

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA
MINERA Y METALÚRGICA**



**“GESTIÓN DE LA OPTIMIZACIÓN Y CONTROL DE LA FRAGMENTACIÓN DEL
MINERAL EN EL PROCESO DE MINADO Y BENEFICIO DE LA MINA PIERINA”
MINERA BARRICK MISQUICHILCA S.A. UEA PIERINA**

T E S I S

***PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS***

***PRESENTADO POR:
SILVA SAUCEDO, RAFAEL***

LIMA – PERÚ

2007

**“GESTIÓN DE LA OPTIMIZACIÓN Y CONTROL DE LA FRAGMENTACIÓN
DEL MINERAL EN EL PROCESO DE MINADO Y BENEFICIO DE LA MINA
PIERINA”**

MINERA BARRICK MISQUICHILCA S.A. UEA PIERINA

	Pag. N°
i. Índice	1
ii. Dedicatoria	6
iii. Resumen	7
iv. Agradecimiento	8
v. Antecedentes del problema	9
vi. Planteamiento del problema	9
vii. Objetivos	10
viii. Hipótesis	12
ix. Importancia del estudio	12
x. Metodología del trabajo	13

CAPÍTULO I: GENERALIDADES

1.1	Introducción	14
1.2	Ubicación y acceso	15
1.3	Reseña histórica de la mina	16
1.4	Seguridad y Medio Ambiente	16
	1.4.1 Liderazgo con coraje para la seguridad y salud	16
	1.4.2 Sistema de Gestión Ambiental – La Norma ISO 14001	21
1.5	Descripción de la mina en la actualidad y de sus procesos	27

	Pag. N°	
1.5.1	Proceso de minado	27
1.5.2	Proceso metalúrgico	27
1.5.3	Trituración o chancado	27
1.5.4	Lixiviación en pilas (Heap leaching)	28
1.5.5	Control del agua de lluvias	28
1.5.6	Recuperación del oro y la plata	29
1.5.7	Fundición	30
1.6	Parámetros de la mina	30
1.7	Vida de la mina	31

CAPÍTULO II: GEOLOGÍA

2.1	Geología local	32
2.2	Geología regional	32
2.2	Mineralización	33
2.3	Alteraciones	36
2.4	Yacimiento minero	39

CAPÍTULO III: CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

3.1	Geología estructural	40
3.2	Fundamentos de Geomecánica	41
3.3	Mecánica de Rocas	42

	Pag. N^a
CAPÍTULO IV: PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS	
4.1 Control de Perforación	44
4.1.1 Perforación	44
4.1.2 Accesorios de Perforación	46
4.1.3 Mallas de Perforación	47
4.2 Control de Voladura	52
4.2.1 Diseño de carga explosiva de taladros	52
4.2.2 Voladura Controlada	54
4.2.2.1 Pre-corte	54
4.2.2.2 Taladros desacoplados	56
4.2.2.3 Voladuras de Trim	65
4.2.3 Secuencia de salida	68
4.2.4 Control de fragmentación	69
4.2.5 Control del perfil del material disparado	70
4.2.6 Sobrefracuramiento y control de daños	71
4.2.7 Control de las vibraciones y la sobrepresión	73
4.2.8 Consideraciones durante el diseño	74
4.2.9 Selección de retardos utilizando el criterio del Dr. Konya	75
4.2.10 Análisis de los resultados de los disparos	85
4.2.11 Forma del perfil del material disparado, altura y desplazamiento.	86
4.2.12 Análisis de vibraciones y ondas aéreas producida	87

	Pag. N^a
4.3 Costos y KPI's	91
4.3.1 Costos en Perforación y Voladura	91
4.3.2 Rendimientos de los equipos (KPI's)	93

CAPÍTULO V: ESTUDIO DE LA FRAGMENTACIÓN

5.1 Principios de la fragmentación	94
5.2 Definición de los programas Split Desktop y Split on Line	94
5.2.1 Split desktop	94
5.2.2 Split on Line	97
5.3 Aplicación del Split Desktop	98
5.4 Aplicación del Split on Line	100
5.5 Velocidad de carguío del material disparado	101
5.6 Dureza del material	109

CAPÍTULO VI: BASE DE DATOS “ON LINE” DEL PROCESO DE FRAGMENTACIÓN

6.1 Programa de Signos Vitales	112
6.1.1 Criterios importante	112
6.1.2 Recopilación de la data	112
6.1.3 Teoría de la Conminución (Comminution Theory).	122
6.1.4 Ejecución del Programa de Signos Vitales	131
6.1.5 Funcionamiento del Programa de Signos Vitales	140
6.2 Formato de registro “On Line”	144

	Pag. N°
CAPÍTULO VII: MONITOREO DE LA FRAGMENTACIÓN PARA OPTIMIZAR LOS RESULTADOS	
7.1 Herramientas para el monitoreo	145
7.2 Ejemplo del monitoreo	146
7.3 Implementación del taponex	156
7.3.1 Taponex	156
7.3.2 Ventajas del taponex	156
7.3.3 Etapas del taponex	157
7.3.4 Fragmentación en Tiempo Real	159
7.3.5 Análisis de costos por el uso del taponex	171
CAPÍTULO XIII: CONCLUSIONES, RECOMENDACIONES Y APENDICES	
8.1 Conclusiones	172
8.2 Recomendaciones	174
APÉNDICES	176
1.0 Glosario Técnico	176
2.0 Vita	179
3.0 Referencias Bibliográficas	180

DEDICATORIA

A mis padres: Sebastián Silva Vásquez, Yolanda Saucedo Fernández y hermanos: Jaime, Percy, Carlos y Hugo. Por su comprensión y apoyo.

RESUMEN

Debido a la gran importancia de las operaciones de Perforación y Voladura en la minería superficial, cuyos resultados como la fragmentación y el desplazamiento del material influyen directamente con el carguío y acarreo que representa el 70% del costo de la operación.

Con la formación de grupos de mejora continua, se logra integrar las áreas tanto de operaciones, geología, planeamiento y procesos; las cuales están involucradas en el proceso de minado. Debido a la interacción de todas las áreas, permite el seguimiento en tiempo real del proceso de perforación, voladura, carguío, acarreo y chancado del mineral en el sistema productivo.

El objetivo de la tesis es realizar el Seguimiento Continuo y Dinamico en tiempo real del proceso de minado, con la ayuda de los siguientes programas: Dispatch, Med System, Mine Sight, Split Desktop y Split on Line.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento muy especial a mis asesores y profesores: M.Sc. Ing. Douglas Hernán Arteaga Lucas y a la Ing. Carmen Matos Ávalos, por su dinámica y sabios consejos y orientaciones en el planeamiento y formulación de la temática de mi proyecto de tesis.

Agradezco a MINERA BARRICK MISQUICHILCA S.A. UEA PIERINA en especial al Ing. Ángel Vera (Superintendente de Mina) y al Señor Lucio Arce (Jefe de Perforación y Voladura), por haberme brindado la facilidad para la toma de datos básicos en las diferentes áreas del sistema real de la producción.

RAFAEL SILVA SAUCEDO

ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

Debido al costo que representa la Perforación y Voladura en la minería superficial, las diferentes empresas están dispuestas a nuevas tecnologías, estudios que puedan disminuir sus costos, optimizando sus rendimientos y resultados en el proceso de minado.

La falta de conocimiento del comportamiento del macizo rocoso, el inadecuado uso de sus agentes y accesorios de voladura, traen como consecuencia que se produzcan incrementos innecesarios en los costos de Voladura, los cuales repercutan directamente al carguío y acarreo y por ende al costo total de la producción de mina.

La falta de integración de las áreas en una mina trae como consecuencia que no se pueda detectar el problema, o dar solución a los posibles problemas que a priori se conocen. Se debe evitar los trabajos en compartimientos estancos y aislados en la mina, por lo contrario se debe de interactuar.

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Fragmentación inadecuada en las operaciones de Perforación y Voladura:

1. Cantidad de carga inadecuada por taladro, se tiene que tener presente que un proyecto es un conjunto de taladros, los cuales varían en sus propiedades Geomecánicas por su naturaleza y tipo de mineralización que existe.
2. La selección de retardos es muy importante tanto para la fragmentación, como para el desplazamiento del material, también para evitar el confinamiento. Se debe de realizar la simulación del disparo previamente.
3. El seguimiento de los aceros de perforación, es muy importante para tener los rendimiento de los mismos y poder seleccionar a los correctos proveedores mas convenientes.
4. Los datos de Geología para el proceso de carguío de los taladros juegan un papel importante.
5. El seguimiento en tiempo real: requiere principalmente de la interacción del “Dispatch” con el “Split on Line”.

6. Fragmentación en los frentes de carguío: requiere del continuo estudio del seguimiento de su fragmentación con el programa Split Desktop.
7. Fragmentación en la Chancadora Primaria: requiere del continuo seguimiento de la fragmentación con el Split On Line.
8. Los Signos Vitales: su correcto uso ayuda a saber el comportamiento del macizo rocoso en los proyectos al cargar gracias a la resistencia a la compresión.
9. La velocidad de carguío: es el resultado que nos entrega el Dispatch, estos datos son fundamentales para el seguimiento y desarrollo de los proyectos.

OBJETIVOS

Los principales objetivos del presente trabajo de investigación son los siguientes:

1. Implementación del nuevo diseño de Amarre.
 - Criterio del Dr. Konya: permite realizar una correcta selección del tipo de retardo para mineral y desmonte, dependiendo de las características Geomecánicas del macizo rocoso.
 - Simulación con el programa Easy Plan: nos permite realizar simulaciones previas a los disparos para asegurar que la mayor cantidad de los taladros se quemen en la superficie antes que detone el primer taladro.
2. Implementación del factor de energía óptimo en el carguío de taladros.
 - Implementación de los Signos Vitales: Que nos permite saber la resistencia a la compresión promedio por taladro para realizar un correcto carguío de los mismos.
 - Implementación de la Teoría de la Conminución: ésta valiosísima herramienta nos permite saber la energía necesaria para reducir un material del tamaño “D” a “d”.

3. Implementación de un grupo de Mejora Continua que integre las diferentes áreas, la cooperación de los departamentos de Operaciones, Planeamiento, Geología y Procesos.
 - Operaciones: la utilización del Dispatch y del Split Desktop.
 - Planeamiento: el aprovechamiento del MineSight.
 - Geología: la utilización de la dureza por tipo de taladros para el momento del carguío de los mismos.
 - Procesos: la implementación del Split on Line, para el correcto seguimiento de la fragmentación de los minerales, desmonte y otros materiales de la mina.
4. Aprovechamiento de los siguientes programas:
 - El Dispatch: es el que nos proporciona la velocidad de carguío, tiempo de perforación de los taladros, reconocimiento de los equipos que están trabajando en dicho proyecto. Permite la realización de los “Signos Vitales”.
 - Split Desktop: permite en el frente de carguío observar la fragmentación durante el proceso de minado.
 - Split on Line: permite el estudio de la fragmentación durante el proceso de minado que llega al “Dump Pocket” en la chancadora primaria.
5. La Implementación del Registro On Line de la Fragmentación: es la parte fundamental de este trabajo, donde podremos observar los resultados en tiempo real de la fragmentación, velocidad de carguío, problemas en la chancadora y la dureza del material disparado por cada proyecto, con la finalidad de optimizar el proceso de perforación y voladura, el cual significa una optimización en los tiempos de carguío y acarreo.

HIPÓTESIS

La hipótesis del trabajo de investigación es demostrar la eficiencia y la utilidad de la aplicación de la Mecánica de Rocas, Split on Line y el Dispatch en los procesos de perforación y voladura de la mina. El objetivo es obtener una fragmentación adecuada que optimice la operación del carguío y acarreo y por ende del proceso en la planta de beneficio.

La Mecánica de Rocas es importante para saber el comportamiento del macizo rocoso y cómo varía taladro por taladro, por lo cual un proyecto no puede ser considerado constante y uniforme.

En resumen este estudio permite:

- Hallar la cantidad de carga necesaria por taladro de acuerdo a los “Signos Vitales”, la cual es calculada con la resistencia a la compresión promedio que éstos nos entrega.
- La energía óptima encontrada con la Teoría de la Conminución (Comminution theory)
- La adecuada selección de retardos gracias al Criterio del Dr. Konya, tanto para mineral como para desmonte.
- El seguimiento en tiempo real del proyecto disparado gracias al Registro de Fragmentación en tiempo real y a ritmo constante.

IMPORTANCIA DEL ESTUDIO

1. La importancia del estudio radica en que el control de la fragmentación debe de realizarse para cada proyecto disparado, conforme se avance en la explotación de la mina con el permanente objetivo de reducir los costos.
2. El apoyo y soporte a ritmo constante de los diferentes programas especializados para la fragmentación y distribución de quipos, toda esta información se debe de usar al máximo.

3. Optimizar las operaciones principalmente la Perforación y Voladura, las cuales influyen directamente con el Carguío y Acarreo de la Mina.
4. Aplicar las teorías modernas de la Voladura de Rocas que existen en proyectos pilotos, realizando sus respectivos estudios de seguimiento en tiempo real.

METODOLOGÍA DEL TRABAJO

La metodología del trabajo consiste en lo siguiente:

1. Investigación de campo, análisis de datos bibliográficos y de redes de información utilizando como fuente de información: libros especializados en mecánica de rocas, softwares especializados, la red INTERNET y otras herramientas de la globalización, tal como los protectores de intrusos informáticos o “hackers”, los cuales pueden dañar elementos vitales del sistema informático de Operaciones-Mina.
2. Recopilación de datos de campo y gabinete en MINERA BARRICK MISQUICHILCA S.A. UEA PIERINA, con la respectiva autorización de cada área involucrada.
3. Pruebas de las investigaciones IN SITU realizadas en las fases de Perforación y Voladura, en los diferentes bancos de las minas.

CAPÍTULO I: GENERALIDADES

1.1 INTRODUCCIÓN

Debido al gran impacto que tiene la perforación y la voladura en la minería superficial, trae como consecuencia las respectivas pruebas para mejorar esta actividad.

En minera Barrick Misquichilca S.A., la preocupación es constante con las pruebas de voladura como el uso de explosivo que más se adecua al tipo de roca que tenemos en el campo como el ANFO, HEAVY ANFO y el uso de accesorios de voladura (Taponex).

Desde el mes de Diciembre del 2003 se están realizando el seguimiento de la fragmentación de los frentes de minado con la utilización de varios programas que se están trabajando para su automatización y se tenga un resultado en tiempo real en su oportunidad.

También los costos de operación juegan un papel muy importante en la mina, trabajando continuamente en este rubro, probando diversas alternativas en lo que son aceros de perforación como brocas específicamente, incluso se está viendo la posibilidad de cambiar a una nueva columna de perforación.

La preocupación continua del ambiente de trabajo del operador se ve mejorada por los grupos de mejora, donde los supervisores pasan más tiempo con los operadores donde aparte de resolver los problemas que vienen viendo en la mina, intercambian preocupaciones, problemas personales que influyen en el desenvolvimiento en su trabajo en el campo.

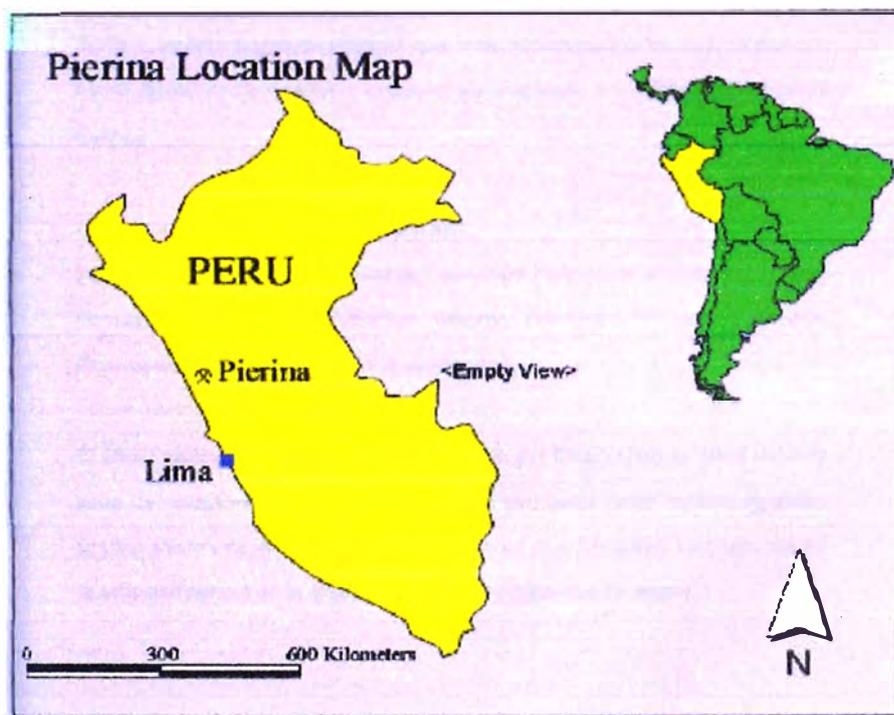
Esperando que la presente investigación sirva también como una guía para los estudiantes de ingeniería de minas y de gestión minera.

1.2 UBICACIÓN Y ACCESO

La mina Pierina se encuentra ubicada a 10 km. Al NW de la ciudad de Huaraz, (Políticamente pertenece al Distrito de Jangas, provincia de Huaraz, Departamento de Ancash, Región de Chavín). El yacimiento en una altitud de 4100 msnm en la Cordillera Negra. Las instalaciones del yacimiento están ubicadas en las cuencas del Río Llancash, incluyendo la quebrada Cuncashca, la quebrada Pachac y la quebrada Puca Uran, las cuales drenan en dirección oriental hacia el Río Santa.

Tramo	Distancia	Vía	Tiempo
Lima-Pativilca	206 km	Panamericana Norte	4.0 hr
Pativilca – Huaraz	201 km	Carre. Pativilca Huaraz	3.0 hr
Huaraz – Jangas	15 km	Carret.Huaraz – Carhuaz	0.5 hr
Jangas – Pierina	17 km	Carret.Jangas - Pierina	0.5 hr
Lima – Pierina	439 km		8.0 hr

MAPA DE LOCALIZACIÓN DE PIERINA



1.3 RESEÑA HISTÓRICA DE LA MINA

- En 1992, Barrick Gold Corporation decidió expandir sus operaciones más allá de América del Norte
- En 1993, se eligió el Perú y se iniciaron actividades de exploración.
- En 1996, Barrick adquiere la empresa de operaciones Resources Ltd.
- Con esta adquisición, Barrick adquirió más de 40 propiedades en el Perú, incluida la mina Pierina.
- Al momento de la oferta inicial de Barrick, solo existían 9 perforaciones en la propiedad Pierina.
- Mediante exploraciones intensivas se ubicaron 7.2 millones de onzas en reservas auríferas con una ley promedio de 2.15 g/t. Que garantizan una vida útil de la mina de 9 años.
- En Abril de 1997, mediante un extenso programa de pruebas que incluyeron 4 pruebas pilotos de lixiviación de 1000 toneladas cada una, se logró definir el proceso metalúrgico del sistema productivo.
- Previo al inicio de la construcción, Barrick presentó al Ministerio de Energía y Minas un Estudio de Impacto Ambiental (EIA) el cual da cuenta la forma cómo se protegerá el medio ambiente durante las etapas de desarrollo y vida útil de la mina y cómo se recuperará el terreno luego la ejecución del Plan de Cierre.

1.4 SEGURIDAD Y MEIO AMBIENTE

1.4.1 LIDERAZGO CON CORAJE PARA LA SEGURIDAD Y SALUD

Para lograr el cambio en seguridad en las empresas mineras, debe de existir un compromiso desde la Gerencia. En Pierina el compromiso es notable, y en el curso de “Liderazgo con Coraje” los dos días de duración en la exposición el Gerente estuvo

presente durante todas las exposiciones y los temas fueron dictados por los líderes de cada área en este caso los Superintendentes de cada área.

Coraje: es enfrentarse al peligro sin demostrar temor.

VISIÓN

“Cada trabajador de vuelta a casa sano y salvo todos los días”

FILOSOFÍA

Estamos comprometidos a realizar cada tarea en forma segura y saludable. Cualquier lesión o enfermedad relacionada con el trabajo resulta inaceptable y estamos comprometidos a la identificación, eliminación y control de los riesgos del lugar de trabajo. Todos somos responsables de la seguridad del lugar de trabajo.

No vale la pena ninguna tarea en forma insegura. ¡Ninguna!

PARTICIPACIÓN DE GERENTES Y LÍDERES

Los miembros ejecutivos realizarán las siguientes acciones:

- Emitirán y promoverán comunicaciones relacionadas a seguridad y salud a todos los trabajadores.
- Efectuarán visitas de salud y seguridad en sus áreas de responsabilidad.
- Se referirán a la seguridad como un tema de particular valor dentro de la agenda de todas las reuniones.
- Brindarán apoyo en la obtención de recursos humanos de excelencia para las auditorías.

PROCEDIMIENTO DE IMPLEMENTACIÓN

Se han identificado nueve elementos principales, consientes con las mejores practicas que se traten en el sistema de seguridad y salud. Hasta ahora, nos hemos considerado en liderazgo y compromiso personal y manejo de riesgos. Este taller es parte del elemento liderazgo y compromiso personal. La intención de este taller es construir conciencia acerca de la seguridad y salud y alentar una cultura de seguridad y salud en Barrick. Con el tiempo, nos concentramos en los elementos restantes.

Pero no podemos detenemos ahí. El esfuerzo es también de cada persona. Cada uno de nosotros necesita continuar practicando la seguridad día a día, y seguir asiendo nuestro mejor esfuerzo para reducir y evitar accidentes.

“Todos de regreso a casa sanos y salvos todos los días” suena simple; pero tenemos mucho que hacer para tener éxito con nuestra visión.

Para la implementación del SISLAN se han formado 09 equipos de trabajo conformados por los lideres de elemento elegidos en cada área. Estos equipos de trabajo tienen la función de llevar adelante la implementación del sistema y revisión formal de los estándares que rigen las actividades de Pierina en temas de Salud y seguridad.

- Líder del Elemento 1: Liderazgo y Compromiso Personal
- Líder del Elemento 2: Capacitación y Nivel de Competencia
- Líder del Elemento 3: Gestión del Riesgo
- Líder del Elemento 4: Controles y Procedimientos Operacionales
- Líder del Elemento 5: Salud y Bienestar Ocupacional
- Líder del Elemento 6: Controles de los Contratistas
- Líder del Elemento 7: Investigación de Incidentes
- Líder del Elemento 8: Preparación para las Emergencias
- Líder del Elemento 9: Evaluación y Medición del Desempeño Asesor y Facilitados.

LOS MÓDULOS DEL CURSO: de Liderazgo con Coraje fueron distribuidos de la siguiente manera:

- Módulo uno: **INSTALANDO EL ESCENARIO:** Este modulo fue aperturado por el Gerente General de Pierina, donde explica la importancia del curso, visión, objetivos y metas claras que se quieren lograr con este curso.
- Módulo dos: **¿POR QUÉ MOLESTARSE HACER LAS COSAS DE FORMA DIFERENTE?**
- Módulo tres: **LIDERAZGO Y GERENCIAMIENTO**
- Módulo cuatro: **ENFOQUE Y CONTEXTO: PUNTOS DE ORIGEN PARA LA SEGURIDAD Y SALUD**
- Módulo cinco: **RESPONSABILIDAD POR LAS OPCIONES: DE VICTIMA A VICTORIOSO**
- Módulo seis: **AUTENTICIDAD SEAMOS REALES**
- Módulo siete: **PASIÓN Y COMPROMISO: TODOS ENTUSIASMADOS**
- Módulo ocho: **ESPÍRITU Y SIGNIFICADO: ASUNTOS DEL CORAZON**
- Módulo nueve: **CRECIENDO Y DESARROLLANDO: TODO LO QUE PODEMOS SER**
- Módulo diez: **MOVILIZANDO Y ENERGIZANDO: ANDA, EQUIPO, ANDA**
- Módulo once: **LIDERAZGO ES ACCIÓN: REFLEXIONE-ENTIENDA-HAGA**

Al final del curso los participante hacen tres compromisos, en presencia de todos los líderes de la empresa y firma un acta de compromiso.

COMPORTAMIENTOS DE SEGURIDAD PARA CONSTRUIR UNA CULTURA DE SEGURIDAD CERO ACCIDENTES.

Muchos de los participantes tomaron algunos de estos puntos como compromisos propios para ser desarrollados en sus áreas.

- Asegurase el cumplimiento para satisfacer todos los estándares de Salud y seguridad en y fuera del trabajo.
- Tome acciones inmediatas para corregir cualquier condición, comportamiento subestandar que detecte.
- Genere oportunidades para enviar mensajes claros y firmes que refuercen el compromiso de trabajar libres de incidentes y lesiones.
- Continué fomentando la visión del trabajo libre de incidentes y lesiones, poniendo énfasis en el cuidado de la gente-trabajadores y contratistas.
- Hable frecuentemente sobre seguridad, cuando lo haga hable sobre lo que puede lograr estando comprometido con un lugar de trabajo libres de incidentes y lesiones.
- Refuerce el concepto de que hay una zona segura alrededor de la seguridad, cualquiera puede detener un trabajo inseguro si temor a recibir ninguna sanción.
- Pregunte si se ha realizado evaluación de riesgos ante cambios significativos.
- Hacer que los temas de seguridad sean parte de la reunión.
- Tome acciones inmediatas para corregir cualquier condición o comportamiento insatisfactorio que detecte, incluyendo problemas de orden y limpieza.

1.4.2 SISTEMA DE GESTION AMBIENTAL – LA NORMA ISO 14001

Actualmente en Pierina se tiene muchos problemas con las comunidades por la cercanía de comuneros, esto implica reducir el ruido que se origina por la voladura.

Reducir el polvo producto de la peroración.

Utilizar taco en los taladros de precorte para eliminar el ruido.

Esta prohibido el uso de cordón detonante para mitigar el ruido.

En Pierina se han realizado evaluaciones de aspectos ambientales significativos en las diferentes áreas:

DECLARACION DE COMPROMISOS AMBIENTALES

1. Prevenir la contaminación ambiental en todas sus actividades, procesos y productos.
2. Revisar y mantener el Sistema de Gestión Ambiental para hacer el seguimiento de su desempeño ambiental, buscando la mejora continua.
3. Colaborar voluntariamente con organizaciones públicas y privadas en el desarrollo de una mutua comprensión de asuntos ambientales.
4. Promover trabajos de investigación que apliquen el conocimiento científico en materia ambiental, relacionados con la actividad minera.
5. Cumplir con la legislación ambiental peruana y otras normas suscritas por la empresa.
6. Comunicar y difundir la Declaración de Compromisos Ambientales a los trabajadores y ponerla a disposición del público en general.
7. Promover programas de educación ambiental en las comunidades de su entorno inmediato.
8. Requerir que sus proveedores de servicios y productos empleen una buena práctica ambiental.

¿Tenemos que cumplir la Declaración de Compromisos Ambientales? SI, para así poder colaborar con la Gestión y el buen cuidado Ambiental en Mina Lagunas Norte.

MEDIO AMBIENTE: Entorno en el que opera la Mina Pierina, incluyendo el aire, agua, suelo, recursos naturales, flora, fauna, seres humanos y sus interrelaciones. Es importante, porque al cuidarlo nos aseguramos un bienestar futuro para nosotros y nuestros hijos.

IMPACTO AMBIENTAL: Cualquier cambio en el ambiente, sea negativo o positivo, resultante de los aspectos ambientales.

CONTAMINACIÓN: Cuando el impacto ambiental es negativo.

I.S.O (INTERNATIONAL ORGANIZATION for STANDARIZATION): Es la Organización internacional para la Normalización que crea normas comunes en todo el mundo.

LAS NORMAS ISO 14000: Es una familia de normas internacionales que relacionan las actividades de las Empresas con la Protección del Medio Ambiente. ISO 14001 Es la única Norma Auditable y establece los requisitos que debe cumplir una empresa para obtener una Certificación de su Sistema de Gestión Ambiental.

SISTEMA DE GESTION AMBIENTAL (SGA): El Sistema de Gestión Ambiental identifica oportunidades de mejora para la reducción de los Impactos Ambientales generados por la empresa. El SGA considera una Estructura Organizacional, Planificación de las actividades, Responsabilidades, Practicas, Procedimientos, Procesos y Recursos para cumplir, implementar, revisar y mantener la Declaración de Compromisos Ambientales asumida por Mina Lagunas Norte.

VENTAJAS DE UN SISTEMA DE GESTION AMBIENTAL (SGA)

- Reducción y control de Impactos Ambientales, mejor imagen.
- Optimizar la utilización de recursos.
- Mejora en el cumplimiento de los requisitos legales ambientales.
- Disminución de los riesgos ambientales

- Ayuda a la identificación de las áreas en las que podemos mejorar.

CERTIFICACION DE LA NORMA ISO14001: Significa que obtendremos un reconocimiento (certificado) a nuestro buen desempeño en el cuidado del medio ambiente, para esto evaluarán nuestro sistema mediante una auditoría.

QUIENES EVALUARAN EL SGA EN MINA LAGUNAS NORTE PARA QUE PODAMOS OBTENER LA CERTIFICACION DE LA NORMA ISO 14001: Son personas especializadas llamadas auditores, que pertenecen a un Organismo de Certificación.

QUIENES EVALUAN: Nos evaluarán a todos los trabajadores de Mina.

COMO ES LA EVALUACION: Será como una entrevista personal a cada uno.

QUE DEBO CONOCER PARA ESTAR PREPARADO: Debemos conocer: La Declaración de Compromisos Ambientales, Los Aspectos e Impactos Ambientales Significativos, las Responsabilidades de nuestro Puesto, las Matrices de Control Operacional de nuestra área, los cuales forman el Sistema de Gestión Ambiental.

QUÉ DEBEMOS HACER: Cumplir con la Declaración de Compromisos Ambientales de MINA PIERINA, prevenir la contaminación y cumplir con los procedimientos establecidos.

CÓMO LO HAGO: Participando activamente en las charlas de sensibilización y capacitación, leyendo todo el material informativo que se nos entregue, difundiendo la Declaración de Compromisos Ambientales a Mina Lagunas Norte a todos mis compañeros.

DEFINICION DE LA DECLARACION DE COMPROMISOS DE MINA PIERINA: Es un documento, donde están escritos los compromisos asumidos por

MINA PIERINA, referidos a sus intenciones y principios de acción para conservar el Medio Ambiente.

TENEMOS QUE SABERLA DE MEMORIA: NO, debemos de comprenderla y ser capaces de explicarla con nuestras propias palabras. Para así aplicarla en nuestras actividades diarias.

ASPECTO AMBIENTAL: Son los productos de las actividades de una organización, que pueden interactuar con el ambiente, y son las causas de un impacto ambiental.

ASPECTOS AMBIENTALES SIGNIFICATIVOS (AAS): Son los problemas ambientales críticos generados por nuestras actividades, productos y servicios.

ASPECTO AMBIENTAL SIGNIFICATIVO (AAS) DE MINA PIERINA:

1. Disposición de residuos sólidos peligrosos.
2. Emisión de material particulado (polvo, cal).
3. Emisión de gases y/o vapores.
4. Consumo agua.
5. Potencial derrame de productos químicos.
6. Potencial explosión de combustibles.
7. Potencial fuga y/o derrame de hidrocarburos.
8. Potencial fuga y derrames de solución cianurada, cianuro y mercurio
9. Generación de aguas ácidas

PARA QUE CONTROLAR LOS ASPECTOS AMBIENTALES SIGNIFICATIVOS (AAS): Para minimizar y/o evitar los Impactos Ambientales que dañan nuestro Medio Ambiente.

QUÉ ES UN PUESTO CLAVE: Son los puestos en donde se desarrollan trabajos directamente relacionados con un Aspecto Ambiental Significativo (AAS), el cual produce un Impacto Ambiental Significativo.

QUÉ HACEMOS SI DETECTAMOS UN PROBLEMA EN EL CONTROL DE LAS OPERACIONES QUE PUEDA CAUSAR UN IMPACTO AMBIENTAL:

Tomar acción inmediata para eliminar, disminuir o controlare el problema. Al mismo tiempo debemos de comunicar al Supervisor Inmediato y al área de Medio Ambiente.

Evaluación para la actividad de Perforación:

BARRICK Minera Esmeralda		EVALUACIÓN DE ASPECTOS AMBIENTALES SIGNIFICATIVOS							DOC : PG-05 PÁGINA : 1 DE 1		
ÁREA/PROCESO: Operaciones Mina											
Última actualización: 15/08/06											
ETAPA	ACTIVIDAD	ASPECTO AMBIENTAL	IMPACTO AMBIENTAL	CRITERIOS DE EVALUACION DE SIGNIFICANCIA (RANK)						SIGNIFICATIVO	
				SEVERIDAD (S1-S3)	SENSIBILIDAD (S1-S3)	LEGAL (L1-L3)	PARTES INTERESADAS (P1-P3)	OPERACIONAL (O1-O3)	ÍNDICE DE RIESGO AMBIENTAL (IRA)		ÍNDICE DE OPORTUNIDAD AMBIENTAL (IOA)
PERFORACION	Distribución y Preparación de Plataformas	Movimiento de suelo	IMPACTO VISUAL	3*1		3*1	2*1	1*2	10		NO
			Contaminación del agua sup.	3*1		3*1	2*1	1*2	10		NO
	Perforación	Potencial derrame de combustible	Contaminación de aguas sub.	3*2		3*1	2*1	1*2	13		NO
			Contaminación del suelo	3*1		3*1	2*1	1*2	10		NO
	Tratado de la Perforación		Contaminación del aire	3*1		3*1	2*1	1*2	10		NO
			Afectación al trabajador	3*1		3*1	2*2	1*2	12		NO
			Migración de la fauna	3*3		3*1	2*1	1*2	16		NO
			Afectación a la salud trabajador	3*1		3*1	2*1	1*2	10		NO
			Contaminación del aire	3*1		3*1	2*1	1*2	10		NO
			Consumo de agua	3*2		3*1	2*2	1*3	16		NO
			EMISION DE EFLENTE	3*1		3*1	2*1	1*2	10		NO
			POTENCIAL DERRAME DE LODO	3*1		3*1	2*1	1*2	10		NO
			Generación de RSNP (EPPs, cintas, bols)	3*2		3*1	2*1	1*2	13		NO
Generación de RSP	3*2		3*1	2*1	1*2	13		NO			
Elaborado por: Faria Morante Fecha: 10/03/06			Revisado por: Luis Esteban Fecha: 10/04/06			Aprobado por: Jorge Lozano Fecha: 10/05/06			Validado por: Edwin Zegarra Fecha: 20/06/06		

Evaluación para la actividad de la Voladura:

BARRICK		EVALUACIÓN DE ASPECTOS AMBIENTALES SIGNIFICATIVOS							DOC. PG-05	PÁGINA 1 DE 1		
ÁREA/PROCESO: Operaciones Mina												
Última actualización: 15/08/06												
ETAPA	ACTIVIDAD	ASPECTO AMBIENTAL	IMPACTO AMBIENTAL	CRITERIOS DE EVALUACION DE SIGNIFICANCIA RÁPIDA								
				SEVERIDAD (P=3)	BENEFICIO (P=3)	LEGAL (L=3)	PARTES INTERESADAS (P=4)	OPERACIONAL (P=1)	ÍNDICE DE RIESGO AMBIENTAL (IRA)	ÍNDICE DE OPORTUNIDAD AMBIENTAL (IOA)	SIGNIFICATIVO	
VOLADURA	Delimitar el área de carguo	Generación de RSNP	Disminución de la vida útil del Reflejo	1*3	NA	1*3	1*2	2*1	10		NO	
	Abastecimiento de NA, emulsión, combustible a los camiones mezcladores, explosivos y accesorios de voladura a camioneta. Transporte de explosivos (de polvorín a bajo) químicos y accesorios	Emisión de gases	Contaminación del aire		1*3	NA	1*3	1*2	2*1	10		NO
		Consumo de Hidrocarburo	Disminución de Recursos Naturales		1*3	NA	1*3	1*2	2*1	10		NO
		Potencial derrame de combustible	Contaminación de suelo		2*3	NA	1*3	1*2	2*1	13		NO
			Contaminación del agua superficial		2*3	NA	1*3	1*2	2*1	13		NO
		Emisión de polvo	Contaminación del aire		1*3	NA	1*3	1*2	2*1	10		NO
			Afectación a la salud del operador		2*3	NA	1*3	1*2	2*1	13		NO
		Generación de RSP	Disminución de usos alternativos del suelo		2*3	NA	1*3	1*2	3*1	14		NO
	Potencial derrame de insumos químicos	Contaminación de suelo		3*3	NA	1*3	1*2	2*1	16		NO	
	Primado, mezcla de insumos químicos (fabricar explosivos) y carguo de taladros (secos y con agua)	Potencial derrame de insumos químicos (emulsión)	Contaminación de agua superficial		2*3	NA	1*3	1*2	2*1	13		NO
		Emisión de polvo	Contaminación del aire		1*3	NA	1*3	1*2	2*1	10		NO
			Afectación a la salud del operador		2*3	NA	1*3	1*2	2*1	13		NO
		Potencial derrame de insumos químicos	Contaminación de agua superficial		2*3	NA	1*3	1*2	2*1	13		NO
	Tapado de taladros, amarrado de malla de disparo, conexión de la línea silenciosa.	Generación de RSP	Disminución de usos alternativos del suelo		2*3	NA	1*3	1*2	3*1	14		NO
		Emisión de polvo	Contaminación del aire		1*3	NA	1*3	1*2	2*1	10		NO
			Afectación a la salud del operador		2*3	NA	1*3	1*2	2*1	13		NO
	Realizar el line up (reunión de información y coordinación) de disparos. Efectuar el Proceso de Librado de mina para Voladura	Generación de RSP	Disminución de usos alternativos del suelo		2*3	NA	1*3	1*2	3*1	14		NO
		Emisión de gases	Contaminación de aire		2*3	NA	1*3	1*2	2*1	13		NO
		Consumo de Hidrocarburo	Disminución de Recursos Naturales		1*3	NA	1*3	1*2	2*1	10		NO
		Potencial derrame de combustible	Contaminación de suelo		2*3	NA	1*3	1*2	2*1	13		NO
			Contaminación de agua superficial		2*3	NA	1*3	1*2	2*1	13		NO
	Voladura	Emisión de polvo	Contaminación del aire		1*3	NA	1*3	1*2	2*1	10		NO
			Afectación a la salud del operador		2*3	NA	1*3	1*2	2*1	13		NO
		Emisión de gases de voladura	Contaminación del aire		2*3	NA	1*3	2*2	2*1	15		NO
			Intoxicación del trabajador		2*3	NA	1*3	2*2	2*1	15		NO
		Emisión de vibraciones	Perturbación de trabajador y comunidad		1*3	NA	2*3	2*2	2*1	15		NO
			Inestabilidad de suelo		2*3	NA	1*3	2*2	2*1	15		NO
	Actividad común	Generación de RSNP	Reduce el tiempo de vida del relleno		1*3	NA	1*3	1*2	2*1	10		NO

1.5 DESCRIPCIÓN DE LA MINA EN LA ACTUALIDAD Y DE SUS PROCESOS

1.5.1 PROCESO DE MINADO

Pierina es una mina que se explota a tajo abierto y cuyas principales operaciones son:

- Explotación
- Perforación
- Disparo
- Carguío
- Acarreo o transporte

1.5.2 PROCESO METALÚRGICO

- Chancado primario
- Chancado secundario
- Lixiviación en pilas (Tecnología de relleno de valle)
- Recuperación de oro y plata (Proceso Merrill-Crowe)
- Fundición

1.5.3 TRITURACIÓN O CHANCADO

- Las instalaciones de la planta de chancado han sido diseñadas para procesar 29000 t/día. Pero, actualmente podemos procesar más de 40000 t/día.
- En el chancado primario, el tamaño del mineral es reducido desde aproximadamente 34 pulgadas hasta un tamaño de 6 pulgadas.
- En el chancado secundario, el tamaño del mineral es reducido hasta aproximadamente 1.5 pulgadas.

1.5.4 LIXIVIACIÓN EN PILAS

- El proceso de lixiviación, consiste en hacer pasar una solución diluida de sólido a través de la pila de mineral chancado para permitir que el cianuro pueda hacer contacto con las partículas de oro y plata y disolverlas.
- Geomembrana: 80 mils (2.0 mm)
- Características de la celda
 1. Altura: 10 metros.
 2. Ángulo de reposo del mineral: 2.5 : 1
 3. Tiempo de llenado: 5 – 7 días (180000 – 200000 toneladas)
 4. Tiempo de lixiviación: 60 días.
 5. Densidad de riego : 10 litros/m²/hora.
 6. Concentración de CN : 500ppm (0.2 kg/t)
 7. pH: 10.5
 8. Consumo de cal hidratada: 1 kg/t.
- Sistema de riego
 - Aspersores
 - Fog nozzles (alta evaporación)
 - Spray nozzle (baja evaporación)
 - Wobblers (evaporación nula)
- Extracciones
 - Au: 80% en 60 días.
 - Ag: 30% en 240 días.

1.5.5 CONTROL DE AGUA DE LLUVIAS

- La continuidad de nuestras operaciones incrementa día a día el área del PAD de lixiviación razón por la cual, las lluvias aumentan considerablemente el balance de agua de nuestro proceso.

- El control de este balance de agua nos ha obligado a considerar la instalación de cobertores sobre las pilas taludes que corresponden a operaciones anteriores.
- De esta forma, se evita que gran parte de agua de lluvias ingrese al proceso y afecte las operaciones.
- Área cubierta de Oct 02: 200 000 m² y se llegará a 350 000 m² en Dic 02.
- Espesor:
 - Áreas planas : 60 mils (0.75 mm)
 - Landeras : 40 mils (0.50 mm)
- Costo de instalación : 2.50 US \$/m².
- Capacidad anual de colección (1200 mm/año) : 1.2 m³ x m²

1.5.6 RECUPERACIÓN DEL ORO Y LA PLATA

- La solución rica de lixiviación es bombeada desde las pilas de lixiviación, hasta la planta de proceso.
- Las soluciones a procesar, no deben de contener sólidos en suspensión ni oxígeno disuelto.
- El proceso consiste en precipitar el oro y la plata contenidos en solución, utilizando polvo de zinc.
- El precipitado de oro y plata es retenido en los paños de las placas de filtro prensa y la solución que pasa a través de las placas, retorna las pilas de lixiviación.

La planta de recuperación de oro y plata cuenta con los siguientes equipos:

- Clarificador hooper.
- Filtros clarificadores.
- Torre deaeradores.
- Dosificador de Zinc.

1.5.7 FUNDICIÓN

- El precipitado es retirado manualmente de los filtros prensa.
- En las retortas el precipitado es secado a 600°C y se recupera el mercurio por condensación.
- Posteriormente el precipitado es retirado de las retortas para iniciar el proceso de fundición.
- El precipitado es mezclado con una combinación de tres o cuatro fuentes que permiten obtener doré con una composición aproximadamente de 25% Au y 75%Ag.

1.6 PARÁMETROS DE LA MINA

CLIMA

Temperatura: varía de 12°C como máximo a 2°C como mínimo.

Presentación pluvial: 1200 – 1400 mm/año

CUATRO AÑOS DESPUÉS (Nov 1998 – Feb 2003)

- Mineral chancado : 40 642 676 t
- Ley de Au en mineral : 3.53 g/t
- Ley de Ag en mineral : 23.97 g/t
- Ley de Au en solución rica : 3.66 g/m³
- Ley de Ag en solución rica : 9.35 g/t
- Ley de Au en solución barren : 0.037 g/t
- Ley de Ag en solución barren : 0.046 g/t
- Producción de oro : 3 710 793 oz
- Producción de plata : 9 607 146 oz
- Solución procesada : 31 907 248 m³
- Cianuro : 9 783 t

- Cal : 37 089 t
- Tierra Diatomea : 603 t
- Zinc Consumido : 500 t

1.7 VIDA DE LA MINA

Mediante exploraciones intensivas se ubicaron 7.2 millones de onzas en reservas auríferas con una ley promedio de 2.15 g/t. Que garantizan una vida útil de la mina de 4 años.

En Abril de 1997, mediante un extenso programa de pruebas que incluyeron 4 pruebas pilotos de lixiviación de 1000 toneladas cada una, se logró definir la metalúrgica del proceso, iniciándose la operación de la mina, en la actualidad se tiene proyectado para 3 a 4 años de operaciones.

CAPÍTULO II: GEOLOGÍA

2.1 GEOLOGÍA LOCAL

La geología de Pierina se distingue por los siguientes rasgos:

Litología: Se pueden encontrar los siguientes tipos de litología:

2.1.1 Andesita Porfírica: presenta una textura porfírica y una matriz, la que va de afánítica a media. Presenta feldespatos que se alteran a arcillas, sericita y cloritas.

2.1.2 Toba: constituida por cristales de cuarzo, fragmentos líticos y cenizas, englobados en una matriz afánítica en algunos casos salificada.

2.1.3 Pórfido cuarzo feldespatos: es una roca que presenta una textura porfírica, matriz que va de afánítica a media, un alto contenido de feldespatos amórfos y cuarzo en forma de pequeños ojos de aproximadamente 0.1 cm hasta 1 cm.

