

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**OPTIMIZACION EN EL DISEÑO DE CARGUIO DE
TALADROS**

**INFORME DE COMPETENCIA
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE**

INGENIERO DE MINAS

ELABORADO POR

GILBERTH PERCY TINOCO VALENZUELA

ASESOR

MSc. Ing. JOSE ANTONIO CORIMANYA MAURICIO

Lima – Perú

2012

Dedicado a mis padres quienes me enseñaron que todo es posible con esfuerzo y dedicación.

RESUMEN

Famesa Explosivos S.A.C., es un grupo empresarial que está dedicado a la fabricación y comercialización de explosivos, accesorios y agentes de voladura, cuyos productos están destinados a cubrir las necesidades tanto de la minería y la construcción civil, como de la prospección petrolera y gasífera a nivel nacional e internacional, que comprende los siguientes sectores:

- Minería Subterránea.
- Minería Tajo Abierto.
- Obras de Construcción Civil.
- Canteras.
- Voladura Submarina.
- Prospección Petrolera.

Durante el tiempo de permanencia en esta empresa; tres años y 7 meses, desde Octubre 2003 hasta Mayo 2007 formé parte del equipo del área de Asistencia Técnica, el trabajo desarrollado durante ese tiempo fue representar esta empresa haciéndome cargo de la Residencia en importantes empresas mineras y de construcción civil, empresas mineras como: Empresa Minera Los Quenuales S.A., Compañía Minera Milpo S.A.C. – El Porvenir y en la Central Hidroeléctrica El Platanal.

El presente informe detalla los trabajos realizados en cada empresa minera, así que se ha subdividido en tres capítulos, el Capítulo 1 está enfocado en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. en donde básicamente nos encargamos de asesorar a la empresa para Implementar y Estandarizar los procedimientos para Optimizar la Voladura de Taladros Largos. Capacitar al personal de mina en el Uso correcto de los Explosivos y Accesorios de Voladura.

El Capítulo 2; está referido a la Compañía Minera Milpo – El Porvenir, donde se realizó un trabajo integral; es decir, hacernos cargo de la Voladura en Breasting de los Tajeos en producción, con el apoyo de dos equipos de bajo perfil, Famesa Explosivos se responsabilizó del carguío de los taladros, al mismo tiempo que administró los polvorines.

El Capítulo 3, detalla los fundamentos para el diseño de las mallas de perforación, secuencias de disparo de los frentes que forman parte de una red de túneles que conforman la Central Hidroeléctrica “El Platanal”.

INDICE

DEDICATORIA.....	ii
RESUMEN	iii
INDICE	vi
INDICE DE ILUSTRACIONES.....	ix
INDICE DE TABLAS.....	xii
INTRODUCCION	14
CAPITULO I: EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.	16
1. INTRODUCCION	16
2. GENERALIDADES	17
2.1. Ubicación	17
2.2. Accesibilidad	17
3. INFORMACION GENERAL	17
3.1. Geología.....	17
3.2. Mineralogía	18
3.3. Métodos de Explotación	18
3.4. Perforación de Taladros Largos.....	20
4. ACTIVIDADES DESARROLLADAS.....	22
4.1. Optimización de Carga	23
4.2. Reducción del Costo de Voladura	51
4.3. Asesoría de Voladura	53
CAPITULO 2: COMPAÑÍA MINERA MILPO SA – EL PORVENIR	58
1. INTRODUCCION.....	58

2. GENERALIDADES	59
2.1. Ubicación.....	59
2.2. Accesibilidad	59
3. INFORMACION GENERAL	59
3.1. Geología Estratigráfica	59
3.2. Geología Estructural	61
3.3. Descripción de Milpo como yacimiento	64
3.4. Mineralización	64
3.5. Método de Explotación	65
3.6. Perforación de Taladros	67
4. ACTIVIDADES DESARROLLADAS.....	71
4.1. Factor de Carga	71
4.2. Logística de Explosivos	81
CAPITULO 3: PROYECTO CIVIL C.H. EL PLATANAL	83
INTRODUCCION	83
1. GENERALIDADES	82
1.1. Ubicación.....	83
1.2. Accesibilidad	84
2. INFORMACION GENERAL	84
2.1. Excavaciones Subterráneas	86
3. PERFORACION DE TALADROS.....	93
4. EXPLOSIVOS, ACCESORIOS Y AGENTES DE VOLADURA	94
5. ACTIVIDADES DESARROLLADAS.....	94
5.1. Diseño de Malla de Perforación.....	94

5.2. Diseño de Carguio de Taladros	103
5.3. Ejemplo de Diseño de Malla de Perforación	107
CONCLUSIONES	114
RECOMENDACIONES	117
BIBLIOGRAFIA	120
ANEXOS	

INDICE DE ILUSTRACIONES

Figura N° 1.1: Ubicación de la Empresa Los Quenuales	19
Figura N° 1.2: Efecto de la presión de detonación del iniciador sobre la velocidad inicial del ANFO (Junk, 1972).....	29
Figura N° 1.3: Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación.....	30
Figura N° 1.4: Estructura interior de un Detonador No – Eléctrico	32
Figura N° 1.5: Carguío de Taladros en Paralelo.....	33
Figura N° 1.6: Carguío de Taladros en Abanico.....	34
Figura N° 1.7: Distribución de carguío de taladros	35
Figura N° 1.8: Diferenciación de Distribución de Carga.....	36
Figura N° 1.9: Diseño de Voladura a Tajo Abierto.....	37
Figura N° 1.10: Marcación del TACO en cada taladro	39
Figura N° 1.11: Ubicación de Taladros principales.....	39
Figura N° 1.12: Ubicación de la columna de carga con el radio de influencia	40
Figura N° 1.13: Malla de Perforación del Tajo 12L – 287	43
Figura N° 1.14: Distribución de Carga por Taladro – Diseño Antiguo	44
Figura N° 1.15: Distribución de Carga por Taladro – Diseño N°01	46
Figura N° 1.16: Distribución de Carga por Taladro – Diseño N°02	48
Figura N° 1.17: Malla de Perforación – VCR	54
Figura N° 1.18: Tapón y/o Taco inerte	56
Figura N° 1.19: Diseño de Carguío de taladros de Chimeneas SLOT	57

Figura N° 2.1: Ubicación de la Compañía Minera Milpo – El Porvenir	60
Figura N° 2.2: Sección Estratigráfica Estructural del Plano Geológico de Milpo	62
Figura N° 2.3: Sección Transversal Estructural del Plano Geológico de Milpo	63
Figura N° 2.4: Mineralización 1	64
Figura N° 2.5: Mineralización 2	65
Figura N° 2.6: Diagrama del Método de Explotación – Milpo	66
Figura N° 2.7: Diagrama de Subnivel de Extracción	67
Figura N° 2.8: Equipo de perforación – AXERA SANDVIK	68
Figura N° 2.9: Malla de Perforación y Voladura en Breasting.....	69
Figura N° 2.10: Cargador de ANFO	73
Figura N° 2.11: Equipo Scissor Lift.....	74
Figura N° 2.12: Anfoloader en operación en interior mina	74
Figura N° 3.1: Vía de Acceso desde San Vicente de Cañete hasta San Juan (Obra en Ejecución).....	84
Figura N° 3.2: Equipo de perforación Jumbo Rocket Boomer 282.....	92
Figura N° 3.3: Equipo Jumbo Electrohidráulico para sección grande	92
Figura N° 3.4: Distribución de taladros en frente de avance.....	95
Figura N° 3.5: Esquema geométrico de arranque	98
Figura N° 3.6: Penúltima etapa de ejecución de voladura lisa	101
Figura N° 3.7: Control de daños en tunelería.....	101
Figura N° 3.8: Diseño de Carguío para taladros de Arranque, Ayuda de Arranque y Arrastre	105

Figura N° 3.9: Diseño de Carguío para taladros de Producción.....	105
Figura N° 3.10: Diseño de Carguío para taladros de Contorno	106
Figura N° 3.11: Corte Transversal del taladro de contorno.....	106
Figura N° 3.12: Diseño de Perforación de Frente de Avance	112

INDICE DE TABLAS

Tabla N° 1.1: Cálculo de la Malla de Perforación para la Sección I y II	24
Tabla N° 1.2: Malla de Perforación 2003 - 2004.....	25
Tabla N° 1.3: Datos recopilados en campo de las voladuras realizadas ..	26
Tabla N° 1.4: Distribución de Carga por Taladro – Diseño Antigo	45
Tabla N° 1.5: Distribución de Carga por Taladro – Diseño N° 01	47
Tabla N° 1.6: Distribución de Carga por Taladro – Diseño N° 02.....	49
Tabla N° 1.7: Tabla Comparativa de Factor de Carga	51
Tabla N° 1.8: Tabla Comparativa de Costos.....	51
Tabla N° 1.9: Resumen de los Indicadores desde Noviembre 2003 y Enero 2004.....	52
Tabla N° 2.1: Producción mensual por Tajos y Factor de Carga Total del Mes	75
Tabla N° 2.2: Factor de Carga Total del Mes.....	76
Tabla N° 2.3: Reporte del consumo de Explosivos del Mes por Tajos.....	77
Tabla N° 2.4: Número de Disparo por tajos en el mes	78
Tabla N° 2.5: Resumen de la Producción Mensual de Mineral y Desmote Roto desde Agosto 2005 - Julio 2006	79
Tabla N° 2.6: Resumen del Tonelaje, Consumo de Explosivos y Factor de Carga por Taladro Agosto 2005 – Julio 2006	80
Tabla N° 3.1: Sección y Longitud de Perforación según tipo de terreno ..	86
Tabla N° 3.2: Datos Topográficos del acceso a las Cavernas.....	86

Tabla N° 3.3: Datos Topográficos de las Galerías de Acceso a las Cavernas	87
Tabla N° 3.4: Túnel de descarga, secciones y longitudes de perforación	88
Tabla N° 3.5: Galerías Colectoras, secciones y longitudes de perforación	88
Tabla N° 3.6: Túnel de Aducción, sección y longitud de perforación	89
Tabla N° 3.7: Ventana de Entrada, sección y longitud de perforación	90
Tabla N° 3.8: Ventana Intermedia, sección y longitud de perforación.....	90
Tabla N° 3.9: Ventana de Salida, sección y longitud de perforación.....	91
Tabla N° 3.10: Datos Técnicos de las cavernas de Casa Máquina y de Transformadores.....	91
Tabla N° 3.11: Coeficiente de la roca según dureza	95
Tabla N° 3.12: Valores para generar las Cuñas de Rotura.....	97
Tabla N° 3.13: Constante según dureza de la roca.....	100
Tabla N° 3.14: Factor de Carga (kg/m ³)	103
Tabla N° 3.15: Factor de corrección para el confinamiento según taladro de carguio.....	104
Tabla N° 3.16: Cálculo del Número de Taladros por tipo de terreno.....	107
Tabla N° 3.17: Cálculo del Diseño de la Malla de perforación.....	108
Tabla N° 3.18: Cálculo de la Cantidad de Carga por Taladro.....	110
Tabla N° 3.19: Distribución de Carga por Taladro	111
Tabla N° 3.20: Diseño de la Secuencia de la salida del disparo	111

INTRODUCCION

Cuando se acomete un proyecto de excavación de rocas, una de las más importantes es la constituida por la planificación de los trabajos de perforación y voladura, no sólo porque es preciso coordinar dos operaciones básicas del ciclo de explotación, sino fundamentalmente porque es necesario conjugar una serie de conocimientos y aspectos de la obra en su totalidad: entorno geológico y topográfico, unidades de carga y transporte; utilización posterior de los materiales, etc.

Este hecho, unido a la influencia posterior que tienen los equipos de perforación elegidos sobre el resto de las operaciones: carga, transporte y trituración, así como sobre los ritmos previstos, plazos de ejecución y costos de operación, hacen que la planificación de las labores de arranque requiera un tratamiento especial por parte de los responsables.

En nuestra realidad los factores generales es decir los que afectan a la globalidad del proyecto ya se han planificado y se controlan en un 80%, pero debemos incidir en una mejor proyección de los factores operativos en cuanto a perforación se refiere ya que esta primera etapa y tal vez la más importante en el proceso de extracción, involucra la mayor cantidad de parámetros técnicos que se utilizan en todo el ciclo, además de que requiere un planeamiento detallado y puntual antes de cada ejecución, la diversidad de criterios que debe tener en cuenta el perforista cada vez que reinicie su trabajo lo convierten en un ente con la necesidad de contar con vasta experiencia en cuanto al conocimiento del macizo, alcances de su máquina – accesorios y de la voladura.

CAPITULO I: EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.

1. INTRODUCCION

El objetivo del trabajo desarrollado en esta unidad minera fue el de mejorar los indicadores relacionados con la voladura, aunque en esta unidad existen seis métodos de minado, la Superintendencia nos encargo supervisar y realizar mejoras en la Voladura de Taladros Largos debido al incremento de los costos en relación con la voladura.

La técnica de carguío y los diseños encontrados no eran los correctamente desarrollados en lo que a Voladura de Taladros Largos se refiere, siendo una de las causas principales de los malos resultados. En este capítulo detallaremos el diseño realizado y ejecutado, los resultados obtenidos, las observaciones encontradas y las conclusiones a las que llegamos revisando cada prueba de mejora.

Las pruebas realizadas con los nuevos diseños, nos dieron buenos resultados, seleccionado el mejor diseño se estandarizó con el objetivo de optimizar los indicadores requeridos por la empresa, a continuación describiremos parte del proceso, para centrarnos luego en la voladura de taladros largos.

2. GENERALIDADES

2.1. Ubicación: La unidad de producción de Yauliyacu se encuentra ubicada en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, del departamento de Lima, a una altura de 4.250m sobre el nivel mar.

2.2. Accesibilidad: El acceso a la mina es por vía terrestre mediante un desvío en el kilómetro 120, según la ruta: Lima – Chosica – Matucana – San Mateo – Chicla – Casapalca. (Ver Figura N° 1.1).

3. INFORMACION GENERAL

3.1. Geología: El yacimiento de Los Quenuales es polimetálica y se explota por Zinc, Plata, Cobre y Plomo. La mineralización se presenta en vetas y cuerpos; las vetas han sido formadas por el relleno de fracturas, las mismas que tienen un rumbo promedio de N 30° E y N 80° E con buzamientos que varían de 60° a 80° NO y los cuerpos mineralizados se han formado por el reemplazamiento de capas favorables de calizas, areniscas calcáreas y lutitas calcáreas (o la intercalación entre ellas).

3.2. Mineralogía: Los principales minerales de mena son: esfalerita, galena, tetraedrita, tenantita y calcopirita. Los minerales de ganga son: pirita, cuarzo y carbonatos (calcita manganífera y rodocrosita). Los minerales raros son: oropimente, rejalgar, argentita, estibina, rodonita, fluorita, bornita y arsenopirita.

3.3. Métodos de Explotación: Por las características del macizo rocoso y de los yacimientos, la explotación de tipo veta y diseminados están distribuidos de la siguiente maneras:

3.3.1. Sub Level Stopping (50%): Se aplica intensamente en la zona alta de la mina. por tener buenas cajas y bajas presiones.

3.3.2. Corte y Relleno Ascendente (30%): Es más aplicado en la zona baja que se caracteriza por tener altas presiones los cuales no permiten tener demasiadas aberturas por mucho tiempo, además de presentar estallidos de roca en esta zona.

3.3.3. Open Stope (20%): Se aplica en toda la mina en vetas angostas (0,80m) de alta ley de plata y es muy ventajoso su selectividad.

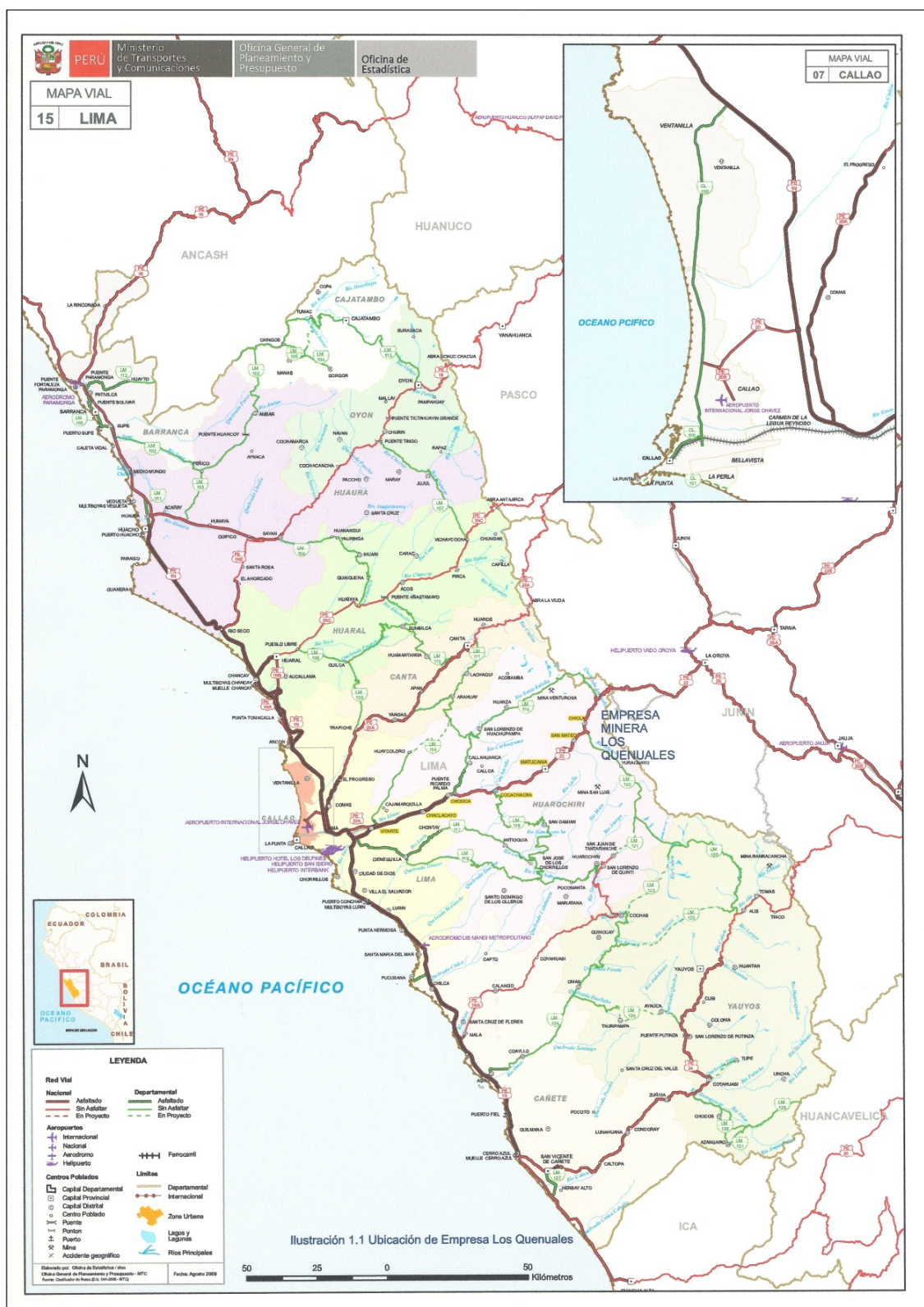


Figura N° 1.1: Ubicación de la Empresa Los Quenuales.

La mina esta subdividida en 5 secciones:

- Secciones I y II se extrae el mineral por el **Método Sub Level Stope**.
- Sección III, la extracción se realiza por el **Método de Open Stope y Shirinkage**.
- Sección IV y V se lleva la extracción por el **Método de Corte y Relleno Ascendente**.

3.4. Perforación de Taladros Largos: Depende del tipo de taladros a perforar; ya sean en abanico o en paralelo, de los parámetros geomecánicos del macizo rocoso y del explosivo a utilizar, las longitudes varían desde 10 a 15m hacia arriba y abajo.

3.4.1. Malla de Perforación: Con el Algoritmo de Langefors desarrollamos los diseños para una malla rectangular, teniendo en cuenta la dureza del mineral, fragmentación requerida, diámetro de taladro, longitud del taladro, orientación, tipo de explosivos, precisión de emboquillado, etc.

$$B_{max} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{dc \times PRP_{exp}}{c \times f \times (E/B)}}$$

$$Bp = Bmax - 0.002 \times D - 0.02 \times L$$

$$E = Bp \times (E/B)$$

Donde:

- B max.* : Burden máximo (m).
- D* : Diámetro del taladro (mm).
- dc* : Grado de retacado del explosivo (gr/cm³).
- PRP_{EXP}* : Potencia Relativa en Peso del Explosivo.
- c* : Constante de la Roca
- $c = 0.3 + 0.335$ para Rocas Medias.
 - $c = 0.4 + 0.335$ para Rocas Duras.
- f* : Factor de Fijación:
- Taladros verticales *f* = 1.00
 - Taladros inclinados 3:1 *f* = 0.90
 - Taladros inclinados 2:1 *f* = 0.85
- E/B* : Relación Espaciamiento – Burden.
- Bp* : Burden Práctico.
- L* : Longitud del taladro.

3.4.2. Equipos de Perforación: Los equipos en operación en Los

Quenuales son:

- a. Jumbo Electrohidráulico Raptor N° 01 y 02.

- b. Jumbo Electrohidráulico Raptor Junior.
- c. Jumbo Electrohidráulico Tamrock Solo.
- d. Jumbo Electrohidráulico Simba N° 01 y 02.
- e. Jumbo Electrohidráulico Quasar Secota.
- f. Jumbo Electrohidráulico Boomer H-126.
- g. Jumbo Neumático Driftech N° 02.

3.4.3. Explosivos y Accesorios de Voladura: Los explosivos y accesorios de voladura utilizados:

- a. ANFO – **Superfam® DOS¹**.
- b. Dinamita.
- c. Emulsiones – **Emulnor® de 5000, 3000 y 1000.**
- d. Emulsiones – **Detonita® de 3000 y 1000 (cartucho en papel parafina).**
- e. Cordón Detonante – **Pentacord® 3P.**
- f. Detonadores no Eléctricos – **Fanel® PC y PL.**
- g. Armadas – **Carmex®.**
- h. Mecha Rápida – **Igniter Cord®.**

4. Actividades Desarrolladas

Nuestra responsabilidad fue coordinar con la Superintendencia de Mina para mejorar los resultados de la voladura en su ciclo de minado,

¹ Superfam® DOS, Emulnor®, Detonita®, Pentacord®, Fanel®, Carmex® e Igniter Cord® son los nombres comerciales de los productos que fabrica FAMESA EXPLOSIVOS SAC.

dando exclusiva atención a las Secciones I y II zonas donde se realiza la Voladura de Taladros Largos.

Las actividades programadas para el mejoramiento de la voladura fueron las siguientes:

- a. Optimizar el Factor de Carga (Kg/ton).
- b. Reducir los Costos de Voladura.
- c. Voladuras Especiales.
- d. Mejorar el abastecimiento del polvorín principal.

4.1. Optimización del Factor de Carga: El proceso de optimización del Factor de Carga en la Voladura de Taladros Largos lo iniciamos analizando los datos de campo recopilados de los ciclos de perforación y voladura de las cuales encontramos varias deficiencias en la parte operativa y de supervisión sobre los cuales empezamos a trabajar.

4.1.1. Diseño de la Malla de Perforación: Continuamos utilizando el modelo matemático de U. Langefors y con el apoyo del Área de Geomecánica analizamos con más detalle las zonas a trabajar para utilizar de forma correcta el modelo matemático, datos y resultados que a continuación detallamos:

Tabla N° 1.1: Cálculo de la Malla de Perforación para la Sección I y II

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA
CONTROL DE CALIDAD Y MECANICA DE ROCAS

CÁLCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FÓRMULA DE LANGEFORS MALLA RECTANGULAR						
		SECCION II	SECCION II	SECCION I	SECCION I	SECCION I
Bmáx.	Burden Máximo (mts)	1.97	1.93	1.90	1.86	1.83
BP 1	Burden Práctico	1.54	1.50	1.47	1.43	1.40
	Espaciamiento	2.05	2.00	1.95	1.91	1.86
D	Diametro del taladro (mm)	64	64	64	64	64
c	Constante de la roca c=0.3 + 0.335 - Rocas medias c=0.4 + 0.335 - Rocas duras	0.635	0.660	0.685	0.710	0.735
	RMR	55	60	65	70	75
	Descripción del RMR	REGULAR	REGULAR	BUENA	BUENA	BUENA
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
E/B	Relación Espaciamiento - Burden	1.33	1.33	1.33	1.33	1.33
dc	Grado de Retacado del Explosivo (g/cm³)	0.87	0.87	0.87	0.87	0.87
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
L	Longitud de taladro (m.)	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00

En la Tabla N° 1.1 encontramos los valores de los parámetros utilizados para obtener el Burden Práctico y el Espaciamiento para la malla de perforación correspondiente a las Secciones I y II. El Factor de fijación $f = 1$ ya que los taladros son perforados sin inclinación, el grado de retacado del explosivo (grado de confinamiento) $dc = 0,87 \text{ gr/cm}^3$ ya que la carga de fondo y de columna es el ANFO y la $PRP = 1$, tomando como base el mismo explosivo.

