

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



VENTAJAS TÉCNICO – ECONOMICAS – ECOLÓGICAS DEL USO
DEL ANFO PESADO EN LA OPERACIÓN MINERA UNITARIA DE
VOLADURA DE ROCAS EN LA CANTERA ATOCONGO
DE CEMENTOS LIMA S. A.

TESIS

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADA POR EL BACHILLER:
EDGARD ENRIQUE RAMIREZ BELLIDO

LIMA – PERU

ABRIL 2002

DEDICATORIA:

A mis Padres: Pedro y Maria que
con amor y sacrificio hicieron posible
la culminación de mi carrera

TABLA DE CONTENIDO

VENTAJAS TÉCNICO – ECONÓMICAS – ECOLÓGICAS DEL USO DEL ANFO PESADO EN LA OPERACIÓN MINERA UNITARIA DE VOLADURA DE ROCAS EN LA CANTERA “ATOCONGO” DE CEMENTOS LIMA S.A.

	CAPITULO 1	PAG.
1.0 INTRODUCCIÓN		1
1.1 Resumen		3
CAPITULO 2		
2.0 CANTERA ATOCONGO – CEMENTOS LIMA		7
2.1 Antecedentes		7
2.2 Ubicación y acceso		7
2.3 Geología y calidad de roca		7
2.3.1 Evaluación de estabilidad de taludes		8
2.3.2 Recolección y análisis de la información estructural		9
2.3.2.1 Mapeo geográfico – geotécnico		9
2.3.2.2 Mapeo estructural por el método de líneas de detalle		10
2.3.2.3 Estimación del RQD		12
2.3.2.4 Muestreo y ensayos de laboratorio de unidades litológicas		13
2.3.3 Zonificación estructural del macizo rocoso		16
2.3.3.1 Dominio estructural Zona S.E		16
2.3.3.2 Dominio estructural Zona S.W		17
2.3.3.3 Dominio estructural Zona C		18
2.3.3.4 Dominio estructural Zona N.W.		18

2.3.3.5	Dominio estructural Zona N.E.	19
2.3.4	Geología del Yacimiento	20
2.4	Parámetros de minado	23
2.5	Diagrama de flujo de las Operaciones de minado a cielo abierto	26
2.5.1	Perforación	28
2.5.2	Voladura	28
2.5.3	Carguío	29
2.5.4	Acarreo	29

CAPITULO 3

3.0	CARACTERÍSTICAS DE LAS MEZCLAS EXPLOSIVAS COMERCIALES USADAS EN LA CANTERA DE ATOCONGO	31
3.1	Tipos de mezclas explosivas	31
3.1.1	ANFO	31
3.1.2	EMULSIONES	33
3.1.3	ANFO PESADO	34
3.2	Potencia teórica de las mezclas explosivas	35
3.2.1	Potencia Absoluta por peso	35
3.2.2	Potencia Relativa por peso	36
3.2.3	Potencia Absoluta por volumen	36
3.2.4	Potencia Relativa por volumen	36

CAPITULO 4

4.0	PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	37
------------	-----------------------------------	-----------

CAPITULO 5

5.0	DISEÑO DE VOLADURA	42
5.1	Objetivo	42

5.2	Clasificación de las variables que deben ser tomadas en cuenta cuando se va a diseñar un disparo primario	43
5.2.1	Variables no controlables	43
5.2.2	Variables controlables	43
5.3	Determinación de los parámetros de voladura	44
5.4	Cálculo del volumen de roca	51
5.5	Cálculo de la carga	52
5.6	Cálculo del factor de carga	52
5.7	Cálculo del factor de energía	52
5.8	Configuración de mallas	53
5.9	Relación de diseños	53
5.10	Iniciación del explosivo	55
5.10.1	Iniciación adecuada	55
5.10.2	Ubicación del Booster	56
5.11	Secuencia de salida y tiempo de retardos	56
5.11.1	Detonación simultánea	56
5.11.2	Detonación secuencial	57
5.11.2.1	Propósito de la detonación secuencial	57
5.11.2.2	Secuencia de iniciación	59
5.11.3	Tiempos de retardo	63
5.11.3.1	Rango de intervalo de retardos entre líneas	64
5.12	Control del fracturamiento fuera de los límites del disparo	64
5.12.1	Reducción del fracturamiento. Un rediseño de la voladura primaria	66
5.13	Impactos de la fragmentación	67

5.13.1 Análisis de la fragmentación relativa	68
--	----

CAPITULO 6

6.0 IMPACTOS AMBIENTALES PRODUCIDOS POR LA VOLADURA DE LAS ROCAS	69
6.1 Vibraciones producidas por la voladura	69
6.1.1 Monitoreo y control de vibraciones	70
6.1.2 Procedimiento para reducir las vibraciones	71
6.2 Sobrepresión o aire producido por la voladura	74
6.2.1 Procedimiento para reducir la sobrepresión	76
6.2.2 Factores de sobrepresión y vibraciones	77
6.3 Ruido	77
6.4 Lanzamientos de rocas	79
6.4.1 Causas	80
6.4.2 Medidas preventivas y/o correctivas	81
6.5 Gases	82
6.5.1 Categoría de humos	82
6.5.2 Factores de generación de gases	83

CAPITULO 7

7.0 <u>CÀLCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA USANDO EL ANFO PESADO EN LA PROPORCIÓN: 30/70</u>	84
---	-----------

CAPITULO 8

8.0 ANÁLISIS COMPARATIVO DEL DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	88
8.1 Comparación geométrica entre mallas cuadradas y escalonadas	88

CAPITULO 9

9.0 CALCULO DE LOS COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

9.1	Costo de perforación y voladura	93
9.2	Curva mostrando la relación de energía vs. relación de costo	102

CAPITULO 10

10.0 APLICACIÓN PRÁCTICA DE LOS CRITERIOS DE DISEÑO 104

10.1	Cálculo de las mallas de perforación y voladura que se estaban usando en las operaciones de la cantera "Atocongo", según el modelo matemático postulado por R. Ash	104
10.2	Análisis del costo de perforación por metro	107
10.3	Comparación de las características más importantes del explosivo ANFO vs. ANFO PESADO en la proporción 30/70	116
10.3.1	Aplicaciones prácticas para ambas mezclas explosivas comerciales Roca: Andesita Diseño de voladura para Andesita Variación del Factor de Energía Análisis de costos Gráfico mostrando la distribución del Costo de Perforación y Voladura Secuencia de salida y tiempo de retardos Carguio de taladros	116
10.4	Comparación de las características más importantes del explosivo ANFO vs. ANFO PESADO en la proporción 10/90	128

10.4.1	Aplicaciones prácticas para ambas mezclas explosivas comerciales	128
	Roca: Caliza	
	Diseño de voladura para Caliza	
	Variación del Factor de Energía	
	Análisis de costos	
	Gráfico mostrando la distribución del Costo de Perforación y Voladura	
	Secuencia de salida y tiempo de retardos	
	Carguío de taladros	
10.5	Selección de mallas y mezclas explosivas por tipo de roca	141
10.6	Evaluación de la fragmentación relativa	153
	10.6.1 Volabilidad	153
10.7	Curva mostrando el ploteo de la medición de la velocidad de la partícula	159
	CAPITULO 11	
11.0	CONCLUSIONES	163
	CAPITULO 12	
12.0	RECOMENDACIONES	167
	CAPITULO 13	
13.0	BIBLIOGRAFÍA	169

ANEXOS

INDICE DE FIGURAS, GRAFICOS Y TABLAS

CAPITULO 1

1.0 INTRODUCCIÓN

La voladura de producción en la Cantera "Atocongo" de Cementos Lima S.A. a cargo de la Compañía Minera San Martín S.A. se ha caracterizado por sus especiales condiciones de dificultad entre ellas:

- i) Geología
 - Presencia de estratos suaves, juntas o fracturas, fallas, paredes inestables en la zona de calizas.
 - Roca masiva, rocas duras grandes rodeadas por rocas suaves o relleno aluvial en la zona de desmonte.
 - Rocas duras de elevada densidad que dificultan su rotura, rocas prefracturadas, que han hecho necesario recurrir a diferentes tipos de mezclas explosivas y accesorios de voladura durante la vida operativa de la cantera.
- ii) La localización de la cantera en la zona adyacente al casco urbano de la ciudad, que limitan su magnitud por razones de seguridad.
- iii) La natural limitación o imposibilidad del ANFO convencional, agente de voladura de aplicación mayoritaria en la cantera, para ser utilizado en estas condiciones; por que no produce la energía requerida para este tipo de roca.

En los últimos años la industria de los explosivos ha dirigido su investigación y desarrollo hacia las emulsiones explosivas, sensibles o no al fulminante, en razón de sus características específicas de resistencia al agua, alta densidad, elevada velocidad de detonación y versatilidad de aplicación que dan lugar a excelentes resultados en las voladuras de diferentes tipos y condiciones de roca, en especial de minería superficial.

Con la finalidad de mejorar la producción y productividad en las operaciones de minado se introdujo como una nueva alternativa para efectuar los disparos primarios en la cantera la utilización del ANFO PESADO.

Las operaciones centradas alrededor de la perforación y voladura ocurren al principio en el ciclo de minado y los resultados de estas operaciones tienen un gran impacto en la eficiencia, la producción y productividad de tal manera de reducir los costos de minado de un block particular de roca. Si el proceso de voladura produce un pobre resultado entonces el carguio es más difícil y la producción y productividad de la sección se ven reducidas.

2.0 RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene por objetivo demostrar las ventajas técnico - económicas – ecológicas del uso del ANFO PESADO en la operación minera unitaria de voladura de rocas en la Cantera “Atocongo” de Cementos Lima. Para ello se plantea un rediseño de perforación y voladura, de tal manera que permita mejorar la producción, la productividad y reducir los costos operacionales.

En la primera parte de la tesis se presenta una introducción general al tema, la descripción de la Cantera “Atocongo” y lo concerniente a su geología. Luego se presenta el planteamiento del problema donde se especifican las dificultades técnicas – económicas – ecológicas cuando se usaba ANFO y se propone el uso del ANFO PESADO.

A continuación se plantean los objetivos del rediseño de voladura. Se mencionan las variables que deben ser tomadas en cuenta cuando se va a diseñar un disparo primario, así como la determinación de dichos parámetros controlables de voladura.

Enseguida se determinan las nuevas dimensiones del burden y espaciamiento para el ANFO PESADO de una potencia por volumen en particular con un cambio de diámetro en el taladro, partiendo del diseño de voladura en el que se usaba como mezcla explosiva el ANFO.

Así mismo se hace un análisis de los costos de perforación y voladura. Estas dos operaciones son tratadas simultáneamente para proporcionar un Costo Básico Compuesto. Se han incluido tablas de análisis comparativo de diseños de mallas donde se calculan los valores del espaciamiento y

burden propuestos sobre la base de los parámetros existentes para una reducción de costo esperado.

Posteriormente se analiza la aplicación práctica de los criterios de diseño haciendo una comparación de las características más importantes de los explosivos ANFO vs. ANFO PESADO en la proporción 30/70 para la roca Andesita y en la proporción 10/90 para la roca Caliza.

Los resultados y ventajas técnico – económicas – ecológicas obtenidos al aplicarse éste nuevo diseño de voladura con la introducción del ANFO PESADO se detallan a continuación:

RESULTADOS DE LA VOLADURA CON ANFO PESADO

1.- EVALUACIÓN TÉCNICA

ASPECTOS A CALIFICAR	VENTAJAS	OBSERVACIONES
FRAGMENTACIÓN	Buena. Fragmentación uniforme	Facilidad de carguio y acarreo.
NIVEL DE PISOS EN BANCOS	Problema de toes mínimo.	No se presenta dificultad para el trabajo de los equipos carguio y acarreo.
APILAMIENTO	Roca suelta.	Adecuado para operación de pala.
ROTURA HACIA ATRAS	Sobre rompimiento mínimo.	Utilización de la técnica de voladura amortiguada por ser la roca competente.

2.- EVALUACIÓN ECONÓMICA

Costos de perforación y voladura

Costo de perforación y voladura: 0.20 US\$/TM, que representa un ahorro del 9% con respecto al costo obtenido con el uso del ANFO.

Perforación y voladura secundaria: representa el 2% del tonelaje total por disparo aproximadamente.

Uso de tractor para remover el 2% del tonelaje volado en un disparo primario.

El costo de remoción es de 0.002 US\$/TM disminuyendo en un 91% con respecto al costo obtenido con el uso del ANFO.

Análisis de productividad

Productividad general: 18 TM/hh. Representando un aumento del 29% con respecto a la productividad obtenida con el uso del ANFO.

Rendimiento de la excavadora: 1,000 a 1,300 TM/hm, cuyo valor promedio de 1,150 TM/hm, representa un aumento del 48% con respecto al rendimiento promedio de 775 TM/hm obtenida con el uso del ANFO.

Costo de excavación: 0.18 US\$/TM, representa un ahorro de 14% con respecto al costo obtenido con el uso del ANFO.

Costo de acarreo: 0.29 US\$/TM, representa un ahorro de 17% con respecto al costo obtenido con el uso del ANFO.

3.- EVALUACIÓN ECOLÓGICA

ASPECTOS A CALIFICAR	VENTAJAS	OBSERVACIONES
PRESIÓN DE AIRE	Presión de aire mínima.	Control de las variables en la operación de influencia significativa como: Peso de carga por retardo, burden y espaciamento, taco, etc., etc.
LANZAMIENTOS DE FRAGMENTOS DE ROCAS	Mínimo lanzamiento de rocas	Uso de técnicas para prevención de sobrecarga, confinamiento de cara libre, mejora en los tiempos de retardo. Cálculo de confinamiento relativo para evitar lanzamiento de rocas
VIBRACIONES PRODUCIDAS POR LA VOLADURA	Vibraciones mínimas.	Control de vibraciones con el uso de sismógrafo para determinar el peso de carga adecuado y protegerse contra reclamo de daños
GASES VENENOSOS	Ligeras variaciones en porcentajes de gases NO, NO ₂ , CO, CO ₂	Control periódico de los gases producidos por los disparos, usando instrumentos adecuados como la cámara o tubo BICHEL

CAPITULO 2

2.0 CANTERA ATOCONGO – CEMENTOS LIMA

2.1 ANTECEDENTES

La cantera “Atocongo” propiedad de Cementos Lima S.A. es en la actualidad la fuente principal de extracción de roca caliza, empleada como materia prima en la elaboración de cemento.

2.2 UBICACIÓN Y ACCESO

La Cantera Atocongo se encuentra en el sitio de Atocongo que pertenece políticamente al Distrito de Villa María del Triunfo, Provincia y Departamento de Lima. Geográficamente está en la costa y dentro de la cuenca del Río Lurín, específicamente en el flanco izquierdo de la quebrada Atocongo; existen dos vías de acceso a la cantera Atocongo; la primera de ellas mediante la vía Panamericana Sur hasta el Km 15 saliendo un ramal con dirección a José Gálvez – Nueva Esperanza, distante 7 Km al norte; la segunda vía; Av. Benavides – Tomás Marsano – Pachacútec y Nueva Esperanza – José Gálvez, distante 18 Km al Sur.

2.3 GEOLOGIA Y CALIDAD DE ROCA

El conocimiento a detalle de la geología estructural del terreno, litología así como las propiedades físico mecánicas de la roca son factores importantes para el diseño de voladura.

Dichos datos se obtienen mediante el mapeo sistemático de estructuras tales como juntas, fallas, diques, discontinuidades y de igual manera tomando muestras representativas de la roca, para que posteriormente por medio de instrumentación sean analizadas y se puedan obtener propiedades físicas tales como densidades, módulos de Young y Poisson, velocidad longitudinal de onda, propiedades sónicas de la roca cuyo conocimiento es importante para comprender el fenómeno de la propagación de la energía generada por la detonación de los explosivos en la roca.

2.3.1 EVALUACION DE ESTABILIDAD DE TALUDES

La Evaluación de Estabilidad de Taludes en roca generalmente esta gobernada por la presencia de discontinuidades que pueden generar bloques potencialmente inestables por la intersección de estos y la cara del Talud.

Según las investigaciones geotécnicas de campo, se han identificado cinco zonas geotécnicas con características típicas las cuales se han denominado por su ubicación dentro de Cantera en zona SE, SW, C, NW y NE.

En todos los casos se está considerando que el Talud de los bancos tiene un buzamiento de 70° y que la berma hace un buzamiento de 01° , pues si bien el ángulo del talud es menor en ángulos sectores, la tendencia de la explotación es a trabajar con bancos con esta inclinación.

2.3.2 RECOLECCIÓN Y ANÁLISIS DE LA INFORMACIÓN ESTRUCTURAL

La recolección de la información estructural y de las características geotécnicas del macizo rocoso se ha restringido a las zonas de interés económico, es decir a las zonas de actual explotación. Esta zona de interés corresponde a las calizas de la formación Atocongo. Para el efecto se realizaron mapeos geológicos geotécnicos en los diferentes cortes que han formado los bancos de explotación seguido de un mapeo estructural con el empleo del método de línea de detalle o registro lineal. Así mismo, se recolectaron muestras representativas de las rocas presentes para sus respectivos ensayos de laboratorio.

2.3.2.1 MAPEO GEOGRÁFICO – GEOTÉCNICO

Los factores geológicos principales en el ámbito de la zona de estudio fueron identificados durante la etapa de investigación de campo. Con este mapeo geológico se delimitaron las principales unidades de roca, registrándose sus características principales.

La caracterización geotécnica se centró en las calizas de la formación Atocongo que son las que se explotarán. La evaluación se efectuó utilizando las recomendaciones del International Society of Rock Mechanics BROWN (1981).

En los afloramientos se identificaron asimismo los principales sistemas de discontinuidades y se evaluaron las características promedio del estado de las mismas. Su

grado de resistencia y meteorización se determinaron mediante observación simple.

2.3.2.2 MAPEO ESTRUCTURAL POR EL MÉTODO DE LÍNEAS DE DETALLE

La técnica de mapeo por línea de detalle consiste básicamente en registrar las principales características (rumbo, buzamiento, tipo, abertura, terminación, relleno, rugosidad, ondulación, longitud de traza, etc.) de todas y cada una de las discontinuidades que interceptan a una cinta métrica (la llamada "línea de detalle") apoyada contra una superficie de mapeo conveniente (la cara de un banco, por ejemplo. Obteniendo la proyección estereográfica de polos diferenciados según el tipo de discontinuidad y los gráficos de concentración de polos se identifican las familias de discontinuidades presentes en el macizo rocoso.

Las discontinuidades se agruparon de acuerdo a sus tendencias estructurales. Se efectuó el análisis estadístico de las discontinuidades, determinándose la orientación y las características geomecánicas promedio de cada una de las familias.

De acuerdo al mapeo se han delimitado cinco zonas con comportamiento estructural similar, dos de ellos ubicadas en la zona Sur (zona SE y SW), una en la zona (zona C) y dos en la zona norte (zona NE y NW).

En los siguientes cuadros, se resumen las familias de discontinuidades encontradas mediante esta metodología en las cinco zonas.

Relación de familias de discontinuidades – zona SE

SISTEMA	J1	J2	J3	J4
Orientación	84/313	86/015	24/326	Aleatoria
Tipo	Fract. Tensión	Fract. Tensión	Estratificación	
Espaciamiento	0.48 m	1.18 m	0.25 m	
Terminación	En otra disc.	En otra disc.	Fuera de Exposic.	
Abertura	Abierta	Angosta		
Relleno	Decolorada	Decolorada		
Rugosidad	Ligera	Lisa		
Ondulación	Plana	Plana		
Agua	Seca	Seca	Seca	Seca

Relación de familias de discontinuidades – zona SW

SISTEMA	J1	J2	J3	J4
Orientación	82/133	87/060	22/335	Aleatoria
Tipo	Fract. Tensión	Fract. Tensión	Estratificación	
Espaciamiento	0.85 m	1.07 m	0.25 m	
Terminación	En otra disc.	En otra disc.	Fuera de Exposic.	
Abertura	Abierta	Abierta		
Relleno	Limpia	Limpia		
Rugosidad	Rugosa	Rugosa		
Ondulación	Plana	Plana		
Agua	Seca	Seca	Seca	Seca

Relación de familias de discontinuidades – zona C

SISTEMA	J1	J2	J3	J4
Orientación	78/313	77/123	20/315	Aleatoria
Tipo	Fract. Tensión	Fract. Tensión	Estratificación	
Espaciamiento	0.78 m	1.31	0.25 m	
Terminación	En otra disc.	En otra disc.	Fuera de Exposic.	
Abertura	Abierta	Abierta		
Relleno	Decolorada	Decolorada		
Rugosidad	Mediana	Mediana		
Ondulación	Plana	Plana		
Agua	Seca	Seca	Seca	Seca

Relación de familias de discontinuidades – zona NW

SISTEMA	J1	J2	J3	J4
Orientación	75/159	72/126	27/305	Aleatoria
Tipo	Fract. Tensión	Fract. Tensión	Estratificación	
Espaciamiento	1.25 m	1.32 m	0.25 m	
Terminación	En otra disc.	En otra disc.	Fuera de Exposit.	
Abertura	Muy Abierta	Abierta		
Relleno	Decolorada	Decolorada		
Rugosidad	Rugosa	Mediana		
Ondulación	Plana	Plana		
Agua	Seca	Seca	Seca	Seca

Relación de familias de discontinuidades – zona NE

SISTEMA	J1	J2	J3	J4
Orientación	82/309	86/170	73/022	21/315
Tipo	Fract. Tensión	Fract. Tensión	Fract. Tensión	Estratificación
Espaciamiento	1.68 m	1.35 m	1.75 m	0.25 m
Terminación	En otra disc.	En otra disc.	En otra disc.	Fuera de Exposición
Abertura	Abierta	Muy Abierta	Abierta	
Relleno	Decolorada	Decolorada	Decolorada	
Rugosidad	Mediana	Mediana	Mediana	
Ondulación	Plana	Plana	Plana	
Agua	Seca	Seca	Seca	Seca

Cabe indicar que en todos los casos se ha considerado que las discontinuidades no muestran presencia de agua debido a la casi nula precipitación fluvial que ocurre en la zona a que el nivel freático se encuentra en cotas por debajo del fondo de la cantera

2.3.2.3 ESTIMACION DEL RQD

El RQD (*Rock Quality Designation* - Índice de calidad de Roca) es un parámetro cuantitativo de la calidad de la roca que generalmente se obtiene de los testigos de perforaciones diamantinas. Está definido como la relación

entre la sumatoria de las longitudes de trozos enteros de testigos de longitud mayor o igual a 100 mm y la longitud de la corrida de perforación diamantina, de acuerdo a la siguiente expresión (DEERE, 1964):

$$RQD (\%) = 100 \times \frac{\text{Longitud de testigos con } L \geq 100 \text{ mm}}{\text{Longitud total de la corrida de perforación}}$$

La información de RQD ha sido tomada del informe P2-9839, elaborado por SVS para Cementos Lima en Agosto de 1988, en el cuál se retiro 60 m de perforación diamantina obteniéndose valores de RQD entre 65 a 95 % Para efectos de clasificación del macizo rocoso se puede tomar un valor conservador de 75%.

2.3.2.4 MUESTREO Y ENSAYOS DE LABORATORIO DE UNIDADES LITOLÓGICAS

Una vez que se identificaron en el campo las principales unidades litológicas, se procedió a recolectar muestras representativas de las zonas de calizas de la formación Atocongo a fin de someterlas a pruebas de laboratorio.

Los resultados de dichos ensayos se resumen en los siguientes cuadros:

**Resumen de Resultados de los Ensayos de Laboratorio
roca Andesita**

Tipo de Roca	Muestra	Ensayos sobre Roca Intacta			Ensayos sobre Discontinuidades	
		σ_c (MPa)	C (kPa)	ϕ (°)	C (kPa)	ϕ (°)
Skarn	CA-13	31				
Andesita	CA-19	163			50	31°
Andesita	CA-20	575				
Andesita	Promedio	> 200			50	31°

**Resumen de Resultados de los Ensayos de Laboratorio
roca Caliza**

Tipo de Roca	Muestra	Ensayos sobre Roca Intacta			Ensayos sobre Discontinuidades	
		σ_c (MPa)	C (kPa)	ϕ (°)	C (kPa)	ϕ (°)
Caliza	CA-24	174			220	26°
Caliza	CA-26	134				
Caliza	M-1				60	25.5°
Caliza	M-2	146	34150	40.6		
Caliza	M-3				0	35°
Caliza	M-5+				120	17.5°
Caliza	M-6	117	30220	36.9		
Caliza	Promedio	143	32180	38.7	100	26°

Donde σ_c , resistencia a la compresión uniaxial; c, cohesión y ϕ , ángulo de fricción.

Debido a que la explotación se concentra en la zona de calizas y que además estas tienen propiedades de resistencia inferiores a la andesita, para fines del presente estudio se investigó con mayor detalle las propiedades de resistencia de calizas que son las que se emplearon para los diferentes análisis.

La resistencia a la compresión uniaxial de la roca se investigó con mayor detalle en el campo para lo cual se empleó el martillo de Schmidt. Este instrumento permite estimar de modo rápido la resistencia a la compresión uniaxial de la roca sobre cuya superficie se ejecuta la prueba, según lo propuesto por el ISRM (1978). Para que las rocas tipo caliza ensayadas según se muestra en las hojas de registro, se obtuviera un índice de rebote de 40, el cual corresponde a un valor de aproximadamente de 120 MPa.

Este último valor y los valores obtenidos en laboratorio indican que la resistencia a la compresión uniaxial de la roca se encuentra en el rango de 120 a 180 MPa.

La roca intacta presenta una resistencia al corte con valores de cohesión de 32 MPa y ángulo de fricción de 38,7°.

Los parámetros de resistencia al corte de las discontinuidades de las muestras ensayadas reportan valores de cohesión de 0 a 220 kPa y ángulo de fricción de 17,5 a 31°, los cuales se encuentran dentro del rango de valores esperados para este tipo de roca, con excepción del valor mas bajo de 17,5° de ángulo de fricción que podría tratarse de un valor muy puntual. Se debe señalar que el valor de cohesión es el de una cohesión aparente producto de la rugosidad de las paredes de la

discontinuidad ya que en general las discontinuidades no presentan relleno cohesivo.

2.3.3 ZONIFICACION ESTRUCTURAL DEL MACIZO ROCOSO

El análisis estructural tiene por finalidad determinar las características geomecánicas y la calidad del macizo rocoso en los diversos sectores de la zona de estudio. Dependiendo de dichas características, el área de estudio puede subdividirse en zonas que presentan condiciones similares, a las que se denominan dominios estructurales.

La calificación del macizo rocoso para cada zona investigada se realiza, empleando tanto el sistema RMR (BIENIA WSKI, 1989), como el índice Q (BARTON et al., 1974). Se debe tener en cuenta que ambas calificaciones se hicieron empleando las características del macizo rocoso, observadas directamente en las zonas mapeadas.

En la zona de estudio se han determinado cinco dominios estructurales, los cuales cubren las tres áreas de explotación de calizas como son la zona Sur, la zona Centro y la zona Norte.

2.3.3.1 DOMINIO ESTRUCTURAL ZONA SE

Este dominio abarca la zona Sur Este del tajo Sur. El macizo en este dominio estructural presenta tres sistemas definidos de fracturas y un sistema aleatorio de fracturas espaciadas de 0,25 a 1,18 m, con una separación de las aberturas de 1 a 5 mm. planas de superficie ligeramente rugosa y decoloradas.

El sistema principal de discontinuidades en este dominio corresponde a la estratificación que presenta un buzamiento de 24° y una dirección de buzamiento de 326°. La calidad del macizo rocoso en estas zonas puede calificarse como buena (roca tipo II), con un valor de RMR_{89} de aproximadamente 71 y un valor de Q de aproximadamente 6,25.

2.3.3.2 DOMINIO ESTRUCTURAL ZONA SW

Este dominio abarca la zona Sur Oeste del tajo Sur. El macizo en este dominio estructural presenta tres sistemas definidos de fracturas y un sistema aleatorio de fracturas espaciadas de 0,25 a 1,07 m. con una separación de las aberturas de 1 a 5 mm, planas de superficie rugosa y decoloradas.

El sistema principal de discontinuidades en este dominio corresponde a un sistema de fracturas de tensión, que presenta un buzamiento de 82° y una dirección de buzamiento de 133°.

La calidad de macizo rocoso en estas zonas puede calificarse como buena (roca tipo II), con un valor de RMR_{89} de aproximadamente 73 y un valor de Q de aproximadamente 9,38.

2.3.3.3 DOMINIO ESTRUCTURAL ZONA C

Este dominio abarca la zona Sur Centro del tajo Norte. El macizo en este dominio estructural presenta tres sistemas definidos de fracturas y un sistema aleatorio de fracturas espaciadas de 0,25 a 1,31 m, con una separación de las aberturas de 1 a 5 mm, planas de superficie medianamente rugosa y decoloradas.

El sistema principal de discontinuidades en este dominio corresponde a la estratificación que presenta un buzamiento de 20° y una dirección de buzamiento de 315°. La calidad de macizo rocoso en estas zonas puede calificarse como buena (roca tipo II), con un valor de RMR_{89} de aproximadamente 71 y un valor de Q de aproximadamente 6,25.

2.3.3.4 DOMINIO ESTRUCTURAL ZONA NW

Este dominio abarca la zona Noreste del tajo Norte. El macizo en este dominio estructural presenta tres sistemas definidos de fracturas y un sistema aleatorio de fracturas espaciadas de 0,25 a 1,32 m, con una separación de las aberturas de 1 a 5 mm, planas de superficie rugosa y decoloradas.

El sistema principal de discontinuidades en este dominio corresponde a un sistema de fracturas de tensión que presenta un buzamiento de 75° y una dirección de buzamiento de 159°.

La calidad de macizo rocoso en estas zonas puede calificarse como buena (roca tipo II), con un valor de RMR_{89} de aproximadamente 72 y un valor de Q de aproximadamente 9,38.

2.3.3.5 DOMINIO ESTRUCTURAL ZONA NE

Este dominio abarca la zona Noreste del tajo Norte. El macizo en este dominio estructural presenta cuatro sistemas definidos de fracturas espaciadas de 0,25 a 1,75 m., con una separación de las aberturas de 1 a 5 mm., planas de superficie medianamente rugosa y decoloradas.

El sistema principal de discontinuidades en este dominio corresponde a la estratificación que presenta un buzamiento de 21° y una dirección de buzamiento de 315° .

La calidad de macizo rocoso en estas zonas puede calificarse como buena (roca tipo II), con un valor de RMR_{89} de aproximadamente 71 y un valor de Q de aproximadamente 5,00.

Como se puede ver, la calidad del macizo rocoso en los cinco dominios estructurales considerados es similar, variando principalmente la orientación de la estratificación y de los sistemas de fracturas. En el siguiente cuadro se reúne los índices de calidad de macizo rocoso estimados para ambos dominios estructurales.

Valuación de Calidad del Macizo Rocoso según Dominios Estructurales

Dominio Estructura I	Índices del Macizo Rocoso				Clase de Macizo Rocoso	
	RQD	RMR ₈₉	RMR ₉₉	Q	RMR	Q
Zona SE	75%	71	71	6.25	II (buena)	Regular
Zona SW	75%	73	73	9.38	II (buena)	Regular
Zona C	75%	71	71	6.25	II (buena)	Regular
Zona NW	75%	72	72	9.38	II (buena)	Regular
Zona NE	75%	71	71	5.00	II (buena)	Regular

2.3.4 GEOLOGIA DE YACIMIENTO

El medio geológico esta constituido por rocas sedimentarias e ígneas y depósitos inconsolidados y edades van desde el cretáceo inferior al cuaternario reciente.

La formación Atocongo constituye el yacimiento no metálico. En esta zona, dentro de la formación se ha podido diferenciar tres miembros: inferior, medio, superior, sobre la base de su estructura y presencia de material carbonoso.

Miembro Inferior Calizas de color gris oscuro, en estratos delgados de 5 a 20 cm. de espesor. En el afloramiento que esta al Sur Oeste, las capas de caliza alternan con algunos horizontes delgados de lutitas gris claro o gris verduzco.

Miembro Medio La roca es de color gris oscuro, competente, moderadamente duras y con ligero aspecto laminar al fracturarse. El análisis petrográfico determinó que la caliza esta compuesta por 99% de calcita, trazas de cuarzo y 0,5 – 1% de pirita. En este miembro están presentes venillas de calcita relleno micro fracturas y pirita diseminada muy fina.

Miembro Superior Este miembro aflora en los taludes de los bancos, en el Sector Sur, Centro y Norte de la Cantera. Litológicamente esta constituida por calizas de color gris o gris oscuro, estructura masiva, moderadamente silicificada y con pirita diseminada. La caliza presenta calcita y cuarzo relleno de micro fracturas. El análisis petrográfico determinó que la caliza está compuesta por 98% de calcita, trazas de cuarzo y 2% de pirita.

En el extremo este de la cantera afloran calizas intercaladas con margas y lutitas, lo que se ha identificado como formación Pamplona.

La secuencia esta constituida por calizas, margas y lutitas, de color pardo amarillento en estado meteorizado y de estratificación delgada. La caliza en estado fresco es de color gris parduzco y se presenta en estratos delgados. Las margas y lutitas son de color pardo amarillento y estructura laminar.

Presencia de toba calcárea de color blanco amarillento con matices grisáceos, de grano fino y estructura masiva.

Según la interpretación de los sondeos la toba se extiende en todo el área de influencia del yacimiento, por lo que se le ha considerado como un horizonte guía para el límite inferior del yacimiento.

Se han identificado dos tipos de rocas intrusivas de diferente naturaleza y forma de intrusión: Hipabisales y Volcánicas.

Tonalita Atocongo – Adamelita. Aflora al Sur, Este y Norte del yacimiento de caliza. Es de color blanco grisáceo, de grano grueso y masivo.

Los minerales están bien desarrollados donde es posible identificar cuarzo, ortosa y muscovita. Según el estudio petrográfico su composición mineralógica consta 50% de plagioclasa, 45% de cuarzo y 5% de otros.

Skarn Silicio Raquel. Aflora en el límite Sur de la cantera Atocongo, clasificado como skarn silicio, es una roca metamórfica cuya roca original se desconoce y probablemente sea una roca volcánica. La roca Volcánica es de color verde grisáceo claro con tonalidades amarillentas, afanítica a vítrea (grano muy fino), parcialmente silicificada, masiva y muy dura.

La composición de skarn silicio consta de: 80 – 85% de cuarzo, 5 – 10% de epidota, de 1 a 8% de calcita y el porcentaje restante esta formado por minerales de granate, tremolita y actinolita.

Dacita Porfirítica

En el extremo Norte de la Cantera, entre la caliza Atocongo y la tonalita Atocongo, aflora roca volcánica identificada como dacita porfirítica.

La roca es de color gris parduzco, predominante de gramo muy fino con fenocristales de cuarzo (textura porfirítica), masiva y muy dura.

La composición mineralógica consta de: 85% de plagioclasa, 10% de cuarzo y el resto por diferentes minerales.

Diques y Cuerpos Menores.

En el sector Sur y Sureste del yacimiento afloran numerosos diques de andesita, con mayor concentración en talud Sureste del tajo y más o menos entre los niveles 4 y 9.

El dique que corta la caliza en el sector Sur es una andesita porfirítica, de color gris verdoso, tiene una orientación de N70E/30SE y su espesor llega hasta 1.50 m. El dique en su extremo este se ha ramificado en tres brazos.

El sector Suroeste se ha identificado hasta 10 diques con diferentes espesores, longitudes y orientación predominante Suroeste a Noreste y de alto buzamiento. Los diques son de naturaleza andesítica de color verde grisáceo.

2.4 PARAMETROS DE MINADO

Los parámetros de minado determinados por el departamento de Ingeniería de Cementos Lima S.A. a considerar en el desarrollo de la explotación de la cantera Atocongo se muestra en la **Tabla N° 2.1**.

