

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



“VOLADURA PARA LA INSTALACION DE DUCTOS
ENTERRADOS”

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

RICARDO JULIO FERNANDEZ SOTELO

LIMA - PERU

2012

RESUMEN

El proyecto de voladura de roca en pista, accesos y zanja para la instalación de la tercera línea de gas natural desde Chinquintirca hasta Pampa Melchorita, ejecutada por FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. fue realizada por técnicos e ingenieros nacionales.

El proceso de voladura para este proyecto de importancia nacional tiene parámetros que determinaron los objetivos del tipo de voladura a realizar, los cuales paso a mencionar a continuación:

- ✓ Minimizar los niveles de proyección de rocas a distancias menores de 25 metros (Ancho de derecho de vía).
- ✓ Controlar las vibraciones de las voladuras debido a la presencia y funcionamiento de gaseoductos muy cerca del gaseoducto en construcción.
- ✓ Vigilar la fragmentación de la roca para facilitar la limpieza de la voladura.
- ✓ Manejar la pérdida de presión de la voladura por rocas altamente intemperizadas.

- ✓ Realizar voladuras cubiertas debido a la presencia de infraestructuras muy cercanas.
- ✓ Controlar la contaminación del espectro sonoro.
- ✓ Manejar parámetros internacionales de manejo ambiental.

Durante el diseño y planeamiento de la voladura se tuvieron en cuenta todos estos objetivos, que hicieron de cada voladura algo muy particular, además de los objetivos mencionados había que controlar la presencia de animales ubicados muy cerca a la voladura.

Las voladuras de roca en pista y acceso son conocidas como voladuras de media ladera y de cajón, se utilizó para estas voladuras salidas por filas, en echelón y en triangulo. Las voladuras de roca en zanja tenían como condiciones primordiales tener la profundidad de dos metros con diez centímetros (2,1 m), ancho superior de un metro con ochenta centímetros (1,8 m) y ancho inferior de un metro con cuarenta centímetros (1,4 m).

La perforación fue realizada por la empresa TECHINT S.A.C. quienes cuentan con maquinas perforadoras John Henry las cuales perforan con broca de dos y media pulgadas, estas son perforadoras montadas sobre una excavadora 330 Caterpillar.

Luego de cálculos realizados se comenzó utilizando para la voladura de roca en pistas y accesos, una malla triangular con burden de dos metros con cuarenta centímetros (2,4 m) y espaciamiento de tres metros (3 m), luego de su aplicación en el campo y al observar la gran dimensión de las rocas después de la voladura se redujo la malla quedando el burden en dos metros con veinte centímetros (2,2 m)

y el espaciamiento en dos metros con ochenta centímetros (2,8 m), malla que nos dio tamaños óptimos de roca en la mayoría de los casos. En lo concerniente a la zanja también se utilizó una malla triangular pero con burden de un metro (1 m) y espaciamiento de un metro con cincuenta centímetros (1,5 m), malla que se utilizó en la mayoría de los trabajos realizados en zanja.

En el diseño de la voladura para la infraestructura de gaseoducto se desarrolla el fundamento teórico y las fórmulas iniciales que se utilizaron para los cálculos de los parámetros iniciales, los cuales luego de un proceso de prueba y error se fueron modificando para ajustarse a la realidad del terreno, estos ajustes se desarrollan en la aplicación del diseño de voladura en el desarrollo del proyecto

En el diseño también se concluye respecto al uso de los explosivos y accesorios para este trabajo, la elección de estos productos fueron definidos de acuerdo a los objetivos inicialmente mencionados.

Los explosivos y accesorios que se definieron para ser utilizados son los siguientes:

- ✓ Emulnor 3000, mulsión encartuchada de dos pulgadas por dieciséis pulgadas.
- ✓ Cordón detonante 5P.
- ✓ Fanel Dual 800/25 ms de 4 metros.
- ✓ Fanel MS de 4 metros del número 1 al 20.
- ✓ Fanel LP de 8 metros del número 1, 3, 5 y 7
- ✓ Mecha Blanca de seguridad
- ✓ Fulminante común N° 8

Todos estos productos son fabricados por FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. en sus plantas de Puente Piedra y Chancay.

Durante el Proyecto se contó con dos polvorines principales, tres polvorines secundarios confeccionados con container por el área de maestranza de Famesa Explosivos S.A.C. y tres juegos de polvorines móviles de obra también hechos por el área de maestranza de Famesa Explosivos S.A.C. los polvorines principales fueron los siguientes:

- ✓ Polvorín principal del CEMUNE Cabeza de Toro- Pisco - ICA
- ✓ Polvorín principal del Cuartel Los Cabitos – Huamanga - Ayacucho

Para el traslado de los explosivos se tenía tres camiones con todos los permisos necesarios para el traslado de explosivos, además se disponía de cuatro camionetas de la empresa, las cuales contaban también con los permisos necesarios para el traslado de explosivos, y dos camionetas alquiladas solo para el traslado de personal.

El trabajo de voladura se dividió en dos frentes, el Frente Costa y el Frente Sierra, cada Frente contaba con dos equipos de trabajo conformados por:

- ✓ Ingeniero Residente
- ✓ Técnico Supervisor
- ✓ Cargador
- ✓ Ayudante de carguío
- ✓ Chofer

La dirección del proyecto estaba a cargo del Gerente del Proyecto quien contaba con un asistente de Gerencia, además se incluyó un ingeniero de seguridad, quien cumplía funciones de residente en reemplazo de los residentes durante sus días libres.

El factor de carga inicial para los explosivos se calculó para pista de doscientos cincuenta gramos de explosivo por metro cúbico de roca y de mil doscientos gramos de explosivo por metro cúbico de roca en zanja, estos parámetros durante el trabajo se redujeron en treinta por ciento (30%). Las velocidades de carguío por taladro se fueron optimizando durante el proceso llegando a un minuto con ocho segundos por taladro.

Finalmente, los resultados corroboraron los objetivos que se plantearon en este proyecto.

INDICE

INTRODUCCION	1
CAPITULO 1: GENERALIDADES.....	3
1.1. UBICACIÓN DEL PROYECTO.....	3
1.2. DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO	4
1.3. ANTECEDENTES	4
CAPITULO 2: HIPÓTESIS Y OBJETIVO DE TESIS.....	6
2.1. HIPOTESIS DEL TRABAJO.....	6
2.2. OBJETIVOS DEL PROYECTO.....	6
CAPITULO 3: DISEÑO DE LA VOLADURA PARA LA INFRAESTRUCTURA DE GASEODUCTO.....	8
3.1. DISEÑO INTEGRAL DE LA VOLADURA.....	8
3.1.1. Diseño de Malla para pista y accesos	9
3.1.2. Diseño de malla para zanja	11
3.1.3. Requerimientos Específicos para la Voladura	12
3.1.4. Evaluación y elección del sistema de voladura.....	13
3.2. INGENIERIA DE DETALLE	16
3.2.1. Accesorios y explosivos a utilizar (comparativo de materiales)	16
3.2.2. Sistema de tapado de voladura.....	20
3.2.3. Control de las Vibraciones	22

CAPITULO 4: APLICACIÓN DEL DISEÑO DE VOLADURA EN EL DESARROLLO

DEL PROYETO.....	24
4.1. APERTURA DE ACCESO Y PISTA	25
4.1.1. Evolución del Trabajo.....	25
4.1.2. Frente La Bolívar.....	25
4.1.3. Frente Huaytará.....	34
4.1.4. Frente Huancaccasa	37
4.1.5. Frente Rumichaca.....	38
4.1.6. Frente La Espera.....	40
4.2. APERTURA DE ZANJA.....	40
4.2.1. Evolución del Trabajo.....	40
4.2.2. Frente La Bolívar.....	40
4.2.3. Frente Huaytará.....	46
4.2.4. Frente Huancaccasa.....	50
4.2.5. Frente Rumichaca.....	51
4.2.6. Frente La Espera.....	52
CAPITULO 5: PERSONAL Y ORGANIZACIÓN.....	54
5.1. PERSONAL.....	54
5.1.1. GERENTE DE PROYECTO.....	54
5.1.2. ASISTENTE DE GERENCIA.....	55
5.1.3. INGENIERO RESIDENTE.....	55
5.1.4. INGENIERO DE SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE	55
5.1.5. TÉCNICO SUPERVISOR DE CAMPO.....	56
5.1.6. POLVORERO / CARGADOR	56
5.1.7. AYUDANTE	57
5.1.8. CHOFER	57
5.2. ORGANIGRAMA.....	57

CAPITULO 6: COSTO DEL PROYECTO	59
6.1. COSTO DE EXPLOSIVOS.	59
6.1.1. Calculo de Costo de Zanja.....	59
6.1.2. Calculo de Costo de Pista y Plataforma	60
6.2. COSTO DE PERSONAL.	61
6.2.1. Distribución de Sueldos	61
6.2.2. Alojamiento, transporte y Alimentación	61
6.2.3. Costo de personal mensual	62
6.2.4. Distribución del Costo de personal a US \$/m3	62
6.3. COSTO DE EQUIPOS.	62
6.4. COSTOS DIRECTOS.....	63
6.4.1. Costos directos de Pista.....	63
6.4.2. Costos directos de Zanja	64
6.4.3. Costos directos Totales	64
CAPITULO 7: SEGURIDAD MEDIO AMBIENTE Y LOGISTICA.....	65
7.1. SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE.....	65
7.1.1. Compromisos y Formatos TECHINT	65
7.1.2. Procedimientos de Seguridad Internos.	66
7.2. LOGISTICA	67
7.2.1. Base Legal	68
7.2.2. Cálculo de distancias mínimas.	68
7.2.3. Tipos de Polvorines	69
□ CONCLUSIONES	73
□ RECOMENDACIONES	76
BIBLIOGRAFÍA	78
ANEXOS	80

INDICE DE ANEXOS

ANEXO N° 1 PLANO DE UBICACIÓN Y TRAZO DEL PROYECTO.....	81
ANEXO N° 2 FORMATO DE ENTREGA DE VOLÚMENES PARA APERTURA DE PISTA	82
ANEXO N° 3 FORMATO DE ENTREGA DE VOLÚMENES PARA APERTURA DE ZANJA.....	83
ANEXO N° 4 EVALUACIÓN DE RIESGOS Y ASPECTOS SIGNIFICATIVOS	83
ANEXO N° 5 PLAN DE FUEGO Y CÁLCULO DE PRESIÓN EN EL DUCTO EXISTENTE.....	86
ANEXO N° 6 ANALISIS DE SEGURIDAD EN EL TRABAJO	88
ANEXO N° 7 CHECK LIST DE CONTROLDE VOLADURAS	89
ANEXO N° 8 REPORTE DE SISMOGRAMAS.....	90
ANEXO N° 9 INFORMES MENSUALES DE SEGURIDAD, SALUD Y MEDIO AMBIENTE.....	91
ANEXO N° 10 FRIDAY MEMO –INFORME SEMANAL DE SEGURIDAD, SALUD Y MEDIO AMBIENTE	94
ANEXO N° 11 PROCEDIMIENTOS DE TRABAJO SEGURO.....	95
ANEXO N° 12 FOTOS DE LA ZANJA LUEGO DE REMOVIDO EL MATERIAL.....	98

LISTA DE CUADROS, GRAFICOS Y FOTOGRAFIAS

GRAFICA 3.1 OFICINAS Y POLVORINES.....	9
GRAFICA 3.2 PERFORACIÓN Y PARÁMETROS EN ZANJA	11
FOTO 3.1 MARCADO DE MALLA	13
GRAFICA 3.3 SALIDA EN ECHELÓN.....	14
GRAFICA 3.4 SALIDA EN “V”	15
GRAFICA 3.5 SALIDA EN FILAS.....	16
CUADRO 3.1 PROPIEDADES DEL EMULNOR POR TIPO.....	19
CUADRO 3.2 PROPIEDADES DEL CORDON DETONANTE POR TIPO	19
FOTO 3.2 COBERTURA CON GEOTEXTIL	20
FOTO 3.3 COBERTURA CON MALLA.....	21
FOTO 3.4 COBERTURA DE ZANJA	21
GRAFICA 3.6 CONTROL DE VIBRACIONES POR TALADRO	22
CUADRO 4.1 PARAMETROS DE MALLA	28
CUADRO 4.2 PARAMETROS DE CARGA	29

CUADRO 4.3 PARAMETROS FINALES	29
CUADRO 4.4 RELACIÓN DE RIGIDEZ.....	31
CUADRO 4.5 TIEMPO PROMEDIO DE CARGUIO	33
GRAFICA 4.1 CAMBIO EN EL AMARRE	34
FOTO 4.1 CEBADO POR LA PARTE INFERIOR	35
FOTO 4.2 CEBADO IMPLEMENTADO	35
GRAFICA 4.2 AMARRE CON CARGA SUSPENDIDA	36
FOTO 4.3 AMARRE CON CORDON DETONANTE.....	36
FOTO 4.4 INTRODUCCIÓN DEL SEGUNDO CARTUCHO	37
GRAFICA 4.3 CARGUIO DE MANERA ESPACIADA	38
GRAFICA 4.4 DISTRIBUCIÓN BURDEN / ESPACIAMIENTO.....	41
CUADRO 4.6 PARAMETROS DE VOLADURA EN ZANJA	42
GRAFICA 4.5 AMARRE CON PENTACORD, FANEL Y MS CONECTOR.....	45
CUADRO 4.7 TIEMPO PROMEDIO DE CARGUIO EN ZANJA	46
FOTO 4.5 AMARRE DE FANELES MINIDUALES	47
FOTO 4.6 VOLADURA CONTROLADA.....	48
FOTO 4.7 PROCESO DE TAPADO DE VOLADURA I.....	49
FOTO 4.8 PROCESO DE TAPADO DE VOLADURA II.....	49
FOTO 4.9 EFECTO DE LA VOLADURA.....	50
GRAFICA 4.6 CARGUIO DE MANERA ESPACIADA	51
FOTO 4.10 CARGUIO EN CONDICIONES EXTREMAS.....	53

GRAFICA 5.1 ORGANIGRAMA DEL PROYECTO.....	58
CUADRO 6.1 COSTO DEL EXPLOSIVO EN ZANJA	59
CUADRO 6.2 COSTO DEL EXPLOSIVO EN PISTA	60
CUADRO 6.3 DISTRIBUCIÓN DE SUELDO DE PERSONAL.....	61
CUADRO 6.4 COSTOS DE ALIMENTACIÓN, ALOJAMIENTO Y TRANSPORTE EN OBRA.....	61
CUADRO 6.5 COSTO DE MANO DE OBRA.....	62
CUADRO 6.6 COSTO DE EQUIPOS	62
CUADRO 6.7 COSTOS DIRECTOS EN PISTA.....	63
CUADRO 6.8 COSTOS DIRECTOS EN ZANJA	64
CUADRO 6.9 COSTOS DIRECTOS TOTALES	64
CUADRO 7.1 DISTANCIAS MINIMAS DE SEGURIDAD DE POLVORINES	69
GRAFICA 7.1 DISEÑO DE POLVORIN TIPO ESPECIAL	71
GRAFICA 7.2 MOVIMIENTO DE MATERIAL DE VOLADURA	72

INTRODUCCION

Durante mucho tiempo los Ingenieros de Minas, gracias a la abundancia de mineral que hay en nuestro país, nos hemos dedicado a la actividad minera propiamente dicha, con esto hemos descuidado un campo muy interesante como es la voladura para obras civiles.

