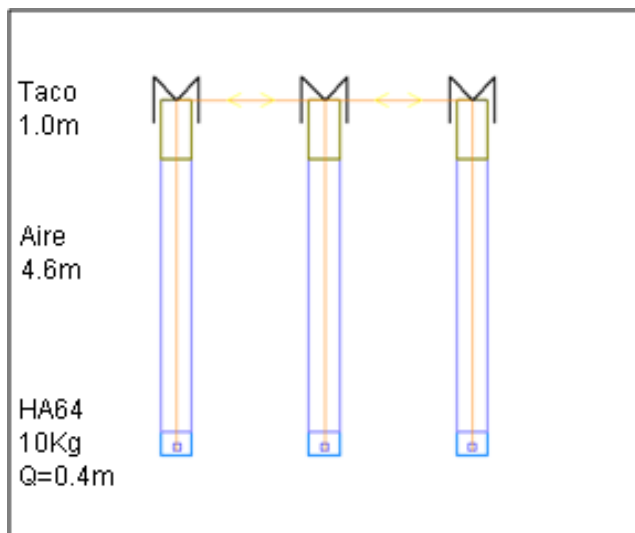


Figura 42. Diseño de carga para precortes.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

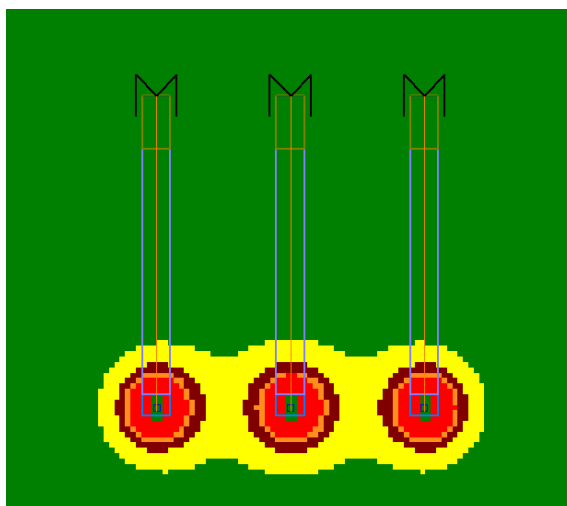


Figura 43. Halos de energía de precortes.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

6.5.2 Diseño de Salida

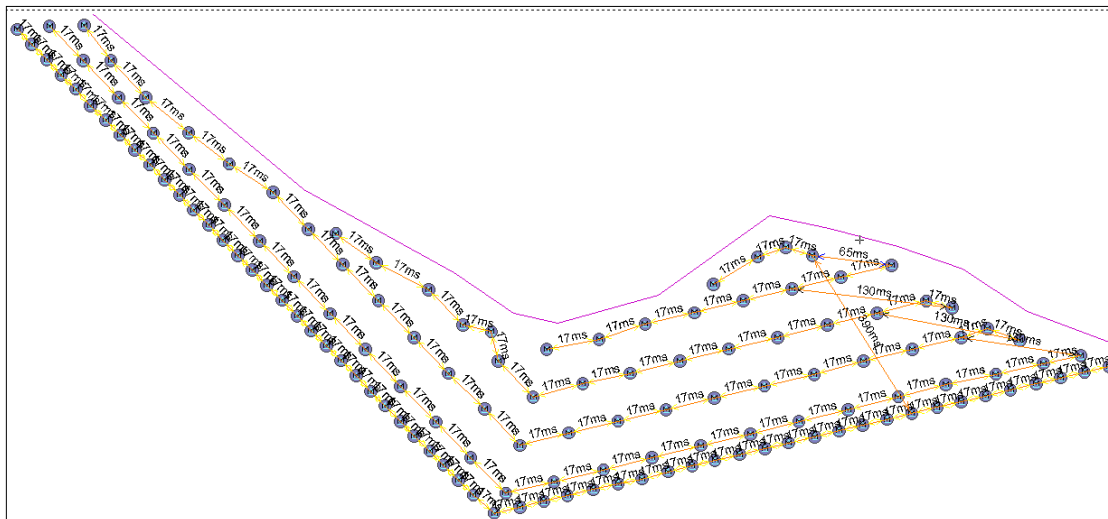


Figura 44. Diseño de salida modificado con detonadores pirotécnicos.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

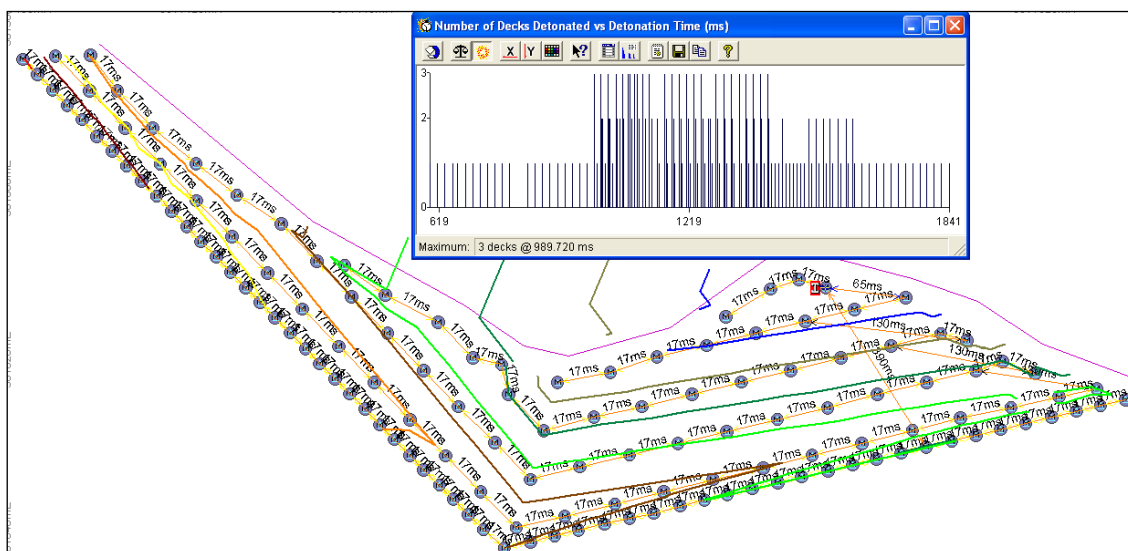


Figura 45. Líneas isotiempo y carga operante con detonadores pirotécnicos.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.



En diseño con detonadores pirotécnicos, el tiempo entre taladros se cambio a 17ms y entre filas se continúa con 130ms y en algunos casos con 65ms, la carga operante se mantiene en tres taladros y para el precorte cada 17ms ya que no se puede usar cordón detonante por la cercanía al centro poblado.

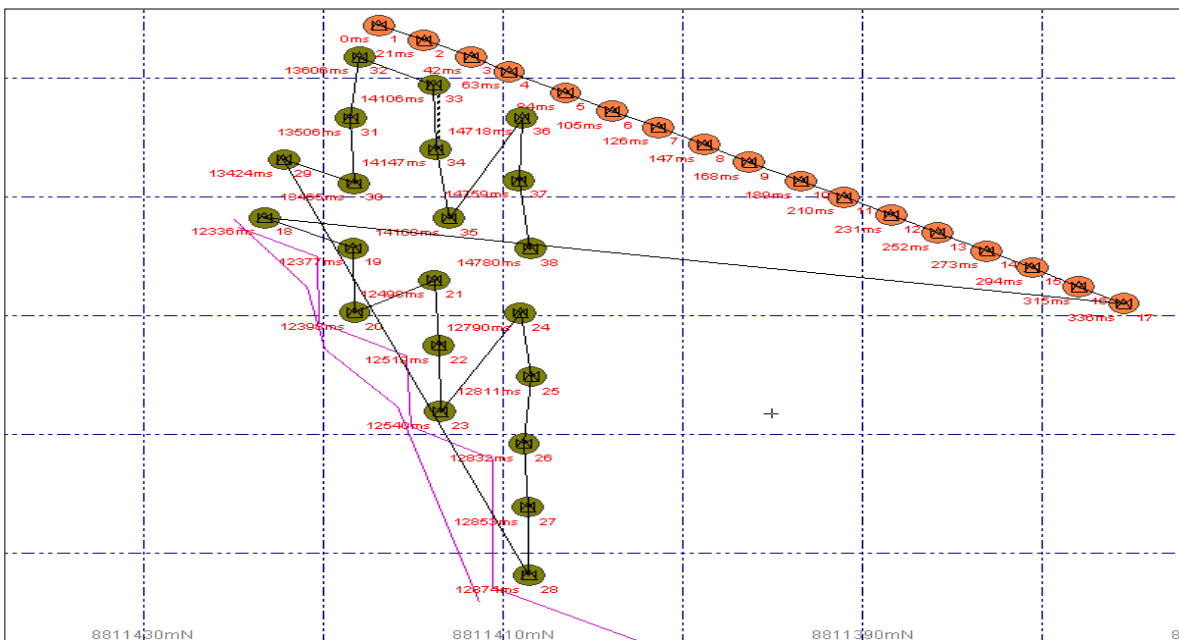


Figura 46. Diseño de salida modificado con detonadores electrónicos.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

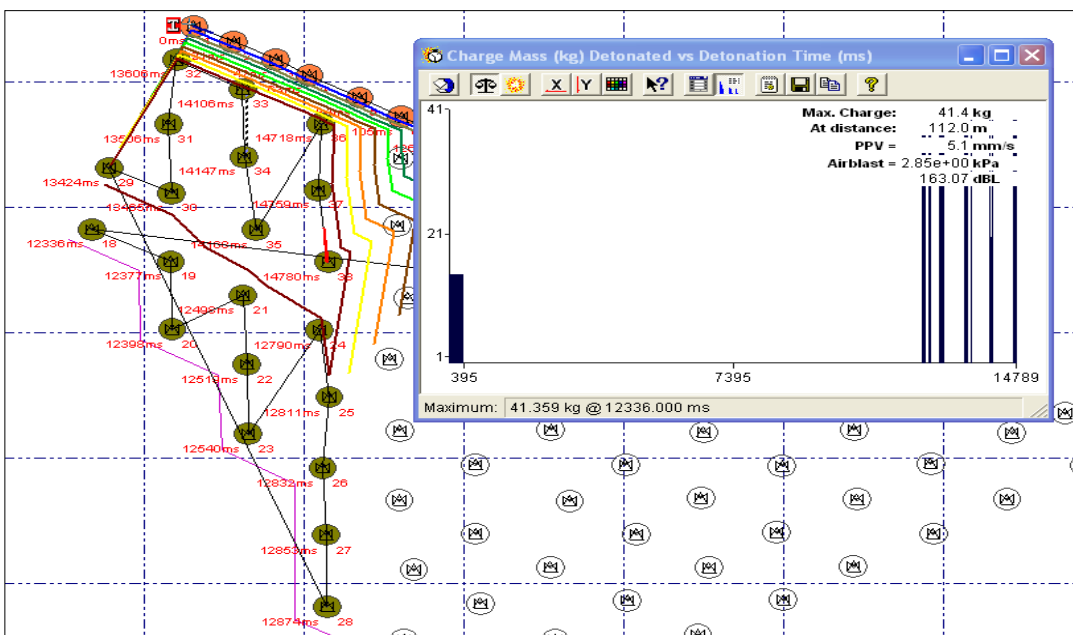


Figura 47. Líneas isotiempo y carga operante con detonadores electrónicos.