Los parámetros para el diseño de taludes tomados en cuenta para la operación unitaria de perforación tanto para la roca caliza, como la roca en desmonte (Andesita) se muestra en la **Figura N° 2.1**

PARÁMETROS DE MINADO

ALTURA DE BANCO	:	14 m
ANCHO MINIMO DE TRABAJO	:	18 m
ANCHO DE RAMPAS	:	20 m
GRADIENTE DE RAMPAS	:	10 %
TALUD FINAL DEL PIT	:	53°
TALUD DE OPERACIONES	:	35° - 37°
TALUD DEL BANCO	:	70°
ANCHO DE BERMAS	:	4 m
ANCHO DE NIVELES	:	20 – 18 m

Tabla N° 2.1

CANTERA ATOCONGO

DISEÑO DE TALUDES

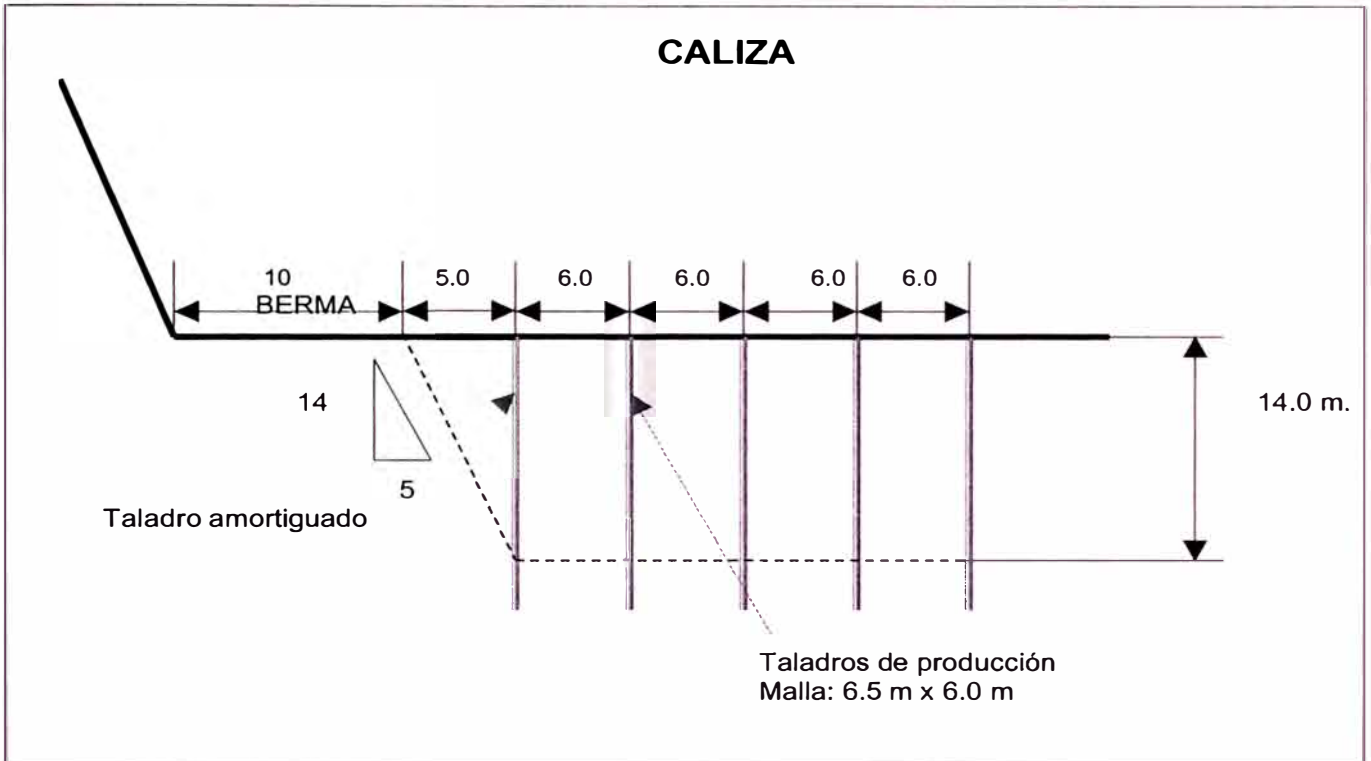


Figura N° 2.1

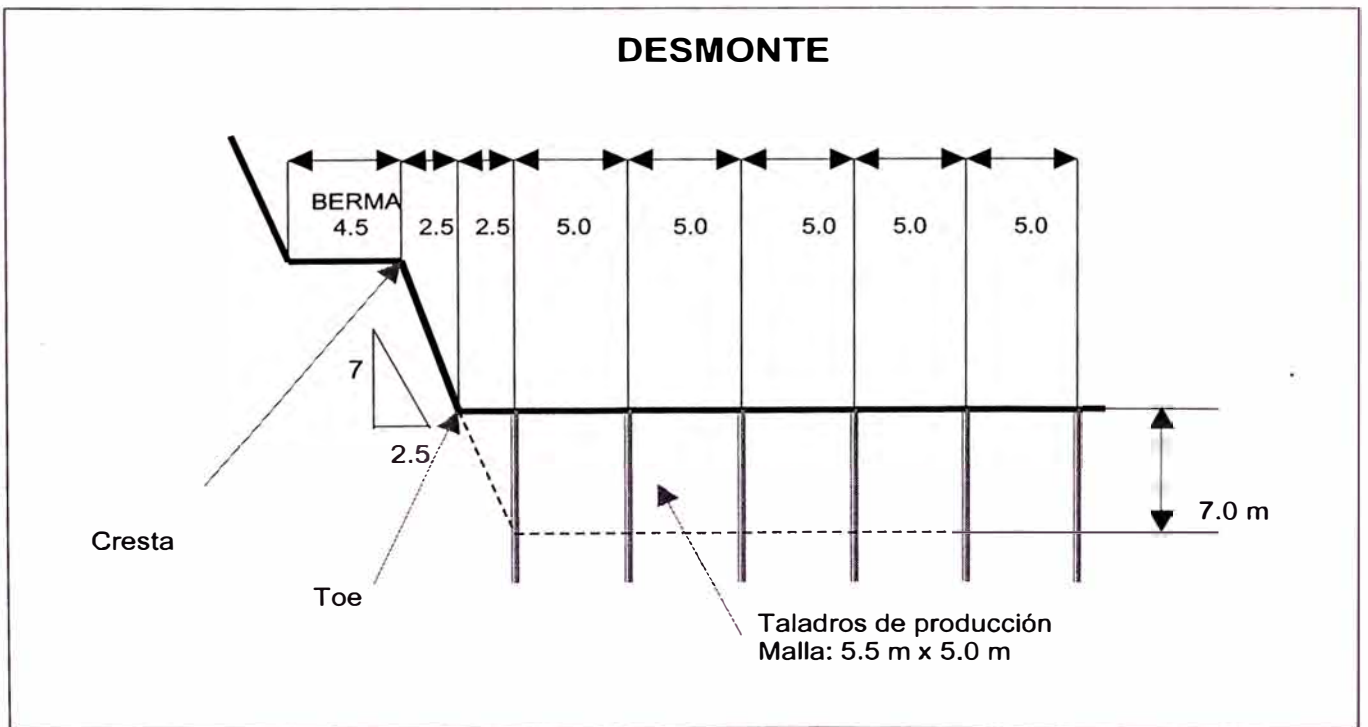


Figura N° 2.2

2.5 DIAGRAMA DE FLUJO DE OPERACIONES DE MINADO A CIELO ABIERTO

La explotación de la cantera Atocongo involucra un número de operaciones discretas que tienen lugar secuencialmente pero la secuencia completa es repetida muchas veces. Esto se ilustra en la **Figura N° 2.3** para el presente caso de minado.

Las operaciones centradas alrededor de la perforación y voladura ocurren al principio en el ciclo de minado y los resultados de estas operaciones tienen gran impacto en la eficiencia y el costo de minado de un block particular de roca.

La descripción de estas operaciones se explica en los acápite 2.3.1 y 2.5.2

Las demás operaciones unitarias que siguen a continuación para completar el ciclo de minado son explicadas en los acápite 2.5.3 y 2.5.4

DIAGRAMA DE FLUJO DE LAS OPERACIONES DE MINADO A CIELO ABIERTO

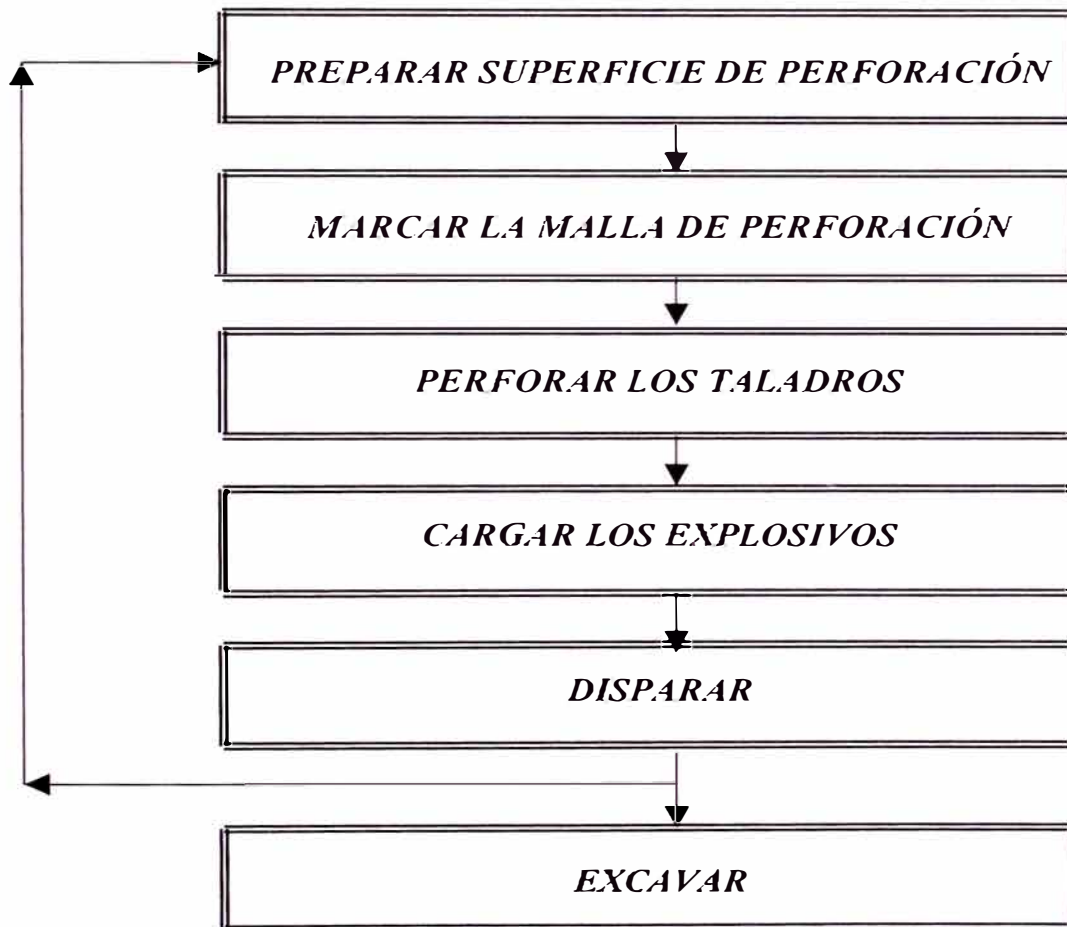


Figura Nº 2.3

2.5.1 PERFORACION

Se realiza mediante dos perforadoras DRILL MASTER modelo DM 45E / HP INGERSOLLRAND Perforadora Diesel con sistema de perforación rotativa e hidráulica para la caliza con diámetros de taladro $6 \frac{3}{4}$ " o $7 \frac{7}{8}$ " con brocas tricónicas, ocurriendo la penetración en la roca debido a la combinación de tres acciones: Empuje – Rotación - Barrido.

Percusiva (DTH) para rocas duras como la andesita con diámetro de taladro $6 \frac{3}{4}$ ", con barras de perforación de 9m. como máximo; penetrando la broca en la roca debido a la combinación de 4 acciones: Percusión – Rotación – Avance – Barrido.

En el caso de la DTH se cuenta con una compresora de aire lo suficiente capaz para evacuar los detritus del taladro, accionar el martillo de fondo y poder coleccionar los cuttings o detritus del taladro. Además es versátil, de traslados rápidos y soporta el terreno pesado de la operación minera.

Las especificaciones técnicas de la perforadora INGERSOLL RAND DM45E/HP , se muestra en la Tabla N° 2.2

2.5.2 VOLADURA

El carguío de los taladros se realiza mediante un camión mezclador, como explosivo de columna se emplea ANFO. Para el amarre de las líneas maestras de superficie se emplea el cordón detonante 5P de 5 g/m de pentrita y para las líneas descendentes se emplea el fanel tipo TP. Para iniciar la carga se usa un

multiplicador HDP-1 de 0.45 Kg., con retardos de 25, 50, 100 ms. En zonas de caliza se emplea salida en echelòn y en zonas de estéril salida en V y echelòn.

2.5.3 CARGUIO

Para el desmonte se hace con una pala hidráulica O&K RH90C de 10 m³ de capacidad de cuchara, trabajando con una altura límite de descarga de 7.0 metros. En la zona de caliza con cargadores CAT 992C de 9.2 m³ de capacidad de cuchara, trabajando con una altura límite de descarga de 5.11 metros.

2.5.4 ACARREO

El acarreo de desmonte volado se hace con camiones CAT777D de 86 TM de capacidad. Esta operación se realiza desde los diferentes niveles operativos de la cantera hasta las escombreras situadas aproximadamente a 1.2 Kilómetros. La caliza es acarreada con camiones DRESSER HAULPACK 210M de 42 TM de capacidad, hacia la chancadora primaria distante en promedio 1 Kilómetro.

ESPECIFICACIONES PERFORADORA INGERSOLL RAND DM45E/HP

ESPECIFICACION

DM45E/HP

Rango de Perforación	5-1/8" a 7-7/8" (130 a 200 mm)
Rango de Perforación con martillo	6" a 8-7/8" (152 a 225 mm)
Capacidad pulldown	45.000 lbs. (20.400 Kg)
Velocidad de avance rápido	0 – 102 ft/min. (31 m/min.)
Velocidad de retracción	0 - 159 ft/min. (48 m/min.)
Capacidad pullback	370700 lbs (17.100 Kg)
Motores de rotación	Dos, de 6.0 y 4,0 cubic inch
Tipo de Motor	Desplazamiento variable y fijo
Torque máximo cabezal	6.200 ft-lbs (8.400 Nm)
Rango de velocidad cabezal	0 a 200 rpm
Reducción cabezal de rotación	15: 1
Rosca del spindle	4" API I.F.
Compresor	900-1050 CFM/350 psig
Motor diesel	Detroit 12V71TA Cummins KTA-19C Caterpillar 3412
Capacidad combustible	15 U.S. gal (8141)
Sistema Hidráulico	Dos bombas desplazamiento variable Una bomba de dos cuerpos Una bomba axial pist.
Capacidad de bombas	Principales 54,5 gpm (206, 3 l/min) c/u Doble 39/25 gpm (148/94, 6 l/min.) Bomba avance lento 11,6 gpm
Capacidad estanque aceite hidráulico	67 gal (254 l)
Sistema de filtrado	10 micrones
Presiones del sistema hidráulico	Rotación 3.000 psi (20.684 MPa) Avance 3.000 psi (20.684 MPa) Traslación 4.500 psi (31.027 MPa) Circuitos aux. 3.000 psi (20.684 MPa)
Sistema eléctrico	Indicador murphy operando sobre:
Tipo de protecciones al paquete de potencia	Baja presión de aceite Alta temperatura aire descarga Alta temperatura agua motor

Tabla 2.2

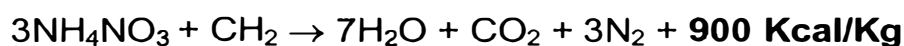
CAPITULO 3

3.0 CARACTERÍSTICAS DE LAS MEZCLAS EXPLOSIVAS COMERCIALES USADAS EN LA CANTERA ATOCONGO

3.1 TIPOS DE MEZCLAS EXPLOSIVAS

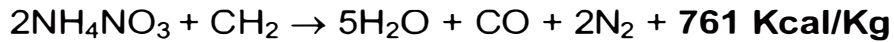
3.1.1 ANFO

- ANFO a granel (Ammonium Nitrate & Fuel Oil) es por muy lejos el explosivo más comúnmente usado.
- Es económico, simple de fabricar
- No es resistente al agua
- Densidades típicas en el rango 0.82 – 1.20 gramos/cm³
- Se puede agregar cantidades variadas de aluminio para obtener energía extra.
- Mezclas inapropiadas producen energía del explosivo más baja, y gases tóxicos.
- La mezcla apropiada es la que está balanceada en oxígeno y ocurre con una mezcla de 94.4% de nitrato de amonio (AN) con 5.6% de petróleo (FO)



(94.4%) (5.6%)

- Una mezcla con demasiado combustible de 92% AN y 8% FO produce 6% de menor energía y gases peligrosos de monóxido de carbono.



(92%) (8%)

- Una mezcla faltante de combustible de 96% AN y 4% FO producirá 12% de menor energía y gases peligrosos de dióxido de nitrógeno y se incrementa la sensibilidad.



(96.6%) (3.9%)

- Por otro lado, la proporción de FO es importante puesto que se busca una mezcla explosiva con el oxígeno balanceado y con una alta energía.
- Es mejor tener ANFO alto en combustible que bajo.
- El nitrato de amonio utilizado para las voladuras primarias en la cantera Atocongo es de procedencia francesa (OLAN HLD), cuyo proveedor es EXSA. Las características de dicho NH_4NO_3 se muestran en la Tabla N° 3.1

**ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DEL
NITRATO DE AMONIO INDUSTRIAL ETIQUETA NARANJA HLD
(OLAN HLD)**

APARIENCIA	GRANULOS BEIGE
ESTADO	SÓLIDO
CONTENIDO DE NH ₄ NO ₃	99.0% MINIMO
CONTENIDO TOTAL DE NITRÓGENO	34.6% MINIMO
HUMEDAD	0.20%
ACIDEZ LIBRE (EXPRESADO COMO HNO ₃)	0.01% MÁXIMO
PH A 20°C – 10% SOLUCION	4.5 A 6.0
DENSIDAD	0.700 +- 0.030
TEST ABEL A 80°C	MAS DE 1 HORA
INSOLUBLES	0.20% MÁXIMO
COMPONENTES ORGANICOS 6+	0.09% MÁXIMO
CAPACIDAD DE RETENCION DEL PETROLEO	11% MINIMO
ANTIAGLUTINANTE	ORGANICO
REVESTIMIENTO	NO ADICIONADO
TAMAÑO DE LAS PARTICULAS	
ENCIMA 2.00 MM.	12% MÁXIMO
DEBAJO 1.00 MM	10% MÁXIMO

Tabla N° 3.1

3.1.2 EMULSIONES

- Consisten de oxidantes (solución salina) disueltos en agua rodeados por un combustible - tamaño de partículas muy fino.
- Relativamente caro comparado al ANFO.
- Muy resistente al agua en concentración completa.
- Mezclado en planta o camión mezclador.
- Densidades típicas en el rango de 1.10 a 1.35 gr/cm³.
- Alta velocidad de detonación y potencia por volumen alta

Actualmente en la Cantera Atocongo se está usando las emulsiones a granel SLURREX MA fabricadas por EXSA para carguio mecanizado.

Es una emulsión oxidante no detonable para efectos de transporte hasta ser sensibilizada en la mina (con microbalones o gassing), pasando a ser emulsión de alto poder de energía o Heavy Anfo si se mezcla con Anfo en diferentes proporciones. En este caso los poros libres del nitrato actúan como sensibilizadores.

Se inicia con un booster de pentolita

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DEL PRODUCTO

SLURREX MA

Presentación [g/cm ³]	A granel o en bolsa de polietileno
Características	Emulsión oxidante inerte
Densidad [g/cm ³]	1.32 a 1.34
Viscosidad [mPa*s]	33000 a 38000
Potencia absoluta por volumen [J/cm ³]	3700
Potencia relativa por volumen [Anfo = 100]	120
Resistencia al agua	Excelente
Vida útil (Shell Life) [meses]	Min. 6

Tabla N° 3.2

3.1.3 ANFO PESADO

- Consiste de ANFO, mezclado con emulsiones en porcentajes variados; en la cual la emulsión actúa como elemento energizante-

reforzador, ocupando los espacios intersticiales que existen entre los prills del ANFO.

- Rango completo de costo.
- Varios grados de resistencia al agua.
- Mezclado en planta o camión.
- A medida que se utiliza más ANFO, la velocidad de detonación y la potencia absoluta por peso disminuye.

3.2 POTENCIA TEÓRICA DE LAS MEZCLAS EXPLOSIVAS

La energía explosiva es calculada usando técnicas establecidas basadas en las leyes de la termodinámica, siguiendo estrictamente principios químicos y matemáticos. Los valores obtenidos de esta manera representan el trabajo teórico disponible del explosivo asumiendo 100% de eficiencia.

La energía puede ser expresada en términos del peso o el volumen del explosivo.

También puede ser expresado como un número absoluto o relativo.

3.2.1 POTENCIA ABSOLUTA POR PESO (AWS)

Absolute Weight Strength

Máxima energía teórica disponible liberada por un explosivo basada en los ingredientes (materias primas) en el explosivo.

Energía por unidad de peso expresada en calorías o joules por gramo. El AWS del ANFO es 3700 J/gr. (Cuando se mezcla 94% de nitrato de amonio y 6% de petróleo.

Eficiencias reales de explosivos están entre 35 y 90%.

3.2.2 POTENCIA RELATIVA POR PESO (RWS)

Relative Weight Strength

Es la potencia absoluta por peso (AWS) de un explosivo comparada al AWS del ANFO.

La RWS de un explosivo es igual a su AWS (potencia absoluta por peso) dividida por el AWS del ANFO.

3.2.3 POTENCIA ABSOLUTA POR VOLUMEN (ABS)

Absolute Bulk Strength

Energía por unidad de volumen expresado en calorías por centímetro cúbico (cal/cm³).

Es igual al AWS (potencia absoluta por peso) del explosivo multiplicado por su densidad.

El ABS del ANFO es igual a $3700 \times 0.85 = 3145$ joules/cc.

3.2.4 POTENCIA RELATIVA POR VOLUMEN (RBS)

Relative Bulk Strength

Es la potencia absoluta por volumen (ABS) comparada a la del ANFO

El RBS de un explosivo es igual a su ABS dividido por el ABS del ANFO

CAPITULO 4

4.0 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la Cantera Atocongo de Cementos Lima, el Departamento de Perforación y Voladura a cargo de la Compañía Minera San Martín S.A. estaba efectuando su voladura de rocas empleando los estándares de Ash para calcular las mallas de perforación y voladura, usando la mezcla explosiva comercial llamada ANFO.

Para determinar la efectividad de la voladura cualitativamente con esta mezcla explosiva tales como: Fragmentación, nivel de piso en los bancos, perfil de roca explotada, rotura hacia atrás, etc, etc, se realizó un registro de los controles de campo en los disparos primarios anotando las observaciones generales de la voladura para ser tomadas en cuenta en los próximos disparos, con la finalidad de mejorar los resultados.

Los resultados de la voladura en los disparos primarios con ésta mezcla explosiva no fueron muy satisfactorios.

Se observaron las desventajas técnico – económicas – ecológicas que se muestran a continuación:

RESULTADOS DE LA VOLADURA CON ANFO

1.- EVALUACIÓN TÉCNICA

ASPECTOS A CALIFICAR	DESVENTAJAS	OBSERVACIONES
FRAGMENTACIÓN	Mala. Demasiada gruesa.	Porcentaje de pedrones grandes que tendrán que ser reducidos posteriormente.
NIVEL DE PISOS EN BANCOS	Problema de toes, Uso de equipo auxiliar y voladura secundaria	Hacer un nuevo diseño de voladura
APILAMIENTO	Material apretado. Difícil de excavar	Corregir Intervalo de retardos entre líneas.
ROTURA HACIA ATRAS	Sobre rompimiento excesivo. Material tirado hacia atrás	Modificar la carga explosiva en la última fila de los taladros

2.- EVALUACIÓN ECONÓMICA

Costos de perforación y voladura

Costo de perforación y voladura: 0.219 US\$/TM

Perforación y voladura secundaria: representa el 15% del tonelaje total por disparo aproximadamente.

Uso de tractor para remover el 20% del tonelaje volado en un disparo primario. El costo es de 0.022 US\$/TM

Análisis de productividad

Productividad general: 14 TM/hh.

Rendimiento de la excavadora: 750 a 800 TM/hm.

Costo de excavación: 0.21 US\$/TM.

Costo de acarreo: 0.35 US\$/TM.

3.- EVALUACIÓN ECOLÓGICA

ASPECTOS A CALIFICAR	DESVENTAJAS	OBSERVACIONES
PRESIÓN DE AIRE	Daños severos.	Controlar el peso de carga por retardo.
LANZAMIENTOS DE FRAGMENTOS DE ROCAS	Daños severos.	Excesiva carga explosiva hacia el cuello del taladro o falta de taco.
VIBRACIONES PRODUCIDAS POR LA VOLADURA	Daños severos.	Utilice retardos entre taladros para separar las cargas explosivas.
GASES VENENOSOS	Eventualmente son más tóxicos por generar mayor proporción de óxidos de nitrógeno en una mezcla explosiva que no esté balanceada en oxígeno $OB = 0$	La proporción de FO es importante puesto que se busca una mezcla explosiva con el oxígeno balanceado y con una alta energía.

Por los resultados negativos obtenidos en la voladura de rocas con el ANFO y con la finalidad de incrementar la producción y la productividad en las operaciones de minado en la cantera se buscó otra alternativa para superar estos problemas técnico – económico – ecológicos.

Se decidió hacer un rediseño de perforación y voladura de rocas. Al aplicar éste nuevo sistema de diseño de voladura se aseguró que el nuevo explosivo a emplearse debe adecuarse al tipo de roca dura, masiva y de elevada densidad como es la Andesita con una resistencia compresiva mayor a los 200 MPa.

Debe ser un explosivo de alta densidad, elevada velocidad de detonación y que desarrolle mayor potencia relativa por volumen para lograr una fragmentación óptima.

Se iniciaron las pruebas para introducir el ANFO PESADO como una nueva alternativa para efectuar los disparos primarios por tener ésta nueva mezcla explosiva las características antes mencionadas.

Estas pruebas consistieron en la ejecución de disparos primarios variando el contenido de emulsión en proporción con el ANFO contenido en el ANFO PESADO según el tipo de roca a dispararse.

Los mejores resultados se obtuvieron con el ANFO PESADO en proporción 30/70 (30% de emulsión y 70% de ANFO) en roca Andesita; cuya elección en reemplazo del ANFO convencional se debió por las siguientes razones:

1. - Desarrollar mayor potencia relativa por volumen (1.37) que los anfos convencionales y anfos aluminizados al 5% (1.16) y 10% (1.32).
2. - Por su densidad. Cualquier anfo pesado es más denso que todos los anfos aluminizados comúnmente utilizados. La densidad del producto final aumenta con el incremento del porcentaje de emulsión, hasta alcanzar el máximo con la saturación de los vacíos intersticiales entre los prills, lo que ocurre cuando la relación bordea el rango 50/50, para luego disminuir progresivamente, en razón de que todo nuevo aporte de emulsión se mantiene fuera de este nivel,

conservando su propia densidad, lo que causa más bien una cierta dispersión.

3. - Grado de resistencia al agua. No hay zonas con presencia de agua en los taladros, ya que los anfos pesados ricos en emulsión muestran proporcionalmente mayor capacidad para resistir o rechazar al agua.
4. - Menor costo. La mezcla explosiva 30/70 es de un costo inferior comparada con los anfos pesados ricos en emulsión.

Los resultados fueron muy satisfactorios por lo que el uso del ANFO PESADO 30/70 se estandarizó en 1999 y a la fecha continuamos empleando este explosivo habiendo mejorado mas aún los rendimientos de voladura.

La aplicación de este nuevo diseño de voladura con esta nueva tecnología de explosivos será desarrollado en los capítulos siguientes de este trabajo.

CAPITULO 5

5.0 DISEÑO DE VOLADURA

5.1 OBJETIVO

1. Reducir los Costos de Perforación y Voladura expandiendo las mallas de perforación y voladura requiriendo el uso de explosivos de mayor densidad para lograr la fragmentación requerida usando un Factor de Energía Mayor.
2. Incrementar el tamaño del diámetro del taladro para obtener mejores performances del explosivo, porque éstos aumentan su velocidad de detonación y concentran mas energía a mayor diámetro.
3. Mejorar la fragmentación y en especial los pisos que dificultan la limpieza del material volado y la operación de los equipos.
4. Facilitar la adecuada limpieza, carguío y acarreo del material volado. Esto es importante para disminuir los costos de mantenimiento y reparación de los equipos de carguío, así como para mejorar el rendimiento del equipo de acarreo del material disparado.
5. Estandarizar el uso del ANFO PESADO en las operaciones de la Cantera como alternativa de mejora en las operaciones de minado ya que el ANFO PESADO supera al ANFO convencional por su mayor energía que permite realizar nuevos diseños de mallas de perforación y voladura ampliando Burden y espaciamiento (B x S).

6. Usar el concepto del Factor de Energía como mejor método para describir la influencia del explosivo sobre la roca y como herramienta en la optimización del diseño de voladura.

5.2 CLASIFICACIÓN DE LAS VARIABLES QUE DEBEN SER TOMADAS EN CUENTA CUANDO SE VA A DISEÑAR UN DISPARO PRIMARIO

En general, las variables estocásticas pueden ser clasificadas de la siguiente manera:

Variables no controlables, y

Variables controlables

5.2.1 VARIABLES NO CONTROLABLES

Estas variables se caracterizan por su gran aleatoriedad y entre ellas se tiene:

- La gran variedad y naturaleza del macizo rocoso.
- La geología regional, local, estructural.
- La hidrología y las condiciones climatológicas.
- Los aspectos geotécnicos, etc., etc.

5.2.2 VARIABLES CONTROLABLES

Estas a su vez se clasifican en:

Geométricas.- Entre las cuales se tiene las siguientes:

Burden (B)

Diámetro del taladro (d)

Espaciamiento (S)

Longitud de carga (CHL)

Sobreperforación (J)

Taco (T)

Altura de Banco (H)

Profundidad del taladro (L), etc., etc.

Físico-químicas.- Correspondientes a las mezclas explosivas y entre otras se tienen las siguientes:

Tipo de mezcla explosiva comercial.

Densidad de la mezcla explosiva (ρ_1)

Parámetros de detonación (V.O.D., P_2 , T_2 , etc.).

Parámetros de explosión (Q_3 , P_3 , T_3 , etc.).

Boostering

De tiempo.- Entre la cuales se tiene:

Tipos y tiempos de retardo

Tipos y secuencias de salida, etc., etc.

Operativas.- Entre las que se puede mencionar como una de las principales a la FRAGMENTACIÓN REQUERIDA, que es la que prácticamente dará la rentabilidad de la operación minera.

5.3 DETERMINACION DE PARAMETROS DE VOLADURA

Tanto la elección del rango del diámetro que se puede perforar en una faena, como la altura de banco que se trabajará depende principalmente de consideraciones económicas basadas en el tamaño del equipo mismo con que se trabajará (palas, camiones, perforadoras), además de consideraciones geológicas estructurales y geográficas. O sea para el dimensionamiento de las mallas de perforación y voladura deben iniciarse conociendo tanto el diámetro como la altura de banco.

1.- Altura de banco.

Cuando es necesario practicar la minería selectiva, la altura de banco puede ser dictaminada por la potencia del mineral de cierta ley.

Si la altura de banco es excesiva, la pila del material tiende a ser muy alta para trabajarla con seguridad. También se vuelve más difícil botar bolones sueltos desde la parte superior del frente, haciendo peligrosa la operación de la pala o cargador.

2.- Diámetro de perforación

La selección del diámetro de perforación adecuado es un factor clave para voladuras eficientes.

La determinación del diámetro de los taladros es un factor importante y depende de la producción requerida, del tamaño y número de los equipos de carguio y acarreo, de las limitaciones ambientales del entorno, y de los costos de operación. Se puede calcular de la siguiente manera:

$$\mathbf{Dp = 68 \times Tp^{0.4} = 68 \times (9)^{0.4} = 164 \text{ mm} = 6 \text{ 3/4 plg.}}$$

Donde: Dp = diámetro de la broca de perforación (mm)

Tp = Producción anual de estéril y caliza (millones de TM)

Cuando el terreno es difícil de romper, los taladros de menor diámetro tienen la ventaja de tener una mejor distribución de la energía del explosivo a través de la masa rocosa a volarse. Cuando se aumenta el diámetro del taladro y el factor de energía permanece constante, generalmente el diseño de taladros da una fragmentación más gruesa.

3.- Definición de Burden (B)

“Burden” es la distancia medida perpendicularmente desde el centro de gravedad de una mezcla explosiva cargada dentro de un taladro; a la cara

libre mas cercana en la dirección en la cual probablemente ocurrirá el desplazamiento de la masa rocosa.

El burden, en metros, es normalmente igual al diámetro de la carga, en milímetros, multiplicado por un rango de 20 a 40.

Otros factores importantes que deben ser considerados para la selección del burden son: altura de banco, dureza de roca, estructura, explosivo usado, desplazamiento deseado, y fragmentación requerida.

Dimensiones típicas en la minería y canteras promedian aproximadamente 32 diámetros de carga en roca con densidad promedio menor de 3.3 gr/cm^3 y 26 diámetros de carga para rocas de densidad alta, mayor de 3.3 gr/cm^3 .

4.- Factor de rigidez del burden

El factor de rigidez es igual a la altura del banco dividido por el burden.

Si el factor es menor de 2, la masa rocosa será muy rígida, más difícil de fracturar y requerirá mayor sobreperforación.

Factores de rigidez bajos requieren factores de energía poco más altos para producir fragmentación uniforme.

El factor de rigidez puede ser mejorado usando diámetros de carga más pequeños o bancos más altos.

TABLA N° 5.1

EFFECTOS DE LA RELACION DE LA ALTURA DE BANCO Y EL BURDEN, L/B

RELACION L/B	FRAGMENTACION	PRESIÓN DE AIRE	LANZAMIENTO DE FRAGMENTOS DE ROCA	VIBRACIONES DEL MACIZO ROCOSO	OBSERVACIONES
1	Mala	Severas	Severas	Severas	Severo sobre rompimiento, problemas de toes, rediseñar.
2	Favorable	Favorable	Favorable	Favorable	El diseño es posible y adecuado
3	Buena	Adecuada	Mínimo	Mínimos	Buen control y fragmentación
4	Excelente	Mínima	No existente	Imperceptibles	No hay mejores beneficios al aumentar la relación

5.- Distribución De Energía

La distribución de energía en la masa rocosa es igual a la longitud de carga dividido por la altura de banco.

Tomar en cuenta el siguiente rango de distribución de energía:

Mala distribución de energía < 40%

Distribución de energía regular 40% a 70%

Buena distribución de energía > 70%

6.- Espaciamento (S)

Distancia entre barrenos perpendiculares al burden.

Normalmente está en el rango de 1 a 1.8 veces la distancia de burden.

Distribución de energía óptima resulta cuando el espaciamento es igual a 1.15 veces el burden, y el patrón está en forma triangular.

Juntas principales paralelas a la cara libre pueden permitir espaciamentos de mayor longitud.

7.- Sobreperforación

La resistencia al fracturamiento y movimiento de la roca es mayor a nivel de piso del banco. Una operación de carguío eficiente requiere que la fragmentación y desplazamiento del nivel del piso del banco exceda a ciertos valores críticos.

Las condiciones del burden inferior están apreciablemente influenciados por la cantidad de sobreperforación. Es algo necesario, o por lo menos una buena práctica, perforar cierta distancia extra para dejar lugar a los restos de la perforación y/o lodo que tienden a acumularse en el fondo del taladro.

La sobreperforación efectiva óptima varía con:

a) Las características estructurales y la densidad de la roca

Estructuras con orientaciones inclinadas afectarán adversamente el rendimiento de las voladuras.

Estructuras inclinándose hacia el banco pueden requerir más sobreperforación.

Estructuras inclinándose hacia el tajo pueden causar pata excesiva y requerir reorientación de la cara libre.

A menudo estructuras sedimentarias de estratos planos requieren poco o nada de sobreperforación.

b) El tipo de carga en el fondo (particularmente la energía por metro generada dentro del taladro).

c) El diámetro e inclinación del taladro

d) El burden efectivo y

e) La localización de los boosters en la carga explosiva.

La adecuada sobreperforación es más importante en las voladuras en formaciones de inclinación profunda y masiva; es absolutamente esencial cortar exitosamente la roca al nivel del piso.

Si se usa insuficiente sobreperforación, resultará en un piso alto. La voladura bajo estas condiciones normalmente empieza en un ciclo vicioso que deja más piso en cada disparo sucesivo. Esto produce más fracturamiento y requiere aún mayor concentración del explosivo en el fondo del taladro.

Cuando se perforan taladros verticales en frentes relativamente altos y/o de poca inclinación, puede ser necesario realizar una sobreperforación de (10

d) o hasta (12 d) donde d = diámetro del taladro, a causa del pesado burden en la parte inferior.

Aun cuando no haya ningún cambio en el diámetro del taladro, puede ser necesario aumentar la sobreperforación con cualquier aumento del burden y/o espaciamiento.

Se debe evitar el exceso de sobreperforación, ya que:

- Provoca gastos extras en perforación y voladura
- Aumenta apreciablemente los niveles de vibraciones del terreno
- Causa indeseable fracturamiento del piso del banco que puede ocasionar problemas de perforación, taladros abandonados, y por tanto, alterar los diseños de taladros del banco siguiente.

8.- Taco

Material inerte colocado en el taladro encima del explosivo para confinar la energía.

El tipo y el largo del taco no tienen efectos significativos en las características de las ondas de deformación generadas por la detonación y por tanto, en la efectividad de la energía de deformación. Sin embargo, al hacer escapar prematuramente los gases de alta presión hacia la atmósfera, un taco largo y de consistencia adecuada mejora la fragmentación y desplazamiento de la roca con la energía de levantamiento. Como es de esperarse, hay un tamaño de taco óptimo, más allá del cual no se puede incrementar más la efectividad de la energía de levantamiento.

Taco consistiendo de roca angular triturada (1/10 del diámetro del taladro), se arquea y proporciona mejor trabamiento y confinamiento de los gases que los detritos de perforación (relativamente finos).

Esto ayuda a mantener la presión máxima del taladro por un período más largo de tiempo; y mientras estos gases se puedan “embotellar” por un tiempo más largo, podrán fragmentar, levantar y soltar más al macizo rocoso.

Cuando la roca es dura, masiva y densa, el taco deberá ser lo más pequeño posible para prevenir el exceso de ruido, explosión de aire, lanzamiento de rocas, fracturas y/o cortes.

Cuando el burden superior tiene una alta frecuencia de grietas y planos débiles, se puede usar un taco relativamente largo (y con el correspondiente bajo factor de carga).

La selección de longitud del taco se basa en el confinamiento relativo de la carga explosiva, en lugar de simplemente un porcentaje del burden (B).

Cálculo de Confinamiento Relativo (RC).

$$RC = \frac{\text{Taco (m)} \times 210000 + \text{diámetro de carga (mm)} \times 600}{\text{Carga de energía, ABS (J/cm}^3\text{)} \times \text{Diámetro de carga (mm)}}$$

Típicamente el RC debe ser mayor de 1.4 para evitar pérdida del confinamiento y lanzamiento de rocas.

5.4 CALCULO DE VOLUMEN DE ROCA

1.- Cálculo de metros cúbicos de banco (bcm) por taladro

Es igual al burden por el espaciamiento por la altura del banco (B x S x H).

Convirtiendo bcm a toneladas

bcm multiplicado por la densidad de la roca (T/m^3)

5.5 CALCULO DE CARGA

1.- Densidad de carga (Kg de explosivo por metro de taladro)

= $0,00785 \times \text{densidad de explosivo} \times (\text{diámetro explosivo (mm)})^2$

2.- Energía de explosivo (kJ por kg de explosivo)

Lo mismo que potencia absoluta por peso, AWS (joules/gramo).

3.- Energía de carga (kJ de energía por metro de taladro)

Igual a la energía de explosivo por densidad de carga.

5.6 CALCULO DEL FACTOR DE CARGA

1.- Kilos de explosivo por metro cúbico de banco.

Igual a la densidad de carga por longitud de columna de explosivo dividido entre los bcm (metros cúbicos de banco) por taladro.

Buen método para controlar costos y rendimientos relativo de un tipo de explosivo si los demás factores se mantienen iguales.

Método malo para comparar diferentes explosivos o predecir resultados en tipos de roca distintos.

5.7 CALCULOS DEL FACTOR DE ENERGIA

1.- Energía de explosivo por metro cúbico

Igual a la energía de carga por longitud de columna de explosivo dividido por los metros cúbicos por taladro.

Mejor método para comparar rendimiento relativo de distintos explosivos.

2.- Energía del explosivo por tonelada de roca

Igual a la energía de carga por longitud de columna del explosivo dividido por las toneladas de roca por taladro.

Es el mejor método para estimar rendimientos relativos de diferentes explosivos en distintos tipos de roca.

Los Factores de Energía pueden oscilar entre 500 y 1250 kJ/tonelada (120 - 300 kcal/TM).

Diseños de voladura inicial pueden ser basados en 800 kJ/TM.

5.8 CONFIGURACION DE MALLAS

DISTRIBUCION DE TALADROS

a) **Cuadrada ($S = B$)**

b) **Rectangular ($S > B$, 90°)**

c) **Escalonada ($S > B$, $\neq 90^\circ$)**. Escalonada óptima: triangular ($S = 1.15B$).

Las dimensiones del burden deberían ser perpendiculares a la dirección deseada.

5.9 RELACIONES DE DISEÑOS

- Los diseños de perforación varían grandemente y dependen del diámetro de los taladros, propiedades de la roca, estructura, explosivo usado, grado de fragmentación, desplazamiento deseado y altura de banco.
- Cuando se requiere una fragmentación máxima en terrenos duros y/o blocosos, el burden (B) y espaciamento (S) deben ser conservadores.
- Cuando una buena fragmentación es menos importante, o cuando la roca es desmenuzable por voladura que tiende a quebrarse fácilmente, se pueden obtener resultados satisfactorios perforando taladros de mayor diámetro con un diseño más grande.
- Un espaciamento considerablemente mayor que el burden se puede usar ventajosamente donde los planos estructurales, tales como grietas, van paralelos al frente.