Los resultados obtenidos son los parámetros de la nueva Malla de perforación y de aquí en adelante comenzamos a utilizarlos manteniendo el criterio anterior para el diseño de mallas de perforación.

Tabla N° 1.2: Malla de Perforación 2003 – 2004

PERIODO	RMR	MALLA DE PERFORACION	
		SECCION I	SECCION II
Hasta el Año 2003	Para todos	1.20 x 1.20m	1.20 x 1.20m
Desde el Año 2004	55		1.54 x 2.05 m
	60		1.50 x 2.00 m
	65	1.47 x 1.95 m	
	70	1.43 x 1.91 m	
	75	1.40 x 1.86 m	

4.1.2. Diseño de Carguío de Taladro: En el año 2003 iniciamos la recopilación de información del carguío de taladros encontrando que los valores del Factor de Carga obtenidos estaban entre 0,60 – 0,80 kg/ton, muy altos para este Método de Explotación.

Los datos encontrados fueron:

Tabla N° 1.3: Datos recopilados en campo de las voladuras realizadas.

FACTORES TECNICOS DE VOLADURA POR LABOR

VOLADURA PRIMARIA								
SECCION	LABOR	FECHA	SUPERFAM (ANFO - KG)	EMULNOR 3000 1 1/2 X 8 (CART)	EMULNOR 3000 1 1/2 X 12 (CART)	EXPLOSIVO TOTAL (KG)	TONELAJE ROTO	FACTOR DE CARGA (Kg/Ton)
II	8L - 261	07/11/2003	450.00	30		457.81	548.00	0.84
		10/11/2003	325.00	28		332.29	454.00	0.73
		12/11/2003	350.00	33		358.59	439.00	0.82
		15/11/2003	375.00	27		382.59	577.00	0.66
		18/11/2003	275.00	28		285.55	446.00	0.64
	TOTAL		1775.00	146.00		1816.83	2464.00	0.74
	12L - 287	10/11/2003	337.50	12		340.63	420.00	0.81
		15/11/2003	400.00	25		406.51	564.00	0.72
		22/11/2003	550.00	34		558.85	1058.00	0.53
	TOTAL		1287.50	71.00		1305.99	2042.00	0.64
	10M - 261	06/11/2003	137.50	9		139.84	185.00	0.76
		15/11/2003	625.00	69		642.97	980.00	0.66
	TOTAL		762.50	78.00		782.81	1165.00	0.67

Las observaciones encontradas en el proceso de carguío fueron las siguientes:

- **Uso inapropiado de los explosivos y accesorios de voladura**, se observo al personal que no tenía conocimiento del uso adecuado de los explosivos y accesorios de voladura, por el apresuramiento en el carguío de varias filas colocaban un mismo número de retardo por fila, esta práctica estaba incorrecta ya que esto genera: Altas vibraciones dañando las cajas, fragmentación inadecuada (bancos) y dilución.

- **Mal distribución de carga por taladro,** El personal no tenía el concepto del taco vacío y de la longitud de la columna de carga del explosivo, simplemente cargaba por criterio propio. Se estaba haciendo mal uso del explosivo desperdiciando tiempo y material, elevando el costo de la voladura.

- **No hay control de la presión de aire para el confinamiento del explosivo,** No se conocía ni se controlaba la presión de aire que utilizaban para el confinamiento del ANFO, con el descontrol de la presión en algunos casos no confinaban y el ANFO caía del taladro (taladros perforados hacia arriba) en otros casos confinaban demasiado ocasionando la destrucción de los prills del ANFO, todo esto perjudicaba el éxito de los disparos.

- **No se encontró diseño de carguío de taladros,** Los taladros eran cargados sin importar si estos estaban perforados en paralelo o en abanico, el consumo en estos disparos hicieron que el Factor de Carga se eleve considerablemente y los costos también.

Como podemos apreciar, el desconocimiento del Uso de los explosivos y accesorios de voladura y de los criterios de carguío afectan directamente a los indicadores como son el Factor de Carga y

el Costo de Voladura e indirectamente ocasionan mayor daño a nuestro macizo rocoso elevando el riesgo y la seguridad del personal.

Recomendamos iniciar los trabajos organizando un Programa de Capacitaciones sobre:

- a. Uso adecuado de los Explosivos y Accesorios de Voladura.
- b. Diseño de Carguío de taladros en Tajos y Frentes.

Las capacitaciones fueron dirigidas a todo el personal de mina dando mayor énfasis al personal de las Secciones I y II que son las zonas donde trabajamos directamente (Voladura de taladros largos) incluyendo a todos los supervisores que debían ser los responsables del cumplimiento de las indicaciones y recomendaciones para obtener los resultados deseados.

Antes de iniciar con la evaluación de los sistemas de carguío debemos dejar presente lo siguiente en relación a las observaciones encontradas inicialmente:

a. Sistema de iniciación y cebado: para el iniciado de nuestros taladros hay que tener presente el diámetro del taladro, tipo de columna de carga y la longitud del taladro; es decir, tener en consideración lo siguiente:

✓ Las condiciones que debe cumplir un iniciador para eliminar las zonas de baja VOD del ANFO son: presión de detonación lo más elevado posible y diámetro superior a $2/3$ del diámetro de la columna de carga aproximadamente.

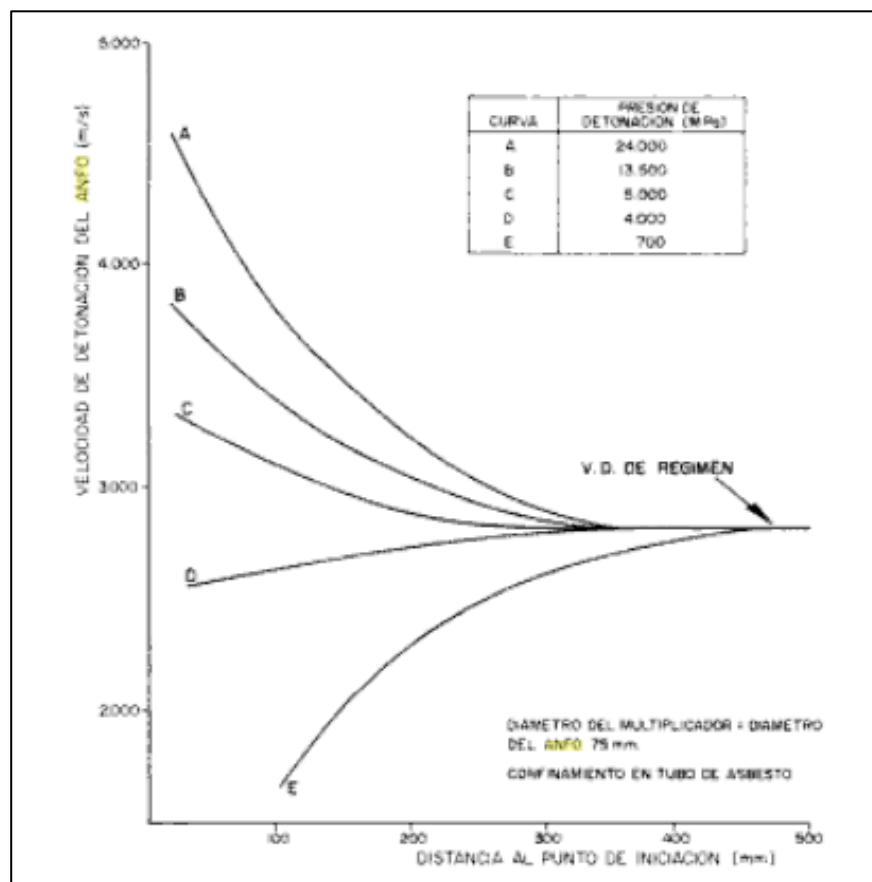


Figura N° 1.2: Efecto de la presión de detonación del iniciador sobre la velocidad inicial del ANFO (Junk, 1972).

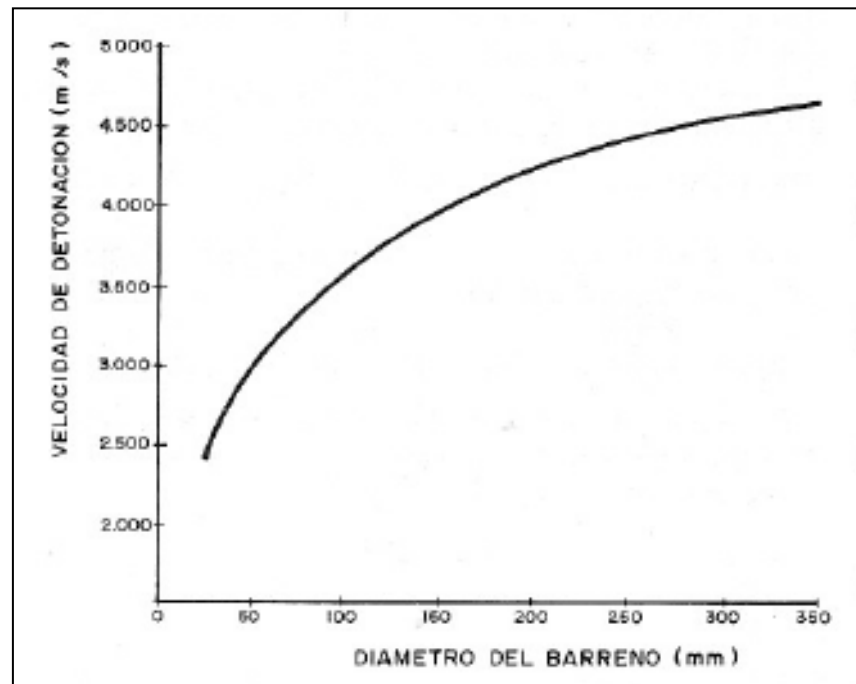


Figura N° 1.3: Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación.

✓ Cuando los taladros tienen una longitud inferior a los 10m y se mantienen secos, la iniciación del ANFO se puede llevar a cabo con seguridad mediante un solo iniciador. Si la longitud del taladro es grande y atraviesa zonas con diferentes características litológicas y grados de fracturación de la roca, se presenta no solo una posibilidad de aporte de agua, sino incluso que durante la carga del taladro se produzcan discontinuidades en la columna del explosivo. En estos casos es aconsejable un cebado múltiple de la columna disponiendo un iniciador cada 8m, ya que con este pequeño

sobrecosto se elimina el riesgo de fallos en algunos taladros de la voladura.

b. Columna de carga: la columna de carga que es en este caso ANFO, la presión de aire que ha de utilizarse para el confinamiento del explosivo debe ser tal que mantenga la densidad del explosivo en un rango entre 0.85 – 1.15g/cm³, con la finalidad de obtener una efectiva voladura; llegar al valor de 1.20g/cm³ significa insensibilizar el explosivo ya que es la densidad crítica del ANFO. Al confinar el explosivo no se debe destruir los prills ya que es en los espacios vacíos donde se genera los puntos calientes, si no existen estos vacíos el explosivo se insensibiliza.

c. Detonadores No – eléctricos: los detonadores no eléctricos por ser accesorios compuestos y fabricados con cargas pirotécnicas tienen un porcentaje de dispersión equivalente a 5%; es decir, detonadores con cargas de un mismo retardo no detonan al mismo tiempo y esto es muy importante cuando aplicamos multiplicadores o repotenciadores dentro de un mismo taladro cuando las longitudes de estos son mayores a 10m para su detonación efectiva.

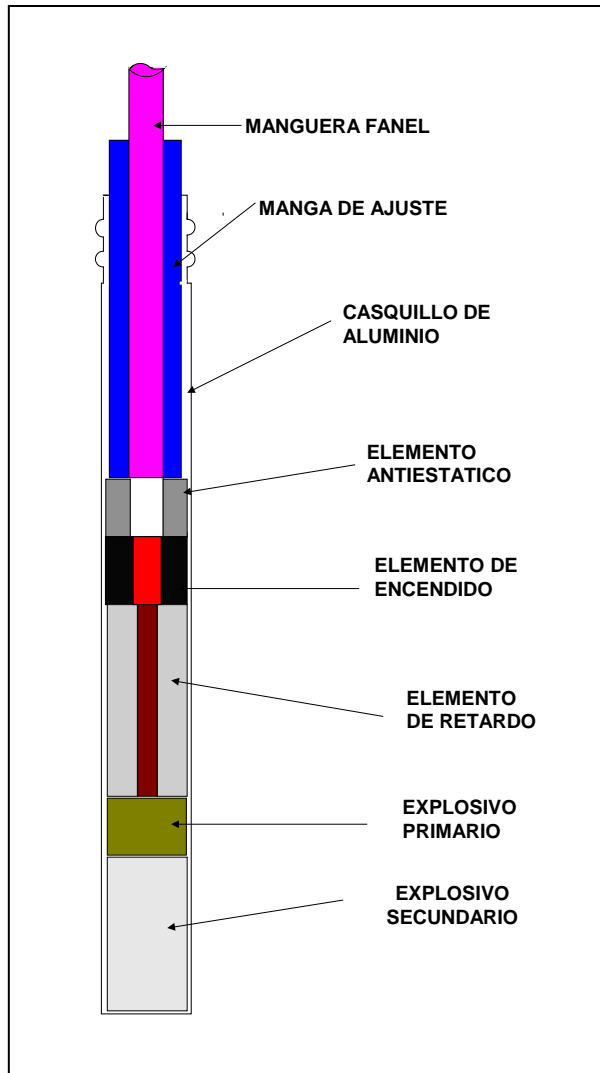


Figura N° 1.4: Estructura interior de un Detonador No – Eléctrico

Con esta información nos apoyaremos para evaluar dos sistemas de Carguío de Taladros, que según los resultados que obtengamos encontraremos un Óptimo sistema de Carguío de taladros.

A continuación describiremos, desarrollaremos y evaluaremos ambos sistemas de carguío:

Diseño N° 01: El siguiente sistema es una forma empírica de carguío según experiencias pasadas trabajadas con el mismo personal, el procedimiento de diseño es muy rápido y sencillo:

1) Se subdivide en dos tipos la perforación de los taladros, los perforados en forma PARALELA y los perforados en ABANICO dependiendo de la estructura mineralizada; estos datos son determinados en el Área de planeamiento, la distribución de carga y el diseño de carguío serán diferentes en ambos casos.

2) Para el primer caso el diseño de carguío es el siguiente:

a. Diseño de Carguío de Taladros Largos perforados en Paralelo:

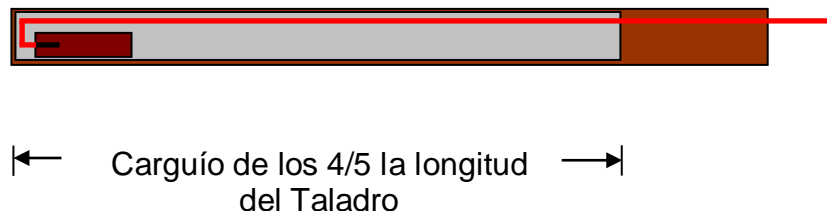


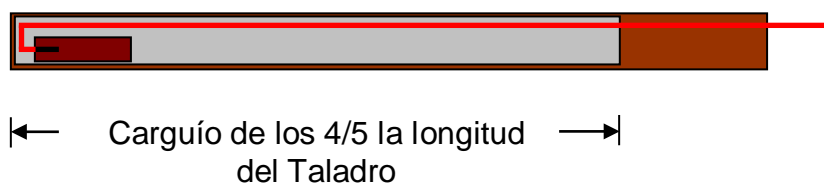
Figura N° 1.5: Carguío de Taladros en Paralelo

Explosivos utilizados para el carguío:

- ✓ Cebo: Emulsión EMULNOR 3000 1 ½" x 8".
- ✓ Columna de Carga: ANFO SUPERFAM DOS.
- ✓ Columna de carga: 4/5 de la Longitud del Taladro perforado.
- ✓ Taco vacío: 1/5 de Longitud del Taladro perforado.

b. Diseño de Carguío de Taladros Largos perforados en Abanico:

1er Taladro:



2do Taladro:

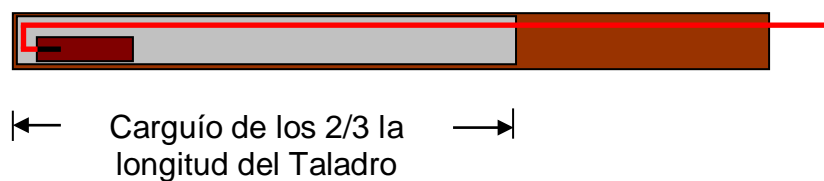


Figura N° 1.6: Carguío de Taladros en Abanico

Explosivos utilizados para el carguío:

- ✓ Cebo: Emulsión EMULNOR 3000 1 ½" x 8" (1er y 2do Tal).

Diseño N° 02: En este tipo de diseño hemos considerado a la Voladura de Taladros Largos como una variante de la Voladura realizada en Tajo Abierto, para efectos de nuestro diseño tomaremos esto en consideración, y utilizaremos básicamente los conceptos de TACO INERTE y RADIO DE INFLUENCIA que el explosivo genera en los taladros y cómo influye cuando se dispara una sección ya sean taladros en paralelo y/o en abanico.

a. El taco (T) es igual al burden (B), Se recomienda que el material inerte utilizado sea el detritus generado por la perforación de los taladros, esto será utilizado en los taladros negativos y en los taladros positivos utilizar los sacos de ANFO.

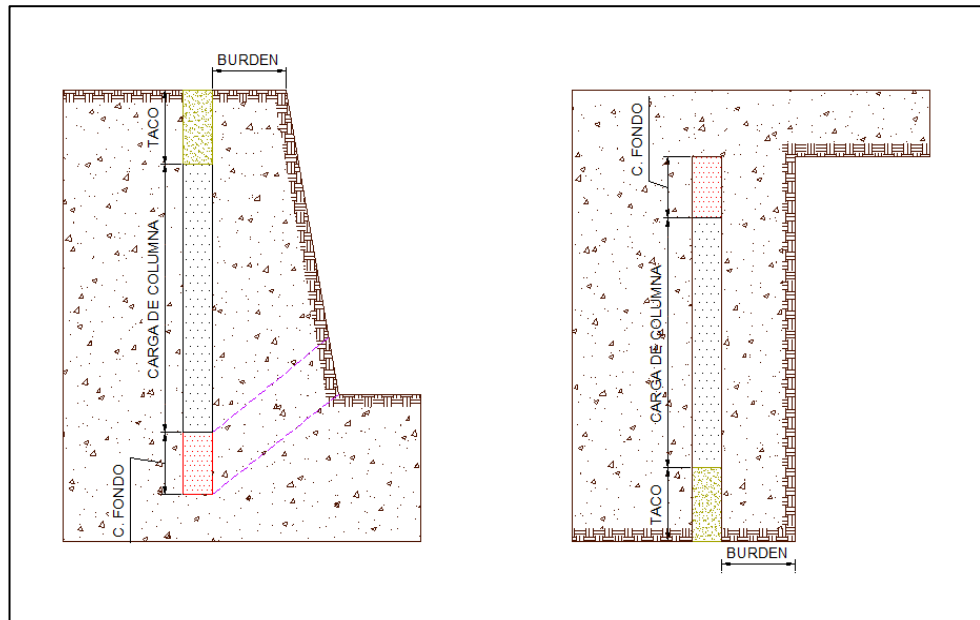


Figura N° 1.8: Diferenciación de Distribución de Carga

b. El radio de influencia que genera el explosivo en un taladro es igual al $E/2$, esto se observa claramente en los diseños de las mallas de perforación.

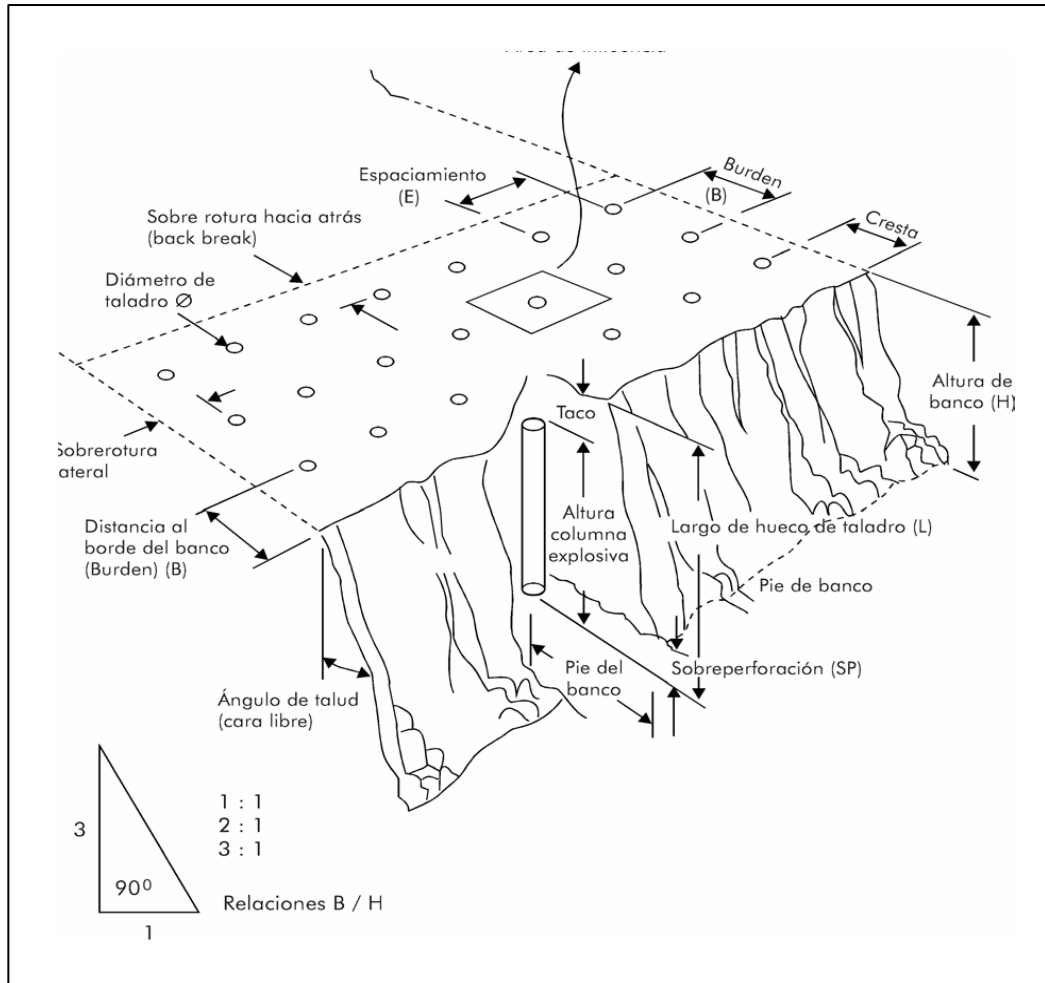


Figura N° 1.9: Diseño de Voladura a Tajo abierto

El procedimiento para el diseño de carguío se subdivide en dos pasos, los cuales detallamos a continuación:

Paso N° 01: Distribuir el explosivo por taladro de modo que dicha distribución genere la fragmentación requerida y se evite la concentración de carga explosiva minimizando de esta manera la generación de vibración en el entorno de tajo.

Para esta distribución se toman los parámetros siguientes:

- 1) Cuando el diseño de carguío es para taladros en paralelo, el taco es uniforme y es igual al BURDEN.

- 2) Cuando el diseño de carguío es para taladros en abanico, el taco es variable para cada taladro aquí se toma en cuenta el RADIO DE INFLUENCIA ($E/2$). La distribución de carguío es una cuestión geométrica que va de taladro a taladro.