Como alguien dijo alguna vez, “Las voladuras en obras civiles son Voladuras de Arte”, esto refiriéndose a que en la mina las personas cercanas a la voladura están familiarizadas con el proceso, además se da mayor importancia a la fragmentación de la roca de tal manera que el mineral tenga dimensiones adecuadas para el proceso de limpieza y chancado posterior, si bien es cierto, de acuerdo a las actuales normas de seguridad, se controla mucho el auto sostenimiento de la roca en las labores mineras, su tiempo de apertura es menor que las obras civiles (túneles, carreteras, etc.) por lo tanto en las obras civiles se prioriza más el auto sostenimiento de la roca secundando la fragmentación de la roca, donde los tamaños de roca post – voladura requeridos son mayores de tal manera que los equipos pesados puedan mover las rocas de su sitio, además se prioriza mucho el

aspecto visual y sonoro de la voladura y no debe causar estrago en la población y la fauna aledaña.

Las voladuras tanto en pista y accesos dependen mucho del diseño proporcionado por topografía, luego el encargado de la voladura tiene como consideraciones básicas el auto sostenimiento del talud generado por la voladura, minimizar la proyección de las rocas “fly rocks” y controlar las vibraciones, son volúmenes grandes que se logran fracturar con doscientos gramos de explosivo por metro cúbico de roca.

La voladura en Zanja tiene forma de trapecio invertido siendo sus dimensiones en la mayoría de los casos dos metros diez centímetros de altura con base mayor un metro con ochenta centímetros y la base menor de un metro con cuarenta centímetros, se hace esta voladura con novecientos gramos de explosivo por metro cúbico de roca.

Los resultados obtenidos de la presente investigación sirven para motivar y guiar a todo aquel que quiera incursionar en trabajos de voladura en obras civiles, adaptando y realizando ajustes que sirvan en sus trabajos.

A los educadores y educandos, tener una guía para la elaboración de proyectos de éste tipo, que creo en el futuro será muy frecuente.

CAPITULO 1: GENERALIDADES

1. UBICACIÓN DEL PROYECTO.

El proyecto se basa en la apertura de zanja para la instalación de tuberías de treinta y dos pulgadas de diámetro para transportar gas natural, desde Chinquintirca (Ayacucho) hasta Pampa Melchorita (Lima).

La geología del terreno varia, ya que se pasa por tramos de la costa (Pampa Melchorita hasta la Bolívar) y tramos de Sierra (Huancaccasa hasta Chinquintirca) pasando por rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas.

Pampa Melchorita se ubica en el kilometro 155 de la Panamericana Sur y el accesos hacia la sierra se inicia en Huancaccasa, teniendo como ruta de acceso la Vía Los Libertadores hasta Ayacucho de donde se usa un camino afirmado para llegar al SCRAPER TRAP PS-3, ubicado en CHINQUINTIRCA (Departamento de Ayacucho – Anco – La Mar) Chinquintirca, punto que se encuentra a 6 horas de la ciudad de Huamanga (Ver anexo 1- Trazo del proyecto).

2. DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

La longitud del gasoducto abarca 408 kilómetros, donde va ser necesario el uso de explosivos, tanto en la apertura de accesos, pista y zanja.

La construcción del gasoducto cruzará relieves accidentados que presentan inestabilidad geotécnica como procesos erosivos, los cuales han dado origen a la formación de terrenos con topografía muy accidentada. Las unidades geomorfológicas dada su relación con el clima y la evolución geológica se han agrupado en dos principales conjuntos morfológicos que son: zona alto andina, altiplanicies ligeramente onduladas alternando con macizos rocosos mas o menos aisladas, de topografía ligera a moderadamente accidentada, zona medio andina, caracterizada por presentar pequeños fondos de valle aluvial llenos y amplias zonas de vertientes montañosas moderada a fuertemente accidentada.

El clima se caracteriza por ser frío de alta montaña en cual durante el día presenta una mediana insolación y en la noche baja la temperatura, en las zonas elevadas se tiene una zona frígida donde corre más viento, siendo lo contrario en zonas bajas.

3. ANTECEDENTES

Este ducto de gas (gasoducto) es el tercero en el Perú, los dos anteriores se hicieron en el año 2001, que consisten de dos líneas paralelas que vienen desde

Camisea hasta San Clemente una y la otra hasta Lurín, ambos ductos en el proceso de apertura de pista y zanja fue realizada por la empresa chilena ISEN, estos utilizaron como explosivo principal el ANFO y cordón detonante 10 P, su malla tanto en zanja como en pista tenía burden menores, hablando de pista el burden era de un metro y medio y en zanja aplicaron la malla de tres bolillo con burden entre las filas de setenta centímetros.

Durante el proceso de selección para la empresa encargada de la voladura en las aperturas de pista y zanja, lo que busca el cliente (TECHINT SAC) son básicamente calidad y seguridad en el trabajo, poniendo luego de estos dos puntos el costo de la inversión para el trabajo, esto denota que en la visión del cliente (TECHINT) que valora más la seguridad y calidad en el trabajo que cualquier otro aspecto para la contratación de sus sub-contratistas, tal como se denota en el párrafo adjunto extraído de la siguiente pagina web:

“El objetivo primario de Techint Ingeniería y Construcción es el de salvaguardar la Salud y la Seguridad de los trabajadores además del Medio Ambiente, considerando estos aspectos como parte integrante del propio negocio.

La empresa se compromete, en el desenvolvimiento de sus proyectos, a prevenir posibles daños a instalaciones, equipos y/o personas, y a minimizar el impacto sobre el medio ambiente, tanto a nivel local como global.

La empresa se compromete, en el desenvolvimiento de sus proyectos, a prevenir posibles daños a instalaciones, equipos y/o personas, y a minimizar el impacto sobre el medio ambiente, tanto a nivel local como global.”

CAPITULO 2: HIPÓTESIS Y OBJETIVO DE TESIS

1. HIPOTESIS DEL TRABAJO

La hipótesis para esta tesis es realizar los trabajos de voladura de rocas tanto para pista como zanja controlando las vibraciones y proyecciones ante la presencia de fauna, flora, restos arqueológicos, infraestructuras, gaseoductos, etc. cercanos sin producir daño a los antes mencionados.

2. OBJETIVOS DEL PROYECTO

Los objetivos de esta tesis son:

1. Crear parámetros utilizables en la voladura de zanja y pista para la realidad de nuestro país.
2. Modificar formulas y parámetros utilizados para la minería muy conocidos por los ingenieros de Minas y hacerlos aplicables a la voladura civil en zanja y pista.

3. Minimizar los niveles de proyección de rocas a distancias menores de 25 metros (Ancho de derecho de vía).
4. Controlar las vibraciones de las voladuras debido a la presencia y funcionamiento de gaseoductos muy cerca del gaseoducto en construcción.
5. Vigilar la fragmentación de la roca para facilitar la limpieza de la voladura.
6. Manejar la pérdida de presión de la voladura por rocas altamente intemperizadas.
7. Realizar voladuras cubiertas debido a la presencia de infraestructuras muy cercanas.

CAPITULO 3: DISEÑO DE LA VOLADURA PARA LA INFRAESTRUCTURA DE GASEODUCTO

1. DISEÑO INTEGRAL DE LA VOLADURA

Famesa Explosivos S.A.C. se constituyó en el año 1953 bajo la denominación de Fábrica de Mechas S. A., iniciando la producción de mecha de seguridad, en un pequeño local ubicado en la zona industrial cercana al centro de la ciudad de Lima.

En el año de 1964 en un área de 1, 000,000 m² se construyó la planta de Puente Piedra para la Producción de cordones detonantes, fulminantes comunes, eléctricos y no eléctricos, sistemas de iniciación, boosters y otros accesorios para minería, construcción y prospección sísmica.

En 1984 se construye las instalaciones de Chancay con área de 11, 000,000 m² como almacenes y campos de prueba, luego en 1995 se inicia la fabricación de dinamitas y un año después se inicia la fabricación de emulsiones explosivas.

Actualmente se cuenta con oficinas en todo el Perú para poner a disposición de nuestros clientes un mejor servicio, en la grafica adjunto se indican las oficinas principales.

GRAFICA 3.1: OFICINAS Y POLVORINES



FUENTE: Presentación Famesa Explosivos S.A.C.

3.1.1. Diseño de Malla para Pista y Accesos

Como parámetro inicial de cálculo de malla se tomó el diámetro de la broca de dos pulgadas y media se utilizó la siguiente fórmula, la cual se tomo de la experiencia de la oficina técnica de Famesa Explosivos S.A.C.:

$$\boxed{\varnothing = \frac{H}{60}} \quad (\text{Fórmula 3.1})$$

Donde:

\varnothing : Diámetro de taladro (m)

H: Altura promedio de corte (m)

Teniendo como altura de banco, para este diámetro de tres metros con ochenta y un centímetros, para esta altura de banco se utilizó la siguiente fórmula también tomada de la experiencia de la oficina técnica de Famesa Explosivos S.A.C. para el cálculo del burden:

$$B = 35\phi - 0.002h \dots\dots\dots(\text{Fórmula 3.2})$$

Donde:

B: Burden (m)

ϕ : Diámetro de taladro (m)

h: Altura promedio de corte (m)

Se obtuvo como resultado de Burden dos metros con veinte centímetros, debido a la condición de fracturamiento de la roca, se corrigió el burden con un factor de 1.1 de acuerdo a la literatura del libro del Konya en la página 95- tabla 6.4- Correcciones por estructura Geológica, teniendo como resultado final dos metros con cincuenta centímetros, con esta longitud de burden, al aplicar la siguiente fórmula extraída de la experiencia de la oficina técnica de Famesa Explosivos S.A.C. para calcular el espaciamiento:

$$E = 1.154 B \dots\dots\dots(\text{Fórmula 3.3})$$

Donde:

E: Espaciamiento (m)

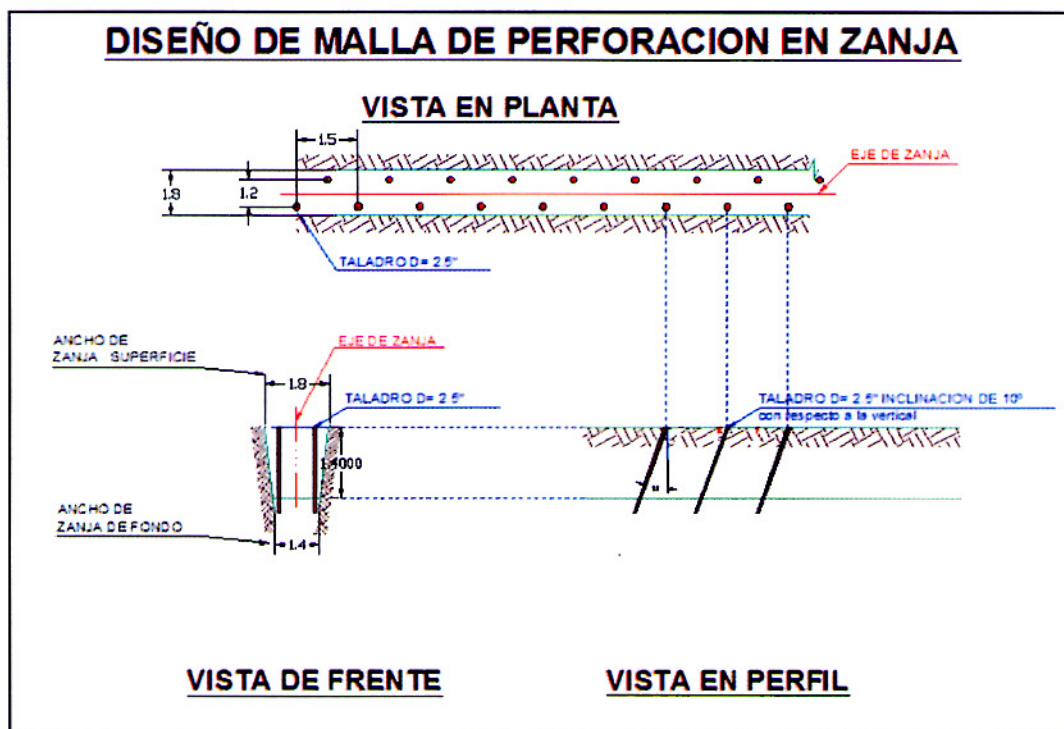
B: Burden (m)

Con un espaciamiento de tres metros, la intención es sólo fracturar la roca.

3.1.2. Diseño de Malla para Zanja

Por motivos prácticos se definió la distribución de burden y espaciamiento como se muestra en la grafica N° 1.

GRAFICA 3.2: PERFORACIÓN Y PARÁMETROS EN ZANJA



Fuente: Elaboración propia

El motivo de este cambio fue para facilitar a los cargadores el marcado de malla, si bien es cierto el burden es la distancia a la cara libre y la medida más importante de una malla de perforación, mantener la simetría en el corte de los taludes es nuestro parámetro más importante, por lo tanto lo definimos de esta manera para los cálculos y la distribución.

Partiendo de la definición del libro de KONYA (pág. 164 cap. 7 Diseño de plantillas, sub índice 7.8 Diseño de zanjas) de tener como distancia del borde de la zanja al taladro treinta centímetros se definió el burden de un metro con veinte centímetros. Usando la ecuación (3.3) se calculó el espaciamiento.

3. Requerimientos Específicos para la Voladura

Previo a la voladura se realiza el levantamiento topográfico de la zona de trabajo y se colocan las alturas de corte, esto nos permite ajustar la malla de acuerdo a la altura de corte para tener el fracturamiento adecuado de la roca.

Posterior al levantamiento se realiza el marcado de malla de acuerdo al diseño proporcionado por el *ingeniero residente*, también se controla las inclinaciones y los dendritos de perforación haciéndose un mapeo del taladro y proporcionando información de las estructuras presentes en la zona de voladura.

En los Anexos 2 y 3 se adjunta los formatos de entrega de volúmenes de roca tanto para la apertura de pista como de zanja respectivamente.

FOTO 3.1: MARCADO DE MALLA

3.1.4. Evaluación y elección del sistema de voladura

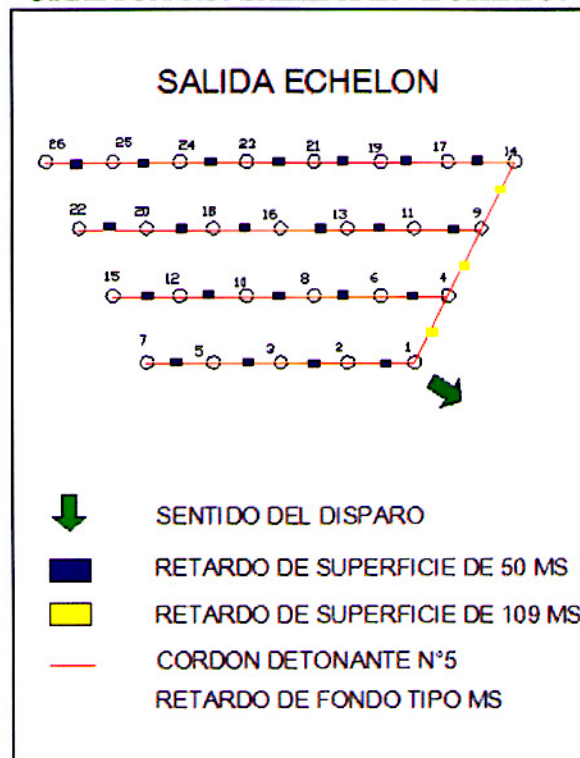
3.1.4.1. Voladura en echelón o Cuña.

Este sistema de voladura se realiza cuando en pista tenemos salida a uno de los lados de la voladura y se desea proyectar la roca fracturada sobre el acceso.

La voladura en echelón se usa de preferencia si tenemos voladuras en media ladera, esto nos permite controlar la proyección de rocas y dirigirlas hacia la pista.

La secuencia de salida es como se muestra en la grafica N°2, los criterios a tener en cuenta para este tipo de voladura es que los retardos de fondo sea mayor a la suma de todos los retardos de superficie y que se retarde las filas con un poco más del doble del retardo entre taladros, es decir, si se retarda los taladros de una misma fila con retardos de 50 ms se retardará las filas en 109 ms, esto permite que salga uno a uno los taladros de la malla.

