

UNIVERSIDAD NACIONAL "JORGE BASADRE GROHMANN" - TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

OPTIMIZACIÓN DE VOLADURA MEDIANTE LA
APLICACIÓN DE DETONADORES NO ELÉCTRICOS
Y EMULSIÓN EXPLOSIVA EN MINA SAN
JUAN DE CHORUNGA

TESIS

Presentada por:

Bach. Omar Gerardo Vilca Acero

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

TACNA - PERÚ
2016

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

**OPTIMIZACIÓN DE VOLADURA MEDIANTE LA APLICACIÓN DE
DETONADORES NO ELÉCTRICOS Y EMULSIÓN EXPLOSIVA EN
MINA SAN JUAN DE CHORUNGA**

Tesis sustentada y aprobada el 17 de agosto de 2016, estando integrado
el jurado calificador por:

PRESIDENTE

.....
Dr. Julio Miguel Fernández Prado

1er MIEMBRO
SECRETARIO

.....
MSc. Carlos Huisa Ccori

2do: MIEMBRO

.....
Dr. Julio Vargas Paniagua

ASESOR

.....
Dr. Dante Ulises Morales Cabrera

DEDICATORIA

Dedico este trabajo principalmente a Dios por haberme dado la vida y permitirme el haber llegado hasta este momento tan importante de mi formación profesional. A mi madre Guadalupe Acero, por ser el pilar más importante en mi vida y por demostrarme siempre su amor y apoyo incondicional, lo cual me ayudado a salir adelante en los momentos más difíciles. A mi hermana Lucy que siempre ha estado junto a mí brindándome su apoyo. A mis demás familiares que se encuentran junto a mí.

AGRADECIMIENTO

Expreso mi total agradecimiento a la Compañía Minera Century Mining Peru SAC., unidad minera San Juan de Chorunga, Ingenieros, trabajadores en general que en este tiempo me brindaron su total apoyo y respaldo, para poder llevar a cabo las pruebas correspondientes para poder aplicar este trabajo de Tesis en Mina San Juan de Chorunga.

Mi agradecimiento a los profesionales de mi Alma Matter por brindarme los conocimientos y experiencias invaluableles para mi vida personal y profesional.

CONTENIDO

	Página
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
RESUMEN	xii
INTRODUCCIÓN	
CAPÍTULO I	
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	
1.1. Antecedentes del problema	3
1.2. Problemática de la investigación	4
1.3. Formulación del problema	5
1.4. Justificación e importancia del problema	6
1.5. Objetivos	7
1.5.1. Objetivo general	7
1.5.2. Objetivos específicos	7
1.6. Hipótesis	7
1.7. Operacionalización de variables	8
1.8. Metodología de investigación	8

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación	12
2.2. Fundamentos teóricos	13
2.2.1. Ubicación	13
2.2.2. Accesibilidad	14
2.2.3. Clima y meteorología	14
2.2.4. Geología estructural	16
2.2.5. Geología económica	17
2.2.6. Mineralización	17
2.2.7. Tipo de yacimiento	18
2.2.8. Mineralogía	18
2.2.9. Minado actual	19
2.3. Variables controlables geométricas	19
2.4. Voladura de rocas	21
2.5. Variables controlables físico – químicas	22
2.6. Variables controlables de tiempo	27
2.7. Diseño de secuencia de salida y tiempo de retardo	27
2.8. Análisis de fragmentación	28
2.9. El método de Kuz –Ram	29
2.10. Sistemas de iniciación	31

2.10.1. Sistemas de iniciación con detonadores convencionales	32
2.10.2. Sistemas de iniciación con detonadores no eléctricos	38
2.10.2.1. Detonador no eléctrico Fanel	38
2.10.2.2. Cordón detonante	43
2.10.2.3. Procedimiento del carguío con Fanel y Emulnor	44
CAPÍTULO III	
METODOLOGÍA	
3.1. Tipo de investigación	48
3.2. Nivel de investigación	48
3.3. Técnicas	49
3.3.1. Trabajo de gabinete	49
3.3.2. Trabajo de campo	49
3.3.3. Comparación de rendimiento del sistema convencional y sistema no eléctrico	52
3.3.4. Estadística descriptiva	53
3.4. Instrumentos	53
3.4.1. Capacitación al personal de mina en el uso de Fanel y Emulnor	53