Procedimiento:

- a. En el plano de perforación se mide y se señala la longitud del taco en cada taladro perforado. (Ver Figura N° 1.10)

- b. Desde el primer taladro (el taladro del extremo debe de ser el de mayor longitud), se mide y se ubica el próximo taladro que se cargara con la misma longitud del taco. A estos los llamaremos **Taladros Principales**. (Ver Figura N° 1.11)

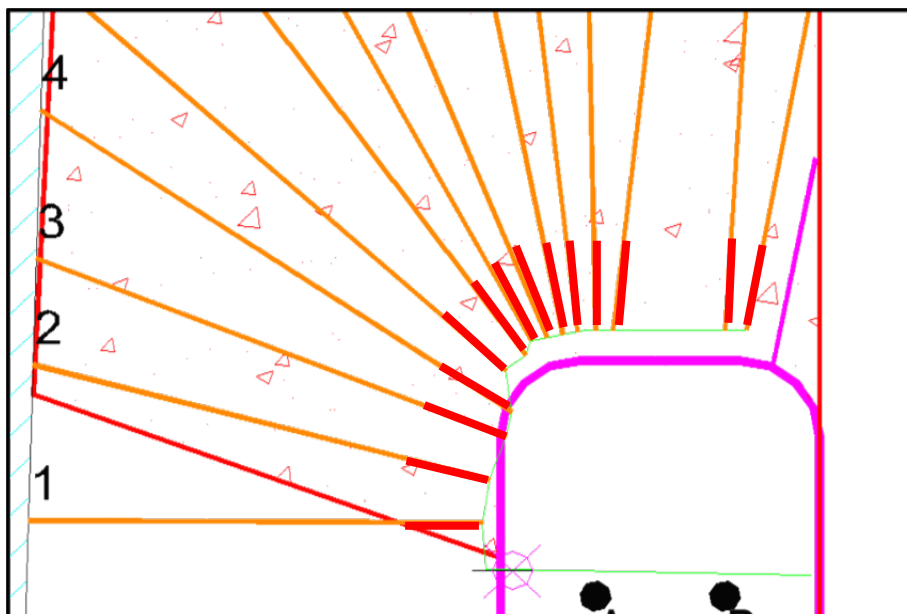


Figura N° 1.10: Marcación del TACO en cada taladro.

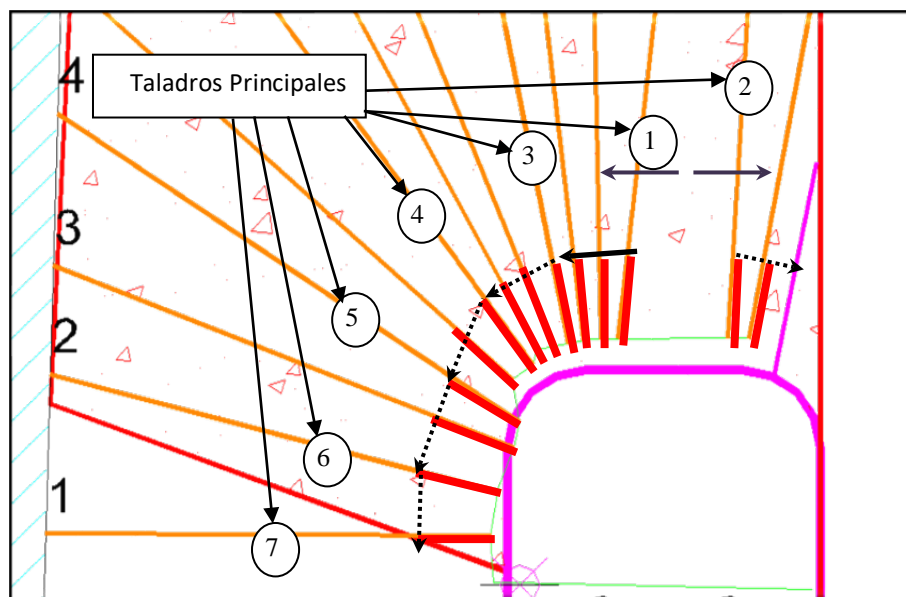


Figura N° 1.11: Ubicación de Taladros Principales

c. Para el segundo taladro de mide a partir del primero la longitud del radio de influencia ($E/2$) y se interseca con el segundo taladro, y hasta donde da la intersección se realizará el carguío.

d. Cuando se haya completado el diseño verificar la longitud cargada con el obtenido en la fórmula, en caso de tener holgura completar el carguío donde sea necesario completar.

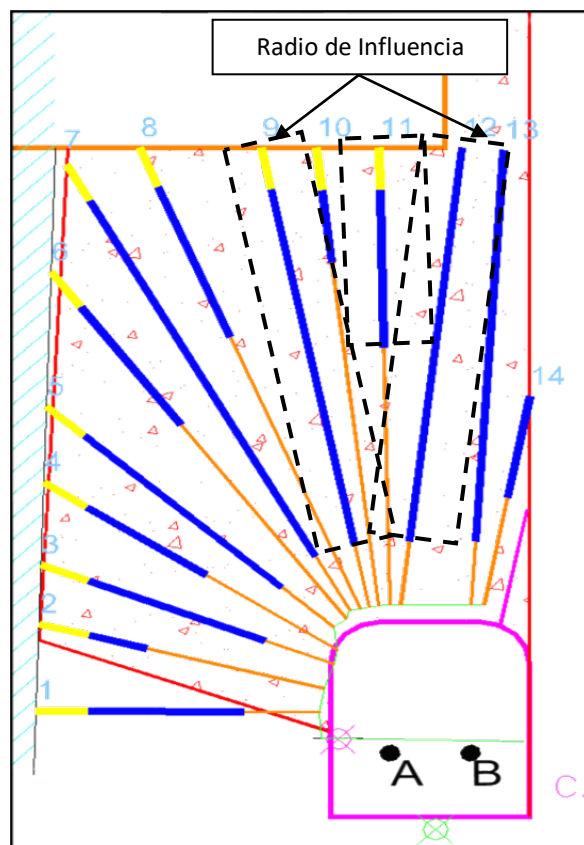


Figura N° 1.12: Ubicación de la columna de carga con el radio de influencia

Paso N° 02: Este primer paso nos ayuda a determinar la cantidad de explosivo a utilizar, el metraje de la sección perforada a cargar todo esto de acuerdo al Factor de Carga objetivo que se tiene:

1) Como el diseño de la distribución de carga es por sección, trabajamos con todos los datos referentes a la sección a cargar, ya sea tonelaje, número de taladros y metraje perforado.

2) Con el **Factor de Carga (kg/ton)** y el **Tonelaje de la Sección (ton)** obtenemos la **Cantidad de Explosivo (kg)** a utilizar en toda la sección.

Si:

$$F_C = \frac{Kg_{EXPLOSIVO}}{TON_{MINERAL}}$$

$$CE = Kg_{EXPLOSIVO} = F_C \times TON_{MINERAL}$$

Donde:

Fc = Factor de Carga (kg/ton)

CE = Cantidad de Explosivo.

3) Con la **Cantidad de Explosivo por Sección (kg)** y la **Distribución de Carga Lineal (kg/m)** obtenemos el **Metraje Perforado a Cargar (m)**.

Si:

$$MC = \frac{CE}{dcl} = \frac{Kg_{EXPLOSIVO}}{Kg_{EXPLOSIVO}/m_{CARGADO}}$$

Donde:

MC = Metraje Perforado a Cargar (m).

CE = Cantidad de Explosivo por Sección (kg).

Dcl = Densidad de Carga Lineal (kg/m)

4) Este metraje obtenido se distribuye entre los taladros perforados.

Resultados: Los resultados obtenidos de los ensayos con los dos diseños antes mencionados lo mostraremos con un ejemplo práctico del diseño de carguío de una sección perforada.

Datos de la Sección:

Tajo: 12L – 287 Base Sección 2 – 2'

Malla de Perforación: 1.50 x 1.80 m

Diámetro del Taladro: 2 ½" pulgadas

Tonelaje: 540.476 toneladas

Longitud de taladros: 5.00 a 12.00 metros

Observaciones: Hacia el lado derecho tenemos un tajo convencional que se encuentra relleno y por lo tanto la voladura debe ser tal que no genere dilución con este relleno.

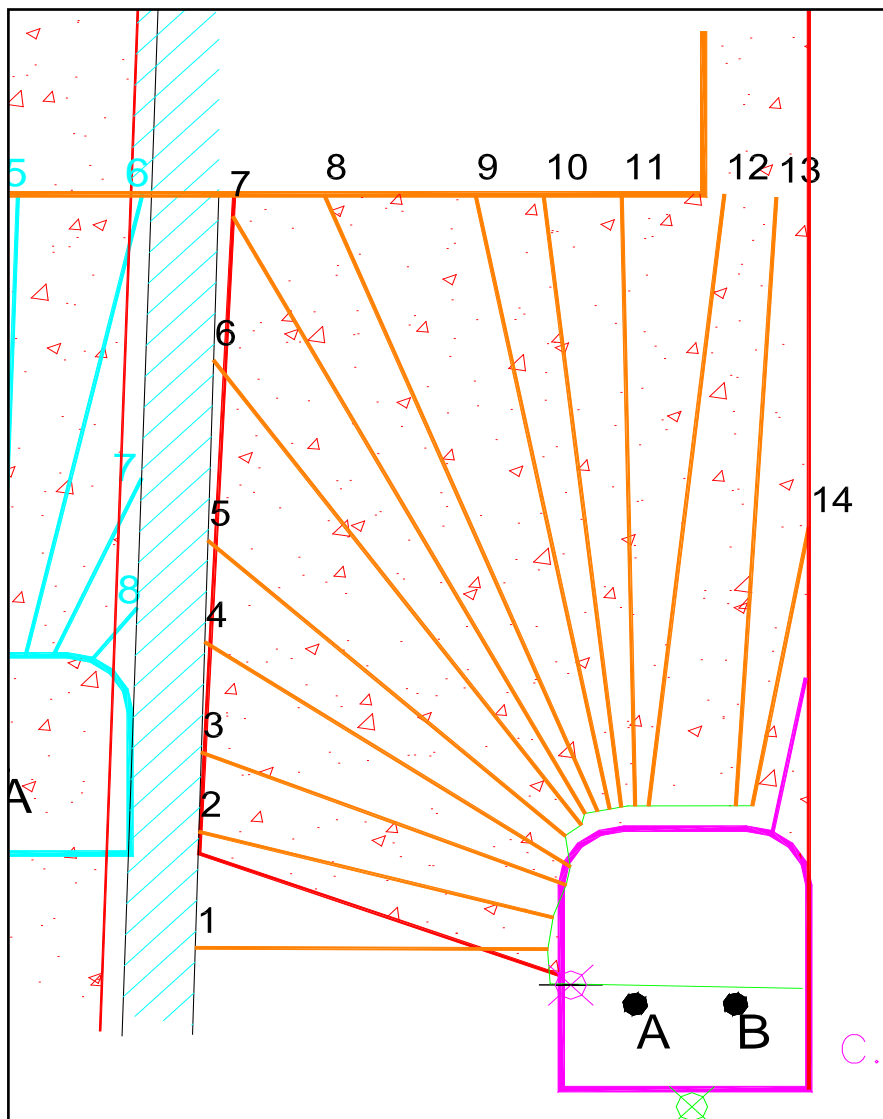


Figura N° 1.13: Malla de Perforación del Tajo 12L - 287

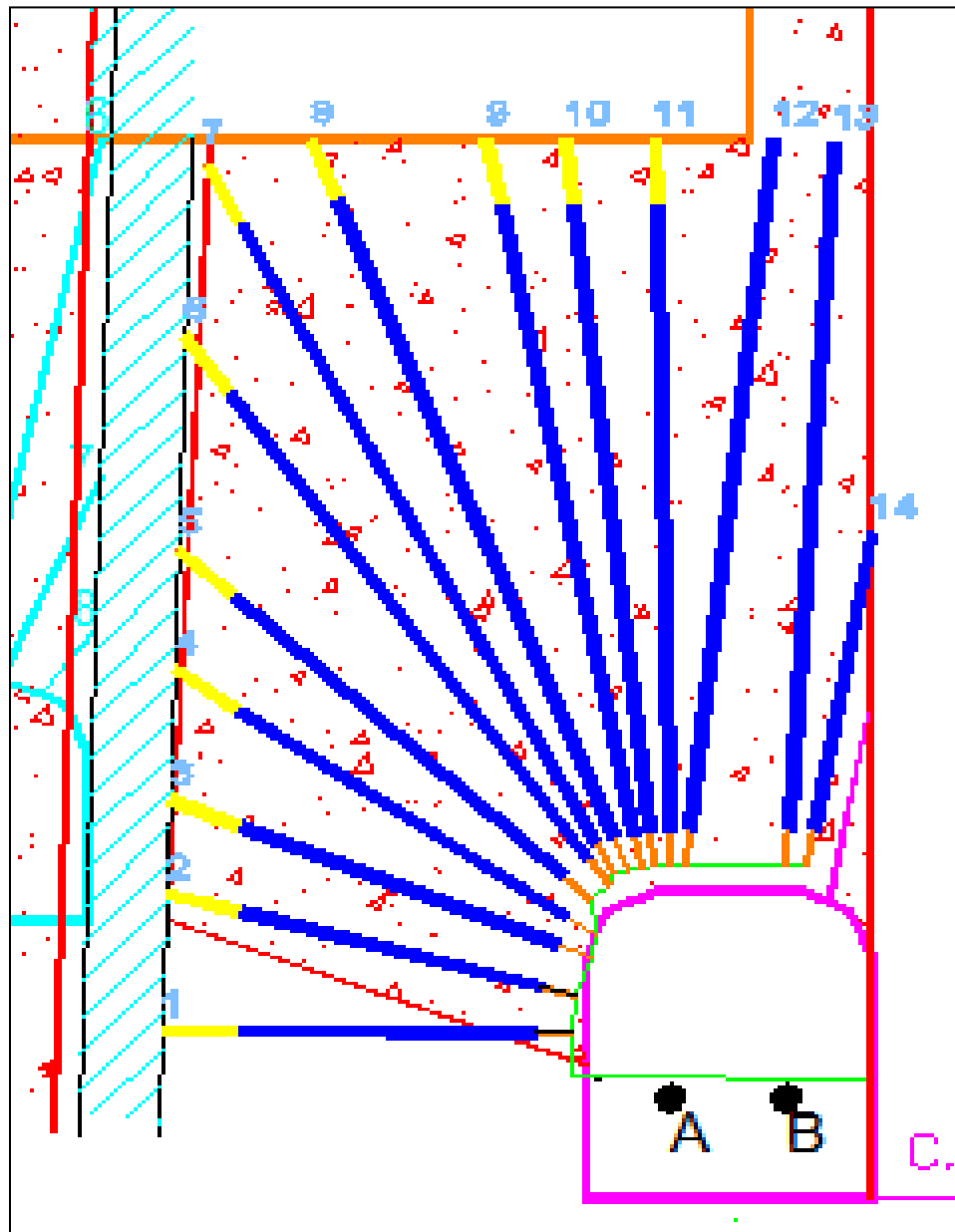
Diseño Antiguo**Figura N° 1.14:** Distribución de Carga por Taladro – Diseño Antiguo

Tabla N° 1.4: Distribución de Carga por taladro – Diseño Antiguo

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO SECCION 2 - 2'

DATOS

Nivel	:	4360	Interm.		EXPLOSIVO		
Labor	:	12 L - 287	Base		Superfam DOS	:	25 kg/sac.
Malla de perforación	:	1.50 x 1.80	m		Densidad del ANFO	:	0.87 ton/m ³
Sección	:	2 - 2'			Emulnor @ 3000 1 1/2" x 12"	:	0.39 kg/cart
Tonelaje/Sección	:	540.476	ton.				
Diámetro del Taladro	:	63.5	mm		CANTIDAD DE EXPLOSIVO DISEÑADO		
Distribución de carga lineal	:	2.76	kg/m.		Superfam DOS	:	11.85 sacos
Factor de carga	:	0.35	kg/ton.		Emulnor @ 3000 1 1/2" x 12"	:	14 cart.

Nº Tal. Perf.	Longitud Planeado (m)	Longitud Perforado (m)	Longitud Cargado (m)	Longitud de Taco (m)	Superfam DOS (Kg)	Cons. Total de Explosivos (Kg)	Nro. de Fanel
1	5.60	5.60	4.10	1.50	11.30	11.30	14
2	5.80	5.80	4.30	1.50	11.85	11.85	13
3	6.30	6.30	4.80	1.50	13.23	13.23	12
4	6.90	6.90	5.40	1.50	14.88	14.88	11
5	7.80	7.80	6.30	1.50	17.36	17.36	10
6	10.00	10.00	8.50	1.50	23.42	23.42	9
7	12.30	12.30	10.80	1.50	29.76	29.76	8
8	11.70	11.70	10.20	1.50	28.10	28.10	7
9	11.00	11.00	9.50	1.50	26.17	26.17	6
10	10.80	10.80	9.30	1.50	25.62	25.62	5
11	10.80	10.80	9.30	1.50	25.62	25.62	4
12	10.80	10.80	10.30	0.50	28.38	28.38	2
13	10.70	10.70	10.20	0.50	28.10	28.10	2
14	5.00	5.00	4.50	0.50	12.40	12.40	3
	125.50	125.50	107.50	18.00	296.19	296.19	

FACTOR DE CARGA ACTUAL : 0.55

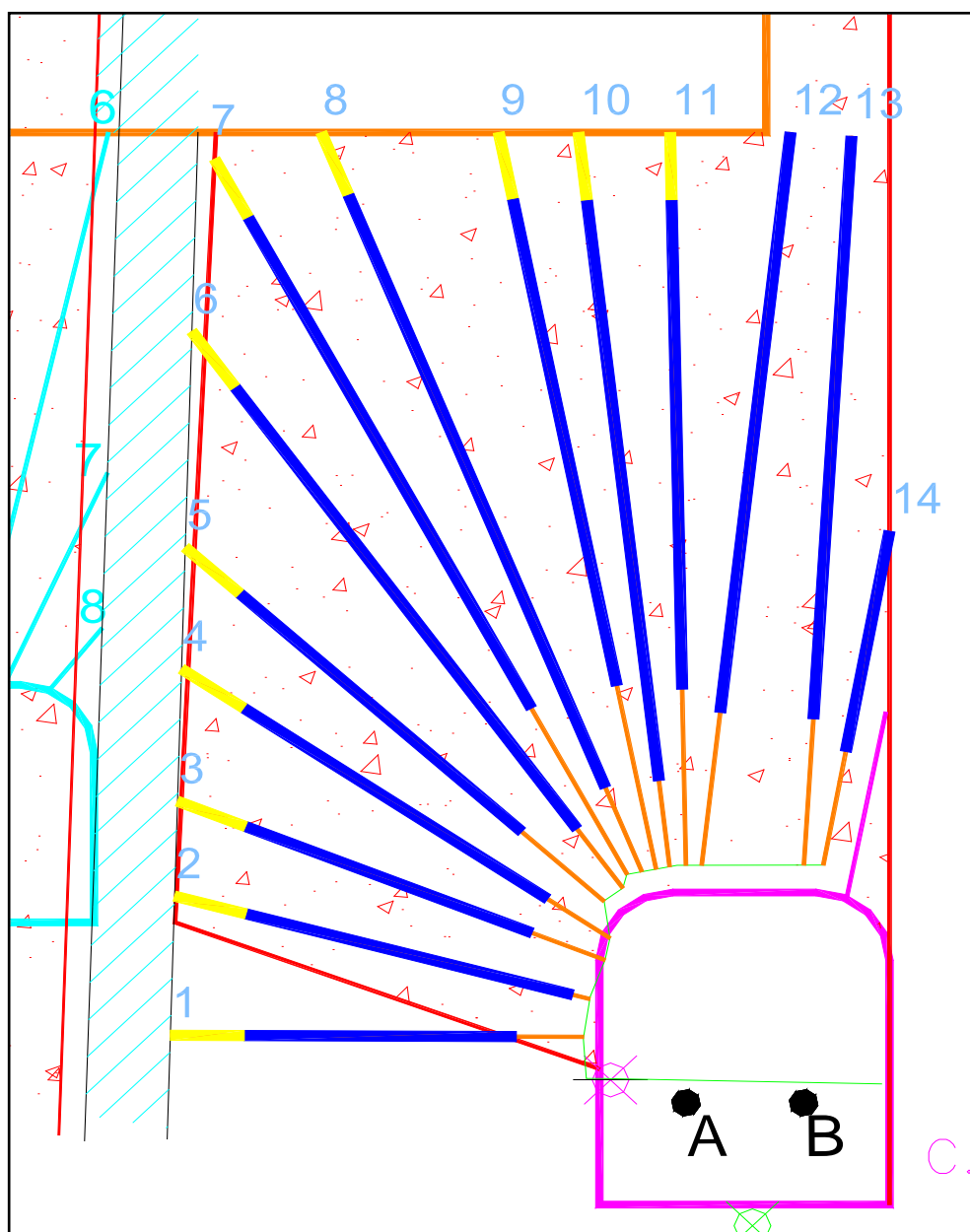
Diseño N° 01**Figura N° 1.15:** Distribución de Carga por Taladro – Diseño N°01

Tabla N° 1.5: Distribución de Carga por taladro – Diseño N° 01

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO SECCION 2 - 2'

<u>DATOS.</u>					
Nivel	:	4360	Interm.	:	25
Labor	:	12 L - 287	Base	:	0.87
Malla de perforación	:	1.50 x 1.80	m	:	0.39
Sección	:	2 - 2'			
Tonelaje/Sección	:	540.476	ton.		
Diámetro del Taladro	:	63.5	mm		
Distribución de carga lineal	:	2.76	kg/m.	:	8.96
Factor de carga	:	0.35	kg/ton.	:	14

N° Tal. Perf.	Longitud Planeado (m)	Longitud Perforado (m)	Longitud Diseño (m)	Longitud Cargado (m)	Longitud de Taco (m)	Superfam DOS (Kg)	Cons. Total de Explosivos (Kg)	Nro. de Fanel
1	5.60	5.60	2/3 3.73	2.70	2.90	7.44	7.44	14
2	5.80	5.80	4/5 4.64	3.60	2.20	9.92	9.92	13
3	6.30	6.30	2/3 4.20	3.20	3.10	8.82	8.82	12
4	6.90	6.90	4/5 5.52	4.50	2.40	12.40	12.40	11
5	7.80	7.80	2/3 5.20	4.20	3.60	11.57	11.57	10
6	10.00	10.00	4/5 8.00	7.00	3.00	19.29	19.29	9
7	12.30	12.30	2/3 8.20	7.20	5.10	19.84	19.84	8
8	11.70	11.70	4/5 9.36	8.30	3.40	22.87	22.87	7
9	11.00	11.00	2/3 7.33	6.30	4.70	17.36	17.36	6
10	10.80	10.80	4/5 8.64	7.60	3.20	20.94	20.94	5
11	10.80	10.80	2/3 7.20	6.20	4.60	17.08	17.08	4
12	10.80	10.80	4/5 8.64	8.60	2.20	23.69	23.69	2
13	10.70	10.70	4/5 8.56	8.60	2.10	23.69	23.69	2
14	5.00	5.00	2/3 3.33	3.30	1.70	9.09	9.09	3
							224.00	224.00
							81.30	81.30
							44.20	44.20
							224.00	224.00

125.50	125.50	92.56	81.30	44.20	224.00
FACTOR DE CARGA ACTUAL : 0.41					

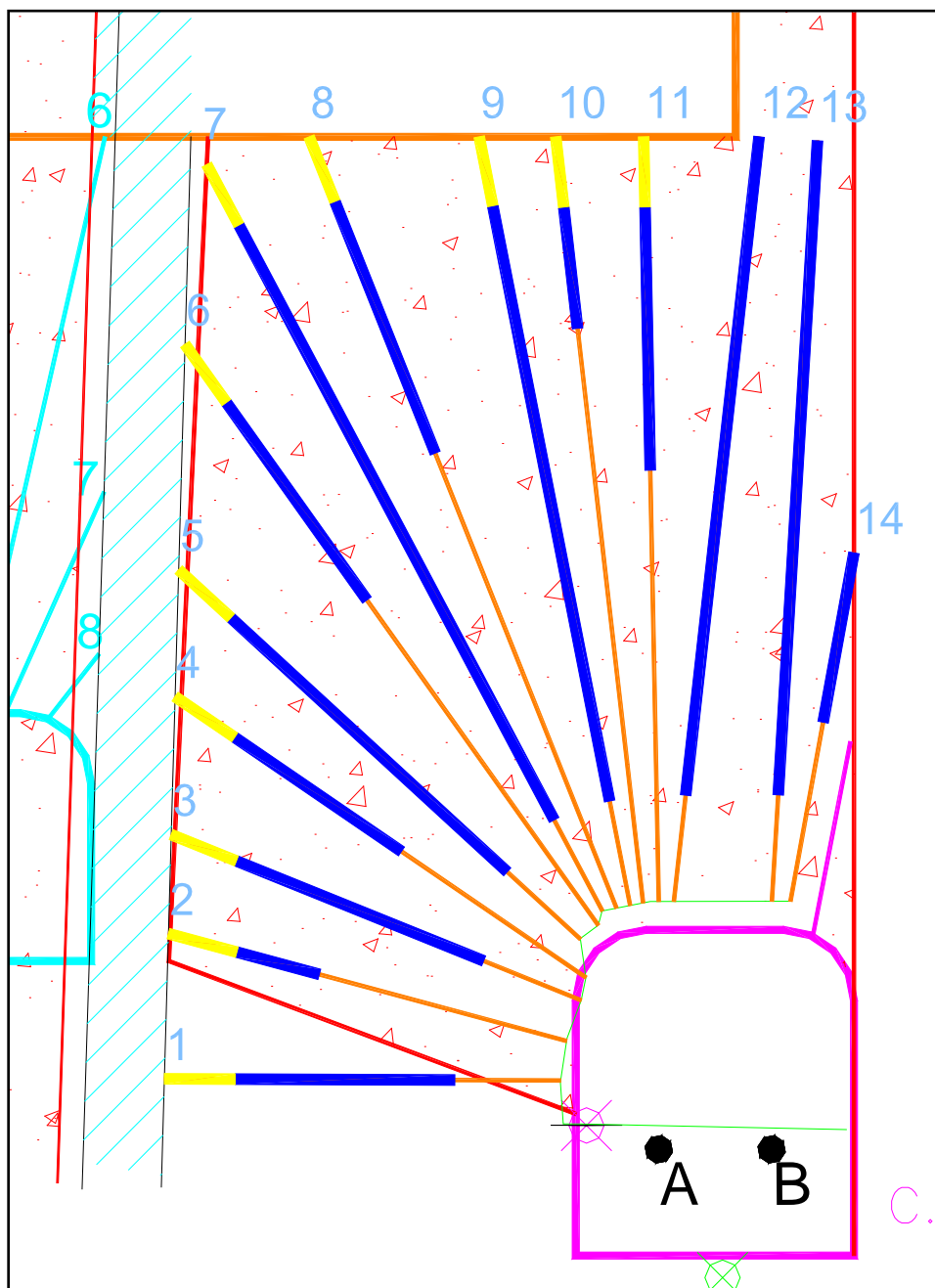
Diseño N° 02**Figura N° 1.16:** Distribución de Carga por Taladro – Diseño N°02

Tabla N° 1.6: Distribución de Carga por taladro – Diseño N° 02

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO SECCION 2 - 2'

DATOS

Nivel	:	4360	Interm.	EXPLOSIVO	Superfam DOS	:	25 kg/sac.
Labor	:	12 L - 287	Base	Densidad del ANFO	:	0.87 ton/m ³	
Malla de perforación	:	1.50 x 1.80	m	Emulnor® 3000 1 1/2" x 12"	:	0.39 kg/cart	
Sección	:	2 - 2'					
Tonelaje/Sección	:	540.476	ton.	CANTIDAD DE EXPLOSIVO DISEÑADO			
Diámetro del Taladro	:	63.5	mm	Superfam DOS	:	7.64 sacos	
Distribución de carga lineal	:	2.76	kg/m.	Emulnor® 3000 1 1/2" x 12"	:	14 cart.	
Factor de carga	:	0.35	kg/ton.				