GRAFICA 3.3: SALIDA EN ECHELÓN



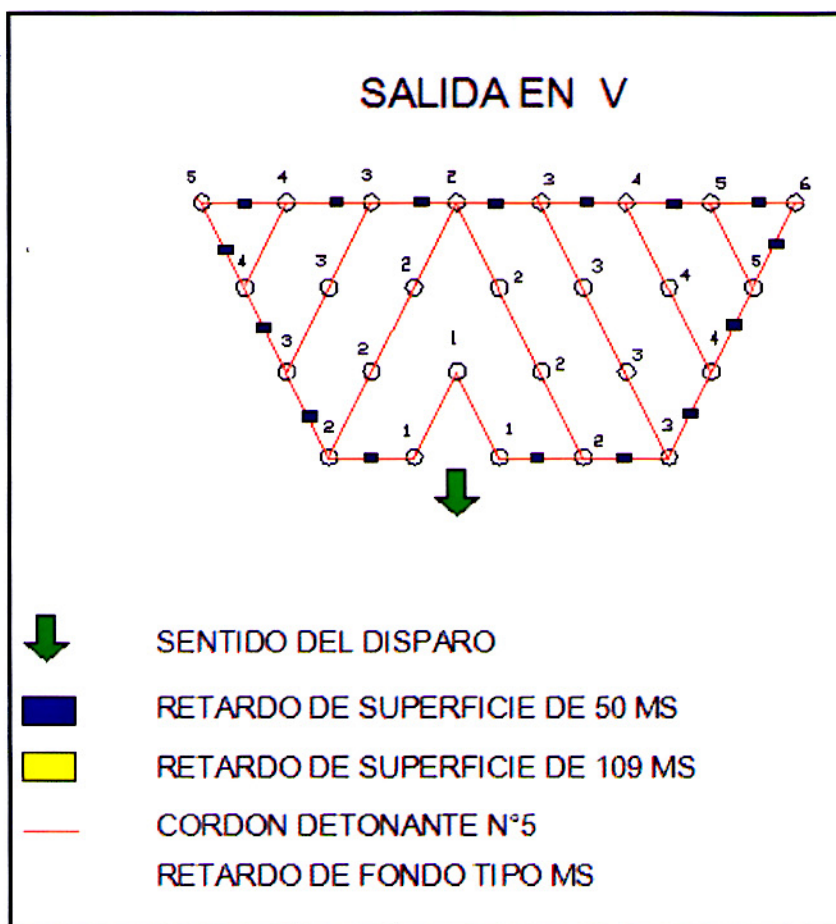
Fuente: Elaboración propia

3.1.4.2. Voladura en “V”.

Las voladuras en “V” se usan en terrenos que se presentan de doble ladera, es decir, que se encuentran encajonadas, este tipo de voladura si bien tiene gran proyección de roca, la proyección bien direccionada va a quedar dentro de la pista y se aprovechará el impacto entre las rocas para disminuir la granulometría de la voladura.

La secuencia de salida de este tipo de amarre es como se muestra en la grafica N° 3, se puede realizar este tipo de amarre con faneles y retardos de superficie, faneles por números y usando faneles duales.

GRAFICA 3.4: SALIDA EN “V”



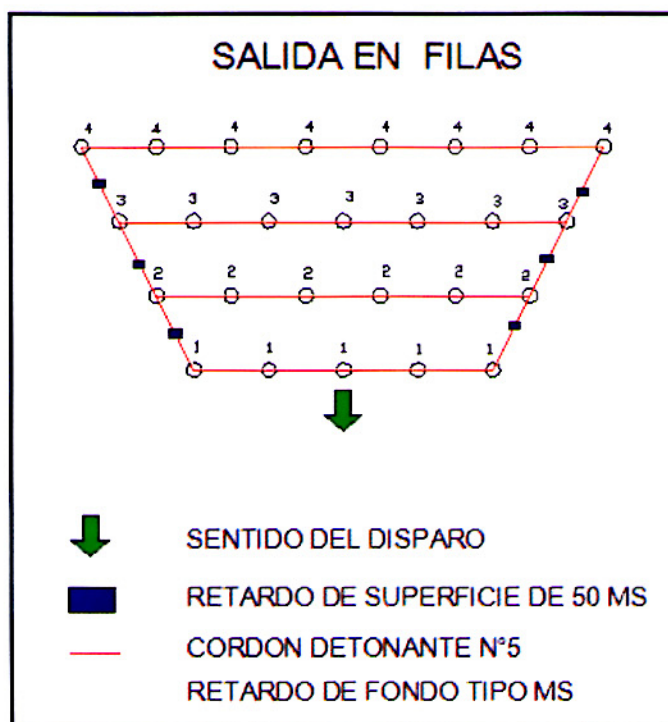
Fuente: Elaboración propia

3.1.4.3. Voladura en Fila.

Este tipo de voladura se realiza cuando no hay edificaciones, personas y animales cercanos, debido a que la carga simultánea de detonación es muy elevada, generando gran cantidad de vibración y proyección “*Fly rocks*” este tipo de voladura se puede configurar con faneles MS con números del 1 al 5 cuando se tenga 5 filas o tantos números como filas se tenga o con fanel LP y retardos de superficie por filas, cuando se realiza con faneles LP se recomienda que el retardo de fondo sea mayor a la suma de todos los retardos de superficie, esta modalidad

es la más recomendada, ya que nos permite asegurarnos que el fuego haya ingresado a todos los taladros cuando se produzca la detonación de la primera fila, en la grafica N° 4 se muestra la distribución del amarre.

GRAFICA 3.5: SALIDA EN FILAS



Fuente: Elaboración propia

3.2. INGENIERIA DE DETALLE

3.2.1. Accesorios y explosivos a utilizar (comparativo de materiales)

a. Accesorios.

Los accesorios que se consideraron para el inicio de los trabajos de voladura fueron los siguientes:

1. Fanel LP.- Estos faneles de largo periodo (Long Period) trabajan con los retardos de superficie, nos permiten voladuras muy vistosas, ya que el fuego inicia a todos los taladros y luego recién se ve salir la voladura, el gran uso de retardos de superficie hace poco económica esta propuesta.
2. Retardo de Superficie MS Conector.- Este accesorio nos permite retardar en superficie la salida de la voladura, junto con los faneles LP nos permiten un carguío muy rápido de los taladros ya que se pone un solo numero de Fanel LP a todos los taladros y luego se retarda en superficie, esta velocidad en carguío se ve descompensada por el costo por taladro en accesorios que se tiene.
3. Fanel MS.- Se utilizan para dar secuencia de salida cuando se tiene toda la serie (del numero 1 al 20), con este accesorio es necesaria una supervisión directa y constante, una equivocación en la distribución de los faneles podría ocasionar un corte en la secuencia de salida y por lo tanto granulometría fuera de los parámetros deseados.
4. Fanel Dual / mini Dual.- Dual porque tiene dos retardos, uno de fondo y otro de superficie, este accesorio nos permite dar gran velocidad en el carguío de una manera más económica, los retardos que se utilizó durante el proyecto es de 800 ms de retardo de fondo y 25 ms de retardo de superficie, este accesorio nos proporciona la secuencia de salida taladro a taladro controlando así las vibraciones producidas por la voladura, además estos se conectan entre ellos eliminando el uso de cordón detonante en superficie y gracias a esto también se controla la emisión de ruidos de la voladura.

El Fanel mini dual es todo Fanel dual que tenga de longitud menor a 4 metros.

5. Fanel CTD / Mini CTD.-Sirve para conectar los faneles duales cuando falte longitud para llegar a la siguiente manguera y permite mantener el control de ruidos de la voladura, lo ideal es que no tengan retardo, simplemente sean una prolongación del Fanel dual; cuando el fanes CTD tiene retardo sirve para retardar entre filas y generar salidas en V o Echelón.
6. Mecha de Seguridad.- Nos permite iniciar la voladura de una manera segura con la velocidad aproximada de 1 pie/min
7. Fulminante Común N° 8.-Va unido a la mecha de seguridad y es iniciado por la misma, este da inicio con una detonación a la voladura.

8. Explosivos.

Se tenía las alternativas de la Emulsión encartuchada en versiones 1000, 3000 y 5000, el ANFO y la Dinamita fueron eliminadas por contrato, debido a la gran generación de gases de ambos y la sensibilidad en el caso de la dinamita.

Al elegir entre las versiones de Emulnor 1000, 3000 y 5000 fue por la velocidad de detonación (VOD). El Emulnor 3000 tiene VOD de 5200 m/s, velocidad necesaria para trabajar en terrenos superficiales, la VOD del Emulnor 1000 es de 3700 m/s, motivo por el cual se descartó el uso del Emulnor 1000. La potencia del Emulnor 3000 es equivalente a la dinamita de 65%, la intención es sólo fracturar la roca y minimizar la vibración, motivo por el cual no se eligió el Emulnor 5000.

CUADRO 3.1: PROPIEDADES DEL EMULNOR POR TIPO

CARACTERISTICAS	EMULNOR		
	TIPO		
	1000	3000	5000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm ³)	1,13	1,14	1,16
VELOCIDAD DE DETONACION* (m/s)	5800	5700	5500
PRESION DE DETONACION EN MEDIO CONFINADO (kbar)	95	93	88
ENERGIA (kcal/kg)	785	920	1010
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)	920	880	870
POTENCIA RELATIVA EN PESO** (%)	85	100	105
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN** (%)	120	145	155
RESISTENCIA AL AGUA	Excelente	Excelente	Excelente
CATEGORIA DE HUMOS	Primera	Primera	Primera
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE	Nº 8	Nº 8	Nº 8
EQUIVALENCIAS REFERENCIALES DE USO CON LA DINAMITA FAMESA	Semigelatina 45 y Pulverulenta 65	Semigelatina 65	Gelatina 75

Fuente: Ficha Técnica 501-2011 Emulnor – Emulsión Explosiva Encartuchada.

Por otra parte, como CORDÓN DETONANTE se selecciono el tipo 5P (5 gr por metro de cordón detonante), debido a que el cordón detonante 3P presentaba cortes en la carga espaciada y su cantidad de carga no aseguraba obtener resultados óptimos en las voladuras, por otra parte, el cordón detonante 10P daba la seguridad de no cortarse en la carga de los taladros pero la cantidad de carga de este cordón detonante esta sobre dimensionado para este tipo de trabajos.

CUADRO 3.2: PROPIEDADES DEL CORDON DETONANTE POR TIPO

CARACTERISTICAS	CORDON DETONANTE		
	TIPO		
	3P	5P	10P
PESO DEL NUCLEO EXPLOSIVO (gr/m)	4	5	10
RESISTENCIA A LA TRACCION (kg)	60	60	70
VELOCIDAD DE DETONACION (m/s)	6800	7000	7000

Fuente: Ficha Técnica 310-2011 Cordón Detonante – PENTACORD.

3.2.2. Sistema de tapado de voladura

Tiene por objetivo evitar la proyección de rocas “*Fly rocks*” en la voladura, se presentan los siguientes casos:

3.2.2.1. Bolonería

FOTO 3.2: COBERTURA CON GEOTEXTIL



Se usa malla (malla olímpica cocada 2” x 2” alambra galvanizado N° 8) y geo textil asegurada con cáncamos, el geotextil no tejido se fabrica ya sea con fibras cortas (generalmente de 1 a 4 pulgadas de longitud) o con filamentos continuos distribuidos al azar en capas sobre una banda en movimiento para formar una especie de ”panal“, el cual se pasa a través de un ”telar“ de agujas y/o por otro tipo de máquina para entrelazar o unir las fibras/filamentos., la malla de cocos tejida, nos permite mantener en su lugar el geo textil y le da consistencia solida al tapado de la voladura.

FOTO 3.3: COVERTURA CON MALLA

3.2.2.2. Zanja

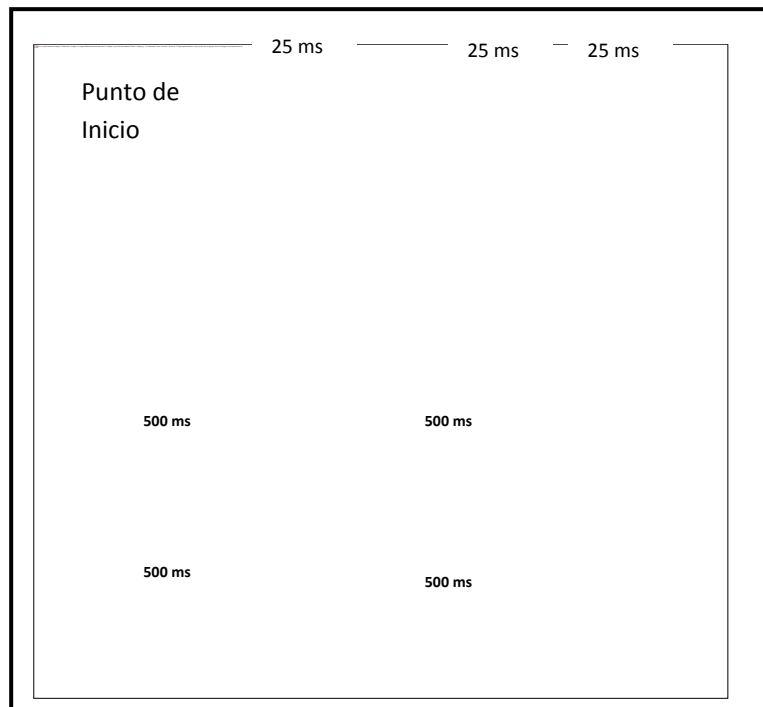
Se utiliza tablas de madera o cajas de cartón para cubrir y proteger las mangueras del Fanel dual, hay que hacer un trabajo muy minucioso retirando las piedras que pudieran quedar debajo de las mangueras de los Faneles duales, luego se cubre toda la voladura con tierra, en el mejor de los casos cernida, de lo contrario, con mucho cuidado depositar el material sobre la zanja.

FOTO 3.4: COVERTURA DE ZANJA

3. Control de las Vibraciones

En los casos en los que la voladura se encuentra demasiado cerca a otra infraestructura enterrada, como un gaseoducto trabajando a menos de 7 metros de distancia y la cantidad de carga simultanea necesaria para hacer la voladura representa algún peligro para dicha instalación, se utilizan dos faneles duales en un mismo taladro, independizando la voladura superficial de la inferior, como si fuesen dos taladros, así se puede alcanzar la cantidad de explosivo necesario para realizar la voladura sin exceder los parámetros de soporte del ducto, tal como se ilustra en la Grafica 3.6.

GRAFICA 3.6: CONTROL DE VIBRACIONES POR TALADRO



Fuente: Informe Técnico N° 087-2008 FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.

