

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS GEOLOGÍA Y**  
**CIVIL**

*Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de*  
*Minas*



**"OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN DE ROCAS  
EMPLEANDO EL SISTEMA ELECTRONICO Y METODOS DE  
PREDICCIÓN EN LAGUNAS NORTE- MINERA BARRICK  
MISQUICHILCA"**

**TESIS**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR EL BACHILLER:**

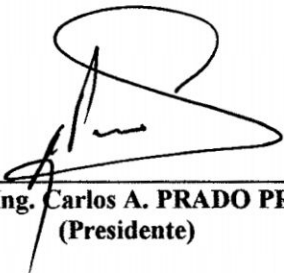
**HIPOLITO JULIO ROJAS RAMIREZ**

**AYACUCHO - PERÚ**  
**2013**

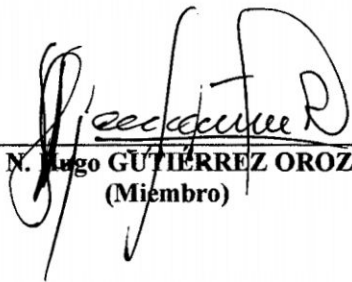
**“OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN DE ROCAS EMPLEANDO EL SISTEMA ELECTRÓNICO Y MÉTODOS DE PREDICCIÓN EN LAGUNAS NORTE – MINERA BARRICK MISQUICHILCA”**

**RECOMENDADO : 01 DE AGOSTO DEL 2013**

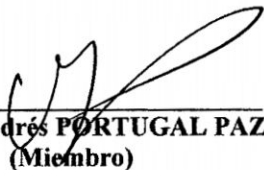
**APROBADO : 23 DE OCTUBRE DEL 2013**



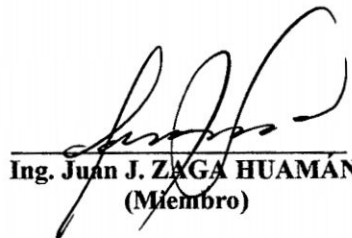
**MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO**  
**(Presidente)**




**Dr. Ing. N. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO**  
**(Miembro)**



**Mg. Ing. Andrés PORTUGAL PAZ**  
**(Miembro)**




**Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN**  
**(Miembro)**



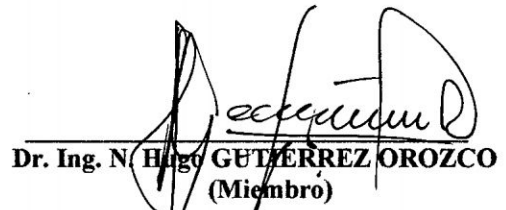
**Ing. Jennifer R. PILLACA DE LA CRUZ**  
**(Secretaria Docente)**

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 23 de octubre del 2013, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Hipólito Julio ROJAS RAMÍREZ, con la Tesis Titulado “OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN DE ROCAS EMPLEANDO EL SISTEMA ELECTRÓNICO Y MÉTODOS DE PREDICCIÓN EN LAGUNAS NORTE – MINERA BARRICK MISQUICHILCA”, fue calificado con la nota de DIECISEIS (16) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



---

MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO  
(Presidente)



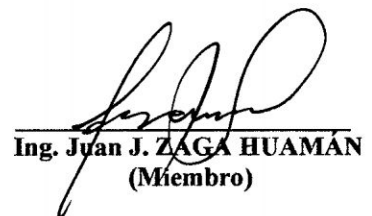
---

Dr. Ing. N. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO  
(Miembro)



---

Mg. Ing. Andrés PORTUGAL PAZ  
(Miembro)



---

Ing. Juan J. ZAGA HUAMAN  
(Miembro)



---

Ing. Jennifer R. PILLACA DE LA CRUZ  
(Secretaria Docente)

**DEDICADO:**

A la memoria de mi querido padre: Demetrio Rojas Dávila, por su abnegado y por sus esfuerzos realizados en vida para el logro de mis objetivos Profesionales.

## **AGRADECIMIENTO**

Mis sinceros agradecimientos a las personas que hicieron posible desarrollar y ejecutar el presente trabajo. De igual forma agradezco a los ingenieros del Departamento de perforación y voladura por su colaboración en la realización del presente trabajo.

Quiero hacer una mención especial a los profesores de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas; quienes con sus sabias enseñanzas, consejos y observaciones han contribuido a la realización del presente trabajo.

A mis hermanos y mis padres, a quienes siempre les debo la vida.

## ÍNDICE

### CAPITULO I GENERALIDADES

1.1. UBICACIÓN Y ACCESO	1
1.1.1. Ubicación	1
1.1.2. Accesibilidad	2
1.1.3. Clima e hidrografía	2
1.1.4. Flora y fauna.	3
1.2. DESCRIPCIÓN DEL ESTUDIO	3

### CAPITULO II GEOLOGIA

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL	11
2.2. GEOLOGÍA LOCAL Y MINERALIZACIÓN	12
2.3. LITO ESTRATIGRAFÍA	13
2.3.1. Formación chimú.	13
2.3.2. Grupo chicama	15
2.3.3. Geología estructural	15

### CAPÍTULO III DESCRIPCION DE PROCESOS EN LAGUNAS NORTE

3.0. SERVICIOS TÉCNICOS	19
3.1. GEOLOGÍA DE MINA (ORE CONTROL)	19
3.1.1. Clasificación de materiales	19
3.1.2. Muestreo	20
3.1.3. Logueo	20
3.1.4. Procesamiento de datos en gabinete	21
3.1.5. Generación de polígonos	22
3.1.6. Desmonte	23
3.1.7. Mineral	25
3.2. OPERACIONES MINA	30
3.3. LA FLOTA DE LOS EQUIPOS:	31
3.3.1. Equipo de producción:	31
3.3.2. Equipo auxiliar:	32
3.4. PROCESOS	34
3.5. MANTENIMIENTO	40
3.5.1. Truck shop	40
3.5.2. Energía	40
3.6. PERFORACIÓN	41
3.6.1. Dimensionamiento equipos de perforación	41
3.6.2. Componentes de la columna de perforación	42
3.6.3. Eficiencia de perforación	45
3.6.3.1. Para una perforación adecuada se necesitan:	45
3.6.4. Control de los datos	46
3.6.5. Planeamiento de perforación	48

## **CAPÍTULO IV**

### **INGENIERIA DE EXPLOSIVOS**

4.1. GENERALIDADES	49
4.2. PROPIEDADES FÍSICAS DE LOS EXPLOSIVOS.	49
4.2.1. Densidad	50
4.2.2. Densidad de carga lineal (DCL)	50

4.2.3. Resistencia al agua	50
4.2.4. Sensibilidad.	50
4.2.5. Estabilidad química	52
4.2.6. Termoquímica de los explosivos.	52
4.2.6.1. Energía (potencia/ fuerza.)	53
4.2.6.2. Balance de oxígeno	54
4.3. TERMODINÁMICA DE LOS EXPLOSIVOS.	55
4.3.1. El fenómeno de la detonación:	56
4.3.2. Velocidad de detonación (VOD)	57
4.3.3. Presión de detonación	57
4.4. TERMO HIDRATACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS	58
4.5. CLASIFICACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS	58
4.5.1. Explosivos químicos:	58
4.5.2. Explosivos mecánicos	60
4.5.3. Explosivos nucleares:	60
4.6. SELECCIÓN DE EXPLOSIVO	60
4.7. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS EN LN	61
4.8. PRESIÓN DE AIRE O AIRBLAST	65
4.9. FLYROCK	67
4.10. TECNOLOGIA DEL SISTEMA ELECTRÓNICO	70
4.10.1. Características del sistema	70
4.10.2. Pruebas de tensión y abrasión	71
4.10.3. Sistema de seguridad	71
4.10.4. Visión general del sistema I - kon	72
4.10.4.1. Detonador electrónico	73
4.10.4.2. Cable del arnés y bolsón colgante	76
4.10.4.3. Logger I-kon TM	76
4.10.4.4. Blaster	78
4.10.4.5. Shotplus	81

## **CAPITULO V**

### **MODELOS DE PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN**

5.1.	EL PROCESO DE FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA.	82
5.1.1.	Antecedentes.	82
5.2.	ETAPAS DEL PROCESO DEL FRACTURAMIENTO.	84
5.2.1.	Fracturas radiales (Brisance).	84
5.2.2.	Empuje hacia adelante (Heave).	85
5.2.3.	La fragmentación.	86
5.3.	MODELOS DE PREDICCIÓN KUZ – RAM	87
5.3.1.	Tamaño medio de fragmentación	88
5.3.1.1.	Factor de roca	88
5.3.1.2.	Índice de uniformidad(n)	89
5.3.2.	Determinación de los parámetros	91
5.3.2.1.	Para voladura primaria	91
5.3.2.2.	Para voladura secundaria	93

## **CAPÍTULO VI**

### **OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACION EMPLEANDO EL SISTEMA ELECTRONICO**

6.1.	MARCO TEÓRICO	96
6.1.1.	Planeamiento de perforación	97
6.1.2.	Calculo de retardos electrónicos	97
6.1.2.1.	Entre pozos:	97
6.1.2.2.	Entre filas.	100
6.2.	DISEÑO ORIGINAL	101
6.2.1.	El criterio de Pearse	101
6.2.2.	Luego se corrobora con el criterio de Konya (1983):	103
6.2.2.1.	Correcciones por el número de filas y apilamientos:	104
6.2.2.2.	Roca arenisca	105

6.3.	CONSIDERACIONES SOBRE EL CONFINAMIENTO	106
6.4.	APLICACIÓN DE ACCESORIOS ADICIONALES	108
6.4.1.	Taponex	108
6.4.2.	Tapón cónico	108
6.5.	DISEÑO ACTUAL MODIFICADO	110
6.5.1.	Calculo de carga por taladro	110
6.5.2.	Las Ondas	111
6.5.2.1.	Las ondas-P	113
6.5.2.2.	Las ondas-S	113
6.6.	ENSAYOS GEOMECANICOS	114
6.7.	SELECCIÓN DE RETARDOS	114
6.7.1.	Calculo de velocidad de onda P.	115
6.7.2.	Calculo de la velocidad pico partícula y deformación dinámica.	115
6.7.3.	Determinación de los retardos	116
6.7.3.1.	En formación arenisca	116
6.7.3.2.	En formación volcánico	117
6.8.	EJECUCIÓN DE VOLADURAS ELECTRÓNICAS	117
6.8.1.	Procesamiento de los datos topográficos	118
6.8.2.	Primado y carguío de taladros	120
6.8.3.	Tapado de taladros	120
6.8.4.	Amarre del disparo	120
6.9.	RESULTADOS DE LA PRUEBA DE FRAGMENTACIÓN	123
6.9.0.	Pruebas y medición	123
6.9.1.	Disparo primario: 4130-081-082 Alexa	123
6.9.1.1.	Resultado del análisis	126
6.9.2.	Disparo secundario: 4080-110 – 5	127
6.9.2.1.	Resultado del análisis	129
6.9.3.	Disparo secundario: 4074-95 – 5	129
6.9.3.1.	Resultado del análisis	131
6.9.4.	Cuadro comparativo	131

**CAPÍTULO VII**  
**MEDIO AMBIENTE Y LA SEGURIDAD**

7.1. GESTIÓN AMBIENTAL EN LAGUNAS NORTE	133
7.1.1. Impacto ambiental	133
7.2. GESTIÓN DE MATERIALES	134
7.3. MONITOREO Y MANEJO AMBIENTAL	135
7.3.1. Efectos medioambientales de la voladura	135
7.3.2. Emisiones y cambio climático	135
7.4. Programa De Seguridad y Salud Ocupacional Minera	137
7.4.1. Controles y procedimientos operacionales	139
7.5. CIERRE DE MINA	139
7.6. COSTO DE FRAGMENTACION	140
CONCLUSIONES	141
RECOMENDACIONES	143
BIBLIOGRAFÍA	144
ANEXOS	145

## INTRODUCCIÓN

En la minería moderna se tiene la necesidad de hacer uso de la tecnología de los detonadores electrónicos y obtener una buena fragmentación a tamaños deseados según el planeamiento global y tener carguío, chancado más eficiente y reducción de costos del proceso.

Con estos detonadores es posible trabajar con los tiempos cortos entre taladros y tiempos largos entre filas, cual sea el diseño empleado, esto se hace gracias a que cada detonador es independiente, ya que el detonador tiene un cerebro propio en donde se ha programado y se tiene controlado los tiempos y la fuga de energía, si estos se presentaran algún percance de inmediato se recibe la información detallada y luego si fuera grave se bloquea de forma automática el sistema en general, pudiendo no detonar ningún detonador.

Con el avance del software y los detonadores se puede compatibilizar mejor la probabilidad de los resultados teóricos, plasmar en campo y obtener un tamaño esperado.

La estadística nos muestra que manipular fulminantes trajo consigo tragedias de muchas personas del mundo de la Minería y construcción, uno de los aportes de la ciencia de los detonadores es en cuanto a la seguridad inherente que posee antes, durante y post voladura.

## **RESUMEN**

El presente trabajo se ha desarrollado a fines del año 2012 y a inicios del año 2013, con el fin de aportar a la Minería moderna y eficiente en lo que concierne fragmentación de roca, a continuación hacemos un breve resumen de la consistencia del trabajo, que consta de siete capítulos.

En el Capítulo I, Se indica la ubicación y como llegar a este asiento minero, su clima e hidrología, flora y fauna y el descripción del estudio.

En el Capítulo II, En este capítulo podemos observar su geología en toda su formación local, regional, la mineralización y lito estratigrafía.

En el Capítulo III, Se hace una descripción de los procesos servicios técnicos, ore control, clasificación del material, muestre, operaciones mina, procesos, mantenimiento, energía y perforación.

En el Capítulo IV, Trata de resumir las teorías de ingeniería de explosivos, propiedades de los explosivos en general y de los explosivos usados en lagunas norte, airblast, flyrock y de la tecnología de los electrónicos.

En el Capítulo V, Desarrollamos el modelo de predicción de fragmentación de la roca por Kuz-Ram, en donde resaltamos las teorías de las etapas del procesos de fracturamiento, tamaño medio de fragmentación, Factor de roca, índice de uniformidad y el análisis en todos sus aspectos y parámetros, antes de la voladura.

En el Capítulo VI, Trata del cálculo de los retardos electrónicos, diseño original, diseño modificado y su evaluación de la fragmentación, su comparación y alternativas a ejecutar con los resultados finales.

En el Capítulo VII, Hace una breve descripción del medio ambiente y seguridad e higiene minera, cierre de mina, finalmente se dan las respectivas conclusiones y recomendaciones.

## **CAPITULO I**

### **GENERALIDADES**

#### **1.1. UBICACIÓN Y ACCESO**

##### **1.1.1. UBICACIÓN**

Minera Barrick Misquichilca S.A. (MBM) UEA Lagunas Norte se ubica en el Distrito de Quiruvilca, Provincia de Santiago de Chuco, Departamento de La Libertad. La mina se sitúa en la Cordillera Occidental de los Andes Peruanos a una altitud aproximada de 4155 m.s.n.m. encontrándose el área del proyecto entre los 4080 a 4230 m.s.n.m. Se extiende a ambos lados de la divisoria continental entre dos cuencas que drenan hacia en el Océano Atlántico al este y hacia el Océano Pacífico al oeste. Considerando la ubicación, la naciente del Río Chuyuhual fluye al este y la del Río Negro fluye al oeste. El Río Negro desemboca en el Río Perejil, el cual aguas abajo cambia de nombre a Río Alto Chicama. El área se caracteriza por cerros ondulantes y montañas escarpadas, con terreno cortado por valles abruptos, que reflejan los patrones de erosión asociados con la geología del lecho de roca.

El área en estudio del yacimiento Alto Chicama comprende una extensión aproximada de 600 Has, con coordenadas UTM:

802500E, 9122500N

804500E, 9122500N

804500E, 9119500N

802500E, 9119500N

### 1.1.2. ACCESIBILIDAD

Es accesible desde Trujillo por la ruta terrestre:

RUTA	DISTANCIA(Km)	TIEMPO(Hrs)
Lima a Trujillo (por tierra)	550	9 hrs
Lima a Trujillo (vuelo)	550	50 Min.
Trujillo a Mina	140	5hrs

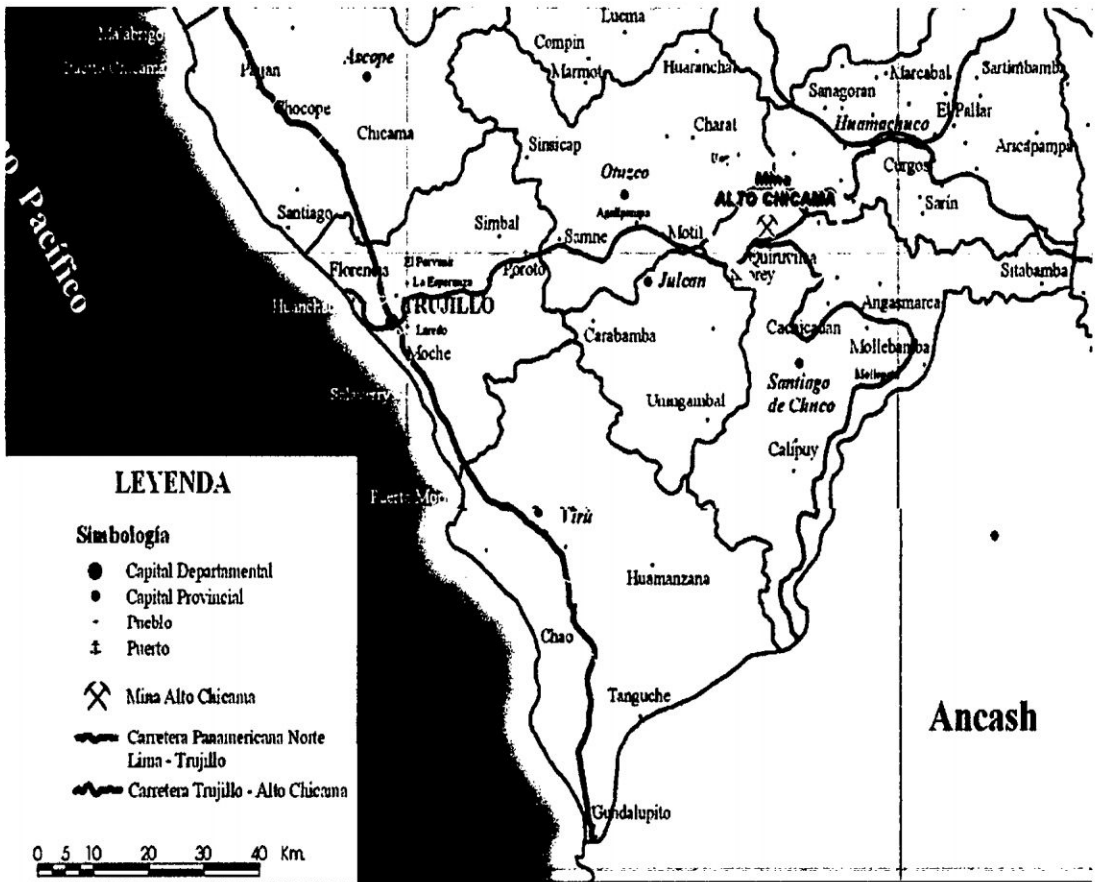


Fig. 1. Mapa de Ubicación del yacimiento Alto Chicama. Trujillo – Perú.

### 1.1.3. CLIMA E HIDROGRAFÍA

La zona pertenece a la sierra de La Libertad, entre los 4080 y 4230 msnm, con un clima templado a frío, característico de las regiones de

puna. La precipitación pluvial es estacional, durante los meses de diciembre a marzo, pudiendo estas extenderse desde noviembre hasta mediados de abril inclusive.

Hidrográficamente se encuentra en un alto geográfico que es a la vez divisoria de cuencas, de hecho, el río Chicama nace de pequeños afluentes que se encuentran muy cerca del yacimiento y desemboca hacia el océano Pacífico, mientras que el río Chuyugual, que tiene un origen muy similar, pertenece a una cuenca hidrográfica que va a desembocar hacia el océano Atlántico. Existen también muchas lagunas en los alrededores, aunque algunas también estacionales, llegando a secarse por completo en la época de estiaje.

#### **1.1.4. FLORA Y FAUNA.**

La flora está compuesta principalmente por diversas variedades de ichu, de mala calidad por el carácter ácido de los suelos. En las depresiones y zonas mas abrigadas se desarrollan arbustos de 30cm de alto del tipo Bajcharis e incluso árboles del tipo Ginoxis; estos microclimas también permiten el desarrollo de ciertos cactus y orquídeas. Existe también una diversidad de fauna silvestre, habiéndose llegado a clasificar hasta 70 especies de aves entre los que predominan las perdices, patos, halcones y gavilanes. Entre los mamíferos existen ratones, vizcachas, zorros, cuyes silvestres, escasos venados, entre otros.

### **1.2. DESCRIPCION DEL ESTUDIO**

#### **1.2.1. IDENTIFICACIÓN Y DELIMITACIÓN DEL PROBLEMA**

En todos los proyectos de Perforación y Voladura es muy importante operar con un margen de costos, que se mantenga dentro de un rango permisible para el proyecto, cuando se tiene una Voladura nos interesa fragmentar la roca, y obtener un resultado en función a lo requerido por

nuestros clientes inmediatos, con un apilamiento óptimo, con Flyrock y un estricto control de niveles de Vibraciones. Desde el comienzo de diseño de mallas y perforación tener presente de todas las repercusiones que puede generar éstas en la voladura; la columna de carga también tiene igual influencia para el buen resultado, finalmente el sistema de iniciación y secuenciación determinan la calidad y seguridad de la Voladura.

### **1.2.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA PRINCIPAL**

La tendencia al uso de los sistemas de iniciación con detonadores electrónicos en la Minería Nacional cada vez es indispensable, su importancia por la flexibilidad, precisión y seguridad.

¿Es posible el empleo del sistema electrónico y los Modelos matemáticos para optimizar la Fragmentación?

#### **A. PROBLEMAS SECUNDARIOS:**

1. ¿Cuál es el grado de Fragmentación?
2. ¿Si puede minimizar y controlar los Flyrock y las Vibraciones?

### **1.2.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA**

La aplicación de los sistemas de iniciación electrónica nos ayudará optimizar los parámetros de iniciación y el control real de los detonadores en los taladros, generación de niveles de vibración y fragmentación deseada.

En el Perú existen una gran variedad de proyectos de envergadura que requieren una optimización de sus procesos y poder aprovechar de forma eficiente y seguro los recursos.

En nuestro país es propicio hacer el diseño de perforación y voladura utilizando los detonadores electrónicos, y así aprovechar mejor el rendimiento del explosivo, es decir, tener la mínima dispersión de los milisegundos en los detonadores programados y lograr una distribución homogénea de las energías a lo largo de la columna.

#### **1.2.4. FORMULACION DE OBJETIVOS**

##### **A. OBJETIVO GENERAL**

- Fragmentar la roca a  $D_{50} = 20$  cm empleando los métodos de predicción y el sistema electrónico.

##### **B. OBJETIVOS ESPECIFICOS**

- Obtener la fragmentación deseada según la predicción de Kuz-Ram.
- Lograr controlar los Flyrock y las Vibraciones.

#### **1.2.5. MARCO TEORICO**

##### **1.2.5.1. ANTECEDENTES**

La necesidad de optimizar resultados en los procesos de voladura y aumentar el control de vibraciones ha obligado, en las últimas décadas, a insistir en la precisión de los detonadores existentes. Actualmente, estos elementos proporcionan un retardo pirotécnico que provoca una dispersión relativamente alta en los tiempos de iniciación.

Aunque muchos fabricantes de accesorios han desarrollado detonadores pirotécnicos de alta precisión, siguen existiendo ciertas limitaciones, tanto

en la fabricación como en su almacenamiento. La última generación de alta precisión es la de los Detonadores Electrónicos, los cuales contienen un **circuito integrado** en un **chip**, en lugar del elemento de retardo pirotécnico.

En los detonadores convencionales la precisión del disparo depende del rango de los Milisegundos. El empleo de un oscilador de cuarzo (reloj digital) incorporado a un circuito impreso, dotará al sistema de unos tiempos en el rango de los milisegundos.

Desde mediados de los años 80, diversos fabricantes de explosivos comenzaron a desarrollar detonadores electrónicos. Estos accesorios permiten, por su gran precisión, un excelente control del proceso de fragmentación, así como de las vibraciones y proyecciones.

Fragmentar la roca en tamaños adecuados, desplazarla y soltarla en una pila para que sea excavable con facilidad, minimizar el daño a la estabilidad de los bancos y de las paredes, así como a estructuras contiguas, evitar la dilución del mineral, proporcionando un producto que satisfaga las operaciones de los procesos posteriores y que permita liberar los equipos en forma segura.

De las múltiples teorías existentes, Kuz-Ram son las que consideran tanto las propiedades de los explosivos como los parámetros de la roca, para determinación de distribución granulométrica de una Voladura, es la más adecuada para determinar diseños preliminares para todo el rango existente de diámetros de perforación.

El modelo Kuz-Ram de fragmentación es el realizado en (1983) y se ha usado extensivamente alrededor del mundo. Se basó en publicaciones rusas antiguas que desarrollaron una relación simple entre los parámetros de tronadura y el tamaño medio de fragmentación. Este trabajo ruso ganó considerable credibilidad del mundo occidental después que se encontró que concordaba muy estrechamente con modelos de fragmentación basados en la teoría de crecimiento de grietas.

### **1.2.3.1. DETONADORES ELECTRONICOS**

El avance tecnológico en los sistemas de iniciación en voladura, nos permite trasladarnos desde el sistema convencional (Mecha de Seguridad y Fulminantes), hasta el moderno y preciso sistema de iniciación electrónica, mediante el cual, podemos controlar la energía liberada en un disparo, optimizando la fragmentación y disminuyendo el daño a las paredes del Pit, mediante un control de vibraciones. El sistema de iniciación con detonadores electrónicos, fija con claridad los conceptos de precisión, flexibilidad y principalmente seguridad. Los detonadores electrónicos puede ser programable entre 0 a 15,000 milisegundos, con un incremento de 1 milisegundo, dando oportunidad a un amplio manejo de tiempos de amarre; contando con una exactitud del retardo programado de +/- 0.1% MS. Esto garantiza no tener Overlap, que tiene la directa relación con la probabilidad de acoplamiento de las ondas de choque producidas por las cargas detonadas simultáneamente.

El detonador electrónico cuenta con un número de identificación único de fabricación ID, el cual permite tener registrado a cada detonador durante y después de la programación y Voladura. Se realiza la comunicación Bi-direccional entre el control del equipo y el detonador.

### **1.2.6. HIPÓTESIS.**

#### **A. HIPÓTESIS PRINCIPAL:**

- El sistema de iniciación electrónica y los métodos de predicción es adecuado para optimizar la Fragmentación de la roca.

#### **B. HIPÓTESIS SECUNDARIOS:**

- El grado de fragmentación  $D_{50}$  será menor a 20 cm.

- Con el empleo del sistema electrónico se garantiza la generación controlada de Flyrock y las vibraciones.

### **1.2.7. METODOLOGIA DEL ESTUDIO**

El método de trabajo de investigación será descriptivo y cuasi experimental, es decir; se recopilará los datos antes y después de voladura que demuestren que actualmente los recursos que interviene en la voladura son adecuadas y se tiene una repercusión de mejora en la fragmentación. Finalmente en el gabinete se procesará para cuantificar los datos obtenidos en el campo para elaborar el informe parcial y el trabajo final.

#### **1.2.7.1. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN**

- **Método general:** Descriptivo y Cuasi Experimental.
- **Método específico:** Observación y medición.

#### **1.2.7.2. DISEÑO METODOLÓGICO**

##### **A. Población y Muestra**

**1. Población:** Proyecto Minero Alto Chicama.

**2. Muestra:** Voladura primaria y secundaria.

### 1.2.8. Variables

VARIABLES INDEPENDIENTE Y DEPENDIENTE	
VARIABLES	DESCRIPCION
Independiente	-Sistema I-kon -Modelos de predicción
Dependiente	-Optimización de la fragmentación -Generación de Vibraciones -Flyrock

#### 1.2.8.1. Escala de Medición

UNIDADES DE LAS VARIABLES INDEPENDIENTE Y DEPENDIENTE	
VARIABLES	DESCRIPCION
Independiente	-Sistema I-kon: Timing(ms) -Modelos de predicción: X <sub>50</sub> (cm)
Dependiente (salida)	-Fragmentación: tamaño (cm), -Vibraciones: PPv (mm/s) -Fly Roc: Distancia (m)

#### 1.2.8.2. Modelo de Observación

$$X_i \rightarrow Y_j$$

### **1.2.8.3. Unidad de Observación**

Tiempo (MS), fragmentación (%/cm)

### **1.2.8.4. Diseño de Investigación**

Muestra → Observación y medición.

### **1.2.9. Técnicas y Procedimientos de Recolección de Datos**

Se tiene los catálogos de fabricantes de explosivos nacionales y extranjeros para la determinación de las principales propiedades de los explosivos y accesorios. Los datos se observará antes, durante y después de la voladura, específicamente en el momento del diseño de las mallas y en la perforación, posteriormente en el proceso de primado, carguío de los taladros, conexión, loggeo de los I-kon, testeó de los detonadores y en el proceso de detonación para finalmente obtener datos reales de fragmentación.

#### **1.2.9.1. Materiales y Equipos a utilizar**

- Laptop
- Software de voladura de rocas
- Software para estimación de Fragmentación de rocas
- Cámaras fotográficas digitales
- Detonadores electrónicos
- Logger
- Blaster.
- Y otros.

## CAPITULO II

### GEOLOGIA

#### 2.1. GEOLOGÍA REGIONAL

La Geología Regional de Lagunas Norte está dominada por gruesas secuencias de rocas sedimentarias silicoclásticas marinas del Mesozoico Medio a superior; Infrayaciendo discordantemente a las secuencias volcánicas dacíticas y andesíticas del Grupo Calipuy, cortadas además por numerosos cuerpos intrusivos terciarios. La Secuencia Mesozoica ha sido afectada por lo menos por dos etapas de deformación compresiva durante la Orogenia Andina, con intercalaciones de distensión o calma geodinámica.

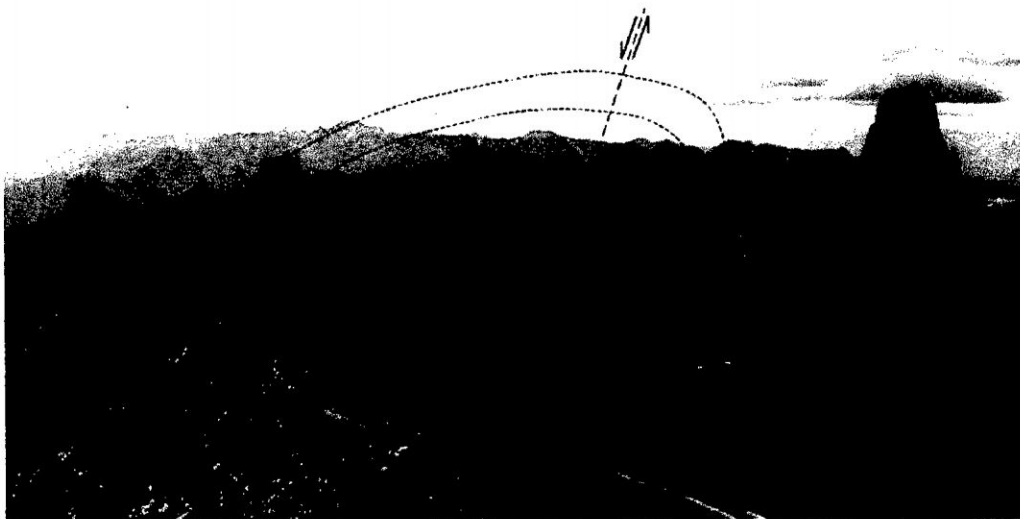


Foto II.01.

Vista del yacimiento tomada de sur a norte, mostrando el anticlinal roto en su charnela, con sus flancos compuestos de las areniscas de la Fm. Chimú, buzando en general ambos hacia el SW. Al centro en relieve negativo la Fm. Chicama, eventualmente cortada por intrusiones andesíticas que atraviesan una fisura probablemente debido a una falla distrital.

## **2.2. GEOLOGÍA LOCAL Y MINERALIZACIÓN**

La mineralización de Lagunas Norte es del tipo epitermal de alta sulfuración, se encuentra diseminada y hospedada en tufos y brechas volcánicas y sedimentarias. La mineralización aflora en superficie y ha sido definida sobre un área de 1600 m de largo por 750 metros y hasta 300 metros de profundidad. El 85% corresponde a óxidos y el 15% restante son sulfuros. Cerca del 80% de las reservas están contenidas en los sedimentos Chimú y el 20% restante corresponde a las rocas volcánicas del Grupo Calipuy.

El depósito consiste en un yacimiento de mineral de plata y oro, muy diseminado y de Baja ley, que se encuentra intercalado con lechos de carbón y lutitas carbonáceas, así como areniscas, esquistos de barro y litologías volcánicas que contienen material sulfuroso con contenido de oro. Aunque parte del carbón y de los esquistos de barro carbonáceos contienen oro, su extracción será posible con la aplicación de nuevas técnicas en la planta de procesamiento y económicos; por lo tanto, este material se almacena en forma separada para su uso Potencial a partir de mediados de 2013.

La historia de la mineralización en Lagunas Norte incluye varias fases de actividad Volcánica, alteración hidrotermal y eventos de mineralización.

La primera fase de mineralización parece estar relacionada a la actividad volcánica de reemplazamiento en la Formación Chimú de las limolitas y areniscas.

Este tipo de alteración se observa en la parte alta de la secuencia de tufos dacíticos y está bien desarrollada cerca de las estructuras enriquecidas. Las leyes son bajas, entre 0.5 y 3 gr Au/TM.

La segunda fase de mineralización sigue a los estratos volcánicos con una intensa alteración hidrotermal. La mayor parte de las rocas dacíticas y riolíticas dejaron vuggy sílice residual rodeada de una alteración argílica avanzada. Este ensamble fue mineralizado por pirita y enargita diseminada, la cual se cree contenía bajas cantidades de oro. Con la oxidación hipógena posterior los sulfuros fueron destruidos y se introdujo algo más de oro.

La tercera fase de mineralización involucra unidades de areniscas y amplias fracturas rellenas de pequeños cristales de cuarzo no mayores a 2mm. Este material tiene contenidos de entre 0.5-1.5 gr Au/TM.

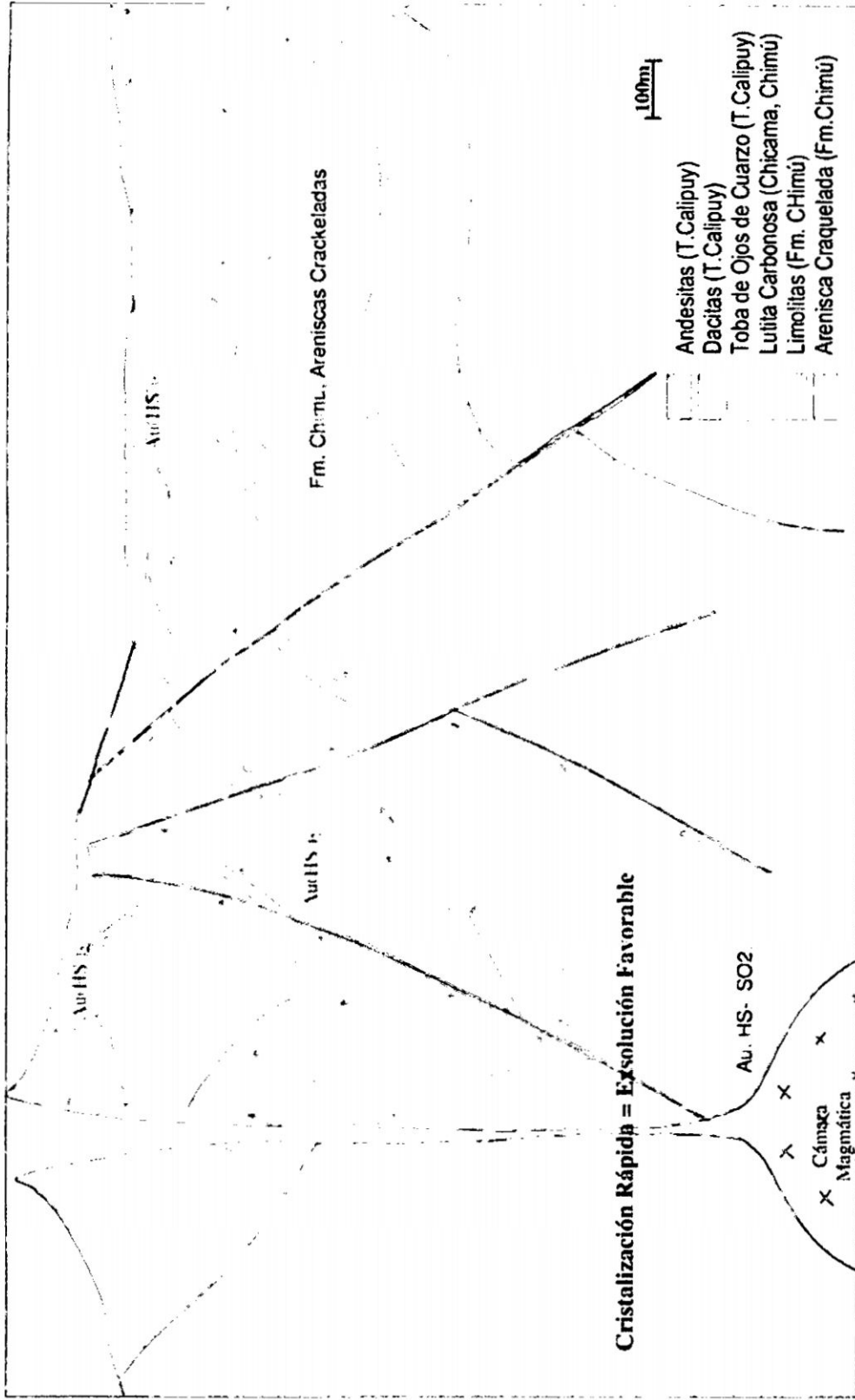
La cuarta etapa de mineralización se caracteriza por la presencia de sulfuros (pirita y enargita) y sulfosales rellenas las fracturas a manera de venillas.

Este tipo de mineralización se observa en los tufos dacíticos de las brechas en Alexa y Dafne.