Cantidad de explosivo a utilizar : **189.17 kg.**
 Metraje cargado : **68.66 m**

N° Tal. Perf.	Longitud Planeado (m)	Longitud Perforado (m)	Longitud Cargado (m)	Longitud de Taco (m)	Superfam DOS (Kg)	Cons. Total de Explosivos (Kg)	Nro. de Fanel
1	5.60	5.60	3.10	2.50	8.54	8.54	14
2	5.80	5.80	1.30	4.50	3.58	3.58	13
3	6.30	6.30	3.80	2.50	10.47	10.47	12
4	6.90	6.90	2.90	4.00	7.99	7.99	11
5	7.80	7.80	6.30	1.50	17.36	17.36	10
6	10.00	10.00	3.50	6.50	9.64	9.64	9
7	12.30	12.30	9.80	2.50	27.00	27.00	8
8	11.70	11.70	3.80	7.90	10.47	10.47	7
9	11.00	11.00	8.50	2.50	23.42	23.42	6
10	10.80	10.80	1.70	9.10	4.68	4.68	5
11	10.80	10.80	3.70	7.10	10.19	10.19	4
12	10.80	10.80	9.30	1.50	25.62	25.62	2
13	10.70	10.70	9.20	1.50	25.35	25.35	2
14	5.00	5.00	2.40	2.60	6.61	6.61	3
					125.50	190.94	190.94

FACTOR DE CARGA ACTUAL : 0.35

Factor de Carga:

✓ En el diseño 2 se tiene menor concentración de carga en la zona donde se ubica el inicio de la perforación de los taladros disminuyendo así el consumo de explosivos y la inestabilidad por efecto de la vibración que se produce y se observa mejor que el Diseño Antiguo y el Diseño N° 01.

✓ Con la diferencia encontrada en explosivo en el Diseño N° 02 se consiguió un Factor de Carga de 0.35 kg/ton. Mientras los otros diseños nos dan Factores de Carga de 0.55 kg/ton y 0.41 kg/ton respectivamente.

Tabla N° 1.7: Tabla Comparativa de Factor de Carga

	Consumo de Explosivos (Kg)	Tonelaje (ton)	Factor de Carga Kg/ton)
Diseño Antiguo	296.19	540.476	0.55
Diseño N° 01	224.00	540.476	0.41
Diseño N° 02	190.94	540.476	0.35

✓ Después de los resultados obtenidos se implementa el Área de Perforación y Voladura con el objetivo de “**Estandarizar el Diseño**”

de Carguío” y mejorar el control del Uso de explosivos en toda la mina.

4.2. Reducción del Costo de Voladura: Inicialmente el Costo de Voladura encontrado fue muy elevado considerando el Método de Explotación que se lleva a cabo, cuyo valor en promedio era 0.50 US \$/ton. En vista de esto la Optimización del Factor de Carga incluyó también una Reducción de los Costos de Voladura ya que al disminuir nuestra carga explosiva tenemos menor cantidad de explosivo utilizado por tonelaje roto. A continuación los detalles:

Precios Unitarios: Superfam DOS = 0.37 \$/kg (ANFO)

Tabla N° 1.8: Tabla Comparativa de Costos

	Costo Total Explosivos (US \$)	Tonelaje (ton)	Costo de Voladura (US \$/ton)
Diseño Antigo	109.59	540.476	0.20
Diseño N° 01	82.88	540.476	0.15
Diseño N° 02	70.65	540.476	0.13

Tabla N° 1.9: Resumen de los indicadores desde Noviembre 2003 y Enero 2004

SECCION I

VOLADURA PRIMARIA												
LABOR	NOVIEMBRE			DICIEMBRE			ENERO			\$/Tn	Indice de Perforacion (Tn/m)	Costo de Voladura (\$/Tn)
	MALLA B X E	Factor de Carga (Kg/Tn)	Indice de Perforacion (Tn/m)	\$/Tn	MALLA B X E	Factor de Carga (Kg/Tn)	Indice de Perforacion (Tn/m)	\$/Tn	MALLA B X E			
4860 Tj-250	1.2 x 2.4	0.33	5,52	0,18	1.8 x 2.2	0,25	7,32	0,16	1.8 x 2.2	0,28	7,00	0,15
4860 Cpo Rina	1.5 x 1,5	0,46	5,06	0,31	1.5 x 2,0	0,35	7,04	0,17				
4710 Tj719					1.2 x 2.4	0,53	4,18	0,26	1.2 x 2.4	0,40	5,14	0,21
4640 L-261					1.2 x 2.4	0,35	6,04	0,18	1.2 x 2.4	0,39	5,13	0,22
TOTAL		0,37		0,22		0,41		0,21		0,41		0,17

SECCION II

VOLADURA PRIMARIA												
LABOR	NOVIEMBRE			DICIEMBRE			ENERO			Costo de Voladura (\$/Tn)	Indice de Perforacion (Tn/m)	Costo de Voladura (\$/Tn)
	MALLA B X E	Factor de Carga (Kg/Tn)	Indice de Perforacion (Tn/m)	Costo de Voladura (\$/Tn)	MALLA B X E	Factor de Carga (Kg/Tn)	Indice de Perforacion (Tn/m)	Costo de Voladura (\$/Tn)	MALLA B X E			
4540M - Tj-261					1.20 x 1.20	0,56	3,50	0,32	1,2 x 1,2	0,48	3,81	0,35
4490L - Tj-261	1.30 x 1.30	0,55	2,9	0,287	1.30 x 2.60	0,52	3,82	0,28				
4420M - Tj-261	1.20 x 1.20	0,34	2,7	0,261								
4420L - Tj-261					1.20 x 2.40	0,38	4,00	0,22				
4420L/M - Tj-755									1.50 x 2.00	0,29	4,66	0,11
4360L - Tj-287	1.20 x 1.20	0,48	4,1	0,248	1.20 x 1.20	0,30	6,57	0,16	1.50 x 2.00	0,36	3,94	0,11
4360L - Tj-287 Base					1.50 x 2.00	0,43	4,33	0,28				
4360L - Tj-270					1.50 x 2.00	0,37	4,72	0,24	1.50 x 2.00	0,36	4,24	0,14
TOTAL		0,46	3,20	0,27		0,43	4,49	0,25		0,37	4,16	0,18

4.3. Asesoría de Voladura: Durante nuestra permanencia en esta unidad minera, también se brindo asesoría técnica en voladura, el aporte de nuestra parte ayudo a minimizar tiempos y acelerar el ciclo de minado.

Chimenea Cara Libre - SLOT: Parte del proceso de preparación de los bancos para dar inicio a la producción del tajo es la apertura de la cara libre, las chimeneas SLOT (cara libre) tienen secciones de 1.5m x 1.5m con taladros de 12 m a 15 m de longitud; la apertura se hace con 4 o 5 disparos el avance por disparo es de 3 m por disparo. Esto hace que se tenga que esperar de 4 a 5 guardias para la explotación del tajo.

Por este motivo se nos encargo el Diseño de Carguío de las Chimeneas SLOT, la idea fundamental es abrir estas chimeneas de un solo disparo de manera que se optimice el tiempo ya que realizando estas chimeneas de la manera convencional toma mucho tiempo, a continuación detallamos el procedimiento para este diseño y las condiciones necesarias para su funcionamiento.

A. Malla de Perforación: La malla consta de 13 taladros de los cuales 9 taladros de producción que tienen como diámetro 64 mm (2 ½”) y 4 taladros de cara libre (vacíos) con diámetros de 89 mm (3 ½”), la sección de la chimenea SLOT es de 1.5 m x 1.5 m y longitud de taladro igual a 12 m.

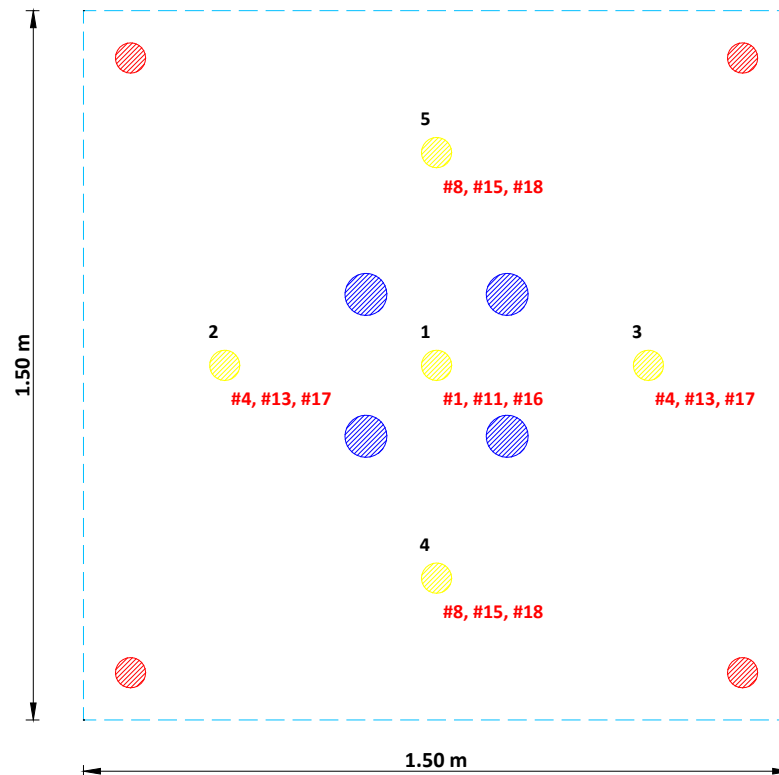


Figura N° 1.17: Diseño de Malla de Perforación - VCR.

B. Diseño de Carguío: El diseño para poder abrir la cara libre se inicia con el disparo de los taladros de arranque (5 taladros) en tres etapas de una sola detonación secuenciando de manera que los retardos den el tiempo suficiente para la salida de los que le anteceden, es muy importante tomar el cuidado necesario en el carguío los taladros, el procedimiento lo detallamos a continuación:

Procedimiento:

1) Realizar un levantamiento de los taladros perforados para verificar su desviación y diseñar la mejor secuencia de salida, si hay acceso para ingresar tanto por la parte superior e inferior del banco sería mucho mejor.

2) Si en caso los taladros necesitan ser tapados colocar un adecuado tapón para evitar el derrame del material y posible fuga de los gases producto de la voladura.

3) Tener a la mano detritus para el taco inerte; en el caso de taladros negativos, y sacos vacíos para los taladros positivos.

4) El carguío se realizara en tres partes o capas dentro de un mismo taladro, aprovechando la gravedad secuenciaremos la parte inferior como primera salida. La diferencia de retardos entre taladros de un misma capa debe de estar entre 75 y 100 ms uno del otro y entre capas deberá estar entre 200 y 300 ms esto para dar el tiempo suficiente para la detonación de las otras capas, como se observa en la Figura N° 1.12.

5) Los tapones o tacos inertes utilizados para separar cada capa es importante y la longitud es variable según el tipo de roca, sino se

coloca dicho tapón el explosivo será continuo por lo que habrá simpatía en una misma columna y por lo tanto malos resultados.

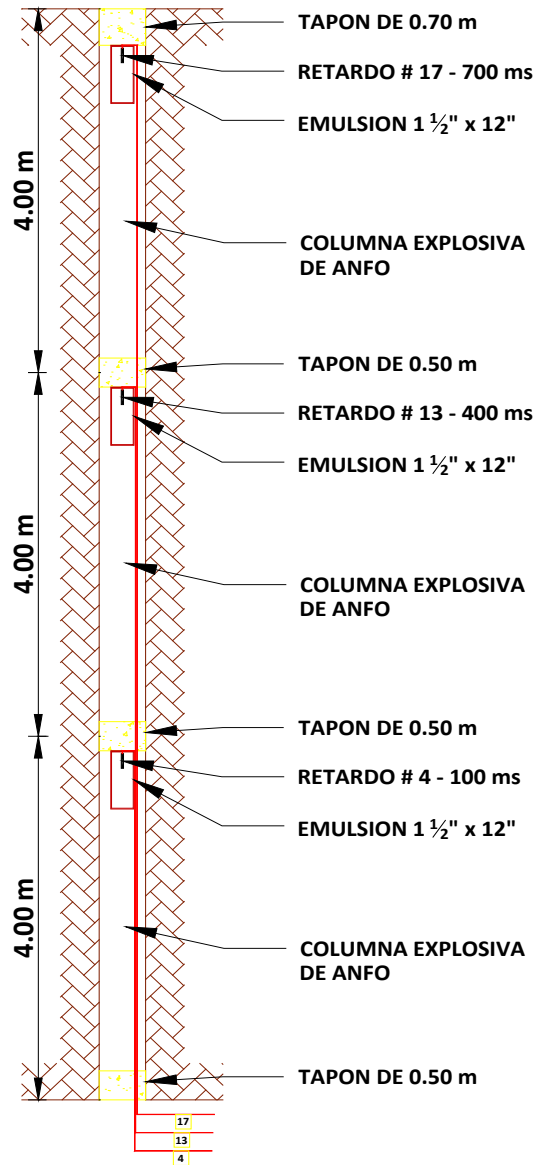


Figura N° 1.18: Tapón y/o Taco inerte

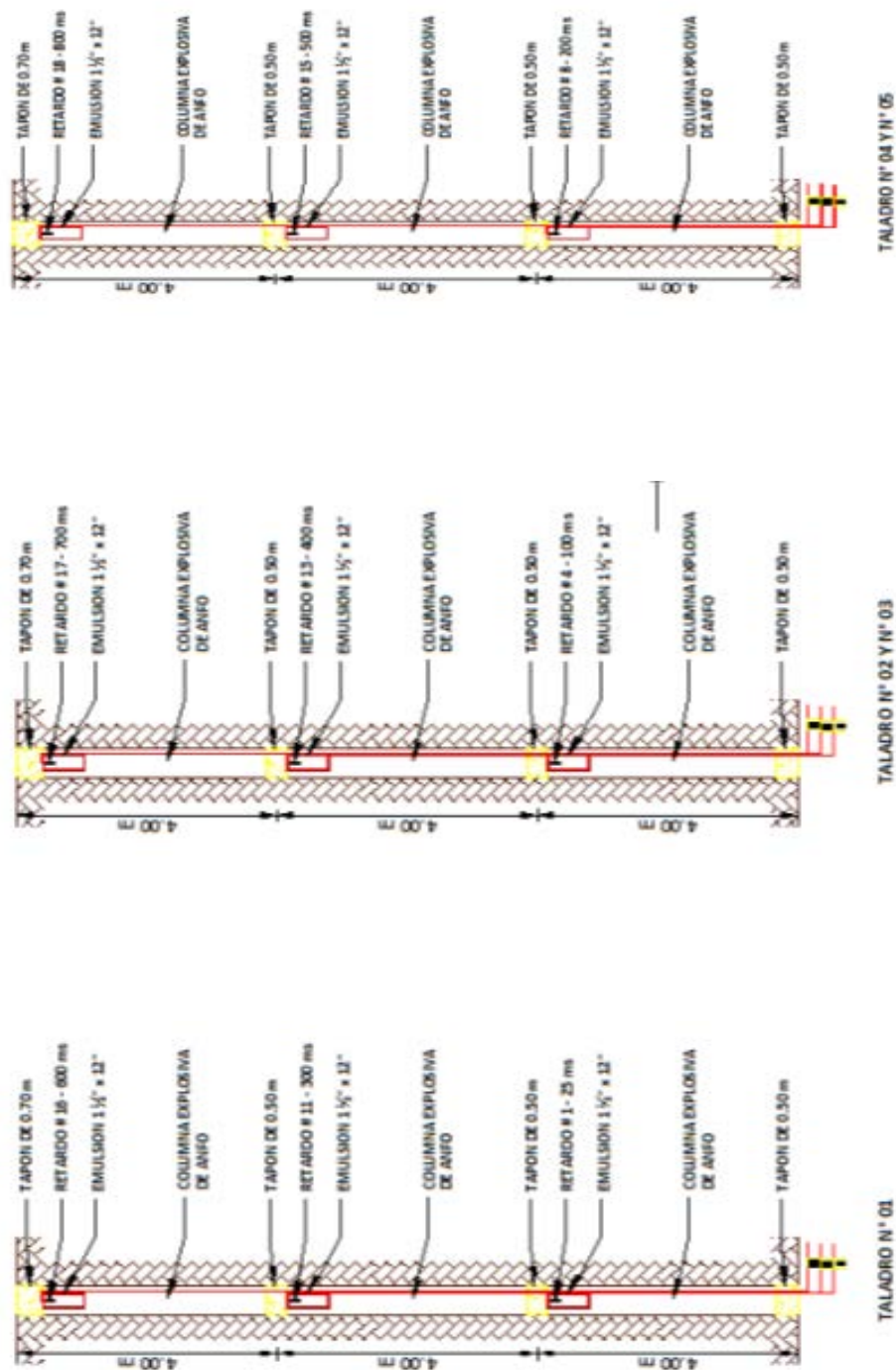


Figura N° 1.19: Diseño de carguo de taladros de Chimenea Slot

CAPITULO II: COMPAÑÍA MINERA MILPO S.A. – EL PORVENIR

1. INTRODUCCIÓN

En esta unidad minera el trabajo desarrollado no solo se basó en el apoyo técnico de nuestros técnicos sino abarcó más que una simple asesoría. Nuestra participación incluyó desde el abastecimiento, control de polvorines, diseño de perforación, diseño de carguío de taladros y aplicar el material explosivo al taladro perforado; es decir, el Servicio Integral de Voladura estuvo a cargo de nuestra Empresa Especializada, Famesa Explosivos SAC que brinda servicio integral con material y personal propio.

La distribución de personal para el desarrollo de nuestros los trabajos fue como se indica: un Ingeniero Residente, dos supervisores Técnicos en Voladura y 18 personas especialistas en manipulación y uso de explosivos con apoyo de un equipo pesado, de tal forma que se dividió en 3 grupos de trabajo, mientras dos grupos se turnan las guardias el

otro grupo se encuentra en descanso de días libres, en las siguientes líneas detallaremos los trabajos realizados:

2. GENERALIDADES

2.1. Ubicación: Milpo es un grupo minero orientado al desarrollo y operación de minas medianas de bajo costo, productoras de zinc, cobre, plomo y plata. La Mina El Porvenir, ubicada en Cerro de Pasco, Perú, a 4.100msnm y a 190km al noreste de Lima, es una de las minas más profundas de Latinoamérica.

2.2. Accesibilidad: El acceso a la mina es por vía terrestre siguiendo la ruta: Lima – Chosica – La Oroya – Junín – Cerro de Pasco – MILPO.

3. INFORMACIÓN GENERAL:

3.1. Geología Estratigráfica:

3.1.1. Grupo Pucará: Está constituido por calizas de color gris oscuro a negro con intercalaciones de lutitas, calcáreas, nódulos de chert con rumbo N20°W y buzamiento vertical que se presenta en capas de 0,10 a 0,50m. de espesor con una potencia total de 2.000m.

a. Grupo Goyllarisquizga: Yace en discordancia aparente o dudosa sobre el grupo Pucara debido a que la falla Milpo – Atacocha junta a estas formaciones una al lado de otra.

b. Grupo Machay: Yace en concordancia paralela sobre el Grupo Goyllarisquizga, con rumbo y buzamiento similar a este grupo, esta representada principalmente por calizas arenosas en bancos de 0,10 a 0,40m. de espesor; y horizontes interestratificados de basalto de textura amigdaloides, con una potencia de 100mts.

3.1.2. Roca Intrusiva: Estas tienen una relevante importancia, tanto en la génesis del yacimiento como también en la localización, magnitud y mineralización de los cuerpos y vetas existentes. Las intrusiones de Milpo – Atacocha de edad terciaria, están relacionadas al cinturón magmáticos cenozoico situado al este del Batolito Costeño y directamente al Batolito de la Cordillera Blanca. Estudios físicos-químicos realizados concluyen en que las rocas intrusivas de Milpo-Atacocha tienen textura porfírica con fenocristales de plagioclasas, hornblendas, biotita, cuarzo.

3.2. Geología Estructural:

3.2.1. Sinclinal Milpo – Atacocha: Regionalmente el distrito esta ubicado en el lado oriental de un anticlinal asimétrico se proyecta al E y N en una serie de sinclinales. Varios ejes de pliegues cruzados se han localizados en este sinclinal que tienen relación con la mineralización.