Estos parámetros están dados por la siguiente fórmula, la cual proporcionó la empresa controladora TGP como parte del procedimiento para el cuidado del ducto existente.

$$\sigma = 4.44 \times E \left[\frac{n \times W}{(E \times h)^{0.5} \times R^{2.5}} \right]^{0.77}$$

Fórmula 3.4. Control de esfuerzos sobre el ducto

Donde:

ECUACION DE TENSION DE DUCTOS PARA FUENTES PUNTUALES

	<i>Unidades</i>		
Espesor del ducto	h	<i>pulg</i>	13/32 (0.406")
Modulo de elasticidad del acero	E	<i>PSI</i>	30 E +06
Distancia a la carga mas cercana	A	<i>pies</i>	36.09 11 metros
Energia equivalente de liberación del explosivo			
	Emulsión	n	1.05
Liberación de energia total para fuentes puntuales	nW		2.93
Liberación de energia total para fuentes lineales	nW/L		<i>no aplica</i>
Factor para cargas más profundas que la profundidad del ducto	C		<i>no aplica</i>
Distancia entre filas	L₂	<i>pies</i>	1.97 0.6 metros
Distancia al centro de gravedad grilla	R_{gcg}	<i>pies</i>	36.09 11 metros
Numero de cargas iguales	N₁		1
Numero de filas	N₂		1
Tipo de Explosivo	Emulnor 3000 2" x 12"	36	cartuchos x caja de 25 kg
Peso x cartucho a utilizar		<i>lb</i>	1.53 0.69 kg/cartucho
Numero de cartuchos promedio a cargar por taladro			1.8 cartucho(s)
Peso carga por taladro	W₁	<i>lb</i>	2.79 1.26 kg/tal
Peso carga Puntual Total $W = N_1 \times N_2 \times W_1$	W	<i>lb</i>	2.79

Teniendo como resultado:

$$\sigma = 572 \text{ PSI}$$

CAPITULO 4: APLICACIÓN DEL DISEÑO DE VOLADURA EN EL DESARROLLO DEL PROYECTO

Cuando se iniciaron los trabajos se tomó como base los parámetros de cotización, tales como 0.25 Kg de explosivo por metro cúbico de pista y de 1 Kg de explosivo por metro cubico de zanja, relaciones de burden y espaciamiento, distribución de la carga por taladros, etc. En este capítulo se explicará las razones paso a paso de cómo fue cambiando los tipos de voladuras, debido a problemas diversos como los presentados en el macizo rocoso, proyecciones, vibraciones y polución. Los cambios serán detallados por lugar de trabajo debido a la gran longitud del proyecto, además si consideramos que al cruzar toda la cordillera hemos estado presentes en diferentes tipos de roca.

Los trabajos de voladura se iniciaron en el kilómetro 352 de la línea de gas, estuvimos dos ingenieros y dos técnicos con experiencia en minas calculando y dibujando las geometrías de la malla y la cantidad de carga por taladro durante quince días y llegamos a la malla que mejor se acomodaba para el tipo de terreno,

que era una malla de 2.4 metros de burden por 3 metros de espaciamiento y 1.8 cartucho de explosivo (cada cartucho pesa 0.96 Kg) por metro lineal de taladro.

1. APERTURA DE ACCESO Y PISTA

1. Evolución del Trabajo

El trabajo se dividió en tramos, estos tramos son: La Bolívar, Huaytará, Rumichaca y La Espera; en esta parte del presente trabajo detallaremos cada una de estas fases y las modificaciones que se realizaron en cada una de las etapas debido a los comportamientos de la roca.

2. Frente La Bolívar

En este frente se inició los trabajos y para el cálculo inicial de los parámetros de malla y cantidad de carga por taladro se usaron formulas teóricas y parámetros predefinidos, a continuación detallo cada uno de estos parámetros y formulas.

Los parámetros iniciales fueron:

Diámetro de taladro	:	2.5"	(a)
Factor de Carga	:	0.25 Kg/m ³	(b)
Altura promedio de corte	:	3 m	(c)
Peso por cartucho Emulnor 3000 2"x16"	:	0.96 Kg	(d)

Con estos parámetros iniciales se aplicaron las siguientes formulas:

Para calcular el burden:

$$B = 35\phi - 0.002H \quad (\text{Fórmula 3.2})$$

Donde:

B: Burden (m)

ϕ : Diámetro de taladro (m)

H: Altura promedio de corte (m)

Para calcular el espaciamento:

$$E = 1.154B \quad (\text{Fórmula 3.3})$$

Donde:

E: Espaciamento (m)

B: Burden (m)

El volumen por taladro es calculado por la siguiente formula

$$Vt = B \times E \times H \quad (\text{Fórmula 4.1})$$

Donde:

Vt: Volumen por taladro (m)

B: Burden (m)

E: Espaciamento (m)

H: Altura promedio de corte (m)

El volumen por taladro es el volumen de influencia teórico del taladro, es decir, es la cantidad de metros cúbicos que se fracturaran por el efecto de un taladro.

La sub barrenación está dada por la siguiente ecuación:

$$J = 0.2B \quad (\text{Fórmula 4.2})$$

Donde:

J: Sub barrenación (m)

B: Burden (m)

El taco se calcula por la siguiente fórmula:

$$T \geq 0.7 B \quad (\text{Fórmula 4.3})$$

Donde:

T: Altura de taco (m)

B: Burden (m)

Luego de aplicar los parámetros (a) y (c) y formulas (3.2), (3.3), (4.1), (4.2) y (4.3) se obtuvieron los siguientes valores:

CUADRO 4.1.: PARAMETROS DE MALLA

Altura de corte prom	3.00 metros
Burden	2.23 metros
Espaciamiento	2.79 metros
Volumen/taladro	18.62 m ³
Sub barrenación	0.60 metros
Taco	1.56 metros

Fuente: Elaboración propia

Para los cálculos de la cantidad de carga explosiva por metro cubico de roca se utilizó la siguiente fórmula:

$$Ct = Fc \times Vt$$

(Fórmula 4.4)

Donde:

Ct: Carga por taladro (Kg)

Fc: Factor de carga (0.25 Kg/ m³)Vt: Volumen por taladro (m³)

La cantidad de cartuchos por taladro se cálculo mediante la siguiente fórmula:

$$Ctal = \frac{Ct}{wc}$$

(Fórmula 4.5)

Donde:

Ctal: Cartuchos por taladro

Ct: Carga por taladro (Kg)

Wc: Peso por cartucho (Kg)

Para calcular la cantidad de cartuchos por metro lineal de taladro utilizamos la siguiente fórmula:

$$Cmt = Ctal/H \quad (\text{Fórmula 4.6})$$

Donde:

Cmt: Cartuchos por metro lineal de taladro.

Ctal: Cartuchos por taladro.

H: Altura promedio de corte.

Cuando se utilizó los para metros (b) y (d) y las formulas (4.4), (4.5) y (4.6) se llego a los siguientes parámetros de carga:

CUADRO 4.2.: PARAMETROS DE CARGA

Factor de carga	0.25 kg/m ³
Carga por taladro	4.66 kg
Numero de cart	4.84 cartuchos
cartuchos/metro	1.61 cart/metro

Fuente: Elaboración propia

Los parámetros finales con los que se realizaría las voladuras redondeados por aspectos prácticos de campo quedo como el siguiente cuadro:

CUADRO 4.3.: PARAMETROS FINALES

Burden	2.20 metros
Espaciamiento	2.80 metros
Sub barrenación	0.60 metros
Taco	1.50 metros
Cartuchos/metro	1.60 cartuchos

Fuente: Elaboración propia

Durante el comienzo del proyecto se uso estos parámetros pero no tardó mucho tiempo en el cual estos parámetros cambiaron.

En lo que se refiere a la granulometría del taco según el libro “**ESTADO DEL ARTE DE LA VOLADURA**” escrito por **Dr. Cameron McKenzie** en el Capítulo 4 “**DISEÑO DE VOLADURAS**” subíndice 4.5 Selección del Taco, página 33, debería estar limitado por la siguiente fórmula:

$$\frac{\phi}{10} < Pt < \frac{\phi}{15} \quad (\text{Fórmula 4.7})$$

Donde:

Pt: Granulometría de partículas en el Taco.

Ø: Diámetro de taladro.

Ante los cambios de condiciones de tipo de roca y alturas de corte, cuando se comenzaron a presentar alturas de corte mayores luego de una investigación recurrimos a la siguiente fórmula, la cual relaciona la altura mayor de corte con el burden y según Konya lo denomina Relación de rigidez y es como sigue:

$$K = \frac{H}{B} \quad (\text{Fórmula 4.8})$$

Donde:

K: Relación de rigidez

H: Altura de corte

B: Burden

La relación de rigidez K tiene una tabla que explica los valores, entendamos que esta relación fue diseñada para mina.

CUADRO 4.4.: RELACIÓN DE RIGIDEZ

Relación de Rigidez (K)	1	2	3	4
Fragmentación	Pobre	Regular	Bueno	Excelente
Sobre presión de aire	Severa	Regular	Bueno	Excelente
Rocas en vuelo	Severa	Regular	Bueno	Excelente
Vibración del terreno	Severa	Regular	Bueno	Excelente
Comentarios	Rompimiento trasero severo y problemas de piso. No dispere. Vuelva a diseñar	Rediseñe si es posible	Buen control de fragmentación	No hay mayores beneficios con el incremento de la relación de rigidez arriba de 4

Fuente: Konya Calvin

Al considerar que una relación de 4 o más causaría demasiada fragmentación y proyección de roca, se uso como relación 2, al probarlo en terreno nos dio muy buenos resultados y mantuvimos este parámetro para futuras voladuras.

Con el uso de la relación de rigidez, la geometría de las mallas cambiaba de acuerdo a la altura de corte.

En lo que respecta a la cantidad de carga por taladro, al ver que nos encontrábamos en la costa y el macizo rocoso es superficial rasgos que evidencian que ha sufrido gran intemperismo, y la cantidad de explosivos inicialmente producía más fractura miento y proyección de lo deseado, por lo que tras un proceso de prueba y error se redujo la cantidad de carga a 1.15 kg de explosivo (Emulnor 3000) por metro lineal de taladro, debido a esto se modificaron el factor de carga cambio de 0.25 Kg/ m^3 a 0.16 Kg/m^3 .

Con estos cambios logramos una buena fracturación para este tipo de trabajos y redujimos la vibración producida por la voladura, ya que la carga simultánea era menor.

Por otra parte, al evaluar la cantidad de vibraciones y asumiendo la lejanía de las construcciones decidimos pasar de una malla taladro por taladro con retardos de superficie a retardos por filas, es decir, redujimos la cantidad de retardos de superficie en un 80%, manteniendo las vibraciones dentro de los límites y no se afectó ninguna construcción.

Con estos cambios mejoramos la eficiencia de nuestras voladuras.

Los problemas que se presentaron durante la ejecución del proyecto en este sector de la obra, fueron tiros cortados y voladuras fuera de horario.

Para solucionar el primer punto, sobre los tiros cortados, se comenzó a utilizar faneles LP para asegurarnos que el fuego haya pasado por todos los taladros antes de la primera detonación, el uso de estos además permitió voladuras mucho más ordenadas y agradables a la apreciación.

Con respecto a los retardos en el horario de disparo se hizo un control de tiempos, lo cual nos permitió poder calcular con mucha confiabilidad el tiempo que nos tarda realizar una voladura, este estudio de tiempos tiene como unidad minutos por taladro e incluye los siguientes ítems:

1. Delimitación de la zona.
2. Reparto de explosivos.
3. Reparto de accesorios.
4. Carguío.

- Tapado de taladros.
- Amarre de la malla.
- Distribución de vigías.
- Protocolo de Voladura.
- Revisión de voladura.
- Eliminación de Tiros cortados.
- Recojo de materiales sobrantes.

De esta relación se concluyo el siguiente cuadro:

CUADRO 4.5.: TIEMPO PROMEDIO DE CARGUIO

Items	Tiempo por taladro	Tiempo Total
Delimitación de la zona		10.00 min
Reparto de explosivos	0.17 min/taladro	
Reparto de accesorios	0.10 min/taladro	
Carguío (*)	0.30 min/taladro	
Tapado de taladros (*)	0.30 min/taladro	
Amarre de la malla. (*)	0.20 min/taladro	
Distribución de vigías		15.00 min
Protocolo de Voladura		15.00 min
Revisión de voladura		15.00 min
Eliminación de Tiros cortados		30.00 min
Recojo de materiales sobrantes		30.00 min
TOTAL	1.07 min/taladro	115.00 min

Fuente: Elaboración propia

(*) Grado de Simultaneidad 4

Luego de la realización de las modificaciones en el tipo de malla y el uso de retardos de superficie redujo el tiempo de amarre de malla, pero no se modificó el cuadro, ya que nos dio un margen de seguridad.

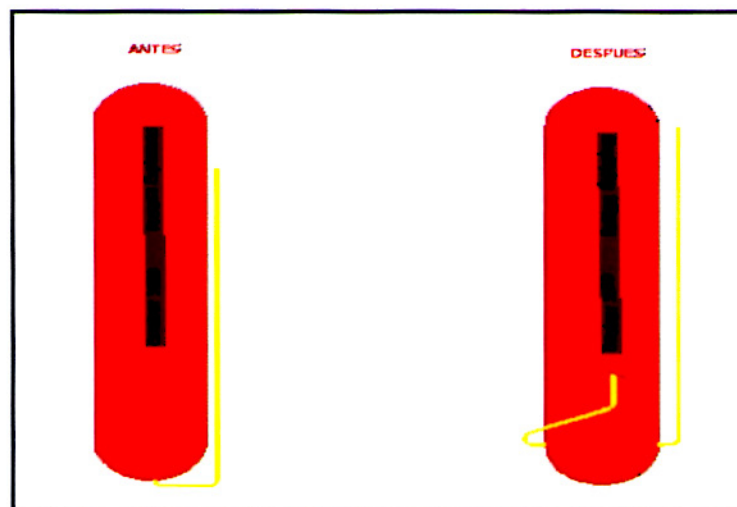
En la Bolívar se realizaron voladuras especiales en pistas, pero en esta voladura no contamos con geotextil, así que al encontrarnos en una zona de desierto, se utilizó la arena presente en el desierto y se mojó con un camión cisterna.

4.1.3. Frente Huaytará

En Huaytará se presentaron algunos problemas debido a cortes en la voladura y carga suspendida por la presencia de geodas en el macizo rocoso, se identificaron varios puntos para su corrección, los cuales procedo a enumerar

- **Corte de manguera fanel:** Para solucionar este problema que se presentaba en el fondo del taladro se cambió el tipo de amarre del fanel al cartucho de Emulnor 3000, pasó de cebar el cartucho por la parte inferior a cebar el cartucho de manera trenzada, evitando se deje manguera fanel en la parte inferior y protegiendo la manguera fanel con el cartucho, tal como se muestra en la siguiente figura.

GRAFICA 4.1.: CAMBIO EN EL AMARRE



Como se puede ver en el gráfico de antes, se exponía la manguera fanel al fondo del taladro, por ello se cambió al tipo de amarre como en la figura después.

Para una mejor visibilidad se adjunta fotos.

FOTO 4.1.: CEBADO POR LA PARTE INFERIOR



FOTO 4.2.: CEBADO IMPLEMENTADO



- **Carga suspendida:**

Debido a que la emulsión tiene baja simpatía, la posibilidad que se cuele una roca mayor de 5 cm entre los cartuchos, crea el riesgo de carga suspendida sin detonar, ante este problema se decidió utilizar cordón detonante a lo largo de toda la columna trenzando cada uno de los cartuchos de la columna explosiva, tal como se muestra en la grafica 4.2. La línea naranja es el cordón detonante y tal como se ve se amarra desde el cartucho de cebo, uno a uno los demás cartuchos son trenzados.

La metodología es: se carga el cebo y se coloca el cordón detonante, para evitar se salga el cordón detonante se le hace dos vueltas tal como se muestra en la foto 4.3.