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

En diseños con detonadores electrónicos, el tiempo entre taladros se vario a 21 y 41ms dependiendo del confinamiento del banco, entre decks 9ms, entre filas se


usaba 100,250 y 550ms dependiendo del confinamiento del banco; 21ms para los taladros de precorte.

El proyecto detonaba en dos paquetes, los taladros de precorte (1º paquete) y los de producción (2º paquete) separados en 12seg.

Esto último ayudo a bajar la percepción de los disparos en los pobladores de Colquijirca , ya que anteriormente los proyectos de voladura se sacaban hasta en cuatro paquetes, pero separado solo por tres segundos, esto se percibía como “cuatro golpes interminables” en cambio con dos paquetes el primero por ser de precortes “golpe era más suave” casi no perturbaba y el segundo “golpe era más fuerte” pero luego de 12 segundos esto se percibía “como solo dos golpes rápidos”

En el capítulo anterior se estimó que a distancias menores a 130m del pueblo se tiene que reducir la carga operante (menor a 60 Kg), también se tomó la decisión de bajar el número de taladros a 30 de producción como máximo para que el proyecto termine más rápido y baje la percepción de la población además que a menor número de taladros menor vibración, esto cuando no se tiene un estudio completo de acoples de ondas que permita dar tiempos adecuadas para que las ondas no se acoplen por el contrario se eliminen unas a otras.

Tabla 24. Resultados de vibraciones con diseño inicial en la zona Este próximo a Colquijirca.


		<b>SIGMASS</b> <b>PROCEDIMIENTOS</b>		<b>Código: PR - 035 - SMTA</b> <b>Versión: 08</b> <b>Aprobado el: 06 - Ene - 2011</b> <i>Página 19 de 20</i>									
						<b>EJECUCION DE LA VOLADURA EN</b> <b>TAJO ABIERTO</b>							
<b>ANEXO N° 2</b>													
<b>CONTROL DE LAS VIBRACIONES DE LA VOLADURA</b>													
FORMATO: PR - 035 - SMTA F01													
DIA	NIVEL DISPARO	No. TAL. DISP.	ALT. PRIM. TAL	MALLA		M3 DISP. (mts.)	LUGAR DE MONITOREO	DISTANCIA HORIZONTAL (Mts)	TOTAL DE CARGA POR PROYECTO	CARGA PROMEDIO POR TALADRO	FACTOR DE POTENCIA	VPP mm/s <sup>2</sup>	LMP* mm/s <sup>2</sup>
				B (mts.)	E (mts.)								
20-Jul	4276	52	6.5	5.2	6.0	9,474	Intersección de Av.28 de Julio y Morales Janat	100	2,790	54	0.12	9.37	31.75
21-Jul	4276	91	6.5	5.2	6.0	16,579	Intersección de Av.28 de Julio y Morales Janat	130	5,230	57	0.13	8.77	31.75
22-Jul	4276	54	6.5	5.2	6.0	9,838	Intersección de Av.28 de Julio y Morales Janat	150	3,233	60	0.14	2.82	31.75
23-Jul	4276	56	6.5	5.2	6.0	10,203	Intersección de Av.28 de Julio y Morales Janat	140	3,459	62	0.14	3.93	31.75
26-Jul	4276	66	6.5	5.2	6.0	12,025	Intersección de Av.28 de Julio y Morales Janat	110	4,107	62	0.14	8.06	31.75
<b>PROMEDIO</b>								<b>126</b>	<b>3,764</b>	<b>59</b>	<b>0.13</b>	<b>6.59</b>	<b>31.75</b>
* Norma Usada													
GUIA AMBIENTAL PARA LA PERFORACION Y VOLADURA EN OPERACIONES MINERAS - MINISTERIO DE ENERGIA Y MINAS													

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

El valor promedio de la velocidad pico partícula es de 6.59 mm/seg, se está a por nivel máximo permisible establecido por SMEB ( 5mm/seg).

## 6.7 MONITOREO CON DISEÑO MODIFICADO

Tabla 25. Resultados de vibraciones con diseño modificado en la zona Este próximo a Colquijirca.

 <b>EL BROCAL</b> <small>Sociedad Minera El Brocal S.A.A.</small>		<b>SIGMASS</b> <b>PROCEDIMIENTOS</b> <b>EJECUCION DE LA VOLADURA EN</b> <b>TAJO ABIERTO</b>		Código: PR - 005 - SMTA										
				Version: 10	Aprobado el:									
				Página 19 de 24										
<b>ANEXO N° 2</b>														
<b>CONTROL DE LAS VIBRACIONES DE LA VOLADURA</b>														
DIA	NIVEL DISPARO	Nro. TAL. PROD.	Nro. TAL. PREC.	ALT. PROM. TAL	M A L L A		M3 DISP.	LUGAR DE MONITOREO	DISTANCIA HORIZONTAL (m)	CARGA POR PROYECTO	FACTOR DE CARGA (kg/m <sup>3</sup> )	CARGA PROMEDIO POR TALADRO	VPP (mm/seg)	LMP* (mm/seg)
					B	E								
					(m.)	(m.)								
08 Ene	4282	45	13	6.5	4.3	5.0	5,576	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	80	2,919	0.36	59	6.71	31.75
09 Ene	4270	47	12	6.5	3.9	4.5	4,717	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	95	2,239	0.47	60	7.11	31.75
11 Ene	4276	20	10	6.5	3.9	4.5	2,007	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	85	745	0.37	65	4.59	31.75
12 Ene	4294	50	16	6.5	4.3	5.0	6,196	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	180	2,340	0.38	64	1.03	31.75
13 Ene	4276	17	8	6.5	3.9	4.5	1,706	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	80	585	0.34	56	2.91	31.75
14 Ene	4276	77	48	6.5	4.8	5.5	11,545	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	95	2,760	0.24	79	4.36	31.75
15 Ene	4276	60	30	6.5	4.3	5.0	7,435	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	70	2,260	0.30	65	8.44	31.75
16 Ene	4270	74	31	6.5	4.3	5.0	9,170	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	80	2,980	0.32	62	6.08	31.75
18 Ene	4276	24	12	6.5	4.3	5.0	2,974	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	90	850	0.29	61	2.15	31.75
19 Ene	4276	20	11	6.5	3.9	4.5	2,007	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	90	685	0.34	64	2.72	31.75
20 Ene	4276	36	14	6.5	4.3	5.0	4,461	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	80	1,630	0.37	68	4.1	31.75
21 Ene	4276	70	38	6.5	5.2	6.0	12,490	Intersección de la Av. 28 de Julio Y Morales Janampa	195	2,740	0.22	74	3.61	31.75
<b>G. TOTAL</b>									<b>102</b>	<b>1,818</b>	<b>0.33</b>	<b>65</b>	<b>4.48</b>	<b>31.75</b>

\* Norma Usada

GUIA AMBIENTAL PARA LA PERFORACION Y VOLADURA EN OPERACIONES MINERAS - MINISTERIO DE ENERGIA Y MINAS

Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.

Como se muestra en el cuadro existen valores que superan los 5 mm/seg, esto se debe a que la vibración no solo depende de la carga operante y de la distancia sino también de la cantidad de caras libres y la orientación de estas hacia el pueblo, pero como promedio se está por debajo de lo solicitado por SMEB.

## 6.8 COSTOS DE VOLADURA

**Tabla 26. Costo inicial de voladura**

	Und	P.U. (US\$)	Estándar	Total
Nitrato de Amonio	Kg	<b>0.51</b>	1,811,794	915,662
Emulsión Matriz	Kg	<b>0.63</b>	1,381,392	870,277
Petróleo	Gl	<b>4.05</b>	36,253	146,824
EZ-DET	Pza	<b>2.87</b>	51,753	148,325
CTD	Pza	<b>2.54</b>	2,562	6,508
Det. Electronico	Pza	<b>28</b>	12,810	358,687
Booster 1 Lb	Pza	<b>2.80</b>	51,753	144,910
Mecha Lenta	m	<b>0.20</b>	1,854	65
Fulminante	Pza	<b>0.12</b>	1,091	131
Servicio de Voladura	\$/Mes	<b>15,000</b>	180,000	180,000
BCM a volar	m <sup>3</sup>	BCM	9,141,132	9,141,132
Taladros Producción	Tal	Tal	49,078	49,078
Taladros Precorte	Tal	Tal	2,163	2,163
Factor de Carga	Kg/m <sup>3</sup>	F.C	0.36	0.25
Costo	\$/BCM		<b>0.30</b>	<b>0.30</b>

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

Se observa del cuadro que el costo de voladura es de 0.3 \$/bcm antes de realizar los cambios propuestos.



más importante no se corre el riesgo de que se paralicen las operaciones producto del malestar de la población por las vibraciones altas.