## **2.3. LITOESTRATIGRAFIA**

### **2.3.1. FORMACIÓN CHIMÚ.**

Está compuesta por areniscas limpias de grano medio bien seleccionadas con intercalaciones de limolitas y lutitas, tanto arcillosas como bituminosas, y también mantos de carbón antracítico. Esta formación corresponde a una paleogeografía de carácter deltaico, sufriendo continuamente procesos transgresivos y regresivos, así como estadios de ambiente anóxico pantanoso, en el que se forman los horizontes carbonosos.



**Fig. 02** Modelo genético preliminar del yacimiento Epitermal Hs Alto Chicama

Fuente: Staff de Geólogos MBM.

### **2.3.2. GRUPO CHICAMA.**

El yacimiento tiene como basamento litoestratigráfico no mineralizado a las secuencias superiores del grupo Chicama, consistentes principalmente de limolitas carbonosas, con transición hacia el Cretácico Inferior, dicha transición está compuesta por areniscas negras finas carbonosas, que paulatinamente se van haciendo mas limpias y de grano medio mejor seleccionado, lo cual se puede apreciar mejor hacia la parte oeste del depósito. Aun cuando esta secuencia litoestratigráfica no hospeda mineralización aurífera, posee rasgos que indican el paso de fluidos hidrotermales a través de esta unidad, como azufre nativo en vetillas y fracturas, vetillas de cuarzo blanco lechoso e incluso, piritas bien cristalizadas. Esta unidad litoestratigráfica permitió además el paso de magmas a través de fisuras y diatremas, prueba de ello son las brechas de fragmentos carbonosos y matriz volcánica con contenido carbonoso.

### **2.3.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**

Se denominan Dominios Estructurales a las áreas del macizo rocoso que presentan orientación y distribución de discontinuidades similares.

En la zona sur de la mina se presentan tres flujos andesíticos distintos y tres secuencias volcanoclásticas (Alexa, Dafne y Josefa). Por debajo de las unidades volcánicas se encuentran los sedimentos de la Formación Chimú. Los sedimentos de la Formación Chicama se encuentran en profundidad.

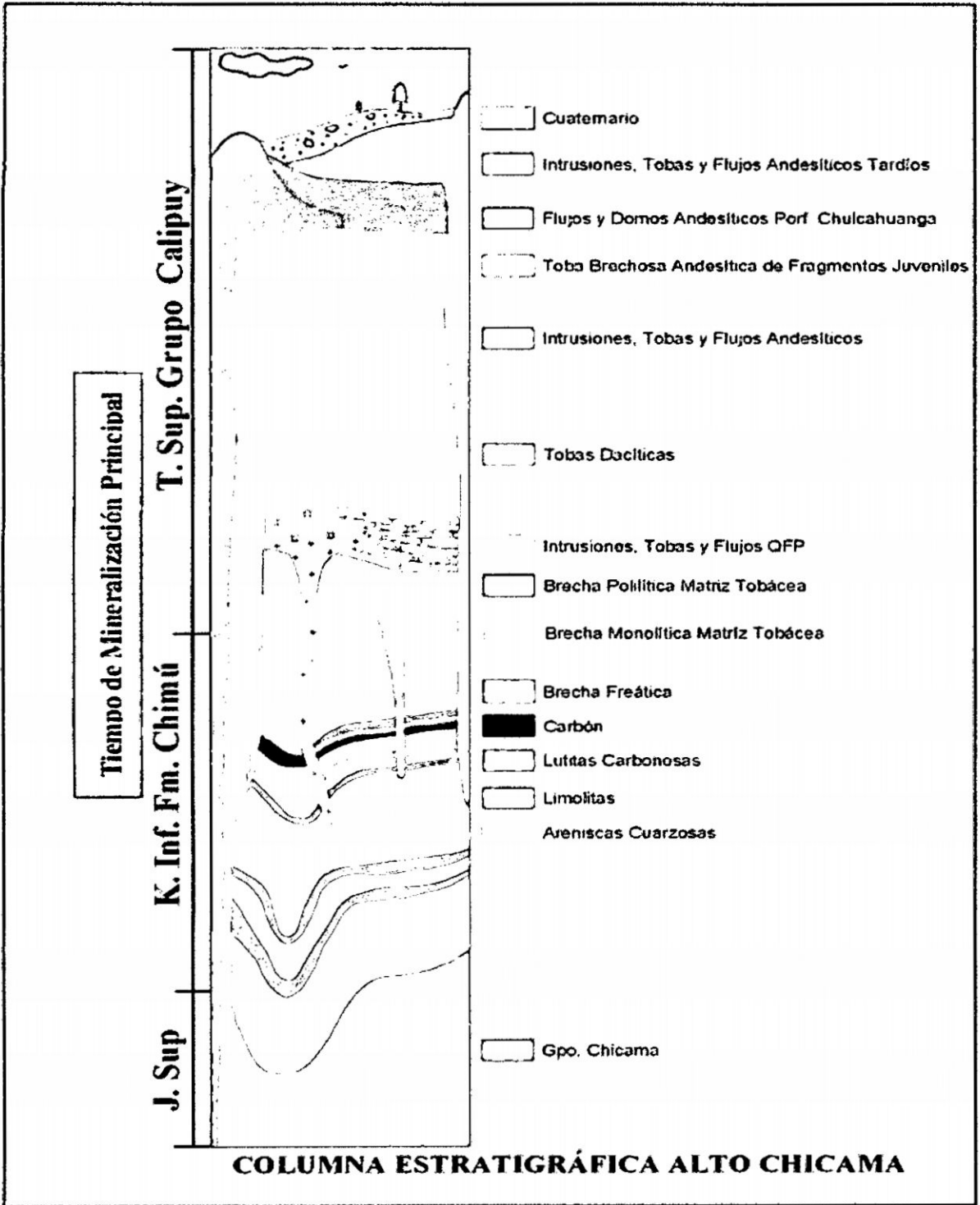


Fig. 03 Columna estratigráfica local de Alto Chicama.  
Fuente: F. Gaboury et al, Internal Reports.

En la zona central del tajo se presentan dos fallas subparalelas mayores que muestran un rumbo NNW-SSE que dividen la secuencia sedimentaria plegada en tres zonas estructurales distintas.

Se han definido siete juegos diferentes de discontinuidades identificados de la A hasta la G. Los juegos A, B y C parecen estar bien desarrollados en casi todos los dominios estructurales típicos para la mayoría de rocas plegadas sedimentarias. Los juegos D, E, F y G constituyen familias menores desarrolladas en los diferentes dominios estructurales a lo largo del macizo rocoso y que pueden estar relacionadas con la presión y deformación regional.

La familia de diaclasas identificada como A se considera paralela a la estratificación y está bien desarrollada en todos los dominios estructurales.

La familia B tiene un rumbo aproximadamente paralelo a la estratificación y buza en dirección casi normal a la misma.

Las discontinuidades del juego C tienen un rumbo casi paralelo a la estratificación y buzan subverticalmente.

Las diaclasas del juego D tienen un rumbo NNE y buzan subverticalmente. El juego de discontinuidades E tiene un rumbo NNW y buza subverticalmente. La familia F tiene un rumbo NE y un buzamiento moderado a vertical.

La familia G tiene un rumbo NW y un buzamiento moderado al noreste.

#### **2.3.4. LAS RESERVAS**

Las reservas probadas y probables de oro al 31 de diciembre de 2012 eran 6,5 millones de onzas.

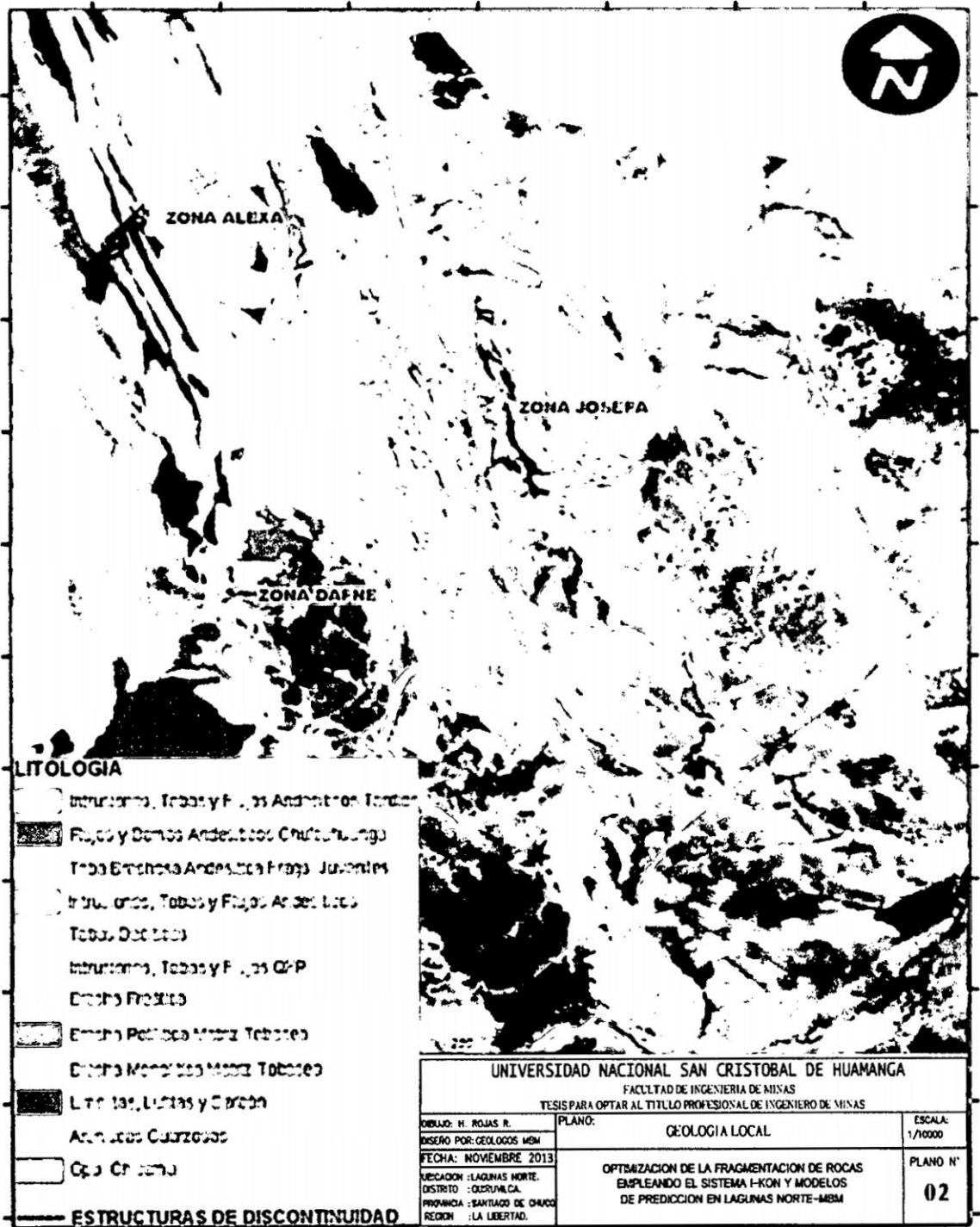


Fig. 04 Plano Geológico local del yacimiento Alto Chicama.  
 Fuente: Staff de Geólogos Alto Chicama.

## **CAPÍTULO III**

### **DESCRIPCION DE PROCESOS EN LAGUNAS NORTE**

#### **3.0. SERVICIOS TÉCNICOS**

El área de servicios técnicos incluye:

- Geología de Exploración
- Geología de Mina (Ore Control)
- Planeamiento de Minado a Corto y Largo Plazo
- Topografía
- Geotecnia e Hidrología

El planeamiento de minado se basa en la información del modelo de bloques definido por Geología. El modelo se realizó en base a la información de las perforaciones en la etapa de exploraciones.

#### **3.1. GEOLOGÍA DE MINA (ORE CONTROL)**

Dentro de las actividades fundamentales realizadas por Ore Control se tiene:

##### **3.1.1. CLASIFICACIÓN DE MATERIALES**

En Lagunas Norte el mineral puede ser limpio, carbonoso y/o con sulfuro; y el

desmante puede ser limpio, sulfuroso o carbonoso. Esta clasificación tiene una importancia:

- **Operativa:** Permite el mejor manejo (selección) de mineral y/o desmante.
- **Económica:** Implica una mejor y mayor recuperación del mineral.
- **Predictiva:** Tiene carácter predictivo que ayuda al Planeamiento de Minado.

### 3.1.2. MUESTREO

Consiste en tomar una muestra representativa de los detritos de cada cono de perforación con la finalidad de identificar el contenido de mineralización y contaminación. Los Laboratorios Químicos analizan por Au, Ag, Cu, TCM y S de las muestras.



Foto III 01 Muestreo de los pozos de perforación.

### 3.1.3. LOGUEO

Se realiza con la finalidad de identificar y describir características geológicas principales del terreno mediante los detritos de perforación, tales como litología, intensidad de mineralización, dureza y otros datos de importancia. Este trabajo nos ayuda a definir de manera rápida zonas de mineral o desmante y para realizar mapas de litología.

### 3.1.4. PROCESAMIENTO DE DATOS EN GABINETE

Los datos finales de muestreo y logueo son introducidos a una base de datos, evaluados, procesados e interpretados, hasta generar una representación en un modelo de bloques de dimensiones 5 x 5 x 10 metros en Mine Sight.

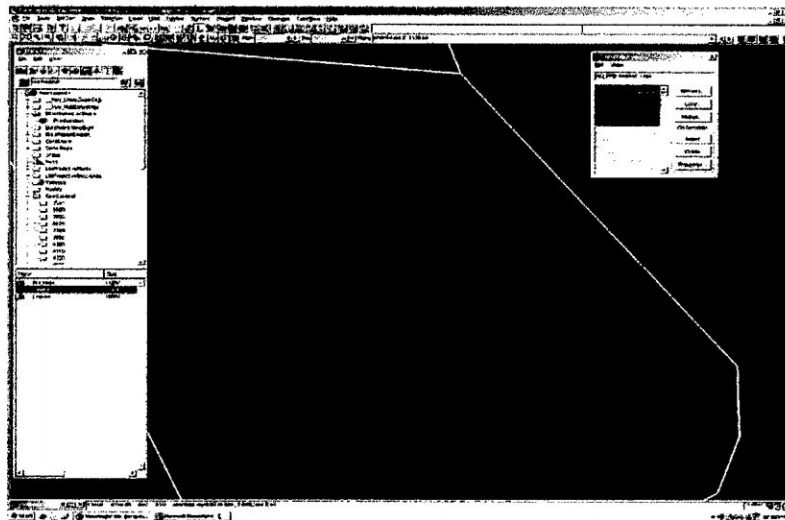


Fig. III 01 Leyes de blastholes ingresadas al sistema.

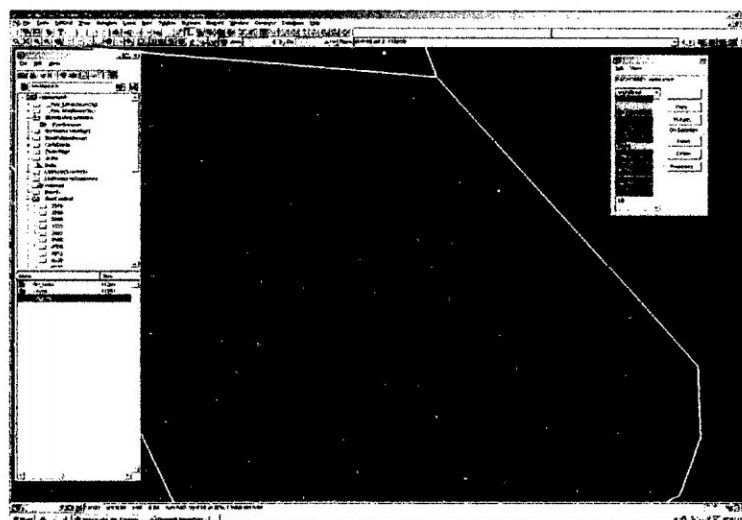


Fig. III 02 Litología real de los blastholes ingresada al sistema.

### 3.1.5. GENERACIÓN DE POLÍGONOS

Con la información del muestreo, logueo y modelo de bloques, el Geólogo diseña los Polígonos de Material o Minado. Este diseño debe ser revisado por Ingeniería.

Estos contienen la información de tonelaje, promedio de leyes de Au, Ag, Cu, TCM (tipo material carbonoso) y S, Valor de mineral por tonelada y el Tipo de Material.

En base a estos polígonos, Ingeniería realiza el plan de minado, el cual debe ser ejecutado por Operaciones Mina, con el apoyo de Geología Ore Control.

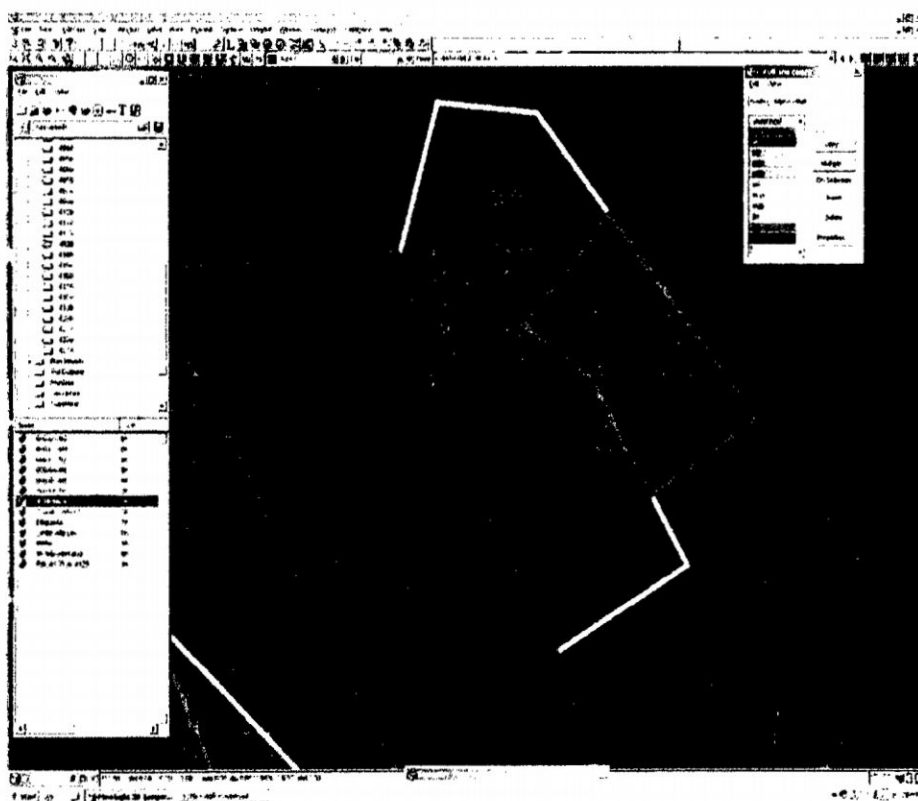


Fig. III 03 Polígonos de minado generados por Ore Control.

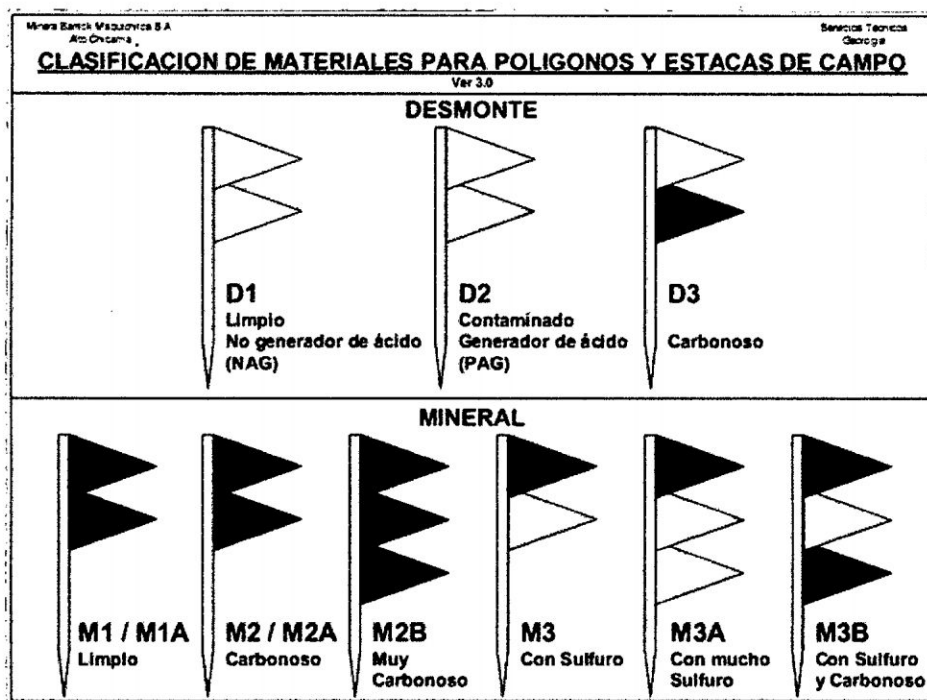


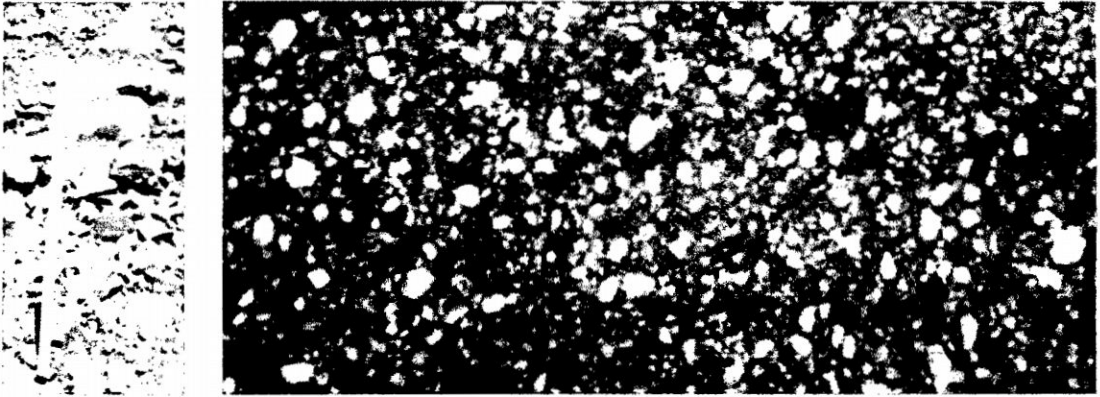
Fig. III 04 Banderines para identificar la clasificación del material.

### 3.1.6. DESMONTE

El desmonte se clasifica en tres tipos dependiendo del contenido de sulfuros y de material carbonoso:

**A. DESMONTE (D1):** Es el desmonte No Generador de Ácido (NAG), cuyo valor de Au es  $<0.18$  gr/TM y de sulfuro es  $<0.1\%$ . Se usa como lastre, para drenes y construcción.

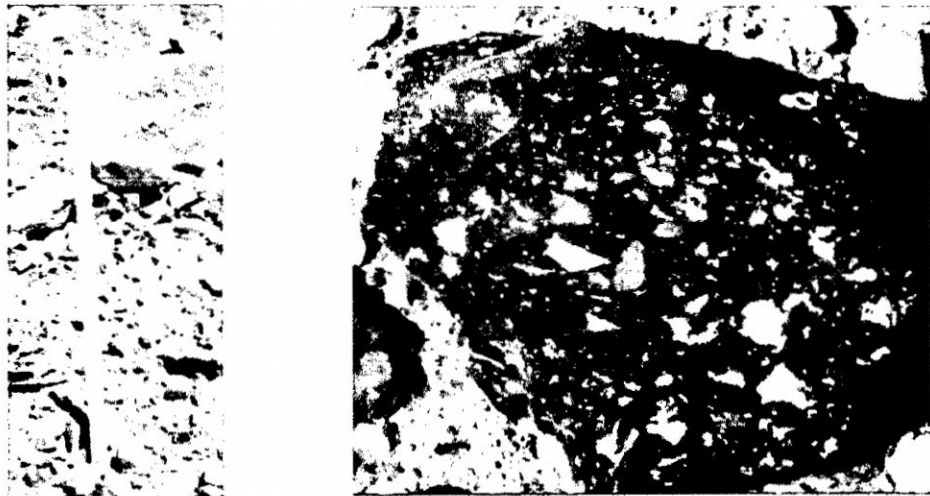
Generalmente está definido litológicamente por andesita y en algunos casos por arenisca estéril. Su reconocimiento en campo está definido por dos banderas blancas, la superior que indica que es desmonte y la inferior que no es Generador de Ácido.



**Fig. III 05** Banderín y la muestra.

**B. DESMONTE (D2):** Es el desmonte Potencial Generador de Acido (PAG), cuyo valor de Au es  $<0.18$  gr/TM y de sulfuro es  $>0.1\%$ .

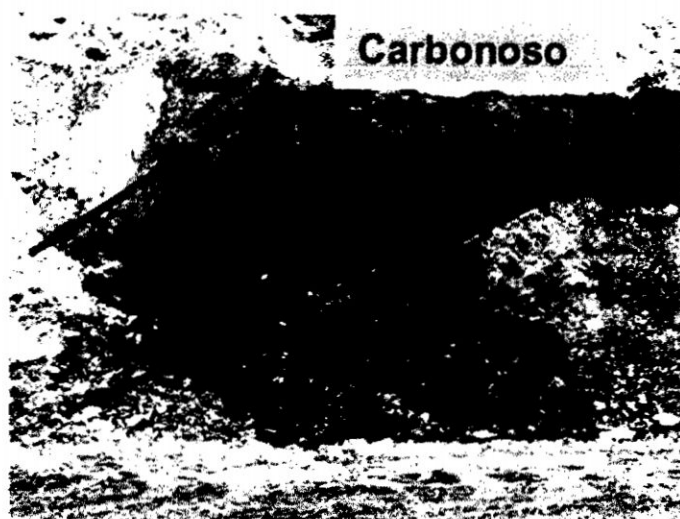
Esta definido litológicamente por toba de matriz carbonosa y presencia de sulfuros. Su identificación en el campo es con dos banderas, una superior blanca definiendo el desmonte y la inferior amarilla definiendo que es ácido.



**Fig. III 06** Banderín y la muestra.

**C. DESMONTE (D3):** Es el desmonte carbonoso, que se define muchas veces en forma visual por la cantidad de carbón, también en base a los resultados de muy baja recuperación de Au que reportan las pruebas metalúrgicas.

Esta definido litológicamente por rocas carbonosas, generalmente en sedimentos. En el campo se le identifica por dos banderas, una bandera superior blanca determinando el desmonte y otra inferior roja determinando material carbonoso.



**Fig. III 07** Banderín y la muestra.

### **3.1.7. MINERAL**

El mineral se clasifica en limpio, carbonoso y sulfuroso:

**A. M1-M1A:** Es el mineral limpio, cuyo destino es chancadora, algunas veces como single pass y stockpile. Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

**M1:** Au >0.18 gr/TM, TCM<0.05% y S <0.25%.

**M1A:** Au >0.21 gr/TM, TCM<0.05% y S <0.40%.

Generalmente está definido litológicamente por arenisca, tobas y brechas volcánicas. Su identificación es con dos banderines, el superior de color verde que representa al mineral y el segundo también verde que indica que es limpio.



**Fig. III 08** Banderín y la muestra

**B. M2-M2A:** Es el mineral contaminado con material carbonoso, su destino es chancadora cuando es autorizado por metalurgia, de lo contrario va al single pass y stockpile. Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

**M2:** Au >0.358 gr/TM, TCM>0.05<0.1% y S <0.25%.

**M2A:** Au >0.352 gr/TM, TCM>0.1%<0.5% y S <0.25%.

Generalmente está definido litológicamente por sedimentos carbonosos y por tobas. Su identificación es con dos banderines, el superior de color verde que representa al mineral y el segundo de color rojo que indica que es mineral carbonoso.



**Fig. III 09** Banderín y la muestra

**C. M2B:** Este mineral es muy carbonoso, su destino es single pass y stock pile. Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

**M2B:** Au >0.420 gr/TM, TCM>0.5% y S <0.25%.

Generalmente esta definido litológicamente por sedimentos carbonosos y por tobas. Su identificación es con tres banderines, el superior de color verde que representa al mineral y los siguientes de color rojo que indican que es mineral muy carbonoso.



**Fig. III 10** Banderín y la muestra

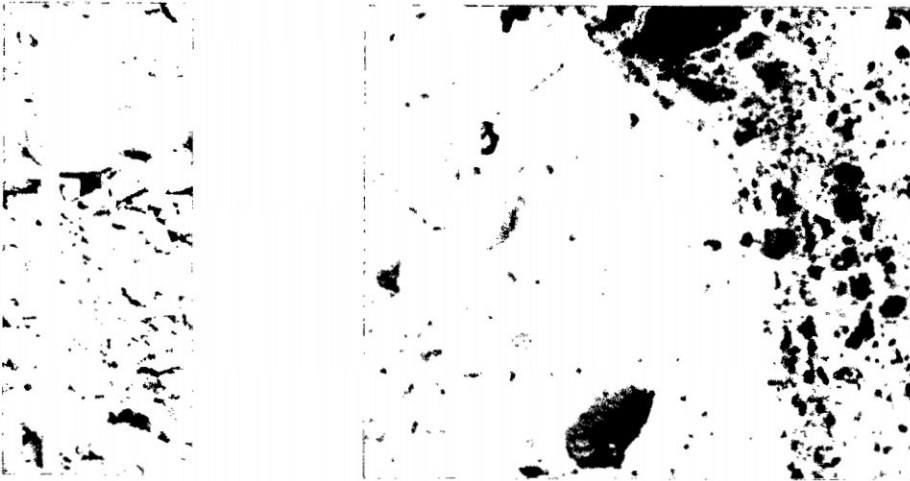
**D. M3:** Este mineral es con sulfuro, su destino es single pass chancado.

Solo en casos extremos será enviado a Stockpile.

Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

**M3:** Au >0.339 gr/TM, TCM<0.05% y S >0.40%.

Generalmente está definido litológicamente por brechas y tobas volcánicas con sulfuro. Su identificación es con dos banderines, el superior de color verde que representa al mineral y el siguiente de color amarillo que indica que es mineral con sulfuro.

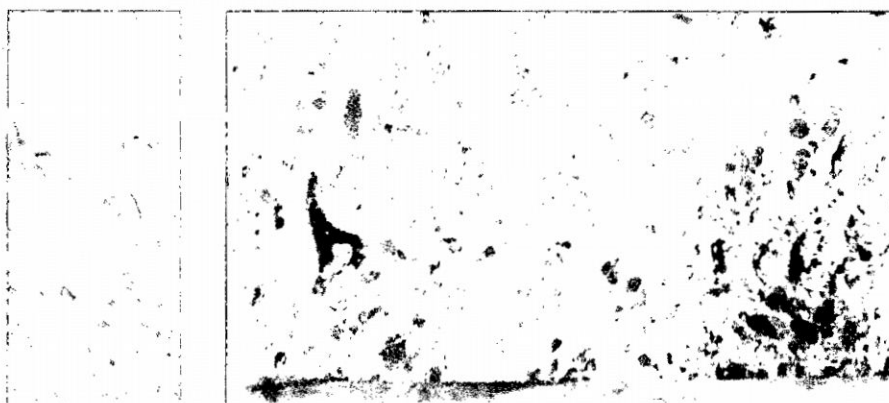


**Fig. III 11** Banderín y la muestra

**E. M3A:** Este mineral es con sulfuro y cobre, su destino es single pass y stockpile. Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

**M3A:** Au >0.624 gr/TM, TCM<0.05% y S >0.25%. Cu>350ppm

Generalmente está definido litológicamente por brechas y tobas volcánicas con sulfuro y cobre. Su identificación es con tres banderines, el superior de color verde que representa al mineral y los siguientes de color amarillo que indica que es mineral con sulfuro.

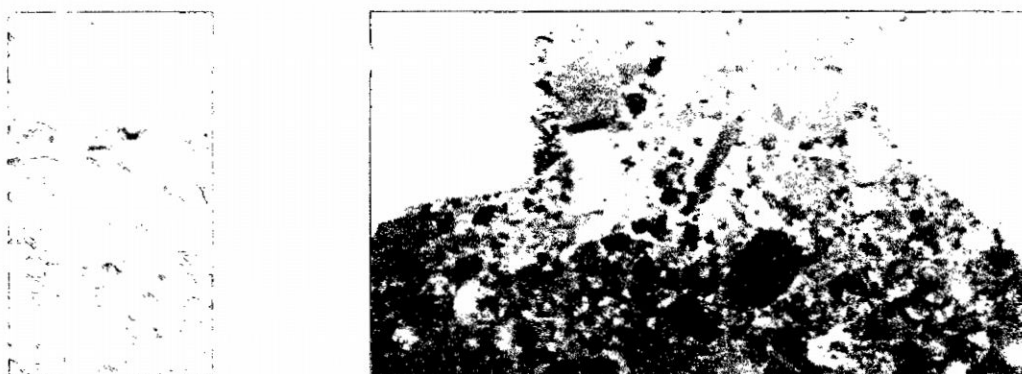


**Fig. III 12** Banderín y la muestra

**F. M3B:** Este mineral es mixto ya que presenta sulfuro y carbón, su destino es single pass y stock pile. Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

**M3B:** Au >0.572 gr/TM, TCM>0.05% y S >0.25%.

Generalmente está definido litológicamente por brechas y tobas volcánicas con sulfuro y clastos o matriz carbonosa. Su identificación es con tres banderines, el superior de color verde que representa al mineral, el intermedio de color amarillo que indica que es mineral con sulfuro y el final de color rojo que indica la presencia de material carbonoso.



**Fig. III 13** Banderín y la muestra

### **3.2. OPERACIONES MINA**

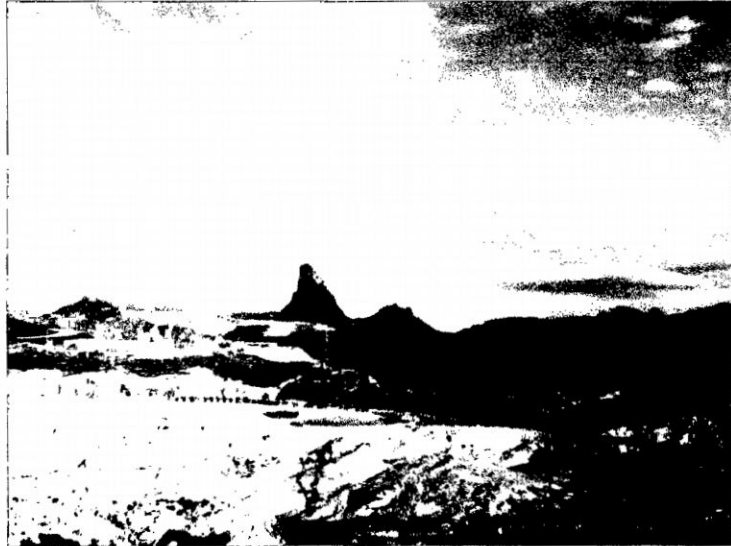
La mencionada mina inicia sus operaciones de producción en el año 2005, desde esa fecha hasta la actualidad ha ido incrementando la flota de equipos. Se ha desarrollado estrategias, en la búsqueda de minimizar el costo por onza y maximizarla rentabilidad del negocio, la coyuntura y otras necesidades llevaron a que se rediseñe todo el proceso de chancado, incrementando su capacidad de 42,000 a unas 63,000 tpd. Convirtiéndose en un cuello de botella.

Entonces la primera estrategia consta del uso del carguío mediante el binomio pala más cargador. Para el año 2012 está programado procesar por chancado 17.5 millones de toneladas de los cuales 15.0 millones son minerales limpios. Entonces el objetivo es la reducción de fragmentación y costos de minado de este tonelaje.

Del mismo modo, los ciclos máximos y mínimos son obtenidos de la confiabilidad del plan semanal ( $\pm 5\%$ ), se considera que la producción de chancado de 424,960 tm en promedio con capacidad de camión de 190 tm. En otro momento las restricciones para la aplicación de este sistema está ligado a la seguridad: factores climáticos (neblina), anchos mínimos de minado, polígonos de mineral amplios.

Igualmente que este sistema, como la utilización y demoras en los equipos de carguío es mejor aprovechada. Mejor control de componentes del cucharón y de neumáticos. Cuando se mina por el sistema binomio se reduce el ciclo de acarreo, debido a que se da prioridad a un solo frente.

También se aplica la estrategia de stock dinámico, la cual utiliza el software GPSS que simula eventos discretos, pala cargador camión con puntos de descarga en chancado y stock para una representación simplificada del sistema.



**Foto III 02** Vista general de la mina Lagunas Norte.

Aproximadamente se excavan 15 Mt de mineral por año, con un total de 116 Mt de mineral y 150 Mt de desmonte extraídos del tajo. En la mayor parte del tajo los taludes están en el rango de los 35 grados, llegando hasta 45 grados en los taludes del sureste y noroeste. La base final del tajo se alcanzará primero en la esquina sureste del mismo, esto será durante el quinto año, cuando se inicie el proceso de relleno del tajo. La selección de la flota se basó en la configuración de carga, la altura del banco, las distancias de acarreo y el plan de minado hasta el fin de las operaciones.

### **3.3. LA FLOTA DE LOS EQUIPOS:**

#### **3.3.1. EQUIPO DE PRODUCCIÓN:**

- 2 Palas Hidráulicas Komatsu PC-4000 de 21 m<sup>3</sup> de capacidad.
- 1 Cargador Frontal Komatsu WA-1200 de 20 m<sup>3</sup> de capacidad.
- 14 Camiones de acarreo Komatsu 730-E de 185 TM.
- 4 Perforadoras Reedrill SKS-12 de 86 000 lb. de carga.