**GRAFICA 4.2.: AMARRE
CON CARGA SUSPENDIDA**

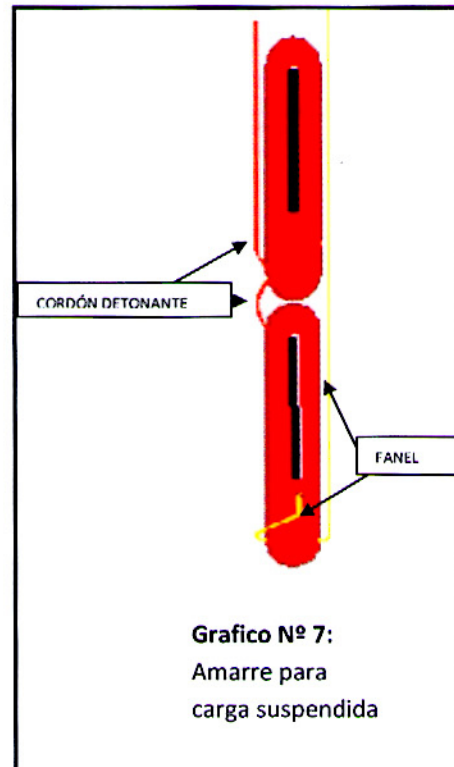
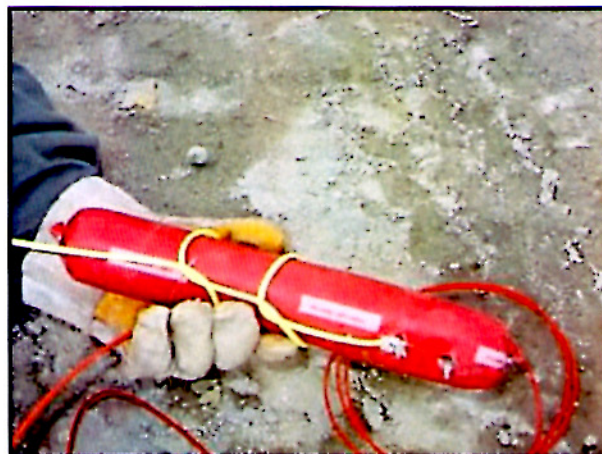


FOTO 4.3.: AMARRE CON CORDON DETONANTE



A continuación se coloca el cebo en el taladro, se deja caer hasta el fondo y luego se trenza con el cordón detonante el segundo cartucho de Emulnor 3000, tal como se muestra en la foto 4.4

FOTO 4.4.: INTRODUCCIÓN DEL SEGUNDO CARTUCHO



De esta manera se insertan de ser necesario el resto de cartuchos de la columna explosiva. Para terminar se coloca el taco y se amarra la malla.

4.1.4. Frente Huancaccasa

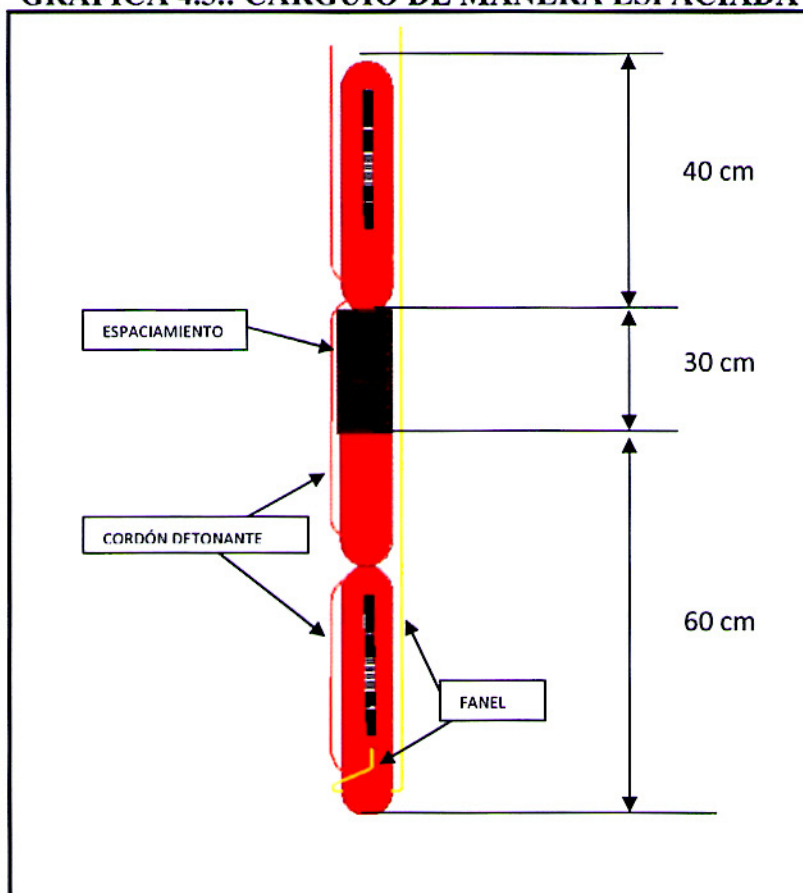
En este frente no se presentaron problemas significativos, pero al encontrarnos en un tramo de transición entre la costa y la sierra, la carga de fondo no presentaba los resultados que esperábamos, por lo tanto se cargo de manera espaciada, es decir, se mantenía el trenzado entre los cartuchos de una columna explosiva pero entre los cartuchos se le daba espaciamiento con material de taco, mediante un ejercicio de prueba y error se concluyó que la mejor proporción de carga espaciada es de 60% de la carga explosiva en el fondo y el resto a una

profundidad no menor del la altura de taco calculada con la formula 4.3 ($T \geq 0.7 B$).

Esta restricción fue para mantener controladas las proyecciones de la voladura.

En la grafica 4.3.explica el método usado.

GRAFICA 4.3.: CARGUIO DE MANERA ESPACIADA



Fuente: Elaboración Propia

4.1.5. Frente Rumichaca

Con las mejoras realizadas en los frentes anteriores no se registraron problemas significativos, pero en este frente se introdujo el uso de los Faneles

Duales (longitud de manguera $>4\text{m}$), antes de este producto se uso los mini duales (longitud de manguera $< 4 \text{ m}$) y los Faneles comunes.

Los Faneles Duales son accesorios de voladura que tienen tanto un retardo de fondo tipo Largo Periodo (LP) y uno de superficie tipo corto periodo (MS).

El retardo de fondo nos permite debido a su periodo largo que el fuego corra por la malla pasando de retardo de superficie a manguera y se aleje antes de la detonación del primer taladro.

Además al no usar cordón detonante en superficie el nivel de ruido de la voladura disminuye significativamente permitiendo realizar voladuras cerca de camélidos, construcciones locales y el ducto existente de gas.

Como complemento del Fanel Dual, en los casos de que quedaba corta la longitud de la manguera para ser enganchado en el siguiente taladro de la secuencia de salida se uso del Fanel CTD de 0 MS de retardo, este fanel es como un retardo de superficie unidireccional.

En este frente también se realizó voladura en el río Pilpichaca, se deslizo de la limpieza una roca de 60 metros cúbicos aproximadamente, se distribuyó 20 kilos de explosivo alrededor de la roca en las discontinuidades, los cuales después de una voladura bastante ruidosa, la roca se veía intacta, al ser tocada por el Bulldozer se desmoronó.

Esta roca no se perforó porque la perforadora más cercana se encontraba a más de 70 kilómetros.

5. Frente La Espera

Durante los trabajos de voladura en pista en el frente de la Espera no se hicieron modificaciones al método de voladura, se mantuvieron las relaciones definidas en los anteriores frentes ya que dieron buenos resultados después de todos los afinamientos arriba descritos.

En este frente tuvo lugar una voladura en la parte superior del valle y en la parte inferior se encuentra una comunidad, para este tipo de voladura se redujo el factor de carga a 0.15 Kg/m³, las cargas se colocó a los 2/3 de la profundidad de la bolonería, se usó fanel dual y no se tapó, la voladura no afectó a la comunidad cercana.

6. APERTURA DE ZANJA

1. Evolución del Trabajo

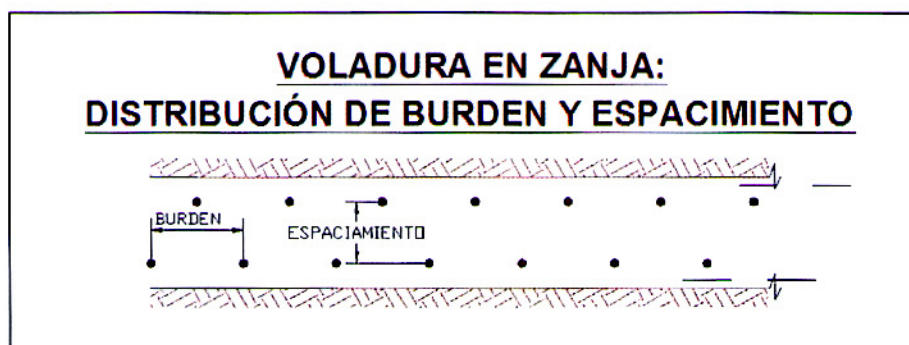
En lo que respecta a la apertura de zanja las dimensiones están definidas, se requiere una zanja de 2.1 metros de profundidad por 1.8 metros de ancho en superficie y 1.4 metros de ancho en el fondo de la zanja.

Además por conceptos teóricos el factor de carga debe ser de 1 Kg por metro cúbico

2. Frente La Bolívar.

Por motivos prácticos se definió la distribución de burden y espaciamiento como se muestra en la gráfica 4.4.

GRAFICA 4.4.: DISTRIBUCIÓN BURDEN / ESPACIAMIENTO



Fuente: Elaboración Propia

El motivo de este cambio fue para facilitar a los cargadores el marcado de malla, si bien es cierto el burden es la distancia a la cara libre y la medida más importante de una malla de perforación, mantener la simetría en el corte de los taludes es nuestro parámetro más importante, por lo tanto lo definimos de esta manera para los cálculos y la distribución.

Para los cálculos de la geometría de la malla se usaron los siguientes parámetros:

Diámetro de taladro	:	2.5"	(a)
Factor de Carga	:	1.20 Kg/m ³	(b)
Distancia de taladro al borde de corte	:	0.30 m	(c)
Profundidad de zanja	:	2.1 m	(d)
Ancho superior de zanja	:	1.8 m	(e)
Ancho inferior de zanja	:	1.4 m	(f)
Peso por cartucho Emulnor 3000 2"x16":	:	0.96 Kg	(g)

Teniendo en cuenta los parámetros (c), (d) y (e) se calculó el burden de la zanja, determinándose en 1.20 metros.

Usando la fórmula 3.3 se calculó el espaciamento

$$E=1.154B \quad (\text{Fórmula 3.3})$$

Donde:

E: Espaciamiento (m)

B: Burden (m)

El espaciamiento quedo definido en 1.5 metros, esto fue el inicio de las voladuras en zanja.

A continuación usando el factor de carga, parámetro (b), se calculo la cantidad de cartuchos de Emulnor 3000 2"X16" por metro lineal de taladro, a continuación un cuadro con los valores calculados.

CUADRO 4.5.: PARAMETROS DE VOLADURA EN ZANJA

Parametros	
Ancho sup. de zanja	1.80 metros
Ancho inf. de zanja	1.40 metros
Profundidad	2.10 metros
Diámetro	0.06 metros
Altura prom	2.10 metros
Burden	1.20 metros
Espaciamiento	1.50 metros
Volumen/taladro	2.84 m ³
Factor de carga	1.20 kg/m ³
Carga por taladro	3.40 kg
Numero de cart	3.54 cartuchos
Cartuchos/metro	1.47 cart/metro

Fuente: Elaboración Propia

El volumen por taladro es calculado mediante la siguiente fórmula:

$$Vt = B \times \frac{E}{2} \times H \quad (\text{Fórmula 4.9})$$

Donde:

Vt: Volumen por taladro (m)

B: Burden (m)

E: Espaciamiento (m)

H: Altura promedio de corte (m)

El volumen por taladro es el volumen de influencia teórico del taladro, es decir, es la cantidad de metros cúbicos que se fracturaran por el efecto de un taladro.

La sobre perforación debido a la práctica resulta de aplicar la siguiente ecuación:

$$J = H/7 \quad (\text{Fórmula 4.10})$$

Donde:

J: Sub barrenación (m)

H: Altura promedio de corte (m)

Para los cálculos de la cantidad de carga explosiva por metro cubico de roca se utilizó la siguiente fórmula:

$$Ct = Fc \times Vt \quad (\text{Fórmula 4.4})$$

Donde:

Ct: Carga por taladro (Kg)

Fc: Factor de carga (1.20 Kg/ m³)

Vt: Volumen por taladro (m³)

La cantidad de cartuchos por taladro se cálculo mediante la siguiente fórmula:

$$C_{tal} = \frac{ct}{w_c} \quad (\text{Fórmula 4.5})$$

Donde:

Ctal: Cartuchos por taladro

Ct: Carga por taladro (Kg)

Wc: Peso por cartucho (Kg)

Para calcular la cantidad de cartuchos por metro lineal de taladro utilizamos la siguiente fórmula:

$$C_{mt} = C_{tal}/H \quad (\text{Fórmula 4.6})$$

Donde:

Cmt: Cartuchos por metro lineal de taladro.

Ctal: Cartuchos por taladro.

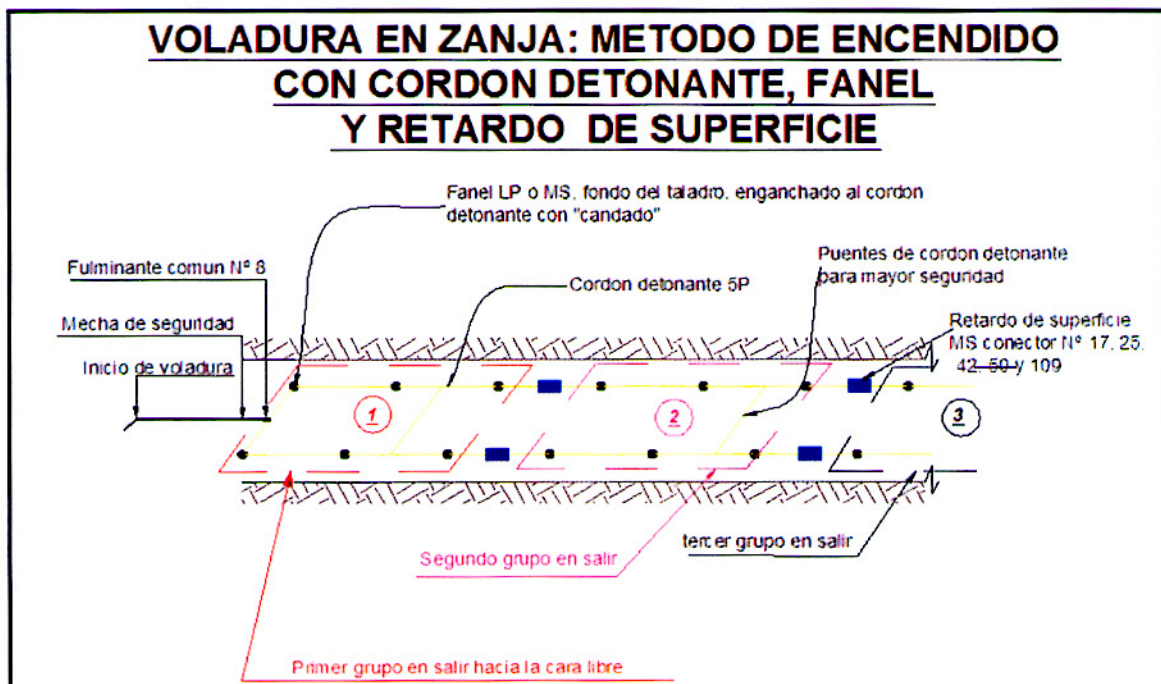
H: Altura promedio de corte.

Con el uso de estas formulas se calculó los parámetros antes mostrados para la voladura de esta zanja.

Además en la perforación se dio doble inclinación a los taladros, tanto horizontal como vertical de 85 grados quedando la perforación como se muestra en la grafica adjunto.

El tipo de amarre en este frente se usó Faneles MS o LP cuyo retardo sea mayor a la suma de todos los retardos de superficie, se hicieron grupos de ocho taladros, los cuales salían en simultáneo y se retardaba con MS Conector de 17, 25, 42, 50 y 109 milisegundos.