3.4.2. Wipfrag	54
3.4.3. Control de perforación	54
3.4.4. Comparación de costos de explosivos	55
3.5. Procedimiento	55
3.5.1. Procesamiento de experiencias	55
3.5.2. Tratamiento de datos	60
CAPÍTULO IV	
RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN	
4.1. Prueba y resultados en el tajeo 7587 usando carmex y semigelatina 65 %	61
4.1.1. Parámetros del tajeo 7587	61
4.1.2. Características geomecánicas	62
4.1.3. Perforación	62
4.1.4. Voladura	63
4.1.5. Resultados	65
4.2. Prueba y resultados en el tajeo 7574 usando Fanel y Emulnor	68
4.2.1. Parámetros del tajeo 7574	68
4.2.2. Características geomecánicas	68
4.2.3. Perforación	69
4.2.4. Voladura	70

4.2.5. Resultados	71
4.3. Prueba y resultados en el tajeo 7690 usando Fanel y Emulnor	75
4.3.1. Parámetros del tajeo 7690	75
4.3.2. Características geomecánicas	75
4.3.3. Perforación	76
4.3.4. Voladura	77
4.3.5. Resultados	78
CAPÍTULO V	
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	
5.1. Presentación de los resultados	81
5.2. Análisis de fragmentación	81
5.3. Análisis de costos de perforación y voladura	84
5.4. Discusión de resultados	88
5.5. Comparación de resultados con antecedentes	90
Conclusiones	92
Recomendaciones	93
Referencias bibliográficas	94
Anexo N°01: Cálculo de costos unitarios	96

RESUMEN

Desde hace años la industria minera ha decidido, y ahora más que nunca, utilizar los avances tecnológicos en las actividades de los procesos mineros y en las de sus proveedores, La meta ha sido crear una mejora en la productividad, y en la eficiencia de sus funciones y procesamientos.

En el presente trabajo de investigación se demuestra la optimización en la fragmentación y reducción de costos en perforación y voladura al aplicar detonadores no eléctricos, los cuales poseen la capacidad de precisión de disparo en comparación con los detonadores convencionales, esto debido al sistema de retardos en los detonadores no eléctricos, este sistema fue complementado utilizando emulsión explosiva, aplicado en la mina San Juan. Los detonadores no eléctricos y emulsión explosiva permiten mantener una mejora en la fragmentación, reducción de la dilución, controlar el macizo rocoso y reducir costos de perforación y voladura en comparación a los detonadores convencionales y la dinamita semigelatina.

La introducción de los detonadores no eléctricos y emulsión explosiva en Cia Century Mining Perú SAC ha proporcionado una herramienta de optimización para las voladuras, que antes no estaba disponible con los detonadores convencionales.

INTRODUCCIÓN

El yacimiento se encuentra ubicado en el extremo sur de la provincia metalogénica de Nasca - Ocoña, entre la cordillera occidental de los Andes y la zona costanera en el distrito minero Río Grande - Iquipi, a unos 170 km al NW en línea recta de la ciudad de Arequipa.

La presente tesis se desarrolla en seis capítulos que contienen:

El primero trata del planteamiento del problema en el cual se detalla los antecedentes del problema, justificación e importancia, objetivos, hipótesis, operacionalización de las variables y de la metodología del estudio.

El segundo capítulo trata del marco teórico de los detonadores no eléctricos, emulsión, así como también de los detonadores convencionales y la dinamita semigelatina.

El tercer capítulo trata de la metodología del estudio, técnicas, instrumentos y procedimiento.

El cuarto capítulo indica los resultados obtenidos en las pruebas realizadas.

El quinto capítulo indica el análisis y discusión de los resultados.

Para terminar las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexo.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Antecedentes

La operación unitaria de voladura consiste en el movimiento y fragmentación del macizo rocoso, por la detonación de las mezclas explosivas comerciales de su estado inicial o de reposo a un estado final de material fracturado y apilado adecuadamente.

Para la realización de las voladuras se estuvo utilizando un sistema de iniciación convencional basado en un detonador convencional (carmex) y mecha rápida complementado con dinamita semi gelatina de 45 y 65 % como explosivo.