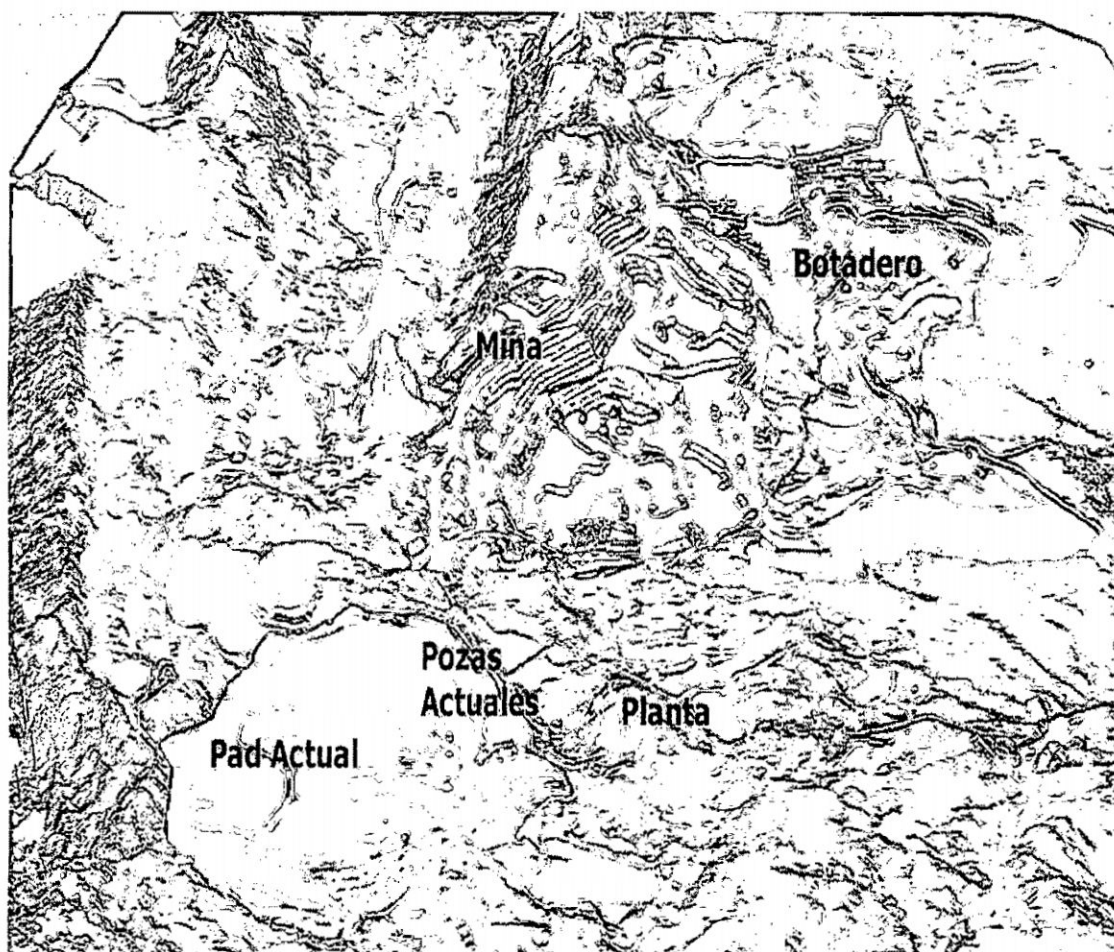
### **3.3.2. EQUIPO AUXILIAR:**

- 01 Perforadora Sandvik DP 1500i de hasta 6" para perforación de pre corte.
- 01 Perforadora Sandvik DX 700 de hasta 5" para perforación secundaria.
- 03 Motoniveladoras Komatsu GD-825A para el mantenimiento de accesos, instalaciones, plataformas y carreteras.
- 06 Tractores sobre orugas Komatsu D-375-A utilizados para construcción, mantenimiento de vías y zonas de descarga.
- 02 Tractores sobre ruedas Komatsu WD-600 para mantenimiento de plataformas de minado y vías.
- 01 Cargador Frontal Komatsu WA500 para conformación de bermas, arreglo de vías y carguío de materiales especiales.
- 02 Excavadoras Komatsu PC-300 para limpieza de crestas, retiro de topsoil, turba y otros materiales.
- 01 Retroexcavadora Komatsu WB-140 para mantenimiento de cunetas y drenajes en general.
- 01 Rodillo Dynapac CA25 para mantenimiento de vías.
- 02 Camiones cisterna de 20000 galones de agua c/u para regar las vías y en caso de incendios.
- 03 Camiones cisterna Volvo FH12 de 5000 galones de agua c/u para abastecer a las perforadoras y diversas edificaciones dentro de la propiedad.
- 01 Camión cisterna/plataforma baja para transporte de tractores y perforadoras.
- 01 Camión Grúa Volvo NL12 de 5 TM para cambio de aceros de perforación y otros trabajos.

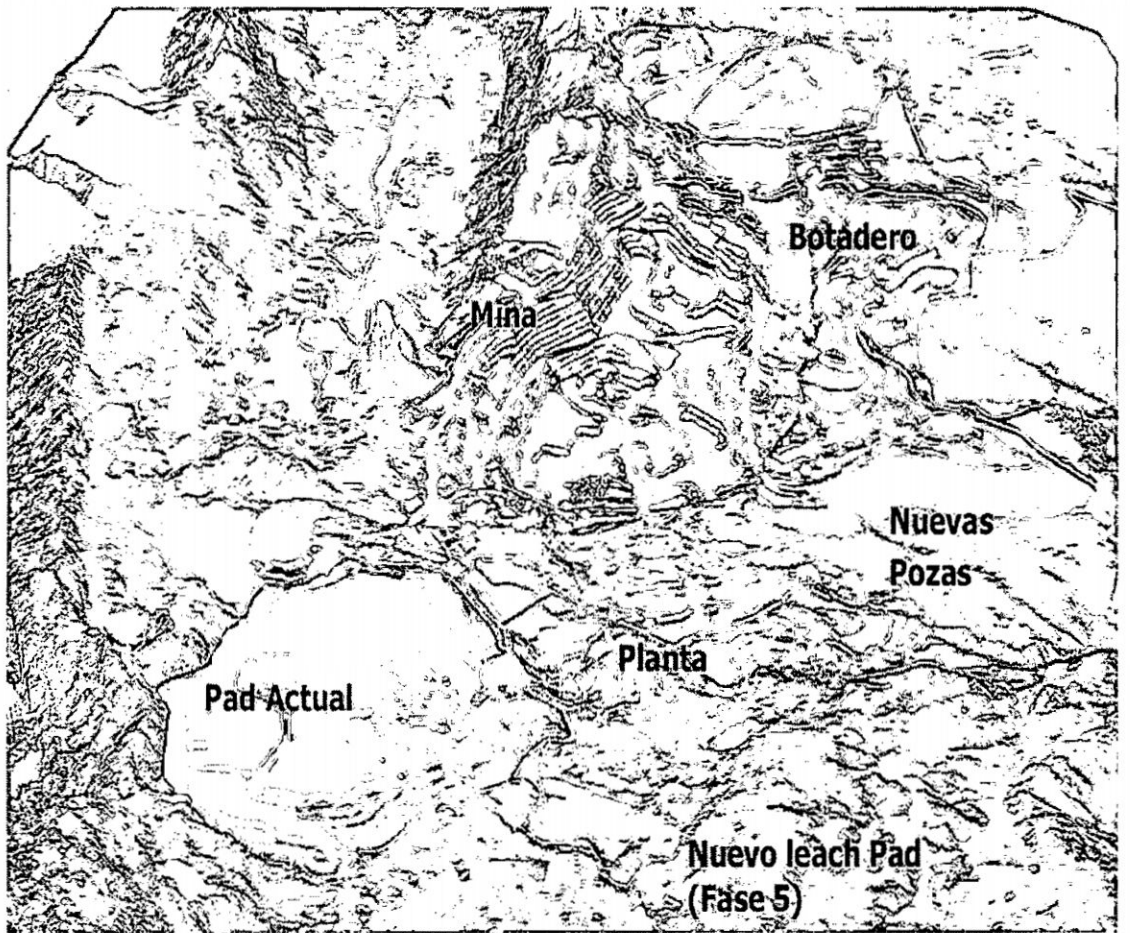
Todos los equipos son monitoreados por el Sistema Dispatch.

En cuanto al sistema de trabajo en Lagunas Norte se emplea el sistema 8x6,

conformándose 4 guardias de 39 operadores c/u aproximadamente, 4 jefes de guardia, 4 asistentes y 4 despachadores. Además se cuenta con 3 supervisores de Perforación y Voladura y 2 Supervisores de Servicios Auxiliares.



**Fig. III 03** Mina Lagunas Norte 2012



**Fig. III 04** Mina Lagunas Norte 2014

### **3.4. PROCESOS**

En Lagunas Norte se cuenta con un circuito de chancado primario y secundario para la reducción granulométrica del mineral proveniente de la mina. La chancadora primaria está ubicada al sur del tajo abierto. Se trata de una chancadora giratoria de 50" x 65", mientras que la secundaria comprende doble circuito de chancadoras de cono. El mineral chancado por primario (6") es transportado por medio de fajas al secundario, donde es reducido a un tamaño adecuado (1 ½") para permitir su lixiviación. Las chancadoras están diseñadas para procesar 60000 tpd.

El mineral chancado por secundario se descarga en el Ore Bin a los camiones de mina para su ubicación en las pilas de lixiviación, construidas en la cuenca superior del Chuyuhual, al sur del tajo abierto.

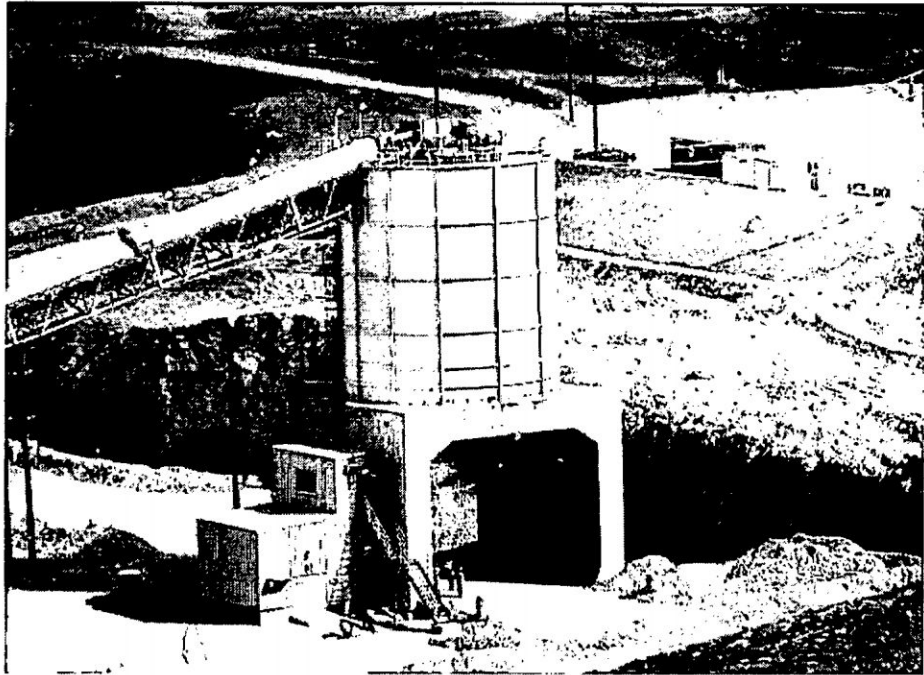


Foto III 03 Vista de las instalaciones del Ore Bin.

La instalación ha sido diseñada para que tenga una capacidad final de 115 Mt de mineral, una longitud de 1 400 m y un ancho de 800 m. El mineral se apila en capas de 10 m de altura hasta alcanzar una altura final de 150 m. sobre la superficie del terreno. La pendiente total de los taludes laterales será de 2.5H:1V.

La pila de lixiviación lleva un revestimiento compuesto, conformado por una geomembrana de polietileno de baja densidad (LDPE) de 2 mm. Espesor, sobre una capa de 0.3 m de arcilla. Las tuberías internas para la colección de la solución se ubican en la parte superior del revestimiento LDPE para mejorar el flujo de la solución.

La solución enriquecida que drena desde la pila de lixiviación, por acción de la gravedad, es almacenada en una poza externa de solución enriquecida de lixiviación (SEL), para recuperar el oro y la plata se utiliza la tecnología Merrill Crowe (precipitación de los metales preciosos de la solución, utilizando polvo metálico de zinc)



Foto III 04 Vista general del Leach Pad.

La solución se aplica al mineral en una proporción de aproximadamente 10 l/h/m<sup>2</sup>. Luego del proceso la solución enriquecida de lixiviación que llega a la poza SEL se bombea a la planta de procesamiento hacia un tanque de solución enriquecida no clarificada, y luego pasa por filtros de presión hacia un tanque de solución enriquecida clarificada.

La solución clarificada es luego bombeada hacia la parte superior de una torre de de aereación, donde una bomba de vacío reduce el contenido del oxígeno a menos de 1 mg/l. Luego se añade polvo de zinc y nitrato de plomo a la solución, antes de pasar a través de tres o cuatro filtros de prensa para la precipitación del zinc, las que retiran el lodo del zinc que contiene oro y plata.

La solución filtrada y el agua de reemplazo, o la solución proveniente de la poza de rebose de agua del proceso, es posteriormente bombeada a un tanque de solución pobre, donde es tratada con cianuro y anti-incrustante, ajustándose el pH mediante la adición de cal apagada. La solución pobre se recircula hacia la pila de lixiviación, adicionándole agua fresca, cianuro de sodio y cal, en cantidades necesarias para mantener el volumen promedio y las características químicas de la solución de lixiviación.

El precipitado de metal precioso se mezcla con el fundente y se funde en los hornos de inducción para la recuperación de los metales preciosos en forma de barras de doré. Las barras de lingotes de doré se embarcan fuera del área, para ser procesados y obtener de ellos el oro y la plata refinados.

La ampliación de la planta de procesamiento de Lagunas Norte estaría lista durante el segundo trimestre de 2013, la optimización de procesos es una premisa fundamental para el crecimiento de cualquier empresa minera, para lo cual la mejora continua resulta ser básica. La finalidad fundamental de esta implementación es sostener y optimizar la eficiencia del proceso a través del tiempo. La nueva planta de carbón en columnas (CIC) está diseñada para soportar la vida útil de la mina hasta 2019 y el procesamiento hasta 2022, Incluyendo la lixiviación secundaria.

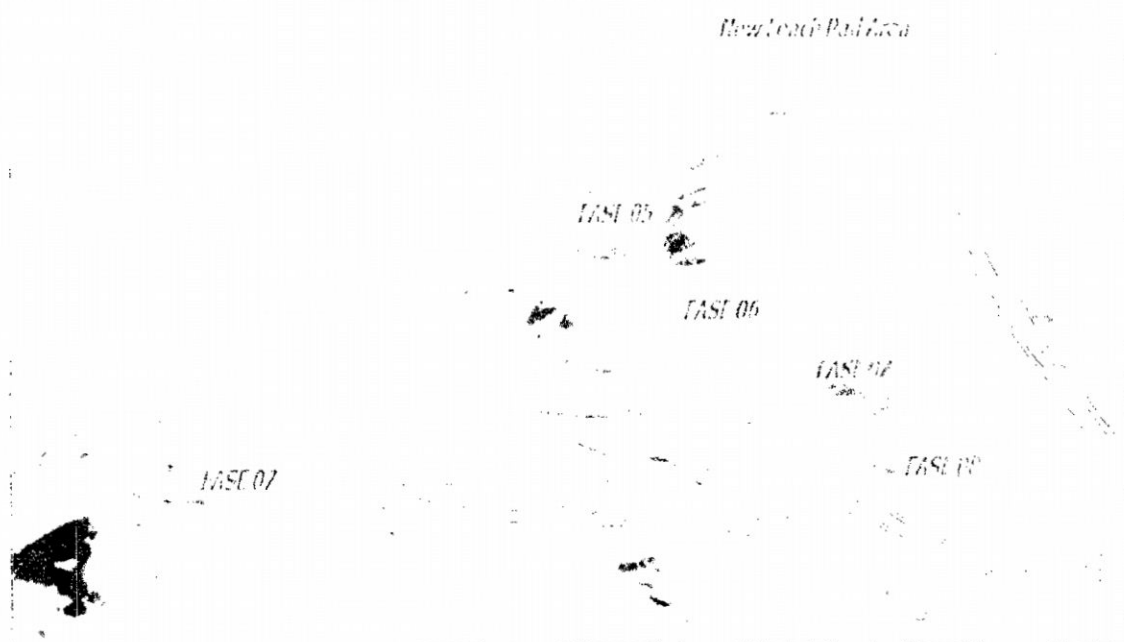
La planta CIC y las nuevas pozas de solución de procesos para el almacenamiento de agua ácida (ARD), de emergencia (POP), de solución rica (PLS) y de limpieza (polishing) y la expansión de la actual pila de lixiviación (Fase 5) contribuirán en dichos propósitos.

Es decir, para optimizar el proceso es necesario adicionar un circuito de carbón en columnas, el cual trabajará en paralelo al circuito actual Merrill Crowe. Esto permitirá tener mayor flexibilidad operativa en cuanto a disponer de mayores flujos de riego hacia la pila de lixiviación y permitiéndonos manejar densidades de riego hasta de 40 l/h-m<sup>2</sup>. Manejar altas densidades

de riego permite alcanzar el ratio requerido en menor tiempo, reduciendo así los ciclos de lixiviación.

La operación de la planta CIC nos da oportunidad de concentrar las soluciones con leyes más bajas provenientes de las pilas de lixiviación, obteniendo una solución súper enriquecida, la cual será bombeada hacia la planta Merrill Crowe.

Además, el proceso CIC es más económico con una recuperación estimada en 78%, mientras el proceso Merrill Crowe con una recuperación de 80.7%.



**Foto III 05** Nuevo Leach Pad (Fase5)



Fig. III 6 Vista Pozas de procesos

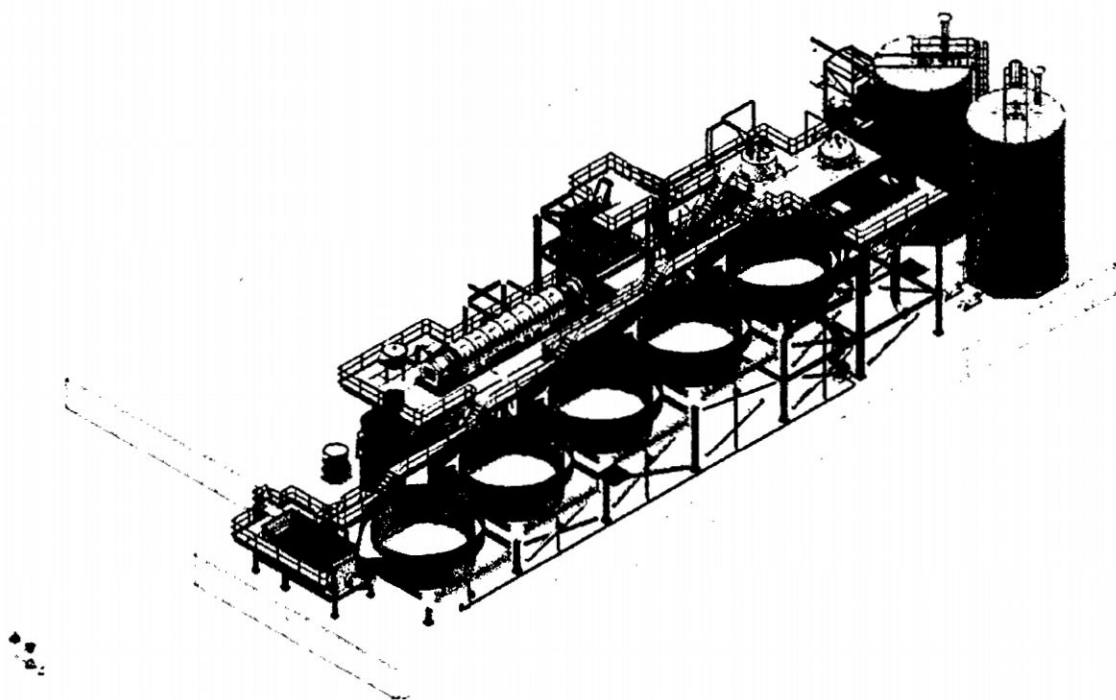
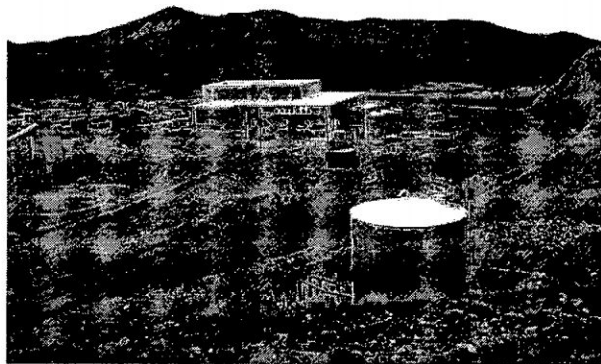


Fig. III 7 Vista de la Planta complementaria CIC

### **3.5. MANTENIMIENTO**

#### **3.5.1. TRUCK SHOP**

El área de mantenimiento comprende Mantenimiento Mina y Mantenimiento Procesos. Para ello cuenta con el Truck Shop, que consiste en un taller de equipo pesado, acondicionado para brindar servicio a los equipos de mina y vehículos livianos.



**Foto III 05** Vista de las instalaciones del Truck Shop y grifo Primax.

#### **3.5.2. ENERGIA**

Para el abastecimiento de energía se extendió la línea de transmisión existente de 138 kV que va desde la subestación Trujillo Norte hasta Motil. Esta línea de transmisión se extendió desde Motil hasta Lagunas Norte a lo largo de una distancia de aproximadamente 36 km.

La distribución de la energía eléctrica al interior del área del Proyecto se hace a través de líneas de transmisión eléctrica de 4,16 Kv, tanto aéreas como subterráneas. Además, se dispone de dos generadores a petróleo como respaldo, para proveer de energía a la planta durante una eventual interrupción.

En cuanto a los combustibles, en el caso del petróleo, este se transporta a la mina en camiones de 9000 galones americanos de capacidad, y es almacenado en cuatro tanques de 380 m<sup>3</sup> (100 000 galones americanos) de capacidad.

La gasolina se transporta a la mina en camiones similares y se almacena en un tanque de 21 m<sup>3</sup> (6 000 galones americanos) de capacidad.



Fig. III 08 Modificación de línea de alta tensión

### 3.6. PERFORACION

#### 3.6.1. DIMENSIONAMIENTO EQUIPOS DE PERFORACIÓN

En Lagunas Norte se trabaja con perforadoras Terex Reedrill SKS - 12 Infinity Series que permiten perforar taladros de 9"-12 ¼" y acoplar hasta 5 barras, es decir, más de 52 metros de profundidad con un pulldown máximo de 86 000 lbs. Cuentan con un motor Diesel CAT 3412 E DITTA el cual desarrolla 800 HP. El compresor tiene una capacidad de 2000 CFM a una

presión de máxima de 100 psi. Las dimensiones de la perforadora en metros son las siguientes:

<b>Ancho</b>	: 6.5
<b>Alto</b>	:4.1 (sólo máquina) 20.2 (con el mástil)
<b>Largo</b>	:11.7 (sólo máquina) 22.6 (con el mástil)

### 3.6.2. COMPONENTES DE LA COLUMNA DE PERFORACIÓN

Actualmente, se viene trabajando con la siguiente línea de perforación:

- A. AMORTIGUADOR:** Es un elemento que absorbe la energía no utilizada en romper la roca. Minimiza golpes y vibraciones no deseadas. De esta forma se alarga la vida de las roscas a lo largo de la columna y protege al cabezal y motor de rotación.
- B. ADAPTADORES:** Permiten acoplar elementos de diferentes uniones roscadas, de tipo o diámetro. Adicionalmente, cumplen función como elementos de desgaste.
- C. BARRA:** Es un elemento de extensión y de unión que transfiere la energía de rotación y empuje desde el cabezal hasta el tricono. Asimismo, transmite el fluido y/o agua para refrigerar y evacuar el detritus generados en el avance.  
Normalmente en las barras se emplea SAE 4130 con alta resistencia a la ruptura y Abrasión. (Límite de fluencia 248 MPa, resistencia a la tracción 525 N/mm<sup>2</sup>)
- D. GUIADOR:** Es un elemento centralizador que guía la columna de perforación. Ayuda a mantener la concentricidad y reduce las vibraciones y desviaciones.

**E. BROCA:** Es el elemento transmisor de empuje sobre la roca. Los conos están montados sobre un eje de rodamientos o cojinetes que a su vez forman parte de los faldones. Esta configuración provee de resistencia para soportar las cargas impuestas sobre el tricono de 9 7/8. Para formaciones duras se emplean insertos menores de carburo de tungsteno en los dientes de corte espaciados para reducir el torque. Los conductos de aire permiten el paso de aire a través de los cojinetes para refrigerarlos y limpiar el detritus generado.

**F. HILOS.-**Como se ven los hilos más comúnmente usados son:

#### **1. A.P.I. REGULAR ( American Petroleum Institute )**

Presenta de 4 a 5 hilos por pulgada. La mayoría de las brocas están provistas con hilo macho API Reg.

#### **2. BECO ( Bucyrus Erie Company )**

Trabajan bajo condiciones mecánicas de alto límite. Presenta 2 hilos por pulgada. Este hilo es más fuerte y fácil de soltar en condiciones severas. Es importante engrasar a diario los hilos de la columna de perforación. La grasa que se emplea es un compuesto lubricante para uniones con sello de hombro, donde las condiciones son severas. Contiene partículas de cobre y grafito, CZ-EX (aditivo de extrema presión), inhibidores de corrosión, antioxidantes. El espesante consiste en este reato de aluminio (alta adherencia y resistencia al agua). No contiene ni plomo ni zinc (afectados por altas temperaturas). Este engrase nos asegura una conexión consistente, previniendo deformación del pin y box. Impide que haya sobre apriete en la unión. No sólo lubrica, sino que no se escurre con el aire y agua que son aplicados en la perforación.

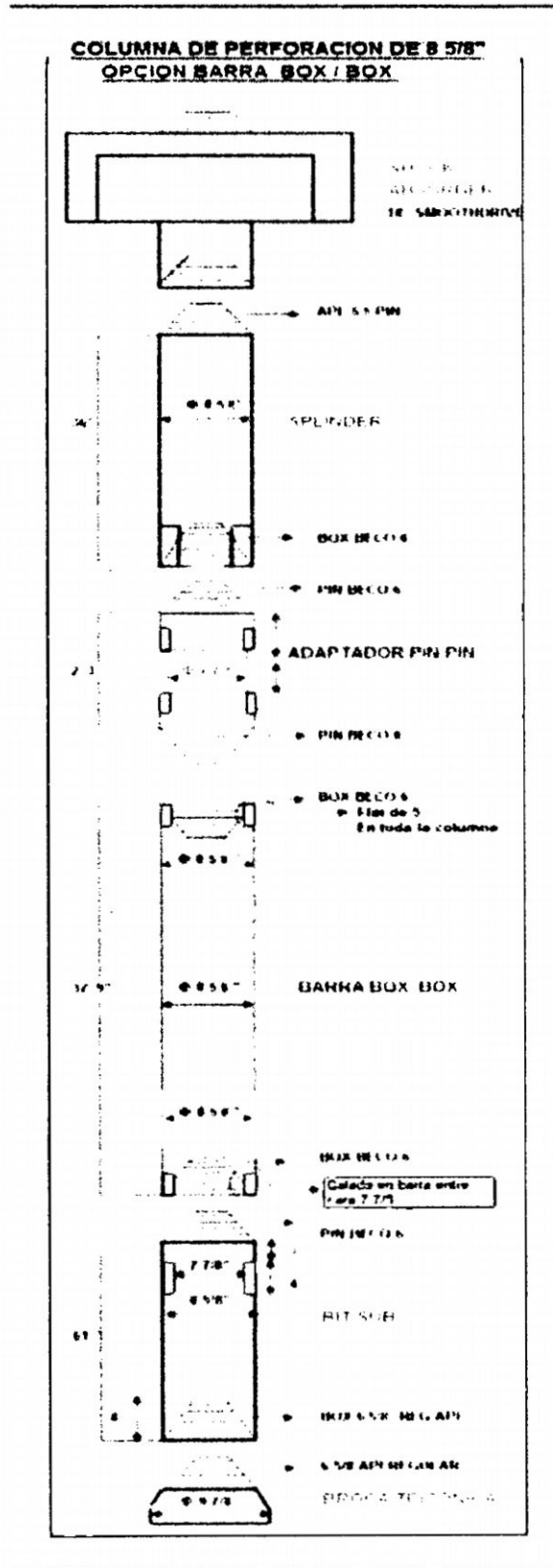


Fig. III 09 Línea de perforación.

### 3.6.3. EFICIENCIA DE PERFORACIÓN

Hay que tener en cuenta los siguientes puntos en la perforación:

- Por cada 1000 pies (305 m) el compresor pierde 3% de su capacidad.
- Mantener la alimentación de aire y la broca en rotación aunque esté fuera del taladro. Esto protege a los detritos de perforación del cono en superficie de caer en el taladro y reduce el uso de la broca.
- Las RPM se deben disminuir a la vez que más pull down sea usado. Y el pull down se debe disminuir simultáneamente que más RPM sean usadas.
- Altas presiones de aire indican obstrucción de brocas.

#### 3.6.3.1. PARA UNA PERFORACIÓN ADECUADA SE NECESITAN:

- Presión de Aire Correcta
- Diámetro de Barra Adecuada
- Pull Down y Rotación Correctos

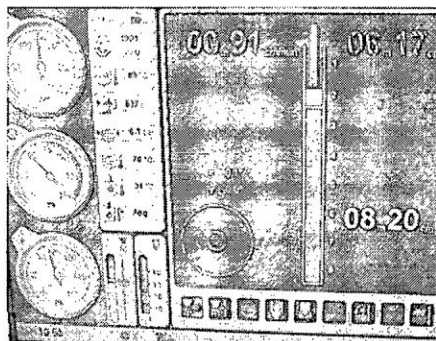


Fig. III 10 Panel de control de la perforadora con la broca 9 7/8

Entonces se puede calcular si la velocidad de barrido (ppm) es la adecuada.

$$BV = \frac{(183.3 * ACFM)}{(D^2 - d^2)}$$

Donde:

**BV** = Bailing Velocity (pies por minuto)

**ACFM** = Pies cúbicos actuales de aire libre por minuto entregados

**183.3** = Factor de Conversión.

**D** = Diámetro del taladro que se está perforando (pulgadas)

**d** = Diámetro exterior de la barra (pulgadas)

Las BV adecuadas fluctúan entre 6000 y 9000 fpm para la correcta evacuación del detritus. El pulldown usado varía entre 50000 y 70000 lbs, mientras que los RPM fluctúan entre 60 y 90 rpm según el tipo de formación.

Diámetro de broca 9 7/8"			
Peso máximo sobre la broca		Velocidad de rotación	Presión de aire en cabina
<b>Material Duro</b>	65,000 Libras	80 - 90 RPM	Min. 45 psi, Max. 58 psi
<b>Material Medio</b>	50,000 Libras	90 - 100 RPM	Min. 45 psi, Max. 58 psi
<b>Material Suave</b>	28,000 Libras	100 - 110 RPM	Min. 45 psi, Max. 58 psi

Tabla III 01

### 3.6.4. CONTROL DE LOS DATOS

Para un control estricto de los rendimientos de los aceros de perforación se emplea una base de datos que se actualiza diariamente. Asimismo se cuenta con la data de Dispatch para graficar planos de dureza en función a la velocidad de penetración de la roca y corroborar de esta forma el modelo predictivo entregado por Geología de Mina.

## Reporte de Perforación

Enero

De 01/02/2013 31/02/2013

	<i>Metros / Día</i>	<i>Metros / Hora</i>	<i>Horas</i>	<i>Metros</i>	<i>Días</i>
<b>SKS</b>					
Reedril SKS 12.1	428.52	20.4	411.07	8,386.20	20
Reedril SKS 12.2	559.58	26.65	312.65	8,332.10	15
Reedril SKS 12.3	511.32	24.34	345.53	8,411.20	16
Reedril SKS 12.4	320.66	15.27	139.83	2,135.60	7
	<b>455.02</b>	<b>21.67</b>	<b>1,209.08</b>	<b>27,265.10</b>	<b>58</b>
<b>Tdrill</b>					
DX 160 1	406.7	22.49	18.33	406.7	1
DX 160 2	400.69	191	121.7	2,324.00	6
DP 1500i 1	488.01	23.25	154.08	3,582.00	7
	<b>431.8</b>	<b>21.61</b>	<b>294.11</b>	<b>6,312.70</b>	<b>14</b>

**Resumen por Mes**

Real		Budget		Diferencia: Budget - Real	
Meters	27,265.10	Meters	26,141.00	Meters	-1,124.10
Holes	2,508.00	Holes	2,274.00	Holes	-234
# Bits	37	# Bits	36	# Bits	-1
# Pipes	3	# Pipes	3	# Pipes	0

Tabla III 02 Rendimientos de los aceros de perforación

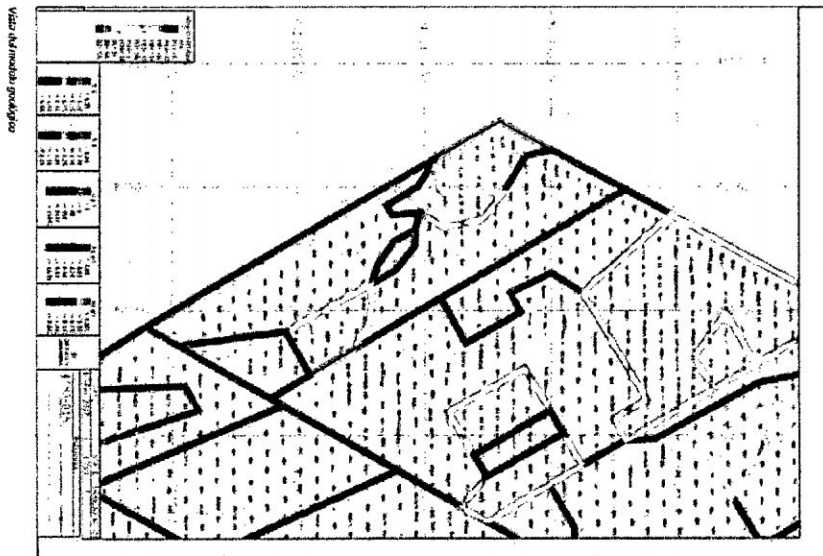


Fig. III 11 Dureza de la roca en función a la velocidad de penetración.

Los puntos de la malla son ingresados al Dispatch desde el Mine Sight. Y se puede ver la PR (m/hr) gracias a una aplicación Lisp que grafica todos los pozos perforados y su respectiva PR.

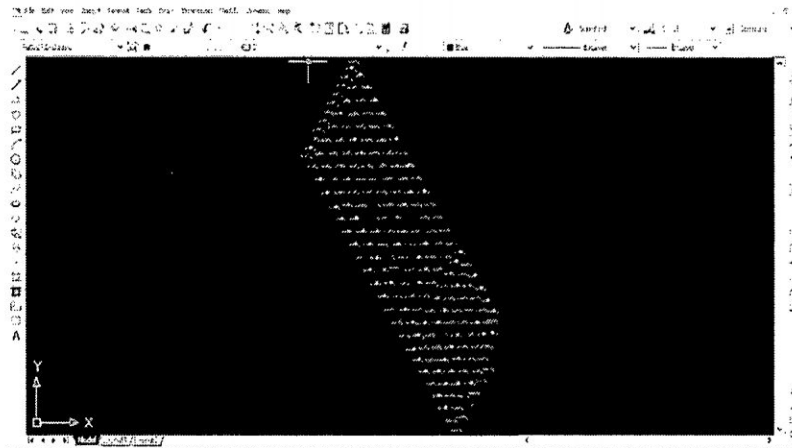


Fig. III 12 Aplicación Lisp.

### 3.6.5. PLANEAMIENTO DE PERFORACIÓN

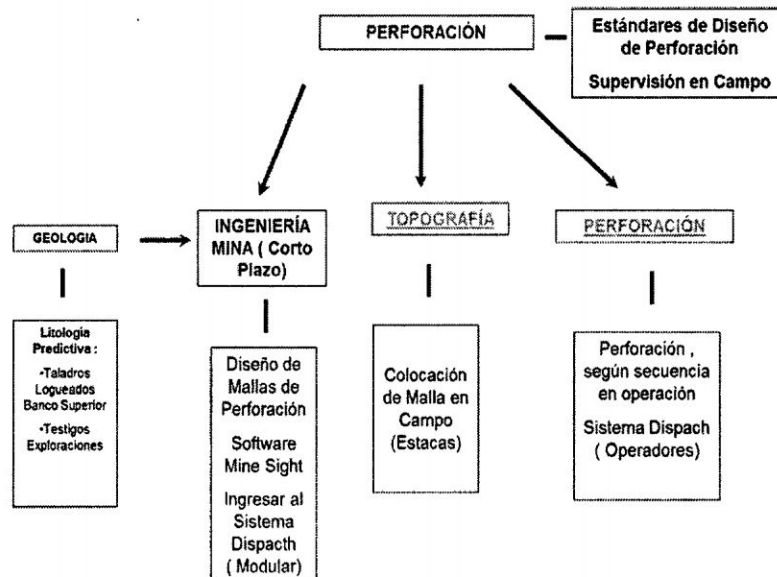


Fig. III 13 Diagrama de secuencia de perforación.

## **CAPÍTULO IV**

### **INGENIERIA DE EXPLOSIVOS**

#### **4.1. GENERALIDADES**

Los explosivos son una mezcla de sustancias, una combustible y otra oxidante, que al ser iniciadas dan lugar a una reacción exotérmica altamente rápida generando productos gaseosos a alta temperatura, los que ocuparan un volumen mucho mayor, aproximadamente 1000 a 10, 000 veces mayor que el volumen original del espacio donde se alojó el explosivo.

Estos fenómenos son aprovechados para realizar trabajo térmico aplicado para el rompimiento de materiales pétreos, en lo que constituye la “técnica de voladura de rocas”.

#### **4.2. PROPIEDADES FISICAS DE LOS EXPLOSIVOS.**

Las propiedades básicas de un explosivo son:

- 1 Densidad
2. Resistencia al agua
3. Sensibilidad
4. Estabilidad química
- 5 Balance de oxígeno
6. Generación de gases

#### 4.2.1. DENSIDAD

- Peso del explosivo por unidad de volumen
- Controla la concentración de energía en un taladro.
- Un explosivo con una densidad menor a 1 gr/cc flotará en el agua.

#### 4.2.2. DENSIDAD DE CARGA LINEAL (DCL)

Es la cantidad de carga que sube en un metro para un diámetro determinado.

$$DCL = 0.507 \times D^2 \times \rho \dots\dots(Kg/m)$$

Donde:

D : Diámetro (pulg.)

