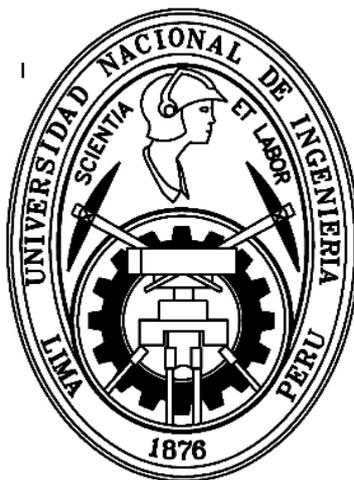


**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y**  
**METALÚRGICA**



“MEJORAMIENTO DE LA FRAGMENTACIÓN Y RENDIMIENTO DEL  
EQUIPO DE CARGUÍO MEDIANTE LA UTILIZACIÓN DE DETONADORES  
ELECTRÓNICOS EN MINERA YANACocha S.R.L.”

**INFORME DE SUFICIENCIA**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

**INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

**CRISTIAN GILBERT ORTEGA ALBORNOZ**

LIMA – PERÚ

2009

### **DEDICATORIA:**

A Dios por ser esa fuerza interior que me impulsa a hacer el bien y dar mi grano de arena para un mundo mejor.

A mis padres quienes me demuestran que con amor, perseverancia se logra todo en el mundo.

A mi esposa que con su amor me enseña que la felicidad está en compartir con alegría esos pequeños momentos y me ayuda a seguir creciendo en esta vida.

## **AGRADECIMIENTOS**

Agradezco a la Empresa Minera Yanacocha por contribuir con el desarrollo del presente Informe de Suficiencia, hago extensivo el agradecimiento a los ingenieros del área de Ingeniería – Voladura por sus aportes a dicho informe.

Asimismo expreso mi agradecimiento a la Empresa Orica Mining Services que permitió mi desarrollo profesional en el área de Voladura de Rocas, hago extensivo el agradecimiento a William Tapia La Torre por su apoyo y consejos.

Agradezco también a los Ingenieros Yuri Huamantincó Alvarado, José Luis Poma Fernández, Fernando Giraldo, Magaly Aroyo, Telly Zúniga por su apoyo y sugerencias.

Del mismo modo agradezco a los Ingenieros Jorge Díaz Artieda y Arturo Salvador Ricra por su orientación y revisión para que sea posible la publicación de este informe de suficiencia para optar el título de Ingeniero de Minas.

## RESUMEN GENERAL

Dentro de las operaciones unitarias del proceso de la minería a tajo abierto, una de las más importantes que inicia el proceso es la de Perforación y Voladura. Dependiendo de los resultados favorables de esta operación unitaria se puede llegar a ahorrar mucho en los demás operaciones unitarias haciéndolos más productivos, en caso contrario al no darle importancia a la perforación y voladura es inminente los problemas de baja productividad de los equipos de carguío como de acarreo, como problemas de pisos desnivelados, bolonería, baja productividad de la pala y de los camiones, traduciéndose esto en costos elevados de la mina.

En caso del presente estudio es analizar una mejora que se realizó en Minera Yanacocha a raíz de la baja productividad de los equipos en el tajo de Chaquicocha zona Cristina por presentar una roca extremadamente dura (Resistencia a la compresión mayor a 280Mpa) debido a los frentes duros y bolonería en la zona disparada, se plantea el uso de detonadores electrónicos debido a su versatilidad y exactitud en cuanto a la programación de los tiempos para el diseño de la voladura.

Con el uso de los detonadores electrónicos se puede controlar mejor la energía producida de los explosivos evitando el traslape de taladros fuera de secuencia que se produce con los detonadores pirotécnicos por tener este una dispersión de aproximadamente +/- 3%.

## INTRODUCCIÓN

Uno de los principales problemas que se presentó en el Tajo de Chaquicocha, zona Cristina fue que se encontró una roca extremadamente dura mayor a 280Mpa la cual generaba problema de bolonería con las voladuras tradicionales y por ende una baja productividad de las palas, teniendo un P80 de hasta 35.3cm. lo cual era demasiado.

Es así que se buscó alternativas para solucionar dicho problema mejorando los diseños de mallas de perforación e implementar el uso de los detonadores electrónicos, realizando diseños en la secuencia de tiempos. El uso de los detonadores electrónicos permitió una mayor precisión en los tiempos diseñados, y de esa manera una mejor interacción de las ondas que se traduzca en una mejora en la fragmentación.

Se realizaron varias pruebas en cuanto al tipo de explosivo, analizando principalmente la velocidad de detonación VOD del HA-46 y HA-55 por ser estos los de mayor velocidad de detonación. Se realizó mejoras en cuanto al balance de oxígeno de las mezclas mencionadas.

Para comparar la productividad del equipo de carguío se analizó un banco completo del Tajo Chaquicocha , banco 4030, en donde se realizó voladuras tanto con detonadores electrónicos y pirotécnicos, analizando así la velocidad de excavación de la pala para cada tipo de voladura.

## ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	<i>i</i>
AGRADECIMIENTO	<i>ii</i>
RESUMEN	<i>iii</i>
INTRODUCCIÓN	<i>vi</i>

### CAPÍTULO I : GENERALIDADES

	<b>Pag.</b>
1.1. UBICACIÓN Y GENERALIDADES	01
1.2. CLIMA FAUNA Y VEGETACIÓN	02
1.3. RESEÑA HISTÓRICA	03
1.4. MISIÓN DE YANACocha	06
1.5. VISIÓN DE YANACocha	06

### CAPÍTULO II : GEOLOGÍA

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL	07
2.1.1. Geología Estructural	08
2.1.2. Estratigrafía	09
2.1.3. Alteración y Mineralización	12
2.2. GEOLOGÍA LOCAL	13
2.2.1. Alteraciones	14

## **CAPÍTULO III : MINERÍA**

<b>3.1. OPERACIONES UNITARIAS</b>	<b>20</b>
<b>3.1.1. PERFORACIÓN</b>	<b>20</b>
<b>3.1.2. VOLADURA</b>	<b>22</b>
<b>3.1.3. CARGUÍO</b>	<b>22</b>
<b>3.1.4. ACARREO</b>	<b>23</b>
<b>3.1.5. MOVIMIENTO DE TIERRAS</b>	<b>23</b>

## **CAPITULO IV : MARCO TEÓRICO**

<b>4.1. TERMINOLOGÍA DE LA VOLADURA</b>	<b>25</b>
<b>4.2. TEORÍA DE VOLADURA</b>	<b>39</b>
4.2.1. General.	39
4.2.2. Detonación.	42
4.2.3. Explosión	46
4.2.4. Termoquímica de los explosivos	48
4.2.4.1. Presión.	49
4.2.4.2. Calor de explosión.	51
4.2.4.3. Volumen de explosión.	53
4.2.4.4. Temperatura de explosión.	53
4.2.5. Química de los explosivos.	54
4.2.6. Energía de los explosivos.	59
4.2.7. Mecánica de rotura de rocas.	60
4.2.7.1. Proceso de fracturamiento.	60
4.2.7.2. Descripción del proceso de fracturamiento.	62
4.2.8. Clasificación de los explosivos.	68
4.2.8.1. Explosivos químicos.	69
<b>4.3. VOLADURA DE ROCAS.</b>	<b>75</b>
4.3.1. Parámetro de roca.	76

4.3.1.1. Propiedades físicas.	76
4.3.1.2. Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas.	77
4.3.1.3. Condiciones geológicas.	78
4.3.2. Parámetros controlables.	79
4.3.2.1. Propiedades Físico-químicas de los explosivos.	79
4.3.2.2. Condiciones de carga explosiva.	81
4.3.3. Voladura superficial en bancos y elementos para el diseño de voladuras.	83
4.3.3.1. Dimensión de la Voladura.	84
4.3.3.2. Parámetros dimensionales.	85
4.3.3.3. Cálculo y restricción de la carga explosiva.	90
4.4. CEBADO Y CARGUÍO DE EXPLOSIVOS.	94
4.4.1. Cebo o Primer mínimo.	94
4.4.2. Primado de taladros de gran diámetro.	96
4.4.2.1. Cebos colados.	97
4.4.2.2. Cebos hidrogel y emulsión.	98
4.4.2.3. Sistemas explosivos de dos componentes.	99
4.4.2.4. Cebos de dinamita.	99
4.4.3. Carguío de taladros.	100
4.4.4. Carguío de emulsión a granel.	101
4.5. SISTEMA DE INICIACIÓN.	103
4.5.1. Sistema a fuego.	104
4.5.1.1. Clases y tipos.	104
4.5.2. Cordón detonante.	105
4.5.2.1. Recomendaciones de uso.	106
4.5.3. Sistema eléctrico.	107
4.5.3.1. Formas de amarre de detonadores eléctricos.	109
4.5.4. Sistema no eléctrico.	112
4.5.4.1. Componentes del detonador no eléctrico.	114

4.5.4.2.	Ventajas del sistema.	116
4.5.4.3.	Desventajas del sistema.	117
4.5.4.4.	Sistema silencioso.	118
4.5.5.	Sistema electrónico.	122
4.5.5.1.	Otras características de los sistemas electrónicos.	124
4.6.	SISTEMA DE INICIACIÓN ELECTRÓNICA I-KON.	125
4.6.1.	Visión general del sistema.	125
4.6.2.	Seguridad del sistema electrónico i-kon.	126
4.6.2.1.	Alcances.	126
4.6.2.2.	Componentes del detonador electrónico.	127
4.6.2.3.	Funcionamiento del detonador electrónico.	129
4.6.2.4.	Seguridad del sistema.	130
4.7.	PRODUCTIVIDAD Y COSTOS.	137
4.7.1.	Perforación	137
4.7.1.1.	Productividad.	137
4.7.1.2.	Costo total de perforación.	138
4.7.2.	Voladura	142
4.7.2.1.	Productividad.	143
4.7.2.2.	Costo de voladura.	144

**CAPITULO V: CASO MEJORAMIENTO DE LA FRAGMENTACIÓN Y  
RENDIMIENTO DEL EQUIPO DE CARGUÍO MEDIANTE LA  
UTILIZACIÓN DE DETONADORES ELECTRÓNICOS EN MINERA  
YANACocha S.R.L.**

5.1.	ANTECEDENTES	145
5.1.1.	Parámetros geomecánicos.	146
5.1.2.	Parámetros de diseño de malla.	149
5.1.3.	Parámetros de Voladura.	149

5.2.	ANÁLISIS DE LA PROBLEMÁTICA.	150
5.3.	OBJETIVOS PROPUESTOS.	150
5.3.1.	Fragmentación.	150
5.3.2.	Seguridad.	150
5.3.3.	Productividad de palas.	151
5.4.	TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.	151
5.4.1.	Fase preliminar.	151
5.4.1.1.	Simulación de diseño de perforación y voladura.	151
5.4.1.2.	Secuencia de las pruebas.	152
5.4.2.	Fase análisis de la información.	152
5.4.3.	Fase interpretación.	153
5.5.	EQUIPOS Y SOFTWARE UTILIZADO.	153
5.5.1.	Hardware sistema electrónico.	153
5.5.1.1.	Características del hardware básico del sistema i-kon.	153
5.5.2.	Software Problast	156
5.5.3.	Software Minesight.	158
5.5.4.	Software para diseño de secuencia de iniciación	159
5.5.5.	Equipo para medir velocidad de detonación	162
5.5.6.	Power sieve.	163
5.5.7.	Dispatch.	164
5.6.	DISEÑO DE INICIACIÓN REALIZADOS.	165
5.6.1.	Tiempos usados en voladura con el sistema electrónico i-kon.	165
5.6.2.	Secuencia de Iniciación realizadas.	167

## **CAPÍTULO VI : RESULTADOS DE LAS PRUEBAS**

7.1.	DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	168
7.1.1.	Etapa uno.	168

7.1.2. Etapa dos.	169
7.1.3. Etapa tres.	170
7.2. MEDICIÓN DE LA VELOCIDAD DE DETONACIÓN.	172
7.2.1. Velocidad de detonación del HA-55.	173
7.2.2. Velocidad de detonación del HA-46.	174
7.3. ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN.	176
7.4. VELOCIDAD DE CARGUÍO DE LA PALA (DIG RATE).	179
7.5. MEJORAS REALIZADAS A LAS PRUEBAS.	182
7.5.1. Balance de oxígeno.	182
7.5.1.1. Prueba de la nueva fórmula para el HA-55.	184
7.6. ANÁLISIS ECONÓMICO	187
<b>CAPÍTULO VII : CONCLUSIONES</b>	<b>191</b>
<b>CAPÍTULO VIII : RECOMENDACIONES</b>	<b>194</b>
<b>CAPÍTULO IX : BIBLIOGRAFÍA</b>	<b>196</b>
<b>CAPÍTULO X : ANEXOS GENERALES</b>	<b>198</b>

## **CAPÍTULO I : GENERALIDADES**

### **1.1. UBICACIÓN Y GENERALIDADES**

Minera Yanacocha S.R.L (Minera Yanacocha) se ubica en la Provincia y Departamento de Cajamarca (ver la Figura 1.1, Mapa de Ubicación), sobre la Cordillera de Los Andes, al norte del Perú, con una localización aproximada de 7° Latitud Sur y 78°30' Longitud Oeste, aproximadamente a 32 kilómetros al norte de la ciudad de Cajamarca, por carretera. toda la propiedad comprende un área de más de 175 000 hectáreas.con elevaciones que van desde los 3,700 hasta los 4,100 msnm. El acceso a la mina desde la ciudad de Cajamarca es a través de una vía asfaltada y toma aproximadamente una hora.

El distrito está ubicado en la línea divisoria continental, separando arroyos que drenan hacia el este dentro de la Cuenca del Amazonas y luego al Océano Atlántico (en las cuencas de Porcón, Chonta y Honda) de aquellas que drenan hacia el oeste al Océano Pacífico (en la cuenca Rejo).

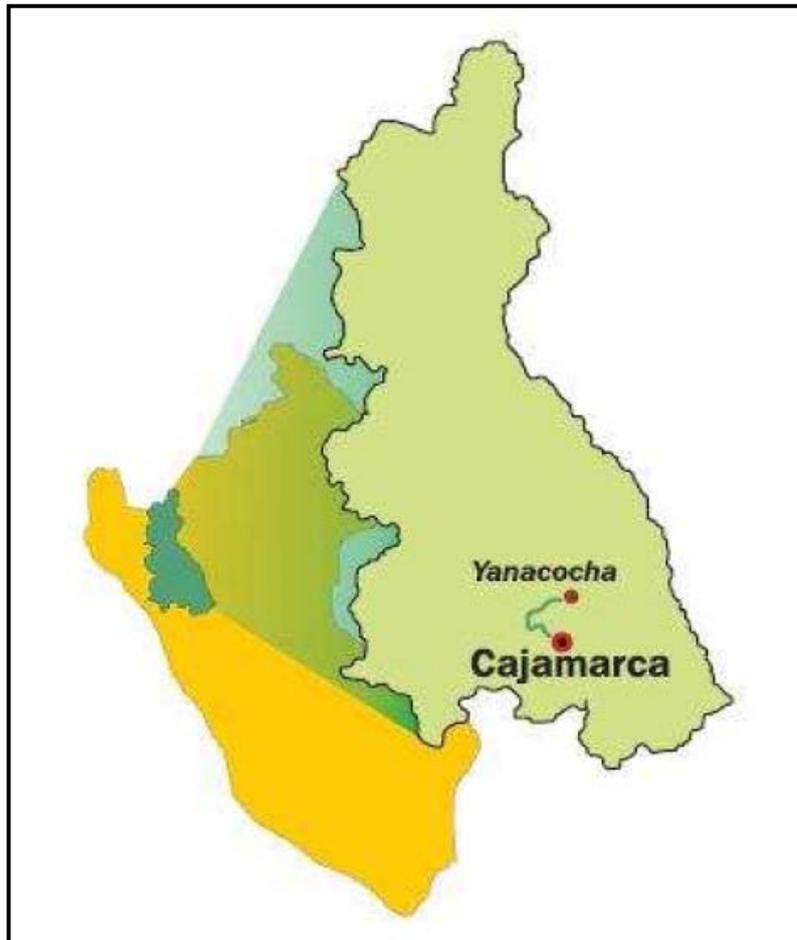


Figura 1.1: Mapa de localización

## 1.2. CLIMA, FAUNA Y VEGETACIÓN

El clima del área de estudio es típico de las regiones andinas cercanas al ecuador: fresco y húmedo, con una temporada distintiva de lluvias. Las temperaturas son relativamente constantes todo el año, y rara vez bajan de cero inclusive en los puntos más elevados de la mina. Las condiciones son a menudo de mucho viento, especialmente a gran altura.

El clima se caracteriza por temporadas distintivas de lluvia (de octubre a abril) y secas (de mayo a septiembre).

La vegetación nativa en el área de estudio está dominada por la vegetación alpina tropical, incluidos prados, zonas boscosas, arbustos y tierras pantanosas. La zona ecológica a lo largo de la línea divisoria andina entre la zona más seca de Páramo al norte y más húmeda de Puno al sur, se llama Jalca. Sobre los 3 300 m, la vegetación de jalca es principalmente de prados, y el pasto predominante es el ichu. La fauna nativa incluye sapos, lagartijas, aves, mamíferos pequeños y venados.

Esta región ha sustentado residentes dedicados al pastoreo durante más de 3 000 años. La zona de la Jalca se usa principalmente para pacer ganado vacuno y ovejas. Las menores alturas de la Jalca se usan a menudo para cultivar cosechas nativas e introducidas. Los cultivos andinos nativos incluyen tubérculos, representados por distintos tipos de papas, fréjoles y cereales.

### **1.3. RESEÑA HISTÓRICA**

Minera Yanacocha SRL (MYSRL) es una compañía cuyos accionistas son Newmont Mining Company de Estados Unidos con 51%, Compañía de Minas Buenaventura con 44% y el Banco Mundial con 5%.

El Mercurio era minado históricamente en algunas partes del distrito. La exploración moderna de cobre y plata empezó al inicio de 1960s y continuó hasta inicios de los 1980s. Un joint venture entre Newmont Mining Corporation y Buenaventura Mining Company descubrió la mineralización superficial de oro en Yanacocha en 1984. Los primeros trabajos fueron el muestreo geoquímico usando el método rock-chip, lo que resultó en la identificación de 14 anomalías superficiales de oro separadas. La perforación empezó en 1985 y concluyó en 1992; las reservas iniciales de todo el distrito fueron de 1.28 millones de onzas. La producción comenzó en el yacimiento Carachugo en 1993. A finales del 2005 más de 20 millones de onzas han sido recuperadas y es hasta la actualidad la operación minera de oro más grande de Sudamérica. Los derechos de propiedad de Minera Yanacocha SRL se muestran en la figura 1.2. y las declaraciones de reservas/recursos de yacimientos son mostrados en la figura 1.3.

Los yacimientos son minados por el método de Open Pit y puede ser caracterizado como un yacimiento volcánico epitermal con ocurrencias de oro diseminadas. La producción empezó en Agosto 1993 .

Las operaciones activas en Minera Yanacocha involucran tres pits diferentes; Cerro Yanacocha, La Quinoa, y Chaquicocha (ver figura 1.2) el minado principal se lleva a cabo en los pits de Cerro Yanacocha y La Quinoa.

El minado se realiza con las tradicionales palas hidráulicas, cargadores frontales y camiones volquetes gigantes. Para los yacimientos (Cerro Yanacocha, La Quinoa), para Chaquicocha se realiza el minado con equipo pequeño con una pala 5500 como máximo debido a que se está ampliando el tajo (Fase II). Para

todos los yacimientos el mineral es acarreado directamente hacia los pads de lixiviación y en zonas desulfuro secundario se está comenzando el proceso de chanchado en el los molinos del Gold Mill. Para todos los pits, basándose en el tipo de desmonte, es acarreado hacia un botadero de óxidos, o hacia un botadero de material generador de aguas ácidas (argílico); el cual es usado para varios tipos de construcciones.

Existen cuatro Pads de Lixiviación: Maqui-Maqui, Carachugo, Cerro Yanacocha y La Quinoa. Actualmente en el pad de Maqui Maqui no hay descargas adicionales, solo se está llevando a cabo lixiviación residual. La Lixiviación se realiza a través de un proceso estándar, usando una solución débil de cianuro como lixivante, y con columnas de carbón y Merrill-Crowe como procesos de recuperación del oro.

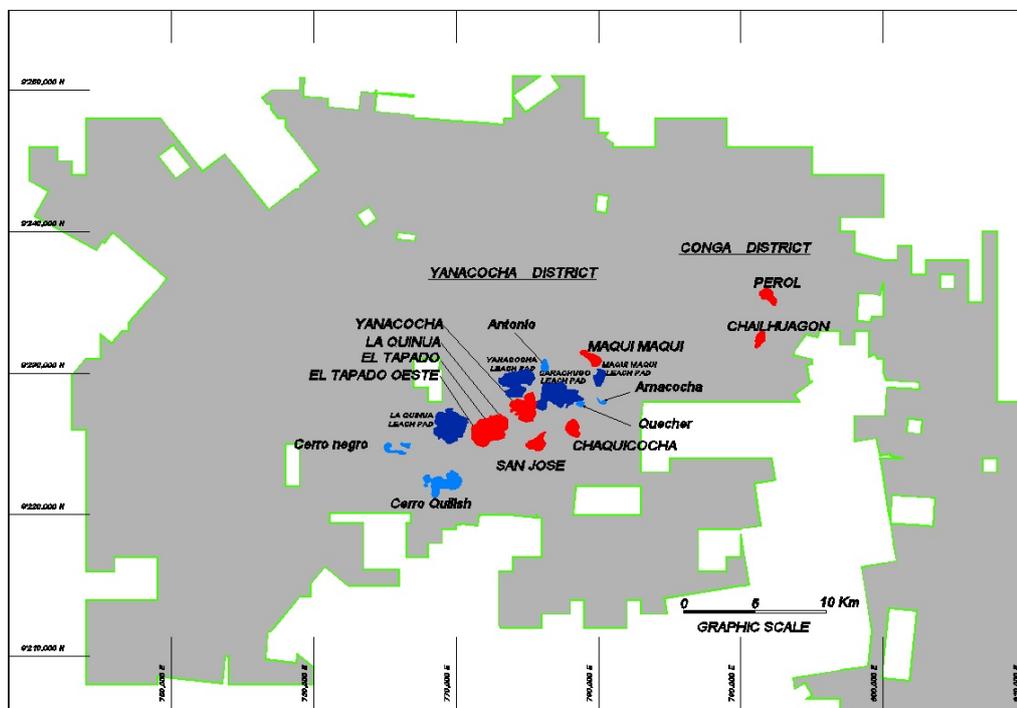


Figure 1.2 : Mapa de localización de yacimientos

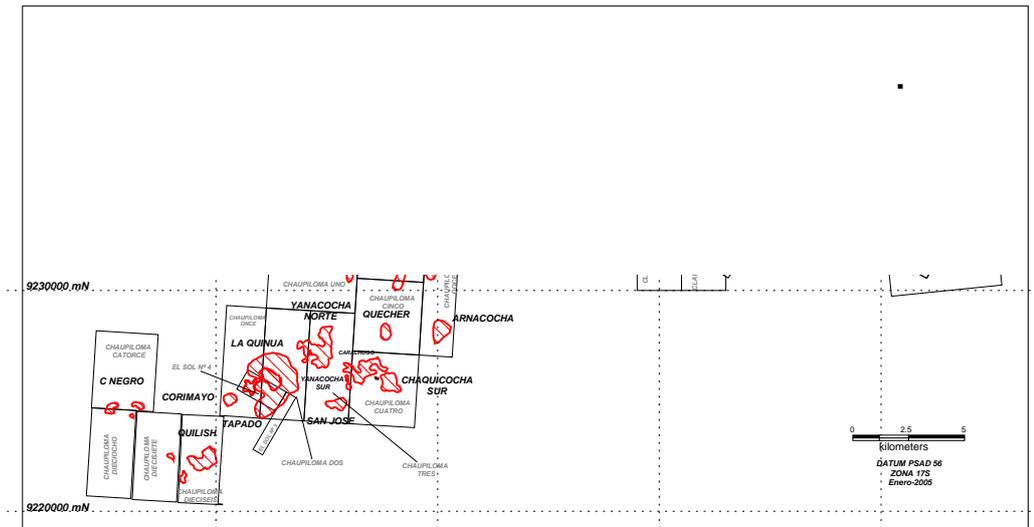


Figure 1.3: Mapa de declaraciones

#### 1.4. VISIÓN DE YANACOCHA

“Ser reconocidos por los inversionistas, trabajadores y stakeholders externos como la operación aurífera más confiable, eficiente, innovadora y valorada de Sudamérica”

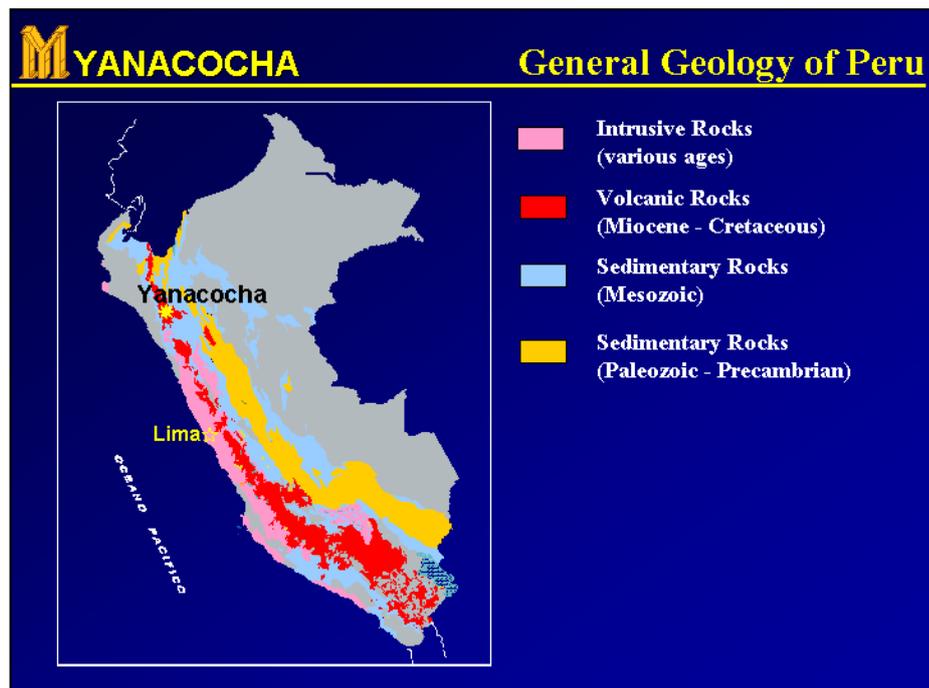
#### 1.5. MISIÓN DE YANACOCHA

Lograr una producción sostenible de 2.5 millones de onzas equivalentes para el año 2012 con un costo competitivo logrando:

- Empleados calificados y comprometidos
- Excelencia Operacional
- Aceptación social y acceso a tierras

## CAPÍTULO II : GEOLOGÍA

### 2.1. GEOLOGÍA REGIONAL.



2.1: Geología Regional

### **2.1.1. Geología Estructural**

El distrito Yanacocha forma hacia el NE un cinturón de alta sulfuración epitermal de yacimientos de oro con secuencia volcánica, referido como el Complejo Volcánico de Yanacocha (CVY). El CVY es generalmente confinado dentro de una longitud de (24KM de diámetro) con tendencia hacia el NE, y una depresión volcánico tectónica. El distrito está en el Centro de la intersección regional de las fallas del nor oeste de los andes, y el corredor estructural de tendencia trans-andina Chicama-Yanacocha noreste (figura 2.2). Esta falla dominante NE-NO es reflejada como control interno de la mineralización de oro de la mayoría de yacimientos.

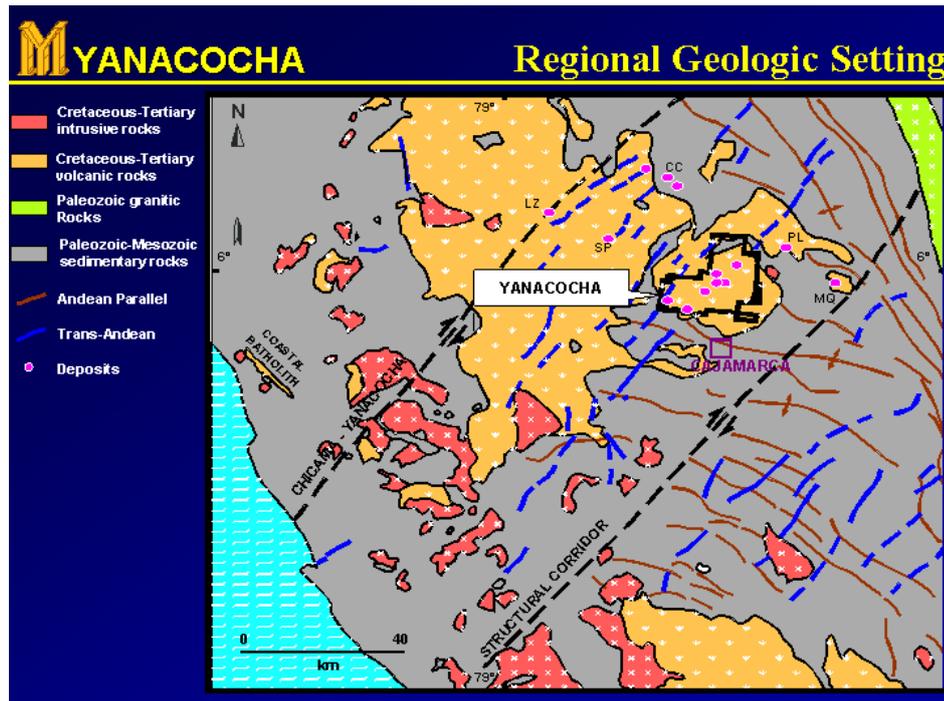


Figura 2.2: Distribución Geológica Regional

### 2.1.2. Estratigrafía

Los testigos de perforación diamantina y el mapeo geológico detallado han establecido la estratigrafía volcánica, llevando al reconocimiento de fases múltiples de rocas porfíricas superficiales que son intrusiones en el nivel superior de la pila volcánica (figura 2.3). Las más bajas exposiciones estratigráficas en el distrito son calizas y cuarcitas del cretáceo. Estas son delineadas por el complejo volcánico Yanacocha. Cinco ciclos principales eruptivo/intrusivo han sido interpretados: desde el más antiguo hasta el más joven.

5. Andesita inferior; una secuencia temprana consistente de flujos de domos andesíticos y relacionado con flujos de andesita y rocas piroclásticas.
6. Una secuencia intermedia de flujo de cenizas de tufo y otras fragmentos de rocas piroclásticas con fragmentos de cristales
7. Andesita Superior; andesita localizada en domos de dacita, flujos y rocas piroclásticas
8. Brechas volcánicas de fase múltiple
9. Rocas intrusivas de nivel superficial incluyendo andesita – dacita, y rocas plutónicas.

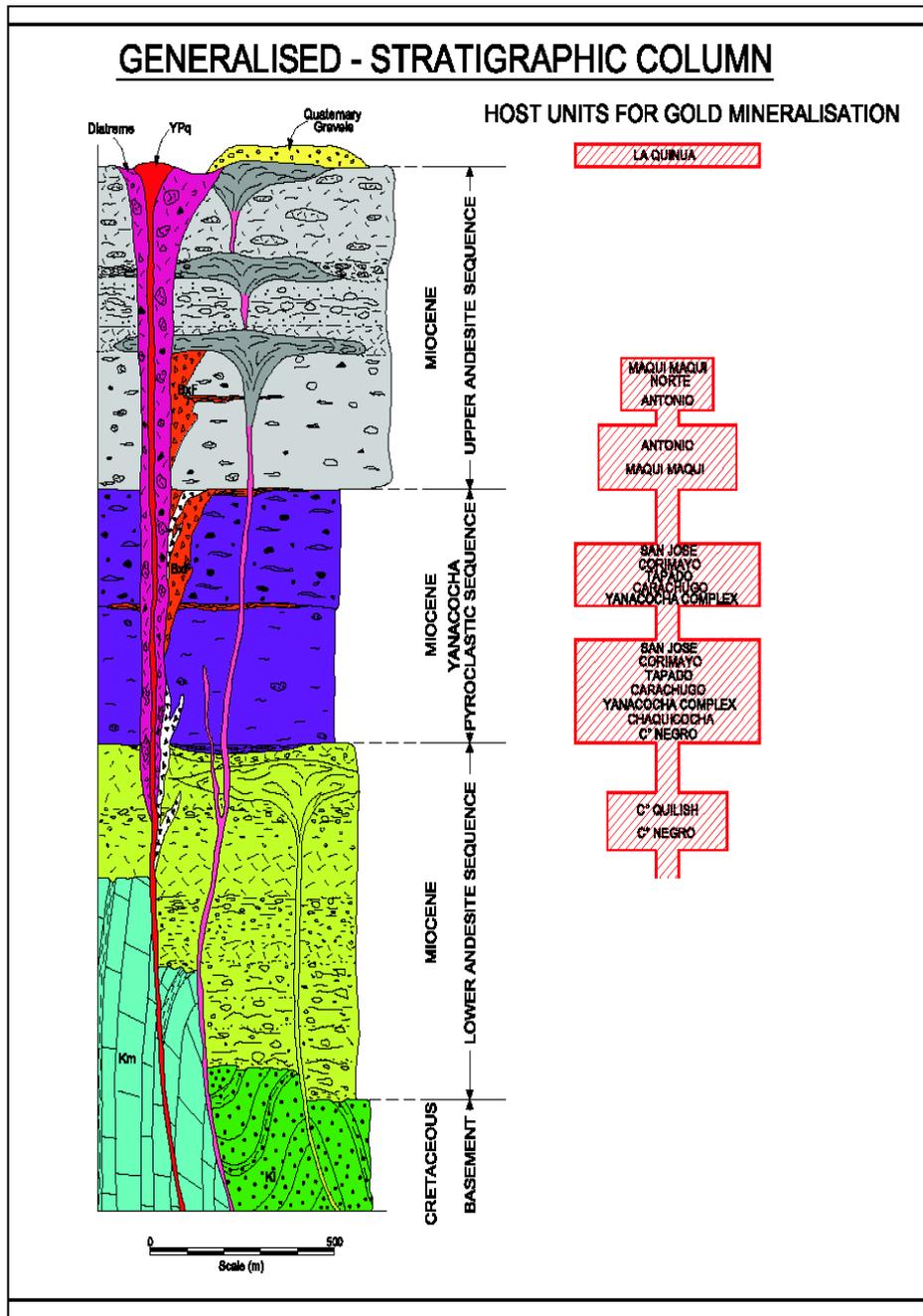


Figura 2.1: Estratigrafía del Distrito Yanacocha

### 2.1.3. Alteración y Mineralización

La alteración ácido sulfurosa en Yanacocha contiene una formación de gran volumen (área superficial es  $>10\text{Km}^2$ ) de sílica residual, con menos cantidades de argílico avanzado y argílico. La alteración inicial consiste en una solución ácida lixivante y la destrucción de minerales como feldespatos, piroxenos, y biotitas. Esto crea una roca vuggy sílica cuyo componente principal es la sílica remanente.

Una alteración secundaria masiva de sílica reformo la vuggy sílica que se formó al inicio. La sílica granular típicamente formada como vapor dominante en el borde la aureola de la alteración. Saliendo de esta zona de silificación hacia la zona de alteración argílica avanzada formada, la cual se caracteriza por la sílica-alunita y otras arcillas. En esta zona las leyes salieron hacia la alteración argílica la cual típicamente consiste en motmorilenita, kaolinita, y otras arcillas. El borde más extremo de la alteración consiste de una unión propilítica entre la clorita, la piritita y la calcita.

La fase principal de la mineralización de oro es interpretada como la ocurrencia de una fase débil de un emplazamiento de pórfidos de un nivel superficial dentro de la pila volcánica. Los yacimientos de oro en Yanacocha ocurren como cuerpos tabulares sub – verticales cuyas altas leyes ( $>2\text{g/t Au}$ ) de mineralización están controladas a lo largo estructuras alimentadoras con altos buzamientos y brechas hidrotermales rodeadas por aureolas semi estratiformes (aprox  $1\text{g/t}$ ).

La deposición primaria ocurrió en zonas más permeables como vuggy y granular sílica y sílica masiva fracturada. Los estudios de caracterización de oro con micro probeta electrónica en ambos ambientes oxidado y sulfuroso indicaron que el oro ocurre en partículas del tamaño de un micrón y sub. micrón, generalmente formada después de la paragénesis del yacimiento. En rocas oxidadas (óxidos), el oro ocurre en partículas discretas a lo largo de las fracturas, grietas y diseminado a través de la roca. En rocas sulfurosas, el oro está generalmente encapsulado en la pirita, arsenopirita, o minerales de cobre. Minerales de cobre en las zonas de sulfuros son comúnmente la enargita, calcocita, y la covelita. Algunas trazas de galena, esfalerita, y baritina son también comunes.

## 2.2. GEOLOGÍA LOCAL

**Depósitos cuaternarios.-** Los depósitos coluviales se presentan al pie de los cerros, consisten de bolones y bloques angulosos de tamaño variado hasta 1.0 m, en matriz de gravas arenosas y algo de finos, de compactidad suelta, humedad media a baja, beige anaranjado. El espesor estimado con las calicatas varía entre 1.0 y 3.5 m.

**Volcánicos Porculla.-** Las rocas piroclásticas del Volcánico Porculla constituyen el basamento rocoso de los materiales cuaternarios

fluvioglaciares, lagunares y coluviales que se depositaron durante el cuaternario y que afloran ampliamente.

### **2.2.1. Alteraciones**

El grado de alteración es una función de la litología inicial y de la distancia al foco epitermal.

Las alteraciones encontradas e incluidas en el Modelo Geológico son: Sílice Clay 3, Sílice Clay 2, Sílice Clay 1, Sílice Alunita, Sílice Masiva y Propilítico.

Planeamiento Mina ha incorporado el “Modelo Geológico” para el diseño de los tajos, basando la configuración de los bancos y ángulos interrampa (IRA) para cada tipo de alteración existente, con los datos proporcionados por el Grupo de Geotecnia.

La caracterización geotécnica en el Área de Cerro Yanacocha se basa en el tipo de alteración, donde el grado de alteración va de una roca silicificada a un argílico avanzado (alunita), pasando por argílico (caolinita, montmorillonita, dominando la presencia de clay) y zonas de propílico.

Reconocer el tipo de alteración clay es un primer control estructural para la estabilidad de los taludes.

### **Clasificación de materiales en Yanacocha:**

El Grupo de Geotecnia clasifica los materiales de Yanacocha en función de su tipo de alteración, características geomecánicas y contenido de arcillas (contenido de finos). Para ello se basa en información de Geología Mina y cuenta con un laboratorio geotécnico que realiza ensayos de granulometría, de propiedades físicas, y ensayos de carga puntual en roca.

Las arcillas en Yanacocha se originaron producto de una alteración hidrotermal.

La Alteración Hidrotermal es la respuesta mineralógica textural y química de las rocas a un cambio ambiental, en la presencia de agua caliente vapor o gas. La alteración hidrotermal ocurre a través de la transformación de fases minerales, crecimiento de nuevos minerales, disolución de minerales y/o precipitación y reacciones de intercambio iónico entre los minerales constituyentes de la roca y el fluido caliente que circula por la misma. La temperatura del fluido y el PH son los factores más influyentes en la alteración, más aun que la litología de la roca original.

Los principales tipos de alteración que involucran la formación de arcillas, en un yacimiento tipo “Epitermal de Alta Sulfuración”, que es el caso de Yanacocha, son las siguientes:

**Alteración Argílica:** Caracterizada por la presencia de caolinita, smectita, montmorillonita.



Figura 2.4: Alteración Argílica

**Alteración Argílica Avanzada:** Caracterizada por la destrucción total de feldespatos en condiciones de una hidrólisis muy fuerte, dando lugar a la formación de caolinita, dickita, pirofilita, alunita y sílice.



Figura 2.5 Alteración Argílica avanzada

La alteración hidrotermal puede destruir totalmente la estructura de la roca, haciéndola más dura o totalmente deleznable, así por ejemplo una silicificación endurece totalmente la roca, y una argilización la vuelve totalmente suave y deleznable.

En resumen la sílice endurece el macizo, mientras que las arcillas la debilitan.

En una alteración Argílica Avanzada, que es una combinación de sílice con arcilla (*clay*) ó una combinación de sílice y alunita, es importante determinar el tipo de arcilla y la proporción entre sus componentes.

Debido a que las alteraciones con presencia de arcilla son el principal control de la resistencia y estabilidad del macizo rocoso, resulta geotécnicamente adecuado el modelamiento de la alteración hidrotermal considerando la cantidad de arcilla presente y diferenciando la arcilla (*clay*) de la alunita.