El tiempo de combustión del detonador convencional, en fábrica, varía entre 150 y 200 s/m (45 a 60 s/pie), la secuencia de salida del disparo entre los taladros está de acuerdo al amarre con mecha rápida, el cual tiene una velocidad de combustión de 35 s/m, esto

originaba que el tiempo de detonación entre un taladro y otro era muy largo e irregular. Esta imprecisión en la salida de un disparo origina una fragmentación irregular, sobrerrotura en las cajas y a la vez, presencia de posibles tiros cortados, además, presencia de gases por el explosivo (dinamita semigelatina de 45 o 65 %).

1.2 Problemática de la investigación

En las operaciones de mina San Juan en los últimos meses se estuvo reportando fragmentación irregular (presencia de bancos), se realizó un seguimiento y se obtuvo que el ancho de minado encontrado en los tajeos después de la voladura no era el mismo que el ancho de minado recomendado por el departamento de geología. ¿Qué estaba pasando?

Se estaba rompiendo las cajas aumentando esto la dilución, fragmentación irregular y además de un alto costo de voladura. Partiendo de estos problemas surge la necesidad de estudiar las ventajas de los detonadores no eléctricos fanel y emulsión explosiva emulnor.

1.3 Formulación del problema

Problema general

¿Se puede optimizar la voladura en los tajos de mina San Juan, mediante la aplicación de los detonadores no eléctricos y emulsión explosiva?

Problema específico

1. ¿Por qué el fanel es más eficiente que el carmex en la voladura de los tajeos en mina San Juan, resultando óptima la fragmentación?
2. ¿Cómo reducir los costos de voladura en tajos con el cambio de detonadores convencionales por detonadores no eléctricos?

1.4 Justificación e importancia del problema

La presente tesis se justifica dado que se pretende aplicar los detonadores no eléctricos y emulsión explosiva en la voladura y evitar el daño al macizo rocoso.

Los resultados del estudio reflejarán una mejor estabilidad del tajeo, mejores indicadores en seguridad, mejores rendimientos de las operaciones, disminución de la dilución, reducción de costos en voladura, mayor eficiencia de la mano de obra y de la supervisión.

La realización del estudio es conveniente tanto para los trabajadores como para la empresa, porque al bajar los costos y mejorar el desempeño se elevarán los bonos al trabajo y se nivelará el desbalance provocado por la caída del precio del oro.

El estudio ha sido factible, gracias a la oportunidad brindada por la Empresa Minera Century Mining Peru SAC. en ser parte del equipo de voladura, recibiendo capacitación sobre el uso e instruir al personal en zona encargada.

1.5 Objetivos

1.5.1 Objetivos generales

Optimizar la operación unitaria de voladura, la cual tiene influencia directa en el rendimiento de las operaciones del ciclo de minado.

1.5.2 Objetivos específicos

- Reducir los costos de voladura con la aplicación de detonadores no eléctricos y emulsiones.
- Optimizar la fragmentación del macizo rocoso.
- Establecer el uso de detonadores no eléctricos y emulsiones en CIA. Minera Century Mining Peru SAC.

1.6 Hipótesis

La optimización de la voladura mediante la aplicación de los detonadores no eléctricos y emulsión explosiva conducirán probablemente a un incremento de la productividad asociado a la disminución de los costos unitarios.

1.7 Operacionalización de variables

- Variables independientes
 - Detonadores no eléctricos.
 - Emulsión explosiva.
 - Macizo rocoso.

- Variables dependientes
 - Mejor fragmentación.
 - Reducción de costos de voladura.
 - Mayor estabilidad del macizo rocoso.

1.8 Metodología de la investigación

Tipo de investigación

Según Oseda, Dulio - Metodología de la investigación 2008, “El tipo de estudio de la presente investigación es aplicada porque persigue fines de aplicación directos e inmediatos. Busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer para hacer y para actuar”.

Nivel de investigación

El nivel de investigación es el explicativo. Según Restituto, S. (2002) “Las investigaciones explicativas buscan especificar las propiedades importantes de los hechos y fenómenos que son sometidos a una experimentación de laboratorio o de campo”.