P : Densidad del Explosivo (gr/cc)

**HA-46:**

$$DCL = 0.507 \times 9 \frac{7}{8}^2 \times 1.20 = 59.33 \text{ Kg/m}$$

#### 4.2.3. RESISTENCIA AL AGUA

Capacidad del explosivo de resistir la exposición del agua sin perder sensibilidad ni eficiencia expresada en términos cualitativos, los explosivos varían ampliamente en su capacidad de resistir al agua. El anfo no resiste la humedad, en cambio las emulsiones, Heavy Anfo resisten bien la humedad.

#### 4.2.4. SENSIBILIDAD.

**A. Sensibilidad a la Iniciación.-** Facilidad con que el explosivo puede ser iniciado. Se somete el explosivo a ensayos tales como el de la

sensibilidad al detonador, el de fricción, de caída, de impacto o choque y de calor.

**B. Sensibilidad a la propagación.**- Habilidad de un explosivo para propagarse a lo largo del mismo; Esta propiedad es muy importante en operaciones de voladura, ya que una mayor sensibilidad puede producir traslape en la voladura, esto debido a la reducción de los beneficios de retardos, generando mala fragmentación, vibraciones excesiva y ruido.

La sensibilidad se mide al determinar el diámetro crítico de un explosivo. El término diámetro crítico se usa frecuentemente en la industria de los explosivos para definir el diámetro mínimo en el cuál un compuesto explosivo en particular detonará confiablemente. Todos los compuestos explosivos tienen un diámetro crítico. Para algunos compuestos puede ser tan pequeño cómo un milímetro. Por otra parte, otro compuesto puede tener un diámetro crítico de 100 milímetros. El diámetro del barreno propuesto para un proyecto específico determinará el diámetro máximo de la carga de columna. Este diámetro de la carga, debe ser mayor al diámetro crítico del explosivo que se usará en ese barreno. Por lo tanto, al seleccionar con anticipación ciertos diámetros de barreno, uno puede eliminar ciertos productos explosivos para usarse en ese proyecto en particular.

La sensibilidad es también una medida de la capacidad del explosivo para propagar la reacción de cartucho a cartucho, asumiendo que el diámetro es superior al crítico. Se puede expresar cómo la distancia máxima de separación (en centímetros) entre un cartucho cebado y uno sin cebar, donde la transferencia de la detonación ocurrirá.

#### **4.2.5. ESTABILIDAD QUÍMICA**

- Intervalo de tiempo que un explosivo puede permanecer en la taladro perforado sin un cambio en su composición química o en sus propiedades físicas.
- Los EXPLOSIVOS pueden experimentar un debilitamiento en la estructura resultando en una pérdida del aire atrapado (microburbujas), segregación y cristalización de los nitratos disueltos.
- Las emulsiones y ANFOS pesados algunas veces experimentan cristalización en la fase emulsión resultando un endurecimiento del producto y menor energía.

#### **4.2.6. TERMOQUÍMICA DE LOS EXPLOSIVOS.**

Se refiere a los cambios de energía interna, principalmente en forma de calor. La energía almacenada en un explosivo se encuentra en forma de energía potencial, latente o estática, la energía 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 ( $U_p + U_c = \text{cte}$ ).

Pero no toda la energía suministrada por un explosivo se transforma en trabajo útil, ya que tiene lugar algunas pérdidas, como vemos en el siguiente cuadro.

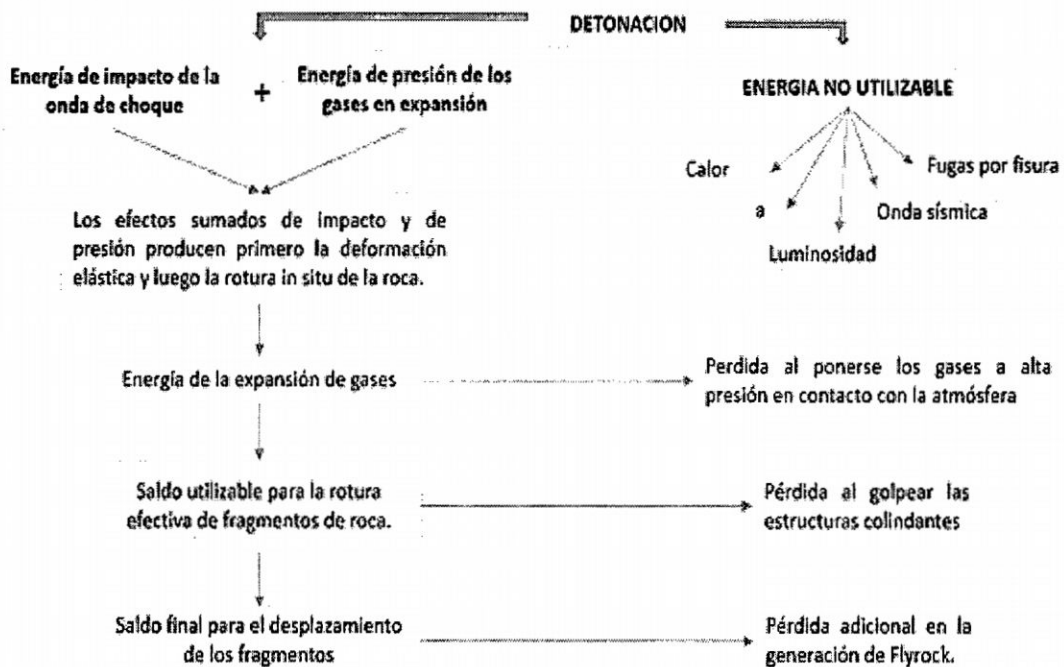


Fig. IV 01 Pérdida de la energía

Los parámetros termoquímicos más importantes de un proceso de reacción son: calor de explosión, balance de oxígeno, volumen de gases, temperaturas de explosión.

#### 4.2.6.1. ENERGÍA (POTENCIA/ FUERZA.)

**a. DEFINICIÓN:** La energía de un explosivo es una medida de su habilidad para trabajar en sus alrededores. La energía de un explosivo es utilizada para:

- ✓ Quebrar en los alrededores de las paredes del pozo.
- ✓ Formar fracturas.
- ✓ Calor y luz
- ✓ Movimiento del material.
- ✓ Vibración.

- ✓ La energía se expresa en cal/g, es decir, cantidad de energía en calorías disponibles en cada gramo ó centímetro de explosivo.

#### **4.2.6.2. BALANCE DE OXÍGENO**

- Un explosivo es considerado que tiene balance de oxígeno cero cuando contiene el oxígeno justo para oxidar completamente el combustible presente.
- Exceso de oxígeno reaccionará el  $N_2$  (gas Nitrógeno) para formar  $NO_2$  (Dióxido de Nitrógeno) y un déficit de oxígeno producirá CO (Monóxido de carbono).

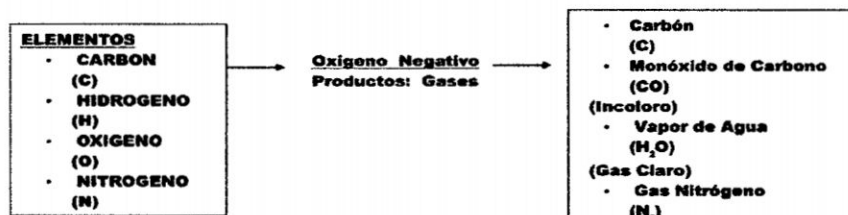
#### **A. GENERACIÓN DE GASES**

- Se expresa como volumen de gas por unidad de masa de Explosivo (Lts /kgs, moles/gr.).
- Los gases primarios de un explosivo con oxígeno balanceado deberían ser :  $H_2O$  (vapor de agua),  $NO_2$  (dióxido de Nitrógeno)  $N_2$  (gas nitrógeno) y eventualmente sólidos y líquidos.
- La Energía disminuye cuando se agrega poco combustible a la mezcla de nitrato de amonio y petróleo (oxígeno en exceso), el cual no puede reaccionar con el carbón y el hidrógeno formándose óxidos de nitrógeno, los cuales absorben energía:



Foto IV 01 Gas dióxido de nitrógeno

La Energía disminuye cuando se agrega en exceso combustible a la mezcla de nitrato de amonio y petróleo (oxígeno deficiente):



#### 4.3. TERMODINAMICA DE LOS EXPLOSIVOS.

Es la determinación de la presión y velocidad de detonación de los productos reactantes en el proceso de la explosión de los explosivos, que permite también conocer las capacidades caloríficas, la temperatura de los gases, en consecuencia la capacidad calorífica a volumen constante es en función de la temperatura;  $C_v = f(t^{\circ})$

#### 4.3.1. EL FENÓMENO DE LA DETONACIÓN:

- Cuando se detona una carga explosiva su masa se transforma en gases a alta presión y temperatura.
- El efecto dinámico de la explosión genera una onda de choque (y no el hecho que se generen grandes presiones).
- La onda viajará a través del entorno, con forma cilíndrica al principio y esférica después.

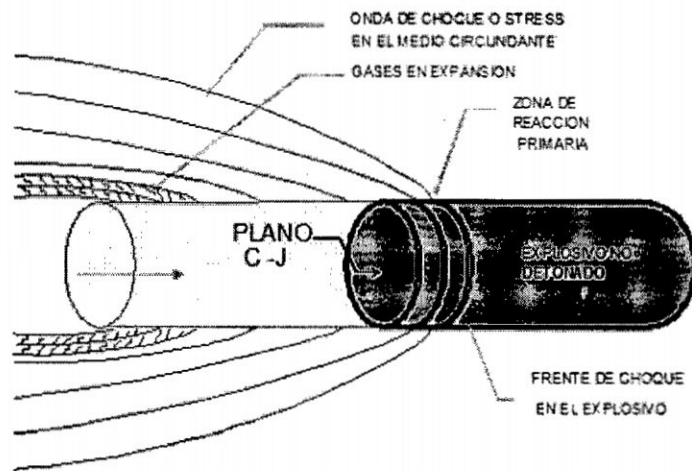


Fig. IV 01 Dinámica de detonación

#### 4.3.2. VELOCIDAD DE DETONACIÓN (VOD)

- A. DEFINICIÓN:** Es la razón a la cual las ondas de detonación viajan a través de la columna explosiva.
- La VOD es importante para determinar la funcionalidad y desempeño del explosivo (efectividad).
  - La VOD fluctúa entre 2438 a 7925 m/s, menores a 2000 m/s, se dice que el explosivo deflagra.
  - El VOD es afectado por: Composición, tamaño de partícula, densidad (grado de confinamiento/diámetro del explosivo).

- VOD alta favorece para quebrar roca dura, mientras que un explosivo con baja VOD tiende a liberar presión de gas por mayor tiempo (mayor desplazamiento).

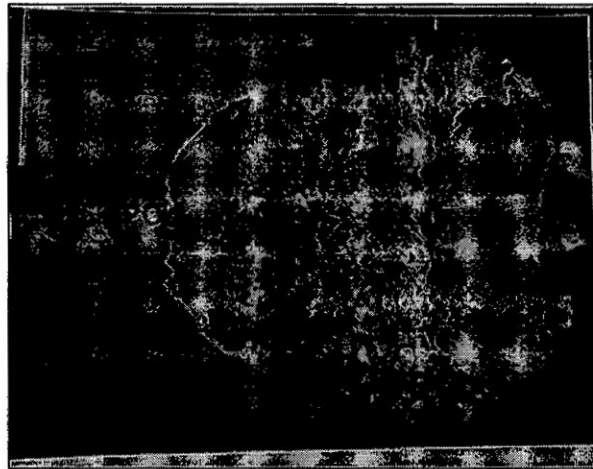


Fig. IV 02 Velocidad de detonación.

#### 4.3.3. PRESIÓN DE DETONACIÓN

- A. DEFINICIÓN:** Es la presión en la zona de reacción detrás del frente de detonación plano C-J. Es un indicador significativo de la habilidad de un explosivo para producir fragmentación deseada en un burden bien consolidado.
- Presión ejercida sobre la pared de los taladros por los gases de la detonación.
- La presión de taladro es algunas veces expresada como un porcentaje de la presión de detonación.
- Esta puede variar desde 30% a un 70% de la presión de detonación.
- La magnitud de la presión y el tiempo sobre el cual se ha ejercido es una medida de la energía del gas del explosivo.

#### 4.4. TERMOHIDRATACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS

La teoría de la termohidratación explica el principio de la conservación de masas

y/o continuidad de masas:  $m_1 d_1 = m_2 d_2$ .

Esquema de la detonación:



#### 4.5. CLASIFICACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS

**4.5.1. EXPLOSIVOS QUÍMICOS:** Por sus características de explosión se dividen en:

**A. Altos explosivos:** Detonan cuando son iniciados y alcanzan presiones de hasta 70.000 Kg. / cm<sup>2</sup>.

**B. Bajos explosivos:** Deflagran cuando son iniciados y alcanzan presiones de hasta 10.500 Kg. / cm<sup>2</sup>.

A su vez, los altos explosivos se clasifican en primarios y secundarios. Los primarios por su alta energía y sensibilidad se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios.

##### A1. PRIMARIOS:

- Detonadores
- Pentolitas: TNT (50%) + PETN(50%)
- PETN (Cordón Detonante)
- HMX+ AL, Azida de Plomo

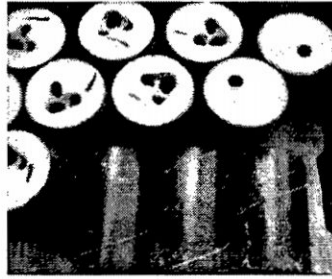


Foto IV 02 Booster de 1 Lb (Pentolitas)

<b>Densidad</b>	1.60 grs/mt
<b>Velocidad de detonación</b>	>7000mts/seg
<b>Resistencia al agua</b>	Excelente, Iniciación después de 72 horas
<b>Iniciador mínimo</b>	Detonador N° 8
<b>Calor desarrollado</b>	1231 Kcal/kg
<b>Volumen de gases</b>	612 Lts/kg
<b>Potencia en peso</b>	1,28 equiv. ANFO
<b>Potencia en volumen</b>	2,75 equiv. ANFO
<b>Color</b>	Naranja
<b>Recubrimiento</b>	Poliétileno

Tabla IV 01 Propiedades técnicas de Booster

## A2. SECUNDARIOS

- Anfos
- Anfos Pesados
- Emulsiones

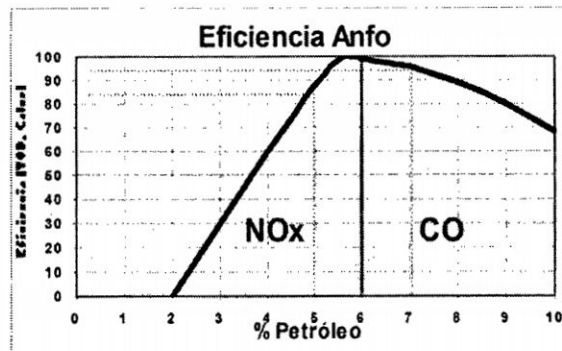


Tabla IV 02 Eficiencia de Anfo.

**4.5.2. EXPLOSIVOS MECÁNICOS:** La energía se genera a través de la vaporización repentina de materias inertes, por medio de la introducción de un material a muy alta T<sup>a</sup>

**4.5.3. EXPLOSIVOS NUCLEARES:** La liberación de la energía se realiza por fusión o fisión nuclear. Consiste en Plutonio, Uranio 235 o materiales similares, lo que se activan atómicamente y se controlan hasta un nivel crítico que al ser sobrepasado se genera una explosión del orden de los 10<sup>15</sup> pie-lb/lb mientras que en los químicos se produce un trabajo del orden de los 8x10<sup>4</sup> pie-lb/lb.

#### 4.6. SELECCION DE EXPLOSIVO



Fig. IV 03 Selección de explosivos según sus características



1. ANFO:

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
08	13-Dic-12	4050-023	11.0	5.0	6.0	ANFO	280	3979.3

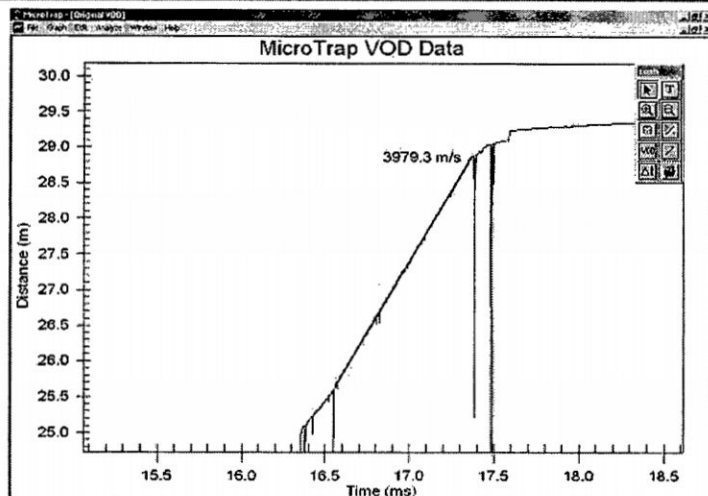


Tabla IV 03 VOD de Anfo.

2. HA 28:

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
03	02-May-12	4010-012	11.0	5.0	6.0	HA 20/80	385	4589.6

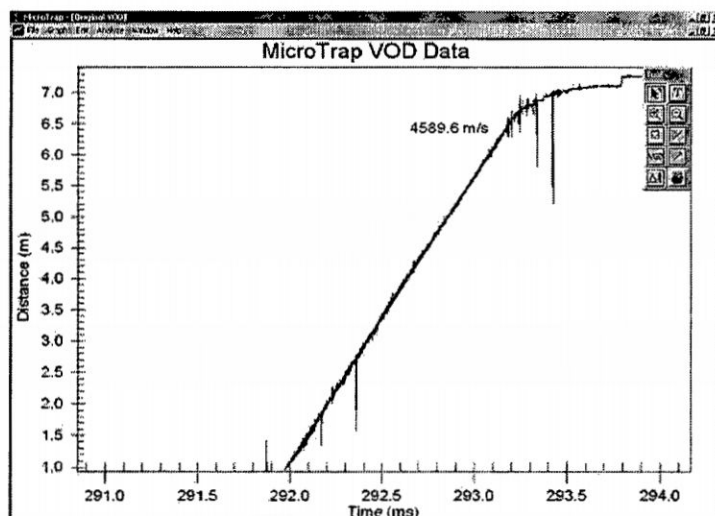


Tabla IV 04 VOD de HA 28.

### 3. HA37:

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
05	19-May-12	4020-019	11.0	4.7	6.25	HA 30/70	380	4817.3

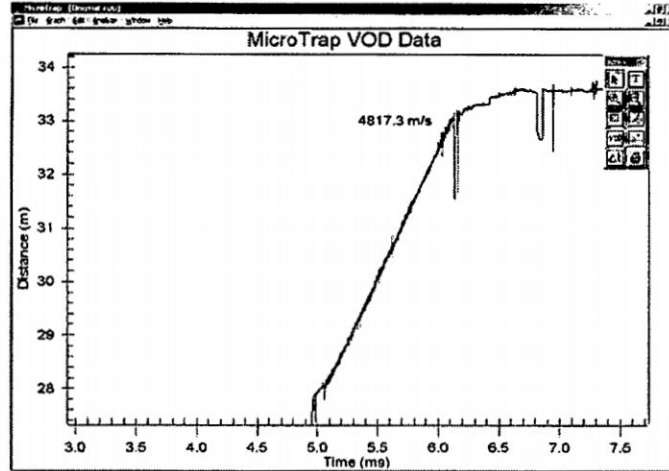


Tabla IV 05 VOD de HA 37.

### 4. HA46:

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
19	21-Ene-11	4080-013	11.0	4.5	6.5	HA 40/60	410	5000.2

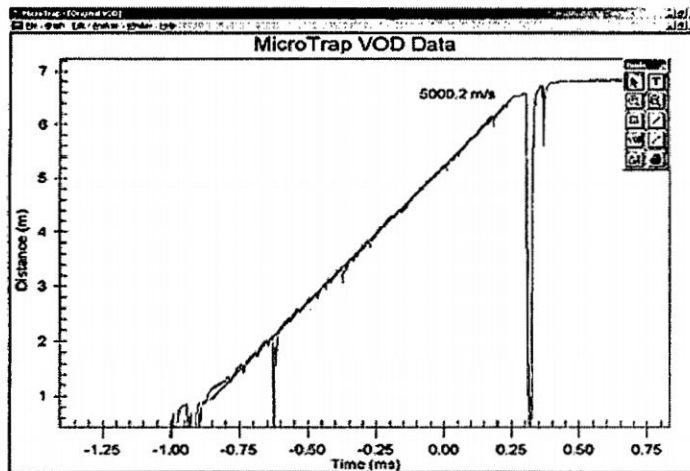


Tabla IV 06 VOD de HA 46.

## 5. HA55:

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
23	07-Feb-11	4090-014	11.0	4.5	6.5	HA 50/50	420	4846.2

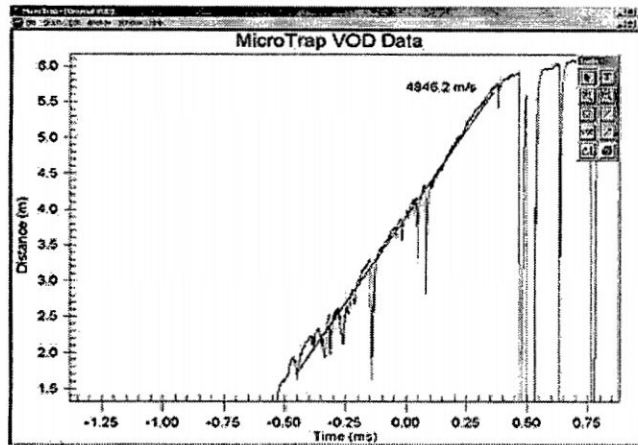


Tabla IV 07 VOD de HA 55.

## 6. HA 64:

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
13	23-Nov-10	4190-027	12	5	7	HA 60/40	450	4704.4

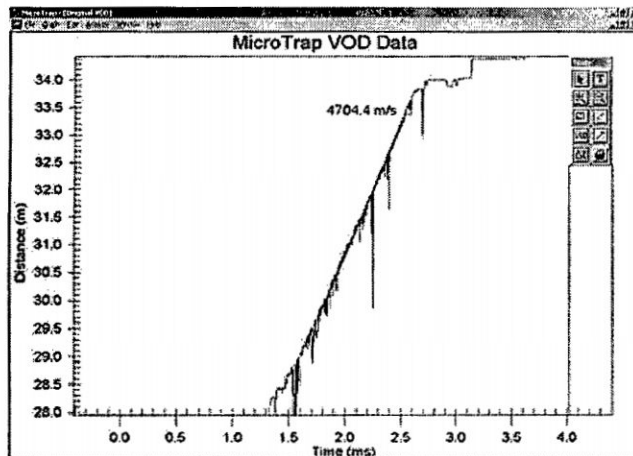


Tabla IV 08 VOD de HA 64.

## 7. RESUMEN:

Explosivo	Diámetro (Pulg.)	Densidad (Gf/cm <sup>3</sup> )	Energía (Kcal/Kg)	VOD (m/s)	Densidad de Carga Lineal (Kg/m)
Nitrato		0.78			
Emulsión		1.30			
ANFO	9.875	0.80	928,74	3979.3	39.6
HA28	9.875	0.86	881,39	4589.6	42.6
HA37	9.875	1.00	845,47	4817.3	49.5
HA46	9.875	1.20	811,96	5000.2	59.4
HA55	9.875	1.24	782,06	4846.2	61.4
HA64	9.875	1.28	749,28	4704.4	63.3

Tabla IV 09 Resumen de propiedades de los explosivos LN

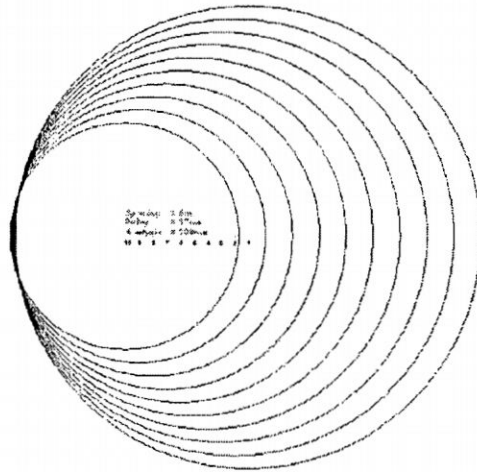
## 4.8. PRESIÓN DE AIRE O AIRBLAST

El golpe de aire es una onda de presión atmosférica que se transmite desde la voladura hacia el área circundante. Esta onda tiene como factores causales a la cantidad de carga explosiva, la distancia, diseño de burden, espaciamiento, taco y tipo de material, profundidad del taladro y secuencia de iniciación, algunos niveles prácticos en dB:

dB	
180	<i>Daño estructural</i>
176	<i>Los vidrios se rompen</i>
164	
160	<i>Máximo OSHA y USBM</i>
140	<i>100 impactos/día</i>
128	
120	<i>Máximo OSHA y USBM</i>
	<i>10000 impactos/día</i>
100	
	<i>Martillo Neumático</i>
80	
60	
	<i>Nivel de la voz humana</i>
40	
20	
0	<i>Umbral de la audición</i>

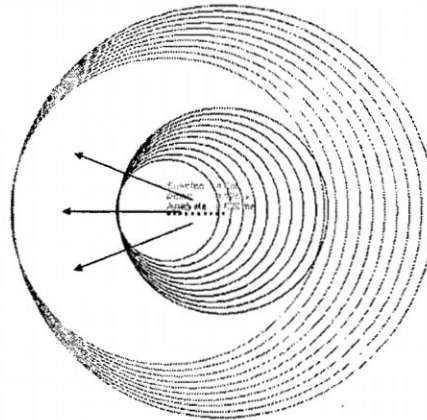
Tabla IV 10 Niveles prácticos en dB

A continuación se presentan simulaciones con el objetivo de ver el efecto reinforcement o refuerzo de la onda aérea:



**Fig. IV 05** Primera simulación de las ondas aéreas para 10 taladros.

El siguiente paso es identificar la dirección del "reinforcement" para tomar las precauciones en los diseños y salvaguardar el entorno. Para ello se simula en  $t = 600\text{ms}$  y se obtiene:



**Fig. IV 06** Segunda simulación de las ondas aéreas para 10 taladros.

En las zonas aledañas a los proyectos se han hecho mediciones. A continuación se presenta el resultado de la prueba en el 4060-020 con el

punto 2 ubicado a 100 metros del límite del disparo:

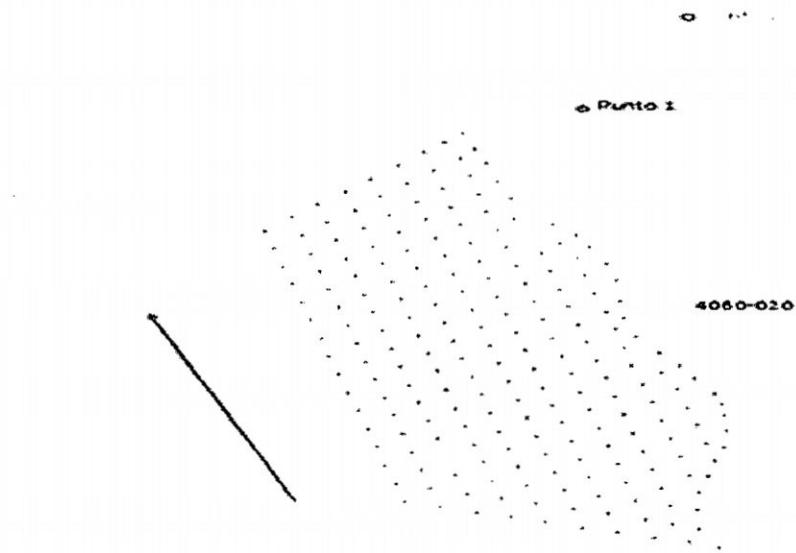


Fig. IV 07 Puntos de monitoreo de sonido y vibraciones

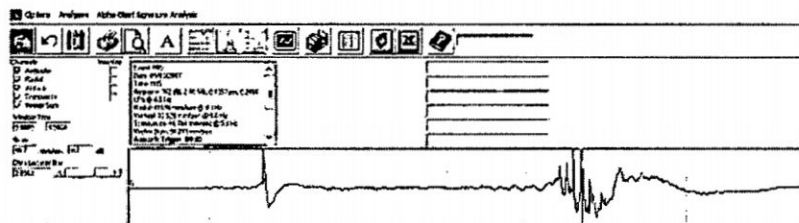


Fig. IV 08 Resultados del monitoreo en el punto 2

Según los resultados se tuvo un dB = 142 que se puede verificar con la ecuación (1) considerando una distancia de 100 metros:

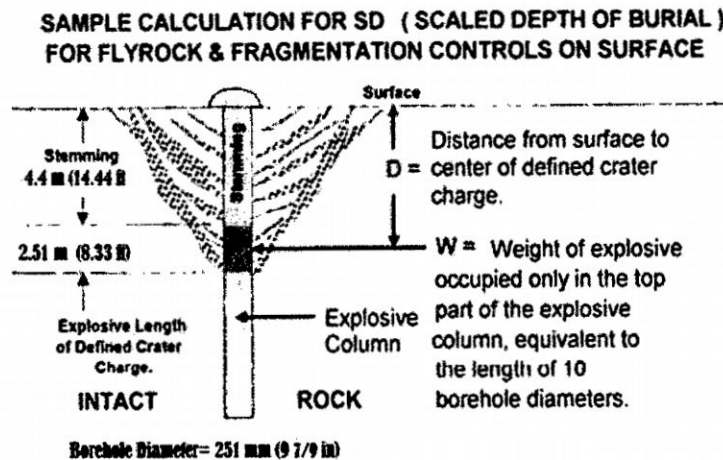
$$dB = 164.4 - 24 \text{ Log} (100 / 1069^{1/3})$$

$$dB = 140.63$$

#### 4.9. FLYROCK

La proyección de rocas es el desplazamiento no deseado de rocas desde una área de voladura. A pesar de los avances en estimar la distancia a la cual una roca viajará en condiciones normales de voladura, es importante

notar que un buen diseño minimizará la ocurrencia de proyección de rocas, pero no puede garantizar su eliminación. Los riesgos se asocian a los equipos y al personal. Para asegurar un taco adecuado se emplea el criterio de Frank Chiappetta:



**Fig. IV 08** Profundidad de entierro escalada.  
Fuente: Frank Chiappetta

$$W = 10 * \phi * d_L$$

$$D = \text{Stemming} + \frac{10 * \phi}{2}$$

$$SD = \frac{D}{W^{\frac{1}{3}}}$$

$$W = \left( \frac{D}{SD} \right)^3$$

$$D = SD * W^{\frac{1}{3}}$$

**Donde:**

D = Distancia de la superficie al centro de la carga de cráter (m).

SD = Scaled Depth of Burial

W = Peso del explosivo en la parte superior de la columna, equivalente a la longitud de 10 diámetros del taladro (kg).

Por otro lado el modelo de Roth 1981 indica que para proyecciones de rocas desde las caras verticales, el diámetro del hoyo, burden mínimo y la altura de la columna explosiva definen el rango máximo de proyección para un tipo de explosivo y roca dada.

Asimismo para proyecciones desde la parte superior de los banco, el rango máximo parece ser controlado por la distancia entre la parte superior de la columna explosiva al collar del hoyo y en menor medida depende del diámetro del taladro.

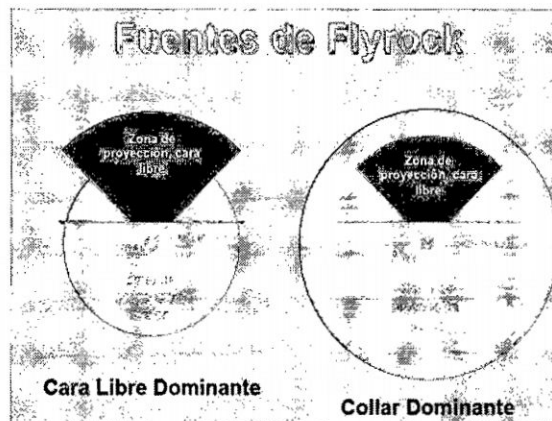


Fig. IV 09

Roth y Lundborg reportaron que la proyección con el rango mayor, es la producida por la parte superior de los bancos más que por las caras libres de los bancos. El rango de proyección por la parte superior puede ser hasta 6 veces el producido por las caras libres. Controlando los factores abajo mencionados se reduce considerablemente el Flyrock.

- Mapeo geológico (litológico / estructural).
- Limpieza de la berma en sector a volar.
- Adecuado material usado como taco.
- Esquema de retardos ("Timing") usado.
- Esquema de iniciación de los tiros.

- Tiros de primera fila.
- Burden inadecuado
- Exceso de carga en los taladros.
- Tipo de explosivo usado

#### **4.10. TECNOLOGIA DEL SISTEMA ELECTRÓNICO**

El Sistema Digital de Control de la Energía i-kon™ permite alcanzar niveles de control de tronadura previamente inasequibles debido a su timing de precisión y flexibilidad. El corazón del sistema corresponde al hardware de tronadura electrónica:

- Detonador i-kon™
- Logger i-kon™
- Blaster 400 y Blaster2400S i-kon™
- Sistema de Tronadura Remota en Superficie (SURBS) i-kon™
- Sistema Central de Tronadura para UG (CEBS) i-kon™

##### **4.10.1. CARACTERÍSTICAS DEL SISTEMA**

- Fácil de usar y programar, características de seguridad inherente en el registro.
- Programable en el barreno de 0 a 15.000 milisegundos en incrementos de 1 milisegundo.
- 2-vías, comunicación bidireccional entre los equipos de control y detonadores para programabilidad de la voladura.
- Ampliada capacidad del Blaster; capacidad de disparar hasta 4800 detonadores en modo sincronizado.
- Planificación de voladuras fácilmente diseñadas a través del software SHOTPlus®-i, que permite descargar la información a los detonadores I-kon™ de forma rápida y precisa.

- Detonador I-kon™ es compatible con todos los tipos de Booster mineros estándares disponibles en el mercado.
- El casquillo del detonador es de cobre con alta resistencia al impacto dinámico.
- Cada detonador tiene un único número de identificación (ID) que permite su trazabilidad a través del chip y además el código de identificación va impreso en la etiqueta pegada.
- Hardware resistente a diferentes condiciones climáticas.

#### **4.10.2. PRUEBAS DE TENSION Y ABRASION**

Se encuentran disponibles distintos tipos de detonadores i-kon™ para distintos medios ambientes de aplicación. Estos detonadores a simple vista son distintos debido a los cables conductores y entregan distintos grados de protección contra daño por impacto, abrasión o resistencias a la tensión y tienen distintas características de manejo.

##### **A. RESISTENCIA A LA TENSIÓN DE DETONADORES:**

- **I-Kon TM** > 200 N.
  - **RX I-Kon TM** > 250 N.
  - **XT I-Kon TM** > 570 N.
- **RESISTENCIA DE LOS CABLES.-** La resistencia del cable Conexión es 130 Ohms / 1000 m

#### **4.10.3. SISTEMA DE SEGURIDAD**

Dispone de elementos de seguridad que lo vuelven inmunes a problemas de estática u otro tipo de energía galvánica en el sector del disparo. El

detonador dispone de un condensador que lo transforma en una unidad autónoma, por tal motivo no importa que los otros taladros ya detonaron y cortaron cualquier vínculo con alguna fuente externa de energía. Así mismo dispone de resistencias que bloquean el sistema ante la presencia de un sobre voltaje en el sector.

- Iniciación energética de los explosivos de las últimas generaciones que son más seguros pero también más insensibles.
- Reducción del nivel de vibraciones, onda aérea y proyecciones producidas en voladuras.
- La mayor rapidez y flexibilidad de las operaciones de voladura, manteniendo un elevado nivel de seguridad para el personal e instalaciones.

#### 4.10.4. VISION GENERAL DEL SISTEMA I - KON

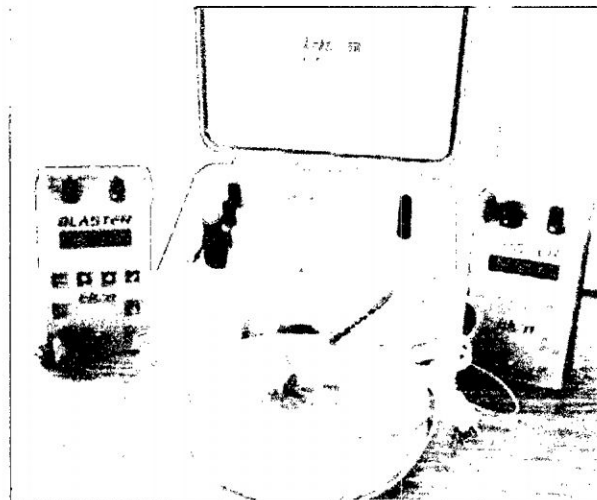


Foto IV 03 Equipos del sistema I-kon.

#### 4.10.4.1. DETONADOR ELECTRÓNICO

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.

Este detonador puede ser programable entre 0 a 15,000 milisegundos, con un incremento de 1 milisegundo, dando oportunidad a un amplio manejo de tiempos de amarre; contando con una exactitud del retardo programado de  $\pm 0.1\%$  ms. Esto garantiza no tener Overlap, que tiene la directa relación con la probabilidad de acoplamiento de las ondas de choque producidas por cargas detonadas simultáneamente.

El detonador electrónico cuenta con un número de identificación único de fábrica el cual permite tener registrado a cada detonador. Se realiza la comunicación Bi-direccional entre el control del equipo y el detonador.

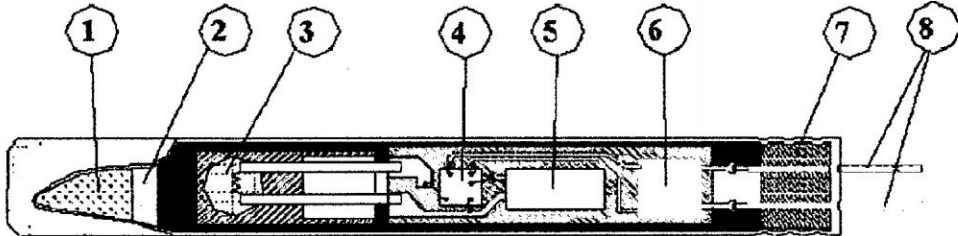


Fig. IV 10 Configuración de un Detonador electrónico.