**Tabla 28. Costo de Perforación y Voladura.**

<b>Costo \$/BCM</b>	<b>Inicial</b>	<b>Final</b>
<b>Perforación</b>	0.148	0.134
<b>Voladura</b>	0.303	0.318
<b>BCM</b>	9,141,132	9,141,132
<b>Costo Total</b>	<b>0.451</b>	<b>0.452</b>
<b>Perforación Y Voladura</b>		

**Fuente: Perforación y Voladura Consorcio Pasco.**

Considerando tres decimales el costo total de perforación y voladura es prácticamente igual.

## **6.9 TABLA DE DAÑOS POR PPV.**

Actualmente en el Perú no se cuenta con una normativa que rijan este tema, pero existe un estudio realizado y presentado en una tesis CONTROL DE VIBRACIONES PARA CASAS DE TIERRA EN PERU (Fernando Giraldo I.); donde se establece que la velocidad máxima permisible es 5.25mm/s y la frecuencia de resonancia está en el rango de 10 a 17Hz, estos datos deben de tomarse en cuenta, ya que en el centro poblado de Colquijirca la mayoría de casas son de adobe (tierra).

Se muestra las normas internacionales que rigen actualmente, de las cuales se presentan las tablas



con los valores máximos permisibles de las más importantes.

**Tabla 29. Normativa Internacional.**

NORMATIVIDAD INTERNACIONAL		
Pais de procedencia	Nombre de reglamentación	Fecha de expedición
Alemania <sup>a</sup>	DIN 4150	1975
Brasil	CETESB D7.013	1998
Escocia	PAN50	2000
EE. UU. - Federal	USBM R18507	1980
EE. UU. - Federal	OSM 817.67	1983
España	UNE 22-381-93	1993
Francia	Recomendaciones GFEE	2001
Internacional	ISO 4866	1990
Italia	UNI 9916	1991
Nueva Zelanda	NZS 4403	1976
Portugal	NP2074	1983
Reino Unido	BSI 6472	1992
Reino Unido	BSI 7385	1993
Suecia	SS 460 48 46	1991
Suiza	SN 640 312a	1992

<sup>a</sup> La norma alemana tiene además tres actualizaciones en los años 1999 y 2001.

Diplomado de perforación y voladura Superficial, Cámara Minera del Perú.

### 6.9.1 Norma DIN 4150 Alemania.

**Tabla 30. Norma DIN 4150 Frecuencias.**

Guía de valores máximos para la velocidad de partícula DIN 4150 (1999)				
Clase de construcción	Frecuencia fundamental			NS <sup>a</sup>
	1-10 Hz	10-50 Hz	50-100 Hz	TF <sup>b</sup>
1 Edificaciones industriales, oficinas y similares o con diseños robustos	20 <sup>c</sup>	20-40	40-50	40
2 Edificaciones residenciales y construcciones similares	5	5-15	15-20	15
3 Otras edificaciones sensibles a vibraciones o las no incluidas en las dos anteriores clases	3	3-8	8-10	8

Adaptado de DIN (2001a)

a. Nivel superior componente horizontal.

b. Todas las frecuencias

c. Velocidades de partícula en mm/s

Diplomado de perforación y voladura Superficial, Cámara Minera del Perú.

Tabla 31. Norma DIN 4150 Velocidades.

<b>Velocidades pico recomendadas por la DIN 4150 (1979)</b>		
Clase de edificación	Valores indicativos	
	VPP <sup>a</sup> (mm/s)	VPP <sup>b</sup> (mm/s)
I. Residencias, oficinas y otras similares construidas de forma tradicional y en condiciones normales	8	4.8-8
II. Edificaciones estables en condiciones normales	30	18-30
III. Otras edificaciones y monumentos históricos	4	2.4-44

Tomado de Persson et ál. (1994)  
a. Velocidad de partícula pico  
b. Velocidad vertical pico

Diplomado de perforación y voladura Superficial, Cámara Minera del Perú.

#### 6.9.2 Norma PAN 50 Escocia.

Tabla 32. Norma PAN 50.

<b>Valores de velocidad de partícula pico asociados con diferente tipos de daños en la norma PAN50, anexo D - Escocia</b>				
Tipo de daño	Características	Valores indicativos (mm/s)		
		< 4 Hz	4-15 Hz	> 15 Hz
Cosmético	Formación de grietas finas, crecimiento de grietas existentes en estuco, paredes delgadas o mortero.	15	20	50
Menor	Formación de grietas largas, pérdida o caída de superficies de estuco, grietas en bloques de concreto y ladrillo.	30	40	100
Estructural	Daño en elementos estructurales.	60	80	200

Tomado de Scottish Executive (2000)

Diplomado de perforación y voladura Superficial, Cámara Minera del Perú.

6.9.3 Norma OSM 817.17 EE.UU.

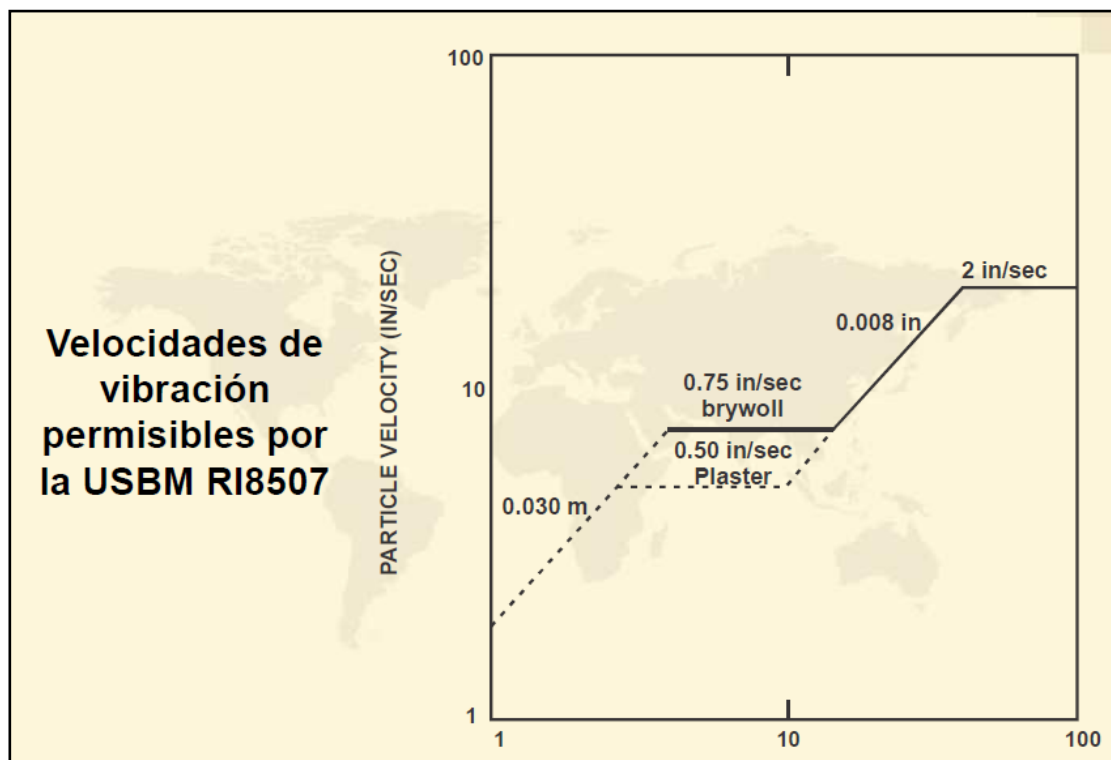
Tabla 33. Norma OSM 817.17.

Resumen de los valores indicativos de la norma OSM 817.67	
<b>Campo de aplicación</b>	Vibraciones en el suelo producidas por voladuras en minas de carbón.
<b>VARIABLES MEDIDAS</b>	Velocidad de partícula pico (mm/s) en cada componente o velocidad resultante pico [mm/s] del arreglo tridimensional de sensores
<b>Valores indicativos</b>	25,4 mm/s a distancias entre 100 y 1500 m, y 19,0 mm/s para distancias superiores.
<b>Sensores utilizados</b>	Sensores de tres componentes que registren velocidad.
<b>Debilidades</b>	No es autosuficiente, necesita de la USBM R18507 cuando se necesite utilizar la frecuencia en el análisis.

Diplomado de perforación y voladura Superficial, Cámara Minera del Perú.

6.9.4 Norma USBM R18507 EE.UU.

Tabla 34. Norma USBM R18507.



Diplomado de perforación y voladura Superficial, Cámara Minera del Perú.

## 6.9.5 Norma UNE 22-381-93 España.

Tabla 35. Norma UNE 22-381-93.

<b>Valores de velocidad máximos en mm/s y frecuencias para la prevención de daños según la norma española UNE 22-381-93</b>			
<b>Tipo de estructura</b>	<b>Frecuencia principal (Hz)</b>		
	<b>2-15 Vel.<sup>b</sup></b>	<b>15-75<sup>a</sup> Desp.<sup>c</sup></b>	<b>&gt;75 Vel.</b>
I. Edificios y naves industriales ligeros, con estructuras de hormigón armado o metálicas.	20	0.212	100
II. Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa española. Edificios y estructuras de valor arqueológico arquitectónico o histórico que por su fortaleza no presenten especial sensibilidad a las vibraciones.	9	0.095	45
III. Estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que presenten una especial sensibilidad a las vibraciones por ellas mismas o por elementos que pudieran contener.	4	0.042	20

**Diplomado de perforación y voladura Superficial, Cámara Minera del Perú.**

## 6.9.5 Norma ISO 4866.

Tabla 36. Norma ISO 4866.