2.1.4 Brecha Hidrotermal: Conformada por fragmentos heterocliticos, de formas subangulosas y sobrerondeadas. Englobadas en sílice criptocristalina, la cual presenta silificación en forma de venillas.

2.2 GEOLOGÍA REGIONAL

Se tiene afloramientos de rocas sedimentarias que van desde el Jurásico hasta el cretácico, ligadas a secuencias volcánicas del terciario que son instruidas por stocks subvolcánicos y algunos grupos de tonalitas y granodiorita.

En la cordillera Negra se observa que superponiéndose a los sedimentos con fuerte discordancia angular y emocional, se emplazan los volcánicos de grupo Calipuy.

La secuencia estratigráfica es la siguiente:

Formación Chicama, grupo Calipuy; Formación Parihuanca; Formación Chulec; Formación Pariatambo; Volcánico Calipuy; Formación Yungay; Depósitos Coluviales, aluviales, glaciares y fluvio-glaciares.

El afloramiento de rocas volcánicas terciarias del grupo Calipuy, hacen de esta zona de notable interés, pues es conocido que éstas rocas volcánicas están ligadas a fases

de mineralización económicas de diversas áreas. La presencia de la actividad minera en el área, muestra el gran potencial del sector.

2.3 MINERALIZACION

El 95% de la mineralización en Pierina esta oxidada, diseminada en VS, QA y AA en menor proporción. En las partes inferiores del yacimientos se tiene ensambles de sulfuros: pirita-enargita-covelita-azufre nativo.

La evolución de las fases de mineralización en Pierina está dado por la siguiente secuencia: el primer y sexto evento no son mineralizantes, el primero prepara el ambiente para la mineralización y el sexto es debido a vapores calientes en los últimos eventos.

2.3.1 Evento I

Desarrollo zonificado de la alteración ácido-sulfato. Produciendo alteraciones VS, QA y argilización de las rocas asociadas de rutilo con pirita. Cristalización de la pirita temprana.

2.3.2 Evento II

Mineralización diseminada de sulfuros (enargita, pirita, escalerita, galena, oro), 1.00 a 2.00 g/t Au. Además se tiene la continuación de la cristalización de la pirita temprana.

2.3.3 Evento III

Venillas de cuarzo, pirita y oro (Brechas hidrotermales), 3.00 a 5.00 g /t Au.

2.3.4 Evento IV

Oxidación Hipogena (el principal evento de mineralización, >2.00 g/t Au. Se deposita óxidos de metita y goletita producto de la destrucción de los poli metálicos del ensamble de los sulfuros del evento II. Además se muestran concentraciones altas de Pb, Cu, Zn, Au y Ag.

2.3.5 Evento V

Vetas y brechas de baritina – Ag⁺⁺-Au- (Au:Ag = 1.10). Baritina Acanthita precipitación de la zona de VS, rellenando Vuggy. Además yacen sobre la superficie de la hematina botroidal. La Baritina exhibe pequeñas inclusiones de pirita.

2.3.6 Evento VI

Vapor caliente sin contenidos de Au (cristobalita y alunita sódica, steam heat).

Finalmente oxidación supérgena.

TOBA - CUARZO ALUNITA



Piroclasto alterado a cuarzo-alunita. Matriz microgranular silicificada. Fragmentos de pomez reemplazados por alunita (Aln).

TOBA - VUGGY SILICA



Piroclasto alterado a sílice residual, hematita botroidal (hem).

ANDESITA-VUGGY SÍLICA



Andesita porfírica alterada a sílice residual, cristales con azufre (s), pirita (py) fina disseminada en la sílice gris oscura, lado derecho covelita (cov), pátina de óxidos en la parte inferior (ox).

BRECHA DE COLAPSO



Fragmentos con alteración de cuarzo alunita y algunas zonas con alteración de vuggy sílica, soldados por Óxidos de Fe la matriz.

2.4 ALTERACIONES

2.4.1 Alteraciones Hidrotermales: los ensamblajes mineralógicos constituyen el mejor indicador de un ambiente fisico-químico en yacimientos de origen hidrotermal.

La mina Pierina muestra alteración típica de un sistema de alta sulfuración hospedado en rocas volcánicas. Hay un fuerte control litológico en el progreso de la alteración. Los fluidos hidrotermales que originan este tipo de yacimientos tienen las siguientes características fisico-químicas: son fluidos magmáticos ácidos ($\text{PH} < 2$), ricos en volátiles predomina el SO_2 por lo tanto el azufre (S) está en un estado de oxidación +4 y la temperatura es mayor a los $300\text{ }^\circ\text{C}$.

Esta característica provoca que éstos fluidos generen una lixiviación ácida en la roca caja. Éstos fluidos ácidos y calientes al ir relajándose de esta fuente, van enfriándose y van disminuyendo su acidez, debido a la disminución de su temperatura y acidez, se va formando un zonamiento de alteraciones.

Se reconoce un zonamiento típico de alteración hidrotermal en yacimientos hepitermales de este tipo, éste zonamiento sugiere el nivel de emplazamiento y la alteración espacial con el cuerpo mineral.

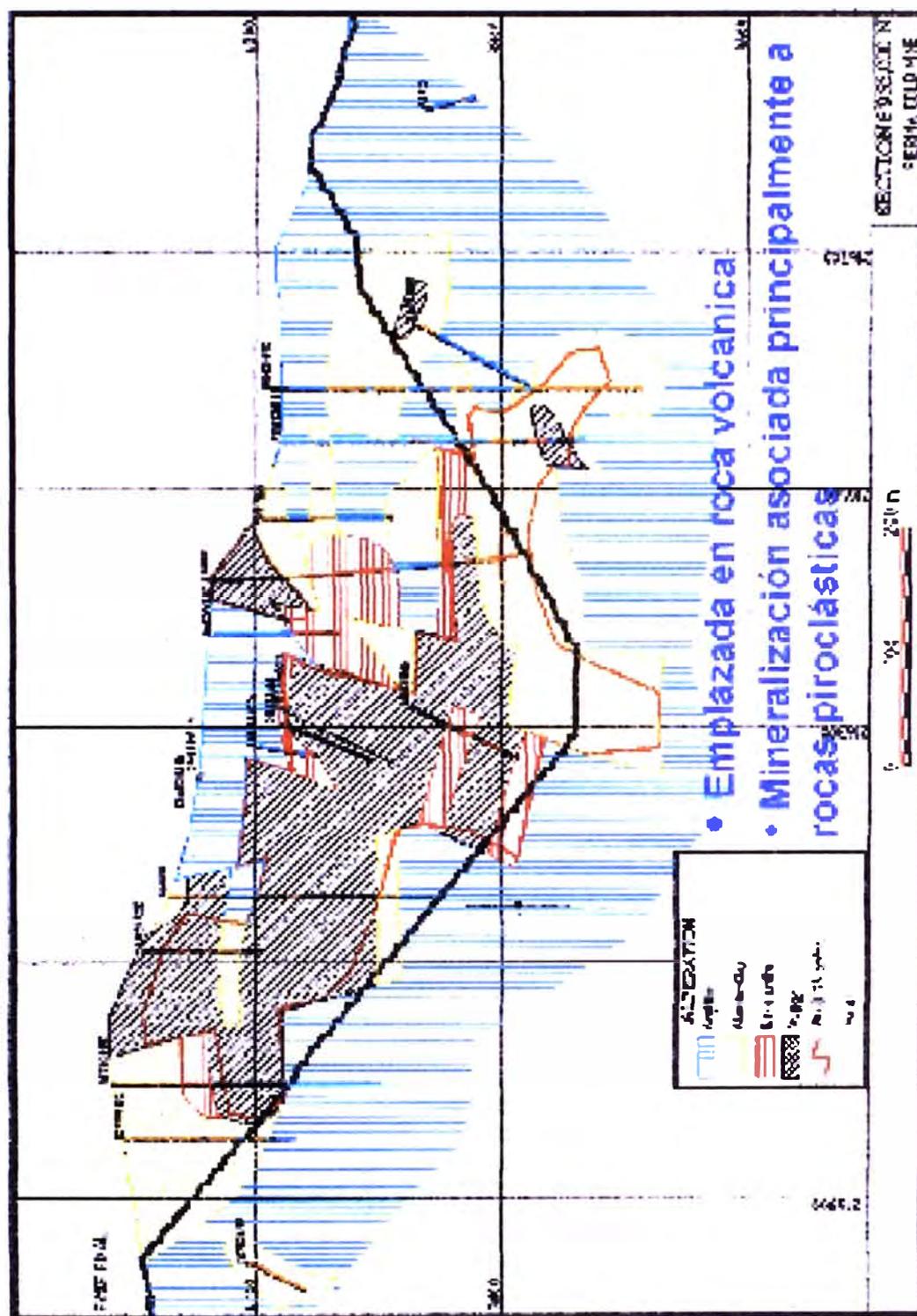
2.4.2 Vuggy Silica: Es la más importante en éste yacimiento, porque es aquí donde se alojan grandes concentraciones de mineral, la alteración Vuggy Silica se presenta como un cuerpo alargado con dirección NW con ángulo de inmersión de -25 ° SW, también se presenta esporádicamente en los nieves superiores controlados por estructuras que asciende entre la alunita, pero con leyes muy variables.

2.4.3 Cuarzo Alunita: Es otro tipo de alteración muy importante en éste yacimiento por tener cantidades considerables de mineralización controladas por estructuras, presenta un ensamble de cuarzo, alunita, dichita. La matriz se encuentra salificada.

- 2.4.4 Alunita Arcillas: Estas alteraciones no es importante en el yacimiento porque los contenidos de mineralización son muy bajos y además presenta poco volumen, el ensamble característico es: alunita y pirofilita generalmente ocurre rellenando fracturas y en oquedades profundas.
- 2.4.5 Argilica: Presenta un ensamble de illita, illita/esméctica, caolín, pirita, se considera como desmonte de mala calidad, es importante identificar este tipo de material para almacenarlo en un botadero adecuado. El argilico con óxidos contiene goletita que se encuentra rellenando fracturas.
- 2.4.6 Sericita: este tipo de alteración se encontró en los taladros profundos realizados por MBM, como ensamble característico se tiene el cuarzo, sericita y pirita, como accesorios existe illita, clorita y biotita propilitica: se presenta principalmente en las andesitas y muestra un ensamble característico de clorita, carbonatos, cuarzo y epidota.

SECCIÓN GEOLOGICA ESTE – OESTE MINA PIERINA

SECCION GEOLOGICA ESTE – OESTE MINA PIERINA



2.5 YACIMIENTO MINERO

2.5.1 EDAD DEL YACIMIENTO

Pierina es un depósito epitermal de alta sulfuración hospedado en rocas volcánicas de edad Mioceno Medio. Las reservas de Pierina a Diciembre del 2002 fueron de 3.6 M de oz Au, 14.3 M de oz Ag.

Las rocas más antiguas que ocurren en la zona son rocas sedimentarias Cretácicas correspondientes al grupo Goyllarisquizga. Estas rocas están intensamente plegadas producto de una tectónica compresiva. Luego ocurre una fase distensiva, que favoreció el emplazamiento de rocas volcánicas sub-aéreas durante el Terciario conocido regionalmente como Grupo Calipuy.

CAPÍTULO III: CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

3.1 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

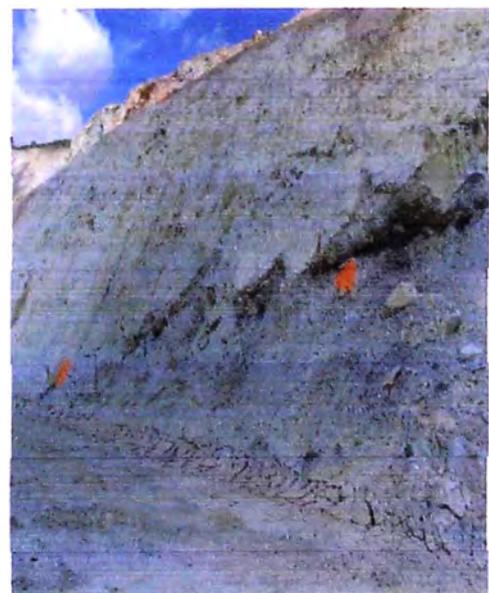
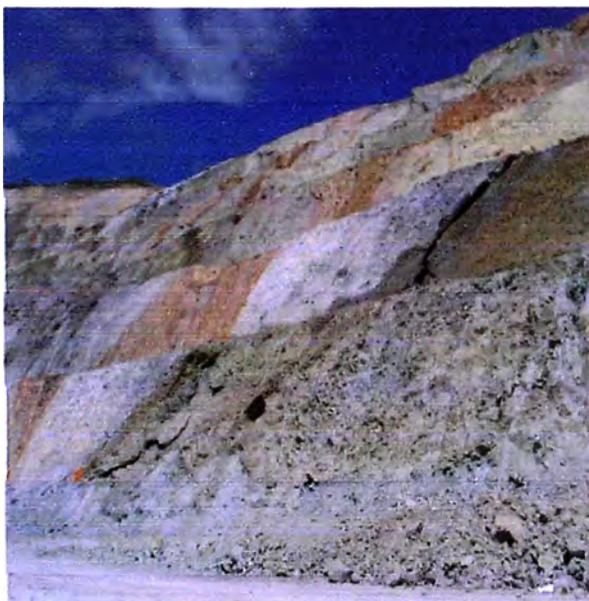
3.1.1 CONTEXTO ESTRUCTURAL

La Cordillera Negra ha sido expuesta a esfuerzos de compresión EW, que generaron estructuras de distensión ENE, WNW y EW; que sirvieron como medio de circulación de fluidos y para la deposición de los mismos.

Se observan tendencias NW y NE que se cruzan, siendo ambas de alcance regional, las intersecciones de éstas estructuras podrían ser blancos de exploración.

Se notan estructuras circulares que inducen a pensar en posibles diatremas, que podrían ser fuentes de vulcanismo y medio de circulación de fluidos. Zonas de contactos entre los volcánicos y sedimentos, donde se evidencian brechas y además sectores muy fracturados con presencia de silificación, donde podría albergarse mineralización económica (menas).

RECONOCER ZONAS INESTABLES



3.2 FUNDAMENTOS DE GEOMECÁNICA

Es la ciencia o ingeniería de los materiales de suelos y de masas rocosas. Es un campo de investigación y práctica profesional que trata principalmente de la Mecánica de Suelos, de la Mecánica de Rocas y de otras disciplinas relacionadas. Es el elemento de enlace entre los modelos geológicos y modelos matemáticos; en él se cuantifican los parámetros de modelos geológicos con objeto que puedan ser procesados en el modelo matemático.

Para elaborar éste modelo hay que definir la propiedad mecánica de los materiales rocosos y de las discontinuidades, en el modelo geomecánico se evalúan los esfuerzos tensionales existentes en el macizo rocoso.

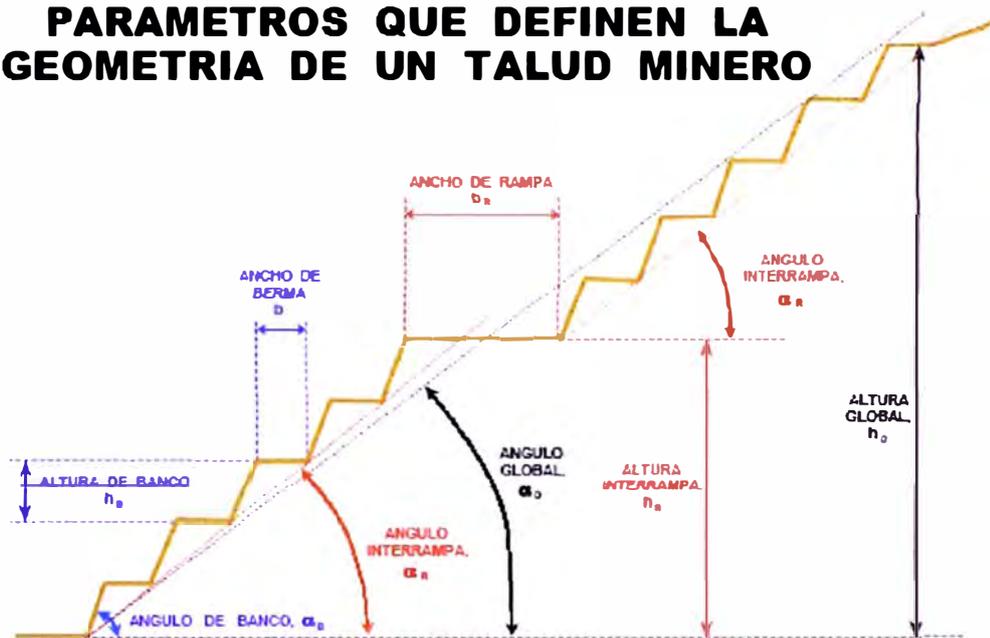
Las propiedades fisico-mecánicas de los materiales rocosos deben incluir el estudio del comportamiento de las rocas en compresión y su anisotropía. Una parte muy importante de este modelo es el estudio de la influencia del tamaño y forma de las probetas sobre su resistencia, para obtener al final, unas relaciones que permitan extrapolar los resultados obtenidos sobre probetas de pequeña escala en laboratorio, a la escala real, y así poder dimensionar los pilares reales de la mina. Asimismo, se procederá a un estudio de la rotura de las rocas, definiéndose y sustentándose los distintos criterios de rotura.

Entre los ensayos que se suelen realizar para determinar las propiedades fisico-mecánicas de las rocas tenemos las de compresión simple (σ_c), tracción asimple (σ_t) (mediante el método Brasileño) y triaxial, mediante las cuales se puede determinar la resistencia a la compresión y tracción o tensión, los módulos de elasticidad (E), coeficientes de Poisson (ν), la cohesión o intersección de resistencia al cortante (C) y fricciones internas ($\angle\phi$ de los materiales). Hay que hacer notar a excepción de la fricción, las demás propiedades de los materiales dependen de la escala del ensayo y de la esbeltez de la probeta ensayada.

Este hecho es fundamental cuando se trata de estimar la resistencia de los pilares que no presentan discontinuidades geológicas.

También se pueden estimar propiedades mecánicas de los macizos rocosos, con la ayuda de las clasificaciones geomecánicas de los mismos, por ejemplo: la clasificación del Consejo Sud Africano para la Investigación Científica e Industria (CSIR) de Bieniawski, y la clasificación del Instituto de Geotecnia de Noruega (NGI) de Barton

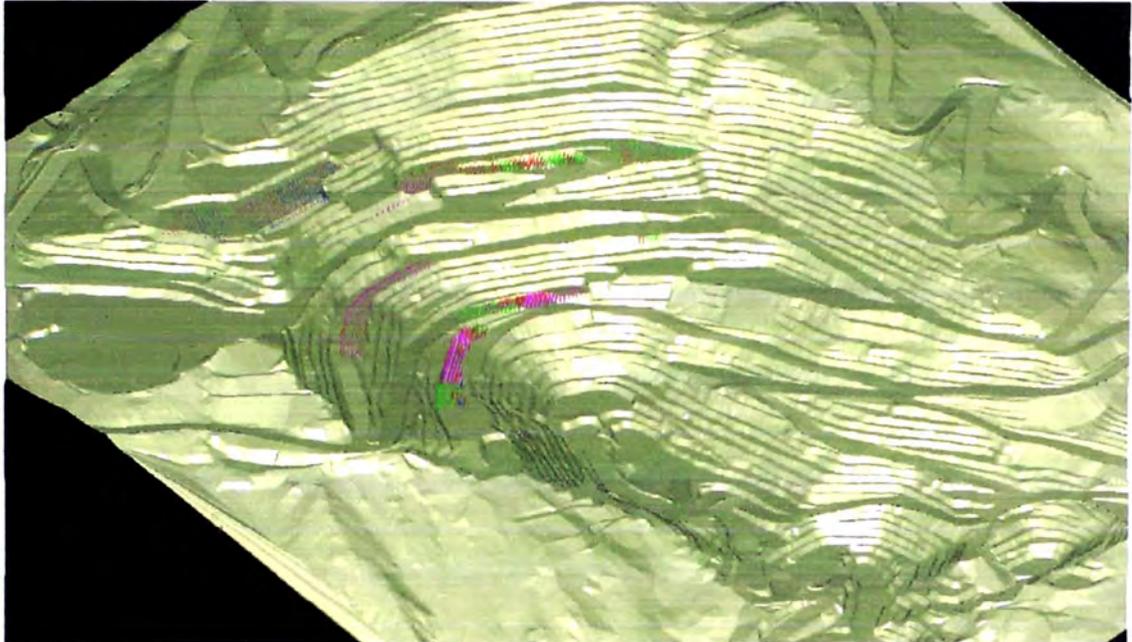
PARAMETROS QUE DEFINEN LA GEOMETRIA DE UN TALUD MINERO



3.3 MECÁNICA DE ROCAS

Es la ciencia teórica aplicada que trata del comportamiento mecánico de las rocas; es la rama de la mecánica que estudia la reacción de las rocas a los campos de fuerzas reales de su entorno físico. Esta definición, establecida por un grupo de investigadores en Mecánica de Rocas, puede parecer a primera vista que realza el papel de la mecánica, ignorando el de la geología. En realidad ésta definición tiene alcances muy amplios, la frase “Reacción de las rocas a los campos de fuerzas de su entorno físico” es suficientemente general para que sea aplicable a problemas reales de cualquier escala. Por ejemplo, comprende los estudios del mecanismo de deformación de cristales minerales sometidos a elevadas presiones y temperaturas,

el comportamiento triaxial de una muestra de roca ensayada en laboratorio, la estabilidad del revestimiento de un túnel, e incluso el mecanismo de los movimientos de la corteza terrestre, el cual es denominado “Plate Tectonics” o la tectónica de placas.



CAPÍTULO IV: PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS

4.1 CONTROL DE PERFORACIÓN

4.1.1 PERFORACIÓN

La perforación es realizada por 3 perforadoras de marca Ingersoll Rand modelo DMM2, los cuales trabajan en 2 turnos : De 8 a.m. a 8 p.m. (la 1ra. Guardia) y de 8 p.m. a 8 a.m. (para la 2da. Guardia). Las Perforadoras N° 1 y 3 trabajan con columnas de perforación de 7 7/8” y la Perforadora N° 2 con 9 7/8”.

Las perforadoras actualmente utilizan Brocas de marcas Baker Hughes y S. Smith . Estas máquinas están diseñadas para operar con gran fuerza de avance o Pull Down y Rotación, se perfora con Brocas Tricónicas con insertos de Carburo de Tungsteno, estas brocas tricónicas trituran las rocas por acción de compresión y rotación, triturado, fricción y astillado.

El Pull Down o fuerza de avance, es el responsable de la energía de empuje el cual es el suficiente para causar el fracturamiento de la roca. El Pull Down para estos tipos de roca son

Roca Media y Suave 800 – 1200 (Lb/pulg2 o PSI).

Roca Dura 1200 – 1600 (Lb/pulg2 o PSI).

La velocidad de rotación o R.P.M. es determinada por el tipo de roca, pero siempre cuidando un adecuado balance con el Pull Down. Es recomendable cuando la roca es dura un mayor empuje y una menor velocidad de rotación, y cuando la roca es suave se necesita un menor empuje y una mayor velocidad de rotación. Así tenemos:

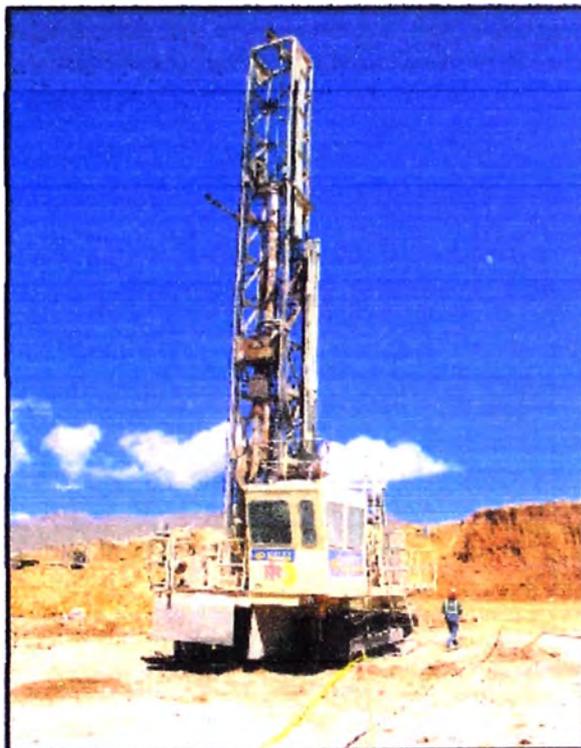
Roca Media y Suave : R.P.M. : 80 – 90 rpm

Roca Dura R.P.M. : 60 – 70 rpm

Estas perforadoras están diseñadas especialmente para taladros de 9” a 10 5/8”, y para una profundidad de 35 pies (10.7 m) de cambio de línea de perforación. El empuje sobre la broca es superior a las 75000 lbf. (34019 kgf).

La perforadora Ingersoll Rand “DMM2” usa un motor petrolero para hacer funcionar la compresora de aire y el sistema hidráulico.

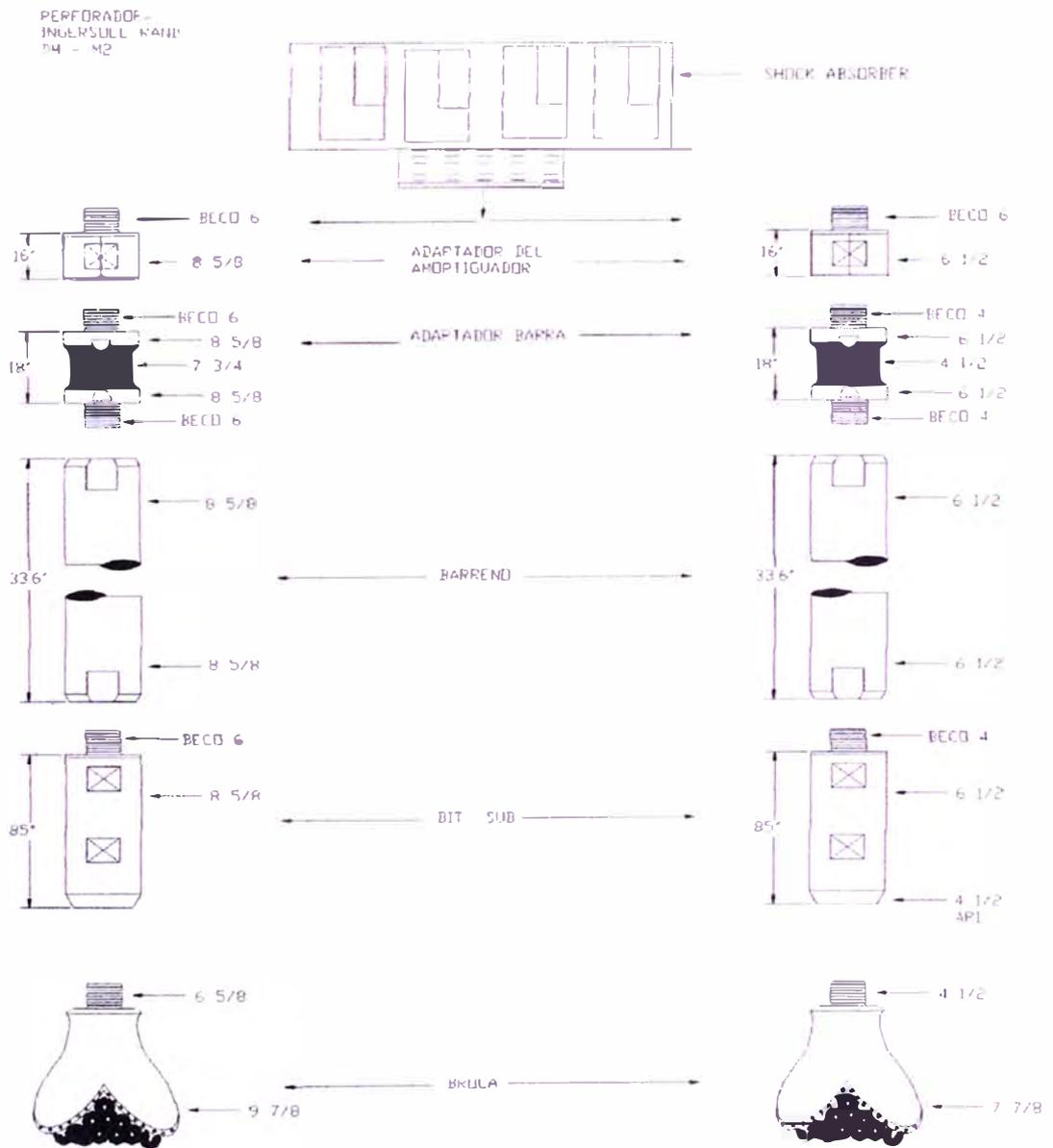
Perforadora N°1 DMM2



4.1.2 ACCESORIOS DE PERFORACIÓN

La columna de perforación para los dos diámetros de brocas se especifica en el siguiente grafico:

ACCESORIOS DE PERFORACIÓN



4.1.3 MALLAS DE PERFORACION

Las mallas de perforación y voladura para los taladros de producción son triangulares: De 6.5 x 6.5 m para mineral y 8.0 x 8.0 m para desmote. Los taladros que determinarán la nueva cresta tienen un espaciamiento de 5 m y se encuentran ubicados a una distancia de 5 m de la cresta superior. Estos taladros son llamados línea de trim y tienen como función definir la cara del talud de la cresta final, reduciendo el daño que se produce por la onda de choque en el momento de la detonación de la mezcla explosiva comercial

Para el cálculo de los parámetros de perforación y voladura se tomaron las características geomecánicas de las rocas y del explosivo.

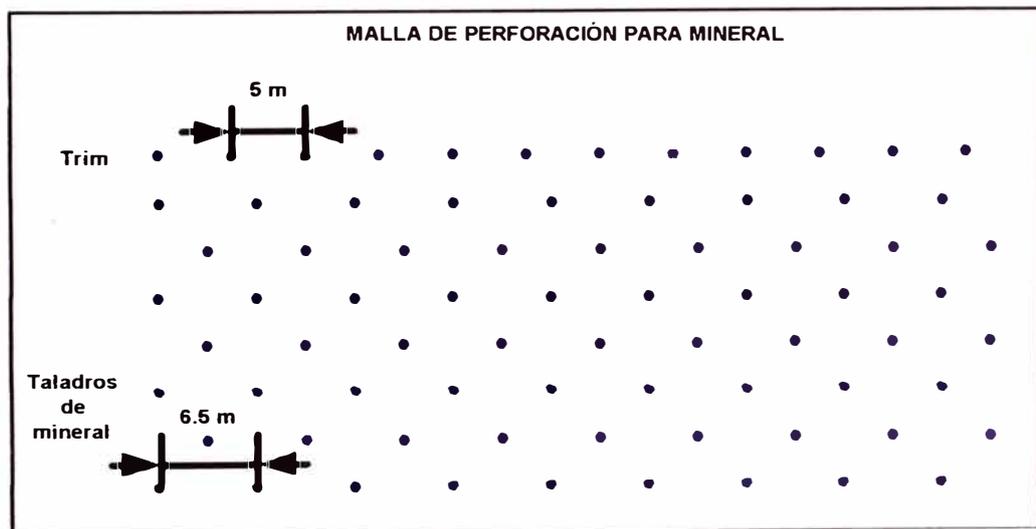
Características Geomecánicas de las Rocas

CUADRO RESUMEN CONTIENIENDO LOS PARÁMETROS DE VOLADURA PARA ZONAS MINERALIZADAS									
	BURDEN (m.)	ESPC. (m.)	S. PERF. (m.)	TACO (m.)	FACT CARGA (kg/m ³)	FACT CARGA (kg/TM)	C VOLAD (\$/TM)	C. PERF. (\$/TM)	C. (PERF+VOLD.) (\$/TM)
ROCA ALTERADA SUAVE									
Tufo - Argilico	5.65	6.5	0.5	7.16	0.38	0.17	0.09	0.048	0.14
Tufo - Alunita Arcilla	5.65	6.5	0.5	7.16	0.38	0.17	0.09	0.048	0.14
Andesita - Argilico	5.65	6.5	0.5	7.16	0.38	0.17	0.09	0.048	0.14
Andesita - Alunita Arcilla	5.65	6.5	0.5	7.16	0.38	0.17	0.09	0.048	0.14
Brecha - Argilico	5.65	6.5	0.5	7.16	0.38	0.17	0.09	0.048	0.14
Brecha - Alunita Arcilla	5.65	6.5	0.5	7.16	0.38	0.17	0.09	0.048	0.14
Pórfido Cuarzo Feldespato - Argilico	5.65	6.5	0.5	7.16	0.38	0.17	0.09	0.048	0.14
Pórfido Cuarzo Feldespato - Alunita Arcilla	5.65	6.5	0.5	7.16	0.38	0.17	0.09	0.048	0.14
ROCA ALTERADA MEDIA									
Tufo - Cuarzo Alunita	5.65	6.5	0.5	6.69	0.43	0.20	0.10	0.048	0.15
Ardesita - Cuarzo Alunita	5.65	6.5	0.5	6.69	0.43	0.20	0.10	0.048	0.15
Brecha - Cuarzo Alunita	5.65	6.5	0.5	6.69	0.43	0.20	0.10	0.048	0.15
Pórfido Cuarzo Feldespato - Cuarzo Alunita	5.65	6.5	0.5	6.69	0.43	0.20	0.10	0.048	0.15
ROCA ALTERADA DURA									
Tufo - Vuggy Silica	5.65	6.5	0.5	6.21	0.43	0.20	0.11	0.048	0.15
Andesita - Vuggy Silica	5.65	6.5	1	6.71	0.43	0.20	0.11	0.049	0.15
Brecha - Vuggy Silica	5.65	6.5	1	6.71	0.49	0.22	0.12	0.049	0.16
Pórfido Cuarzo Feldespato - Vuggy Silica	5.65	6.5	1	6.71	0.49	0.22	0.12	0.049	0.16

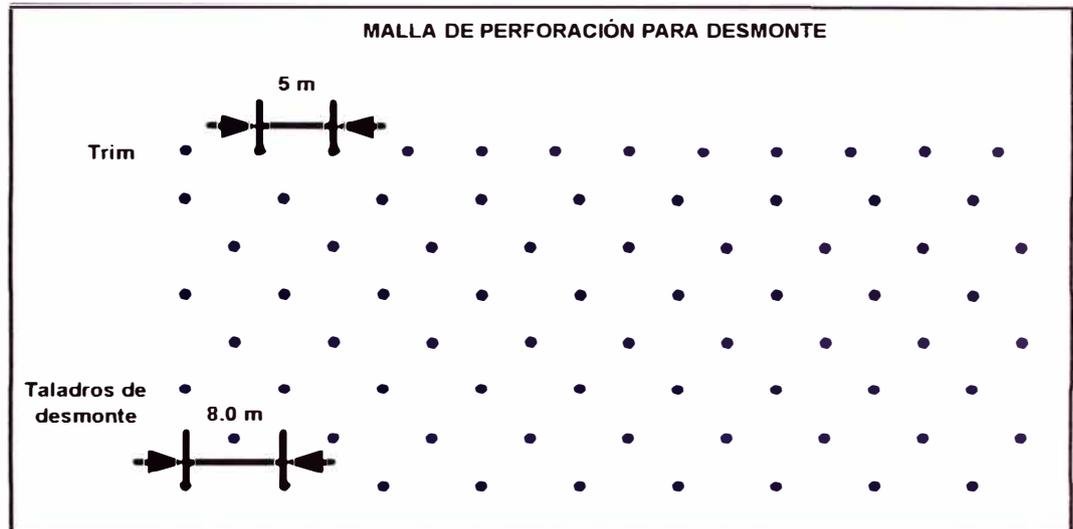
CUADRO RESUMEN CONTENIENDO LOS PARÁMETROS DE VOLADURA PARA ZONAS DE DESMONTE									
	BURDEN (m)	ESPC. (m)	S. PERF. (m)	TACO (m)	FACT. CARGA (kg/m ³)	FACT. CARGA (kg/TM)	C. VOLAD. (\$/TM)	C. PERF. (\$/TM)	C. (PERF.+VOLD.) (\$/TM)
ROCA ALTERADA SUAVE									
Tufo - Argilico	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101
Tufo - Alunita Arcilla	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101
Andesita - Argilico	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101
Andesita - Alunita Arcilla	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101
Brecha - Argilico	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101
Brecha - Alunita Arcilla	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101
Pórfido Cuarzo Feldespato - Argilico	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101
Pórfido Cuarzo Feldespato - Alunita Arcilla	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101
ROCA ALTERADA MEDIA									
Tufo - Cuarzo Alunita	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101
Ardesita - Cuarzo Alunita	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101
Brecha - Cuarzo Alunita	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101
Pórfido Cuarzo Feldespato - Cuarzo Alunita	6.95	8	1	7.19	0.26	0.13	0.07	0.032	0.101

Usando los parámetros anteriormente mencionados las mallas de perforación y voladura para mineral y desmonte son colocadas en el campo, tal como se muestran en los esquemas siguientes:

Como se puede apreciar los taladros para mineral tienen un espaciamiento de 6.5 m y un burden de 5.6 m . Los taladros del trim están espaciados 5.0 m.



Como se puede apreciar los taladros para desmonte tienen un espaciamiento de 8.0m y un burden de 6.9 m . Los taladros del trim están espaciados 5.0 m.



Diariamente se lleva el registro de los metros perforados en los diferentes bancos, para ello el perforista llena a diario y por turno un formato en el cual se especifica: el nombre del perforista, fecha, turno, banco de trabajo, código de taladros, tipo de roca donde se perfora, metros por taladros, códigos de accesorios de perforación usados (N° broca, N° barreno, N° guiador), tiempo total de perforación. Esta información es almacenada en un archivo de Excel, el cual es actualizado a diario y usando esta información se elabora un reporte mensual de perforación y voladura respectivamente.

REPORTE DE BROCAS DE MEDIO USO Y MUERTAS

Costo Horario de Perforación: 110 us/m

Mtro.	Código	Marca	Tipo	Diámetro	Serie	Mts. Perf.	Bitástor Perf.	m/ft	Costo	Costo /mt	TDC /m	Ja	
37	B37	SMITH	65J	7 7/8"	AY-16292	8279	3627.8	39.20	2500	1.02	3.891	18-F	
45	B45	Baker Hughes	M21595	7 7/8"	743271	1649.5	2591	38.64	3300	1.98	4.822	07-	
47	B47	Baker Hughes	M21595	7 7/8"	743270	2788	3398	47.68	2500	0.93	3.233	12-	
40	B48	SMITH	65J	7 7/8"	72286	2823	4458	38.01	2500	0.89	3.779	14-	
52	B52	Baker Hughes	MD-71	9 7/8"	731821	6943	9533.1	38.03	3300	0.55	3.439	28-	
62	B62	Baker Hughes	MD-71	9 7/8"	744476	4726	7878	24.28	2100	0.76	3.076	02-F	
72	B72	Baker Hughes	MD-71GA	9 7/8"	746680	5789.5	8429.6	41.25	3300	0.57	3.237	05-	
73	B73	Baker Hughes	M21595	7 7/8"	747844	2182	2152	60.28	3300	1.53	3.921	12-	
77	B77	SMITH	66S	9 7/8"	BJ-66167	4963	8491.5	35.07	3234	0.65	3.785	23-	
82	B82	Baker Hughes	MD-71GA	9 7/8"	746787	3574.5	5516	38.88	3300	0.92	3.752	09-	
84	B84	SMITH	66J	9 7/8"	BJ-66278	3127	5641	35.39	3234	0.97	4.001	16-	
90	B90	SMITH	66J	9 7/8"	BJ-66277	5838	8948.5	35.14	2500	0.43	3.238	08-	
234	B234	Sandvick petro	HP-23	7 7/8"		1932	2341.3	49.21	250	0.12	2.321	13-	
235	B235	Sandvick petro	LW-0796	7 7/8"		1556	1927	48.45	250	0.16	2.431	18-	
236	B236	Sandvick petro	CRT	7 7/8"	B 6022	714	78	56.37	250	0.75	2.382	15-	
237	B237	Sandvick petro		7 7/8"	5024949	1638	2025	48.53	250	0.15	2.419	18-	
238	B238	Sandvick petro		7 7/8"	6023	3599.5	3843	56.10	250	0.07	3.029	31-	
239	B239	Sandvick petro		7 7/8"	6023	2351.5	2838	49.64	250	0.11	3.223	27-	
1	B01	SMITH	360	9 7/8"	K3010296	5490.5	9447.2	34.55	3834	0.59	3.744	08-	
2	B2	SMITH	C-50	7 7/8"	K3AV 6404	4839	5589	43.96	2500	0.62	3.122	27-	
3	B3	Baker Hughes	M21595	7 7/8"	750244	1354.5	2815	40.33	2500	1.85	4.573	30-	
4	B4	SMITH	360	9 7/8"	BJ 0294	441	750	35.28	3234	7.33	10.451	31-	
						PROMEDIO	2.812.92	4.838.61	41.74	1.575.33	0.56	3.19	
						TOTAL	92.826.58	133.274.20	41.74	51.884	0.56	3.19	

REPORTE DE BARRENOS DE MEDIO USO Y MUERTO

BARRICK
Peru Gold Mine

REPORTE DE BARRENOS MEDIO USO Y MUERTO ENERO 2004

31-Ene-04

Mtro.	Diámetro	Serie	Perforación	Metros	Metros	m/ft	Costo	Inicio	Fecha	Metas	
0	Sin total para 0			417.00	755.00	33.14					
1	8 5/8"			21430.5	56839.00	22.62	4000		26-Feb-98		
2	8 5/8"			11303.3	24600.00	27.41	4000		26-Feb-98		
3	8 5/8"			6440.5	13810.00	27.98	4000		07-May-98		
4	8 5/8"			3659.0	14110.00	22.36	4000		21-May-98		
5	8 5/8"			8744.0	18321.00	28.64	4000		21-May-98		
6	8 5/8"			11537.5	17522.00	38.63	4000		29-May-98		
7	8 5/8"			18093.0	59750.00	27.51	4000		05-Jun-98		
8	8 5/8"			11770.5	26830.00	26.32	4000		08-Jun-98	25-Jul-08	
9	8 5/8"			10434.5	17565.00	35.64	4000		25-Ago-98		
10	8 5/8"	D5796		12504.0	17691.00	42.41	4000		13-Sep-98		
29	8 5/8"			84562.00	137297.00	36.95	4000		19-Jan-02		
48	6 1/2"			74404.50	117942.00	37.85	4000		02-Ago-02	24-Mar-03	
30	8 5/8"			4842.00	74263.00	31.24	4000		10-Sep-02	Uobido ti 20	
32	8 5/8"			94874.00	240586.00	23.66	4000		23-Ene-03	3	
33	6 1/2"			44385	689311	3.86	4000		26-Mar-03	3	
34	8 5/8"			34882	53885	38.84	4000		23-Abr-03	2 Dobl	
35	6 1/2"			75871	97377.7	46.75	4000		14-Jun-03	30-Ene-04	
36	8 5/8"			2356.15	41746	33.88	4000		04-Jul-03	3 Metri	
37	6 1/2"			10404	12080	67.72	4000		18-Nov-03	1 Dobl	
38	8 5/8"			87110.5	91362.75	38.97	4000		09-Dic-03	3 Paso	
39	8 5/8"			1824.7	2450	41.23	4000		22-Feb-04	2	
				PROMEDIO	44248.83	177832.86	24.65	4000.00			
				TOTAL	1749697.0	4509320.0	24.64	150000.0			

REPORTE DE GUIADORES MEDIO USO Y MUERTOS

		PERFORMACION		FECHAS	
Nro.	Descripción	Metros	Metros/m/b	Inicio	Fin
G01	MO3	63,020.00	121,440.00	31.14	19-Jun-01
G02	MO2	74,080.00	133,290.00	33.34	
G03	MO1	68,679.00	95,042.00	37.23	14-Abr-01
G04	MO1	104,380.00	191,183.50	32.80	19-Jun-01 31-Ene-03 1
G05	MO2	48,876.00	79,398.50	36.93	03-Ago-01
G06	MO1	87,878.04	131,900.00	39.97	19-Oct-01
G07	MO1	46,376.00	72,295.00	38.49	05-Ene-02
G08	MO1	65,351.50	109,961.50	35.66	30-Abr-02 07-Oct-02 2
G09	MO1	121,863.00	123,252.53	59.32	31-May-02
G10	MO3	170,797.20	241,409.00	42.45	08-Feb-02 18-Dic-03 3
G11	MO2	58,899.50	96,254.00	36.72	07-Oct-02
G12	MO2	116,388.00	622,645.38	0.48	06-Jun-03 2
G13	MO2	66,312.00	101,007.00	39.39	16-Jun-03 3
G14	MO2	10,825.00	67,822.00	28.44	18-Dic-03 2
G15	MO1	34,584.00	517,462.05	4.01	18-Nov-03 31-Ene-04 1
G16	MO2	24,925.50	29,825.00	28.12	18-Dic-03 3
G17	MO2	441.00	928.00	28.45	21-Ene-04 1
PROMEDIO		77,476.78	148,933.87	38.04	
TOTAL		1,120,811.76	2,871,410.29	28.05	

REPORTE DE ESTABILIZADORES MEDIO USO Y MUERTOS

		PERFORMACION			FECHAS	
Nro.	Descripción	Metros (nuevo/metro (reparado))	Metros/m/b	Costo	Ingreso	Inicio
23	Bit Sub 8 5/8"	T3316 30665	51621	35.64	3300	13-Jul-01
24	Bit Sub 8 5/8"	T3313 47063.5	74912.5	37.69	3300	13-Jul-01
25	Bit Sub 8 5/8"	NY 43319.0	71347	39.49	3300	12-Sep-01
26	Bit Sub 8 5/8"	T3471 52052	81051.5	38.53	3300	16-Oct-01
27	Bit Sub 8 5/8"	T3470 48262	76105	38.01	3300	19-Oct-01
28	Bit Sub 8 5/8"	T3469 70074	115971.5	36.25	3300	23-Ene-02
29	Bit Sub 8 5/8"	T5238 24767	29975	37.17	3300	16-May-02
30	Bit Sub 8 5/8"	T5239 25972	42995	36.24	3300	31-May-02
31	Bit Sub 6 1/2"	53892	84360	38.03	3300	02-Ago-02
32	Bit Sub 6 1/2"	15394	25055	36.86	3300	26-Oct-02
33	Bit Sub 8 5/8"	41067	64132	38.42	3300	09-Dic-02
34	Bit Sub 8 5/8"	49455.5	72940	40.68	3300	10-Ene-03
35	Bit Sub 6 1/2"	35610.5	47811	44.69	3300	01-May-03
36	Bit Sub 6 1/2"	34857	48266	43.33	3300	19-May-03
37	Bit Sub 8 5/8"	113801.5	188342.5	37.60	3300	04-Jun-03
38	Bit Sub 8 5/8"	39065	52022	39.17	3300	16-Jun-03
39	Bit Sub 8 5/8"	MR444 45,247.3	64,289.8	39.36	3300	28-Ago-03
40	Bit Sub 6 1/2"	74692	100420.3	47.82	3300	01-Mar-04
41	Bit Sub 8 5/8"	16,310.0	25,012.0	36.21	3300	10-May-04
42	Bit Sub 6 1/2"	36,865.0	47,372.8	49.33	3300	18-Sep-04
43	Bit Sub 6 1/2"	8,729.5	11,695.2	44.63	3300	10-Ene-04
PROMEDIO		35871.66	62895.00	37.24	3300.00	
TOTAL		182326.1	165798.0	2975981.3	36.77	171680.0

4.2 CONTROL DE VOLADURA

4.2.1 DISEÑO DE CARGA EXPLOSIVA DE TALADROS

El proceso de Voladura en Pierina es realizada por la empresa fabricante de explosivos llamada Dyno Nobel Samex, quienes son los encargados de proporcionar los accesorios de voladura tales como: nitrato de amonio, emulsión y el personal idóneo para realizar esta actividad.