1. Carga Base(PETN)
2. Carga Primaria (Azida Pb)
3. Ampolla pirotécnico con Resistencia
4. Circuito Integrado(Chip)
5. Condensador
6. Circuito de Protección sobre voltaje.
7. Tapón Antiestático
8. Cables.

El circuito de energía de un detonador electrónico está afectado por un condensador (C2), ésta descarga corriente a través del fusible una energía al transistor (SW3) que está controlado por un micro controlador ( $\mu C$ ). Todo estos componentes esta construidos dentro del detonador. Conectar (SW1) y desconectar (SW2) transistores completa el circuito de energía del sistema.

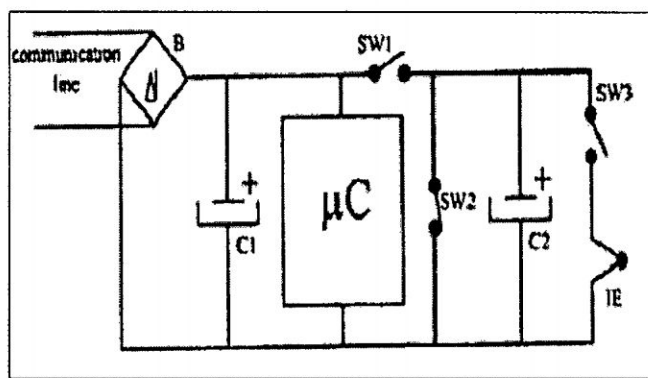


Fig. IV 11 Diagrama del circuito de un detonador electrónico.

Propiedad	<i>i-kon™</i> estándar	<i>i-kon™</i> RX
Color del alambre	Amarillo	Rojo
Resistencia tensión (kg/lbs)	25 / 55	
Contenido carga explosiva(mg)	830	
Color del conector	Naranja	
Programabilidad (ms)	+/- 1	
Max. tiempo de retardo(seg)	15	
Coefficiente variación de precisión	0 - 1,300 ms: +/- 0.13 ms 1,301-15,000 ms: +/-0.01%	

Tabla IV 11 Especificaciones técnicas del detonador electrónico.

## **A. DETONADOR i-konTM**

Medio ambiente de aplicación: carga moderada a media y estado del taco.

- Material aislante: PP amarillo
- Diámetro exterior de aislante: 1,35 mm
- Resistencia a la tensión: > 200 N.
- Impermeabilidad al agua: 10 bars, 7 días.
- Longitud del cable conductor: 6 m (figura 8) y 15, 20, 30, 40, 60 y 80 m (carretes).

## **B. DETONADOR RX i-konTM**

Medio ambiente de aplicación: Condiciones inhóspitas para carga y taco en operaciones mineras.

- Material aislante: PU rojo
- Diámetro exterior de aislante: 1,8 mm
- Resistencia a la tensión: > 250 N.
- Impermeabilidad al agua: 10 bars, 7 días.
- Longitud del cable conductor: 15, 20, 30, 40 y 60 m (carretes).

## **C. DETONADOR XT i-konTM**

Medio ambiente de aplicación: pozos profundos, condiciones inhóspitas para carga y Taco en operaciones mineras.

- Material aislante: PU rojo
- Diámetro exterior de aislante: 1,45 mm
- Resistencia a la tensión: > 570 N.
- Impermeabilidad al agua: 12 bars, 28 días.
- Longitud del cable conductor: 15, 20, 30, 40, 55, 60 y 80 m (carretes).

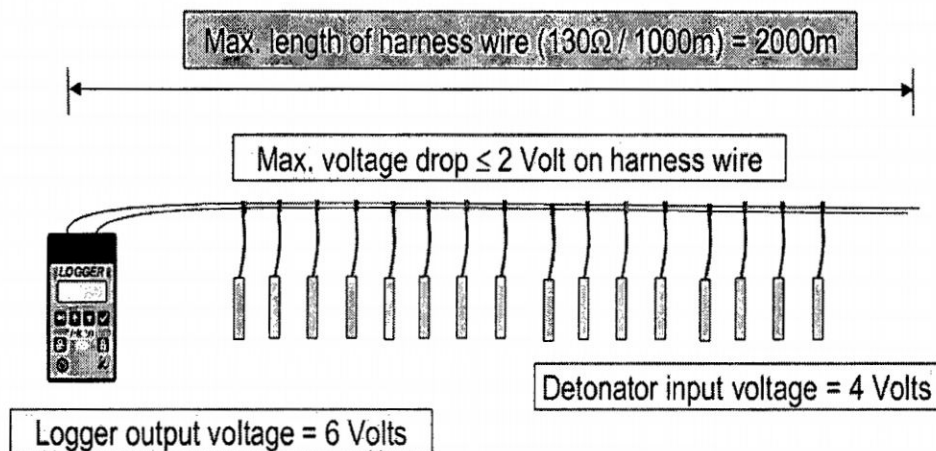
#### 4.10.4.2. CABLE DEL ARNÉS Y BOLSÓN COLGANTE

El cable del arnés es suministrado en carretes con una longitud de 200 o de 500 m. El fabricante recomienda  $\varnothing$  0,6 mm cable de cobre (aislante  $\varnothing$ 1,05-1,15 mm) por compatibilidad con conectores i-konTM.

La resistencia del cable del arnés es de aproximadamente 130 Ohms / 1000 m, a través ambos cables. Los carretes con el cable del arnés usualmente van insertos adentro de un bolsón colgante para usarse en el proceso de registro.

#### 4.10.4.3. LOGGER I-KONTM

Cada Logger tiene la capacidad de "registrar" o guardar información de 200 detonadores. El Logger opera con un voltaje de trabajo de 6 Volts. Para que haya una confiable comunicación entre los detonadores y el Logger cada detonador debe recibir 4 Volts. Por lo tanto, la caída máxima de voltaje en el cable del arnés debe ser menor a 2 Volts.



La longitud máxima del cable del arnés que se podría usar en condiciones ideales (sin fuga) es de 2000 metros, si se usa el cable de arnés

recomendado. La fuga de corriente dentro de los cables del arnés, conector o ensamblaje de detonador limitará la longitud total del cable del arnés.

#### **A. DATOS TÉCNICOS**

- Máximo de 2000 m Cable del arnés por Logger en condiciones ideales.
- La resistencia máxima del cable de tronadura entre Loggers y el Blaster es de 130 Ohms, en condiciones ideales.
- Temperatura operativa: -20°C - +60°C.
- Temperatura de almacenamiento: -25°C - +65°C.
- Agua y resistencia al choque (IP65).
- Tiempo operativo sin luz de pantalla: aproximadamente 10 horas (10° C).

#### **B. FUNCIONES BÁSICAS DEL LOGGER**

- Este dispositivo verifica el estado del detonador.
- Lee y describe el ID del detonador en la memoria.
- Asigna tiempos de detonación.
- Chequea automáticamente el detonador y el cable, mediante un test de continuidad de línea
- Cada Logger tiene una capacidad de registrar 200 detonadores.
- Es inherentemente seguro, tiene 5 voltios de salida.

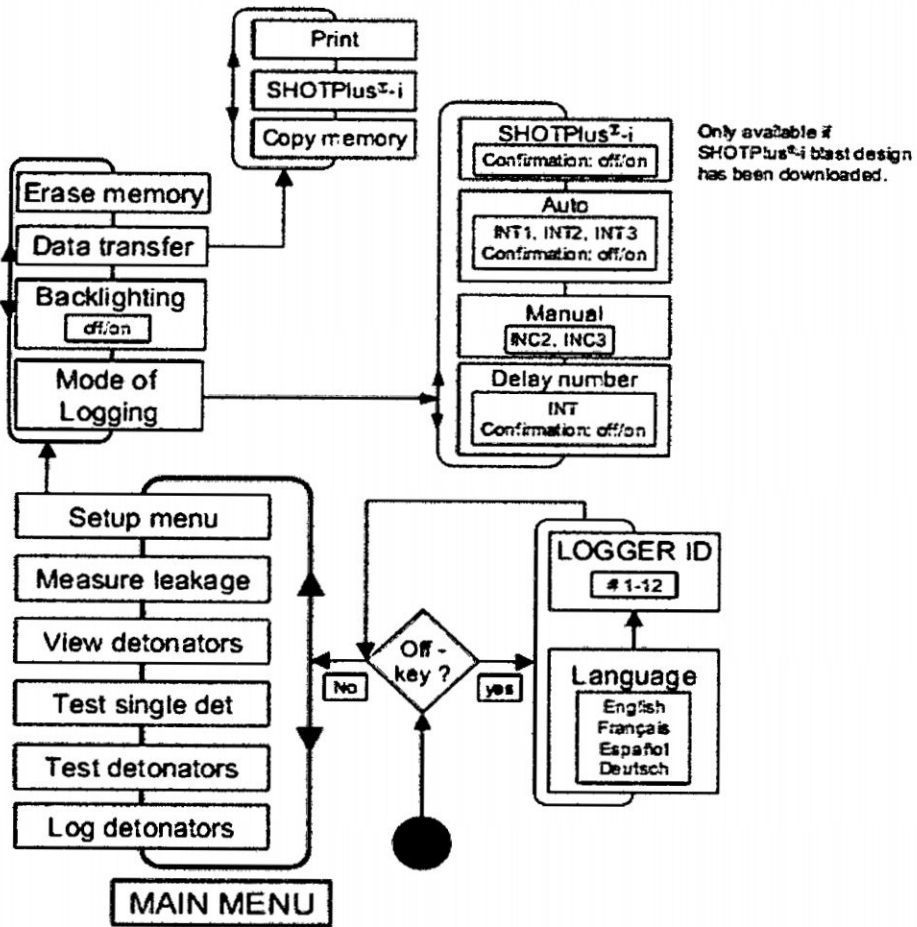


Fig. IV 12 Diagrama de flujo de menús del logger.

#### 4.10.4.4. BLASTER

- Este equipo realiza un Auto chequeo completo y automático de la funcionalidad del sistema y programación del detonador.
- Cuenta con una capacidad de 2400 detonadores (control de 8 logger con 200 detonadores por logger).
- Único con una llave de activación digital.
- Único con códigos de armado y fuego.
- Trabaja con un voltaje de salida de 24 voltios.

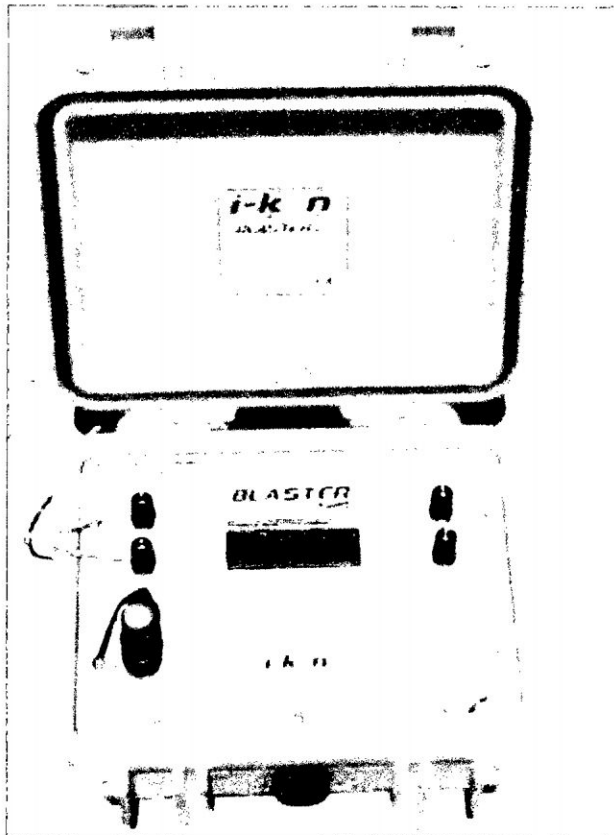


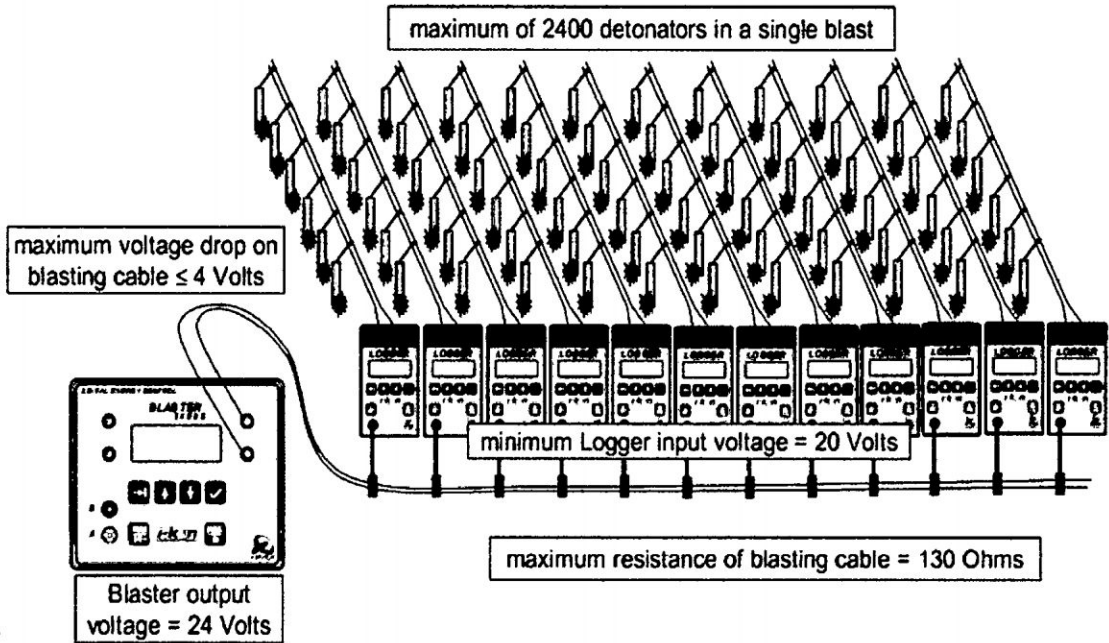
Foto IV 03 Blaster 2400S

#### A. DATOS TÉCNICOS

- Capacidad de cada Blaster: 2400 detonadores i-konTM (control de 12 Loggers con 200 detonadores por Logger)
- Capacidad de dos Blasters sincronizados: 4800 detonadores i-konTM (cada Blaster controla 12 Loggers con 200 detonadores por Logger)
- 2000 m de cable del Arnés por Logger (bajo condiciones ideales: sin fuga)
- Temperatura de operación: -20°C - +60°C
- Temperatura de almacenamiento: -25°C - +65°C
- Resistente al agua y a impactos (estuche abierto IP54, estuche

cerrado IP67)

- Tiempo de operación: aproximadamente 2 horas



Durante la programación de los detonadores el Blaster opera a 24 Volts. La resistencia máxima del cable de tronadura es de 130 Ohms en condiciones ideales (sin fuga). Si se usa como cable de tronadura a un cable de arnés estándar con una resistencia de 130 Ohms/km, esto corresponde a una longitud de 1000 m.

El cable de tronadura puede ser conectado a cualquier par de terminales de salida. Ya que hay dos sets de terminales de salida, que están conectados en paralelo, los límites del sistema no se verán afectados, aún si se usaran ambos sets de terminales. Es posible conectar algunos Loggers a un set de terminales y los otros Loggers al otro set.

La caída máxima de voltaje aceptable a lo largo del cable de tronadura es de 4 Volts, ya que cada Logger debe ser abastecido con 20 Volts. Cualquier caída adicional de voltaje debido a fuga de corriente en el sistema podría

limitar la longitud máxima del cable de tronadura (es decir, reduciendo los 130 Ohms).

## B. DIAGRAMA DE FLUJO DEL MENÚ PRINCIPAL

Después de encender, el Blaster automáticamente vuelve al Menú Principal blasting. Con la ayuda de la tecla para subir +/- o para bajar +/- y con la confirmación posterior el operador puede seleccionar uno de los menús siguientes:

### 4.10.4.5. SHOTPlus

El software SHOTPlus®-i permite trabajar con los planos de diseño y programar los tiempos de cada taladro. Se puede simular la voladura, analizar tiempos, dirección de desplazamiento, líneas de isotiempo, etc. El diseño se descarga directamente al Logger (s) para la posterior programación en el campo.

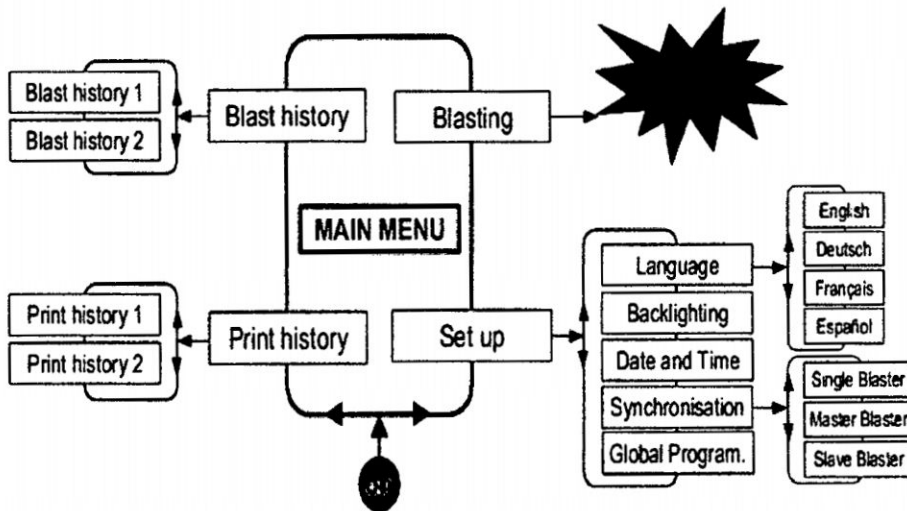


Fig. IV 13 Diagrama de flujo del menú principal

### C. DIAGRAMA DE FLUJO DE SECUENCIA DE VOLADURA

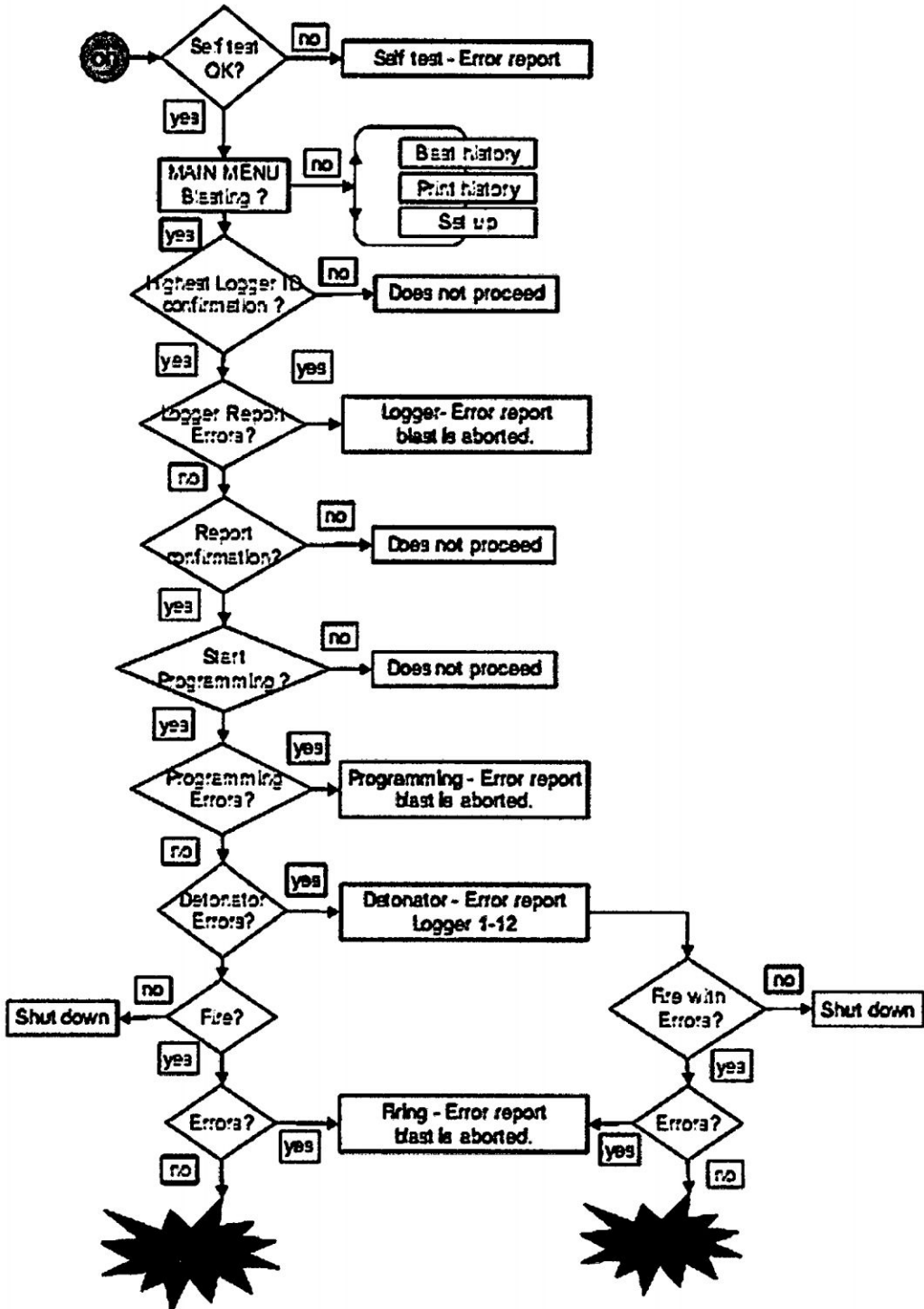


Fig. IV 14 Diagrama de flujo de secuencia de Voladura

## CAPITULO V

### MODELOS DE PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN

#### 5.1. EL PROCESO DEL FRAGMENTACION DE LA ROCA.

##### 5.1.1. ANTECEDENTES.

Desde comienzos de la década de los años 50 han evolucionado vertiginosamente los conceptos que tratan de explicar el proceso del fracturamiento de rocas; es decir, se han desarrollado múltiples teorías que tratan de explicar los efectos que causan la detonación de una mezcla explosiva comercial cargada dentro de los taladros respectivos.

Mostrando los conceptos de la evolución de la ciencia de la voladura de rocas:

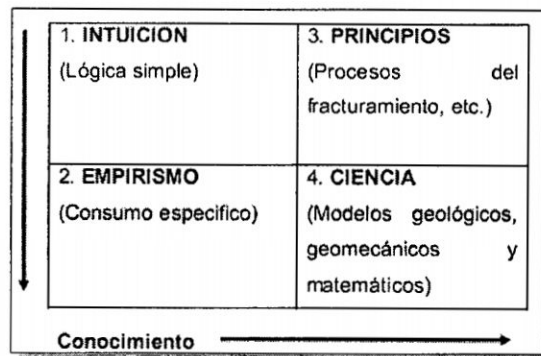


Tabla V 01

Existen también muchas teorías que tratan de explicar el proceso de los diversos mecanismos que toman lugar cuando se lleva a cabo el fracturamiento de la masa rocosa por efecto de la energía producida por la detonación de cualquier mezcla explosiva comercial.

## **5.2. ETAPAS DEL PROCESO DEL FRACTURAMIENTO.**

R. Frank Chiappetta, ha propuesto que el proceso de fracturamiento de rocas sea enfocado desde un punto de vista de eventos. Pero la mayoría de los investigadores considera 3 son las fases principales que toman lugar en el proceso del fracturamiento de rocas por la acción de una mezcla explosiva comercial:

- A. Primera fase: Fracturas radiales (Brisance)
- B. Segunda fase: Empuje hacia adelante (heave)
- C. Tercera fase: Fragmentación.

### **5.2.1. FRACTURAS RADIALES (Brisance).**

Cuando cualquier mezcla explosiva comercial que se encuentra cargada dentro de un taladro es detonada, se producen ondas compresivas o de choque.

La forma y magnitud de estas ondas compresivas que viajan a altas velocidades cuyo rango esta entre 3,000 – 5,000 m/seg., dependerá del tipo de mezcla explosiva comercial, del tipo de roca, del número y posición de los boosters, altura de carga, diámetro del taladro y la relación de la velocidad de detonación con la velocidad de propagación de las ondas a través del macizo rocoso.

Se debe mencionar que estas primeras fracturas radiales se producen en las zonas adyacentes a los taladros y el tiempo necesario para esto, esta entre 1 a 2 ms.

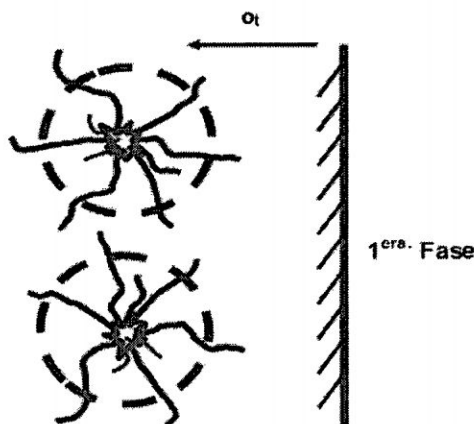


Fig. V 01 Fracturas Radiales (Brisance)

### 5.2.2. EMPUJE HACIA ADELANTE (heave).

Las altas presiones de los gases, hacen que estos produzcan las ondas compresivas las cuales serán refractadas y reflejadas. Las ondas compresivas reflejadas cambiarán de signo (negativo) y se convertirán en ondas tensionales. Esta transformación ocurrirá cuando las ondas compresivas arriben a una cara libre, cuando la masa rocosa cambie de densidad o cuando ellas encuentran fallas geológicas o planos estructurales. El fracturamiento de la roca comenzará en la cara libre o en cualquier discontinuidad donde las ondas compresivas son reflejadas. Cuando las ondas compresivas cambian de signo y se convierten en ondas tensionales; ellas regresan de la cara libre o cualquier discontinuidad estructural, hacia el punto de origen de la detonación fracturando el macizo rocoso; porque este falla más fácilmente por efecto de las ondas tensionales que por el de las ondas compresivas.

En general, es muy conocido que la resistencia tensional dinámica de cualquier tipo de roca es menor que su resistencia compresiva dinámica. Las ondas tensionales producirán el empuje hacia delante (heave) del macizo rocoso en la zona más cercana a la cara libre (burden).

El empuje hacia delante (heave) dependerá del:

- Tipo de roca.
- Cantidad y calidad de la mezcla explosiva.
- De las mallas de perforación.
- Tipo del iniciador.
- Y secuencia de salida.

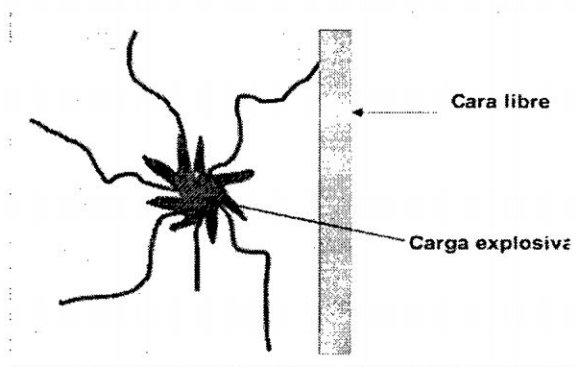


Fig. V 02 Detonación vista en planta - Heave

### 5.2.3. LA FRAGMENTACIÓN.

En esta etapa se produce la fragmentación total de la roca. Bajo la influencia de las altas presiones de los gases producidos por la detonación de cualquier mezcla explosiva; las primeras fracturas radiales son extendidas, la cara libre falla y esta es movida hacia el frente.

Luego, este proceso continuara hasta que las ondas tensionales requeridas para fracturar al macizo rocoso, La fragmentación es la más importante y única variable que debe ser tomada en cuenta para evaluar los resultados de

un disparo desde un punto de vista técnico-económico-ecológico. Es debido a que la fragmentación es la única variable que Inter.-relaciona a todas las operaciones minero-metalúrgicas que conforman el ciclo total de la extracción del mineral (pre-minado, minado, procesamiento de minerales, y venta de los productos finales).

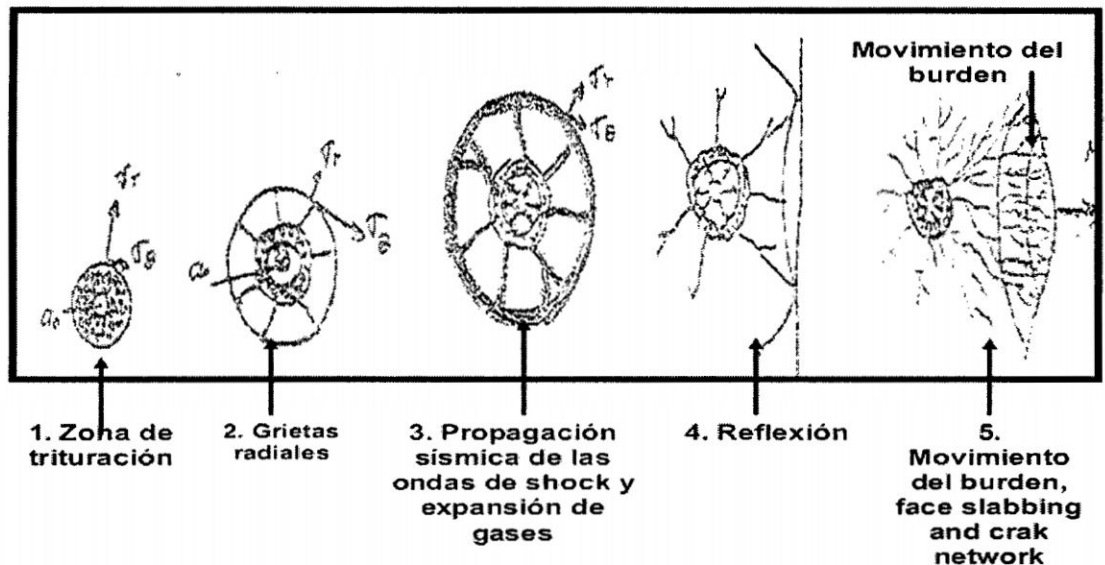


Fig. V 03 Proceso de Fragmentación

### 5.3. MODELOS DE PREDICCIÓN KUZ – RAM

De las múltiples Modelos matemáticos existentes deben utilizarse las que consideren tanto las propiedades de los explosivos como los parámetros de la roca. El modelo de Kuz-Ram utilizado para determinación de distribución granulométrica de una Voladura, es la más adecuada para determinar diseños preliminares para todo el rango existente de diámetros de perforación.

El modelo Kuz-Ram de fragmentación es el realizado por Cunningham (1983) y se ha usado extensivamente alrededor del mundo. Se basó en publicaciones rusas antiguas que desarrollaron una relación simple entre los

parámetros de Voladura y el tamaño medio de fragmentación. Este trabajo ruso ganó considerable credibilidad del mundo occidental después que se encontró que concordaba muy estrechamente con modelos de fragmentación basados en la teoría de crecimiento de grietas.

El nombre de Kuz-Ram (Kuznetsov y Rosin-Rammler) es una abreviación de los dos principales contribuyentes a las ecuaciones que forman la base del modelo.

### 5.3.1. TAMAÑO MEDIO DE FRAGMENTACIÓN

$$X_{50} = A * \left(\frac{V_0}{Q_e}\right)^{0.8} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{E}\right)^{0.633}$$

**Donde:**

**X50** = Tamaño medio de los fragmentos de Voladura (cm).

**A** = Factor de roca. (Valor de 1 a 13)

**Vo** = Volumen de roca fragmentada por taladro. (m3).

**Qe** = Kilos de explosivo por taladro.

**E** = Potencia relativa en peso referida al Anfo.

#### 5.3.1.1. FACTOR DE ROCA

$$A = 0.06 * (RMD + JPS + JPA + RDI + HF)$$

**RMD** = Descripción de la roca.

**JPS** = Separación entre fracturas planas.

**JPA** = Angulo fracturas planas.

**RDI** = Influencia de la densidad.

**HF** = Factor de dureza.

CUADRO DE PARAMETRO DE ROCA	RANKING
<b>DESCRIPCIÓN DE LA MASA ROCOSA (RMD)</b>	
Pulvulento/Quebradizo	10
Diaclasado verticalmente	JPS + JPA
Masiva	50
<b>ESPACIAMIENTO DE FRACTURAS (JPS)</b>	
< 0.1 m	10
0.1 a 1 m	20
> 1 m	50
<b>ANGULO DEL PLANO DE FRACTURA (JPA)</b>	
Buza fuera de la cara	20
Rumbo perpendicular a la cara	30
Buza hacia la cara	40
<b>INFLUENCIA DE LA DENSIDAD (RDI)</b>	$RDI = 25 * SG - 50$
<b>FACTOR DE DUREZA (HF)</b>	$E/3$ para $E < 50$ GPa
	$UCS/5$ para $E > 50$ GPa
	E = módulo de Young UCS = resistencia a la compresión uniaxial

Tabla V 02 Según Cunningham

### 5.3.1.2. ÍNDICE DE UNIFORMIDAD(n)

El índice uniformidad da cuenta de la pendiente de la curva de distribución granulométrica, para voladuras a cielo abierto el índice varía entre 0.7 a 1.85.

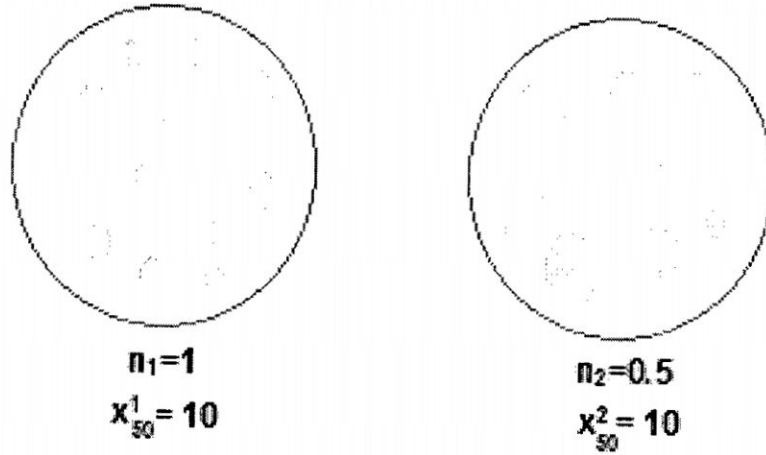


Fig. V 04 Significado de índice de uniformidad

$$n = \left( 2.2 - 14 \left( \frac{B}{d} \right) \right) * \left( \frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{0.5} * \left( 1 - \frac{W}{B} \right) * \frac{L_0}{H}$$

**Donde:**

- n = Índice de uniformidad
- d = Diámetro de perforación (mm)
- B = Burden (m)
- S = Espaciamiento (m)
- W = Desviación de perforación (m)
- L0 = Longitud de carga sobre el nivel de piso (m)
- H = Altura del banco

### 5.3.2. DETERMINACION DE LOS PARAMETROS

#### 5.3.2.1. PARA LA VOLADURA PRIMARIA

##### A. CALCULO DEL FACTOR DE ROCA:

<b>RMD</b>	<b>P</b>	<b>Espaciamiento de Fracturas (m)</b>	<b>0.1</b>
Pulvurulenta/Frágil (P) Diaclasado Vertical (V) Masiva (M)			
<b>Manteo diaclasas</b>	<b>30</b>	<b>Dureza</b>	<b>100</b>
Manteo fuera cara banco (20) Rumbo perpend. a la cara (30) Manteo hacia la cara (40)		Muy blanda (25) Blanda (50) Mediana (100) Dura (150) Muy Dura (200)	
<b>Densidad Roca (gr/cc)</b>	<b>2.5</b>		

	<b>SEGÚN MCKENZIE</b>	<b>SEGÚN CUNNINGHAM</b>
<b>FACTOR DE ROCA</b>	<b>3.5</b>	<b>6.25</b>

##### B. CALCULO DEL TACO:

<b>RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (MPA)</b>	<b>UCS</b>	<b>139.95</b>
Potencia en peso (%)	<b>E</b>	<b>97</b>
Densidad exp (gr/cc)	<b>de</b>	<b>1.20</b>
Diám. Hoyo (pulg)	<b>Dh</b>	<b>9.875</b>
Factor seguridad	<b>z</b>	<b>1.2</b>

$$T = \frac{1.2117 * z * [E * de]^{\frac{1}{3}} * D_h}{(0.8328 + 0.1092 * UCS - 0.0002 * UCS^2)}$$

<b>Descripción</b>	<b>Z</b>
Donde no hay prob. de flyrock	<b>1</b>
Cercano a edif. o estructuras	<b>1.2</b>
Cercano a edif. Públicos	<b>1.5</b>

<b>Taco (m)</b>	<b>T</b>	<b>4.4</b>
<b>T/Dh</b>		<b>18</b>

**C. CALCULO DEL BURDEN:**

$$B = \frac{1}{(SBR * H)^{0.5}} * \left[ \frac{X_{50}}{F} \right]^{0.625} * \left[ \frac{E}{115} * 0.5067 * d_e * D_h^2 * (H - T) \right]^{0.396}$$

DESCRIPCION		Diseño	
		Actual	Propuesto
Altura banco (m)	H	10	10
factor de roca	F	5.25	5.25
X50 (cm)		15.6	14.5
SBR		1.16	1.15
Potencia en peso (%)	E	97	97
Densidad exp (gr/cc)	de	1.2	1.2
Diam. Hoyo (pulg)	Dh	9.875	9.875
Taco	T	4.4	4.2
Densidad roca (gr/cc)	dr	2.5	2.5
Error perforación (m)	w	0.1	0.1

Burden (m)	B	5.4	5.2
Espaciamiento (m)	S	6.20	6

**D. PARAMETROS CALCULADOS:**

MALLA	
PARAMETROS DE ENTRADA	
Densidad explosivo (gr/cc)	1.2
Potencia en peso	97
Diam. hoyo (mm)	251
Altura banco (m)	10
Burden (m)	5.4
Espaciamiento (m)	6.24
Pasadura (m)	1.0
Taco (m)	4.4
Exactitud perforacion (m)	0.1
Factor de roca	5.25
Densidad roca (gr/cc)	2.5

PARAMETROS OBTENIDOS	
Altura columna expl. (m)	7.1
Ton/taladro	842
Carga por taladro (kg)	422
Factor de carga (gr/ton)	501
D50 (mm)	156
Indice uniformidad	1.08
Tamaño característico (mm)	219
Tamaño crítico (mm)	1200

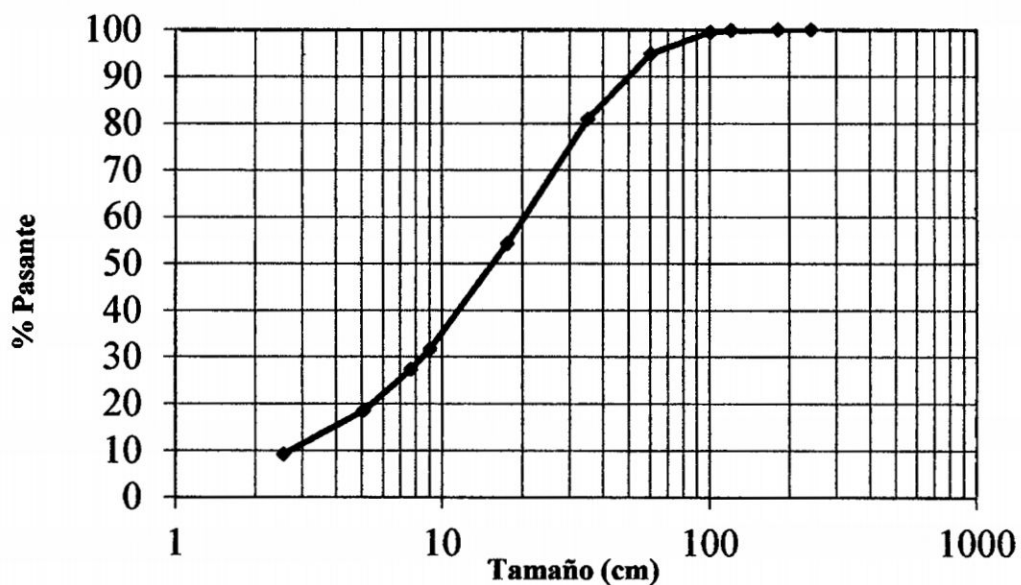


Fig. V 05 Curva de distribución granulométrica

Fuente: Elaboración Propia.