Tabla A.1. Rangos típicos de respuesta estructural para varios tipos de fuentes de la ISO (1990)						
Tipo de vibración	Frecuencia [Hz]	Amplitud [ $\mu\text{m}$ ]	V.P. <sup>a</sup> [mm/s]	A.P. <sup>b</sup> [mm/s <sup>2</sup> ]	Caract. temporal	Variable medida
<b>Tráfico</b> Carreteras, rieles, vibraciones	1 - 80	1 - 200	0,2 - 50	0,02 - 1	C/T	vp
<b>Voladuras</b> Vibraciones	1 - 300	100 - 2500	0,2 - 500	0,02 - 50	T	vp
<b>Hincado de pilotes</b> Vibraciones	1 - 100	10 - 50	0,2 - 50	0,02 - 2	T	vp
<b>Maquinaria<sup>c</sup></b> Vibraciones	1 - 300	10 - 1000	0,2 - 50	0,02 - 1	C/T	vp/ac
<b>Maquinaria<sup>d</sup></b> Vibraciones	1 - 1000	1 - 100	0,2 - 30	0,02 - 1	C/T	vp/ac
<b>Actividad humana</b> a) Impacto b) Directa	0,1 - 100 0,1 - 12	100 - 500 100 - 5000	0,2 - 20 0,2 - 5	0,02 - 5 0,02 - 0,2	T	vp/ac
<b>Sismos</b>	0,1 - 30	10 - 10 <sup>5</sup>	0,2 - 400	0,02 - 20	T	vp/ac
<b>Viento</b>	0,1 - 10	10 - 10 <sup>5</sup>			T	ac

Diplomado de perforación y voladura Superficial, Cámara Minera del Perú.

## CONCLUSIONES

1. Al cambiar el tipo de tricono (insertos largos) para terrenos suaves a insertos medianos para terrenos de dureza suave a media, la vida útil de estas se incrementó de 3,200m a 3,500m.
2. Al sectorizar las zonas de perforación se incrementó el rendimiento de 1,445 BCM/h a 1,577 BCM/h.
3. El TDC al realizar el cambio del tipo de tricono disminuyo de 4.27 \$/m a 4.16\$/m.
4. El costo de perforación baja de 0.15 \$/BCM a 0.13 \$/BCM.
5. En taladros donde el taco es de 4.5m y carga de de 2m (60 Kg de HA64) en la parte superior y el banco volado no fragmenta adecuadamente en la zona este cerca al pueblo. Pero no se puede incrementar la carga por la cercanía al centro poblado, por lo que solo se puede distribuir la carga y bajar la malla.

6. La distancia mínima para poder utilizar 60 Kg de anfo pesado es 130m.
7. A distancias menores de 130m se disminuye la malla de perforación para poder aprovechar la mayor parte de la energía en fragmentación y desplazamiento y lo mínimo en vibración.
8. Los modelos matemáticos sirven como punto de partida, pero se tiene que ir ajustando de acuerdo a los resultados hasta obtener los resultados deseados.
9. Disparos separados en más de dos paquetes incrementa el malestar los pobladores.
10. Disparos separados en dos paquetes pero con el tiempo más largo disminuye el malestar de los pobladores.
11. La velocidad pico partícula en la zona Este disminuye de 6.59mm/seg a 4.48 mm/seg.
12. El costo de voladura se incrementa de 0.30 \$/BCM a 0.32\$/BCM, pero se mejoraron los resultados de fragmentación y se disminuyó la vibración.
13. El costo total de perforación y voladura no se ve alterado (0.45 \$/BCM)

## **RECOMENDACIONES**

1. El tema de vibraciones es amplio, seguir realizando pruebas para disminuir estas.
2. No confiar por completo en los modelos matemáticos se recomienda paralelamente realizar pruebas en campo.
3. Analizar siempre el costo global de toda la operación.
4. Realizar talleres con la población para explicarles los riesgos de los disparos.



## BIBLIOGRAFIA

1. Empresa ENAEX Chile, *Manual de voladura ENAEX*.
2. C. Scherpenisse, *Estrategia a la problemática ambiental*.
3. Konya, *Manual de Konya*.
4. Phd Carlos Agreda, *Diplomado de perforación y voladura*
5. *Superficial, Camara Minera del Peru*.
6. Lopez Jimeno, *Manual de perforación y voladura de rocas*.
7. Fernando Giraldo, *Control de vibraciones para casas de tierra en Perú*.
8. Empresa JK Simblast, *Manual de simulación de Voladura*.
9. Holmberg y Johansson, *Control de daños en tronaduras en minería y construcción*.
10. Empresa Atlas Copco, *Manual de perforación Atlas Copco*.
11. Sociedad Minera el Brocal, *Memoria Anual SMEB*.
12. Empresa Consorcio Pasco, *Perforación y Voladura Consorcio Pasco*.

## **ANEXO 1**

**Registros del Instantel de los disparos realizados según  
la tabla 22.**



# Event Report

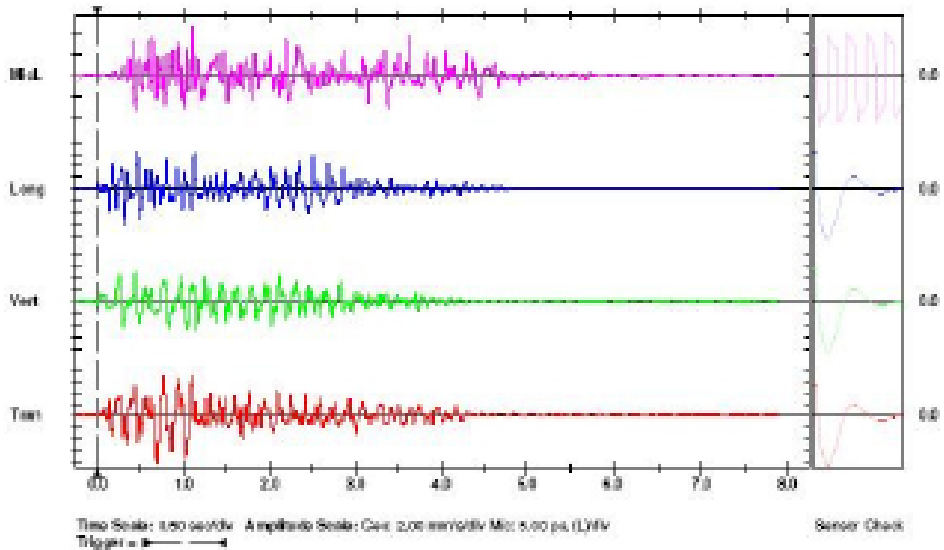
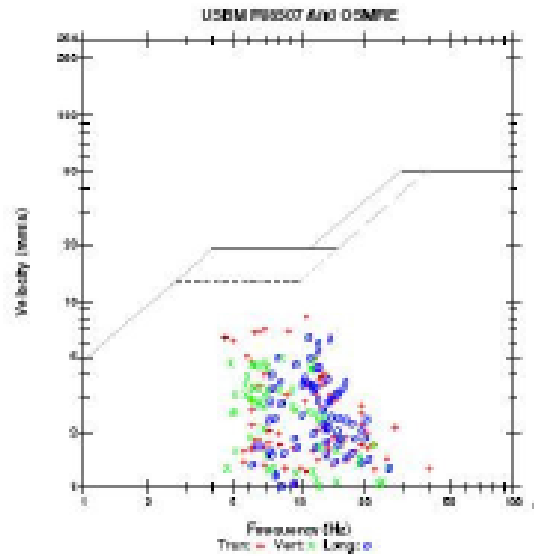
Date/Time: Wed Jul 27 12:04:08 July 27, 2011  
 Trigger Source: Gcat: 0.000 mm/s, Mic: 0.0 (pa, L)  
 Range: Gcat: 0.04 mm/s  
 Record Time: 7.978 sec (Auto-Offset) 0.4880 gps  
 Job Number: 1  
 Operator/Setup: Christian L/TA/O -usb  
 Notes:  
 Location: COCOA BEACH  
 Client: EL BRICAL  
 User Name: Roberto Torres  
 Contact:

Serial Number: MP12702 W 10-11 MiniLog Pro 8  
 Battery Level: 3.3 Volts  
 Unit Calibration: February 1 0, 2011 by InstanTel Inc.  
 Gcat Calibration: SE12770, February 10, 2011 by InstanTel Inc.  
 Mic Calibration: SE12685, February 10, 2011 by InstanTel Inc.  
 File Name: MP12702\_20110727 100408.DRW  
 Post-Event Notes:  
 Servicio: 4376 Lado Este Puerto La Unión  
 Distancia: 160 m  
 Carga Operaria: 40 kg  
 Punto de Instalación: Av. 20 de Julio con Perdomo

Microphone: Linear Weighting  
 PSPF: 11.60ps(L) at 1.160ms  
 ZC Freq: 10.7 Hz  
 Channel Test: Passed (Freq = 10.0 Hz Amp = 1777 mV)

	Time	Vert	Long	Unit
RRV	0.27	0.08	0.49	mm/s
ZC Freq	10.7	0.0	11.0	Hz
Time (Rel. to Trig)	0.000	0.400	0.480	sec
Peak Acceleration	0.000	0.000	0.000	g
Peak Displacement	0.00	0.11	0.090	mm
Sensor Check	Passed	Passed	Passed	
Frequency	7.3	7.4	7.8	Hz
Damping Ratio	4.0	0.0	4.0	