El número de disparos que se realizan por mes está en función del requerimiento de mineral y a la temporada del año. Así por ejemplo se tiene:

- Temporada seca (junio, julio, agosto, septiembre, octubre)
- Temporada húmeda (enero, febrero, marzo)
- Temporada de transición (noviembre, diciembre, abril, mayo)

En temporada seca se tiene planeado 8 disparos, para la temporada húmeda y de transición se debe de realizar 12. esto es con la finalidad de reducir los tiempos muertos producidos por la voladura, a la vez se tiene un procedimiento de librado mina que ha permitido realizar disparos de hasta 10 minutos. Obviamente cumpliendo con el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera.

Horas antes del disparo el Supervisor de perforación y voladura realiza una reunión con los supervisores de todas las áreas y en ésta se establecen las zonas que van a ser afectadas por el disparo para que sean evacuadas oportunamente y se eviten contratiempos que pueden traer consecuencias no deseables como algunos accidentes.

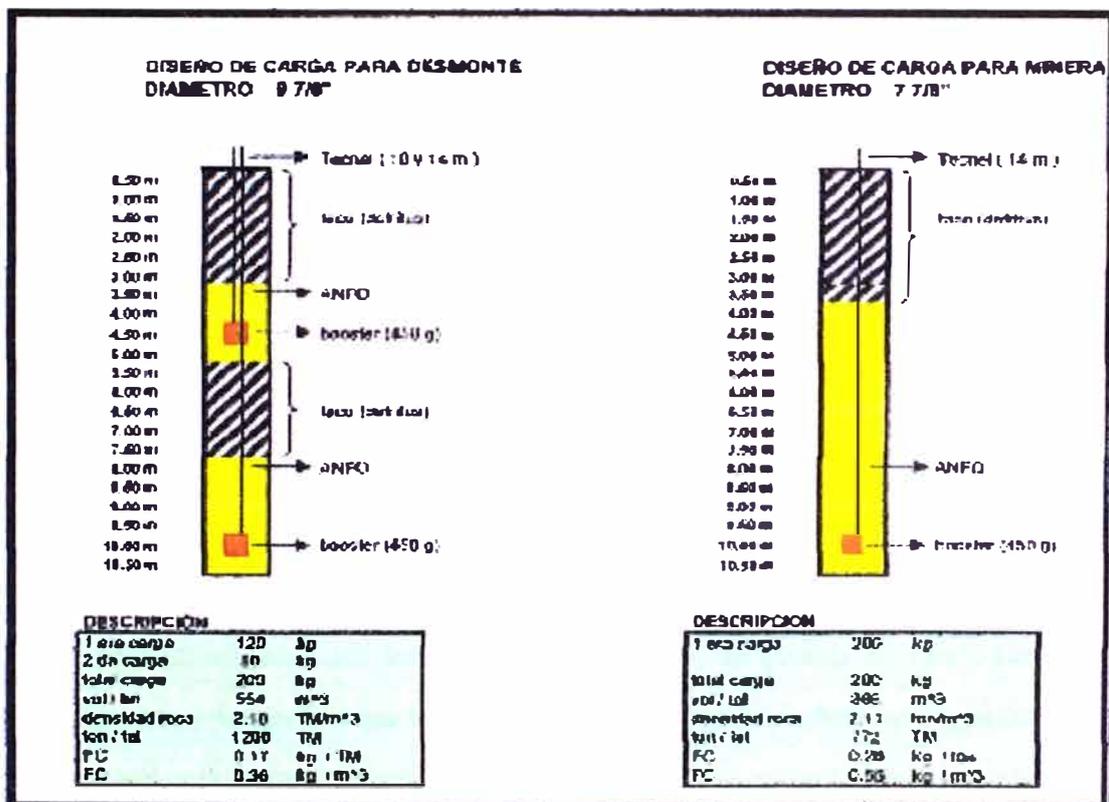
Para el carguío de los taladros se usa ANFO como principal agente de voladura debido a su bajo costo, y que además por las características de la roca realiza un mejor trabajo que los explosivos con una alta energía de detonación.

En zonas donde hay presencia de agua se utiliza HEAVY ANFO 64 (60% emulsión y 40% ANFO) pero su uso es limitado debido a su alto costo, en ocasiones cuando el nivel de agua es menor a un metro se utiliza mangas de polietileno que son

introducidas en los taladros con la finalidad de evitar el contacto del agua con el ANFO.

El sistema de iniciación de la columna explosiva es no eléctrica, usándose en la actualidad accesorios de voladura fabricados por la empresa Dyno Nobel Samex, a continuación se muestra el cebado para los dos diámetros de taladros que se están usando en la actualidad.

DISEÑO DE LA CARGA EXPLOSIVA PARA LOS TALADROS DE MINERAL Y DESMONTE



CARGA DE EXPLOSIVO POR METRO

	AP64	AP55	AP46	AP37	AP28	ANFO
kg/taladro	446.2	439.3	435.8	375.9	321.7	276.7
KG/metro	64	63	62	54	46	40
Emulsion	267.7	219.6	174.3	112.8	64.3	0.0
Anfo	178.5	219.6	261.5	263.1	257.3	276.7

4.2.2 VOLADURA CONTROLADA

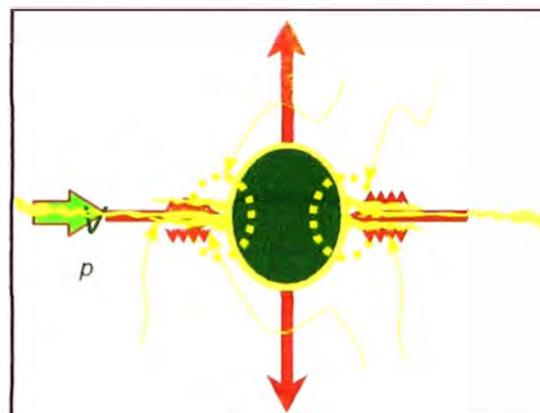
Se entiende por Voladura Controlada toda aquella que está diseñada para limitar los efectos sobre el entorno, ya sea tanto sobre el macizo rocoso como el ambiente.

Las inestabilidades generadas en los macizos rocosos pueden deberse a dos causas: Naturales e Inducidas. Por tal motivo es necesario definir un procedimiento técnico para controlar las inestabilidades inducidas en el macizo rocoso, especialmente aquellas generadas por la voladura.

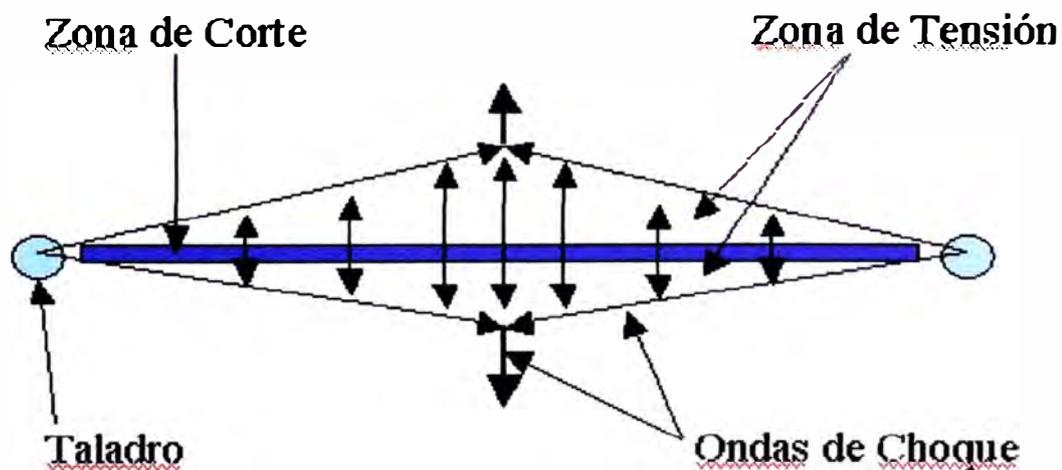
En un esfuerzo por mejorar la estabilidad de los taludes en las paredes del pit final, las técnicas de voladuras son variadas, hoy hablaremos sobre nuestra experiencia en Pierina.

4.2.2.1 PRE-CORTE

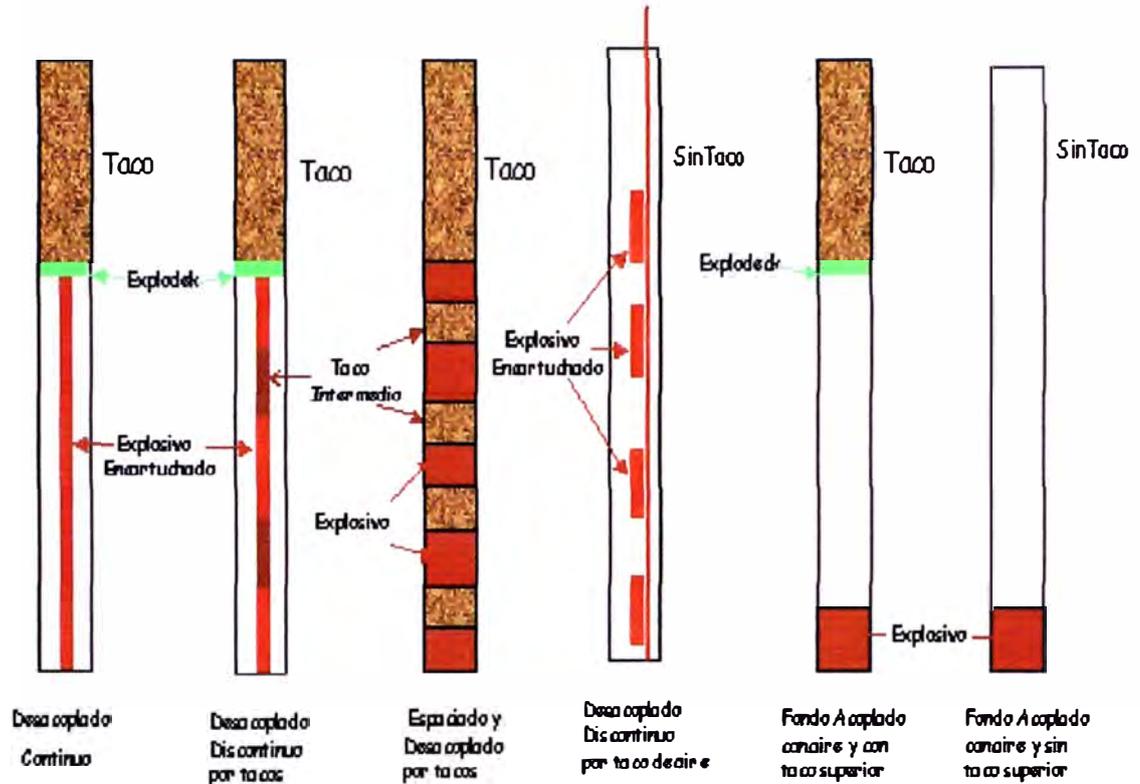
En esencia, el precorte consiste en provocar un plano de rotura (grieta) coincidiendo con la superficie del talud, antes de proceder a las operaciones de voladura y extracción general. El mecanismo de la formación del plano de rotura es el siguiente: Las tracciones originadas por la onda de compresión crean una serie de grietas radiales alrededor del barreno. Inicialmente son muy pequeñas y se propagan a 0.2 y 0.3 la velocidad de la onda de compresión. De ellas solo una parte tiene una longitud significativa, que son las que al dispararse simultáneamente dos cargas, y por colisión de las ondas de choque que en el punto medio entre barrenos, producen los esfuerzos de tracción que, superada la resistencia dinámica a la tracción de la roca, forman un plano de corte proyectado según una dirección y pendiente determinada. Esta ruptura se ve favorecida por la acción de la cuña de los gases de explosión, que se infiltran en las grietas radiales, aumentando su extensión.



PROCESO DE FRACTURAMIENTO DE LA ROCA



ALGUNOS DISEÑOS DE CARGA



4.2.2.2 TALADROS DESACOPLADOS:

Objetivo:

El desarrollo de un Desacoplamiento de las Cargas Explosivas en los taladros de contomo (línea al talud) tiene por finalidad generar una voladura de control en la cual la presión de detonación y por ende la presión de explosión disminuya a límites tales que no produzcan un sobre quiebre sino creen una zona fracturada que evacue los gases y minimice las vibraciones producidas por los taladros de producción logrando de esta manera no desestabilizar al talud.

Los beneficios que muestra esta técnica de voladura son:

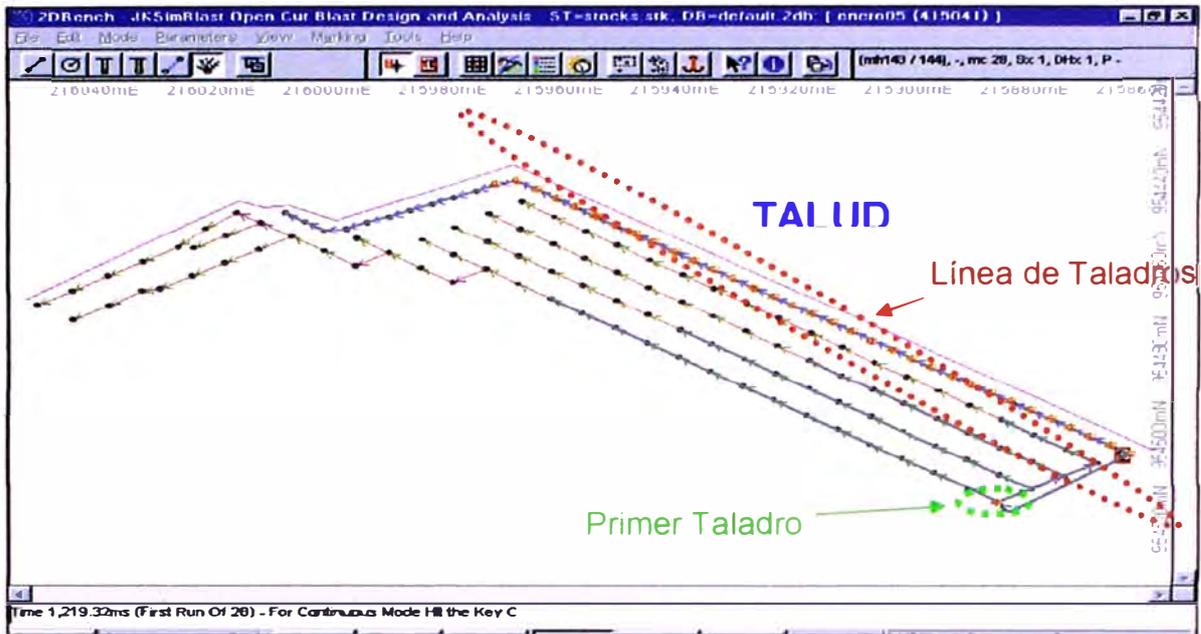
- Formación de una pared de banco más estable, previniendo la apertura de discontinuidades y fisuramiento de la roca, que pueda causar inestabilidad y desprendimientos durante la vida de la Mina.
- Generar el límite adecuado de penetración de la Pala o Cargadores Frontales.
- Disminución del costo del carguío y el transporte al evitar un incremento del volumen del material de excavación no planeado.
- Crear una percepción de seguridad.

TECNICA DEL DESACOPLAMIENTO DE CARGAS EXPLOSIVAS

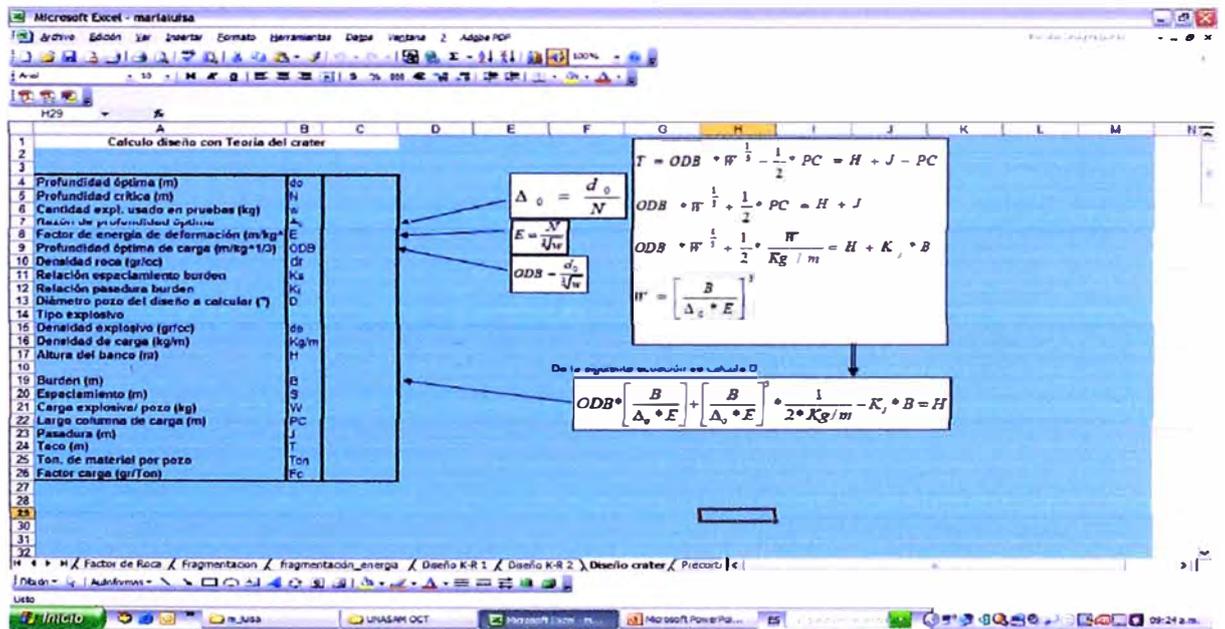
•En esta ocasión se usara una baja densidad lineal de carga explosiva con el mismo diámetro de los taladros de producción, además la iniciación será antes que los taladros de producción para poder provocar una zona agrietada que coincida con la superficie del talud, es decir; se iniciara la línea de taladros desacoplados con la mayor instantaneidad posible antes de proceder a la voladura de producción para así evitar el empuje de los gases de explosión (evacuarlos adecuadamente) y además minimizar las vibraciones que ocasionarían un daño a la pared del talud.

AMARRE DE LÍNEA : Taladros desacoplados

La Línea de taladros desacoplados debe ser iniciada en forma separada con la voladura de producción, en Pierina utilizamos 600ms para este caso con resultados aceptables



CALCULOS



TECNICA DEL DESACOPLAMIENTO DE CARGAS EXPLOSIVAS

Para el cálculo de la presión en las paredes del taladro se utiliza la siguiente expresión:

$$P_{bi} = 110 \times \rho_{exp} \times VOD^2 \tag{E-1}$$

Para el cálculo de la presión en las paredes del taladro o presión de barrenado o presión de explosión de un explosivo desacoplado, se utiliza la siguiente expresión:

$$P_b = 110 \times f^n \times \rho_{exp} \times VOD^2 \tag{E-2}$$

f es la razón de desacoplamiento, definida como la relación entre el volumen del explosivo y el volumen del taladro.

$$f = \left[\frac{\text{volumen explosivo}}{\text{volumen taladro}} \right] = \left[\frac{d_{exp}^2 \times l_{exp}}{D_b^2 \times H} \right] \tag{E-3}$$

Donde d_{exp} es el diámetro del explosivo en pulg., l_{exp} es el largo de la columna explosiva en metros y H es el largo del taladro en m.

De la Tabla 1 utilizaremos la Resistencia a la Compresión y a la Tracción de la Rocas para calcular la carga adecuada que se cargará en los taladros de la Línea de Taladros Desacoplados; esta carga debería brindar una Presión de Explosión con un rango entre 1 y 1.5 la Resistencia a la Compresión de la Roca a Volar.

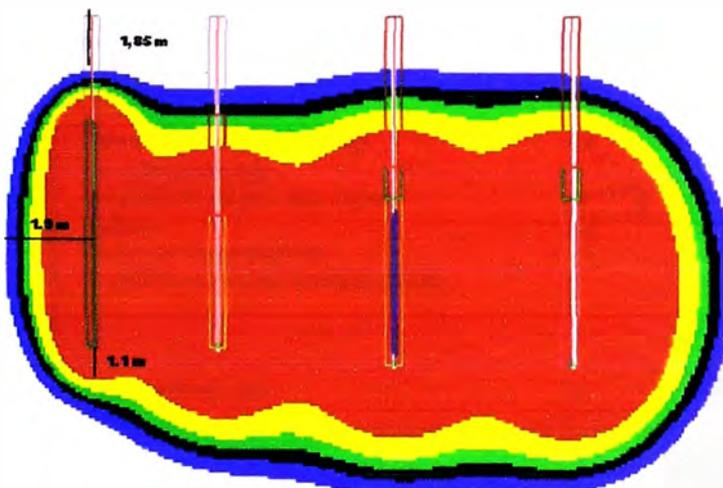
ROCAS	PROPIEDADES FÍSICAS				PROPIEDADES MECANICAS						
	γ	P.A.	Abs	P.E.A	σ^T	σ^C	Corte Directo		Const. Elásticas		
	gr/cm ³	(%)	(%)	(KN/m ²)	Mpa	Mpa	"c" Mpa	Angulo (°)	E (Gpa)	ν	
CUARZO ALUNITA	2.27	5.21	2.29	22.31	9.51	113.83	0.10	31.94	20.21	0.25	
ARGILICA	1.92	24.24	12.60	18.87	1.37	68.61	0.03	28.90	3.19	0.32	
STEAM HEATED	2.14	11.70	5.31	21.02	2.32	25.06	0.11	30.29	7.02	0.28	
VUGGY SILICA	1.95	5.96	2.91	19.16	8.71	73.87	0.07	28.98	12.06	0.28	

Tabla 1: Determinación de propiedades Físico Mecánicas

CÁLCULO ROCA STEAM HEAD

VOLADURA CONTROLADA			
ROCA		STEAM HEAD	
Diámetro (pulg)	Dh	7.875	
UCS (MPa)	UCS	25.06	
Densidad (g/cc)	de	0.78	
VOD (m/s)	VOD	3950	
Resistencia a la tensión	T	2.32	
Relación Presión de Hoyo / UCS	R	1.5	
Hoyo con agua o seco? (1=seco, 2=con agua)		1	
Altura banco (m)	H	10	
Largo columna explosiva (m)	l	3	
		Condición del Taladro	Exponente
		seco	1.25
		con agua	0.9
exponente fc	n	seco 1.25	
Diámetro del explosivo (pulg)	De	3.00	$\gamma = 0.5067 * d_e * D_h^2$ $Kg = \gamma * l$ $Pc = \frac{Kg}{S * H}$ $S = \frac{D_h * (Pb + T)}{T}$
Espaciamiento (m)	S	2.50	
Densidad lineal de carga (kg/m)	γ	3.60	
Kg/hoyo	Kg	10.80	
Factor de carga (Kg/m2)	Fc	0.43	
Presión barrenos desacoplada (Mpa)		26.62	
Espaciamiento (m)	S	2.50	

Pre-corte Adyacente Producción 1 Producción 2



Equalise Ranges		Relative Area
<input checked="" type="checkbox"/>	< 0,120 kg/t	59,74 %
<input checked="" type="checkbox"/>	0,120 to 0,150 kg/t	4,01 %
<input checked="" type="checkbox"/>	0,150 to 0,180 kg/t	2,85 %
<input checked="" type="checkbox"/>	0,180 to 0,220 kg/t	2,79 %
<input checked="" type="checkbox"/>	0,220 to 0,350 kg/t	5,48 %
<input checked="" type="checkbox"/>	> 0,350 kg/t	25,13 %
Available Units: kg/t		100,00 %

CONCLUSIÓN

Para la Roca STEAM HEAD con un diseño de diámetro de taladro de 7 7/8 pulg, espaciamento entre taladros de 2.5 m y utilizando mangas de 3 pulg de diámetro se debe usar una carga explosiva de 10 Kg de Anfo. El diseño de espaciamento entre taladros dependiendo de la Resistencia a la Tracción y Compresión nos da una distancia de 2.5 m similar a los 2.5 m del diseño normal en Mina Pierina, lo cual valida la carga de 10 Kg de Anfo a usar. La presión de taladro ejercida por la carga desacoplada es 26.62 Mpa la cual nos proporcionará una rotura de la roca muy leve y suficiente como para crear una zanja de material fracturado el cual deberá cuidar el talud de los gases y las vibraciones que provocarán los taladros de producción.

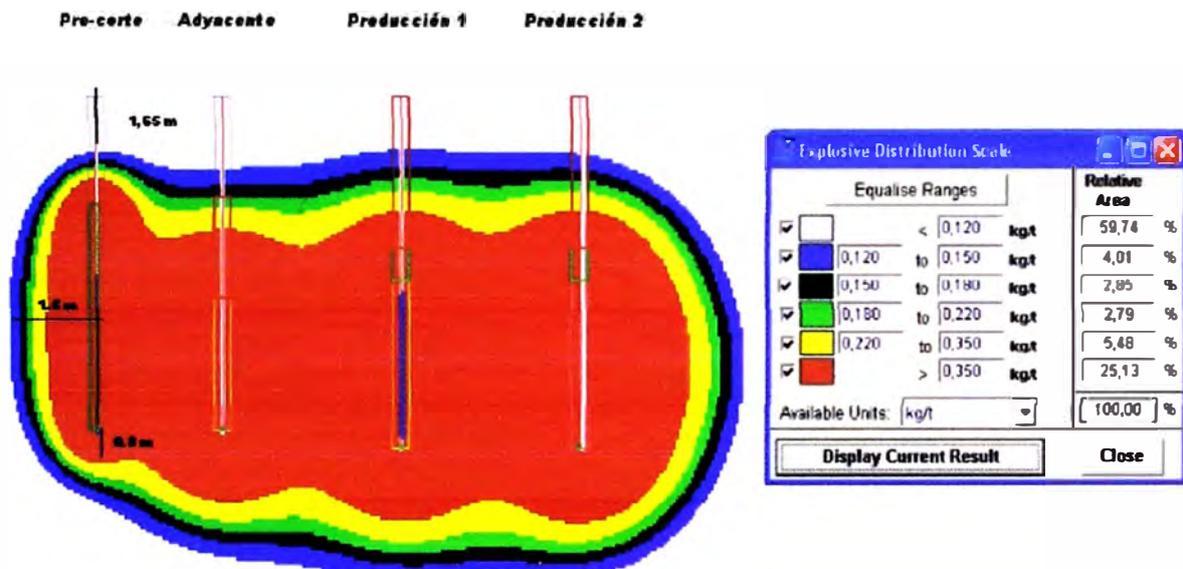
CÁLCULO ARGILICO 7 7/8"

VOLADURA CONTROLADA			
ROCA	ARGILICO		
Diámetro (pulg)	Dh	7.875	Condición del Taladro
UCS (MPa)	UCS	68.61	
Densidad (g/cc)	de	0.78	seco 1.25
VOD (m/s)	VOD	3950	con agua 0.9
Resistencia a la tensión	T	1.32	
Relación Presión de Hoyo / UCS	R	1.5	
Hoyo con agua o seco? (1=seco, 2=con agua)		1	
Altura banco (m)	H	10	
Largo columna explosiva (m)	I	1.9	
exponente fc	n	seco 1.25	
Diámetro del explosivo (pulg)	De	3.00	$\gamma = 0.5067 * d_e * D_e^2$
Espaciamiento (m)	S	2.50	
Densidad lineal de carga (kg/m)	γ	3.60	$Kg = \gamma * I$
Kg/hoyo	Kg	6.80	
Factor de carga (Kg/m2)	Fc	0.27	$Fc = \frac{Kg}{S * H}$
Presión barreno desacoplada (Mpa)		15.04	
Espaciamiento (m)	S	2.48	$S = \frac{D_h * (Pb + T)}{T}$

CONCLUSIÓN

Para la Roca ARGILICA con un diseño de diámetro de taladro de 7 7/8 pulg, espaciamiento entre taladros de 2.5 m y utilizando mangas de 3 pulg de diámetro se debe usar una carga explosiva de 6.8 Kg de Anfo. El diseño de espaciamiento entre taladros dependiendo de la Resistencia a la Tracción y Compresión nos da una distancia de 2.48 m muy similar a los 2.5 m del diseño normal en Mina Pierina, lo cual valida la carga de 7 Kg de Anfo a usar a pesar que la presión de taladro ejercida por la carga desacoplada es 15.04 Mpa muy inferior a la Resistencia de la Compresión de la Roca (68.61 Mpa).

PRE-CORTE ARGILICO



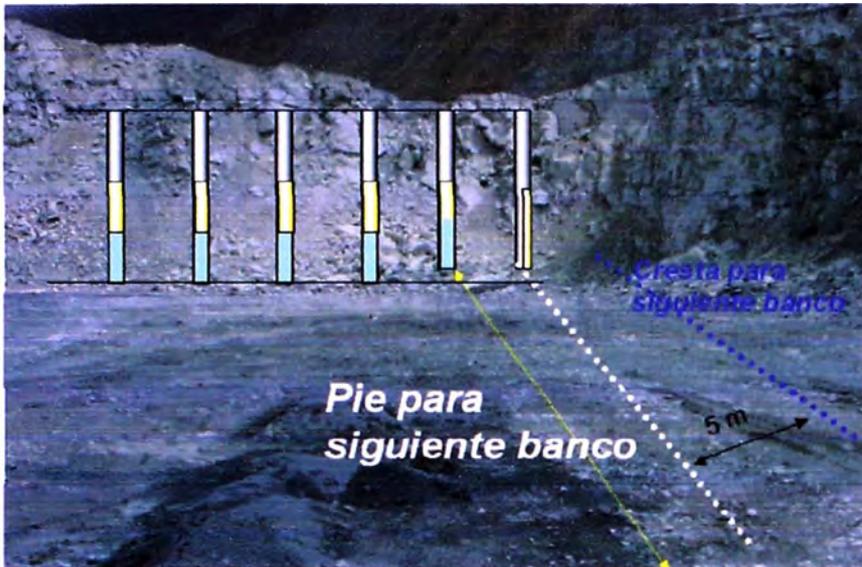
M E T O D O L O G I A T R A B A J O E N C A M P O

- Desacoplamiento: Para lograr el desacoplamiento de las cargas explosivas en taladros de 9 7/8 Y 7 7/8 pulg de diámetro se utilizaron mangas de 5 Y 3 pulg de diámetro respectivamente.
- Instalación de Mangas: antes de ser instaladas las mangas en los taladros se les coloca detritus de perforación en el extremo a bajar al taladro; esto servirá para que su instalación sea de manera rápida.
- Después de instaladas las mangas se procede a cargarlas con el Camión Fábrica; el explosivo usado fue el Anfo y el primado de la carga explosiva se realizó con un Nonel de 0 ms mas un booster de 1 libra.
- Después de instalar por completo la Manga con la carga explosiva primada se procedió a amarrar la manga a un palo el cual atravesaba la boca del taladro; éste palo servirá de soporte y a la vez centrará la carga evitando que se acople a las paredes del taladro.

EVALUACIÓN EN CAMPO

- Taladros vacíos (sin carga) fueron dejados en líneas de Pre-Corte
- Estos taladros fueron examinados utilizando un Camara para revisar su condición antes y después de la voladura

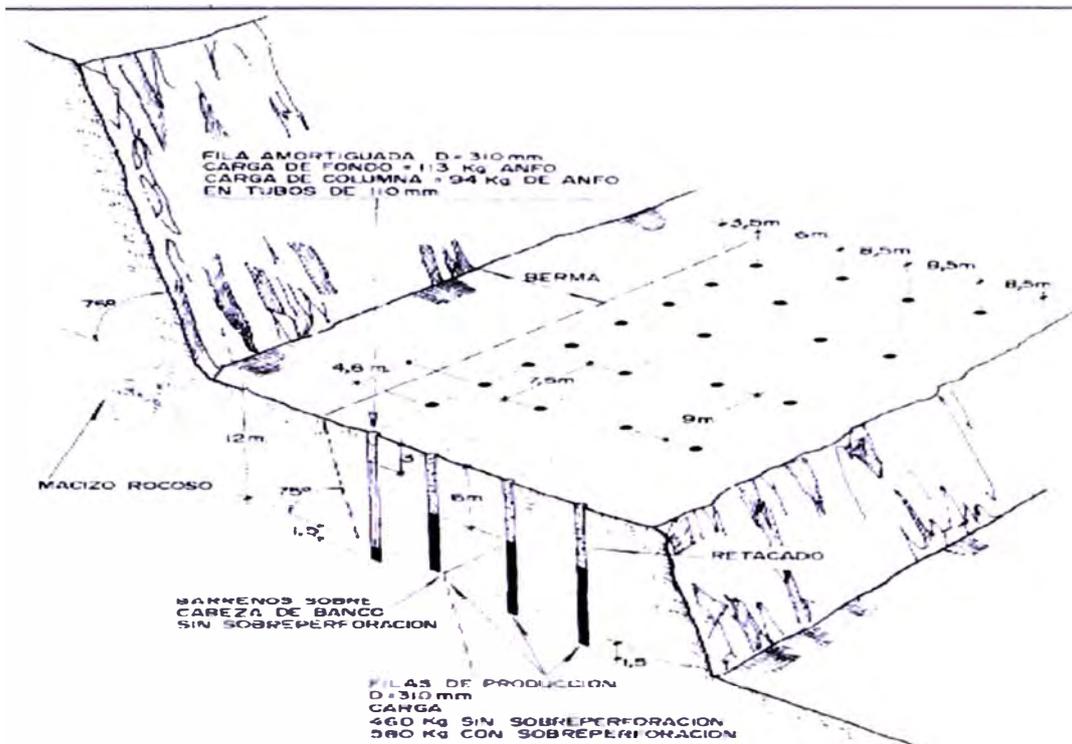
DISEÑO DE CONTROL DE PAREDES ACTUAL EN STEAM HEAD Y ARGILICO



EJEMPLO DE DISPERSIÓN DE RETARDOS PIROTÉCNICOS



4.2.2.3 VOLADURAS DE TRIM

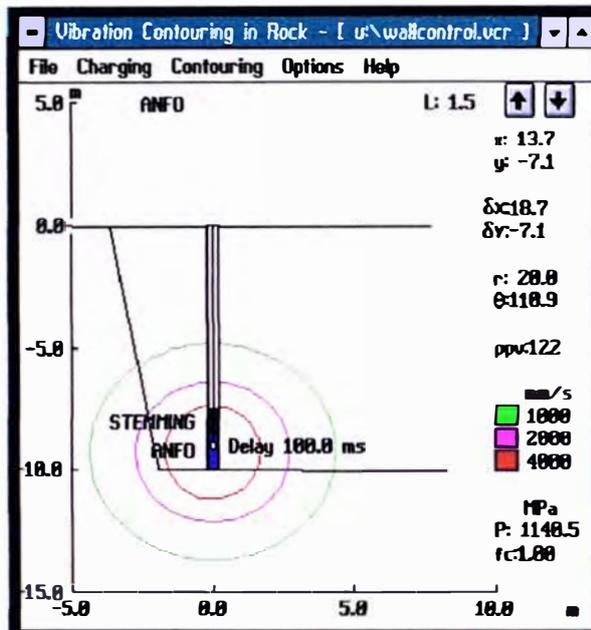


FACTORES CRÍTICOS PARA VOLADURA TRIM”

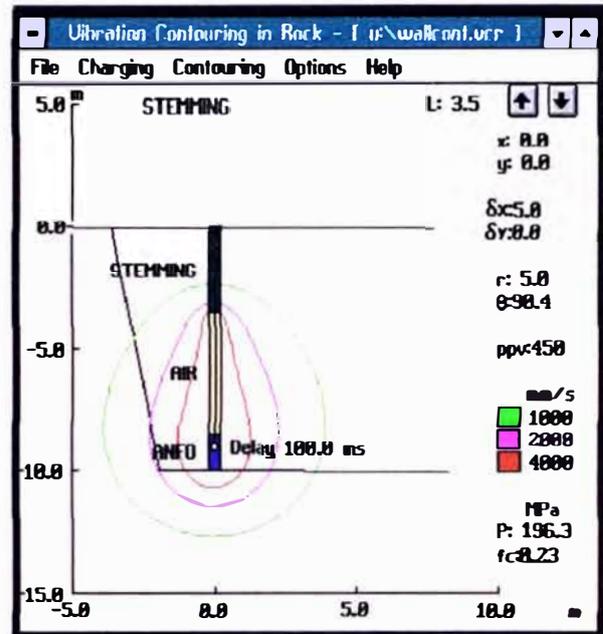
- Control sobre distribución de energía
- Manejo de diámetro de perforación
- Confianza y control sobre la secuencia de iniciación y los tiempos utilizados
- Criterio en elegir dirección de desplazamiento de la voladura
- Contar siempre con cara libre

VARIABILIDADES DE DISEÑO DE VOLADURA TRIM

SIN TACO DE AIRE



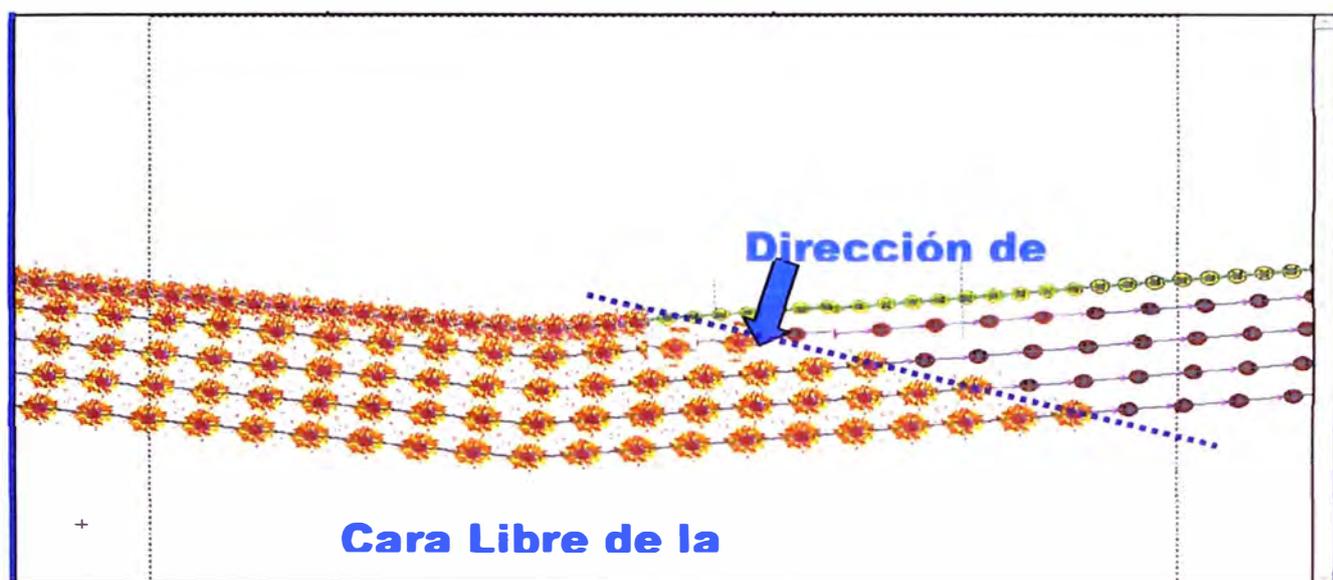
CON TACO DE AIRE



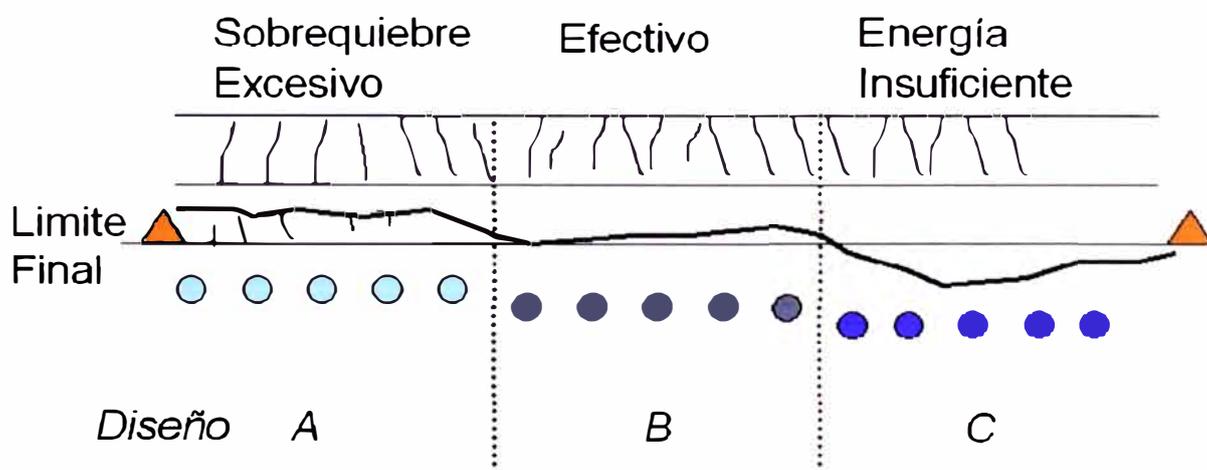
IMPORTANCIA DE CONTROL DE TIEMPO/SECUENCIA

- Lograr un buen trim requiere control sobre el tiempo de iniciación y su secuencia (además de la distribución de energía)
- De esta manera se logra control sobre desplazamiento de la roca volada y el sobre-confinamiento
- Este sobre-confinamiento es la fuente de movimiento de bloques y sobre-quebre, particularmente en macizos rocosos con alto grado de fracturamiento (estructura)

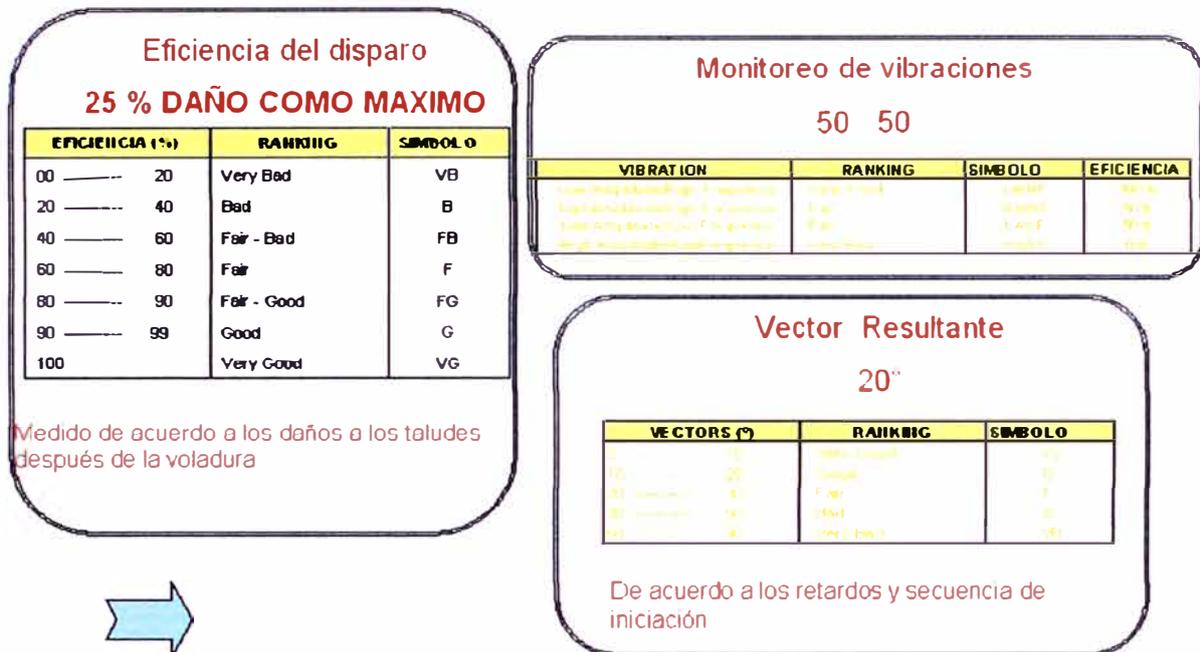
VOLADURA TRIM



EVALUACIÓN DE RESULTADOS



KPI CONTROL DE TALUDES



4.2.3 SECUENCIA DE SALIDA

Los objetivos de una buena secuencia de salida son los siguientes:

- Una fragmentación, esponjamiento y desplazamiento adecuado de la roca.
- El control de proyecciones y sobre excavaciones.
- La minimización de las vibraciones y las ondas aéreas, etc.