Método de investigación

- **Método general**

En la presente investigación se utilizará el método científico como método general. En la actualidad, según Cataldo, (1992): “El estudio del método científico es objeto de estudio de la epistemología. Asimismo, el significado de la palabra “método” ha variado. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos”.

- **Método específico**

El método experimental. Según Mayer, J. (2005): “El método experimental es un proceso lógico, sistemático que responde a la incógnita: ¿Si esto es dado bajo condiciones cuidadosamente controladas; qué sucederá?”

Tabla 1:

Matriz de consistencia de la tesis: “optimización de voladura mediante la aplicación de detonadores no eléctricos y emulsión explosiva en mina San Juan de Chorunga”

11

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MUESTRA	DISEÑO	INSTRUMENTOS	ESTADÍSTICA
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	Variable Dependiente	Población	Método	Primarios	
¿Se puede optimizar la voladura en los tajos de mina san juan, mediante la aplicación de detonadores no eléctricos y emulsión explosiva?	Optimizar la operación unitaria de Voladura, la cual tiene influencia directa en el rendimiento de las operaciones de Limpieza, Relleno y Sostenimiento.	La optimización de la Voladura mediante la aplicación de detonadores no eléctricos y emulsión explosiva conducirá a un Incremento de la Productividad asociado a la disminución de los Costos Unitarios	Fragmentación. Costos de voladura. Estabilidad del macizo rocoso.	Cia Century Mining Perú SAC, mina San Juan de Chorunga	Científico	Datos de campo (in situ) Análisis de costos de Perforación y Voladura. Investigación Tecnología Minera	Comportamiento de valores geotécnicos. Estándares de costos de producción.
Problema Específico	Objetivo Específico	Hipótesis Específica	Variable Independiente	Muestra	Tipo de investigación	Secundarios	
¿Se puede mejorar la fragmentación y disminuir los costos de voladura y perforación?	Optimizar la fragmentación de la roca y mineral, reducir los costos de voladura y perforación con la aplicación de detonadores no eléctricos y emulsiones.	La optimización de la voladura mejorará la fragmentación y disminuirá costos.	Detonadores no eléctricos, emulsión explosiva y macizo rocoso	Tajeo 7587 Tajeo 7574 Tajeo 7690	Aplicada NIVEL: Explicativa	Tablas INSTRUMENTOS: Laptop.	

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 A nivel nacional

- a) Cortez Eguia, Omar (2009), la investigación titulada “Ventajas de la utilización de detonadores no eléctricos exsanel en tajeos veta Mariana y reducción de costos comparado con detonadores carmex en la U.O Arcata ”; en esta investigación el autor explica el cambio del detonador ensamblado por el detonador no eléctrico y detalla las ventajas de su utilización y reducción de costos en voladura.

- b) Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann – Tacna (2009), Ortiz Sosa, Salomón, la investigación titulada “Optimización de voladura con el uso de detonadores electrónicos en la mina Cerro de Pasco compañía minera Volcan”, el autor en esta

investigación demuestra la optimización en la fragmentación y la reducción de costos al aplicar detonadores electrónicos.

2.2 Fundamentos teóricos

2.2.1 Ubicación

El yacimiento se encuentra ubicado en el extremo sur de la provincia metalogénica de Nasca - Ocoña, entre la cordillera occidental de los Andes y la zona costanera en el distrito minero Río Grande IQUIPI, a unos 170 km al noroeste en línea recta de la ciudad de Arequipa. Políticamente pertenece al distrito de Río Grande, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa.

Coordenadas UTM

NORTE	8 241 017,95 m
ESTE	709 038,50 m
ALTITUD	731,85 m.s.n.m.

2.2.2 Accesibilidad

El acceso es por vía terrestre y es como sigue:

Arequipa - Camaná	asfaltado	174 km	3 h
Camaná - Ocoña	asfaltado	50 km	1 h
Ocoña - San Juan de Chorunga	trocha	75 km	5 h

2.2.3 Clima y meteorología

Predomina el clima desértico, en el transcurso del año se distinguen dos épocas pronunciadas: Una calurosa, con esporádicas lluvias en los meses de noviembre a abril y otra fría con relativa humedad durante los meses de mayo a octubre donde algunas veces se presentan días con neblina, rocío y llovizna.