### Clasificación en función del contenido de arcillas

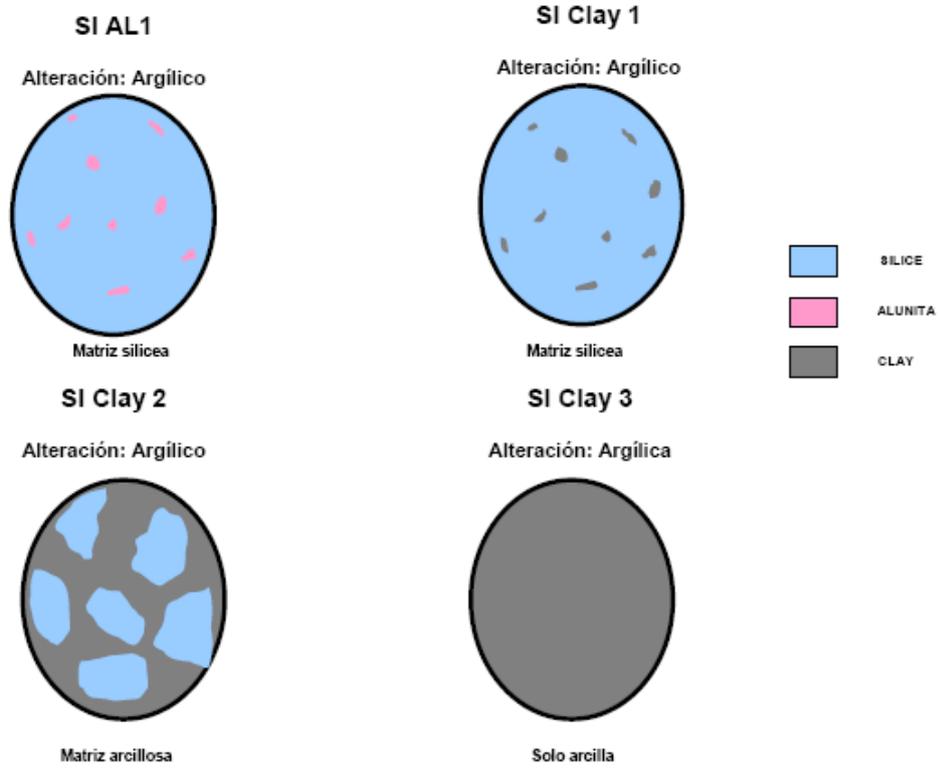


Tabla 2.1. Clasificación de arcillas y sus propiedades geomecánicas

SUELO			ROCA		
ALTERATION	Esfuerzos Efectivos		ALTERATION	Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS, Mpa)	RMR 76
	C' (Kpa)	$\phi'$ °			
Silica Clay 2	0	34	Silica Clay 1	15	38
Silica Clay 3	0	30	Si Alunita 1	57	51

Material	Matriz	Comportamiento Geotécnico	Criterio de Resistencia	Ensayos/Criterios
SI CLAY 1	Silicea (>2/3) Argilica (<1/3)	Macizo Rocosó	Hoek - Brown	Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) Resistencia del Macizo Rocosó (RMR) Índice de Resistencia Geológica (GSI) Ensayo Triaxial en Roca (mi) Factor de Disturbancia (D)
SI AL 1	Silicea (>2/3) Alunita (<1/3)			
SI CLAY 2	Silicea (<2/3) Argilica (>1/3)	Suelos	Mohr Columb	Granulometría Ensayos de Atterberg (Plasticidad) Ensayos de Penetración Estándar Ensayos Triaxiales (cohesión, $\phi'$ )
SI CLAY 3	Silicea (<1/3) Argilica (>2/3)			

## **CAPÍTULO III : MINERÍA.**

### **3.1. OPERACIONES UNITARIAS**

#### **3.1.1. PERFORACIÓN**

Se cuenta con nueve perforadoras y una perforadora rock dril alquilada en prueba, dichas perforadoras son:

- 7 Pit Viper 271 (Ingersoll Rand) – Utilizadas para la producción.
- 7 DML (Ingersoll Rand) - generalmente para control de paredes.
- 1 Rock Drill – Especial para taladros de precorte (5 1/2”).

TABLA N° 3.1: ESPECIFICACIONES PIT VIPER 271(MANUAL  
INGERSOLL RAND)

ESPECIFICACIONES GENERALES PIT VIPER 271	
Diámetro de Perforación	9 7/8" - 10 5/8"
Pulldown Máximo	75,000 lbs (34020 kg)
Capacidad Compresor	1,900 CFM (53.81 m <sup>3</sup> /min)
Presión Compresor	110 psi
Presión Máxima en Broca	160 psi
Torque Máximo	8,700 ft/lb (11.795 Nm)
Rotación	150 RPM
Longitud Máxima Single Pass	55 pies (16.76 m)
Longitud Máxima Multi Pass	105 pies (32.30 m)



Figura 3.1: Imagen de las perforadoras usadas en Minera Yanacocha

### 3.1.2. VOLADURA

Cuenta con 5 camiones fábrica UNIBODY (Orica Mining Services Perú), un camión cisterna y un camión grúa que ayuda a abastecer el ANFO a los camiones que se encuentra en la mina.

Se cuenta además con tres camiones Stemming truck para el tapado de taladros.



Figura 3.2: Imagen de los camiones fábrica utilizados en Minera Yanacocha.

### 3.1.4. CARGUÍO

El carguío en Minera Yanacocha cuenta con los siguientes equipos:

- 06 Palas Hidráulicas Hitachi Ex 5500.
- 02 Excavadoras Hitachi EX 2500.
- 02 Cargadores Frontales CAT 966.

- 04 Cargadores Frontales CAT 992.
- 04 Cargadores Frontales CAT 994.



Figura 3.3: Imagen de una Pala Hidráulica Hitachi 5500 utilizadas en Minera yanacocha.

### **3.1.5. ACARREO**

En el sistema de acarreo se utilizan camiones Caterpillar de las siguientes características:

- Cat 785 C (23 camiones).
- Cat 793B (09 camiones).
- Cat 793C (30 camiones).
- Cat 793D (15 camiones).

### **3.1.6. MOVIMIENTO DE TIERRAS**

Se cuenta con equipos auxiliares que ayudan en la construcción de carreteras y mantenimiento de vías, los cuales son:

- 10 Tractores Oruga.
- 04 Motoniveladoras CAT 16H
- 05 Motoniveladoras CAT 24H
- 02 Tractores de rueda CAT 834
- 07 Tractores de rueda CAT 844
- 06 Tractores de orugas CAT D10
- 07 Tractores de orugas CAT D11
- 04 Cisternas de 20000 gls.
- 03 Rodillos.
- 02 Camabajas 793.

## CAPITULO IV : MARCO TEÓRICO

### 4.1. TERMINOLOGÍA DE LA VOLADURA

El propósito de esta sección es explicar la terminología que se usará en el presente informe. Es importante explicar los conceptos teóricos ya que estos serán referidos en posteriores discusiones, diseños, análisis, etc. Estos términos se listan en forma alfabética y serán explicados, cuando sea necesario, con fórmulas, ejemplos o diagramas.

**Acoplamiento.** Se refiere al grado de intimidad entre el explosivo en un pozo y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del pozo, se dice que la carga está desacoplada, con la relación de desacople definido como la razón entre el volumen de la carga al volumen del pozo. Los explosivos cargados a granel tienen un factor de acoplamiento igual a 1. Algunos autores definen la razón de acoplamiento como la razón de diámetro de la carga al del pozo.

$$f_c = \frac{d_{\text{exp}}^2 l_{\text{exp}}}{d_{\text{hoyo}}^2 l_{\text{hoyo}}}$$

donde  $f_c$  es la razón de acoplamiento (o desacoplamiento) y  $d$  es el diámetro,  $l$  es el largo y los subscripts  $\text{exp}$  y  $\text{hoyo}$  se refieren al explosivo y al pozo.

**Balance de oxígeno.** Ésta es la cantidad de oxígeno, expresada en por ciento del peso, liberada como un resultado de la conversión completa del material explosivo a  $\text{CO}_2$ ,  $\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{SO}_2$ ,  $\text{AlO}_2$ , etc. (balance de oxígeno "positivo"). Si hay oxígeno insuficiente para la reacción completa de la oxidación se dice que el compuesto tiene un balance de oxígeno negativo. Los explosivos comerciales deben tener un balance de oxígeno cerca de cero para minimizar la cantidad de gases tóxicos, particularmente monóxido de carbono y gases nitrosos que están presentes en los humos.

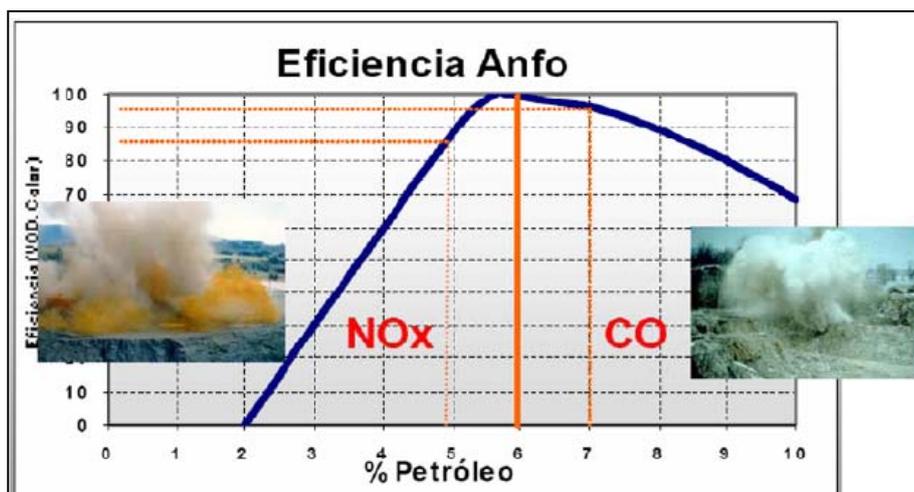


Figura 4.1. Generación de gases respecto al porcentaje de petróleo en el ANFO.

**Burden y burden efectivo.** El burden de un pozo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la cara libre y se mide perpendicular a la dirección de la línea de pozos que constituyen una fila (figura 4.2). El término burden generalmente se refiere al burden perforado, significando que la dimensión lineal se hace a la cara libre existente del banco. El término burden efectivo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la posición de la cara libre más cercana al tiempo de la detonación del pozo, y toma en consideración la dirección de la iniciación. Para una malla equilátera de pozos, el burden es igual a 0.87 veces el espaciamiento. Para una malla equilátera con iniciación V1, el burden efectivo es igual a 0.5 veces el espaciamiento.

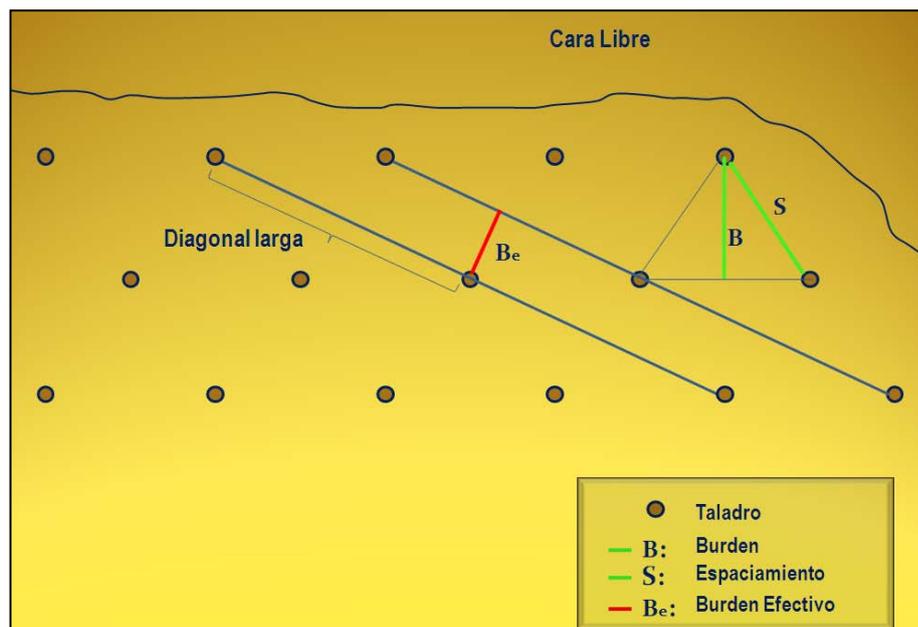


Figura 4.2. Burden efectivo para una malla equilátera.

**Campo cercano.** Un término que describe vibraciones cerca de una columna larga de explosivo. Generalmente, cuando se están tan cerca como aproximadamente 5 longitudes de la carga a una columna de explosivo, los niveles de vibración es llamado de campo cercano, y requiere la aplicación de ecuaciones complejas para la predicción. En el campo cercano es probable que se dañe la roca por la iniciación de fracturas frescas, y por la dilatación de fracturas existentes.

**Campo lejano.** Un término que se usa en este texto para describir la distancia a que el nivel de vibración se puede describir por la ecuación convencional del peso de la carga escalar (elevada a una potencia). En esta región el comportamiento de la onda vibracional se puede tomar como elástica o inelástica. A distancias más cercanas al hoyo de voladura (campo cercano), los niveles de vibración tienen que describirse usando ecuaciones complejas que toman en consideración la longitud de la columna del explosivo y no se pueden describir usando ecuaciones de elasticidad. En el campo lejano el daño a las estructuras rocosas se espera que ocurra principalmente por deslizamiento inducido por la vibración a lo largo de las superficies de las diaclasas existentes.

**Cohesión.** La cohesión de una diaclasa es el esfuerzo de corte requerido para causar el deslizamiento de bloques en cualquier lado de la diaclasa a esfuerzo normal cero, y refleja por lo tanto, la rugosidad de la superficie de la diaclasa. Figura 1.1 Ver también Angulo de fricción.

**Concentración de la Carga lineal.** La concentración de explosivo, medida en kg/m, a lo largo de una hoyo de voladura. El término puede ser independiente de diámetro del pozo (por explosivos desacoplados), o dependiente del diámetro (cargas totalmente acopladas). En este manual el símbolo usado es  $\gamma$ .

**Cristalización.** Se usa para referirse al proceso de crecimiento de cristales dentro de la solución acuosa de sal en una emulsión explosiva. La cristalización causa un cambio considerable a la reología y textura de una emulsión, y a su sensibilidad y última performance.

**Deflagración.** Es un proceso exotérmico en el que la transmisión de la reacción de descomposición se basa principalmente en la conductividad térmica. Es un fenómeno superficial en el que el frente de deflagración se propaga por el explosivo en capas paralelas, a una velocidad baja, que generalmente no supera los 1 000 m/s.

La deflagración es sinónimo de una combustión rápida. Los explosivos más lentos al ser activados dan lugar a una deflagración en la que las reacciones se propagan por conducción térmica y radiación.

**Desacoplamiento.** El desacoplamiento se refiere a la práctica de usar una carga de diámetro más pequeño que la del hoyo de voladura en que se pone. La reducción

en diámetro sirve primero al propósito de reducir la presión efectiva de la detonación (daño reducido), con reducción de la presión peak de hoyo. La reducción en presión es mayor que la estimada en virtud de la razón de desacople debido al efecto de confinamiento reducido en la velocidad de detonación (VOD) del explosivo, y la dependencia de presión de la detonación en la VOD. La ecuación siguiente se usa para definir la razón de desacople.

$$P_d = 0.25 * f_c^{1.2} * \rho_{iniciador} * VOD_{iniciador}^2$$

donde  $\rho$  y VOD es la densidad y velocidad de detonación del iniciador, y  $f_c$  es la relación del acoplamiento.

**Diámetro crítico.** El diámetro crítico es el diámetro mínimo al cual una carga explosiva todavía puede detonar. Inclusiones de gas finamente dispersas reducen considerablemente el diámetro crítico de un explosivo. El diámetro crítico puede ser bastante grande (aprox. 125 mm) para muchas emulsiones a granel y productos acuagel.

**Emulsión.** Explosivos de emulsión basados en una "emulsión agua-en aceite" se forman de una solución saturada de nitrato y una fase de aceite mineral. Están normalmente sensibilizadas por burbujas de gas finamente dispersas (después de la adición de un agente gasificador en el collar del hoyo de voladura), o por adición de micro esferas de vidrio (usualmente durante la fabricación de la

emulsión). Antes de la adición de los sensibilizantes, las emulsiones son normalmente clasificadas como agentes oxidantes, e incapaces de detonar. Las emulsiones pueden ser balanceadas en oxígeno o pueden tener un balance de oxígeno positivo.

**Estabilidad.** Se usa el término estabilidad generalmente con respecto a los explosivos emulsión y acuagel y se refiere al tiempo que un producto explosivo puede quedar en un hoyo de voladura sin que ocurra un cambio en la composición química o física. Fabricantes proveen "tiempos de residencia" de manera que no ocurran pérdidas significativas de energía en la voladura.

**Explosivos primarios** Un explosivo que detona por ignición simple de medios tales como chispas, llamas, impacto, y otras fuentes primarias de calor. Explosivos Primarios incluyen aquellos que se hallan en detonadores, cordón detonante, e iniciadores.

**Explosivo secundarios** son explosivos en que la detonación es iniciada por el impacto de la detonación de un explosivo inicial (primario). Esta definición incluye todo explosivo usado en voladura de la roca. Materiales insensibles tales como nitrato del amonio se clasifican como explosivos terciarios.

**Factor de carga.** Éste es el término usado para describir la cantidad de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca, El término tiene por eso

las unidades de kg/m<sup>3</sup> o kg/ton. Algunos también toman en cuenta la potencia en peso de explosivo para expresar el peso de explosivo como equivalente a la potencia en peso equivalente al ANFO, o sea,  $W_{teff} = W_t * potencia$  en peso relativa. Otro usuarios prefieren usar un término inverso del factor de carga, para describir el peso de roca quebrada por unidad de peso de explosivo (ton/kg).

**Factor de energía.** Este término es similar al Factor de carga, pero la energía del explosivo se expresa como una relación al peso o volumen de roca quebrada (o sea. MJ/m<sup>3</sup> o MJ/ton o Kcal/ton). El factor de Energía es por eso el producto de Factor de Carga y la energía por peso del explosivo.

$$F_e = F_c * \frac{Energía}{1000} \quad \text{o,} \quad F_e = 0,00912 * F_c * E$$

donde E = potencia en peso [%], Fc = factor de carga [gr/ton]

**Impedancia.** La impedancia de un explosivo es el producto de su densidad y velocidad de detonación. Idealmente los explosivos deben tener la misma impedancia que la roca (impedancia de la roca es el producto de la onda P y densidad) que se va a fragmentar, para efectuar la máxima transferencia de energía desde el hoyo de voladura a la masa rocosa.

**Iniciadores y reforzadores** son ambos sistemas de explosivo de alta potencia, consiste generalmente de iniciador de pentolita o un cartucho de emulsión o explosivo basado en nitroglicerina. El término iniciador se usa para designar la carga que inicia a la columna, mientras que el término "reforzador" se usa para designar un aditivo a la columna para mantener una velocidad alta de detonación en el explosivo. Para que el iniciador detone, la columna de explosivo en que se sumerge debe generar suficiente energía de choque para comenzar una detonación a través de la sección completa de la columna del explosivo.

**Potencia en peso & potencia en Peso Relativa.** La potencia en peso se refiere al rendimiento de la energía de un peso conocido de explosivo, y tiene las unidades de energía por unidad de peso (MJ/ kg). La potencia en peso relativa se refiere al rendimiento de la energía de un explosivo expresado como un porcentaje del rendimiento de la energía del mismo peso de ANFO. El método más fiable para estimar la potencia del explosivo es a través del uso de softwares computacionales para calcular la curva presión-tiempo para los productos de la detonación, ya que este es el mejor método para estimar la "energía disponible". La potencia en peso relativa efectiva es un término para estimar la energía relativa disponible en la reacción de la detonación hasta que los gases se disipan a la atmósfera. Ver también potencia en volumen & potencia en volumen relativa.

**Potencia en volumen y potencia relativa en volumen.** La potencia en volumen se refiere a la energía producida por un volumen de explosivo. La potencia

relativa se refiere a la energía producida por un explosivo expresada como un porcentaje de la energía producida por un volumen igual de ANFO. La forma más confiable de evaluar la potencia de un explosivo es a través del uso de códigos de computación para evaluar la curva presión-tiempo para los productos de la detonación, ya que este es el mejor método para evaluar la energía disponible. La potencia relativa en volumen efectiva es un término usado para estimar la energía disponible relativa en la reacción de detonación hasta que los gases en expansión se disipen a la atmósfera. La potencia relativa en volumen (RBS) se relaciona a la potencia relativa en peso (RWS) por la ecuación:

$$RBS = RWS * \frac{\rho_{exp}}{\rho_{anfo}}$$

donde  $\rho_{exp}$  y  $\rho_{anfo}$  se refieren a las densidades del explosivo y del ANFO respectivamente.

**Presión de detonación.** La presión de la detonación es la presión que ocurre dentro de la zona primaria de reacción que está limitada en un lado por el frente de choque y en el otro lado por el plano de Chapman Jouguet (C-J). Detrás del plano C-J, están los productos de la reacción, y aún algunos productos todavía sufren reacción, que ejercen una presión menor, conocida como la presión de explosión, o presión peak de hoyo. Presión de la detonación es usualmente una cantidad calculada basada en la densidad de explosivo ( $\rho_{exp}$ ) y el VOD del explosivo ( $v_{OD_{exp}}$ ), y normalmente se calcula de la ecuación:

$$P_d = 0.25 * \rho_{\text{exp}} * VOD_{\text{exp}}^2$$

donde  $\rho = [\text{kg}/\text{m}^3]$

Generalmente se considera a la presión de detonación responsable del fracturamiento de la roca alrededor del hoyo de voladura. Rocas masivas de resistencia alta, usualmente requieren una presión de detonación alta para una fragmentación óptima.

**Presión peak de hoyo, o Presión de Explosión,** se usa para referirse a la presión peak desarrollada detrás de la zona de reacción primaria en la columna del explosivo. La presión peak de hoyo generalmente es aproximadamente un 45% de la presión de detonación. Es la presión peak de hoyo la que se considera que produce el esfuerzo para levantar el burden, y dilatación de fracturas en la masa rocosa que rodea un hoyo de voladura.

**Proyección de rocas.** Es el desplazamiento indeseado de roca de un área de la voladura. Es importante señalar que un buen diseño minimizará la ocurrencia de proyección, pero no puede garantizar la eliminación de ella. No se debe permitir que las rocas salgan del área de la voladura, y en situaciones de voladuras en banco bien controlada usualmente la proyección no es más que aproximadamente 5 veces la altura del banco. La proyección puede ser causada por sobre

confinamiento de cargas, o sobrecarga debido a la presencia de cavidades o fracturas abiertas en la roca.

**Razón de esbeltez ó Razón de Rigidez.** Es un término que describe la influencia de la geometría del disparo en el estado de confinamiento de una columna de explosivo, y se toma como la razón entre la altura del banco y el burden. Se sabe bien que la longitud de un hoyo de voladura tiene una gran influencia en la cantidad de burden, que se puede romper aún para diámetros de pozo constantes. Pozos largos quiebran un burden fijo más fácilmente que pozos cortos y observaciones prácticas sugieren una longitud óptima de hoyo de alrededor de 3 a 4 veces el burden. El óptimo representa un equilibrio entre la fragmentación mejorada de pozos más largos, y el aumento de la desviación en la perforación de los pozos largos.

**Resistencia al agua.** La resistencia al agua de los explosivos varía extensamente según la composición del explosivo, y el empaquetamiento del explosivo. Los explosivos con nitrato de amonio/ petróleo (ANFO) tienen una resistencia al agua muy pobre, ya que el nitrato del amonio es soluble en agua. El efecto del agua en la performance del explosivo es reducir la sensibilidad del explosivo, reduce la eficacia de reacción, y reduce la energía de reacción. Se acompaña la presencia de agua en el hoyo de voladura frecuentemente por la generación de humo tóxico naranja o café. Finalmente, se puede reducir la sensibilidad al punto donde el producto no detonará. Explosivos comunes comerciales no son a prueba de agua, ellos tienen sólo calidades de resistencia al agua. La resistencia al agua se rankea

cuantitativamente usando términos tales como malo, regular, bueno o excelente. Usualmente la resistencia al agua se clasifica para agua estática. Cuando el agua fluye por el hoyo de voladura (agua dinámica), se agrega resistencia encartuchando el explosivo.

**Taco superior & taco intermedio.** Taco superior es el material inerte añadido en la cima del hoyo de voladura para efectuar el confinamiento de los gases de la explosión y prevenir una proyección y sobre presión excesiva. El taco intermedio se añade a la columna del explosivo para reducir deliberadamente la cantidad de explosivo contenido en un hoyo de voladura. Se agrega taco intermedio en aquellas posiciones en el hoyo de voladura donde la roca circundante es lo suficientemente débil como para no requerir un quebrantamiento adicional. Vea Figura 4.3.

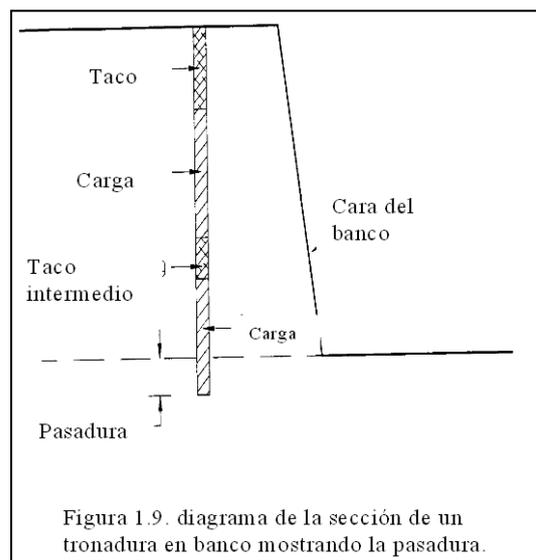


Figura 4.3. Diagrama de la sección de un taladro de voladura con taco intermedio y sobreperforación.

**Velocidad de Detonación.** Velocidad de detonación (VOD) es una medida de la razón a que la reacción de la detonación procede por la columna del explosivo. Típicamente, el VOD variará de alrededor de 3000 m/ s para ANFO en hoyos de voladura de diámetros pequeños a alrededor de 6000 m/ s para emulsión y acuagel en hoyos de voladura de diámetros más grandes. Se considera un indicador del potencial de fragmentación de un explosivo, con el potencial creciente para un VOD creciente.

Varios autores han sugerido que cuando se reduce el VOD, también se reduce la fracción de energía de la onda de choque  $f_c$  de acuerdo a la relación:

$$f = \left[ \frac{VOD_{act}}{VOD_{ss}} \right]^2$$

La velocidad de detonación es considerada por muchos el mejor "barómetro" para estimar la performance y consistencia de formulaciones de explosivo a granel, pero no es, en sí mismo, una medida de la energía total disponible del explosivo.

**Velocidad peak de Partícula & Velocidad de la onda P.** La Velocidad peak de partícula (PPV) se refiere a la velocidad de movimiento de partículas individuales dentro de la masa rocosa como una vibración u onda de choque que se propaga por la roca. Estas partículas se pueden mover sólo en cantidades pequeñas en 3 dimensiones, de manera que se pueden medir velocidades peak de partícula en 3 direcciones ortogonales. El PPV medido en cualquiera ubicación es una función

de la energía en la fuente de vibración, la distancia desde la fuente, y las características de la atenuación de la roca. La velocidad de la onda P,  $V_p$ , es una medida de la velocidad de propagación de la roca, y es independiente de la fuente de vibración. La velocidad de la onda P es controlada por la roca y propiedades estructurales del medio.  $PPV$  y  $V_p$ , se relacionan en un medio elástico, homogéneo según la ecuación:

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_p}$$

Donde  $\varepsilon$  es el nivel de deformación inducida dinámica en la roca

## 4.2. TEORÍA DE VOLADURA

### 4.2.1. General.

Los explosivos están hechos de oxidantes y combustibles en una mezcla meta estable. Dándoles un estímulo suficiente, se descomponen violentamente liberando una gran cantidad de energía que llega a ser útil para quebrar la roca. En la mayoría de los explosivos comerciales, los oxidantes son principalmente nitratos, siendo el nitrato de amonio el material básico de fabricación. Otros nitratos comúnmente usados incluyen el de sodio, calcio, potasio y aún algunos inorgánicos tales como aminas y hexaminas.

Los combustibles básicos para un explosivo incluyen el C y el H, ya que estos reaccionan con el O para liberar grandes cantidades de energía. La mayoría de los combustibles son hidrocarburos que tienen una estructura básica de CH<sub>2</sub>.

En general, hay dos tipos de explosivos: los moleculares y los compuestos. Los moleculares tienen O y combustible dentro de las mismas moléculas; tienen la ventaja que los oxidantes y combustibles están en contacto íntimo, de manera que la reacción se lleva a cabo extremadamente rápida, y generalmente es completa. El trinitrotolueno (TNT) es un ejemplo de un explosivo molecular. Los explosivos compuestos tienen oxidantes y combustibles en diferentes moléculas o en diferentes compuestos. Debido a que el combustible y el oxidante están muy separados relativamente, la reacción de descomposición se lleva a cabo mucho más lentamente que en un explosivo molecular. El ANFO, las emulsiones y los acuageles son todos ejemplos de explosivos compuestos, aunque, estrictamente hablando, ellos son un sistema híbrido ya que el nitrato de amonio contiene tanto combustible (H) y O en asociación molecular, en adición al combustible separado contenido en el petróleo.

Dos aspectos importantes de la formulación de un explosivo son el tamaño de las partículas involucradas en la reacción y la cantidad de espacio libre de huecos en la formulación. En su estado normal, el petróleo no se

absorbe en la superficie del nitrato de amonio. Cuando se muele lo suficientemente fino, el área superficial llega a ser lo suficientemente grande y el petróleo puede formar un fino recubrimiento sobre el polvo, lo suficiente para permitir y sostener la reacción de descomposición. Pero el polvo del nitrato de amonio es difícil de manejar de manera que se desarrolló un prill poroso. El prill consiste de un caparazón de cristal con el espacio entre cristales semejando poros o capilares. Cuando se mezcla con petróleo, éste penetra el prill por acción capilar. El grado de intimidad de la mezcla de petróleo dentro del prill está algo influenciado por el diámetro del prill: pequeños prills proporcionan una distribución más uniforme que prills grandes. Típicamente, el prill grado explosivo tiene un rango de tamaño desde 1 mm a 3 mm, estando el grueso del material entre 1 a 2 mm de diámetro.

El concepto de espacio libre es particularmente importante en los explosivos compuestos. El espacio libre o hueco en un explosivo parece servir dos propósitos. Primeramente el espacio permite que el oxidante y el combustible se muevan juntos. Si la densidad en volumen de la formulación es muy grande, el movimiento de los componentes es impedido y la reacción se detendrá. En segundo lugar el espacio libre proporcionará un mecanismo para la generación de “puntos calientes” causados por la compresión adiabática. El calor generado por la compresión produce un punto caliente que permite que la reacción se sostenga por sí misma. Si la reacción encuentra una zona en que hay insuficientes huecos, (por ej. donde no hay

micro esferas) la reacción se apagará y la detonación cesará. En el caso del ANFO, el espacio de huecos se proporciona en virtud de la porosidad de los prills. Puesto que la densidad del cristal de nitrato de amonio es alrededor de 1.7 gr./cc y la densidad en volumen del prill de casi 0.85 gr./cc, se puede ver que el nitrato de amonio prillado contiene un porcentaje de huecos de casi un 50%. A una densidad aproximada de 1.1 a 1.2 gr./cc, el nitrato de amonio llega a ser demasiado denso para sostener una detonación.

#### **4.2.2. Detonación.**

Es un proceso físico-químico que se caracteriza por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva (que se traduce en presión sobre el área circundante).

En los explosivos detonantes la velocidad de las primeras moléculas gasificadas es tan grande que no ceden su calor por conductividad a la zona inalterada de la carga sino que los transmiten por choque, deformándola y produciendo calentamiento y explosión adiabática con generación de nuevos gases. El proceso se repite con un movimiento ondulatorio que afecta a toda la masa explosiva y que se denomina “onda de choque”, la que se desplaza a velocidades entre 1500 a 7000 m/s según la composición del explosivo y sus condiciones de iniciación.

Un carácter determinante de la onda de choque en la detonación es que una vez que alcanza su nivel de equilibrio (temperatura, velocidad y presión) este se mantiene durante todo el proceso, por lo que se dice que es autosostenida, mientras que la onda deflagrante tiende a amortiguarse hasta prácticamente extinguirse, de acuerdo al factor tiempo entre distancia ( $t/d$ ) a recorrer.

Tanto en la deflagración como en la detonación la turbulencia de los productos gaseosos da lugar a la formación de la onda de choque. La región de esta onda donde la presión se eleva rápidamente se llama “frente de choque”. En este frente ocurren las reacciones químicas que transforman progresivamente a la materia explosiva en sus productos finales. Por detrás del frente de choque, que avanza a lo largo de la masa de explosivo, se forma una zona de reacción, que en su último tramo queda limitada por un plano ideal, que se denomina “Plano de Chapman- Jouguet (CJ)”, en el cual la reacción alcanza su nivel de equilibrio en cuanto a velocidad, temperatura, presión de gases, composición y densidad, lo que se conoce como condiciones del estado de detonación.

En el plano “CJ” los gases se encuentran en estado de hipercompresión. Otra diferencia es que en el caso de una combustión o deflagración, los productos de la reacción óxido-reducción se mueven en el sentido contrario al sentido de avance de la combustión, mientras que en el caso de una detonación, los productos se desplazan en el mismo sentido de

avance de la detonación. Esto se evidencia por medio de la ecuación fundamental conocida como la “Condición de Chapman- Jouguet”.

$$VOD = S + W$$

Donde:

VOD : velocidad de detonación.

S : velocidad de sonido.

W : velocidad de partículas (productos).

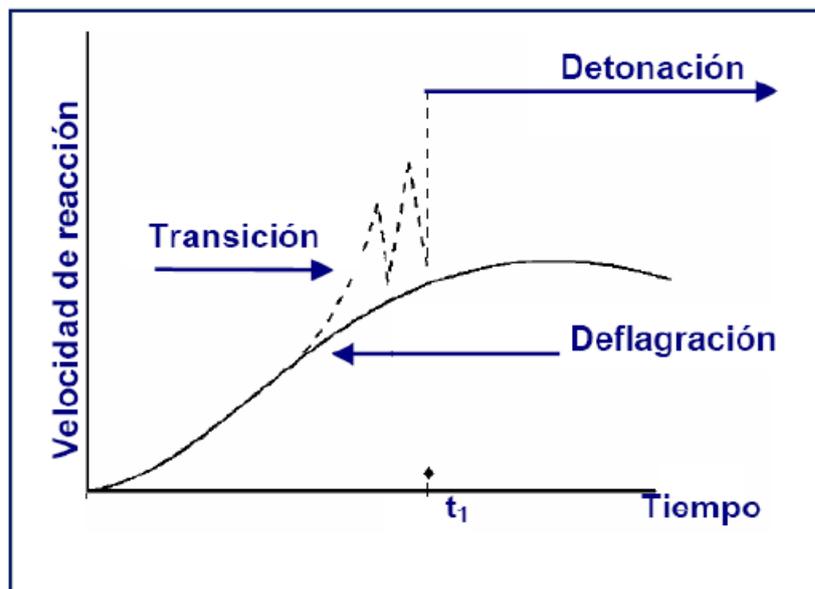


Figura N° 4.4: Desarrollo de una Detonación  
(Manual Práctico de Voladura, EXSA).

Donde se deduce que cuando W tiene valor negativo, es decir, cuando las partículas se mueven en el sentido contrario al avance de la reacción de óxido-reducción, se tendrá que  $VOD < S$ , lo que significa que la velocidad de avance de la reacción es menor que la velocidad del sonido. En

este caso se tiene un fenómeno de simple combustión o deflagración subsónica.

En resumen, deflagración y detonación son fenómenos de oxidoreducción, siendo la deflagración de carácter subsónico, pues las ondas de compresión o dilatación de baja densidad se propagan con una velocidad menor o igual que la del sonido dentro de los gases resultantes como producto de la combustión rápida, mientras que la detonación es de carácter supersónico, pues las ondas de compresión se propagan a velocidad mayor que la del sonido con respecto al medio gaseoso resultante.

En general, respecto a la velocidad, los explosivos son considerados como:

- a. Deflagrantes: cuando la velocidad está por debajo de los 1000 m/s.
- b. Detonantes de bajo régimen: de 1000 a 1800 m/s (transición entre deflagración y detonación).
- c. Detonantes de régimen normal: con velocidades entre 1800 y 5000 m/s (categoría a la que pertenecen casi todos los explosivos de uso industrial).

El proceso de detonación se puede apreciar en la siguiente figura:

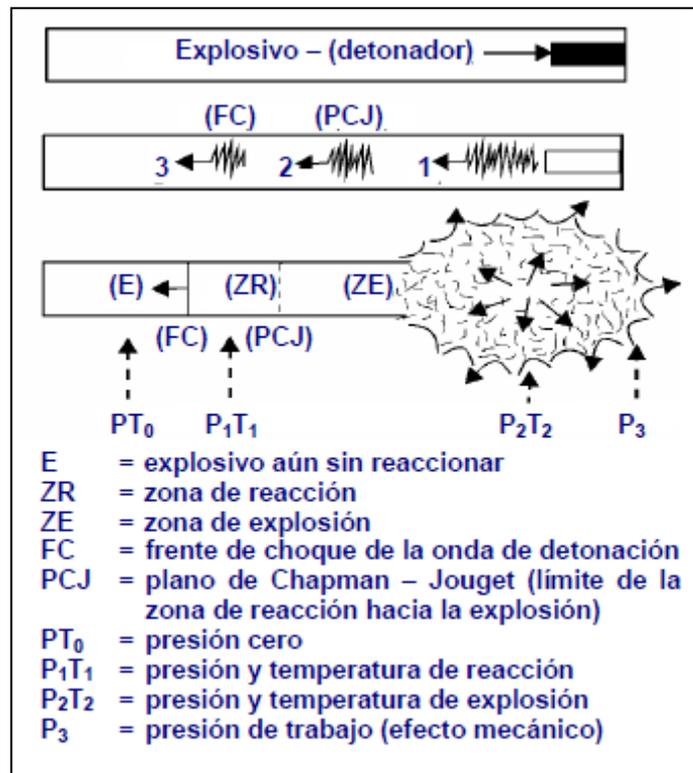


Figura N° 4.5: Proceso de detonación  
(Manual Práctico de Voladura, EXSA).

#### 4.2.3. Explosión.

La explosión, por su parte, es un fenómeno de naturaleza física, resultado de una liberación de energía tan rápida que se considera instantánea. La explosión es un efecto y no una causa.

En la práctica se considera varios tipos de explosión que se definen con base en su origen, a la proporción de energía liberada y al hecho que desencadenan fuerzas capaces de causar daños materiales.

- a. Explosión por descomposición muy rápida: La liberación instantánea de energía generada por una descomposición rápida de materiales inestables requiere una materia inestable (explosivo) y un procedimiento de detonación.
  
- b. Explosión por oxidación muy rápida del aire: La liberación de energía generada por oxidación muy rápida de un vapor, gas o polvo inflamable (gasolina, grisú en las minas de carbón).
  
- c. Explosión Nuclear: Este tipo implica la liberación instantánea de energía creada por fusión nuclear, tal como sucede en una bomba de hidrógeno o por fisión nuclear, tal como sucede en la bomba atómica (uranio).
  
- d. Explosión por exceso de presión: Este tipo de explosión es el resultado de la liberación instantánea de la energía generada por un exceso de presión en recipientes, calderos o envases y puede deberse a diversos factores como calentamiento, mal funcionamiento de válvulas u otros motivos.
  
- e. Ignición espontánea: La ignición espontánea puede producirse cuando tiene lugar un proceso de oxidación lento de la materia sin una fuente de externa de calor: comienza lentamente pero va haciéndose más rápido hasta que el producto se inflama por sí

solo (carbón mineral acumulado, nitrato de amonio apilado sin ventilación).

- f. Para el caso de los explosivos, a consecuencia de la fase de detonación y más allá del plano CJ, ocurrirá una descompresión y baja de temperatura de los gases hasta que alcancen una condición de densidad y presión que se conoce como “condiciones del estado de explosión”.

#### **4.2.4. Termoquímica de los explosivos.**

Se refiere a los cambios de energía interna, principalmente en forma de calor. Los explosivos comerciales deben proporcionar suficiente energía remanente después de la detonación como para poder fracturar la roca, desmenuzarla, desplazar los fragmentos y apilarlos adecuadamente.