El factor determinante para lograr estos objetivos es poder determinar la secuencia y los tiempos de retardo del diseño de la voladura. Antiguamente la secuencia de salida era determinada por la experiencia o se aplicaban los resultados obtenidos en otras minas.

En la actualidad gracias a los estudios realizados, se cuentan con modelos y métodos para determinar los tiempos de la secuencia de salida en un disparo, los

cuales modifican los parámetros nominales de perforación y voladura como burden y espaciamiento a valores denominados efectivos y/o prácticos.

Mediante una iniciación adecuada se considerará lo siguiente:

- Controlar la energía del explosivo durante la detonación.
- Crear caras libres adecuadas en la masa rocosa para mejorar la fragmentación.
- Proveer alivio y controlar el desplazamiento de la masa rocosa.
- Reducir el sobrefracuramiento a los lados y hacia atrás.
- Controlar las vibraciones (frecuencia PPV) y el aire producido por la voladura.
- Reducir el requerimiento de explosivos.

4.2.4 CONTROL DE LA FRAGMENTACIÓN

La función de los retardos es secuenciar la detonación de los taladros, evitando que se inicie una fila simultáneamente, lo cual favorece al crecimiento de grietas entre los taladros hacia la cara libre. Esto tiene como consecuencia que el burden como una hoja de roca con poca fragmentación.

Al retardar la detonación de un taladro adyacente, un taladro debe cortar un segmento de la roca lejos de la masa principal, proporcionando una fragmentación adecuada. Dando mayor explicación a este argumento, el intervalo de retardo óptimo está en función a este desplazamiento de la masa rocosa. Si la masa rocosa se mueve muy lentamente, se requerirá de un intervalo de retardo más largo para conseguir el efecto de corte. Intervalo de retardos mayores que el tiempo necesario para una separación efectiva de un taladro de la masa rocosa, no ayudara a la fragmentación.

En la práctica, la velocidad del movimiento de la roca depende principalmente del módulo de elasticidad de Young de la roca y del grado del diaclasamiento.

Las rocas muy duras, masivas se moverán con una mayor velocidad que las rocas débiles, altamente fracturadas.

Una buena fragmentación requiere que los taladros detonen con una secuencia programada. La secuencia de los retardos por lo tanto está influenciada por el sistema de iniciación usado. Como ejemplo se puede mencionar si se usa un retardo en superficie de 17ms en combinación con uno dentro del taladro de 1000ms no resulta favorable, ya que la dispersión de la unidad que se encuentra dentro del taladro probablemente excederá al intervalo del retardo en superficie, lo que provocará que el taladro detone en forma no secuencial en desmedro de una buena fragmentación.

4.2.5 CONTROL DEL PERFIL DEL MATERIAL DISPARADO

La velocidad del movimiento de la roca fragmentada desde la cara libre del banco depende del grado de la interacción con los taladros adyacentes. Si los taladros se disparan simultáneamente esto lo suficientemente juntos uno del otro, la roca se moverá a mayor velocidad que un solo taladro. El disminuir el retardo entre taladros (intervalo de retardo entre taladros de una misma fila) tenderá a producir un aumento en el desplazamiento.

Siempre se ha visto que la roca de la parte posterior del disparo se mueve más lentamente que la roca de la cara libre. Esto produce un alto grado de confinamiento en la parte posterior de la voladura que en el frente. Esto es producido por la acción de arrastres de los taladros, lo cual se puede reducir colocando cargas de alta densidad en el fondo de todos los taladros. A medida que los intervalos entre filas aumentan, el grado de confinamiento en la parte posterior de la voladura disminuye, dando como resultado una mayor energía y un desplazamiento total del perfil del material disparado.

4.2.6 SOBREFRACTURAMIENTO Y CONTROLES DE DAÑOS.

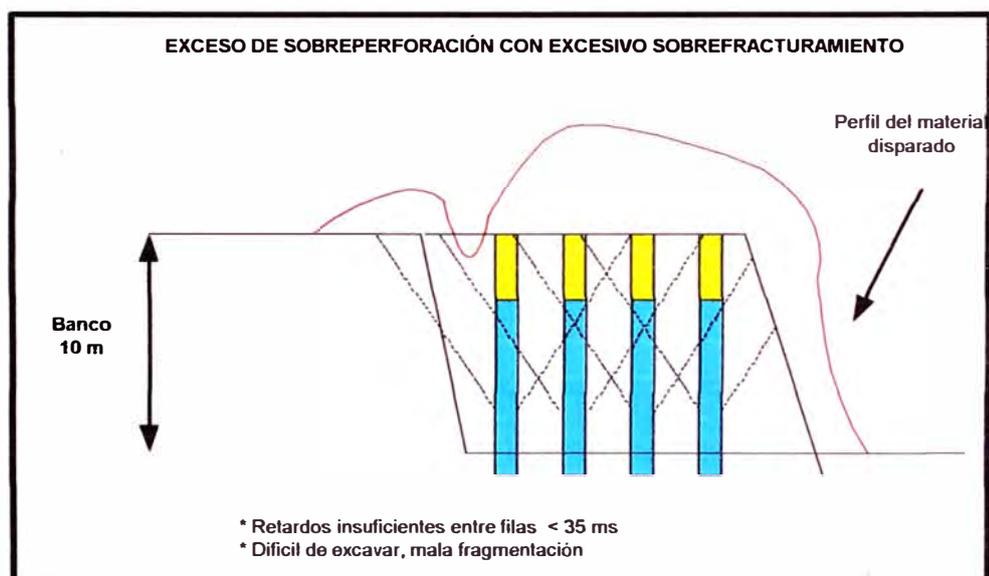
El sobrefracuramiento y los daños por lo general son mayores para intervalos de retardos muy cortos, ya sean por vibraciones o por sobreconfinamiento.

Si la última fila de taladros (contra la nueva cara del banco) llega a estar demasiado confinado, el movimiento principal de la masa rocosa se lleva a cabo en la dirección vertical al expandirse los gases como resultado de la detonación.

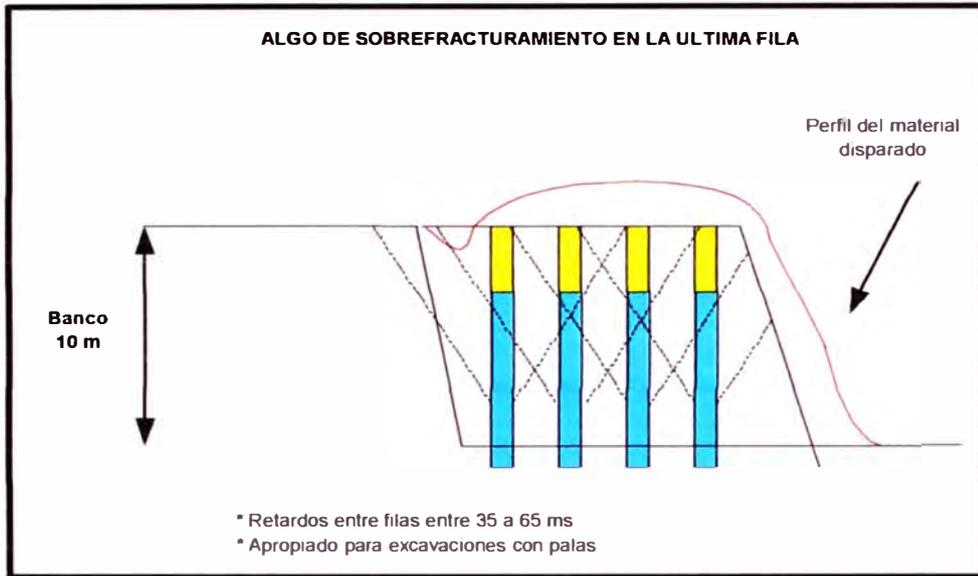
Debido a que la expansión de los gases comienza en la base del taladro, se genera un efecto muy grande de craterización, dando como resultado un mayor fracturamiento en la nueva cara del banco. Esto se manifiesta como un levantamiento en la superficie. Por lo tanto el mecanismo principal de daños por sobrefracuramiento es producida por la expansión de gases a alta presión, este efecto se puede minimizar disminuyendo el grado de confinamiento de la última fila de taladros. Intervalos largos de retardos se utilizan entre las dos últimas filas de taladros para minimizar este efecto.

A continuación se muestran perfiles de voladuras de acuerdo a los intervalos de retardos usados entre filas.

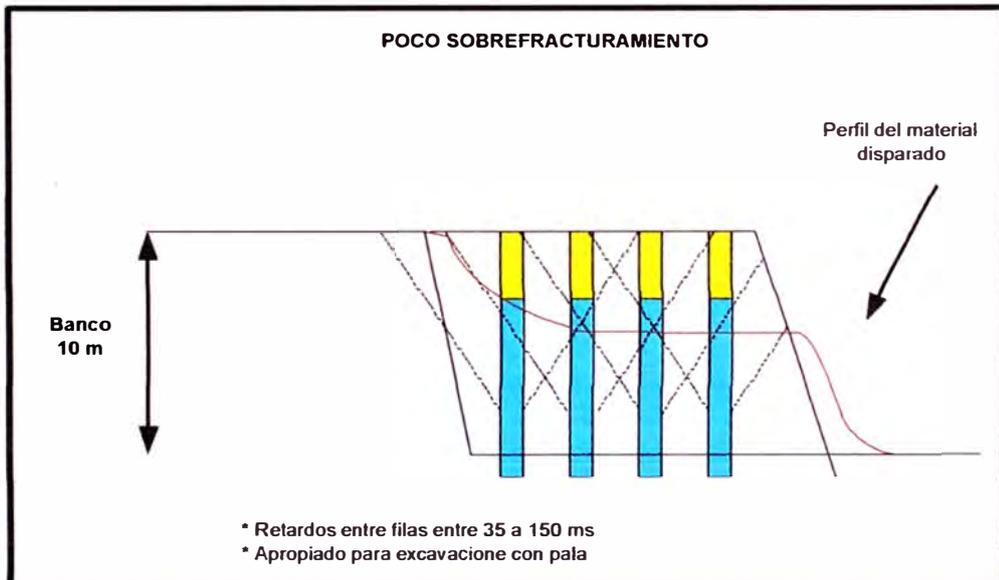
PERFIL DE MATERIAL DISPARADO CON DEMASIADO SOBREFRACTURAMIENTO



PERFIL DEL MATERIAL DISPARADO CON ALGO DE SOBREFRACTURAMIENTO



PERFIL DEL MATERIAL DISPARADO CON POCO SOBREFRACTURAMIENTO



Un mecanismo que se considera secundario respecto al efecto de los gases es el efecto del aumento de las vibraciones. Las vibraciones se pueden considerar como un efecto dinámico a medida que el nivel del esfuerzo aumenta, también lo hace el grado de extensión del sobrefracuramiento. Para reducir este efecto los retardos deben ajustarse para asegurar que el aumento de las vibraciones no excedan el nivel máximo producido por un taladro solo. Esto se consigue relacionando el intervalo de los retardos con la duración de las vibraciones dinámicas a una distancia de una a dos veces el burden, variando de 10ms de una roca de alta resistencia y alto módulo de elasticidad Young hasta 50ms para una roca débil, más plástica tales como: la arenisca, calizas meteorizadas y otras rocas sedimentarias.

Es importante señalar que las vibraciones relacionadas al daño en la cara de los bancos, están controlados por la densidad lineal de carga en los taladros, la cual depende del diámetro del taladro. Un diámetro grande de taladros totalmente acoplados con un explosivo genera daños considerables.

No es cierto que reducir el factor de carga minimizará el daño, por lo contrario un factor de carga bajo puede aumentarlo debido a que las cargas se sobreconfinan. Un factor de carga alto promueven el movimiento del burden lo cual reduce el confinamiento y la craterización.

Una combinación de un factor de carga ligeramente aumentado y una concentración de carga reducida (diámetros de taladros reducidos) tendrá mucha incidencia para lograr cargas suaves y un mínimo sobrefracuramiento.

4.2.7 CONTROL DE LAS VIBRACIONES Y LA SOBREPRESION.

El control de las vibraciones requiere del uso de retardos para asegurar que las vibraciones (terrestre y aéreas) se hayan disipado mucho antes que detone otro taladro. De esta forma los efectos de los taladros individuales son independientes y no se producirá un reforzamiento de los niveles de vibraciones.

El periodo de las vibraciones de un taladro simple esta también controlado por la masa rocosa. Cuanto mayor sea el módulo de la elasticidad de Young de la roca, el

periodo de la persistencia de las vibraciones decrecerán. Por eso los tipos de rocas muy persistentes, quebradizas, requieren de retardos mas cortos que las rocas blandas altamente fracturadas.

4.2.8 CONSIDERACIONES DURANTE EL DISEÑO

- Una fragmentación adecuada en roca masiva generalmente ocurre cuando se detona un taladro por retardo, y el retardo entre taladros de una fila es aproximadamente 40ms. Asumiendo un factor de energía de 900kcal/kg.
- El tiempo de retardo entre líneas debe de ser por lo menos dos a tres veces el tiempo entre taladros de una fila.
- Retardos cortos (<25milisegundos) entre taladros en una fila reducirá la fragmentación pero mejorara el desplazamiento (diseños de voladura para carguío con un cargador frontal)
- Retardos largos (>65ms) son requeridos entre filas para maximizar el desplazamiento.
- El tipo de excavadora determinara el tipo de desplazamiento que se requiere, el cual estará en función al retardo entre líneas de taladros.
- El uso de retardos muy cortos entre taladros de una fila y entre filas puede producir un excesivo sobrefracuramiento.
- Si el retardo entre taladros en la fila posterior es menor a 42ms, las cargas pueden actuar juntas dañando el talud.
- Retardos muy cortos (<35ms) pueden producir sobrefracuramiento por el confinamiento que se genera.
- Las masas rocosas altamente fracturadas dejan escapar los gases producidos por la detonación del explosivo en todas direcciones, incrementando el potencial de corte. También las capas débiles de arcilla pueden interrumpir o cortar taladros

contiguos que todavía no han detonado, pues los estratos al tener poca cohesión pueden moverse causando cortes. La ocurrencia de este tipo de características geológicas requieren de una voladura con tiempos entre filas menores de 12 ms por metro de burden.

- Masas rocosas suaves requieren más tiempo para su desplazamiento, son más lentas en el movimiento del burden, por eso el retardo debe de ser mayor entre filas para controlar el sobrefracuramiento generado por el confinamiento. Para evitar esto se debe de usar retardos mayores de 12ms por metro de burden, a excepción de conglomerados o material aluvial muy suave, en estos casos se debe de usar (6 ms/metro de burden)
- La secuencia de voladura no compensará un mal diseño de voladura (mala distribución de la energía). Con el diseño adecuado, la secuencia de salida puede controlar la dirección del desplazamiento y del perfil del material disparado.

4.2.9 Selección de retardos utilizando el criterio del Dr. Konya.

Selección de tiempo entre taladros

$$t_h = T_h * S$$

Donde :

T_h : Retardo entre taladros (ms)

T_h : Constante de retardo entre taladros

S : Espaciamiento

CONSTANTE Th (mS/m)	TIPO DE ROCA
6.5	Arena, margas, carbón
5.5	Algunas calizas, esquistos
4.5	Calizas compactas y mármoles, algunos granitos y basaltos, cuarcitas, algunos gneis
3.5	Feldespatos porfíricos, gneis compactos y micas

Selección de tiempos entre filas

$$t_r = Tr * B$$

Donde:

t_r : Retardo entre filas (ms)

Tr : Constante de retardo entre filas

B : Burden

PARÁMETROS DE VOLADURA

CONSTANTE Tr (ms/m)	RESULTADO
6.5	Altas vibraciones y ondas aéreas, fracturamiento posterior.
8.0	Perfil del material disparado alto cercano a la cara, sobre presión y fracturamiento moderado.
11.5	Altura del perfil del material disparado promedio, sobre opresión y fracturamiento promedio.
16.5	Dispersamiento del perfil del material disparado con fracturamiento posterior mínimo.

Según los parámetros de la mina se tiene:

- Roca altamente agrietada : Rango de 3 a 15 ms
- Forma del perfil del material disparado suelto y extendido: rango de 6 a 33ms, la intersección de ambos se encuentra entre el rango de 12 a 15ms.
- Limitar backbreak : rango de 12 a 33ms.

De los rangos obtenidos se tiene que el intervalo más adecuado es de 12 ms por metro de burden, debido a que este parámetro se repite.

Si el burden en mineral es de 5.6 m, entonces el intervalo entre filas debería estar en el rango: $5.6 \times 12 = 67.2$ ms.

Si el burden en desmonte es de 6.9 m, entonces el intervalo entre filas debería de estar en el rango : $6.9 \times 12 = 82.38$ ms.

Generalmente el retardo entre taladros de una misma fila debería ser $1/3$ y $1/2$ del retardo entre filas, por eso el tiempo entre taladro en mineral debería estar entre 22.4 y 33.6ms y en desmonte debería de estar entre 27.6 y 41.4 ms.

Intervalos de retardo entre taladros de la misma fila menores de 3 ms por metro de espaciamiento no son recomendados por consideraciones de fragmentación y el efecto de las ondas aéreas. Si las vibraciones son de interés primario, las voladuras deberían de ser monitoreadas con sismógrafos, registrando las formas de ondas completas para identificar y prevenir la interferencia constructiva por configuraciones de retardos inapropiados.

Diseños usando el criterio de Konya – Diseño tradicional

$$t_h = Th * S$$

Donde :

t_h : Retardo entre taladros (ms)

Th : Constante de retardo entre taladros (5.5)

S : Espaciamiento (6.5 m en mineral y 8.0 m en desmonte)

CONSTANTE Th (ms/m)	TIPO DE ROCA
6.5	Arena, margas, carbón
5.5	Algunas calizas, esquistos
4.5	Calizas compactas y mármoles, algunos granitos y basaltos, cuarcitas, algunos gneis
3.5	Feldespatos porfíricos, gneis compactos y micas

Mineral

$$t_h = 4.5 * 6.5 = 29.25 \text{ ms}$$

Desmonte

$$t_h = 4.5 * 8.0 = 36 \text{ ms}$$

Selección de los tiempos entre filas:

$$t_r = Tr * B$$

Donde:

t_r : Retardo entre filas (ms)

Tr : Constante de retardo entre filas

B : Dimensión del Burden

CONSTANTE Tr (ms/m)	RESULTADO
6.5	Altas vibraciones y ondas aéreas, fracturamiento posterior.
8.0	Perfil del material disparado alto cercano a la cara, sobre presión y fracturamiento moderado.
11.5	Altura del perfil del material disparado promedio, sobre opresión y fracturamiento promedio.
16.5	Dispersamiento del perfil del material disparado con fracturamiento posterior mínimo.

Entonces:

Mineral

$$t_r = 8.0 * 5.6 = 44.8\text{ms}$$

Desmonte

$$t_r = 8.0 * 6.9 = 55.2\text{ms}$$

Resultados

CRITERIO DE KONYA

	Mineral	Desmonte
Entre filas	44.8ms	55.2ms
Entre taladros	29.25ms	36ms

Los tiempos estándares de retardos en superficie son: 17, 25, 35, 42, 65 y 100ms. Los cuales pueden combinarse para dar como resultado nuevos intervalos de tiempo de retardo.

El retardo entre taladros de mineral utilizando el criterio de Konya es de 29.25ms y considerando que los tiempos de retardo estándar más cercanos son de 25ms y 35ms respectivamente, se debe escoger aquél que permita iniciar el mayor número de taladros antes de la detonación del primero, y que permita obtener un mejor desplazamiento del perfil del material disparado para favorecer el carguío con cargador frontal. Por lo tanto se selecciona el retardo de 25ms.

Considerando el mismo criterio para la selección de retardos entre taladros de mineral, se procede a seleccionar el retardo entre filas. Por lo tanto para 44.8ms se tiene los retardos estándar de 42 y 65ms respectivamente. Se escoge el retardo de 42ms.

De la misma manera que se hizo la selección de los tiempos de retardo para malla de mineral, se procede a seleccionar los tiempos de retardos entre filas y taladros para una malla de desmonte.

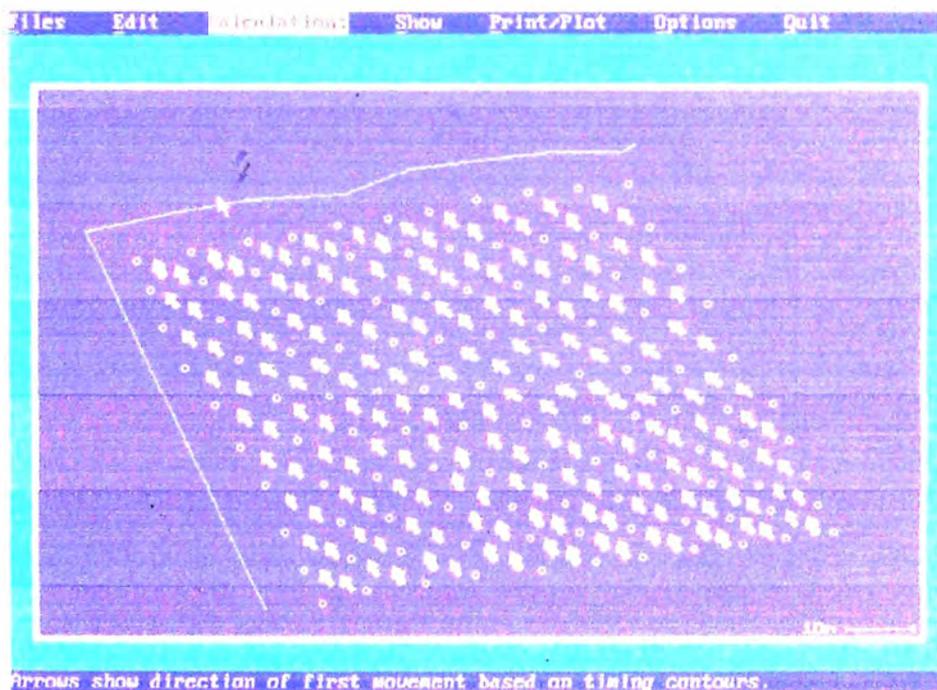
El tiempo de retardo entre taladros para una malla de desmonte utilizando el criterio de Konya es de 36ms, para el cual los retardos mas cercanos son de 25 y 35ms respectivamente, se selecciona el tiempo de retardo de 25ms pues esto ayudará a iniciar el mayor número de taladros antes de la detonación del primero, y ayudará al desplazamiento del perfil del material disparado.

El tiempo de retardo entre filas es de 55.2ms por lo tanto se puede utilizar una combinación de 17 y 42ms para formar un tiempo de retardo de 59ms, el cual ayuda a iniciar al mayor número de taladros antes de la detonación del primero y dará un mayor desplazamiento del perfil del material disparado, favoreciendo el carguío.

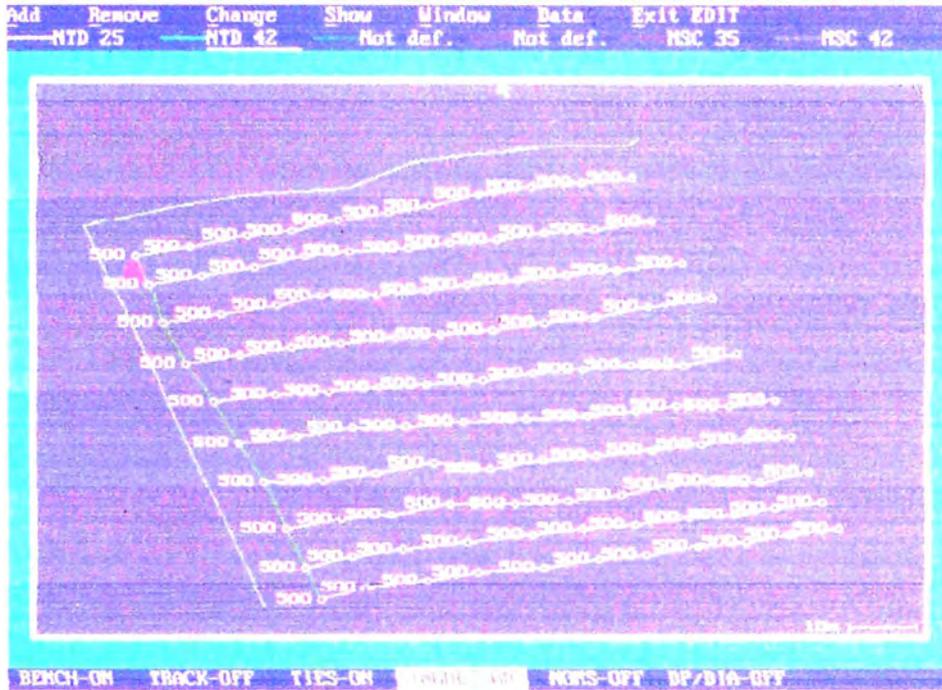
A continuación se muestra el amarre en una malla de desmonte, en ésta se han tomado consideraciones como: no dañar las caras laterales, no derramar material hacia la vía y no producir sobrefracuramiento en la parte posterior.

Ambos tiempos de amarre para mineral y desmonte han sido analizados con el software "2D Bench" y se puede observar que la mayoría de taladros se iniciarán antes de la detonación del primero y que saldrán secuencialmente, incrementando y favoreciendo la fragmentación, ya que permitirá el desarrollo casi total de las grietas radiales alrededor de cada taladro antes que detone el adyacente. A continuación se muestran los amarres para una malla de mineral y desmonte, en éstos se han tomado consideraciones como: no dañar las caras laterales, no derramar material hacia la vía y reducir el sobrefracuramiento en la parte posterior.

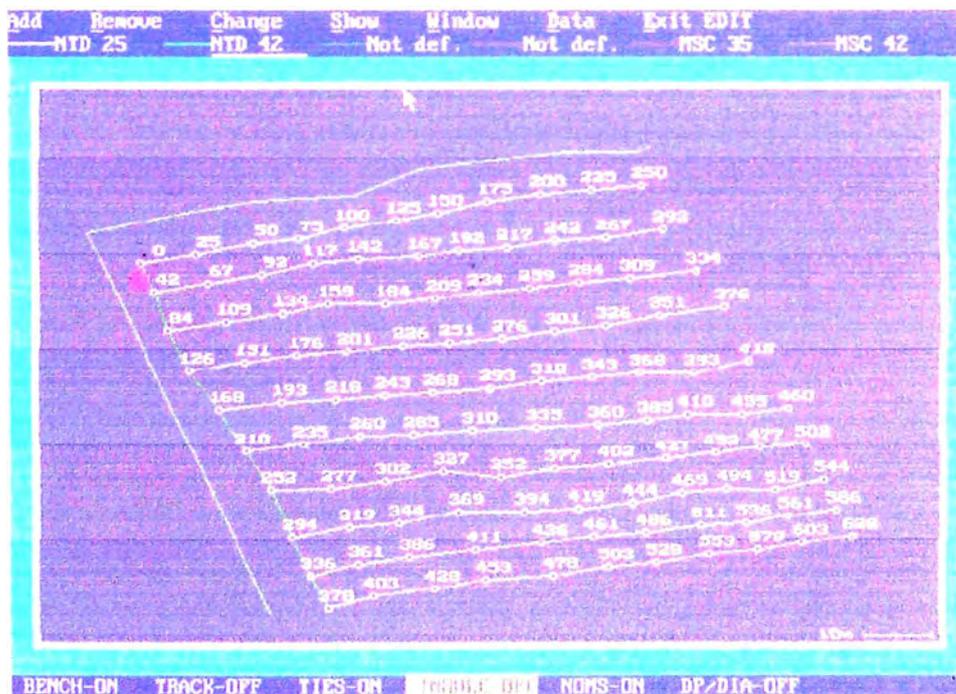
DISEÑO DE LA SECUENCIA DE SALIDA EN UNA MALLA DE MINERAL (6.5 x 6.5m)



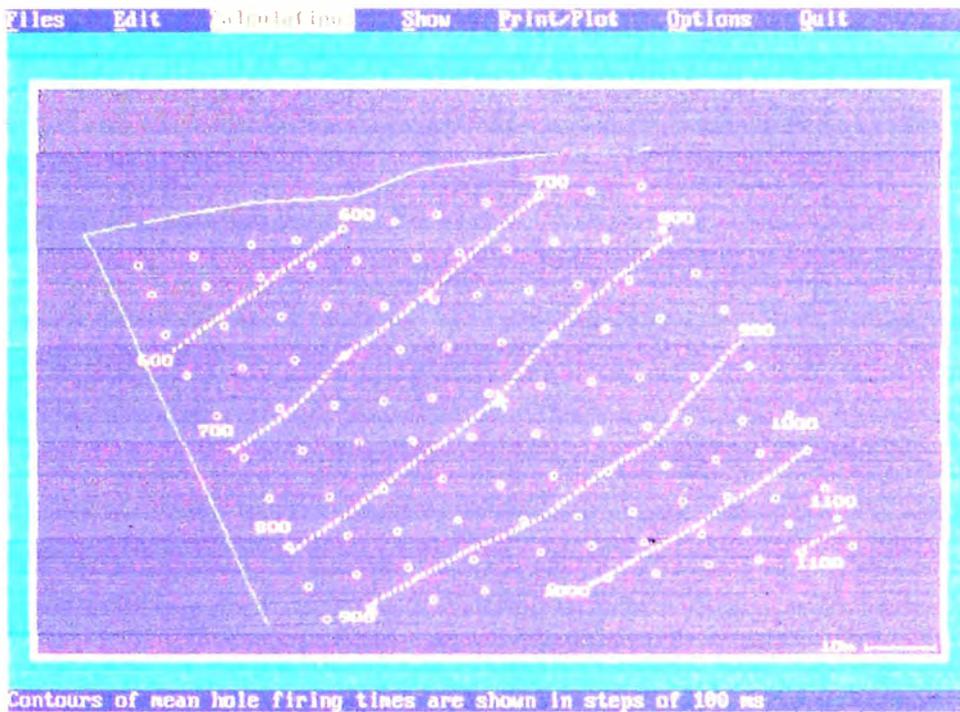
DISTRIBUCION DE RETARDOS



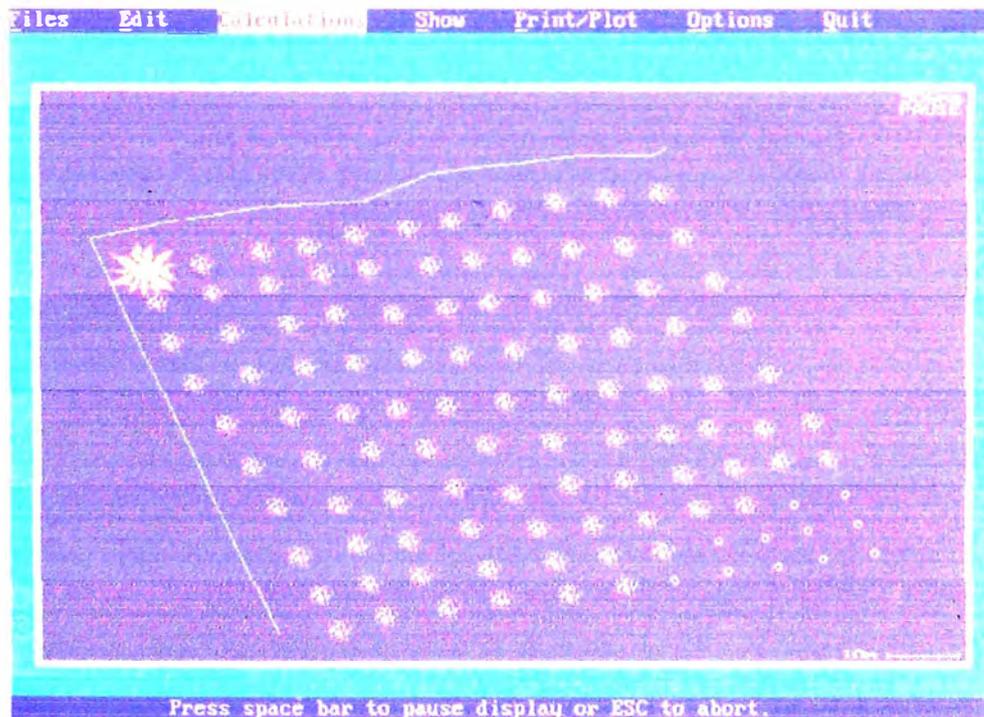
TIEMPOS DE SALIDAS



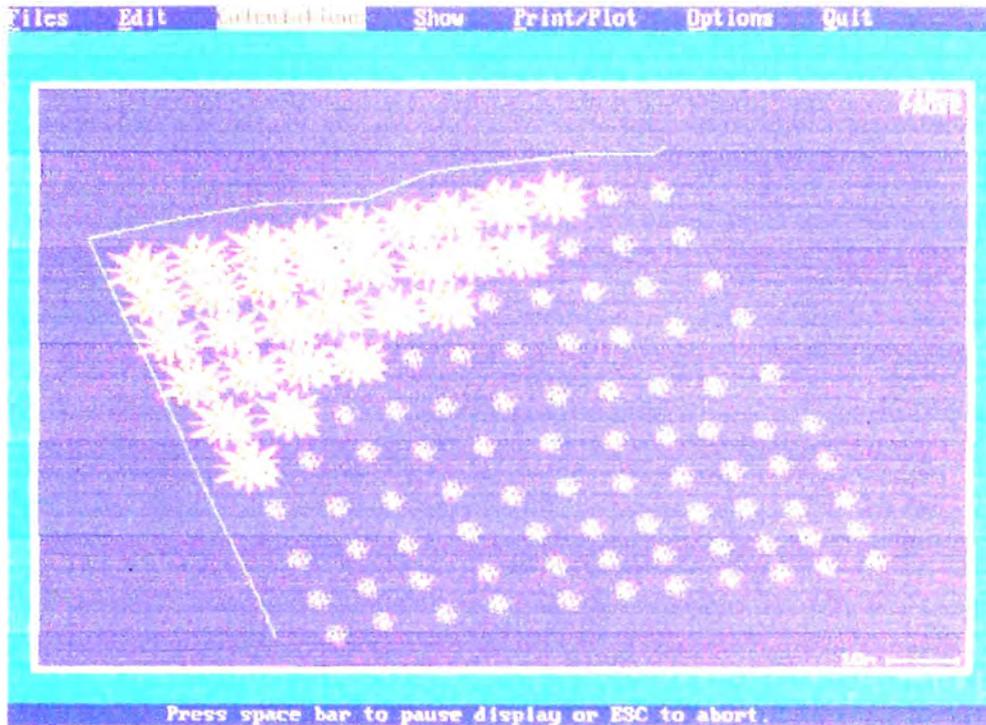
ISOBARAS DE SALIDA



SALIDA DEL PRIMER TALADRO



MODO DE SALIDA DE LOS TALADROS



VALE DE MATERIALES

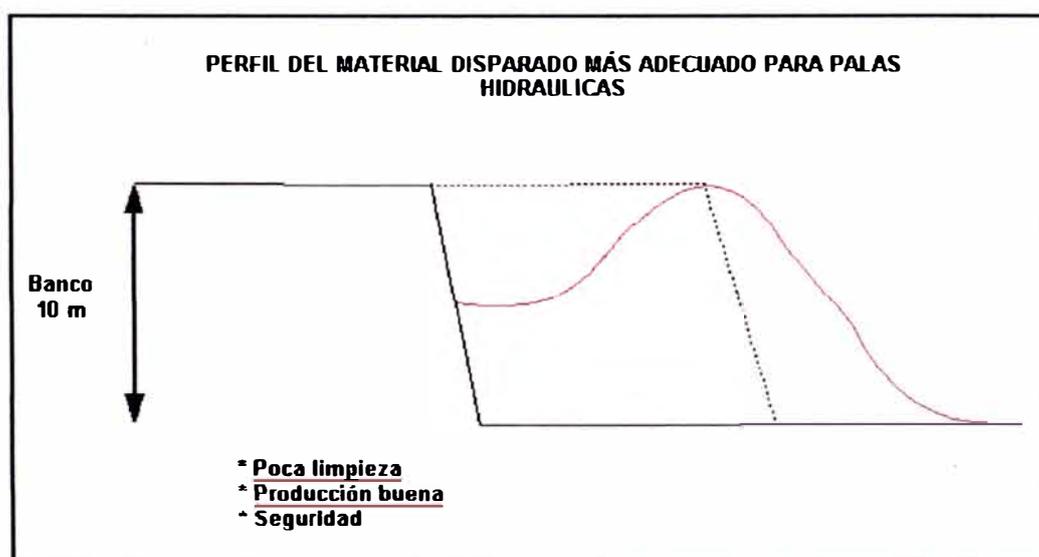
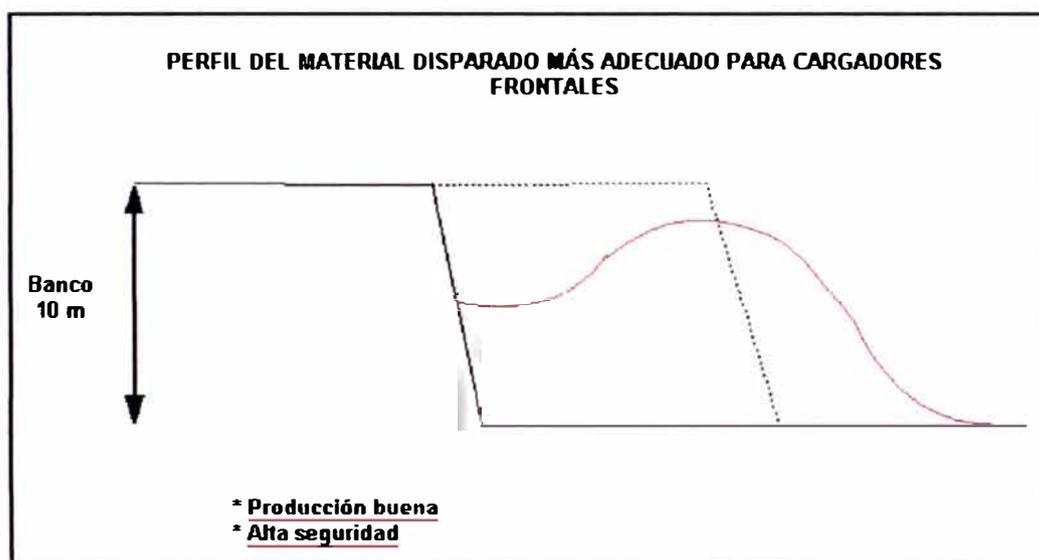
----- SHOTPLAN QUANTITIES SUMMARY -----			
Number of holes defined	= 110	Number of surface ties	= 109
Number of blast holes	= 110	Number of dummy holes	= 0
Product	Length usage	Total	
NTD 25	84x 9.0m 1n x 12.0m	100	
NTD 42	2x 6.0m 7x 9.0m	9	
MS #14	110x 18.0m	110	

4.2.11. FORMA DEL PERFIL DEL MATERIAL DISPARADO, ALTURA Y DESPLAZAMIENTO

Como se sabe la configuración del perfil de la referencia será función de:

- Consumo de explosivo.
- Variables geométricas del diseño: altura de banco, inclinación de los taladros, burden, espaciamiento y confinamiento.
- Secuencia de salida y tiempos de retardos usados.

La geometría más adecuada estará en función del sistema de carguío empleado, la mina Pierina cuenta con cuatro cargadores frontales y una pala, para los cuales las formas más adecuadas de los perfiles del material son los siguientes:



Para la evaluación del perfil del material disparado, estado físico del macizo residual y proyecciones se tiene el siguiente formato, en el cual se registran los parámetros antes y después del disparo.

4.2.12. ANÁLISIS DE VIBRACIONES Y ONDAS AÉREAS PRODUCIDAS

La señal de vibraciones producidas por una voladura consta de un número discreto de paquetes de ondas, cada uno de ellos corresponde a cargas o grupos de cargas detonando en un determinado tiempo y si la secuencia de salida no es la adecuada, se producirá entre otros, los siguientes resultados:

- Mala fragmentación y esponjamiento insuficiente del material disparado.
- Proyecciones no controladas de fragmentos de roca.
- Niveles de vibraciones elevados.
- Frecuencia de vibraciones bajas.

El análisis de vibraciones permite aprovechar mejor la energía producida por la detonación de los explosivos, dando como resultado una mejor granulometría del material, unas perturbaciones de menor intensidad y frecuencia de vibraciones más elevada, que son potencialmente menos peligrosas.

El análisis de las ondas aéreas ayudará a determinar cuan prematuro puede ser el escape de los gases a la atmósfera tras proyectarse el taco por no tener una altura apropiada y no utilizar el material adecuado. El objetivo del taco es conseguir un buen confinamiento del explosivo, para aprovechar mejor la energía, sin afectar negativamente a la fragmentación de la zona donde se localiza dicho material inerte.

El equipo usado en Pierina para la medición de vibraciones y ondas aéreas producidas es el Minimote Plus II de instantel, éste sismógrafo cuenta con un geofono (para el registro de vibraciones) y un micro (registro de ondas aéreas), los

cuales son instalados en puntos estratégicos para obtener registros representativos y consistentes.

El efecto de las vibraciones es medido en unidades de velocidad de partícula (vp) mm/s el cual representa el desplazamiento de una partícula con respecto al tiempo. Para el criterio de daño producido por las vibraciones es utilizado el criterio de Velocidad Pico Partícula Crítica (VPP), y los daños son divididos como sigue:

Para edificaciones: Consideradas construcciones sólidas una VPP crítica de 50 mm/s para frecuencias superiores a 50 Hz y éstas decrecen linealmente conforme se producen menores frecuencias.

Para macizo rocoso: la ecuación de Langerfors relaciona el daño a construcciones pero puede ser extendida como criterio de daño al macizo rocoso y otros medios usando la siguiente relación matemática:

$$E = (\text{VPP crítica}) / (\text{VP})$$

Esta relación establece un valor de $E > 0.1 \text{ mm/s}$ como valor en el cual ocurre daño al macizo rocoso (intacto), por lo que si se conoce la Vp se puede establecer un límite crítico de VPP, al cual se asocia un nivel potencial de daño.

En taludes: se cuenta con muchos estudios sobre valores límites, uno de ellos es el de Bauer y Calder.