En verano, la temperatura es de 297 K en término medio, llegando a un máximo de 303 K. En invierno, la humedad máxima anual es de 85 % y la temperatura promedio es de 288 K, bajando esta a 283 K, en el mes de junio.

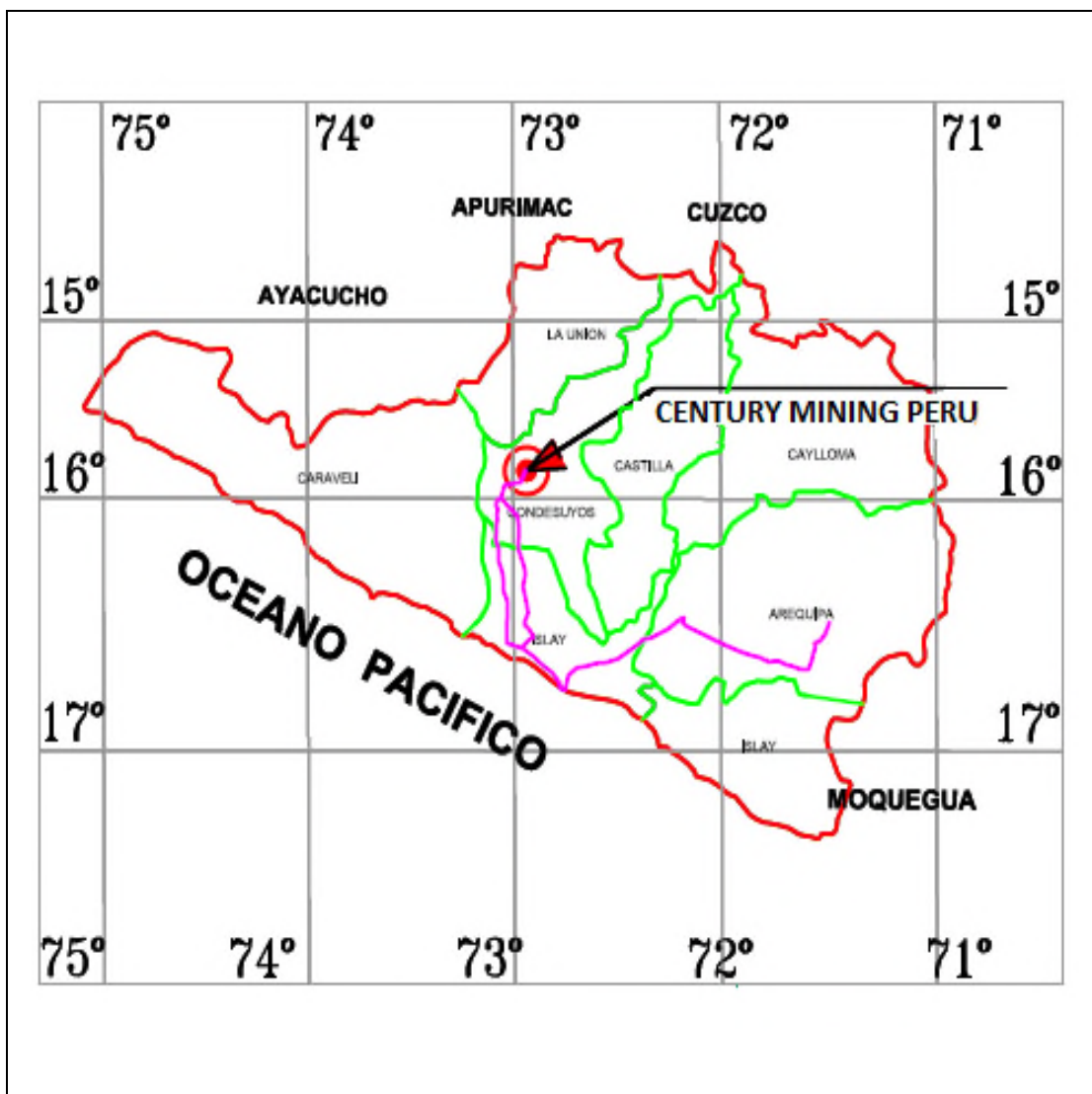


Figura N°1: Ubicación de Century Mining Perú SAC

Fuente: Elaboración propia

2.2.4 Geología estructural

Zona plegada y fallada

La intensidad de la deformación está relacionada a la litología, así las rocas de la cubierta superior constituidas por cuarcitas y calizas del Cretáceo Inferior y Medio, más competentes, se han plegado suavemente, dando anticlinales y sinclinales bastante amplios; las lutitas y areniscas arcillosas del Jurásico Superior muestran un plegamiento y fallamiento intenso.