- Los espaciamientos apreciablemente menores que el burden tienden a causar la separación prematura entre los taladros y una temprana soltura del taco. Ambos efectos estimulan la rápida liberación de los gases hacia la atmósfera; la quebradura normalmente es considerable. Esta pérdida de energía de levantamiento disminuye el rompimiento total del burden y a menudo se encuentran grandes bloques en el material volado.
- Cuando la razón S:B perforado es demasiado alta, cada carga fragmentada desplaza una sección prismática de la roca. El frente medio entre las filas de taladros posteriores puede permanecer intacto, especialmente cerca del nivel del suelo, donde la incompetencia del espaciamiento se manifieste como burden inferior.
- Normalmente la fragmentación aumenta a medida que la relación espaciamiento efectivo: burden efectivo (S_e/B_e) aumenta hasta aproximadamente 4.0. La mayor aproximación a este valor se logra de la siguiente manera:
 - a) Perforando taladros en una red triangular equilátera o con un diseño levemente más alargado, y
 - b) Usando una secuencia de iniciación con V1 (ver **Figuras N° 10.4 y N° 10.6**)
- Con diseños irregulares (cuadrados o rectangulares) los resultados normalmente mejoran ya que el S_e aumenta en un rango de 2 B_e a 4 B_e . Esto se logra perforando un diseño cuadrado y usando una secuencia de iniciación en V (**Figura N° 10.2**)
- La diferencia entre los diseños regulares y escalonados es apreciable; este último generalmente da resultados superiores, especialmente donde la roca es masiva y difícil de fracturar (con valores S_e/B_e altos, el número de

taladros puede reducirse y/o aumentarse la eficiencia de la perforación como resultado de la fragmentación mejorada y más uniforme).

- Normalmente S y B están relacionados con la profundidad del taladro y, principalmente con la dimensión de la mezcla explosiva comercial.
- Los cambios de B tienden a afectar el grado total de fragmentación mucho más rápidamente, que los cambios en S. Por lo tanto, si los resultados de la voladura son más adecuados y se decide probar un diseño con mayores dimensiones, S normalmente debería aumentarse en vez de B.
- Con cualquier voladura de prueba, es importante que la pila de material se remueva completamente, y se logre la eficiencia en la perforación antes de perforarse la próxima voladura.
- Es muy importante que una vez diseñada las mallas, se perforen los taladros en el lugar correcto, en el ángulo y profundidad correcta. No se pueden alcanzar resultados óptimos en la voladura saliéndose del diseño programado de los taladros.

5.10 INICIACION DEL EXPLOSIVO

5.10.1 INICIACION ADECUADA

- Si los explosivos no son detonados adecuadamente, la energía óptima disponible no puede ser generada. Un cambio en la iniciación, cebado o sistema de booster puede, a menudo, significar un significativo aumento en la eficiencia de la voladura.
- Si debe elegir un booster del mayor tamaño y de la mayor potencia posible, con la finalidad de lograr una iniciación óptima de la columna explosiva. Se utiliza boosters de pentolita de 1 libra de peso. A mayor diámetro del iniciador mayor es el área de transferencia de la onda de

choque en la columna explosiva, llegando a lo óptimo a igualdad de diámetros.

- La habilidad iniciadora del booster aumenta con su presión de detonación y tamaño. Por su alta gravedad específica (g_e) y muy alta velocidad de detonación (aproximadamente 7500 m/s) la pentolita tiene una presión de detonación (proporcional a $g_e \times v_d^2$). La tremenda presión de detonación de esta composición permite reducir los pesos de los boosters de pentolita (PETN y TNT).
- Probablemente la razón más importante de la gran utilización de cebos tipos APD con cordones detonantes o faneles TP es la seguridad y la simplicidad del sistema.

5.10.2 UBICACIÓN DEL BOOSTER

Cuando se quiere alcanzar una confiable iniciación de la mezcla explosiva a granel con un booster único, este debe colocarse a nivel del piso del banco.

Se realiza una detonación simultánea de aquellas partes de la carga que están equidistantes del nivel del piso. Los mejores resultados de la voladura con esta localización de los boosters se nota especialmente cuando existe un exceso de burden en la parte inferior del banco.

5.11 SECUENCIA DE SALIDA Y TIEMPO DE RETARDOS

5.11.1 DETONACION SIMULTANEA

Al detonar todos los taladros de un diseño de malla simultáneamente ocasiona excesivas vibraciones en el macizo rocoso. Como las filas de taladros posteriores no pueden desplazar su burden hacia

delante, se craterizan hacia arriba hacia el frente horizontal. Esto causa considerable proyección de rocas y quebradura. La fragmentación tiende a ser relativamente pobre y las condiciones de perforación difíciles.

Una cierta cantidad de movimiento hacia delante normalmente es un prerequisite para un fracturamiento y apilamiento satisfactorios del material volado.

5.11.2 DETONACION SECUENCIAL

5.11.2.1 PROPÓSITO DE LA DETONACIÓN SECUENCIAL

1.- Control de la energía del explosivo durante la detonación de la voladura.

- La secuencia de iniciación controla cuándo y dónde la energía del explosivo es aplicada a la masa rocosa.
- Crear caras libres dentro de la masa rocosa durante la voladura.
- Controlar la energía del explosivo disponible.
- Mejorar la fragmentación.

2.- Controlar confinamiento de la energía del explosivo.

- El rendimiento de la voladura será reducido si el explosivo tiene muy poco o mucho retardo.
- Proveer alivio y controlar el desplazamiento de la masa rocosa.
- Reducir fracturamiento a los lados y atrás (back and over break).

- Controlar vibraciones y golpe de aire.

3.- Mantener la generación de energía del explosivo al máximo

- El nivel de energía debe ser suficiente para vencer la fuerza estructural de la roca y permitir desplazamiento.
- Reducir requerimientos de explosivos.
- Reducir libras de explosivo que detonan en un tiempo.

La secuencia de iniciación puede alterar radicalmente el burden nominal y el espaciamiento, por lo tanto, puede tener una apreciable influencia en los resultados de la voladura. Por ejemplo, un patrón cuadrado iniciado en V da un burden (B_e) y un espaciamiento (S_e) efectivos cuya razón es de 1/2 y 2 veces los valores nominales respectivos .

El burden efectivo es la distancia menor entre los taladros y el frente libre efectivo en el instante de la iniciación. Los diseños cuadrados disparados en V proporcionan mejor fragmentación que los disparos en línea (fila por fila). El disparo en V es efectivamente escalonado y tiene una razón $S_e:B_e$ superior (2.0 en vez de 1.0).

5.11.2.2 SECUENCIAS DE INICIACIÓN

DISEÑO CUADRADO

El diseño cuadrado y/o rectangular (**Figura N° 10.2**) es iniciado en V. La razón S_e/B_e es 2.0 (**Gráfico N° 5.1**) y la mayor parte de los taladros de la segunda y subsecuentes filas están efectivamente escalonados. La fragmentación tiende a ser mejor que la alcanzada con diseños en línea. Como las direcciones principales del movimiento de la roca son ángulos de 45° respecto al frente inicial, el desplazamiento hacia delante es restringido.

La acción de detonación con retardo de los taladros de las filas posteriores reduce la sobrerotura y por lo tanto, contribuyen a la estabilidad de la pared del tajo.

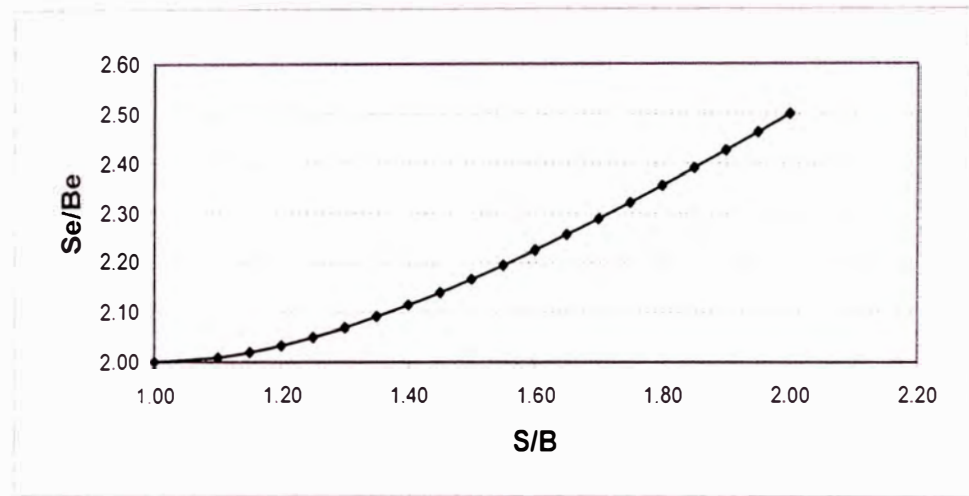
Este diseño es particularmente útil donde los taladros no son supervisados o perforados en su localización exacta. Las troncales de cordón detonante pueden atarse correctamente aún cuando exista un error significativo en la perforación.

Modificaci3n del Burden (B) y Espaciamiento (S) considerando la secuencia de salida (en echel3n o en V)

Determinaci3n de la Relaci3n Se/Be para malla rectangular

B	S	S/B	Be/B	Se/Be
1	1.00	1.00	0.71	2.00
2	2.20	1.10	0.74	2.01
3	3.45	1.15	0.75	2.02
4	4.80	1.20	0.77	2.03
5	6.25	1.25	0.78	2.05
6	7.80	1.30	0.79	2.07
7	9.45	1.35	0.80	2.09
8	11.20	1.40	0.81	2.11
9	13.05	1.45	0.82	2.14
10	15.00	1.50	0.83	2.17
11	17.05	1.55	0.84	2.20
12	19.20	1.60	0.85	2.23
13	21.45	1.65	0.86	2.26
14	23.80	1.70	0.86	2.29
15	26.25	1.75	0.87	2.32
16	28.80	1.80	0.87	2.36
17	31.45	1.85	0.88	2.39
18	34.20	1.90	0.88	2.43
19	37.05	1.95	0.89	2.46
20	40.00	2.00	0.89	2.50
21	46.20	2.20	0.91	2.65
22	52.80	2.40	0.92	2.82
23	59.80	2.60	0.93	2.98
24	67.20	2.80	0.94	3.16
25	75.00	3.00	0.95	3.33

* Caso particular de la malla cuadrada
 Be = Burden efectivo
 se = Espaciamiento efectivo



Determinaci3n de la Relaci3n Be/B para malla rectangular

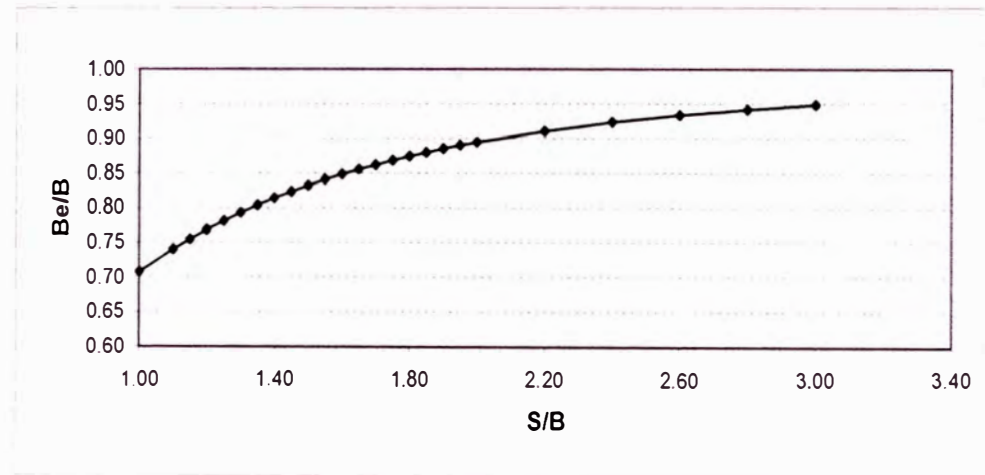


Gráfico N° 5.1

DISEÑO TRIANGULAR

Es el mejor diseño disponible. Los taladros se perforan en un diseño triangular equilátero, siendo éste óptimo desde el punto de vista de la distribución de la energía del explosivo.

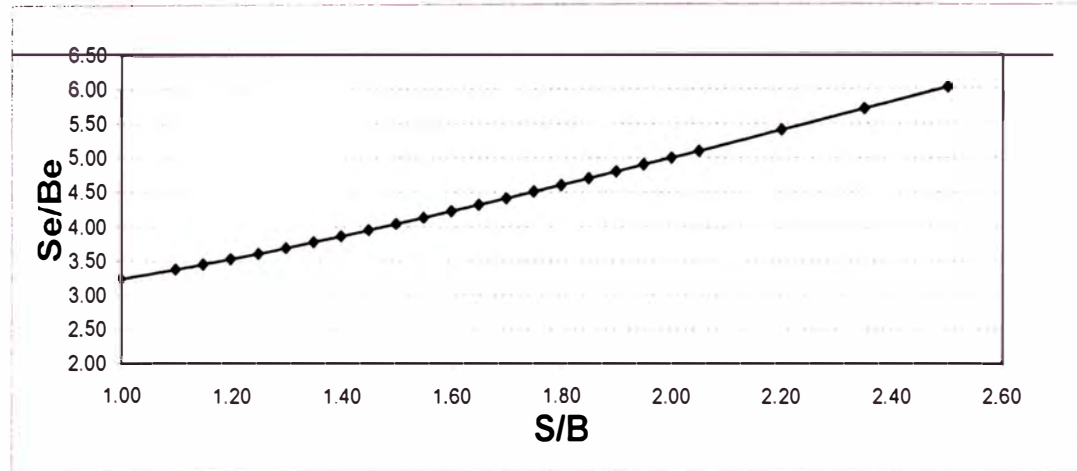
La secuencia de iniciación en V proporciona una relación Se/Be de 3.5 (**Gráfico N° 5.2**), esto es aproximadamente igual al valor para la fragmentación óptima.

El burden pequeño y la relativamente larga duración total de la voladura contribuyen a obtener intensidades de vibraciones del macizo rocoso. La secuencia de los retardos de las detonaciones de la fila posterior reduce la sobrerotura y mejora la estabilidad de las paredes del tajo.

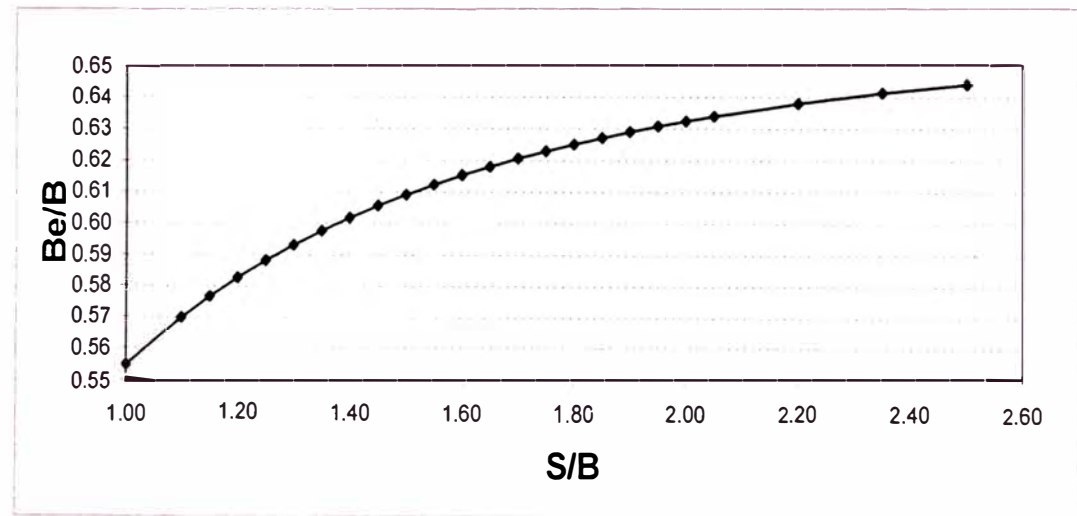
Modificación del Burden (B) y Espaciamiento (S) considerando la secuencia de salida (en echelòn o en V)

Determinación de la Relación Se/Be para malla escalonada

B	S	S/B	Be/B	Se/Be
1	1.00	1.00	0.55	3.25
2	2.20	1.10	0.57	3.38
3	3.45	1.15	0.58	3.46*
4	4.80	1.20	0.58	3.53
5	6.25	1.25	0.59	3.61
6	7.80	1.30	0.59	3.69
7	9.45	1.35	0.60	3.78
8	11.20	1.40	0.60	3.86
9	13.05	1.45	0.61	3.95
10	15.00	1.50	0.61	4.04
11	17.05	1.55	0.61	4.13
12	19.20	1.60	0.62	4.23
13	21.45	1.65	0.62	4.32
14	23.80	1.70	0.62	4.41
15	26.25	1.75	0.62	4.51
16	28.80	1.80	0.63	4.61
17	31.45	1.85	0.63	4.70
18	34.20	1.90	0.63	4.80
19	37.05	1.95	0.63	4.90
20	40.00	2.00	0.63	5.00
21	43.05	2.05	0.63	5.10
22	48.40	2.20	0.64	5.40
23	54.05	2.35	0.64	5.71
24	60.00	2.50	0.64	6.03



Determinación de la Relación Be/B para malla escalonada



* Caso particular de la malla triangular
 Be = Burden efectivo
 Se = Espaciamiento efectivo

Gráfico N° 5.2

5.11.3 TIEMPOS DE RETARDO

Las variaciones de los tiempos de retardo tienen insignificantes efectos en los costos de voladura, pero pueden tener una apreciable influencia en los costos combinados de perforación, voladura, carguío, acarreo y chancado. Aún donde el tipo y calidad del explosivo, la geometría de la voladura y la secuencia de iniciación son satisfactorios, el uso de intervalos de retardo que son muy largos o muy cortos darán resultados de voladura decididamente inferiores a aquellos obtenidos con retardos óptimos.

Un intervalo de retardo óptimo, está dentro del rango de tiempo que permite una buena fragmentación y desplazamiento de cada burden. La fragmentación, desplazamiento y soltura del material deficiente que resulta, causa un significativo aumento de los costos de producción, por eso es muy necesario controlar la quebradura seleccionando cuidadosamente el sistema de retardos entre líneas.

Como es de esperarse, la estabilidad de los taludes aumenta con los retardos entre líneas. La cantidad de quebradura y dislocación de los frentes definitivos decrece con el aumento del área de frentes efectivos asociados con el uso de retardos más largos.

La estabilidad del material también aumenta cuando los taladros adyacentes a lo largo del perímetro de la voladura están eficientemente retardados.

5.11.3.1 Rango de intervalo de retardos entre líneas

La **Tabla N° 5.2** proporciona intervalos de retardos sugeridos para condiciones específicas. La información se puede usar con la siguiente instrucción:

1. Determine los parámetros de sitio y los requerimientos de rendimiento de voladura.
2. Encuentre el rango de retardos que mejor llena los parámetros.
3. Puede ser necesario priorizar los parámetros para determinar el rango más apropiado.

Generalmente el retardo entre taladros en una misma línea debería ser entre $1/3$ a $1/2$ el retardo entre líneas.

Intervalos de retardos entre taladros de la misma línea menores de 3 ms por metro de espaciamiento no son recomendados por consideraciones de fragmentación y golpe de aire. Note que el rango de retardo mostrado en la tabla para limitar vibración es simplemente proveer menor confinamiento.

5.12 CONTROL DEL FRACTURAMIENTO FUERA DE LOS LIMITES DEL DISPARO

Cuando la energía concentrada de un explosivo se genera en una voladura primaria convencional, no es sorprendente que puede destruir o por lo menos reducir la fuerza estructural a lo largo del volumen volado. Se crean nuevas fracturas y planos de debilidad y grietas, planos de estratificación, etc. Los que no eran críticos inicialmente se abren; como resultado, hay



Tabla N° 5.2

una disminución general de la cohesión de la masa rocosa. Esto se manifiesta con mucho fracturamiento y la pared fracturada queda con un potencial de inestabilidad más alto.

Las técnicas de voladura son importantes para aliviar los problemas de quebradura, especialmente cuando las operaciones de voladura se aproximan al límite final del tajo.

5.12.1 REDUCCION DEL FRACTURAMIENTO. UN REDISEÑO DE LA VOLADURA PRIMARIA

Se puede reducir el fracturamiento y aumentar la estabilidad del talud al observar las siguientes pautas en el diseño de voladura primaria.

- a) Si la columna continua de la mezcla explosiva es demasiado cuantitativamente hablando para los taladros posteriores, colocar cargas espaciadas con tacos intermedios.
- b) Los taladros deben ser escalonados (malla triangular).
- c) Por la necesidad de prevenir el fracturamiento excesivo de la superficie puede ser necesario reducir el taco en la fila posterior.
- d) Nunca se debe usar excesivas cargas bajo el nivel del piso del banco. Rellenar los taladros que sean demasiado largos (con restos de la perforación); así se obtiene una pasadura efectiva mínima para obtener una excavación libre de problemas y control de la pendiente.
- e) La secuencia de iniciación debe seleccionarse de tal forma que
 - 1) haya un mínimo de taladros disparados con el mismo retardo y

2) los taladros a lo largo de la fila posterior y costado(s) del tiro detonen en una secuencia de retardo.

f) Los retardos entre líneas, deben ser tal, que cada taladro de la segunda (o siguiente fila), tengan un frente libre hacia el cual puedan salir.

5.13 IMPACTOS DE LA FRAGMENTACION

La preparación de las rumas para su excavación consiste en la fragmentación y en el aflojamiento de la roca. El nivel de fragmentación y aflojamiento de las rumas (muck pile) tiene una gran influencia en la producción y productividad de las palas, cargadores, tractores y camiones. Esto a su vez, afecta significativamente el costo total asociado con el movimiento del material.

IMPACTOS DE LA FRAGMENTACION EN LA OPERACION

SEGURIDAD

Alarmanes detonaciones de aire
Excesivo lanzamiento de rocas
Excesiva generación de gases y polvo
Excesivas vibraciones del macizo rocoso
Riesgo de daño a construcciones adyacentes

EQUIPO DE ACARREO

Tiempos muertos esperando carga
Pésima tracción por suelos desnivelados
Daño en llantas y suspensiones
Mayor tiempo de equipo en mantenimiento

EQUIPO DE CARGA

Bajo factor de llenado del cucharón
Pisos desnivelados
Mayor tiempo del ciclo de carguio
Mayor tiempo del equipo en mantenimiento

TRITURACION Y MOLIENDA

Bloqueo de parrillas con rocas grandes
Bloqueo de chancadoras
Tiempos muertos en fajas transportadoras
Mayor tiempo en mantenimiento
Donde la roca a triturarse es demasiada pequeña para la chancadora primaria la energía eléctrica suministrada a la chancadora no estaría siendo utilizada de manera efectiva por lo tanto la productividad del sistema expresada en ton/kW/hr decrecería y los costos por energía eléctrica (\$/ton) en parte aumentarían, aunque los tiempos en la limpieza posiblemente fueran menores.

5.12.1 ANALISIS DE LA FRAGMENTACION RELATIVA

El conocimiento de la distribución de tamaños de la pila generada por la voladura puede utilizarse para evaluar la performance del disparo y que puede utilizarse en la optimización de la preparación, de la limpieza (perforación y disparo), carguío y la operación de acarreo.

CAPITULO 6

6.0 IMPACTOS AMBIENTALES PRODUCIDOS POR LA VOLADURA DE LAS ROCAS

6.1 VIBRACIONES PRODUCIDAS POR LA VOLADURA

Cuando es detonada una carga explosiva, una gran cantidad de energía es liberada rápidamente por medio de una reacción química.

La energía liberada tiene la forma de una presión, tanto presión de choque como de gas, que empuja contra el medio colindante al explosivo. Esto establece una onda de presión contra el medio que irradia hacia fuera en todas direcciones alejándose del lugar de la detonación.

Si la onda de detonación que lleva la energía de la onda de choque, lejos del lugar de la explosión viaja a través de la atmósfera, se le denomina presión de aire, y si viaja a través, a lo largo de la superficie de la tierra se le denomina vibración de la tierra.

Vibración terrestre, es un movimiento de onda extendiéndose desde el sitio de la voladura.

A medida que la onda se propaga alejándose del taladro, su energía se reduce.

Las partículas de tierra oscilan como respuesta a la llegada de onda, esta oscilación se conoce como movimiento de partícula.

Las vibraciones severas y explosiones de aire pueden causar daños estructurales en las edificaciones cercanas, éstas son las condiciones que deben controlarse.

El adecuado control sobre las vibraciones y ruido puede, muchas veces lograrse con un plan de voladura apropiada.

Tomando como parámetro más característico de las vibraciones la velocidad de partícula, es el mejor criterio para predecir la probabilidad de daños estructurales por vibraciones.

La velocidad de las partículas menor que 2.0 pulgadas/seg. = 50 mm/seg. muestra poca probabilidad de causar daños estructurales mientras que velocidades de partículas mayores de 2.0 pulg/seg son más propensas a causar daños estructurales.

Si hay por lo menos ocho milisegundos (0.008 seg.) entre las detonaciones, los efectos de las vibraciones de las explosiones individuales no se acumulan.

6.1.1 MONITOREO Y CONTROL DE VIBRACIONES

Formula de predicción de velocidad pico de partícula

$$V = K (R / Q^{0.5})^B$$

V = Vibración de velocidad pico de partícula (mm/seg)

K = Constante relacionada a propiedades del medio y de la roca.

R = Distancia entre la carga y punto de interés (m.)

Q = Máximo peso de carga por retardo

B = Constante relacionada a las propiedades del medio y las rocas,
(usualmente: -1.6).

El factor K variará con el confinamiento como sigue:

Confinamiento bajo K = 500

Confinamiento normal K = 1140

Confinamiento alto K = 5000

SD : Distancia escalada o distancia graduada

$$SD = R / Q^{0.5}$$

Para SD se sugiere $23 \text{ m/Kg}^{1/2}$ como un valor razonable a usarse sin tener que realizar pruebas para determinar el valor real; sin embargo el conocimiento de las características de velocidad de propagación de las partículas es importante para asegurar que el límite de voladura de 50 mm/seg. no se exceda.

Las características de propagación se pueden determinar llevando a cabo varias voladuras instrumentadas. Estos datos son útiles ya que pueden indicar un valor menor de 23 para la distancia graduada que puede usarse con seguridad. Esto permitirá un mayor peso de explosivo por retardo.

6.1.2 PROCEDIMIENTO PARA REDUCIR LAS VIBRACIONES

1.- Utilice retardos entre taladros para separar las cargas explosivas usados la voladura en un número individual de detonaciones.

La detonación individual se puede tratar como una voladura separada y su efecto vibratorio no es acumulativo.

La mayoría de los sistemas de retardo no eléctricos, proporcionan un intervalo entre periodos de 25 milisegundos o más y son los preferidos para alcanzar los resultados deseados en la mayoría de las voladuras en superficie.

2.- Limitar el peso del explosivo por periodo de retardo (de ocho milisegundos o más) de acuerdo con la ecuación de distancia graduada.

$$Q = (R / SD)^2$$

Donde: Q es el peso seguro por explosivo en Kg. y R es la distancia real en m. hasta el punto de interés. Determinar ya sea un valor apropiado para la distancia graduada SD por medio de voladuras instrumentadas o usar el valor mínimo de 23.

3.- Utilice menos explosivo que el calculado como carga de columna pero seguro en el primer o segundo periodo de retardo cerrado. Donde el confinamiento en el taladro es tal que la energía del explosivo no puede utilizarse completamente para quebrar y remover rocas, la mayor parte de esta energía inutilizada se irá en la producción de vibraciones.

Por lo tanto, es necesario minimizar el peso del explosivo por retardo en aquellos taladros que no tengan adecuada salida frontal y lateral de la roca.

4.- Utilice solo la cantidad de sobreperforación necesaria para tirar la base de la voladura. Como los taladros que no tienen adecuada

salida de roca desperdician mucho la energía liberada por el explosivo, en la parte de la sobreperforación del taladro, ésta se encargará de producir vibraciones.

5.- Al limitar el peso del explosivo por retardo en una cantidad relativamente pequeña, puede ser necesario modificar el diseño de la voladura. Varias de estas modificaciones que pueden considerarse son las siguientes:

Reducir el tamaño de la voladura usando diámetros pequeños y taladros poco profundos. Esto involucra una disminución conmensurable del burden y espaciamiento y quizás el uso de varios niveles para remover la roca hasta una profundidad deseada.

En taladros profundos, utilice cargas parciales con tacos intermedios con una cápsula de retardo distinta en cada carga. Esto requerirá algunas consideraciones de los efectos resultantes del aumento del retardo total entre taladros. El largo del taco también es importante; el largo requerido dependerá del diámetro del taladro, del tipo de explosivo que se usará en la parte superior o inferior del taladro y si el taladro esta seco o húmedo.

Se puede usar detonadores no eléctricos con retardadores incorporados para aumentar el número de periodos de retardo disponible para una voladura. Se debe realizar un disparo en varias series de retardo en secuencia de tiempo y, por lo tanto proporcionará un intervalo mínimo entre las detonaciones de un número mayor de cargas individuales del que sería posible usando

solo un periodo de retardo. Estos detonadores juegan un papel importante en controlar y modificar vibraciones.

6.2 SOBREPRESIÓN O AIRE PRODUCIDO POR LA VOLADURA

El aire producido por la voladura es una onda de compresión que viaja a través de la atmósfera de una manera similar a como viajan las ondas P – tipo cuerpo a través del macizo rocoso. La explosión de aire que es audible se denomina **ruido**, mientras que las explosiones de aire de una frecuencia menor de 20 Hz (que es inaudible por el oído humano) se denominan concusión. Se mide y registra como “sobre presión”, por ejemplo presión de aire sobre y bajo la presión atmosférica.

Se puede expresar en libras por pulgada cuadrada (psi) o en decibeles (db). El cuadro siguiente ilustra la relación entre psi y db. Los decibeles son una expresión exponencial para la intensidad del sonido que se aproxima a la respuesta del oído humano. La relación entre psi y db se da en la ecuación:

$$\mathbf{db = 20 \log (p/p_0)}$$

Donde: db = sobrepresión en decibeles

log = logaritmo común

p = sobrepresión en psi

$p_0 = 3 \times 10^{-9}$ psi

<u>db</u>		<u>psi</u>	
180	—	3.0	daños en la estructura
170	—	0.95	rompimiento de vidrios
160	—	0.3	
150	—	0.095	rompimiento de vidrios leve
140	—	0.03	no hay nivel de daños máximo
			OSHA para sonido impulsivo BM
			TPI 78 máximo
130	—	0.0095	BM TPI 78 nivel seguro
120	—	0.003	comienza dolor por sonido continuo
			probabilidad de reclamos
			Máximo OSHA por 15 minutos
110	—	0.00095	$db = 20 \times \log p/p_0$
100	—	0.0003	
90	—	0.000095	máximo OSHA por 8 horas
80	—	0.00003	$p_0 = 3 \times 10^{-9} \text{ psi}$

La explosión de aire se puede producir por uno o más de tres mecanismos. El primero es la energía liberada directamente a la atmósfera por la detonación de un explosivo no confinado como por ejemplo, un cordón detonante expuesto en las troncales o en la línea que baja al taladro. El segundo ocurre cuando la alta presión, de los productos gaseosos de una

detonación confinada, son liberados en la atmósfera. Esta liberación puede ocurrir si existen venas de barro en los estratos de roca que rodean al taladro, si se usa una cantidad insuficiente de taco en el taladro o si el burden en el taladro es inadecuado. El tercer mecanismo ocurre cuando la detonación causa el movimiento de la superficie del suelo. Esto es más probable que ocurra en canteras con bancos altos y/o largos

Bajo ciertas condiciones el aire producido por la voladura puede ser concentrado (enfocado) en algunas direcciones

Condiciones de inversiones de temperatura tal que la temperatura del aire se incrementa, al igual que la distancia a la superficie del suelo, el golpe de aire puede rebotar de regreso a la tierra.

El efecto del viento son mayores viento abajo

6.2.1 PROCEDIMIENTO PARA REDUCIR LA SOBREPRESIÓN

Confine explosivos adecuadamente; burden y espaciamientos suficientes, perforación precisa, material y altura de taco adecuado.

Evite el uso de cordón detonante en la superficie para iniciación.

Cargue barrenos de acuerdo a la geología presente, (evite la sobrecarga de espacios vacíos, o vetas suaves).

Oriente la cara libre alejándola del punto de interés.

Evite cebado de collar, (parte superior de columna de explosivo).

Evite hacer voladuras durante períodos con alta probabilidad de inversión de temperatura (temprano en la mañana, en la tarde, y en la noche).

Use períodos de retardo más largos entre líneas y entre barrenos de una línea

Evite hacer voladuras cuando los vientos predominantes están dirigidos hacia el punto de interés.

6.2.2 FACTORES DE SOBREPRESIÓN Y VIBRACIÓN

Variables controlables en la operación	Vibración de suelos			Sobrepresión de aire		
	Influencia significativa	Influencia moderada	Pequeña influencia	Influencia significativa	Influencia moderada	Pequeña influencia
Peso de carga por retardo	X			X		
Intervalo de retardos	X			X		
Bordo y espaciamiento		x		X		
Taco (cantidad)		x		X		
Taco (tipo)		x		X		
Longitud de carga y diámetro			x	X		
Angulo de barrenos			x	X		
Dirección de iniciación		x		X		
Paso de carga por voladura		x				X
Profundidad de carga		x		X		
Primacord al aire libre o cubierto			x	X		
Confinamiento de carga	X			X		
Variables no controlables por la operación						
Terreno general de superficie		x			x	
Tipo y profundidad de capa vegetal	X			X		
Condiciones de viento y clima				X		

6.3 RUIDO

Las agencias de protección del ambiente han comenzado a presionar sobre la importancia de la polución por ruidos y están o considerando, o promulgando límites para las presiones de aire, basados en factores de

tolerancia humana más que en factores de daños estructurales. En suma los datos de pruebas nucleares y estudios de estampidos sónicos indican que los límites de seguridad previamente aceptados, 0.5 psi (165 db) de Sobrepresión son demasiado altos. Los daños en paneles de vidrio grandes, débiles o antiguos se registraron en 0.028 psi (140 db). En el Technical Progress Report 78, el Bureau of Mines recomienda los siguientes límites para presiones de aire con el fin de minimizar la probabilidad tanto de molestias como de daños estructurales

	Escala graduada de Nivel de Sonido		
	Cima Lineal	Cima – C	Cima – A
Nivel de Seguridad	128 db (0.007 psi)	120 db	95 db
Máximo	136 db (0.018 psi)	130 db	115 db

Estos límites fueron ofrecidos como solución interina ya que también se concluyó que era necesario hacer estudios adicionales para establecer con más precisión los límites de molestias y daños estructurales.

También se ha reportado que las sobrepresiones grandes de las explosiones de aire pueden producirse por el movimiento de una cara durante una voladura si el espaciamiento entre taladro es menor que la distancia viajada por la onda de sonido durante el tiempo de retardo entre las detonaciones de los taladros adyacentes. Para prevenir cualquier refuerzo de la presión de aire proveniente de los taladros adyacentes en una corrida de taladros, se recomendó que la distancia (espaciamiento) entre taladros, d , dividida por el tiempo de intervalo entre los períodos de retardo usados en los taladros, t , debería ser menos que la velocidad del sonido, cerca de 1,100 pies/ seg., por ejemplo: **$d / t < 1,100$ pies/seg.**

6.4 LANZAMIENTOS DE ROCA

Los peligros y daños ocasionados por la proyección de rocas en las voladuras en tajos abiertos han sido un constante peligro desde hace cientos de años, cuando se introdujo la voladura en la minería. No solo han resultado personas muertas o heridas, sino que también se han destruido o dañado edificios, equipos y materiales. Estos peligros son mayores en áreas urbanizadas. Sin embargo a medida que se intensifica el impacto explosivo a causa del creciente tamaño del diámetro de los taladros barrenados, el problema es igualmente serio en áreas más remotas. Por ejemplo, se ha sabido de rocas que viajaron hasta 1 kilómetro o más desde el sitio de la voladura en minas de tajo abierto

La "Swedish Detonic Research Foundation" ha investigado los riesgos de varios tipos de voladura como primer paso para definir las zonas peligrosas alrededor de un área de voladura

En primer lugar, una manera de disminuir esta proyección es evitar los "efectos de cráter" en las voladuras de banco. Esto se evita haciendo que el taco superior sea mayor o igual que el burden o mayor o igual que 40 veces el diámetro de perforación, o sea: $T \geq B \geq 40D$

Realizando una serie de pruebas de voladura en bolones de roca, se determinó una fórmula empírica para calcular la longitud máxima de la proyección de rocas:

$$L_{max} = 0.13334 (Qd - 200) \times D \dots\dots\dots (A)$$

- Donde: Q = factor de carga en grs / Ton.
d = densidad de la roca en gr / cm³
D = diámetro de perforación en pulgadas
Lmax = proyección máxima en mts.

En muchas condiciones de trabajo, es necesario realizar voladuras en que se sabe de antemano que se tendrán efectos de crater en la superficie de voladura. Esto se debe a que la relación entre el largo del taladro y el diámetro del taladro es baja, lo que implica que para evitar la formación de bolones en la parte superior es necesario que la columna de carga llegue casi hasta la boca del taladro, dejando un taco de poca longitud. Esto provoca una gran proyección de rocas; la "Swedish Detonic" determinó experimentalmente una fórmula para calcular la longitud de la proyección:

$$L_{max} = 260 D^{2/3} \dots\dots\dots (B)$$

Donde: D = diámetro del taladro en pulgadas

Lmax = en metros, proyección máximo

Comparando la fórmula A con la B se puede deducir que la proyección de una voladura con efecto de cráter es 6 veces mayor que una voladura sin este efecto.

6.4.1 CAUSAS

La mayoría de investigadores alrededor del mundo están de acuerdo en que las causas principales de una excesiva proyección y/o lanzamiento de rocas son las siguientes:

La disminución de la resistencia de las rocas debido a: Fallas geológicas, zonas de contacto debilitadas y abiertas, cavidades, planos de estratificación, etc., etc.

Disparos diseñados inadecuadamente y/o prácticas de voladura inadecuados

Altas concentraciones de altos explosivos

Factores de carga muy elevados

Tipos de retardo y secuencia de salida inadecuados etc., etc.

6.4.2 MEDIDAS PREVENTIVAS Y/O CORRECTIVAS

En general se debe tener en cuenta que un excesivo lanzamiento y/o proyecciones de fragmentos de roca deben ser evitados, por que de lo contrario estos pueden causar serios problemas en las diversas operaciones de voladura de rocas, que se llevan a cabo tanto en minería como en trabajos de ingeniería civil etc., etc.

El control de la prevención del excesivo lanzamiento de rocas sería función de: Diseño del disparo, Implementación del disparo y factores geológicos.

También se debe tener en cuenta que las variables que afectan determinantemente la velocidad de lanzamiento de los fragmentos de rocas son los siguientes:

Burden y espaciamiento (B x S)

El burden (B) de la primera fila de los taladros

Las condiciones geológicas del área a dispararse

La altura del taco

La exactitud en la perforación

La rotura hacia atrás y las rocas sueltas en la parte superior del banco

El material usado para el taco

Excesiva concentración de mezcla explosiva

Las practicas de carguio de los taladros

La exactitud de los retardos, las conexiones y la secuencia de salida

6.5 GASES

Toda voladura genera cierto volumen de gases y polvo, que se mantienen en el ambiente durante un tiempo determinado hasta ser disipados mediante la ventilación natural o forzada de las labores disparadas, por lo que solo se ingresará a una labor disparada después de que se haya disipado los humos

6.5.1 CATEGORIA DE HUMOS

La detonación de todo explosivo comercial produce polvo, vapor de agua (H_2O), óxidos de nitrógeno ($NO - NO_2$), óxido de carbono ($CO - CO_2$) y eventualmente gases sulfurosos ($H_2S - SO_3$) si contenía azufre o aluminio, etc.