La energía almacenada en un explosivo se encuentra en forma de energía potencial, latente o estática. La energía potencial liberada a través del proceso de detonación se transforma en energía cinética o mecánica.

La “Ley de Conservación de la Energía” establece que en cualquier sistema aislado la cantidad de energía es constante, aunque la forma puede cambiar, así:

$$(U_p + U_c) = cte$$

Donde:

$U_p$  = Energía potencial

$U_c$  = Energía cinética

Pero no toda la energía suministrada por un explosivo se transforma en trabajo útil, ya que tienen lugar algunas pérdidas, como vemos en el siguiente cuadro. Los parámetros termoquímicos más importantes de un proceso de reacción son: presión de detonación, calor de explosión, balance de oxígeno, volumen de gases, temperatura de explosión y energía disponible que en forma simple se definen como:

#### 4.2.4.1. Presión

**a. Presión de Detonación.** Es la que existe en el plano “CJ” detrás del frente de detonación, en el recorrido de la onda de detonación. Es función de la densidad y del cuadrado de la velocidad y su valor se expresa en kilobares (kbar) o en megapascales (MPa). Así, los explosivos comerciales varían entre 500 y 1500 MPa. Es el indicador significativo de la capacidad de fragmentación que posee un explosivo. Existen varias formas para estimarla por cálculo y pruebas físicas complicadas, pero dentro de la teoría hidrodinámica se muestra que su valor práctico expresado en kilobares es:

$$PD = (\rho_e \times VOD \times W \times 10^{-5})$$

Donde:

PD = Presión de detonación, en kbar

$\rho_e$  = Densidad del explosivo, en gr/cm<sup>3</sup>

VOD = Velocidad de detonación, en m/s

W = Velocidad de partícula (producto), en m/s

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

$$W = 0,25VOD, \text{ o sea } W \approx VOD/4$$

Entonces reemplazando tenemos:

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

Y para el sistema internacional tenemos la fórmula:

$$PD = \rho_e \times \frac{(VOD)^2}{4} \times 10^{-3}$$

Donde:

PD = Presión de detonación, en MPa.

**b. Presión de explosión.** Es la presión de los gases producidos por la detonación, cuando estos todavía ocupan el volumen inicial del

explosivo antes de cualquier expansión. Nuevamente dentro de una primera aproximación muy aceptada, se puede considerar que la presión de explosión es igual al 50% de la presión de detonación. Entonces tenemos:

$$PE = 0,5 PD$$

Dicho de otro modo, la presión termo-química o presión máxima disponible para trabajo (PE) equivale a la mitad de la presión de detonación (PD), o sea:

$$PD = \rho_e \times \frac{(VOD)^2}{8} \times 10^{-3}$$

**c. Presión de taladro o de trabajo.** Es la presión que ejercen los gases sobre las paredes del taladro antes de iniciarse la deformación de la roca. Depende de la densidad de carguío, en el caso de un taladro total y perfectamente llenado, la presión de taladro es teóricamente igual a la presión de explosión. En realidad será algo inferior, ya que la presión de explosión presupone un fenómeno instantáneo, cuando realmente la transformación del explosivo en gas se produce en aproximadamente un milisegundo o menos. De esta demora resulta una ligera pérdida de presión.

#### 4.2.4.2. Calor de Explosión.

Es el calor generado y liberado por el proceso de reacción de un explosivo al ser activado. Cuando se produce una explosión a presión constante ejerciendo únicamente un trabajo de expansión o compresión, la “Primera Ley de la Termodinámica” establece que:

$$Q_c = \Delta((U_c + (P \times V)))$$

Donde:

$Q_c$  = Calor liberado por la explosión.

$U_c$  = Energía interna del explosivo.

$P$  = Presión.

$V$  = Volumen.

Como  $(U_c + PV)$  se refiere al calor contenido o entalpía  $H_p$ , entonces puede escribirse:

$$Q_c = -(\Delta H_p)$$

Así el calor de explosión a presión constante es igual al cambio de entalpía y puede estimarse estableciéndose el balance térmico de la reacción, multiplicando los calores de formación de los productos finales por el número de moles que se forma de cada uno, sumándose para restar a continuación el calor de formación del explosivo.

$$H_p(\text{explosivos}) = H_p(\text{productos}) - H_p(\text{explosivo})$$

O también dicho:

$$Q_e = Q_p - Q_r$$

Donde:

$Q_e$  = Calor total de explosivo liberado

$Q_p$  = Calor total de formación de los productos componentes.

$Q_r$  = Calor total de formación de los productos finales resultantes.

#### **4.2.4.3. Volumen de explosión.**

Es el volumen que ocupan los gases producidos por un kilogramo de explosivo en condiciones normales. El volumen o mol de la molécula-gramo de cualquier gs, en condiciones normales es de 22,4 litros.

En la práctica metales pulverizados como el aluminio se emplean para incrementar el calor de explosión, los que al elevar las temperaturas de reacción elevan la presión de gases.

#### **4.2.4.4. Temperatura de explosión**

Es la temperatura a la que llega el proceso de reacción explosiva. En el caso de cada producto en particular, se expresa en grados centígrados (°C) o Kcal/kg.

Tiene importancia especial en el caso de minas a carbón con ambiente de grisú, donde una alta temperatura de explosión puede inflamarlo.

El cálculo de temperaturas se basa en la fórmula para temperatura absoluta de cualquier combustión.

$$T_e = \frac{Q_{kv}}{(mc \times ce)}$$

Donde:

$Q_{kv}$  = Calor total desprendido a volumen constante.

$mc$  = Peso en kilogramos de cada uno de los productos de la reacción.

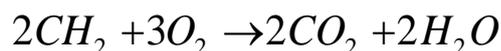
$ce$  = Calores específicos a la temperatura  $T_e$ .

#### 4.2.5. Química de los Explosivos

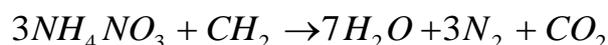
Se asume en esta sección que la reacción de la descomposición para el explosivo resultará en una oxidación completa de todos sus componentes. La validez de esta suposición es algo dependiente de la composición correcta y del tamaño del prill. La reacción básica de descomposición para el nitrato de amonio está dada por:



De la cual el balance de oxígeno se puede estimar del conocimiento de los pesos atómicos de todos los elementos; éste será de 0.2 g/g ó 20%. Similarmente, la reacción de descomposición para el componente combustible del ANFO (simplificado como CH<sub>2</sub>) se puede escribir como:



Esta reacción se ve deficiente en oxígeno, de manera que el oxígeno requerido para completar la reacción debe ser proporcionado por el componente oxidante del explosivo. Cuando los dos componentes se mezclan juntos, la ecuación de la reacción se puede escribir como:



de la cual la cantidad de combustible requerido para lograr una mezcla con oxígeno balanceado se puede calcular que es 14/254 ó 5.52%. En el caso que se agregue menos combustible, se dispone de un exceso de oxígeno y se produce óxido nitroso (NO) en adición a los productos de más arriba. Debido a su baja estabilidad en la presencia de oxígeno libre, este producto se reduce rápidamente a dióxido de nitrógeno (NO<sub>2</sub>) que es altamente tóxico, y combinado con la humedad atmosférica forma ácido nítrico. Cuando se forma, el óxido nitroso es claramente visible en la forma de humo coloreado naranja o café. Una consecuencia adicional de añadir poco combustible es que tanto la energía de reacción como el VOD disminuye relativamente en comparación de una mezcla balanceada. La fig.

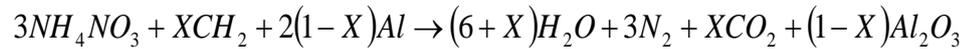
4.6 muestra como la energía del ANFO varía con los cambios en la cantidad de petróleo, y la fig. 4.7 muestra el efecto en el VOD.

En el caso que la cantidad de petróleo excede al 5.5%, la mezcla resultante se convierte en deficiente en oxígeno, resultando en la formación de monóxido de carbono, más tóxico que el relativamente inofensivo dióxido de carbono CO<sub>2</sub>. Aunque la energía de reacción también disminuye con el exceso de petróleo, esta disminución es menor que la que ocurre para el exceso de oxígeno. De las dos alternativas, es mejor tener un ligero exceso de petróleo, de manera que la formulación más común de ANFO tiene 6% de petróleo.

Un aditivo común a muchas formulaciones de explosivos es el aluminio, añadido en forma de polvo o de gránulos. El Al aumenta la potencia en volumen de los explosivos, aún de las emulsiones de alta densidad. El Al se añade al explosivo ya sea a granel o envasado, debido a que es un combustible altamente energético.

La reacción del Al durante la detonación produce el óxido metálico sólido Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; ningún producto gaseoso con Al se produce en la reacción de detonación. El Al, por lo tanto, reduce la formación de gas, atrayendo algo del oxígeno que de otra forma estaría disponible en la reacción para producir

vapor o dióxido de carbono. La ecuación de la reacción química del ANFO con Al está dada por:



Para  $x \leq 1$

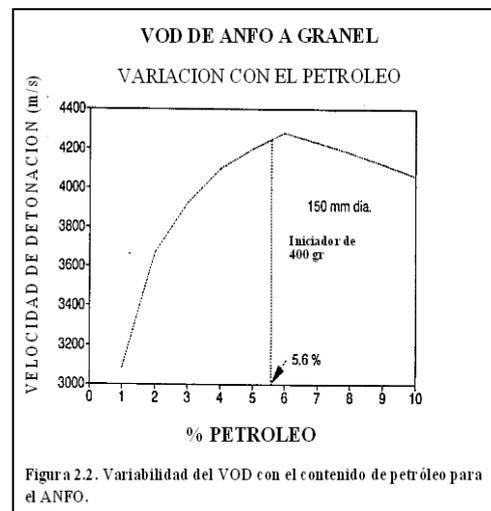
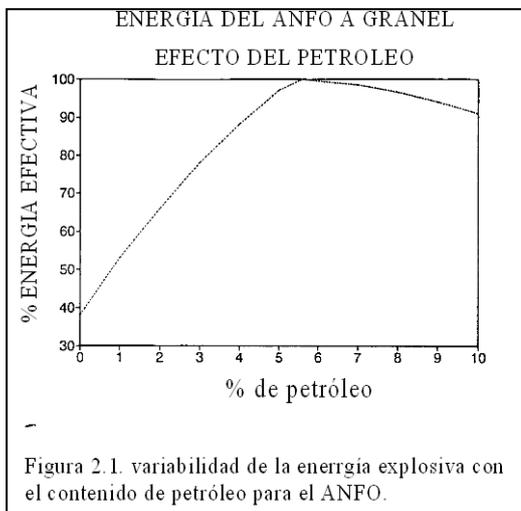


Figura 4.6. Variabilidad de la energía explosiva con el contenido de petróleo para el ANFO

Figura 4.7. Variabilidad del VOD con el contenido de petróleo para el ANFO

El Al se añade en cantidades de hasta 15% en peso, pero lo más común son cantidades entre 5 y 10 en peso. De la ecuación anterior, el 5% de Al requerirá una reducción en el contenido de petróleo de 5.7 a 4% para un balance de oxígeno perfecto y también reducirá el volumen total de gas de 11 moles a 10.5 moles.

Es claro de la ecuación anterior, que el Al actúa como un combustible en la reacción de descomposición del nitrato de amonio. El beneficio del Al como un aditivo a los explosivos está en el muy alto calor de formación del óxido de Al, aproximadamente 16.25 MJ/Kg. Este calor de formación resulta en un considerable aumento en la temperatura de los productos gaseosos de la reacción, que a su vez produce un considerable incremento en la presión de los gases en el hoyo. El aumento de presión causado por el aumento de la temperatura de los gases más que compensa la reducción en el volumen de gas producido, de manera que el efecto neto de añadir Al es aumentar la energía disponible teórica, principalmente a través de un aumento de la energía de levantamiento.

Si el Al se añade como un combustible y es para contribuir totalmente a la energía del explosivo, debe cumplir estrictas especificaciones de tamaño. El Al se añade en forma metálica, generalmente como polvo. Si el tamaño del grano del Al es muy grueso, el tiempo disponible para la oxidación será inadecuado para permitir una reacción completa del Al, y el beneficio total no se obtendrá. Además, bajo estas condiciones, tenderá a existir un exceso de oxígeno (insuficiente combustible), y se generarán humos de óxidos nitrosos. Si el polvo de Al es muy fino, es muy riesgoso manejarlo, ya que el polvo en sí se convierte en un riesgo de explosión de polvo. El tamaño ideal para el polvo parece estar en el rango de 70 a 100 mallas.

#### 4.2.6. Energía del Explosivo.

La energía del explosivo se puede definir en términos del trabajo de expansión de los gases de alta presión, o sea, el área bajo la curva PV como se muestra en la fig. 4.8, y como se muestra en la siguiente ecuación:

$$Energía = \int_{P_d}^{P_c} P dV$$

donde P y V se refieren a la presión y el volumen de los gases de explosión en cualquier instante en el tiempo,  $P_d$  es la presión de detonación y  $P_c$  es la presión crítica a la cual ningún trabajo adicional se realiza debido a la expulsión del gas a la atmósfera.

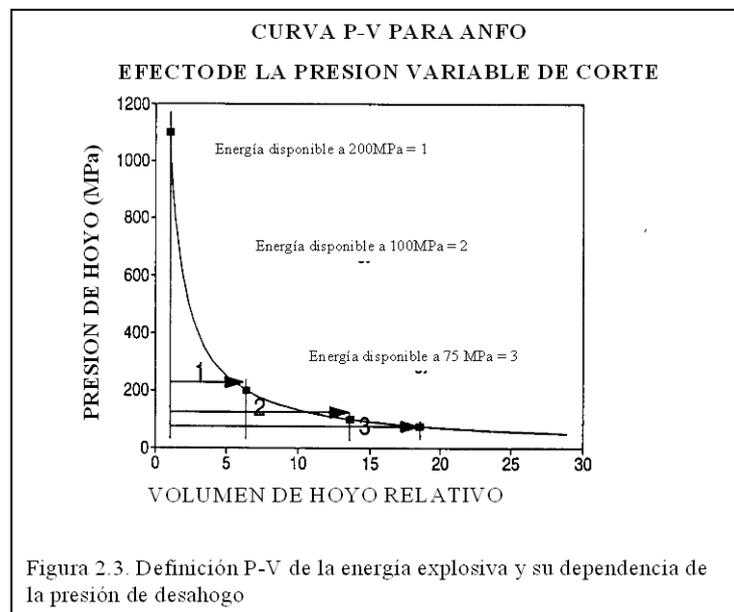


Figura 2.3. Definición P-V de la energía explosiva y su dependencia de la presión de desahogo

Figura 4.8. Definición P-V de la energía explosiva y su dependencia de la presión de desahogo.

La curva PV es característica de cada formulación de explosivo y su derivación requiere conocimiento preciso de la composición del producto. Los explosivos emulsiones, por ej., tienen una curva completamente diferente, con el área total bajo la curva (de Pd a presión ambiental) menor que los del Anfo. Esto se espera debido a la presencia de cantidades sustanciales de agua, y el efecto de apagado que tiene esto en la reacción. Sin embargo, el área bajo la curva PV desde Pd a Pc normal, es frecuentemente mayor o muy similar a la del Anfo, de manera que las emulsiones pueden tener una potencia en peso efectiva muy cercana o aún exceder al 100%.

Es importante notar que los factores que afectan a la presión de venteo de los gases de explosión (tales como el grado de confinamiento de la carga) afectará también la cantidad de energía obtenida de los explosivos y pueden, por lo tanto, esperarse que influya en los perfiles de la pila, la fragmentación y los niveles peak de vibración.

#### **4.2.7. Mecánica de rotura de rocas.**

##### **4.2.7.1. Proceso de fracturamiento.**

La fragmentación de rocas comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, es un

rápido y complejo mecanismo de interacción. Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos a:

- Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- Teoría de expansión de gases.
- Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
- Teoría de la liberación súbita de cargas.
- Teoría de la nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.

Estas teorías se basan en criterios sobre distribución de energía, acción de fuerzas de compresión-tensión, reflexión de ondas de choque en la cara libre, efectos de corte y cizallamiento por movimiento torsional entre taladros, presión de gases súbitamente aplicados sobre la roca y liberación de cargas, ruptura de material rígido por flexión, integración o nucleación de microfracturas en fisuras y fallas, colisión de fragmentos en el aire y otros, sustentados basándose en especulaciones, investigaciones en laboratorios especializados y campos de prueba, modelos físicos y matemáticos, pruebas experimentales y de producción controladas por fotografía de alta velocidad y monitoreo sísmico, pruebas con cargas

subacuáticas y otros. Algunas teorías se comprueban en ciertas condiciones de trabajo mientras que en otras condiciones no responden, por lo que aún no se consideran concluyentes. Una explicación sencilla, comúnmente aceptada, que resume varios conceptos considerados en estas teorías, estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado. Estas etapas son:

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca.
- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

#### **4.2.7.2. Descripción del proceso de fracturamiento.**

Inmediatamente después de la detonación, el efecto de impacto de la onda de choque y de los gases en rápida expansión sobre la pared del taladro, se transfiere a la roca circundante, difundiéndose a través de ella en forma de ondas o fuerzas de

compresión, provocándole sólo deformación elástica, ya que las rocas son muy resistentes a la compresión. Al llegar estas ondas a la cara libre en el frete de voladura causan esfuerzos de tensión en la masa de roca, entre la cara libre y el taladro. Si la resistencia a tensión en la roca es excedida, ésta se rompe en el área de la línea de menos resistencia (burden), en este caso las ondas reflejadas son ondas de tensión que retornan al punto de origen creando fisuras y grietas de tensión a partir de los puntos y planos de debilidad naturales existentes, agrietándola profundamente (efecto de craquelación).

Casi simultáneamente, el volumen de gases liberados y en expansión penetra en las grietas iniciales ampliándolas por acción de cuña y creando nuevas, con lo que se produce la fragmentación efectiva de la roca. Si la distancia entre el taladro y la cara libre está correctamente calculada la roca entre ambos puntos cederá, luego los gases remanentes desplazan rápidamente la masa de material triturado hacia adelante, hasta perder su fuerza por enfriamiento y por aumento de volumen de la cavidad formada en la roca, momento en que los fragmentos o detritos caen y se acumulan para formar la pila de escombros.

En esta etapa se produce la fragmentación adicional por el impacto de los trozos de roca en el aire. La reacción del explosivo en

el taladro es muy rápida y su trabajo efectivo se considera completado cuando el volumen de la masa se ha expandido a 10 veces el volumen original lo que requiere aproximadamente 5 a 10 milisegundos. Normalmente el trabajo de fragmentación es más eficiente en las rocas compactas y homogéneas que en las naturalmente fisuradas, ya que en ellas los gases tenderán a escapar por las fisuras disminuyendo su energía útil. Teóricamente la detonación tiene un efecto de expansión esférica pero como normalmente los explosivos se cargan en taladros o huecos cilíndricos, la detonación tiene expansión cilíndrica donde, como consecuencia de la dilatación del taladro en un entorno rígido, se crea un proceso de “fisuramiento radial”, que da lugar a la formación de “planos de rotura verticales concordantes con el eje del taladro”.

La rotura de rocas requiere condiciones fundamentales como:

**a. Confinamiento del explosivo en el taladro:** Para lograr el mejor acoplamiento con la pared interior que permita transferir la onda de choque a la roca. Explosivo suelto, presencia de vacíos o desacoplamiento disminuyen enormemente este efecto.

**b. Cara libre:** Es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación. Si la cara libre es inadecuada la voladura será deficiente y si no hay cara libre

las ondas de compresión viajarán libremente sin reflejarse, difundiéndose a la distancia sólo como ondas sísmicas.

c. Distancia del taladro a la cara libre: También denominada línea de menor resistencia o “burden”. Debe ser adecuada para cada diámetro de taladro. Si es muy larga la reflexión de ondas será mínima, e incluso nula y la fragmentación se limitará a la boca o collar del taladro como craterización.

Si estas condiciones son adecuadas, el empuje de los gases sobre la masa de roca en trituración provocará además la formación de “planos de rotura horizontales”, a partir de la cara libre como resultado de los esfuerzos de tensión producidos cuando la roca llega a su límite de deformación elástica y a la deformación convexa de la cara libre, donde se forman grietas de plegamiento, de las que nacen los planos de rotura horizontales mencionados. Este proceso se denomina rotura “flexural”. En el momento de la flexión de la cara libre se produce cierta proporción de rotura por descostre.

El material triturado y proyectado se acumula formando la pila de escombros o detritos, que se extiende al pie de la nueva cara libre, en una distancia mayor que la del burden original, denominada desplazamiento, debiéndose considerar que el volumen del material roto es mayor que el que termina in situ, lo que se denomina “esponjamiento”. Este aspecto es importante para calcular el volumen de roca a transportar con los equipos de acarreo y se estima

basándose en el “factor de esponjamiento” de los diferentes tipos de roca y a las dimensiones del corte efectuado con la voladura.

**d. Fisuramiento cilíndrico radial:** Una carga explosiva puntual (relación longitud/diámetro máximo: 6:1), es decir no mayor a 6 veces el equivalente del diámetro del taladro, produce generalmente una excavación en forma de copa o de cráter de limitada profundidad, mientras que en un taladro convencional (largo mayor de 6 diámetros) tiene expansión cilíndrica radial en toda su longitud. Teniendo en cuenta que la presión de gases en la detonación va entre 9 kbar a 275 kbar alcanzando temperaturas entre 1600°C (de 3000 a 7000°F), su efecto sobre la roca circundante a partir del eje del taladro produce teóricamente los siguientes grados de destrucción:

- A la distancia de una diámetro, pulverización.
- A la distancia de 1 hasta 4 ó 5 diámetros, fisuras cada vez más débiles y abiertas correspondientes a la zona de fisuramiento radial, acompañadas de fragmentación menuda y media a cada vez más gruesa.
- Más allá de los 55 diámetros es la zona de deformación elástica, donde las vibraciones por impacto se transforman en ondas sísmicas.

Esta distribución de grados de destrucción y alcance máximo del proceso de la detonación es importante para calcular la distancia entre taladros de una voladura. Si es adecuada habrá buena fragmentación por interacción entre ellos, si es muy larga sólo producirá craterización en la boca, dejando fragmentos sobredimensionados entre ellos, o lo peor, los taladros solamente soplarán los gases, sin producir rotura entre ellos.

Si el cebo iniciador está ubicado al fondo del taladro como es usual, la expansión no será cilíndrica sino que toma la forma de una gota, lo que complica la interpretación y el graficado del proceso. Estos conceptos, de rotura de roca se aplican a todo tipo de taladros en superficie y subsuelo. También debe tenerse en cuenta las condiciones geológicas circundantes para inferir los resultados.

Las fases de la mecánica de Rotura de Rocas se muestran a continuación en la figura 4.9.

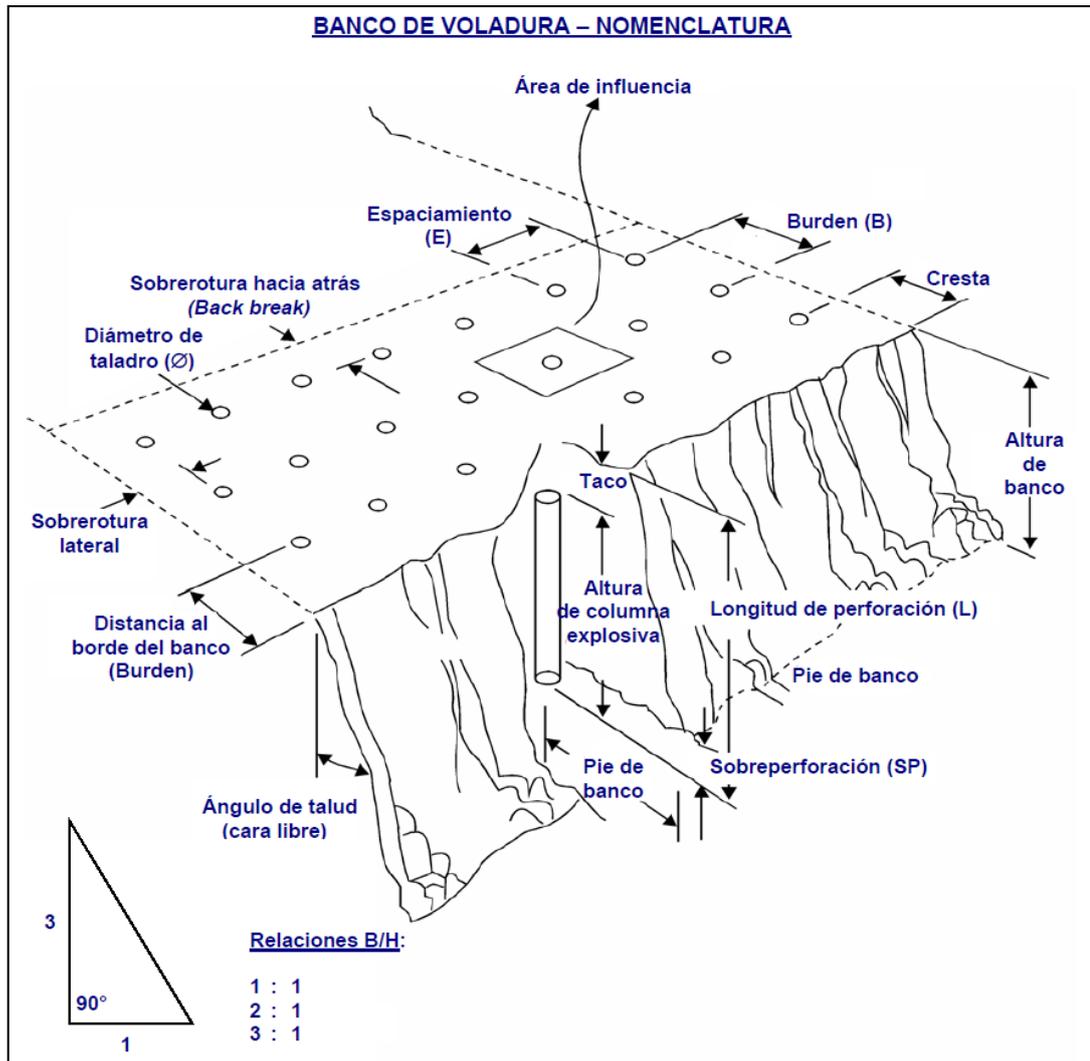


Figura 4.9. Fases de la mecánica de rotura de un taladro con cara libre.

(Manual práctico de voladura de EXSA)

#### 4.2.8. Clasificación de los explosivos

En términos generales los explosivos por su forma de reacción se clasifican en: explosivos químicos y explosivos nucleares. Los explosivos químicos actúan por procesos de reacción química de detonación producidos

por efecto de una onda de choque. Están mayormente vinculados a compuestos nitrados y son los de aplicación común en minería y construcción civil. Los nucleares están vinculados a la desintegración de materiales como uranio y plutonio, proceso que desprende inmensas cantidades de energía.

#### **4.2.8.1. Explosivos químicos.**

Los explosivos químicos se clasifican en dos grandes grupos según la velocidad de su onda de choque o velocidad de reacción:

- Explosivos rápidos o altos explosivos: de 2 500 a 7 000 m/s.
- Explosivos lentos o deflagrantes: menos de 2 000 m/s.

En los explosivos de alta velocidad, usualmente también llamados “detonantes” la onda de choque es supersónica o de alto régimen y autosostenida (constante) lo que garantiza la detonación completa de toda su masa, con un fuerte efecto de impacto triturador o brisante.

Los deflagrantes comprenden a las pólvoras, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores para artillería y cohetería. Su onda de choque es subsónica (menos de 2 000 m/s) por lo que no llegan al estado de detonación siendo su explosión semejante a una combustión violenta con muy limitado efecto triturador. Los detonantes se dividen en primarios y secundarios, según su

aplicación. Los primarios, por su alta energía y sensibilidad, se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios.

Entre ellos podemos mencionar a los compuestos para detonadores y reforzadores (pentrita, azida de plomo, fulminatos, etc.). Los secundarios son los que efectúan el arranque y rotura de las rocas, son menos sensibles que los primarios pero desarrollan mayor trabajo útil, por lo que también se les denomina como “rompedores”.

Para uso en obras civiles y en minería, se dividen en dos categorías:

**a. Altos Explosivos.**

Son todas aquellas mezclas explosivas que pueden detonar con un fulminante N° 8. Debemos considerar aquellas mezclas que en su composición contienen uno y/o más explosivos.

- **Dinamita:** Altos explosivos mayormente compuestos por un elemento sensibilizador (nitroglicerina u otro éster estabilizado con nitrocelulosa), combinada con aditivos portadores de oxígeno (nitratos) y combustibles no explosivos (harina de madera) más algunos aditivos para corregir la higroscopicidad de los nitratos.

- **Explosivos permisibles o de seguridad para la minería de carbón:** Especialmente preparados para uso de minas de carbón con ambiente inflamable, su principal característica es la baja temperatura de explosión, la que se obtiene con la adición de componentes o aditivos inhibidores de llama, como algunos cloruros.
  
- **Explosivos Hidrogel(sensibles al fulminante):** Los hidrogeles están constituidos por una fase continua, que es una solución acuosa de sales oxidantes saturada a temperatura ambiente y gelificada por gomas hidrosolubles; y por una fase dispersa de partículas sólidas, gotitas líquidas, o ambas. En el caso de un líquido disperso, la composición pertenece simultáneamente al grupo de las emulsiones de tipo “aceite en agua”. Cuando contienen una materia explosiva disuelta en agua, como el nitrato, de monometilamina o mononitrato de etileno glicol, son calificados como “explosivo hidrogel”.
  
- **Emulsiones explosivas (sensibles al fulminante):** Las emulsiones explosivas son de tipo inversado “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua, básicamente constituida por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa, que son microgotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal

componente. Es importante en su fabricación la elección del agente tenso activo emulsificador y la dispersión ultra fina de la solución acuosa a temperaturas relativamente altas. Por su naturaleza aerófila se hace necesario emplear micro burbujas de aire en micro esferas de vidrio, como regulador de densidad y de la sensibilidad al iniciador. El aire contenido en las micro esferas al ser violentamente comprimido (adiabáticamente) por la presión de la onda de choque iniciadora, se inflama, produciendo un efecto denominado de puntos calientes (hot spots), que hacen detonar a la emulsión.

- **Explosivos especiales:** Se involucra en este grupo a los productos fabricados para un empleo particular, o para uso en condiciones ambientales fuera de las normales. Su composición básica puede ser dinamita, hidrogeles, explosivos moleculares como TNT, mezclas de nitrato de amonio y otros, presentados con envolturas o envases adecuados para su función o aplicación.

**b. Agentes de Voladura.**

- **Agentes de Voladura NCN granulares, secos, ANFO y similares:** En su generalidad se componen de nitrato de amonio sensibilizado por un agregado orgánico, líquido o sólido

generalmente no explosivo. El nitrato debe ser perlado y suficientemente poroso para garantizar la absorción y retención del agregado combustible. Son insensibles al detonador N° 8 y requieren de un cebo enérgico para arrancar. Su velocidad de detonación es relativamente baja por lo que son poco brisantes, pero la natural lentitud de su reacción les permite generar un buen volumen de gases. Su mayor limitación es la nula resistencia al agua. El ejemplo más típico es el ANFO convencional (94,4% nitrato de amonio - 5,6% fuel oil N° 2) con 2 500 a 3 000 m/s de velocidad y 45 kbar de presión. En ocasiones se trata de mejorar las performances del ANFO añadiéndole aluminio u otros aditivos, resultando por ejemplo el ANFO-AL, el SANFO y otros, que aun así tienen limitaciones en resistencia al agua.

- **Agentes de Voladura Acuosa (watergels):**

***Hidrogeles o slurries:*** Sus cualidades principales son: alta velocidad de detonación y alta densidad que les dan enorme poder rompedor y elevada resistencia al agua, por lo que resultan excelentes sustitutos del ANFO, para voladura de rocas tenaces y de taladros inundados, incluso con agua dinámica. Su aplicación está dirigida mayormente a taladros de mediano a gran diámetro en tajos abiertos, tanto como carga de fondo reforzador para

taladros muy confinados y para nivelación de pisos, o como carga completa para taladros con agua. Por otro lado su viscosidad es incompatible para carguío mecanizado por bombeo y para la mezcla con ANFO.

**Emulsiones:** En forma similar, los agentes de voladura emulsión carecen de un elemento explosivo en su composición (eventualmente se sensibilizan con micro esferas) por lo que también requieren ser detonadas con un cebo reforzador de alta presión de detonación. Su aplicación también está dirigida a taladros de mediano a gran diámetro en tajos abiertos, como carga de fondo de alta densidad o como carga de columna (total o espaciada) en taladros con agua, o perforados en roca muy competente. A diferencia de los explosivos hidrogeles su viscosidad puede ser graduada desde una emulsión líquida hasta una viscosidad semejante a una margarina, lo que permite su carga al taladro, tanto en forma encartuchada como a granel mecanizada, por bombeo directo al fondo del mismo para desplazar al agua.

**Agentes mixtos (emulsión/ANFO o ANFOs pesados):** Son mezclas de emulsión y ANFO en diferentes proporciones, que permiten bajar el costo y potencia de una emulsión pura, para

voladura en rocas difíciles, secas o húmedas, además darle resistencia al agua al ANFO, al saturar con emulsión los espacios libres entre los prills o perlas del nitrato. Estos ANFOs pesados se pueden preparar en diferentes relaciones de acuerdo a los requerimientos de la voladura y la presencia de agua, entre 10% a 90% de emulsión y la diferencia ANFO, siendo los ratios más difundidos 30 – 70, 50 – 50, 60 – 40 y 80 – 20. Normalmente las mezclas con menos de 50 % de emulsión no son resistentes al agua pero se incrementa notablemente la potencia del explosivo, y las mayores de 50 % emulsión son progresivamente más resistentes al agua.

#### **4.3. VOLADURA DE ROCAS.**

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada. Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado.

Así, en la explotación de minerales se busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminución en

las plantas metalúrgicas, mientras que en la de rocas algunas veces se requiere que sea en grandes bloques, como los que se emplean para la construcción de ataguías o rompeolas.

El desplazamiento y la forma de acumulación del material volado se proyecta de la manera más conveniente para el paleo o acarreo, de acuerdo al tipo y dimensiones de las palas y vehículos disponibles.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no. Para facilidad de interpretación se resume a estos factores afines en grupos, que suelen denominarse variables, factores, parámetros o condiciones fundamentales que comprenden:

#### **4.3.1. Parámetros de roca.**

Son parámetros muy importantes en tomar en cuenta antes de diseñar una voladura, entre los principales parámetros tenemos:

##### **4.3.1.1. Propiedades Físicas.**

- a. Dureza:** Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.
  
- b. Tenacidad:** Indica la facilidad o dificultad de romperse bajo el efecto de fuerzas de compresión, tensión e impacto,

variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).

c. **Densidad:** Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1,0 a 4,5 g/cm<sup>3</sup> en promedio. Rocas densas requieren también explosivos densos y rápidos para romperse.

d. **Textura:** Trama o forma de amarre de los cristales o granos y su grado de cementación o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.

e. **Porosidad:** Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.

f. **Variabilidad:** Las rocas no son homogéneas en su composición y textura. Tienen un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.

g. **Grado de alteración:** Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

#### **4.3.1.2. Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas.**

- a. **Frecuencia sísmica o velocidad de propagación de las ondas sísmicas y de sonido:** Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.
  
- b. **Resistencia mecánica:** Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.
  
- c. **Fricción interna:** Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas).
  
- d. **Módulo de Young:** Resistencia elástica a la deformación.
  
- e. **Radio de Poisson:** Radio de contracción transversal o extensión longitudinal del material bajo tensión.
  
- f. **Impedancia:** Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo.

#### 4.3.1.3. Condiciones geológicas.

- a. **Estructura:** Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen o formación (macizos, estratos, etc.).

- b. **Grado de fisuramiento:** Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.
  
- c. **Presencia de agua:** Define incluso el tipo de explosivo a usar.

#### 4.3.2. Parámetros controlables.

##### 4.3.2.1. Propiedades Físico-Químicas de los Explosivos.

- a. **Densidad:** Peso específico en g/cm<sup>3</sup> (a mayor densidad, mayor potencia), varía entre 0,7 a 1,6 g/cm<sup>3</sup>. Todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.
  
- b. **Velocidad de detonación (VOD):** Velocidad de la onda de choque, en m/s, califica a los explosivos como detonantes y deflagrantes; a mayor velocidad mayor poder rompedor o brisance.
  
- c. **Transmisión o simpatía:** Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga. Una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.

- d. **Resistencia al agua:** Varía desde nula hasta excelente (varias horas).
- e. **Energía del explosivo:** Se puede dar en cal/g ó J/g. Calculada sobre la base de su formulación, aplicable para estimar su capacidad de trabajo.
- f. **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).
- g. **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 1.000 litros/kg.
- h. **Presión de taladro:** Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro. Se expresa en kg/cm<sup>2</sup>, en kilobares (kbar) o en Mega pascales (MPa) en el sistema SI. Para evaluarla se aplican las mismas ecuaciones de estado como las que valen en el estado de detonación y explosión,

tomando en cuenta la variación del volumen. Esta presión varía con el confinamiento.

- i. **Categoría de humos:** Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y NO en diferentes proporciones).

#### 4.3.2.2. Condiciones de Carga Explosiva

- a. **Diámetro de la carga (diámetro del taladro):** Influye directamente sobre el rendimiento del explosivo y la amplitud de la malla de perforación. Todo explosivo tiene un diámetro crítico; por debajo de ese diámetro no detonan.
- b. **Geometría de la carga:** Relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada. Se refleja en el proceso de rompimiento y en la formación de “zonas de fracturación” en las cargas cilíndricas de los taladros de voladura.
- c. **Grado de acoplamiento:** Radio del diámetro de carga al diámetro del taladro. El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento.

- d. *Grado de confinamiento:*** Depende del acoplamiento, del taqueo o acabado, del uso de taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga (burden y distancia entre los taladros). Un confinamiento demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura. Por otro lado, un alto grado de confinamiento (por excesivo atacado del explosivo) puede incrementar tanto su densidad que lo puede hacer insensible.
- e. *Distribución de carga en el taladro:*** La carga explosiva puede ser de un solo tipo en todo el taladro (carga única) o tener primero explosivo más denso y potente (carga de fondo) y luego explosivo menos denso (carga de columna). También pueden ser varias cargas de igual o distinto tipo separadas entre sí por material inerte (cargas espaciadas o decks).
- f. *Tipo y ubicación del cebo:*** Puede emplearse el cebo único, el cebado múltiple (dos o más en rosario en la misma columna de carga, o una en cada deck en cargas espaciadas) y el cebado longitudinal (axial), éste generalmente con cordón detonante.
- g. *Distribución de energía, en cal/t de roca:*** La energía aplicada sobre la roca dependerá de la distribución de la carga en el taladro, de la densidad del carguío, del punto de iniciación y del tipo de explosivo utilizado, mientras que el consumo útil de

energía está vinculado al confinamiento y tiempo de duración del proceso de rotura antes que los gases se disipen en el ambiente.

**h. Intervalos de iniciación de las cargas (Timing):** Los taladros deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada y correcta, para crear las caras libres necesarias para la salida de cada taladro, lo que se logra con los detonadores de retardo.

#### **4.3.3. Voladura superficial en bancos y elementos para el diseño de voladuras.**

La voladura de rocas en superficie comprende trabajos de explotación minera en bancos de canteras y tajos abiertos, obras de ingeniería civil y vial como excavaciones, canales, zanjas, cortes a media ladera y trabajos especiales como rotura secundaria de bolones, demoliciones y voladuras controladas, pero fundamentalmente se concreta en bancos.

Los elementos para el diseño de voladuras en bancos, también denominados parámetros de la voladura, son datos empleados en el cálculo y diseño de disparos. Unos son invariables, como los correspondientes a las características físicas de la roca y otros son variables, es decir que podemos modificarlos a voluntad, de acuerdo a las necesidades reales del trabajo y condiciones del terreno.

Estos parámetros controlables se pueden agrupar en:

- a. Geométricos: altura, ancho y largo del banco, talud, cara libre.
- b. De perforación: diámetro y longitud del taladro, malla.
- c. De carga: densidad, columna explosiva, longitud de taco, características físico-químicas del explosivo.
- c. De tiempo: tiempos de retardo entre taladros, secuencia de salida.

#### **4.3.3.1. Dimensión de la Voladura.**

Comprende el área superficial delimitada por el largo del frente y el ancho o profundidad de avance proyectados (m<sup>2</sup>) por la altura de banco o de corte (H), en m<sup>3</sup>.

$$L \times A \times H = \text{VolumenTotal}$$

Donde:

L = Largo, en metros.

A = Ancho, en metros.

H = Altura, en metros.