Peak Vector Size: 0.77 mm/s at 0.000 sec





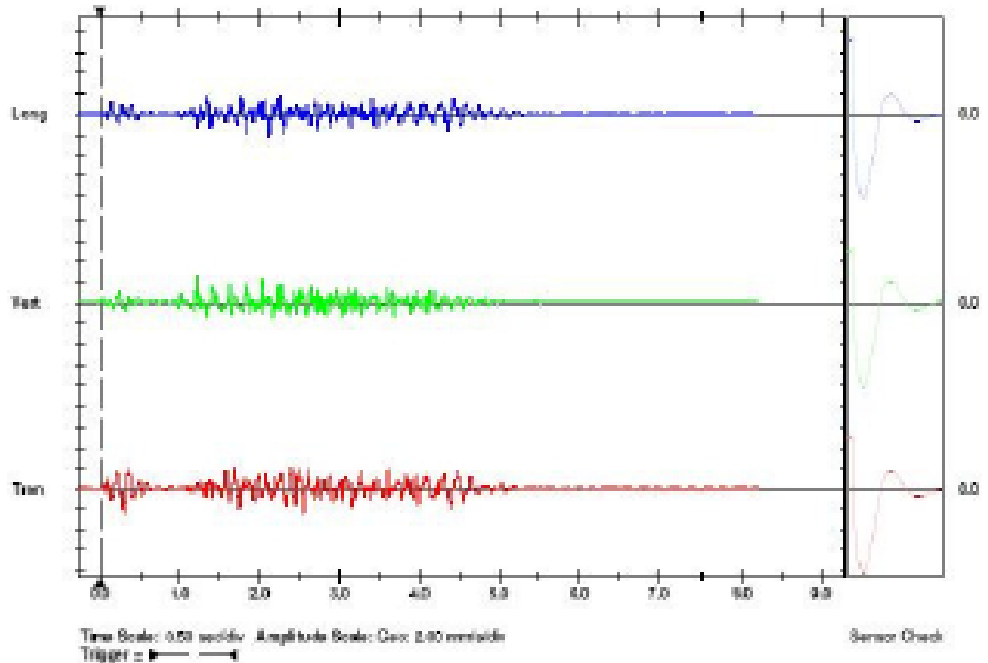
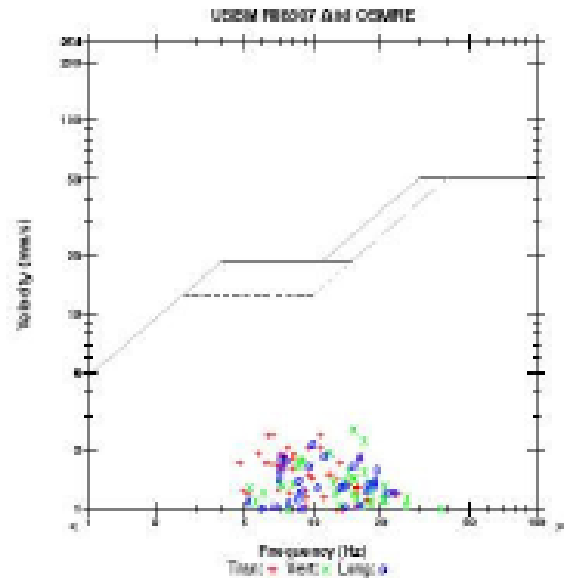
## Event Report

Date/Time: Veri at 12:21:10 July 22, 2011  
Trigger Source: Geo: 3.000 mm/s  
Range: Geo: 254 mm/s  
Record Time: 5.000 sec (Auto-3Sec) at 4096 sps  
Job Number: 1  
Operator Setup: Christian L. TRUJO Job  
Notes:  
Location: COGUEMIRCA  
Client: DL BROCAL  
User Name: Roberto Torres  
Contact:

Serial Number: MP12521W 10-15 Miniside Pro 4  
Battery Level: 3.7 Volts  
Unit Calibration: February 1-3, 2011 by InstanTel Inc.  
Geo: Call location: SE12076, February 14, 2011 by InstanTel Inc.  
File Name: MP12521W\_p001 (or) test 1 uJDFW

	True	West	Long	
RT	2.40	2.59	2.15	mm/s
20 Freq	6.8	19.3	9.8	Hz
Time (Net to Trip)	0.202	1.019	2.117	sec
Peak Acceleration	0.0253	0.1392	0.0229	g
Peak Displacement	0.0405	0.1111	0.0500	mm
Sensor Check	Passed	Passed	Passed	
Frequency	7.0	7.6	7.0	Hz
Overswing Ratio	4.8	3.8	4.2	

Peak Vector Size: 0.223 mm/s at 1.219 sec

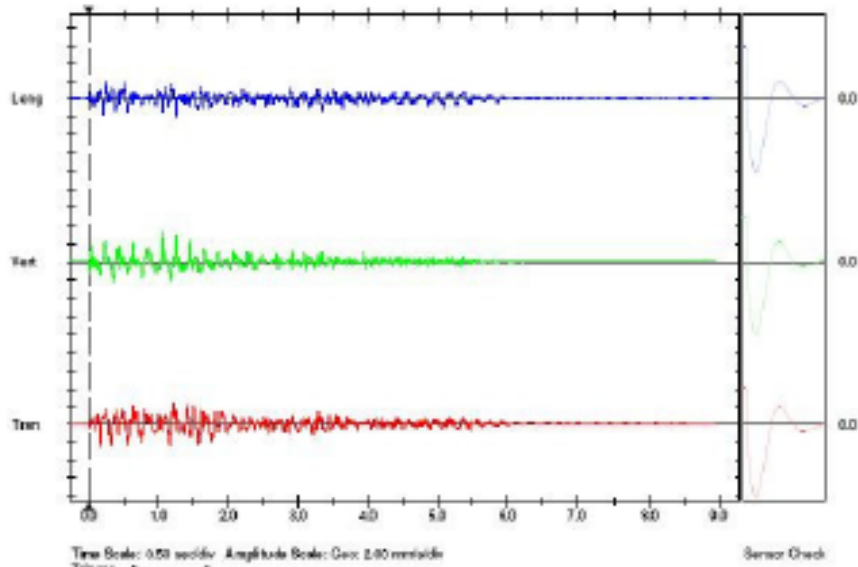
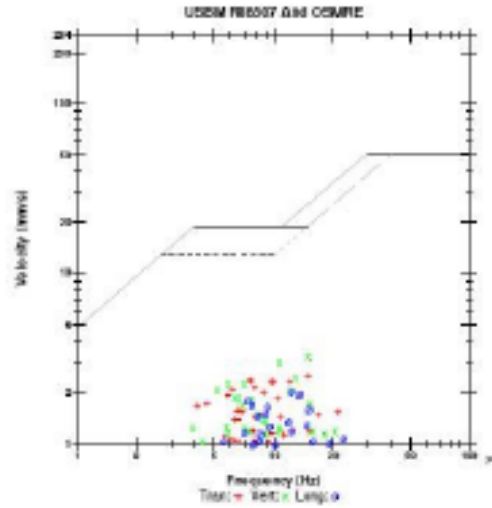


Date/Time: Ven at 13:24:17, July 26, 2011  
 Trigger Source: Geo: 3.00 mm/s  
 Range: Geo: 254 mm/s  
 Record Time: 5.971 sec (Auto-ISO) at 4000 cps  
 Job Number: 1  
 Operator Setup: Christian L/TAJO Job  
 Note:  
 Location: COLOMBO  
 Client: SL BROCAL  
 User Name: Roberto Torres  
 General:

Serial Number: MP12727M 10413 Mileada Pro 4  
 Gateway Level: 3.7 100s  
 Last Calibration: February 10, 2011 by InstanTel Inc.  
 Next Calibration: SE12770, February 10, 2011 by InstanTel Inc.  
 File Name: MP12727M\_20110726132417.rJDFW

	Tran	Vert	Long	Unit
IPP	2.59	3.28	2.05	mm/s
2C Peak	14.7	14.4	13.3	Hz
Time (Ref. to Trial)	0.157	0.152	0.259	sec
Peak Acceleration	0.923	0.832	0.229	g
Peak Displacement	0.940	0.849	0.209	mm
Sensor Check	Passed	Passed	Passed	
Frequency	7.0	7.5	7.3	Hz
Overriding Ratio	4.2	2.7	4.1	

Peak Vector Sum: 0.40 mm/s at 1.251 sec





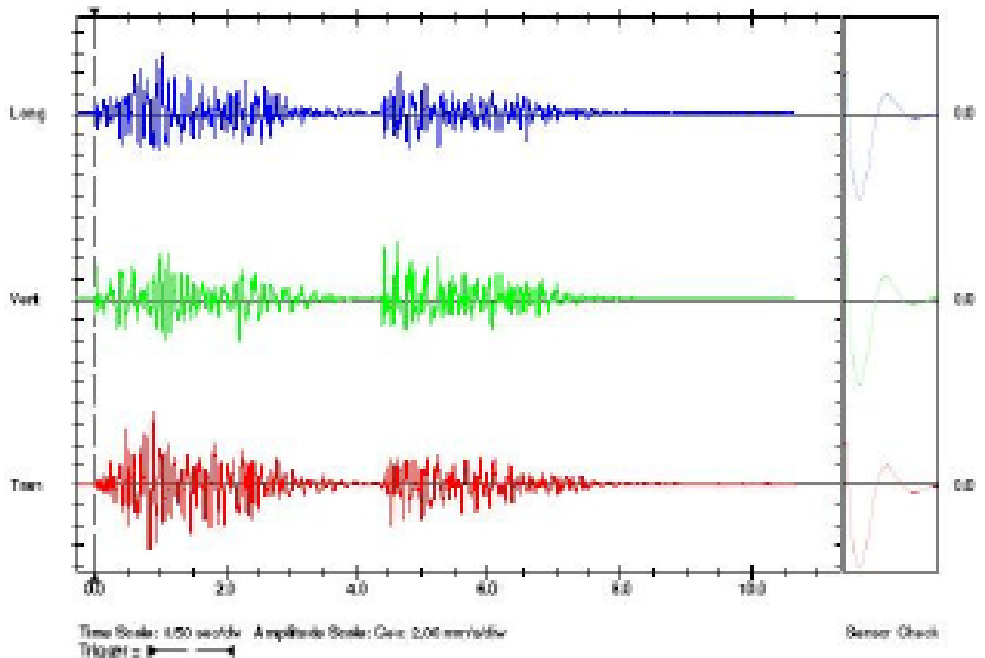
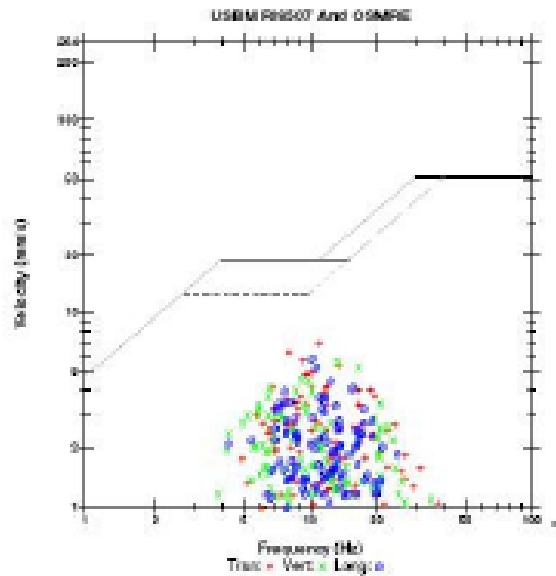
# Event Report