Entre los gases inocuos generados hay siempre cierto porcentaje de productos irritantes tóxicos o letales llamados en conjunto humos como el monóxido de carbono y dióxido de nitrógeno.

De acuerdo a la proporción contenida de estos gases tóxicos se ha establecido escalas de clasificación por grado de toxicidad para la exposición del personal trabajador después del disparo, teniendo como ejemplo la siguiente del USBM (Bureau de Minas de USA)

CATEGORÍA	VOLUMEN DE GASES NOCIVOS CO – NO₂
1ra	de 0 a 0.16 pies cúbicos
2da	de 0.16 a 0.33 pies cúbicos
3ra	de 0.33 a 0.67 pies cúbicos
Cuya equivalencia métrica según el ISO es:	
1ra	de 0 a 4.53 dm ³
2da	de 4.53 a 9.34 dm ³
3ra	de 9.34 a 18.96 dm ³

Según esta categorización del USBM aceptada por el Instituto de fabricantes de explosivos (EMI, y SEE) y otras instituciones, los

explosivos de primera categoría pueden ser empleados en cualquier labor subterránea, los de la segunda solo en las que garantizan buena ventilación usualmente con tiro forzado, y los de la tercera solo en superficie. Tal es el caso que el empleo de ANFO y otros nitro carbonatos granulares en minería subterránea requieren de un permiso oficial del Ministerio de Energía y Minas.

Los agentes explosivos como el ANFO eventualmente son más tóxicos que las dinamitas y emulsiones, porque generan mayor proporción de óxidos de nitrógeno. Como referencia adicional, el Bureau de Minas Ruso estima que la toxicidad del NO_2 puede ser hasta 6.5 veces mayor que la del CO a una concentración molar dada.

6.5.2 FACTORES DE GENERACIÓN DE GASES

La presencia de concentración de gases además de su persistencia a permanecer en ambientes confinados depende de varios factores:

- 1.- De la formulación del explosivo y su balance de oxígeno en la detonación.
- 2.- De una eficiente iniciación con un booster potente y adecuado para llegar a la detonación lo mas rápidamente posible.
- 3.- Del tipo y confinamiento de la labor, labores subterráneas ciegas con ventilación deficiente, labores ventiladas mediante chimeneas, ductos o extractores de aire y labores en superficie.

CAPITULO 7

7.0 CALCULO DE LAS MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

USANDO EL ANFO PESADO EN LA PROPORCIÓN 30/70

Nuevas dimensiones del burden y espaciamiento para una nueva mezcla explosiva de mayor densidad con un cambio de diámetro en el taladro, considerando el diseño de voladura en el que se usa como mezcla explosiva al ANFO (los parámetros de dimensionamiento de la malla de perforación y voladura fueron calculados con el modelo matemático de R. Ash el cual será descrito en el capítulo 10).

Para un diseño de voladura usando un nuevo diámetro de taladro con el uso de una nueva mezcla explosiva de una potencia por volumen en particular, manteniendo invariables las dimensiones del taco y la sobreperforación, las nuevas dimensiones (B y S) pueden ser calculadas usando la ecuación siguiente:

$$B = B_1 \times [(\varnothing_2 / \varnothing_1)^2 \times (RBS_2 / RBS_1)]^{1/3}$$

B : burden a usar (m)

B₁ : burden en uso (m)

∅₁ : diámetro en uso (mm)

RBS₁ : Potencia relativa por volumen del ANFO

\varnothing_2 diámetro a usar (mm)

RBS₂ Potencia relativa por volumen de la mezcla

Definamos $K = [(\varnothing_2 / \varnothing_1)^2 \times (RBS_2 / RBS_1)]^{1/3}$

Luego: $B = B_1 \times K$ (I)

Cambio del ANFO a un agente de voladura (ANFO + 30% emulsión)

Burden teórico

Reemplazando los valores

B_1 burden en uso = 4.1 m.

\varnothing_1 diámetro en uso = 165.1 mm.

*RBS₁: Potencia relativa por volumen del ANFO = 1

\varnothing_2 diámetro a usar = 171.45 mm.

*RBS₂: Potencia relativa por volumen de la mezcla 30/70 = 1.37

En la ecuación I,

$B = B_1 \times K$

$B = 4.67 \text{ m.}$

*Según características de la **Tabla N° 5.1**

Burden práctico

Potencia real del explosivo.- Está en función de las eficiencias de cada explosivo.

Explosivo: ANFO

Eficiencia: 70%

AWSP = AWS x eficiencia = 880 x 0.70 = 616 cal/gr.

ABSP = 616 cal/gr. X 0.82 gr/cm³ = 505.12 cal/cm³

Explosivo: ANFO PESADO (30/70)

Eficiencia: 90%

AWSP= AWS x eficiencia = 826 x 0.90 = 743.4 cal/gr.

ABSP = 743.4 cal/gr. X 1.20 gr/cm³ = 892.08 cal/cm³

RBS = ABSP mezcla / ABSP anfo

RBS = 1.77

El incremento de energía considerando la RBS es del 77% de la emulsión respecto al ANFO.

Reemplazando valores en la ecuación I:

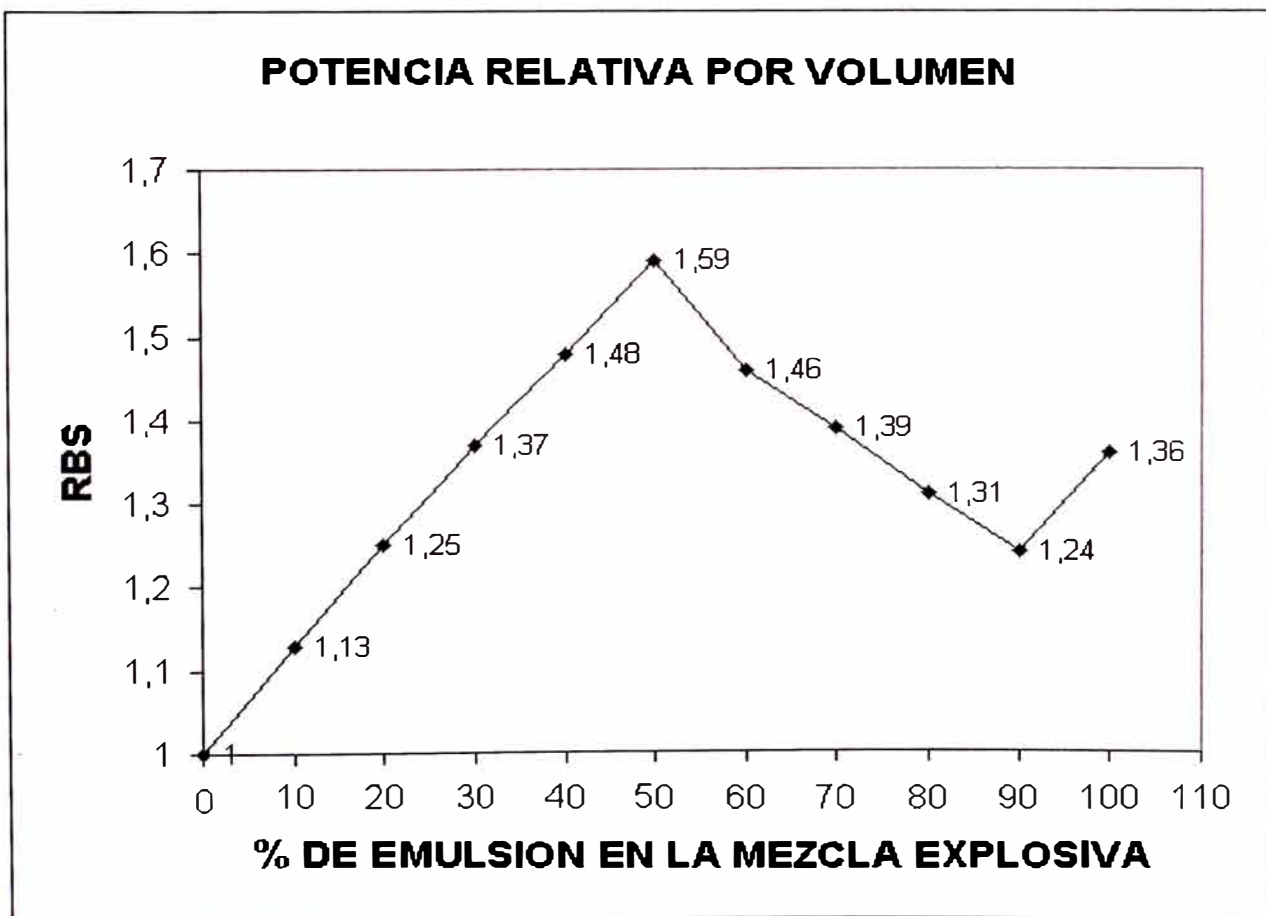
$$B = B_1 \times K$$

$$B = 5.09 \text{ m}$$

$$4.67 \leq B \leq 5.09$$

TABLA 7.1
POTENCIA TEORICA DEL ANFO PESADO

% DE EMULSION EN LA MEZCLA	DENSIDAD (gr/cm³)	AWS (cal/gr)	ABS (cal/cm³)	RWS ANFO = 100	RBS ANFO = 1,00
0	0,82	880	721,60	100	1
10	0,95	862	818,90	98	1,13
20	1,07	844	903,08	96	1,25
30	1,2	826	991,20	94	1,37
40	1,32	808	1066,56	92	1,48
50	1,45	790	1145,50	90	1,59
60	1,37	771	1056,27	88	1,46
70	1,33	753	1001,49	86	1,39
80	1,29	735	948,15	84	1,31
90	1,25	717	896,25	81	1,24
100	1,4	699	978,60	79	1,36



CAPITULO 8

8.0 ANALISIS COMPARATIVO DEL DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

8.1 COMPARACION GEOMETRICA ENTRE MALLAS CUADRADAS Y ESCALONADAS

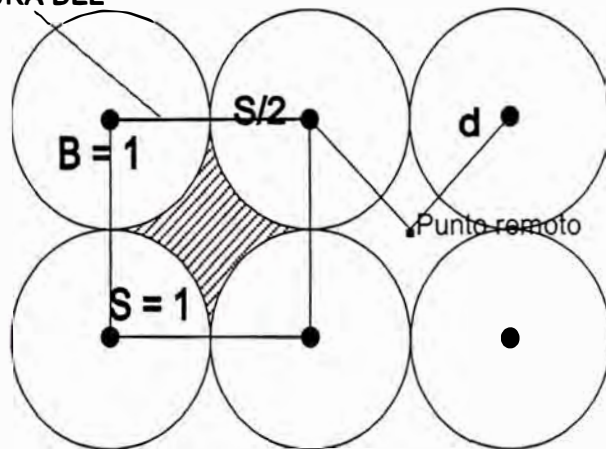
Asumiendo el valor del espaciamiento igual a la unidad se realiza una comparación geométrica de malla cuadrada ($S=B$), escalonada ($S=2B$) y malla escalonada óptima ($S=1.15B$), tomando en cuenta el área de cobertura del taladro, el área remota, distancia remota y área traslapada mostradas en las **Figuras N° 8.1 , N° 8.2, N° 8.3 a y N° 8.3 b**

Finalmente se estableció las ventajas y desventajas de los diseños debido a su máxima economía (en base a su factor de carga), desempeño mínimo (en base al área remota), desempeño máximo (en base al área traslapada) resultando la relación espaciamiento/burden = 1.15 la que proporcionó mejores resultados en este análisis comparativo geométrico (**Figuras N° 8.3 A y N° 8.3 B**)

COMPARACIÓN GEOMÉTRICA ENTRE MALLAS CUADRADA Y ESCALONADA

MALLA CUADRADA

AREA DE
COBERTURA DEL
TALADRO



Espaciamiento y burden son iguales.

Cuando $S = B = 1$, la cobertura del taladro es $1 \times 1 = 1$

Area remota (A) = 21.5% de la cobertura del taladro
(àrea sombreada)

Distancia remota $d = 0.707 \times$ espaciamento

Area traslapada = 0

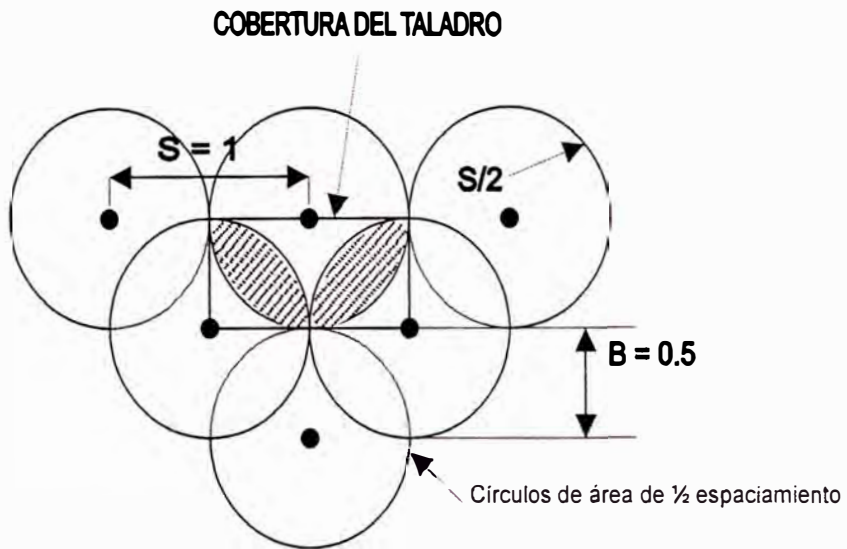
Factor de carga arbitrario = 1.00

MÁXIMA ECONOMIA (1).

DESEMPEÑO MINIMO (2).

Figura N° 8.1

MALLA ESCALONADA



Espaciamiento = 2 x burden
Cobertura de taladro = $1 \times 0.5 = 0.5$

Área remota = 0
Sin puntos remotos

Área traslapada = 57% de la cobertura del taladro
(área sombreada)
Factor de carga relativo = 2.00

ECONOMIA MINIMA (1)
DESEMPEÑO MÁXIMO (3), debido a que el 57%
del área se acerca a doble voladura.

Todos los radios de los círculos son iguales a la
mitad de la distancia del espaciamento entre los
taladros

Figura N° 8.2

Espaciamiento = 1.1547 x Burden
Espaciamiento = 1.075; burden = 0.9306
 $S \times B = 1.075 \times 0.9306 = 1$

Area traslapada = 0
Factor de carga relativo = 1.00

Area remota = 9.25% del total del área disparada (= 43% del área Remota de la malla cuadrada)

MÁXIMA ECONOMÍA (1).
DESEMPEÑO NOMINAL (2).
Encaje óptimo proporciona una distribución pareja máxima de la energía del explosivo a través de todo el bloque de la malla.

Distancia remota $d = 0.577 \times \text{Espaciamiento} = 0.620$
(= 87.7)% de la distancia remota de la malla cuadrada).

La malla puede abrirse tanto en A y usar un ángulo menor (60°) de escalón indicado por la línea sólida; o simultáneamente en AA' y usar escalones de 120° (línea punteada). Los taladros a lo largo de los escalones sombreados están 1.73 veces más separados que en los escalones pronunciados (4); mientras que la distancia desde un taladro a un nuevo frente formado por un disparo de un escalón previo es 1.73 veces mayor con escalones pronunciados que en los menos inclinados (5)

(1) En base al factor de carga. (2) En base al área remota. (3) En base al área traslapada.
(4) C y D en esquema; (5) E y F en esquema

Figura N° 8.3 B

CAPITULO 9

9.0 CALCULO DE LOS COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

9.1 COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA

Existen dos aproximaciones básicas para calcular los costos de perforación y voladura que son

- 1.- Método del taladro individual.
- 2.- Método de la malla completa.

Como el método de la malla completa requiere información sobre el total del volumen de material movido por una voladura (incluyendo la quebradura lateral y posterior que son indeterminables antes de la voladura), este método es útil para determinar la producción final, los factores de costos y carguío después de removido el material volado, cuando se desea una máxima precisión.

Por otro lado, el método del taladro individual asume la producción de precisamente el volumen teórico de material para un taladro individual típico (espaciamiento x burden x altura de banco nominal) y por lo tanto es más práctico para calcular los diseños iniciales antes de perforar y volar. En consecuencia el método del taladro individual es usado en el desarrollo y aplicación del análisis comparativo de mallas de voladura, ya que consiste en una pre-voladura de exploración para comparar los distintos diseños de voladura.

Como la perforación y voladura son tan interdependientes en las operaciones mineras, estas dos operaciones son tratadas simultáneamente en este análisis para proporcionar un “Costo Básico Compuesto” (CBC) para perforar, cebar, cargar, taquear, conectar y disparar un taladro individual y producir un volumen nominal de material para una malla de dimensiones particulares involucrada, y por lo tanto:

$$\text{COSTO BASICO COMPUESTO} = \frac{\text{COSTO DE PERFORACION} + \text{COSTO DEL EXPLOSIVO} + \text{COSTOS FIJOS}}{\text{VOLUMEN IN SITU DE MATERIAL}} \quad (1)$$

Los costos fijos incluyen todos los costos relacionados con la voladura, sin incluir los costos de perforación y de los explosivos, y son: COSTO DE INICIACION, como líneas troncales, booster, retardos, fulminantes guías de seguridad, faneles TP, y todo otro accesorio y los COSTOS DE MANO DE OBRA para el cebado, carguío, taqueado, conexión y disparo de un taladro individual; y estos costos son normalmente constantes o “fijos” para cada taladro en un diseño de voladura.

Expresando cada uno de los factores de la ecuación (1) en términos conocidos de los parámetros del diseño de voladura y costos, resulta en:

$$\text{CBC} = \frac{L \times \text{CP} + [(L - T) \times K \times d^2 \times \rho] \times \text{CE} + \text{CF}}{B \times S \times H} \quad (\$/\text{m}^3) \quad \dots (2)$$

Donde:

L profundidad del taladro en m

CP costo de perforación en US\$/m

- T altura del taco en m
- K constante = 0.000 785
- d diámetro del taladro en mm
- ρ Densidad del explosivo (gr/cm^3)
- CE costo del explosivo (US\$/kg)
- CF costos fijos, en US\$/taladro
- S espaciamiento entre taladros, en m
- B distancia del burden por taladro, en m
- H altura del banco, en m

El uso del factor de energía (EF) es necesario para poder alcanzar un nivel aceptable de precisión al comparar diferentes potencias de explosivos.

El factor de energía se define como:

$$\text{Factor de energía} = \text{Factor de carga (PF)} \times \text{Potencia Absoluta por Peso (AWS)} \quad \dots(3)$$

Por lo tanto la ec. (3) debe modificarse y quedar:

$$\text{CBC} = \frac{L \times CP}{B \times S \times H} + (B \times S \times H) \times \frac{EF}{AWS} \times CE + CF \quad (\$/\text{m}^3) \quad \dots (4)$$

$$B \times S \times H$$

Donde:

AWS potencia absoluta por peso en kJ/kg

EF Factor de energía en kJ/m^3

El procedimiento para diseñar una malla de voladura nueva consiste en ecuacionar un taladro individual propuesto o considerar el uso de una mina o cantera.

La ec. (2) se presta más para el diseño propuesto ya que permite especificar la altura de banco deseada como variable independiente mientras que la ecuación (4) es mejor para la condición existente porque contiene los términos EF/AWS usados corrientemente con el diseño propuesto con que se comparará.

En los siguientes desarrollos de estas ecuaciones, los términos con un suscrito "p" se refieren a los parámetros de la condición propuesta, y el suscrito "e" a las condiciones existentes, mientras que los términos sin suscrito indican que el parámetro tendrá el mismo valor para ambas condiciones.

Definamos:

$$\text{Relación Costo (CR)} = \frac{\text{Costo básico compuesto Propuesto}}{\text{Costo básico compuesto Existente}} \dots (5)$$

Reemplazando la ec. (2) y la ec. (4) en la ec. (5) se tiene:

$$CR = \frac{[(L_p \times CP_p) + (L_p - T_p) \times K \times d_p^2 \times \rho_p \times CE_p + CF_p] \times B_e \times B_e \times S_e}{[(L_e \times CP_e) + (B_e \times S_e \times H)(EF_e/AWS_e) \times CE_e + CF_e] \times B_p \times S_p} \dots (6)$$

Cuando el Costo básico compuesto de las condiciones existentes y propuestas deben ser iguales, La Relación - Costo (RC) se establece en (1), cuando el diseño propuesto reduce los costos de perforación y voladura, entonces $CR < 1$, mientras que si el personal de la mina esta convencido que aumentando el CBC propuesto por sobre el CBC existente será mas compensado por los ahorros asociados en los costos relacionados con la voladura, entonces $CR > 1$. Por ejemplo, si se desea que el ahorro en CBC se efectuó en un 10% usando en diseño propuesto, entonces $CR = 0.9$ mientras que un aumento de 5% en los CBC propuestos requeriría que $CR = 1.05$.

Generalmente los parámetros más cruciales a determinar son el espaciamento propuesto y las dimensiones del burden requerido para que el diseño de voladura propuesto sea competitivo con el ya existente.

Para determinar los valores del espaciamento y burden propuestos requeridos, la ecuación (6) puede modificarse como sigue:

$$B_p \times S_p = \frac{[(L_p - T_p) \times K \times d_p^2 \times \rho_p \times CE_p + L_p \times CP_p + CF_p]}{[H \times (EF_e/AWS_e) \times CE_e + (L_e \times CP_e + CF_e)/B_e S_e]} \times CR \quad \dots (7)$$

Una vez que se ha determinado $B_p \times S_p$ mediante la ecuación (7) este valor puede usarse para determinar la Relación de Energía (ER), que es el parámetro de segunda importancia que considerar para reemplazar los diseños de voladura existentes por los propuestos.

La relación de energía se define como:

$$ER = \frac{\text{Factor de energía propuesto}}{\text{Factor de energía existente}} \quad \dots(8)$$

$$ER = \frac{(\text{Peso propuesto de explosivo} \times \text{AWS}_p)}{(\text{B}_p \times \text{S}_p \times \text{H})} \\ \frac{(\text{Peso existente de explosivo} \times \text{AWS}_e)}{(\text{B}_e \times \text{S}_e \times \text{H})}$$

$$ER = \frac{(L_p - T_p) \times K \times d_p^2 \times \rho_p \times \text{AWS}_p \times (\text{B}_e \times \text{S}_e)}{(\text{B}_e \times \text{S}_e \times \text{H}) (EF_e / \text{AWS}_e) \times \text{AWS}_e \times (\text{B}_p \times \text{S}_p)}$$

$$ER = \frac{(L_p - T_p) \times K \times d_p^2 \times \rho_p \times \text{AWS}_p}{(\text{B}_p \times \text{S}_p \times \text{H}) \times EF_e}$$

La potencia absoluta por volumen (ABS) es igual a la potencia absoluta por peso (AWS) del explosivo multiplicado por su densidad. Entonces:

$$ER = \frac{(L_p - T_p) \times K \times d_p^2 \times \text{ABS}_p}{(\text{B}_p \times \text{S}_p \times \text{H}) \times EF_e} \quad \dots(9)$$

Los parámetros de diseño de voladura se obtuvieron de la cantera según aparecen en la **Tablas N° 8.1 y N° 8.2** para análisis comparativo, que también contienen los parámetros para todos los diseños propuestos para el ANFO PESADO.

Los diseños de voladura numerados del 1 al 6 de la Tabla N° 8.1 pertenecen a las rocas mas duras, mientras que los números del 1 al 3 de la Tabla N° 8.2 se relacionan con la caliza y material semiduro a suave.

TABLA N° 9.1

CO STO BASICO COMPUESTO ROCA:ANDESITA

SISTEMA DE UNIDADES		H Altura del Banco (m)			H Altura del Banco (m)		
		7	7	7	14	14	14
DISEÑO DE VOLADURA N°		1	2	3	4	5	6
Se Espaciamiento existente	m	4.89			5.5		
Be Burden existente	m	4.1			5		
Je Sobreperforación Existente	m	1.6			2		
Le Profundidad del Taladro Existente	m	8.6			16		
de Diámetro del Taladro Existente	mm	165.1			171.45		
CPe Costos Perforación Existente	US\$/m	6.11			6.11		
CFe Costos Fijos Existente	US\$/taladro	7.52			7.52		
k		0.00079			0.000785		
Sp Espaciamiento Propuesto	m	5.51	5.83	6.25	8.02	8.16	5.74
Bp Burden Propuesto	m	5.01	4.90	6.25	5.47	5.35	5.74
Jp Sobreperforación Propuesto	m	2			2		
Lp Profundidad del Taladro Propuesto	m	9			16		
dp Diámetro del Taladro Propuesto	mm	171.45			171.45		
CPp Costos Perforación Propuesto	US\$/m	6.11			7.5		
CFp Costos Fijos Propuestos	US\$/taladro	7.52			11.36		
CBC Costo basico Compuesto	US\$/m³	0.63476	0.578	0.5776	0.557280792	0.5071	0.50713
CR Relación Costo Prop/Exist		0.91			0.91		
ER Relación de Energía		1.09775			0.757341728		
Bp*Sp	m²	27.59			32.91		
Te Altura Taco de Fondo Existente	m						
p Densidad del Explosivo Existente	gr/cc						
EBL Tipo de Carga de Fondo Existente							
EBH Altura de Carga de Fondo Existente	m						
ETW Peso/taladro	Kg						
AWSe Potencia Absoluta al Peso existente	KJ/Kg						
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc						
AWSe Potencia Relativa al Peso existente							
ABS Potencia Relativo al Volumen							
CEe Costos de Explosivo Existente	US\$/Kg						
Tes Altura Taco Superior Existente	m						
p Densidad del Explosivo Existente	gr/cc						
EBL Tipo de Carga Superior Existente							
EBH Altura de Carga Superior Existente	m						
ETW Peso/taladro	Kg						
AWSe Potencia Absoluta al Peso existente	KJ/Kg						
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc						
AWSe Potencia Relativa al Peso existente							
ABS Potencia Relativo al Volumen							
CE Costos de Explosivo Existente	US\$/Kg						
Tec Altura Taco Columna Existente	m	3.7			4.5		
p Densidad del Explosivo	gr/cc	0.82			1.2		
EBL Tipo de Carga Columna Existente		ANFO			30/70		
EBH Altura de Carga Columna Existente	m	4.9			11.5		
ETW Peso/taladro	Kg	86.0189			318.5986613		
AWSe Potencia Absoluta al Peso existente	KJ/Kg	3683.68			3457.64		
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc	3020.62			4149.1632		
AWSe Potencia Relativa al Peso existente					0.938636364		
EFe Factor de Energía existente	KJ/m³	2257.80			2861.294028		
ABS Potencia Relativo al Volumen					1.373614191		
CE Costos de Explosivo Existente	US\$/Kg	0.3375			0.343154392		
Te Altura Taco de Fondo Propuesto	m				2.0574		
p Densidad del Explosivo Propuesto	gr/cc				1.2		
EBL Tipo de Carga de Fondo Propuesto		ANFO PESADO			30/70		
EBH Altura de Carga de Fondo Propuesto	m				6.599090024		
ETW Peso/taladro	Kg				106.073545		
AWSe Potencia Absoluta al Peso Propuesto	KJ/Kg				3457.64		
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc				4149.1632		
AWSe Potencia Relativa al Peso Propuesto					0.938636364		
ABS Potencia Relativo al Volumen					1.373614191		
CEe Costos de Explosivo Propuesto	US\$/Kg				0.354453416		
Tes Altura Taco Superior Propuesto	m				3.514725		
p Densidad del Explosivo Propuesto	gr/cc				1.2		
EBL Tipo de Carga Superior Propuesto		ANFO PESADO			30/70		
EBH Altura de Carga Superior Propuesto	m				3.828784976		
ETW Peso/taladro	Kg				182.8227172		
AWSe Potencia Absoluta al Peso Propuesto	KJ/Kg				3457.64		
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc				4149.1632		
AWSe Potencia Relativa al Peso Propuesto					0.938636364		
ABS Potencia Relativo al Volumen					1.373614191		
CE Costos de Explosivo Propuesto	US\$/Kg				0.354453416		
Tec Altura Taco Columna Propuesto	m	4			5.572125		
p Densidad del Explosivo propuesto	gr/cc	1.2			1.2		
EBL Tipo de Carga Columna Propuesto		ANFO PESADO	30/70		30/70		
EBH Altura de Carga Columna Propuesto	m	5			10.427875		
ETW Peso/taladro	Kg	138.521			288.8962622		
AWSe Potencia Absoluta al Peso Propuesto	KJ/Kg	3457.64			3457.64		
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc	4149.16			4149.1632		
AWSe Potencia Relativa al Peso Propuesto		0.93864			0.938636364		
Efp Factor de Energía Propuesta	KJ/m³	2479.76			2168.076486		
ABS Potencia Relativo al Volumen		1.37361			1.373614191		
CEp Costos de Explosivo Propuesto	US\$/Kg	0.35445			0.354453416		

TABLA N° 9.2

COSTO BASICO COMPUESTO ROCA CALIZA

		H. Altura del Banco (m)		
		14	14	14
RI SISTEMA DE UNIDADES		1	2	3
DISEÑO DE VOLADURA				
Se Espaciamiento existente	m	6		
Be Burden existente	m	6		
Je Sobreperforación Existente	m	2		
Le Profundidad del Taladro Existente	m	16		
de Diámetro del Taladro Existente	mm	200.03		
CPe Costos Perforación Existente	US\$/m	7.58		
CFe Costos Fijos Existente	US\$/taladro	7.36		
k		0.000785		
Propuestas				
Sp Espaciamiento Propuesto	m	6.55	6.70	6.24
Bp Burden Propuesto	m	5.95	5.82	6.24
Jp Sobreperforación Propuesto	m	2		
Lp Profundidad del Taladro Propuesto	m	16		
dp Diámetro del Taladro Propuesto	mm	200.03		
CPp Costos Perforación Propuesto	US\$/m	7.58		
CFp Costos Fijos Propuestos	US\$/taladro	7.36		
Resumen de Costos				
CBC Costo basico Compuesto	US\$/m ³	0.43632112		
CR Relación Costo Prop/Exist		0.97		
ER Relación de Energía		0.99761803		
Bp*Sp	m'	38.98		
Existente				
Te Altura Taco de Fondo Existente	m			
p Densidad del Explosivo Existente	gr/cc			
EBL Tipo de Carga de Fondo Existente				
EBH Altura de Carga de Fondo Existente				
ETW Peso/taladro				
AWS _e Potencia Absoluta al Peso existente	KJ/Kg			
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc			
AWS _e Potencia Relativa al Peso existente				
ABS Potencia Relativo al Volumen				
CEe Costos de Explosivo Existente	US\$/Kg			
Superior				
Tes Altura Taco Superior Existente	m			
p Densidad del Explosivo Existente	gr/cc			
EBL Tipo de Carga Superior Existente				
EBH Altura de Carga Superior Existente				
ETW Peso/taladro	Kg			
AWS _e Potencia Absoluta al Peso existente	KJ/Kg			
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc			
AWS _e Potencia Relativa al Peso existente				
ABS Potencia Relativo al Volumen				
CE Costos de Explosivo Existente	US\$/Kg			
Columna				
Tec Altura Taco Columna Existente	m	5.5		
p Densidad del Explosivo	gr/cc	0.82		
EBL Tipo de Carga Columna Existente		ANFO		
EBH Altura de Carga Columna Existente		10.5		
ETW Peso/taladro	Kg	270.558754		
AWS _e Potencia Absoluta al Peso existente	KJ/Kg	3683.68		
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc	3020.6176		
AWS _e Potencia Relativa al Peso existente				
EFe Factor de Energía existente	KJ/m ³	1977.48		
ABS Potencia Relativo al Volumen				
CE Costos de Explosivo Existente	US\$/Kg	0.33750488		
Propuesto				
Te Altura Taco de Fondo Propuesto	m			
p Densidad del Explosivo Propuesto	gr/cc			
EBL Tipo de Carga de Fondo Propuesto				
EBH Altura de Carga de Fondo Propuesto	m			
ETW Peso/taladro	Kg			
AWS _e Potencia Absoluta al Peso Propuesto	KJ/Kg			
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc			
AWS _e Potencia Relativa al Peso Propuesto				
ABS Potencia Relativo al Volumen				
CEe Costos de Explosivo Propuesto	US\$/Kg			
Superior				
Tes Altura Taco Superior Propuesto	m			
p Densidad del Explosivo Propuesto	gr/cc			
EBL Tipo de Carga Superior Propuesto				
EBH Altura de Carga Superior Propuesto				
ETW Peso/taladro	Kg			
AWS _e Potencia Absoluta al Peso Propuesto	KJ/Kg			
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc			
AWS _e Potencia Relativa al Peso Propuesto				
ABS Potencia Relativo al Volumen				
CE Costos de Explosivo Propuesto	US\$/Kg			
Columna				
Tec Altura Taco Columna Propuesto	m	6		
p Densidad del Explosivo propuesto	gr/cc	0.95		
EBL Tipo de Carga Columna Propuesto	ANFO PESADO	10/90		
EBH Altura de Carga Columna Propuesto	m	10		
ETW Peso/taladro	Kg	298.52592		
AWS _e Potencia Absoluta al Peso Propuesto	KJ/Kg	3608.33		
ABS Potencia Absoluta al Volumen	J/cc	3427.9154		
AWS _e Potencia Relativa al Peso Propuesto		0.97954545		
EFP Factor de Energía Propuesto		1973.77418		
ABS Potencia Relativo al Volumen		1.13483925		
CEp Costos de Explosivo Propuesto	US\$/Kg	0.34315439		

9.2 CURVA MOSTRANDO LA RELACION DE ENERGIA VS. RELACION DE COSTO para el diseño 1 en Andesita

$$B_p * S_p = \frac{[(L_p - T_p) * k * d^2 * \rho_p * CE_p + L_p * CP_p + CF_p]}{[H * (EF_e/AWS_e) * CE_e + (L_e * CP_e + CF_e) / B_e S_e]} * CR \quad \dots\dots\dots(1)$$

$$ER = \frac{[(L_p - T_p) * k * d^2 * ABS_p]}{(B_p * S_p * H) * EF_e} \quad \dots\dots\dots (2)$$

$B_e * S_e = 20,049$

Combinando la ecuacion (1) en la (2) y tabulando:

CR	B _p * S _p	ER
0,50	64,31	0,47
0,55	58,47	0,52
0,60	53,59	0,57
0,65	49,47	0,61
0,70	45,94	0,66
0,75	42,87	0,71
0,80	40,20	0,75
0,85	37,83	0,80
0,90	35,73	0,85
0,95	33,85	0,89
1,00	32,16	0,94
1,05	30,62	0,99
1,10	29,23	1,04
1,15	27,96	1,08
1,20	247,88	1,13

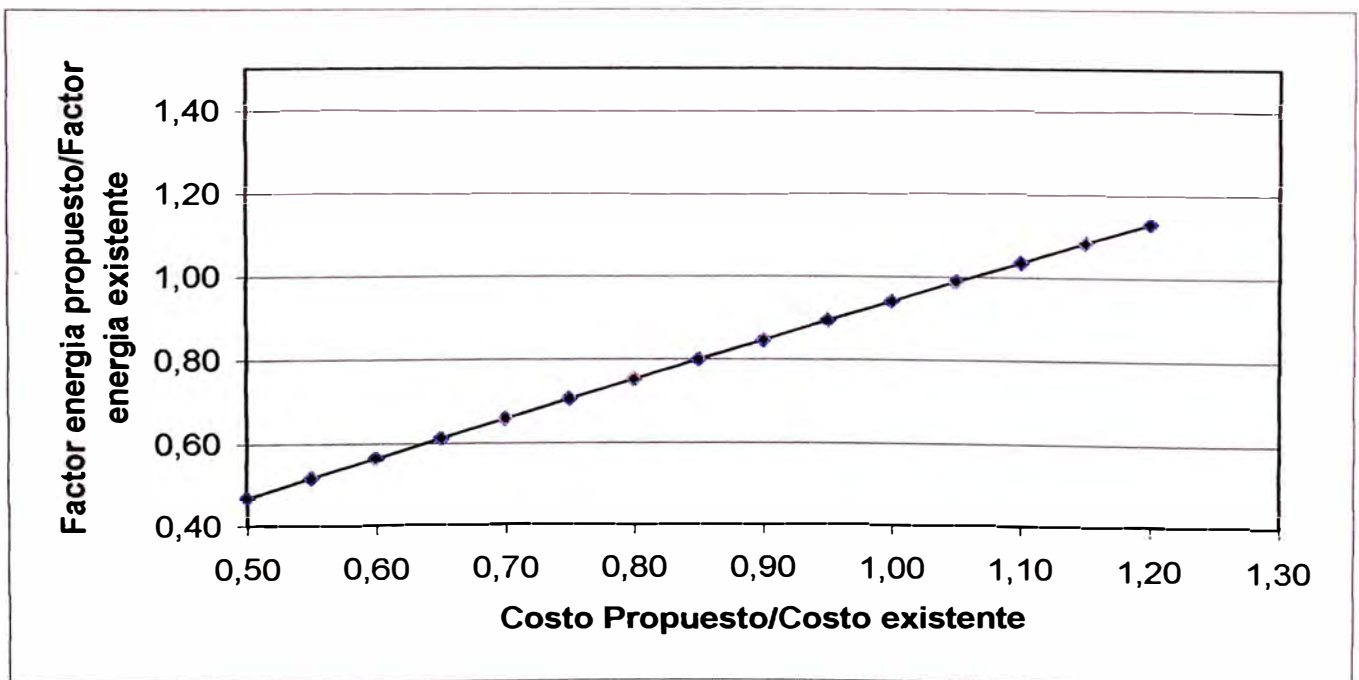


Gráfico Nº 9.1

para el diseño 1 en caliza

$$B_p * S_p = \frac{[(L_p - T_p) * k * d^2 * \rho_p * CE_p + L_p * CP_p + CF_p]}{[H * (EF_e/AWS_e) * CE_e + (L_e * CP_e + CF_e) / B_e S_e] * CR} \dots\dots\dots(1)$$

$$ER = \frac{[(L_p - T_p) * k * d^2 * ABS_p]}{(B_p * S_p * H) * EF_e} \dots\dots\dots (2)$$

$B_e * S_e = 36,00$

Combinando la ecuacion (1) en la (2) y tabulando:

CR	B _p * S _p	ER
0,50	75,62	0,51
0,55	68,75	0,57
0,60	63,02	0,62
0,65	58,17	0,67
0,70	54,02	0,72
0,75	50,42	0,77
0,80	47,27	0,82
0,85	44,49	0,87
0,90	42,01	0,93
0,95	39,80	0,98
0,97	38,98	1,00
1,00	37,81	1,03
1,05	36,01	1,08
1,10	34,37	1,13
1,15	32,88	1,18
1,20	31,51	1,23

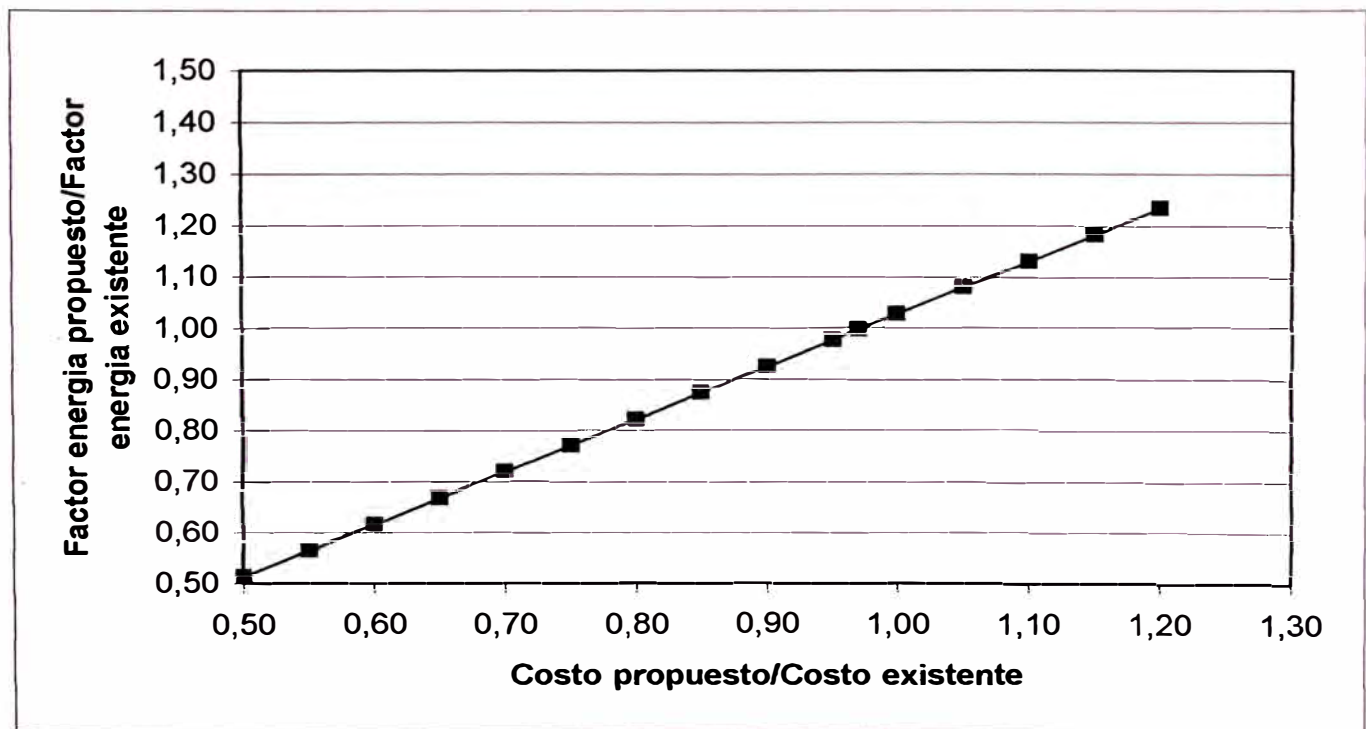


Gráfico N° 9.2

CAPITULO 10

10.0 APLICACIÓN PRACTICA DE LOS CRITERIOS DE DISEÑO

10.1 CALCULOS DE LAS MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA QUE SE ESTABAN USANDO EN LAS OPERACIONES DE LA CANTERA “ATOCONGO”, SEGÚN EL MODELO MATEMÁTICO POSTULADO POR R. ASH

Para el diseño inicial del dimensionamiento de las mallas de perforación y voladura se utilizó la fórmula de ASH ya que permite trabajar con diferentes tipos de dureza de la roca y se adecua a los parámetros con los cuales se trabaja en la cantera Atocongo.