GRAFICA 4.5.: AMARRE CON PENTACORD, FANEL Y MS CONECTOR



Fuente: Elaboración Propia

Durante el proceso de voladuras se redujo el factor de carga pasando de 1.20 kilogramos de explosivo por metro cúbico de roca a 0.98 kilogramos de explosivo por metro cúbico de roca, esto debido a dos factores, el primero fue el tipo de roca con el cual estábamos trabajando, superficial y sumamente intemperizadas, y la segunda es que se redujo el burden porque se generaba sobre rotura y

debilitamiento del talud de la zanja, por estas razones pasamos de 1.2 metros de burden a 1 metro de burden.

También en este frente se realizó un estudio de tiempos, lo cual nos permitió desde un comienzo evitar cualquier problema con voladuras fuera de hora y proyectar bien el rendimiento y eficiencia de nuestros trabajos.

A continuación se presenta el cuadro resumen de carguío de taladros.

CUADRO 4.7.: TIEMPO PROMEDIO DE CARGUIO EN ZANJA

Items	Tiempo por taladro	Tiempo Total
Delimitación de la zona		10.00 min
Reparto de explosivos	0.05 min/taladro	
Reparto de accesorios	0.03 min/taladro	
Carguío (*)	0.25 min/taladro	
Tapado de taladros (*)	0.25 min/taladro	
Amarre de la malla. (*)	0.20 min/taladro	
Distribución de vigías		15.00 min
Protocolo de Voladura		15.00 min
Revisión de voladura		15.00 min
Eliminación de Tiros cortados		30.00 min
Recojo de materiales sobrantes		30.00 min
TOTAL	0.78 min/taladro	115.00 min

Fuente: Elaboración Propia
 (*) Grado de simultaneidad 4

4.2.3. Frente Huaytará.

En este frente se presentaron varios problemas de tiros cortados en las voladuras de zanja, esto debido al tipo de amarre y a la carga suspendida.

Las mejoras que se implementaron para evitar que se presenten estos inconvenientes son los arriba explicados en las voladuras de Pista en este frente.

Otro de los aspectos que influenciaron la presencia de tiros cortados fue la temperatura, los accesorios estuvieron expuestos a temperaturas menores a $-10\text{ }^{\circ}\text{C}$, motivo por el cual el plástico usado en los conectores tipo “J” se cristalizaron y fallaron al momento de la detonación del cordón detonante de la línea troncal. Para corregir esta situación se comenzó a utilizar los Faneles Mini duales, con estos faneles no se hace uso de cordón detonante, sino que el fuego se transfiere entre el retardo de superficie del fanel y la manguera del siguiente fanel, teniendo un amarre como se muestra en la siguiente foto.

FOTO 4.5.: AMARRE DE FANELES MINI DUALES



Otro de los beneficios de usar los faneles mini duales es que se reduce considerablemente las emisiones sonoras de la voladura, realizándose voladuras relativamente silenciosas.

En este frente también se realizaron voladuras especiales, donde se tuvo que tapar la zona cargada porque el ducto soldado se encontraba al lado de la zanja, tal como se muestra en la foto adjunta.

FOTO 4.6.: VOLADURA CONTROLADA



El procedimiento para este tipo de trabajos es realizar el carguío, inmediatamente se recubre el ducto con la malla plástica de cocos de un centímetro, se uso este material porque se usa con mucha frecuencia en este tipo de proyectos para proteger el ducto cuando se le tiene que poner carga encima para evitar que una columna de ducto se desplace debido a las gradientes donde se encuentran y no es un material especial para la voladura, luego se limpia la superficie de piedras filudas y cubrir las mangueras de los faneles con cartón o geotextil, en seguida se procede con ayuda de la excavadora se tapa la zanja tal como se muestra en las siguientes fotos.

FOTO 4.7.: PROCESO DE TAPADO DE VOLADURA I



FOTO 4.8.: PROCESO DE TAPADO DE VOLADURA II



Finalmente se chispea y se procede con la voladura.

FOTO 4.9.: EFECTO DE LA VOLADURA

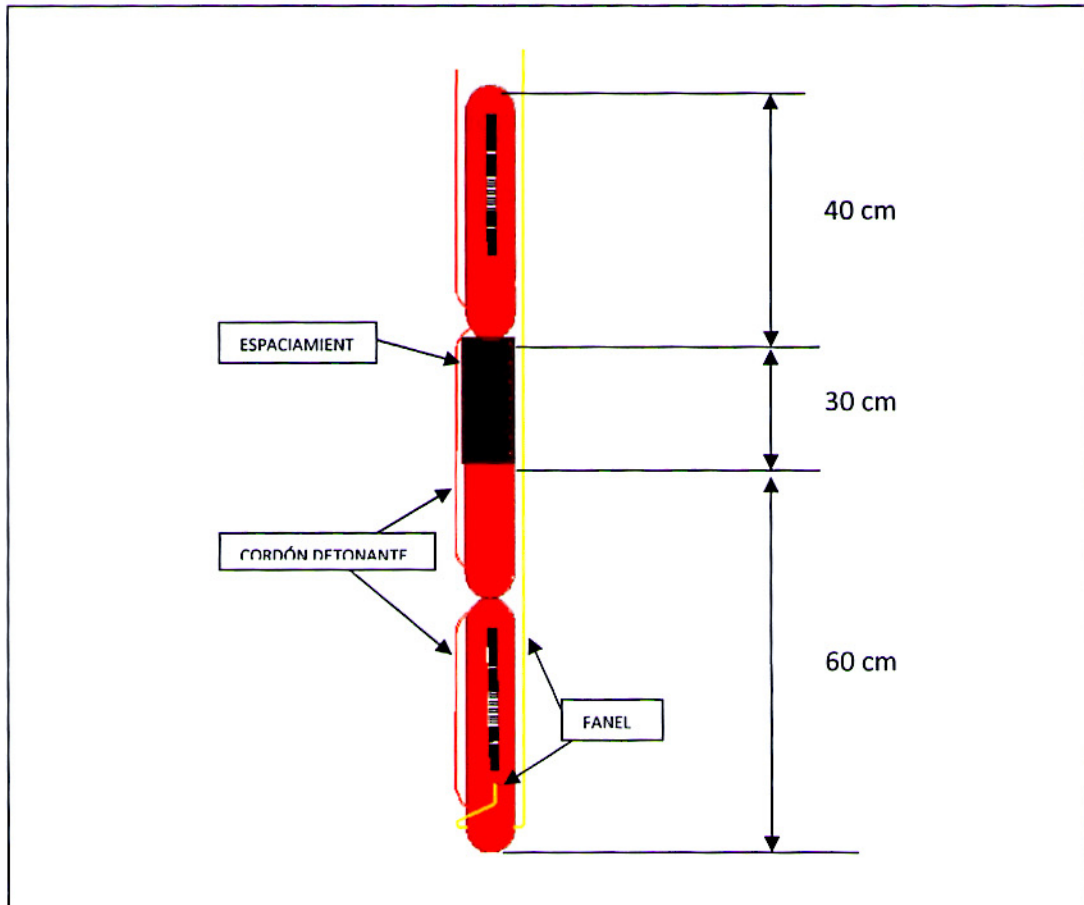
Voladura tapada sin daño a tubería soldada a menos de 2 metros

4.2.4. Frente Huancaccasa.

Tal como se implemento en pista y accesos, en este frente también se usó el carguío de los taladros de manera espaciada, el motivo de este cambio fue que nos encontrábamos en la transición de costa a sierra, la carga de fondo no presentaba los resultados que esperábamos, por lo tanto se cargo de manera espaciada, es decir, se mantenía el trenzado entre los cartuchos de una columna explosiva pero entre los cartuchos se le daba espaciamiento con material de taco, mediante un ejercicio de prueba y error se concluyó que la mejor proporción de carga espaciada es de 60% de la carga explosiva en el fondo y el resto a una profundidad no menor del la altura de taco calculada con la formula 5 ($T \geq 0.7 B$), esta restricción fue para mantener controladas las proyecciones de la voladura.

En la grafica N° 4.6 se explica el método usado.

GRAFICA 4.6.: CARGUIO DE MANERA ESPACIADA



Fuente: Elaboración Propia

4.2.5. Frente Rumichaca.

En lo que respecta al frente de trabajo Rumichaca, fue aquí donde se implemento los Faneles Duales, inicialmente en retardos de 25/500 (25 ms de retardo en superficie y 500 ms de retardo en el fondo del taladro) y 17/500 (25 ms de retardo en superficie y 500 ms de retardo en el fondo del taladro), antela posibilidad de un corte de las mangueras superficiales por la proyección de una roca, se pasó a usar Fanel Dual de 25/800 (25 ms de retardo en superficie y 800 ms de retardo en el fondo del taladro), otra de las ventajas del Fanel Dual es que la manguera fanel es

más gruesa y reforzada, estas características nos dio la seguridad de que no se iba a presentar cortes en el fondo del taladro por piedras filudas.

Además se cambio el conector de plástico “J” por otro cuadrado mucho más fuerte y resistente a la detonación del retardo de superficie, el conector plástico “J” tenía que ser enterrado para que en su detonación no corte la manguera fanel del siguiente taladro con las esquiras propias del detonador, con estos conectores cuadrados no es necesario enterrarlos ya que la resistencia del conector impide que salgan esquiras luego del tiro del detonador de superficie.

6. Frente La Espera.

Durante los trabajos realizados en esta parte final del sector de la costa se nos presentó en el PK 138 arcilla elástica, la cual nos dificultó realizar las voladuras, para lo cual se tuvo que espaciar la carga a lo largo de todo el taladro, es decir, la mayoría de los taladros teníamos 2.4 metros de profundidad en los taladros, y se tuvo que cargar con dos cartuchos y medio, uno de fondo, 40 centímetros de espaciamiento, otro cartucho y 40 centímetros de espaciamiento y medio cartucho más y el taco queda en 60 centímetros.

Esto se hizo para distribuir de mejor manera la carga en el taladro y que la arcilla no absorba el impacto y no se desprendiera la roca.

FOTO 4.10 CARGUÍO EN CONDICIONES EXTREMAS



CAPITULO 5: PERSONAL Y ORGANIZACIÓN

1. PERSONAL

1. Gerente de Proyecto

Es el responsable del proyecto, sus funciones son respaldar al equipo en la parte administrativa, logística y planificación de los planes de fuego (Documento donde se detalla los parámetros de la voladura) para el buen funcionamiento del equipo de trabajo.

Además es el contacto entre las ocurrencias del campo y la oficina central.

Por otra parte ve las proyecciones de obras para el área en desarrollo, en este caso el servicio de voladura para obras civiles.

2. Asistente de Gerencia

Como su nombre lo indica asiste al Gerente del proyecto en sus labores y es quien tiene el mayor contacto de campo con los ingenieros residentes, preparando reportes de consumos, costos y operación.

Prepara cotizaciones para nuevos proyectos conseguidos por la gerencia para la ampliación del campo laboral del área.

Reemplaza a los Ingenieros Residentes en su frente de obra cuando estos están de descanso, teniendo de esta manera un mayor control de la situación de la obra.

3. Ingeniero Residente

Es el encargado y responsable directo de las voladuras, su cálculo, malla y cantidad de explosivos a utilizar.

Es responsable de supervisar el llenado de los formatos de control de actividades, llámese Check-list, bitácora de camionetas, control de taladros de perforación, etc.

El Ingeniero Residente tiene independencia en las decisiones que corresponda a la parte operativa de la faena.

4. Ingeniero de Seguridad y Medio Ambiente

Sus funciones son de asesor de Seguridad y Medio Ambiente audita internamente que se cumplan los Reglamentos, Procedimientos e instructivos en la operación.

Es responsable de encabezar las investigaciones de los incidentes y accidentes que pudieran ocurrir durante el desarrollo del proyecto.

Las funciones se reducen a tener un plan de prevención de riesgos y capacitaciones continuas para generar cultura de seguridad en todos los trabajadores contando para esto con todo el apoyo de la dirección del proyecto.

5. Técnico Supervisor de Campo

Técnico en perforación y voladura quien junto con el Ingeniero Residente define la malla a ser utilizada y los cálculos propios de la voladura, es el encargado en campo de la distribución de explosivos y realizar el amarre de la secuencia de disparo de acuerdo a lo coordinado con el ingeniero residente.

Sirve de apoyo administrativo al ingeniero residente en el control de EPP, explosivos y accesorios, mantenimiento de unidades, etc.

6. Polvorero / Cargador

Personal idóneo de gran experiencia en manipulación de explosivos, tanto en minería como en obras civiles, es responsable del buen carguío de la columna explosiva, de acuerdo, en cantidad y diseño, a lo especificado por el ingeniero residente.

Es parte de su responsabilidad el control de la perforación de la malla, el pintado de malla en terreno y la limpieza de la zona de voladura.

7. Ayudante

Personal proactivo, con ganas de aprender, apoya durante el carguío al polvorero/cargador, suministrándole lo necesario para cumplir con la tarea del carguío de la columna explosiva.

Además comparte funciones en el control de perforación y pintado de malla, así como la limpieza de voladura.

8. Chofer

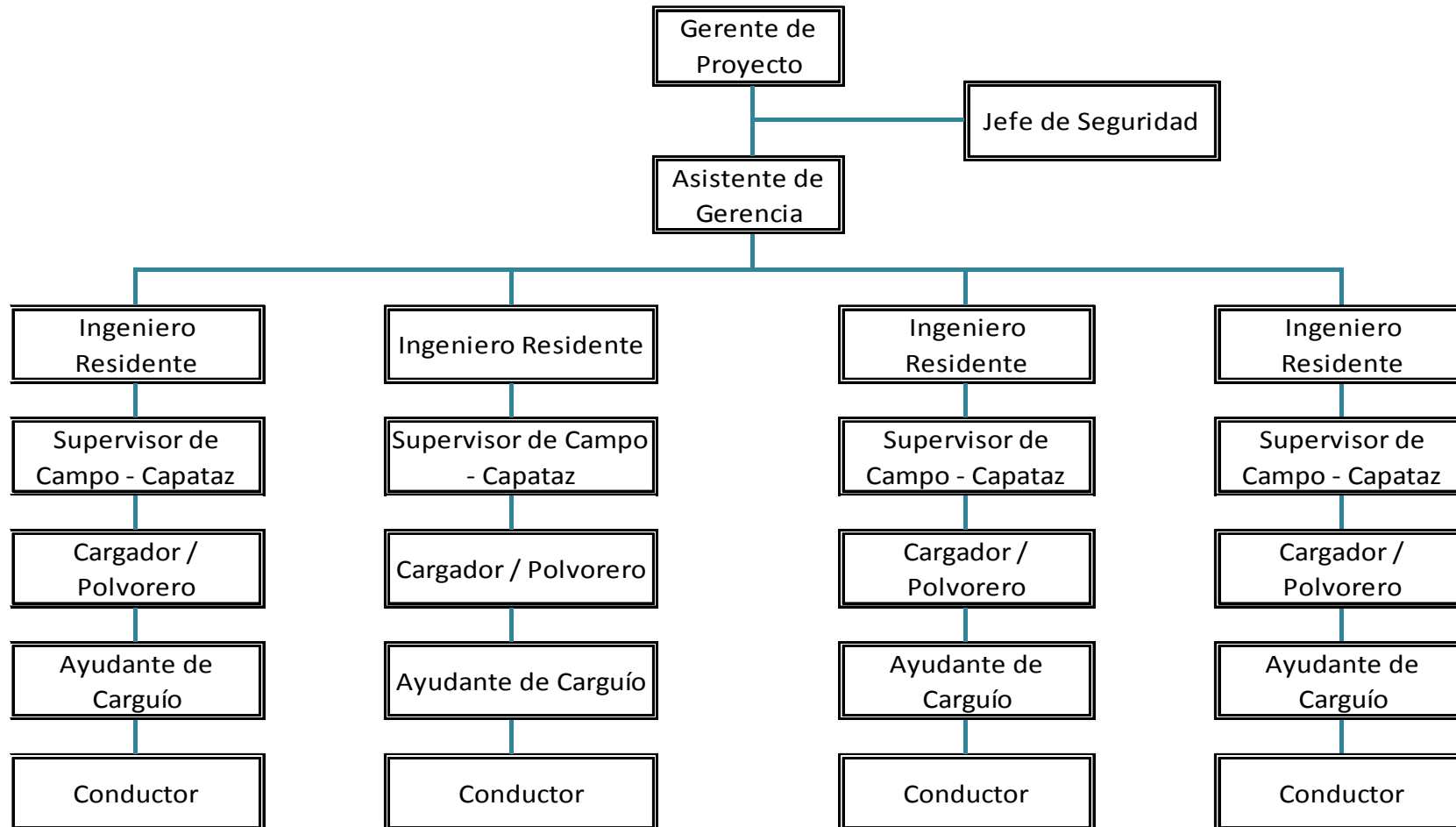
Personal altamente calificado, conductores profesionales con tipo de licencia A-3, responsable de su unidad móvil.