La mayoría de los pliegues son asimétricos e inclinados hacia el noreste, mayormente en las rocas del Grupo Yura. Las fallas son de rumbo NO – SE y NNE – SSO.

2.2.5 Geología económica

El yacimiento aurífero de San Juan de Chorunga es típico del metalotecto del Batolito de la Costa, es decir, de vetas de cuarzo con sulfuros de pirita diseminada, emplazadas en cajas de intrusivo granodiorítico-tonalítico (unidad Tiabaya) cuarzo-monzonítico (unidad Linga). Este cinturón mineralizado pertenece al metalotecto Nasca-Ocoña, el cual posee vetas de oro en cuarzo, relacionadas a un fallamiento dextral, emplazadas en rocas plutónicas Mesozoicas del Cretáceo Superior-Terciario Inferior.

2.2.6 Mineralización

El yacimiento es esencialmente formado por relleno de cavidades, el cual se encuentra intrusionado por diques andesíticos que ejercen un control estructural en la forma del yacimiento. Por haber sido formado por un proceso de relleno de cavidades favorables tienen la forma de filón de fisuras.

2.2.7 Tipo de yacimiento

Existen varias estructuras mineralizadas de tipo veniforme o filoneano; depósitos stockworks, diseminados, además de algunos depósitos de placer en el lecho aluvial. Por las diferentes características este yacimiento de oro es sumamente interesante, es un yacimiento filoniano, hidrotermal, por la presencia de propilita pertenecería al epitermal superior. Es epigenético, primario e hipógeno.

2.2.8 Mineralogía

El yacimiento de San Juan de Chorunga demuestra dos ensambles mineralógicos característicos; el primer ensamble de mayor importancia consiste en "cuarzo-pirita-oro", seguido de otro ensamble polimetálico, "cuarzo-esfalerita-calcopirita-galena y trazas de pirrotina", característico de los minerales básicos en profundidad. El oro se halla como inclusiones, preferencialmente, dentro de la pirita masiva, de tonos oscuros, mientras que la pirita clara denota pobreza.

2.2.9 Minado actual

Evidentemente al yacimiento de San Juan es una de las más antiguas minas productoras de oro. La estructura mineralizada de oro consiste en un sistema de diversas vetas definidas, destacándose la veta San Juan. El método de explotación que se desarrolla actualmente es el de corte y relleno ascendente "Over Cut And Fill" convencional, dependiendo esto de la potencia de la estructura a explotar y de las leyes que esta presente, la perforación que se realiza es vertical ascendente en los tajeos, ya que estos cuentan con un macizo rocoso competente.

2.3 Variables controlables geométricas

a) Diámetro de taladro

El diámetro de perforación está definido de acuerdo al diámetro de la broca que se usará en la perforación, para este caso se está usando brocas de 36; 38 y 41 mm .

b) Burden

También denominado línea de menor resistencia a la cara libre y también conocido como la distancia entre fila y fila, aplicado en este proyecto de investigación es equivalente a pruebas de 0,25 m con detonadores convencionales y 0,30 m con detonadores no eléctricos. La determinación de este valor parte de la fórmula conocida como modelo de Pearce.

b.1 Modelo de Pearce

Utilizando el concepto de la energía de deformación por unidad de volumen obtuvo la siguiente ecuación:

$$B = K_v \times 10^{-3} \times D \times \left(\frac{PD}{RT}\right)^{\frac{1}{2}} \quad [1]$$

B = Burden máximo (m)

K_v = Constante que depende de las características de las rocas (0,7 a 1,0).