Si se desea expresar en toneladas de material, se debe multiplicar  $L$  por la densidad promedio de la roca o material que se pretende volar.

$$L \times A \times H \times \rho = \textit{Toneladas}$$

Donde:

$\rho$  = Densidad de la roca en Kg/m<sup>3</sup>.

#### 4.3.3.2. Parámetros Dimensionales.

a. **Diámetro de taladro ( $\emptyset$ ):** La selección del diámetro de taladro es crítica considerando que afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo, también al burden, espaciamiento distribución de la carga explosiva, granulometría de la fragmentación, tiempo a emplear en la perforación y en general a la eficiencia y economía de toda la operación. Para determinar el diámetro óptimo en la práctica, se consideran tres aspectos:

- La disponibilidad y aplicabilidad del equipo de perforación en el trabajo proyectado.
- La altura de banco proyectada y la amplitud o envergadura de las voladuras a realizar.

- La distancia límite de avance proyectado para el banco.

El máximo diámetro a adoptar depende de la profundidad del taladro y, recíprocamente, la mínima profundidad a la que puede ser perforado un taladro depende del diámetro, lo que usualmente se expresa con la igualdad:

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

Donde:

L = La mínima longitud del taladro, en pies.

$\varnothing$  = Diámetro del taladro, en pulgadas.

- b. Longitud o profundidad de taladro (L):** La longitud de taladro tiene marcada influencia en el diseño total de la voladura y es factor determinante en el diámetro, burden y espaciado. Es la suma de altura de banco más la sobreperforación necesaria por debajo del nivel. Esta sobreperforación debe ser por lo menos de 0,3 veces el valor del burden, por tanto:

$$L = H + (0.3 \times B)$$

Donde:

L = Longitud de taladro.

H = Altura de banco.

B = Burden.

c. **La sobreperforación (SP):** Tal como se indicó anteriormente es importante en los taladros verticales para mantener la razante del piso. Si resulta corta normalmente reproducirán lomos, pero si es excesiva se produciría sobre excavación con incremento de vibraciones y de los costos de perforación. En la práctica, teniendo en cuenta la resistencia de la roca y el diámetro de taladro, se estima los siguientes rangos:

Roca Blanda a Media de: 10 a 11 Ø

Roca Dura a Muy Dura: 12 Ø

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

d. **Longitud de taco (T):** Normalmente el taladro no se llena en su parte superior o collar, la que se rellena con material inerte que tiene la función de retener a los gases generados durante la detonación, sólo durante fracciones de segundo, suficientes para evitar que estos gases fuguen como un soplo por la boca del taladro y más bien trabajen en la fragmentación y desplazamiento de la roca en toda la longitud de la columna de carga explosiva. Normalmente como relleno se emplean los detritos de la perforación que rodean al taladro, arcillas o piedra chancada fina y angulosa. En la práctica su longitud usual es de 1/3 del largo total del taladro, y en otros casos es igual al burden. En la práctica también se relaciona el diámetro con la resistencia a compresión, con valores para roca blanda a intermedia de:

$$T = (33 \text{ a } 35) \times \varphi$$

Y para roca dura a muy dura de:

$$T = (30 \text{ a } 32) \times \varphi$$

- e. **Altura de banco (H):** Distancia vertical desde la superficie horizontal superior (cresta) a la inferior (piso). La altura es función del equipo de excavación y carga, del diámetro de perforación, de la resistencia de la roca de la estructura geológica y estabilidad del talud, de la mineralización y de aspectos de seguridad. En un equipo de carga y acarreo son determinantes la capacidad volumétrica (m<sup>3</sup>) y la altura máxima de elevación del cucharón, además de su forma de trabajo (por levante en cargadores frontales y palas rotatorias o por desgarrar hacia abajo en retroexcavadoras). Se puede estimar la altura de banco con la siguiente fórmula:

$$H = 10 + 0.57(C - 6)$$

Donde:

C = Capacidad del cucharón de la excavadora en m<sup>3</sup>.

Por otro lado, se debe tener en cuenta que si la altura de banco es igual al burden (1:1) la fragmentación resultará gruesa, con sobreexcavación y lomos al piso, porque la cara libre no se podrá flexionar. Si la altura es el doble del burden (2:1) la fragmentación mejora y los lomos disminuyen. Si la altura de banco es tres o más veces mayor (3:1) la relación H/B permitirá

la flexión, lográndose fragmentación menuda y eliminación de los otros efectos.

**f. Burden (B):** También denominada piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura. Se considera el parámetro más determinante de la voladura. Depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca, altura de banco y las especificaciones del explosivo a emplear. Se determina en razón del grado de fragmentación y al desplazamiento del material volado que se quiere conseguir. En la práctica, el burden se considera igual al diámetro del taladro en pulgadas, pero expresado en metros, conociéndose como burden práctico a la relación empírica:

$$\varphi \text{ (en pulgadas)} = B \text{ (en m)}$$

También se aplican las siguientes relaciones prácticas según Languefors:

$$B = (0.046 \times \varphi) \text{ (En mm)}$$

Tomando en cuenta la resistencia a compresión de las rocas en taladros de mediano diámetro, el burden variará entre 35 y 40 veces el diámetro para roca blanda y entre 33 a 35 veces el diámetro para roca dura a muy dura.

Otra definición dice que el burden, en metros, normalmente es igual al diámetro de la carga explosiva en milímetros multiplicado por un rango de 20 a 40, según la roca. Con criterios más técnicos se han propuesto varias fórmulas para el cálculo del burden, que involucran parámetros de la perforación y de la roca, pero todas al final señalan valores entre 25 a 40 Ø, dependientes principalmente de la calidad y resistencia de la roca.

**g. *Espaciamento (E)*:** Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila. Se calcula en relación con la longitud del burden, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros. En la práctica, normalmente es igual al burden para malla de perforación cuadrada  $E = B$  y de  $E = 1,3$  a  $1,5 B$  para malla rectangular o alterna. En voladura con detonadores de retardo el espaciado promedio es aproximadamente de:

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

Si el criterio a emplear en taladros de mediano diámetro es la resistencia a compresión, para roca blanda a media variará de 50 a 45 Ø y para roca dura a muy dura de 43 a 38 Ø.

**h. Radio longitud a burden ( $L/B$ ):** La relación ideal de longitud a burden es de 3:1 que sirve de referencia para comprobar el burden y diámetro óptimos, mediante tanteos con diferentes diámetros hasta aproximarnos lo más posible a 3, en base al burden obtenido con la fórmula de Konya.

#### 4.3.3.3. Cálculo y distribución de la carga explosiva

**a. Columna explosiva:** Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada “longitud de carga” donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro. Es importante la distribución de explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada. Su longitud es normalmente equivalente a la del burden más la sobreperforación:  $B + 0,3 B$ ; luego:

$$CF = (1,3 \times B)$$

No debe ser menor de  $0,6 B$  para que su tope superior esté al menos al nivel del piso del banco. Se expresa en kg/m o lb/pie de explosivo. Si se toma en consideración la resistencia de la roca y el diámetro de la carga, la longitud de la carga de fondo variará entre  $30 \varnothing$  para roca fácil a  $45 \varnothing$  para muy dura. El cebo iniciador o booster debe colocarse en esta parte de la carga,

preferentemente al nivel del piso del banco, para su mayor efectividad.

**b. Cargas segmentadas o espaciadas:** Normalmente se emplean cargas continuas en taladros de pequeña o mediana longitud, pero en taladros largos o en aquellos que se requiera disminuir la energía pero manteniéndola distribuida en toda su longitud, se emplean cargas espaciadas con tacos inertes intermedios y con un iniciador en cada una para garantizar su salida. Estas cargas pueden ser del mismo tipo de explosivo o emplearse uno de mayor densidad o potencia en la primera carga al fondo. Las salidas pueden ser simultáneas o con diferentes tiempos de salida para cada una, mediante retardos en orden ascendente o descendente, según el diseño de la voladura o los efectos que se quieran obtener.

**c. Carga específica (CE):** Llamado también consumo específico o factor de carga (Powder factor). Es la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar 1 m<sup>3</sup> o yd<sup>3</sup> de roca. Se expresa en kg/m o lb/yd.

$$CE = \frac{\text{(Total explosivo utilizado en Kg.)}}{\text{(Total metros cúbicos rotos)}}$$

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

En la figura siguiente se puede identificar los parámetros utilizados en voladuras por bancos:

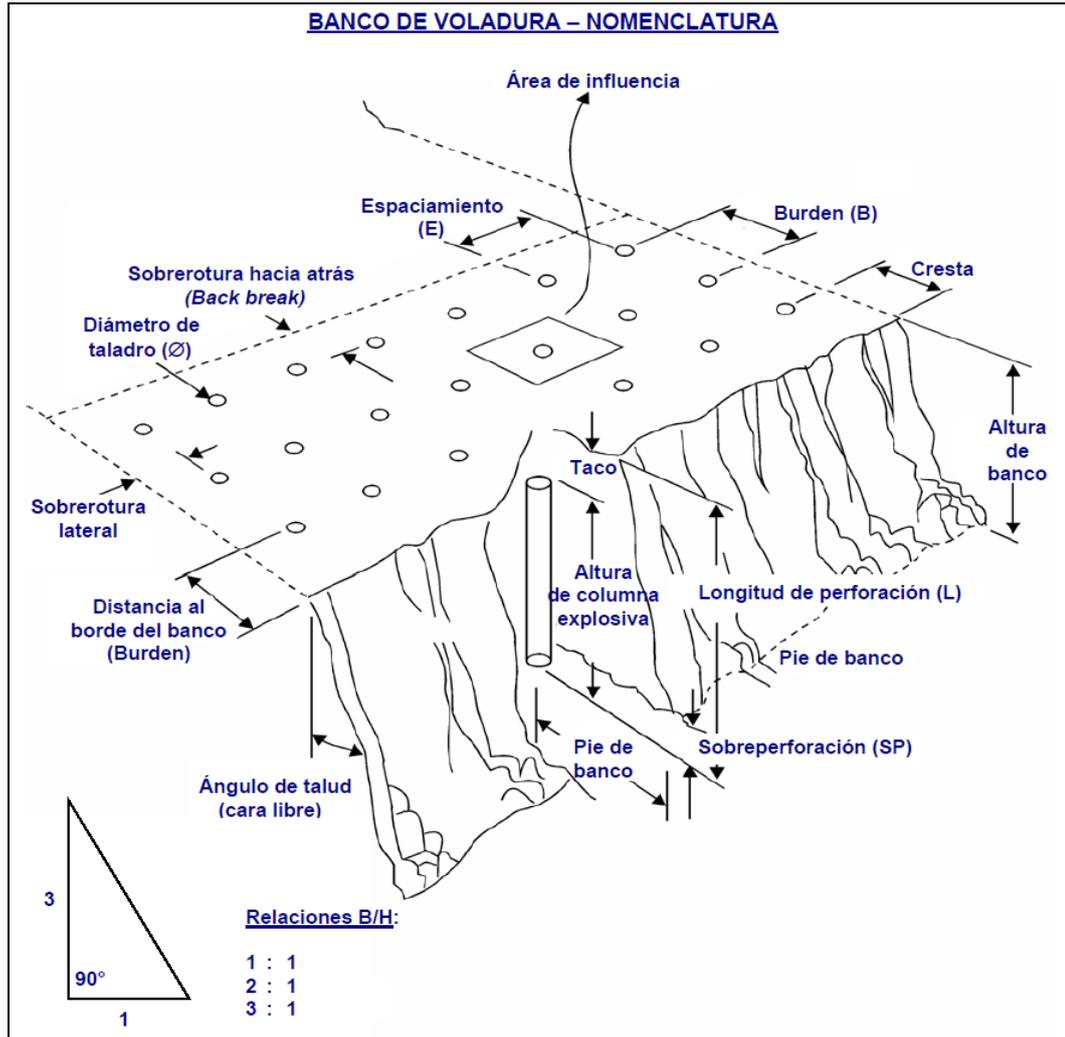


Figura 4.10. Banco de Voladura - Nomenclatura (Manual Práctico de Voladura, Exsa).

#### 4.4. CEBADO Y CARGUÍO DE EXPLOSIVOS.

##### 4.4.1. Cebo o Primer Mínimo.

Todo explosivo sensible y agente de voladura requiere de un mínimo primer para iniciarse con su mayor régimen de velocidad y presión de detonación, que garanticen una detonación autosostenida.

Al cebar los agentes de voladura, el primer debe tener un diámetro cercano al diámetro del taladro y por razones geométricas su longitud deberá ser igual o mayor que su diámetro, por lo menos dos diámetros, para asegurar que en el primer se pueda formar una onda plana de presión estable. Las propiedades más importantes de un primer o cebo son:

- La presión de detonación.
- El diámetro y longitud (masa).
- La densidad y velocidad.

La presión de detonación es la generada por la reacción del explosivo en su detonación. Es función de la velocidad y de la densidad, propios del explosivo. El rango entre los explosivos comerciales varía entre 20 kbar (ANFO) y 180 kbar (gelatinas), llegando el TNT y composiciones militares a 240 kbar.

En los agentes de voladura el diámetro tiene estrecha relación con su velocidad estable de detonación. Así, en el caso de ANFO convencional tenemos los siguientes valores aproximados:

Tabla N° 4.1: V.O.D. de acuerdo al Diámetro del Taladro  
(*Manual de Perforación y Voladura, López Jimeno*)

Diámetro Taladro (mm)	V.O.D. (m./seg.)
69	3,700
102	3,800
152	4,200
270	4,400

De donde se deduce la importancia de darle el mayor diámetro posible al primer, o combinarlo con una carga potente adicional reforzadora, que se denomina “booster”.

Los términos primer, cebo y booster (iniciador-reforzador) son frecuentemente confundidos. Normalmente se debe entender al primer como toda unidad de alto explosivo sensible que contiene un detonador (o cordón detonante) usado para iniciar a otros explosivos o agentes de voladura, mientras que un booster es por lo general una carga densa y sensible que se emplea para mantener o intensificar la reacción explosiva iniciada por el primer.

#### **4.4.2. Primado de taladros de gran diámetro.**

Para iniciar un taladro cargado con explosivo sensible se emplea el cebo, normalmente suficiente para trabajar en taladros de pequeño diámetro, pero no así para los mayores de 3” de diámetro que requieren de un reforzador, especialmente si se trata de iniciar ANFO, slurries o emulsiones no sensibles.

Así, en sus inicios el ANFO cargado en taladros de gran diámetro en minas de tajo abierto era cebado con uno o más atados de cartuchos delgados de dinamita, calculando su peso en aproximadamente un 5% de la carga total, pero como este método resultaba insuficiente fue sustituido por el empleo de cebos especiales de alta presión de detonación, constituidos por altos explosivos colados o moldeados, tales como las combinaciones de

TNT, PETN o RDX denominados “reforzadores, boosters o cast primers”. Incluso después de introducidos estos primers, se buscaron otros medios para mejorar la iniciación, como son: el cebado en puntos múltiples de la columna con estos mismos boosters iniciadores, o el inicio axial con cordón detonante de alto gramaje (90 a 120 g/m) a lo largo de todo el taladro (que fue poco satisfactorio) y finalmente el termocebado, constituido por una porción de slurry aluminizado o emulsión iniciada por un primer, conjunto que normalmente se ubica al fondo del taladro.

Este último esquema permite, además conseguir un mejor acoplamiento de la carga iniciadora al llenar todo el diámetro del taladro, mucho mejor aún si el slurry o emulsión es denso, ya que su elevada velocidad y alto desprendimiento de calor contribuirá precisamente a reforzar al primer.

En minería a tajo abierto se emplean los siguientes tipos de reforzadores o boosters como cebos iniciadores para los taladros de gran diámetro (sobre 75 mm ó 3” de diámetro) cargados con ANFO o agentes de voladura acuosos:

#### **4.4.2.1. Cebos Colados (Cast primers)**

De alta densidad, alta presión de detonación (APD) y elevada velocidad. Sobre la base de TNT, pentolita, RDX y otros explosivos primarios. De tipo colado o prensado, se presentan en moldes cilíndricos sólidos de 1/3; 1; 3 y 5 libras (de 150 g a 2,3 kg), con

agujeros pasantes para el iniciador (que puede ser un detonador de cualquier tipo del N° 6 al N° 12 y más usualmente cordón detonante desde 3 g/m hasta 10 g/m, siendo el más comúnmente utilizado el booster de 1 libra (460 g). Se tienen las siguientes clases:

- Convencional o instantáneo. Ejemplo *booster* APD.
- De retardo integrado, también denominados de retardo de profundidad (ejemplo: *deck master*, que llevan insertado un detonador de retardo).



Figura N° 4.11: Boosters de Pentolita- Pentex(*Orica Mining Services*).

#### 4.4.2.2. Cebos hidrogel y emulsión (slurry primers).

Hidrogeles tipo slurry aluminizado o emulsión de alta densidad, alta velocidad y presión intermedia a alta, sensitivos al detonador N° 8 y a cordones detonantes 5 y 10 g/m, eventualmente al 3 g/m con varias vueltas adicionales. Se presentan en cartuchos o bolsas de polietileno o valeron selladas, de forma cilíndrica, con

pesos entre 500 y 1 000 g no son rígidos. Se detonan amarrándolos exteriormente con el cordón detonante o eventualmente introduciéndoles un detonador.

#### **4.4.2.3. Sistemas explosivos de dos componentes.**

Algunas veces citados como “explosivos binarios”, comprenden a dos componentes independientemente no detonables, normalmente uno líquido y otro granular, o ambos líquidos, los que al mezclarse directamente en su envase forman un alto explosivo sensible al detonador, que se emplea como booster en taladros de voladura de gran diámetro, o también como carga directa en plasteos secundarios, en prospección sísmica o en demolición submarina. Ejemplo: Astro Pak, Kinestic, Kinepouch, los que por diversas razones no han tenido mayor acogida en el campo minero.

#### **4.4.2.4. Cebos de Dinamita (*dynamite primers*).**

Cargas de dinamita gelatinosa de alta velocidad, sea como un manojo de cartuchos pequeños atados, como cartucho individual de gran diámetro (hasta 75 mm), o como cargas especiales selladas en moldes de cartón o de plástico rígido con ranuras y agujeros para detonador o cordón detonante.

#### 4.4.3. Carguío de Taladros.

Los métodos de carga son diferentes para los taladros de distinto diámetro. Por esta razón se acostumbra clasificar los taladros de acuerdo al diámetro, como sigue:

- De tamaño pequeño: 50 mm (< 2") de diámetro.
- De tamaño medio: 50 a 100 mm (de 2" a 4") de diámetro.
- De gran tamaño: 100 mm (> 4") de diámetro, actualmente hasta 15" de diámetro.

Los taladros de pequeño diámetro tienen con frecuencia una profundidad limitada y son empleados principalmente en operaciones menores de voladura de bancos, zanjas, túneles y tajeos de mineral.

Los taladros de tamaño medio se emplean mayormente para voladura de producción en minas subterráneas, en canteras y obras civiles perforándolos con máquinas grandes tipo jumbo y con track drills.

Los taladros de gran diámetro son aplicados para operaciones gran escala en canteras y minas a tajo abierto. La perforación es vertical o poco inclinada y los explosivos empleados son normalmente agentes de voladura, secos o acuosos (ANFO, slurries y emulsiones) cebados con primers o boosters de alto explosivo. El agente de voladura puede ser cargado en cartuchos grandes de polietileno (ejemplo: Slurrex) que se sueltan

libremente dentro del taladro; ser vertido mecánicamente al taladro con camiones mezcladores de cargador sin fin (augers para ANFO y heavy ANFO) o ser bombeado con manguera directamente al fondo del taladro mediante un camión fábrica mezclador-bombeador (emulsión y heavy ANFO con más de 50 a 60% de emulsión).

#### **4.4.4. Carguío de Emulsiones a granel.**

El uso de heavy ANFO en taladros con agua estática, previo bombeo o no, para drenarlos, constituye una alternativa importante que debe ser tomada en cuenta para la optimación de la voladura.

Cabe destacar que una de las más recientes alternativas técnico económicas es el reemplazo parcial o total del ANFO por heavy ANFO de bajo contenido de emulsión (ejemplo: 30% emulsión y 70% ANFO) a granel en taladros secos, lo que permite una expansión de malla de perforación del orden de un 30% y mejora la fragmentación, disminuyendo el costo total de producción, ya que el Heavy ANFO tiene mayor densidad y potencia relativa por volumen que el ANFO.

La metodología de carga a granel de emulsiones y agentes de voladura directamente al taladro en bancos de tajo abierto o canteras, tiene como elemento mecánico fundamental al camión cargador, que puede ser desde el modelo más simple y de menor capacidad, como es un mezclador/cargador para preparar y verter ANFO convencional (ANFO

blend truck) o uno que sólo sea bombeador, con su tanque, bomba y manguera (pump truck) para abastecer emulsión pura, hasta los modelos más completos, sofisticados y de gran tonelaje (blend and pump trucks), que cuentan con tolvas de diferentes capacidades para nitrato de amonio, emulsión, aluminio en polvo y tanque de petróleo, con descarga tanto por manguera como por brazo sinfín, capaces de dosificar mezclas en diferentes opciones de:

- ANFO convencional.
- ANFO aluminizado.
- Emulsión/ANFO (*heavy* ANFO) en proporciones que pueden ir de 0 a 100 o viceversa.
- *Heavy* ANFO aluminizado.
- Emulsión pura.

Los mecanismos que emplean los camiones para la mezcla de componentes y transportes del producto final al taladro son de diversos tipos, según el caso, por lo general tornillos sinfín (augers) que pueden tener disposición horizontal, inclinada o vertical, bombas de engranajes, de vanes, de diafragma, de cavitación progresiva y otras, conectados mediante sistemas reguladores y dosificadores controlados por el operador en el mismo camión, quien regula y dosifica la mezclas mediante cuenta revoluciones, de acuerdo a la mayor necesidad de potencia que requieran los taladros en roca dura, o a la presencia de agua en los mismos, produciendo

relaciones variables de emulsión-ANFO. Ejemplo: 10-90, 20-80, 60-40, 80-20. La descarga final se efectúa según las características físicas del producto, sea bombeado con manguera hasta el fondo del taladro o vertido por la boca mediante brazos con tornillo sinfín.

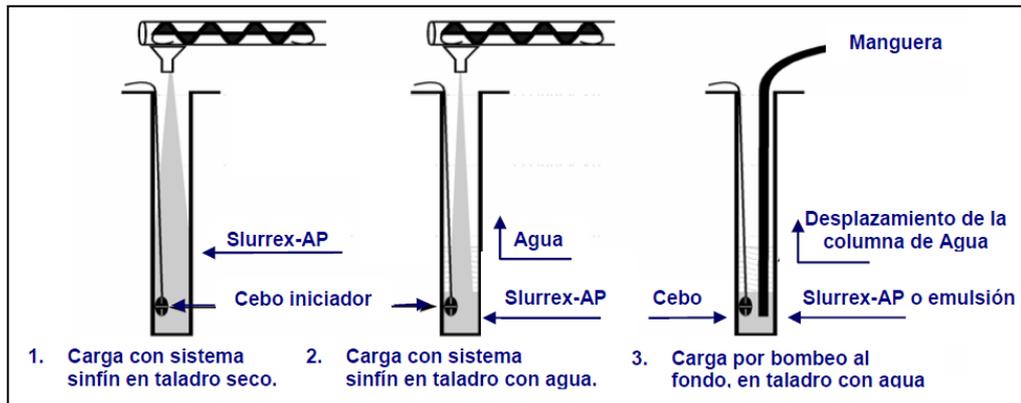


Figura 4.12. Ejemplo de carguío mecanizado en taladros de gran diámetro.  
(Manual práctico de voladura, EXSA)

#### 4.5. SISTEMA DE INICIACIÓN.

El término de explosivos iniciadores se refiere a los métodos de iniciar las mallas de voladura. En algunas aplicaciones el explosivo en el hoyo se iniciará directamente por el detonador o por un cordón detonante, mientras que en otros casos estos elementos iniciarán a un explosivo iniciador, el que a su vez iniciará la columna explosiva. Existen varios sistemas de iniciación los cuales describimos a continuación.

#### 4.5.1. Sistema a Fuego.

Este sistema, ha sido prácticamente reemplazado por métodos más avanzados, que ofrecen mayor precisión y seguridad en la operación y en el uso del sistema. Sin embargo, aún es usado en pequeñas operaciones de iniciación, voladura secundaria, pruebas de laboratorios, donde se requiere aplicar métodos más económicos.

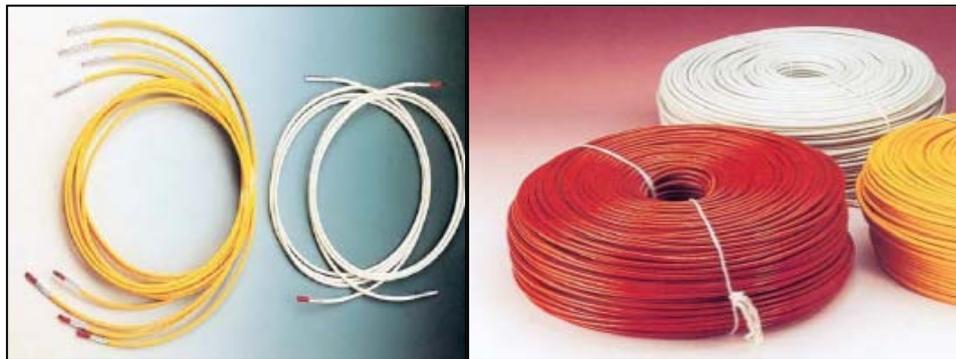


Figura 4.13. Imagen que muestran los tipos de mechas  
(Manual de tronadura ENAEX S.A.)

##### 4.5.1.1. Clases y Tipo:

Las mechas están clasificadas en tres categorías:

- CLASE A, Tipo III: Implica que es una mecha plástica recubierta con una cera parafínica, entrampada en un doble tejido ubicado sobre el recubrimiento plástico. Permite resistir al chispeo lateral y a la humedad.
- CLASE B, Tipo III: Este Tipo de mecha resiste Chispeo Lateral.

- CLASE C, Tipo III: Este Tipo de mecha no resiste Chispeo Lateral, ni la Humedad, es una mecha de muy baja calidad.

La velocidad de combustión de la mecha depende de la altitud geográfica donde se utilice. Por esta razón, se recomienda realizar previamente pruebas de velocidad de combustión.

#### **4.5.2. Cordón detonante.**

Cordón detonante resistente y flexible, compuesto por un núcleo de PETN recubierto por un tejido de fibra, que a su vez está envuelto por otro recubrimiento plástico o de cera.

Este producto puede ser usado en minería a cielo abierto, minería subterránea, canteras y obras civiles, sus funciones principalmente están referidas a conectar voladuras como líneas troncales, iniciar detonadores no eléctricos y ser utilizado en líneas descendentes.

Entre sus beneficios se cuenta con:

- Excelente resistencia a la tracción, abrasión y humedad.
- Producto seguro y fácil de conectar.



Figura 4.14. Carretes de cordón detonante.  
(Hoja de datos técnicos de Orica Mining Services)

Para prevenir este tipo de situaciones y evitar que la carga explosiva deflagre, debe utilizarse un cordón detonante adecuado, de acuerdo a lo sugerido a continuación, en tabla 4.2.

Tabla 4.2. Cantidad de cordón detonante a usar de acuerdo al diámetro de taladro. (Manual de tronadura ENAEX S.A.)

DIAMETRO POZO( mm)	MAXIMO CORDON DETONATE (gr/m)
25-127	2.1
127-204	5.3
204-381	10.7

#### 4.5.2.1. Recomendaciones de uso.

- Cada vez que se utilice cordón detonante en una voladura, el tendido de la línea troncal debe realizarse formando un circuito cerrado, para permitir que a todos los pozos conectados les llegue la señal de iniciación por dos vías distintas.

- Usar el producto más antiguo almacenado en los polvorines.
- Cuando el cordón detonante se conecte a través de nudos (líneas descendentes conectadas a líneas troncales), se recomienda que la conexión del nudo forme un ángulo recto.
- Cuando se conecte un detonador no eléctrico a un cordón detonante se debe utilizar el Conector J, con el fin de que el detonador quede firmemente unido al cordón detonante y en un ángulo recto.

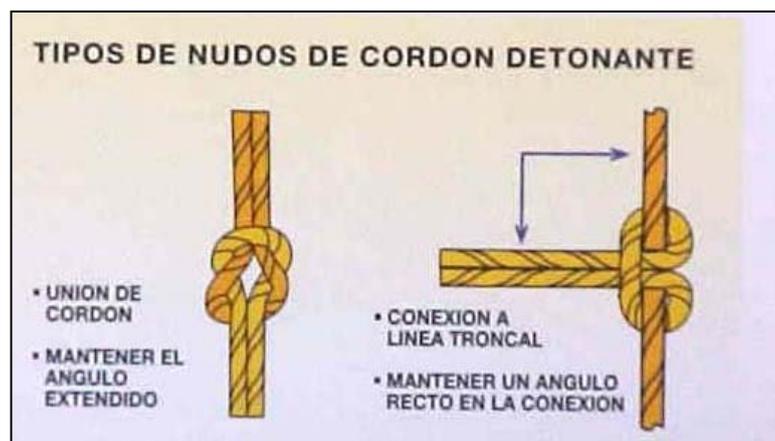


Figura 4.15. Tipos de nudos de cordón detonante.  
(Manual de tronadura ENAEX S.A.)

#### 4.5.3. Sistema Eléctrico.

- Detonador Eléctrico Instantáneo
- Detonador Eléctrico de Retardo
- Detonador Eléctrico Sísmico

Los modernos sistemas de iniciación eléctricos se inician simultáneamente y el amarre correcto se puede confirmar al medir la resistencia antes de la iniciación. Sin embargo, **su principal desventaja es la susceptibilidad a la iniciación por efecto de rayos o corrientes eléctricas inducidas (relámpagos, transmisiones de radio)**. El disparo de grandes voladuras con detonadores eléctricos puede, sin embargo, requerir varios sistemas de generación de potencia.



Figura 4.16. Imagen que muestran los tipos de detonadores eléctricos  
(Manual de tronadura ENAEX S.A.)

El sistema de iniciación eléctrico puede convertir un impulso eléctrico en una detonación, en un tiempo determinado y consta de cuatro partes fundamentales:

- Cápsula de aluminio o cobre.
- Carga explosiva compuesta por un explosivo primario y uno secundario.

- Elemento de retardo con un tiempo de combustión especificado.
- Elemento inflamador eléctrico- pirotécnico.

Las principales características de un detonador eléctrico se muestra en la figura siguiente:

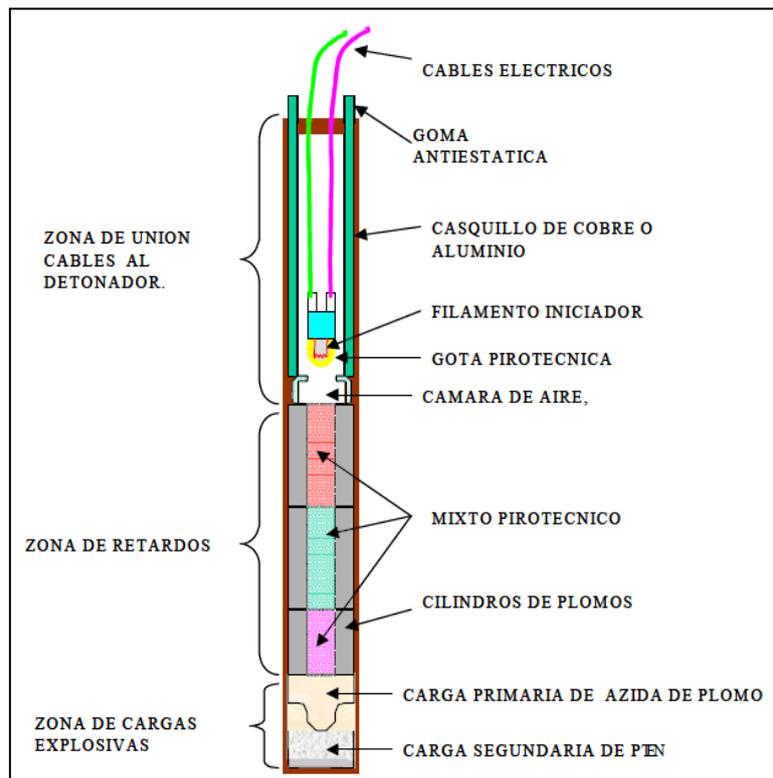


Figura 4.16. Principales características de un detonador eléctrico.  
(Manual de tronadura ENAEX S.A.)

#### 4.5.3.1. Formas de amarre de los detonadores eléctricos.

- En serie:

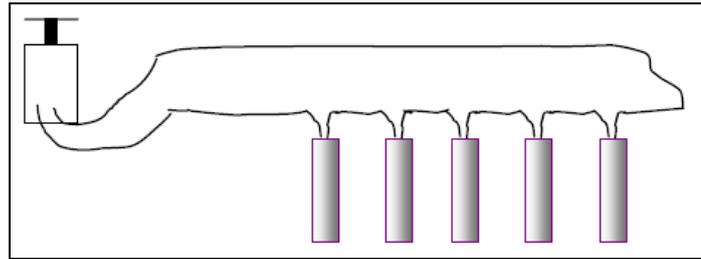


Figura 4.17. Amarre en serie de los detonadores eléctricos.

La resistencia total del circuito  $R_T$  que resulta es :

$$R_T = R_L + n ( R_P + 2 * m * r_L ) \text{ ó}$$

$$R_T = R_L + n * R_D$$

Donde:

$R_L$  = Resistencia de la línea

$R_P$  = Resistencia del puente del detonador

$r_L$  = Resistencia por metro lineal del hilo

$n$  = Número de detonadores

$m$  = Metraje de los hilos del detonador, Para cobre de 0,5 mm de diámetro el valor es 0,065  $\Omega/m$

$R_D$  = Resistencia total del detonador ( $\Omega$ ).

Este tipo de circuito es el más utilizado por su sencillez y la posibilidad de comprobación por simple continuidad del mismo. Si el número de detonadores es alto, la tensión del explosor necesario es elevada y el amperaje que resulta es pequeño de acuerdo a la ecuación:

$$I = \frac{V}{R_T}$$

Donde: I = Amperaje  
V = Voltaje

• **En paralelo:**

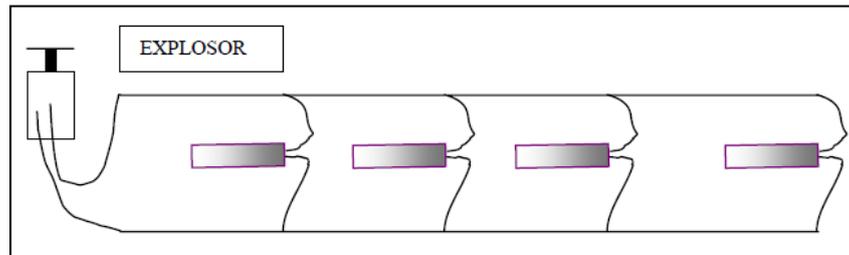


Figura 4.18. Amarre en paralelo de los detonadores eléctricos.

$$R_T = R_T + \frac{R_D}{n}$$

Este sistema de conexión se utiliza sobre todo, en trabajos subterráneos y es recomendable cuando el riesgo de derivación es alto.

• **Circuito serie paralelo:**

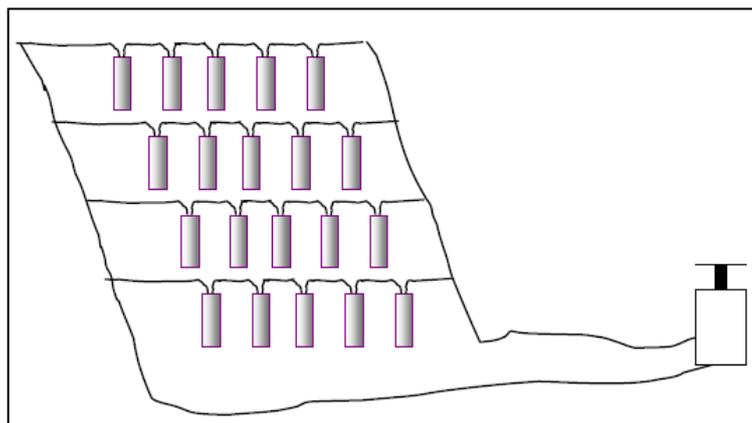


Figura 4.19. Amarre Serie paralelo de los detonadores eléctricos.

Este sistema se emplea cuando el número de detonadores es muy grande y se necesita reducir la resistencia total para adaptarse a la capacidad del explosor. Una fórmula para determinar el número óptimo de series en paralelo, a partir de un conjunto de detonadores, disponiendo ya de un explosor, es:

$$n_p = \frac{R_t}{R_l}$$

Donde:

Rt = Resistencia total del conjunto de detonadores

Rl = Resistencia de la línea e hilos de conexión.

Si a pesar de este cálculo, la intensidad eléctrica estimada para cada serie no es suficiente para iniciar adecuadamente a los detonadores, las alternativas son: cambiar la línea de tiro por otra más robusta de menor resistencia eléctrica o sustituir el explosor por otro de mayor voltaje.

#### 4.5.4. Sistema No eléctrico.

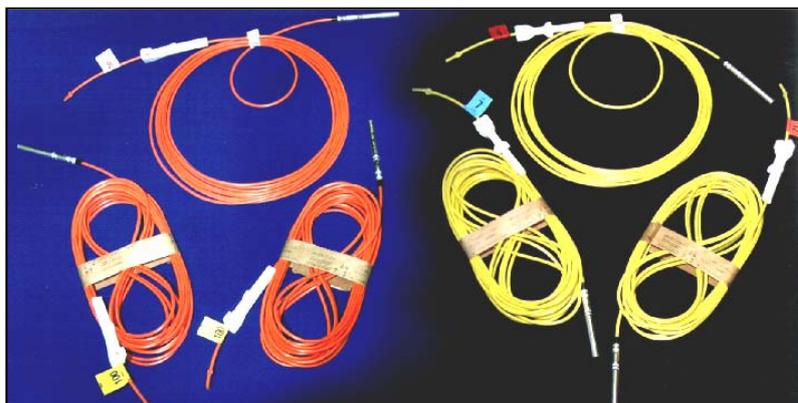


Figura 4.20. Sistema no eléctrico (nonel -producto Dyno Nobel)

Estos sistemas se caracterizan por emitir una onda de choque de baja velocidad (aproximadamente 2000 m/s) que se propaga a través de un tubo de plástico en cuyo interior contiene una película delgada de explosivo de 20 mg/m , la cual es transmitida hacia el detonador. La reacción no es violenta, es relativamente silenciosa y no causa interrupción ni al explosivo ni al taco.

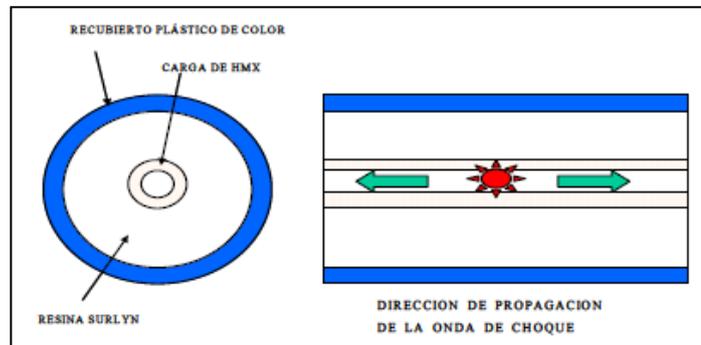


Figura 4.21. Características del tubo del sistema no eléctrico.

La tecnología del detonador no eléctrico con elemento pirotécnico, está basada en un “retardo de plomo”, que define el tiempo preciso de cada retardo de la serie. Estos elementos de retardos son obtenidos a partir de un tubo de plomo cuyo núcleo relleno con un tipo de mixto pirotécnico. Posteriormente, es sometido a varias etapas de estiramiento hasta obtener una varilla trefilada con un diámetro final compatible con el diámetro interno del detonador. La varilla es cortada en forma precisa, obteniendo los elementos de retardos con sus respectivos largos. El largo del elemento de

retardo variará dependiendo del tiempo requerido y de la velocidad de combustión del compuesto pirotécnico.

#### 4.5.4.1. Componentes del detonador no eléctrico.

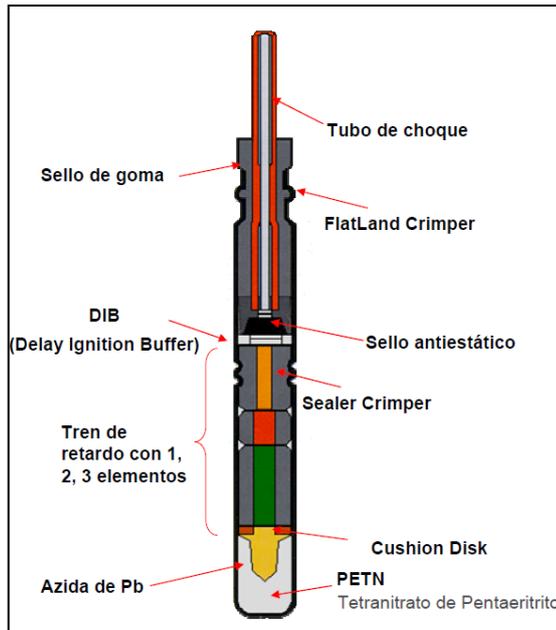


Figura 4.22. Principales componentes de un detonador no eléctrico.