### 5.3.2.2. PARA LA VOLADURA SECUNDARIA

#### A. CALCULO DEL FACTOR DE ROCA:

<b>RMD</b>	<b>M</b>	<b>Espaciamiento de Fracturas (m)</b>	<b>0.1</b>
Pulvulenta/Frágil (P)			
Diaclasado Vertical (V)			
Masiva (M)			
<b>Manteo diaclasas</b>	<b>30</b>	<b>Dureza</b>	<b>100</b>
Manteo fuera cara banco (20)		Muy blanda (25)	
Rumbo perpend. a la cara (30)		Blanda (50)	
Manteo hacia la cara (40)		Mediana (100)	
		Dura (150)	
		Muy Dura (200)	
<b>Densidad Roca (gr/cc)</b>	<b>2.5</b>		
		<b>SEGÚN MCKENZIE</b>	<b>SEGÚN CUNNINGHAM</b>
<b>FACTOR DE ROCA</b>		<b>5.1</b>	<b>7.65</b>

**B. CALCULO DEL TACO:**

Resistencia a la compresión (Mpa)	UCS	139.95
Potencia en peso (%)	E	97
Densidad exp (gr/cc)	de	1.20
Diám. Hoyo (pulg)	Dh	4
Factor seguridad	z	1.2

Taco (m)	T	1.8
T/Dh		18

**C. CALCULO DE BURDEN:**

DESCRIPCION		Diseño	
		Actual	Propuesto
Altura banco (m)	H	6	6
factor de roca	F	7.65	7.65
X50 (cm)		11.5	10.5
SBR		1.15	1.16
Potencia en peso (%)	E	97	97
Densidad exp (gr/cc)	de	1.2	1.2
Diam. Hoyo (pulg)	Dh	4	4
Taco	T	1.8	1.7
Densidad roca (gr/cc)	dr	2.5	2.5
Error perforación (m)	w	0.1	0.1

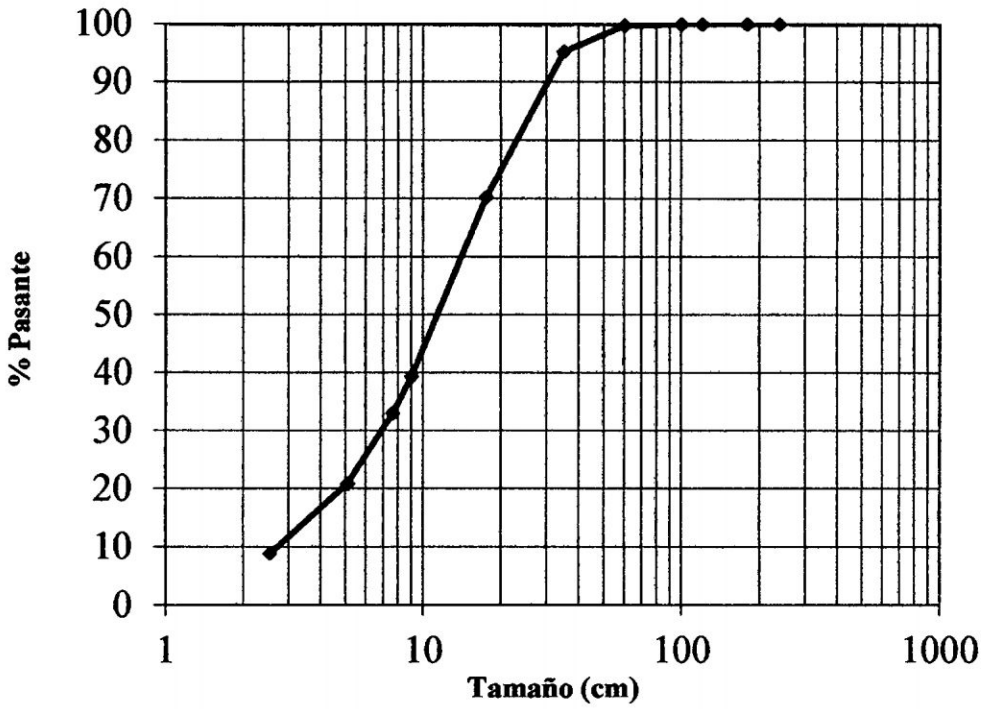
Burden (m)	B	2	1.9
Espaciamento (m)	S	2.30	2.2

**D. CALCULO DE LOS PARAMETROS:**

MALLA	
<b>PARAMETROS DE ENTRADA</b>	
Densidad explosivo (gr/cc)	1.2
Potencia en peso	97
Diam. hoyo (mm)	102
Altura banco (m)	6
Burden (m)	2
Espaciamento (m)	2.3
Pasadura (m)	0.5
Taco (m)	1.8
Exactitud perforacion (m)	0.1
Factor de roca	7.65
Densidad roca (gr/cc)	2.5

**PARAMETROS OBTENIDOS**

Altura columna expl. (m)	4.7
Ton/hoyo	69
Carga por hoyo (kg)	46
Factor de carga (gr/ton)	667
D50 (mm)	115
Indice uniformidad	1.33
Tamaño característico (mm)	152
Tamaño crítico (mm)	1200



**Fig. V 06** Curva de distribución granulométrica  
**Fuente:** Elaboración Propia.

## **CAPÍTULO VI**

### **OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACION EMPLEANDO EL SISTEMA ELECTRONICO**

#### **6.1. MARCO TEORICO**

Fragmentar la roca en tamaños adecuados, desplazarla y soltarla en una pila para que sea excavable con facilidad, minimizar el daño al talud, así como a edificaciones contiguas, evitar la dilución del mineral, proporcionando un producto que satisfaga las operaciones de los procesos posteriores y que permita liberar los equipos en forma segura.

El avance tecnológico en los sistemas de iniciación, nos permite trasladarnos desde el sistema convencional (Mecha de Seguridad y Fulminantes), hasta el moderno y preciso sistema de iniciación electrónica, mediante el cual, podemos controlar la energía liberada en un disparo, optimizando la fragmentación y disminuyendo el daño al talud, mediante un control de vibraciones.

El sistema de iniciación con detonadores electrónicos, fija con claridad los conceptos de precisión, flexibilidad y principalmente seguridad.

## 6.1.2. PLANEAMIENTO DE PERFORACIÓN

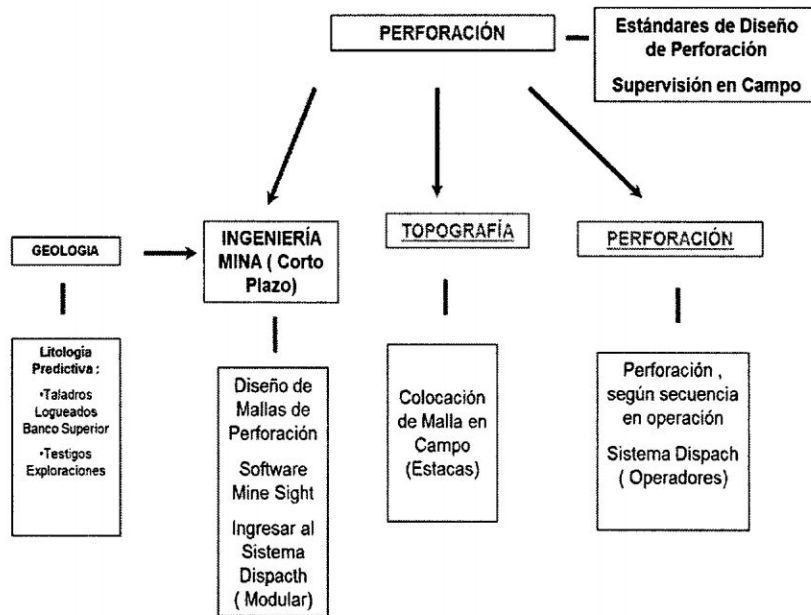


Fig. VI 01 Diagrama de planeamiento de perforación.

## 6.1.3. CALCULO DE RETARDOS ELECTRÓNICOS

### 6.1.3.1. ENTRE TALADROS:

La llegada del frente de onda a cualquier punto ( $t_{wf}$ ) es:

$$t_{wf} = \frac{s}{v_p}$$

$$\lambda = T * v_p$$

$$T = \frac{1}{f}$$

La medición directa de la componente de choque de la energía de detonación se puede hacer midiendo el nivel de vibración inducida en la proximidad del hoyo. Esta vibración induce una deformación dinámica en la masa rocosa y en ubicaciones donde esta deformación excede la deformación de rompimiento de la roca, ocurriendo la fragmentación. Una

aproximación simple de la relación entre vibración y deformación se puede mostrar en la siguiente ecuación:

$$PPV_c = \frac{\sigma_\tau * V_p}{E}$$

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

**Donde:**

- **S** es la distancia al punto en cuestión.
- **V<sub>p</sub>** es la velocidad de propagación de las ondas **P**.
- **ε** es la deformación dinámica peak.
- **λ** es la longitud de la onda.
- **E** es el Módulo de Young.
- **σ<sub>τ</sub>** es la Resistencia a la Tracción.
- **V<sub>c</sub>** es la velocidad de propagación de las grietas.

La onda peak se produce en  $\xi * \lambda$ , en un tiempo determinado por la expresión,  $\frac{\varepsilon * \lambda}{V_p}$  después que pasa el frente de onda, o sea:

$$t_{wp} = t_{wf} + \frac{\varepsilon * \lambda}{V_p} = \frac{S}{V_p} + \frac{\varepsilon * \lambda}{V_p} = \frac{1}{V_p} (S + \varepsilon * \lambda)$$

El retardo entre taladros debe ser tal que se encuentren las  $w_p$  (o una parte de la onda un poco detrás de la  $w_p$ ) del primer taladro con las grietas desarrolladas en el segundo taladro, antes que se terminen de desarrollar.

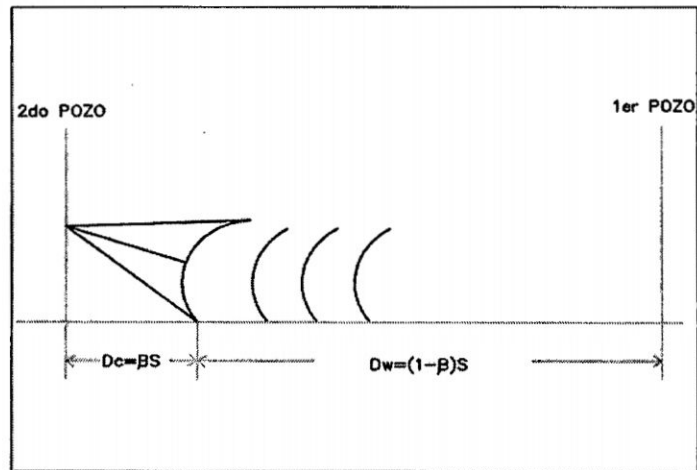


Fig. VI 02 Desarrollo de ondas de choque entre taladros

$$S = D_c + D_w$$

$$\Delta_t + t_c = t_{wp}$$

$$t_{wp} = \frac{(D_w + \epsilon * \lambda)}{v_p}$$

$$t_c = \frac{(D_c)}{v_c}$$

$$D_c = \beta * S$$

$$D_w = (1 - \beta)S$$

$$\Delta_t = t_{wp} - t_c$$

$$\Delta_t = \frac{[(1 - \beta)S + \epsilon * \lambda]}{v_p} - \frac{\beta S}{v_c}$$

Si se asume que la extensión de las grietas producidas sólo por el explosivo de un pozo alcanza el 20% de S ( $\beta = 0,2$ ), se tiene:

$$\Delta_t = \frac{[(0.8)S + \epsilon * \lambda]}{v_p} - \frac{0.2S}{v_c}$$

Este es el retardo máximo, el cual se presenta cuando el peak de la onda llega al punto deseado.

### 6.1.3.2. ENTRE FILAS.

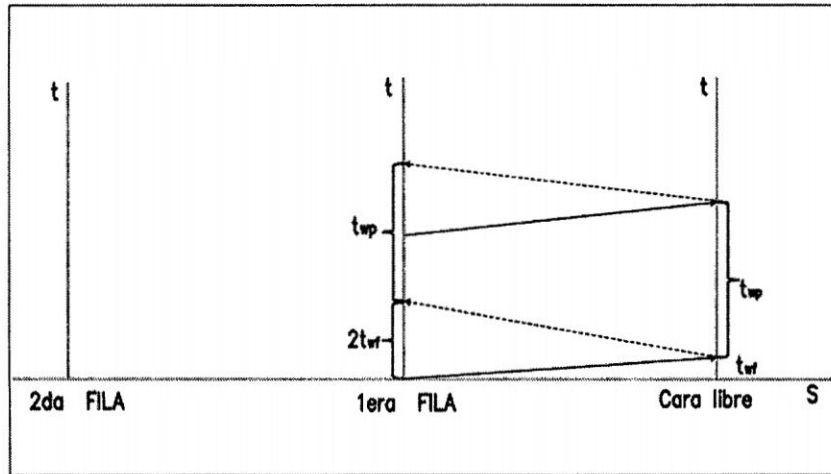


Fig. VI 03 Desarrollo de ondas de choque entre filas

El intervalo de retardo debe ser tal, que  $w_p$  de la segunda fila arribe a la primera cuando ésta ya haya formado una cara libre, o sea, cuando se haya movido unos 90 cm. La 1ª fila comienza a moverse cuando llegue a ella la  $w_p$  reflejada. Este tiempo es:  $t_r = 2t_{wf} + t_{wp}$

El tiempo ( $t_m$ ) para que esta fila se mueva 90 cm es:

$$t_m = \frac{0.90}{V_{mp}}$$

$$\Delta_f = 2t_{wf} + t_{wp} + \frac{0.90}{V_{mp}} - t_{wf} = t_{wf} + t_{wp} + \frac{0.90}{V_{mp}}$$

$$t_{wf} = \frac{B}{V_p}$$

$$t_{wp} = \frac{(\varepsilon * \lambda)}{V_p}$$

Luego,

$$\Delta_f = \frac{(B + \varepsilon * \lambda)}{V_p} + \frac{0.90}{V_{mp}}$$

Donde:

$V_{mp}$  es la velocidad de desplazamiento de la pila.

$t_{wf}$  es el tiempo de desplazamiento de  $w_f$  desde la 2° fila a la primera es.

$\Delta_f$  Retardo entre filas.

$C_{mp}$  se puede determinar mediante una filmación del desplazamiento de tambores, colocados en la cara del banco con cámara de alta velocidad.

## 6.2. DISEÑO ORIGINAL

Para el diámetro de perforación se tomaron en cuenta las propiedades físicas de la roca, los costos de perforación y voladura, la fragmentación, el control de perforación, el tamaño de la perforadora, la accesibilidad y la altura de banco. Se seleccionó entonces el diámetro de 9 7/8" con mejor resultado que 7 7/8", utilizado en su inicio.

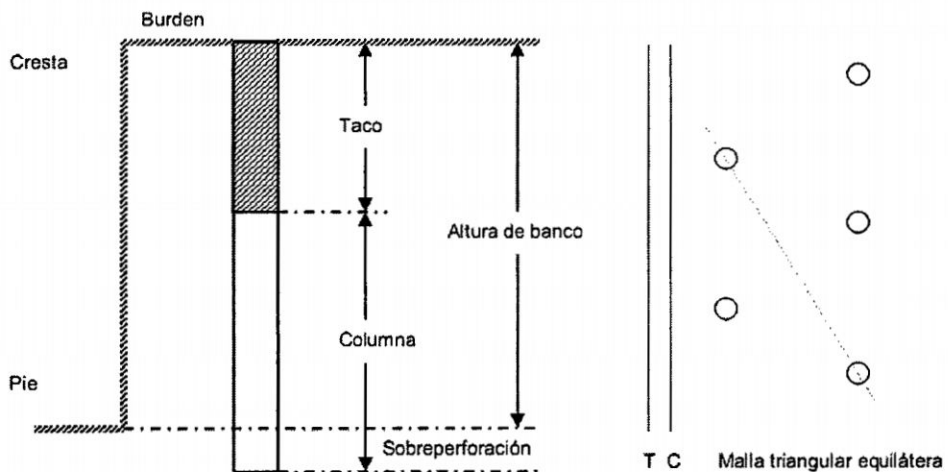


Fig. VI 04 Diseño de perforación en Lagunas Norte.

Con un burden excesivo se alcanzan altos niveles de vibración por exceso de confinamiento y fragmentación gruesa. El taco ayuda al confinamiento, controla la sobrepresión de aire y el flyrock. La sobre perforación asegura un piso plano para la excavación. Para el diseño de mallas se utilizó el criterio de Pearse.

### 6.2.2. EL CRITERIO DE PEARSE

$$B = K_v * \frac{D_e}{1000} * \left(\frac{PD}{RT}\right)^{0.5}$$

**Donde:**

B = Burden (m)

Kv= Índice de volabilidad (0.7 a 1.0)

Dex= Diámetro del explosivo (mm)

PD= Presión de detonación del explosivo (Kg/cm<sup>2</sup>)

RT= Resistencia tensional dinámica (Kg/cm<sup>2</sup>)

La constante Kv, se determina a partir del índice de calidad de la roca (RQD).

$$K_v = 1.96 - 0.27 \times \ln (ERQD)$$

**Luego:**

$$ERQD = RQD * JSF$$

Factores de corrección para estimar el ERQD.

RESISTENCIA DISCONTINUIDADES	FACTOR CORRECCIÓN (JSF)
Alta	1
Media	0.9
Baja	0.8
Muy baja	0.7

#### A. EN ARENISCA

Diámetro	= 251 mm.
Densidad Explosivo	= 1.20 g/cm <sup>3</sup>
Velocidad de Detonación	= 5000 m/s
Resistencia Tensional Dinámica	= 12 MPa
RQD	= 75
Factor JSF	= 0.90

$$PD = \left( \frac{D_{ex} * VOD^2 * 10^{-3}}{4} \right)$$

$$PD = \left( \frac{1.2 * 5000^2 * 10^{-3}}{4} \right) = 7500 MPa$$

$$Kv = 1.96 - 0.27 \ln (75 * 0.90) = 0.82$$

Entonces:

$$B = 0.82 \times 251/1000 \times (7500/12)^{0.5} = 5.15$$

#### 6.2.3. LUEGO SE CORROBORA CON EL CRITERIO DE KONYA (1983):

$$B = 0.012 \left( \frac{2 * SGe}{SG} + 1.5 \right) * D_{ex}$$

Donde:

**B** = Burden (m)

**SGe** = Gravedad específica del explosivo (g/cm<sup>3</sup>)

**SG** = Gravedad específica de la roca (g/cm<sup>3</sup>)

**Dex** = Diámetro del explosivo (mm)

**6.2.3.1. CORRECCIONES POR EL NÚMERO DE FILAS Y APILAMIENTOS:**

<b>A. CONDICIÓN FILAS</b>	<b>Kr</b>
Una o dos filas	1.0
Tercera fila y voladuras con apilamientos anteriores	0.9

Considerando la forma del depósito se tiene que agregar:

<b>B. ORIENTACIÓN DE LOS ESTRATOS</b>	<b>Kd</b>
Estratos hacia el corte	1.18
Estratos hacia la cara	0.95
Otro tipo de depósito	1.00

También se debe tomar en cuenta la naturaleza de la estructura geológica, las fracturas, la resistencia de las juntas y su frecuencia.

<b>C. ESTRUCTURA GEOLÓGICA</b>	<b>Ks</b>
Altamente fracturada, juntas débiles	1.30
Capas delgadas bien cementadas con juntas estrechas	1.10
Roca intacta y masiva	0.95

Finalmente, se debe considerar la Relación de Rigidez (H/B) como controlar:

L/B (Altura de banco/Burden)	1	2	3	4
Fragmentación	Pobre	Regular	Buena	Excelente
Sobrepresión de aire	Severa	Regular	Buena	Excelente
Flyrock	Severa	Regular	Buena	Excelente
Vibración	Severa	Regular	Buena	Excelente

**Tabla VI 01** Relación de Rigidez

### 6.2.3.2. ROCA ARENISCA

Diámetro= 251 mm.

Densidad Roca= 2.5 g/cm<sup>3</sup>

Densidad Explosivo = 1.20 g/cm<sup>3</sup>

Entonces:

$$B = 0.012 \left( \frac{2 * 1.20}{2.5} + 1.5 \right) * 251 = 7.4$$

Corrigiendo por filas, orientación y estructura se tiene:

$$B_c = \text{Binicial} \times K_r \times K_d \times K_s = 7.4 \times 0.9 \times 0.95 \times 0.95 = 6$$

Se sabe que se puede trabajar con un +/- 15% de este valor por lo tanto, se toma el límite inferior:

$$B = B_c(1 - 0.15) = 5.1$$

Para la malla triangular equilátero se toma:

$$B = 5.2$$

El espaciamiento se obtiene geoméricamente:

$$S = 6.0$$

En cuanto al taco y el sobre perforación se tiene:

$$T = 0.7 \times 5.2 = 3.64$$

$$J = 0.3 \times 5.2 = 1.56$$

En campo finalmente se ajusta la malla para roca arenisca de la siguiente manera:

MALLA AJUSTADA	
B	5.2
S	6
T	4.2
J	1.5

Tabla VI 02 Resultado del diseño

### 6.3. CONSIDERACIONES SOBRE EL CONFINAMIENTO

Para asegurar un taco adecuado se emplea el criterio de Frank Chiappetta (Fig. IV 08) y se ha calculado Scaled Depth of Burial como sigue.

<b>DATOS</b>			
Diámetro de perforación	9 7/8	[in]	251 mm
Longitud del taco	4.40	[m]	
Densidad del explosivo	1.200	[g/cc]	
Densidad Lineal	59	[kg/m]	

W	149	[kg]
D	5.7	[m]
SD	1.07	

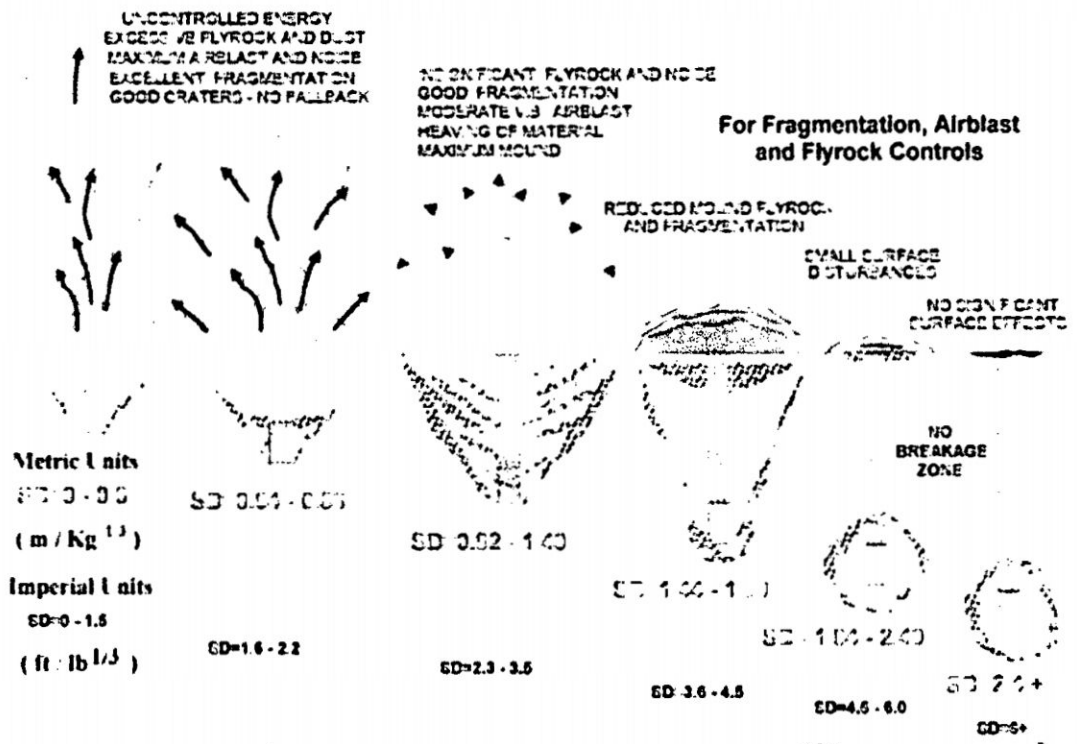
W= peso del explosivo ocupado solo en la parte superior de la columna cargada, equivalente a la longitud de 10 veces el diámetro de perforación

#### AJUSTE TACO OPTIMO

D =	6.1	[M]
Taco recomendado	4.9	[M]

Tabla VI 02 Resultado de SD.

Para una buena fragmentación, bajos niveles de ruido, vibración y flyrock se tiene SD de  $1.07 \frac{m}{Kg^{\frac{1}{3}}}$ .



**Fig. VI 05** Profundidad de entierro de una carga.

**Fuente:** Chiappetta (1983).

El resultado Scaled Depth of Burial (SD) igual a 1.07, como se puede observar en la Fig. VI 05, con lo que se hace mejor el control de:

- Flyrock
- Ruido insignificante.
- Buena fragmentación,
- Vibración.
- Airblast moderado.
- Esponjamiento del material.
- Máximo apilamiento.

## **6.4. APLICACIÓN DE ACCESORIOS ADICIONALES**

### **6.4.2. TAPONEX**

Uso de Taponex o bolsas de Aire, para generar cámaras de aire y aprovechar la energía del explosivo.

- Reduce el daño en las paredes finales, y baja los costos con el consumo menor de explosivos.
- El Taponex, también será utilizado a un metro del fondo del taladro (Subgrade).
- Optimización de la longitud del Taco, es para roca arenisca y la toba volcánica.

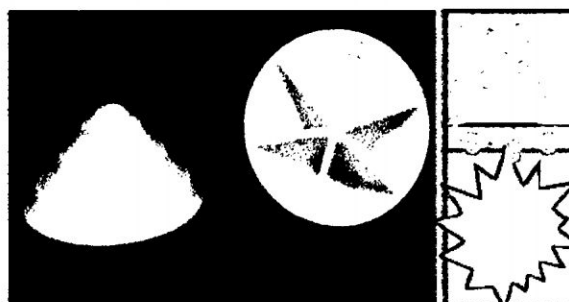
### **6.4.3. TAPÓN CÓNICO**

El retenedor de energía para control de voladura es un dispositivo en forma de cono y moldeado por inyección hecho de una combinación especial de poliestirenos de alto impacto con una resistencia a la compresión de 15000 psi.

Colocado dentro del taco a una distancia de 20 cm. sobre la columna de explosivo, el tapón sella el collar del taladro una vez ocurrida la detonación para confinar la energía del explosivo en el típica ruta de menor resistencia.

El tapón cónico trabaja con la energía del disparo para reproducir el efecto de una "escopeta atascada". Esencialmente el tapón es una cuña auto dirigida. En el instante en que la onda explosiva alcanza el tapón, éste se expande ocupando todo el taladro, el material de taco inferior no puede escapar pues su avance es trabado por el tapón, y el taco superior actúa por reacción aglutinando material de taco, lo que resulta en un nuevo

direccionamiento de esfuerzos, agregando fuerzas friccionales a las paredes del pozo.



**Fig. VI 06** La acción de los tapones cónicos.

Existen diferentes tipos de tapones cónicos, dependiendo de su calidad serán los resultados del confinamiento. Los mejores resultados de retención del taco se han obtenido con los tapones cónicos reforzados, que han permitido una retención extra con respecto a tacos con detritus, del orden de 90 ms, tiempo extra que permite retener más el trabajo del explosivo en su primera etapa, básicamente en la etapa donde la fuerza inicial del explosivo es la que tiende a eyectar los tacos.

Taladros (Und)	Explosivo (Tipo)	Carga (m)	Taco (m)	Taco (Tipo)	Dispositivo Auxiliar	Tr (ms)
6	HA 40/60	6,75	4,75	Detritus	Tapón Cónico	145
6	HA 40/60	6,75	4,75	Detritus	Ninguno	53

**Tabla VI 03** Tiempo de retención de los tapones cónicos.

Las cámaras de aire incrementan la duración de la acción de la onda de choque sobre el medio que la rodea, debido a una serie de pulsos causados por las reflexiones de las ondas de presión después de la detonación dentro un taladro. Con cámaras de aire, la tensión máxima aplicada sobre la roca que la rodea, es menor que la tensión extrema aplicada por el explosivo en

columnas sólidas. Reduce la presión inicial aplicada por la carga explosiva pero, incrementa la duración del pulso de presión. Esto, efectivamente reduce la energía utilizada para pulverizar la roca cerca del taladro.

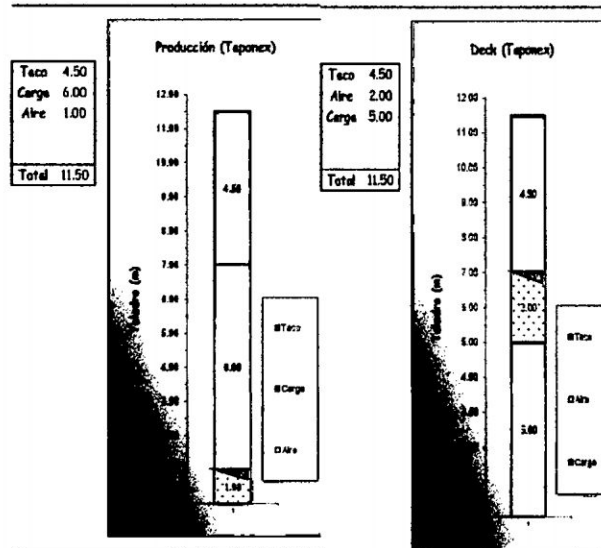


Fig. VI 07 La configuración de la columna de carga con air deck

## 6.5. DISEÑO MODIFICADO

### 6.5.1. CALCULO DE CARGA POR TALADRO

			DATOS	
1	Diametro del taladro	m	0.251	D
2	Densidad de la Roca	gr/cc	2.500	$\rho_r$
3	Teco	m	4.400	T
4	Densidad de Carga de Columna	gr/cc		
5	Densidad de Carga	gr/cc	1.200	$\rho_c$
6	Altura de Taladro + Sub Drilling	m	11.00	H
7	Energía de Carga de Columna	Kcal/kg		
8	Energía de Carga de Fondo	Kcal/kg	843.14	Qf
9	Distancia Vertical Punto	m		v
10	Distancia Horizontal Punto	m		h
11	Altura de Carga de Columna	m		Lc
12	Altura de Carga de Fondo	m		Lf
13	Energía / Tonelada	Kcal/Ton		E
14	Burden	m	5.40	B
15	Espaciamiento	m	6.24	S
16 Exp. / Taladro			Kg	419.58

Tabla VI 04 Parámetros para el cálculo de carga por taladro.



cercanamente posible a la impedancia de la roca. Para el explosivo, la impedancia se refiere al producto de la densidad en el taladro y a la velocidad de detonación, mientras que en la roca la impedancia se define como el producto de la velocidad de las ondas P y la densidad. Se debe tener para una máxima fragmentación:

$$\rho_{ex} * VOD = \rho_{roca} * V_p$$

El diagrama de Lagrange es una herramienta que sirve para determinar el tiempo de retardo que debe existir entre detonaciones contiguas para obtener el máximo provecho de la energía del explosivo aplicado al macizo rocoso con el fin de obtener una excelente fragmentación; esto supone que se puede definir cualquier tiempo de retardo que se requiere como resultado de la aplicación del diagrama y en efecto esto se hace con el sistema electrónico.

Primero es necesario explicar ciertos aspectos referentes a la naturaleza de la Onda-P, Onda-S y la formación de grietas en el macizo rocoso.

Cuando se realiza una voladura ocurren muchos fenómenos de manera casi instantánea. En los primeros instantes de la detonación ocurre una trituración de la roca por efecto de la presión en la forma de onda de choque que se expande en forma cilíndrica alcanzando valores que superan ampliamente la resistencia dinámica a la compresión de la roca.

Luego ocurre una reflexión de la onda de choque cuando esta alcanza una superficie libre, se genera el proceso de esfuerzos de tracción y de cizallamiento o corte. Esto sucederá cuando las grietas radiales no se hayan propagado más que una distancia equivalente a un tercio de la distancia de la carga a la superficie libre.

6.5.2.1. **LAS ONDAS-P.-** Son aquellas que comprimen la roca y dan lugar al movimiento de las partículas en la dirección de propagación de las ondas. Estas ondas son las más rápidas y producen cambios de volumen pero no de forma en el material a través del cual se propaga.

6.5.2.2. **LAS ONDAS-S.-** Son aquellas que generan movimiento en la dirección perpendicular al del movimiento de las partículas, es decir, perpendicular al movimiento de partícula de la onda-P.  
 Dada la detonación de un taladro (i), este genera Ondas-P, Ondas-S y grieta que interactúa a su vez con las Ondas-P, Ondas-S de un taladro (1+i), produciendo varias regiones limitadas por las diversas ondas siendo de particular interés la región donde ocurre la máxima tracción, allí donde se produce la mayor fractura de rocas.

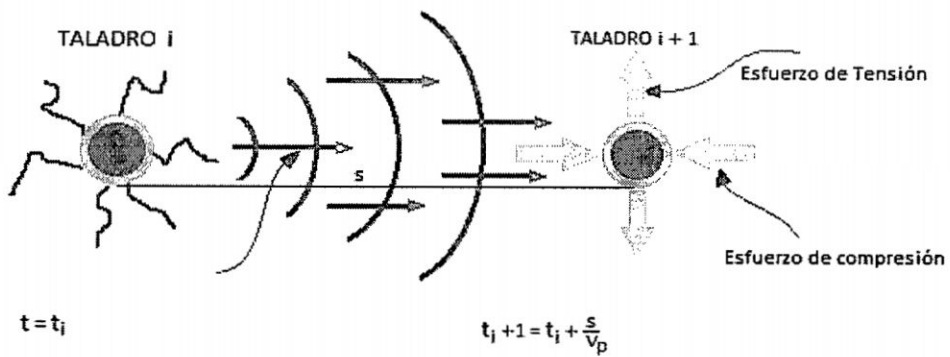


Fig. V 08 Mecanismos de creación de fractura

La fragmentación uniforme ocurrirá cuando la mayor área entre los taladros esté contenida dentro de esta región.

## 6.6. ENSAYOS GEOMECANICOS

Los antecedentes geomecánicos provienen de ensayos encargados por MBM a la PUCP fechados durante el 2012.

LITOLOGIA	ARENISCA	VOLCÁNICO
Resistencia a la compresión (Mpa):	180.1	99.8
Módulo E (GPa):	74.5	25.7
Coefficiente de Poisson:	0.15	0.13

Tabla VI 05 Información Litológica.

- Estudios en mecánica de fracturas, establecen que a través de una óptima interacción de ondas de esfuerzos entre cargas explosivas cercanas, se incrementan las microfracturas y por tanto mejora la fragmentación resultante, por lo que la roca queda menos resistente a los procesos de conminución posteriores.(Chancado-Molienda)
- Esta adecuada interacción de ondas de choque provenientes de cargas explosivas cercanas se logra sólo cuando éstas detonan con tiempos cortos entre ellas (ms).
- Para ello se requiere emplear tecnologías de Iniciación Electrónico, son detonadores programables, además precisos y seguros (0.1ms).

## 6.7. SELECCIÓN DE RETARDOS

La correcta selección del intervalo de retardo es una de las tareas más difíciles en el diseño de Voladura. El retardo tiene la capacidad de influenciar cada aspecto de la voladura, como la fragmentación, estabilidad, excavabilidad, impacto ambiental y vibración. La detonación de taladros

individuales (o de grupos de taladros) puede retardarse por las siguientes razones:

- Para Optimizar la fragmentación de rocas.
- Proporcionar mayor control sobre el desplazamiento y apilamiento.
- Reducir el daño al talud, los niveles de vibración y Flyrock.

### 6.7.1. CALCULO DE VELOCIDAD DE ONDA P.

Se sabe que la  $V_p$  se puede obtener mediante la ecuación:

$$V_{pi} = \sqrt{\frac{E(1 - \nu)}{\rho(1 + \nu)(1 - 2\nu)}}$$

Reemplazando los valores para arenisca (de la Fig. VI 05):

$$V_{pi} = \sqrt{\frac{74500000000(1 - 0.15)}{2500(1 + 0.15)(1 - 2 * 0.15)}} = 5609 \text{ m/s}$$

Para roca volcánica se tiene:

$$V_{pi} = \sqrt{\frac{25700000000(1 - 0.13)}{2500(1 + 0.13)(1 - 2 * 0.13)}} = 3270 \text{ m/s}$$

### 6.7.2. CALCULO DE LA VELOCIDAD PICO PARTICULA Y DEFORMACIÓN DINÁMICA.

#### A. EN ROCA ARENISCA:

$$PPV_c = \frac{\left(\frac{180.1 \text{ MPa}}{10}\right) \left(5609 \frac{\text{m}}{\text{s}}\right)}{74500 \text{ MPa}} = 1356 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

$$\epsilon = \frac{PPV_c}{V_p} = 0.242$$

## B. EN ROCA VOLCANICA:

$$PPV_c = \frac{\left(\frac{99.8 \text{ MPa}}{10}\right) \left(3270 \frac{\text{m}}{\text{s}}\right)}{24700 \text{ MPa}} = 1270 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

$$\varepsilon = \frac{PPV_c}{V_p} = 0.388$$

### 6.7.3. DETERMINACION DE LOS RETARDOS

#### 6.7.3.1. EN FORMACION ARENISCA

##### Datos:

- S=6.24 m
- F = 48 Hz
- V<sub>c</sub>= 1000 m/s
- λ =5609/48= 116.85 m
- V<sub>mp</sub>=15 m/s

Los tiempos según estos datos serían los siguientes.