D = Diámetro del barreno (mm)

PD = Presión de detonación del explosivo (kg/cm²)

RT = Resistencia a tracción de la roca (kg/cm²)

c) Espaciamiento

El espaciamiento es la distancia que existe entre taladro y taladro, su relación respecto al burden es:

$$E = 1,2 B \quad [2]$$

2.4 Voladura de rocas

La operación unitaria de voladura consiste en los procesos de movimiento y fragmentación del macizo rocoso de su estado inicial o de reposo a un estado final de material fracturado y apilado adecuadamente. En otras palabras, el fracturamiento y apilamiento (efectos) del macizo rocoso (medio) vienen a ser los procesos resultantes de la detonación de las mezclas explosivas comerciales que son cargadas en los taladros que son perforados de acuerdo a las mallas de perforación y voladura que son previamente diseñadas.

2.5 Variables controlables físico – químicas

Corresponde a las mezclas explosivas utilizadas entre las cuales se tiene:

a. Emulsión explosiva

Son explosivos tipo agua en aceite, cuya fase dispersa está constituida por una soluble y su fase continua por aceites, ceras y parafinas especiales, las que se mantienen unidas por un emulsificante y sensibilizadas por micro esperas de vidrio.

Sus ventajas son su alta velocidad y potencia, excelente resistencia al agua, menor sensibilidad en manipuleo y el ser inodoras (no producen cefalea).

Son pues ideales para taladros inundados y para roca dura, competente.

Sus desventajas son el menor tiempo de vida útil, normalmente seis meses según tipo y su menor capacidad de

transmisión en condiciones adversas en el taladro, su sensibilidad al iniciador y su simpatía son más susceptibles a fallas que en las dinamitas especialmente cuando ocurren sobre compresión, efecto canal, detritos en el taladro que aíslan los cartuchos o cuando se inicia la columna con un detonador débil.

Tabla 2:

Presentaciones del Emulnor

Características	EMULNOR		
	TIPO		
	1 000	3 000	5 000
Densidad relativa (g/cm ³)	1,13	1,14	1,16
Velocidad de detonación (m/s)	5 800	5 700	5 500
Presión de detonación en medio confinado (kbar)	95	93	88
Energía (kcal/g)	785	920	1 010
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
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera
Sensibilidad al fulminante	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Equivalencias referenciales de uso con la dinamita Famesa	Semigelatina 45 %	Semigelatina 65 %	Gelatina 75 %

Fuente: Famesa 2014

b. Dinamita

Altos explosivos mayormente compuestos por un elemento sensibilizador (Nitroglicerina), combinada con aditivos portadores de oxígeno (nitratos) y combustibles no explosivos (harina de madera) más algunos aditivos para corregir la higroscopicidad de los nitratos, todos en las proporciones adecuadas para mantener un correcto balance de oxígeno. En ellas todos sus componentes trabajan contribuyendo energéticamente en la reacción de detonación.

Las principales ventajas de las dinamitas son:

- Sensibles al fulminante N° 6, 8 y otros iniciadores como el cordón detonante, directamente.
- Potencias elevadas, gran efecto triturador.
- Altas densidades, de 1,05 hasta 1,5 g/cm³.
- Elevadas velocidades de detonación, entre 3 500 y 6 000 m/s.
- Gran resistencia al agua y estabilidad química.

- Larga vida útil en almacenaje adecuado (shelf life: más de un año).
- Muy raras fallas por insensibilidad a la iniciación.
- Muy buena capacidad de transmisión de la detonación (simpatía) para carguío espaciado.
- Adaptables a casi toda condición de voladura existente y gran facilidad de carguío aun en taladros de condiciones difíciles.

Desventajas:

- Su sensibilidad a estímulos subsónicos con riesgo de reacción al impacto o calor extremo y otros.
- Cefalea transitoria al inhalar su aroma o vapores (por la acción vaso dilatadora de la nitroglicerina, aunque sin efectos tóxicos).