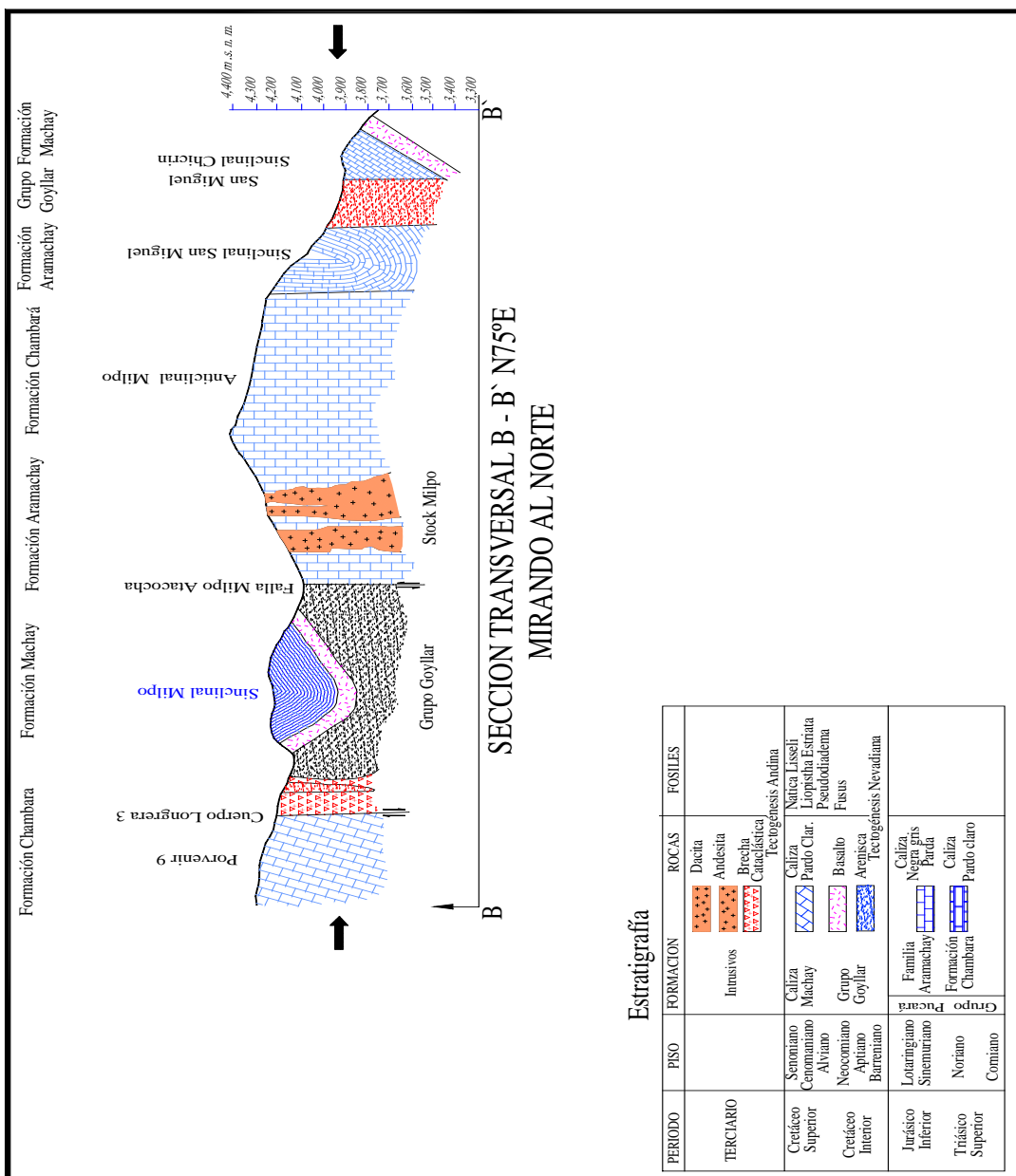


Figura N° 2.2: Sección Estratigráfica Estructural del Plano Geológico de Milpo.

Estratigrafía

PERIODO	PISO	FORMACION	ROCAS	FOSES
TERCIARIO	Senoniano Cenomaniano Alviano	Invasivos	Dacita Andesita Brecho Candolística	
		Caliza Machay Grupo Goyllar	Caliza Pardo Clar. Basalto Arenisca	Náutica Lisseli Liopsista Estrata Pseudodiadema Fusus
Triásico Superior	Loarngiano Sienuriano	Grupo Pécara	Tectogénesis Nevadiana	
		Familia Aramachay Formación Chambara	Caliza Negra gns Parda Caliza Pardo claro	

3.2.2. Falla Regional Milpo – Atacocha: Constituye la estructura de gran importancia del distrito, esta estructura longitudinal de rumbo N-S se extiende desde Yarusyacan en el Norte hasta la hacienda Carmen Chico en el Sur.

3.2.3. Fracturamiento: Junto con la Falla de Milpo-Atacocha se presentan varios sistemas de fracturas más jóvenes concordantes con la tectónica de bloques, relacionada con las fuerzas compresionales E a W.

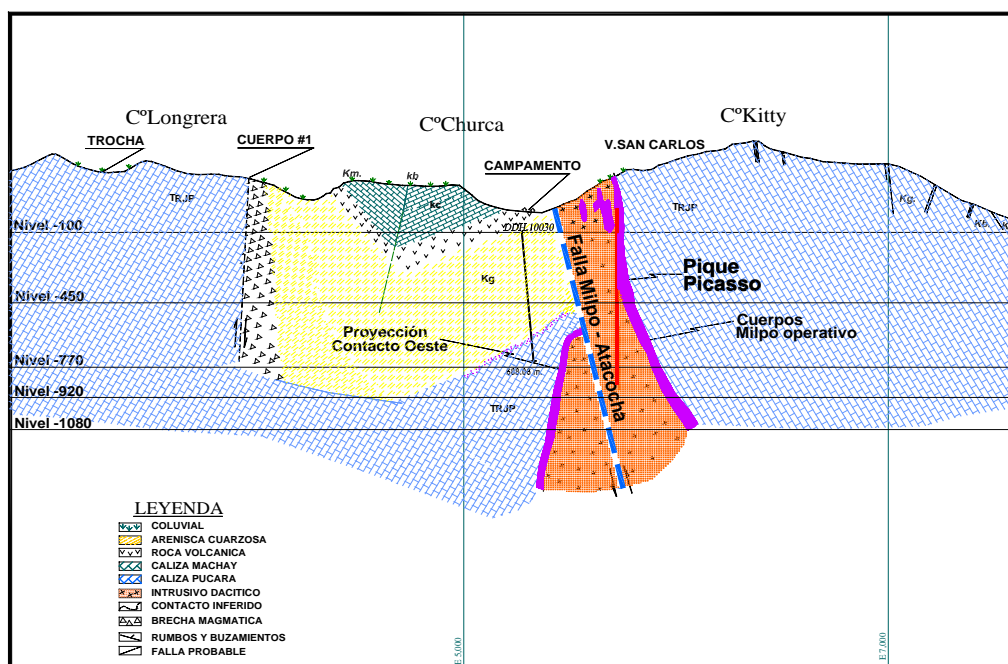


Figura N° 2.3: Sección Transversal Estructural del Plano Geológico de Milpo.

3.3. Descripción de Milpo como Yacimiento: El yacimiento Milpo está emplazado en el contacto metamórfico del intrusivo Milpo con rocas sedimentarias del Grupo Pucara del triásico superior a Jurasico inferior, dándose la mineralización en la formación Aramachay.

El yacimiento de la mina Milpo en explotación ocupa el flanco este del Stock Milpo y de la falla Milpo-Atacocha. Los cuerpos se dividen en 2 zonas: Zona Norte y Zona Sur estos cuerpos se prolongan a profundidad y se explotan en el nivel –970.

3.4. Mineralización: Se muestran del siguiente modo:

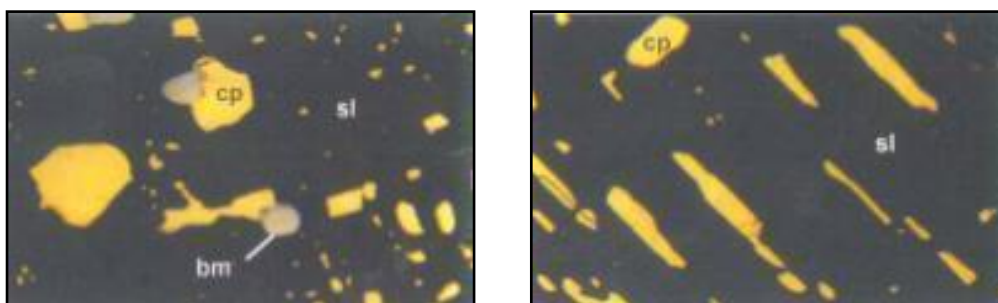
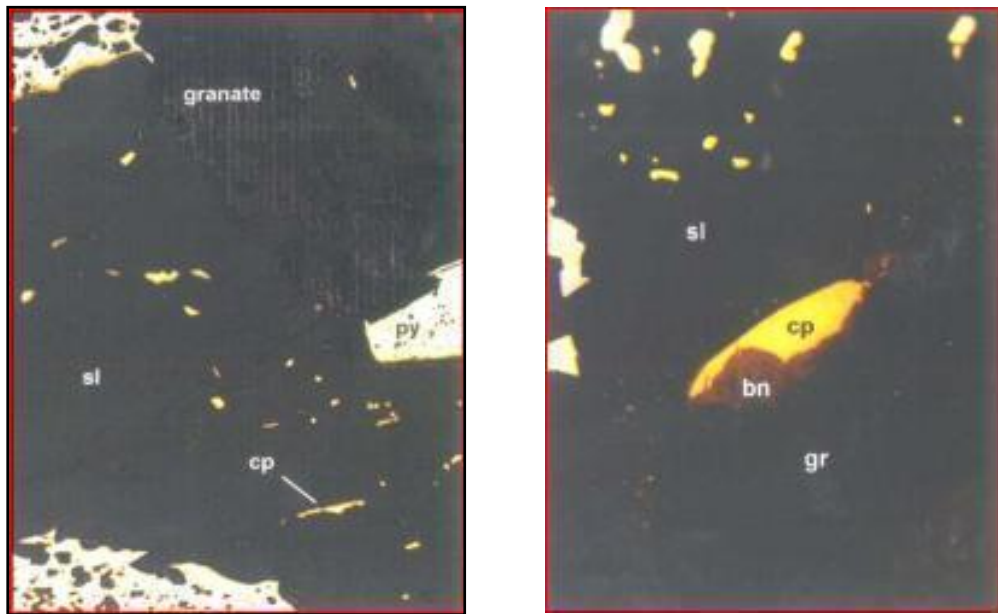


Figura N° 2.4: Mineralización 1, Esfalerita con numerosas inclusiones de bismutinita (bm) y calcopirita (cp).



A

B

Figura N° 2.5: Mineralización 2, A-Mineralización casi masiva de pirita (py) con esfalerita (sl) subordinada, granate intersticial y la calcopirita (cp) como minúsculas inclusiones. B-Esfalerita (sl) con inclusiones de calcopirita (cp) que se encuentra reemplazada por trazas de bornita (bn) en contacto con ganga de granate (gr).

3.5.Método de Explotación: El Método de Explotación que se desarrolla en Milpo es CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON ACCESO LIBRE (Breasting), el cual consiste en niveles cada 20 m, con un acceso libre que se da por la rampa principal, y cada banco de producción es de 5m, con su respectiva rampa de producción de 15%, como se indica en la Figura N° 2.6.

Luego de explotado el banco es rellenado con material detrítico, en el último banco el material con que se rellena ya no material detrítico sino Relleno Hidráulico dejando un acceso para el siguiente corte pues servirá como cara libre en el siguiente nivel.

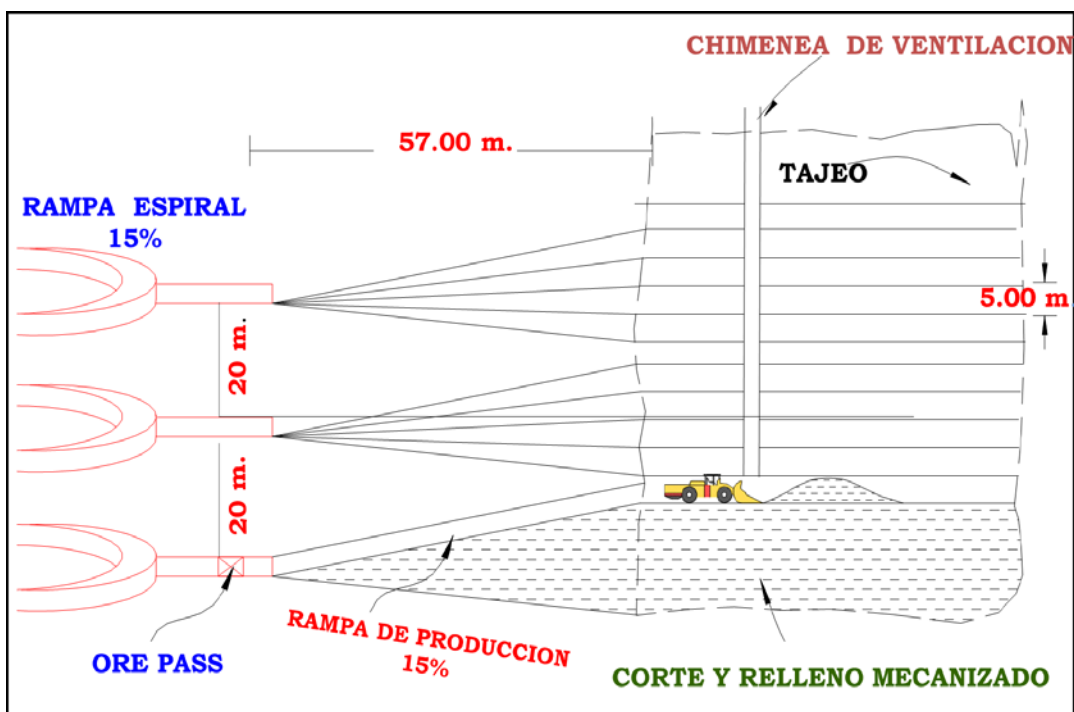


Figura N° 2.6: Diagrama del Método de Explotación - Milpo

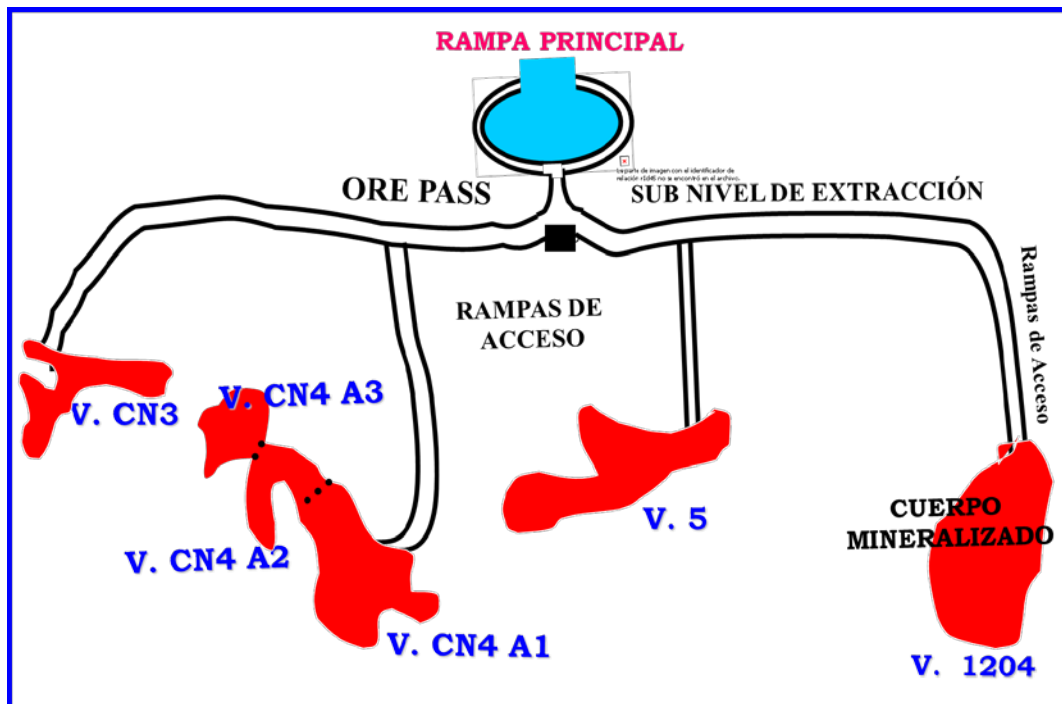


Figura N° 2.7: Diagrama de Sub Nivel de Extracción

3.6. Perforación de Taladros: El método utilizado para el minado es en Breasting, con taladros horizontales de longitud promedio de 4.80 m, la sección de minado de los bancos van en promedio 5.60 m x 6.00 m, además se incide bastante en la perforación de taladros para controlar la voladura en la corona para minimizar los daños ocasionados por los explosivos.

3.6.1. Equipo de Perforación: Se cuenta con 02 equipos Jumbos Electrohidráulicos ambos de dos brazos para mejorar la eficiencia de la perforación de los frentes.



Figura N° 2.8: Equipo de Perforación – AXERA SANDVIK

3.6.2. Malla de Perforación: La malla de perforación se diseño con el modelo de Pearse y se utilizó en todos los frentes.

$$B = \frac{K \times D}{1000} \times \sqrt{\left(\frac{Pd}{Rt}\right)}$$

Donde:

B : Burden (m).

K : Constante que depende de las características de la roca (0.7 a 1.0).

D : Diámetro de la broca (mm).

Pd : Presión de Detonación del explosivo (Kg/cm²).

Rt : Resistencia a la tracción de la roca (Kg/cm²).

Por las características del macizo se estandarizó la malla en 1.20 m x 1.20 m esto para los taladros de producción y para la voladura de recorte los taladros que se perforan son intermedios en toda la corona y hastiales. La geometría de la malla de perforación es rectangular y la secuencia de iniciación es en filas horizontales, los retardos se ubican en orden ascendente.

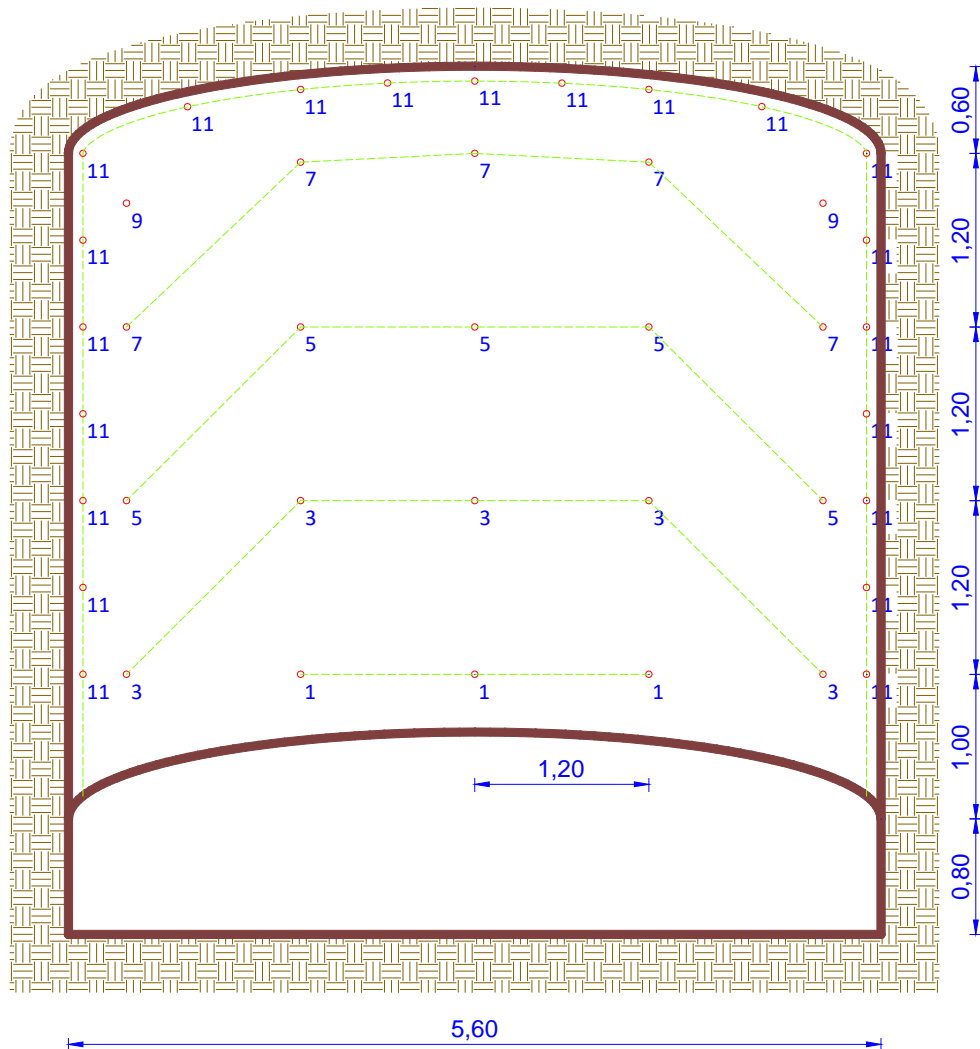


Figura N° 2.9: Malla de Perforación y Voladura en Breasting

El carguío de los taladros de producción se realiza con ANFO confinado mientras que en los taladros de contorno se riega en el taladro, una técnica poco convencional pero efectiva, algo que los operadores aprendieron a manejarlo, los resultados son las cañas que dejan los taladros en el contorno de la sección.

Los parámetros de perforación con los que se trabaja son:

- a. Longitud de taladro : 4.8 m.
- b. Diámetro de perforación : 45 y 51 mm.
- c. Burden : 1.20 m.
- d. Espaciamiento : 1.20 m.
- e. Densidad Lineal de Carga : 1.30 Kg/m.

3.6.3. Explosivos y Accesorios de Voladura: Los explosivos y accesorios de voladura utilizados para el carguío de taladros son:

- a. ANFO – Superfam® DOS
- b. Emulsiones – Emulnor® de 5000, 3000 y 1000
- c. Cordón Detonante – Pentacord® 3P
- d. Detonadores no Eléctricos – Fanel® PC y PL
- e. Detonadores Ensamblados.

4. Actividades Desarrolladas

Las actividades que hemos desarrollado en esta unidad están especificadas en un contrato entre Milpo y Famesa Explosivos SAC, el cual se refiere a un Servicio Integral de Voladura por parte de Famesa como Empresa Especializada cuyas responsabilidades a parte de ser proveedor son las que se mencionan a continuación:

- a. Controlar el Factor de Carga en 0.25 kg/tn en Breasting.
- b. Voladura Controlada (Recorte).
- c. Logística de los Explosivos y Accesorios de Voladura.

4.1. Factor de Carga: El Factor de Carga en Breasting como objetivo según contrato debía de ser 0.25 Kg/ton y llegar a un máximo de 0.29 Kg/ton, en caso de que se exceda el factor de carga, el costo del explosivo excedente debe ser asumido por la Empresa Especializada; en este caso Famesa Explosivos.

El consumo de explosivo por frente se estandarizó tomando en consideración la distribución lineal de carga por taladro, según el tipo de frente a disparar el diámetro del taladro utilizado se varía; es decir, para las perforaciones en los Tajeos en producción; Breasting, el diámetro utilizado es de 45mm mientras que en los frentes de avance y acceso al cuerpo mineralizado es de 51mm.

La voladura realizada no solo era en mineral, sino también en desmonte para dar acceso al mineral, estas voladuras las subdividimos del siguiente modo:

- **Voladura en Breasting:** voladuras realizadas en los cuerpos mineralizados con secciones de 5.60m x 6.00m y avances de 4.80m.
- **Voladura en Frentes:** voladuras realizadas en desmonte en los frentes de acceso a los cuerpos mineralizados, sección del frente 5.00m x 5.00m y avance de 4.50m
- **Voladura en Realces:** voladuras realizadas en mineral realizando la corona una vez que se ha rellenado la primera etapa de la explotación, secciones de 5.60m x 2.00m y avance variable.
- **Voladura en Desquinches:** voladuras realizadas en mineral para cuadrar la sección.

Para el manejo del Factor de Carga solo se determino dos tipos de Voladura; la Voladura en Frentes y la Voladura en Breasting en el cual se incluye las otras dos (Realces y Desquinches).

4.1.1. Equipos de Carguio:

1. **Anfo-Loader:** es un equipo electrohidráulico pesado de bajo perfil el cual se caracteriza por tener un aguilón y una canastilla que nos permite realizar el carguío de taladros en secciones hasta

de 6.00m x 8.00m, su alcance horizontal máximo es de 5.00m y su alcance vertical máximo llega a 8.00m, además cuenta con un cargador de ANFO y un compresor independiente en el mismo equipo, con este equipo llegamos a cargar un taladro de 4.80m en 4 segundos.



Figura N° 2.10: Cargador de ANFO.

2. Scissor Lift: es un equipo pesado con una plataforma horizontal con elevación en tijera utilizado en zonas de menor sección hasta 5.00 m x 6.00 m, con este equipo había que utilizar las cajas Penberty para el carguío.



Figura N° 2.11: Equipo Scissor Lift.



Figura N° 2.12: Anfoloader en Operación en interior mina

4.1.2. Reportes Mensuales: Las actividades desarrolladas se reportan mensualmente el que se hace llegar al Superintendente de Mina para su revisión y aprobación.