##### A. RETARDO ENTRE TALADROS:

$$\Delta_t = \frac{[(0.8)6.24 + 0.242 * 116.85]}{5609} - \frac{0.2 * 6.24}{1000}$$

$$\Delta_t = 4.68 \text{ ms} \cong 5.0 \text{ ms}$$

##### B. RETARDO ENTRE FILAS:

$$\Delta_f = \frac{(5.40 + 0.242 * 116.85)}{5609} + \frac{0.9}{15}$$

$$\Delta_f = 66.00 \text{ ms} \cong 65.0 \text{ ms}$$

### 6.7.3.2. EN FORMACION VOLCÁNICO

#### A. RETARDO ENTRE TALADROS:

$$\Delta_t = \frac{[(0.8)6.24 + 0.388 * 68.13]}{3270} - \frac{0.2 * 6.24}{1000}$$

$$\Delta_t = 8.36 \text{ ms}$$

#### B. RETARDO ENTRE FILAS:

$$\Delta_f = \frac{(5.4 + 0.388 * 68.13)}{3270} + \frac{0.9}{15}$$

$$\Delta_f = 69.74 \text{ ms}$$

En base a estos datos se emplean tiempos de 5 ms entre taladros y entre filas se emplea 65 ms para un apilamiento adecuado. Estos tiempos ayudan a fragmentar mejor sin embargo pueden ocasionar daños excesivos al talud.

	PIROTECNICO	ELECTRONICO
Tiempo Nominal	500 ms	500 ms
Dispersión	1.66%	0.00%
Tiempo Nominal	42 ms	42 ms
Dispersión	5.29%	0.00%
Tiempo Nominal	17 ms	17 ms
Dispersión	6.25%	0.00%

Tabla VI 06 Comparación de la dispersión entre pirotécnico y electrónico.

### 6.8. PLANEAMIENTO Y EJECUCION DE VOLADURAS ELECTRONICAS

Actualmente se viene utilizando los detonadores electrónicos como accesorio de detonación principal, siempre acompañado de un Back up o detonador no electrónico, el cual es utilizado si el detonador electrónico registra algún problema.

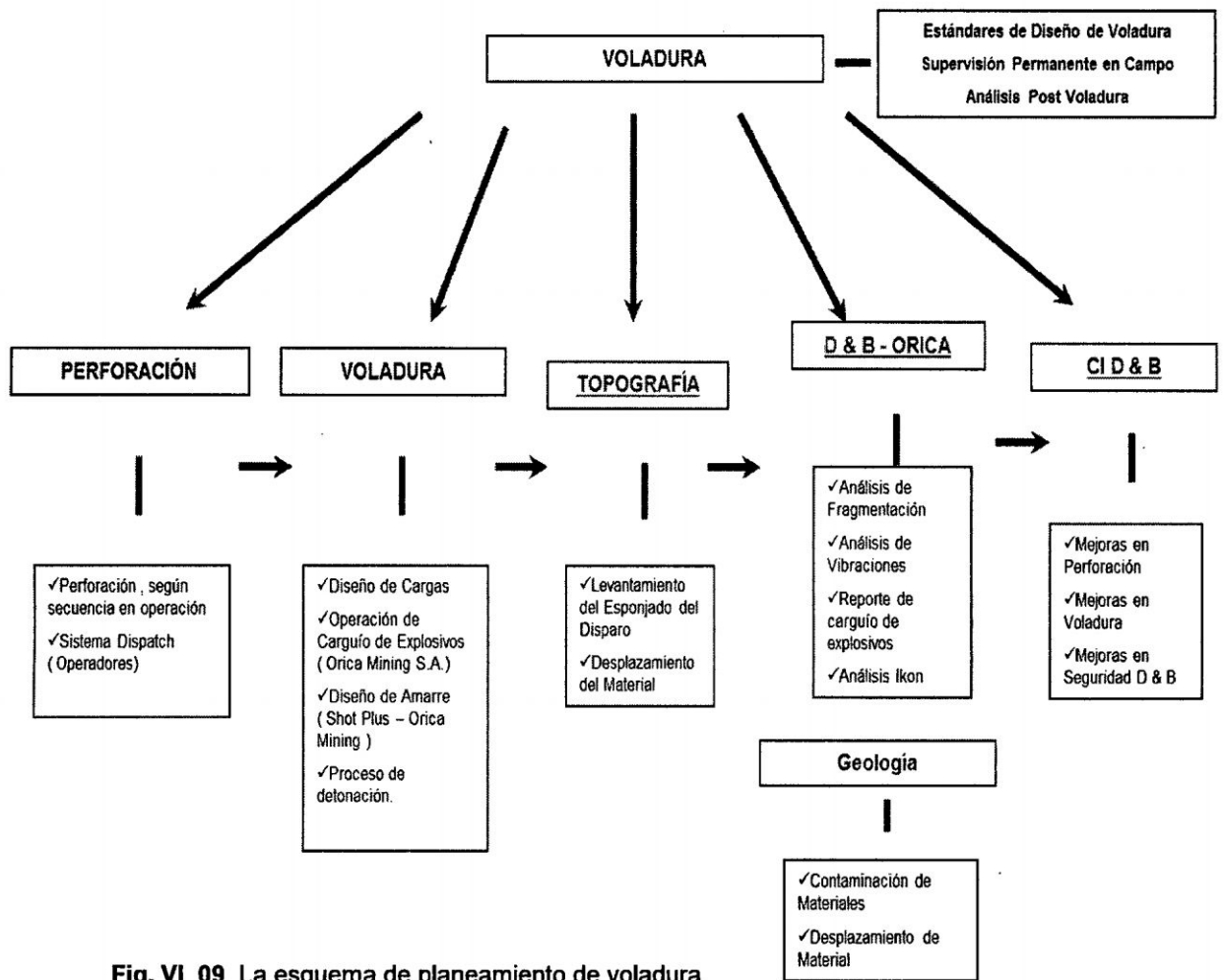


Fig. VI 09 La esquema de planeamiento de voladura

### 6.8.1. PROCESAMIENTO DE LOS DATOS TOPOGRÁFICOS

Esta etapa de diseño comienza con el envío del archivo CSV por parte de Topografía, el cual es convertido en archivo TXT y editado para luego ser importado al Software ShotPlus-i. Luego de importar el archivo TXT (ID, Este, Norte, Cota de los Collares de los Blast Holes) se visualiza los taladros en el programa e iniciar luego con el diseño propiamente dicho. Se aplican todas las restricciones en la zona y se define la salida del disparo así como los tiempos entre fila y entre taladro.

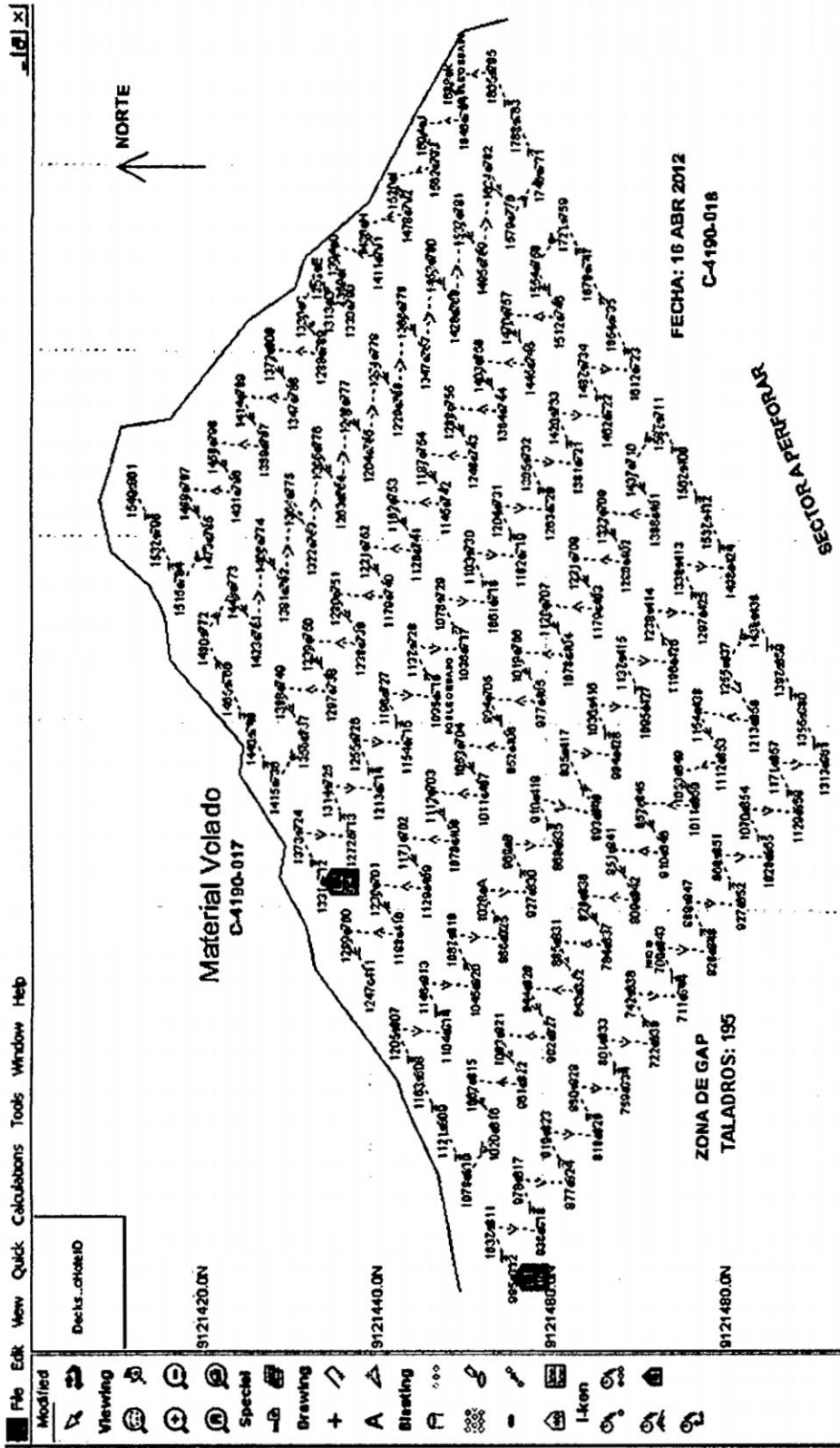


Fig. VI 10 Resultado del diseño de la malla con el uso Shot Plus-i

### **6.8.2. PRIMADO Y CARGUÍO DE TALADROS**

1. Antes de realizar el carguío de taladros se procede a medir los taladros para asegurarse de la altura de taladro requerida para proceder al carguío.
2. Para el primado de taladros se utiliza dos líneas descendentes, el detonador electrónico y su respectivo back up conformado por un detonador no electrónico (Excel Nro. 15).
3. De cebo actualmente se viene utilizando un Booster de ½ y 1 libra.
4. El carguío de explosivos se realiza mediante camiones fábrica, para cumplir con el proceso de voladura.
5. El proceso de carguío se realiza con una persona que controla los metros cargados del explosivo, que luego es correlacionado con los kilogramos reportados por el camión. Estos datos luego son considerados en el reporte de consumo de explosivos.

### **6.8.3. TAPADO DE TALADROS**

Este proceso debe ser realizado con mucho cuidado, para evitar que la acción de este dañe las líneas descendentes de los detonadores y se obtenga de esta forma un tiro quedado, lo cual perjudicaría los procesos siguientes. La altura del Taco, ayuda al confinamiento del explosivo, el cual favorece la fragmentación del material en la zona del taco. También es utilizado en algunos taladros de la zona media del disparo el taponex, como accesorio que ayuda a generar cámaras de aire en la parte superior del taladro, entre la zona del explosivo y el taco.

### **6.8.4. AMARRE DEL DISPARO**

Luego de conseguir los datos del computador se lleva esta información al

terreno y se procede a conectar cada detonador al Logger el cual, le indica al detonador el tiempo de salida de acuerdo al diseño previamente indicado y a su vez reconoce el estado de este, indicando si la línea descendente tiene problemas o existe alguna fuga de corriente (comunicación bi-direccional). Ahora el Logger tiene en la memoria un listado con una secuencia de conexión en la cual al primer detonador en conectar se le asignará un tiempo y al segundo se le asignará otro tiempo y así sucesivamente. Secuencia de Conexión de acuerdo al diseño en Shot Plus-i.

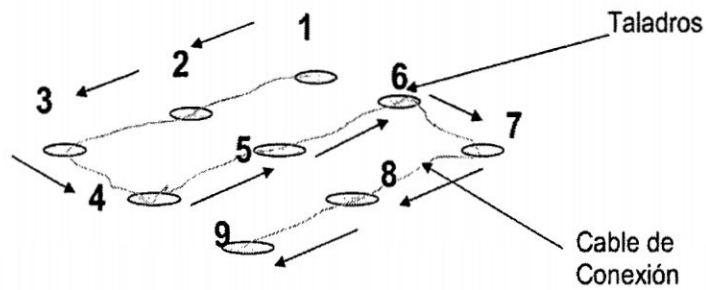


Fig. VI 11 Diseño del amarre.

Se respeta la secuencia en la que se conectan en el campo ya que el Logger lo asignará de acuerdo a la secuencia predefinida en el diseño en el Software ShotPlus-i.

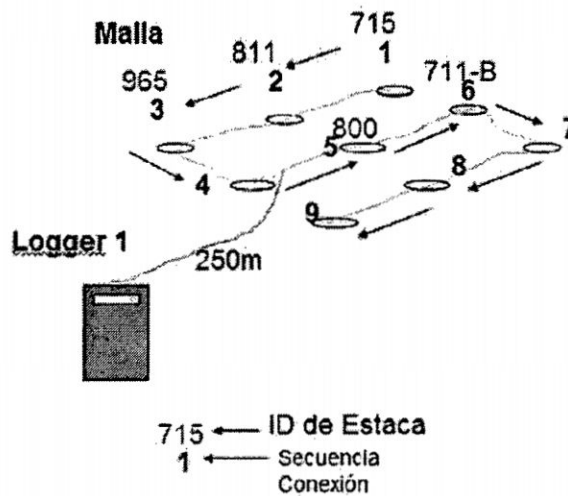


Fig. VI 12 Distribución homogénea de la corriente

Para tal fin el logger se conecta a la mitad de la longitud del cable de conexión en la malla esto sería por la ubicación del taladro conectado en la posición 5. En este punto se realiza el Test de detonadores y medida de fuga de corriente antes de conectar el Logger al cable de disparo.

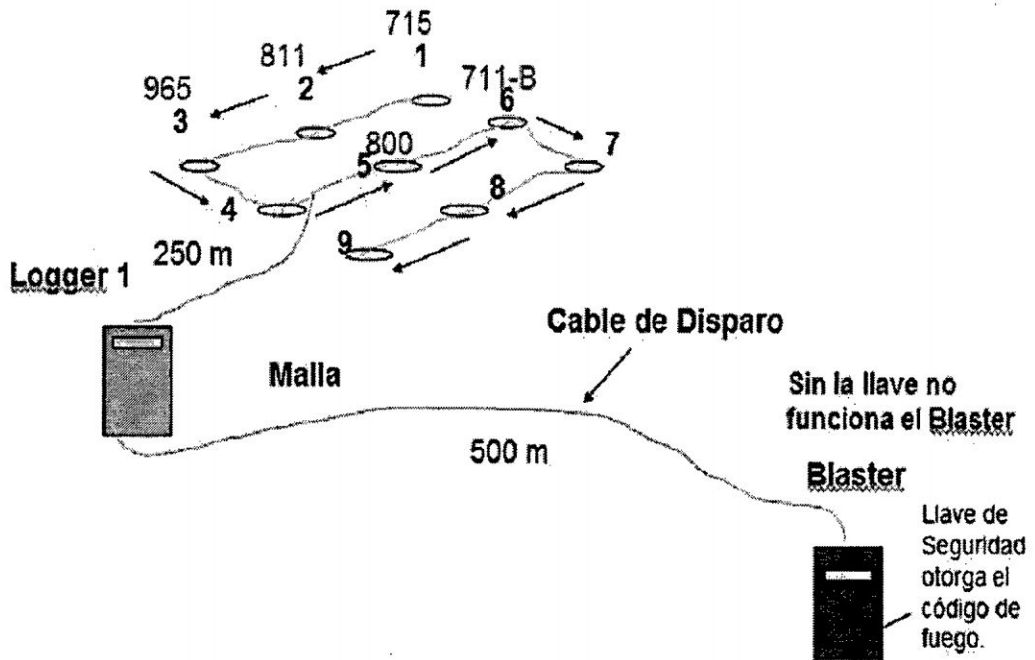


Fig. VI 13 Conexión del Logger al cable de disparo y al Blaster

En este punto el Blaster inicializa el Logger, luego chequea los detonadores conectados al Logger. Seguidamente, se inicia la programación de los taladros y finalmente muestra en la pantalla estar listo para la detonación esta situación es mantenida durante 10min si en ese tiempo no hay orden de disparo se regresa a la situación antes de encender al Blaster.

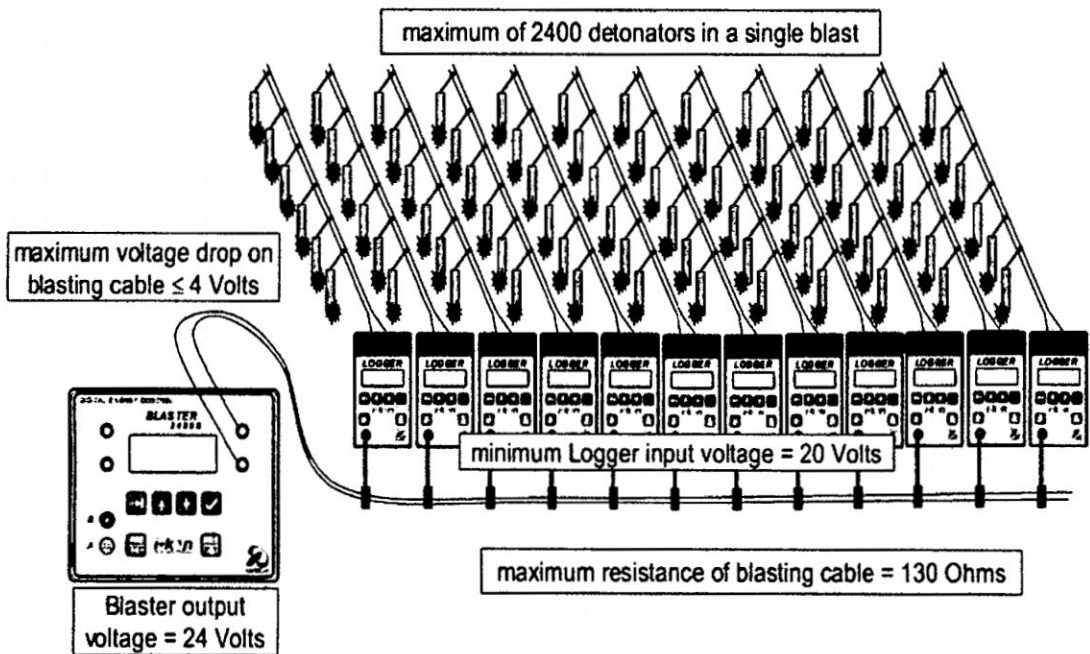


Fig. VI 14 Conexión del Logger al blaster 2400 S

## 6.9. RESULTADOS DE LA PRUEBA DE FRAGMENTACION

### 6.9.0. PRUEBAS Y MEDICION

Con el fin de alcanzar los objetivos planteados se ejecutaron tres voladuras, con los siguientes parámetros.

#### 6.9.1. DISPARO PRIMARIO: 4130-081-082 ALEXA (10 01 2013)

TIPO DE ROCA	MALLA		RETARDOS		TIPO DE EXPLOSIVO	
	B	S	TALADRO	FILA	HA	FP
Sedimentaria arenisca Chimú	5.4	6.24	5 ms	65 ms	HA46	0.432 kg/TM

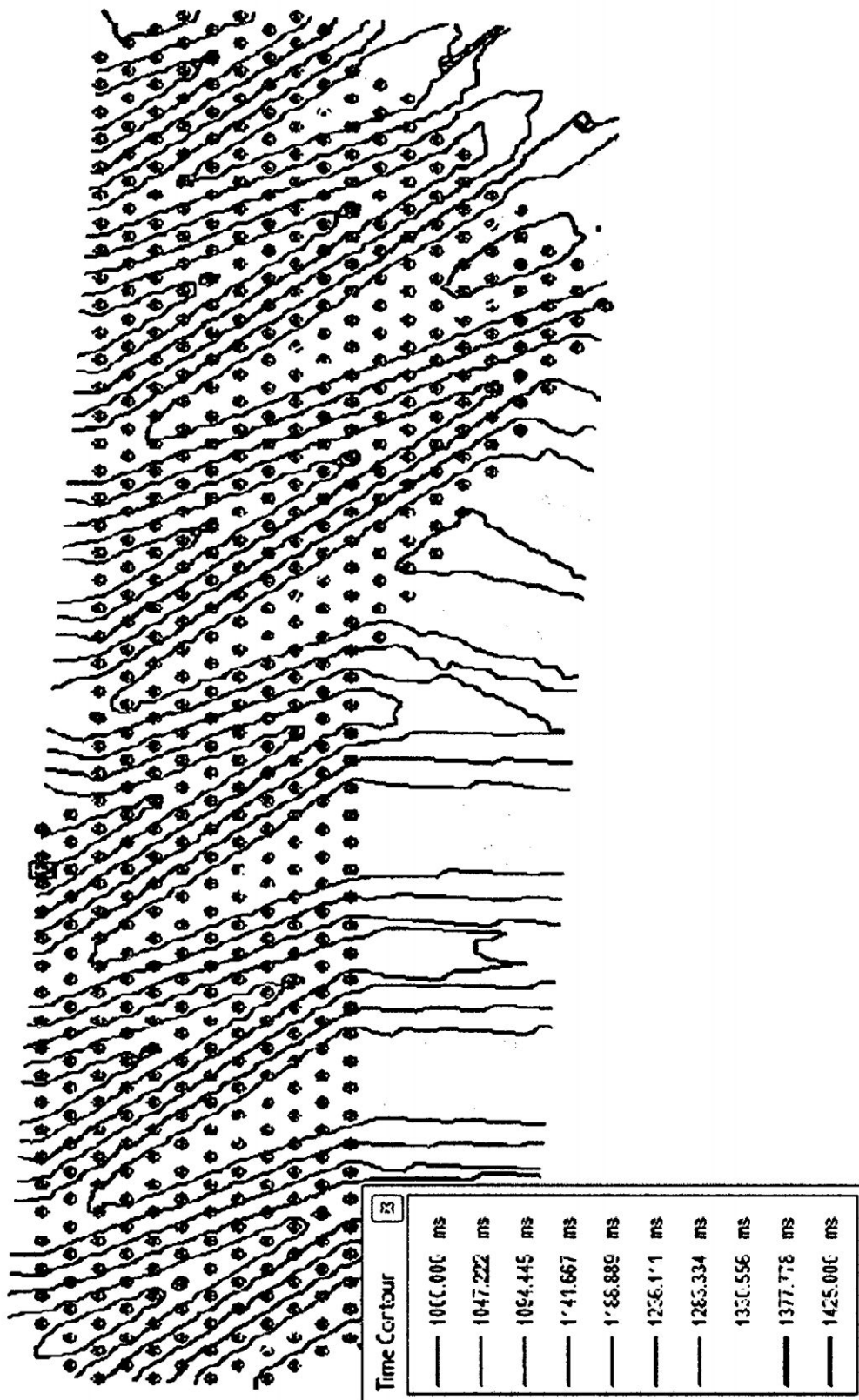


Fig. VI 15 Malla de voladura y los iso tiempos.

# MBM LAGUNAS NORTE

WpFrag 2.7.15 MBM - LAGUNAS NORTE  
 Blasted Rock May 20, 2013, 09:50:39 PM Hora est. Pacífico, Sudamérica

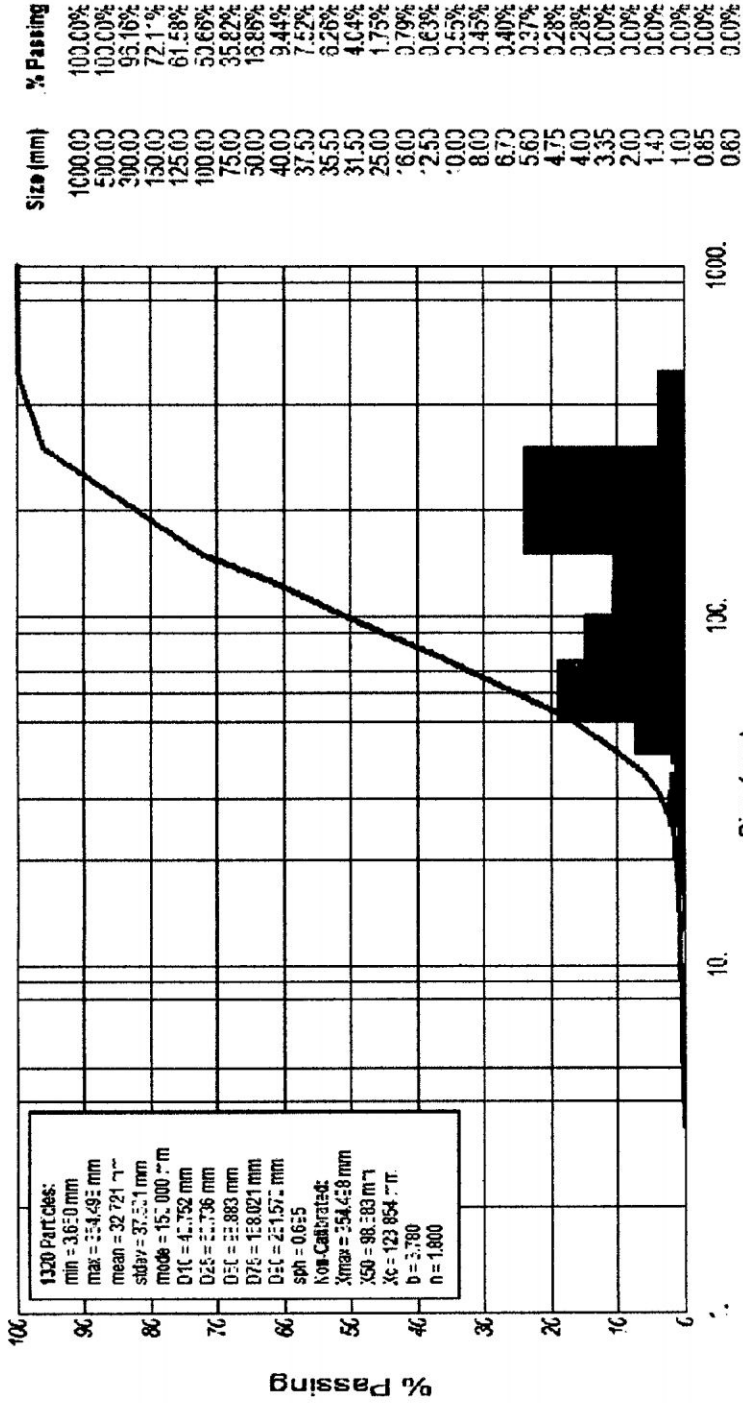


Tabla. VI 07 Analisis de fragmentación 1



FOTO VI 01 El tamaño de los fragmentos post voladura.

#### 6.9.1.1. RESULTADO DEL ANALISIS

Con el análisis de fragmentación de la Cuad. VI 07 se llega a las siguientes:

Tamaño Crítico (Xc)	0.13	m
Índice de uniformidad(n)	1.80	
D50	0.10	m
D80	0.19	m

6.9.2. DISPARO SECUNDARIO: 4080-110 - 5 (07 02 2013)

TIPO DE ROCA	MALLA		RETARDOS		TIPO DE EXPLOSIVO	
	B	S	TALADRO	FILA	EM	FP
Volcánico Breca Silicificada	2	2.3	5 ms	65 ms	32"*16"	0.320 kg/TM

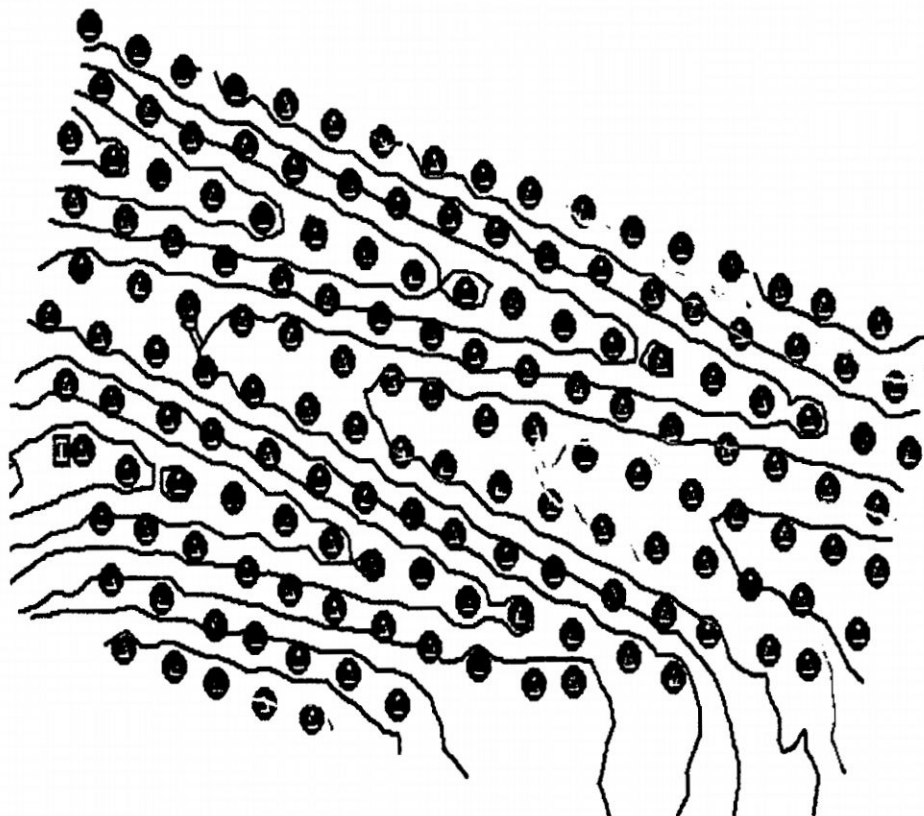


Fig. VI 16 Malla de voladura y los iso tiempos de prueba.

# MBM LAGUNAS NORTE

WipFrag 2.7.18 MBM - LAGUNAS NORTE  
 Blasted Rock May 29, 2013, 11:44:59 AM Hora est. Pacifico, Sudamérica

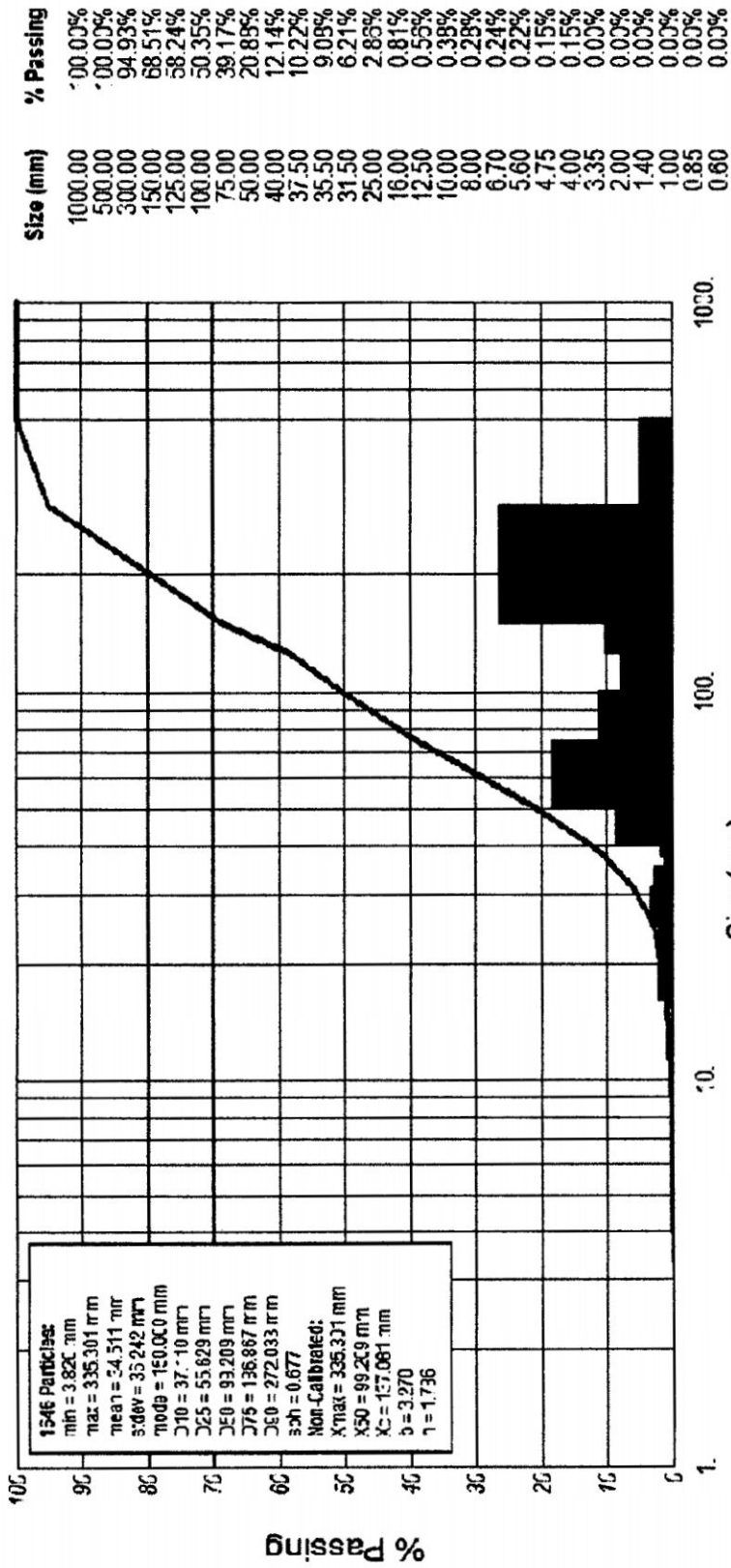


Tabla. VI 08 Análisis de fragmentación 2

### 6.9.2.1. RESULTADO DEL ANALISIS

Con el análisis de fragmentación de la Cuad. VI 08 se llega a las siguientes:

Tamaño Crítico (Xc)	0.14	m
Índice de uniformidad(n)	1.78	
D50	0.10	m
D80	0.20	m

### 6.9.3. DISPARO SECUNDARIO: 4074-95 - 5 (28 12 2012)

TIPO DE ROCA	MALLA		RETARDOS		TIPO DE EXPLOSIVO	
	B	S	TALADRO	FILA	EM	FP
Volcánico Breca Silicificada	2	2.3	17 ms	42 ms	32"*16"	0.320 kg/TM

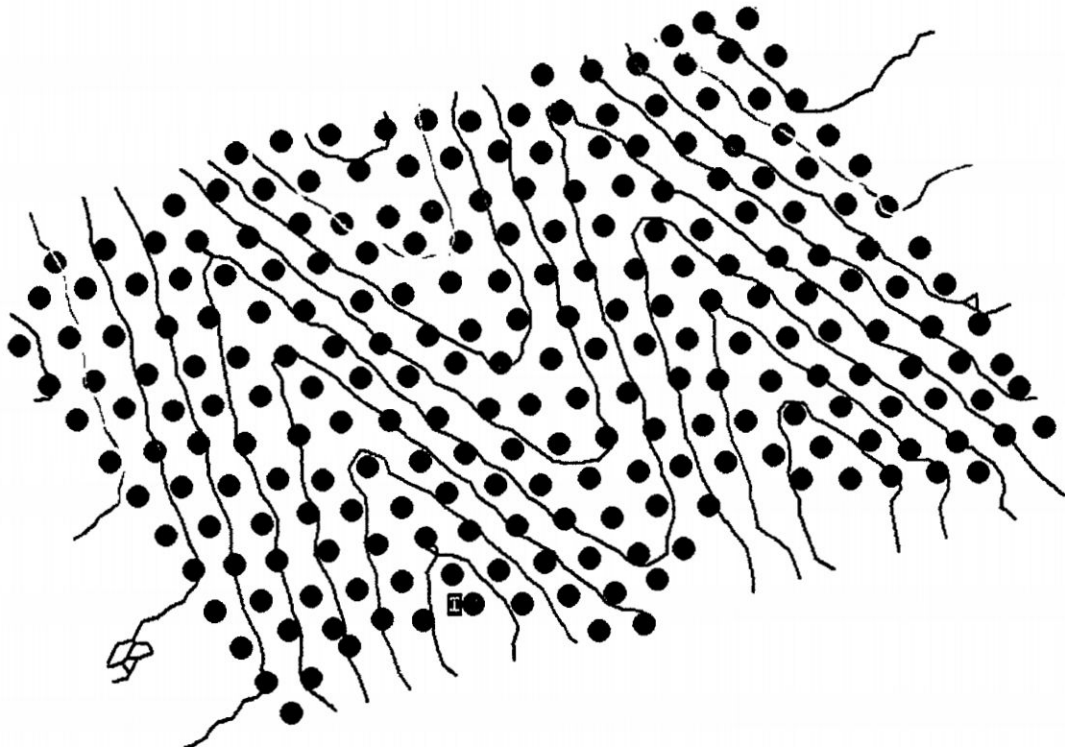


Fig. VI 17 Malla de voladura y los iso tiempos de prueba.