Dicha fórmula se expresa de la siguiente manera:

1.- $B = (K_b * D) * 0.0254$ (10.1)

Donde:

B : burden (m) D: diámetro del taladro (pulgadas)

K_b : está en función del tipo de roca y explosivo

$$K_b = 0.1573 * (d_e/d_r)^{1/3} * (v_d)^{2/3}$$

Aquí,

d_e : densidad del explosivo (gr/cm³)

d_r : densidad de la roca (gr/cm³)

v_d : velocidad de detonación del explosivo (m/s)

Densidad para la andesita, 2.9 gr/cm³

Densidad para el ANFO, 0.82 gr/cm³

Velocidad de detonación del ANFO, 3700 m/s

2.-
$$S = K_s * B \dots\dots\dots (10.2)$$

Donde:

S : espaciamiento (m)

Ks : 2.0, para iniciación simultánea de mayor tiempo

1.2a 1.8, para taladros secuenciales con retardos de menor tiempo

3.-
$$J = K_j * B \dots\dots\dots (10.3)$$

Donde:

J : subperforación (m)

Kj : de 0.2 a 1

4.-
$$T = K_t * B \dots\dots\dots (10.4)$$

Donde:

T : taco (m)

Kt : de 0.7 a 1.2

Calculo de la densidad de carga

$Q_c = 0.000785 * d_e * \varnothing^2$

Donde:

Qc : densidad de carga (kg/m)

d_e : densidad del explosivo (gr/cm³)

∅ : diámetro del explosivo o taladro (mm)

17.55 kg/m para este caso.

Cálculo del factor de carga

$$F_c = Q_c * p_c / (S * B * L * d_r)$$

Donde:

F_c : factor de carga (kg/ton)

p_c : longitud de carga (m) = L + J - T

L : altura de banco (m)

CONSTANTES CONSIDERADAS PARA LA FORMULA DE ASH

DIAMETRO DE LA BROCA (D) EN PULGADAS

ROCA DURA ANDESITA:	6 ½
---------------------	-----

CONSTANTE DEL BURDEN (Kb)

	CLASE DE ROCA
TIPO DE EXPLOSIVO	DURA
Densidad y potencia baja [0.8 – 0.9] gr/cm ³	24.7

CONSTANTE DE MALLA

TIPO DE ROCA	KS	KT	KJ
DURA	1.2	0.9	0.4

MODELO DE MALLA DE VOLADURA

Explosivo, ANFO (94% nitrato y 6% petróleo), taladro seco

TIPO DE ROCA	BURDEN m	ESPACIAMIENTO M	SUBPERFORACION M	TACO m	FACTOR DE CARGA	TONELAJE ROTO
ANDESITA	4.1	4.9	1.6	3.7	0.215	405.05

El uso del ANFO genera problemas de piso

10.2 ANÁLISIS DEL COSTO DE PERFORACIÓN POR METRO

Se ha desglosado los costos por hora y los costos por metro de los accesorios de perforación asociados a ésta, como se muestra en la **Tabla N° 10.1**

A partir de la información recopilada en base a un seguimiento durante seis meses se determinó la velocidad de penetración media (ver **Tabla N° 10.6**) al perforar en terrenos duros, semiduros y suaves usando un martillo de fondo de mejor rendimiento en perforación DOWN THE HOLE (DTH) y un estabilizador reforzado para la perforación rotativa.

Tomando como base este valor de velocidad de penetración es posible convertir en costos por hora en costos por metro mediante las siguientes formulas:

PERFORACION DTH

$$\text{CMP} = \frac{\text{PB}}{\text{VUB}} + \frac{\text{PM}}{\text{VUM}} + \frac{\text{CM}}{\text{VP}} \dots\dots\dots (10.5)$$

Donde:

CMP = Costo por metro perforado (US\$/M)

PB = Precio de la broca (US\$/M)

PM = Precio del martillo (US\$/M)

VUB = Vida útil de la broca (m)

VUM = Vida útil del martillo (m)

CM = Costo Máquina (US\$ / Hr. op)

VP = Velocidad de Penetración Operativa (m / Hr. op)

PERFORACION ROTATIVA

$$\text{CMP} = \frac{\text{PT}}{\text{VUT}} + \frac{\text{CM}}{\text{VP}} \dots\dots\dots (10.6)$$

Donde:

PT = Precio de la broca tricónica (US\$)

VUT = Vida útil de la broca tricónica

TABLA 10.1

COSTO HORARIO DE EQUIPO

	PERFORADORA DM 45 E(DTH)	PERFORADORA DM 45 E(ROTAT)
1. VALOR DEL EQUIPO(US\$) :	580000	580000
2. TIEMPO DE DEPRECIACION(AÑOS) :	8	8
2.1 Disponibilidad(%) :	81%	70%
2.2 Horas/año :	7200	7200
2.3 Financiamiento e internamiento :	24%	24%
2.4 Costo de capital :	12%	12%
2.5 Valor de rescate .	15%	15%
3. COSTO DE PROPIEDAD ⁽¹⁾ :	25.93	29.84
4. COSTO DE OPERACIÓN :	38.29	29.95
4.1 Reparación y repuestos ⁽²⁾ (US\$/hr): Basado en valores reales de enero a junio 1999.	9.66	14.88
4.2 Mantenimiento preventivo ⁽³⁾ (US\$/hr): Basado en valores reales de enero a junio 1999.	5.67	2.70
4.3 Petróleo ⁽⁴⁾ :		
Consumo(Gl/Hr) :	17.67	9.75
Costo (US\$/Gl) :	0.960	0.960
Costo (US\$/Hr) :	16.97	9.36
4.4 Aceites y Grasas ⁽⁵⁾ :		
Aceite :		
Consumo (gal/hr):	0.46	0
Costo (US\$/Gl) :	4.39	4.39
Costo aceite (US\$/Hr) :	2.01	0.00
Grasas :		
Consumo (lb/hr):	0.14	0.12
Costo (US\$/lb) :	2.81	3.58
Costo Grasas (US\$/Hr) :	0.38	0.43
4.5 Mano de Obra ⁽⁶⁾ :		
Costo Horario :	3.61	2.58
5. ACCESORIOS DE PERFORACION ⁽⁷⁾ :	6.92	6.17
- Velocidad de perforación ⁽⁸⁾ (m/Hr) :	17.37	11.01
6. COSTO DE PERFORADORA (US\$/Hora) :	71.14	65.97
COSTO DE PERFORACION⁽⁹⁾ (US\$/metro) :	6.11	7.58

⁽¹⁾ Ver tabla N° 10.2

⁽²⁾ Ver tablas N° 10.3 -A- y N° 10.3 -B-

⁽³⁾ Ver tablas N° 10.3 -A- y N° 10.3 -B-

⁽⁴⁾ Ver tablas N° 10.3 -A - y N° 10.3 -B-

⁽⁵⁾ Ver tablas N° 10.3 -A- y N° 10.3 -B-

⁽⁶⁾ Ver tabla N° 10.4

⁽⁷⁾ Ver tabla N° 10.5

⁽⁸⁾ Ver tabla N° 10.6

⁽⁹⁾ Ver Formulas N° 10.5 y N° 10.6

TABLA N° 10.2

COSTO DE PROPIEDAD

Finan. e internam, 24%
 Costo de capital 12%
 Valor de rescate 15%

EQUIPO	ADQUISICION CON IGV, LIMA	ADQUISICION MAS FINANC	ADQUISICION ANUAL	SEGURO 2%	VALOR DE RESCATE		VIDA UTIL	COSTO ANUAL	HORAS ANUAL	COSTO US\$/HR
					TOTAL	ANUAL				
DM45E -DTH	580.000	719.200	144.777	14.384	107.880	8.771	8	150.390	5.800	25,93
DM45E -ROT	580.000	719.200	144.777	14.384	107.880	8.771	8	150.390	5.040	29,84
GMC Mezclador	250.000	310.000	54.865	6.200	46.500	2.650	10	58.415	2.000	29,21

TABLA N° 10.3 -A-

DETALLE DE COSTOS - PERF. DM45E DTH

INSUMOS	UND	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	TOTAL	
								SOLES	US\$
Petróleo	gal	8135.00	7049.00	7417.00	7328.00	7965.00	4325.00	42219.00	37223.19
	soles	22208.55	19737.20	20841.77	22057.28	25328.70	13407.50	123581.00	
Grasa	lb	103.00	80.00	70.00	72.00	0.00	0.00	325.00	911.73
	soles	824.26	1027.20	460.36	715.14	0.00	0.00	3026.96	
Aceite torcula 150	gal	195.00	185.00	200.00	235.00	210.00	68.00	1093.00	4719.90
	soles	2692.95	2573.35	2922.00	3433.35	3059.70	988.72	15670.07	
SUBTOTAL									42854.83
ACCESORIOS									
Portabit	pza	2.00	2.00	2.00	1.00	1.00	0.00	8.00	6293.36
	soles	7739.14	3146.82	6854.10	1580.73	1573.18	0.00	20893.97	
Broca DTH	pza	5.00	13.00	10.00	12.00	10.00	4.00	54.00	44454.92
	soles	13321.50	35399.26	27898.50	32677.18	27214.04	11079.86	147590.34	
Martillo DTH	pza	1.00	1.00	1.00	0.00	2.00	0.00	5.00	33247.03
	soles	11373.84	23792.78	24584.10	0.00	50629.43	0.00	110380.15	
Barra de perforación	pza	0.00	0.00	0.00	3.00	0.00	1.00	4.00	6333.33
	soles	0.00	0.00	0.00	15574.99	0.00	5451.66	21026.65	
Adaptador	pza	0.00	0.00	0.00	3.00	0.00	1.00	4.00	2660.36
	soles	0.00	0.00	0.00	6624.31	0.00	2208.10	8832.41	
Culata	pza	0.00	0.00	0.00	2.00	0.00	0.00	2.00	1506.06
	soles	0.00	0.00	0.00	5000.12	0.00	0.00	5000.12	
Centralizador	pza	0.00	0.00	0.00	0.00	1.00	0.00	1.00	1951.42
	soles	0.00	0.00	0.00	0.00	6478.72	0.00	6478.72	
SUBTOTAL									96446.49
MANTENIMIENTO									
Filtros	pza	14.00	29.00	8.00	16.00	25.00	24.00	116.00	7938.53
	soles	1661.42	7608.77	2766.83	1177.94	7425.07	5715.89	26355.92	
Aceites	gal	39.50	186.25	110.50	190.00	72.50	133.70	732.45	5596.46
	soles	1217.88	4954.88	1509.56	4921.66	2533.34	3442.93	18580.25	
SUBTOTAL									13534.99
REPUESTOS									
	soles	9622.36	2599.12	3344.40	2779.37	15620.94	29591.99	63558.18	19144.03
SUBTOTAL									19144.03
REPARACIONES									
	soles	11726.94	200.00	140.17	0.00	0.00	979.77	13046.88	3929.78
SUBTOTAL									3929.78

TABLA N° 10.3 -B-

DETALLE DE COSTOS - PERF. DM45E ROTATIVA

INSUMOS	UND	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	TOTAL	
								SOLES	US\$
Petróleo	gal	3748.00	3233.00	3474.00	960.00	3719.00	1001.00	16135.00	14116.11
	soles	10232.04	9052.40	9761.94	2889.60	11826.42	3103.10	46865.50	
Grasa	lb	58.00	0.00	70.00	35.00	35.00	0.00	198.00	708.37
	soles	513.70	0.00	916.00	461.04	461.04	0.00	2351.78	
SUBTOTAL								14824.48	
ACCESORIOS									
Broca tricónica	pza	3.00	5.00	4.00	2.00	2.00	1.00	17.00	32393.73
	soles	16630.20	33475.70	27014.25	9899.34	13351.50	7176.20	107547.19	
Estabilizador	pza	1.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1.00	1481.11
	soles	4917.28	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	4917.28	
Acople flexible	pza	1.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1.00	2351.57
	soles	7807.20	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	7807.20	
Barra de perforación	pza	0.00	0.00	0.00	0.00	2.00	0.00	2.00	5390.17
	soles	0.00	0.00	0.00	0.00	17895.36	0.00	17895.36	
SUBTOTAL								41616.58	
MANTENIMIENTO									
Filtros	pza	15.00	22.00	16.00	9.00	31.00	20.00	113.00	2243.55
	soles	1107.97	1661.13	1157.25	562.84	2641.59	317.82	7448.60	
Aceites	gal	45.50	51.20	148.25	93.00	129.00	41.00	507.95	2234.32
	soles	676.46	902.02	2028.59	1325.94	2027.69	457.23	7417.93	
SUBTOTAL								4477.87	
REPUESTOS									
	soles	10581.05	1536.35	27066.53	304.80	4665.03	2583.63	46737.39	14077.53
SUBTOTAL								14077.53	
REPARACIONES									
	soles	13162.43	0.00	0.00	21401.12	510.00	0.00	35073.55	10564.32
SUBTOTAL								10564.32	

TABLA N° 10.4
COSTO DE PERFORACION REAL EN LA UNIDAD DE ATOCONGO 1999

EP-11						TOTAL	
GASTOS	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	SOLES	US\$
Mano de obra	5918,56	5133,20	7008,08	4816,53	7980,10	30856,47	9294,12
Materiales	52465,90	46633,99	67944,56	15443,84	52868,63	235356,92	70890,64
Servicios	13162,43	0,00	0,00	21401,12	510,00	35073,55	10564,32
TOTAL	71546,89	51767,19	74952,64	41661,49	61358,73	301286,94	90749,08
HORAS	387,30	342,10	326,80	76,10	409,40		
					1541,70		

EP-13						TOTAL	
GASTOS	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	SOLES	US\$
Mano de obra	6151,85	6105,76	9633,20	11143,30	10127,38	43161,49	13000,45
Materiales	70261,90	100833,90	91181,62	96542,77	139863,12	498683,31	150205,82
Servicios	11726,94	200,00	140,17	0,00	0,00	12067,11	3634,67
TOTAL	88140,69	107139,66	100954,99	107686,07	149990,50	553911,91	166840,94
HORAS	488,00	392,00	423,00	414,00	430,00		
					2147,00		

TC = 3,32 soles/dólar

EP-11 : Perforadora DM45E (Rotativa)

EP-13: Perforadora DM45E (DTH)

TABLA Nº 10.5

ACCESORIOS DE PERFORACION

		PERFORADORA DM 45 E(DTH)	PERFORADORA DM 45 E(ROTAT)
Barra	- Costo US\$ (Pz):	1640,00	2700,00
	- Rendimiento (m) :	10374,25	9115,40
Adaptador	- Costo (Pz) :	665,00	600,00
	- Rendimiento (m) :	10374,25	30000,00
Estabilizador	- Costo US\$ (Pz):		1500,00
	- Rendimiento (m) :		18230,80
Centralizador	- Costo US\$ (Pz):	1950,00	1000,00
	- Rendimiento (m) :	41497,00	30000,00
Acople	- Costo US\$ (Pz):		2350,00
	- Rendimiento (m) :		18230,80
Culata	- Costo US\$ (Pz):	755,00	
	- Rendimiento (m) :	20748,50	
Portabit	- Costo US\$ (Pz):	480,00	
	- Rendimiento (m) :	5187,13	
MARTILLO	- Costo US\$ (Pz):	7515,00	
	- Rendimiento (m) :	8299,40	
BROCA	- Costo US\$ (Pz):	850,00	1700,00
	- Rendimiento (m) :	768,46	1072,40

TABLA N° 10.6

VELOCIDAD DE PENETRACION

	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	TOTAL
m EP-11	4734,50	3300,50	3112,00	580,00	4848,30	1655,50	18230,80
m EP-13	6665,50	5988,00	6545,00	7592,00	8737,50	5969,00	41497,00
hr EP-11*	387,30	342,10	326,80	76,10	409,40	113,90	1655,60
hr EP-13*	488,00	392,00	423,00	414,00	430,00	241,70	2388,70
* Según horómetro						v EP-11	11,01 m/hr
EP-11 : Perforadora DM45E (Rotati va)						v EP-13	17,37 m/hr
EP-13: Perforadora DM45E (DTH)							

10.3 COMPARACIÓN DE LAS CARACTERÍSTICAS MÁS IMPORTANTES DEL EXPLOSIVO ANFO VS ANFO PESADO EN LA PROPORCIÓN 30/70

10.3.1 APLICACIONES PRÁCTICAS PARA AMBAS MEZCLAS EXPLOSIVAS COMERCIALES

Basados en la fórmula de Blast Dynamic (**Tabla N° 10.8**) considerando el factor de energía deseado para un determinado tipo de roca (para nuestro caso la roca Andesita) se obtuvieron los valores que se muestran en la **Tabla N° 10.7**. Teniendo en cuenta los parámetros de voladura obtenidos en dicha tabla de la comparación de diseños se seleccionó la malla **escalonada** de 5 m. de burden x 5.5 m. de espaciamiento con un factor de carga 0.248 Kg/ton. cuyo diseño de carga de los taladros se muestra en la **Figura N° 10.5**

La variación del factor de energía en base a la relación espaciamiento/burden para determinado burden se muestran en el **Gráfico N° 10.1**

En la **Tabla N° 10.9** se realiza un Análisis de Costos entre el diseño existente con la mezcla explosiva ANFO y diseños propuestos utilizando como mezcla explosiva al ANFO PESADO 30/70

Al comparar los costos distribuidos en: costos de perforación, costos de iniciación y costos de mano de obra; se consideran los mismos para cada diseño, variando si el costo de la mezcla explosiva calculado tanto para el ANFO como para el ANFO PESADO 30/70 cuyos valores se encuentran en la **Tabla N° 10.24**

Finalmente se obtuvieron la diferencia de costos para los dos casos en estudio en comparación con el existente.

En el **Gráfico N° 10.2** se muestra la distribución de los costos en mención para cada diseño.

En el diseño 1 (**Tabla N° 10.9**) se obtuvo el menor costo por unidad con una diferencia del 9% favorable .

DISEÑO DE VOLADURA PARA ANDESITA - Diám. 6 3/4"

ANFO PESADO

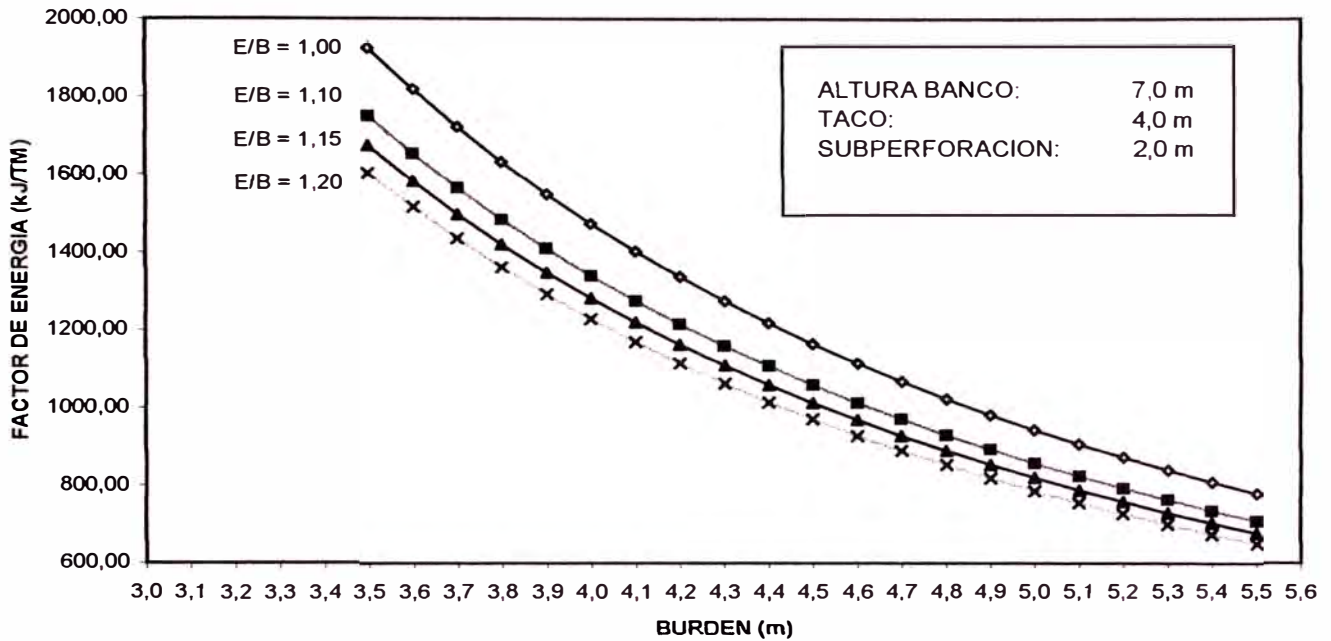
Diámetro de explosivo, mm	171.45
Explosivo	HEAVY ANFO 30/70
Densidad del explosivo, gr/cm ³	1.2
Energía de explosivo, joules/gr	3457.64
Potencia absoluta al volumen, J/cm ³	4149.1632
Densidad de la roca Andesita, gr/cm ³	2.9
Altura de banco, m	7
Angulo de barreno (0 = vertical)	0

FACTOR DE ENERGÍA DESEADO 800
 kJ/ton
 (suave = 400, promedio = 800, dura = 1200)

Paso	Descripción	Fórmula de Blast Dyn.	Cuadrada	Rectangular	Triangular	Escalonada
1	Longitud de taco (m)	3.8	4.50	4.00	4.00	4.50
2	Distribución de energía (%)	66.9	64.29	71.43	71.43	64.29
3	Subperforación (m)	1.5	2.00	2.00	2.00	2.00
4	Longitud de taladro (m)	8.5	9.00	9.00	9.00	9.00
5	Longitud de carga (m)	4.7	4.50	5.00	5.00	4.50
6	Densidad de carga (kg/m)	27.7042	27.7042	27.7042	27.7042	27.7042
7	Peso de carga (kg)	129.81	124.67	138.52	138.52	124.67
8	Energía de carga (kJ)	448822.24	431,060.17	478,955.74	478,955.74	431,060.17
9	Burden (m)	5.1	5.0	5.0	4.8	5.0
10	Factor de rigidez	1.38	1.40	1.40	1.46	1.40
11	Espaciamiento (m)	5.1	5.0	5.5	5.5	6.00
12	Volumen de voladura (m ³ b)	179.92	175.00	192.50	185.47	210.00
13	Masa de voladura (ton)	521.76	507.50	558.25	537.87	609.00
14	Factor de carga (kg/m ³)	0.721	0.712	0.720	0.747	0.594
15	Factor de carga (kg/ton)	0.249	0.246	0.248	0.258	0.205
16	Factor de energía (kJ/ton)	860.22	849.38	857.96	890.47	707.82
17	Relación e/b	1.0	1.00	1.10	1.15	1.20
18	Confinamiento relativo	1.2581	1.4730	1.3254	1.3254	1.4730

Tabla N° 10.7

VARIACION DEL FACTOR DE ENERGIA $\phi = 6 \frac{3}{4}$ " ANFO PESADO



VARIACION DEL FACTOR DE ENERGIA $\phi = 6 \frac{3}{4}$ " ANFO PESADO

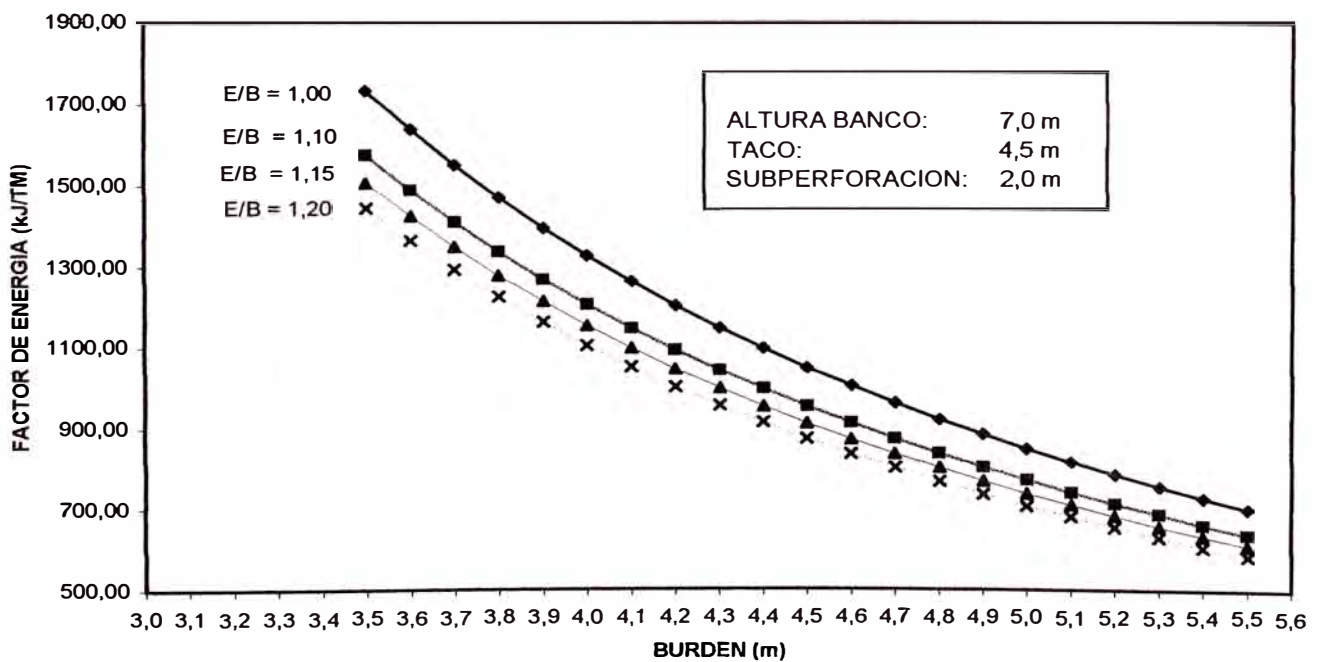


Gráfico N° 10.1

ANÁLISIS DE COSTOS

Producción Mensual
Tamaño de pala

450000 TM
10 m³

	ANFO	Diseño 1	Diseño 2
Diámetro de explosivo (mm)	165.1	171.45	171.45
Densidad de explosivo (gr/cm ³)	0.82	1.2	1.2
Energía de Explosivo (joules por gramo)	3683.68	3457.64	3457.64
Densidad de roca (gr/cm ³)	2.9	2.9	2.9
Altura de banco (m)	7	7	7
Angulo de Barreno (0 = vertical)	0	0	0

Paso	Descripción	Cálculos			
1	Longitud de Taco	Longitud de taco (m) = Diámetro de Explosivo x 0,022 Si longitud de taco es mayor que altura de banco, use un diámetro de carga menor)	3.7	4.0	4.0
2	Distribución de Energía	Distribución Vertical de Energía (%) = Longitud de carga / Altura de banco x 100 Bancos duros masivos requieren esta distribución mayor de 75% para fragmentación uniforme.	70.0	71.4	71.4
3	Sub-perforación	Subperforación = Diámetro Explosivo x 0,0085 Nota.- Subperforación en mantos de carbón = Diám. Explosivo x -0,0085	1.6	2.0	2.0
4	Longitud de Taladro	Longitud de taladro = altura de banco + subperforación Longitud taladro c/ángulo = Altura banco + subperforación / coseno(ángulo de taladro)	8.6	9.0	9.0
5	Longitud de Carga	Longitud de Carga (m) = Longitud de taladro - longitud de taco	4.9	5.0	5.0
6	Densidad de Carga	Densidad de carga (kg/m) = 0,000785 x Densidad de Explosivo x (Diámetro explosivo) ²	17.6	27.7	27.7
7	Peso de Carga	Peso de carga (kg) = Longitud de carga x Densidad de Carga	86.0	138.5	138.5
8	Energía de Carga	Energía de carga (kjoules por taladro) = Peso de carga x Energía de Explosivo	316866.16	478955.74	478955.74
9	Burden	Burden (m) = [(carga de energía / Densidad de roca / Factor de Energía / Altura de banco) x 0,93] ^{0,5}	4.1	5.0	4.8
10	Factor de Rigidez	Factor de Rigidez = Altura de banco / Burden Factor de Rigidez mayor de 2 es más fácil de volar	1.71	1.40	1.46
11	Espaciamiento		4.9	5.5	5.5
12	Volumen de Voladura	Volumen volado por taladro (m ³) = burden x espaciamiento x altura de banco	140.34	192.50	185.47
13	Masa de Voladura	Masa volada por taladro (toneladas) = volumen volado por taladro x Densidad de Roca	406.99	558.25	537.87
14	Factor de Carga	Factor de carga (kg/m ³) = Peso de carga / Volumen volado por taladro	0.613	0.720	0.747
15	Factor de Carga	Factor de carga (kg/ ton) = Peso de carga / Masa volada por taladro	0.211	0.248	0.258
16	Relación E/B	Espaciamiento/Burden	1.19	1.10	1.15
17	Confinamiento relativo	RC = (Taco x 210000 + Diámetro de carga x 600) / (ABS x Diámetro de carga)	1.757	1.325	1.325
18	Factor de Energía	Factor de Energía (kJ/ton) = Energía de carga / Masa volada por taladro	778.55	857.96	890.47
19	Diferencia	Diferencia de energía (%) = (Factor de Energía Diseño 2 - Factor de Energía Diseño 1) / Factor de Energía Diseño 2		9.3%	12.6%

Tabla Nº 10.8

ANÁLISIS DE COSTOS

	ANFO	Diseño 1	Diseño 2
Unidades de Producción requeridas	450000	450000	450000
Unidades de Producción por taladro	406.99	558.25	537.87
Longitud de taladro	8.6	9.0	9.0
Peso de carga por taladro	86.0	138.5	138.5
Costo de Perforación US\$/m	6.11	6.11	6.11
Costo de Explosivo, US\$/kg	0.338	0.354	0.354
Costo de Iniciación, US\$/taladro	5.50	5.50	5.50
Costo Mano de Obra, US\$/taladro	2.02	2.02	2.02

Paso	Descripción	Cálculos			
1	Taladros Requeridos	Taladros requeridos = Unids. Producción Requeridas / Unids. Producción por taladro	1106	806	837
2	Perforación Requerida	Perforación requerida = Taladros requeridos x longitud taladro	9509	7255	7530
3	Costo de Perforación	Costo total perforación, US\$ = Perforación req. X Costo Perforación por metro	58098	44327	46007
4	Peso Total Explosivo	Total peso Explosivo = Peso carga por taladro x N° taladros requeridos	95108	111661	115892
5	Costo de Explosivo	Total costo Explosivos, US\$ = Peso total explosivo x costo explosivo por kilo	32099	39578	41078
6	Costo de Iniciación	Total costo Iniciación, US\$ = Costo Inic. Por taladro x N° taladros requeridos	6086	4437	4605
7	Costo Mano de Obra	Total Costo Mano de obra, US\$ = Costo MO. Por taladro x N° taladros requeridos	2230	1626	1687
8	Costo Total	Costo Total, US\$ = Paso 3 + Paso 5 + Paso 6 + Paso 7	98513	89968	93377
9	Diferencia de costos	Diferencia de Costos, US\$ = Total Costo Diseño 2 - Total Costo Diseño 1		-8545	-5136
10	Costo Total por Unidad	Costo total unitario = Costo total / Unidades de producción requeridas	0.219	0.200	0.208
11	Diferencia	% Diferencia = (Costo total/unidad Diseño 2 - Costo total/unidad Diseño 1) / Costo Diseño 2		-9%	-6%
12	% Costos Perforación	% Costo Perforación = Costo total Perforación / Costo Total	59.0%	49.3%	49.3%
13	% Costo de Explosivos	% Costo Explosivo = Costo Total Explosivo / Costo Total	32.6%	44.0%	44.0%
14	% Costo de Iniciación	% Costo Iniciación = Costo Total Iniciación / Costo Total	6.2%	4.9%	4.9%
15	% Costo de Mano de Obra	% Costo Mano de Obra = Costo Total Mano de Obra / Costo Total	2.3%	1.8%	1.8%

Tabla N° 10.9

DISTRIBUCION DEL COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA ANDESITA

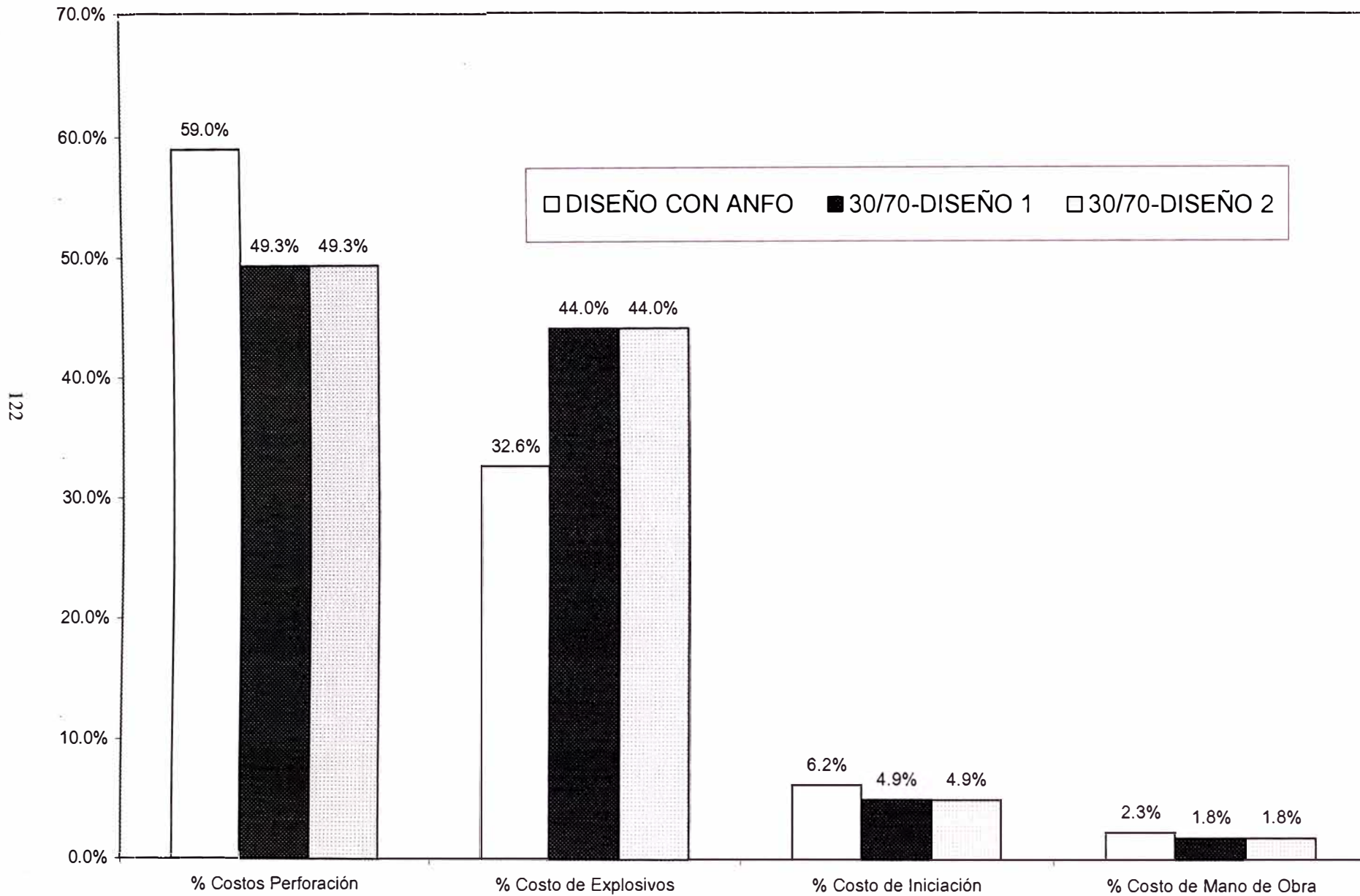
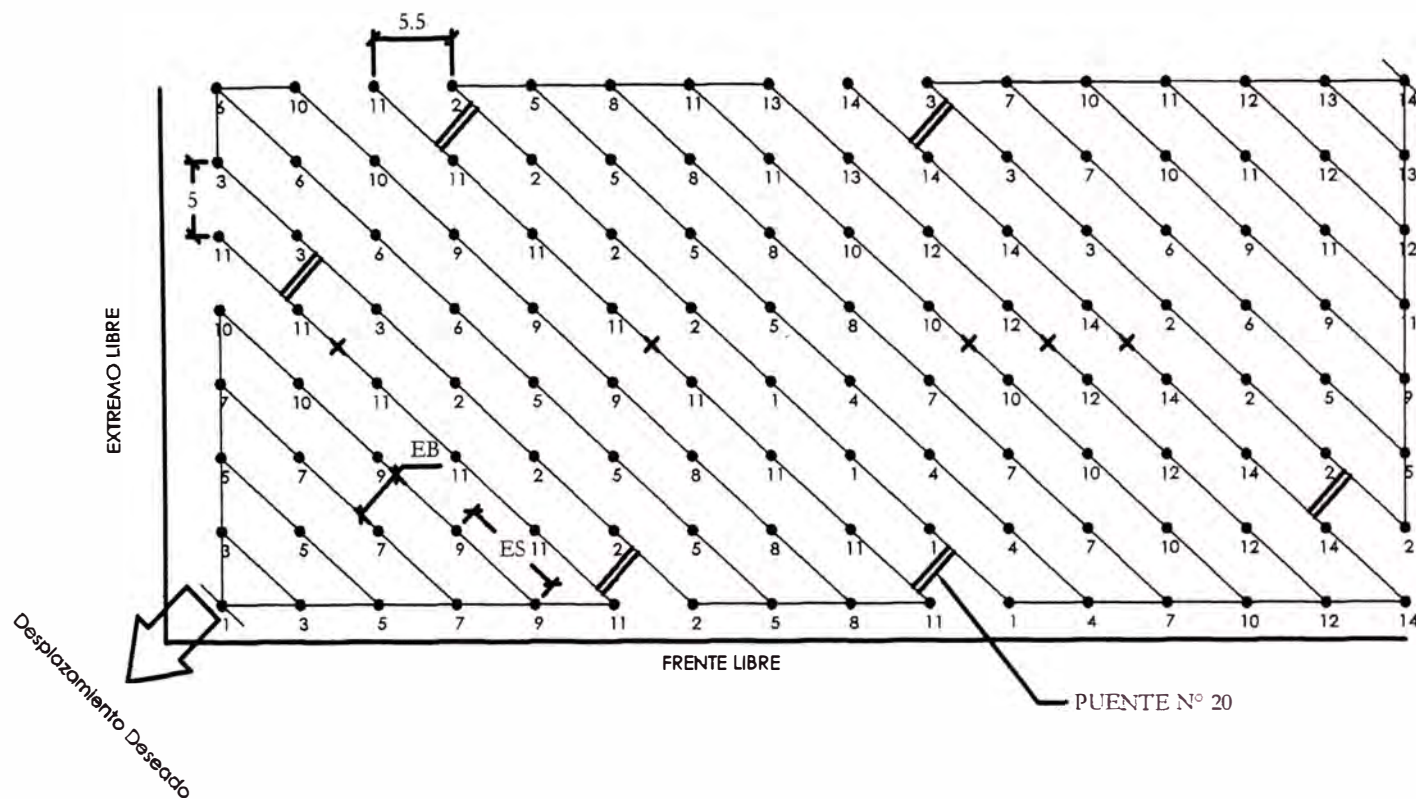