(Manual de tronadura de ENAEX S.A.)

- **Isolation Cup:** Corresponde a un sello antiestático, elemento fundamental para eliminar el riesgo de iniciación por descargas estáticas accidentales. Este dispositivo está constituido por un material semi conductor que elimina la estática que pueda acumular el tubo de choque al ser sometido a ambientes de alta generación de corrientes vagabundas. Además, Isolation Cup garantiza una única posición dentro del detonador y permite

centralizar eficazmente la alineación del tubo sobre el elemento de retardo.

- **Delay Ignition Buffer (DIB):** Esta tecnología es la única que está presente en los detonadores no eléctricos y corresponde a un disco compuesto por una malla muy fina que se ubica por sobre el tren de elementos de retardos. El DIB controla la transmisión de la señal del tubo de choque proporcionando una mayor precisión y evita el problema de reversa de la onda de choque.

- **Tren de Elementos de Retardos:**

- **Elemento Sellador (Sealer Element):** Cuando combustiona el elemento sellador se produce una condición de sellado, generando una barrera natural que impide la acción del Oxígeno atmosférico en el normal funcionamiento del tren de retardo. El segundo crimper sobre el sellador asegura esta función.
- **Elemento Iniciador (Starter Element):** Este es un elemento pirotécnico de alto rendimiento calórico que asegura la normal transmisión de la combustión al elemento principal.

- **Elemento Principal (Main Element):** Este elemento pirotécnico es el que en definitiva entrega el retardo de la serie especificada. El tiempo nominal para cada detonador se obtiene como combinación de los colores precisos de los diferentes elementos de retardo.
- **Cushion Disk (CD):** Este es un ‘anillo limpiador’ que queda posicionado sobre las cargas explosivas y su función es asegurar la limpieza posterior de todos los restos de explosivos adheridos en la pared interior del casquillo. El CD fue desarrollado para prevenir detonaciones no deseadas por efecto de presencia de explosivos en las paredes interiores del casquillo durante el proceso de carga y manipulación de los detonadores.
- **Cargas Explosivas:**
  - Carga Primaria: Muy sensible de Azida de Plomo.
  - Carga Secundaria: Carga menos sensible y de alta potencia constituida por PETN.

#### 4.5.4.2. Ventajas del Sistema.

- El sistema no se inicia por golpes
- El tubo puede sufrir estiramiento de hasta 5 veces su longitud, sin perder su capacidad de iniciación.
- No se inicia su carga explosiva al ser quemado el tubo con fuego
- No sufre destrucción después de haber sido iniciado.

- No puede iniciarse accidentalmente por descargas eléctricas, corrientes estáticas, transmisiones de radio de alta frecuencia, fuego y fricción ni es afectado por las corrientes extrañas.
- Puede sufrir nudos y quiebres bruscos, no perdiendo su característica de iniciación.
- Aumenta la flexibilidad de diseño, permitiendo una amplia elección de intervalos de retardo para lograr resultados específicos de voladura.
- Se conectan en forma sencilla y rápida, sin requerir de accesorios especiales.
- La señal propagada por el interior del tubo es silenciosa.
- Permite lograr diagramas muy flexibles.

#### **4.5.4.3. Desventajas del Sistema.**

- Puede llegar a cortarse producto de detritus de taco de mala calidad.
- Los detonadores no eléctricos presentan cierta dispersión entre 2 a 3% del valor del retardo.
- Existe probabilidad de corte de iniciación cuando se emplea en combinación con cordón detonante no apropiado.
- Al ser iniciado el tubo con un detonador, éste debe ser de baja potencia, de lo contrario podría cortar el tubo sin ser iniciado.

- Imposibilidad de comprobar que el circuito de amarre superficial estén completamente conectados. Teniendo que basarse esta en la simple inspección de amarre.
- Imposibilidad de ubicar un tiro quedado (corte dentro del taladro) antes de la voladura.

Existe un sistema mixto compuesto por cordón detonante en las conexiones superficiales (en conjunto con retardos de superficie) y detonador no eléctrico en el taladro (ejemplo, Nonel, Exel).

En la siguiente figura se puede apreciar el sistema mixto de cordón detonante y detonador no eléctrico.

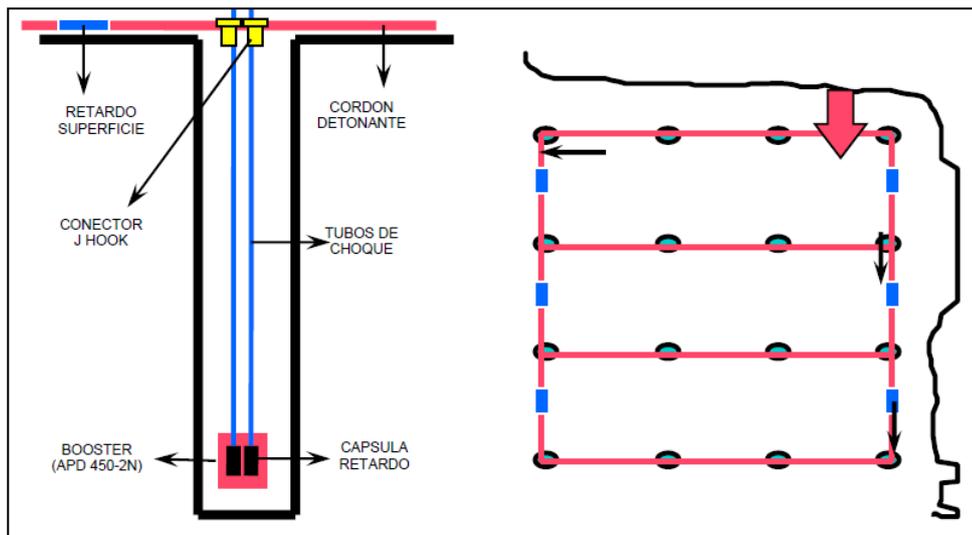


Figura 4.23. Diagrama del sistema mixto Cordón detonante con sistema no eléctrico (Nonel,Exel,etc.), (Manual de Tronadura de ENAEX S.A.)

#### 4.5.4.4. Sistema Silencioso

##### • Detonador de retardo no eléctrico EZ-DET

Es un detonador no eléctrico (Producto Dyno Nobel), que permite reemplazar cordones detonantes, como líneas troncales en

disparos de minería a cielo abierto y subterráneo. Está formado por un tubo no eléctrico de largo variable, que tiene en un extremo un detonador y en el otro un conector de superficie, un producto similar de Orica es el detonador llamado Exel Goldet.

Se recomienda su uso para minimizar el nivel de ruido y vibraciones. Es un sistema muy flexible, que permite diseñar o modificar disparos en el mismo terreno, por medio de conexiones simples y versátiles.

Elimina el cordón detonante, los conectores de superficie, y con ello la onda expansiva asociada a la detonación de estos accesorios. Por esta razón este sistema es conocido con el nombre de “Sistema Silencioso”.



Figura 4.24. Detonadores de retardo no eléctrico EZ-DET (Producto Dyno Nobel)

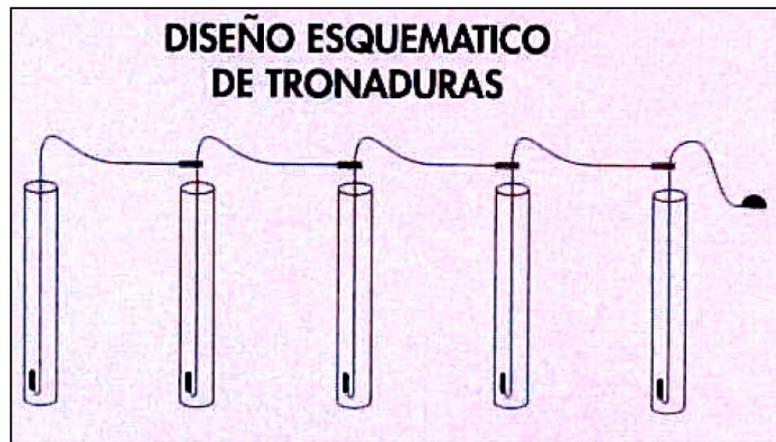


Figura 4.25. Diagrama del sistema silencioso EZ-DET  
(Manual de Tronadura de ENAEX S.A.)

Elimina el uso de series de detonadores, reemplazándolos por un solo elemento, el cual es introducido en todas las perforaciones por igual, lo que reduce considerablemente el número de ítems de almacenamiento.

Se evita repetir algunos números en disparos muy grandes, reduciendo los Kg. por retardo, logrando una voladura tiro a tiro indefinida y un óptimo control de vibraciones.

• **Conectores de retardo o de superficie.**

Se utilizan para retardar la secuencia de iniciación, con el objeto de proporcionar una adecuada generación de la cara libre. En líneas troncales en minería a cielo abierto o en cualquier trabajo de remoción de rocas.

Estos conectores, al detonar, producen esquirlas por lo tanto es recomendable cubrirlos con material fino de la perforación, para

evitar cortes de tubos de choque o cordones detonantes ubicados a corta distancia.

Los conectores de superficie son accesorios que permiten dar secuencia de salida de los tiros y retardar las líneas de acuerdo al diseño planeado. Estos detonadores están insertos dentro de configuraciones plásticas que permiten alojar y unirse a otras líneas, ya sea descendente a un pozo o conector de superficie.

La potencia de los detonadores que tienen estos accesorios, es de alrededor de 2 a 6, relativamente más baja que los detonadores empleados en interior de pozos.

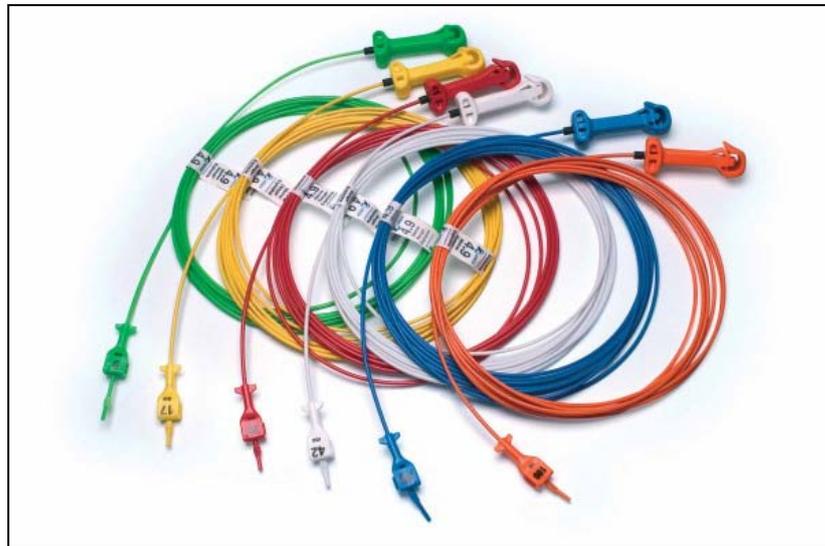


Figura 4.26. Detonadores de retardo no eléctrico Exel Connectadet (Producto Orica Mining Services)

- **Conectores de retardo bidireccional para cordón detonante.**

Consiste en dos detonadores de retardo encerrados en una cubierta de plástico, que están conectados por un tubo de señal. Los detonadores tienen incorporados elementos de retardo y tienen una carga de PETN con potencia 8, necesario para iniciar el cordón detonante. Dichas cubiertas de plásticos son diseñadas para fijar firmemente al cordón detonante.

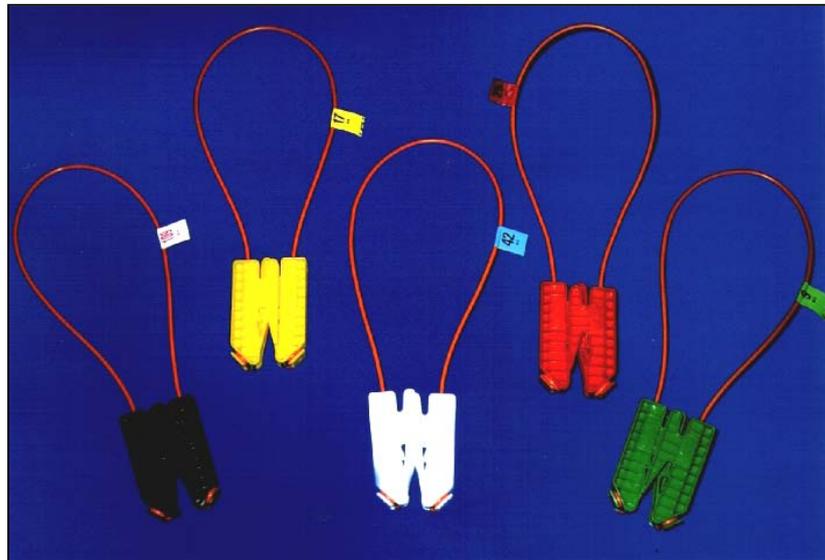


Figura 4.27. Retardos bidireccionales - Nonel MS  
(Producto Dyno Nobel)

#### 4.5.5. Sistema Electrónico.

La necesidad de mejorar los niveles de fragmentación y el control de vibración ha obligado en las últimas décadas a insistir en la precisión de los

detonadores existentes. Aunque muchos fabricantes de accesorios han desarrollado detonadores con retardos pirotécnicos de alta precisión, siguen existiendo ciertas limitaciones como la dispersión de los tiempos relativamente altos de iniciación, como en su almacenamiento.

La última generación de 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. 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 representa 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.

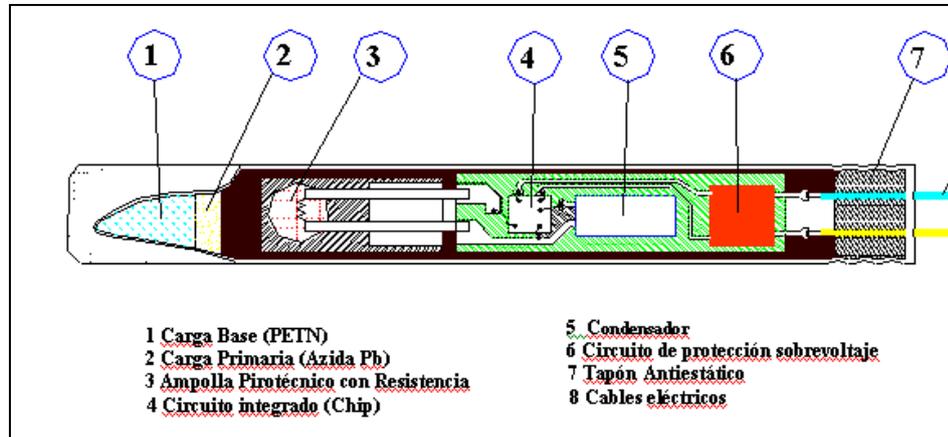


Figura 4.30. Componentes principales de un detonador electrónico  
(Manual de Tronadura ENAEX S.A.)

#### 4.5.5.1. Otras características de los sistemas 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.

#### **4.6. SISTEMA DE INICIACIÓN ELECTRÓNICA I-KON.**

##### **4.6.1. Visión General del Sistema**

El i-kon es un moderno y preciso Sistema de Iniciación Electrónica, que puede controlar la energía desprendida por una voladura optimizando la fragmentación, disminuyendo el daño por vibraciones y controla la dilución.

Este sistema redefine los conceptos de precisión, exactitud, flexibilidad y seguridad.

Los componentes primarios del sistema i-kon son: Logger, Blaster y Detonador Electrónico. Los elementos secundarios del sistema i-kon son: cable de conexión y línea de disparo.



Figura 4.31 : Hardware y software básico del sistema i-kon<sup>a</sup> (detonador, logger, blaster, software shotplus-i) (Orca Mining Services)

## 4.6.2. Seguridad del Sistema electrónico I-kon.

### 4.6.2.1. Alcances:

Orca Mining Services, por ser el líder en el desarrollo y suministro de sistemas electrónicos de iniciación, está totalmente comprometido con la seguridad del sistema. En el presente capítulo se detalla los problemas de seguridad debido al uso de detonadores electrónicos y los métodos de Orca que garantizan la seguridad del sistema.

#### 4.6.2.2. Componentes del detonador electrónico:

Se requiere tener un conocimiento fundamental del sistema para comprender lo básico relativo a seguridad. Si bien todos los detonadores electrónicos son diferentes, la mayoría de ellos (incluyendo los entregados por Orica) tienen la siguiente estructura general:

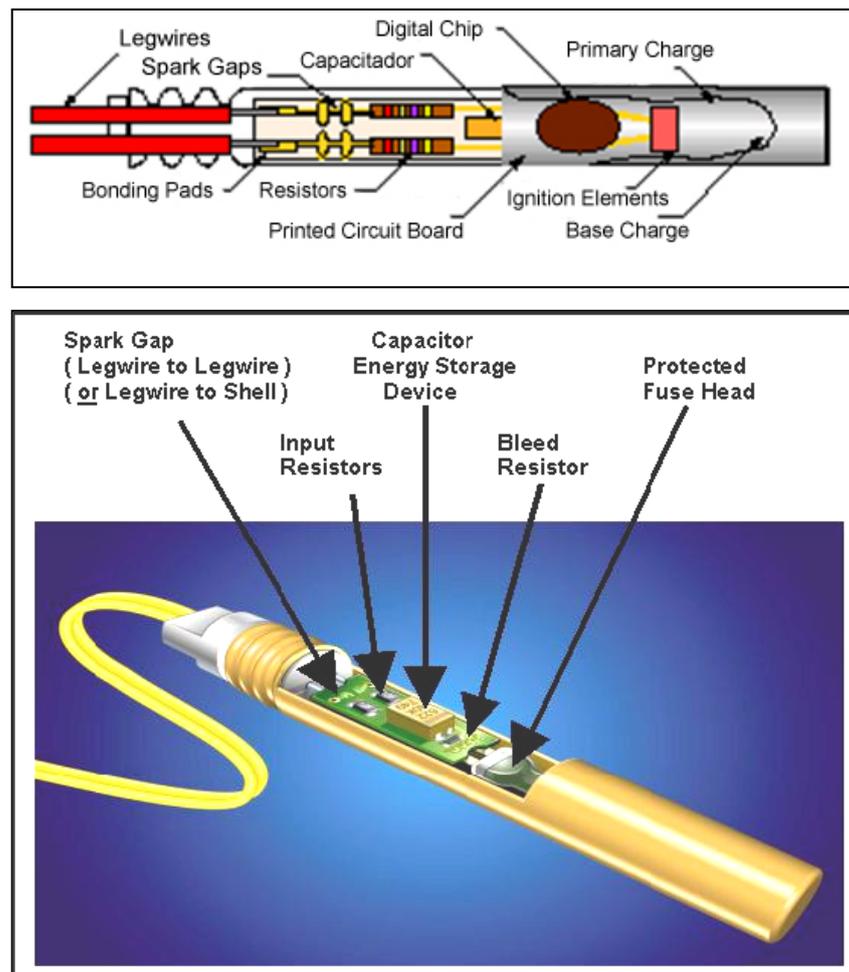


Figura 4.32 : Estructura general del detonador electrónico i-kon.  
(Orica Mining Services)

Los componentes del detonador se detallan a continuación:

- Cables del Detonador (Legwires): cable cubierto en plástico para transmitir la energía y señales al detonador electrónico.
- Zona de unión (Bonding Pads): son uniones de metal impresos sobre el tablero sobre los cuales están soldados los cables del detonador.
- Espacios de descarga (Spark Gaps): están impresos en el tablero y su función es descargar corrientes mediante una chispa entre ambos.
- Tablero de Circuito Impreso (Printed Circuit Board (PCB): es un tablero delgado con aislante que tiene pistas de metal impresas en él. Los diferentes componentes están montados sobre el tablero de tal forma de entregar conexiones entre ellos.
- Resistencias (Resistors): previenen que las corrientes altas entren al detonador. Los valores típicos de la resistencia se miden en  $k\Omega$  (kilo - Ohms).
- Condensadores (Capacitors): son dispositivos de almacenamiento de energía eléctrica que permiten que el detonador se auto energice mientras se produce la cuenta regresiva.
- Chips Digitales (Chip Digital): son el corazón de cualquier detonador electrónico. Aquí las señales son procesadas y son ejecutados los comandos que van al detonador. El chip digital controla la programación, armado y quema del detonador. El chip

también podría tener un oscilador o reloj incluido para el tiempo del retardo.

- Elementos de Encendido (Ignition Elements): convierten un impulso eléctrico en una pequeña detonación o calentamiento que detona la Carga Principal (Primary Charge). El detonador digital *i-kon* tiene un filamento de encendido de acción rápida como elemento de encendido.
- La Carga Base (Base Charge): entrega la detonación energética requerida para iniciar los boosters convencionales y los explosivos encartuchados.

#### **4.6.2.3. Funcionamiento del detonador electrónico:**

El dispositivo de voladura (equipo **Blaster**) envía señales codificadas a los detonadores. Los detonadores 'despiertan' y comienzan a procesar las señales. Hay varios sistemas que operan en forma diferente pero generalmente la etapa siguiente es que la máquina de voladura enviará el retardo a cada detonador. Los detonadores escriben éste retardo dentro de sus memorias internas. La máquina de voladura ordena a los detonadores que carguen sus condensadores. Cuando todos los detonadores conocen sus retardos requeridos y sus condensadores están suficientemente cargados ellos aceptarán una señal de quema. Cuando la señal de quema es dada los

detonadores comienzan la cuenta regresiva en sus retardos, en forma individual, usando sus “relojes internos”. Cuando la cuenta regresiva llega a cero ellos descargan el condensador, mediante el elemento de ignición, causando que el detonador se inicie.

#### 4.6.2.4. Seguridad del Sistema:

Hay un sin número de aspectos en seguridad que deben ser abordados cuando se está tratando con detonadores electrónicos:

- **Estática:** En las operaciones de carguío normalmente se encuentra presente la estática, debido al transporte neumático de explosivos basados en NA. Cuando se ven implicados algunos vehículos con una conexión a tierra inadecuada puede producir cargas muy grandes con altos voltajes. La descarga estática puede causar detonación en un detonador, si la descarga de la chispa viaja a través de un explosivo sensible a la chispa.

Para proteger contra la iniciación por estática el diseño del detonador debe asegurar que cualquier descarga interna de chispa ocurra lejos de los explosivos sensibles. Esto se consigue mediante los espacios de descarga (spark gaps) del tablero del circuito. Las spark gaps están diseñadas para activarse a una fracción del voltaje necesario para generar una descarga en el 'extremo' del detonador y permitiendo una descarga segura de estática en estos espacios y no a través del explosivo.

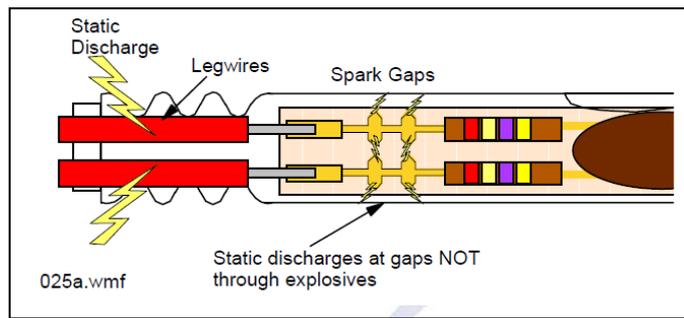


Figura 4.33. : Estructura del detonador electrónico, mostrando a los spark gaps

- **Corriente vagabundas:** Las Corrientes Vagabundas podrían encontrarse presentes en medioambientes eléctricamente activos. Estas se forman por corrientes del suelo, fugas desde equipo de alto voltaje, campos magnéticos, etc. Las Corrientes Vagabundas pueden entrar en los circuitos de quema del detonador por inducción o contacto directo, por donde esté fallando el aislamiento del cable. Existen varias características protectoras que componen el detonador digital *i-kon<sub>TM</sub>*. La primera es la calidad del material aislante del cable. Este ha sido específicamente diseñado para prevenir daño que permita que el circuito de quema entre en contacto con el suelo. Además, estos buenos procedimientos operativos e instalaciones ayudan a prevenir la exposición del sistema a corrientes vagabundas. En suma a esto hay resistencias de grandes valores en ambas líneas de entrada. Esto previene que la energía eléctrica entre al detonador con bastante potencia como para quemar el elemento iniciante.

Finalmente existe una gran cantidad de bloqueos digitales (bloqueos digitales automáticos que sirven para bloquear acceso a áreas restringidas) que impiden que el condensador se cargue, que el proceso de armado continúe y que el interruptor de quema se cierre. Todo esto hace que los detonadores electrónicos sean sumamente resistentes a interferencias por corrientes vagabundas.



Figura 4.34. Diagrama de las barreras a corrientes vagabundas del DE.

- **Protección contra el sobrevoltaje:** Las resistencias de control de corriente, que impiden que las corrientes vagabundas causen problemas, también protegen contra el sobrevoltaje. Si se aplica un elevado voltaje a los detonadores, las resistencias se calientan y finalmente fallan lo que provoca un circuito abierto. Esta es una característica del tipo de resistencias usadas que siempre fallen a circuito abierto.

• **Energía de radiofrecuencia RFE (Radio Frequency Energy):** La

RFE debe ser evaluada para dos efectos:

- El efecto principal, contra la seguridad es la inducción de energía que provoca que el detonador se quemara prematuramente. Este es el efecto de mayor preocupación en los detonadores eléctricos estándares. Por esta razón se unen sus extremos cuando no están en uso (puenteo). Existe una cantidad significativa de diferencias entre los detonadores eléctricos y electrónicos respecto a mejoramientos en la resistencia a RFE.

Estas incluyen:

- a) Conexión Paralela: significa que no hay loops de recepción que actúen como grandes antenas.
  - b) Las mismas estructuras de protección contra corrientes vagabundas también protegen contra la entrada de energía RFE dentro del detonador.
- El efecto secundario de la RFE es que perturba las comunicaciones durante la programación, armado y quema de una voladura planificada. Si la RFE interrumpe las comunicaciones en un grado significativo, podrían resultar quemados fuera de secuencias y tiros quedados. Los Sistemas (contrariamente a un simple detonador) son expuestos a RFE

durante la programación, armado y quema para garantizar la funcionalidad y confiabilidad del sistema. El testeo involucra niveles sumamente altos de RFE (hasta de varios cientos de volt por metro) lo que normalmente podría ser fatal para cualquier mamífero (no para las cucarachas...).

El testeo para inmunidad a RFE es conocido como Compatibilidad Electromagnética (EMC). Los tests para EMC fueron originalmente desarrollados para detonadores eléctricos con el fin de determinar sus resistencias a radiación electromagnética (ondas de radio o campos eléctricos). La radiación electromagnética tiene muchas fuentes, tal como transmisiones de radio (por ejemplo de walkie-talkies, teléfonos celulares o sistemas de radar) y líneas de energía de alto voltaje. En terreno el cable del Arnés y los cables conductores del detonador podrían actuar como una antena para inducir un voltaje en los cables. Existe la posibilidad que este voltaje produzca un flujo de corriente dentro del cable de la cabeza del filamento, iniciando al detonador.

Los tests del EMC incluyen moldear los cables conductores del detonador en un dipolo eléctrico (un tipo de antena de radio) y cortar a una longitud óptima. Los dipolos son colocados frente a una antena de transmisión de radio, para asegurar una absorción

máxima de energía. La configuración del test es mucho más severa que la experiencia normal en terreno. Para pasar el test, un detonador no debe iniciar cuando esté expuesto a una transmisión de radio de frecuencia normal y resistencia en terreno.

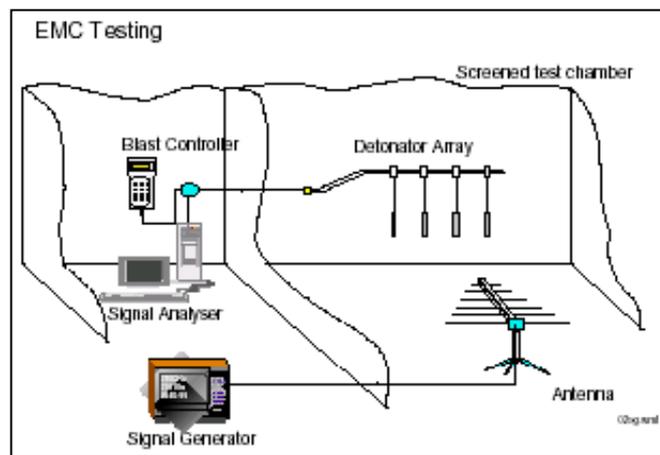


Figura 4.35. Diagrama que muestra como el sistema del detonador puede estar expuesto a radiación electromagnética durante el testeo del EMC.

Todos los detonadores digitales *i-kon<sub>TM</sub>* electrónicos abastecidos por Orica han experimentado testeo para EMC.

- **Impacto y Shock:** Impacto directo es dejar caer peso sobre distintas partes del detonador mientras es colocado en un yunque. El peso del martillo en kilos es multiplicado por la altura en metros

para dar un máximo impacto que los dispositivos aguantan sin quemar, en kilogramo-metros (kgm). El Impacto Directo es un problema cuando se están manipulando detonadores o se excavan tiros quedados. Es una indicación de cuán robusta es la construcción del detonador.

El test de choque (presión dinámica) analiza el efecto de pozos que queman antes, que están cerca entre sí o sobre un detonador que está en cuenta regresiva. El choque dinámico puede provocar que una unidad funcione mal lo que conduce a un tiro quedado o puede causar una detonación por simpatía. La Resistencia al choque dinámico es probada en un estanque. Aquí se colocan varios detonadores a determinada distancia alrededor de una unidad central que es quemada. La distancia mínima que resisten las unidades es calculada dentro de una presión dinámica en Mega-Pascales (MPa).

- **Ensayos en detonación prematura inducida:** Uno de los beneficios del sistema electrónico *i-kon<sub>TM</sub>* es su capacidad para ser totalmente testados, lo que es imposible hacer con sistema pirotécnico. Ser capaz de realizar un test permite al usuario identificar y arreglar cualquier falla antes de quemar, evitando casi totalmente los tiros quedados, un beneficio significativo en

seguridad. Los ensayos usados en el banco para testear sistemas de detonadores deben ser 'Inherentemente Seguros'. La definición de 'Seguridad Inherente ', cuando se aplica al testeado en el banco de detonadores electrónicos, es:

**Un equipo inherentemente seguro es incapaz de generar señales necesarias para quemar un detonador electrónico.**

Las Señales se definen como “Cualquier combinación de voltajes, corrientes y señales codificadas”. Por lo tanto, para cumplir con seguridad inherente se necesita probar sin lugar a dudas que nuestro equipo de test no puede producir una señal de quema. Existen tres aspectos para que haya una señal válida de quema en voltaje, corriente y señales codificadas. Igual que en un triángulo de fuego, al sacar cualquiera de las tres, hace inválida una señal de quema y por lo tanto un detonador no se quemará.

## **4.7. PRODUCTIVIDAD Y COSTOS**

### **4.7.1. Perforación.**

#### **4.7.1.1. Productividad.**

La productividad se mide mediante la velocidad de penetración, es decir en los metros perforados por hora efectiva de trabajo (Sin considerar paralizaciones, movimiento de equipo, etc).

Donde:

V<sub>p</sub> = Velocidad de Penetración (m/h)

RT = Recorrido del tricono (m)

HE = Horas efectivas perforadas\*.

A su vez, las horas efectivas de perforación se determinan de la siguiente expresión:

$$H_E = T_E - T_{A-D} - T_M$$

Donde:

T<sub>E</sub> = Tiempo Total de Perforación (min).

T<sub>A-D</sub> = Tiempo de Acople y Desacople de Barras (min).

T<sub>M</sub> = Tiempo de Movimiento (min).

#### **4.7.1.2. Costo Total de Perforación(T.D.C.)**

Es de conocimiento general, que la perforación rotatoria de pozos para voladura de gran diámetro en la minería a tajo abierto representa un porcentaje importante en el costo total de producción.

Los factores de mayor relevancia en la composición de estos costos, los constituyen todos aquellos relacionados con el costo de

operación horaria de las máquinas perforadoras, tales como energía (en el caso de perforadoras eléctricas), sueldos de los operadores, combustibles (en caso de perforadoras diesel), repuestos, lubricantes, mantenimiento, etc.

- a.** Estructura del Costo de Perforación. Hablar de la evaluación de gastos, es referirse a la velocidad de penetración (ROP) y a los metros perforados por la tricono, ya que estos dos parámetros inciden fundamentalmente en la perforación. Todo análisis para determinar el costo por metro perforado, debe realizarse en base a estos dos factores, mediante la siguiente fórmula:

$$C = \frac{B + D \times T}{M} \left[ \frac{US\$}{m} \right]$$

Donde,

*Costo del elemento de corte:*

$$C_1 = \frac{B}{M} \left[ \frac{US\$}{m} \right]$$

Donde,

B = Costo del tricono puesto en terreno [US\$].

M = Metros perforados por el tricono [m].

**Costo de la Operación de Perforación:**

$$C_2 = \frac{D \times T}{M} \left[ \frac{US\$}{m} \right]$$

Donde:

D = Costo horario del equipo [US\$ / hr].

T = Tiempo de operación del tricono [hr].

M = Metros perforados por el tricono [m].

**b. Definición del Costo Horario del Equipo de Perforación.**

El costo horario (D) de cualquier equipo está dado por:

$$D = CD + CI$$

Donde:

CD = Costos Directos [US\$/hr].

CI = Costos Indirectos [US\$/hr].

- **Costos directos:** Dependiendo del sistema de costos que adopte cada empresa, se pueden determinar los costos directos del equipo por hora, para un periodo determinado a través de:

$$CD = \frac{\sum_{i=1}^n d_i}{\sum_{i=1}^n H_i}$$

Donde:

di = Costos directos [US\$].

Hi = Horas de trabajo [hr].

- Costo de la mano de obra: Se refiere a los sueldos y jornales pagados al operario y ayudante.
- Costos Relacionados con la Mano de Obra: Incluye bonos, turno Noche, asignaciones familiares, leyes sociales, sobretiempo, etc.
- Costo de energía: Expresados a través de:

$$\frac{\frac{US\$}{KWH}}{\frac{mes}{\frac{Horas Trabajo Equipo}{mes}}}$$

- Costo de acero: Dice relación con Barras de perforación, amortiguadores, sustitutos, estabilizadores, adaptadores, anillo guía, etc.
- Costo de mantención y reparación: Este tipo de costos involucra: mano de obra, repuestos, lubricantes, etc.
- Costos Prorratables: Engloba los costos generales de la mina.

- **Costos indirectos.**

- Costo de posesión, es determinado por:

$$CA = A \times Crf$$

Donde:

A = Corresponde al valor del equipo actualizado a la fecha [US\$].

Crf = Factor de recuperación del capital para  $i$  y  $n$  dados.

$i$  = Tasa de interés.

$n$  = Vida útil del equipo.

- Costo de supervisión.
- Costo de inventario y bodegaje.
- Costo de impuesto y depreciación.
- Costo de capitalización y seguros.

#### **4.7.2. Voladura.**

En voladura, la productividad no se mide directamente del proceso en sí, sino depende del rendimiento de otra área, la de carguío. Ya que el resultado de una voladura es evaluado con la velocidad de excavación de las palas y cargadores. Sin embargo existen factores que hay que considerar, como el factor de potencia, con el cual obtenemos el costo de voladura.

#### 4.7.2.1. Productividad.

La medida principal de una voladura es el Dig Rate o la Velocidad de Excavación, la cual está dada en metros por hora de material removido. Hay que mencionar que esta velocidad se calcula con el tiempo de excavación neta, donde no se toma en cuenta el tiempo de espera por camión, ni con el tiempo de cuadrado del camión y otros tiempos de traslado de pala.

$$V_{Exc.} = \frac{Tons}{H_{Exc.}}$$

Donde:

$V_{Exc}$  = Velocidad de Excavación (tons/h)

Ton = Toneladas de material removido (tons)

$H_{Exc}$  = Hora de excavación efectiva.

Esta velocidad varía por equipo y por terreno, decreciendo en terrenos duros y aumentando conforme el material sea más suave. Para obtener esta información es necesario tener un software de programación lineal y que registre cada pasada de la pala en tiempo real, de tal manera que teniendo los valores del peso de cada camión y el tiempo de excavación efectiva, se puede calcular la Velocidad de Excavación.

#### 4.7.2.2. Costo de Voladura

Para hallar el costo de voladura es necesario contar el tonelaje real volado y con el consumo real de explosivos, nitrato de amonio, emulsión y petróleo. Según los precios de los accesorios y materias primas (para la fabricación de explosivo) se obtiene el costo de explosivos. Adicionalmente se suman el costo de mano de obra y de servicios (Contratistas).

El valor del Costo de Voladura se obtiene dividiendo la suma de los costos entre el tonelaje volado (US\$. / Ton). El factor de carga real se obtiene, dividiendo los kilogramos de explosivo totales entre las toneladas voladas totales (Kg. / Ton)

## **CAPITULO V:**

### **CASO MEJORAMIENTO DE LA FRAGMENTACIÓN Y RENDIMIENTO DEL EQUIPO DE CARGUÍO MEDIANTE EL USO DE LOS DETONADORES ELECTRÓNICOS EN MINERA YANACOCHA S.R.L.**

#### **5.1. ANTECEDENTES**

Desde fines del año 2007, cuando se inicio el minado de la Fase II del Tajo Chaquicocha en la Pared Norte denominada Cerro Cristina, se presentaron problemas como: retraso de la perforación, presencia de frentes duros y bolonería en la zona disparada; a consecuencia de los cuales se tuvo una considerable baja en la productividad de los equipos de carguío.

La causa principal de estos problemas operativos, radicaba fundamentalmente en la presencia de un cuerpo de Sílice Masiva extremadamente duro (ISRM=R6, con un UCS inclusive mayor a 280 Mpa., en los bancos 4080 lado Norte).

Se pudo identificar hasta 3 rangos de dureza para el Shape de Sílice Masiva, las cuales van en escala ISRM, desde un R4 hasta un R6, con valores de UCS desde 90 a 280 Mpa.(ver Anexo 1)

### 5.1.1. Parámetros Geomecánicos

Estos parámetros sirven para definir los diseños de estabilidad de taludes de los tajos, pads y botaderos generándose diseños del Pit final considerando el ángulo entre bancos (BFA), ángulo interrampas (IRA) y tipo de alteraciones.

Para el caso de Chaquicocha, se ha realizado una investigación geotécnica, que estuvo enfocada básicamente en el mapeo geomecánico del macizo rocoso y en la revisión de la información de los taladros perforados en la zona de estudio, esta labor nos permitió correlacionar la información geológica con una caracterización geomecánica del macizo rocoso. Se pudo identificar, tanto del mapeo geomecánico superficial como del la revisión de taladros geológicos, hasta tres tipos diferentes de alteraciones en la zona, dentro de las cuales tenemos:

- **Sílice Masiva:** Material muy competente y de texturas variadas, relacionadas a un cambio notable de su resistencia intacta. Este tipo de alteración fue dividido en tres grupos según su resistencia intacta, que va desde una roca con un ISRM=R4, pasando por un ISRM=R5, hasta un ISRM=R6 (UCS>250Mpa.). Los ensayos de carga puntual,

determinaron valores promedio para el cuerpo de SM “Extremadamente Dura” (R6) de UCS=280 Mpa.; para el cuerpo de SM “Muy Dura” (R5) de UCS=220 Mpa y para el cuerpo de SM “Dura” (R4) de UCS=98 Mpa. La zonificación realizada, a partir de la interpretación geológica y geomecánica, indica que el cuerpo de SM “Extremadamente Dura” (R6), va reduciendo su extensión en profundidad, mientras que los cuerpos de SM “Muy Dura” (R5) y “Dura” (R4), van creciendo en extensión en profundidad.

- **Sílice Granular 2(dura-suave):** Material cuya resistencia intacta indica una clasificación ISRM de “Dura” (R4). Está asociado a inyecciones de Sílice, que le dan una mayor resistencia intacta, alcanzando un R5 en la escala ISRM. Este cuerpo aflora en pequeñas áreas en las partes altas (nivel 4050), y a profundidad va creciendo, alcanzando su mayor extensión debajo del Nivel 3970. En algunas zonas pero de poca extensión es probable que aflore un material de competencia media que alcanza un ISRM=R3 con un UCS promedio de 48 Mpa.