# MBM LAGUNAS NORTE

WipFrag 2.7.18 MBM - LAGUNAS NORTE  
 Blasted Rock May 28, 2013, 05:54:27 AM Hora est. Pacifico, Sudamérica

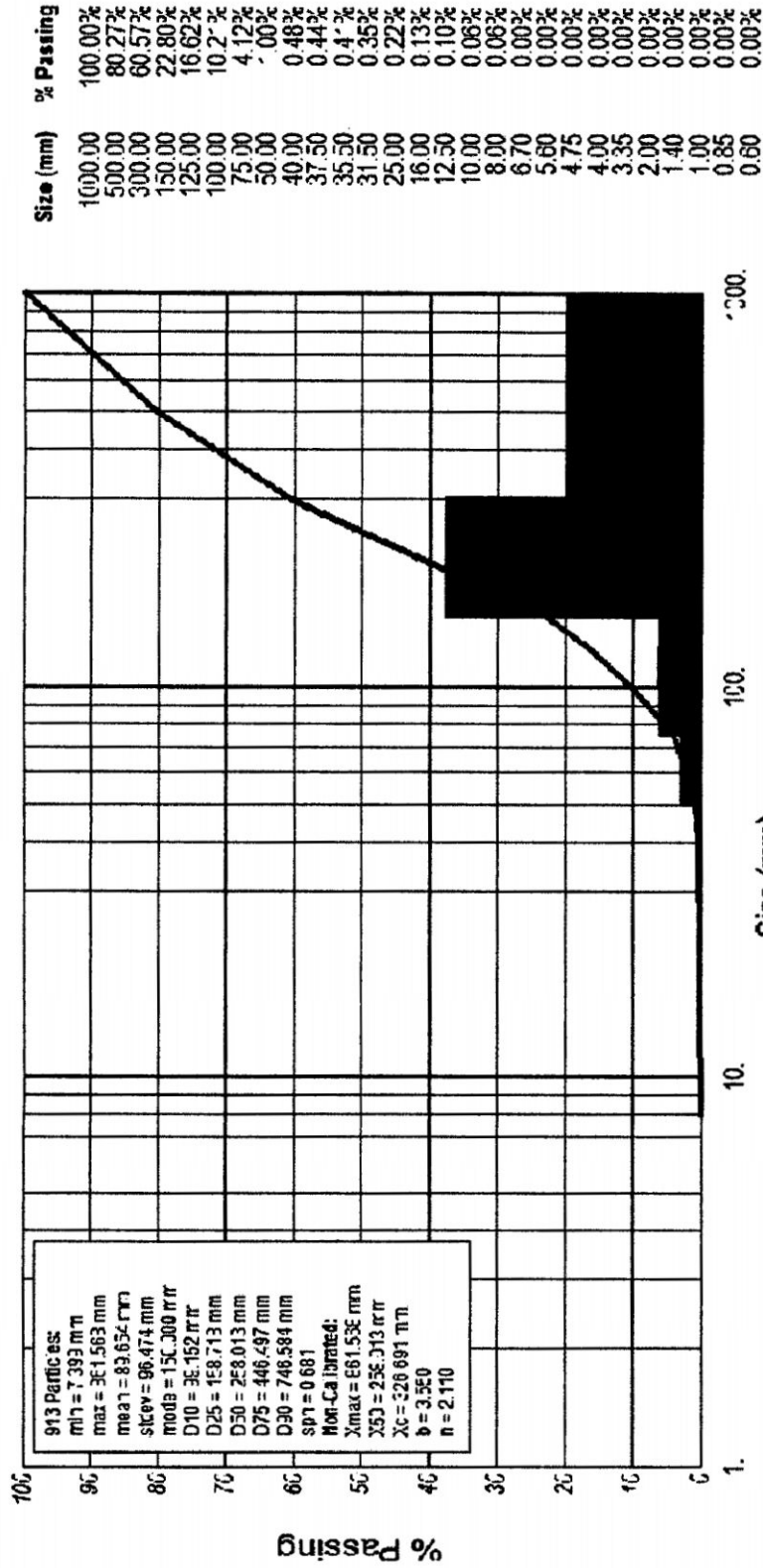


Tabla. VI 09 Análisis de fragmentación

### 6.9.3.1. RESULTADO DEL ANALISIS

Con el análisis de fragmentación de la Cuad. VI 09 se llega a las siguientes:

Tamaño Crítico (Xc)	0.33	m
Índice de uniformidad(n)	2.11	
D50	0.26	m
D80	0.50	m

### 6.9.4. CUADRO COMPARATIVO

INDICADORES	PRIMARIO	SECUNDARIO		UNID.
	DETONADORES ELECTRÓNICOS	DETONADORES ELECTRÓNICOS	EXCEL DUAL	
Tamaño Crítico (Xc)	13	14	33	cm
Índice de uniformidad(n)	1.80	1.78	2.11	
D50	10.00	10.00	26	cm
D80	19	20.00	50.00	cm

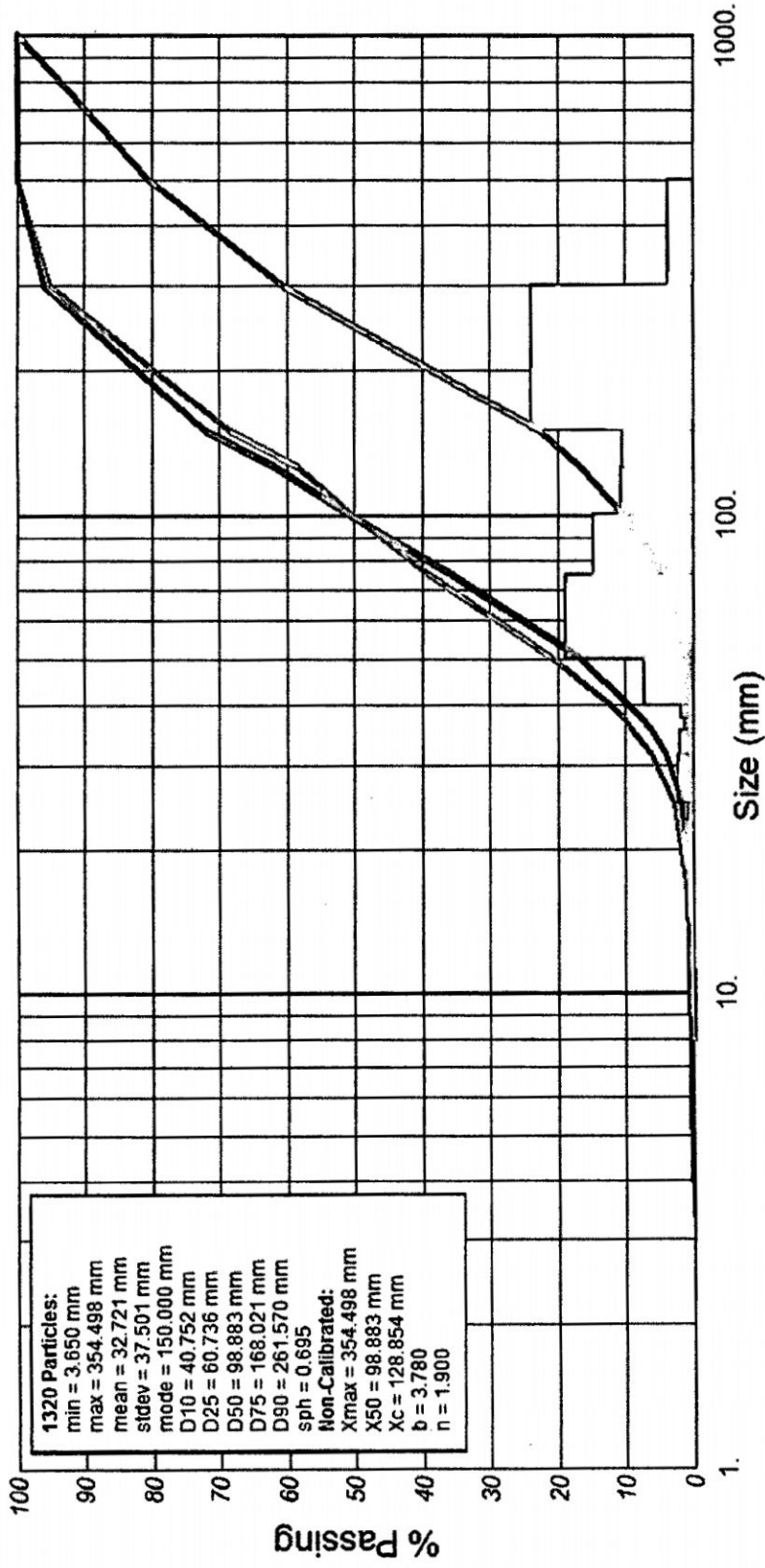
Dando como resultado que al mejorar la fragmentación, se incrementó el flujo en el chancado primario y secundario. El resultado implica ampliar la malla de perforación hasta en un 05%; reduciendo de esta forma nuestro costo en perforación y voladura, obteniendo ahorros hasta de 0.03 \$/TM.

La mayor desventaja con los detonadores electrónicos es por su alto costo; pero es mejor con el valor que entregan; tan solo con un mínimo incremento de la malla de perforación, reducción del tamaño de fragmentación y la seguridad del producto, el costo por detonador queda cubierto.

# MBM LAGUNAS NORTE

WipFrag 2.7.18 MBM - LAGUNAS NORTE

Blasted Rock May 20, 2013, 09:50:39 AM Hora est. Pacifico, Sudamérica



Diameter of an Equivalent Sphere

Tabla VI 10 Resultados de fragmentación.

## **CAPÍTULO VII**

### **MEDIO AMBIENTE Y LA SEGURIDAD**

#### **7.1. GESTIÓN AMBIENTAL EN LAGUNAS NORTE**

En el aspecto ambiental, Lagunas Norte cuenta con la Certificación ISO 14001 de su Sistema de Gestión Ambiental, otorgado por el organismo certificador Internacional Bureau Veritas.

Este reconocimiento se enmarca dentro de la visión y valores de Barrick por mantener los más altos estándares de cuidado y preservación de medio ambiente, compromiso presente en todo el proceso de su operación. Asimismo, como parte de las buenas prácticas ambientales de Barrick, Lagunas Norte cuenta con un rancho ecológico, proyecto que demuestra la viabilidad de una convivencia en armonía entre las actividades agropecuarias y la minería. En el rancho se crían alpacas, vacas y otros animales menores con el objetivo de mejorar y repoblar especies altamente productivas para condiciones de puna alta.

##### **7.1.1. IMPACTO AMBIENTAL**

En el área del proyecto se tiene recursos agua, aire, fauna, flora, la que recibe mayor impactos negativos por la generación de aguas acidas son los

ríos que nacen en esta cordillera, y los impactos sobre el suelo son generalmente por la remoción y acumulación de las rocas.

## 7.2. GESTIÓN DE MATERIALES

En todas las áreas del quehacer de la empresa, Barrick mantiene su compromiso con la seguridad y los sistemas de protección ambiental. El compromiso consiste en manejar todos los materiales y productos químicos de manera segura y responsable.

El uso de cianuro, explosivos, electricidad y combustibles en las plantas de operación es monitoreado muy de cerca, utilizando los mejores procedimientos a nivel mundial, que representan un costo importante de la producción. Nuestro compromiso consiste en manejar todos los materiales y productos químicos usados en nuestras faenas de manera segura y responsable.

Grupo	Sub-Grupo	Nombre del residuo	Unidad	Lagunas Norte
Residuos no peligrosos	Residuos no peligrosos (No aprovechables)	Residuos Domésticos	Kg	1,354,084.00
	Residuos no peligrosos (Aprovechables)	Chatarra, maderas, botellas Pet, llantas usadas, papel y cartón	Kg	525,083.00
Residuos peligrosos	Residuos peligrosos (Aprovechables)	Aceite Residual	GL	110,047.00
		Otros	Kg	53,157.00
	Residuos peligrosos (No aprovechables)	Vanos	Kg	479,312.90
	Residuos peligrosos (No aprovechables)	Hydrocarbonos, suelos contaminados	GL	11,971.00
	Tratamiento	Agua Impregnada de Hidrocarburos	GL	4,235.00
		Hierro Impregnado de grasas y lts.	Kg	28,390.00

Tabla VII 01 Manejo de residuos

## A. AGUAS CAPTADAS

Agua captada (m <sup>3</sup> )	Lagunas Norte
Aguas superficiales	324,680.17
Pozos Subterráneos	80,844.00
<b>Total</b>	<b>405,524.17</b>

## B. AGUAS REUTILIZADAS Y VERTIDAS

Mina	Lugar de tratamiento	Agua tratada y m <sup>3</sup>	Agua Reusada m <sup>3</sup>	Agua vertida m <sup>3</sup>
LAGUNAS NORTE	Poza de Limpieza	2'989,339	548,500	2,440,839
	Planta de Tratamiento de Aguas Residuales RBC El Sauco	80,466	47,936	32,530

### 7.3. MONITOREO Y MANEJO AMBIENTAL

En la mina Lagunas Norte se realiza el monitoreo participativo de agua en cuencas, el cual incluye compartir información legal y técnica con las comunidades para luego enviar estas muestras a laboratorios certificados.

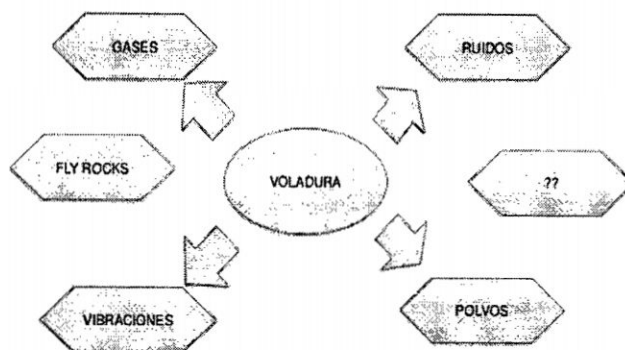
Entre los grupos con que comparte información se encuentran autoridades locales, direcciones regionales de minería, agricultura y salud, comunidades, administradores técnicos de riego y representantes de la Defensoría del Pueblo.

A lo anterior se suma el monitoreo que realiza el área de medioambiente de la compañía, dentro y fuera de la propiedad, y que incluye controles de agua, aire, flora y fauna.

Se promueve, además, la participación de las comunidades para agregar un sentido de compromiso de la comunidad y de sus autoridades para cuidar el agua.

En todas las áreas de nuestro que hacer, LN mantiene su compromiso con la seguridad y los sistemas de protección ambiental.

### 7.3.1. EFECTOS MEDIOAMBIENTALES DE LA VOLADURA



### 7.3.2. EMISIONES Y CAMBIO CLIMÁTICO

Las emisiones son parte inevitable de nuestras operaciones, por lo cual el principal objetivo es identificar las fuentes para luego trabajar estrategias de mitigación. La principal emisión atmosférica es de polvo, para lo cual se usan estrategias como aplicación de agua en caminos, operaciones de agua pulverizada, sistemas de recolección de polvo.

Otras emisiones importantes constituyen los gases de efecto invernadero. En el 2012

se han emitido 80,224.9 toneladas de CO2 de emisiones directas e indirectas, las cuales están relacionadas al consumo de biodiesel B-5, diesel, gasolina, energía eléctrica, GLP, Anfo y emulsiones.

Mina	CO2 (Tonelada)
Pierina	79,183.64
Lagunas Norte	80,334.9
TOTAL	159,518.54

#### **7.4. PROGRAMA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL MINERA**

Este programa consta de ocho elementos que van desde la capacitación en liderazgo (Liderazgo con Coraje) hasta la preparación para casos de emergencia. La clave para el éxito de este sistema es el compromiso con el liderazgo y una visión común de la seguridad en el lugar de trabajo.

##### **A. INVESTIGACIÓN DE INCIDENTES**

Aprender del pasado resulta esencial para la creación de un mejor futuro. Esto es la esencia para la mejora continua. Se requiere de un informe correcto de los incidentes seguido de una investigación exhaustiva, desarrollo de un análisis de las causas raíces, y la posterior aplicación de acciones correctivas y monitoreo de su efectividad. Estos son componentes claves para controlar los riesgos y prevenir la recurrencia. La comunicación rápida y exacta de estos resultados es esencial para prevenir incidentes similares en el futuro. LN cuenta con un buen número de personal capacitado como investigadores certificados para liderar las investigaciones de incidentes de alta severidad.

##### **B. ESTADISTICA DE SEGURIDAD**

El Departamento de seguridad llevará un control estadístico de los accidentes con el objeto de evaluar el programa de seguridad que se está aplicando.



#### **7.4.1. CONTROLES Y PROCEDIMIENTOS OPERACIONALES**

Se identifican todas las tareas críticas y luego se elaboran procedimientos correctivos. Además, se realizan capacitaciones en tareas de alto riesgo y se implementa el sistema de observación planificada de tareas.

#### **7.5. CIERRE DE MINA**

Lagunas Norte desarrolló un Estándar para el Cierre de las Minas en el 2009 con el objetivo de promover el cierre de operaciones mineras de una forma que sea oportuna y costo efectiva, demostrando el compromiso con la gestión y la responsabilidad por los recursos sustentables, y para entregar una base para el mejoramiento continuo. Todas las operaciones y proyectos han implementado planes de rehabilitación que cubren los aspectos ambientales del cierre. Estos planes se elaboran durante la planificación y el diseño del proyecto inicial de cada faena. Son revisados y actualizados durante las operaciones para asegurarse de que se aborden los efectos ambientales y se cumplan las obligaciones financieras. Al cierre, el objetivo es retornar las áreas alteradas por la operación a una condición estable y acorde con los usos de tierra comprometidos en los estudios y compromisos con los usuarios, previo a la operación minera. En función a las características geográficas propias del área donde se emplazó la mina, se retira, reubica, demuele o transfiere la propiedad de los edificios y la infraestructura física; en los tajos se estabilizan los taludes; se estabilizan los trabajos subterráneos; se tratan los relaves y el agua del proceso en forma apropiada; se estabilizan los taludes, perfilan, cubren y re vegetan las instalaciones de roca estéril y depósitos de relaves, donde corresponda. También se protegen y conservan de una manera responsable los recursos hídricos.

Durante las últimas fases de la operación, el tajo se rellenará parcialmente y al cierre se formará una laguna dentro del tajo, con una elevación superficial de 4 025 a 4 035 m.s.n.m.

## 7.6. COSTO DE FRAGMENTACION

El costo de perforación y voladura es muy importante para que una mina siga operando de manera rentable, buscando el costo por tonelada más económico con una fragmentación óptima, es decir, que cumpla con mejorar el proceso global, facilidad de carguío, mejoramiento en el flujo de chancado y en el cumplimiento de producción planeado, y garantizar la lixiviación, en mucho casos se utiliza el aceite usado en la elaboración del ANFO y el re usar los cables de disparo favorece de forma positiva en el proceso, en el cuadro siguiente se menciona el costo por tonelada disparado.

<b>PERFORACION</b>		
Toneladas/taladros:	842.4	ton/tal
Costo de perforación/tal	106	US\$/tal
Costo de perforación/ton	0.126	US\$/ton
<b>AGENTES DE VOLADURA</b>		
Costo Total Explosivos/tal	98	US\$/tal
Costo de Explosivos/ton	0.117	US\$/ton
<b>ACCESORIOS</b>		
Costo de Accesorios/tal	38	US\$/tal
Costo accesorios/ton	0.046	US\$/ton
<b>COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA</b>	<b>0.288</b>	<b>US\$/ton</b>

## CONCLUSIONES

1. Se tiene flexibilidad ilimitada de tiempos para diseñar complejas voladuras, la utilización de tiempos cortos, largos entre taladros y filas respectivamente
2. El detonador electrónico nos entrega una información bi-direccional dentro del taladro, una vez terminado el proceso de carguío y tapado; lo cual nos permite conocer si hay un detonador que presente algún inconveniente y que no pueda detonar, teniendo la oportunidad de utilizar un back up o prevenir que no se presente ningún tiro quedado.
3. Los detonadores pueden ser iniciados solamente por un código digital único enviado por el blaster. Esta es la comunicación di-direccional, para confirmar directamente la programación del detonador y la funcionalidad del sistema.
4. Se estandarizó el uso de detonadores electrónicos por Seguridad, Fragmentación y Separación de Materiales.
5. Con la voladura electrónica se ha incrementado el burden y espaciamiento, y se ha calculado retardos entre taladros 5 ms.

PARAMETROS DE PERF.	DISEÑO ANTERIOR		DISEÑO MODIFICADO		UNID.
	PRIMARIO	SECUNDARIO	PRIMARIO	SECUNDARIO	
Burden	5.2	1.8	5.4	2	m
Espaciamiento	6	2	6.24	2.3	m

6. Se ha obtenido un tamaño medio favorable como se muestra en el cuadro:

INDICADORES	PRIMARIO	SECUNDARIO		UNID.
	DETONADORES ELECTRÓNICOS	DETONADORES ELECTRÓNICOS	EXCEL DUAL	
Tamaño Crítico (Xc)	13	14	33	cm
Índice de uniformidad(n)	1.80	1.78	2.11	
D50	10.00	10.00	26	cm
D80	19	20.00	50.00	cm

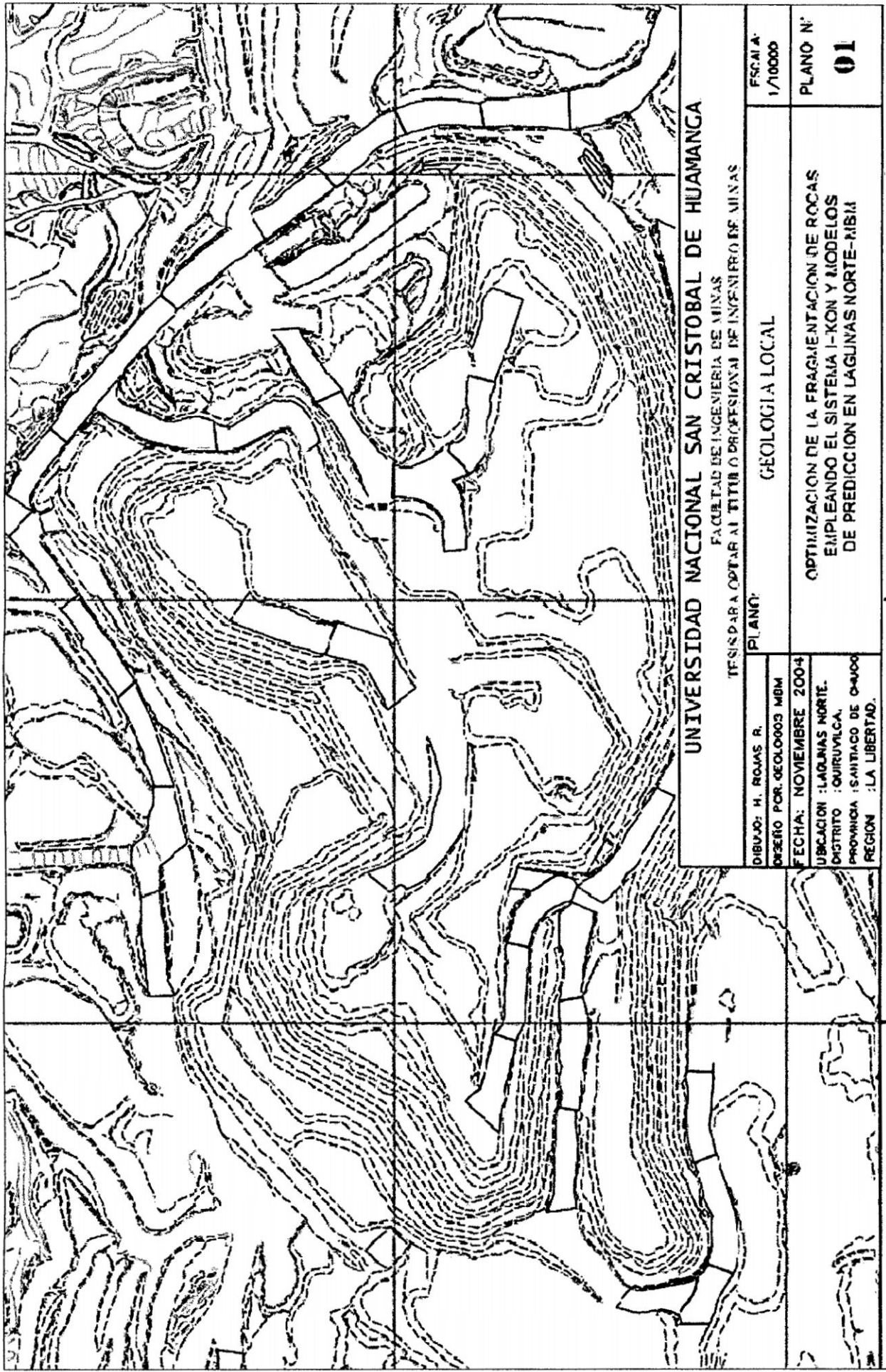
## RECOMENDACIONES

1. Por los resultados obtenidos, se sugiere continuar utilizando los detonadores electrónicos.
2. Es conveniente que los tiempos entre filas sean largos para poder generar una buena apila de material.
3. Es muy importante aplicar el modelo matemático y el uso de programas informáticos ya que nos permite evaluar y hacer comparaciones de los resultados.

## BIBLIOGRAFÍA

1. KONYA. Diseño de voladuras, Edic. 11va, 1995.
2. LOPEZ JIMENO, Carlos. Manual de perforación y voladura de roca Edic. 2<sup>da</sup>, Edit. E.T.S.I, Madrid, 2003.
3. CROSBY, W. Drilling and Blasting in open pits and quarries.
4. Ash, R. L., The design of blasting round, Surface mining, AIME, 1968.
5. Manuales, Blaster, llogger, Edic. 3.10, Australia, 2012
6. Guía Explosivista de Enaex, 2008
7. Gustafsson, R., Técnica sueca de voladuras, SPI, 1977.
8. Chiappetta, F., Presplitting Techniques and field Control, 1992
9. McKenzie. Tronadura para ingenieros, Edic. 11va, 1995.

ANEXOS PLANO DE PIT EN PLANTA



UNIVERSIDAD NACIONAL SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
TESIS PARA OPTAR AL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

PLANO: GEOLOGIA LOCAL

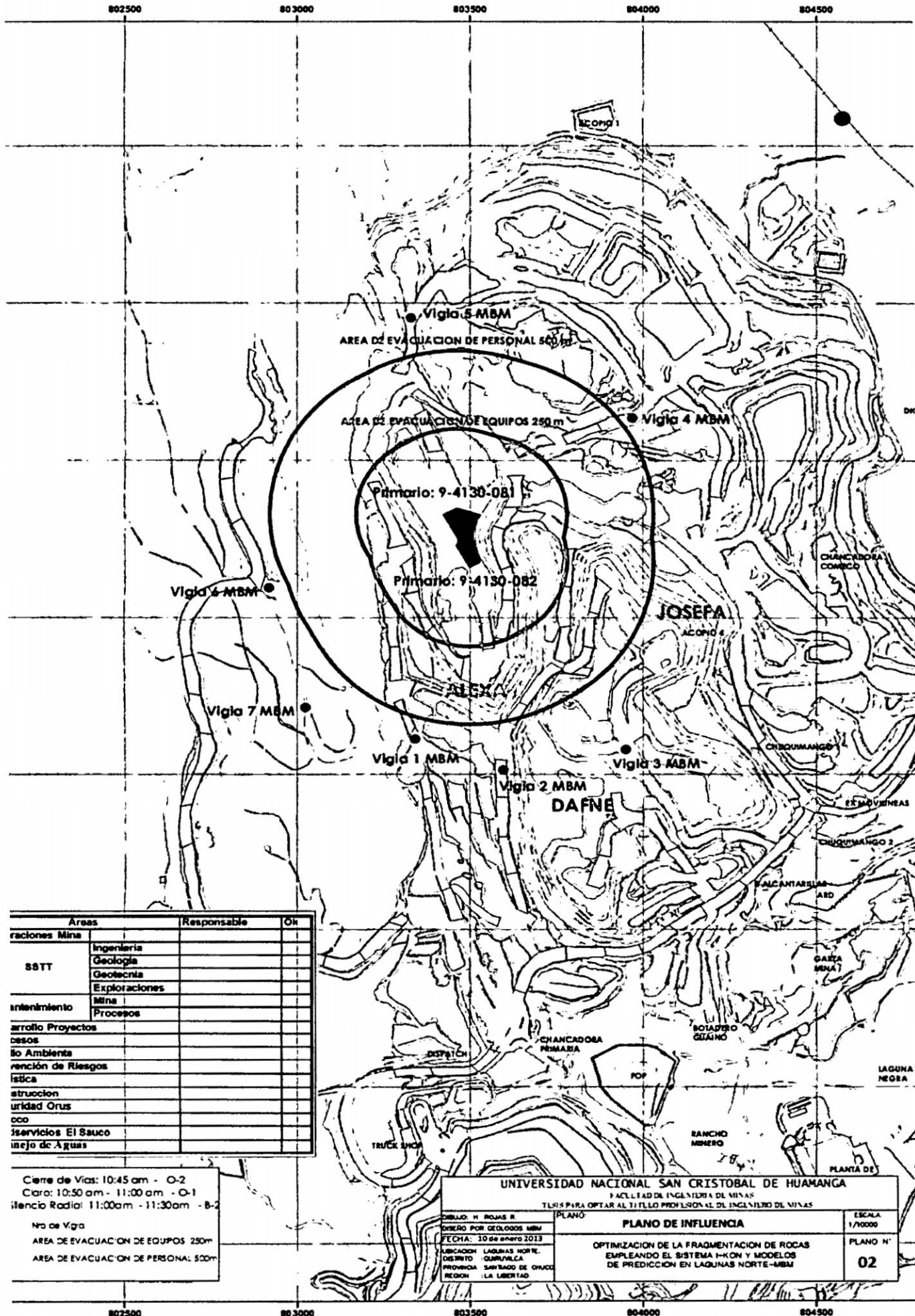
ESCALA:  
1/10000

PLANO N°  
**01**

DIBUJO: H. ROJAS R.  
DISEÑO POR: GEOLOGOS MBM

FECHA: NOVIEMBRE 2004  
UBICACION : LAGUNAS NORTE.  
DISTRITO : QUIRUVILCA.  
PROVINCIA : SANTIAGO DE C-0000  
REGION : LA LIBERTAD.

OPTIMIZACION DE LA FRAGMENTACION DE ROCAS  
EMPLEANDO EL SISTEMA I-KON Y MODELOS  
DE PREDICCION EN LAGUNAS NORTE-RIBI

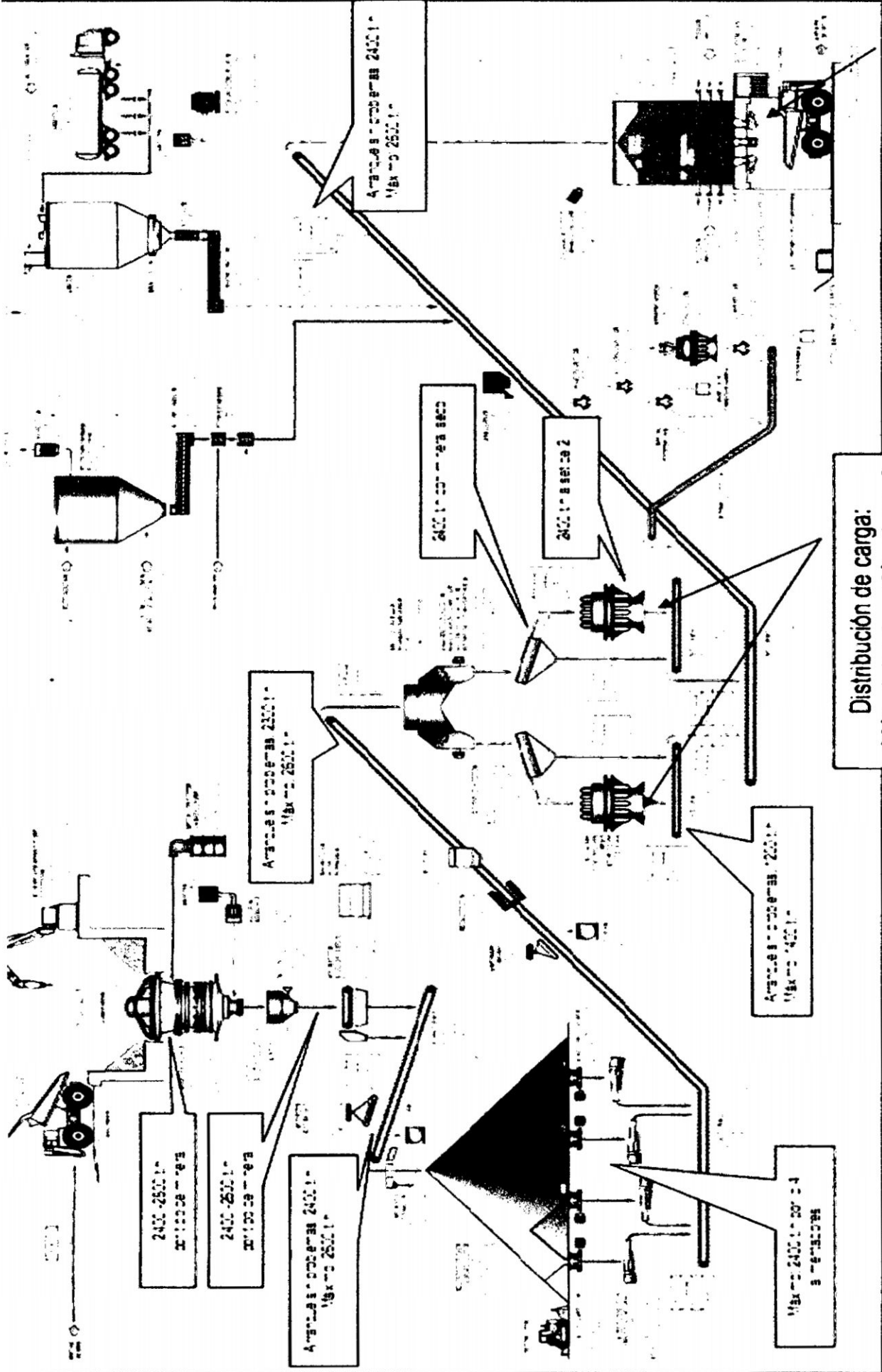


Áreas	Responsable	OK
Operaciones Mina		
SST	Ingeniería	
	Geología	
	Geotecnia	
Mantenimiento	Exploraciones	
	Mina	
Desarrollo Proyectos		
Asesoría		
Medio Ambiente		
Identificación de Riesgos		
Asesoría Técnica		
Asesoría Operativa		
Asesoría Orus		
Asesoría		
Asesoría Servicios El Sauco		
Asesoría Inyección de Aguas		

Cierre de Vías: 10:45 am - O-2  
 Claro: 10:50 am - 11:00 am - O-1  
 Servicio Radial: 11:00am - 11:30am - B-2  
 No de Vigía  
 AREA DE EVACUACION DE EQUIPOS 250m  
 AREA DE EVACUACION DE PERSONAL 500m

**UNIVERSIDAD NACIONAL SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA**  
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS  
 TESIS PARA OPTAR AL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

DISEÑO: H. ROMAS R. DISEÑO POR GEÓLOGOS MBM FECHA: 10 de enero 2013 UBICACIÓN: LAGUNAS NORTE, DISTRITO GURUPILCA, PROVINCIA SAN RAFAEL DE OROCE, REGION LA LIBERTAD	<b>PLANO DE INFLUENCIA</b> OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN DE ROCAS EMPLEANDO EL SISTEMA H-KON Y MODELOS DE PREDICCIÓN EN LAGUNAS NORTE-MBM	ESCALA 1/10000 PLANO N° <b>02</b>
--	---	--



2400-2500 l  
 2400-2500 l

2400-2500 l  
 2400-2500 l

Arquitectos - 2400 l  
 Máx = 2500 l

Arquitectos - 2300 l  
 Máx = 2500 l

Arquitectos - 2400 l  
 Máx = 2500 l

2400 l - 2500 l

2400 l - 2500 l

Arquitectos - 2400 l  
 Máx = 400 l

Máx = 2400 l - 2000 l  
 2400 l

Distribución de carga:  
 60% cónica 1 y 40% cónica 2

24 minutos  
 de capacidad ore bin

## MATRIZ DE CONSISTENCIA

**TEMA: "OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN DE ROCAS EMPLEANDO EL SISTEMA I-KON Y MODELOS DE PREDICCIÓN EN LAGUNAS NORTE- MINERA BARRICK MISQUICHILCA"**

DEFINICION DEL PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGIA
<p><b>PROBLEMA PRINCIPAL</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>➤ ¿Es posible el empleo del sistema electrónico y los Modelos de fragmentación para optimizar la Voladura?</li> </ul>	<p><b>OBJETIVO GENERAL</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Optimizar la Fragmentación empleando el sistema electrónico y el modelo de predicción X<sub>50</sub>.</li> </ul> <p><b>OBJETIVOS ESPECIFICOS</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>a) Obtener la fragmentación deseada según la predicción de Kuz-Ram.</li> <li>b) Lograr controlar los Flyrock y las Vibraciones.</li> </ul>	<p><b>HIPÓTESIS PRINCIPAL</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>➤ El sistema de iniciación electrónica y el modelo de predicción es adecuado para optimizar la fragmentación de la roca.</li> </ul> <p><b>HIPÓTESIS SECUNDARIOS</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>a) El grado de fragmentacion X<sub>50</sub> será menor a 20cm.</li> <li>b) Con el empleo del sistema I-kon se garantiza la generación controlada de Flyrock y las vibraciones.</li> </ul>	<p><b>VARIABLES INDEPENDIENTE</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Sistema I-kon.</li> <li>➤ Modelos de predicción.</li> </ul> <p><b>VARIABLES DEPENDIENTE</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>➤ Optimización de la fragmentación.</li> <li>➤ Generación de Vibraciones</li> <li>➤ Flyrock</li> </ul>	<p><b>MÉTODO DE INVESTIGACIÓN</b></p> <p><b>Método general:</b> Descriptivo y Cuasi Experimental.</p> <p><b>Método específico:</b> Observación y medición.</p> <p><b>DISEÑO METODOLÓGICO</b></p> <p><b>Población y Muestra</b> <b>Población:</b> Industria minera del país. <b>Muestra:</b> Una empresa minera del norte del país. <b>Unidad de Observación</b> Tiempo (MS), Fragmentación (%) <b>Diseño de Investigación</b> Muestra → Observación y medición</p>