EFECTO SOBRE EL MACIZO ROCOSO	VPP (mm/s)
No hay peligro en roca sana	<250
Puede aparecer descostramiento en lajas por rotura de tracción	250 - 650
Grandes roturas por tracción o algunas grietas radiales	650 - 2500
Agrietamiento total del macizo rocoso	>2500

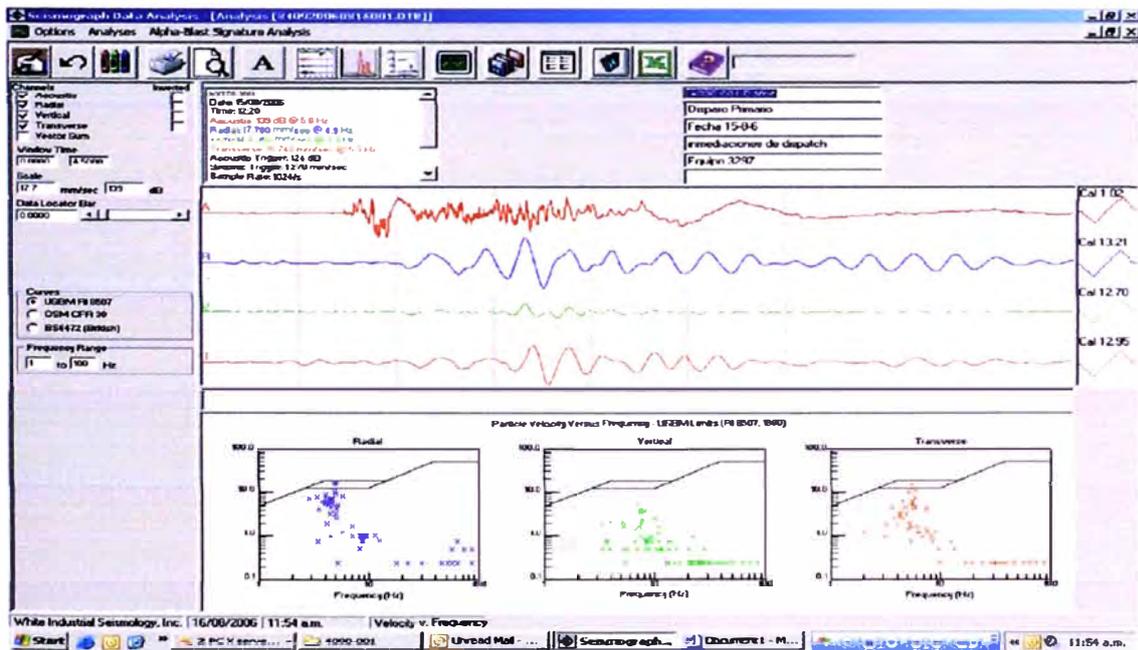
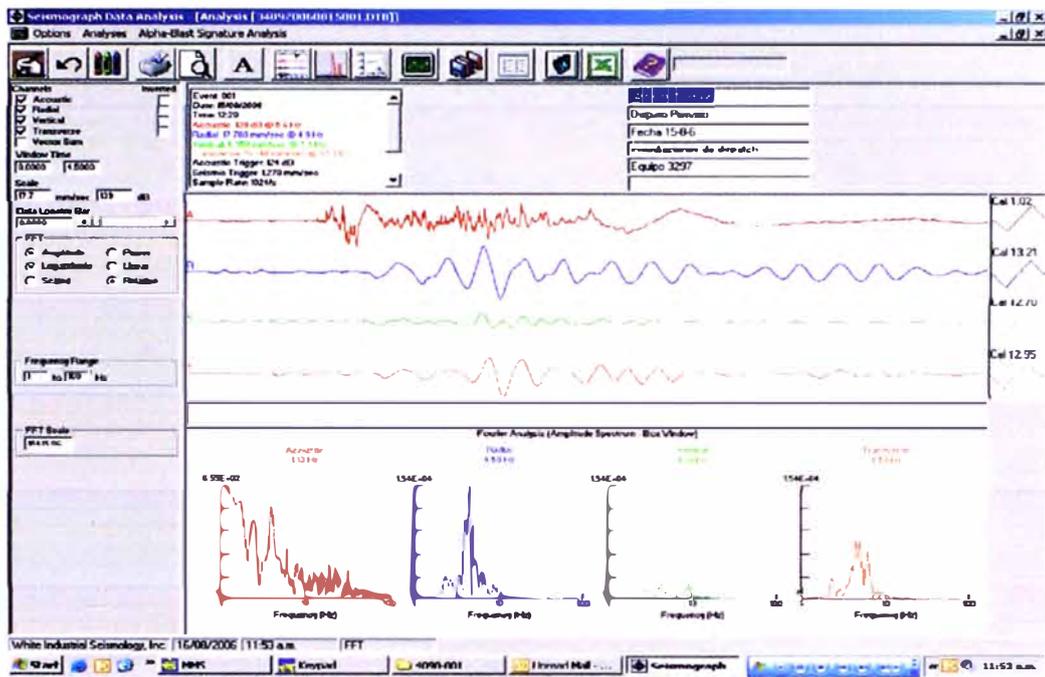
El efecto de las ondas aéreas implica por lo general menos problemas que las vibraciones terrestres y es medido en decibeles (db) o kilo pascales (kPa). El criterio de daño por ondas aéreas es el propuesto por los Doctores Siskind y Summers.

LÍMITES DEL NIVEL DE RUIDO

	LINEAL PICO db (L)	C-PICO db (C)	A-PICO db (A)
Nivel seguro	128	120	95
Nivel de precaución	128 a 136	120 a 130	95 a 115
Nivel límite	136	130	115

El software usado para el análisis de los datos registrados es el Blastware III, con el cual se puede obtener un reporte general de un evento donde se muestra los datos de ingreso en el Setup del equipo como : fecha, hora, nivel de iniciación, distancia, cantidad de explosivo y distancia escalar. Así también datos de salida como: información del micrófono (presión máxima de sonido o PSP, frecuencia o ZC Freq) e información del geofono (Velocidad pico partícula VPP desplazamiento máximo, así como el vector de PPV resultante y las ondas obtenidas en las tres direcciones).

REPORTE GENERAL DE VIBRACIONES



4.3. COSTOS Y KPI'S

4.3.1 COSTOS EN PERFORACION Y VOLADURA

A continuación se muestra el budget del año.

**RESUMEN FINAL PRESUPUESTO PERFORACION - VOLADURA
AÑO 2004**

MOVIMIENTO DE TIERRAS

TIPO DE MATERIAL	TNS	KG-EXPTN	KG-EXMIT3
MINERAL BUENO	13,566,570	0.247	0.540
MEDIO	1,937,433	0.224	0.486
DESMONTE GRUESO	335,813	0.163	0.354
MEDIO	5,649,472	0.155	0.337
FINO	10,802,638	0.143	0.283
7 7/8	9,429,272	0.134	0.068
TOTAL	41,721,197	0.183	0.381

* FP en sin considerar las emulsiones

PRESUPUESTO DE PERFORACION

COSTO DE ACCESORIOS	704,356 US\$	49.49 %
COSTO DE ACCESORIOS ADICIONALES	93,837 US\$	6.59 %
COSTO PETROLEO	552,421 US\$	38.82 %
COSTO GRASAS	918 US\$	0.06 %
COSTO DE AGUA	36,600 US\$	2.57 %
COSTO DE ENTRENAMIENTO	10,000 US\$	0.70 %
COSTO DE PARTES ESPECIALES	25,000 US\$	1.76 %
SUBTOTAL	1,423,132 US\$	100.00 %

PRESUPUESTO DE VOLADURA

COSTO DE NITRATO	2,024,527 US\$	73.41 %
COSTO DE EMULSION	75,600 US\$	2.74 %
COSTO DE PETROLEO	234,991 US\$	8.52 %
COSTO DE ACCESORIOS	310,888 US\$	11.27 %
COSTO DE PRUEBAS ESPECIALES	0 US\$	0.00 %
COSTO DE SERVICIO DE VOLADURA	111,688 US\$	4.05 %
SUBTOTAL	2,757,694 US\$	100.00 %

**RESUMEN FINAL PRESUPUESTO DE PERFORACION Y VOLADURA
AÑO 2004**

	SUBTOTAL US \$	US \$/TN	CONTINGENCIA		TOTAL US \$	US \$/TN
			%	US \$		
PERFORACION	1,423,132	0.034	0%	0	1,423,132	0.034
VOLADURA	2,757,694	0.066	0	0	2,757,694	0.066
TOTAL	4,180,826	0.100		0	4,180,826	0.100

REPORTE MENSUAL DE LOS COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA

DISPAROS REALIZADOS MES DE :

PRIMARIA

7540



FECHA	PROYECTO	GAL PETROLEO	KGS EXPLOSIVO		TOTAL KGS EXPLOSIVO	TMS MOVIDOS	Fact. Pot. KG-EXP/TN	COSTO VOLADURA US\$	COSTO	
			ANFO KGS	EMULSION KGS					US\$/mJ	US\$/Tm
03-Ene-04	3537	237.50	9690.38	4,524.0	1723038	73568.0	0.23	5219.68	0.16	0.07
03-Ene-04	1658	301.13	12574.64	5,304.0	21414.64	95898.0	0.25	2703.64	0.08	0.04
03-Ene-04	1659	165.46	7700.00	1,728.0	10580.00	78557.6	0.13	3131.91	0.08	0.04
03-Ene-04	1053	237.80	11550.34	1,758.0	14480.34	69856.4	0.21	3270.94	0.11	0.06
05-Ene-04	1054	153.75	6809.53	2,124.0	10349.53	57107.6	0.18	8461.71	0.33	0.15
05-Ene-04	1158	202.43	9029.79	2,700.0	13529.79	98876.0	0.14	2249.33	0.06	0.03
07-Ene-04	1660	322.30	14140.21	4,654.2	21897.21	154376.2	0.14	6044.89	0.08	0.04
07-Ene-04	1661	311.33	16080.38	864.0	17520.38	119158.6	0.16	2739.77	0.06	0.03
07-Ene-04	1159	384.67	19619.79	1,440.0	22019.79	147206.4	0.15	6178.56	0.10	0.04
07-Ene-04	3624	131.52	5900.17	1,704.0	8740.17	32543.6	0.27	5190.83	0.36	0.16
09-Ene-04	3625	232.25	7669.53	7,134.0	19559.53	79103.2	0.25	757.63	0.03	0.01
09-Ene-04	1160	299.94	14294.81	2,828.0	18674.81	150669.2	0.12	9507.48	0.14	0.07
12-Ene-04	1161	156.33	8099.83	398.0	8759.83	63362.2	0.14	2135.56	0.08	0.04
12-Ene-04	1662	311.25	15120.13	2,298.0	18950.13	81078.8	0.23	6828.83	0.19	0.09
12-Ene-04	2851	238.48	11870.51	1,332.0	14090.51	91383.6	0.15	8191.28	0.20	0.09
14-Ene-04	3708	317.84	18956.26	72.0	17076.26	78753.4	0.22	4530.20	0.13	0.06
14-Ene-04	1162	157.98	2900.13	8,328.0	16780.13	60837.8	0.28	478.36	0.03	0.01
14-Ene-04	2852	115.67	2900.30	4,932.0	11120.30	66198.0	0.17	6469.48	0.22	0.10
16-Ene-04	1163	530.09	27999.57	540.0	28899.57	120821.8	0.24	5424.52	0.11	0.05
16-Ene-04	3709	591.77	31059.57	800.0	32559.57	142018.8	0.23	8641.91	0.14	0.06
19-Ene-04	3710	157.01	8400.00	0.0	8400.00	35384.8	0.24	8306.94	0.53	0.24
19-Ene-04	3711	155.58	5320.07	4,505.0	12828.40	49197.6	0.26	2639.53	0.14	0.06
19-Ene-04	3626	341.16	16140.13	3,168.0	21420.13	90290.2	0.24	4451.70	0.12	0.05
20-Ene-04	1164	579.62	31009.57	0.0	31009.57	126321.8	0.25	4446.51	0.08	0.04
20-Ene-04	3627	149.91	8020.21	0.0	8020.21	36077.8	0.22	4620.50	0.29	0.13
22-Ene-04	1248	577.29	30339.51	818.4	31703.51	216902.4	0.15	10943.89	0.11	0.05
24-Ene-04	3628	519.71	27804.28	0.0	27804.28	118901.2	0.23	4578.24	0.08	0.04
24-Ene-04	1754	453.11	17315.49	10,389.0	34630.49	114521.0	0.30	1655.79	0.04	0.02
26-Ene-04	1249	480.23	22754.55	4,407.0	30099.55	112477.2	0.27	5219.08	0.11	0.05
26-Ene-04	3712	151.14	7750.17	504.0	8590.17	32672.2	0.26	4536.51	0.32	0.14
28-Ene-04		28.42	1520.21	0.0	1520.21	3616.8	0.42	5806.02	3.55	1.61
29-Ene-04	1250	318.69	17050.00	0.0	17050.00	98178.2	0.19	5035.45	0.13	0.06
29-Ene-04	1251	427.64	20814.72	3,096.0	25974.72	98188.2	0.26	8148.75	0.15	0.07
29-Ene-04	1756	431.46	21574.98	2,262.0	25344.98	87639.2	0.29	5312.64	0.14	0.07
29-Ene-04	1755	395.45	18080.38	7,614.0	28770.38	90787.4	0.32	5078.68	0.13	0.06
31-Ene-04	3713	352.34	18850.00	0.0	18850.00	108743.8	0.17	2059.41	0.05	0.02
31-Ene-04	1252	457.67	24485.11	0.0	24485.11	107593.2	0.23	6682.05	0.15	0.07
31-Ene-04	3629	44.68	2390.43	0.0	2390.43	10045.2	0.24	3076.83	0.68	0.31
SUBTOTAL		11420.59	549585.86	92123.80	703124.99	3377101.20	0.208	188357.34	0.13	0.06

SECUNDARIA

FECHA	PROYECTO	GAL PETROLEO	KGS EXPLOSIVO		TOTAL KGS EXPLOSIVO	TMS MOVIDOS	Fact. Pot. KG-EXP/TN	COSTO VOLADURA US\$	COSTO	
			ANFO KGS	EMULGRAN KGS					US\$/MT3	US\$/TN

4.3.2. RENDIMIENTOS DE LOS EQUIPOS (KPI'S)

Los KPI's son los indicadores de rendimientos que se tienen en la mina Pierina se han clasificado por los diferentes climas que se tiene como por ejemplo en época de lluvia.

		2007-2008					
Period		April	May	June	July	August	September
Months	Units	30	31	30	31	31	30
Days	Days						
LOADER 994D TO 785							
Loading Speed 994-Wet	Min/Vol						
Loading Speed 994-Transition	Min/Vol						
Loading Speed 994-Dry	Min/Vol	2.82	2.82	2.75	2.75	2.74	2.74
Utilization in wet season - Loader 994D/KW	%						
Utilization in dry season - Loader 994D/KW	%	95.21%	95.23%	95.75%	95.78%	95.81%	95.84%
Shift Change - Loader 994D	Minutes	5.1	5.1	5.1	5.1	5.1	5.1
Fuel Supply - Loader 994D	Minutes	10.59	10.57	10.55	10.53	10.51	10.49
Lunch Time - Loader 994D	Minutes	6.09	6.02	5.95	5.87	5.80	5.73
Blasting Time - Loader 994D	Minutes	17.5	17.5	17.5	17.5	17.5	17.5
Number of Blasting-Wet	N°						
Number of Blast-Dry	N°	12	12	10	10	10	10
LOADER 994D TO 730E							
Loading Speed 994-Wet	Min/Vol						
Loading Speed 994-Transition	Min/Vol						
Loading Speed 994-Dry	Min/Vol	3.72	3.72	3.73	3.72	3.72	3.72
Total Load Time 994 D	Min/Vol	3.11	3.10	3.06	3.03	3.03	3.02
LOADER KW TO 785							
Loading Speed KW-Wet	Min/Vol						
Loading Speed KW-Transition	Min/Vol						
Loading Speed KW-Dry	Min/Vol	2.58	2.58	2.59	2.59	2.58	2.58
LOADER KW TO 730E							
Loading Speed KW-Wet	Min/Vol						
Loading Speed KW-Transition	Min/Vol						
Loading Speed KW-Dry	Min/Vol	2.96	2.96	2.96	2.96	2.96	2.96
Total Load Time 994 D	Min/Vol	2.70	2.70	2.71	2.70	2.69	2.69
LOADER 992G							
Loading Speed 992-Wet	Min/Vol						
Loading Speed 992-Transition	Min/Vol						
Loading Speed 992-Dry	Min/Vol	4.37	4.35	4.31	4.29	4.28	4.26
SHOVEL HR 120C							
Loading Speed HR 120C-Wet	Min/Vol						
Loading Speed HR 120C-Transition	Min/Vol						
Loading Speed HR 120C-Dry	Min/Vol	4.19	4.17	4.11	4.09	4.07	4.05

CAPÍTULO V: ESTUDIO DE LA FRAGMENTACIÓN

5.1 PRINCIPIO DE LA FRAGMENTACIÓN

Evidentemente la fragmentación es afectada en alto grado por la naturaleza de la roca. En rocas sedimentarias se obtiene una fragmentación más pequeña que la indicada aquí; en el granito y otras rocas antiguas se forman ocasionalmente bloques que pueden ser mayores si hay grandes grietas u oquedades que aíslan parte de la roca de los esfuerzos que actúan en el resto de la roca.

En las voladuras, la fragmentación es uno de los problemas más importantes que se plantean. No es solamente cuestión de la relación entre carga y fragmentación, sino también la influencia de la fragmentación en la capacidad de carga y en la economía, lo que juega un papel importante en las voladuras.

Una buena fragmentación es el objetivo principal en una voladura para obtener en la próxima fase, un buen ciclo de carguío y acarreo, y no tener problemas con el proceso de chancado del mineral.

5.2 DEFINICIONES DE LOS PROGRAMAS “SPLIT DESKTOP Y SPLIT ON LINE”

5.2.1 SPLIT DESKTOP

Para analizar la fragmentación se utiliza el software “Split Desktop Versión 2” que es un programa de procesamiento de imágenes diseñado para calcular la distribución del tamaño de los fragmentos de roca a través de un análisis digital en una escala de grises.

La obtención de las imágenes se realiza por medio de una cámara digital Cannon XXX, con la cual se toman las fotografías del perfil del material disparado y a la vez se utiliza como escala unas pelotas de 10 pulgadas de diámetro, las cuales nos darán

la inclinación del perfil del material disparado para que el programa realice los ajustes correspondientes.

A continuación se muestra la fotografía del perfil del material disparado fragmentado.

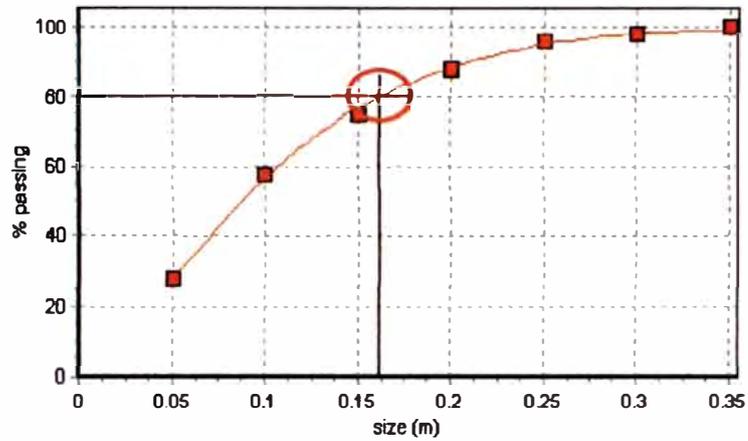
FOTO N° 1 DISPARO 3870E



El formato puede estar en formato JPEG o TIFF y al momento de abrirla en el programa es convertida a blanco y negro en el formato TIFF. Luego la imagen es editada en un formato binario, en la cual se delinean las partículas este procedimiento puede ser realizado manualmente o por el mismo programa, pero dependerá mucho de la experiencia de la persona para poder establecer ciertos rasgos que se requieren para el análisis, por eso se recomienda hacer la delineación manual de los fragmentos.

Una vez que la imagen o imágenes binarias han sido terminadas de editar, quedarán listas para procesarlas y hacer el cálculo de tamaños, el programa corre delineando los elementos y obtiene una distribución de ellos según su tamaño. Los resultados pueden ser mostrados en un histograma, o una función de distribución acumulada.

% PASANTE VS. EL TAMAÑO DE LOS FRAGMENTOS



Parámetros Obtenidos

Tamaño Critico (Xc)	0.11 m
Índice de uniformidad (n)	1,38
P80	0.16 m
Área total analizada	9.15 m2

Distribución de los Fragmentos

Sie	Size (m)	(%)in bin	Cumulative(%)
1	0.05	27.4	27.4
2	0.10	30.1	57.5
3	0.15	17.2	74.7
4	0.20	13.3	88.0
5	0.25	7.6	95.6
6	0.30	1.9	97.5
7	0.35	2.5	100.0

5.2.2 SPLIT ON LINE

Para analizar la fragmentación se utiliza el software Split On Line que se encuentra en la chancadora primaria, el cual es un programa de procesamiento de imágenes diseñado para calcular la distribución del tamaño de los fragmentos de roca a través de un análisis digital en una escala de grises.

La obtención de las imágenes se realiza por medio de una cámara ubicada en el Dump Pocket, con la cual se toman las fotografías del perfil del material disparado que ingresa a la chancadora, el programa nos entregará la fragmentación del material disparado puesto en la chancadora con los ajustes correspondientes.

Este programa está instalado en la Chancadora primaria, el cual toma fotografías cada 10 minutos del mineral que los volquetes descargan, cuyos datos son confiables sólo en horas del día y sin neblina también en la noche.

Este programa se encuentra instalado en la Oficina de Perforación, Voladura y Servicios Auxiliares, el cual muestra la fragmentación en una tabla de excel e tiempo real, teniendo los resultados para diferentes tamaños y el máximo pasante al 80%.

5.3 APLICACIÓN DEL SPLIT DESKTOP

A continuación se muestra un ejemplo de la aplicación del Split Desktop

Fecha 01/10/2003
Polígono 3870-015-03
Equipo 994-02
Nºde
fotos 4
Hora 13:49:00 a 13:51:00

Fotos en los frentes de carguio



Granulometría

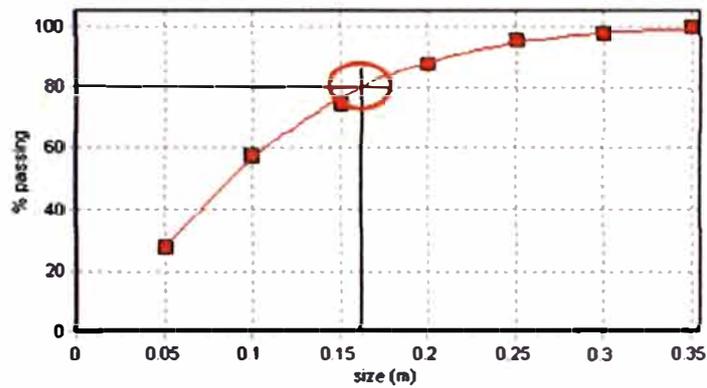
Parámetros Obtenidos

Tamaño Crítico (Xc)	0.11 m
Índice de uniformidad (n)	1,38
P80	0.16 m
Área total analizada	9.15 m ²

Distribución de los Fragmentos

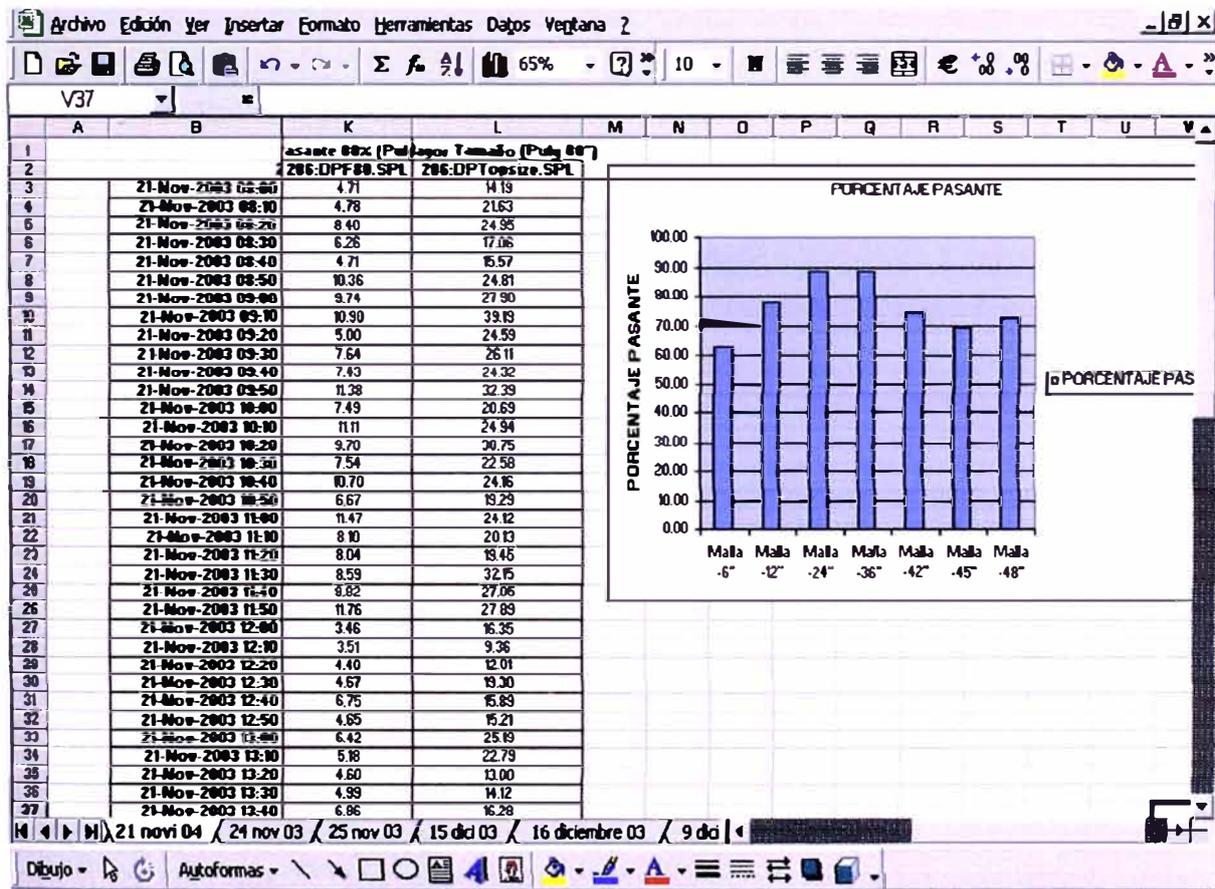
Sie	Size (m)	(%)n bin	Cumulative(%)
1	0.05	27.4	27.4
2	0.10	30.1	57.5
3	0.15	17.2	74.7
4	0.20	13.3	88.0
5	0.25	7.6	95.6
6	0.30	1.9	97.5
7	0.35	2.5	100.0

% Pasante vs. el tamaño de los fragmentos



5.4 APLICACIÓN DEL SPLIT ON LINE

A continuación se muestra un ejemplo con el Split on Line, con el seguimiento del mes de Enero del 2004, con resultados de cada diez minutos entregados por procesos, con un gráfico del promedio de fragmentación durante todo un día.



5.5 VELOCIDAD DE CARGUÍO DEL MATERIAL DISPARADO

La velocidad de carguío de los cargadores es muy importante para hacer la comparación con los resultados de los dos programas anteriores, gracias al DISPATCH se puede tener el tiempo de carguío de los cargadores en los frentes de los disparos, es una data que podemos trabajar de la fecha en que se deseó, ya que se encuentra en Access, la cual se puede pasar a Excel para realizar los respectivos filtrados y tener un resumen del tiempo de carguío del proyecto que se desea analizar.

A continuación se muestra la data procesada del Dispatch.

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L
1												
2	year	month	day	shift	truck	grade	loc	exca	Cargi	load	dumpto	
5	3	10	13	A	V01	3860E34035	CH PRIMARIA	C05	4.03	M. Bueno	148.9	
7	3	10	13	A	V13	3860E34035	CH PRIMARIA	C05	7.28	M. Bueno	158.6	
8	3	10	13	A	V00	3860E34035	CH PRIMARIA	C05	4.48	M. Bueno	164.5	
12	3	10	13	A	V06	3860E34035	CH PRIMARIA	C05	4.40	M. Bueno	155	
19	3	10	13	A	V05	3860E34035	CH PRIMARIA	C05	5.15	M. Bueno	151	
20	3	10	13	A	V01	CHAN10001	CH PRIMARIA	C04	4.90	M. Rehanc	152	
23	3	10	13	A	V13	3860E34035	CH PRIMARIA	C05	5.83	M. Bueno	152.8	
215	3	10	13	A	V09	3860E34032	CH PRIMARIA	C05	7.02	M. Bueno	156.5	
218	3	10	13	A	V11	3860E34032	CH PRIMARIA	C05	3.92	M. Bueno	151.9	
220	3	10	13	A	V08	3860E34032	CH PRIMARIA	C05	2.70	M. Bueno	164.3	
222	3	10	13	A	V05	3910W29034	CH PRIMARIA	C04	3.38	M. Bueno	150.3	
226	3	10	13	A	V11	3860E34032	CH PRIMARIA	C05	6.83	M. Bueno	153	
228	3	10	13	A	V06	3860E34032	CH PRIMARIA	C05	0.28	M. Bueno	162.7	
230	3	10	13	A	V12	3910W29034	CH PRIMARIA	C04	6.92	M. Bueno	151.5	
235	3	10	13	A	V01	3860E34032	CH PRIMARIA	C05	7.23	M. Bueno	152	
238	3	10	13	A	V08	3910W29034	CH PRIMARIA	C04	12.60	M. Bueno	157	
237	3	10	13	A	V06	3860E34032	CH PRIMARIA	C05	7.97	M. Bueno	155	
239	3	10	13	A	V05	3860E34032	CH PRIMARIA	C05	8.12	M. Bueno	155	
245	3	10	13	A	V01	3860E34032	CH PRIMARIA	C05	8.32	M. Bueno	152	
247	3	10	13	A	V08	3910W29034	CH PRIMARIA	C04	9.15	M. Bueno	157	
248	3	10	13	A	V11	3860E34032	CH PRIMARIA	C05	0.22	M. Bueno	153	
254	3	10	13	A	V12	3910W29034	CH PRIMARIA	C04	2.78	M. Bueno	151.5	
255	3	10	13	A	V01	3860E34032	CH PRIMARIA	C05	4.07	M. Bueno	152	
257	3	10	13	A	V08	3910W29034	CH PRIMARIA	C04	10.05	M. Bueno	157	
258	3	10	13	A	V12	3910W29034	CH PRIMARIA	C04	0.03	M. Bueno	151.5	

Filtrando la información del DISPATCH, se tiene lo siguiente.

Microsoft Excel - Resultados velocidad de carguio

Archivo Edición Ver Insertar Formato Herramientas Datos Ventana 2

H20

**VELOCIDADES DE CARGUIO
FEBRERO**

Día	Banco	Llegada	V.carguio	Material
13	3860E34032	CH PRIMARIA	5.07	M Bueno
13	3860E34035	CH PRIMARIA	4.52	M Bueno
14	3860E34032	CH PRIMARIA	3.22	M Bueno
14	3860E34035	CH PRIMARIA	3.07	M Bueno
15	3860E34032	CH PRIMARIA	3.08	M Bueno
15	3860E34035	CH PRIMARIA	3.49	M Bueno
15	3860E34037	CH PRIMARIA	3.14	M Bueno
16	3860E34032	CH PRIMARIA	2.68	M Bueno
16	3860E34036	CH PRIMARIA	2.61	M Bueno
16	3860E34037	CH PRIMARIA	2.87	M Bueno
18	3860E34033	CH PRIMARIA	2.74	M Bueno
18	3860E34035	CH PRIMARIA	2.63	M Bueno
18	3860E34036	CH PRIMARIA	2.58	M Bueno
20	3860E34032	CH PRIMARIA	3.63	M Bueno
20	3860E34035	CH PRIMARIA	2.72	M Bueno
20	3860E34036	CH PRIMARIA	2.3	M Bueno

total / 3860E34033 / 3860E34032 / 3860E34035 / 3860E34036 / 3860E34037

Dibuj - Autoformas - MAY NUM

Inicio 10:54 a.m.

Realizada la voladura, el material fragmentado será transportado a distintos lugares dependiendo de la ley y calidad que éste tenga, en el caso que sea considerado desmonte será llevado hacia los botaderos, en el caso de ser mineral hacia la chancadora o canchas de lixiviación y a veces será llevado hacia los stock piles para un posterior proceso.

Para realizar esta tarea será necesario contar con equipos de carguío (palas, cargadores frontales, etc) y equipos de acarreo (volquetes, fajas transportadoras, trenes, etc).

Pierina cuenta con el siguiente equipo de carguío: cuatro cargadores frontales Caterpillar (dos 994D, dos 992G) y una pala O&K RH 120-E. El equipo de acarreo

está conformado por quince volquetes Caterpillar (trece modificados a 785C y dos 785B).

Los cargadores frontales 994D tienen capacidad de cuchara de 26 yd³ (19.87 m³), la densidad del material disparado es 1.6 tn/m³ y el factor de llenado está entre 90 a 95% lo que representa 28.62 tn/pase.

Los cargadores 992G tienen una capacidad de cuchara de 15 yd³ (11.5m³), el factor de llenado está entre 90 a 95%, considerando una densidad de 1.6 tn/m³ lo cual representa 18.4 tn/pase.

La capacidad de los volquetes 785B es de 136 tn como máximo, pero éstos han sido modificados a 785C por el cambio de motor y la disminución del peso de las tolvas originales, lo cual ha incrementado la capacidad de los volquetes a 147 tn, teniendo como carga promedio 153 tn.

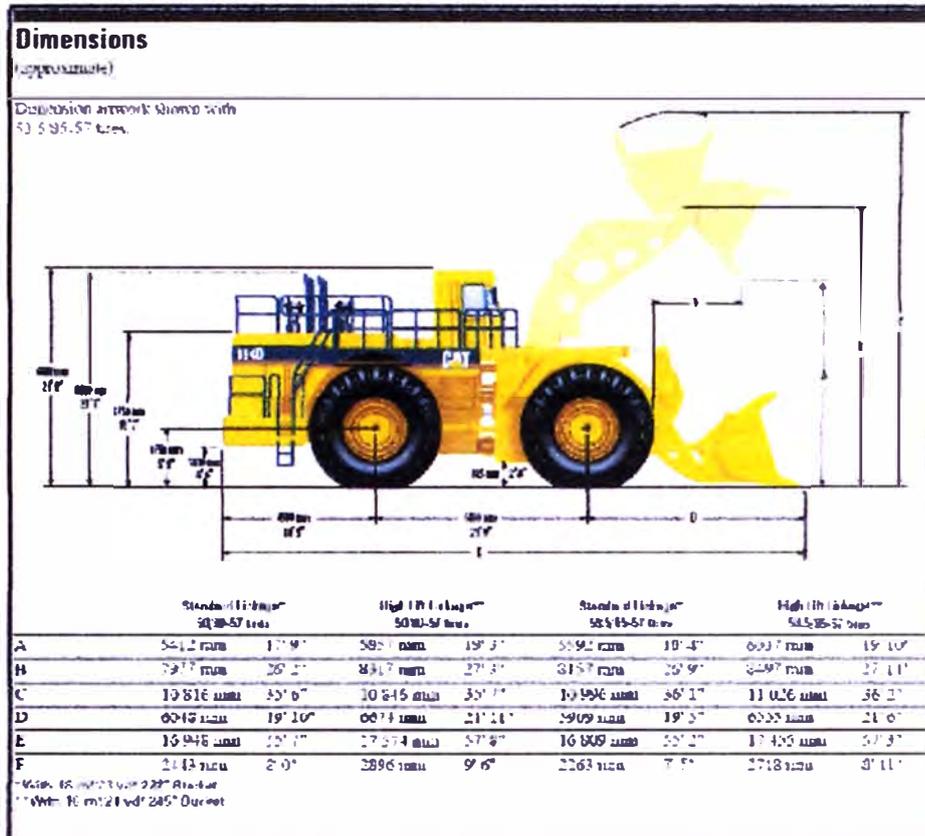
En el tajo se utiliza trece volquetes 785C y en el Orebin dos 785B, el ciclo promedio de carguío y acarreo es de 25 minutos y la producción diaria se encuentra entre 110 000 a 120 000 tn con un ingreso a chancadora y una ley promedio de 1.74 OzAu/tn y 8.6 OzAg/tn. La producción programada para el año 2003 fue de 42 000 000 de toneladas con un “stripping ratio” de 1.67:1 de desmonte a mineral.

Es muy cierto que manteniendo al equipo el mayor tiempo posible y minimizando los tiempos muertos a excepción de los programados para mantenimiento, permitirá recuperar la inversión empleada con ellos en una forma mas rápida. Para lograr este objetivo todos los equipos que están involucrados en esta actividad cuentan con un procedimiento de trabajo en el cual se establece la forma cómo deben de ser operados de tal manera de efectuar el trabajo en una forma mas efectiva.

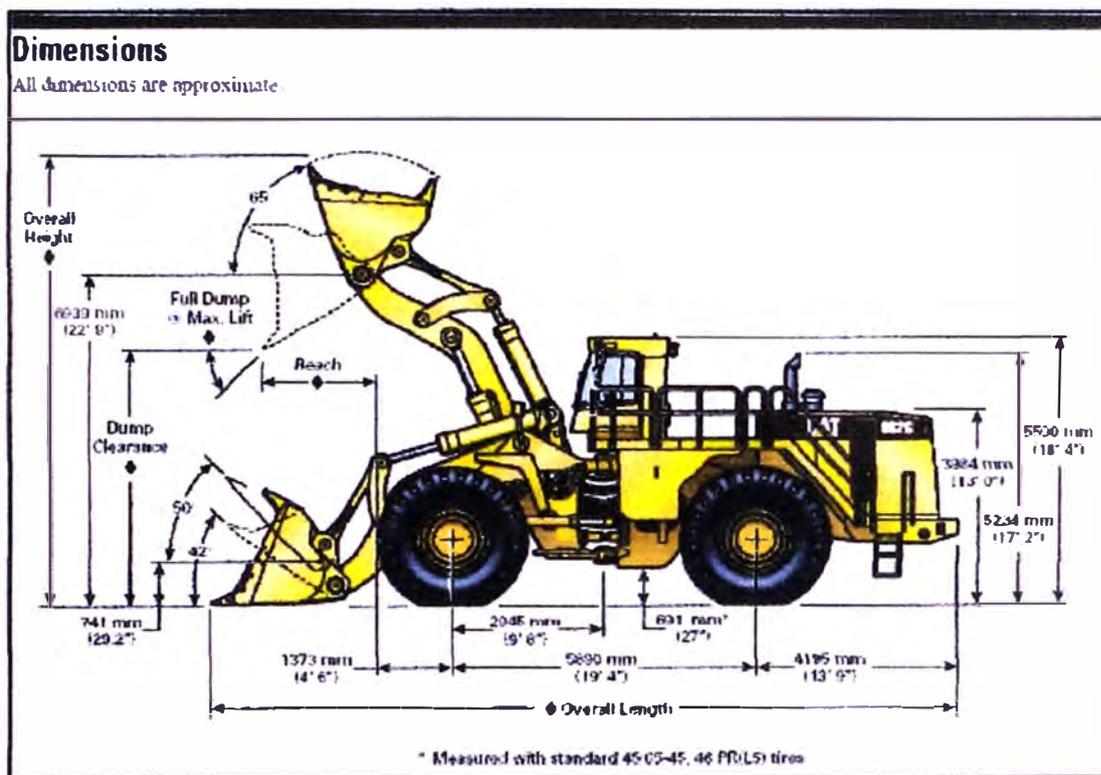
Por ejemplo el procedimiento de carguío para los cargadores frontales establece que deben presentar el cucharón (lleno) haciendo un ángulo de 45° con el frente y los volquetes deben de hacer un ingreso haciendo un ángulo de 90° con el cargador y 45° con el frente, evitando de esta manera que el cargador realice un mayor movimiento, necesitando más tiempo para el cuadrado.

EQUIPOS UTILIZADOS EN PIERINA

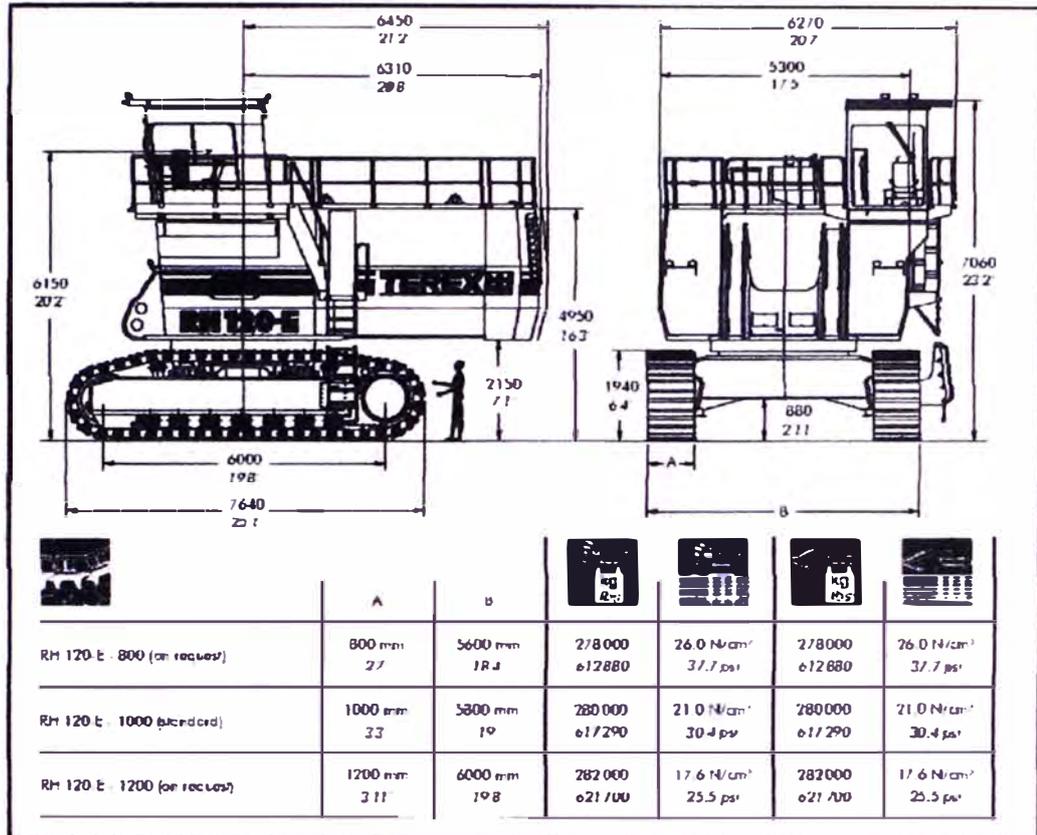
994-G



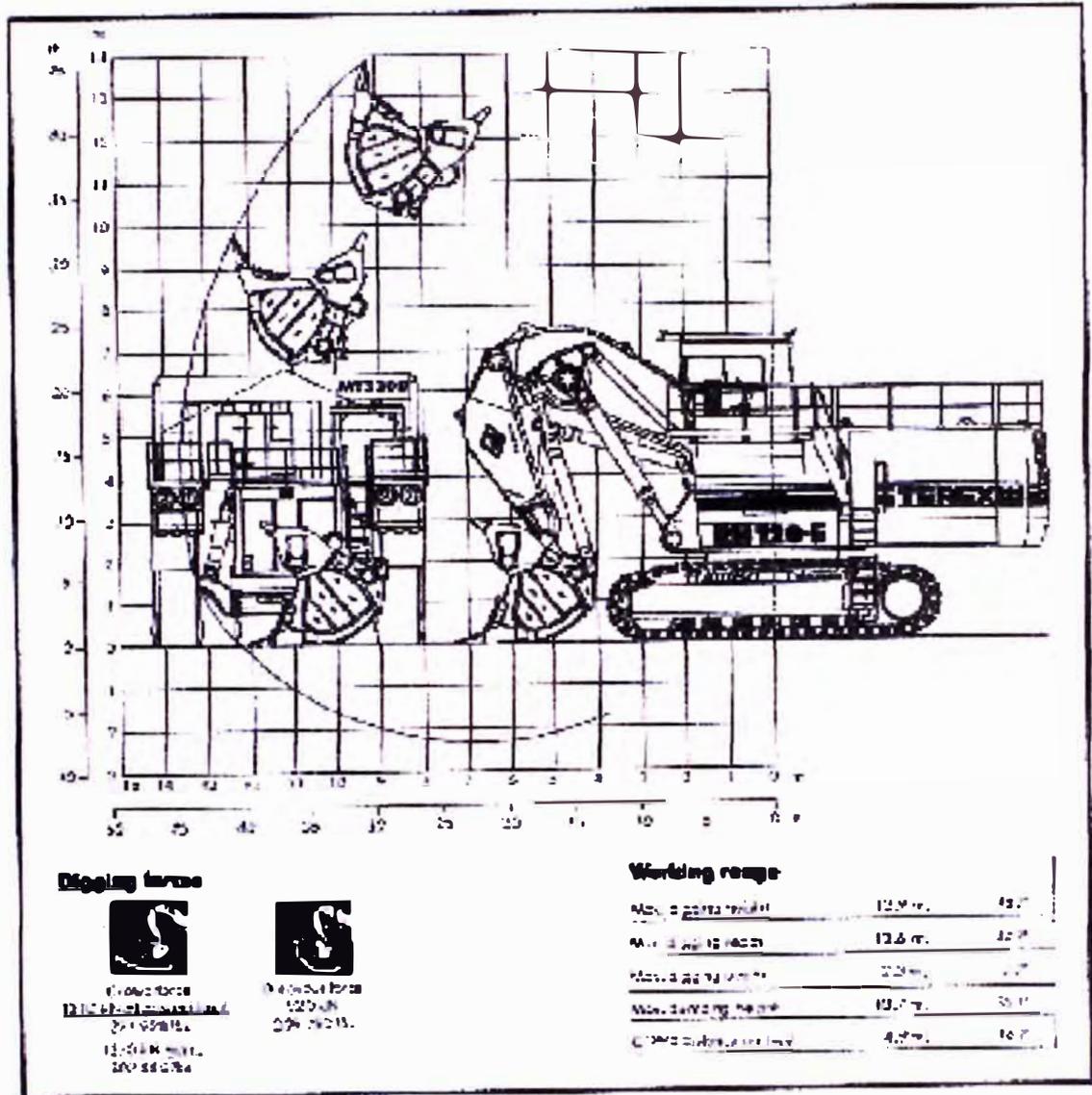
DIMENSIONES DEL CARGADOR CATERPILLAR SERIE 992G



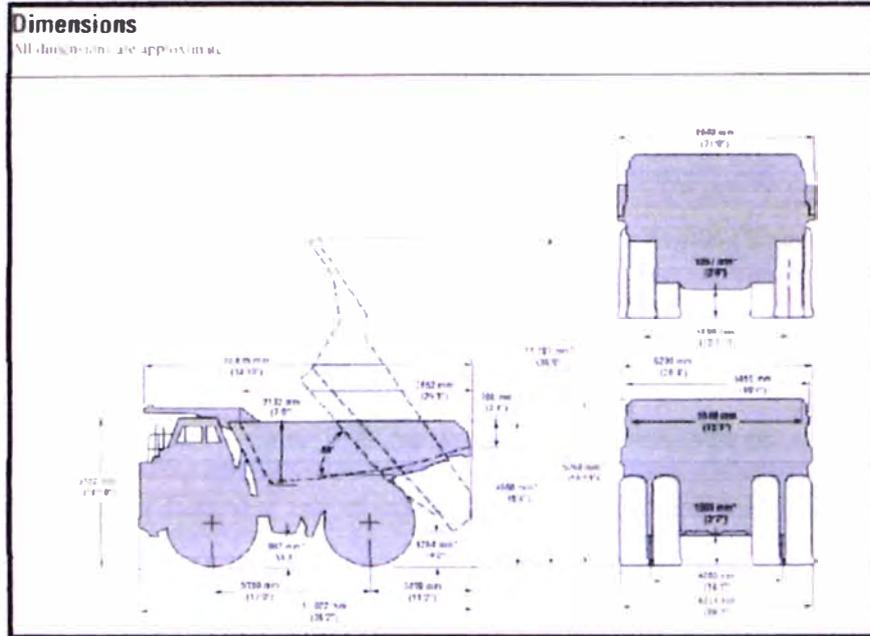
DIMENSIONES PALA HIDRÁULICA O&K RH 120-E



RANGOS DE TRABAJO PALA HIDRÁULICA O&K RH 120-E



DIMENSIONES VOLQUETES CATERPILLAR 785B



Service Refill Capacities

		U.S. Gallons
Fuel tank	1893	500
Cooling system	379	100
Crankcase	134	35
Differentials	436	115
Front Wheels, each	115	30
Final Drives, each	74	19.5
Steering Tank	90	24
Steering System (includes tank)	117	31
Brakes, Converter, Hoist Tank	337	89
Brakes, Converter, Hoist System (includes tank)	641	169
Transmission Hydraulic Tank	76	20
Transmission System (includes tank)	238	62.5

Weights

(approximate)

Standard vehicle (with body option 1)	kg	lb
Chassis with hoist and body mounting group with tires	74,457	164,160
Body, empty	20,470	45,136
Total empty weight	94,927	209,300
Max. operating weight	249,480	550,000
Weight distribution (standard machine)		
	Empty	Loaded
Front Axle	47%	33%
Rear Axle	53%	67%

5.6 DUREZA DEL MATERIAL

La clasificación de la roca de acuerdo a las alteraciones presentes en la mina fue llevada a cabo por el departamento de geología, quienes llegaron a establecer hasta siete tipo de rocas:

ALTERACIÓN HIDROTHERMAL	NOMENCLATURA	CÓDIGO	COLOR
PROPILITAZACIÓN	PR	1	Verde claro
ARGILIZACIÓN CON ÓXIDOS	AO	2	Azul
ARGILIZACIÓN CON SULFUROS	AS	3	Azul oscuro
STEAM HEATED ALUNITE	SH	4	Amarillo
ALUNITA - ARCILLAS	AA	5	Naranja
CUARZO - ALUNITA	OA	6	Rojo
VUGGY SILICA	VS	7	Púrpura

Así también la presencia de diferentes tipos de roca en la columna de perforación hace necesario que se utilice como código una combinación:

AQ/QA	26
QA/AO	62
AO/VS	27
VS/AO	72
AS/QA	36
QA/AS	63
AS/VS	37
VS/AS	73
AO/AA	25

AA/AO	52
AS/AA	35
AA/AS	53
AO/SH	24
SH/AO	42
AS/SH	34
SH/AS	43

HOLE ID	TIPO DE ROCA	%Arena de alunita	% de arcilla	Dureza	Mineralización

Geología cuenta con el siguiente formato para el registro de logeo por taladro.