Gráfico N° 10.2

ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA MALLA RECTANGULAR



FANEL N°	τ (mseg)
01	25
02	50
03	75
04	100
05	125
06	150
07	175
08	200
09	225
10	250
11	300
12	350
13	400
14	450
15	500
16	600
17	700
18	800
19	900
20	1000

LEYENDA

- : Retardo de 25 ms
- : Taladro
- : Cordón Pentacord 3P
- : Puente Fanel N° 20

BURDEN PERFORADO (DB) : 5.0 m
 ESPACIAMIENTO PERFORADO (DS) : 5.5 m
 BURDEN EFECTIVO (EB) : 3.70 m
 ESPACIAMIENTO EFECTIVO (ES) : 7.43 m

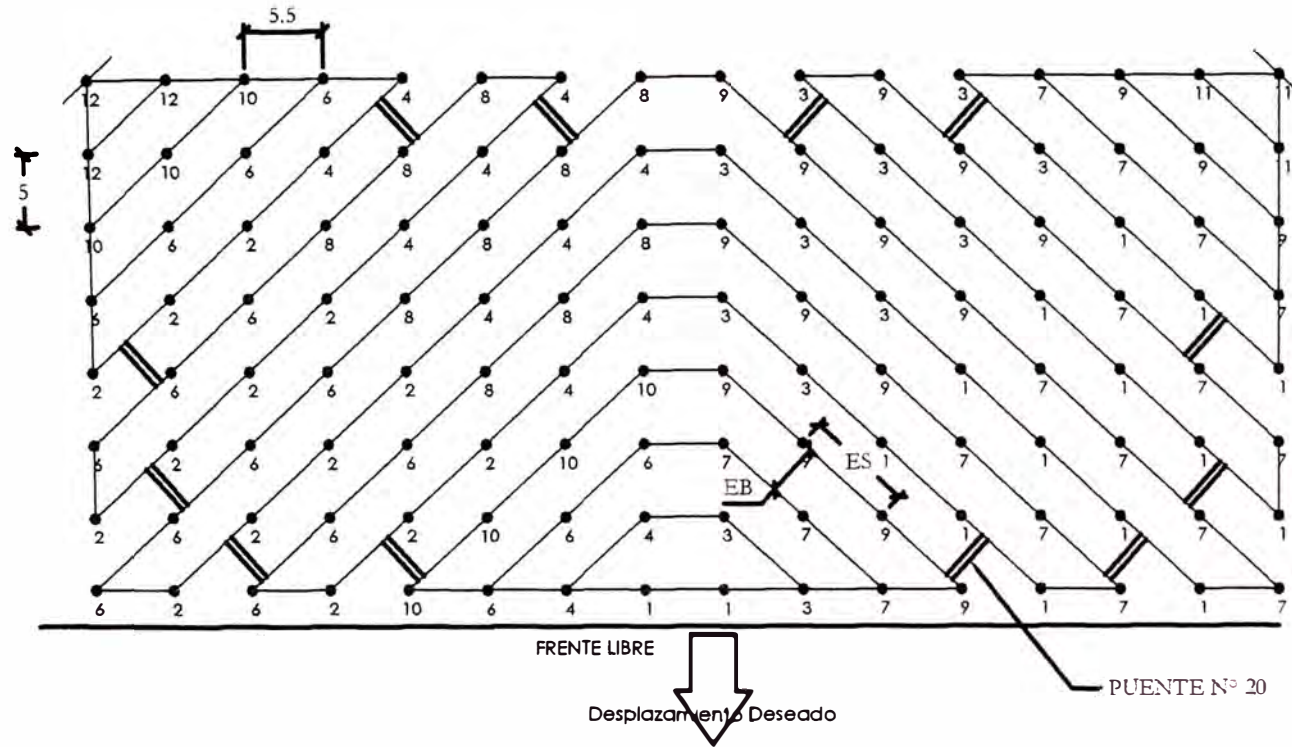
DS = 1.35 DS
 EB = 0.74 DB

MSM MINERA SAN MARTIN S.A.

MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA
ATOCONGO

FIGURA 10.1

ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA MALLA RECTANGULAR



FANEL N°	τ (mseg)
01	25
02	50
03	75
04	100
05	125
06	150
07	175
08	200
09	225
10	250
11	300
12	350
13	400
14	450
15	500
16	600
17	700
18	800
19	900
20	1000

LEYENDA

- : Taladro
- : Cordón Pentacord 3P
- === : Puente Fanel N° 20

BURDEN PERFORADO (DB) : 5.0 m
 ESPACIAMIENTO PERFORADO (DS) : 5.5 m
 BURDEN EFECTIVO (EB) : 3.70 m
 ESPACIAMIENTO EFECTIVO (ES) : 7.43 m
 ES = 1.35 DS
 EB = 0.74 DB

MSM MINERA SAN MARTIN S.A.

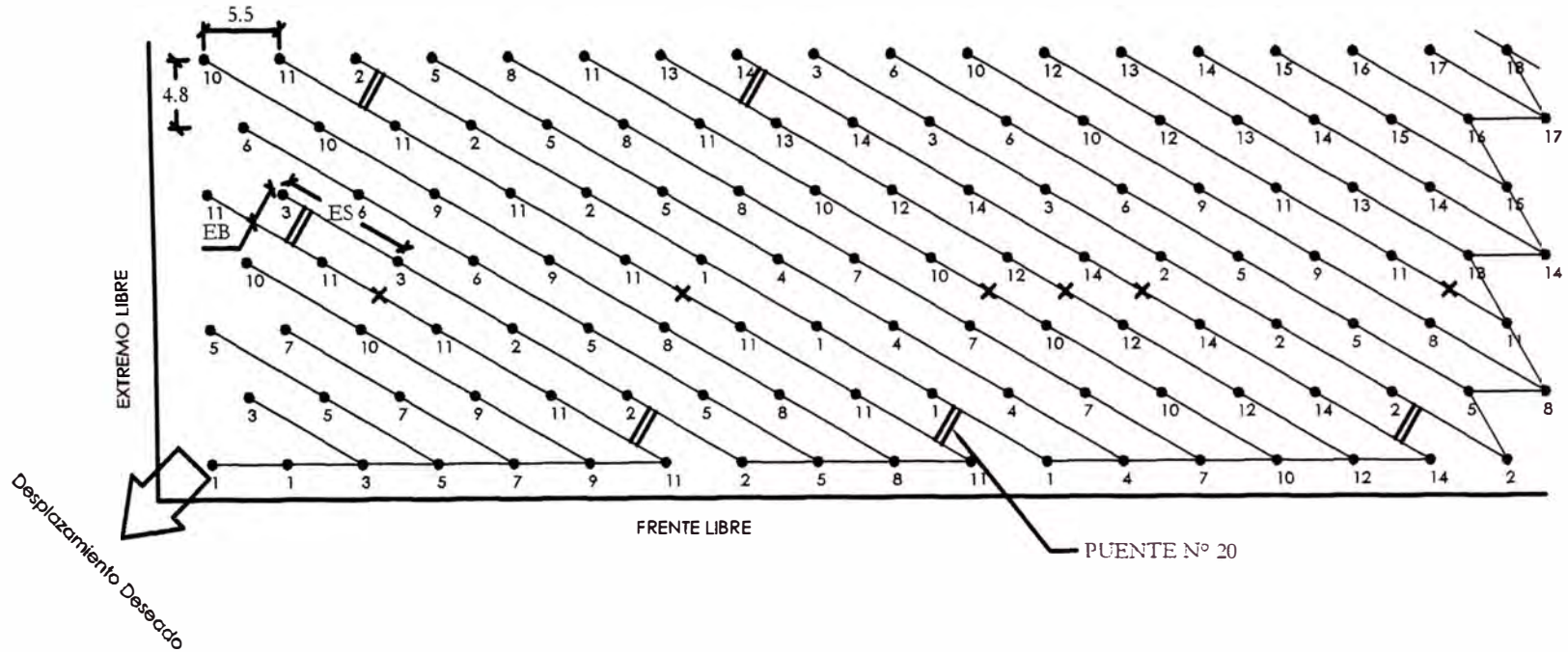
MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA
ATOCONGO

OFICINA DE MINA
EDGARD RAMIREZ B.
SET 2001

FIGURA 10.2

ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA MALLA TRIANGULAR

125



FANEL N°	τ (mseg)
01	25
02	50
03	75
04	100
05	125
06	150
07	175
08	200
09	225
10	250
11	300
12	350
13	400
14	450
15	500
16	600
17	700
18	800
19	900
20	1000

LEYENDA

- : Retardo de 25 ms
- : Taladro
- : Cordón Pentacord 3P
- : Puente Fanel N° 20

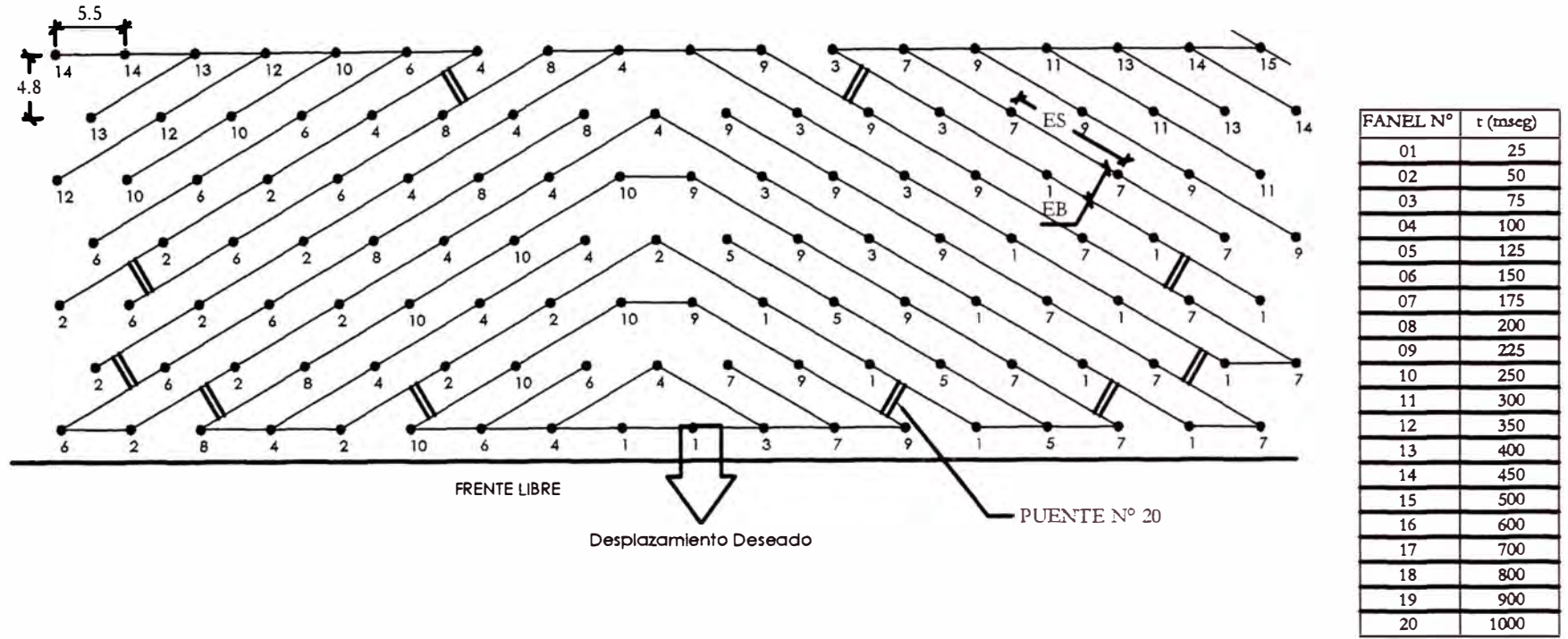
BURDEN PERFORADO (DB) : 4.8 m
 ESPACIAMIENTO PERFORADO (DS) : 5.5 m
 BURDEN EFECTIVO (EB) : 2.77 m
 ESPACIAMIENTO EFECTIVO (ES) : 9.54 m

ES = 1.73 DS
 EB = 0.58 DB

MSM MINERA SAN MARTIN S.A.		
MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA ATOCONGO		
OFICINA DE MINA	SET 2001	EDGARD RAMIREZ B.

FIGURA 10.3

ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA MALLA TRIANGULAR



12

LEYENDA

- : Taladro
- : Cordón Pentacord 3P
- : Puente Fanel N° 20

BURDEN PERFORADO (DB) : 4.8 m
 ESPACIAMIENTO PERFORADO (DS) : 5.5 m
 BURDEN EFECTIVO (EB) : 2.77 m
 ESPACIAMIENTO EFECTIVO (ES) : 9.54 m
 ES = 1.73 DS
 EB = 0.58 DB

FIGURA 10.4

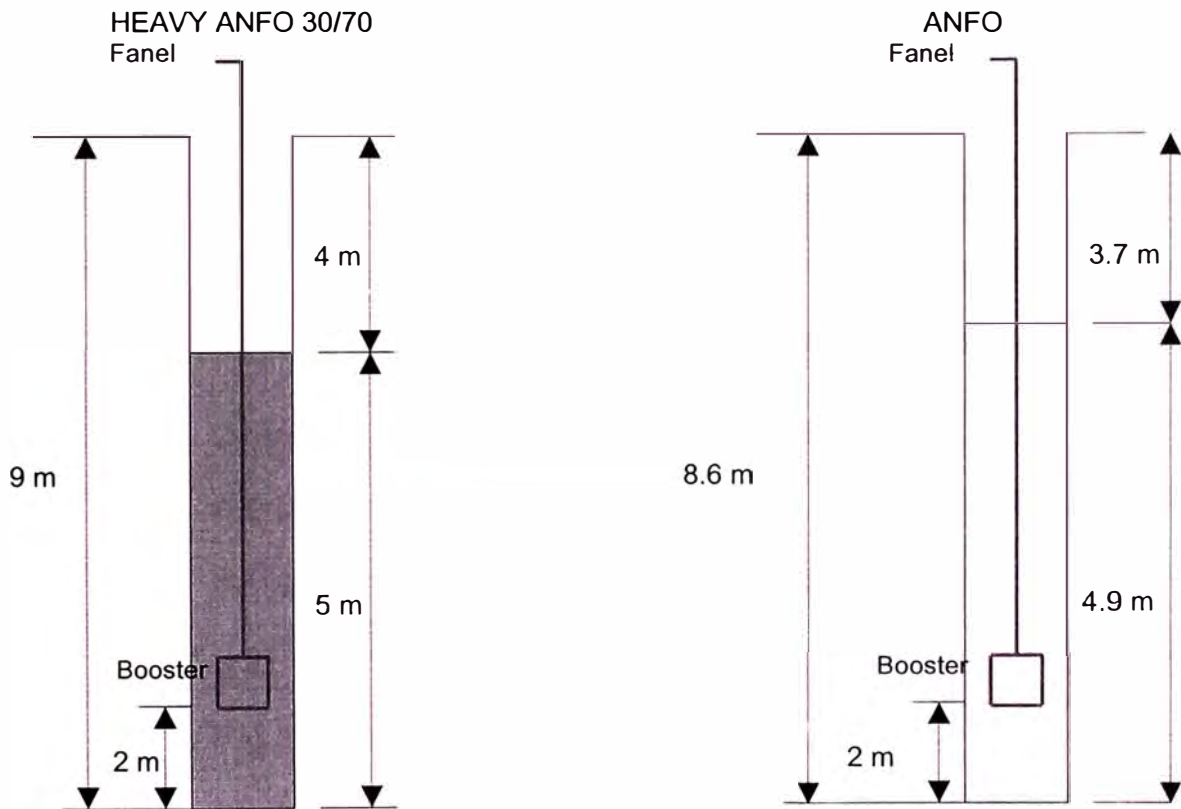
MSM MINERA SAN MARTIN S.A.

MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA
ATOCONGO

OFICINA DE MINA SET 2001 EDGARD RAMIREZ B.

**CARGUIO DE TALADROS
MATERIAL: ROCA ANDESITA**

ALTURA DE BANCO: 7 m DIÁMETRO 6 ¾ "



ALTURA DE BANCO: 14 m DIÁMETRO 6 ¾ "

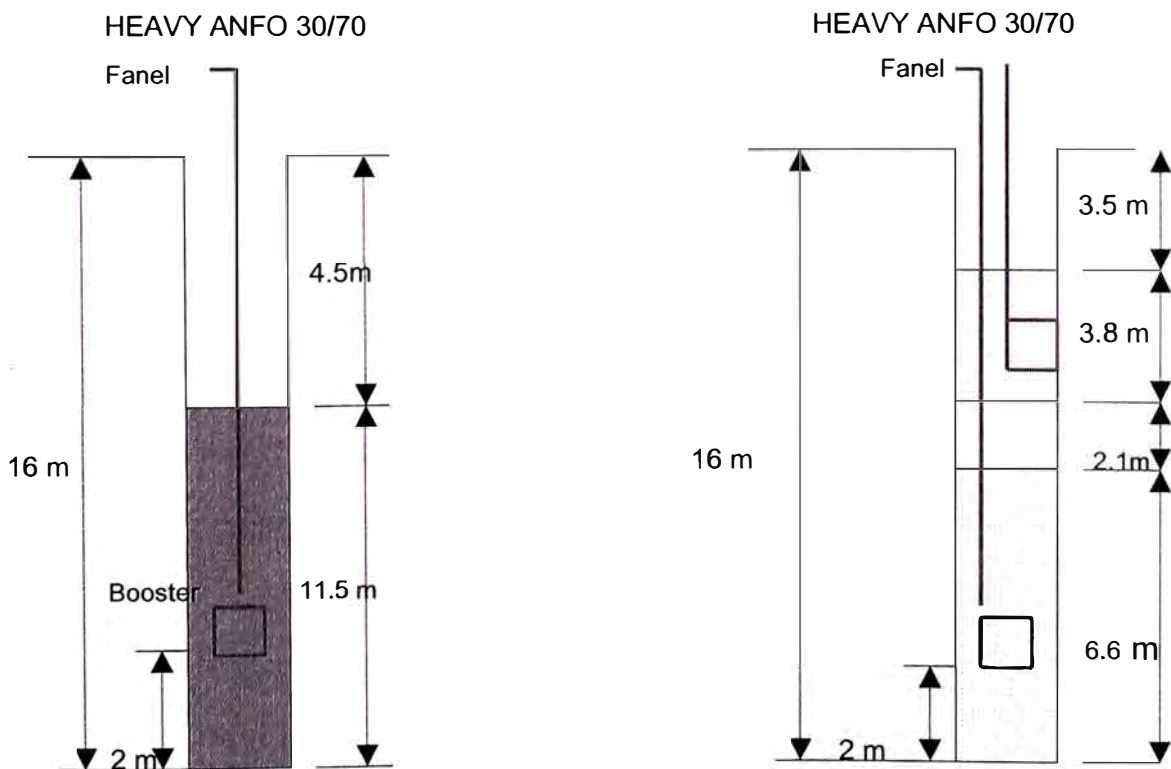


Figura N° 10.5

10.4 COMPARACIÓN DE LAS CARACTERÍSTICAS MÁS IMPORTANTES DEL EXPLOSIVO ANFO VS ANFO PESADO EN LA PROPORCIÓN 10/90

10.4.1 APLICACIONES PRÁCTICAS PARA AMBAS MEZCLAS

EXPLOSIVAS COMERCIALES

Basados en la fórmula de Blast Dynamic (**Tabla N° 10.12**) considerando el factor de energía deseado para un determinado tipo de roca (para nuestro caso la roca Caliza) se obtuvieron los valores que se muestran en las **Tablas N° 10.10 y N° 10.11**. Teniendo en cuenta los parámetros de voladura obtenidos en dicha tabla de comparación de diseños se seleccionó la malla escalonada de 6 m. de burden por 6.5 metros de espaciamiento con un factor de carga 0.21 Kg/TM cuyo diseño de carga de los taladros se muestra en la **Fig. N° 10.9**

La variación del factor de energía en base a la relación espaciamiento / burden para determinado burden se muestra en el **Gráfico N° 10.3**

En la **Tabla N° 10.13** se realiza un Análisis de Costos entre el diseño existente con la mezcla explosiva ANFO y diseños propuestos utilizando como mezcla explosiva el ANFO PESADO 10/90.

Al comparar los costos distribuidos en: costos de perforación, costos de iniciación y costo mano de obra; se consideran los mismos para cada diseño, variando si el costo de la mezcla explosiva calculado tanto para el ANFO como para el ANFO PESADO 10/90 cuyos valores se encuentran en la **Tabla N° 10.24**

Finalmente se obtuvieron la diferencia de costos para los dos casos en estudio en comparación con el existente.

En el **Gráfico N° 10.4** se muestra la distribución de los costos en mención para cada diseño.

En el diseño 1 (**Tabla N° 10.13**) se obtuvo el menor costo por unidad con una diferencia del 3% favorable .

DISEÑO DE VOLADURA PARA CALIZA - Diám. 7 7/8"

ANFO

Diámetro de explosivo, mm	200.03
Explosivo	ANFO
Densidad del explosivo, gr/cm ³	0.82
Energía de explosivo, joules/gr	3683.68
Potencia absoluta al volumen, J/cm ³	3020.6176
Densidad de la roca Andesita, gr/cm ³	2.6
Altura de banco, m	14
Angulo de barreno (0 = vertical)	0

FACTOR DE ENERGÍA DESEADO 750
 kJ/ton
 (suave = 400, promedio = 800, dura = 1200)

Paso	Descripción	Fórmula de Blast Dyn.	Cuadrada	Rectangular	Triangular	Escalonada
1	Longitud de taco (m)	4.4	5.50	5.50	5.50	5.50
2	Distribución de energía (%)	80.7	75.00	75.00	75.00	75.00
3	Subperforación (m)	1.7	2.00	2.00	2.00	2.00
4	Longitud de taladro (m)	15.7	16.00	16.00	16.00	16.00
5	Longitud de carga (m)	11.3	10.50	10.50	10.50	10.50
6	Densidad de carga (kg/m)	25.7675	25.7675	25.7675	25.7675	25.7675
7	Peso de carga (kg)	291.16	270.56	270.56	270.56	270.56
8	Energía de carga (kJ)	1,072,555	996,652	996,652	996,652	996,652
9	Burden (m)	6.0	6.0	6.0	5.2	5.5
10	Factor de rigidez	2.32	2.33	2.33	2.68	2.55
11	Espaciamiento (m)	6.0	6.0	6.5	6.0	6.5
12	Volumen de voladura (m ³ b)	511.53	504.00	546.00	438.26	500.50
13	Masa de voladura (ton)	1329.97	1310.40	1419.60	1139.48	1301.30
14	Factor de carga (kg/m ³)	0.569	0.537	0.496	0.617	0.541
15	Factor de carga (kg/ton)	0.219	0.206	0.191	0.237	0.208
16	Factor de energía (kJ/ton)	806.45	760.57	702.07	874.66	765.89
17	Relación e/b	1.0	1.00	1.1	1.15	1.2
18	Confinamiento relativo	1.7281	2.1103	2.1103	2.1103	2.1103

Tabla N° 10.10

DISEÑO DE VOLADURA - Diám. 7 7/8"

ANFO PESADO

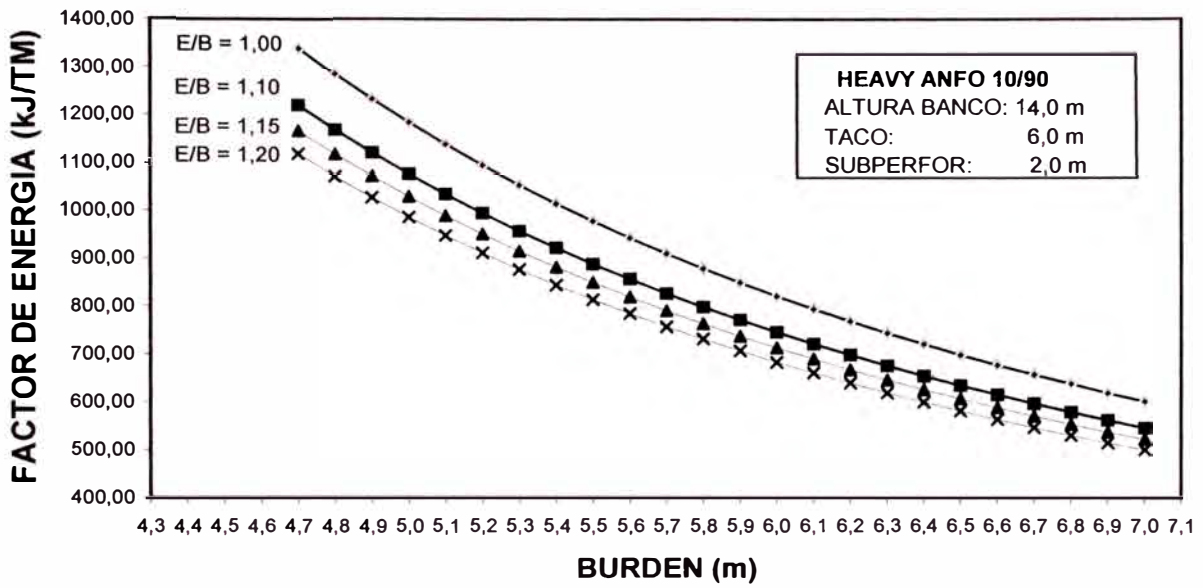
Diámetro de explosivo, mm	200.03
Explosivo	HEAVY ANFO 10/90
Densidad del explosivo, gr/cm ³	0.95
Energía de explosivo, joules/gr	3608.33
Potencia absoluta al volumen, J/cm ³	3427.9154
Densidad de la roca Andesita, gr/cm	2.6
Altura de banco, m	14
Angulo de barrenos (0 = vertical)	0

FACTOR DE ENERGÍA DESEADO 750
 kJ/ton
 (suave = 400, promedio = 800, dura = 1200)

Paso	Descripción	Fórmula de Blast Dyn.	Cuadrada	Rectangular	Triangular	Escalonada
1	Longitud de taco (m)	4.4	6.00	6.00	6.00	6.00
2	Distribución de energía (%)	80.7	71.43	71.43	71.43	71.43
3	Subperforación (m)	1.7	2.00	2.00	2.00	2.00
4	Longitud de taladro (m)	15.7	16.00	16.00	16.00	16.00
5	Longitud de carga (m)	11.3	10.00	10.00	10.00	10.00
6	Densidad de carga (kg/m)	29.9	29.9	29.9	29.9	29.9
7	Peso de carga (kg)	337.32	298.53	298.53	298.53	298.53
8	Energía de carga (kJ)	1,217,178	1,077,181	1,077,181	1,077,181	1,077,181
9	Burden (m)	6.4	6.0	6.0	5.7	5.5
10	Factor de rigidez	2.17	2.33	2.33	2.48	2.55
11	Espaciamento (m)	7.4	6.0	6.5	6.5	6.60
12	Volumen de voladura (m ³ b)	667.58	504.00	546.00	514.35	508.20
13	Masa de voladura (ton)	1735.70	1310.40	1419.60	1337.30	1321.32
14	Factor de carga (kg/m ³)	0.505	0.592	0.547	0.580	0.587
15	Factor de carga (kg/ton)	0.194	0.228	0.210	0.223	0.226
16	Factor de energía (kJ/ton)	701.26	822.02	758.79	805.49	815.23
17	Relación e/b	1.15	1.00	1.08	1.15	1.20
18	Confinamiento relativo	1.5228	2.0127	2.0127	2.0127	2.0127

Tabla N° 10.11

VARIACION DEL FACTOR DE ENERGIA $\phi = 7\ 7/8''$



VARIACION DEL FACTOR DE ENERGIA $\phi = 7\ 7/8''$

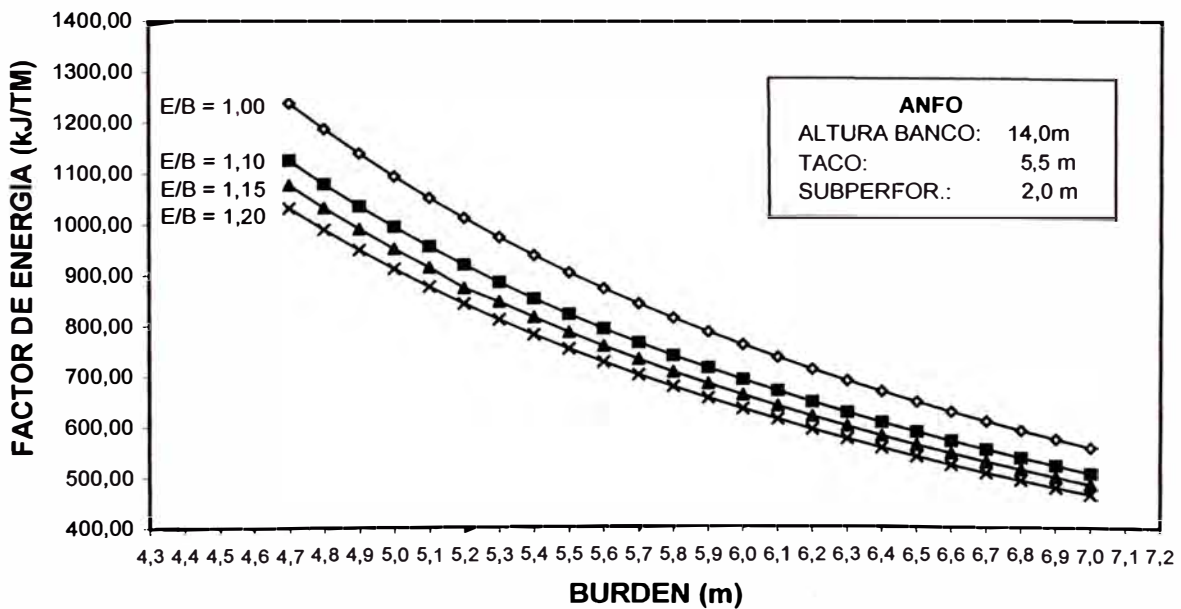


Gráfico Nº 10.3

ANÁLISIS DE COSTOS

Producción Mensual 349400 TM
 Tamaño de pala 10 m³

	ANFO	Diseño 1	Diseño 2
Diámetro de explosivo (mm)	200.03	200.03	200.03
Densidad de explosivo (gr/cm ³)	0.82	0.95	0.95
Energía de Explosivo (joules por gramo)	3683.68	3608.33	3608.33
Densidad de roca (gr/cm ³)	2.6	2.6	2.6
Altura de banco (m)	14	14	14
Angulo de Barreno (0 = vertical)	0	0	0

Paso	Descripción	Cálculos			
1	Longitud de Taco	Longitud de taco (m) = Diámetro de Explosivo x 0,022 Si longitud de taco es mayor que altura de banco, use un diámetro de carga menor)	5.5	6.0	6.0
2	Distribución de Energía	Distribución Vertical de Energía (%) = Longitud de carga / Altura de banco x 100 Bancos duros masivos requieren esta distribución mayor de 75% para fragmentación uniforme.	75.0	71.4	71.4
3	Sub-perforación	Subperforación = Diámetro Explosivo x 0,0085 Nota.- Subperforación en mantos de carbón = Diám. Explosivo x -0,0085	2.0	2.0	2.0
4	Longitud de Taladro	Longitud de taladro = altura de banco + subperforación Longitud taladro c/ángulo = Altura banco + subperforación / coseno(ángulo de taladro)	16.0	16.0	16.0
5	Longitud de Carga	Longitud de Carga (m) = Longitud de taladro - longitud de taco	10.5	10.0	10.0
6	Densidad de Carga	Densidad de carga (kg/m) = 0,000785 x Densidad de Explosivo x (Diámetro explosivo) ²	25.8	29.9	29.9
7	Peso de Carga	Peso de carga (kg) = Longitud de carga x Densidad de Carga	270.6	298.5	298.5
8	Energía de Carga	Energía de carga (kjoules por taladro) = Peso de carga x Energía de Explosivo	996,652	1,077,181	1,077,181
9	Burden	Burden (m) = [(carga de energía / Densidad de roca / Factor de Energía / Altura de banco) x 0,93] ^{0.5}	6.0	6.0	5.7
10	Factor de Rigidez	Factor de Rigidez = Altura de banco / Burden Factor de Rigidez mayor de 2 es más fácil de volar	2.33	2.33	2.48
11	Espaciamiento		6.0	6.5	6.5
12	Volumen de Voladura	Volumen volado por taladro (m ³) = burden x espaciamiento x altura de banco	504.00	546.00	514.35
13	Masa de Voladura	Masa volada por taladro (toneladas) = volumen volado por taladro x Densidad de Roca	1310.40	1419.60	1337.30
14	Factor de Carga	Factor de carga (kg/m ³) = Peso de carga / Volumen volado por taladro	0.537	0.547	0.580
15	Factor de Carga	Factor de carga (kg/ ton) = Peso de carga / Masa volada por taladro	0.206	0.210	0.223
16	Relación E/B	Espaciamiento/Burden	1.00	1.08	1.15
17	Confinamiento relativo	RC = (Taco x 210000 + Diámetro de carga x 600) / (ABS x Diámetro de carga)	2.110	2.013	2.013
18	Factor de Energía	Factor de Energía (kJ/ton) = Energía de carga / Masa volada por taladro	760.57	758.79	805.49
19	Diferencia	Diferencia de energía (%) = (Factor de Energía Diseño 2 - Factor de Energía Diseño 1) / Factor de Energía Diseño 2		-0.2%	5.6%

Tabla N° 10.12

ANÁLISIS DE COSTOS

	ANFO	Diseño 1	Diseño 2
Unidades de Producción requeridas	349400	349400	349400
Unidades de Producción por taladro	1310.40	1419.60	1337.30
Longitud de taladro	16.0	16.0	16.0
Peso de carga por taladro	270.6	298.5	298.5
Costo de Perforación US\$/m	7.58	7.58	7.58
Costo de Explosivo, US\$/kg	0.338	0.343	0.343
Costo de Iniciación, US\$/taladro	5.26	5.26	5.26
Costo Mano de Obra, US\$/taladro	2.10	2.10	2.10

Paso	Descripción	Cálculos			
1	Taladros Requeridos	Taladros requeridos = Unids. Producción Requeridas / Unids. Producción por taladro	267	246	261
2	Perforación Requerida	Perforación requerida = Taladros requeridos x longitud taladro	4266	3938	4180
3	Costo de Perforación	Costo total perforación, US\$ = Perforación req. X Costo Perforación por metro	32338	29850	31687
4	Peso Total Explosivo	Total peso Explosivo = Peso carga por taladro x N° taladros requeridos	72141	73475	77996
5	Costo de Explosivo	Total costo Explosivos, US\$ = Peso total explosivo x costo explosivo por kilo	24348	25213	26765
6	Costo de Iniciación	Total costo Iniciación, US\$ = Costo Inic. Por taladro x N° taladros requeridos	1403	1295	1374
7	Costo Mano de Obra	Total Costo Mano de obra, US\$ = Costo MO. Por taladro x N° taladros requeridos	559	516	548
8	Costo Total	Costo Total, US\$ = Paso 3 + Paso 5 + Paso 6 + Paso 7	58647	56874	60374
9	Diferencia de costos	Diferencia de Costos, US\$ = Total Costo Diseño 2 - Total Costo Diseño 1		-1773	1727
10	Costo Total por Unidad	Costo total unitario = Costo total / Unidades de producción requeridas	0.168	0.163	0.173
11	Diferencia	% Diferencia = (Costo total/unidad Diseño 2 - Costo total/unidad Diseño 1) / Costo Diseño 2		-3%	3%
12	% Costos Perforación	% Costo Perforación = Costo total Perforación / Costo Total	55.1%	52.5%	52.5%
13	% Costo de Explosivos	% Costo Explosivo = Costo Total Explosivo / Costo Total	41.5%	44.3%	44.3%
14	% Costo de Iniciación	% Costo Iniciación = Costo Total Iniciación / Costo Total	2.4%	2.3%	2.3%
15	% Costo de Mano de Obra	% Costo Mano de Obra = Costo Total Mano de Obra / Costo Total	1.0%	0.9%	0.9%