Tabla N° 2.1: Producción Mensual por tajos y Factor de Carga Total del Mes

Agosto - 2005

Labores	Area total	Area Economica	Altura promedio	Desmonte Roto	Mineral tajado	Mineral roto	Mineral roto ajustado	% dilucion	Mineral extraido	TMS
---------	------------	----------------	-----------------	---------------	----------------	--------------	-----------------------	------------	------------------	-----

Explotación

Zona IV

TJ -280 CN3					204					
Total Por zona		0		0	204	0				

Zona IX Norte

TJ -960 CARMEN	433	290	8.61	3058		7503	7756	28.96	7756	7803
TJ -960 C3	391	319	6.36	1146		7560	7560	13.16	7560	7606
TJ -970 V5	854	665	5.92	2797		13284	13732	17.4	13732	13816
TJ -960 V1204	694	689	6.2	87.4		15934	16471	0.54	16471	16572
TJ - 960 CN4	1419	1261	7.97	3199		37409	38668	7.88	38668	38904
TJ -970 C2	312	259	6.71	889.4		6478	6696	12.07	6696	6737
Total Por zona	4102.58	3484	7.01	11177		88168	90883	11.25	90883	91438

Zona IX Sur

TJ -960 V33#2	206	168	4.57	417		2894	2991	12.58	2991	3009
TJ -960 VPROG	218	201	5.59	231		4198	4339	5.22	4339	4365
TJ -960 KATH	21	12	5.44	117		247	255	32.25	255	257
TJ -960 V3N	572	389	7.94	3432		9521	9521	26.49	9521	9579
TJ -960 V3	410	347	5.44	852		7044	7281	10.79	7281	7325
Total Por zona	1426.66	1117	6.84	5049	0	23904	24387	17.44	24387	24535

Tabla N° 2.2: Factor de Carga Total del mes

Total por cuenta	5529.24	4601	6.84	16226	204	112072	115270	28.69	115270	115973
TOTAL	5529.24	4601	6.84	16226	204	112072	115270	28.69	115270	115973
SUB TOTALES DNS				16226		112072				
TOTAL DNS	145155.38									

EXPLOSIVO:	UNDS	KGS
EMULSIÓN 1,1/8*8	1157	161.98
EMULSIÓN 1,1/2*8	11754	2938.5
ANFO	43500	43500
TOTAL KILOS		46600.48

FACTOR DE CARGA TOTAL	0.321
FACTOR DE CARGA EN ANFO	0.300

EXPLOSIVOS FRENTE CIEGOS:	UNDS	KGS
EMULSIÓN 1,1/8*8	392	54.88
EMULSIÓN 1,1/2*8	1961	490.25
ANFO	9025	9025
TOTAL KILOS		9570.13

FACTOR DE CARGA F. CIEGOS	1.100
TONELAJE FRENTE CIEGOS	8700.120

EXPLOSIVOS EN BREASTING:	UNDS	KGS
EMULSIÓN 1,1/8*8	765	107.1
EMULSIÓN 1,1/2*8	9793	2448.25
ANFO	34475	34475
TOTAL KILOS		37030.35

FACTOR DE CARGA BREASTING	0.271
TONELAJE EN BREASTING:	136455.260

Con la Superintendencia de Mina se estableció el Factor de Carga en Frentes en 1.1 kg/ton. El control de explosivos y accesorios de voladura utilizados en los disparos por tajo disparado, separando los utilizados en Breasting y en Frentes Ciegos.

Tabla N° 2.3: Reporte del Consumo de Explosivos del Mes por Tajos

CONSUMO DE ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS DEL 01/08/05 AL 31/08/05

BREASTING

UTILIZAC.	SUPERFAM	IREMITA 1 1/2 x 8	T.NARAN.5.2	T.VERDE 4.2	C.DETON.	FULM. C. 8	MECHA	EMULNOR 11/2X8	EMULNOR 11/8X8
1204	3450	365	1061	0	1170	46	87	436	260
CN4	8850	1334	2612	0	2805	118	222	1167	100
Progreso	2250	146	671	0	810	40	87	366	148
V5	4275	867	1253	0	1365	62	102	460	50
V3N	4800	942	1134	0	1220	58	90	192	0
V3	2475	389	686	35	775	38	69	272	60
C2	850	157	247	0	295	12	21	90	0
CN1 - 2	75	25	25	0	30	2	3	0	0
Carmen	3575	474	1089	0	1180	50	96	955	147
C3	1450	243	409	40	530	30	57	206	0
CN3	1200	179	351	0	385	18	33	172	0
V33#2	1225	155	378	0	460	24	51	201	0
Total general	34475	5276	9916	75	11025	498	918	4517	765

FRENTES CIEGOS

UTILIZAC.	SUPERFAM	IREMITA 1 1/2 x 8	T.NARAN.5.2	T.VERDE 4.2	C.DETON.	FULM. C. 8	MECHA	EMULNOR 11/2X8	EMULNOR 11/8X8
1204	725	192	0	192	210	8	12	0	0
CN4	650	125	0	165	180	8	15	0	40
Progreso	300	46	35	46	100	4	9	30	0
V5	275	70	0	70	80	4	6	0	0
V3N	875	225	30	195	250	12	18	0	0
V3	875	0	0	222	250	12	33	80	152
C2	1850	200	0	479	535	24	48	239	40
Carmen	800	161	0	211	220	8	12	50	0
C3	1775	110	0	458	515	22	51	203	160
CN3	175	0	0	40	50	2	3	40	0
V33#2	725	110	0	190	200	10	18	80	0
Total general	9025	1239	65	2268	2590	114	225	722	392

TOTAL	43500	6515	9981	2343	13615	612	1143	5239	1157
--------------	--------------	-------------	-------------	-------------	--------------	------------	-------------	-------------	-------------

Tener el número de disparo separado por tajos nos ayuda a ver en cual se disparo la mayor cantidad de veces y en qué zona. Ver donde se tuvo el mayor consumo de explosivo y si hubo un exceso corregir para la siguiente voladura.

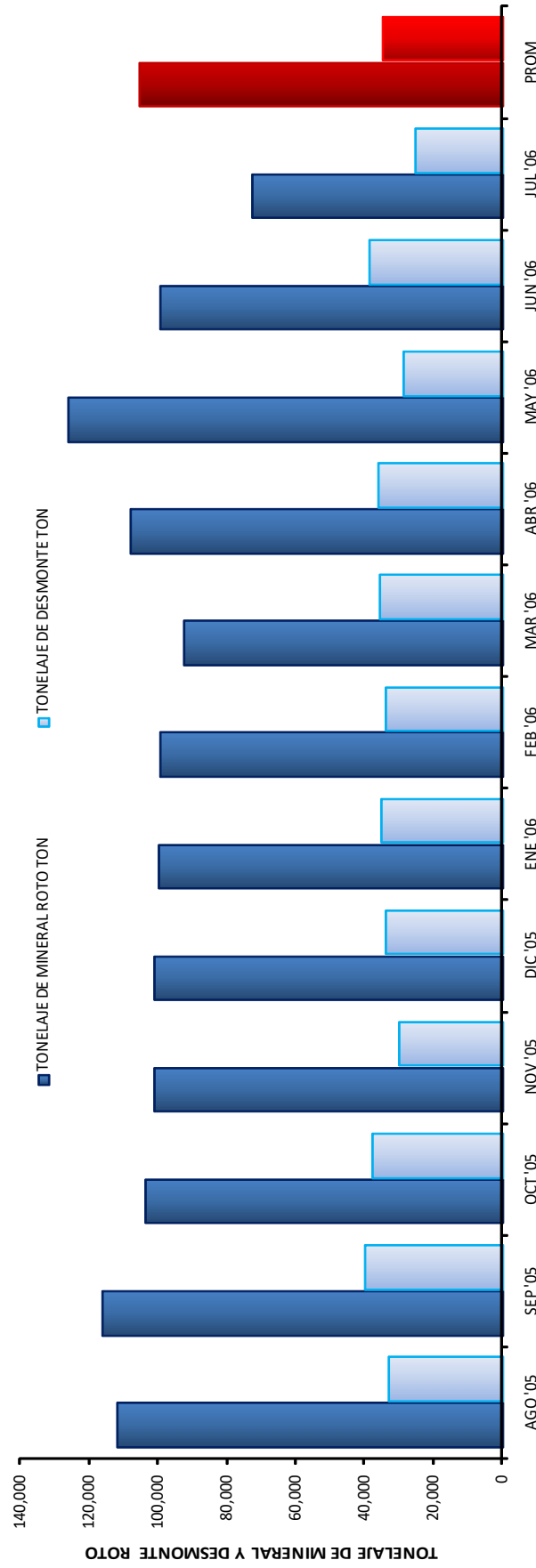
Numero de Disparos por Tajo en el mes			
Zona Sur		Zona Norte	
Veta 33-2 -960	17	Veta CN3 -970	11
Veta kathleen -960	1	Veta CN1-2 -970	2
Veta 3 -960	24	Veta C2 -970	19
Veta 3 Norte -960	32	Veta 1204 -970	27
Veta Progreso -960	21	Veta 5 -970	33
		Veta Carmen -970	24
		Veta CN4 -970	62
		Veta C3	25
Total Sur	95	Total Norte	203
Total			298

Tabla N° 2.4: Número de Disparos por Tajo en el mes.

A continuación un resumen de la Producción de Mineral y Desmante obtenida desde Agosto del 2005 a Julio del 2006.

Tabla N° 2.5: Resumen de la Producción Mensual de Mineral y Desmonte Roto desde Agosto 2005 a Julio 2006

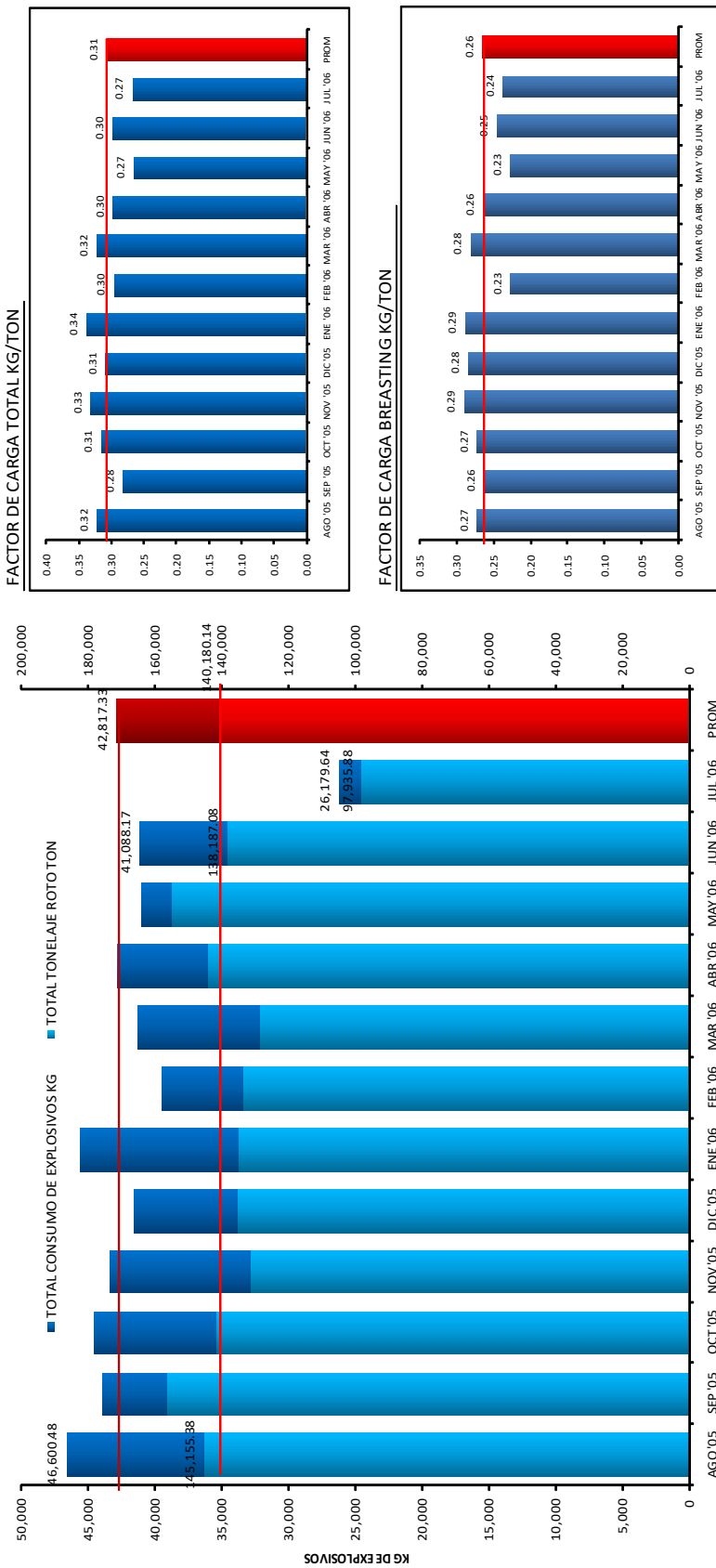
PRODUCCION MENSUAL 2005 - 2006



TONELAJE DE MINERAL ROTO TON	TONELAJE DE DESMONTE TON	AGO '05	SEP '05	OCT '05	NOV '05	DIC '05	ENE '06	FEB '06	MAR '06	ABR '06	MAY '06	JUN '06	JUL '06	PROM
TOTAL DE TONELAJE	UM	112,072.00	116,127.00	103,533.00	101,071.00	101,316.00	99,779.00	99,426.00	92,716.00	108,158.00	126,012.00	99,481.00	72,628.00	105,426.45
Desmonte Roto	Ton	16,226.00	10,607.00	11,113.00	17,273.00	4,881.00	16,588.00	13,316.00	12,635.00	20,732.00	13,847.00	10,067.00	11,345.00	
Desmonte Acceso	Ton	16,857.38	33,390.72	32,588.73	17,198.21	43,150.98	19,379.29	23,392.87	23,038.68	15,262.46	15,219.05	29,099.64	13,962.00	
Descuento	Ton	0.00	4,033.05	5,924.59	4,534.30	14,244.44	964.56	2,976.00	0.00	0.00	435.00	460.56	0.00	
TONELAJE DE DESMONTE	TON	33,083.38	39,964.67	37,777.14	29,936.91	33,787.54	35,002.73	33,732.87	35,673.68	35,994.46	28,631.05	38,706.08	25,307.00	34,753.68
TONELAJE TOTAL ROTO	TON	145,155.38	156,091.67	141,310.14	131,007.91	135,103.54	134,781.73	133,158.87	128,389.68	144,152.46	154,643.05	138,187.08	97,935.00	140,180.14

Tabla N° 2.6: Resumen del tonelaje, Consumo de Explosivos y Factor de Carga Agosto 2005 – Julio 2006

CONSUMO MENSUAL DE EXPLOSIVOS 2005 - 2006



VOLADURA MILPO		UM	AGO '05	SEP '05	OCT '05	NOV '05	DIC '05	ENE '06	FEB '06	MAR '06	ABR '06	MAY '06	JUN '06	JUL '06	PROM
TOTAL CONSUMO DE EXPLOSIVOS	KG		46,600.48	43,875.26	44,496.81	43,357.62	41,587.93	45,503.58	99,385.38	41,322.51	42,775.42	40,997.49	41,088.17	26,179.64	42,817.33
TOTAL TONELAJE ROTO	TON		145,155.38	156,091.67	141,310.14	131,007.91	135,103.54	134,781.73	133,158.87	128,389.68	144,152.46	154,643.05	138,187.08	97,935.88	140,180.14
FACTOR DE CARGA EN FRENTES	KG/TON		1.10	1.10	1.10	1.10	1.10	1.10	1.10	1.10	1.10	1.10	1.10	1.10	1.10
FACTOR DE CARGA EN BREASTING	KG/TON		0.271	0.262	0.272	0.289	0.283	0.288	0.226	0.281	0.264	0.227	0.245	0.236	0.26
FACTOR DE CARGA TOTAL	KG/TON		0.321	0.281	0.315	0.331	0.308	0.338	0.296	0.322	0.297	0.265	0.297	0.267	0.31

4.2. Logística de los Explosivos: Famesa Explosivos SAC como proveedor y empresa especializada se encargo de los siguientes ítems:

1. Programar los envíos del material desde Lima a la unidad minera (Cerro de Pasco), para el abastecimiento continuo de los explosivos y accesorios de voladura en mina.
2. Coordinar con la Superintendencia de Mina para el apoyo de un equipo para el traslado de los explosivos y accesorios de voladura desde la zona industrial (superficie) hasta el Polvorín (interior mina).
3. Verificar que el Polvorín Principal cumpla con los Estándares y Procedimientos de Trabajo establecidos para su mantenimiento y almacenaje los explosivos y accesorios de voladura.
4. Llevar un control del ingreso y salida de los explosivos y accesorios de voladura del Polvorín.
5. Eliminar los sacos, bolsas, cajas y desechos generados por los explosivos y accesorios de voladura.

CAPITULO III: PROYECTO CIVIL CENTRAL HIDROELECTRICA “ EL PLATANAL ”

1. INTRODUCCIÓN

El proyecto de construcción de la Central Hidroeléctrica “El Platanal” permitió a Famesa afianzar la calidad de sus productos y asesoría en lo que a obras civiles respecta. Brindar un servicio serio y responsable al cliente es lo que caracteriza a Famesa y esta es una de las razones por las cuales Famesa se ubica en el lugar en el que esta.

Los diseños de malla de perforación y voladura se hicieron compartiendo experiencias con los asesores de Famesa e intercambiando criterios y teorías que los detallaremos en este capítulo.

2. GENERALIDADES

2.1. Ubicación: Se encuentra ubicado en el anexo de San Juan a 27 km de Lunahuana y a 65 km de San Vicente de Cañete, políticamente

pertenece al distrito de Lunahuana, Provincia de Cañete y Departamento de Lima.

2.2. Accesibilidad: La ruta a seguir para llegar a la obra es:

- a. **Vía carretera asfaltada:** Desde Lima – San Vicente de Cañete – Imperial – Lunahuana – Condoray – Catapalla – Pacarán.

- b. **Vía carretera afirmada:** Desde el Puente de Pacarán – Zúñiga – San Juan - Catahuasi – Canchán – Capillucas.

3. INFORMACION GENERAL:

La obra en general, es la construcción de una serie de túneles en el interior del cerro con la finalidad de desviar parte del Río Cañete, cuyas aguas se desvían inicialmente en el anexo de Capillucas para luego ser llevado por el **Túnel de Aducción**, las aguas recorren por este túnel una distancia de aproximadamente 12.5 km y tiene una caída de 500 m de altura por la **Chimenea de Equilibrio**, al final de esta chimenea se encuentra la **Caverna de la Casa Máquina** y la **Caverna de los Transformadores**. Al mismo nivel de estas cavernas se encuentran el **Túnel de Descarga**; lugar por donde se evacuara el agua retornando éste a su cauce, y el **Túnel de Acceso**; por donde se ingresa a las cavernas de Casa Máquina y de Transformadores.

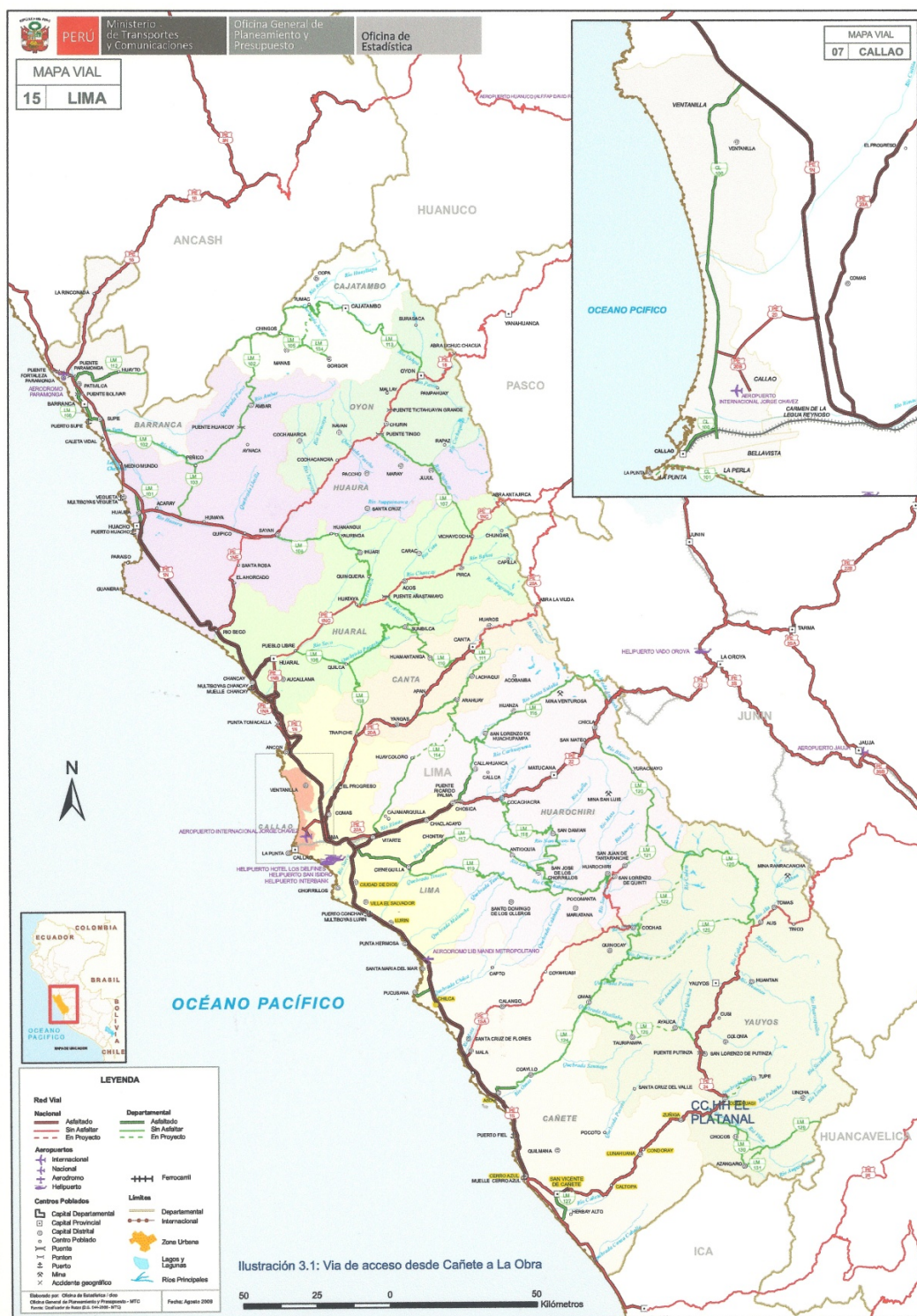


Figura N° 3.1: Vía de acceso desde San Vicente de Cañete hasta San Juan (Obra en ejecución).

El proyecto de la central hidroeléctrica está organizada de la siguiente manera: El cliente principal es la **COMPAÑÍA ELECTRICA EL PLATANAL S.A. (CELEPSA)**; tiene en la obra personal que se encarga de supervisar la ejecución de la obra, luego está ARPL quien supervisa la ejecución de la obra de acuerdo a los parámetros y consideraciones técnicas, y por último está la **CONTRATA JME (consorcio entre JJC y ME)**; la cual se encarga de la ejecución directa de los trabajos de excavación subterránea y de la instalación de oficinas y campamentos. El tiempo de ejecución del proyecto está programado para ser concluido en aproximadamente 2 años y 6 meses.

3.1.Excavaciones Subterráneas: Son túneles de sección grande y que para su diseño hemos tenido muy en cuenta las formas de cada túnel y el tipo de roca que se observa en cada diseño.

- a) Túnel de Acceso: Galería Nro 01, 02, 03 y 04.
- b) Túnel de Descarga.
- c) Túnel de Aducción: Ventana de Entrada, Intermedia, Salida.
- d) Caverna de la Casa Máquina y Transformadores.

3.1.1. Túnel de Acceso: Se ubica en el Anexo de San Juanito km 65 - Carretera a Yauyos, cuya longitud es de 789.030m. El túnel presenta

cuatro tipos de terrenos y se han dimensionado las secciones y longitudes de perforación para cada uno de ellos.

Tabla N° 3.1: Sección y longitud de perforación según tipo de terreno

TERRENO TIPO	SECCION DE PERFORACION	LONGITUD DE PERFORACION
I	7.35 m x 7.50 m	3.80 m
II	7.45 m x 7.55 m	3.00 m
III	7.55 m x 7.60 m	2.40 m
IV	7.85 m x 7.75 m	1.50 m

Para ingresar a las cavernas de transformadores y casa de máquina se han diseñado cuatro galerías en los puntos indicados.