Date/Time: Wed Jul 20 17:59 July 20, 2011  
 Trigger Source: Gsc: 0.200 mm/s  
 Range: Gsc: 262 mm/s  
 Record Time: 10.024 sec (Auto-GSec) at 4894 gps  
 Job Number: 1  
 Operator/Setup: Christian LUTAJO Job  
 Notes:  
 Location: COLOMBUKA  
 Client: EL SPICAL  
 User Name: Roberto Torres  
 Camera:

Serial Number: MP1212711 10418 Minimate Pro 3  
 Battery Level: 3.2 Volts  
 Unit Calibration: February 10, 2011 by InstanTel Inc.  
 Geot Calibration: 0212776 February 14, 2011 by InstanTel Inc.  
 File Name: MP12127\_211107201217594.GPVI

	Time	Vert	Long	
RMV	2.11	5.67	5.42	mm/s
ZC-Free	11.8	13.5	10.2	Hz
Time (Rel. to Trig)	0.864	1.028	1.259	sec
Peak Acceleration	0.4754	0.9351	0.6582	g
Peak Displacement	0.104	0.4517	0.0780	mm
Sensor Check:	Passed	Passed	Passed	
Frequency	7.3	7.5	7.8	Hz
Damping Ratio	4.8	3.8	4.3	

Peak Vector Size: 6.08 mm/s at 0.868 sec



## **ANEXO 2**

**Registros del Instantel de los disparos realizados según la tabla 23.**



## Event Report

**Fecha/Hora** Tran en 06:22:14 Enero 15, 2012  
**Origen del Disparo** Geo: 0.510 mm/s  
**Rango** Geo: 254 mm/s  
**Tiempo Registro** 4.75 seg (Auto=3Seg) en 1024 sps  
**Num Trabajo** 22

**Numero de Serial** BE16816 V 10.10-8.17 MiniMate Plus  
**Nivel de Bateria** 6.2 Voltios  
**Unit Calibration** Marzo 9, 2011 by Instantel inc.  
**Nombre del Archivo** R816E3ZJ.120

**Notas**  
**Location:** Smelter  
**Client:** Sociedad Minera "El Brocal"  
**User Name:** Geomecanica JRC  
**General:** JRC

**Notas Post Evento**  
 TJ 1282 BLOCK 9157  
 C.OPERANTE: 7.1 KG/RET  
 T.LABOR: SUB LEVEL  
 P.MONITOREO: CASA SMELTER 2

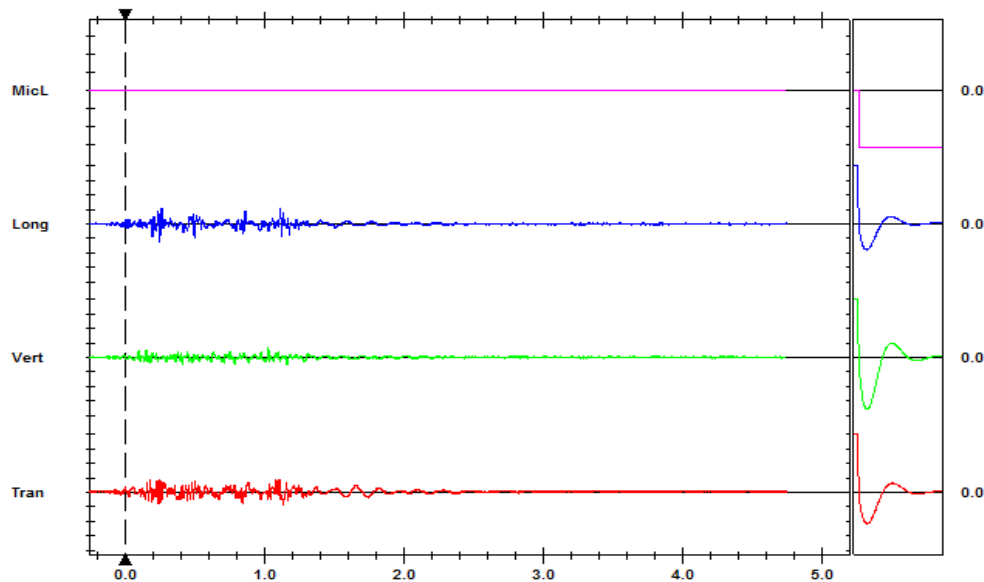
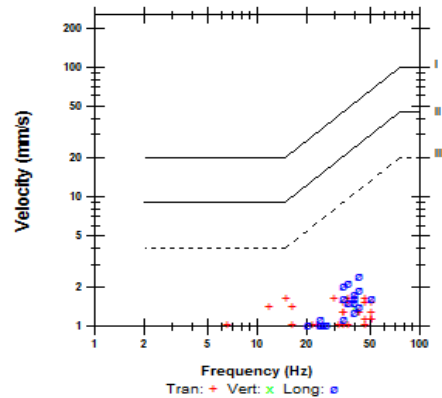
### Extended Notes

**Microfono**  
**PSPL** <0.500 pa.(L) en -0.239 seg  
**Frecuencia ZC** N/D  
**Prueba de Canal** Check (Frec = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	1.65	1.40	2.41	mm/s
Frecuencia ZC	39	39	43	Hz
Tiempo (Rel. al Disparador)	0.184	1.029	0.252	seg
Aceleracion del Pico	0.0530	0.0398	0.0663	g
Desplazamiento del Pico	0.0227	0.00558	0.00943	mm
Chequeo de Sensores	Paso	Paso	Check	
Frequency	7.5	7.6	8.1	Hz
Overswing Ratio	3.8	3.8	3.9	

**Pico Vector Suma** 2.86 mm/s en 0.253 seg  
 N/D:

### CRITERIO PREVENCIÓN (UNE 22.381)



Escala Tiempo: 0.20 seg/div Escala Amplitud: Geo: 2.00 mm/s/div Mic: 10.00 pa.(L)/div Chequeo de Sensores  
 Disparador = 0.0 1.0 2.0 3.0 4.0 5.0

Escala Tiempo: 0.20 seg/div Escala Amplitud: Geo: 2.00 mm/s/div Mic: 10.00 pa.(L)/div Chequeo de Sensores  
 Disparador = 0.0 1.0 2.0 3.0 4.0 5.0





## Event Report

**Fecha/Hora** Long en 12:28:24 Enero 16, 2012  
**Origen del Disparo** Geo: 0.510 mm/s  
**Rango** Geo: 254 mm/s  
**Tiempo Registro** 5.25 seg (Auto=3Seg) en 1024 sps  
**Num Trabajo** 22

**Numero de Serial** BE16816 V 10.10-8.17 MiniMate Plus  
**Nivel de Bateria** 6.1 Voltios  
**Unit Calibration** Marzo 9, 2011 by InstanTel inc.  
**Nombre del Archivo** R816E41U.NC0

### Notas

**Location:** Smelter  
**Client:** Sociedad Minera "El Brocal"  
**User Name:** Geomecanica JRC  
**General:** JRC

### Extended Notes

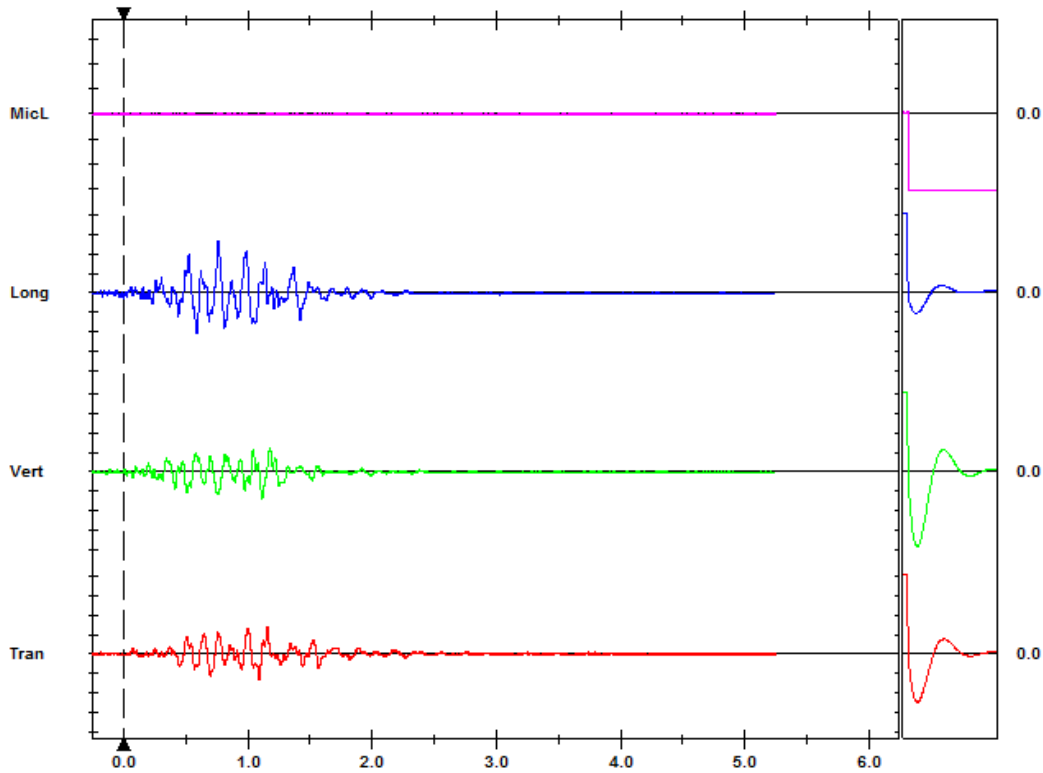
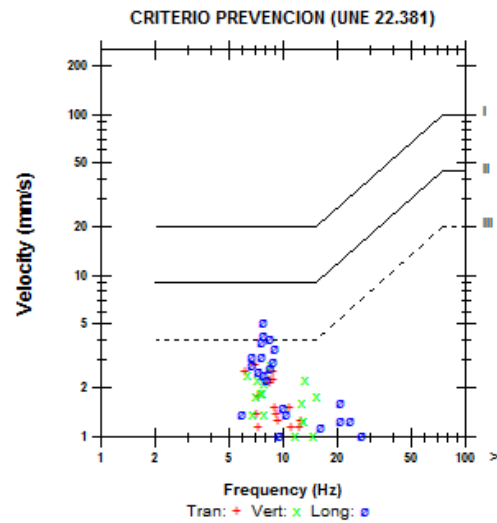
#### Microfono