- **Sílice Granular 3:** Material poco competente, con un ISRM=R0, sus características físicas hacen imposible asignarle un valor de UCS, ya que se presentan totalmente alterados y lixiviados, con un aspecto similar a una arena de playa. Aflora principalmente en niveles inferiores al 3960 y va asociado a una Sílice Granular suave.

En la Tabla N° 5.1 se puede observar la relación entre la resistencia a la compresión y la dureza de la roca, que se uso para esta clasificación.

Tabla N° 5.1. Relación entre Dureza y Resistencia a la Compresión Uniaxial (ISRM, 1981)

ISRM	UCS (Mpa)	Clasificación
<b>R6</b>	> 250	Extremadamente Dura
<b>R5</b>	100 - 250	Muy Dura
<b>R4</b>	50 - 100	Dura
<b>R3</b>	25 - 50	Media
<b>R2</b>	5 - 25	Débil
<b>R1</b>	1 - 25	Muy Débil
<b>R0</b>	0.25 - 1	Extremadamente Débil

Finalmente, incluyendo la relación entre dureza y resistencia a la compresión, se ha obtenido el siguiente cuadro.

Tabla N° 5.2: Propiedades Geomecánicas de Rocas presentes en MYSRL.

MINA	ROCA	UBICACIÓN	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN USC (Mpa)	ISRM	DENSIDAD (gr/cc)	RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (Mpa)	MÓDULO DE YOUNG E (Gpa)	MÓDULO DE POISSON $\lambda$
CHAQUICOCHA	Sílice Masiva 1	Parte baja (Fase 1)	98	R5	2.55	8	26	0.31
	Sílice Masiva 2	Cristina (Fondo de tajo)	220	R6	2.55	19	26	0.3
	Sílice Masiva 3	Cristina (Parte superior)	280	R6	2.55	25	26	0.0

### 5.1.2. Parámetros de diseño de malla

En la zona de Chaquicocha, zona Cristina se comenzó a disparar en el banco 4080 con detonadores de retardos pirotécnicos, utilizando retenedores de taco con el siguiente diseño de malla de perforación:

Tabla N° 5.3: Parámetros de diseño de malla de perforación.

TIPO DE MALLA	Ø	Altura	B (m.)	S (m.)	S/P (m.)
<i>Producción</i>	10 5/8"	10	7.4	8.5	1.7

### 5.1.3. Parámetros de Voladura

El carguío se realizó con un Anfo Pesado HA-55

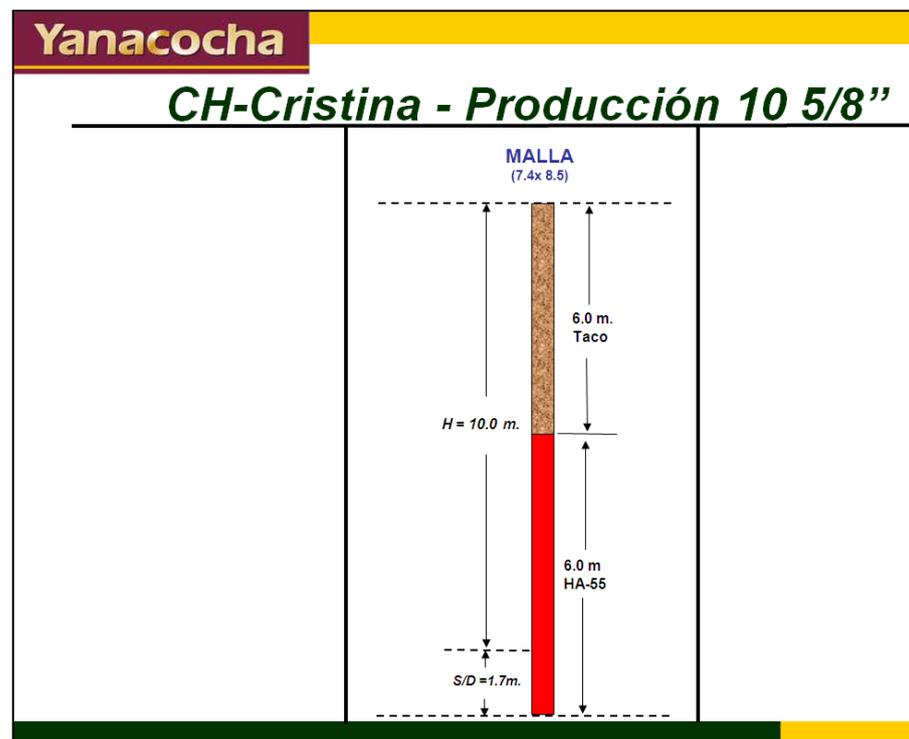


Figura 5.1. Esquema de la distribución de carga explosiva en el taladro

## **5.2. ANÁLISIS DE LA PROBLEMÁTICA.**

A raíz de la baja productividad de los equipos, sobretodo en el tajo de Chaquicocha zona Cristina (Dureza mayor a 280Mpa) debido a los frentes duros y bolonería en la zona disparada, se plantea el uso de detonadores electrónicos debido a su versatilidad y exactitud en cuanto a la programación de los tiempos para el diseño de la voladura.

Con el uso de los detonadores electrónicos se puede controlar mejor la energía producida de los explosivos evitando el traslape de taladros fuera de secuencia que se produce con los detonadores pirotécnicos por tener este una dispersión de aproximadamente 3%.

## **5.3. OBJETIVOS PROPUESTOS**

### **5.3.1. FRAGMENTACIÓN**

Utilizando los detonadores electrónicos garantizar una buena fragmentación en la zona donde existe problemas de voladuras secundarias por ejemplo en el tajo de Chaquicocha, zona de Cristina donde la roca es extremadamente dura ( UCS > 280Mpa).

### **5.3.2. SEGURIDAD**

Evitar tener tiros quedados, siendo estos un gran problema de seguridad y en la productividad.

### **5.3.3. PRODUCTIVIDAD PALAS**

Mejorar el rendimiento de las palas (Ton/hr) por efectos de la voladura electrónica al mejorar la fragmentación de roca.

## **5.4. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.**

### **5.4.1. FASE PRELIMINAR.**

#### **5.4.1.1. Simulación de diseños de Perforación y Voladura.**

El principal problema se encuentra en el tajo Chaquicocha debido a la dureza que presenta la roca en esta zona y a los problemas que conlleva la bolonería y las voladuras secundarias. Para la simulación de diseños de Perforación y Voladura se realizará variaciones en los parámetros de perforación tales como el burden, espaciamiento, altura de banco, sobreperforación.

Luego de acuerdo a las propiedades geomecánicas de la zona se elegirá el tipo de explosivo a usarse de tal manera no afecte a la productividad de los equipos de carguío y acarreo.

También son importantes las mediciones de la velocidad de Detonación y densidades de las mezclas explosivas a utilizar que va relacionado con la altura del taco que ayuda a un buen confinamiento del taladro.

#### **5.4.1.2. Secuencia de las pruebas**

Se realizará las pruebas en la zona de Cristina Fase 2 bancos 4080, 4050, 4040 y 4030, en donde la roca presenta dureza mayor a 280 Mpa. Las pruebas comenzaron en diciembre del 2007. La etapa de pruebas en Chaquicocha zona Cristina se realizó hasta mayo del 2008 donde se obtuvo mayor cantidad de datos para una mejor conclusión.

Los diseños de mallas fueron realizados teniendo como base el mapeo geomecánico del cerro Cristina ver [anexo..](#)

#### **5.4.2. FASE ANÁLISIS DE LA INFORMACIÓN.**

En esta fase se analizaron los parámetros de perforación diseñados y las mediciones realizadas de Velocidad de Detonación y de Densidades.

Utilizando el Software Power Sieve se realiza en análisis de la Fragmentación de las Voladuras.

Con la Ayuda del Dispatch se Obtiene información de la productividad de la Pala (Dig Rate), asociada a las voladuras realizadas.

También se realizó filmaciones del carguío de la pala, y por medio de un software llamado Prodig se puede estimar el tiempo de excavación (Dig time).

#### **5.4.3. FASE INTERPRETACIÓN.**

En esta fase se realiza la interpretación de los cuadros de las diferentes pruebas y se realiza un análisis de costo donde se evalúa los costos de Perforación, Voladura y los beneficios en cuestión de productividad del uso de los detonadores electrónicos y si es factible seguir utilizando este tipo de detonadores “caros”.

### **5.5. EQUIPOS Y SOFTWARES UTILIZADOS.**

#### **5.5.1. HARDWARE SISTEMA ELECTRÓNICO.**

El sistema electrónico i-kon tiene entre sus principales componentes el detonador electrónico, el Logger, el blaster, a continuación se describe las características de dichos componentes.

##### **5.5.1.1. Características del hardware básico del sistema i-kon.**

###### **a ) Detonador i-kon :**

- Incorpora un chip electrónico de almacenamiento de memoria.

- Comunicación bidireccional con el resto del sistema (**Logger, Blaster**).
- ID alfanumérico único e irrepetible asignado al momento de su fabricación.
- Programable en un rango de 0 - 15.000 ms, con incrementos de 1ms.
- Mayor precisión que los sistemas tradicionales.

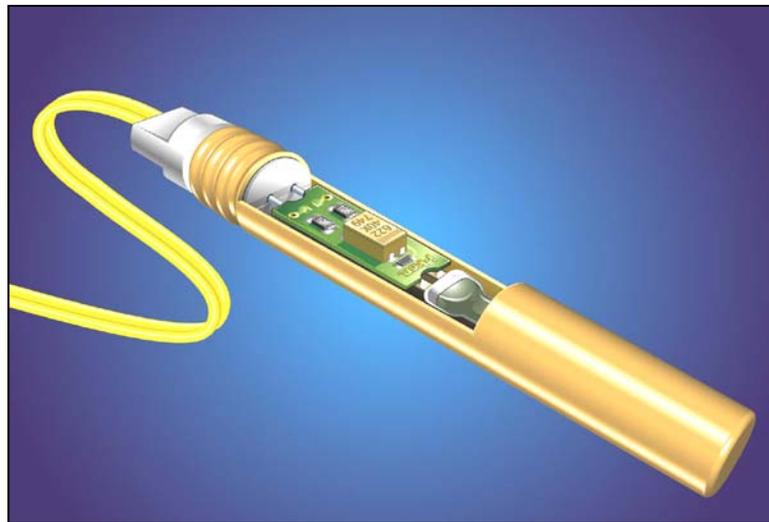


Figura 5.2 : Imagen del detonador electrónico i-kon

#### **b ) El Logger :**

Es un dispositivo portátil que almacena los números de ID de hasta 200 detonadores, también asigna a cada detonador un tiempo de retardo y un número de secuencia, durante el proceso de configuración y conexión con el detonador. Además, el **Logger** chequea por medio de un “test”, un detonador o todo el circuito, para detectar posibles fugas de corriente.



Figura 5.3 : Imagen del logger

c ) **El Blaster :**

- Es el equipo de control que inicia la voladura.
- El **Blaster 400** puede controlar hasta 2 **Loggers** (con capacidad para programar hasta 200 detonadores cada uno) conectados en paralelo a él. Por lo tanto, la capacidad total de un **Blaster 400** es de 400 detonadores.
- El **Blaster 2400** puede controlar hasta 12 **Loggers**, los que están conectados en paralelo a él, por lo tanto, la capacidad total de un **Blaster 2400** es de 2400 detonadores en una sola voladura.



Figura 5.4 : Imagen del Blaster 400 y Blaster 2400S

### 5.5.2. SOFTWARE PROBLAST.

Es un programa donde se ingresa los datos de diseño de perforación (altura de banco, burden, espaciamiento, diámetro), densidad de roca, tipo de explosivo.

Luego de ingresar los datos anteriores se puede realizar simulaciones de factor de carga y cantidad de explosivos a usar.

Blast Dynamics, Inc.		
Blast Design Evaluation		
CH-ZONA CRISTINA 4040 4030		
Production Required (tonnes)	100,000	100,000
Bench Height (m)	10	10
Hole Angle (deg)	0	0
Rock Density (g/cc)	2.5	2.5
Blastability Factor		
Enter 5 for easy, 25 for hard	ACTUAL 10 5/8"	ACTUAL 10 5/8"
<b>Bottom Charge</b>	none	none
Diameter (mm)	0	0
Density (g/cc)	0.00	0.00
Energy (cal/g)	0	0
Length (m)	0.0	0.0
Weight (kg)	0.0	0.0
<b>Column Charge</b>	40 / 60	50 / 50
Diameter (mm)	270	270
Density (g/cc)	1.2	1.31
Energy (cal/g)	825	804
Length (m)	6.0	6.0
Weight (kg)	412	450
Hole Length (m)	12.0	12.0
Burden (m)	6.0	6.0
Spacing (m)	7.0	7.0
Subdrill (m)	2.0	2.0
Decking (m)	0.0	0.0
Stemming (m)	6.0	6.0
Confinement Factor	1.27	1.19
Mass Shot (tonnes/hole)	1,050	1,050
Charge Weight (kg)	412	450
Power Factor (Kg/tonne)	0.393	0.429
Energy Factor (kcal/tonne)	324	345
<i>Difference %</i>	-100%	-100%
Blastholes	95	95
Drilling Required (m)	1,143	1,143
<i>Difference (m)</i>		0
Drill Productivity (m/shift)	300	300
Shifts Required	3.8	3.8
Performance Comments	0.0	0.0

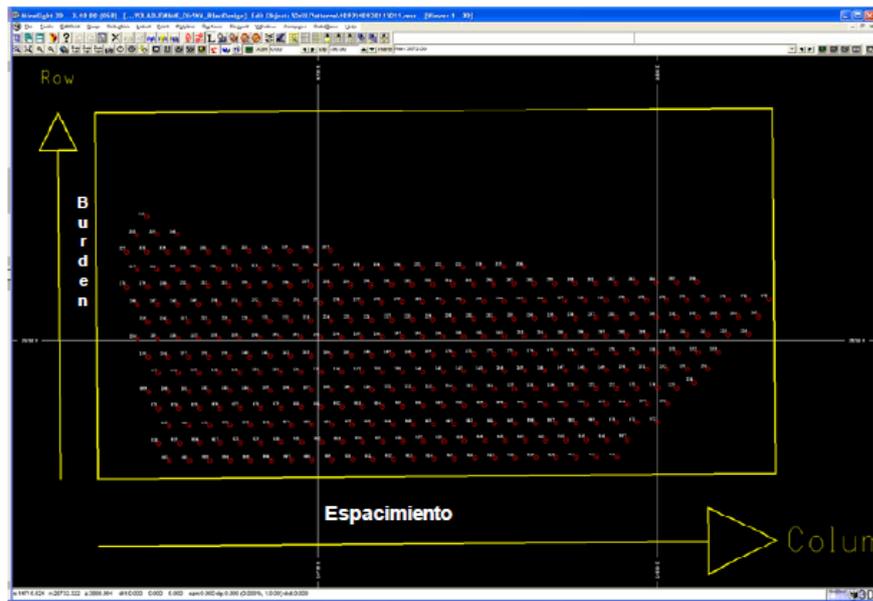
Figura 5.5 : Simulación en Problast

### **5.5.3. SOFTWARE MINESIGHT.**

Es un software que pertenece a MINTEC, el cual tiene muchas herramientas para ser utilizados en las diferentes áreas (geología, ingeniería, planeamiento, operaciones). En el área de Ingeniería-Voladura se utiliza para realizar diseños de mallas de perforación (Producción, procedimiento), los planes semanales y mensuales de perforación.

Para realizar dichos trabajos el software cuenta con información topográfica, geológica (dureza), límites de diseño de cada banco, el ángulo de banco (BFA).

Para la generación de mallas de perforación el software necesita los datos de burden y espaciamiento para luego generar las mallas triangulares o cuadradas (producción). Para realizar las mallas del procedimiento y control de paredes se tiene que generar filas paralelas, con cierto espaciamiento, a lo largo de los límites del toe (pie de talud) para luego generar los taladros a lo largo de dichas filas.



5.6: Malla de Perforación (Producción) en MineSight.

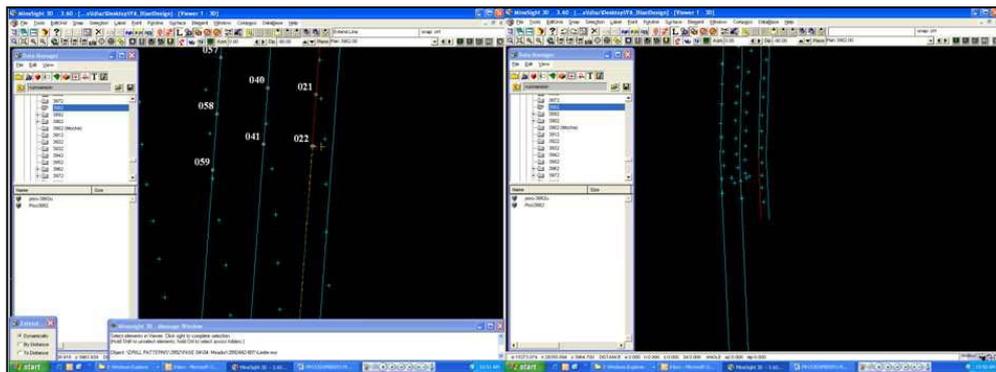


Figura 5.7: Realizando una malla de Perforación (Procedimiento) en MineSight.

#### 5.5.4. SOFTWARE PARA DISEÑO DE SECUENCIA DE INICIACIÓN.

El software Shotplus-i es el más utilizado en el sistema electrónico ikon, tiene múltiples herramientas. Para la presente investigación el shotplus fue utilizado para realizar las diferentes simulaciones de secuencias de

salidas de la voladura, así como visualizar las líneas de isotiempo, dirección de desplazamiento, variando los tiempos de diseño de acuerdo a la información del proyecto tales como el plano geotécnico, dirección de la cara libre, presencia de fallas geológicas, instalaciones cercanas, problemas de inestabilidad, presencia de pozos o piezómetros dentro o aledaño del proyecto de voladura.

Para comenzar a utilizar el programa, este importa las coordenadas topográficas del collar de los taladros a ser disparados (información topográfica del Minesight).

Luego de realizar el diseño se realiza la simulación de toda la voladura controlando que no exista acoplamiento de cargas. Seguidamente por medio de un cable de traspaso se descarga la información de los tiempos al Logger.

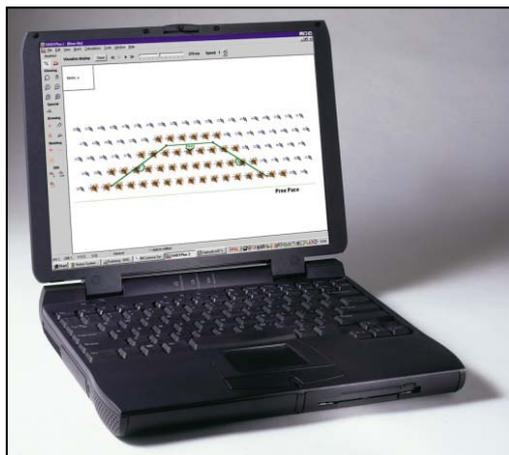


Figura 5.8 : Software básico del sistema i-kon<sup>a</sup> (SHOTPlus<sup>®</sup>)

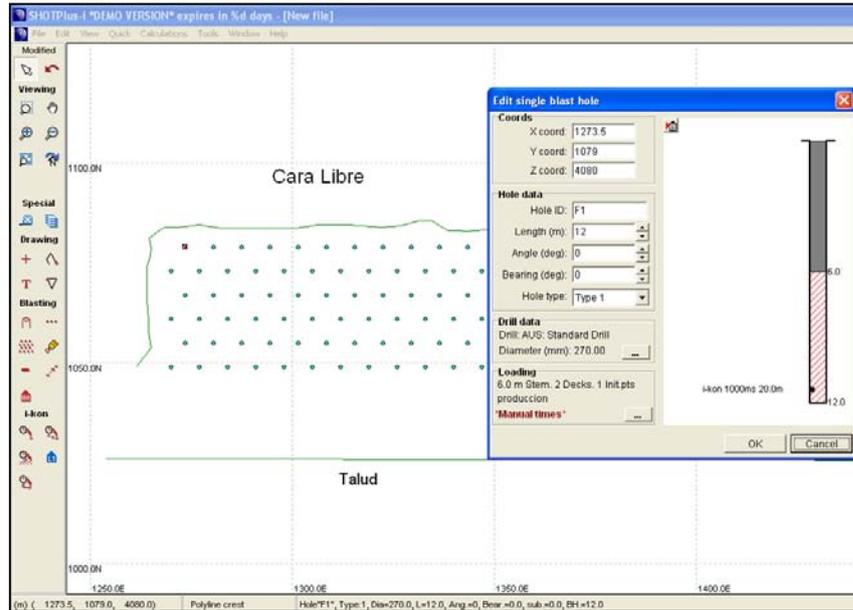


Figura 5.9 : Simulación del carguío de taladros en el shot plus-i



Figura 5.10 : Líneas de isotiempo del proyecto de voladura.

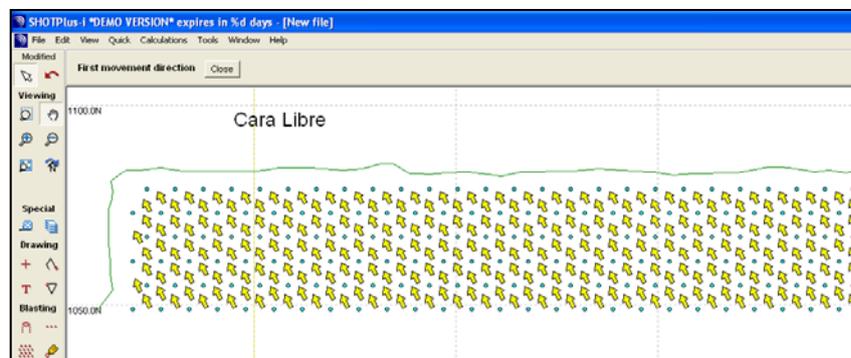


Figura 5.11 : Dirección de desplazamiento.



Figura 5.12 : Simulación de la voladura taladro por taladro.

### 5.5.5. EQUIPO PARA MEDIR VELOCIDAD DE DETONACION.

Es un equipo que sirve para medir la velocidad de detonación (VOD) de las mezclas explosivas dentro del taladro. Para esto cuenta con un canal para medir uno o varios taladros, trabaja con resistencias de 50 a 3000 ohmios.

Esta prueba nos permite analizar lo que está sucediendo dentro del taladro a partir del momento de la detonación, tales como el efecto del iniciador (cebo) como el comportamiento de la mezcla explosiva a lo largo del taladro, observando si la velocidad régimen de la mezcla está dentro del rango adecuado, caso contrario nos indica que existe problemas en la mezcla o en la operación de carguío del taladro (contaminación, presencia de agua, etc).

El equipo cuenta con las siguientes herramientas:

- Monitor Microtrap.
- Probeta con cable resistivo.
- Multitester.
- Cable coaxial R-58

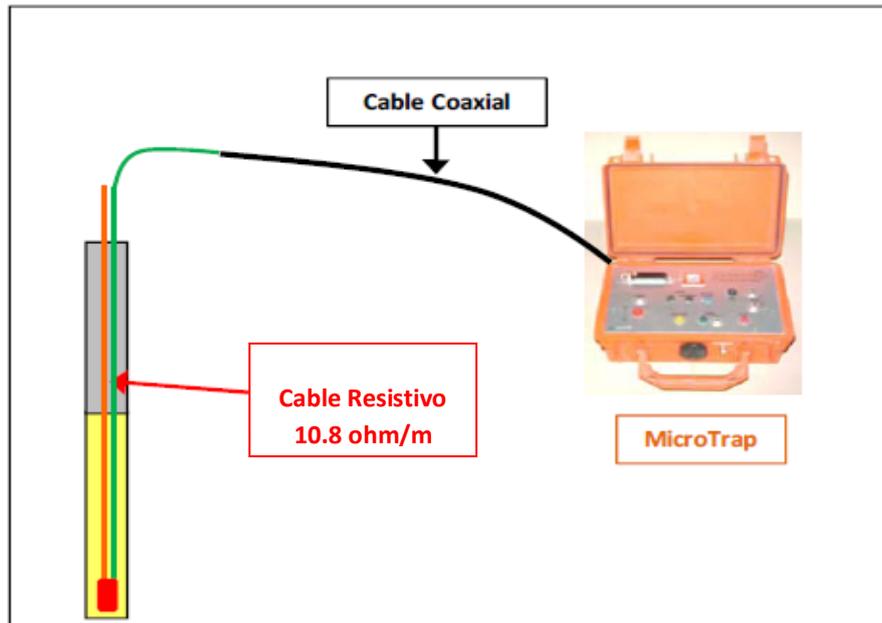


Figura 5.13 : Equipo de Medición de VOD

#### 5.5.6. POWER SIEVE.

Este software perteneciente a Orica nos permite obtener la fragmentación del frente de minado después de la voladura, por medio del análisis de fotografías tomadas del frente de minado utilizando una pelota con una medida exacta que sirve como escala.

Este Software trabaja con modelos predictivos de la fragmentación correspondientes a Kuznetsov y Rosin Rammler.

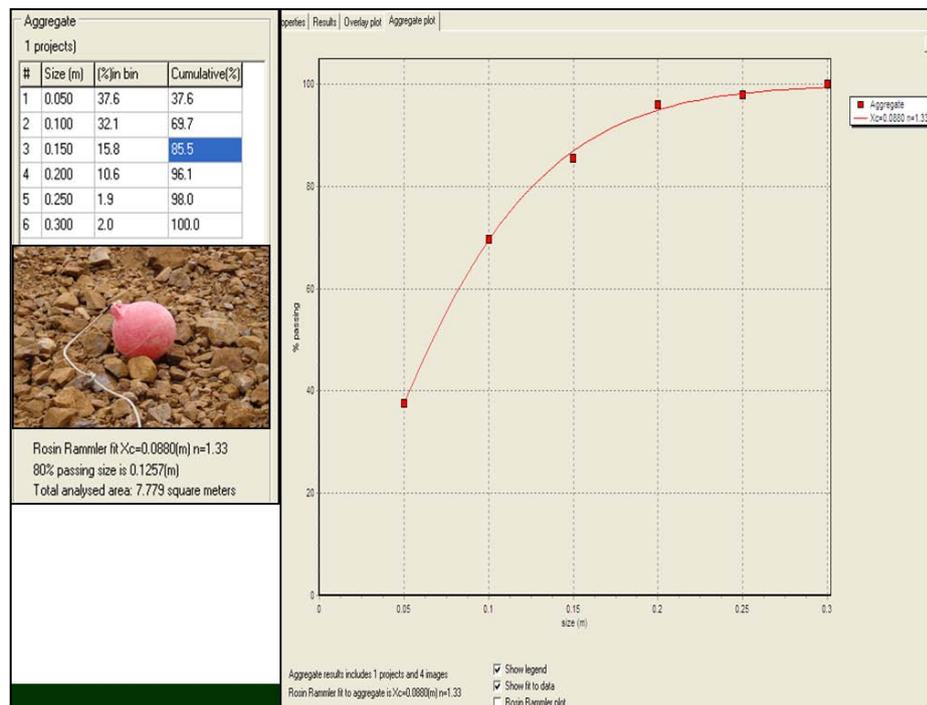


Figura 5.14 : Imagen del análisis de fragmentación realizado por el Powersieve.

### 5.5.7. DISPATCH.

Dispatch es un sistema de Administración Minera, que emplea tecnología moderna en comunicaciones, GPS (Sistema de Posicionamiento Global) y sistemas computacionales que manejan toda la información histórica y en tiempo real de la operación minera, proporcionando asignaciones óptimas y automáticas para camiones de acarreo. Permitiendo incrementar el tiempo efectivo de trabajo de palas y camiones.

Esta Herramienta nos permite hallar el rendimiento de los equipos de carguío (Di grate).

## 5.6. DISEÑOS DE INICIACIÓN REALIZADOS.

### 5.6.1. Tiempos usados en voladura con el sistema electrónico i-kon.

Los tiempos usados en el sistema de iniciación electrónica depende de los resultados que se quiere generar, es este caso nuestro principal problema es la fragmentación, por lo tanto, se necesita utilizar un tiempo entre taladros en el cual las ondas interactúen para fracturar a la roca por tensión, ya que la roca se quiebra por tracción con la décima parte de esfuerzo de compresión.

Los tiempos son calculados considerando el diagrama de Lagrange en el cual se utiliza la siguiente forma práctica para hallar el tiempo de retardo entre taladros:

$$T_r = \left[ \frac{S}{V_p} \right] \times 2500$$

Donde:

$T_r$  = Tiempo entre taladros (ms).

$S$  = Espaciamiento entre taladros (m).

$V_p$  = Velocidad de la onda P (m/s).

De acuerdo al diagrama de Lagrange los valores de tiempos entre taladros están en los rangos menores a 5ms. En la práctica se realizaron pruebas, y este tiempo se fue ajustando llegando a 2 ms. el cual dio mejores resultados de fragmentación.

Este intervalo de tiempo **no** sería posible con el uso de detonadores no eléctricos de retardo pirotécnico porque no se fabrica para estos tiempos cortos y además presenta dispersión de tiempo. La flexibilidad en la programación de tiempos es una de las ventajas del sistema electrónico i-  
kon.

El tiempo utilizado entre filas de taladros se fue variando desde 100 a 180 ms., este tiempo ayuda al desplazamiento de material volado, para así evitar los frentes amarrados.

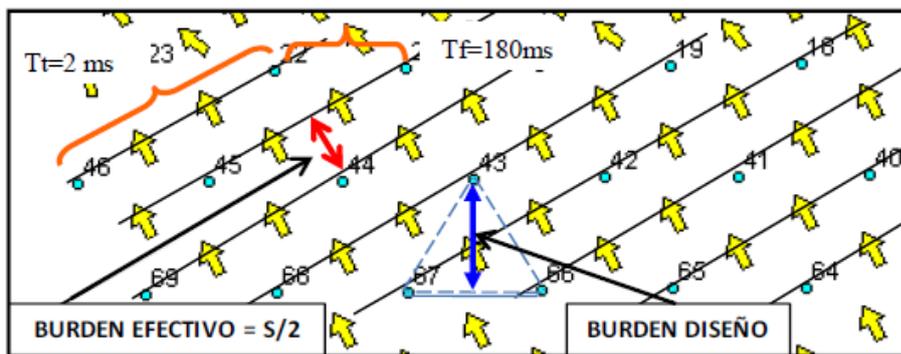


Figura 5.15 : Tiempos y desplazamiento usando detonadores electrónicos.

### 5.6.2. Secuencia de Iniciación realizadas.

Utilizando el sistema electrónico se puede realizar diferentes secuencias de iniciación, esto varía respecto a las necesidades de la mina, necesidades como mejorar la fragmentación, cuidado de daños a los taludes, control de dilución, etc.

De acuerdo a la problemática de mala fragmentación el sistema electrónico permite generar un burden efectivo mucho menor al burden de diseño. Esto se logra realizando una secuencia en filas paralelas utilizando el espaciamiento efectivo (diagonal larga) entre los taladros.

A continuación un ejemplo de un diseño de voladura realizado con el software shotplus-i de Orica, donde se aprecia los isotiempos entre filas.

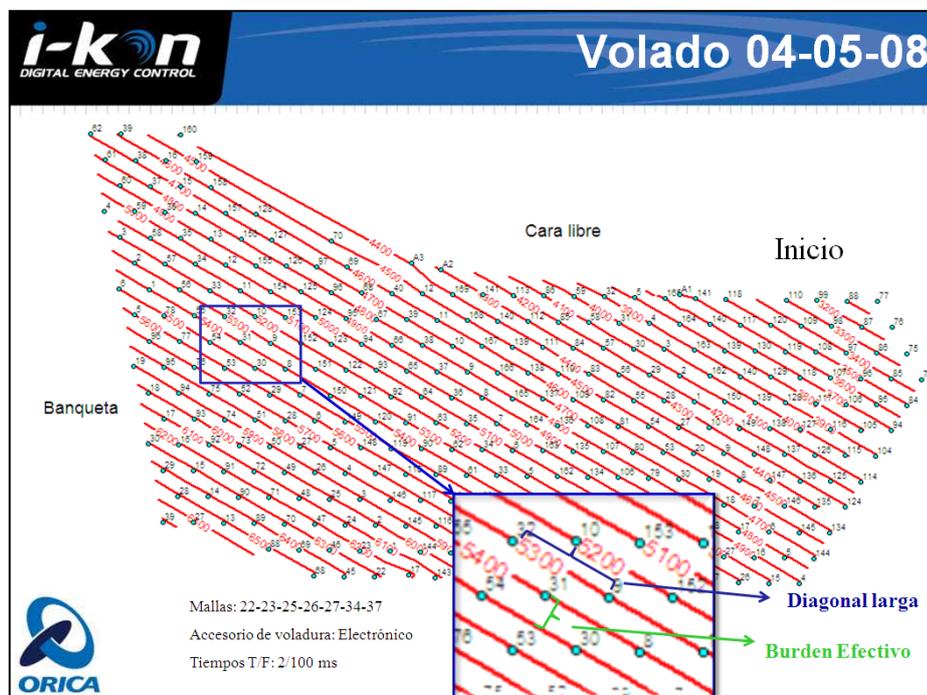


Figura 5.16 : Isotiempos de un diseño de voladura (Sistema electrónico).

## CAPÍTULO VI : RESULTADOS DE LAS PRUEBAS

### 6.1. DISEÑOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Concerniente al diseño de malla y tipo de explosivo entre diciembre del 2007 y febrero del 2008 hubo 3 etapas principales que son:

#### 6.1.1. Etapa uno.

Se redujo la malla a 6.5 x 7.5 para una altura de banco de 10m, utilizando una mezcla HA-46, en la tabla siguiente se detalla dicho cambio.

Tabla 6.1. Parámetros de diseño de Perforación y Voladura etapa uno

Parámetros de Perforación		Parámetros de Voladura	
Altura de Banco (m.)	10	Tipo Explosivo	HA-46
Diámetro (pulg.)	10 5/8	Kgs. de Explosivo/ tal.	398
Burden (m.)	6.5	Taco (m)	6
Espaciamiento (m.)	7.5	Retenedor de taco	Si
Sobreperforación (m.)	2	Factor de Carga (Kg./tn)	0.327

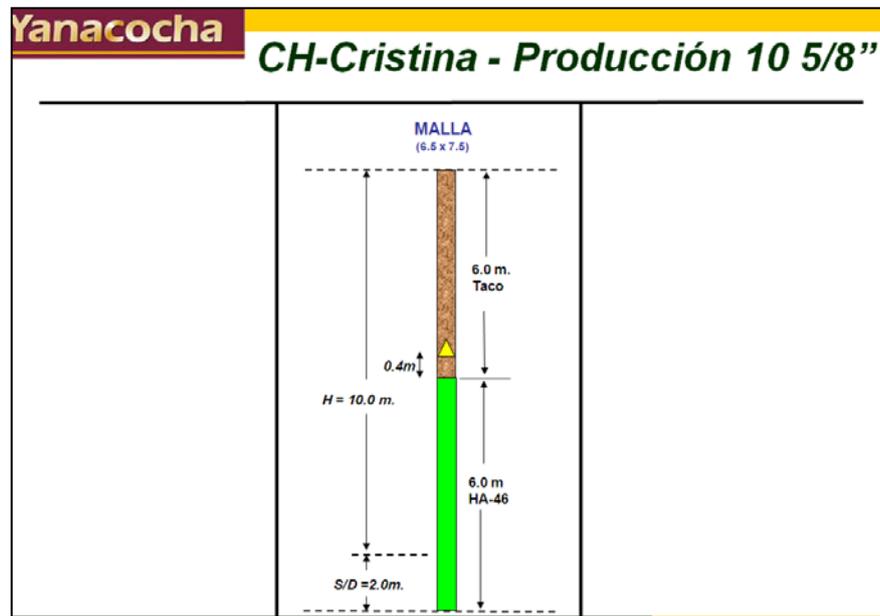


Figura 6.1. Distribución de la mezcla explosiva HA-46 de acuerdo a diseño.

### 6.1.2. Etapa dos.

Se amplió la altura de banco a 15 metros con un burden de 6 metros y un espaciamiento de 7 metros.

Tabla 6.2. Parámetros de diseño de Perforación y Voladura etapa dos

Parámetros de Perforación		Parámetros de Voladura	
Altura de Banco (m.)	15	Tipo Explosivo	HA-55
Diámetro (pulg.)	10 5/8	Kgs. de Explosivo/ tal.	787
Burden (m.)	6	Taco (m)	6
Espaciamiento (m.)	7	Retenedor de taco	Si
Sobreperforación (m.)	2	Factor de Carga (Kg./tn)	0.500

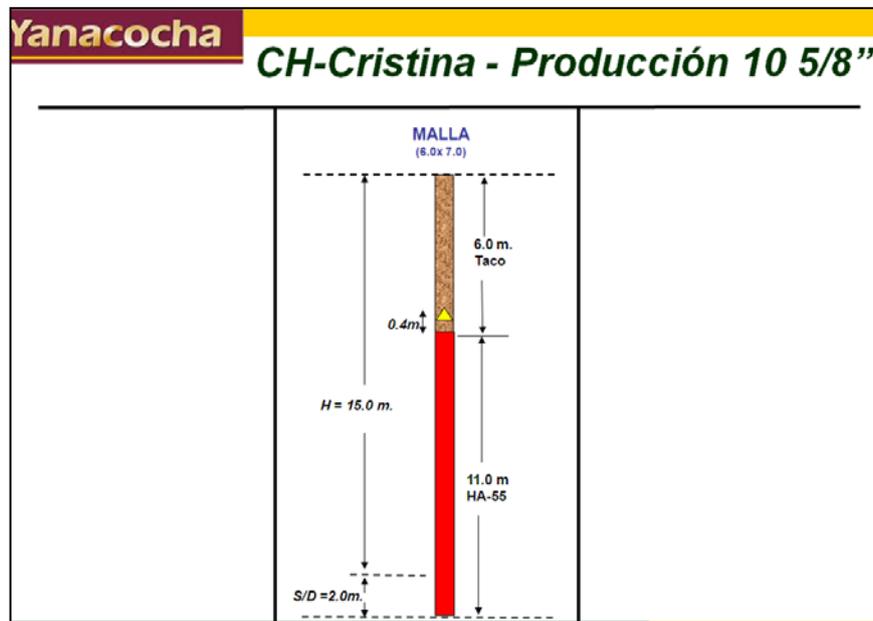


Figura 6.2. Distribución de la mezcla explosiva HA-55 de acuerdo a diseño.

### 6.1.3. Etapa tres.

En esta etapa se regreso a la altura de banco de 10 metros, reduciendo aun más el burden y espaciamento a 5.63 y 6,5 metros respectivamente

Tabla 6.3. Parámetros de diseño de Perforación y Voladura etapa tres

Parámetros de Perforación		Parámetros de Voladura	
Altura de Banco (m.)	10	Tipo Explosivo	HA-55
Diámetro (pulg.)	10 5/8	Kgs. de Explosivo/ tal.	429
Burden (m.)	5.63	Taco (m)	6
Espaciamento (m.)	6.5	Retenedor de taco	Si
Sobreperforación (m.)	2	Factor de Carga (Kg./tn)	0.469

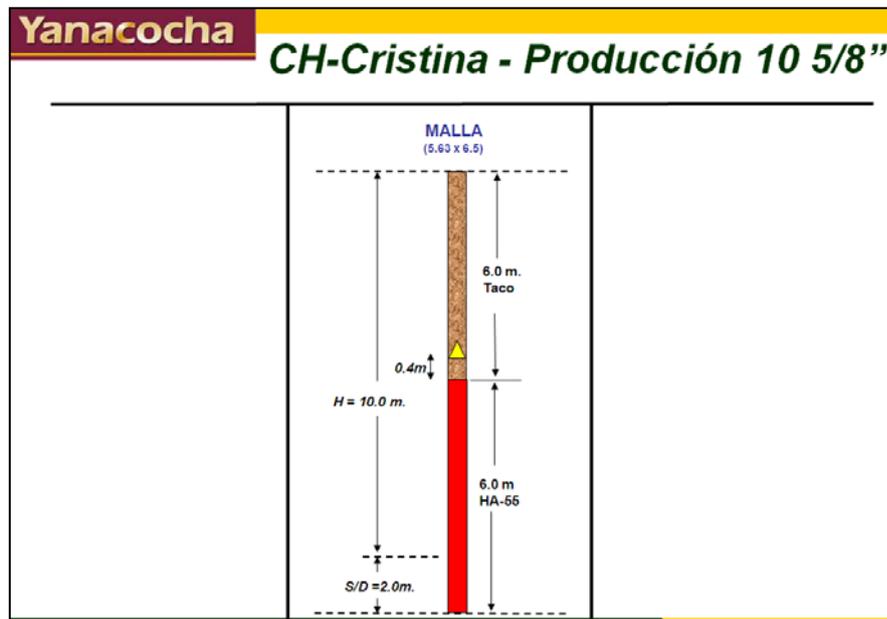


Figura 6.3. Distribución de la mezcla explosiva HA-55 de acuerdo a diseño.