Los conductores son evaluados constantemente durante el proyecto para controlar los desvíos en los reglamentos de manejo a la defensiva.

ORGANIGRAMA

El organigrama para este trabajo estaba estructurado como se muestra en el gráfico 5.1 que se muestra a continuación:

GRAFICA 5.1 ORGANIGRAMA DEL PROYECTO



Fuente: Elaboración Propia

CAPITULO 6: COSTO DEL PROYECTO

1. COSTO DE EXPLOSIVOS.

1. Calculo de Costo de Zanja

Profundidad de los taladros:	1.90 m
Ancho de zanja:	0.80 m
Factor de Carga:	1.20 Kg/m ³
Burden:	0.75 m
Espaciamiento:	0.80 m
Volumen por taladro:	1.07 m ³

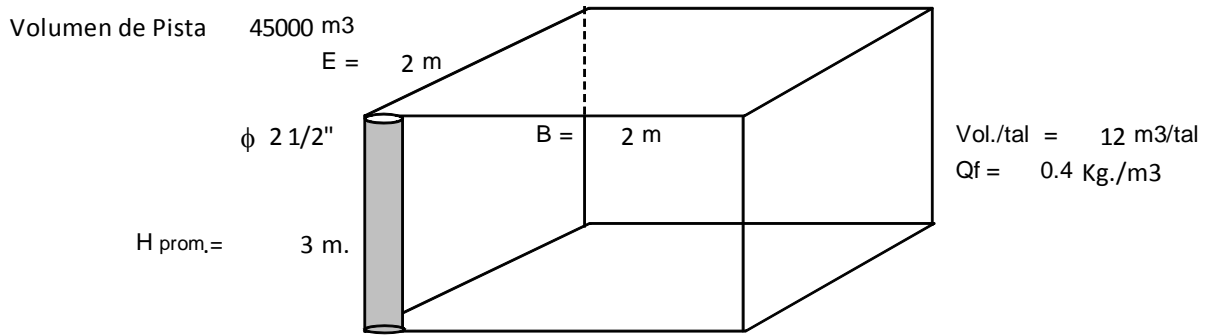
CUADRO 6.1.: COSTO DEL EXPLOSIVO EN ZANJA

CANT	UNIDAD	DESCRIPCION	Prec.Unitario	Prec.Total
1.33	kilos	EMULNOR 3000 - 2" x 16" (1 kg. c/u)	2.20 US \$/kg	2.93 US \$/kg
1.00	Pieza	Fanel Dual de 4 mts - 25/800 MS	2.70 US \$/un	2.70 US \$/un
0.50	MI	Metros de cordon detonante	0.20 US \$/m	0.10 US \$/m
0.05	MI	metros de mecha de seguridad	0.13 US \$/m	0.01 US \$/m
0.02	Unidad	fulminantes comunes N° 8	0.15 US \$/un	0.003 US \$/un
Costo por taladro				5.74 US \$/tal
Volumen por taladro				1.07 m3/tal
Costo por metro cúbico				5.37 US \$/m3

Fuente: Elaboración Propia

2. Calculo de Costo de Pista y Plataforma

Para un corte en plataforma se puede ensayar un esquema como el siguiente:



Para todos los taladros se empleará emulsión tipo Emulnor 3000, en manga de 2" x 16", en toda la columna, con lo que la altura de carga llegará a 1.80 m.

Luego para un taladro de 2 1/2" x 3.0m, con volumen de influencia de 12 m³, los materiales a emplear serán:

CUADRO 6.2.: COSTO DEL EXPLOSIVO EN PISTA

Cant	Unid	Descripción	Prec.Unitario		Prec.por Taladro	
5	Kg	EMULNOR 3000 - 2" x 16"	2.20	US \$/Kg	11.00	US \$/Kg
1	pieza	Detonador Fanel MS de 18 pies	1.80	US \$/un	1.80	US \$/un
4	metro	Cordón detonante 5P	0.20	US \$/m	0.80	US \$/m
1	pieza	Retardo Fanel MSC de superficie	2.53	US \$/un	2.53	US \$/un
0.06	metro	Mecha de seguridad	0.13	US \$/m	0.01	US \$/m
0.05	pieza	Fulminante # 8	0.15	US \$/un	0.01	US \$/un
Costo por taladro					16.15	US \$/tal
Volumen por taladro					12.00	m ³ /tal
Costo por metro cúbico					1.35	US \$/m ³

Fuente: Elaboración Propia

6.2. COSTO DE PERSONAL.

6.2.1. Distribución de Sueldos

CUADRO 6.3.: DISTRIBUCIÓN DE SUELDOS DE PERSONAL

CUADRILLAS 1 y 2		NETO MENSUAL	Benef., S/T L.L.S.S.	COSTO EMPRESA
CANT.	POSICION			
		US\$	%	US\$
0.5	Gerente	5,000.00	65%	4,125.00
2	Ingenieros	3,000.00	65%	9,900.00
2	Jefe de Seguridad	2,000.00	65%	6,600.00
1.0	Administrador	1,500.00	65%	2,475.00
2	Supervisores	1,250.00	65%	4,125.00
4	Polvoreros	900.00	73%	6,228.00
4	Ayudante	600.00	73%	4,152.00
3	Chofer	800.00	73%	4,152.00
2	Recambio	800.00	73%	2,768.00
4	Vigilantes polvorines	500.00	73%	3,460.00
			US\$	47,985.00

Fuente: Elaboración Propia

6.2.2. Alojamiento, transporte y Alimentación

CUADRO 6.4.: COSTOS DE ALIMENTACIÓN, ALOJAMIENTO Y TRANSPORTE EN OBRA

CUADRILLAS 1 y 2		ALOJAMIENTO MES	ALIMENTACIÓN MES	Pasajes y Viaticos MES	TOTAL
CANT.	POSICION				
		US\$	US\$	US\$	US\$
0.5	Gerente	900.00	150.00	500.00	1,560.00
2	Ingenieros	1,500.00	600.00	1,000.00	3,110.00
2	Prevencionistas (*)	1,500.00	600.00	300.00	2,410.00
1.0	Administrador	1,500.00	300.00	300.00	2,110.00
2	Supervisores	900.00	480.00	1,000.00	2,388.00
4	Polvoreros	1,200.00	600.00	2,000.00	3,805.00
4	Ayudante (*)	300.00	600.00	200.00	1,105.00
3	Chofer (**)	300.00	450.00	800.00	1,555.00
2	Recambio (*)	300.00	210.00	100.00	615.00
4	Vigilantes polvorines(*)	300.00	300.00	100.00	705.00
		8,700.00	4,290.00	6,300.00	19,363.00

Fuente: Elaboración Propia

6.2.3. Costo de personal mensual

CUADRO 6.5.: COSTO DE MANO DE OBRA

CUADRILLAS 1 y 2		COSTO	TOTAL	TOTAL
CANT.	POSICION	EMPRESA		PERSONAL MES
		US\$	US\$	US\$
0.5	Gerente	4,125.00	1,560.00	5,675.00
2	Ingenieros	9,900.00	3,110.00	13,000.00
2	Prevencionistas (*)	6,600.00	2,410.00	9,000.00
1.0	Administrador	2,475.00	2,110.00	4,575.00
2	Supervisores	4,125.00	2,388.00	6,505.00
4	Polvoreros	6,228.00	3,805.00	10,028.00
4	Ayudante (*)	4,152.00	1,105.00	5,252.00
3	Chofer (**)	4,152.00	1,555.00	5,702.00
2	Recambio (*)	2,768.00	615.00	3,378.00
4	Vigilantes polvorines(*)	3,460.00	705.00	4,160.00
		47,985.00	19,363.00	67,275.00

Fuente: Elaboración Propia

6.2.4. Distribución del Costo de personal a US \$/m³

Para Pista: 9 meses = 605,475.00 US\$ / 315,000m³=1.92 US\$/m³

Para Zanja: 9 meses = 605,475.00 US\$ / 85,000m³=7.12 US\$/m³

6.3. COSTO DE EQUIPOS.

CUADRO 6.6.: COSTO DE EQUIPOS

CUADRILLAS 1 y 2		RENTA	MANT.	COMBUS-	COSTO
CANT.	EQUIPO	DIARIA	Y SEG.	TIBLE	DIARIO
		US\$	US\$	US\$	US\$
4.0	Camioneta	80.00	10.00	60.00	600.00
4	Polvorín 20'	12.00	1.00	-	52.00
2.00	Camión 4 T	100.00	15.00	80.00	390.00
4.00	Sismógrafo	10.00	1.60		46.40
L/S	Otros	-	-	-	10.00
US\$/día					1,098.40

Fuente: Elaboración Propia

Para distribuir el costo diario de equipos a metros cúbicos se realiza de la siguiente manera.

Para Pista: 9 meses = 296,568.00 US\$ / 315,000m³= 0.94 US\$/m³

Para Zanja: 9 meses = 296,568.00 US\$ / 85,000m³= 3.48 US\$/m³

El costo de stand by por día es:

Stand By por equipo - día 659.04 US \$

6.4. COSTOS DIRECTOS.

6.4.1. Costos directos de Pista

CUADRO 6.7.: COSTOS DIRECTOS EN PISTA

ITEMS	PISTA			
	COSTO UNITARIO	CANTIDAD	TOTAL	
	US\$ / m3	m3	US\$	
1	Materiales explosivos	1,35	315.000	425.250,00
2	Personal de ejecución	1,92	315.000	605.475,00
3	Equipos	0,94	315.000	296.568,00
4	Materiales de protección	0,10	315.000	31.500,00
	TOTAL COSTO DIRECTO	4,31	315.000	1.358.793,00

Fuente: Elaboración Propia

6.4.2. Costos directos de Zanja

CUADRO 6.8.: COSTO DIRECTO EN ZANJA

ITEMS	ZANJA			
	COSTO UNITARIO	CANTIDAD	TOTAL	
	US\$ / m3	m3	US\$	
1	Materiales explosivos	5.37	85,000.00	456,450.00
2	Personal de ejecución	7.12	85,000.00	605,475.00
3	Equipos	3.49	85,000.00	296,568.00
4	Materiales de protección	0.42	85,000.00	35,700.00
	TOTAL COSTO DIRECTO	16.40	85,000.00	1,394,193.00

Fuente: Elaboración Propia

6.4.3. Costos directos Totales

CUADRO 6.9.: COSTOS DIRECTOS TOTALES

ITEMS		TOTAL VOLADURA
		US\$
1	Materiales explosivos	881,700.00
2	Personal de ejecución	1,210,950.00
3	Equipos	593,136.00
4	Materiales de protección	67,200.00
	TOTAL COSTO DIRECTO	2,752,986.00

Fuente: Elaboración Propia

A este total de costos directos se agrega el margen de utilidad que se considere adecuado, recomendándose para este tipo de actividades una utilidad del 20%.

En lo referido a gastos generales se aplica un porcentaje del costo directo, en este caso se aplicó 10% del costo directo, lo cual incluye los gastos generados por los trámites ante la DICSCAMEC, útiles de oficina y demás gastos no relacionados de manera directa con la operación propiamente dicha.

CAPITULO 7: SEGURIDAD MEDIO AMBIENTE Y LOGISTICA

En este capítulo se explica la gestión de seguridad y medio ambiente y el manejo logístico que se necesita para desarrollar un proyecto de esta magnitud, también se propondrá formatos de control y capacitaciones necesarios para el control de las actividades implícitas en el desarrollo de actividades de esta magnitud.

1. SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

1. Compromisos y Formatos TECHINT

Con la empresa TECHINT SAC se asumieron compromisos de seguridad y medio ambiente que consistía en “Tolerancia Cero” y entrega de diversos formatos para su control.

Entre los formatos que la empresa TECHINT SAC nos exigió fueron:

1. Evaluación de Riesgos y Aspectos significativos.

2. Plan de Fuego y cálculo de presión en el ducto existente.
3. Análisis de Seguridad en el Trabajo (AST).
4. Check list de Control de Voladura
5. Reporte de Sismogramas.
6. Informes mensuales de Seguridad
7. Friday Memo – Informe semanal de Seguridad, Salud y Medio Ambiente.

Todos estos documentos, en modo de muestra se adjuntan en los anexos respectivos.

8. Procedimientos de seguridad Internos

Los procedimientos que se utilizaron durante la obra fueron producto de la participación de todos los trabajadores de FAMESA EXPLOSIVOS en el proyecto. Por ello fueron procedimientos muy dinámicos y flexibles, que permitían a todos nuestros trabajadores cuestionarse día a día la forma como se realizan los trabajos y despertar en cada uno de ellos el sentido de la seguridad, el amor propio, el cuidado por el compañero y enaltecieron los sentimientos de trabajo en equipo.

Dichos procedimientos se redujeron a cuatro fichas y estas son:

1. PETS – 001 Carguío de Explosivos.
2. PETS – 002 Transporte de Explosivos y accesorios.

3. PETS – 003 Desactivación de Tiros Cortados.
4. PETS – 004 Pintado de Malla.

Estos procedimientos se muestran en los anexos del trabajo.

5. LOGISTICA

El transporte de explosivos y la construcción de polvorines debido a los antecedentes terroristas en el país resultaron ser el tema crítico en la logística del proyecto.

Para este proyecto se utilizaron dos polvorines bases uno para la “Zona Costa” en el Cuartel CEMUNE Cabeza de Toro en Pisco y otro para la “Zona Sierra” en el Cuartel Los Cabitos en Ayacucho, en estos polvorines se recibió el explosivo procedente de las fabricas en Chancay y Puente Piedra para luego ser distribuido de acuerdo a la necesidad a los polvorines principales ubicados en el Sector Costa en los campamentos de La Bolívar (Ica) y Rumichaca (Huancavelica) y en el Sector Sierra en el campamento Patibamba (Ayacucho), en la grafica N° 12 se observa la distribución de los explosivos en la obra.

Las coordinaciones para el envío de explosivos de manera conjunta con la Policía Nacional del Perú (DICSCAMEC) de acuerdo a las normas legales hace este proceso engorroso y lo encarece, por lo tanto, se tiene que hacer la cantidad de traslados eficientes para no incidir sobre el costo del proyecto, es decir, llevar un control estricto de consumo y proyectar el consumo de acuerdo a los requerimientos futuros de obra, por lo que se tiene que trabajar muy de cerca con

el área de topografía y el área de limpieza de frente para tener proyecciones que se acerquen al verdadero requerimiento.

1. Base Legal

De acuerdo al Decreto Supremo N° 019-71-IN del 26AGO71, Reglamento de control de Explosivos, Decreto Ley N° 25707 del 06SET92, declara en emergencia la utilización de Explosivos, Decreto Supremo N° 086-92-PCM, aprueba el Reglamento del Decreto Ley N° 25707, Texto Único de Procedimientos Administrativos del Ministerio del Interior TUPA – 2004, Aprobado por Decreto Supremo N° 004-2004-IN el 08 de Marzo del 2004 y Directiva N° 001-2001-IN 1703, Procedimiento para el funcionamiento de Polvorines de Almacenaje de Explosivos, Insumos y conexos de Uso Civil.