**PSPL** <0.500 pa.(L) en -0.237 seg  
**Frecuencia ZC** N/D  
**Prueba de Canal** Check (Frec = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	2.79	2.79	5.21	mm/s
Frecuencia ZC	7.0	8.5	7.9	Hz
Tiempo (Rel. al Disparador)	1.155	1.113	0.760	seg
Aceleracion del Pico	0.0265	0.0265	0.0530	g
Desplazamiento del Pico	0.0528	0.0514	0.0863	mm
Chequeo de Sensores	Paso	Paso	Check	
Frequency	7.5	7.6	8.1	Hz
Overswing Ratio	3.7	3.7	3.9	

**Pico Vector Suma** 6.08 mm/s en 0.760 seg

N/D:



**Escala Tiempo:** 0.50 seg/div **Escala Amplitud:** Geo: 2.00 mm/s/div Mic: 10.00 pa.(L)/div **Chequeo de Sensores**



## Event Report

**Fecha/Hora** Vert en 18:25:54 Enero 18, 2012  
**Origen del Disparo** Geo: 0.510 mm/s  
**Rango** Geo: 254 mm/s  
**Tiempo Registro** 4.75 seg (Auto=3Seg) en 1024 sps  
**Num Trabajo** 22

### Notas

Location: Smelter  
 Client: Sociedad Minera "El Brocal"  
 User Name: Geomecanica JRC  
 General: JRC

**Numero de Serial** BE16816 V 10.10-8.17 MiniMate Plus  
**Nivel de Bateria** 6.3 Voltios  
**Unit Calibration** Marzo 9, 2011 by Istantel inc.  
**Nombre del Archivo** R816E460.J60

### Notas Post Evento

TJ 1198 BLOCK 1090  
 C. OPERANTE: 7.7 KG/RET.  
 T. LABOR: SUB LEVEL  
 P. MONITOREO: CASA ESMELTER 1

### Extended Notes

#### Microfono

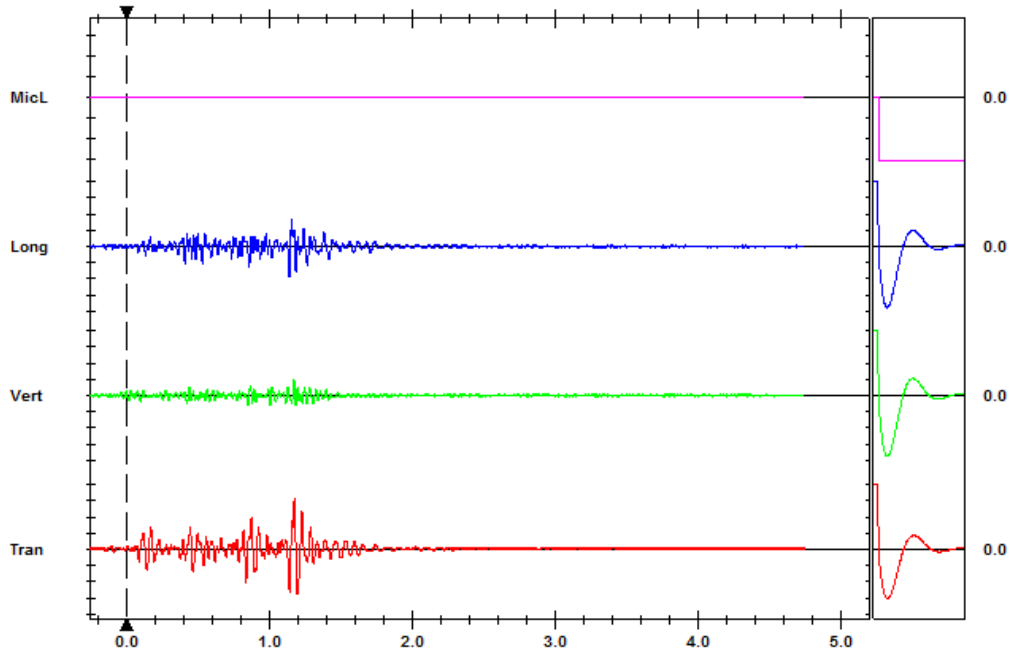
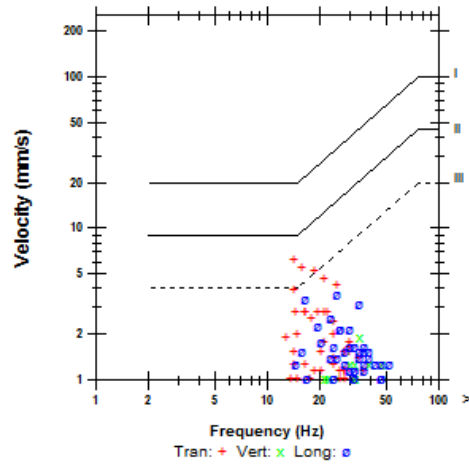
**PSPL** <0.500 pa.(L) en -0.247 seg  
**Frecuencia ZC** N/D  
**Prueba de Canal** Check (Frec = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	6.22	1.90	3.68	mm/s
Frecuencia ZC	14	34	28	Hz
Tiempo (Rel. al Disparador)	1.178	1.174	1.143	seg
Aceleracion del Pico	0.106	0.0530	0.0795	g
Desplazamiento del Pico	0.0633	0.00905	0.0289	mm
Chequeo de Sensores	Paso	Paso	Paso	
Frequency	7.4	7.6	7.6	Hz
Overswing Ratio	3.8	3.8	4.1	

**Pico Vector Suma** 6.71 mm/s en 1.178 seg

N/D:

### CRITERIO PREVENCION (UNE 22.381)



Escala Tiempo: 0.20 seg/div Escala Amplitud: Geo: 2.00 mm/s/div Mic: 10.00 pa.(L)/div Chequeo de Sensores  
 Disparador = 0.0 1.0 2.0 3.0 4.0 5.0

Escala Tiempo: 0.20 seg/div Escala Amplitud: Geo: 2.00 mm/s/div Mic: 10.00 pa.(L)/div Chequeo de Sensores  
 Disparador = 0.0 1.0 2.0 3.0 4.0 5.0



## Event Report

**Fecha/Hora** Vert en 12:23:01 Enero 19, 2012  
**Origen del Disparo** Geo: 0.510 mm/s  
**Rango** Geo: 254 mm/s  
**Tiempo Registro** 4.25 seg (Auto=3Seg) en 1024 sps  
**Num Trabajo** 22

**Numero de Serial** BE16816 V 10.10-8.17 MiniMate Plus  
**Nivel de Bateria** 6.2 Voltios  
**Unit Calibration** Marzo 9, 2011 by Instantel inc.  
**Nombre del Archivo** R816E47E.ED0

### Notas

Location: Smelter  
 Client: Sociedad Minera "El Brocal"  
 User Name: Geomecanica JRC  
 General: JRC

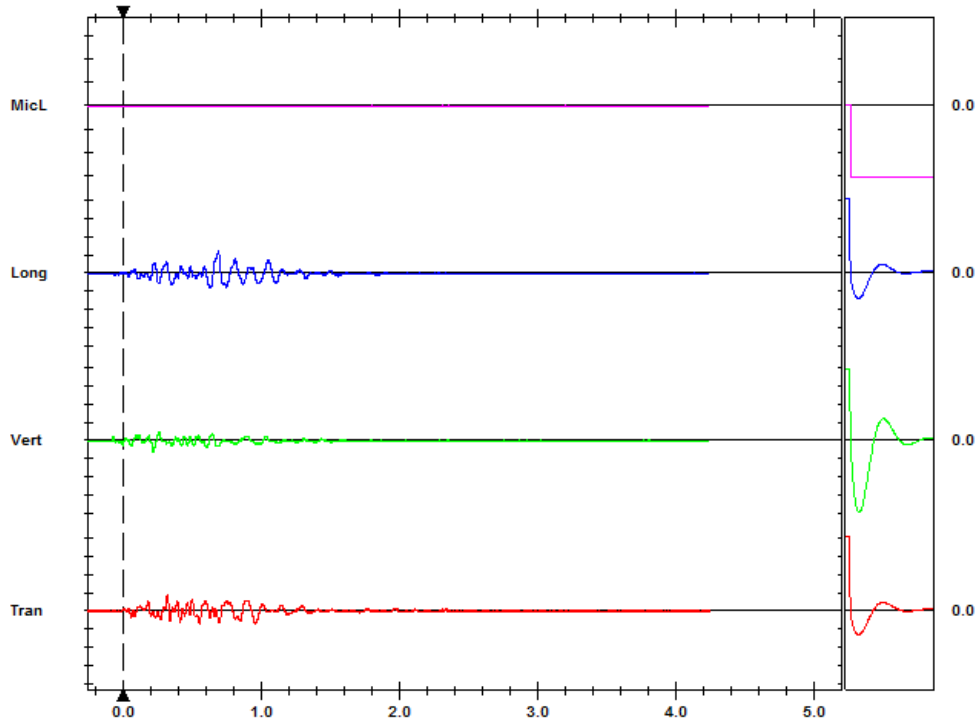
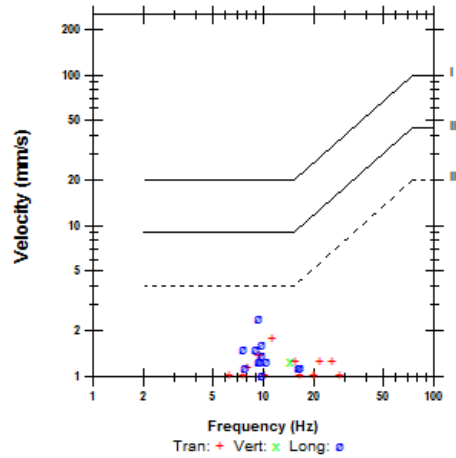
### Extended Notes