De acuerdo al cook book (Diseño del Área de Perforación y Voladura) se realizó una tabla de los diseños de perforación y voladura considerando la dureza de la roca.

Tabla 6.4. Diseño de Perforación y Voladura de la producción en el Tajo Chaquicocha

Rock Type	Drill Pattern							Explosives Product						
	Subdrill (m.)	Hole Length (m.)	Stemming (m.)	Hole Dia. (pulg.)	Spacing (m.)	Burden (m.)	dmt / hole (tonnes)	Type	Density (g/cc)	Air Deck	Length (m.)	kg/hole	kg/dmt	Retainer
Soft	2.0	12.0	5.5	10 5/8	8.50	7.36	1377	HA-37	1.00	0.0	6.5	372.03	0.270	NO
Medium	2.0	12.0	5.5	10 5/8	8.50	7.36	1439	HA-46	1.20	0.0	6.5	446.44	0.310	NO
Hard	2.0	12.0	6.0	10 5/8	7.50	6.50	1198	HA-55	1.30	0.0	6.0	446.44	0.373	SI
Very Hard	2.0	12.0	6.0	9 7/8	7.00	6.06	1082	HA-55	1.30	0.0	6.0	385.64	0.356	SI
Very Hard	2.0	12.0	6.0	10 5/8	7.00	6.06	1082	HA-55	1.30	0.0	6.0	446.44	0.413	SI

Tabla 6.5. Diseño de Perforación y Voladura del Procedimiento en el Tajo  
 Chaquicocha

Cristina														
Rock Type	Drill Pattern							Explosives Product						
	Subdrill (m.)	Hole Length (m.)	Stemming (m.)	Hole Dia. (pulg.)	Spacing (m.)	Burden (m.)	dmt / hole (tonnes)	Type	Density (g/cc)	Air Deck	Length (m.)	kg/hole	kg/dmt	Retainer
Soft	0	10	7.0	9 7/8	6.0	3.0	396	ANFO	0.78	0.0	3.0	115.69	0.292	NO
	0	10	4.5	9 7/8	7.0	6.0	924	ANFO	0.78	0.0	5.5	212.10	0.230	NO
	0	10	4.5	9 7/8	7.0	6.0	924	ANFO	0.78	0.0	5.5	212.10	0.230	NO
Medium	1	11	5.5	9 7/8	6.0	3.0	414	HA-37	1.00	3.0	2.5	123.60	0.299	NO
	0	10	4.5	9 7/8	7.0	6.0	966	ANFO	0.78	0.0	5.5	212.10	0.220	NO
	0	10	4.5	9 7/8	7.0	6.0	966	ANFO	0.78	0.0	5.5	212.10	0.220	NO
Hard	1	11	5.0	9 7/8	3.0	3.0	221	HA-46	1.20	3.0	3.0	177.99	0.804	NO
	0.5	10.5	6.0	9 7/8	7.0	6.0	1033	HA-37	1.00	0.0	4.5	222.48	0.215	SI
	0.5	10.5	6.0	9 7/8	7.0	6.0	1033	HA-37	1.00	0.0	4.5	222.48	0.215	SI
Very Hard	1	11	4.5	9 7/8	3.0	3.0	230	HA-46	1.20	3.0	3.5	207.65	0.905	NO
	0.5	10.5	5.0	9 7/8	6.5	5.5	912	HA-46	1.20	0.0	5.5	326.31	0.358	SI
	0.5	10.5	5.0	9 7/8	6.5	5.5	912	HA-46	1.20	0.0	5.5	326.31	0.358	SI

## 6.2. MEDICIÓN DE LA VELOCIDAD DE DETONACIÓN.

La densidad de la emulsión fabricada en la planta de Yanacocha tiene una densidad de 1.29 [gr/cc]  $\pm$ 2%. Esta densidad es debido a sus componentes que le dan una mayor duración a la emulsión ya que tiene que recorrer grandes distancias antes de llegar a Yanacocha.

En la Tabla N° 6.4 se puede apreciar las propiedades de los productos explosivos usados en Minera Yanacocha, esta tabla es muy usada por los ingenieros de Voladura cuando se realiza la prueba de Velocidad de Detonación.

Tabla N°6.6 Propiedades principales de las mezclas explosivas en Minera Yanacocha

EMULSION FABRICADA EN PLANTA YANACOCHA								
PROPIEDADES DE LOS PRODUCTOS EXPLOSIVOS								
PRODUCTO	DENSIDAD [gr/cc]	VELOCIDAD DE DETONACION [mt/seg]	POTENCIA ABSOLUTA EN PESO "ENERGIA"	POTENCIA RELATIVA EN PESO RWS (%)	POTENCIA ABSOLUTA EN VOLUMEN ABS (cal/cc)	POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN RBS (%)	RESISTENCIA AL AGUA	DIAMETRO CRITICO (pulg)
	Rangos		cal/gr					
ANFO	(0,757 - 0,803)	3800 - 4450	910	100	710	100	NULA	> 1.5
HA - 37	(0,960 - 1,019)	4750 - 5100	844	92.74	827	117	MALA	> 4
HA - 46	(1,127 - 1,173)	4900 - 5350	825	90.66	990	139	MALA	> 4.5
HA - 55	(1,225 - 1,275)	5150 - 5400	804	88.31	1049	148	REGULAR	> 4.5
HA - 64	(1,261 - 1,299)	4400 - 4800	770	84.56	1012	143	BUENA	> 5
Nitrato A.	(0,737 - 0,767)							
Emulsión	(1,278 - 1,330)							
Petróleo	(0,84 - 0,86)							

A continuación se presenta el resultado de las pruebas de Velocidades de Detonación de las mezclas explosivas HA-55 y HA-46:

### 6.2.1. Velocidad de Detonación del HA-55

En la Figura 6.4. se aprecia dos periodos bien marcados en los resultados de las velocidades de detonación de la mezcla explosiva HA-55. El primer periodo comprende del 4 de enero al 24 de febrero, el segundo periodo comprende del 25 de febrero al 15 de abril del 2008.

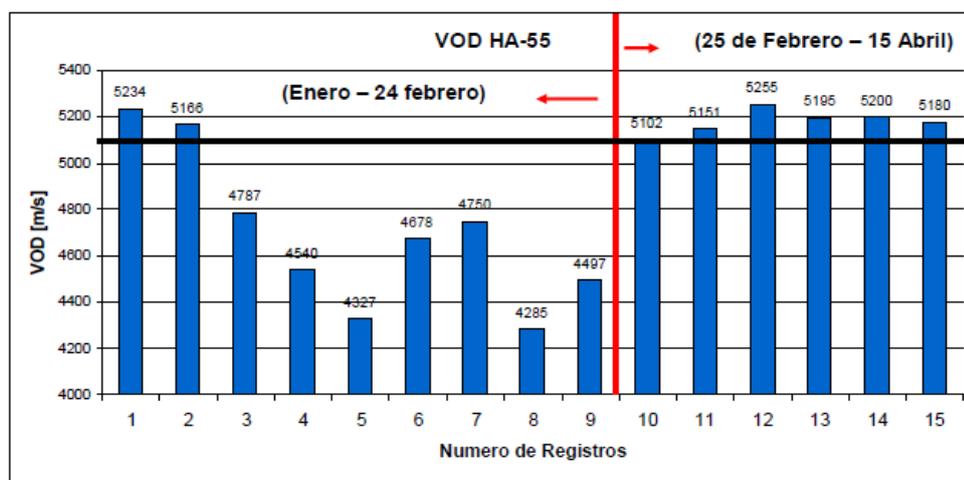


Gráfico 6.1. Velocidades de detonación del HA-55 realizado en Chaquicocha.

### 6.2.2. Velocidad de Detonación del HA-46

En la Tabla 6.4 se puede apreciar el rango de velocidades de detonación de la mezcla explosiva HA-46 para Minera Yanacocha. En el siguiente gráfico se muestra las mediciones de velocidades de detonación del HA-46 realizadas en el tajo Chaquicocha zona Cristina.

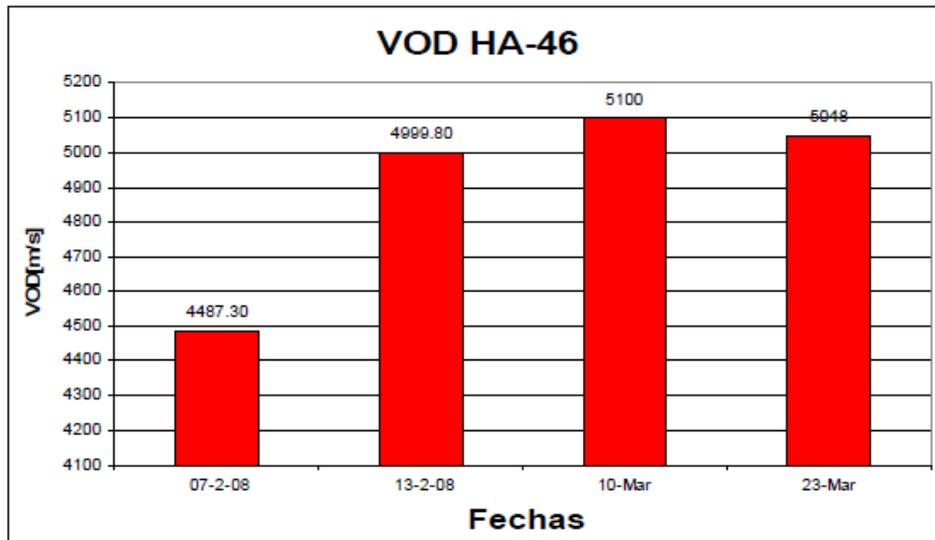


Gráfico 6.2 Velocidades de detonación del HA-46 realizado en Chaquicocha.

Los valores de velocidad de detonación del HA-55 tienen una mejoría a partir del 25 de febrero ya que los valores se encuentran dentro del rango para el HA-55 (VOD mayor a 5100 m/s).

En general para la mezcla explosiva del HA-46 los valores se encuentran dentro del rango normal. (VOD mayor a 4900 m/s y menor a 5350 m/s).

A continuación se puede observar algunos resultado de las mediciones:

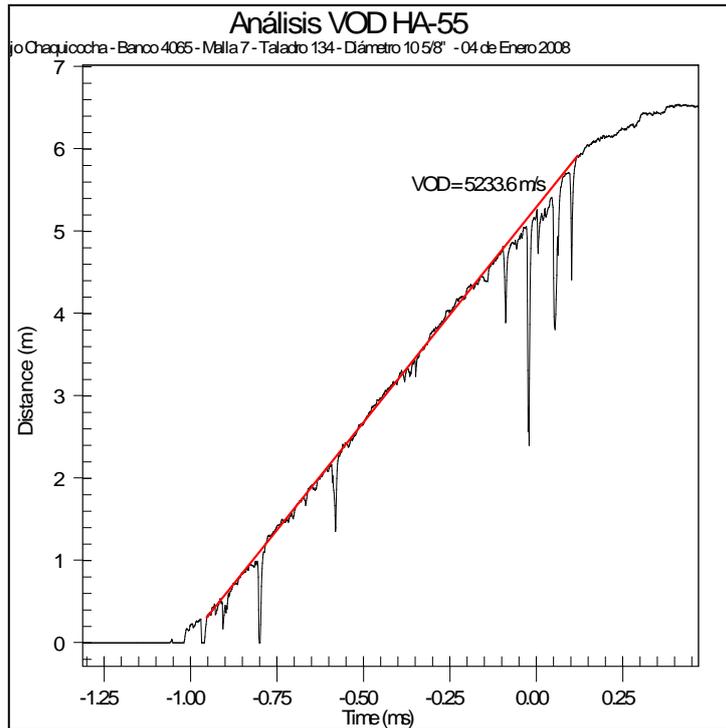


Figura 6.4. Velocidad de detonación del HA-55 realizado el 04 de enero de 2008 en Chaquicocha.

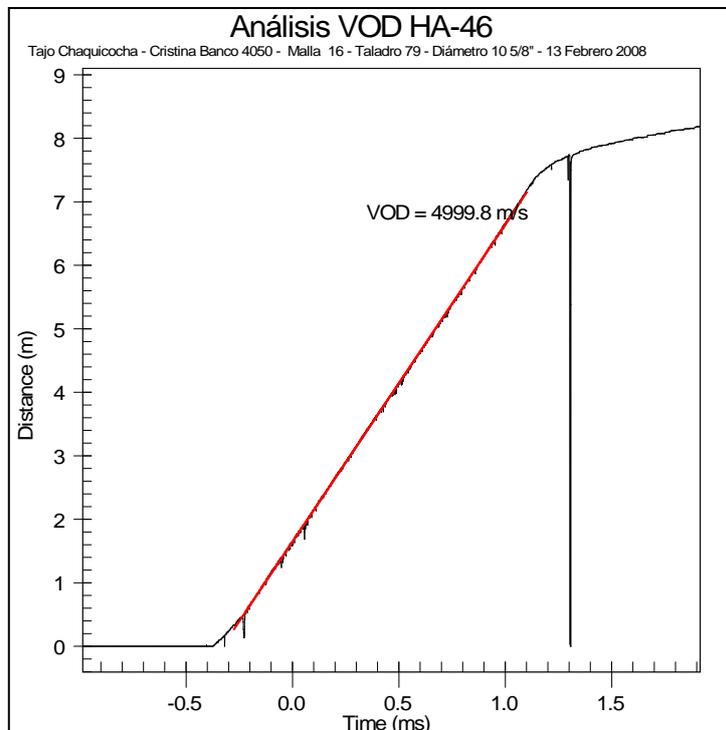


Figura 6.5. Velocidad de detonación del HA-46 realizado el 13 de febrero de 2008 en Chaquicocha.

### 6.3. ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN.

Este análisis comienza con la toma de fotos del frente de minado de un equipo de carguío, para esto se utilizó una pelota de 30cm de diámetro que sirve como escala al momento de realizar el importar las fotos al software Power Sieve de Orica.

Una vez realizado el análisis con el software, este arroja información como el P80, índice de uniformidad (n), el tamaño característico (Xc).

El P80 nos indica el tamaño del tamiz por el cual pasa el 80% de la roca.

El índice de uniformidad indica cuan uniforme son los fragmentos de roca, su valor varía entre 0.8 y 3. Cuando el índice es mayor indica fragmentación uniforme, mientras que los valores pequeños reflejan grandes cantidades de finos como de tamaños gruesos.

El índice de uniformidad puede predecirse utilizando la fórmula:

$$U = (2,2-14 X(B/D)) X ((1+(S/D))/2)^2 X (1-(E_p/B)) X (1,1)^{0,1} X (L/H)XF_m$$

Donde:

D: Diámetro de taladro expresado en milímetros (mm)

B: Burden expresado en metros (m)

S: Espaciamiento expresado en metros (m)

E<sub>p</sub>: Desviación típica error en la perforación en metros (m)

H: Altura de Banco en metros (m)

F<sub>m</sub>: Factor de malla que puede ser 1 o 1,1 dependiendo del tipo de malla que se use (en mallas triangulares es de 1.1).

El análisis de fragmentación en Chaquicocha, zona Cristina muestra que existe una mejora en la fragmentación con el uso de los detonadores electrónicos, del análisis se evidencia la mala fragmentación que se tuvo en un inicio con el uso de los detonadores no eléctricos de retardo pirotécnico.

En la tabla siguiente se puede observar el resultado de la fragmentación, teniendo valores de P80 muy grandes con el uso de detonadores no eléctricos, y un P80 menor en las voladuras con detonadores electrónicos.

Tabla N°6.7 Resumen del análisis de fragmentación realizado en Chaquicocha.

Día de Toma Muestras	Hora	Tajo	Zona	Proyecto	Fotos(und)	P80 (cm)	Tipo de Detonador
03/12/2007	07:50 a.m.	Chaquicocha	Cristina	4080-003	17	27.3	Pirotécnico
04/12/2007	08:20 a.m.	Chaquicocha	Cristina	4080-004	11	35.3	Pirotécnico
13/12/2007	11:00 a.m.	Chaquicocha	Cristina	4080-007	5	15.6	Electrónico
14/12/2007	09:00 a.m.	Chaquicocha	Cristina	4080-008	10	14.7	Electrónico
16/12/2007	08:00 a.m.	Chaquicocha	Cristina	4080-008	8	13.9	Electrónico
05/02/2008	08:00 a.m.	Chaquicocha	Cristina	4050-004	7	15.1	Electrónico
06/02/2008	08:00 a.m.	Chaquicocha	Cristina	4050-006	6	11.1	Electrónico
22/02/2008	08:00 a.m.	Chaquicocha	Cristina	4040-001	9	12.0	Electrónico

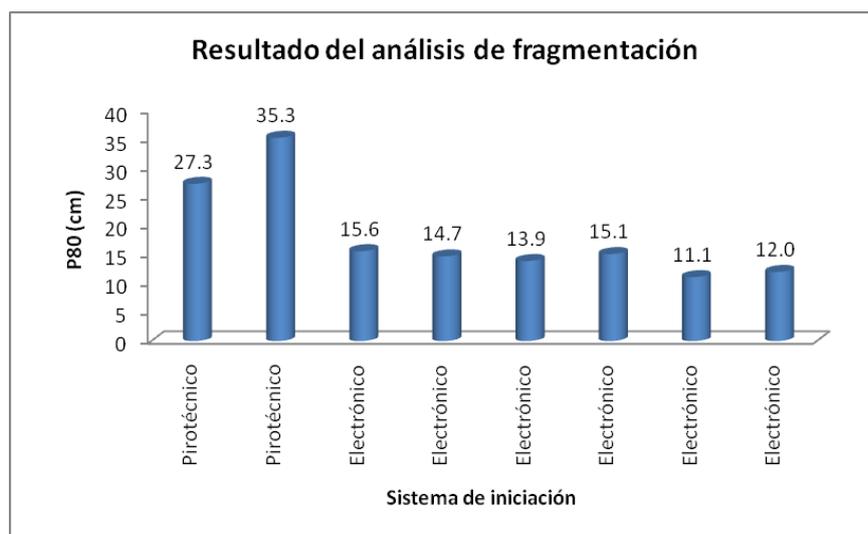


Gráfico 6.3. Resumen de los análisis de fragmentación realizado en Chaquicocha.

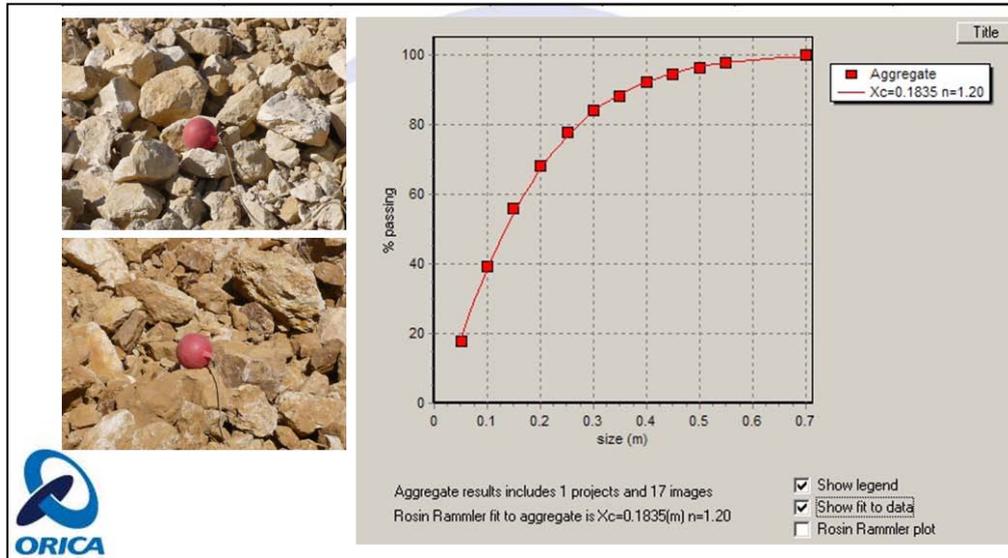


Figura 6.6. Imagen de un análisis de fragmentación de una voladura utilizando detonadores no eléctricos (Nonel)

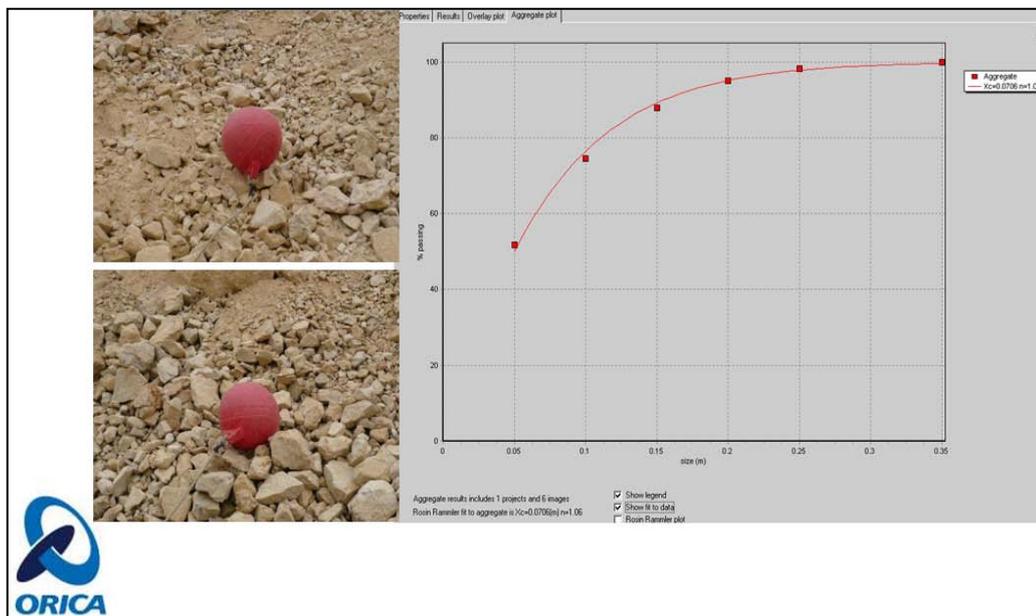


Figura 6.7. Imagen de un análisis de fragmentación de una voladura utilizando detonadores electrónicos (i-kon)

#### **6.4. VELOCIDAD DE CARGUÍO DE LA PALA (DIG RATE).**

Una de la mejor forma de medir la fragmentación de una voladura es analizando la velocidad de excavación del equipo de carguío.

En la zona de cerro Cristina, en el banco 4030, se realizó el seguimiento a dos zonas voladas con características similares en dureza de roca en donde una fue iniciada con detonadores electrónicos, y la otra con detonadores pirotécnicos. Hay que mencionar que ambas zonas tuvieron la misma malla de perforación, se cargaron los taladros con la misma mezcla explosiva, cambiando únicamente el tipo de iniciación.

En cada zona volada se identificaron los polígonos de minado (Apoyo del área de Ore Control), y en cada polígono se controlaron los tiempos a los equipos de carguío, a fin de obtener valores de Dig Rate (Velocidad de Excavación) y poder realizar un análisis comparativo de los resultados obtenidos, según se muestra en el gráfico 6.6

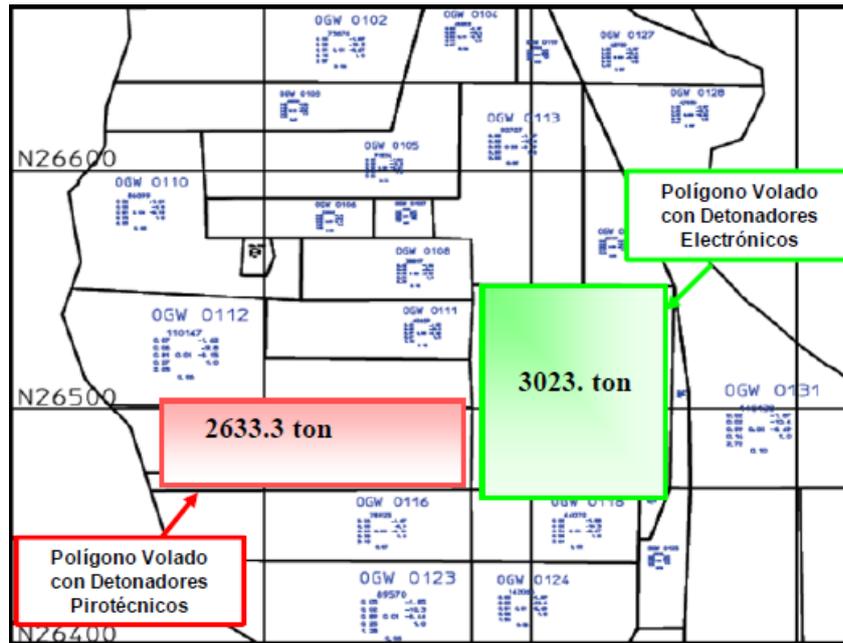


Figura 6.8. Polígonos para el control de Dig rate en Chaquicocha.

En el anexo A, tabla A.1 se aprecia el resumen de las voladuras realizadas en el banco 4030 así como sus principales parámetros de perforación y voladura. Los resultados de Dig Rate de los diferentes polígonos se muestran en los gráficos 6.4 y 6.5.

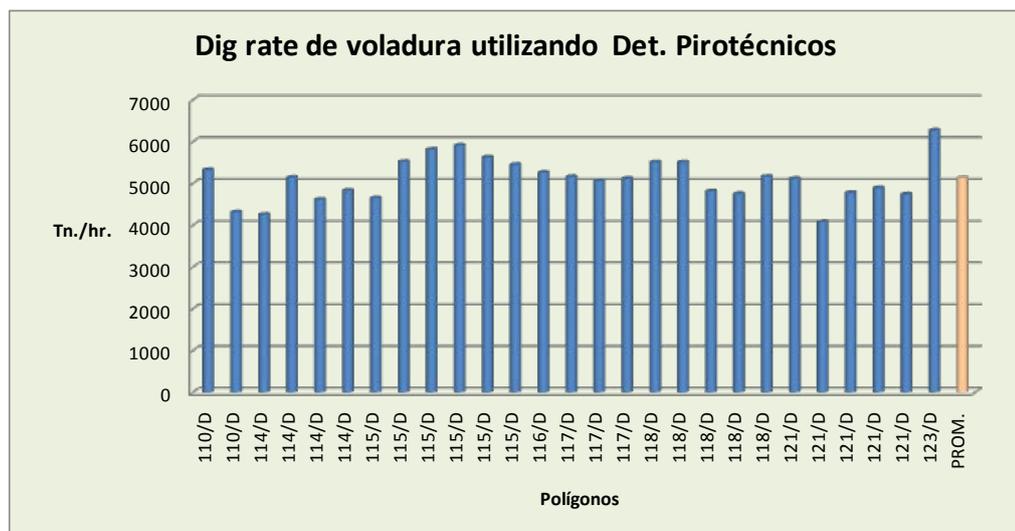


Gráfico 6.4. Dig Rate de la pala 02 asociado a voladuras con Det. Pirotécnico.

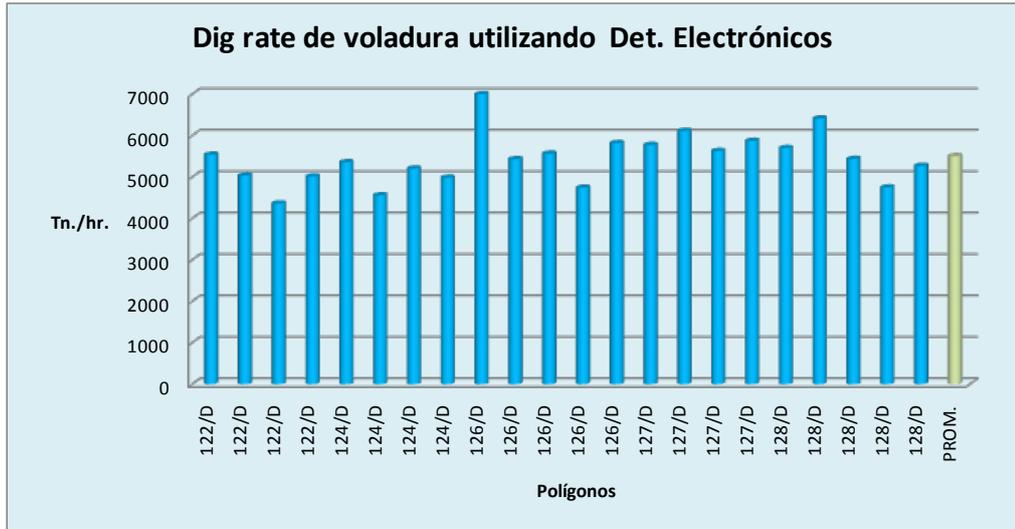


Gráfico 6.5. Dig Rate de la pala 02 asociado a voladuras con Det. Electrónico.

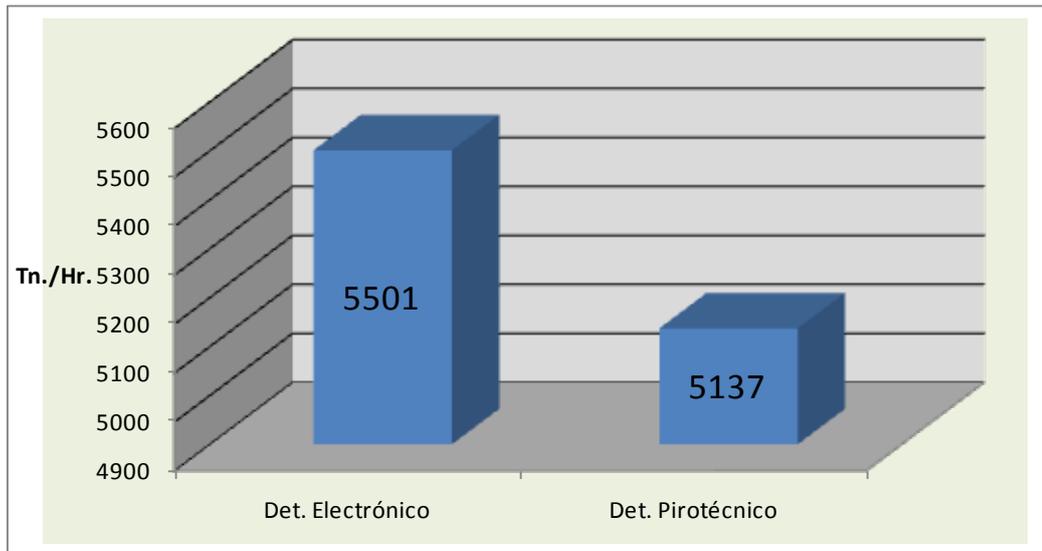


Gráfico 6.6. Dig Rate promedio de la Pala 02 en Chaquiocha- banco 4030

Se puede apreciar en gráfico 6.6 que el resultado de analizar las voladuras correspondiente a los detonadores electrónicos arroja un digrate de 5500 Tn/hr. para la pala 02; mientras que las voladuras que se realizaron con detonadores pirotécnicos arrojan un Digrate de 5137 Tn/hr.

Del análisis se puede afirmar que con el uso de los detonadores electrónicos se tuvo un rendimiento de pala de 7% mayor comparado con el uso de los detonadores pirotécnicos.

## **6.5. MEJORAS REALIZADAS A LAS PRUEBAS**

### **6.5.1. BALANCE DE OXÍGENO.**

De acuerdo a las pruebas realizadas se mejoró la fragmentación de las voladuras en el tajo Chaquicocha con el uso de los detonadores electrónicos, sin embargo se observaba voladuras con presencia de humos naranjas, correspondientes a zonas que en su mayoría fueron cargadas con HA-55 y HA-64 (taladros con agua).

Al observar la presencia de humos naranjas se dedujo que a medida que el porcentaje de emulsión aumentaba en los ANFOs pesados el balance de oxígeno se hacía más negativo ocasionando la generación de gases, un bajo VOD y por consiguiente un bajo rendimiento del explosivo. En la Tabla se describe el balance inicial que tenían las mezclas en los ANFOs pesados.

A raíz de los inconvenientes presentados se trabajó en la elaboración de una nueva fórmula para la elaboración de los ANFOs pesados que se basa en la combinación de tres materias primas las cuales son: Emulsión, Nitrato de amonio, Petróleo.

Esta nueva fórmula, ver Tabla 6.9 se comenzó a utilizar a partir del 25 de febrero del 2008.

Tabla 6.8. Balance de oxígeno de los ANFOs Pesados utilizados en Yanacocha antes del 25 de febrero del 2008

HEAVY ANFO ANTES DEL 25 DE FEBRERO											
INGREDIENTES	B.O.	HA (30/70)	B.O. (%)	HA (40/60)	B.O. (%)	HA (50/50)	B.O. (%)	HA (60/40)	B.O. (%)	HA (70/30)	B.O. (%)
EMULSION MATRIZ	-0.085	30.00	-2.56	40.00	-3.41	50.00	-4.27	60.00	-5.12	70.00	-5.97
DIESEL 2	3.3685	4.20	-14.15	3.60	-12.13	3.00	-10.11	2.40	-8.08	1.80	-6.06
NITRATO DE AMONIO	0.2000	65.80	13.16	56.40	11.28	47.00	9.40	37.60	7.52	28.20	5.64
<b>TOTAL</b>	<b>TOTAL</b>	<b>100</b>	<b>-3.55</b>	<b>100</b>	<b>-4.26</b>	<b>100</b>	<b>-4.98</b>	<b>100</b>	<b>-5.68</b>	<b>100</b>	<b>-6.39</b>

Tabla 6.9. Balance de oxígeno modificado de los ANFOs Pesados utilizados en Yanacocha a partir del 25 de febrero del 2008.

HEAVY ANFO MODIFICADO - EMULSIÓN NEUTRA											
INGREDIENTES	B.O.	HA (30/70)	B.O. (%)	HA (40/60)	B.O. (%)	HA (50/50)	B.O. (%)	HA (60/40)	B.O. (%)	HA (70/30)	B.O. (%)
EMULSION MATRIZ	-0.085	30.00	-2.56	40.00	-3.41	50.00	-4.27	60.00	-5.12	70.00	-5.97
DIESEL 2	3.3685	4.00	-13.47	3.00	-10.11	2.00	-6.74	1.50	-5.05	0.50	-1.68
NITRATO DE AMONIO	0.2000	66.00	13.20	57.00	11.40	48.00	9.60	38.50	7.70	29.50	5.90
<b>TOTAL</b>	<b>TOTAL</b>	<b>100</b>	<b>-2.83</b>	<b>100</b>	<b>-2.12</b>	<b>100</b>	<b>-1.41</b>	<b>100</b>	<b>-2.47</b>	<b>100</b>	<b>-1.75</b>

En la Tabla 6.9 se puede apreciar que se mejoró los balances de oxígeno al variar el porcentaje de petróleo en las mezclas. Con esta nueva formulación se mejoró las voladuras evitando la presencia de humos naranjas como se puede apreciar en una prueba donde se utilizaron los dos tipos de formulaciones para un HA-55.

### 6.5.1.1. Prueba de la nueva fórmula para el HA-55.

La prueba que se realizó una voladura separada por dos zonas, ambas cargadas con HA-55 pero diferenciadas en la formulación de la mezcla, en la Figura 6.9 se aprecia las zonas indicadas.

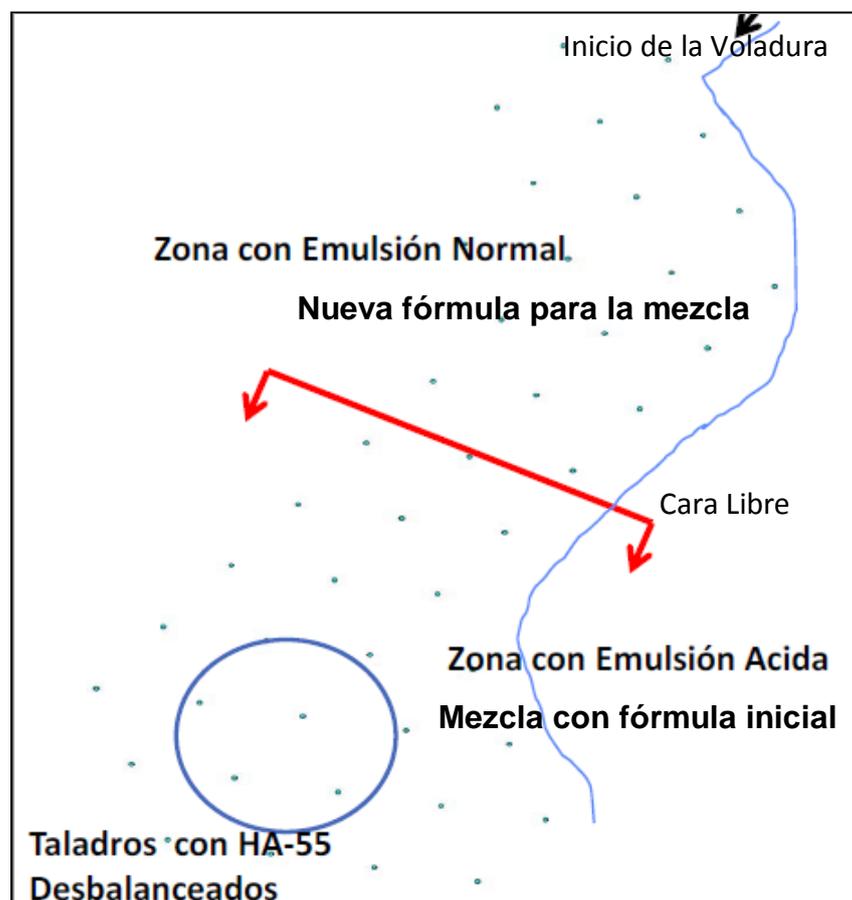


Figura 6.9. Vista en Planta de la prueba de la nueva fórmula de ANFO pesado



Figura 6.10 Imagen de la zona de prueba, antes de la voladura



Figura 6.11. Imagen en el momento de la voladura.



Figura 6.12. Resultados de la fragmentación visual.

## 6.6. ANÁLISIS ECONÓMICO.

Al ser el Dig Rate mayor, el costo de minado debería verse afectado favorablemente. En la Tabla N° 6.10 se puede apreciar la comparación de los costos de minado, donde la diferencia es de 7,98 % a favor de las voladuras electrónicas.

Tabla 6.10: Comparación Costo de Minado Chaquicocha.

TIPO DE INICIACION	Pirotécnica	Electrónica
Toneladas Polígonos	1,368,973	1,348,856
Dig Rate Ponderado Pala 02 (Ton / Hr.)	5137.31	5500.86
Diferencia Dig Rate		7.08%
Costo Horario Pala 02 (US\$ / Hr.)	350	350
Costo Total de Minado (US\$)	93,267	85,823
Costo Minado x Tonelada (US\$ / Ton)	0.068	0.064
Diferencia Costo Minado		-7.98%

Teniendo en cuenta que el costo de los detonadores electrónicos es mucho mayor que los pirotécnicos, y por ende el Costo de Voladura se incrementa, se hizo una simulación, donde se modificó la malla de perforación. Para realizar esta evaluación, se tomó el área de minado del banco 4020, como se puede apreciar a continuación:

Tabla 6.11: Información del banco de prueba

Zona de Estudio	
Área Banco 4020	101,662
Densidad (gr/cc)	2.55
Toneladas 4020	2,592,392

Se incrementaron el burden y espaciamiento aproximadamente 4.0%. La sobreperforación se mantuvo en 2.0 m., el explosivo utilizado fue HA-55 y el taco se mantuvo en 6.0 m. Las pruebas con detonadores electrónicos se realizan con back up's, es decir hay que adicionar en cada taladro un nonel, y en algunos casos un booster, esto se hace como medida de seguridad, en caso ocurra un corte en la línea descendente del detonador electrónico. Para nuestro caso sólo se tomo en cuenta un nonel adicional para cada taladro.

Tabla 6.12. Evaluación Económica & Simulación Detonadores Electrónicos en la Zona de Cristina (Chaquicocha).