Tabla N° 3.2: Datos topográficos del Acceso a las cavernas.

PUNTO	PROGRESIVA	ELEVACION
N° 01	K0 + 592.107 m	904.376 m
N° 02	K0 + 677.130 m	905.320 m
N° 03	K0 + 751.830 m	906.150 m
N° 04	K0 + 789.030 m	906.150 m

Tabla N° 3.3: Datos Topográficos de las Galerías de Acceso a las cavernas.

GALERIA	LONGITUD	PROGRESIVA	ELEVACION
Galería N° 01 Rpa Negativa 6.20 m x 6.20 m	Inicio de la Galería Fin de la Galería	K0 + 000.000 m K0 + 191.564 m	905.320 m 895.500 m
Galería N° 02 Rpa Positiva 4.80 m x 4.80 m	Inicio de la Galería Fin de la Galería	K0 + 000.000 m K0 + 267.136 m	904.376 m 916.600 m
Galería N° 03 Rpa Positiva 4.80 m x 4.80 m	Inicio de la Galería Fin de la Galería	K0 + 000.000 m K0 + 172.266 m	911.951 m 918.600 m
Galería N° 04 Rpa Negativa 4.80 m x 4.80 m	Inicio de la Galería Fin de la Galería	K0 + 000.000 m K0 + 138.127 m	906.150 m 914.850 m

3.1.2. Túnel de Descarga: Se ubica en el Anexo de San Juanito km 65 - Carretera a Yauyos, cuya longitud es de 838.380m. El túnel presenta cuatro tipos de terrenos y se han dimensionado las secciones y longitudes de perforación para cada uno de ellos.

Tabla N° 3.4: Túnel de Descarga, secciones y longitudes de perforación.

TERRENO TIPO	SECCION DE PERFORACION	LONGITUD DE PERFORACION
I	5.60 m x 5.55 m	3.80 m
II	5.70 m x 5.60 m	3.00 m
III	5.80 m x 5.65 m	2.40 m
IV	6.10 m x 5.80 m	1.50 m

Al final de este túnel se inicia las Galerías Colectoras y estas comunican en la parte inferior a la caverna de la Casa Máquina.

Tabla N° 3.5: Galerías Colectoras, secciones y longitudes de perforación.

	TERRENO TIPO	SECCION DE PERFORACION	LONGITUD DE PERFORACION
COLECTOR N° 01	I	7.60 m x 6.61 m	3.80 m
	II	7.70 m x 6.66 m	3.00 m
	III	7.70 m x 6.66 m	2.40 m
COLECTOR N° 02	I	5.60 m x 5.55 m	3.80 m
	II	5.70 m x 5.60 m	3.00 m
	III	5.80 m x 5.65 m	2.40 m

3.1.3. Túnel de Aducción: Su construcción se ha diseñado desde el Anexo de Capillucas (Chachicay) hasta San Juanito. Desde el km 99 hasta el km 65 - Carretera a Yauyos, cuya longitud es de 12,450.700m. La sección del túnel (Sección en Herradura), está de acuerdo al tipo de terreno que se encuentra a lo largo de su excavación y es la siguiente:

Tabla N° 3.6 Túnel de Aducción, sección y longitud de perforación

TERRENO TIPO	SECCION DE PERFORACION	LONGITUD DE PERFORACION
I	5.10 m x 5.20 m	3.80 m
II	5.20 m x 5.25 m	3.00 m
III	5.30 m x 5.30 m	2.40 m
IV	5.60 m x 5.85 m	1.50 m

Para ejecutar los casi 12.5 km se está trabajando en 03 ventanas, las cuales van a interceptar el túnel principal y a partir de estas ventanas se ejecutara la excavación del Túnel de Aducción para acelerar la construcción del túnel.

3.1.3.1. Ventana de Entrada: Se ubica en el Anexo de Capillucas (Chachicay) km 99 - Carretera a Yauyos. La Ventana de Entrada tiene una longitud de 97.86 m hasta el punto de intersección con el túnel

principal. El punto de intersección con respecto al Túnel de Aducción se ubica en la progresía K0+ 59.950m

Tabla N° 3.7: Ventana de Entrada, sección y longitud de perforación

TERRENO TIPO	SECCION DE PERFORACION	LONGITUD DE PERFORACION
I	4.60 m x 4.70 m	3.80 m
II	4.70 m x 4.75 m	3.00 m
III	4.80 m x 4.80 m	2.40 m

3.1.3.2. Ventana Intermedia: Se ubica en el Anexo de Canchán km 85 - Carretera a Yauyos, tiene una longitud de 510.67 m hasta el punto de intersección con el túnel principal.

Tabla N° 3.8: Ventana Intermedia, sección y longitud de perforación

TERRENO TIPO	SECCION DE PERFORACION	LONGITUD DE PERFORACION
I	5.10 m x 5.20 m	3.80 m
II	5.20 m x 5.25 m	3.00 m
III	5.30 m x 5.30 m	2.40 m
IV	5.60 m x 5.45 m	1.50 m

3.1.3.3. Ventana de Salida: Se ubica en el Anexo de San Juanito km 65 - Carretera a Yauyos, tiene una longitud de 187.70m hasta el punto de intersección con el túnel principal.

Tabla N° 3.9: Ventana de Salida, sección y longitud de perforación

TERRENO TIPO	SECCION DE PERFORACION	LONGITUD DE PERFORACION
I	5.10 m x 5.20 m	3.80 m
II	5.20 m x 5.25 m	3.00 m
III	5.30 m x 5.30 m	2.40 m
IV	5.60 m x 5.45 m	1.50 m

3.1.4. Caverna de Casa de Máquina y Transformadores: La Caverna de Casa Máquina está ubicada en el anexo de San Juanito, el ingreso es por el Túnel de Acceso a una distancia de 800m.

Tabla N° 3.10: Datos técnicos de las cavernas de Casa de Máquina y de Transformadores.

CAVERNA	SECCION	LONGITUD
Casa Máquina	20.20 m x 34.80 m	70.50 m
Transformadores	15.20 m x 15.60 m	65.30 m

4. PERFORACION DE TALADROS:

En los inicios, solo se contaba con un solo equipo de perforación para el avance en el Túnel de Acceso y Descarga; era un Jumbo Rocket Boomer 282, el ciclo con este equipo era perforar, cargar y volar la mitad de la sección luego de tener un avance considerable se regresaba a completar la perforación del banco y de esta forma se completa el ciclo.



Figura N° 3.2: Equipo de Perforación Jumbo Rocket Boomer 282



f

Figura N° 3.3: Equipo Jumbo Electrohidráulico para sección grande

5. EXPLOSIVOS, ACCESORIOS Y AGENTES DE VOLADURA:

- a) Emulsiones – Emulnor® 3000 y 5000.
- b) Fulminante Común – N° 08.
- c) Mecha de Seguridad.
- d) Detonadores No Eléctricos – Fanel® PC y PL.
- e) Cordón Detonante – Pentacord® 3P y Famecorte® P-60

6. ACTIVIDADES REALIZADAS:

Los trabajos a desarrollar eran previa coordinación con el Área de Operaciones y el Area Técnica, aquí se daba visto bueno de los Diseños de Perforación y Carguío de Taladros en los Túneles. Con el visto bueno los Jefes de los túneles hacían uso de los diseños para los trabajos, además se tenía una constante capacitación al personal en temas de seguridad y manipulación de explosivos.

6.1. Diseño de Malla de Perforación: Los diseños de las mallas de perforación fueron elaborados bajo las especificaciones técnicas del terreno, de los explosivos a utilizar y en efecto el control de la voladura en el contorno de los túneles.

Hemos aplicado modelos matemáticos conocidos, cabe mencionar que hemos modificado algunas variables y agregado otras debido al

comportamiento de nuestro macizo, los criterios y modelos utilizados lo detallaremos a continuación:

6.1.1. Cálculo del Número de Taladros: Existen dos fórmulas para obtener el número de taladros, para el diseño hemos promediado ambas.

$$Nro\ de\ Taladros = 10 \times \sqrt{A \times h} \quad (1)$$

$$Nro\ de\ Taladros = \left(\frac{P}{Dt} \right) + C \times S \quad (2)$$

N° DE TALADROS = PROMEDIO (1) y (2)

Donde:

H = Altura de la Sección (m).

A = Ancho de la Sección (m).

P = Perímetro del Túnel de la sección (m).

Dt = Distancia o espaciamiento entre taladros de contorno (m).

S = Sección del Túnel (m²).

C = Coeficiente de la Roca.

Tabla N° 3.11: Coeficiente de la roca según dureza

DUREZA DE LA ROCA	FACTOR (C)
Dura	1.80 a 2.00
Intermedia	1.50 a 1.70
Suave	1.00 a 1.40

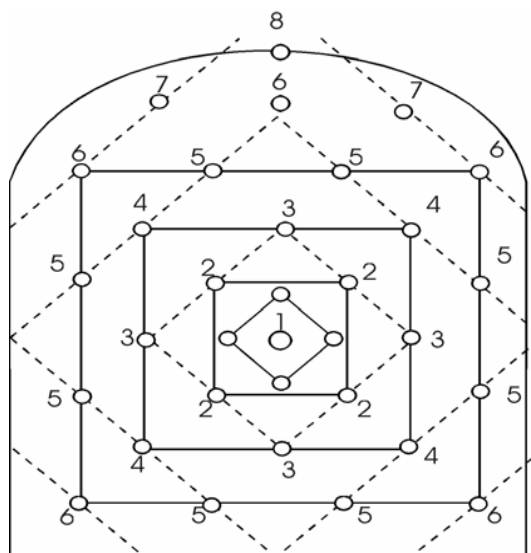


Figura N° 3.4: Distribución de taladros en frente de avance.

6.1.2. Cálculo del Diámetro Equivalente (Deq): Como se está aplicando corte quemado como arranque de la voladura es importante

entender el concepto de “Diámetro equivalente”; no es más que la equivalencia del número de taladros de alivio convertido en un solo taladro con diámetro mayor; es decir, si utilizamos un solo taladro de alivio entonces nuestro diámetro equivalente corresponderá al diámetro de nuestro único taladro de alivio. Por lo tanto a medida que vamos incrementado por necesidad la cantidad de taladros de alivio se incrementa nuestro “Diámetro equivalente”.

$$Deq = dh \times \sqrt{N}$$

Donde:

N = Nro de taladros de Alivio.

dh = Diámetro del taladro de alivio (mm).

Deq = Diámetro Equivalente (mm).

6.1.3. Cálculo de Longitud de Perforación y Longitud de Avance:

Ahora, aquí es donde se resuelve la incógnita ¿Para qué hallar el “Diámetro equivalente”?, es necesario para saber si el diámetro hallado nos permitirá obtener que longitud tendremos que perforar para obtener la longitud requerida de avance.

$$H = \left[\frac{Deq + 16.51}{41.67} \right]$$

$$L = 0.95 \times H$$

Donde:

H = Longitud de Perforación (m).

Deq = Diámetro Equivalente (mm).

L = Longitud de Avance (m).

6.1.4. Cálculo simplificado para cuñas quemadas: Otra de las aplicaciones del “Diámetro equivalente” se encuentra en el diseño de cuadrángulos que se generan en base a este diámetro, debemos de saber si la cantidad de taladros de alivio diseñado nos permitirán obtener nuestro burden para el primer, segundo, tercer y si existe un cuarto corte.

Tabla N° 3.12: Valores para generar las Cuñas de Rotura

CUADRO N°	1	2	3	4
Burden (B)	1.50 Deq	2.12 Deq	4.50 Deq	9.54 Deq
Radio (R)	1.50 Deq	3.18 Deq	6.75 Deq	14.31 Deq
Lado (Sc)	2.12 Deq	4.50 Deq	9.54 Deq	20.23 Deq
Taco (T)	1.50 Deq	1.06 Deq	2.25 Deq	4.77 Deq
Revisión	Sc1≥2 R3	Sc2≥2 R3	Sc3≥2 R3	Sc4≥2 R3

Es importante mencionar que los valores obtenidos son límites máximos de Burden, Radio de influencia, Longitud del Lado de la cuña, Taco correspondiente a cada cuña de rotura, además hay que señalar que existe una restricción y es que si la longitud del lado de la cuña (ya sea de la 1era, 2da, 3era y/o 4to corte) es mayor a dos veces el radio de influencia de la cuña nro 3 ya no se continua con dicha cuña (condicional agregado en este informe).

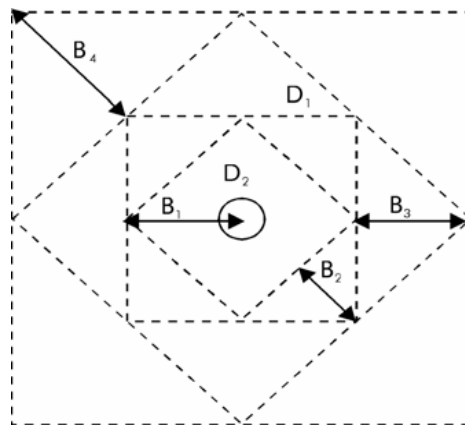


Figura N° 3.5: Esquema Geométrico de Arranque

6.1.5. Cálculo de los Taladros de Arrastre:

$$B_{m\acute{a}x} = 0.012 \times \left(\left(\frac{2 \times SGr}{SGe} \right) + 1.5 \right) \times Dex$$

$$S_{m\acute{a}x} = 1.1 \times B_{m\acute{a}x}$$

$$T = 0.2 \times B_{\text{máx}}$$

Donde:

$B_{\text{máx}}$ = Burden Máximo (m).

$S_{\text{máx}}$ = Espaciamiento Máximo (m).

T = Taco vacío o con material inerte (m).

S_{Gr} = Densidad de la Roca (gr/cm³).

S_{Ge} = Densidad del Explosivo (gr/cm³).

D_{ex} = Diámetro del Explosivo (mm).

6.1.6. Cálculo de los Taladros de Contorno: En estos taladros hemos realizado nuestra voladura de recorte que en obras civiles es muy importante mantener la sección del túnel minimizando los daños al macizo. La voladura en estos taladros se ha realizado con cordón detonante de un gramaje equivalente a 60 gr/m por lo que el diseño está relacionado con este explosivo y modelo matemático.

$$S_{\text{máx}} = k \times D_{ex}^2$$

$$B_{\text{máx}} = \frac{S_{\text{máx}}}{0.8}$$

² Fórmula utilizada para el diseño de voladura controlada "Smooth Blasting" con cordón detonante
– Ph D MSC PENg C. Agreda

$$Dc = 10 \times \left(\frac{1000 \times Smáx}{177} \right)^2$$

Donde:

Bmáx = Burden máximo (m).

Smáx = Espaciamiento máximo (m).

Dc = Densidad de carga (gr/m).

K = Constante por tipo de roca.

Tabla N° 3.13: Constante según dureza de la roca

TIPO DE ROCA	FACTOR (k)
Muy Duros	12
Duros	13
Suaves	14
Muy Suaves	15

La constante k la que se refiere está dado según el modelo matemático en un solo valor k=16, en este trabajo lo variamos para poder trabajar en varios terrenos según los resultados previos obtenidos y lo que mayormente se ajusto es lo que se muestra en la Tabla N° 3.2.

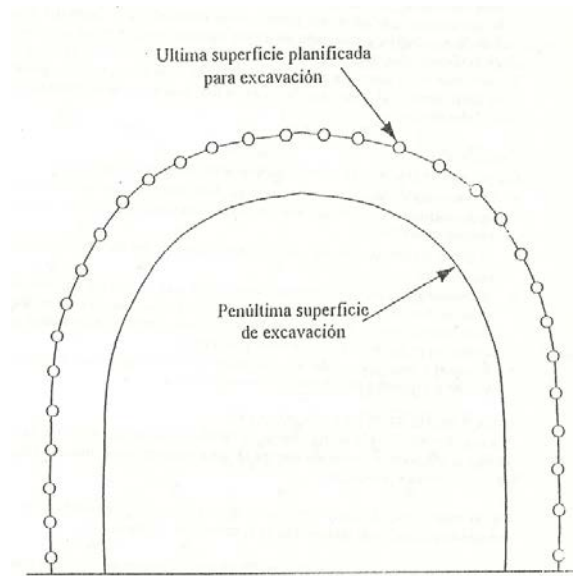


Figura N° 3.6: Penúltima etapa de la ejecución de una voladura lisa y el mecanismo de control del desarrollo del fracturamiento mediante el esfuerzo del límite local.

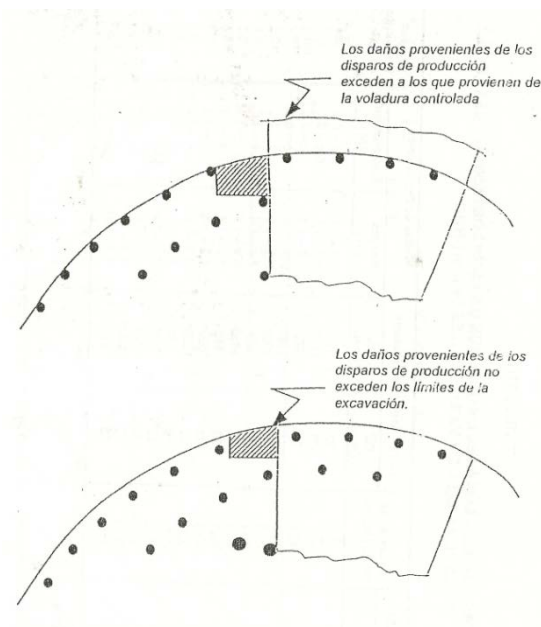


Figura N° 3.7: Control de daños en tunelería

6.1.7. Cálculo de los Taladros de Producción: Puede parecer que estas formulas y las que corresponden a los Taladros de Arrastre son iguales, pero la diferencia está en la variación de explosivos que se utilizan en cada sector.

$$B_{m\acute{a}x} = 0.012 \times \left(\left(\frac{2 \times SGr}{SGe} \right) + 1.5 \right) \times Dex$$

$$Sm\acute{a}x = 1.1 \times B_{m\acute{a}x}$$

$$T = 0.5 \times B_{m\acute{a}x}$$

Donde:

$B_{m\acute{a}x}$ = Burden Mximo (m).

$Sm\acute{a}x$ = Espaciamiento Mximo (m).

T = Taco vaco o inerte (m).

SGr = Densidad de la Roca (gr/cm³).

SGe = Densidad del Explosivo (gr/cm³).

Dex = Dimetro del Explosivo (mm).

6.2. Diseo de carguo de taladros: Los diseos para el carguo de taladros fueron elaborados teniendo presente que el explosivo principal de carguo fueron las emulsiones.

6.2.1. Cantidad de explosivos por disparo:

$$Q_t = F_c \times V_r$$

Donde:

Q_t = Cantidad de explosivos a utilizar (kg).

V_r = Volumen Roto (m³).

F_c = Factor de Carga (kg/m³).

Tabla N° 3.14: Factor de Carga (kg/m³)

TIPO DE ROCA	FACTOR (kg/m ³)
Muy Duros	1.80 a 2.00
Duros	1.60 a 1.80
Suaves	1.40 a 1.50
Muy Suaves	1.00 a 1.30

6.2.2. Distribución de carga por taladro: Con la cantidad de explosivo de un disparo y el número de taladros por sección obtendremos la “cantidad de explosivo por taladro”, el cual nos ayudara a encontrar la cantidad de cartuchos de emulsión. Aquí aplicamos un

Factor de corrección por confinamiento de explosivo que es aplicado a los taladros de Arranque, Ayuda de Arranque y Arrastres.

Tabla N° 3.15: Factor de corrección para el confinamiento según taladro de carguío

TALADRO	FACTOR CORRECCION
Arranque	1.15
Ayudas	1.10
Cuadradores	1.00
Alzas	1.00
Arrastres	1.15

6.2.3. Diagrama de carga por taladro: El explosivo base tanto para el cebo como para la columna de carga es la emulsión en sus diferentes potencias, siendo el de mayor potencia el color amarillo esto. Para los taladros de contorno se tiene dos cartuchos de emulsión más el cebo, a esto le agregamos el cordón detonante P-60.

1. Taladros de ARRANQUE, AYUDA DE ARRANQUE Y
ARRASTRES

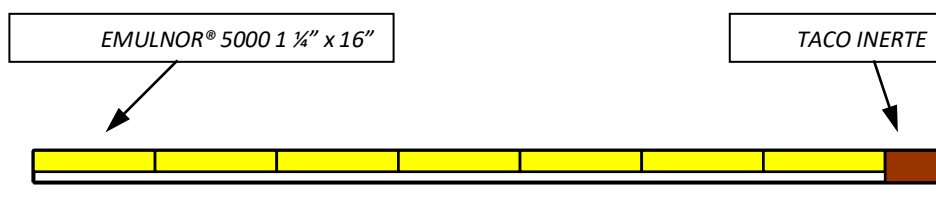


Figura N° 3.8: Diseño de Carguío para taladros de Arranque,
Ayuda de Arranque y Arrastres

2. Taladros de PRODUCCION

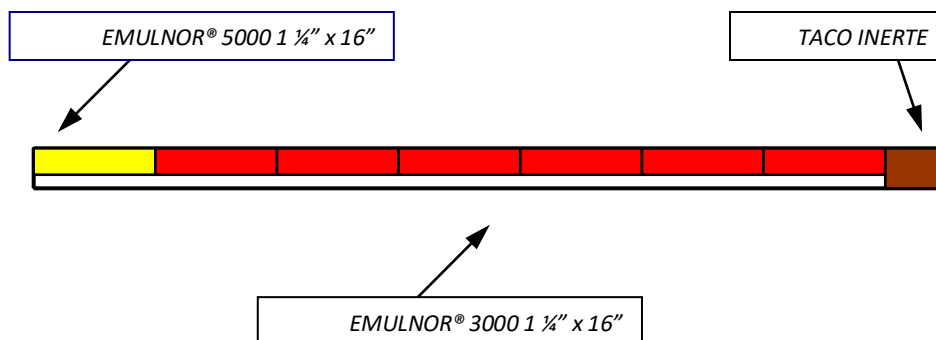


Figura N° 3.9: Diseño de Carguío para taladros de Producción.

3. Taladros de CONTORNO

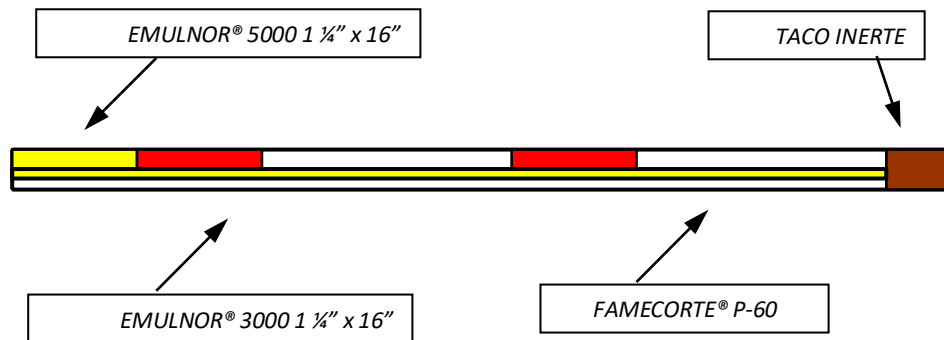


Figura N° 3.10: Diseño de Carguío para taladros de Contorno.

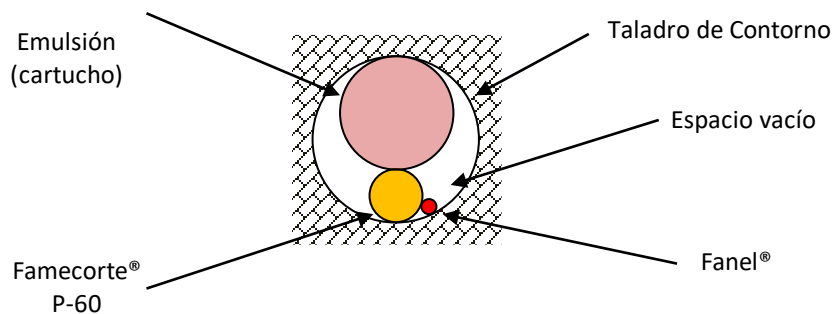


Figura N° 3.11: Corte transversal del taladro de Contorno.