**Microfono**  
**PSPL** 0.500 pa.(L) en 0.791 seg  
**Frecuencia ZC** >100 Hz  
**Prueba de Canal** Check (Frec = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	1.78	1.27	2.41	mm/s
Frecuencia ZC	11	14	9.3	Hz
Tiempo (Rel. al Disparador)	0.327	0.222	0.690	seg
Aceleracion del Pico	0.0398	0.0285	0.0285	g
Desplazamiento del Pico	0.0274	0.0128	0.0397	mm
Chequeo de Sensores	Check	Paso	Check	
Frequency	7.7	7.6	7.9	Hz
Overswing Ratio	3.6	3.6	3.8	

Pico Vector Suma 2.72 mm/s en 0.693 seg

### CRITERIO PREVENCIÓN (UNE 22.381)



Escala Tiempo: 0.20 seg/div Escala Amplitud: Geo: 2.00 mm/s/div Mic: 10.00 pa.(L)/div Chequeo de Sensores



## Event Report

**Fecha/Hora** Tran en 12:24:27 Enero 21, 2012  
**Origen del Disparo** Geo: 0.510 mm/s  
**Rango** Geo: 254 mm/s  
**Tiempo Registro** 4.75 seg (Auto=3Seg) en 1024 sps  
**Num Trabajo** 22

**Numero de Serial** BE16816 V 10.10-8.17 MiniMate Plus  
**Nivel de Bateria** 6.1 Voltios  
**Unit Calibration** Marzo 9, 2011 by Instantel inc.  
**Nombre del Archivo** R816E4B3.SR0

### Notas

**Location:** Smelter  
**Client:** Sociedad Minera "El Brocal"  
**User Name:** Geomecanica JRC  
**General:** JRC

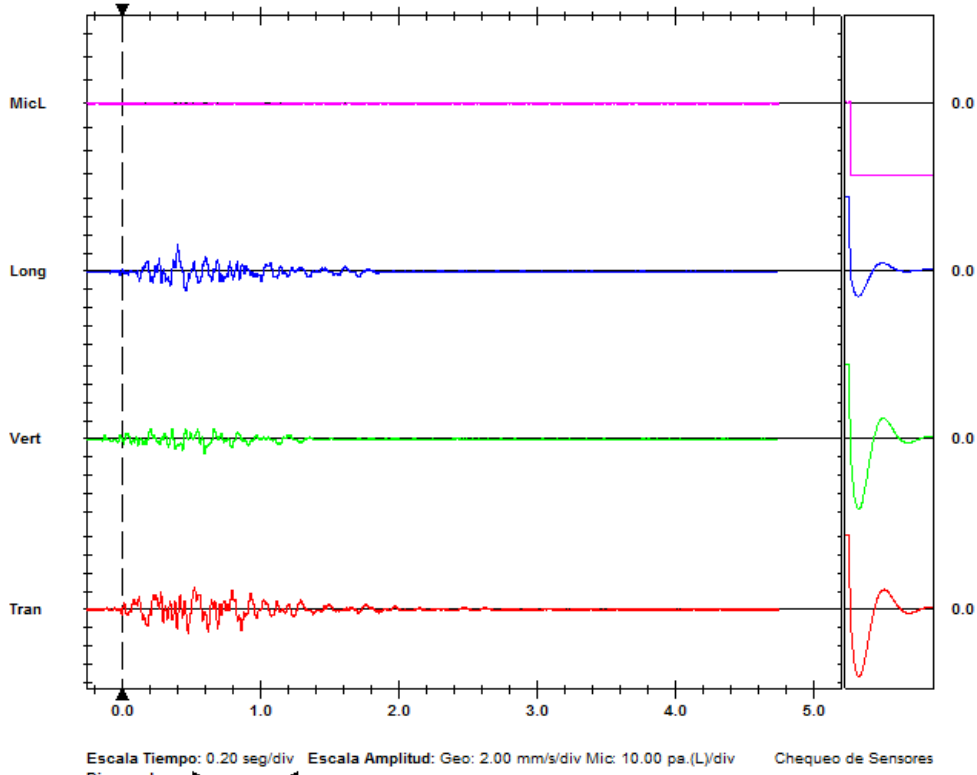
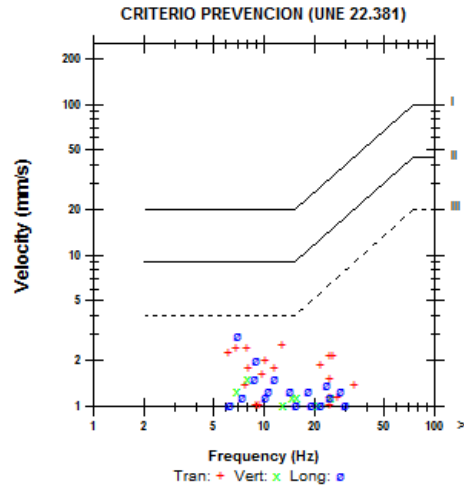
### Extended Notes

#### Microfono

**PSPL** 0.500 pa.(L) en 0.822 seg  
**Frecuencia ZC** >100 Hz  
**Prueba de Canal** Check (Frec = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	2.54	1.52	2.92	mm/s
Frecuencia ZC	13	8.0	7.0	Hz
Tiempo (Rel. al Disparador)	0.479	0.598	0.405	seg
Aceleracion del Pico	0.0398	0.0265	0.0398	g
Desplazamiento del Pico	0.0531	0.0267	0.0433	mm
Chequeo de Sensores	Paso	Paso	Check	
Frequency	7.4	7.6	7.9	Hz
Overswing Ratio	3.7	3.8	3.9	

**Pico Vector Suma** 3.61 mm/s en 0.403 seg





## Event Report

**Fecha/Hora** Vert en 12:27:22 Enero 20, 2012  
**Origen del Disparo** Geo: 0.510 mm/s  
**Rango** Geo: 254 mm/s  
**Tiempo Registro** 4.75 seg (Auto=3Seg) en 1024 sps  
**Num Trabajo** 22

**Numero de Serial** BE16816 V 10.10-8.17 MiniMate Plus  
**Nivel de Bateria** 6.2 Voltios  
**Unit Calibration** Marzo 9, 2011 by Instantel inc.  
**Nombre del Archivo** \_\_TEMP.EVT

### Notas

Location: Smelter  
 Client: Sociedad Minera "El Brocal"  
 User Name: Geomecanica JRC  
 General: JRC

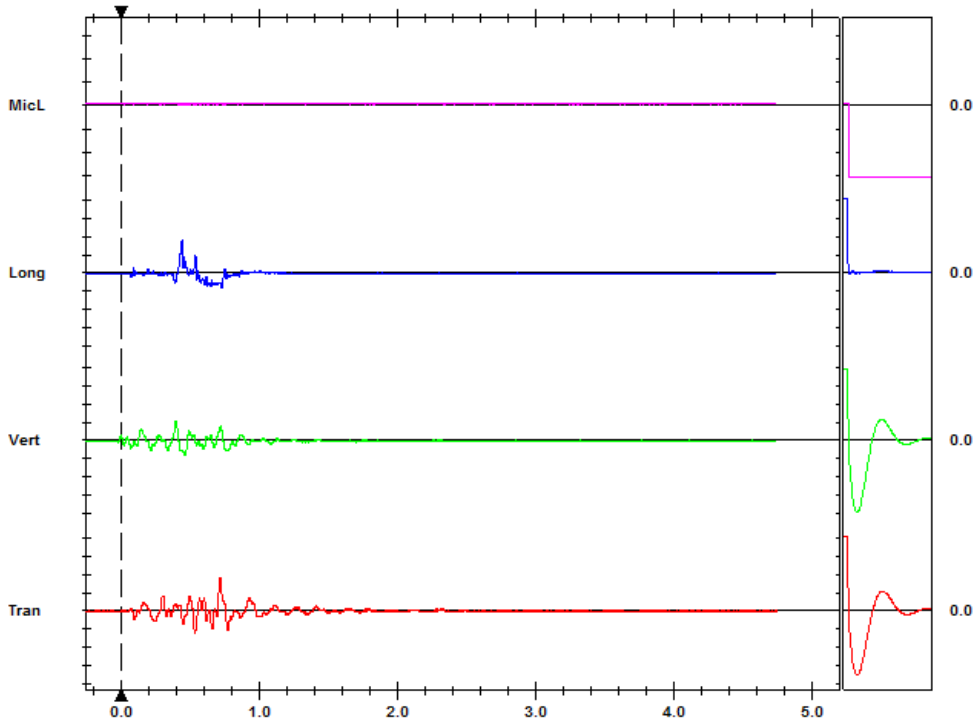
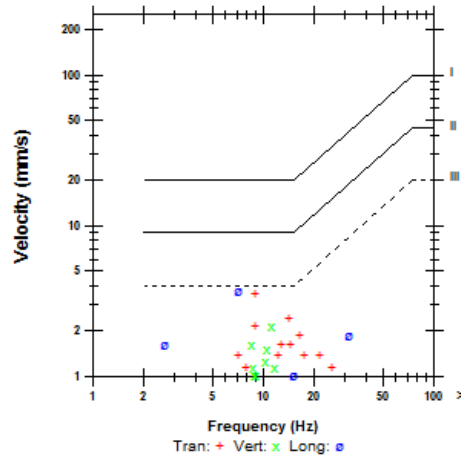
### Extended Notes

**Microfono**  
 PSPL 1.00 pa.(L) en -0.185 seg  
**Frecuencia ZC** N/D  
**Prueba de Canal** Check (Frec = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	3.56	2.16	3.88	mm/s
Frecuencia ZC	9.0	11	7.2	Hz
Tiempo (Rel. al Disparador)	0.720	0.398	0.445	seg
Aceleracion del Pico	0.0398	0.0285	0.146	g
Desplazamiento del Pico	0.0490	0.0329	0.0976	mm
Chequeo de Sensores	Paso	Paso	Check	
Frequency	7.4	7.6	44.5	Hz
Overswing Ratio	3.7	3.8	0.9	

**Pico Vector Suma** 4.10 mm/s en 0.449 seg  
 N/D:

### CRITERIO PREVENCIÓN (UNE 22.381)



Escala Tiempo: 0.20 seg/div Escala Amplitud: Geo: 2.00 mm/s/div Mic: 10.00 pa.(L)/div Chequeo de Sensores