DISEÑO DE PERFORACIÓN	Pirotécnica	Electrónica	Simulación Ampliación malla Electrónica
<b>DISEÑO DE PERFORACIÓN</b>			
<i>Diámetro (pulg.)</i>	10 5/8	10 5/8	10 5/8
<i>Banco (m.)</i>	10	10	10
<i>Burden (m.)</i>	6.06	6.06	<b>6.3</b>
<i>Espacimient o (m.)</i>	7	7	<b>7.3</b>
<i>Sobre perforación (m.)</i>	2	2	2
<i>Tonelada / Taladros</i>	1,082	1,082	1,173
<i>Taladros Necesarios</i>	2,397	2,397	2,211
<i>Metros a Perforar</i>	28,759	28,759	26,526
<b>Costo Total Perforación (US\$ / mt.)</b>	<b>6.77</b>	<b>6.77</b>	<b>6.77</b>
<b>Costo Total Perforación (US\$)</b>	<b>194,793</b>	<b>194,793</b>	<b>179,672</b>
<b>Costo Total Perforación x Tonelada (US\$ / Ton)</b>	<b>0.075</b>	<b>0.075</b>	<b>0.069</b>
<b>Diferencia Costo de Perforación</b>	<b>100%</b>	<b>0.00%</b>	<b>-7.76%</b>
<b>DISEÑO DE CARGUÍO</b>			
<b>TACO (Steaming)</b>			
<i>Longitud de Carga (m.)</i>	6	6	6
<i>Taco (m.)</i>	6	6	6
<i>Costo Steaming x Taladro (US\$)</i>	1.116	1.116	1.116
<b>Costo Total Steaming (US\$)</b>	<b>2,675</b>	<b>2,675</b>	<b>2,467</b>
<b>Costo Total Steaming x Tonelada (US\$ / Ton)</b>	<b>0.001</b>	<b>0.001</b>	<b>0.001</b>
<b>Diferencia Steaming</b>	<b>100%</b>	<b>0.00%</b>	<b>-7.76%</b>
<b>EXPLOSIVOS</b>			
<i>Tipo de Explosivo</i>	HA-55	HA-55	HA-55
<i>Densidad Explosivo (gr/cc)</i>	1.27	1.27	1.27
<i>Total Kg. Explosivo / Taladro</i>	436.13	436.13	436.13
<i>Total Toneladas Explosivo</i>	1,045	1,045	964
<i>Costo NA (US\$)</i>	191,590	191,590	176,718
<i>Costo Petróleo (US\$)</i>	26,026	26,026	24,006
<i>Costo Emulsión (US\$)</i>	209,045	209,045	192,818
<b>Costo Total Explosivos (US\$)</b>	<b>426,662</b>	<b>426,662</b>	<b>393,542</b>
<b>Costo Total Explosivos x Tonelada (US\$ / Ton)</b>	<b>0.165</b>	<b>0.165</b>	<b>0.152</b>
<b>Diferencia Costo Explosivo</b>	<b>100%</b>	<b>0.00%</b>	<b>-7.76%</b>
<b>ACCESORIOS</b>			
<i>Booster (US\$)</i>	5,680	5,680	5,239
<i>Nonel (US\$)</i>	4,793	4,793	4,421
<i>EZTL (US\$)</i>	4,793	-	-
<i>Línea Silenciosa (US\$)</i>	659	-	-
<i>Detonador Electrónico I-kon (US\$)</i>	-	61,112	56,369
<i>Cable de Conexión (US\$)</i>	-	970.61	895.27
<i>Cable de Disparo (US\$)</i>	-	54.76	50.51
<b>Costo Total Accesorios (US\$)</b>	<b>15,925</b>	<b>72,611</b>	<b>66,974</b>
<b>Diferencia Costo Accesorios</b>	<b>100.00%</b>	<b>355.95%</b>	<b>320.56%</b>
<b>Costo Total Voladura</b>	<b>445,261</b>	<b>501,947</b>	<b>462,983</b>
<b>Costo Total Voladura x Tonelada (US\$ / Ton)</b>	<b>0.172</b>	<b>0.194</b>	<b>0.179</b>
<b>Diferencia Costo Voladura</b>	<b>100%</b>	<b>12.73%</b>	<b>3.98%</b>
<b>Costo Total Perforación y Voladura</b>	<b>640054</b>	<b>696740</b>	<b>642655</b>
<b>Total P &amp; V x Tonelada (US\$ / Ton)</b>	<b>0.247</b>	<b>0.269</b>	<b>0.248</b>
<b>Diferencia Costo P&amp;V 100%</b>	<b>100%</b>	<b>8.86%</b>	<b>0.41%</b>

En la Tabla 6.12 se muestra la simulación realizada con la modificación de la malla de perforación, donde se aprecia que el Costo de Perforación y Voladura para el caso 1 se incrementó en 8,86%, mientras que en la simulación (aumento de la malla de perforación en un 4%), únicamente se incrementó en 0,41%.

Luego, tomando en cuenta los dig rates ponderados del banco 4030, se obtiene el Costo de Minado, teniendo en cuenta el mismo tonelaje para cada caso.

Tabla 6.13. Comparación Costo de Minado por Tipo de Iniciación & Simulación.

TIPO DE INICIACIÓN	Pirotécnica	Electrónica	Simulación
<i>Dig Rate Ponderado Pala 02 (Ton / Hr.)</i>	5137.31	5500.86	5500.86
<i>Diferencia Dig Rate</i>	100%	7.08%	7.08%
<i>Costo Horario Pala 02 (US\$ / Hr.)</i>	350	350	350
<i>Costo Total de Minado (US\$)</i>	176,617	164,944	164,944
<i>Costo Minado x Tonelada (US\$ / Ton)</i>	0.068	0.064	0.064
<i>Diferencia Costo Minado</i>	100%	-6.61%	-6.61%

Se suman los valores de los costos obtenidos en las Tablas 6.12 y 6.13, y se obtiene el Costo De Perforación & Voladura & Minado. Como se puede apreciar en la Tabla 6.14, si se incrementa la malla de perforación, se puede pagar los detonadores electrónicos.

Tabla 6.14: Comparación Costo de Perforación, Voladura & Minado por Tipo de Iniciación & Simulación.

TIPO DE INICIACIÓN	Pirotécnica	Electrónica	Simulación
<i>Costo Total Perf. &amp; Voladura &amp; Minado</i>	816,671	861,685	807,600
<i>Costo P. &amp; V. &amp; Minado x Ton. (US\$ / Ton) Diferencia</i>	0.315	0.332	0.312
<i>Costo P. &amp; V. &amp; Minado</i>	100%	5.51%	-1.11%

## CAPÍTULO VII : CONCLUSIONES

- ✓ El sistema de iniciación electrónico tiene como principal ventaja brindar seguridad ante problemas como tiros quedados, carga estática, corrientes vagabundas, sobrevoltaje, Energía de Radio Frecuencia. Esto debido a que en todo momento el sistema permite monitorear el estado de todos los detonadores.
  
- ✓ En las pruebas realizadas con los detonadores electrónicos no se presentaron tiros quedados, debido que el sistema electrónico identifica antes de la voladura si un taladro presenta algún corte (debido a la operación) y se corrige de inmediato antes del disparo.
  
- ✓ Los detonadores electrónicos presentan una dispersión de 0.1% del retardo programado en comparación de un 3% del retardo pirotécnico (nonel). Evitando así tiros fuera de secuencia, generando una mejor distribución de energía.

- ✓ De acuerdo al resultado del análisis de fragmentación se redujo el P80 hasta 11.1 cm con la utilización del sistema electrónico, teniendo inicialmente un P80 de 35.3 cm al utilizar los detonares no eléctricos (nonel).
  
- ✓ Los tiempos cortos utilizados entre taladros permiten una mejor interacción de onda entre ellos (rotura por tracción), y los tiempos largos entre filas ayudan a mejorar el desplazamiento del material volado. Esto es posible con los detonadores electrónicos.
  
- ✓ El diseño de secuencia se realizó en líneas paralela a la cara libre, utilizando las diagonales largas, para así generar un burden efectivo (la mitad del espaciamiento de diseño) que permitan que las ondas se reflejen en menor tiempo y así fragmentar mejor a la roca.
  
- ✓ La comparación que se realizó en el tajo de Chaquicocha, banco 4030 muestra un dig rate (velocidad de carguío) de la Pala de 5501 Tn/Hr. con el uso de los detonadores electrónicos frente a 5137 Tn/Hr. con el uso de los detonadores no eléctricos. Mostrando que con el uso del sistema de iniciación electrónico se obtuvo un rendimiento de 7% por encima del Sistema de Iniciación pirotécnico.
  
- ✓ Realizando una simulación con el uso de los detonadores electrónicos considerando todo el banco 4030, se llega a pagar el costo del uso de los

detonadores electrónicos al ampliar la malla de perforación en un 4%. Para esto se consideró también el costo de minado de la pala.

- ✓ En general los valores de VOD (velocidad de detonación) del HA-46 se encuentran dentro del rango (VOD mayor a 4900 m/s y menor a 5350 m/s). en cambio los valores de VOD para el HA-55 inicialmente estaban debajo del rango, mejorando considerablemente luego de realizar la nueva formulación del Anfo Pesado.
  
- ✓ Las mejoras realizadas en la nueva formulación del Anfo Pesado ayudaron a eliminar la generación de los humos naranjas, mejorando la VOD del explosivo y el balance de Oxígeno de la mezcla explosiva.

## CAPÍTULO VIII : RECOMENDACIONES

- ✓ Realizar un trabajo en conjunto con todas las áreas involucradas en la producción y procesamiento del mineral, de tal manera de analizar todos los costos asociados a la perforación y voladura (carguío, acarreo, chancadora) y relacionar el costo/beneficio de utilizar el sistema electrónico en voladura.
  
- ✓ Realizar una campaña de medición de las vibraciones de las voladuras, hallando la onda elemental,  $V_p$ , PPV, frecuencias asignadas a las voladuras electrónicas, para luego encontrar un modelo matemático para evitar el daño a los taludes cuando se comienza a profundizar el tajo.
  
- ✓ Evaluar el uso de explosivos alternativos como la emulsión gasificada, analizando el costo/beneficio de su uso.

- ✓ Seguir realizando el monitoreo de la densidad del explosivo, VOD, fragmentación, vibración y operación del carguío del explosivo para garantizar una buena voladura y identificar oportunidades de mejora.
  
- ✓ Realizar un seguimiento al material de taco utilizado (se recomienda gravilla) y el accesorio retenedor de taco, mejorando el tiempo de retención el cual puede llegar a 200 ms. Estas mediciones de tiempo de retención de taco se realiza con filmadoras de alta velocidad.

## CAPÍTULO IX : BIBLIOGRAFÍA

- EXSA S.A. : “Manual Práctico de Voladura”. 4ta Edición.
- ENAEX S.A.: “Manual de Tronadura”
- McKenzie, “Tronadura para ingenieros “,1995.
- Anders Nilsson, Jan Jacobson, "Seguridad y Confiabilidad de los Sistemas de Iniciación con Detonadores Electrónicos", Informe del Swedish National Testing and Research Institute, Physics and Electrophysics, Informe SP 1996:37. Compilado por: P Duniam y M P du Plessis 10 de Diciembre de 1998.
- Orica Mining Services: “Visión General del Sistema I-kon”, Programa de Capacitación TP 502E.
- Dyno Nobel : “Presentación Sistema de Iniciación”.
- GRUPO GEOTECNIA – MINERA YANACOCHA: Memo-IM-I-M-014-08 - Modelo de dureza del Cerro Cristina tajo Chaquicocha, 2008.

- INGENIERÍA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA – MINERA YANACOCHA: IM-I-M-022-08 - Cook Book; Diseños de Perforación y Voladura, Chaquicocha, 2008.
- INGENIERÍA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA – MINERA YANACOCHA: IM-M-024-08 - Densidades de Mezclas Explosivas Usadas en Yanacocha al 15 abril 2008 y VOD.
- INGENIERÍA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA – MINERA YANACOCHA: IM-I-M-015 - Optimización de los Diseños de Perforación y Voladura, 2008.
- INGENIERÍA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA – MINERA YANACOCHA: IM-I-M-023-08 - Evaluación de los Detonadores Electrónicos en MYSRL, 2008.

## **CAPÍTULO X : ANEXOS GENERALES**

**“ANEXO A”**

**RESUMEN DE LAS VOLADURAS REALIZADAS EN CHAQUICOCHA**

**BANCO 4030**

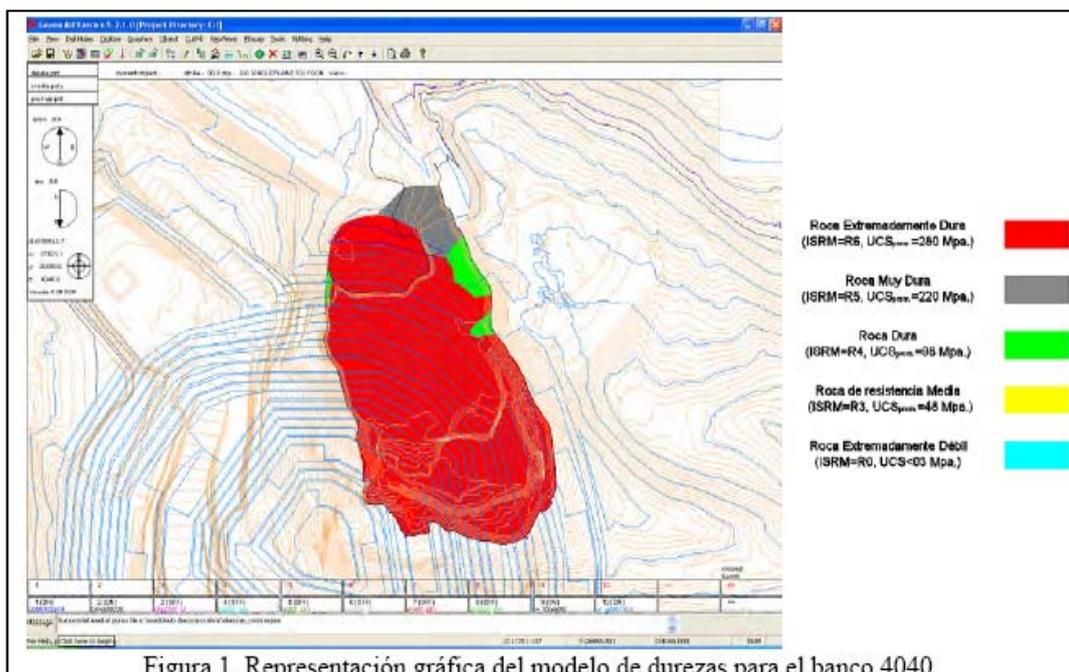
Tabla A.1. Voladuras realizadas en el banco 4030, tajo chaquicocha, zona Cristina

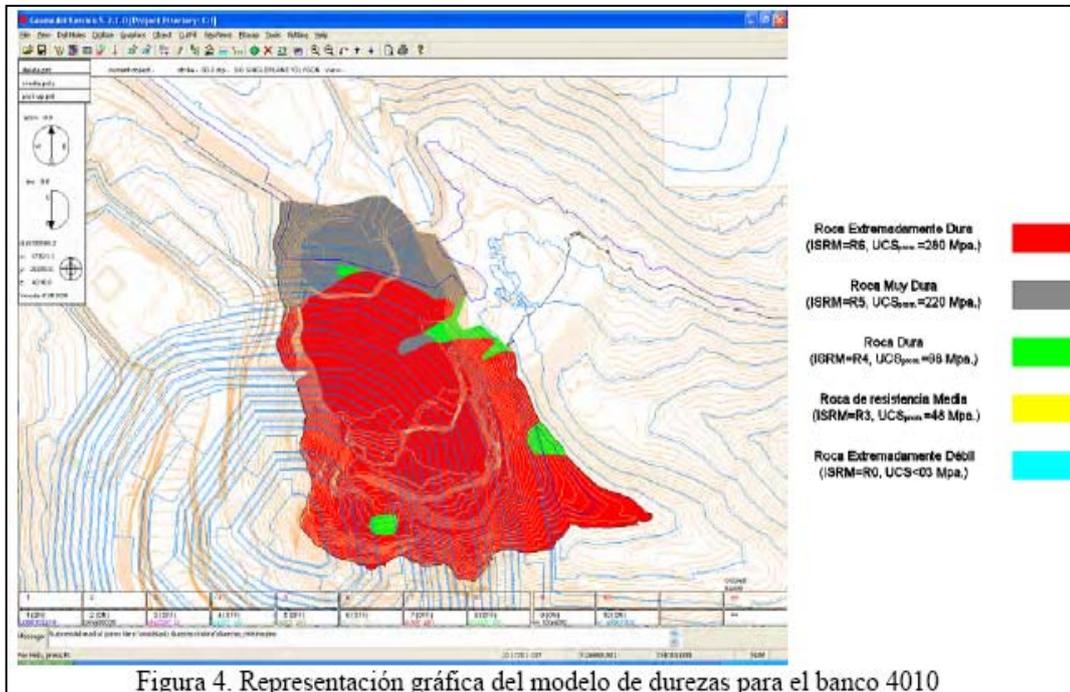
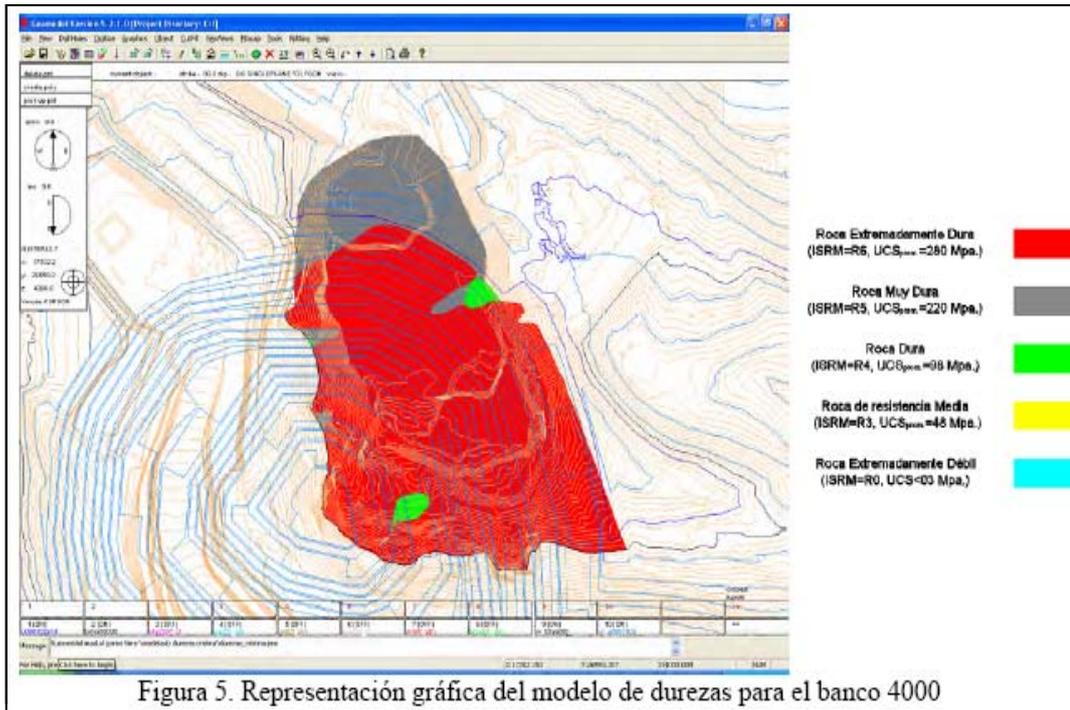
Voladuras en Diámetro 10 5/8, Tajo Chaquicocha												
Diseño de perforación					Diseño de Carguío							
Fecha	Banco	Malla	Dureza	B x S ( m )	S/P ( m )	Longitud de carga ( m )	Explosivo	Taco ( m )	Camara de aire ( m )	Factor de Potencia (gr/ton)	Accesorio de voladura	Tiempos de retardos (ms)
20-Apr-08	4030	1	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	25,35,42,67
	4030	2	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
	4030	7	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
	4030	17	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
22-Apr-08	4030	10	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	25,35,42,67, 109
	4030	17	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
	4030	18	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
	4030	20	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
26-Apr-08	4030	22	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	25,35,42,67, 109
	4030	23	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
	4030	26	Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
	4030	34	Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
28-Apr-08	4030	25	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	17,35,67,109
	4030	21	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
	4030	28	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
	4030	31	Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
4-May-08	4030	32	Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	17,67,109
	4030	33	Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
	4030	35	Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
	4030	36	Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	None	
4-May-08	4030	23	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	Electrónico	2/100
	4030	25	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	Electrónico	
	4030	26	Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	Electrónico	
	4030	34	Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	Electrónico	
12-May-08	4030	5	Muy Duro	6.0 x 7.0	3.0	6	HA-55	6	0	409	Electrónico	2/100
	4030	29	Muy Duro	6.0 x 7.0	3.0	6	HA-55	6	0	409	Electrónico	
18-May-08	4030	30	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	Electrónico	2/150
	4030	27	Muy Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	Electrónico	
	4030	35	Duro	6.0 x 7.0	2.0	6	HA-55	6	0	409	Electrónico	

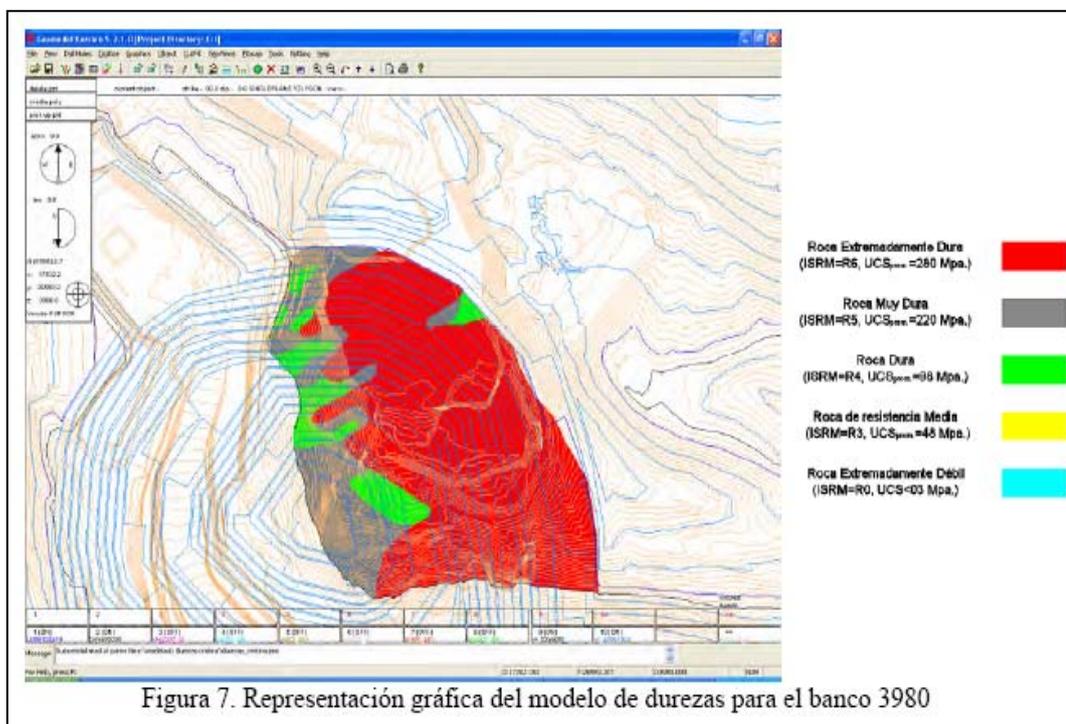
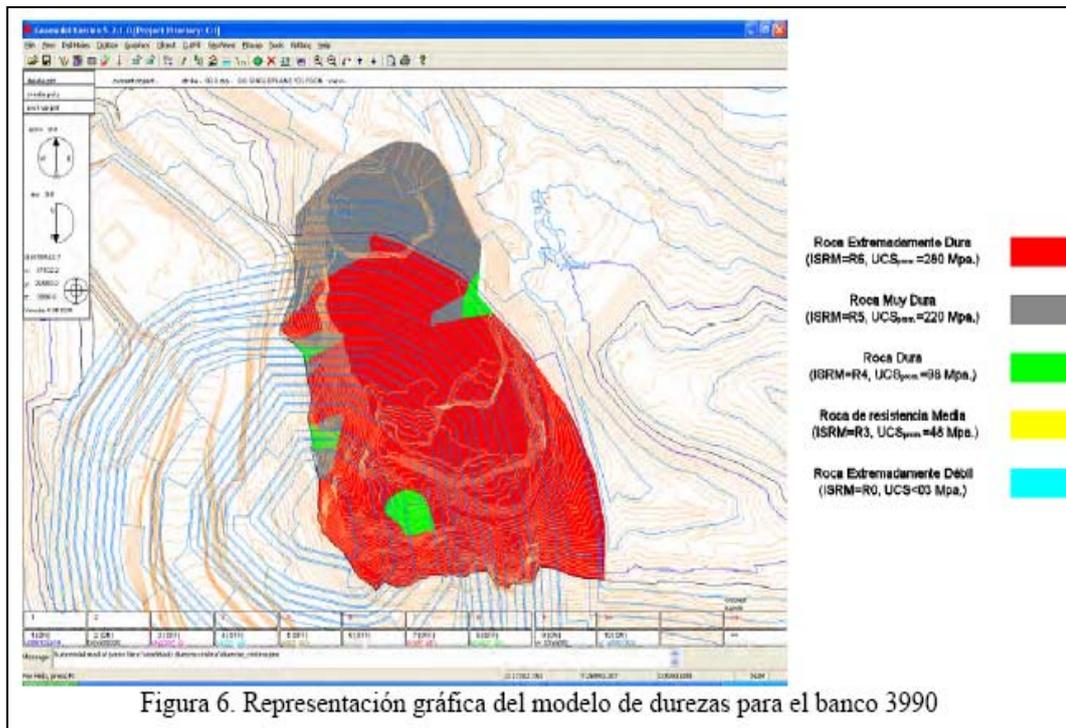
“ANEXO B”

MODELO DE DUREZAS POR BANCOS – TAJO CHAQUICOCHA  
(CERRO CRISTINA)

En las siguientes figuras muestran gráficamente el trabajo de modelado de durezas por bancos a partir del 4040 hasta al 3960 (Año 2008), a partir del logueo de taladros y el mapeo superficial en el Cerro Cristina.







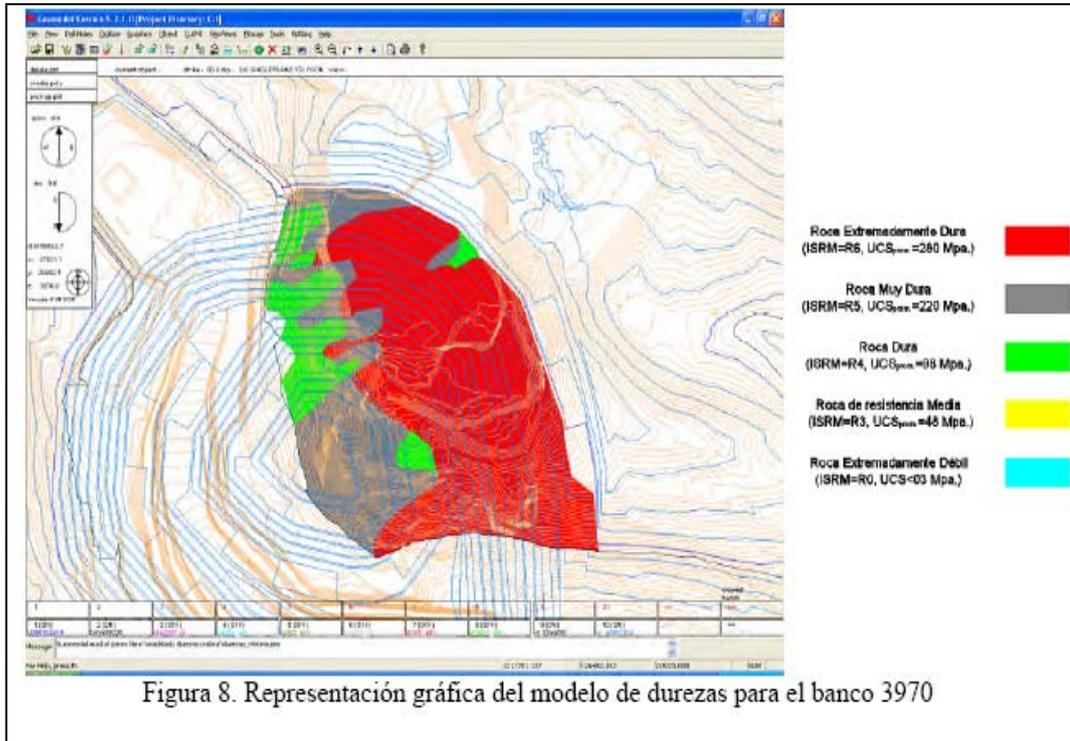


Figura 8. Representación gráfica del modelo de durezas para el banco 3970

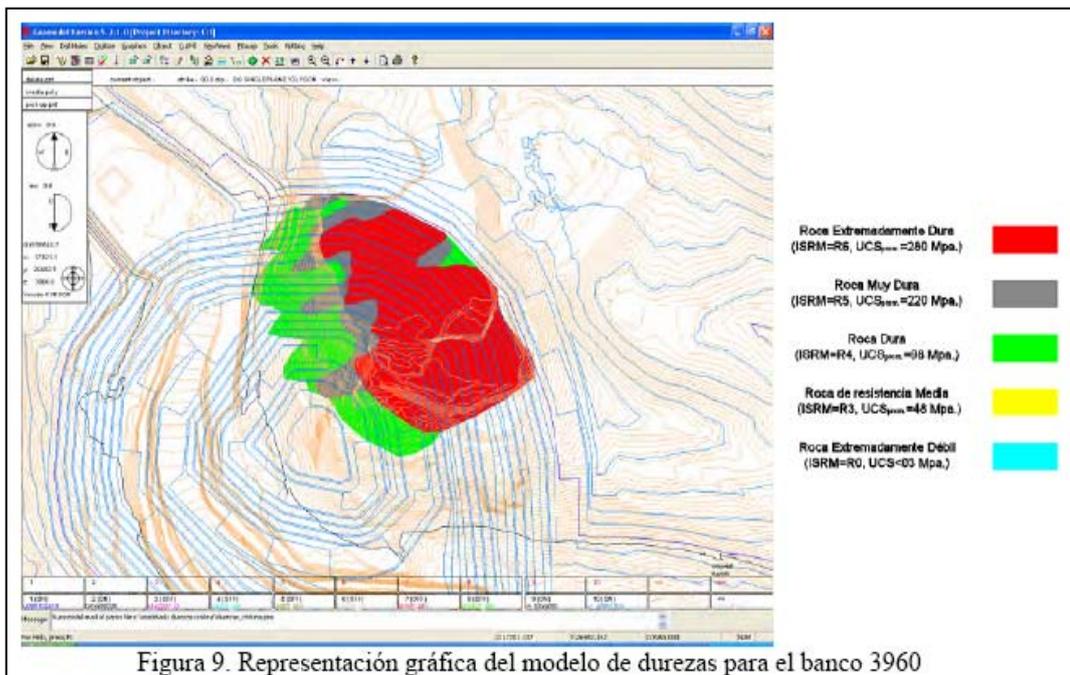


Figura 9. Representación gráfica del modelo de durezas para el banco 3960

**Modelo Geológico de Alteraciones (Cerro Cristina)**

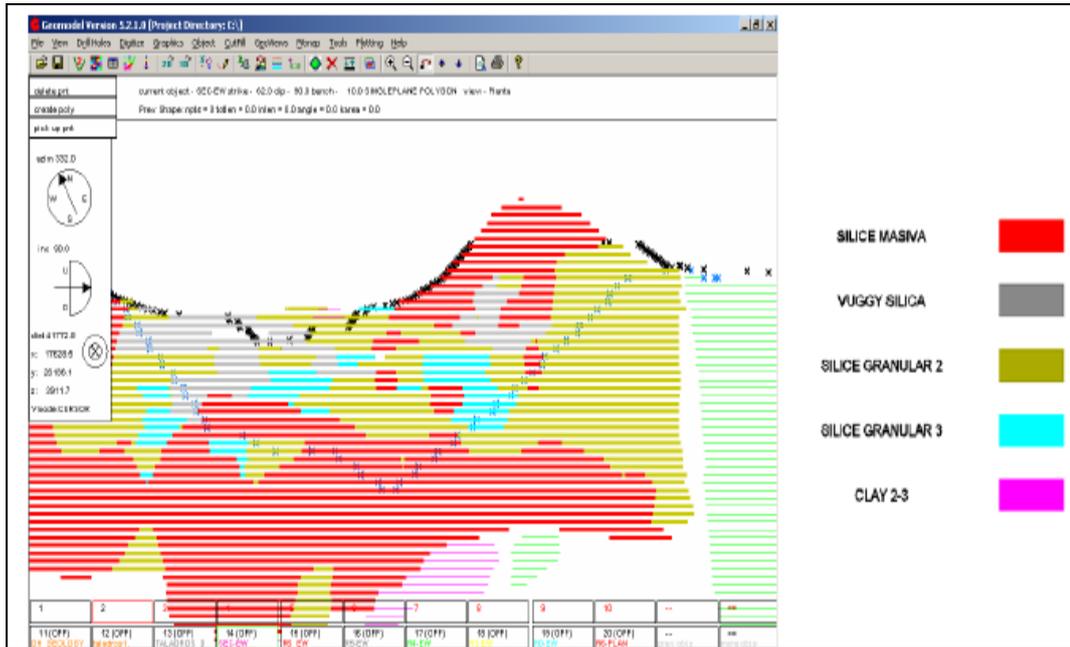


Figura 10. Sección E-W, del modelo geológico de alteraciones.

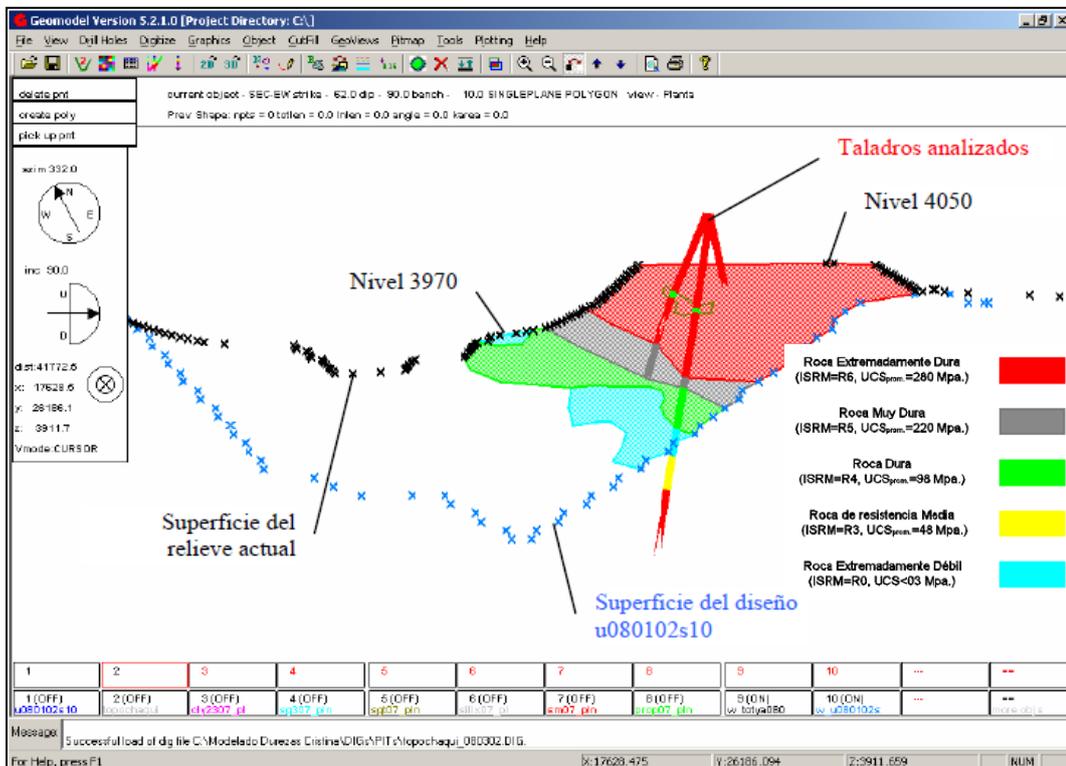


Figura 11. Sección E-W, del modelo de dureza, a partir del logueo de taladros y mapeo superficial.

“ANEXO C”

**Fotografías y figuras de Chaquicocha-Zona Cristina**



Fotografía 1. Vista panorámica del Cerro Cristina (Banco 4060) y Tajo Chaquicocha Fase I de minado, (Febrero, 2008).

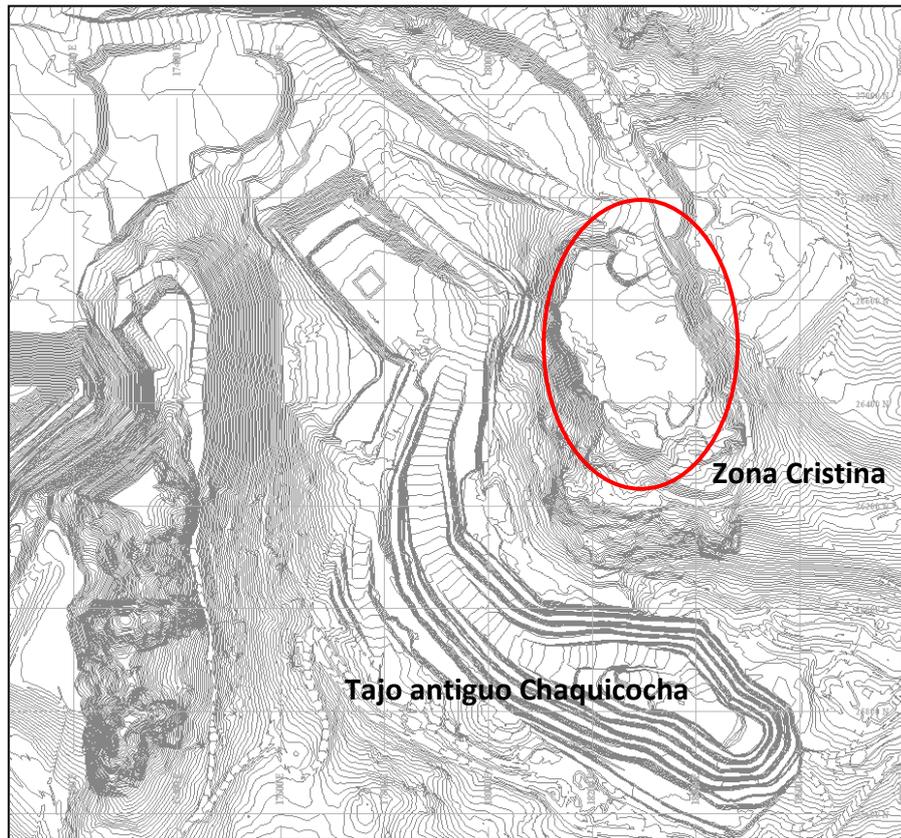


Figura 12: Plano del Tajo Chaquicocha, marcado en rojo Zona Cristina fase I

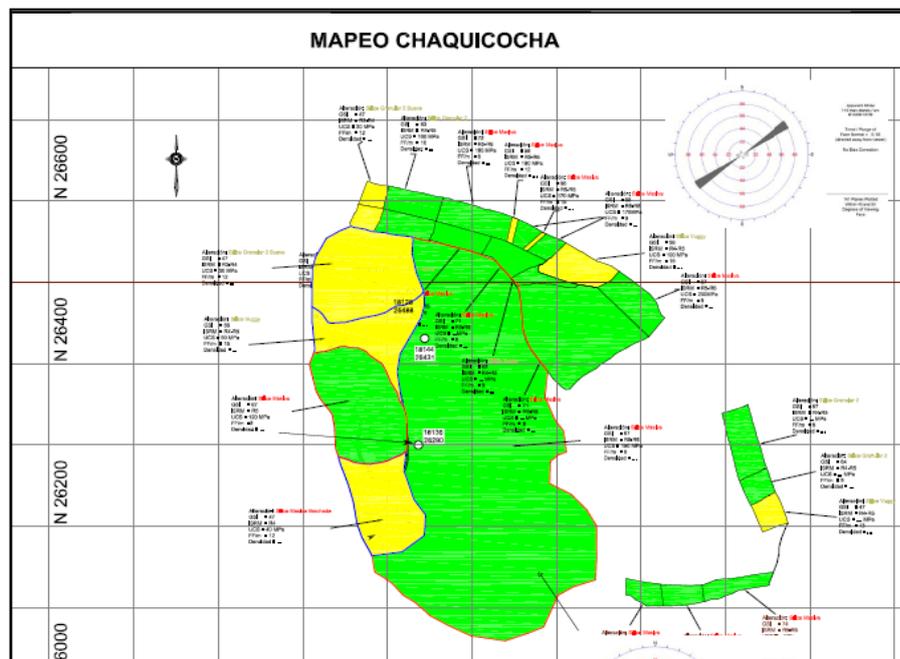


Figura 13: Mapeo geomecánico del banco 3980, Zona Cristina



Fotografía 2. Afloramiento rocoso de SM extremadamente dura, pared Sur y nivel 3980 del Cerro Cristina (Febrero, 2008).

**“ANEXO D”**

**DISEÑOS DE INICIACIÓN PIROTÉCNICA Y ELECTRÓNICA**