Donde:

HOLE ID Número de taladro.

Porcentaje de arena alunita :

Estimar el porcentaje de arena de alunita (SH) en el taladro. Tener cuidado de no confundir con el polvo fino de alunita que es producto de la perforación.

Porcentaje de Arcillas

Estimar el porcentaje de Arcillas (AO y/o AS) en el taladro. Tener en cuenta que QA, VS, AA y SH no pueden tener más de 10% de arcillas, pues de lo contrario serían considerados como arcillas (desmonte).

Dureza:

Roca extremadamente suave, en esta clasificación están comprendidas las zonas intensamente argilizadas (AO o AS), la zona de panizo. 0

Roca muy suave, las zonas de SH (steam heated), muy friables y textura sacaroidea. 1

Roca suave, son las zonas de alunita-arcilla (AA) 2

Roca medianamente dura, es la zona de transición entre las zonas de alunita-arcillas y las zonas de cuarzo-alunita. 3

Rocas duras, son las zonas de cuarzo alunita (QA) 4

Rocas muy duras, son las zonas de vuggy silica (VS). 5

Roca extremadamente dura, son las zonas de vuggy silica en la que se observa un proceso de silificación. 6

Si en un taladro hay más de un tipo de roca, se estimará el promedio de dureza respecto a los tipos de roca que están presentes, teniendo en cuenta la abundancia relativa de cada tipo de roca.

Mineralización:

Óxidos	1
Mixtos	2
Sulfuros	3

Con la ayuda de esta clasificación y del logueo de los detritus generados por la perforación de los taladros, el Dpto. de geología asigna una dureza la cual se encuentra en una escala de 0 a 6 y que está en función del tipo de alteración.

CAPÍTULO VI: BASE DE DATOS “ON LINE” DEL PROCESO DE FRAGMENTACIÓN

6.1 PROGRAMA DE SIGNOS VITALES

6.1.1 CRITERIOS IMPORTANTES

- Aprender a obtener información de Signos Vitales a través del Dispatch.
- Determinar los parámetros de perforación que serán útiles para este estudio.
- Recopilar información de Signos Vitales.
- Identificar los tipos de roca que hay en la mina a través del logueo.
- Recopilar la información del Departamento de Geología referente a los logueos realizados.

6.1.2 RECOPIACIÓN DE LA DATA

Después de aprender a obtener información de Signos Vitales a través del Dispatch se recopiló datos de los parámetros de perforación registrados de 20 días, estos se tuvieron que ordenar para facilitar el análisis (fig 1). A la vez se pidió información al Departamento de Geología referente a los logueos de los taladros realizados en el mismo período. (fig 2)

Data de perforación registrada por los signos vitales donde:

Figura 1

PO2	Equipo	Blast	Hole Mat.	Dnllng time (min)	Depth	Point	Avance (m)	Torque	Pres broca (psi)	Aire Pulldown (psi)	Rpm	Vol Penet (m/hr)
Perforadora 2												
	PO2	1241	2029 5	11.7	10.5	0	0.25	1474	53	531	93	50
	PO2	1241	2029 5	11.7	10.5	1	0.50	1098	53	493	95	50
	PO2	1241	2029 5	11.7	10.5	2	0.75	1014	53	493	95	50
	PO2	1241	2042 5	13	10.5	6	1.75	1014	53	493	95	48
	PO2	1241	2042 5	13	10.5	7	2.00	1056	53	493	95	48
	PO2	1241	2042 5	13	10.5	8	2.25	1014	53	493	95	48
	PO2	1241	2043 5	10	10.5	12	3.25	1181	59	493	92	63
	PO2	1241	2043 5	10	10.5	13	3.50	972	56	531	95	63
	PO2	1241	2043 5	10	10.5	14	3.75	1014	58	456	96	63

Figura 2

DATA DE GEOLOGÍA DONDE:	BH-ID	TR	% SH	% AR	HD	Min
	2029	52	0	0	2	1
BH - ID : Hole	2042	52	0	0	2	1
TR : Tipo de roca	2043	3	0	10	0	3
% SH : Porcentaje de arena de alunita	2053	65	0	0	2	1
% AR : Porcentaje de Argilico.	2054	25	0	0	1	1
HD : Dureza	2055	32	0	10	0	2
Min : Tipo de mineralización	2064	65	0	10	3	1
	2065	65	0	0	3	1
	2068	65	0	0	3	1
	2075	63	0	0	2	2
	2076	63	0	10	2	2

Una vez que se tenía toda la información se procedió a enlazarla teniendo en cuenta en ambos casos como parámetro de referencia en número de taladro, se dividió la información de acuerdo a los tipos de roca que el Dpto. de Geología tiene ya establecidos y no de acuerdo a la dureza asignada para cada taladro ya que muchas veces es el resultado de la combinación de los tipos de rocas presentes en la columna de perforación.

Equipo	Blast	hole	depth	Drilling time	Avance (m)	Torque (psi)	Pres. aire broca (psi)	Pull Down (psi)	Rpm	Vel. Penet. (m/hr)	TR	% SH	% AR	HD	MIN
PO2	1241	2029	10.5	11.7	0.25	1474	53	331	80	50	52	0	0	2	1
PO2	1241	2029	10.5	11.7	0.50	1098	53	493	95	50	52	0	0	2	1
PO2	1241	2029	10.5	11.7	0.75	1014	53	493	95	50	52	0	0	2	1
PO2	1241	2042	10.5	13	1.75	1014	53	493	95	48	52	0	0	2	1
PO2	1241	2042	10.5	13	2.00	1056	53	493	85	48	52	0	0	2	1
PO2	1241	2042	10.5	13	2.25	1014	53	493	95	48	52	0	0	2	1
PO2	1241	2043	10.5	10	3.25	1181	59	493	92	63	3	0	10	0	3
PO2	1241	2043	10.5	10	3.50	972	56	531	85	63	3	0	10	0	3
PO2	1241	2043	10.5	10	3.75	1014	56	456	88	63	3	0	10	0	3

Con la data ya clasificada de acuerdo al tipo de roca se procedió al análisis y observación del comportamiento que tenían los parámetros de perforación registrados por signos vitales: torque (psi), presión de aire en la broca (psi), pulldown (psi), RPM y velocidad de penetración promedio del taladro (m/hr). Llegando a concluir que los parámetros que ayudarían a este estudio serían pulldown, rpm y velocidad de penetración; ya que teniendo el torque como la presión de aire en la broca son valores que se mantienen casi uniformes puesto que los operadores de las perforadoras dentro de su técnica tratan de mantener constantes estos parámetros, pues son indicadores de un trabajo correcto.

Como se sabe el pulldown (psi) es directamente proporcional a la dureza de la roca, es decir si tiene una roca dura se tendrá valores de pulldown altos, lo contrario sucede con los RPM a mayor dureza de la roca menores serán las revoluciones y viceversa. La velocidad de penetración es un indicador importante de la dureza de la roca pero no se debe tomársela aisladamente como el valor más representativo ya que ésta depende de muchos factores externos: características geológicas, propiedades físicas de las rocas, distribución de tensiones y estructura intema. Por

lo cual se recomienda tener siempre presentes un estudio de tres parámetros arriba mencionados.

Analizando el comportamiento que tenían los parámetros de perforación de cuerdo a los tipos de roca, se vió necesario determinar la resistencia a la compresión que éstos tenían y ver en qué rangos oscilaban.

Para la determinación de la resistencia a la compresión se requiere de los siguientes parámetros de perforación: Pulldown, RPM, Velocidad de penetración, los cuales serán utilizados en la fórmula empírica de R. Praillet:

$$RC^2 = \frac{63.9 \times E \times N_r}{VP \times D^{0.9}}$$

Donde:

- VP = Velocidad de penetración (m/hr)
 E = Empuje (kg)
 N_r = Velocidad de rotación (r/min)
 RC = Resistencia a la compresión de la roca (Mpa)
 D = Diámetro del tricono (mm)

Esta fórmula tiene mayor confiabilidad en todos los rangos de resistencia de las rocas, y permite calcular en una operación en marcha el valor de la Resistencia a la Compresión (RC).

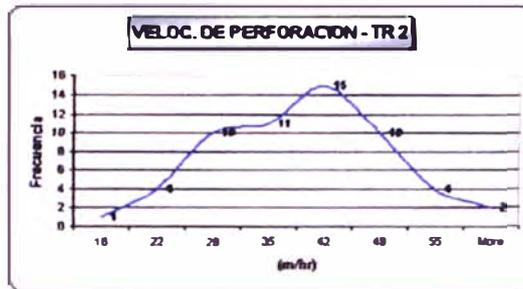
El empuje (kgf) está en función al Pulldown (psi) y viene a ser 7.26 veces su valor (determinado entre la relación entre psi y lbf de la perforación).

A continuación se muestra el comportamiento de los parámetros de perforación de acuerdo a los diferentes tipos de roca:

TIPO DE ROCA 2 - ARGILICO CON OXIDOS

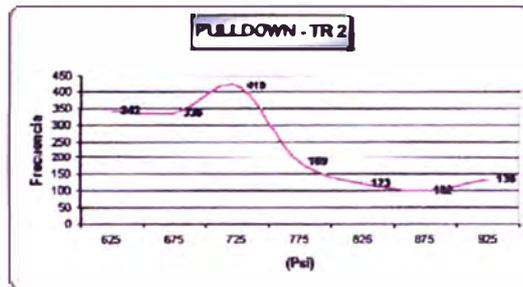
Clase	Frecuencia
16	1
22	4
29	10
35	11
42	15
49	10
55	4
Más	2

# DATOS	57
ME DIA	36
DES V	10



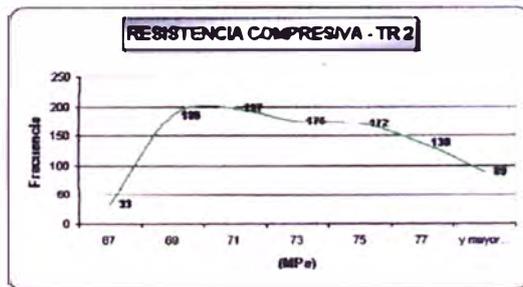
INTERVALOS	CLASE	FREC.
600	650	343
650	700	336
700	750	419
750	800	188
800	850	123
850	900	102
900	950	136

# DATOS	1631
ME DIA	723
DES V	80
MODA	632



Clase	Frecuencia
67	33
69	106
71	197
73	175
75	172
77	138
y mayor	89

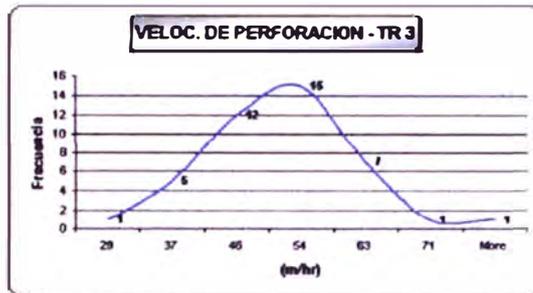
# DATOS	962
ME DIA	72
DES V	3
MODA	70



TIPO DE ROCA 3 - ARGILICO CON SULFUROS

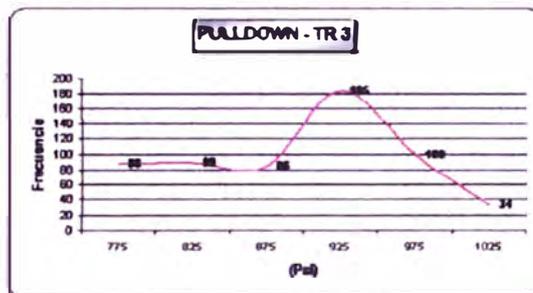
Clase	Frecuencia
29	1
37	5
46	12
54	15
63	7
71	1
Más	1

# DATOS	42
MEIA	48
DES	18
MODA	53



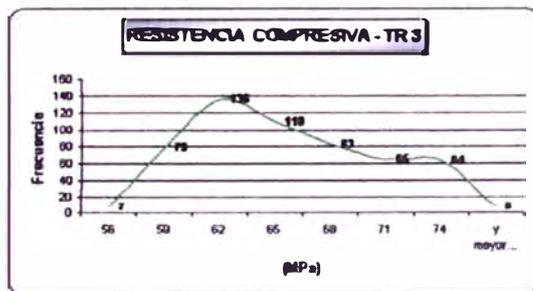
INTERVALOS	CLASE	FREC.	
750	800	775	88
800	850	825	89
850	900	875	86
900	950	925	186
950	1000	975	100
1000	1050	1025	34

# DATOS	512
MEIA	825
DES	72
MODA	913



Clase	Frecuencia
56	7
59	79
62	136
65	110
68	83
71	66
74	64
y mayor...	8

# DATOS	527
MEIA	64
DES	5
MODA	68



TIPO DE ROCA 5 - ALUNTA ARCILLA

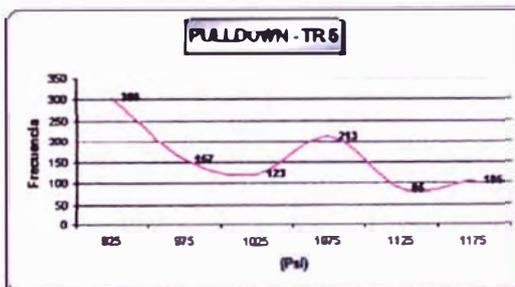
Clase	Frecuencia
15	1
23	3
31	5
39	16
47	10
55	27
63	12
71	8
79	10
Mora	6

# DATOS	98
MEIA	52
DESV	17
MODA	36



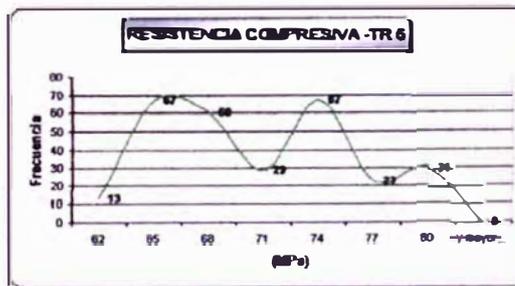
INTERVALOS	CLASE	FREC.
900	950	306
950	1000	157
1000	1050	123
1050	1100	213
1100	1150	85
1150	1200	105

# DATOS	989
MEIA	1024
DESV	98
MODA	900



Clase	Frecuencia
62	13
65	67
68	60
71	29
74	67
77	23
80	31
y mayor...	0

# DATOS	258
MEIA	68
DESV	5
MODA	64



TIPO DE ROCA 6 - CUARZD ALUNTA

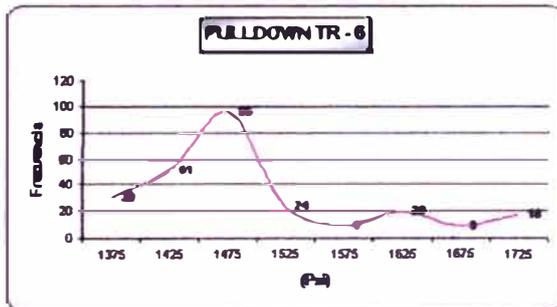
Clase	Frecuencia
16	1
26	0
36	6
45	16
55	11
65	5
Mora	1

# DATOS	68
MEDIA	45
DESV	11
MODA	42



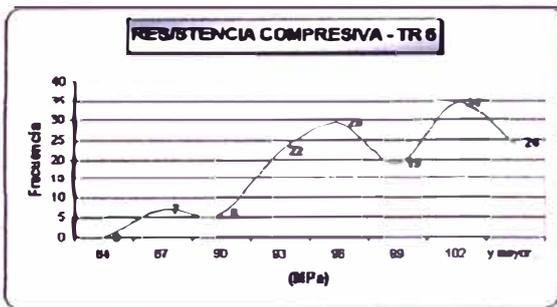
INTERVALOS	CLASE	FREC.
1350	1400	30
1400	1450	51
1450	1500	96
1500	1550	24
1550	1600	9
1600	1650	20
1650	1700	9
1700	1750	18

# DATOS	257
MEDIA	1492
DESV	905
MODA	1450



Clase	Frecuencia
84	0
87	7
90	6
93	22
96	29
99	19
102	34
y mayor...	24

# DATOS	141
MEDIA	97
DESV	5
MODA	97



TIPO DE ROCA 7 - VUGGY SILICA

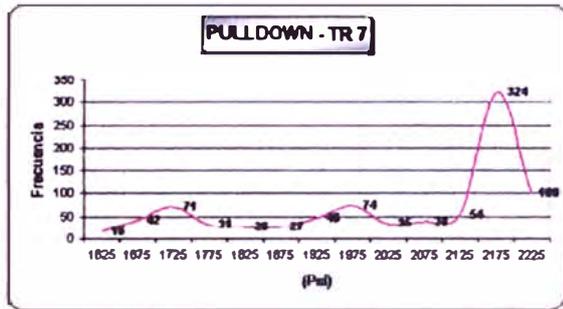
Clase	Frecuencia
27	1
32	3
38	12
43	7
49	7
54	7
More	3

# DATOS	48
MEDIA	42
DESV	8
MODA	37



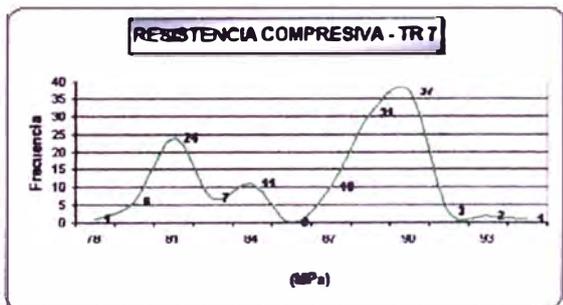
INTERVALOS	CLASE	FREC.
1600	1650	16
1650	1700	42
1700	1750	71
1750	1800	31
1800	1850	26
1850	1900	27
1900	1950	46
1950	2000	74
2000	2050	35
2050	2100	38
2100	2150	64
2150	2200	324
2200	2250	100

# DATOS	684
MEDIA	2036
DESV	187
MODA	2191



Clase	Frecuencia
78	1
79	6
81	24
82	7
84	11
85	0
87	10
88	31
90	37
92	3
93	2
y mayor...	1

# DATOS	52
MEDIA	86
DESV	2
MODA	87



Se determinó los límites críticos de éstos parámetros en base a los diferentes tipos de rocas que se tiene y se confeccionó una tabla, la cual se muestra a continuación: (tabla N° 1)

A la vez se determinó los límites críticos de las resistencias compresivas de acuerdo a los diferentes tipos de rocas los cuales se muestran a continuación en la (tabla N° 2)

Se puede observar que los límites para los tipos de rocas 2, 3 y 5 son muy parecidos, esto tiene una explicación y es que el factor común es la arcilla, como se sabe el tipo de roca 2 es argílico con óxidos, el tipo de roca 3 es argílico con sulfuros y el tipo de roca 5 es alunita-arcilla. Así también se puede observar que los límites de la roca 7 se encuentran dentro del tipo de roca 6, por lo tanto y corroborando un estudio de los parámetros de roca realizado en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería en el año 2002, la resistencia a la compresión del Cuarzo-alunita (QA), es mayor que la vuggy sílica (VS). A continuación se muestra los resultados del estudio de los parámetros de roca realizados en el laboratorio y los obtenidos con la data de los signos vitales.

TABLA 1 **LIMITES CRITICOS PARAMETROS DE PERFORACIÓN**

TIPO DE ROCA	VELOC. DE PERF. (m/hr)		PULLDOWN (PSI)		RPM	
	LCI	LCS	LCI	LCS	LCI	LCS
TR 2	12	90	668	871	92	110
TR 3	9	100	569	859	83	100
TR 5	19	105	894	1113	91	103
TR 6	20	80	1304	1996	85	110
TR 7	9	69	746	936	95	110

TABLA 2 **LIMITES CRITICOS A LA COMPRESIÓN POR TIPO DE ROCA**

RESISTENCIA Mpa									
TR2		TR3		TR5		TR6		TR7	
LCI	LCS	LCI	LCS	LCI	LCS	LCI	LCS	LCI	LCS
78	67	75	56	80	62	104	84	89	82

TABLA 3 **CIADRO COMPARATIVO DE RESISTENCIAS COMPRESIVAS**

LABORATORIO MECANICA DE ROCAS			SIGNOS VITALES	
ROCA	(Sc) Mpa	E Gpa	ROCA	PROMEDIO RESISTENCIAS
CUARZO ALLUNTA	113.83	20.21	CUARZO ALLUNTA	96.12
ARGILICA	60.61	3.19	ARGILICO CON OXIDOS	73.36
STEAM HEATED	25.06	7.02	ARGILICO CON SULFUROS	66.28
VUGGY SILICA	73.87	12.06	ALLUNTA-ARCILLA	82.14
			VUGGY SILICA	85.85

La carga requerida por taladro estará en función a la resistencia compresiva, para esto se aplicó la Teoría de la Conminución. Para un mejor entendimiento de esta teoría se procede a explicar en forma introductoria el concepto de ésta, así como también los parámetros que en ella se usa.

6.1.3 INTRODUCCION A LA TEORIA DE LA CONMINUCIÓN

La teoría de la CONMINUCIÓN se basa en la energía de detonación necesaria para la fragmentación de un bloque de material rocoso. Para el cálculo de la energía se toma en cuenta la resistencia a la tensión dinámica y el módulo de Young dinámico de la roca, con los cuales se determina la cantidad de mezcla explosiva que brinde la energía requerida, para obtener una adecuada fragmentación producida por los disparos primarios.

Modelo Matemático

Cuando una partícula es fragmentada bajo la aplicación de cargas explosivas o tensionales, la energía de detonación necesaria por unidad de volumen sólido está dado por la ecuación propuesta por Beke (1964); la misma que se deduce del concepto de energía elástica de deformación almacenada en un cuerpo bajo la acción de diferentes tipos de esfuerzos:

$$e = \sigma^2 / 2E$$

donde:

e = energía de detonación requerida.

σ = resistencia a la tensión o tracción dinámica de la roca.

E = módulo de elasticidad de Young dinámico de la roca.

Bajo cargas dinámicas, la fragmentación es realizada por las ondas tensionales reflejadas. Estas ondas son generadas por la reflexión de las ondas compresivas dinámicas en la cara libre del banco a disparar.

La energía de deformación necesaria para la detonación bajo carga dinámica está dada por:

$$e_d = \sigma_{td}^2 / 2E_d \text{ (ergios/cm}^3\text{)}$$

donde:

e_d = energía de deformación dinámica.

σ_{td} = resistencia tensional dinámica.

E_d = módulo de elasticidad de Young dinámico.

Se considera que los materiales pueden resistir 4.5 veces al esfuerzo bajo carga dinámica comparada a la carga estática (σ_{ts}) entonces:

$$\sigma_{td} = 4.5 \sigma_{ts}$$

El módulo de Young dinámico se puede calcular a partir del estático usando la siguiente relación:

$$E_d = \quad + \quad 83000 \text{ [kgf/cm}^2\text{]}$$

La energía de deformación necesaria para fragmentar el bloque de roca es:

$$E_{td} = 3e_d D^3 (R+1)/2 \text{ ergios}$$

$$D = V^{1/3}$$

$$V = L \times A \times H$$

$$R = D/d$$

Donde:

e_d = energía de deformación elástica necesaria.

D = lado del cubo (cm)

d = lado del fragmento deseado

R = relación de reducción (D/d)

V = volumen de bloque a ser fracturado (cm^3)

L = largo del bloque

A = ancho del bloque

H = alto del bloque

Como se mencionó anteriormente el diseño de la malla de perforación es triangular y dependiendo si es mineral de 6.5 x 6.5m y si es desmonte 8.0 x 8.0m. Dentro de lo que se considera como mineral se tiene casi en su totalidad la cuarzo-alunita

(QA) y vuggy silica (VS); para desmonte argilico con óxidos (AO), argilico con sulfuros (AS), steam heated (SH) y alunita arcilla (AA), obviamente dependiendo de la mineralización que hayan tenido la QA y VS pueden también ser considerados desmonte.

Por esta razón es necesario hacer un estudio por separado, es decir para mineral y desmonte, de la cantidad de carga explosiva necesaria para fragmentar la roca de acuerdo a lo que se requiera, ya que no es necesario que el desmonte esté bien fragmentado, pues no pasará por un proceso de chancado como lo hace el mineral, el cual debe tener una fragmentación adecuada para que las operaciones unitarias de minado como: el tiempo de carguío, el consumo de energía y el ciclo de la chancadora sean los mínimos posibles.

Como se ha visto un parámetro importante para la teoría de la conminución es la resistencia tensional dinámica de la roca, según el análisis realizado el rango de resistencia de la vuggy silica se encuentra dentro del rango de la cuarzo alunita por lo cual se hace muy complicado y talvez imposible el poder determinar el tipo de roca que se tiene exactamente sin hacer un logueo en el campo, por tal motivo para facilitar este estudio se consideró en base a los estudios de muestras de rocas realizados utilizando un promedio del módulo de Elasticidad de Young, así para los argilicos tanto de óxidos como sulfuros y steam heated se toma como promedio de módulo de Elasticidad de Young el valor de 5.105 GPa. Así también para la cuarzo alunita y vuggy silica se toma como promedio el valor de 16.135 GPa.

Como se ha descrito anteriormente el modelo de la conminución utiliza parámetros dinámicos, energía necesaria, energía total requerida y energía disponible de acuerdo al explosivo que se utilicen.

Dentro de los parámetros dinámicos se tiene la resistencia tensional dinámica que como se mencionó anteriormente se considera en la práctica 4.5 veces el valor de la resistencia tensional estática, el cual fluctúa entre un 5 a 13% del valor de la resistencia a la compresión.

Para determinar la relación que existe entre la resistencia a la compresión y la tensional se hizo un análisis retrospectivo, es decir se tomó como base la cantidad

de carga explosiva con la que se cargaba un taladro de acuerdo al tipo de roca que se tenía y con el logueo que se había realizado. De esta manera se pudo determinar dos ecuaciones tanto para mineral y desmonte de la resistencia tensional la cual se encontraba en función de la resistencia a la compresión.

Ecuación de la resistencia a la tensional para mineral:

$$RT = (5.71911290323 + 2.26690322581 * 10^{-2} * RC) \quad (e1)$$

Ecuación de la resistencia a la tracción o tensión para el desmonte:

$$RT = 4.57 + 0.02 * RC \quad (e2)$$

Donde:

RC : resistencia a la compresión (MPa)

RT : resistencia a la tracción (MPa)

La energía de deformación necesaria como se vió anteriormente estará en función de la resistencia a la tracción dinámica y del módulo de Young dinámico.

La energía total requerida estará en función de la energía de deformación necesaria y parámetros geométricos, como el volumen de bloque a fracturar, el tamaño de fragmento deseado y la relación de reducción.

La energía disponible estará de acuerdo al tipo de explosivo que se use, para este caso el agente de voladura será el ANFO, que tiene una energía teórica de 900 kcal/kg y de la cual se dispone del 70%.

Para que esta explicación sea más clara se procede a desarrollar un ejemplo.

Se tiene un taladro hecho en el tipo de roca QA y VS para la cual se tiene los siguientes parámetros:

Características geomecánicas de las rocas:

Resistencia a la compresión	:	100Mpa
Módulo de Young Estático (Es)	:	16.135Gpa
Densidad	:	2.18 g/cc
Dureza	:	4

Características de la perforación:

Longitud del taladro	:	10.5m
Diámetro del taladro	:	7 7/8"
Inclinación del taladro	:	90°
Malla triangular	:	6.5x6.5m

Explosivo

Agente de voladura	:	ANFO
Densidad	:	0.85g/cc

Cálculo de la Energía de deformación

Energía de deformación dinámica (e_d)

$$e_d = \frac{\sigma_{td}^2}{2E_d}$$

Resistencia tensional dinámica (σ_{td})

$$\sigma_{td} = 4.5 \times \sigma_t$$

Para determinar la resistencia tensional (σ_t) se utiliza la ecuación (e1)

Ecuación de la resistencia tensional para mineral:

$$RT = (5.71911290323 + 2.26290322581 \times 10^{-2} \times RC)$$

$$RT = \sigma_1 = (5.71911290323 + 2.26290322581 \times 10^{-2} \times 100)$$

$$RT = \sigma_1 = 7.98 \text{ Mpa}$$

Por lo tanto:

$$\sigma_{td} = 4.5 \times 7.98 \text{ Mpa}$$

$$\sigma_{td} = 35.92 \text{ Mpa}$$

$$\sigma_{td} = 35.92 \times 9.8 \times 10^6 \text{ dinas/cm}^2$$

$$\sigma_{td} = 3520.07 \times 10^5 \text{ dinas/cm}^2$$

Módulo de Young Dinámico (E_d)

$$E_d = 0.97E_s + 83000 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_d = 0.97(161350) + 83000 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_d = 239509.5 \times 9.8 \times 10^6 \text{ dinas/cm}^2$$

$$E_d = 2.34719 \times 10^{11} \text{ dinas/cm}^2$$

Reemplazando los valores obtenidos se tendrá:

$$e_d = \sigma_{td}^2 / 2E$$

$$e_d = (3220.07 \times 10^5)^2 / (2 \times 2.34719 \times 10^{11}) \text{ ergios/cm}^3$$

$$e_d = 263951.1542 \text{ ergios/cm}^3$$

Relación de reducción: (D/d)

Volumen de bloque a fracturar (V)

Ya que el propósito es un carguío selectivo por taladro entonces se toma como el volumen de roca a fracturar el que mueve cada taladro, para este ejemplo la malla es triangular de 6.5 x 6.5m entonces el volumen es:

$$V = L \times A \times H$$

Donde:

$$L = E \text{ (espaciamiento)} = 6.5\text{m}$$

$$A = B \text{ (burden)} = 5.63\text{m}$$

$$H = \text{altura del banco} = 10.0\text{m}$$

$$\text{Reemplazando : } V = 6.5 \times 5.63 \times 10 = 366\text{m}^3$$

$$V = 366 \times 10^6 \text{cm}^3$$

Lado del cubo (D)

$$D = V^{1/3}$$

$$D = (366 \times 10^6 \text{cm}^3)^{1/3}$$

$$D = 715.31 \text{ cm}$$

Tamaño del fragmento requerido (d)

$$d = 25 \text{ cm}$$

Relación de reducción (R)

$$R = D/d$$

$$R = 715.31/25$$

$$R = 28.61$$

Energía de deformación total requerida (e_t)

$$e_t = 3e_a D^3 (R+1)/2 \quad \text{ergios}$$

$$e_t = 3 \times 263951.1542 \times 715.31^3 \times (28.61+1)/2 \quad \text{ergios}$$

$$e_t = 4.2911 \times 10^{15} \quad \text{ergios}$$

Energía entregada por el explosivo:

Teóricamente el ANFO entrega una energía de 900 kcal/kg, para una densidad de 0.85 g/cc, estudios han demostrado que de toda esta energía solo de 60% a 80% en

promedio de 70% es efectiva durante el proceso de la voladura. Para éste análisis se toma el 60%. Ésto dará una energía disponible de:

$$\begin{aligned} \text{Energía disponible} &= 0.6 \times 896.94 \times 4.184 \times 10^{10} && \text{ergios/kg} \\ &= 2.25143 \times 10^{13} && \text{ergios/kg} \end{aligned}$$

∴ la cantidad de explosivo requerida:

$$\text{ANFO} = \frac{4.2911 \times 10^{15} \text{ ergios}}{2.25143 \times 10^{13} \text{ ergios/kg}}$$

$$\text{ANFO} = 191 \text{ kg}$$

Por lo tanto, esta será la cantidad de carga requerida por taladro para obtener una fragmentación que tendrá como promedio 25 cm.

Se realizaron tres pruebas de disparos con signos vitales, en los cuales se cargaron cerca de un 50% del total de los taladros, para esto fue necesario que el ingreso de los datos por parte de los perforistas y las tabllas de los taladros estuvieran bien calculados y bien estructurados.

Para realizar el carguío de los taladros, se trabajó con el siguiente formato:

Equipo	Disparo	N° taladro	RC Mpa	Carga (kg)	AC (m)	Tiempo (min)	Velocidad Penetración en m/hr
P01	3340W	6606	107.62	198.95	5.24	15.97	39.46
P01	3340W	6607	108.33	199.74	5.26	17.23	36.56
P01	3340W	6627	132.52	227.44	5.99	19.17	32.87
P01	3340W	6628	112.40	204.28	5.38	21.72	29.01
P01	3340W	6629	97.12	187.51	4.93	13.68	46.04
P01	3340W	6630	99.88	190.48	5.01	13.45	46.84

6.1.4 EJECUCION DEL PROGRAMA DE SIGNOS VITALES

A continuación se detallará cada prueba realizada con sus respectivos análisis de fragmentación con la ayuda del programa “Split Engineering”.

DISPARO 3870 ESTE

DISPARO	41
FECHA	6-JUN-03
N° de taladros	56
Tipo de roca	QA
Agente de Voladura	ANFO
Carga Promedio	199

#	N° Taladro	RC Mpa	Carga (Kg)	#	N° Taladro	RC Mpa	Carga (Kg)
1	5178	115	207	29	5211	93	184
2	5179	138	232	30	5212	90	180
3	5180	84	174	31	5213	125	218
4	5181	123	216	32	5214	90	179
5	5182	121	214	33	5215	68	284
6	5183	115	207	34	5219	108	199
7	5184	91	181	35	5220	117	210
8	5185	114	206	36	5221	109	200
9	5186	70	160	37	5222	123	216
10	5187	89	179	38	5223	91	181
11	5188	75	164	39	5224	67	202
12	5192	109	200	40	5225	70	160
13	5193	115	208	41	5228	93	183
14	5194	105	197	42	5233	120	213
15	5195	105	196	43	5235	114	206
16	5196	111	203	44	5236	98	188
17	5197	86	176	45	5237	113	205
18	5198	90	180	46	5238	92	182
19	5199	92	182	47	5239	115	207
20	5200	110	201	48	5240	103	194
21	5201	76	165	49	5241	92	182
22	5204	116	208	50	5242	102	192
23	5205	106	197	51	5243	96	186
24	5206	113	205	52	5244	95	186
25	5207	112	203	53	5247	114	206
26	5208	146	242	54	5248	116	209
27	5209	116	208	55	5262	79	168
28	5210	142	239	56	5279	91	181
				Average	103	199	

Fotos en los frentes de carguio



CURVA DE DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DISPARO 3870E

Granulometría

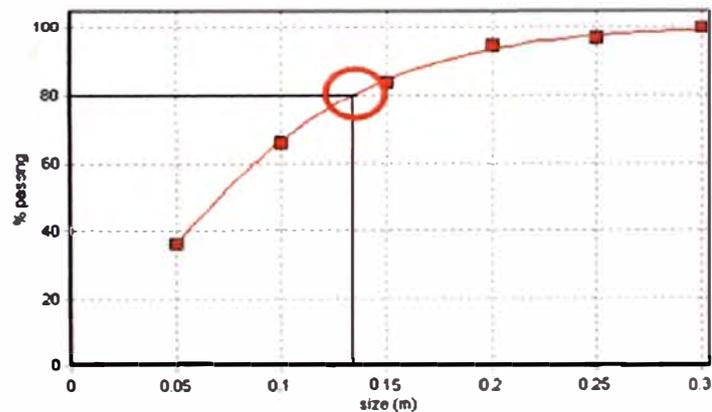
Parámetros Obtenidos

Tamaño Crítico (Xc)	0.09 m
Índice de uniformidad (n)	1,31
P80	0.13 m
Área total analizada	12.05 m ²

Distribución de los Fragmentos

Sier	Size (m)	(%)n bin	Cumulative(%)
1	0.05	27.4	27.4
2	0.10	30.1	57.5
3	0.15	17.2	74.7
4	0.20	13.3	88.0
5	0.25	7.6	95.6
6	0.30	1.9	97.5
7	0.35	2.5	100.0

% Pasante vs. el tamaño de los fragmentos



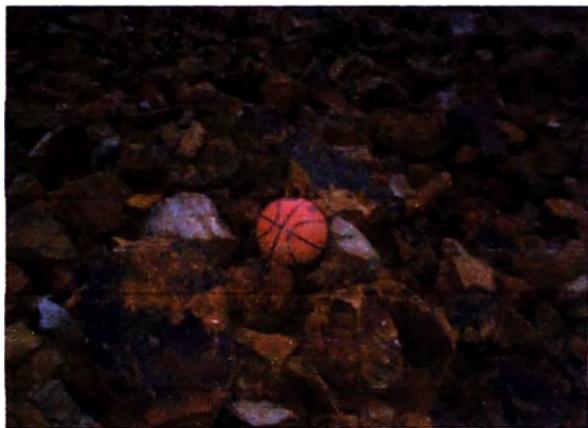
DISPARO 3870 OESTE

DISPARO	40
FECHA	7-JUN-03
N° de taladros	41
Tipo de roca	QA y VS
Agente de Voladura	ANFO
Carga Promedio	203

#	N° Taladro	RC Mpa	Carga (Kg)
1	6630	100	190
2	6631	127	221
3	6632	112	204
4	6633	92	182
5	6634	87	177
6	6635	114	206
7	6654	119	212
8	6655	128	222
9	6657	112	204
10	6658	92	182
11	6659	104	195
12	6660	115	207
13	6677	107	198
14	6678	103	194
15	6679	97	187
16	6680	95	186
17	6681	107	199
18	6682	125	218
19	6683	117	209
20	6684	102	193
21	6700	108	199

#	N° Taladro	RC Mpa	Carga (Kg)
22	6701	119	212
23	6702	121	214
24	6703	96	187
25	6704	139	235
26	6705	103	193
27	6706	103	194
28	6707	102	193
29	6722	117	210
30	6723	115	207
31	6724	121	214
32	6725	122	215
33	6726	109	200
34	6727	115	208
35	6728	114	206
36	6729	102	193
37	6743	119	211
38	6744	108	200
39	6745	138	234
40	6746	117	209
41	6747	117	210
	Average	111	203

Fotos en el frente de carguio



CURVA DE DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DISPARO 3870W

Granulometría

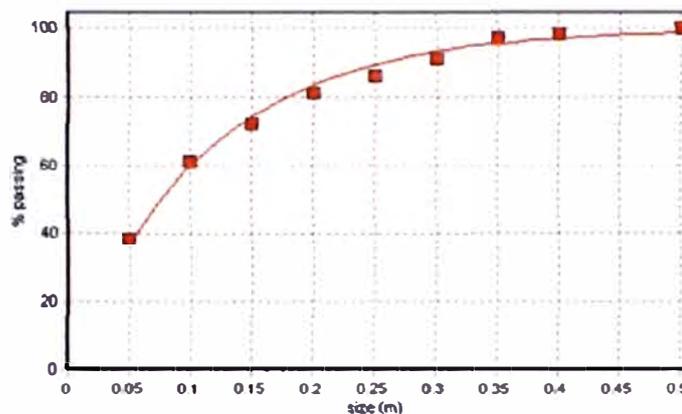
Parámetros Obtenidos

Tamaño Crítico (Xc)	0.11 m
Índice de uniformidad (n)	0.99
P80	0.18 m
Área total analizada	17.03 m ²

Distribución de los Fragmentos

#	Size (m)	[%]in bin	Cumulative(%)
1	0.05	38.7	38.7
2	0.10	22.3	61.0
3	0.15	11.1	72.1
4	0.20	8.9	81.1
5	0.25	5.2	86.3
6	0.30	4.9	91.2
7	0.35	5.9	97.1
8	0.40	1.3	98.3
9	0.45	0.0	98.3
10	0.50	1.7	100.0

% Pasante vs. el tamaño de los fragmentos



DISPARO 3840W

DISPARO	06
FECHA	7-JUN-03
N° de taladros	31
Tipo de roca	QA, VS , AS, SH
Agente de Voladura	ANFO
Carga Promedio	198

#	N° Taladro	RC Mpa	Carga (Kg)
1	836	93	207
2	837	84	232
3	838	114	174
4	839	109	216
5	849	90	214
6	850	98	207
7	851	79	181
8	852	102	206
9	853	86	160
10	862	88	179
11	864	85	164
12	865	84	200
13	866	102	208
14	878	95	197
15	880	101	196
16	893	83	203

#	N° Taladro	RC Mpa	Carga (Kg)
17	894	72	176
18	895	83	180
19	896	89	182
20	897	109	201
21	910	90	165
22	911	85	208
23	912	86	197
24	913	75	205
25	914	77	203
26	927	99	242
27	928	91	208
28	930	78	239
29	931	104	183
30	932	64	213
31	948	93	206
Average		90	198

Fotos en el frente de carguio



CURVA DE DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DISPARO 3840W

Granulometría

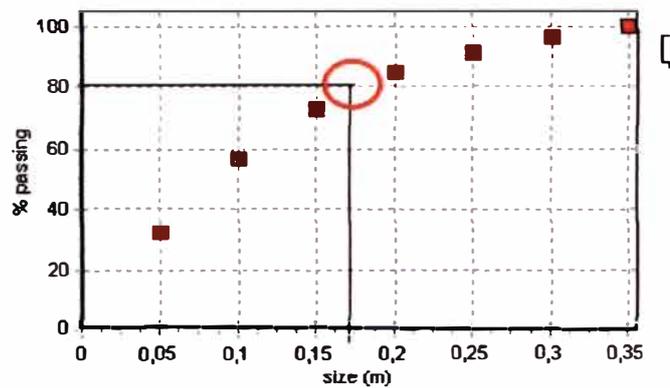
Parámetros Obtenidos

Tamaño Crítico (Xc)	0.12 m
Índice de uniformidad (n)	1,18
P80	0.17 m
Área total analizada	13.33 m ²

Distribución de los Fragmentos

Sie	Size (m)	(%)in bin	Cumulative(%)
1	0,05	32,0	32,0
2	0,10	24,4	56,4
3	0,15	16,6	73,1
4	0,20	11,8	84,9
5	0,25	6,3	91,2
6	0,30	5,1	96,3
7	0,35	3,7	100,0

% Pasante vs. el tamaño de los fragmentos



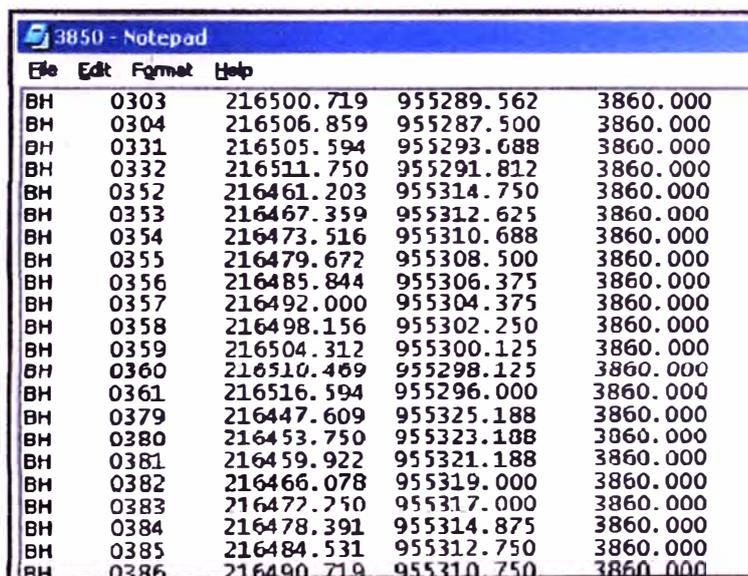
6.1.5 FUNCIONAMIENTO DEL PROGRAMA SIGNOS VITALES

Ya que los datos registrados por el dispositivo de signos vitales, los cuales se encuentran instalados en las perforadoras, presentan una información considerable en número fue necesario crear un programa que maneje la información y de esta manera obtener los resultados de inmediato.