6.3. Ejemplo de Diseño de Malla de Perforación: A continuación desarrollaremos paso a paso el diseño de una malla de perforación, las

cuales para facilitar el trabajo se encuentran en hojas de cálculo y solo se necesita los datos correspondientes:

HOJA N° 01: Cálculo del número de taladros promedio, en la bibliografía encontrada se tiene dos fórmulas que incluyen parámetros geométricos, parámetros de diseño y de la roca. Nosotros evaluamos las dos y tomamos ambos como límites mínimo y máximo siendo el promedio de ambas un indicativo con el cual iniciaremos nuestro trabajo:

Tabla N° 3.16: Cálculo del número de taladros por tipo de terreno

DATOS	TIPO DE TERRENO							
	I		II		III		IV	
SECCION	7.35m	7.30m	7.45m	7.35m	7.35m	7.40m	7.85m	7.55m
Ø DE TAL	45mm		45mm		45mm		45mm	
S	50.02 m2		51.08 m2		51.37 m2		55.06 m2	
P	28.89m		29.21m		29.26m		30.44m	
Dt	0.54m		0.59m		0.63m		0.68m	
C	2.00		1.80		1.70		1.50	
N° TAL. I	73		74		74		77	
N° TAL II	149		138		130		125	
PROMEDIO	111		106		102		101	
LONG DE TAL	4.20m		3.00m		2.40m		1.50m	
VOLUMEN	210.08 m3		153.24 m3		123.39 m3		82.59 m3	

Ejemplo realizado con los datos del túnel de Acceso.

HOJA N° 02: Diseño de perforación, el modelo utilizado es el de Konya, la relación desde el diámetro equivalente y el tipo de explosivo a utilizar obtenemos los cálculos para los taladros de Arrastre, para el Arranque en cuña y para los taladros de producción. Para los taladros de contorno, el algoritmo utilizado está basado en los principios de la voladura de recorte para minimizar el daño en las paredes de la sección final, haciendo uso de un explosivo especial "Famecorte P-60 y P-80".

Tabla N° 3.17: Cálculo del Diseño de la Malla de Perforación

A. DATOS:

A.1. PERFORACION:

Tipo de Terreno

	I	
A	: Ancho de la Sección	7.35 m
dt	: Diámetro del taladro de perforación	45 mm
dh	: Diámetro de los taladros vacíos	102 mm
N	: Número de los taladros vacíos	3 tal.
SGr	: Densidad de la roca	2.7 gr/cm ³

A.2 EXPLOSIVOS

	Diámetro pulg	Diámetro mm	Densidad	
			gr/cm ³	gr/m
Emulnor® 5000	1 1/4	31.8	1.16	
Emulnor® 3000	1 1/4	31.8	1.14	
Famecorte® P60		17.5		60

B. RESULTADOS:

De	: Diámetro equivalente	176.67	mm
H	: Profundidad del barreno	4.64	m
L	: Profundidad de avance	4.40	m

B.1. CALCULOS SIMPLIFICADOS PARA CUÑAS QUEMADAS (m)

CUADRO N°	1	2	3	4	4*
B	0.27	0.37	0.80	1.69	0.84
R	0.27	0.56	1.19	2.53	1.69
Sc	0.37	0.80	1.69	3.57	2.39
T	0.27	0.19	0.40	0.84	0.84
REVISAR	OK	OK	OK	OBS	OK

Sc > 2 R3	2.39
---------------------	------

B.5. CALCULO DE LOS TALADROS DE LOS ARRASTRES

B max	=	0.90
S max	=	0.99
T	=	0.18

N° Tal'	8	9
S'	1.05	0.92
B'	0.95	0.84

B',B'',S',S'' = Espaciamiento Corregido

B.6. CALCULO DE LOS TALADROS DE CONTORNO

B max	=	0.68
S max	=	0.54
T	=	0.35
Dc	=	93

B.7. CALCULO DE LOS TALADROS DE PRODUCCION

B max	=	0.89
S max	=	0.98
T	=	0.45

ANCHO	5.79
N° Tal'	8
S'	0.83
B'	0.75

HOJA N° 03: Cálculo de la Cantidad de Carga por taladro, la relación de cantidad de carga está en base al tipo de roca, de la longitud de taladro y sección del túnel.

Tabla N° 3.18: Cálculo de la cantidad de carga por taladro

Tipo de roca	Factor Kg/m3			Teorico	
Muy duros	1.90	a	2.10	1.5	1.8
Duros	1.60	a	1.80	1.3	1.5
Suaves	1.40	a	1.50	1.1	1.3
Muy suaves	1.00	a	1.30	1.0	1.1

	I	II	III	IV
N° TALADROS	111	108	105	104

A. DISTRIBUCION DE CARGA

	I	II	III	IV
VOLUMEN	210.08	153.24	123.29	82.59
FACTOR	2.10	1.80	1.70	1.60
Qt	441.18	275.83	209.59	132.14
Qt/TAL	3.96	2.55	2.00	1.27

B. DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO

Diámetro del Taladro	45 mm	
Longitud de Avance	3.80 m	
Densidad del Anfo	0.87 kg/m3	
Famecorte® P60	60 kg/m	0.228 kg/pza
Emulnor® 5000 de 1 1/4" x 16"	66 cart/caja	0.379 kg/cart
Emulnor® 3000 de 1 1/4" x 16"	68 cart/caja	0.368 kg/cart

	Kilogramos por taladro				F. Correc. x Confin.	Kilogramos por taladro			
	I	II	III	IV		I	II	III	IV
ARRANQUE	3.96	2.55	2.00	1.27	1.15	4.56	2.94	2.30	1.46
AYUDAS	3.96	2.55	2.00	1.27	1.10	4.36	2.81	2.20	1.40
CUADRADORES	1.34	1.34	1.34	1.34	1.00	1.34	1.34	1.34	1.34
ALZAS	1.34	1.34	1.34	1.34	1.00	1.34	1.34	1.34	1.34
ARRASTRES	3.96	2.55	2.00	1.27	1.15	4.56	2.94	2.30	1.46

C. DISTRIBUCION DE CARGA POR DISPARO (Según parámetros de diseño)

	Número de Taladros				Kilogramos por Disparo			
	I	II	III	IV	I	II	III	IV
Arranque	8	8	8	8	36	23	18	12
Ayudas	60	60	59	59	262	169	130	82
Cuadradores(*)	18	16	14	14	24	21	19	19
Alzas (*)	16	15	15	14	21	20	20	19
Arrastre	9	9	9	9	41	26	21	13
Total	111	108	105	104	385	260	207	145

HOJA N° 04: Distribución de carga por taladro, según el cuadro anterior se distribuye la cantidad de explosivo; en este caso,

emulsiones por taladro y también se diseña la distribución de tiempos de salida por cada taladro.

Tabla N° 3.19: Distribución de carga por taladro

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO - TUNEL ACCESO

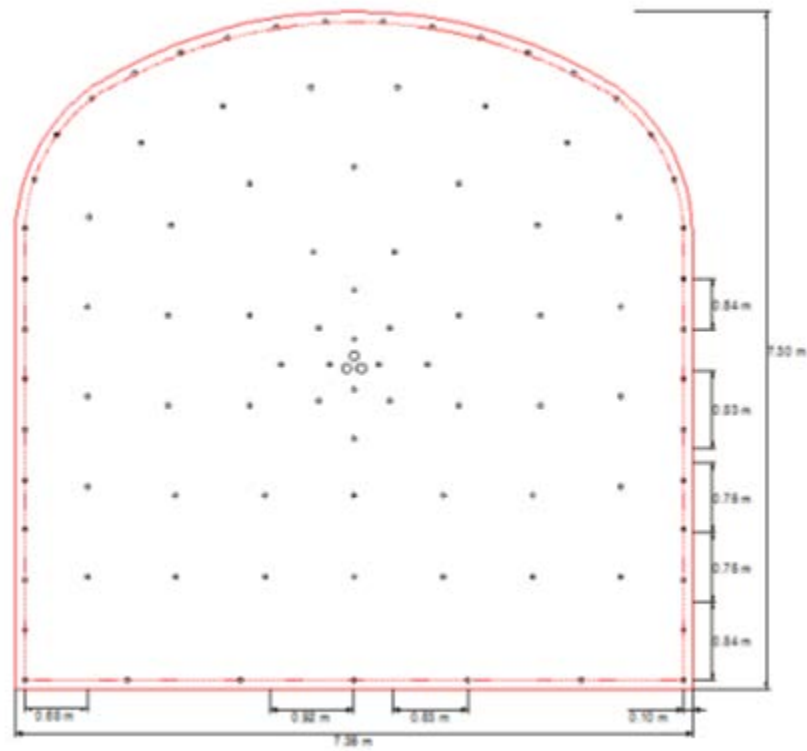
TERRENO TIPO I	Long. De Taladro	Cantidad de Taladros	EXPLOSIVOS						Cantidad de Explosivos	Cantidad Total de Explosivos
			E 3000® 1 1/4" x 16"		E 5000® 1 1/4" x 16"		Famecorte®	P60		
			Cart.	Kg.	Cart.	Kg.	Unid.	Kg.		
ARRANQUE	4.20	4	0	0.00	12	4.55	0	0.00	4.55	18.18
AYUDA ARRANQUE	4.20	4	0	0.00	12	4.55	0	0.00	4.55	18.18
1ERA CUÑA	4.20	4	11	4.04	1	0.38	0	0.00	4.42	17.69
AYUDAS	4.20	48	11	4.04	1	0.38	0	0.00	4.42	212.30
CUADRADORES	4.20	18	2	0.74	1	0.38	1	0.23	1.34	24.16
ALZAS	4.20	16	2	0.74	1	0.38	1	0.23	1.34	21.47
AYUDA ARRASTRE	4.20	8	11	4.04	1	0.38	0	0.00	4.42	35.38
ARRASTRES	4.20	9	0	0.00	12	4.55	0	0.00	4.55	40.91
		111								388.28

FACTOR DE CARGA	1.85
-----------------	------

Tabla N° 3.20: Diseño de la secuencia de salida del disparo

FANEL		CANTIDAD
Tipo	Nro	
MS	1	2
MS	3	2
LP	1	2
LP	2	2
LP	3	2
LP	4	2
LP	5	4
LP	6	4
LP	7	4
LP	8	6
LP	9	7
LP	10	6
LP	11	8
LP	12	9
LP	13	8
LP	14	18
LP	15	16
LP	16	9

HOJA N° 05: Diseño de la Malla de Perforación y Voladura.



ARRANQUE

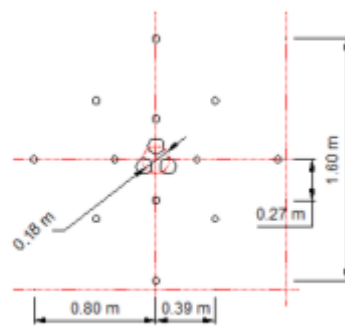


Figura N° 3.12: Diseño de Perforación de Frente de Avance

CONCLUSIONES

- a. Control y verificación de la presión de aire utilizado para el confinamiento de ANFO en los taladros, instalar manómetros en los cargadores de ANFO para verificar que se está utilizando la presión de aire adecuada. Tener una presión de aire entre 65 y 75 psi es un rango aceptable, con esta presión los prills de ANFO no llegan a destruirse por completo, un confinamiento excesivo generado cuando sobrepasamos estos rangos podemos ocasionar que el ANFO llegue a su Densidad crítica ($D_c=1.2 \text{ g/cm}^3$) y por consiguiente llega a insensibilizarse.

- b. En las secciones que se perforaron taladros en abanico se observa que a causa de la desviación generada se producen bancos, esto incrementa nuestra voladura secundaria, ya sea cachorro o plasteo,

para esto se recomienda utilizar aceros de perforación que ayudan a disminuir la desviación en la perforación.

- c. En los taladros donde se utilizan dos cebos, no olvidarse de colocar tacos inertes entre cargas y cada cebo con número de retardo diferente. Los tacos son para que la primera columna no inicie la segunda o al revés, ahora los tacos pueden ser sacos vacíos o lodo de perforación según sean los taladros hacia arriba o hacia abajo. Los retardos tienen que ser diferentes ya que dos detonadores no eléctricos con un mismo retardo no detonan en el mismo tiempo.
- d. El éxito de una voladura está en hacer uso correcto de cada una de los materiales y parámetros que intervienen para hacer posible la voladura.
- e. Se cumplió con el control del factor de carga en promedio llegó a 0.26 kg/ton, lo que permitió extender el contrato por un año más.
- f. Se realizaron pruebas con explosivos especiales para mejorar la voladura controlada, como son el Famecorte y el Famecorte P-60, los resultados fueron satisfactorios pero tenemos un incremento en el tiempo de preparación para su aplicación y esto no ayuda debido a que en un turno hay que cargar como mínimo cuatro frentes de 70 a 100 taladros.

- g. El diseño; si bien es cierto, nos basamos en modelos matemáticos foráneos, esto no significa utilizarlos tal y como indican, por el contrario se requiere interpretarlos y adecuarlos a la realidad que tenemos, en cuestiones de tipo de roca, equipos y tipo de explosivos a utilizar.

- h. Se ha comprobado que del 60-70% del éxito de un disparo en frentes recae directamente a la calidad de perforación que se realiza, la ubicación y dirección de los taladros, la limpieza de los mismos, la longitud perforada y por supuesto el paralelismo entre taladros.

RECOMENDACIONES

- a. Para hacer uso correcto de los explosivos es necesario una capacitación previa y continua al personal de mina y supervisores, ya que el personal antiguo e ingresante que desconoce el uso correcto de los explosivos y accesorios de voladura puede ocasionar fallas en la operación e inclusive accidentes por desconocimiento.

- b. Programar el mantenimiento de los equipos cargadores de ANFO, ya que al usar ANFO los cargadores los manómetros y válvulas de control de presión de aire se deterioran, de este modo evitar el desperdicio y mal uso de ANFO.

- c. La velocidad de detonación del ANFO decae a lo largo del taladro y es aproximadamente que en 10 m se vuelve constante y no lo suficiente como para continuar logrando una efectiva detonación de la columna faltante, es por este motivo que se recomienda que cuando se tenga

taladros mayores de 15 m colocar un repotenciador; es decir, otro cartucho ya sea una emulsión o dinamita a unos 8 - 10 m para tener una efectiva detonación de toda la columna explosiva.

- d. Por seguridad se recomienda la utilización de Emulsiones por las Dinamitas, por sus características técnicas semejantes en velocidad de detonación, menor generación de gases, uso en zonas húmedas y para completar mas económicas.
- e. En el Polvorín principal debe de darse el movimiento de los explosivos de manera que no se lleguen a almacenar por mucho tiempo, al pasar su fecha de vencimiento los explosivos varían sus características técnicas y esto ocasionaría deficiencia en la voladura que es lo que no se quiere.
- f. Programar el mantenimiento de los equipos cargadores de ANFO, ya que por el uso de ANFO se desgastan y deterioran las válvulas y manómetros de control de presión de aire, de este modo evitar desperdicio y mal uso de ANFO.
- g. En el Polvorín principal debe de darse el movimiento de los explosivos de manera que no se lleguen a almacenar por mucho tiempo ni pasen su fecha de vencimiento.

- h. Es importante como anteriormente se especifico, que el personal que realiza el carguío debe ser el idóneo; es decir, debe ser capacitado constantemente, debe tener una actitud proactiva, responsable y contar con experiencia en el manejo y manipulación de explosivos.

- i. Tanto en los taladros de producción como en los taladros de contorno hay que colocar tacos, con la finalidad de tener un mejor rompimiento y de alguna forma evitar que el explosivo salga disparado sin antes haber detonado.

- j. El retardo a utilizar en el arranque será cualquier Fanel® (detonador no eléctrico) ya sea rojo o amarillo (periodo corto o período largo), cada taladro deberá de tener un lapso de tiempo entre ellos de 100ms como mínimo, esto con la finalidad de darle tiempo suficiente para que cada taladro del arranque rompa la roca y abra la cara libre para los demás taladros que están a la espera de su detonación.

- k. En el caso de los taladros de contorno se está utilizando un explosivo llamado "Famecorte P-60 y/o P-80", este explosivo no es más que un cordón detonante de 60 y/o 80 gr/m de casi un centímetro de diámetro, el cual utiliza el colchón de aire que existe en el taladro para amortiguar la voladura y por lo mismo generar menor daño a la roca. (Diseño mostrado hojas arriba)

BIBLIOGRAFIA

- ✓ P.h.D., M.S.C. P.ENG. C. AGREDA,
“Voladura Controlada – Teoría y Aplicaciones”.

- ✓ CALVIN J. KONYA, ENRIQUE ALBARRAN N.
“Diseño de Voladuras” – Edición 1998, Editorial Cautil, México.

- ✓ E. HOEK / E.T. BROWM
“Excavaciones subterráneas en roca”.

- ✓ EXSA
Manual Práctico de Voladura – Edición 4ta, Cap 1 – 14.

- ✓ FAMESA EXPLOSIVOS.
Catalogo de productos

- ✓ LOPEZ JIMENO, C., LOPEZ JIMENO E., GARCIA BERMUDEZ P.
*“Manual de Perforación y Voladura de Rocas” – Edición 2003, Editorial
- Cap 10 – 22.*

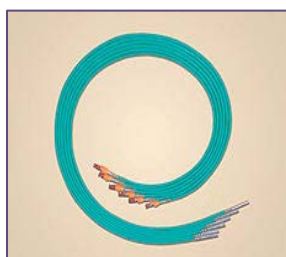
ANEXOS

ANEXO N°1: Explosivos y Accesorios de Voladura

ACCESORIOS DE VOLADURA

A. Sistema Abastecedor de Energía – CARMEX®

1. Mecha de Seguridad: Características Técnicas:



Núcleo de pólvora (g/m)	6
Tiempo de combustión a.n.m. (s/m)	150 ± 10%
Longitud de chispa a.n.m. (mm)	50
Diámetro externo (mm)	5.1
Peso por metro lineal (g/m)	24
Recubrimiento externo	Plástico
Resistencia a la tracción durante 03 min (kg)	30

2. Fulminante Común: Características Técnicas:

CARACTERISTICAS	N° 6	N°8
Longitud:	35mm	45mm
	45mm	45mm
Diámetro Externo:	6.3mm	6.3mm
	6.3mm	6.3mm
Prueba de Esopo (Diám Perf. (mm))	9	10
Resistencia Humedad Relativa 100% (h)	24	24
Potencia Relativa Volumen Trauzl (cm3)	20	23
Resistencia al impacto (2kg/1m)	No detona	No detona
Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	Si	Si

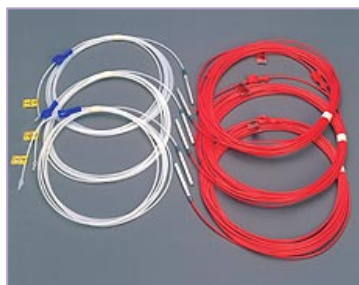
B. Mecha Rápida: Características Técnicas:



CARACTERISTICAS	Z-19
Peso promedio del material pirotécnico (g/m)	3.4
Tiempo prom. de comb. anm (s/m)	26
Diámetro externo promedio (mm)	1.8
Peso total promedio (g/m)	6.5
Cobertura exterior	plástico

C. Fulminante No Eléctrico de Retardo – FANEL®:

1. De la Manguera: Características Técnicas:



CARACTERISTICAS	Fanel® Estándar	
Material	Termoplástico flexible y de gran resistencia mecánica	
Diámetro externo (mm)	3.0	
Diámetro interno (mm)	1.2	
Long estándares de fabricación (m)	Período Corto	Período Largo
	2.8	2.6
	3.2	3.2
	4.0	4.0
	4.8	4.8
Resistencia a la tracción (kg)	16	
Vel. de propagación de la onda (m/s)	2000 ± 10%	

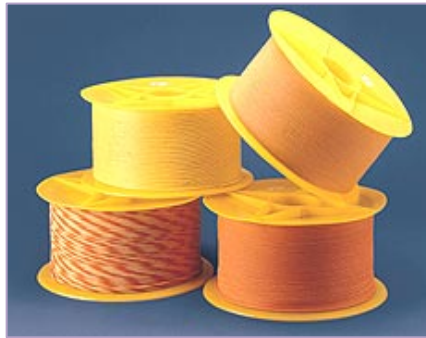
2. Del Fulminante: Características Técnicas:

Tipo	Fanel® Estándar
Dimensiones	Longitud (mm)
	Diámetro (mm)
Prueba de esopo – Diám Perf (mm)	
Volumen Trauzl (cm ³)	
Sensibilidad al impacto (2kg/1m)	

3. Escala de Retardo (Nominales): Características Técnicas:

Período Corto Manguera de Color Rojo Para Fanel Estándar		Período Largo Manguera de Color Amarillo Para Fanel Estándar	
N° de Serie	Tiempo de Retardo en Milisegundos	N° de Serie	Tiempo de Retardo en Mediosegundo
1	25	1	0.5
2	50	2	1.0
3	75	3	1.5
4	100	4	2.0
5	125	5	2.5
6	150	6	3.0
7	175	7	3.5
8	200	8	4.0
9	225	9	4.5
10	250	10	5.0
11	300	11	5.6
12	350	12	6.2
13	400	13	6.8
14	450	14	7.4
15	500	15	8.0
16	600	16	8.6
17	700		
18	800		
19	900		
20	1000		

D. Cordón Detonante – PENTACORD®: Características Técnicas:



CARACTERISTICAS	3P	5P
Peso del núcleo del explosivo		
(g/m)	4	5
(gr/pie)	20	25
Resistencia a la Tracción		
(kg)	60	60
(lb)	132	132
Velocidad de detonación		
(m/s)	6800	7000
(pies/s)	22300	23000

E. Cordón Detonante Especial P-80: Características Técnicas:

CARACTERISTICAS	80P
Peso de carga	
(g/m)	80
(gr/pie)	400
Resistencia a la tracción	
(kg)	60
(lb)	132
Sensibilidad al fulminante N°8	Si
Velocidad de detonación	
(m/s)	7000
(pie/s)	23000

EXPLOSIVOS

A. Dinamita: Características Técnicas:



CARACTERISTICAS	Dinamita Semi Gelatina® 65
Densidad relativa (gr/cm ³)	1.16
Velocidad de detonación (m/s)	5400
Presión de detonación (kbar)	85
Potencia relativa en peso, Trauzl (%)	70
Poder rompedor, Brisancia Hess (mm)	22
Resistencia al agua	Muy buena
Categoría de humos	Primera
Volumen normal de gases (l/kg)	910

Velocidad de detonación en medio confinado de Ø 11/2"

Potencia relativa referida a la Gelatina Explosiva con potencia convencional de 100

B. Emulsión Explosiva: Característica Técnica:



CARACTERISTICAS	Emulnor
	Tipo
	3000
Densidad relativa (g/cm ³)	1.14
Velocidad de detonación (m/s)	5700
Presión de detonación (kbar)	93

Energía (Kcal/kg)	920
Volumen normal de gases (l/kg)	880
Potencia relativa en peso (%)	100
Potencia relativa en volumen (%)	145
Resistencia al agua	excelente
Categoría de humos	primera
Sensibilidad al fulminante	N°8
Equivalencias referenciales de uso con la dinamita Famesa	Semigelatina 65

C. Nitrato de Amonio Energizado: Características Técnicas:

CARACTERISTICAS		Superfam DOS®	Superfam DOS® C/M
Densidad aparente (gr/cm³)		0.73	0.73
Densidad de carga (gr/cm³)		Depende de la presión	Depende de la presión
Velocidad de detonación (m/s)		3000	3100
Energía Teórica	Por peso (cal/gr)	900	900
	Por volumen (cal/cm³)	738	738
Energía Relativa	Por peso (cal/gr)	100	110
	Por volumen (cal/cm³)	100	110
Presión detonación (kbar)		32	38
Resistencia al agua		pobre	pobre

ANEXO N°2: FOTOS DE LOS FRENTES LLEVADOS:

TUNEL ACCESO



Inicio de construcción de Túnel de Acceso a medio banco



Perforación del frente y preparación de Famecorte para

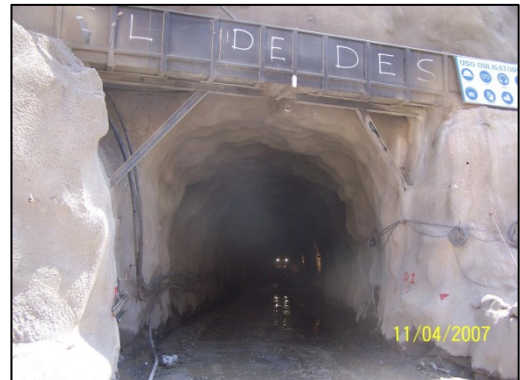


Sistema de ventilación y Perforación del Túnel de avance a sección completa

TUNEL DESCARGA



Inicio de la excavación del Túnel de Descarga



Avance de la excavación del Túnel de Descarga

TUNEL INTERMEDIO



Excavación del Túnel Intermedio con sistema de ventilación forzada