Tabla N° 10.13

DISTRIBUCION DEL COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA CALIZA

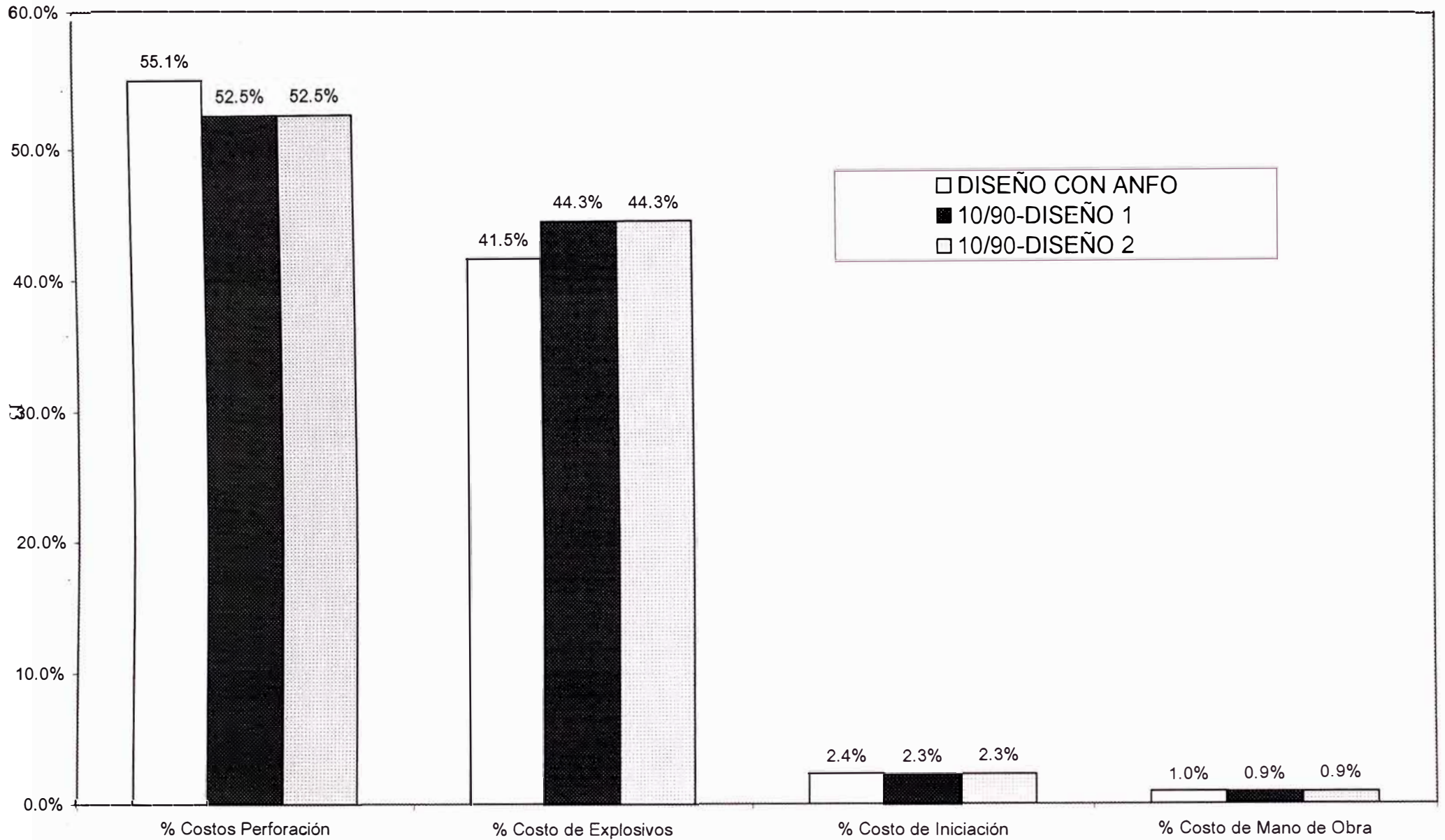


Gráfico N° 10.4

ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA MALLA RECTANGULAR

136

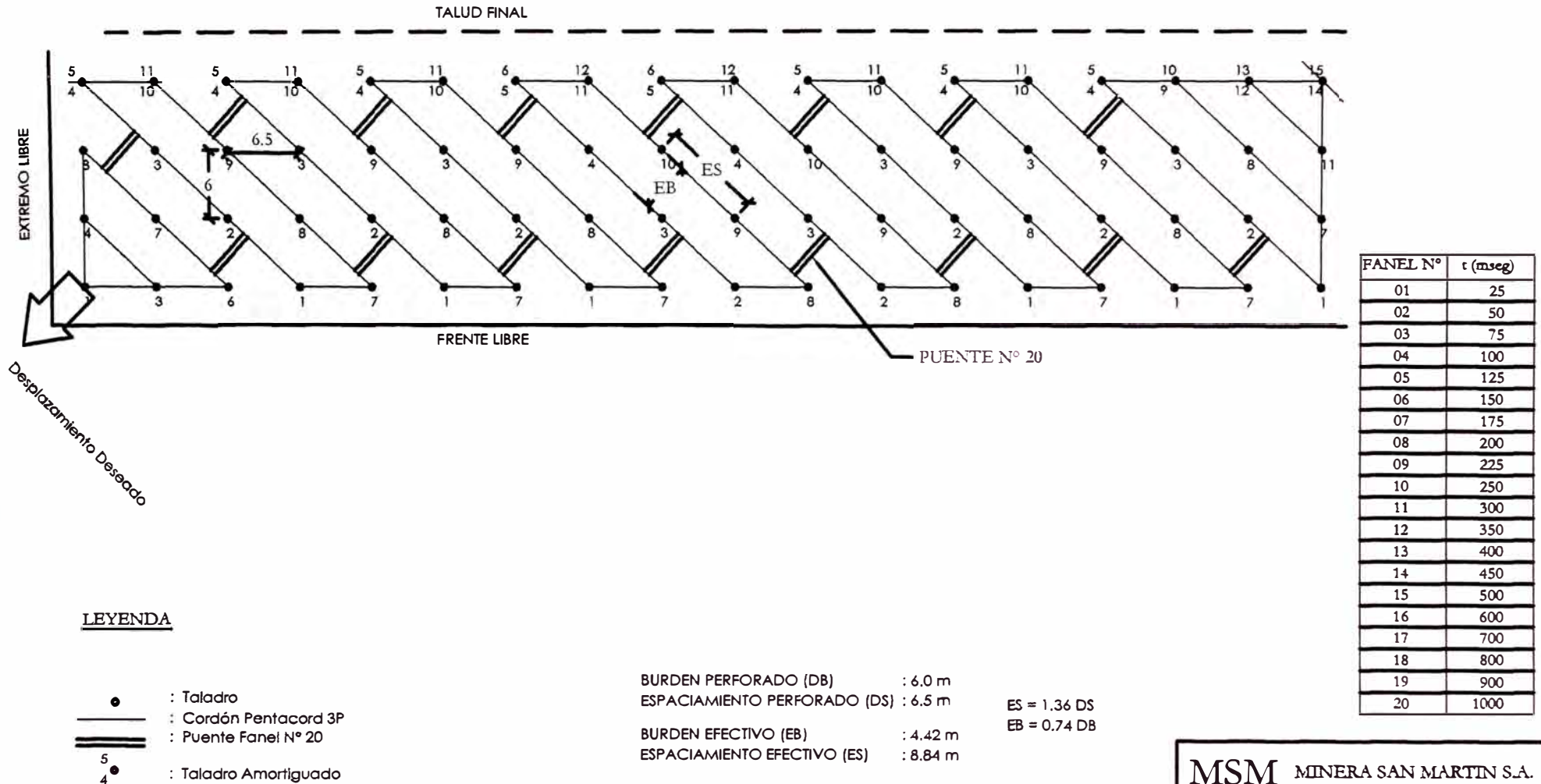
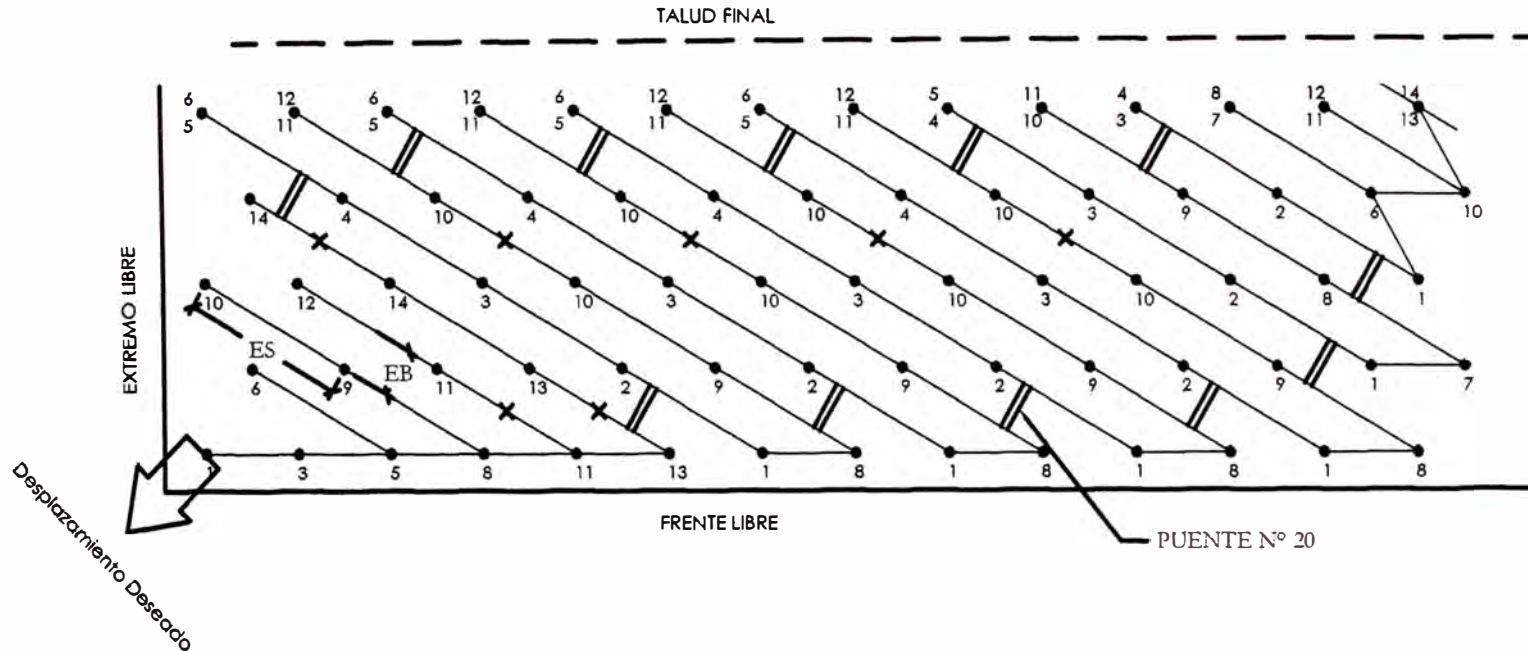


FIGURA 10.6

ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA MALLA TRIANGULAR



FANEL N°	t (mseg)
01	25
02	50
03	75
04	100
05	125
06	150
07	175
08	200
09	225
10	250
11	300
12	350
13	400
14	450
15	500
16	600
17	700
18	800
19	900
20	1000

LEYENDA

- : Retardo de 25 ms
- : Taladro
- : Cordón Pentacord 3P
- : Puente Panel N° 20
- : Taladro Amortiguado

BURDEN PERFORADO (DB) : 5.7 m
 ESPACIAMIENTO PERFORADO (DS) : 6.5 m
 BURDEN EFECTIVO (EB) : 3.28 m
 ESPACIAMIENTO EFECTIVO (ES) : 11.29 m
 ES = 1.73 DS
 EB = 0.58 DB

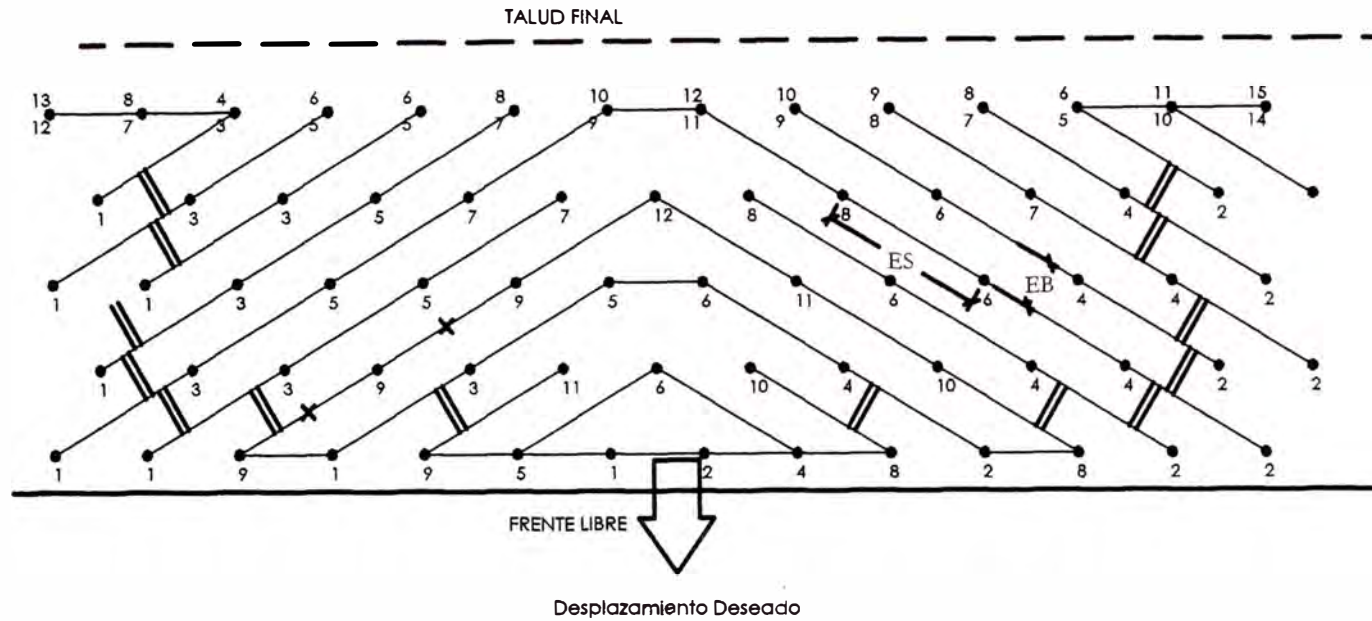
FIGURA 10.7

MSM MINERA SAN MARTIN S.A.

MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA
ATOCONGO

OFICINA DE MINA
EDGARD RAMIREZ B.

ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA MALLA TRIANGULAR



FANEL N°	τ (mseg)
01	25
02	50
03	75
04	100
05	125
06	150
07	175
08	200
09	225
10	250
11	300
12	350
13	400
14	450
15	500
16	600
17	700
18	800
19	900
20	1000

LEYENDA

- : Retardo de 50 ms
- : Taladro
- : Cordón Pentacord 3P
- : Puente Fanel N° 20
- : Taladro Amortiguado

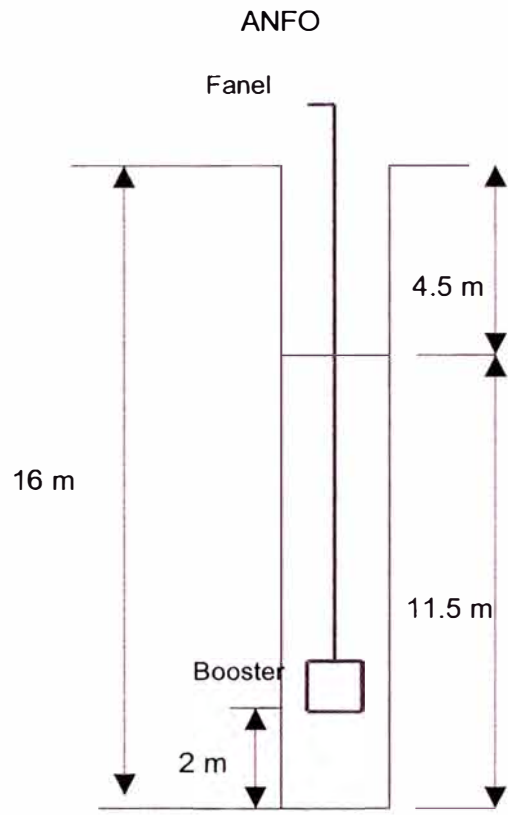
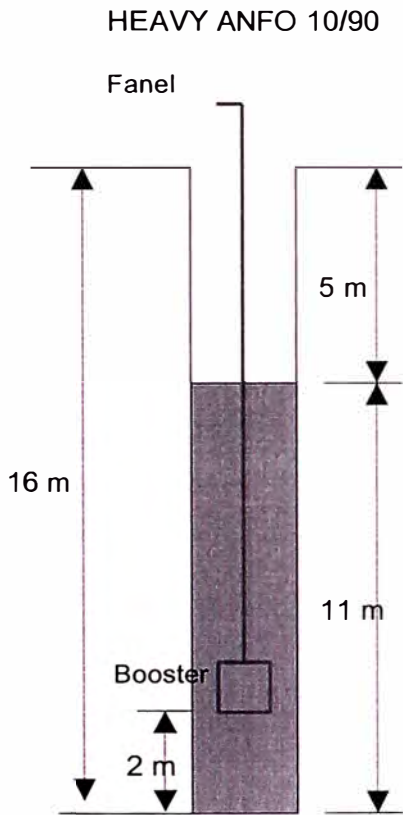
BURDEN PERFORADO (DB) : 5.7 m
 ESPACIAMIENTO PERFORADO (DS) : 6.5 m
 BURDEN EFECTIVO (EB) : 3.28 m
 ESPACIAMIENTO EFECTIVO (ES) : 11.29 m

ES = 1.73 DS
 EB = 0.58 DB

FIGURA 10.8

MSM MINERA SAN MARTIN S.A.		
MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA ATOCONGO		
OFICINA DE MINA	SET 2001	EDGARD RAMIREZ B.

CARGUIO DE TALADROS
MATERIAL: ROCA CALIZA
DIÁMETRO 6 3/4 "



DIÁMETRO 7 7/8 "

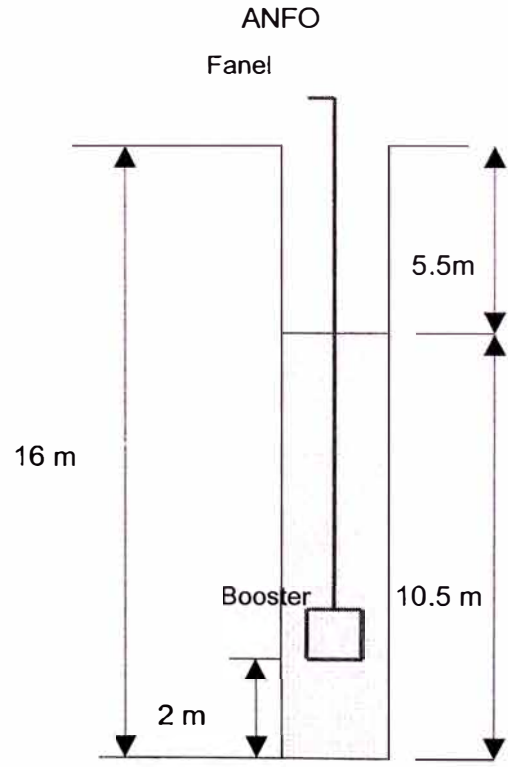
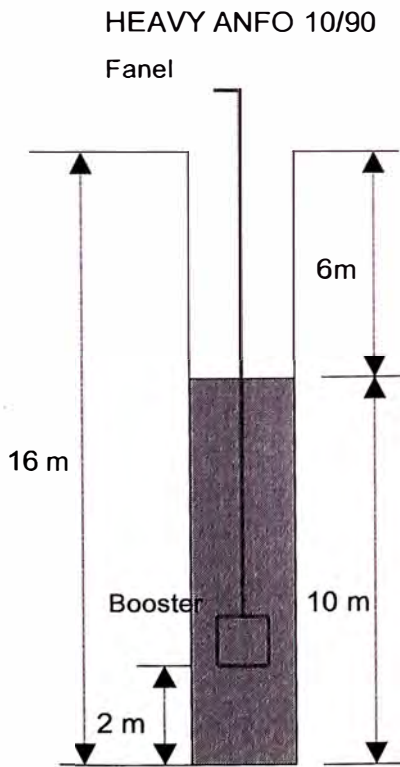
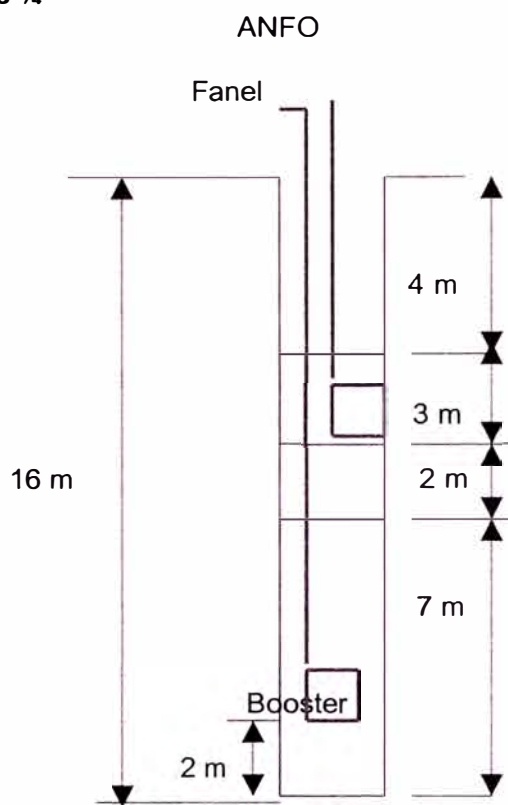
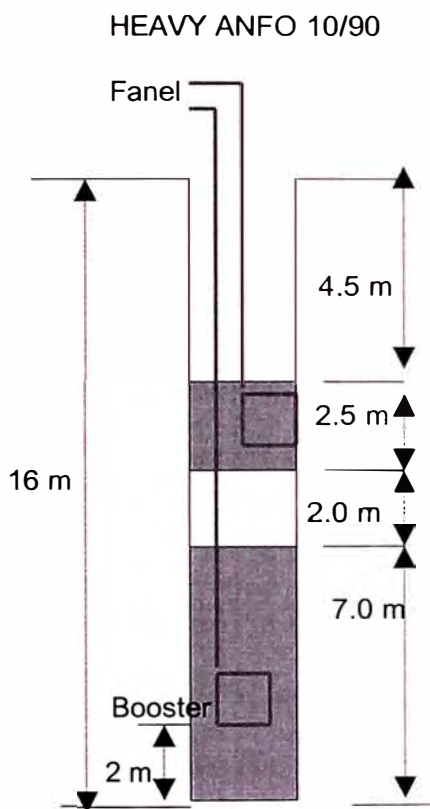


Figura N° 10.9

CARGUIO DE TALADROS AMORTIGUADOS

MATERIAL: ROCA CALIZA
DIÁMETRO 6 3/4 "



DIÁMETRO 7 7/8 "

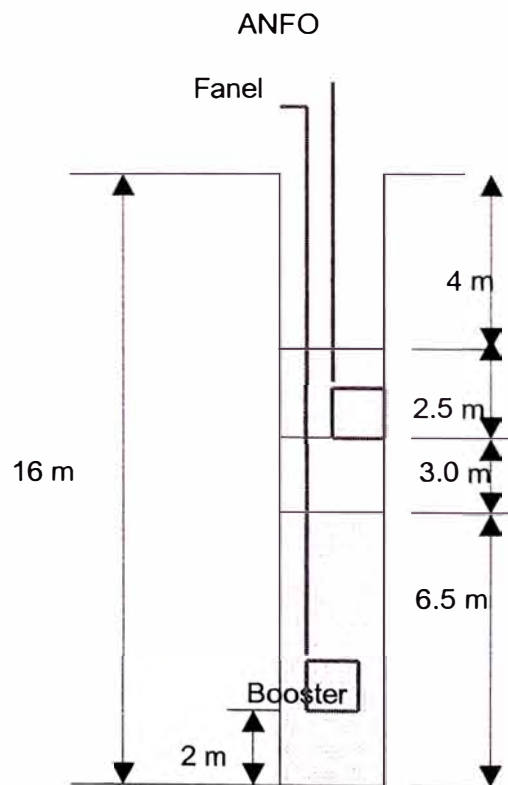
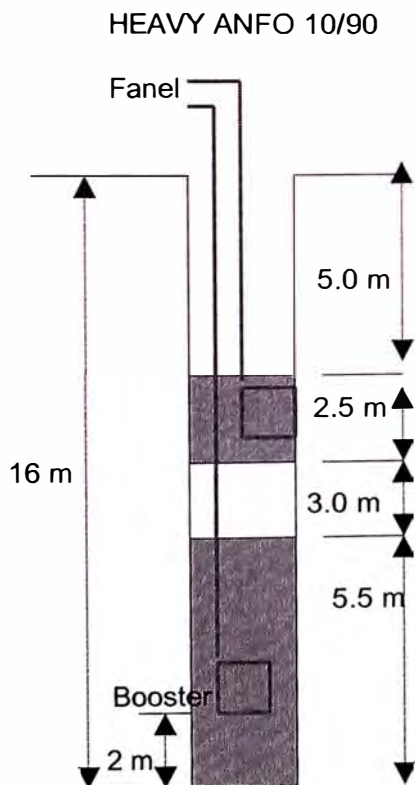


Figura N° 10.10

10.5 SELECCIÓN DE MALLAS Y MEZCLAS EXPLOSIVAS POR TIPO DE MATERIAL

Una vez hallados los parámetros de diseño de voladura para mallas rectangulares, cuadradas y triangulares tomando en cuenta el factor de energía deseado (según **Tablas N° 10.7, N° 10.10 y N° 10.11**) se compara dichos diseños considerando el diámetro de taladro, la altura del banco y el explosivo a usarse, los cuales se muestran en la **Tabla N° 10.14**

Se calcula el costo de voladura (US\$/TM) para cada caso según el material (Ver **Tablas N° 10.15, N° 10.16, N° 10.17, N° 10.18, N° 10.19, N° 10.20 y N° 10.21** tomando en cuenta el costo horario del camión mezclador (**Tabla N° 10.23**) y el costo de la mezcla explosiva (**Tabla N° 10.24**)

Finalmente en la **Tabla N° 10.22** se resume los diseños propuestos hallando los costos de perforación y voladura (US\$/TM) para cada malla seleccionada de acuerdo al tipo de roca.

SELECCIÓN DE MALLAS Y EXPLOSIVO POR TIPO DE MATERIAL

GRUPO	EXPLOSIVO	MATERIAL	DIAMETRO	MALLA				COSTO VOLADURA US\$/TM
				S	B	H	DISEÑO	
1	heavy anfo 30/70	DESMONTE	6,75	5,5	5,0	7	Rectangular	caso 1
	heavy anfo 30/70	DESMONTE	6,75	5,5	4,8	7	Triangular	caso 2
2	heavy anfo 10/90	CALIZA	6,75	6,0	5,2	14	Triangular	caso 3
	anfo	CALIZA	6,75	5,5	5,0	14	Rectangular	caso 4
3	heavy anfo 10/90	CALIZA	7,88	6,5	6,0	14	Rectangular	caso 5
	anfo	CALIZA	7,88	6,0	6,0	14	Cuadrada	caso 6
4	heavy anfo 10/90	CALIZA	6,75	6,0	5,2	14	Triangular	caso 3
	heavy anfo 10/90	CALIZA	6,75	5,5	5,5	14	Cuadrada	caso 8
5	anfo	CALIZA	6,75	5,5	4,8	14	Triangular	caso 4
	anfo	CALIZA	6,75	5,5	5,0	14	Rectangular	caso 9
6	heavy anfo 10/90	CALIZA	7,88	6,5	6,0	14	Rectangular	caso 5
	heavy anfo 10/90	CALIZA	7,88	6,5	5,7	14	Triangular	caso 10
7	anfo	CALIZA	7,88	6,0	6,0	14	Cuadrada	caso 6
	anfo	CALIZA	7,88	6,5	5,5	14	Escalonada	caso 11

Tabla N° 10.14

CASO 1

TM/tal: 558.25

Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal	
1 Booster	pza	1.00	2.15	2.15	
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00	
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	5.73	0.13	0.73	
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01	
5 Fanel 10 m	pza	1.00	2.50	2.50	
6 Fanel # 20	pza	0.05	2.50	0.12	
7 Explosivo	kg	138.50	0.35	49.09	
Equipo (incluye m.o.)					
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.02	
				TOTAL	56.61
				US\$/TM	0.101

CASO 2

TM/tal: 535.92

Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal	
1 Booster	pza	1.00	2.15	2.15	
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00	
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	5.73	0.13	0.73	
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01	
5 Fanel 10 m	pza	1.00	2.50	2.50	
6 Fanel # 20	pza	0.05	2.50	0.12	
7 Explosivo	kg	138.50	0.35	49.09	
Equipo (incluye m.o.)					
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.02	
				TOTAL	56.61
				US\$/TM	0.106

Tabla N° 10.15

CASO 3

TM/tal: 1135.68

Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Booster	pza	1.00	2.15	2.15
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	6.50	0.13	0.83
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01
5 Fanel 18 m	pza	1.00	1.85	1.85
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55
7 Explosivo	kg	241.23	0.343	82.78

Equipo (incluye m.o.)	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10

TOTAL 90.26
US\$/TM 0.079

CASO 4

TM/tal: 1001

Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Booster	pza	1.00	2.15	2.15
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	6.00	0.13	0.76
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01
5 Fanel 18 m	pza	1.00	1.85	1.85
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55
7 Explosivo	kg	218.50	0.338	73.74

Equipo (incluye m.o.)	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10

TOTAL 81.16
US\$/TM 0.081

Tabla N° 10.16

CASO 5

TM/taI: 1419.6

Materiales	UNID	cant/taI	US\$	US\$/taI
1 Booster	pza	1.00	2.15	2.15
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	5.50	0.13	0.70
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01
5 Fanel 18 m	pza	1.00	1.85	1.85
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55
7 Explosivo	kg	298.50	0.343	102.43
Equipo (incluye m.o.)				
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10
			TOTAL	109.78
			US\$/TM	0.077

CASO 6

TM/taI: 1310.4

Materiales	UNID	cant/taI	US\$	US\$/taI
1 Booster	pza	1.00	2.15	2.15
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	5.00	0.13	0.64
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01
5 Fanel 18 m	pza	1.00	1.85	1.85
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55
7 Explosivo	kg	271.53	0.338	91.64
Equipo (incluye m.o.)				
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10
			TOTAL	98.93
			US\$/TM	0.075

Tabla Nº 10.17

CASO 5, TALADRO AMORTIGUADO

TM/tal: 1419.6

Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Booster	pza	2.00	2.15	4.30
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	5.50	0.13	0.70
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01
5 Fanel 18 m	pza	2.00	1.85	3.70
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55
7 Explosivo	kg	238.80	0.343	81.95

Equipo (incluye m.o.)	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10

TOTAL 93.30
US\$/TM 0.066

CASO 6, TALADRO AMORTIGUADO

TM/tal: 1310.4

Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Booster	pza	2.00	2.15	4.30
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	5.00	0.13	0.64
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01
5 Fanel 18 m	pza	2.00	1.85	3.70
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55
7 Explosivo	kg	232.74	0.338	78.55

Equipo (incluye m.o.)	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10

TOTAL 89.84
US\$/TM 0.069

Tabla N° 10.18

CASO 3, TALADRO AMORTIGUADO

TM/tal: 1135.68

Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Booster	pza	2.00	2.15	4.30
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	6.50	0.13	0.83
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01
5 Fanel 18 m	pza	2.00	1.85	3.70
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55
7 Explosivo	kg	208.34	0.343	71.49
Equipo (incluye m.o.)				
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10
TOTAL				82.97
US\$/TM				0.073

CASO 4, TALADRO AMORTIGUADO

TM/tal: 1001

Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Booster	pza	2.00	2.15	4.30
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	6.00	0.13	0.76
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01
5 Fanel 18 m	pza	2.00	1.85	3.70
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55
7 Explosivo	kg	190.00	0.338	64.13
Equipo (incluye m.o.)				
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10
TOTAL				75.54
US\$/TM				0.075

Tabla N° 10.19

CASO 8

TM/tal: 1101.1

Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Booster	pza	1.00	2.15	2.15
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	6.50	0.13	0.83
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01
5 Fanel 18 m	pza	1.00	1.85	1.85
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55
7 Explosivo	kg	241.23	0.343	82.78
Equipo (incluye m.o.)				
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10
TOTAL				90.26
US\$/TM				0.082

CASO 9

TM/tal: 1001

Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal
1 Booster	pza	1.00	2.15	2.15
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	6.00	0.13	0.76
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01
5 Fanel 18 m	pza	1.00	1.85	1.85
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55
7 Explosivo	kg	218.50	0.338	73.74
Equipo (incluye m.o.)				
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10
TOTAL				81.16
US\$/TM				0.081

Tabla N° 10.20

CASO 10					
TM/tal:		1348.62			
Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal	
1 Booster	pza	1.00	2.15	2.15	
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00	
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	5.50	0.13	0.70	
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01	
5 Fanel 18 m	pza	1.00	1.85	1.85	
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55	
7 Explosivo	kg	298.50	0.343	102.43	
Equipo (incluye m.o.)	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal	
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10	
			TOTAL	109.78	
			US\$/TM	0.081	

CASO 11					
TM/tal:		1301.3			
Materiales	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal	
1 Booster	pza	1.00	2.15	2.15	
2 Fulminante	pza	0.04	0.11	0.00	
3 Cordón detonante 5 gr/m	m	5.00	0.13	0.64	
4 Mecha lenta	m	0.06	0.09	0.01	
5 Fanel 18 m	pza	1.00	1.85	1.85	
6 Fanel # 20	pza	0.22	2.50	0.55	
7 Explosivo	kg	271.53	0.338	91.64	
Equipo (incluye m.o.)	UNID	cant/tal	US\$	US\$/tal	
1 Camión mezclador	hr	0.04	52.43	2.10	
			TOTAL	98.93	
			US\$/TM	0.076	

Tabla N° 10.21

COMPARACION DE COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA

CASO	EXPLOSIVO	MATERIAL	DIAMETRO	TM/m	US\$/TM		
					VOLADURA	PERFORACION	TOTAL
1	heavy anfo 30/70	DESMONTE	6.75	62.03	0.101	0.098	0.200
2	heavy anfo 30/70	DESMONTE	6.75	59.55	0.106	0.103	0.208
3	heavy anfo 10/90	CALIZA	6.75	70.98	0.079	0.107	0.186
4	anfo	CALIZA	6.75	62.56	0.081	0.121	0.202
5	heavy anfo 10/90	CALIZA	7.88	88.73	0.077	0.085	0.163
6	anfo	CALIZA	7.88	81.90	0.075	0.093	0.168

Tabla Nº 10.22

COSTO HORARIO DE EQUIPO

	CAMION MEZCLADOR GMC TOP KICK
1. VALOR DE EQUIPO(US\$) :	250000
2. TIEMPO DE DEPRECIACION(AÑOS) :	10
2.1 Disponibilidad(%) :	83%
2.2 Horas/año :	2400
2.3 Financiamiento e internamiento	24%
2.4 Costo de capital	12%
2.5 Valor de rescate	15%
3. COSTO DE PROPIEDAD :	29.21
4. COSTO DE OPERACIÓN :	23.22
4.1 Reparación y repuestos (US\$/hr): Basado en valores reales de enero a junio 1999.	9.22
4.2 Mantenimiento preventivo (US\$/hr): Basado en valores reales de enero a junio 1999.	0.42
4.3 Petróleo :	
Consumo(Gl/Hr) :	2.50
Costo (US\$/Gl) :	0.960
Costo (US\$/Hr) :	2.40
4.4 Llantas :	
Costo Horario :	0.60
4.5 Mano de Obra :	
Costo Horario :	10.58
5. COSTO DE CAMION MEZCLADOR (US\$/hora):	52.43

Tabla N° 10.23

COSTO DE LA MEZCLA EXPLOSIVA

MEZCLA EXPLOSIVA		ANFO PESADO	COSTO POR T.M. EN MINA			COSTO NETO
EMULSION	ANFO		EMULSION	NITRATO	PETROLEO	
%	%					US\$ / TM
0	100	0/100	0.00	319.60	17.90	337.50
10	90	10/90	39.40	287.64	16.11	343.15
20	80	20/80	78.80	255.68	14.32	348.80
30	70	30/70	118.20	223.72	12.53	354.45
40	60	40/60	157.60	191.76	10.74	360.10
50	50	50/50	197.00	159.80	8.95	365.75
60	40	60/40	236.40	127.84	7.16	371.40
70	30	70/30	275.80	95.88	5.37	377.05
100	0	100/0	394.00	0.00	0.00	394.00
NITRATO	SMX(FAMESA)	340.00	US\$ / Tm			
PETROLEO		298.41	US\$ / Tm			
EMULSION	FAMESA	394.00	US\$ / Tm			
PETROLEO		0.960	US\$ / GI			

Tabla N° 10.24

10.6 EVALUACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN RELATIVA

El modelo matemático usado para predecir la fragmentación que debe obtenerse en la voladura de rocas para el análisis de diseño de voladura es el propuesto por Kuznetzov y Rosín – Rammler para tratar de explicar de la mejor manera posible el proceso de fracturamiento de rocas y sobre todo para tratar de obtener un grado de fragmentación requerido y un alto porcentaje en la uniformidad granulométrica resultante de los disparos primarios de producción realizados en la cantera Atocongo.

Los cálculos basados en el modelo matemático Kuznetzov y Rammler se muestran en las **Tablas N° 10.26** y **N° 10.27**

La distribución de la fragmentación mostrada en los gráficos de los análisis de fragmentación relativa para la roca Andesita (**Grafico N° 10.5**) y para la Caliza (**Grafico N° 10.6**) muestran los porcentajes del material que pasa por diferentes tamaños de abertura de malla.

En ambos gráficos el diseño de voladura que tiene una curva **mas alta** que corresponde al diseño 2 producirá fragmentación mas fina que las curvas inferiores.