El programa creado es llamado Signos Vitales y se encuentra instalado en la máquina de perforación y voladura (perhuasao010), el programa facilita información de: # de taladro, perforadora, tiempo de perforación, empuje, rpm, resistencia de la roca MPa, carga de explosivo a usar, todo esto en las diferentes alternativas que ofrece el programa.

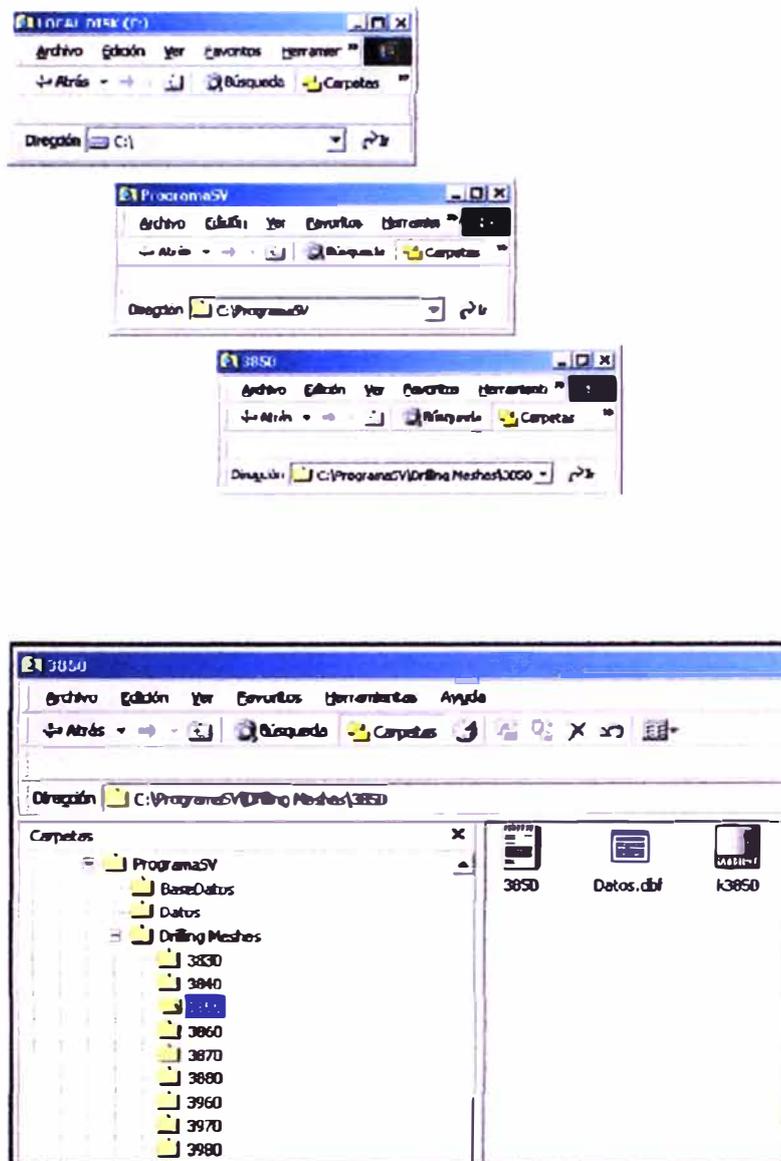
Este programa fue diseñado en base a los parámetros que son registrados por signos vitales y que fueron analizados en función al tipo de roca y los límites críticos que habian entre uno y otro.

Para ingresar al programa previamente se debe de actualizar los datos relacionados con los taladros de perforación que ya se tienen en el plano general, almacenar el tipo de malla a que corresponde, número y coordenadas. Tal como se muestra.



File	Edit	Format	Help			
BH	0303	216500.719	955289.562	3860.000		
BH	0304	216506.859	955287.500	3860.000		
BH	0331	216505.594	955293.688	3860.000		
BH	0332	216511.750	955291.812	3860.000		
BH	0352	216461.203	955314.750	3860.000		
BH	0353	216467.359	955312.625	3860.000		
BH	0354	216473.516	955310.688	3860.000		
BH	0355	216479.672	955308.500	3860.000		
BH	0356	216485.844	955306.375	3860.000		
BH	0357	216492.000	955304.375	3860.000		
BH	0358	216498.156	955302.250	3860.000		
BH	0359	216504.312	955300.125	3860.000		
BH	0360	216510.469	955298.125	3860.000		
BH	0361	216516.594	955296.000	3860.000		
BH	0379	216447.609	955325.188	3860.000		
BH	0380	216453.750	955323.188	3860.000		
BH	0381	216459.922	955321.188	3860.000		
BH	0382	216466.078	955319.000	3860.000		
BH	0383	216472.250	955317.000	3860.000		
BH	0384	216478.391	955314.875	3860.000		
BH	0385	216484.531	955312.750	3860.000		
BH	0386	216490.719	955310.750	3860.000		

Dentro de la carpeta que contiene el programa de signos vitales existen subcarpetas que contienen archivos que son requeridos para que el programa pueda ejecutarse, una de ellos es la carpeta “drilling meshes” aquí es almacenada la información mostrada anteriormente como una base de datos, la cual estará como un archivo de visual fox y tendrá nombre de “Datos.dbf”. Este archivo puede ser abierto como una hoja de Excel para hacer modificaciones en caso sea necesario. Se muestra a continuación los pasos para llegar a este archivo.



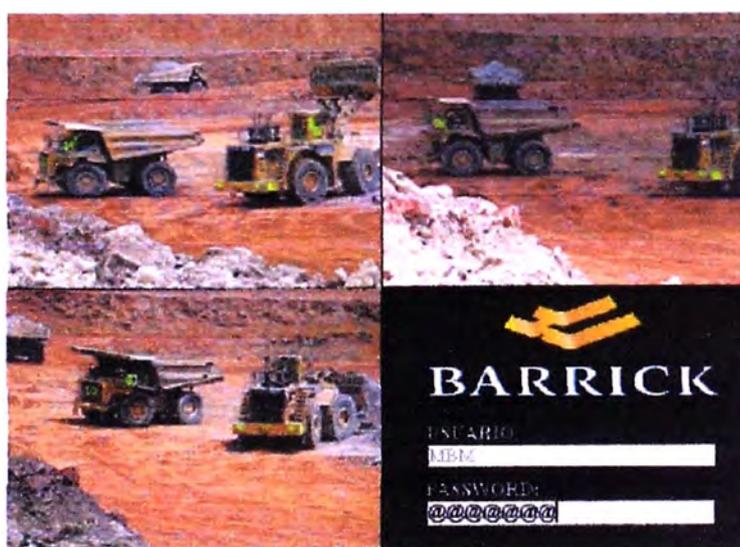
Una vez que se tiene ya los datos en forma correcta, se procede a copiar este archivo y reemplazarlo por aquél que se encuentra en la carpeta datos, es importante recordar que no se debe de cambiar el nombre de este archivo, ya que el programa lo utiliza para llamar la información.

Una vez “pegado” este archivo en la carpeta ya mencionada, se procede a ejecutarlo, para ello se siguen los siguientes pasos:

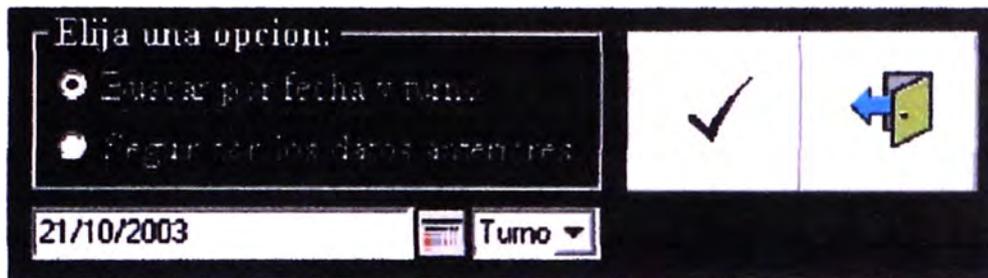
En el escritorio se tiene un icono del programa de signo vitales, se hace doble clic.



se mostrara a continuación la siguiente ventana en el cual se debe de ingresar el nombre del usuario: MBM y el password : BARRICK.



Se presentará la siguiente ventana la cual permitirá escoger la fecha y turno de los datos que se desea.



Una vez seleccionada la fecha y turno se mostrará la siguiente ventana de la cual se tendrá cinco alternativas de los datos de perforación cada una con información que será útil según la necesidad del usuario.

Según se vaya haciendo pruebas en los disparos con los registros de signos vitales entonces se irá ajustando las ecuaciones que el programa utiliza para determinar la cantidad de carga que se requiere por taladro, así también si se requiere otro tipo de información o quizás otra manera de enlazar los datos se puede hacer modificaciones en el programa ya que se tiene el código de la fuente.

6.2 FORMATO DE REGISTRO “ON LINE”

A continuación se muestra el formato de Registro “On Line”, el cual es un resumen del trabajo del Seguimiento a la fragmentación.

MONITOREO DE LA FRAGMENTACION "ON LINE"

N° DISPARO
BANCO
FECHA

I.-PARAMETROS ANTES DEL DISPARO					
TIPO DE MATERIAL	Mineral				
DENSIDAD	2.2				
DUREZA DE MATERIAL	4				
EXPLOSIVO	ANFO				
MALLA DE PERFORACIÓN (E)	6.5				
ALTURA DE PERFORACIÓN	10				
SUB DRILLING	0.5				
N° DE TALADROS	50				
TONELADAS POR TALADRO	805				
TONELADAS POR DISPARO	40236				
CARGA/TALADRO	190				
FACTOR DE ENERGIA	0.236				
II.-CARACTERISTICAS DE LOS EQUIPOS					
TIEMPO DE CARGUIO (min)	35				
VOLQUETES 785B (ln)	153				
N° PASES	263				
HORAS DE CARGUIO (hrs)	15				
INTERVALO DE TIEMPO DEL SEGUIMIENTO (hrs)	3				
N° DE ETAPAS PARA EL SEGUIMIENTO	5				
III.-SEGUIMIENTO "ON LINE" DEL POYECTO:					
MÉTODOS DE SEGUIMIENTO	ETAPAS PARA EL SEGUIMIENTO				
	1	2	3	4	5
SPLIT DESKTOP	15	11	10	10	14
SPLIT ON LINE	14	10	10	10	12
VELOCIDAD DE CARGUIO	4.3	3.5	3.5	3.5	4
PROBLEMAS EN CHANCADORA	X				X
TONELADAS ENTRANTES A CHANCADORA	8047	16094	24142	32189	40236
TONELADAS RESTANTES	40236	32189	24142	16094	8047
TRIM BLASTING					X
IV.-COMENTARIOS					
La fragmentación que se espera es de 25 cm, que es equivalente a 10 pulgadas. Según los calculos de la Comminucion deberiamos de usar una carga de 190 kgs por taladro para obtener una fragmentacion de 25 cm.					

Split desktop VS Split on Line

Etapas del seguimiento	SPLIT ON LINE (pulg)	SPLIT DESKTOP (pulg)
1	14	15
2	10	10
3	10	10
4	10	10
5	14	15

CAPÍTULO VII MONITOREO DE LA FRAGMENTACIÓN PARA OPTIMIZAR RESULTADOS

7.1 HERRAMIENTAS PARA EL MONITOREO

Se debe de tener en cuenta las siguientes herramientas las cuales ya han sido sustentadas en los capítulos anteriores:

Fragmentación On Line del Proyecto “X”

Requisitos:

- Signos Vitales
- Cantidad de carga por taladro
- Dureza del material según Geología
- Diseño del amarre
- Análisis con el Split Desktop
- Análisis con el Split on Line
- Velocidad de carguío (Dispatch)
- Formato de registro “On Line”

7.2 EJEMPLO DEL MONITOREO

Fragmentación On Line del Proyecto 3320

- **Signos Vitales**

DISPARO	3320
FECHA	6-Oct-03
N° Taladros	56
Tipo de Roca	QA
Agente de Voladura	ANFO
Carga Promedio	199

#	N° Taladro	RC Mpa	Carga (Kg)
1	5178	115	207
2	5179	136	232
3	5180	84	174
4	5181	123	216
5	5182	121	214
6	5183	115	207
7	5184	91	181
8	5185	114	206
9	5186	70	160
10	5187	89	179
11	5188	75	164
12	5192	109	200
13	5193	115	208
14	5194	105	197
15	5195	105	196
16	5196	111	203
17	5197	86	176
18	5198	90	180
19	5199	92	182
20	5200	110	201
21	5201	76	165
22	5204	116	208
23	5205	106	197
24	5206	113	205
25	5207	112	203
26	5208	145	242
27	5209	116	208
28	5210	142	239

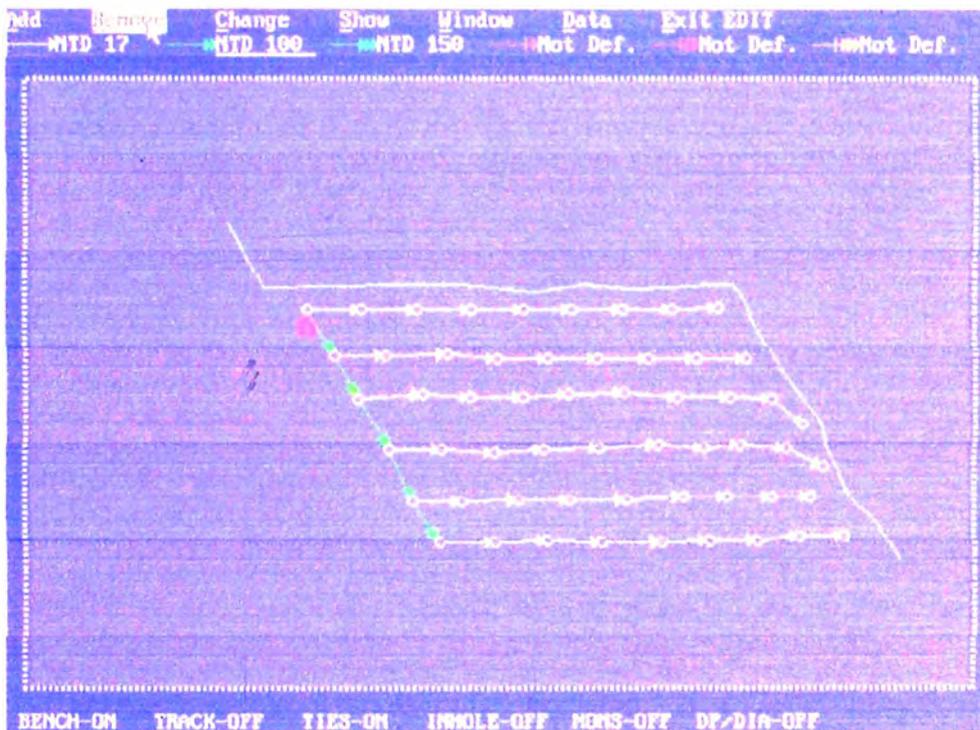
#	N° Taladro	RC Mpa	Carga (Kg)
29	5211	93	184
30	5212	90	180
31	5213	125	218
32	5214	90	179
33	5215	68	284
34	5219	108	199
35	5220	117	210
36	5221	109	200
37	5222	123	216
38	5223	91	181
39	5224	67	282
40	5225	70	160
41	5228	93	183
42	5233	120	213
43	5235	114	206
44	5236	98	188
45	5237	113	205
46	5238	92	182
47	5239	115	207
48	5240	103	194
49	5241	92	182
50	5242	102	192
51	5243	96	186
52	5244	95	186
53	5247	114	206
54	5248	116	209
55	5262	79	168
56	5279	91	181
Average		103	199

- **Cantidad de carga por taladro**

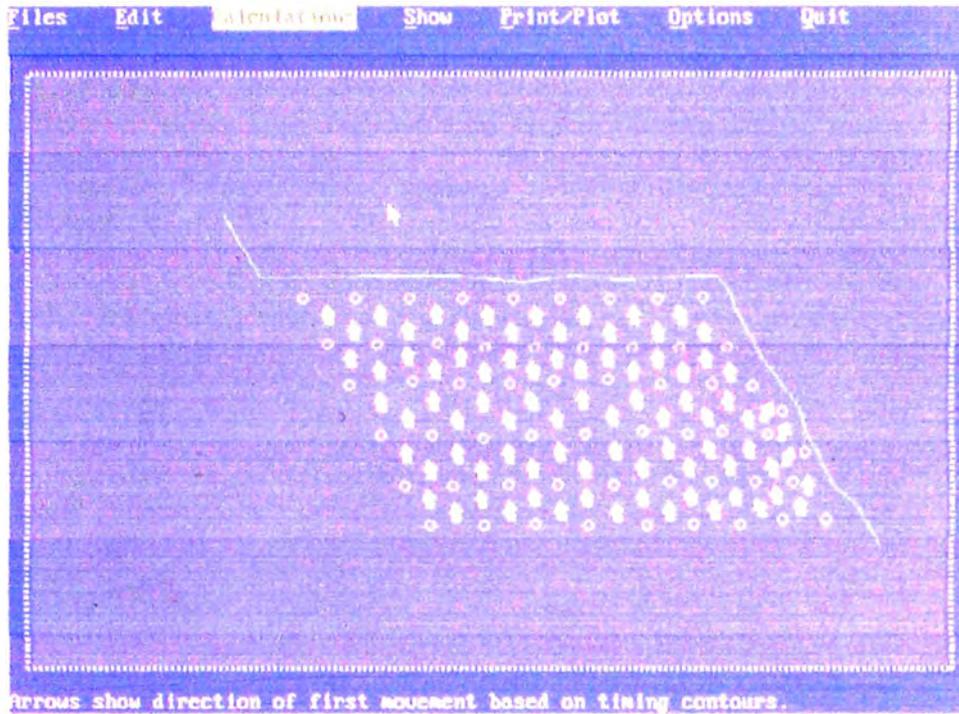
Promedio: 199 Kg. ANFO

- **Dureza del Material: 4 (QA)**

- **Diseño del amarre (Distribución de retardos)**



Dirección de salida



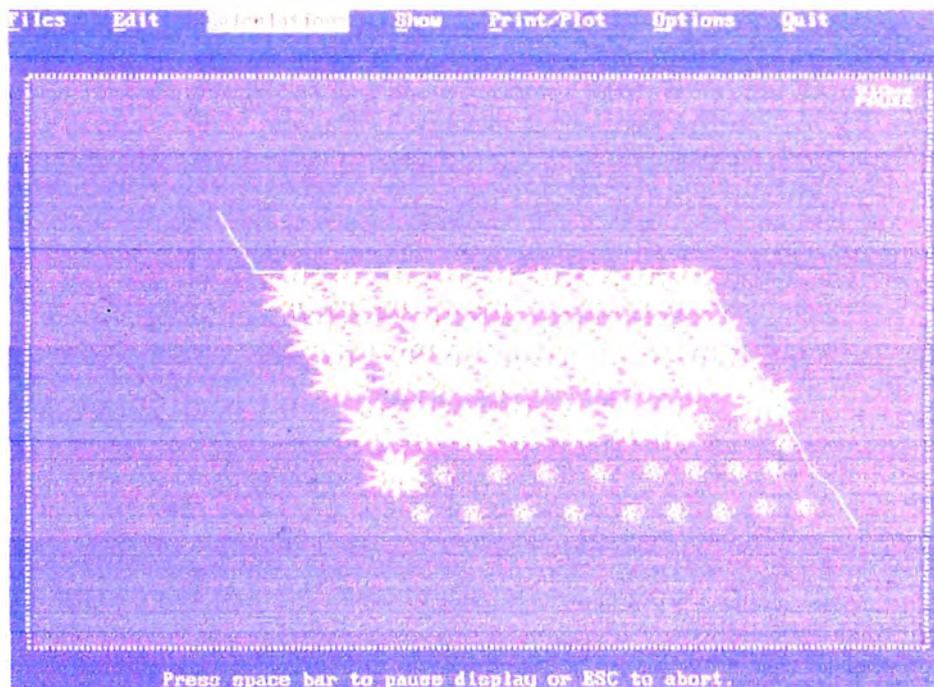
Isóbaras de salida



Secuencia de salida (primer taladro)



Secuencia de salida



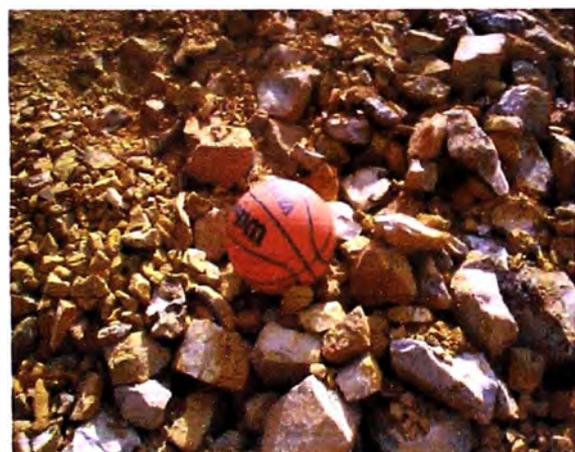
Reporte de retardos

The screenshot shows a software window with a menu bar containing 'Files', 'Edit', 'Calculations', 'Show', 'Print/Plot', 'Options', and 'Quit'. The main content area displays a table with the following data:

MINERA BARRICK UEA PIERINA			
Number of holes drilled	Days	Number of holes per day	%
Number of holes lost	Days	Number of holes per day	%
Total	10000	10000	100%
NTD 1	1000	1000	10%
NTD 100	10000	10000	100%
NTD 1000	10000	10000	100%

- **Análisis con el Split Desktop**

Fotos en el frente de carguio



CURVA DE DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DISPARO 3320

Granulometría

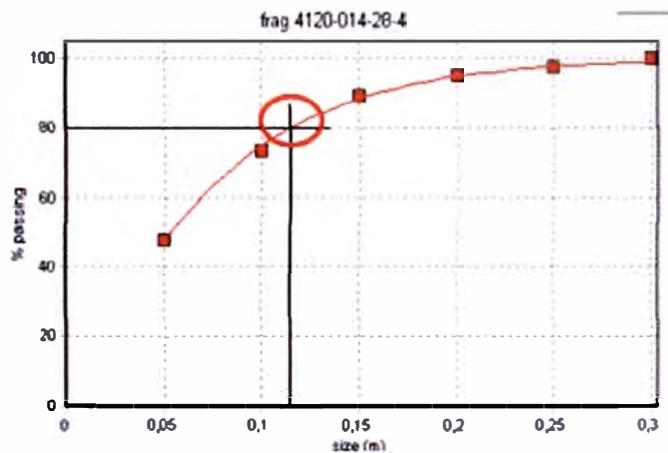
Parámetros Obtenidos

Tamaño Crítico (Xc)	0.07 m
Índice de uniformidad (n)	1,1
P80	0.11 m
Área total analizada	7.74 m ²

Distribución de los Fragmentos

#	Size (m)	(%) in bin	Cumulative(%)
1	0.05	47.9	47.9
2	0.10	25.5	73.3
3	0.15	16.2	89.5
4	0.20	5.6	95.2
5	0.25	2.3	97.4
6	0.30	2.6	100.0

% Pasante vs. el tamaño de los fragmentos



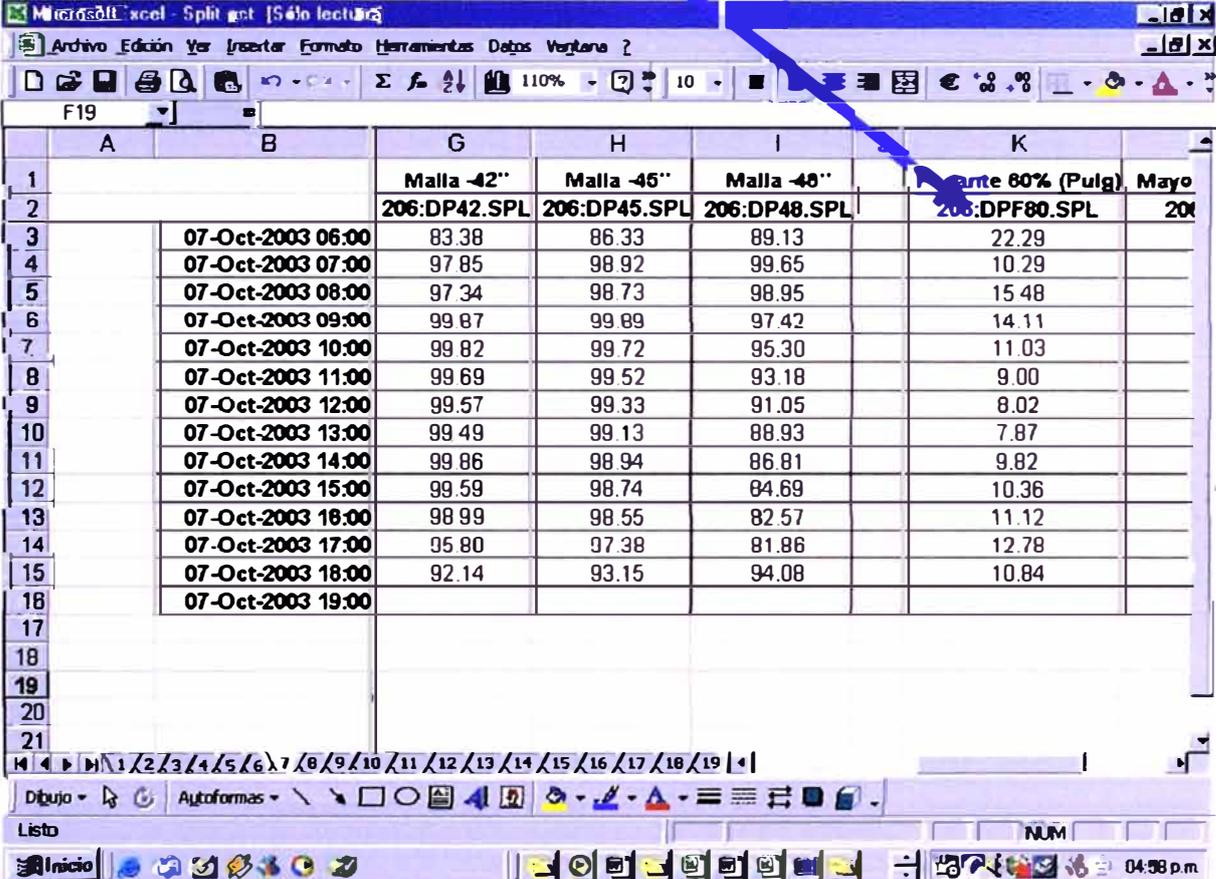
Gráfica promedio de las cuatro muestras cada 3 horas.

Según el gráfico el 80% del material es menor de 11 centímetros.

- **Análisis con el Split On Line**

El carguío se comenzó al día siguiente es por ello que se muestran los datos del día 7 de Octubre del 2003.

Se distingue que el 80%, se encuentra en promedio en centímetros.



The screenshot shows a Microsoft Excel spreadsheet with the following data table:

		G	H	I	K	
1		Malla -42"	Malla -45"	Malla -48"	Parte 80% (Pulg)	Mayo
2		206:DP42.SPL	206:DP45.SPL	206:DP48.SPL	206:DPF80.SPL	206
3	07-Oct-2003 06:00	83.38	86.33	89.13		22.29
4	07-Oct-2003 07:00	97.85	98.92	99.65		10.29
5	07-Oct-2003 08:00	97.34	98.73	98.95		15.48
6	07-Oct-2003 09:00	99.87	99.89	97.42		14.11
7	07-Oct-2003 10:00	99.82	99.72	95.30		11.03
8	07-Oct-2003 11:00	99.69	99.52	93.18		9.00
9	07-Oct-2003 12:00	99.57	99.33	91.05		8.02
10	07-Oct-2003 13:00	99.49	99.13	88.93		7.87
11	07-Oct-2003 14:00	99.86	98.94	86.81		9.82
12	07-Oct-2003 15:00	99.59	98.74	84.69		10.36
13	07-Oct-2003 16:00	98.99	98.55	82.57		11.12
14	07-Oct-2003 17:00	95.80	97.38	81.86		12.78
15	07-Oct-2003 18:00	92.14	93.15	94.08		10.84
18	07-Oct-2003 19:00					

- **Velocidad de carguío (Dispatch)**

Para el análisis de las velocidades, de igual modo se tomaron los datos del día siguiente a horas que se comenzó el carguío.

	year	month	day	shift	truck	grade	loc	excav	Carga	load	dump
94	3	11	7	B	V10	(Todas)	CH PRIMARIA C04		6.15 M. Bueno		147.3
96	3	11	7	B	V03	(Las 10 más...)	CH PRIMARIA C04		4.48 M. Bueno		143.2
97	3	11	7	B	V11	(Personalizar...)	CH PRIMARIA C04		5.02 M. Bueno		166.8
100	3	11	7	B	V10	3870E3320	CH PRIMARIA C04		6.35 M. Bueno		153
101	3	11	7	B	V03	3870E3320	CH PRIMARIA C04		6.73 M. Bueno		136.8
102	3	11	7	B	V11	3910V29004	CH PRIMARIA C04		5.17 M. Bueno		151.7
105	3	11	7	B	V03	3920V28059	CH PRIMARIA C04		4.38 M. Bueno		153
106	3	11	7	B	V11	CHIAN10001	CH PRIMARIA C04		3.90 M. Bueno		155.3
108	3	11	7	B	V04	(Nuevo)	CH PRIMARIA C04		3.80 M. Bueno		157.5
110	3	11	7	B	V03	3870E3320	CH PRIMARIA C04		6.85 M. Bueno		145.7
111	3	11	7	B	V11	3870E3320	CH PRIMARIA C04		4.35 M. Bueno		160.6
113	3	11	7	B	V04	3870E3320	CH PRIMARIA C04		4.50 M. Bueno		145.7
119	3	11	7	B	V11	3870E3320	CH PRIMARIA C04		4.72 M. Bueno		153.2
121	3	11	7	B	V13	3870E3320	CH PRIMARIA C04		4.90 M. Bueno		162.1
123	3	11	7	B	V04	3870E3320	CH PRIMARIA C04		3.82 M. Bueno		157.9
124	3	11	7	B	V11	3870E3320	CH PRIMARIA C04		3.52 M. Bueno		131.8
126	3	11	7	B	V13	3870E3320	CH PRIMARIA C04		4.72 M. Bueno		164.3
128	3	11	7	B	V04	3870E3320	CH PRIMARIA C04		4.53 M. Bueno		155.2
129	3	11	7	B	V11	3870E3320	CH PRIMARIA C04		4.67 M. Bueno		156.9
130	3	11	7	B	V10	3870E3320	CH PRIMARIA C04		3.77 M. Bueno		148.1
132	3	11	7	B	V13	3870E3320	CH PRIMARIA C04		5.02 M. Bueno		154.1
134	3	11	7	B	V11	3870E3320	CH PRIMARIA C04		4.75 M. Bueno		151
137	3	11	7	D	V10	3070C3320	CH PRIMARIA C04		5.23 M. Bueno		155.7
138	3	11	7	B	V04	3870E3320	CH PRIMARIA C04		4.55 M. Bueno		136.5
139	3	11	7	B	V11	3870E3320	CH PRIMARIA C04		5.03 M. Bueno		158.5
143	3	11	7	B	V04	3870E3320	CH PRIMARIA C04		4.90 M. Bueno		149.1
145	3	11	7	B	V11	3870E3320	CH PRIMARIA C04		3.80 M. Bueno		167.7

La velocidad promedio: 4.03

El estudio fue realizado para todos los casos para el el cargador C04 que es un 994-G.

• **Formato de Registro “On Line”**

A continuación se muestra el resultado total del estudio en el Formato de Registro “On Line”.

MONITOREO DE LA FRAGMENTACION "ON LINE"

N° DISPARO: _____
 BANCO: _____
 FECHA: _____

I.-PARAMETROS ANTES DEL DISPARO					
TIPO DE MATERIAL:	Mineral				
DENSIDAD	2.2				
DUREZA DE MATERIAL	4				
EXPLOSIVO	ANFO				
MALLA DE PERFORACIÓN (E)	6.5				
ALTURA DE PERFORACIÓN	10				
SUB DRILLING	0.5				
N° DE TALADROS	50				
TONELADAS POR TALADRO	806				
TONELADAS POR DISPARO	40236				
CARGA/TALADRO	190				
FACTOR DE ENERGIA	0.236				
II.-CARACTERISTICAS DE LOS EQUIPOS					
TIEMPO DE CARGUIO (min)	3.5				
VOLQUETES 785B (tn)	153				
N° PASES	263				
HORAS DE CARGUIO (hrs)	15				
INTERVALO DE TIEMPO DEL SEGUIMIENTO (hrs)	3				
N° DE ETAPAS PARA EL SEGUIMIENTO	5				
III.-SEGUIMIENTO "ON LINE" DEL POYECTO:					
MÉTODOS DE SEGUIMIENTO	ETAPAS PARA EL SEGUIMIENTO				
	1	2	3	4	5
SPLIT DESKTOP	15	11	10	10	14
SPLIT ON LINE	14	10	10	10	12
VELOCIDAD DE CARGUIO	4.3	3.5	3.5	3.5	4
PROBLEMAS EN CHANCAADORA	X				X
TONELADAS ENTRANTES A CHANCAADORA	8047	16094	24142	32189	40236
TONELADAS RESTANTES	40236	32189	24142	16094	8047
TRIM BLASTING					X
IV.-COMENTARIOS					
la fragmentación que se espera es de 25 cm, que es equivalente a 10 pulgadas. Según los calculos de la Cominucion deberiamos de usar una carga de 190 kgs por taladro para obtener una fragmentacion de 25 cm.					

Split desktop VS Split on Line

Etapas del seguimiento	SPLIT DESKTOP (pulg)	SPLIT ON LINE (pulg)
1	15	14
2	11	10
3	10	10
4	10	10
5	14	12

7.3. IMPLEMENTACIÓN DEL TAPONEX

7.3.1 TAPONEX

La empresa responsable de la voladura es Dyno Nobel Samex, quien en el mes de Octubre del 2003, trajo para prueba 100 taponex utilizándose en dos frentes, obteniéndose buenos resultados en la velocidad de carguío y la fragmentación, es por ello que la empresa tiene pensado introducir este producto en la voladura. Este producto trae un ahorro en la perforación, debido a que ya no es necesario el sub-drilling, y en la voladura anula el uso de la manga siempre y cuando la presencia de agua no pase los 2 metros de altura.

Se practicaron pruebas con el taponex para taladros de 7 7/8", el día 9 de Octubre del 2003 en el banco 3860.

Su curioso diseño es el fruto de numerosas pruebas en el terreno, que aseguran la creación y aplicación consistente de ondas tensionales al medio rocoso.

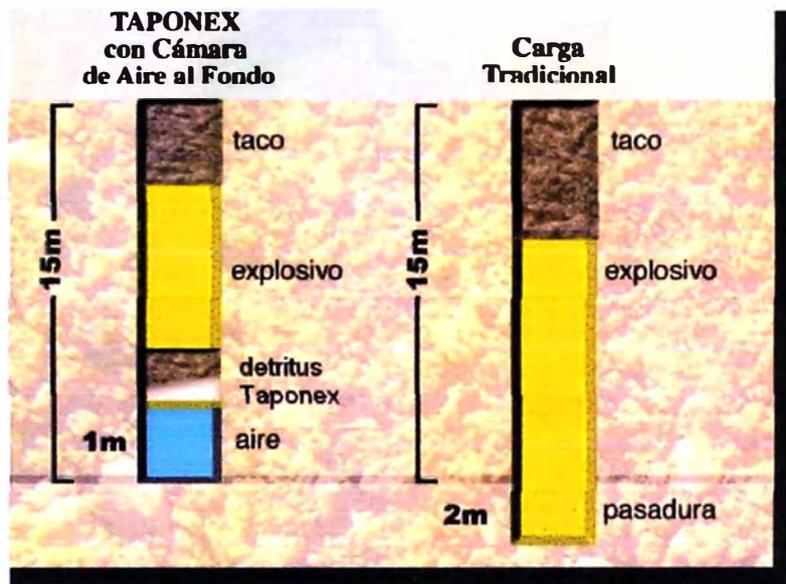
7.3.2 VENTAJAS DEL TAPONEX

- No existe sobre-perforación, por lo que habrá ahorro de costos en este rubro.
- Reducción de la columna explosiva, por lo que habrá reducción de costos en explosivos.
- Contracción de la eyección de tacos
- Reducción del Fly Rock, lo que contribuirá a optimizar la seguridad minera.
- Descenso notable de vibraciones
- Disminución de la onda aérea
- Aumento en la velocidad de carguío
- Fragmentación homogénea

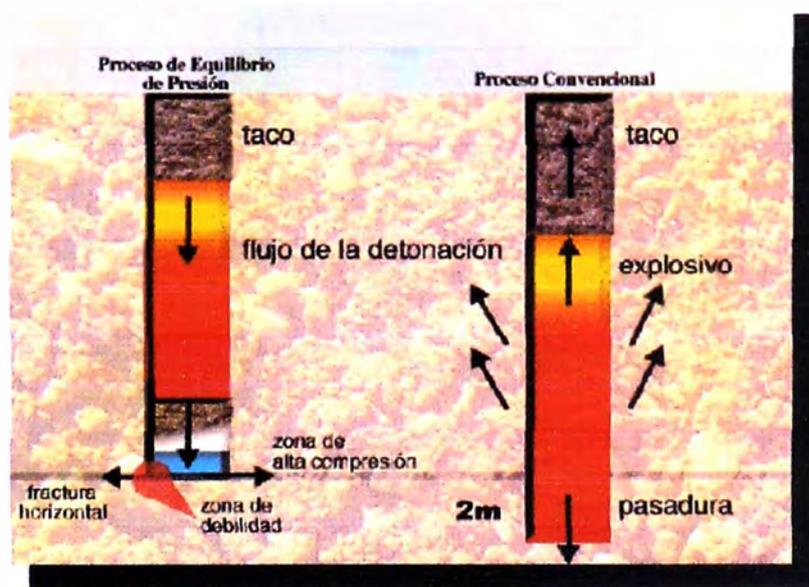
El estudio del ahorro por el uso del taponex se muestra en el siguiente cuadro Nro.8, cabe recalcar que se debe de considerar las condiciones del terreno especialmente si existe agua, donde se ahorraría la manga que es el caso de este cuadro.