2. Cálculo de distancias mínimas.

Dentro de los requisitos que tiene la instalación de Polvorines el primer paso es determinar la ubicación de dichos polvorines de acuerdo a la siguiente tabla que depende de la cantidad de explosivo a almacenar.

CUADRO 7.1.: DISTANCIAS MINIMAS DE SEGURIDAD DE POLVORINES

DISTANCIAS MINIMAS DE SEGURIDAD ENTRE POLVORINES	
$D = K \sqrt[3]{P}$	
ENTRE	VALOR DE K
Locales de riesgo barricados	1,25
Polvorín Barricado y Carreteras	6,00
Polvorín Barricado y edificios habitados	15,00
Polvorín Barricado y líneas férreas	12,00
Polvorín Barricado y oficinas, laboratorios y lugares de descanso dentro de la planta industrial	3,00
Local de riesgo barricado y edificios habitados	24,00
Local de riesgo barricado y carretera	15,00

DONDE
D: Distancia mínima de Seguridad
P: Peso en Kg del explosivo a almacenar

Fuente: Decreto Supremo N° 004-2004-IN

7.2.3. Tipos de Polvorines

Hay tres tipos de polvorines los cuales enumero a continuación:

✓ **Polvorín Tipo A:**

Superficial: Construidos de concreto armado o material noble, con capacidad de almacenamiento mayor a 1000 kg con techo deleznable de fácil fragmentación.

Altura mínima de 3.00 metros, desde el piso, con pisos y paredes lisas sin rajaduras ni juntas, no absorbentes, debe contar con parihuelas con tratamiento ignífugo, las puertas serán de material incombustible y contará con Pararrayos de ser necesario por la zona.

ignífugo, las puertas serán de material incombustible y contará con Pararrayos de ser necesario por la zona.

Subterráneo: Construido o acondicionado en el subsuelo en roca compacta, debe contar con conductos de ventilación y de escape de los gases a la superficie e iluminación suficiente para la manipulación de explosivos.

2. Polvorín Tipo B

Son polvorines provisionales que son construidos aprovechando los accidentes del terreno con paredes de sacos de arena y techos de calamina, tiene capacidad de almacenar hasta 1000 kg de explosivos, ubicados de acuerdo a el cuadro de distancias mínimas donde el suelo puede ser de tierra apisonada libre de todo material combustible.

3. Polvorín Especial:

Su funcionamiento es temporal y debe estar instalado sobre soportes en una pendiente que impida el empozamiento del agua en caso de lluvia.

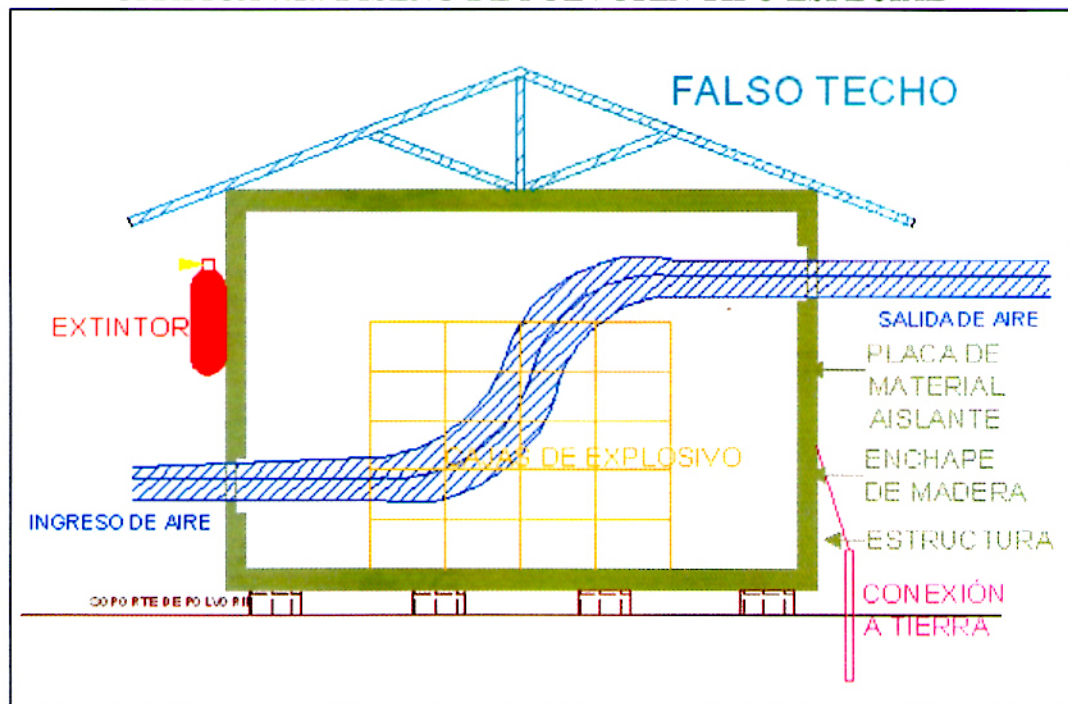
Este tipo de polvorín debe estar revestido de madera por dentro con tratamiento ignífugo, los elementos metálicos tales como, bisagras, picaportes, aldabas y cerraduras, serán únicamente de bronce, el falso techo debe ser a doble agua o similar.

Su traslado hacia otro lugar, se realizará con el depósito vacío y con autorización de la DICSCAMEC.

Además se colocará una placa metálica conectada a tierra, para la descarga estática de las personas que ingresen al polvorín. Esta placa estará ubicada a la entrada de la cámara de almacenamiento.

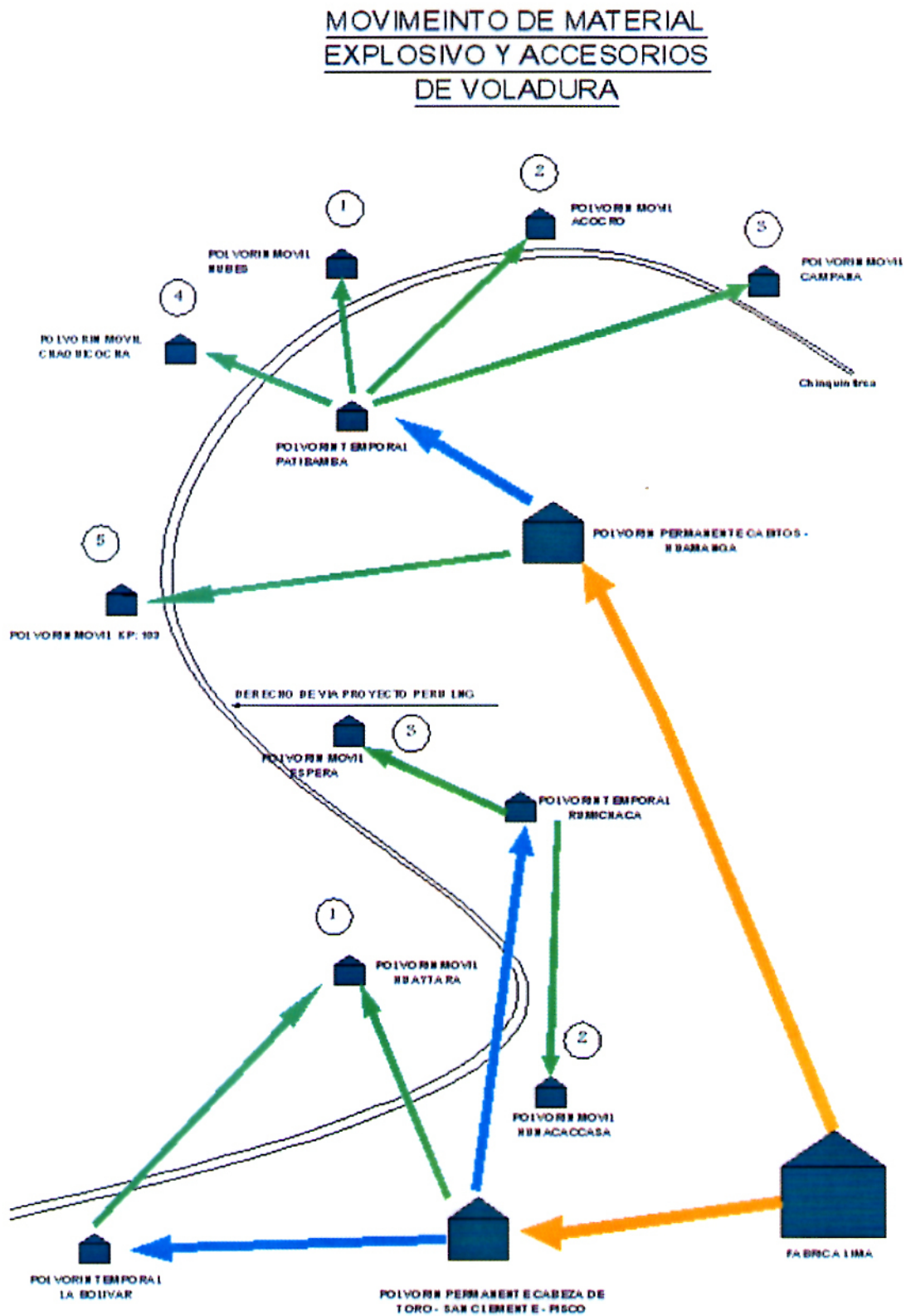
A continuación se muestra un grafico de este tipo de Polvorín.

GRAFICA 7.1.: DISEÑO DE POLVORIN TIPO ESPECIAL



Fuente: Elaboración Propia

GRAFICA 7.2.: MOVIMIENTO DE MATERIAL DE VOLADURA



CONCLUSIONES

4. Para realizar voladura en pista el parámetro que nos ayudo mucho y nos dio los mejores resultados es utilizar **la relación de rigidez K** no menor a 1.5 y no mayor a 2.5, esto nos permitió redimensionar las mallas de perforación de forma dinámica en campo y obtener los resultados deseados. Este parámetro fue probado en diámetros de 2 ½”.
5. Otro parámetro de gran importancia es el factor de carga de 200 gramos por metro cubico, cabe recalcar que hubo zonas en las que el factor de carga se incremento debido al tipo de roca, pero en términos generales este fue el factor de carga que se utilizó en la mayoría del proyecto.
6. Los accesorios con los que se obtuvo los mejores resultados fue el fanel dual y los conectores CTD, dado que nos permitió tanto en zanja como en pista controlar la salida en secuencias taladro por taladro, reducir la contaminación del espectro sonoro y reducir los efectos de *fly rocks*.

7. En lo que se refiere a zanja el factor de carga de 1000 gramos por metro cubico en promedio nos dio los mejores resultados y la distribución de taladros se consideró como distancia máxima entre filas 1.5 metros, en casos que la zanja incrementaba su ancho se consideraba una tercera fila generando una malla en tres bolillo.
8. En lo referido al control de proyecciones se probó con mucho éxito el geotextil y la arena humectada y en casos extremos el simple uso de tierra húmeda se comportó de manera aceptable, evitando así posibles impactos a infraestructura cercana, dependiendo directamente la cantidad de tierra al efecto de proyección.
9. Los rendimientos de un equipo de voladura conformado por 01 Supervisor de Voladura, 02 Cargadores, 01 Ayudante de carguío y 01 conductor, en equipos se requiere un camión de 4 toneladas y una camioneta 4 x 4 ambas con resolución de DICSCAMEC para el transporte de explosivos, en promedio han demostrado que se realiza en aperturas de pista voladuras mensuales de 20,000 (veinte mil) metros cúbicos mensuales y en zanja un avance de hasta cinco mil metros lineales por mes.
10. En lo referente a los costos operativos de obra, depende de cada Ingeniero Residente la mejor utilización de los recursos, en este proyecto se tuvo una rentabilidad de 27% versus lo Facturado.
11. En este tipo de trabajos la metodología es muy variada, como se ve en el desarrollo de la tesis, por lo que debe primar en la dirección del proyecto una mirada macro del espectro operativo, la cual permita que la operación sea lo

suficiente flexible como para adaptarse a los cambios. Cabe resaltar en este punto que solo se logra esta flexibilidad cuando el entero del equipo se encuentra comprometido con la operación.

12. En el aspecto de seguridad se logro generar una cultura de ella, al punto que todos los trabajadores conocían la integridad de sus procedimientos y no solo eso, sino que también los cumplían y se instaban entre ellos a cumplir dichos procedimientos, poniendo en evidencia un verdadera preocupación de la seguridad y un crecimiento interesante del amor propio de cada trabajador.

RECOMENDACIONES

13. Para realizar presupuestos de este tipo de trabajos de voladura los parámetros fundamentales son:
 1. Volumen aproximado de roca a remover con perfiles de sección típica para zanja y perfiles de corte para la apertura de pista.
 2. Tiempo estimado para la ejecución de la obra.
 3. Quien proporcionará los consumibles, es decir si el contratista proporcionará la alimentación y alojamiento del personal y combustible para los equipos (Camiones de transporte de explosivos y Camionetas de transporte de personal) o estarán incluidos en el precio unitario del sub contratista.
4. Otro aspecto a tener en cuenta en este tipo de trabajos que involucran la instalación de polvorines es que los permisos emitidos por DICSCAMEC tardan de 45 a 60 días calendario para la Resolución Eventual, la cual hay que renovar cada 45 días hábiles.

5. En lo referente a costos, se recomienda tener muy presente que es un parámetro que se debe mantener monitoreado durante la ejecución de toda la obra, y no priorizarlo poniendo en desmedro la calidad de los trabajos así como las condiciones de trabajo de todo el personal, ya que solo estaremos atacando la punta del Iceberg, es decir, lo visible, lo tangible y no el problema de fondo, esto se debe solucionar con inventiva en la dirección de la operación.

6. Se recomienda en el aspecto de seguridad ser muy constante en la instrucción de todo el personal, no hay ningún aspecto técnico que sea confidencial, los trabajadores deben saber porque hacen cada acción y es responsabilidad de toda la supervisión predicar siempre con el ejemplo y asumir los errores cometidos de manera pública y sacarle siempre a todo error una enseñanza que sirva de retroalimentación para la mejora continua.

BIBLIOGRAFÍA

1. *C. Konya y E. Albarrán manual konya (pág. 164 cap. 7 Diseño de plantillas, sub índice 7.8 Diseño de zanjas)*
2. *C. Konya y E. Albarrán manual konya (pág. 103 cap. 6 DISEÑO DE VOLADURAS, sub índice 6.4 SELECCION DEL DIÁMETRO DE BARRENO, 6.4.1 CONSIDERACIONES DE VOLADURA) Tabla 6-5 Problemas potenciales Relacionados con la Relación de Rigidez (L/B)*
3. *Dr. C. McKenzie “ESTADO DEL ARTE DE LA VOLADURA” en el Capítulo 4 “DISEÑO DE VOLADURAS” subíndice 4.5 Selección del Taco, pagina 33.*
4. *Formulas de comunicación verbal de la oficina técnica de Famesa Explosivos S.A.C.*
5. *Página web de Techint engineering:
<http://engineering.techint.com/html/sp/aboutus/health.asp?MENUITEM=health&LANG=SP&PATH=../aboutus/images/flash>*
6. *Texto Único de Procedimientos Administrativos del Ministerio del Interior TUPA – 2004, Aprobado por Decreto Supremo N° 004-2004-IN el 08 de*

Marzo del 2004 y Directiva N° 001-2001-IN 1703, Procedimiento para el funcionamiento de Polvorines de Almacenaje de Explosivos, Insumos y conexos de Uso Civil.