Se debe notar que la curva de fragmentación esta controlada por el diseño de voladura y el factor de volabilidad

10.6.1 Volabilidad

Es el rendimiento o consumo específico de un determinado tipo de explosivo en particular

Factor de Volabilidad (K)

Considera las estructuras geológicas, la orientación y la frecuencia de las discontinuidades.

$$K = 1.96 - 0.27 * \ln(\text{ERQD}) \quad \text{Siendo: ERQD} = \text{RQD} * \text{JSF}$$

Donde:

RQD : Designación de la calidad de roca

ERQD : Designación de la calidad de roca equivalente

JSF : Factor de corrección para resistencia de las discontinuidades

TABLA N ° 10.25

Estimación de calidad de roca	Factor de corrección (JSF) Para el RQD
Fuerte	1.0
Medio	0.9
Débil	0.8
Muy débil	0.7

Según la **Tabla N° 10.25** para efectos de clasificación de macizo rocoso se puede tomar un valor conservador de 75 % para el RQD. Para el factor de corrección JSF se considera una estimación de calidad medio de 0.9, por lo tanto reemplazando estos valores en la formula tenemos:

$$\text{ERQD} = \text{RQD} * \text{JSF}$$

$$\text{ERQD} = 0.75 * 0.9 = 0.675$$

$$K = 1.96 - 0.27 * \ln(\text{ERQD})$$

$$K = 1.96 - 0.27 * \ln(0.675) = \mathbf{2.07}$$

FRAGMENTACION SEGÚN KUZNETZOV Y RAMMLER

ROCA: Andesita

A) FORMULA DE KUZNETSOV

HEAVY ANFO 30/70

Nombre del parámetro	Unidad	ANFO	Diseño 1	Diseño 2
Factor de roca	adimensional	13	13	13
Volumen de roca fragmentada por taladro	m ³	140.34	192.5	185.47
Cantidad de TNT equivalente a la carga explosiva	kg	74.78	113.21	113.21
Carga de explosivo dentro del taladro	kg	86	138.5	138.5
Potencia relativa por peso del explosivo (RWS)	adimensional	100	94	94
Tamaño medio de los fragmentos de voladura	cm	44.15	43.72	42.44

B) ECUACION DE ROSIN-RAMMLER

Nombre del parámetro	Unidad	ANFO	Diseño 1	Diseño 2
Diámetro del taladro	mm	165.10	171.45	171.45
Burden	m	4.1	5.0	4.8
Espaciamiento	m	4.9	5.5	5.5
Longitud total de carga	m	4.9	5.0	5.0
Longitud de la carga de fondo	m	4.9	5.0	5.0
Longitud de la carga de columna	m	0	0	0
Altura de banco	m	7	7	7
Desviación típica del error de perforación	m	0	0	0
Índice de uniformidad	adimensional	1.37	1.32	1.35
Tamaño característico	cm	57.70	57.68	55.67

C) PREDICCIÓN DE LA GRANULOMETRÍA

$$PC = \text{EXP}(-(\text{Tb}/\text{Tbc})^u)$$

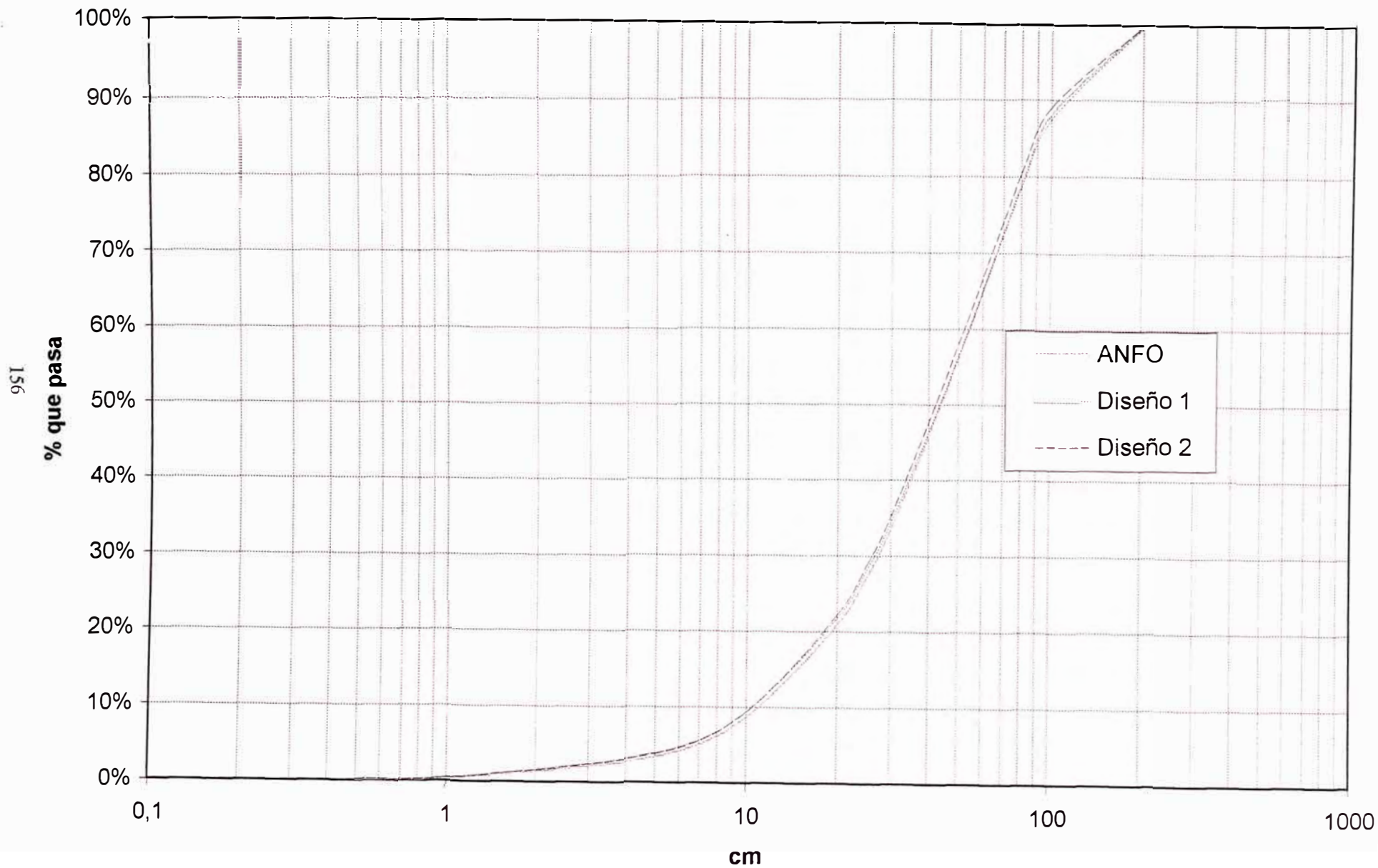
donde:

PC Proporción de material retenido para una abertura de malla Tb
 Tb Abertura de malla
 Tbc Tamaño característico
 u Índice de uniformidad

Tb	PC		
	ANFO	Diseño 1	Diseño 2
0.5	0.00149	0.00186	0.00171
1	0.00385	0.00465	0.00436
5	0.03440	0.03850	0.03774
10	0.08654	0.09361	0.09353
20	0.20869	0.21812	0.22169
25	0.27226	0.28152	0.28743
30	0.33505	0.34354	0.35182
50	0.56037	0.56296	0.57892
80	0.79094	0.78608	0.80461
100	0.88058	0.87409	0.89004
200	0.99589	0.99442	0.99643

Tabla N° 10.26

Curvas granulométricas Andesita



156

Gráfico N° 10.5

FRAGMENTACION SEGÚN KUZNETZOV Y RAMMLER

ROCA: Caliza

A) FORMULA DE KUZNETSOV

HEAVY ANFO 10/90

Nombre del parámetro	Unidad	ANFO	Diseño 1	Diseño 2
Factor de roca	adimensional	7	7	7
Volumen de roca fragmentada por taladro	m ³	504.00	546.00	514.35
Cantidad de TNT equivalente a la carga explosiva	kg	235.27	254.40	254.40
Carga de explosivo dentro del taladro	kg	270.56	298.53	298.53
Potencia relativa por peso del explosivo (RWS)	adimensional	100	98	98
Tamaño medio de los fragmentos de voladura	cm	31.99	32.46	30.95

B) ECUACION DE ROSIN-RAMMLER

Nombre del parámetro	Unidad	ANFO	Diseño 1	Diseño 2
Diámetro del taladro	mm	200.03	200.03	200.03
Burden	m	6.0	6.0	5.7
Espaciamiento	m	6.0	6.5	6.5
Longitud total de carga	m	10.5	10.0	10.0
Longitud de la carga de fondo	m	10.5	10.0	10.0
Longitud de la carga de columna	m	0	0	0
Altura de banco	m	14	14	14
Desviación típica del error de perforación	m	0	0	0
Índice de uniformidad	adimensional	1.35	1.31	1.35
Tamaño característico	cm	42.00	42.95	40.61

C) PREDICCIÓN DE LA GRANULOMETRÍA

$$PC = \text{EXP}(-(\text{Tb}/\text{Tbc})^u)$$

donde:

PC Proporción de material retenido para una abertura de malla Tb
 Tb Abertura de malla
 Tbc Tamaño característico
 u Índice de uniformidad

Tb	PC		
	ANFO	Diseño 1	Diseño 2
0.5	0.00255	0.00292	0.00265
1	0.00647	0.00723	0.00673
5	0.05521	0.05801	0.05753
10	0.13459	0.13772	0.14011
20	0.30782	0.30749	0.31925
25	0.39165	0.38872	0.40527
30	0.47031	0.46473	0.48550
50	0.71777	0.70490	0.73388
80	0.90777	0.89556	0.91757
100	0.96004	0.95150	0.96570
200	0.99972	0.99945	0.99981

Tabla N° 10.27

Curvas granulométricas Caliza

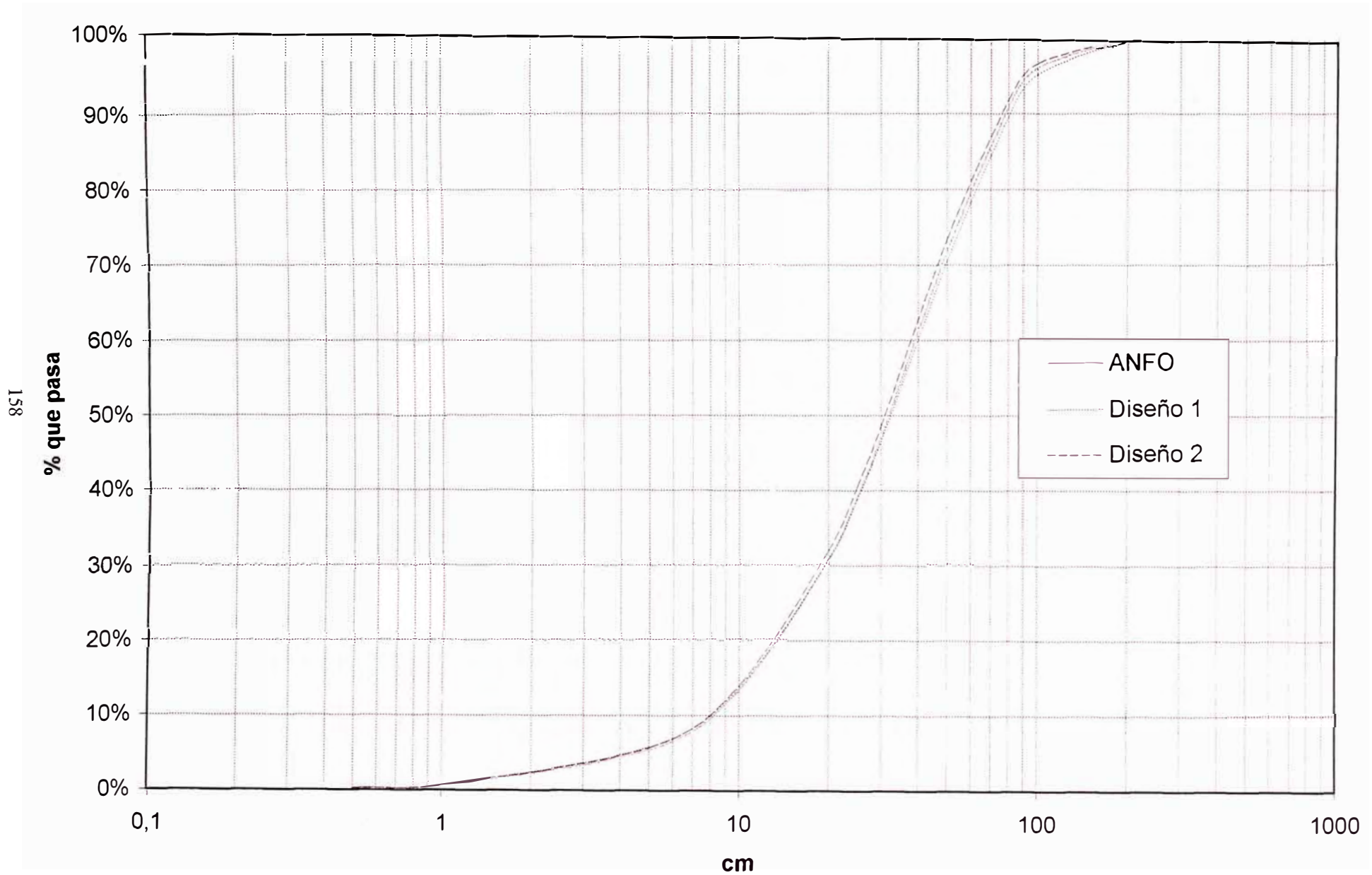


Gráfico N° 10.6

10.7 CURVA MOSTRANDO EL PLOTEO DE LA MEDICIÓN DE LA VELOCIDAD DE LA PARTÍCULA

Se monitorearon cinco disparos de producción.

La localización exacta de cada disparo (distancia al suelo en la base de la estructura en estudio y la cantidad de kilogramos de explosivo por retardo se muestra en la **Tabla N° 10.28**

Las vibraciones del macizo rocoso inducidas por detonación fueron registradas por un sismógrafo **Geosonics 300 LC** de cuatro canales el cual fue utilizado para recolectar los datos de vibración triaxial del macizo rocoso.

La velocidad de partícula máxima fue elegida como parámetro. Esta preferencia resulta del hecho de que la mayoría de los criterios de vibraciones relacionadas a rajaduras en edificios están correlacionados a la velocidad de la partícula.

Con los datos de voladura obtenidos en la **Tabla N° 10.28** se realiza una Regresión lineal, el cual pronosticará la velocidad de partícula máxima para una distancia y carga específica (**Grafico N° 10.7**).

También se elaborará un **Grafico N° 10.8** del peso de la carga máxima vs distancia, basado en el análisis de regresión lineal para distintas velocidades pico de partículas (vpp) hasta un máximo de 50 milímetros por segundo, por la poca probabilidad de causar daños estructurales.

La constante K hallada en la fórmula de predicción de la vibración mostrado en el **Grafico N° 10.8** toma el valor de 920.7 el cual correspondería a un confinamiento normal

ANALISIS DE REGRESIÒN LINEAL CANTERA ATOCONGO

N°	Pto. medido	Disparo	Distancia m	Carga kg	VPM mm/s	D.E. m/kg ^{1/2}
1	Horno Antiguo	927	634	320	3,78	35,44
2	Horno Antiguo	928	884	560	3,35	37,36
3	Horno Antiguo	929	774	219	1,98	52,30
4	Horno Antiguo	931	634	135	1,896	54,57
5	Horno Nuevo	927	588	320	4,07	32,87
6	Horno Nuevo	928	836	560	3,8	35,33
7	Horno Nuevo	931	588	135	2,11	50,61
8	Torre de Precalen.	926	816	320	2,89	45,62
9	Torre de Precalen.	927	599	320	4,14	33,49

D.E.: Distancia escalada

VPM: Velocidad de Particula Mxima

Tabla N° 10.28

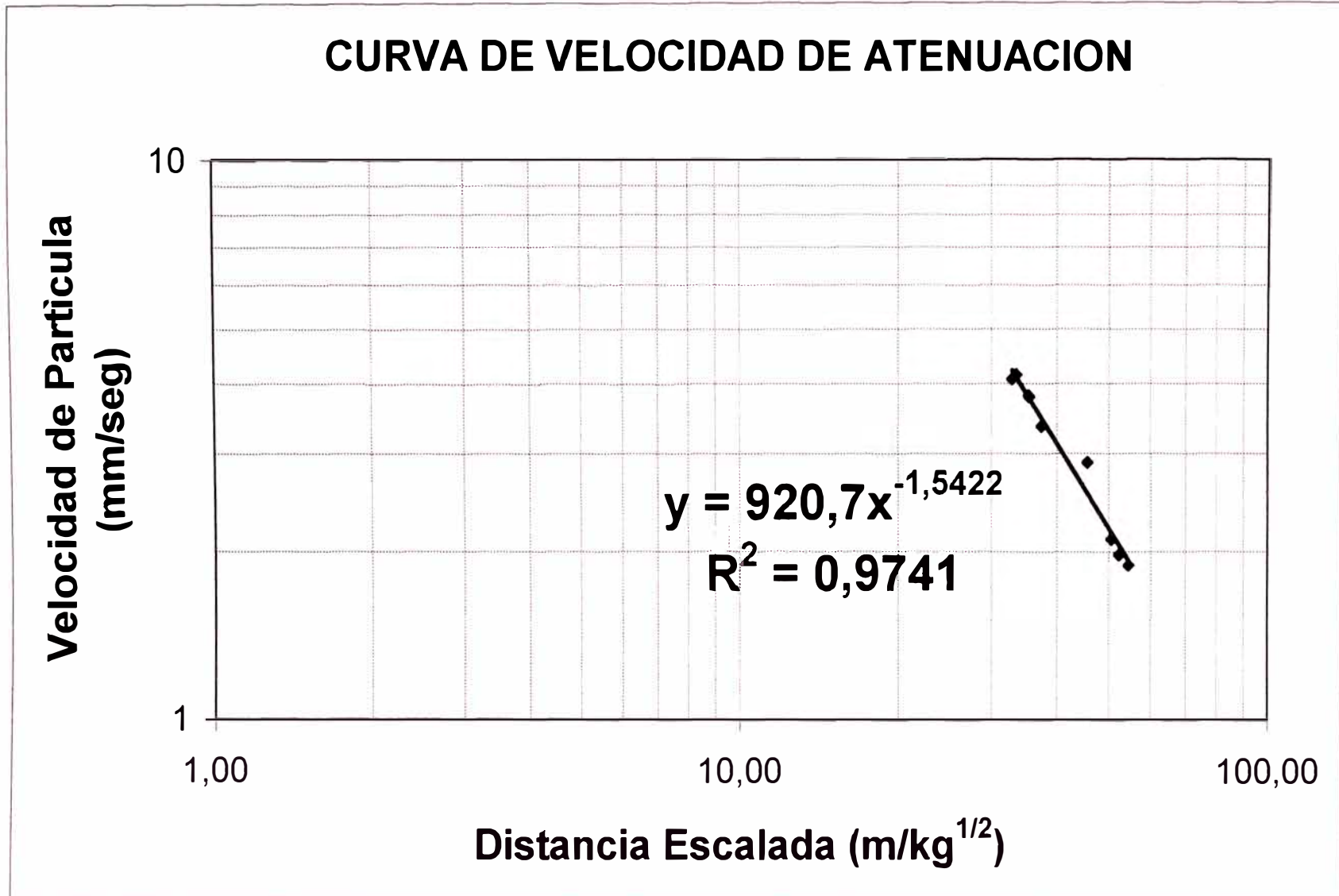


Gráfico 10.7

PREDICCIÓN DE LA VIBRACION

$$v_{pp} = 920,7 (R/Q^{0,5})^{-1,5422}$$

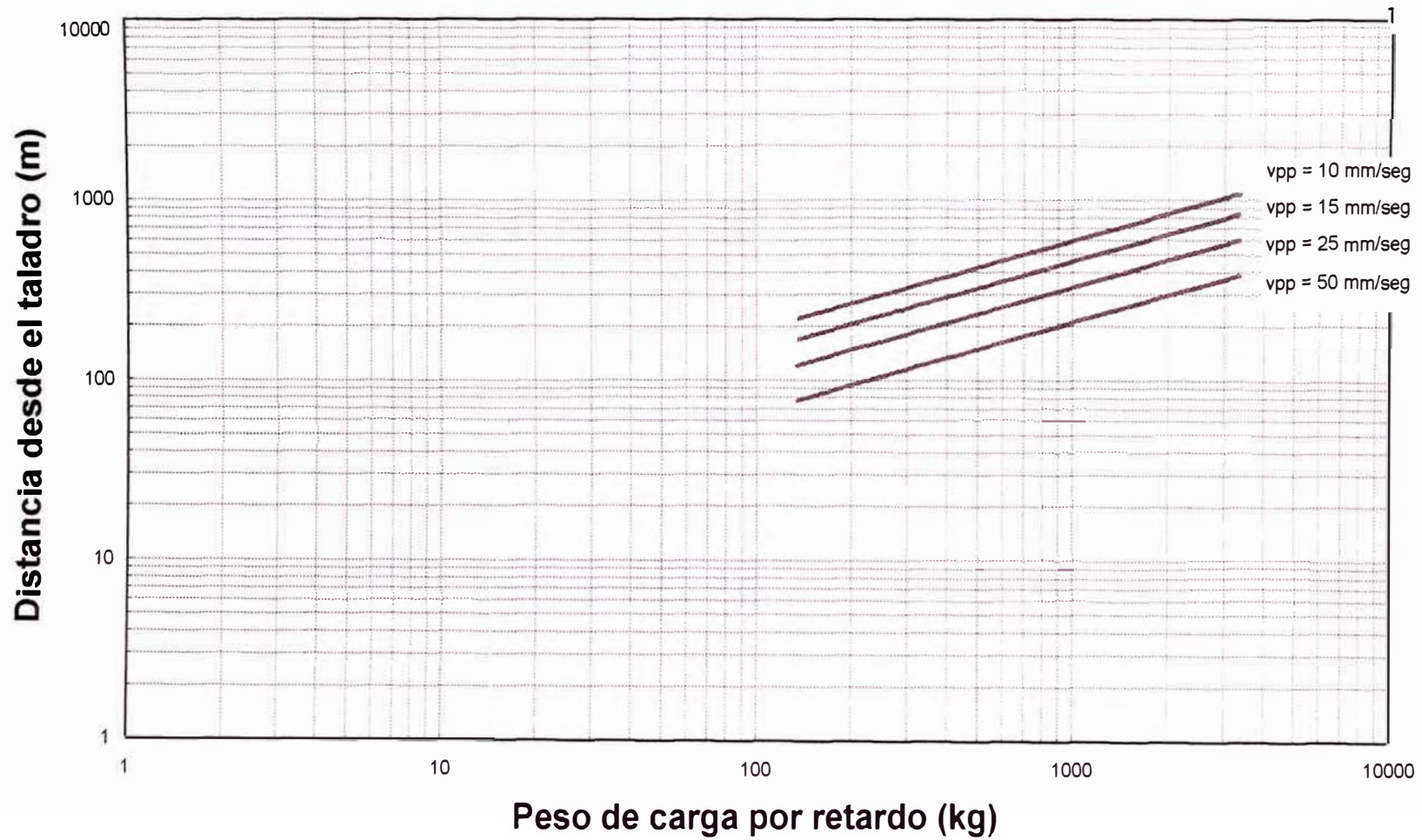


Gráfico N° 10.8

CAPITULO 11

10.0 CONCLUSIONES

1. En el análisis de costos mostrado en la hoja **Tabla N° 10.9** se observa que el costo de explosivo ANFO PESADO (30/70) en los diseños propuestos es mayor comparado con el ANFO. Este elevado costo es compensado reduciendo los costos de perforación, entre otras cosas. Esto se logra aumentando el espaciamiento y burden de manera que el taladro individual propuesto produzca un mayor volumen de material que el producido por cada taladro individual ya existente. Por ejemplo: la malla en roca dura andesita para el diseño 1 (ver **Tabla N° 10.8**) aumenta a 27.5 m² de “cobertura de taladro” representando una expansión de la malla de 136.88% comparada con el diseño existente.
2. Al realizar el análisis comparativo de mallas con la introducción de la mezcla explosiva ANFO pesado en proporciones (30/70) y (10/90), se probaron mallas cuadradas, rectangulares y escalonadas (triangulares). Los mejores resultados se obtuvieron con la malla escalonada y triangular tomando en cuenta los parámetros de voladura propuestos, a la vez que proporcionaron mejoras en la voladura consistentes en la eliminación de la voladura secundaria de bolones, pisos altos y patas duras, además de una fragmentación mejorada y el consecuente aumento de material removido, decrecimiento del volumen para el chancado y reducido mantenimiento del equipo para mover el material.

3. El grado de fragmentación y desplazamiento están muy influenciados por la disponibilidad de caras libres efectivas. Se recomienda el uso de un diseño escalonado o rectangular salida de esquina para disparar tanto hacia un frente abierto (**Figura N° 10.2 y Figura N° 10.4**) como para disparar hacia un extremo libre (**Figura N° 10.1 y Figura N° 10.3**)

Utilizando el amarre en diagonal común, reducimos el burden efectivo de una malla rectangular a 0.74 veces el burden perforado y a 0.58 veces en la malla triangular (**Gráficos N° 5.1 y N° 5.2**)

4. La voladura con ANFO pesado (30/70) en la formación dura andesita en el diseño 1 provoca un ahorro en los costos compuestos de perforación y voladura del 9% (**Tabla N° 10.9**) con un aumento en el factor de energía del 9.3% comparados con el diseño existente (**Tabla N° 10.8**). La voladura con ANFO pesado (10/90) para formación semidura caliza en el diseño 1 resulta en una relación de Costo 0.97 con una Relación de Energía 0.998 (**Tabla N° 9.2**).

Este diseño de voladura propuesto reduce los costos de perforación y voladura en un 3% (**Tabla N° 10.13**) produciendo solo un 99.8% de energía en comparación a la producida por el diseño con el ANFO (**Tabla N° 10.12**).

En la **Tabla N° 11.1** se muestra el resumen comparativo de los parámetros de diseño existente y propuestos: **factor de carga, factor de energía y costo básico compuesto** de los diseños en mención con la introducción del explosivo propuesto **ANFO PESADO** en la proporción **30/70 y 10/90** para la roca Andesita y roca Caliza respectivamente.

5. Los valores de Relación de Energía son valores dependientes cuya magnitud de dependencia está gobernada por los valores Relación Costo seleccionados.

La Relación de Energía decrece en proporción directa con la Relación Costo **(Gráficos N° 9.1 y N° 9.2)**.

6. La fragmentación óptima en la zona de caliza generalmente ocurre cuando se detona un taladro por retardo, y el retardo entre taladros de una línea es 50 a 100 ms asumiendo un factor de energía de 760 kJ/ton. **(Figuras N° 10.7 y N° 10.8)**.
7. Se modificó la última fila de voladura de producción en la zona de caliza reduciendo la concentración de carga explosiva en el taladro por medio del uso de tacos intermedios para reducir daños a la pared y prevenir el fracturamiento hacia atrás. La carga de la mezcla explosiva es reducida en un 20% **(Figura N° 10.10)**
8. Con el diseño adecuado, la secuencia de retardos puede controlar la dirección y la cantidad del desplazamiento. **(Figuras N° 10.1, N° 10.2, N° 10.3, N° 10.4, N° 10.6, N° 10.7 y N° 10.8)**.

Tabla N° 11.1

ROCA: ANDESITA

EXPLOSIVO PROPUESTO: ANFO PESADO (30/70)

DESCRIPCIÓN	DISEÑO EXISTENTE	DISEÑOS PROPUESTOS	
	ANFO	DISEÑO 1	DISEÑO 2
Diámetro de perforación (mm)	165,1	171,45	171,45
Diseño Malla (m x m)	Rectangular 4,1 x 4,9	Escalonada 5 x 5,5	Triangular 4,8 x 5,5
Factor de carga (Kg/m ³)	0,613	0,720	0,747
(Kg/TM)	0,211	0,248	0,258
Factor de energía (kJ/TM)	778,55	857,96	890,47
COSTO BASICO COMPUESTO			
(US\$/m ³)	0.635	0.578	0.603
(US\$/TM)	0,219	0,200	0,208

ROCA: CALIZA

EXPLOSIVO PROPUESTO: ANFO PESADO (10/90)

DESCRIPCIÓN	DISEÑO EXISTENTE	DISEÑOS PROPUESTOS	
	ANFO	DISEÑO 1	DISEÑO 2
Diámetro de perforación (mm)	200,03	200,03	200,03
Diseño Malla (m x m)	Cuadrada 6 x 6	Escalonada 6,0 x 6,5	Triangular 5,7 x 6,6
Factor de carga (Kg/m ³)	0,537	0,547	0,580
(Kg/TM)	0,206	0,210	0,223
Factor de energía (kJ/TM)	760,57	758,79	805,49
COSTO BASICO COMPUESTO			
(US\$/m ³)	0.437	0.424	0.450
(US\$/TM)	0,168	0,163	0,173

CAPITULO 12

12.0 RECOMENDACIONES

1. Con la implementación de los parámetros óptimos de perforación y voladura con el uso del ANFO PESADO 30/70 recomendamos seguir controlando y evaluando en el campo los disparos primarios para luego realizar los ajustes necesarios que nos permitan mantener y/o mejorar los rendimientos logrados a la fecha.
2. Evaluar la posibilidad de emplear un explosivo de baja energía y densidad (por lo general el ANFO) en la sección superior del taladro como carga de columna y al explosivo ANFO PESADO 30/70 como carga de fondo en su aplicación de rocas Andesitas semiduras con la finalidad de disminuir el factor de carga y el costo de voladura.
3. La conservación de las maquinas perforadoras y el desgaste paulatino y racional de los accesorios de perforación, es responsabilidad conjunta de supervisores y perforistas para mejorar y/o incrementar los estándares de perforación; para lo cual se recomienda realizar el mantenimiento programado sobre todo en lo que concierne a la columna de perforación y requerimientos de los distintos elementos para la misma. El programa de entrenamiento constante orientado a los perforistas, en lo que respecta a la introducción de los parámetros óptimos debe tener una agresiva implementación para obtener los resultados antes mencionados.

4. La eficiencia de nuestra perforación (mallas de perforación, profundidad de taladro, etc.) nos permitirá obtener buenos resultados en la voladura, por lo que es recomendable ejecutarla con la mayor dedicación y precisión posibles.
5. La calidad del prills de Nitrato de amonio así como de la emulsión es importante en las mezclas de emulsión/ANFO, por tal razón se recomienda trabajar conjuntamente con los proveedores exigiéndoles que sus productos cumplan con las especificaciones técnicas requeridas, evaluando la eficiencia de dichas mezclas explosivas comerciales.

CAPITULO 13

13.0 BIBLIOGRAFÍA

- 1.- AGREDA, CARLOS:** “Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de Rocas”, LIMA – PERU, Junio 1996
“Curso de Modelización Matemática de la Voladura de Rocas, LIMA – PERU, Noviembre 1993
“Voladura Controlada Teoría y Aplicaciones”
LIMA – PERU, Mayo 2001
“Introducción a la Teoría de Explosivos”
LIMA – PERU, 1992
- 2.- JOHN L. FLOYD:** “Técnica de Voladura eficiente en Operaciones Superficiales“, LIMA – PERU, Marzo 1999
- 3.- LOPEZ JIMENO E.:** “Influencia de las propiedades de las rocas y de los macizos rocosos en el diseño y resultados de la Voladura“ Referencia Tecniterrae , Junio – Julio , 48 1982
- 4.- STAGG ZIENKIEWICS:** “Mecánica de Rocas en la ingeniería practica “
Edición Blume, Madrid 1970
- 5.- W. HUSTRULID & MARK KUCHTA:** “ Open pit mine planning & design “
Volumen 1 – Fundamentals 1995.

- 6.- **BRUCE A. KENNEDY:** “ Surface mining “ 2nd edition 1990
- 7.- **BAUER A. & D. CALDER P.:** “Drilling in open pit iron mines “
Mining Congress Journal, May 1967
- 8.- **GUSTAFSSON R.:** “Tècnica sueca de Voladura “
Primera Edición Castellana, 1977
- 9.- **FAMESA** “Manual técnico fanel“, 2000
- 10.- **IV SIMPOSIUM NACIONAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS** Sipevor, 1997
- 11.- **III SIMPOSIUM NACIONAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS** Sipevor, 1995
- 12.- **II SIMPOSIUM NACIONAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS** Sipevor, 1992
- 13.- **SANDVIK ROCK TOOL** “Conozca su martillo. Perforación por una vista DTH “
- 14.- **DRILLCO TOOLS** “Martillos DTH topo – Manual de Operacion y Mantenimiento”
- 15.- **EXSA** “Explosivos Convencionales. Standard Explosives
“Manual Practico De Voladura”
3ra Edición 2000
“Curso Básico Para Voladura “
Lima – Perú , 1999
“ Accesorios Para Voladura “

ANEXOS

INDICE DE FIGURAS, GRAFICOS Y TABLAS

		PAG.
CAPITULO 2		
TABLA 2.1	PARAMETROS DE MINADO	24
FIGURA 2.1	DISEÑO DE TALUDES CALIZA	25
FIGURA 2.2	DISEÑO DE TALUDES DESMONTE	25
FIGURA 2.3	DIAGRAMA DE FLUJO DE LAS OPERACIONES DE MINADO	27
TABLA 2.2	ESPECIFICACIONES DE LA PERFORADORA DM45E/HP	30
CAPITULO 3		
TABLA 3.1	ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DE EXPLOSIVOS (OLAN HLD)	33
TABLA 3.2	ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DEL PRODUCTO SLURREX MA	34
CAPITULO 5		
TABLA 5.1	EFFECTOS DE LA RELACION DE LA ALTURA DE BANCO Y EL BURDEN	47
GRAFICO 5.1	MODIFICACION DEL BURDEN Y ESPACIAMIENTO CONSIDERANDO LA SECUENCIA DE SALIDA (EN ECHELON O EN V) PARA MALLA RECTANGULAR	60
GRAFICO 5.2	MODIFICACION DEL BURDEN Y ESPACIAMIENTO CONSIDERANDO LA SECUENCIA DE SALIDA (EN ECHELON O EN V) PARA MALLA ESCALONADA	62
TABLA 5.2	RANGO DE INTERVALO DE RETARDOS ENTRE LINEAS	65
CAPITULO 7		
TABLA 7.1	POTENCIA TEORICA DEL ANFO PESADO	87
CAPITULO 8		
FIGURA 8.1	COMPARACION GEOMÉTRICA ENTRE MALLAS – MALLA CUADRADA	89
FIGURA 8.2	COMPARACION GEOMÉTRICA ENTRE MALLAS – MALLA ESCALONADA	90
FIGURA 8.3 A	COMPARACION GEOMÉTRICA ENTRE MALLAS	91
FIGURA 8.3 B	MALLA ESCALONADA OPTIMA	92

CAPITULO 9

TABLA 9.1	COSTO BASICO COMPUESTO – ROCA ANDESITA	100
TABLA 9.2	COSTO BASICO COMPUESTO – ROCA CALIZA	101
GRAFICO 9.1	CURVA MOSTRANDO LA RELACION DE ENERGIA VS LA RELACION DE COSTO, PARA DISEÑO 1 EN DESMONTE	102
GRAFICO 9.2	CURVA MOSTRANDO LA RELACION DE ENERGIA VS LA RELACION DE COSTO, PARA DISEÑO 1 EN CALIZA	103

CAPITULO 10

TABLA 10.1	COSTO HORARIO DE EQUIPO	109
TABLA 10.2	COSTO DE PROPIEDAD	110
TABLA 10.3 A	DETALLE DE COSTOS DE PERFORACIÓN DM45E-DTH	111
TABLA 10.3 B	DETALLE DE COSTOS DE PERFORACIÓN DM45E-ROTATIVA	112
TABLA 10.4	COSTO DE PERFORACIÓN REAL EN LA UNIDAD DE ATOCONGO 1999	113
TABLA 10.5	ACCESORIOS DE PERFORACIÓN	114
TABLA 10.6	VELOCIDAD DE PENETRACIÓN	115
TABLA 10.7	DISEÑO DE VOLADURA PARA ANDESITA – DIÁMETRO 6 ¾” – ANFO PESADO	118
GRAFICO 10.1	VARIACION DEL FACTOR DE ENERGIA – DIÁMETRO 6 ¾” – ANFO PESADO	119
TABLA 10.8	ANALISIS DE COSTOS	120
TABLA 10.9	ANALISIS DE COSTOS COMPARATIVO	121
GRAFICO 10.2	DISTRIBUCION DEL COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA – ANDESITA	122
FIGURA 10.1	ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA – MALLA RECTANGULAR – FRENTE LIBRE Y EXTREMO LIBRE	123
FIGURA 10.2	ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA – MALLA RECTANGULAR – FRENTE LIBRE	124
FIGURA 10.3	ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA	

	– MALLA TRIANGULAR – FRENTE LIBRE Y EXTREMO LIBRE	125
FIGURA 10.4	ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA	
	– MALLA TRIANGULAR – FRENTE LIBRE	126
FIGURA 10.5	CARGUIO DE TALADROS - MATERIAL ROCA ANDESITA	127
TABLA 10.10	DISEÑO DE VOLADURA PARA CALIZA – DIÁMETRO 7 7/8" - ANFO	130
TABLA 10.11	DISEÑO DE VOLADURA PARA CALIZA – DIÁMETRO 7/8"	
	– ANFO PESADO	131
GRAFICO 10.3	VARIACION DEL FACTOR DE ENERGIA – DIÁMETRO 7 7/8"	132
TABLA 10.12	ANALISIS DE COSTOS	133
TABLA 10.13	ANALISIS DE COSTOS COMPARATIVO	134
GRAFICO 10.4	DISTRIBUCION DEL COSTO DE PERFORACIÓN Y	
	VOLADURA – CALIZA	135
FIGURA 10.6	ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA	
	– MALLA RECTANGULAR – FRENTE LIBRE Y EXTREMO LIBRE	136
FIGURA 10.7	ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA	
	– MALLA RECTANGULAR – FRENTE LIBRE	137
FIGURA 10.8	ESQUEMA DE AMARRE Y SECUENCIA DE SALIDA	
	– MALLA TRIANGULAR – FRENTE LIBRE Y EXTREMO LIBRE	138
FIGURA 10.9	CARGUIO DE TALADROS - MATERIAL ROCA CALIZA	139
FIGURA 10.10	CARGUIO DE TALADROS AMORTIGUADOS	
	– MATERIAL ROCA CALIZA	140
TABLA 10.14	SELECCIÓN DE MALLA Y EXPLOSIVO POR TIPO	
	DE MATERIAL	142
TABLA 10.15	COSTOS DE VOLADURA PARA LOS CASOS 1 Y 2	143
TABLA 10.16	COSTOS DE VOLADURA PARA LOS CASOS 3 Y 4	144
TABLA 10.17	COSTOS DE VOLADURA PARA LOS CASOS 5 Y 6	145
TABLA 10.18	COSTOS DE VOLADURA CASO 5 TALADRO AMORTIGUADO	
	COSTOS DE VOLADURA CASO 6 TALADRO AMORTIGUADO	146
TABLA 10.19	COSTOS DE VOLADURA CASO 3 TALADRO AMORTIGUADO	
	COSTOS DE VOLADURA CASO 4 TALADRO AMORTIGUADO	147

TABLA 10.20	COSTOS DE VOLADURA PARA LOS CASOS 8 Y 9	148
TABLA 10.21	COSTOS DE VOLADURA PARA LOS CASOS 10 Y 11	149
TABLA 10.22	COMPARACION DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	150
TABLA 10.23	COSTO HORARIO DE EQUIPOS	151
TABLA 10.24	COSTO DE LA MEZCLA EXPLOSIVA	152
TABLA 10.25	ESTIMACION DE LA CALIDAD DE ROCA VS FACTOR DE CORRECCION	154
TABLA 10.26	FRAGMENTACION SEGÚN KUZNETZOV Y RAMMLER – ROCA ANDESITA	155
GRAFICO 10.5	CURVAS GRANULOMETRICAS – ANDESITA	156
TABLA 10.27	FRAGMENTACION SEGÚN KUZNETZOV Y RAMMLER – ROCA CALIZA	157
GRAFICO 10.6	CURVAS GRANULOMETRICAS – CALIZA	158
TABLA 10.28	ANALISIS DE REGRESIÓN LINEAL – CANTERA ATOCONGO	160
GRAFICO 10.7	CURVA DE VELOCIDAD DE ATENUACIÓN	161
GRAFICO 10.8	PREDICCIÓN DE LA VIBRACIÓN	162
CAPITULO 11		
TABLA 11.1	COMPARACION DE DISEÑOS	166