7.3.3 ETAPAS DEL TAPONEX

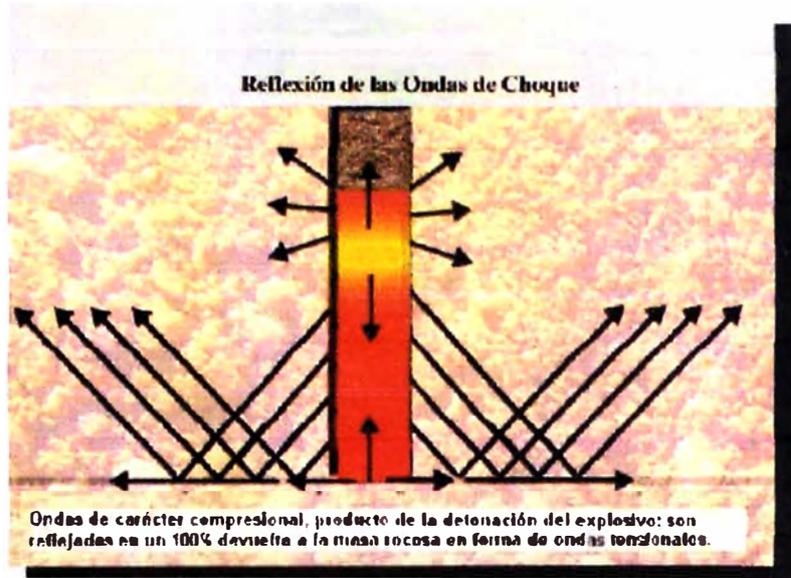
Primera etapa



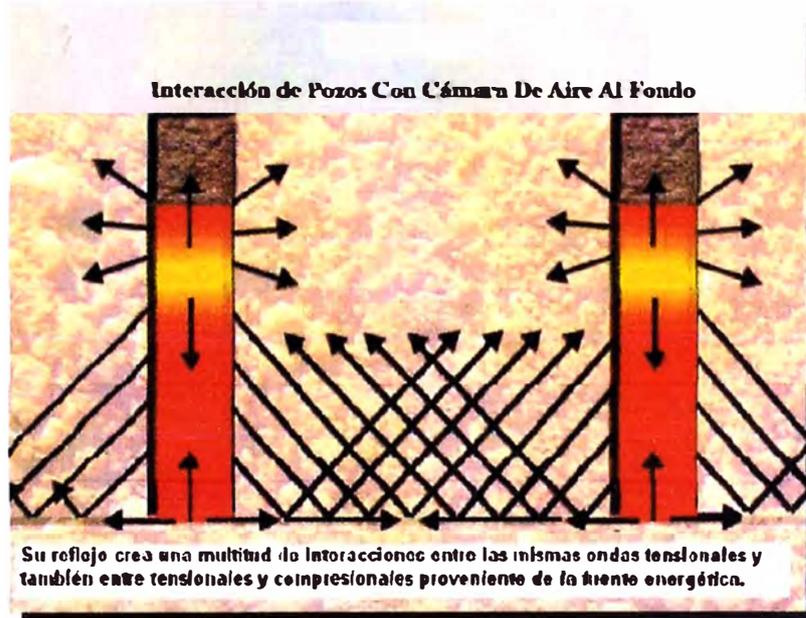
Segunda Etapa



Tercera etapa



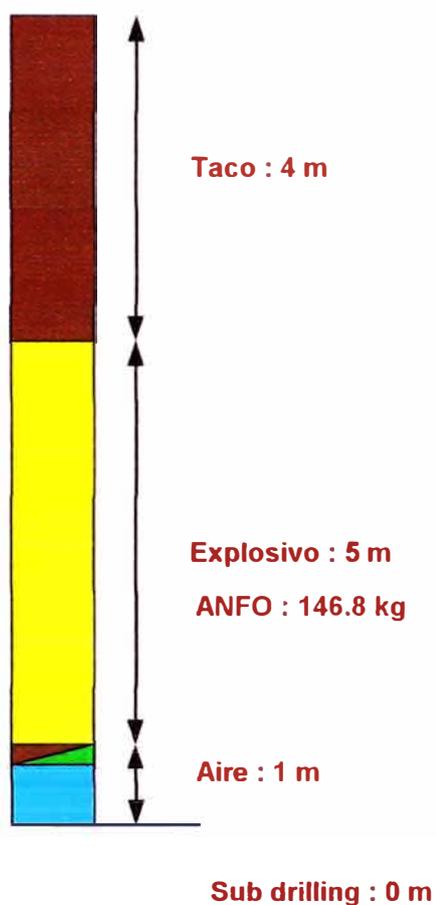
Cuarta etapa



7.3.4 Fragmentación en Tiempo Real

DISPARO	3860E
FECHA	9-Oct-03
N° de taladros	50
Tipo de roca	VS
Agente de Voladura	ANFO
Carga Promedio	174

DISTRIBUCIÓN DE CARGA



Requisitos:

- **Signos Vitales**



Equipo	Disparo	N° Taladro	Material	Pulldow Avg	Empuje Avg	RPM Avg	Vel Penetracion Avg	Diametro Avg	Resistencia Avg	Carga
P01	43	6150	5	893	6480 501	99	35	250 83	90	180
P01	43	6151	5	812	5892 684	91	38	250 83	79	169
P01	43	6152	5	820	5950 74	108	35	250 83	90	180
P01	43	6153	5	745	5406 465	108	29	250 83	94	184
P01	43	6154	5	871	6320 847	83	56	250 83	64	154
P01	43	6155	5	763	5537 091	86	26	250 83	90	180
P01	43	6028	5	857	6219 249	82	38	250 83	77	167
P01	43	6029	5	1150	8345 55	103	33	250 83	107	197
P01	43	6030	5	762	5529 834	107	30	250 83	93	183
P01	43	6031	5	1153	8367 321	87	45	250 83	85	175
P01	43	6009	5	961	6973 977	108	49	250 83	82	172
P01	43	6018	5	821	5957 997	104	32	250 83	93	183
P01	43	6019	5	945	6857 865	108	49	250 83	82	172
P01	43	6039	5	805	5841 885	99	41	250 83	79	169
P01	43	6040	5	770	5587 89	105	39	250 83	82	172
P01	43	6041	5	766	5558 862	109	29	250 83	96	186
P01	43	6042	5	917	6654 669	106	55	250 83	75	165
P01	43	6026	5	1360	9869 52	106	33	250 83	118	208
P01	43	6027	5	1317	9557 469	108	42	250 83	104	194
P01	43	1216	5	844	6124 908	86	47	250 83	70	160
P01	43	1217	5	868	6299 076	107	28	250 83	103	193
P01	43	1218	5	765	5551 605	107	35	250 83	87	177
P01	43	1219	5	806	5849 142	106	27	250 83	101	191
P01	43	1222	5	866	6284 562	104	39	250 83	86	176
P01	43	1223	5	989	7177 173	106	28	250 83	110	200
P01	43	1224	5	948	6879 636	104	22	250 83	120	210
P01	43	1225	5	1101	7989 957	107	40	250 83	97	187
P01	43	1226	5	832	6037 824	108	32	250 83	95	185
P01	43	1227	5	1071	7772 247	109	69	250 83	74	164
P01	43	1228	5	726	5268 582	101	29	250 83	90	180
P01	43	1229	5	788	5718 516	88	34	250 83	81	171
P01	43	1230	5	994	7213 458	107	36	250 83	97	187
P01	43	1231	5	827	6001 539	90	28	250 83	92	182
P01	43	1232	5	827	6001 539	90	28	250 83	92	182
P01	43	1233	5	676	4905 732	92	33	250 83	78	168
P01	43	1236	5	698	5065 386	98	35	250 83	79	169
P01	43	1237	5	988	7169 916	93	33	250 83	95	185
P01	43	1238	5	1117	8106 069	94	28	250 83	110	200
P01	43	1239	5	615	4463 055	84	34	250 83	70	160
P01	43	1240	5	680	4934 76	83	43	250 83	65	155
P01	43	1241	5	628	4557 396	91	44	250 83	65	155
P01	43	1242	5	728	5283 096	90	48	250 83	66	156
P01	43	1243	5	622	4513 854	89	45	250 83	63	153
P01	43	1244	5	651	4724 307	85	49	250 83	60	150
P01	43	1245	5	627	4550 139	84	37	250 83	68	158
P01	43	1246	5	593	4303 401	95	48	250 83	61	151
P01	43	1247	5	645	4680 765	84	49	250 83	60	150
P01	43	1248	5	671	4869 447	107	52	250 83	67	157
P01	43	1253	5	593	4303 401	79	43	250 83	59	149
P01	43	1254	5	641	4651 737	87	58	250 83	56	146
PROMEDIO									84	174

- **Cantidad de carga por taladro**

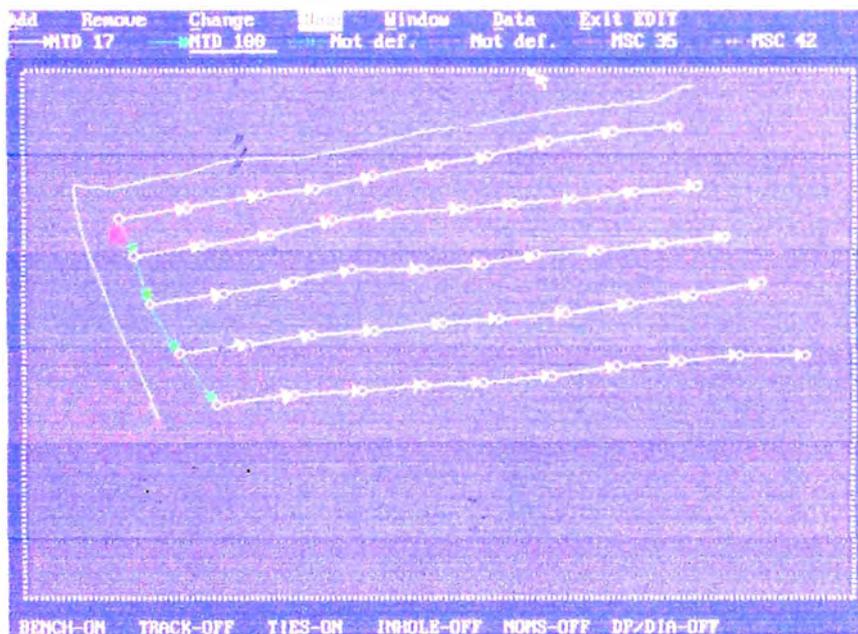
Con los signos vitales nos recomienda 173 kg, Pero con el uso del taponex solo se requiere de 146.8 kg, dejando un metro de cámara de aire abajo.

- **Dureza del material según Geología**

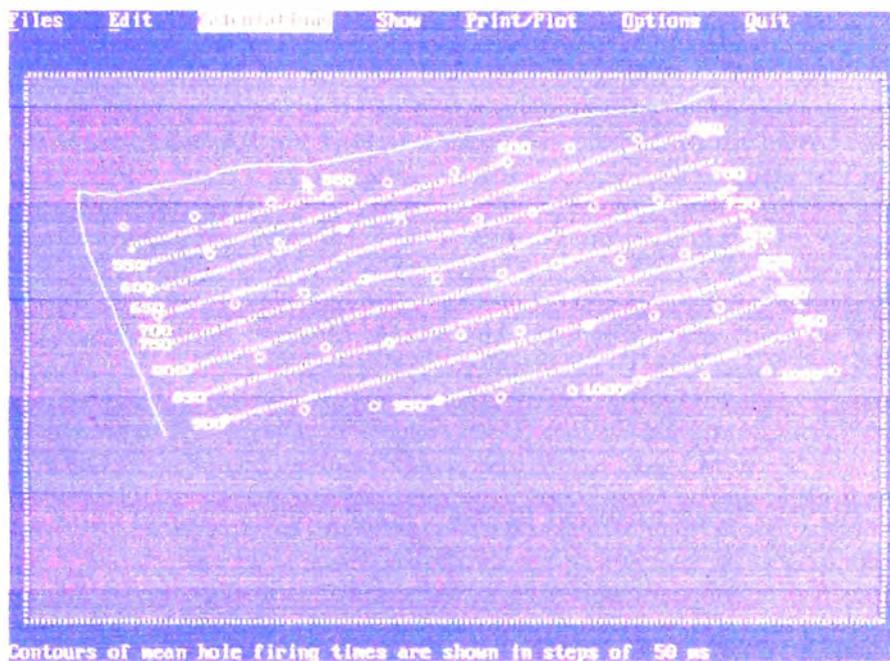
Dureza del material: 5 VS

- **Diseño del amarre**

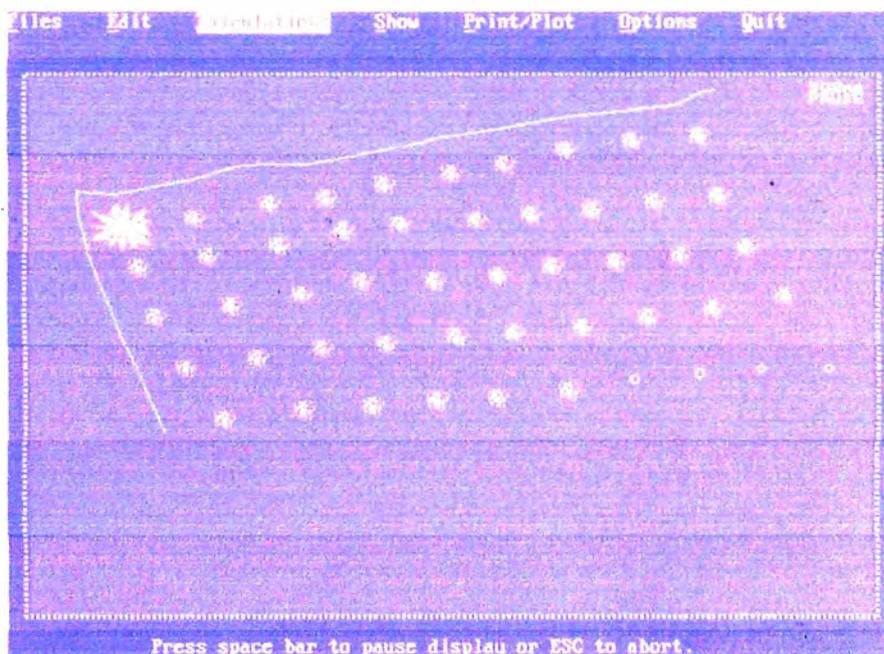
Distribución de retardos



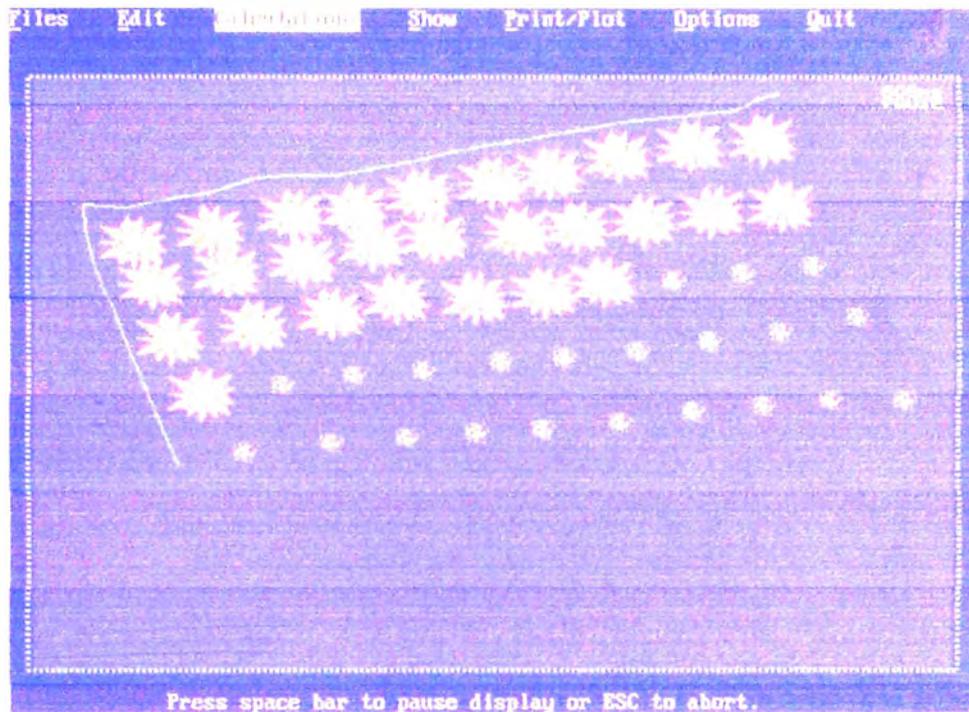
Isóbaras de salida



Secuencia de salida



Secuencia de salida



Reporte de retardos

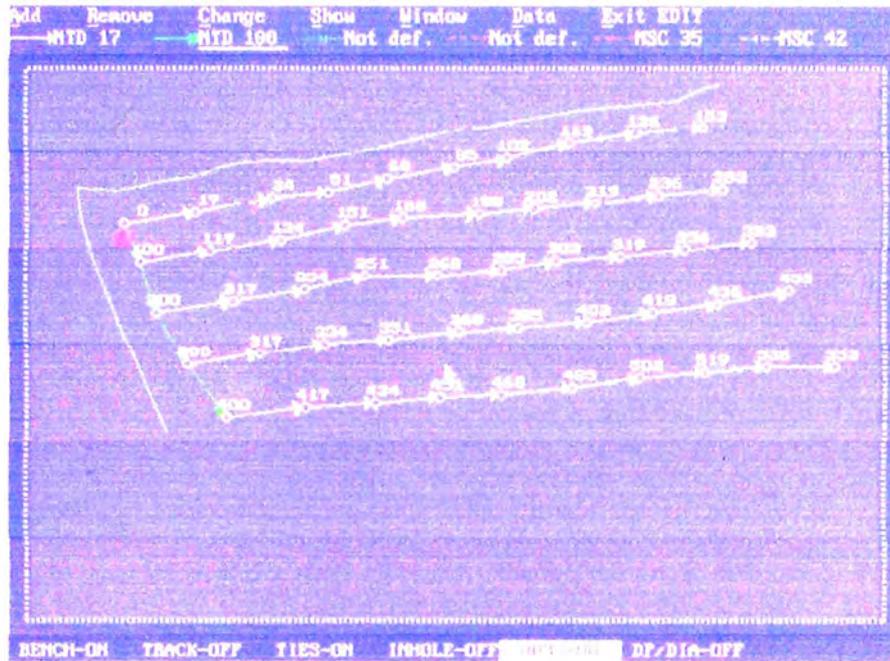
Files Edit Calculations Show Print/Plot Options Quit

Relief ns/n 10.< <12.5 <15. <17.5 <20. <22.5 <25.

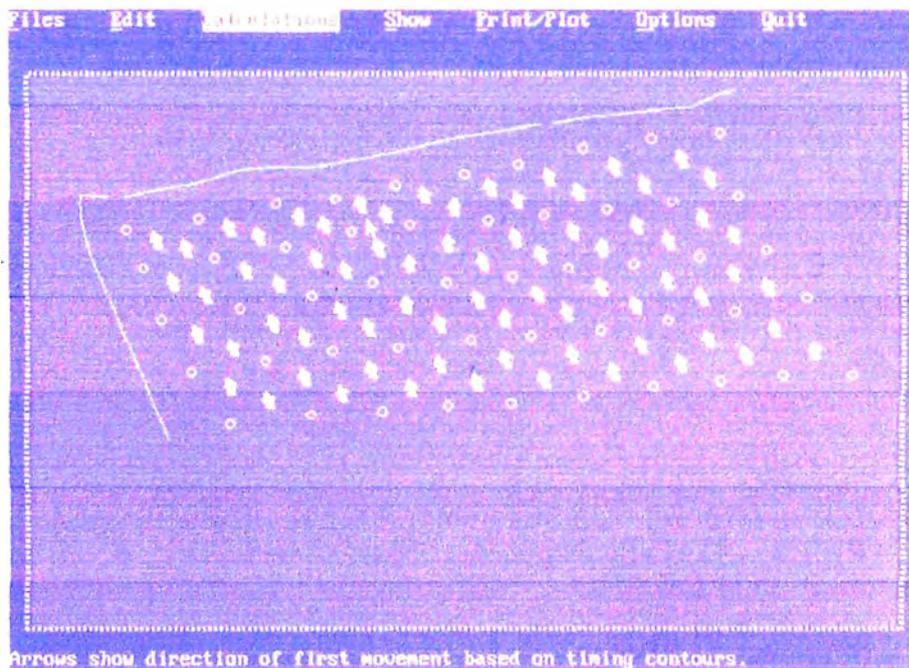
Summary report of delay

Number of holes drilled	50	Number of sections	10
Number of lost holes	0	Number of broken holes	0
Product	Quantity	Value	
HTD 17	414 9.00	3726.00	15
HTD 100	14 7.00	98.00	1
HTD 101	4 10.00	40.00	1

Distribución de retardos

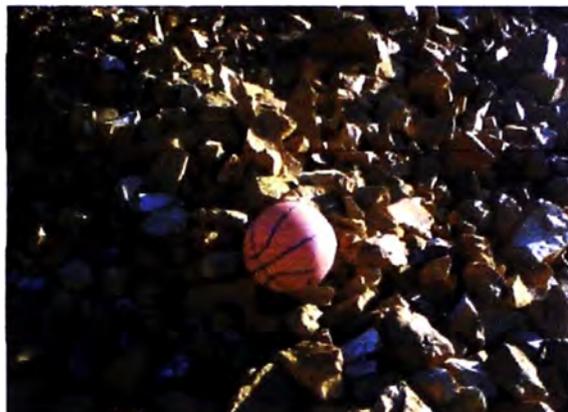


Dirección de salida



- **Análisis con el Split Desktop**

Fotos en el frente de carguio



CURVA DE DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DISPARO 3860E

Granulometría

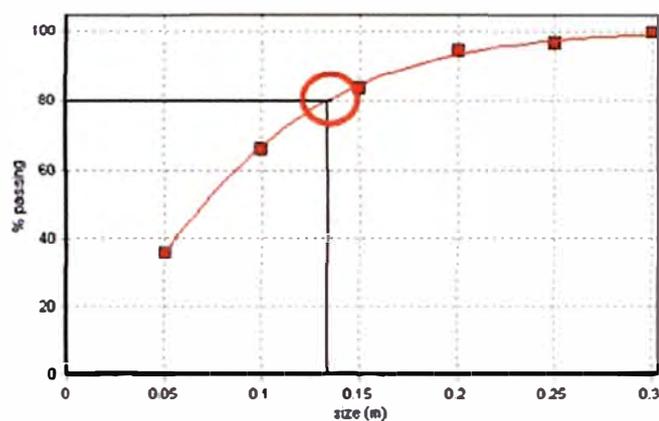
Parámetros Obtenidos

Tamaño Crítico (Xc)	0.09 m
Índice de uniformidad (n)	1,31
P80	0.12 m
Área total analizada	12.05 m ²

Distribución de los Fragmentos

Sie	Size (m)	(% in bin)	Cumulative(%)
1	0.05	27.4	27.4
2	0.10	30.1	57.5
3	0.15	17.2	74.7
4	0.20	13.3	88.0
5	0.25	7.6	95.6
6	0.30	1.9	97.5
7	0.35	2.5	100.0

% Pasante vs. el tamaño de los fragmentos



Gráfica promedio de las cuatro muestras cada 3 horas.

Según el gráfico el 80% del material es menor de 12 centímetros.

- **Análisis con el Split on Line**

El carguío se comenzó al día siguiente es por ello que se muestran los datos del día 7 de Octubre del 2003.

Se distingue que el 80%, se encuentra en promedio en centímetros.

	B	E	F	G	H	I	J	K
1		Malla 24"	Malla 36"	Malla 42"	Malla 45"	Malla 48"		Paso 80% (Pul.
2		206:DP24.SPL	206:DP36.SPL	206:DP42.SPL	206:DP45.SPL	206:DP48.SPL		206:DPF80.SPL
3	10-Oct-2003 06:00	83.15	91.04	92.63	93.84	92.73		11.00
4	10-Oct-2003 07:00	86.68	91.11	93.62	95.13	91.17		11.00
5	10-Oct-2003 08:00	85.48	96.42	98.91	99.47	100.00		12.00
6	10-Oct-2003 09:00	98.90	99.97	99.98	99.99	100.00		10.26
7	10-Oct-2003 10:00	99.33	100.00	100.00	100.00	100.00		7.16
8	10-Oct-2003 11:00	99.23	100.00	100.00	100.00	100.00		8.76
9	10-Oct-2003 12:00	99.15	99.86	100.00	100.00	100.00		6.33
10	10-Oct-2003 13:00	99.44	99.60	100.00	100.00	100.00		7.16
11	10-Oct-2003 14:00	97.89	99.33	100.00	100.00	100.00		8.90
12	10-Oct-2003 15:00	99.20	99.94	100.00	100.00	100.00		8.20
13	10-Oct-2003 16:00	98.91	99.90	100.00	100.00	100.00		8.97
14	10-Oct-2003 17:00	86.42	90.38	92.07	93.01	93.91		12.00
15	10-Oct-2003 18:00	98.13	99.01	99.24	99.36	99.00		7.06
16	10-Oct-2003 19:00							
17								
18								
19								
20								
21								
22								
23								
24								

Data del Split on Line cada 10 minutos recibida por Procesos

	A	B	F	G	H	I	J	K	L
			Malla .24"	Malla .36"	Malla .42"	Malla .45"	Malla .48"		Pasante 88% (Pulg) Mayo
2			206-DP24.SPL	206-DP36.SPL	206-DP42.SPL	206-DP45.SPL	206-DP48.SPL		206-DPFBLSPL
23		18-Oct-2003 11:20	99.39	100.00	100.00	100.00	100.00		6.67
24		18-Oct-2003 11:30	99.37	100.00	100.00	100.00	100.00		6.77
25		18-Oct-2003 11:40	99.24	100.00	100.00	100.00	100.00		6.88
26		18-Oct-2003 11:50	99.17	100.00	100.00	100.00	100.00		6.98
27		18-Oct-2003 12:00	99.10	100.00	100.00	100.00	100.00		7.08
28		18-Oct-2003 12:10	99.02	100.00	99.99	100.00	100.00		7.20
29		18-Oct-2003 12:20	98.95	100.00	99.96	100.00	100.00		8.51
30		18-Oct-2003 12:30	99.79	100.00	99.93	100.00	100.00		9.31
31		18-Oct-2003 12:40	99.45	100.00	99.91	100.00	100.00		10.04
32		18-Oct-2003 12:50	97.58	100.00	99.88	100.00	100.00		12.11
33		18-Oct-2003 13:00	98.76	100.00	99.85	100.00	100.00		12.41
34		18-Oct-2003 13:10	99.48	100.00	99.82	100.00	100.00		9.48
35		18-Oct-2003 13:20	99.20	100.00	99.79	100.00	100.00		6.03
36		18-Oct-2003 13:30	99.48	99.94	99.76	100.00	100.00		8.94
37		18-Oct-2003 13:40	99.60	99.75	99.73	100.00	100.00		9.67
38		18-Oct-2003 13:50	99.53	99.55	99.70	100.00	100.00		9.65
39		18-Oct-2003 14:00	98.67	99.35	99.67	100.00	100.00		8.54
40		18-Oct-2003 14:10	99.15	99.15	99.64	100.00	100.00		10.43
41		18-Oct-2003 14:20	98.89	98.95	99.61	100.00	100.00		12.39
42		18-Oct-2003 14:30	88.10	88.75	88.58	100.00	100.00		9.82
43		18-Oct-2003 14:40	97.75	98.55	99.55	100.00	100.00		10.75
44		18-Oct-2003 14:50	98.20	98.36	99.52	100.00	100.00		11.68
45		18-Oct-2003 15:00	97.40	99.05	99.73	100.00	100.00		10.64
46		18-Oct-2003 15:10	95.32	99.89	99.86	100.00	100.00		11.43
47		18-Oct-2003 15:20	97.61	99.76	99.70	100.00	100.00		13.78
48		18-Oct-2003 15:30	98.71	99.64	99.55	100.00	100.00		10.50
49		18-Oct-2003 15:40	96.14	98.54	99.39	100.00	100.00		13.97

- **Velocidad de carguío (Dispatch)**

Para el análisis de las velocidades, de igual modo se tomaron los datos del día siguiente a horas que se comenzó el carguío.

	A	D	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L
1												
2	year	month	day	shift	truck	grade	loc	excav	Cargi	load	dumpsto	
43	3	10	10	A	V01	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	2.37	M.Buena	165.4	
45	3	10	10	A	V06	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	4.23	M.Buena	155.9	
48	3	10	10	A	V11	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	2.95	M.Buena	160.5	
50	3	10	10	A	V03	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	1.07	M.Buena	167.7	
54	3	10	10	A	V04	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	4.30	M.Buena	151.9	
57	3	10	10	A	V05	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	3.07	M.Buena	155	
61	3	10	10	A	V13	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	1.67	M.Buena	156.1	
62	3	10	10	A	V06	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	5.17	M.Buena	144.5	
65	3	10	10	A	V01	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	3.63	M.Buena	155.1	
67	3	10	10	A	V11	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	3.92	M.Buena	153	
69	3	10	10	A	V03	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	5.02	M.Buena	151.5	
71	3	10	10	A	V04	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	4.27	M.Buena	154.6	
74	3	10	10	A	V08	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	4.52	M.Buena	144.8	
77	3	10	10	A	V13	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	0.28	M.Buena	143	
79	3	10	10	A	V01	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	2.75	M.Buena	149.4	
81	3	10	10	A	V11	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	2.03	M.Buena	152	
84	3	10	10	A	V04	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	4.17	M.Buena	157	
87	3	10	10	A	V12	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	4.45	M.Buena	160.7	
90	3	10	10	A	V08	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	4.22	M.Buena	161.9	
96	3	10	10	A	V09	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	0.55	M.Buena	134.8	
97	3	10	10	A	V02	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	3.25	M.Buena	150.4	
101	3	10	10	A	V04	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	3.93	M.Buena	159.5	
102	3	10	10	A	V03	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	3.23	M.Buena	162.3	
105	3	10	10	A	V08	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	4.38	M.Buena	153	
108	3	10	10	A	V06	3860E3443	CH PRIMARIA	C04	4.60	M.Buena	155	

La velocidad promedio: 3.92

El estudio fue realizado para todos los casos para el cargador C04 que es un 994-G.

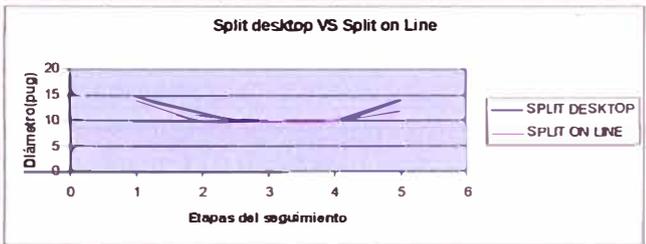
• **Formato de Registro “On Line”**

A continuación se muestra el resultado total del estudio en el Formato de Registro “On Line”.

MONITOREO DE LA FRAGMENTACION "ON LINE"

N° DISPARO: 43
 BANCO: 3860 E
 FECHA: 09-Oct-03

I.-PARAMETROS ANTES DEL DISPARO					
TIPO DE MATERIAL:	Mineral				
DENSIDAD	2.2				
DUREZA DE MATERIAL	5 (VS)				
EXPLOSIVO	ANFO				
MALLA DE PERFORACIÓN (E)	6.5				
ALTURA DE PERFORACIÓN	10				
SUB DRILLING	0				
N° DE TALADROS	50				
TONELADAS POR TALADRO	805				
TONELADAS POR DISPARO	40236				
CARGA/TALADRO	146.8				
FACTOR DE ENERGÍA	0.182				
II.-CARACTERISTICAS DE LOS EQUIPOS					
TIEMPO DE CARGUIO (min)	3.92				
VOLQUETES 785B (tn)	153				
N° PASES	263				
HORAS DE CARGUIO (hrs)	17				
INTERVALO DE TIEMPO DEL SEGUIMIENTO (hrs)	3				
N° DE ETAPAS PARA EL SEGUIMIENTO	5				
III.-SEGUIMIENTO "ON LINE" DEL PROYECTO:					
MÉTODOS DE SEGUIMIENTO	ETAPAS PARA EL SEGUIMIENTO				
	1	2	3	4	5
SPLIT DESKTOP	15	12	11	11	13
SPLIT ON LINE	14	11	10	8	13
VELOCIDAD DE CARGUIO	4.3	3.92	3.98	4	4.5
PROBLEMAS EN CHANCADORA	X				X
TONELADAS ENTRANTES A CHANCADORA	8047	16094	24142	32189	40236
TONELADAS RESTANTES	40236	32189	24142	16094	8047
TRIM BLASTING					
IV.-COMENTARIOS	<p>La fragmentación promedio que se tubo es de 11 a 12 pulgadas, teniendo problemas en chancadora al comienzo y al final, por la dureza del material mas no por la fragmentación.</p>				



7.3.5 ANÁLISIS DE COSTO POR EL USO DEL TAPONEX**AHORRO POR EL USO DEL TAPONEX****Taladros 7 7/8"**

Temporada seca

			Ahorro en ANFO(kg)	27.2
			Unidades ahorradas	US \$/Taladro
AMMONIUM NITRATE	281.44	US \$/TON	0	7.196
EMULSION	370.00	US \$/TON	0	0.000
BOOSTER	2.13	US \$/UNI	0	0.000
TECNEL 7.2	1.55	US \$/UNI	0	0.000
TECNEL 14.4	1.98	US \$/UNI	0	0.000
PETROLEO	1.44	US \$/GAL	0	0.459
MANGA(25cm)	72.00	US \$/ROLLO	1	4.800
TAPONEX	7.21	US \$/UNI	1	-7.210
SUB-DRILLING	3.58	US \$/METRO	0.5	1.790

Obervaciones:

Manga (max.2m de agua 15 metros)

Ahorro(US \$/Taladro)

7.035

Taladros/disparo

50

Total por disparo (US \$)

351.7584

CAPÍTULO XIII CONCLUSIONES, RECOMENDACIONES Y APENDICES

8.1 CONCLUSIONES

- Una buena y adecuada fragmentación trae como resultado un buen ciclo de carguío y acarreo. La propiedad de la dureza del material es muy importante para el proceso del chancado; gracias al “Split on Line” se observa que aún con una buena fragmentación se presentan problemas en el proceso de chancado del material.
- Se debe de tener mucho cuidado con el confinamiento a la hora de seleccionar los retardos del sistema de voladura.
- Los diseños deben tener en cuenta que antes de la salida del primer taladro, debe de haber quemado en la superficie la mayoría o en lo posible todos los taladros.
- De acuerdo a la Teoría de la Conminución el agente de voladura como el ANFO es el material mas adecuado para este tipo de terreno.
- No es suficiente aplicar la Teoría de la Conminución para saber la cantidad de carga explosiva por taladro, sino también la distribución adecuada y racional de los retardos.
- El programa de los Signos Vitales nos muestra cómo varían las resistencias a la compresión en los taladros contiguos, esto se debe al tipo de mineralización que se tiene; es por ello que el proyecto no debe tratarse como uno solo, sino como un conjunto de proyectos con diferentes características fisico-mecánicas de los materiales rocosos.
- El propósito de este trabajo es reemplazar el trabajo de seguimiento de fragmentación realizado por el “Split Desktop”, el cual se realiza en el campo, tomando datos cada 3 horas de cómo se está encontrando el material disparado, por

el “Split on Line”, que es el resultado del material que llega a la chancadora, producto del disparo.

- Se logró optimizar la información de los siguientes programas: Dispatch, Split desktop y Split on Line. Todo esto es con la finalidad de manejar los resultados de los disparos con la cantidad de carga, la velocidad de carguío y la fragmentación necesaria. Los cuales tienen un papel predominante en el análisis del estado de costos unitarios de la mina.
- El continuo seguimiento de los proyectos disparados por bancos nos ayuda a realizar pruebas obteniendo resultados que nos permiten tomar decisiones para la implementación de nuevas técnicas como el del taponex, o si se desea una nueva malla de perforación.
- La generación del Formato de Registro “On Line”, permite observar la variación de la fragmentación con el “Split Desktop” y el “Split on Line”. También muestra la velocidad de carguío a medida que el material es transportado a la chancadora. De igual modo muestra los problemas que se pueden encontrar en la chancadora, producto de la deficiente fragmentación o de la dureza del material.

Conclusiones de Pre-corte

- Es muy importante la formación de una pared de banco más estable, previniendo la apertura de discontinuidades y fisuración de la roca, que pueda causar inestabilidad y desprendimientos durante la vida de la Mina.
- Generar el límite adecuado de penetración de la Pala o Cargadores Frontales.
- Disminuye el costo del carguío y el transporte, al evitar un incremento del volumen del material de excavación no planeado.
- Crea una percepción de seguridad.

- Lograr un buen pre-corte requiere control sobre el tiempo de iniciación y su secuencia (además de la distribución de energía)
- De esta manera se logra control sobre el desplazamiento de la roca dispaada y el sobre-confinamiento
- Este sobre-confinamiento es la fuente de movimiento de bloques y sobre-quebre, particularmente en macizos rocosos con alto grado de fracturamiento (estructura)
- Es recomendable no usar taco en la línea de pre-corte porque daña el collar de los taladros, y esto causa demasiado ruido es por ello que en Pierina se suele asumir esta situación por las comunidades cercanas a la mina.

8.2 RECOMENDACIONES

- La implementación de los grupos de Mejora Continua, trajo como resultado este trabajo con el nombre de “Calibre 45”, donde participaron los jefes de las siguientes áreas: Operaciones, Ingeniería, Geología, Geotecnia y Procesos. Con la facilidad de la información, se pudo conectar a un solo equipo toda la data que gobierna la mina.
- Para el análisis de los resultados se debe de tener un buen criterio y un gran sentido comun, por ejemplo en la velocidad de carguío existían datos muy por debajo de los estándares, los cuales se filtraron convenientemente de igual manera para los datos del “Split on Line”.
- El supervisor de Peroración y Voladura debe estar en continua y permanente capacitación, con la finalidad de aportar nuevas técnicas y nuevas ideas a los estudios realizados hasta ahora.
- Los equipos de perforación también deberían de utilizar el sistema de GPS. para una mejor realización de la malla y disminuir la variación tanto del “burden” como del espaciamiento en el diseño más productivo y mejora continua de la calidad de la fragmentación del material.

- Se debe de usar una baja densidad lineal de carga explosiva con el mismo diámetro de los taladros de producción, además la iniciación será antes que los taladros de producción para poder provocar una zona agrietada que coincida con la superficie del talud, es decir, se iniciara la línea de taladros desacoplados con la mayor instantaneidad posible antes de proceder a la voladura de producción para así evitar el empuje de los gases de explosión (evacuarlos adecuadamente) y además minimizar las vibraciones que ocasionarían un daño a la pared del talud.
- La Línea de taladros desacoplados debe ser iniciada en forma separada con la voladura de producción, en Pierina utilizamos 600ms para este caso con resultados aceptables
- Para la Roca STEAM HEAD con un diseño de diámetro de taladro de 7 7/8 pulg, espaciamiento entre taladros de 2.5 m y utilizando mangas de 3 pulg de diámetro se debe usar una carga explosiva de 10 Kg de ANFO. El diseño de espaciamiento entre taladros dependiendo de la Resistencia a la Tracción y Compresión nos da una distancia de 2.5 m similar a los 2.5 m del diseño normal en Mina Pierina, lo cual valida la carga de 10 Kg de ANFO a usar. La presión de taladro ejercida por la carga desacoplada es 26.62 MPa la cual nos proporcionará una rotura de la roca muy leve y suficiente como para crear una zanja de material fracturado, el cual deberá cuidar el talud de los gases y las vibraciones que provocarán los taladros de producción.
- Para la Roca ARGILICA con un diseño de diámetro de taladro de 7 7/8 pulg, espaciamiento entre taladros de 2.5 m y utilizando mangas de 3 pulg de diámetro se debe usar una carga explosiva de 6.8 Kg de ANFO. El diseño de espaciamiento entre taladros dependiendo de la Resistencia a la Tracción y Compresión nos da una distancia de 2.48 m muy similar a los 2.5 m del diseño normal en Mina Pierina, lo cual valida la carga de 7 Kg de ANFO a usar a pesar que la presión de taladro

ejercida por la carga desacoplada es 15.04 MPa muy inferior a la Resistencia a la Compresión de la Roca (68.61 MPa).

APENDICES

1.0. GLOSARIO TÉCNICO

- **Split desktop:** Para analizar la fragmentación se utiliza el software “Split Desktop Versión 2” que es un programa de procesamiento de imágenes diseñado para calcular la distribución del tamaño de los fragmentos de roca a través de un análisis digital en una escala de grises.
La obtención de las imágenes se realiza por medio de una cámara digital Cannon XXX, con la cual se toman las fotografías del perfil del material disparado y a la vez se utiliza como escala unas pelotas de 10 pulg. De diámetro, las cuales nos darán la inclinación del perfil del material disparado para que el programa realice los ajustes correspondientes.
- **Split desktop:** Para analizar la fragmentación se utiliza el software Split On Line que se encuentra en la chancadora primaria, el cual es un programa de procesamiento de imágenes diseñado para calcular la distribución del tamaño de los fragmentos de roca a través de un análisis digital en una escala de grises. La obtención de las imágenes se realiza por medio de una cámara ubicada en el Dump Pocket, con la cual se toman las fotografías del perfil del material disparado que ingresa a la chancadora, el programa nos entregará la fragmentación del material disparado puesto en la chancadora con los ajustes correspondientes. Este programa está instalado en la Chancadora primaria, el cual toma fotografías cada 10 minutos del mineral que los volquetes descargan, cuyos datos son confiables sólo en horas del día y sin neblina también en la noche.
- **Signos vitales:** Es el registro de las perforadoras que se obtiene por medio del sistema dipatch, nos entrega RPM, pulldown, tiempo por taladro

velocidad de perforación, posición, etc. Todos estos datos nos sirve para calcular la resistencia a la compresión que es la que nos sirve paa realizar el carguio de los taladros.

- **Taponex:** es un dispositivo de plástico que sirve para realizar una mejor distribución de la carga.
- **Sistema dispatch:** es el sistema por el cual se gobierna la mina, el cual consiste en un seguimiento y optimización de los equipos por satélite.
- **Comminution theory:** es la teoría que nos dice cuanta energía utilizar para pasar un roca de tamaño D a una roca de tamaño d.
- **Voladura controlada:** Se entiende por Voladura Controlada toda aquella que está diseñada para reducir los efectos sobre el entorno, ya sea tanto sobre el macizo rocoso como en el ambiente.
- **On line:** en tiempo real.
- **Easy plan:** programa que sirve para simular la secuencia de salida de un disparo esta en DOS.
- **Factor de energía:** es la energía necesaria que se utiliza para fragmentar una tonelada de macizo rocoso.
- **Dump pocket:** es la entrada a la chancadora primaria donde se descargan los volquetes con el material volado.
- **Toba:** constituida por cristales de cuarzo, fragmentos líticos y cenizas, englovados en una matriz afanitita en algunos casos salificada.
- **Brecha Hidrotermal:** Conformada por fragmentos heterocliticos, de formas subangulosas y sobrerondeadas. Englobadas en sílice criptocristalina, la cual presenta silificación en forma de venillas.
- **ANFO:** mezcla entre el nitrato de amonio y petróleo diesel.
- **HEAVY-ANFO:** es el ANFO pesado donde se mezcla el ANFO con emulsión matriz.
- **Encebado:** es colocar el primer o cebo.
- **Esponjamiento:** es la variación del volumen inicial del macizo rocoso después de la voladura.

- **Desplazamiento:** es la distancia tomada desde la cara libre hasta donde llega el material luego del disparo.
- **Sobrefracturamiento:** Ocurre cuando existe un exceso de carga, daña las paredes mas a allá del limite del disparo.
- **Stripping ratio:** es la relacion de desmonte a mineral que se extrae en la mina.
- **Cámara de aire:** son los espacios vacíos que se dejan en los taladros gracias al taponex.

- **Productividad:** es obtener una buena producción junto con una buena eficiencia.
- **Planeamiento del minado:** existen dos tipos de planeamiento de corto plazo y largo plazo, en estos tipos de planeamiento se estipulan las zonas a minarse tanto de mineral y desmonte, junto con los proyectos de ampliación más que nada para el planeamiento a largo plazo.
- **Planeamiento estratégico:** es el planeamiento que ve los posibles problemas que pueden impactar negativamente a las operaciones como caída de precios, comunidades o climas.
- **Estrategia:** es el arte de dirigir las operaciones anticipándose a futuros problemas.

2.0. VITA

Nací en el departamento de Cajamarca. Mis padres: Sebastián Silva Vásquez y Yolanda Saucedo Fernández, tengo cuatro hermanos: Jaime, Percy, Carlos y Hugo.

Realicé mis estudios de Primaria (1985-1990) y Secundario (1991-1995) en el Colegio José María Arguedas 0086 en el Distrito de San Juan de Lurigancho-Lima.

Realice estudios superiores en la Universidad Nacional de Ingeniería de 1998 hasta el 2003, optando el grado de Bachiller en Ingeniería de Minas en el 2004, realice mis estudios de maestría en Gestión Minera en la misma Universidad Nacional de Ingeniería y el título profesional de Ingeniero de Minas en el 2007.

Realicé mis prácticas pre-profesionales en MINERA BARRICK MISQUICHILCA S.A. UEA PIERINA, en el área de Perforación y Voladura, en la cual elaboré el siguiente tema de tesis profesional “GESTIÓN DE LA OPTIMIZACIÓN Y CONTROL DE LA FRAGMENTACIÓN DEL MINERAL EN EL PROCESO DE MINADO Y BENEFICIO DE LA MINA PIERINA”.

Empecé mi labor profesional en la Cantera de Atocongo en el 2004, como Jefe de Perforación y Voladura para Minera San Martín SA.

Actualmente estoy trabajando en la mina Lagunas Norte-Barrick, como supervisor de Perforación y Voladura desde Junio del 2006.

3.0. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- R.1 AGREDA T., Carlos. “Tecnología de Explosivos y Voladura de Rocas I”: Curso de Post Grado UNI 1990.
- R.2 AGREDA T., Carlos. “Curso de Modernización Matemática de la Voladura de Rocas”: SIPEVOR, Lima-Perú 1993.
- R.3 AMES LARA, Víctor. “Diseño de Perforación y Voladura para un Tajo Abierto aplicando la Teoría de la Conminución” Huancayo-Perú 1994
- R.4 BAIN, David. “The Productivity Prescription. The Manager’s Guide to Improving Productivity and Profits”. Mc Graw Hill Book company. New York – USA. 2004.
- R.5 CHARLES, R. J. “Energy Size-Reduction Relationships in Comminution”. Mining Engineering, January 1957.
- R.6. CUMMINS & GIVEN. “SME Mining Engineering Handbook”. Volumen 1. Society of Mining Engineering of the American Institute of Mining Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc. USA. 1973
- R.7 FUERTES TELLO, Pedro M. “Implementación del sistema de despacho de volquetes (DISPATCH) para lograr una alta productividad y un eficiente control de operaciones”.
- R.8 GOODMAN, Richard E. “Introduction to Rock Mechanics”, 2nd Edition, John Wiley and Sons, USA. 1989.
- R.9 HARTMAN. “Introductory Mining Engineering”. Wiley Editor USA. 2002.

- R.10 HUSTRULID William / Mark Kuchta “Open Pit Mine Planning & Design Volume I”.
- R.11 KONYA, J. Calvin . “Diseño de Voladura de Rocas”.
- R.12 LÓPEZ JIMÉNEZ, Carlos . “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”.
- R.13 OHMAE, Keniclei. “The Mind of the strategist. The Art of Japanese Business”. Mc. Graw-Hill. Book Company. New York – USA. 2004.
- R.14 OTWALD. “Cost Análisis & Estimating for engineering”. Pearson Editor. USA. 2004.
- R.15 WILSON, D. “Reducing Cost by Optimizing Fragmentation”. Intemational Mining. October 1986.
- R.16 Modular Mining System, “Dispatch”, Folleto Publicitario, 2004.
- R.17 Carrasco L.G. & Saperstein L.W.. Surface Morphology of Pre-split Fractures in Plexiglas Models. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Vol 14, pags. 261-275. Pergamon Press 1977.
- R.18 Dowding C.H.. Blast Vibration Monitoring and Control. Pags. 28, 260-263,268. Prentice Hall 1985.
- R.19 Gustafsson R. Blasting Technique. Dynamite Nobel Wein. Viena 1981.
- R.20 Hutchings J.. Blasthole Diameter and Its Effect on Explosive Distribution. FRAGBLAST, Brisbane 1990.
- R.21 I.G.M.E.. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Pags. 291-308. Madrid 1987.
- R.22 Konya C.J. et al. Removing Some of the Mystery of Presplit Blasting. Society of Explosives Engineers Magazine.
- R.23 Langefors U. and Kihlstrom B. The Modern Technique of Rock Blasting. John Wiley & Sons, New York 1976.
- R.24 Mohanty B.. Fracture Plane Control Blasts with Satellite Holes. FRAGBLAST, Brisbane 1990.

- R.25 UEE. Jomadas Técnicas. Voladuras de Contorno Usando Cordón Detonante o Riogur.
- R.26 U.S Department of Commerce, Bureau of Public Roads. Presplitting. A Controlled Blasting Technique for Rock Cuts. Research & Development Report. U.S. Government Printing Office. Washington, D.C. 1966.
- R.27 Whittaker B.N., Singh R.N. & Sun G.. Rock Fracture Mechanics. Principles, Design and Applications. Pags. 443-480. Elsevier, New York 1992.