Convencionalmente, de acuerdo al contenido de Nitroglicerina en proporción a la mezcla inicial no explosiva y a aspectos de aplicación, las dinamitas se clasifican en:

a) Gelatinas

Con densidades de 1,3 a 1,5 g/cm³ y velocidades de 5 000 a 6 500 m/s de consistencia plástica, elevado poder triturador para rocas duras y gran resistencia al agua para trabajos subacuáticos.

b) Semigelatinas

Con densidades de 1,08 a 1,2 g/cm³ y velocidades de 3 500 a 4 500 m/s, de consistencia granular o pulverulenta, adecuada para rocas semiduras y húmedas.

c) Pulverulentas

Con densidades de 1,00 a 1,05 g/cm³ y velocidades de 3 400 a 3 600 m/s, de consistencia granular fina, adecuada para rocas friables, blandas, en taladros secos.

d) Especiales

Las gelignitas y gelatinas tienen alta capacidad de

trituration y resistencia al agua, empleándose en rocas duras y en condiciones difíciles. Las semigelatinas son ampliamente usadas en rocas de condiciones intermedias; las pulverulentas en rocas relativamente suaves y secas; y las especiales en trabajos determinados como el pre corte y en exploración para prospección sismográfica de hidrocarburos.

2.6 Variables controlables de tiempo

- a) Tiempos de retardo y secuencia de salida.
- b) Retardos.

2.7 Diseño de secuencia de salida y tiempos de retardo

a) Tiempos de retardo y secuencia de salida

Los tiempos de retardos entre taladros y la secuencia de salida juegan un papel muy importante pues sirven para disminuir las cargas operantes y por consiguiente los niveles de vibración producidos, y hacer que consiga una mayor efectividad de los mecanismos de rotura y obtener una mayor fragmentación.

b) Retardos

Los tiempos de retardo del fanel se aprecian en la Tabla 3.

2.8 Análisis de fragmentación

El análisis granulométrico es una operación a escala laboratorio que determina el tamaño de las partículas y su distribución es una muestra de mineral conformada por granos mineralizados de diversos tamaños, las distintas proporciones separadas indican el grado de finura de dicha muestra, tal grado está expresado en porcentaje en peso retenido en determinada malla.

Tabla 3:

Tiempos de retardo del Fanel

PERIODO CORTO		PERIODO LARGO	
Nº de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)	Nº de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)
0	0	1	0,5
1	25	2	1,0
2	50	3	1,5
3	75	4	2,0
4	100	5	2,5
5	125	6	3,0
6	150	7	3,5
7	175	8	4,0
8	200	9	4,5
9	225	10	5,0
10	250	11	5,6
11	300	12	6,2
12	350	13	6,8
13	400	14	7,4
14	450	15	8,0
15	500	16	8,6
16	600		
17	700		
18	800		
19	900		
20	1000		

Fuente: Famesa, 2016

2.9 El modelo Kuz-Ram

La mayor parte de esta información ha sido adaptada de las publicaciones hechas por Cunningham (1983, 1987). Una relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) ha sido desarrollada por Kuznetsov (1973) en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente:

$$\bar{X} = A \left(\frac{V_0}{Q_T} \right)^{0,8} Q_T^{1/6} \quad [3]$$

$$\bar{X} = A \left(\frac{V_o}{Q_e} \right)^{0,8} Q_e^{1/6} \left(\frac{RWS_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30} \quad [4]$$

Donde:

\bar{X} = Tamaño medio de los fragmentos, cm

A = Factor de roca (índice de volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, 11 altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas.

V_o = Volumen de roca (m³) a romper = burden x espaciamiento x longitud de taladro.

Q_e = Masa del explosivo utilizado (kilogramo).

RWS_{ANFO} = Fuerza relativa por peso del explosivo anfo (anfo = 100).

Q_T = Masa (kilogramo) de TNT que contiene la energía equivalente de la carga explosiva en cada taladro.

Si se sabe que:

$$\frac{V_o}{Q_e} = \frac{1}{K} \quad [5]$$

Donde:

K = Factor triturante (consumo específico de explosivo) = kg/m³.

Generalizando tenemos:

$$\bar{X} = A(K)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/30}$$

También:

$$K = \left[\frac{A}{\bar{X}} Q_e^{1/6} \left(\frac{RWS_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30} \right]^{1.25}$$

[6]

Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para A incluso en tipos de roca muy débiles es A=8 y el límite superior es A = 12.

2.10 Sistemas de iniciación

Los sistemas de iniciación disponibles en el mercado de los explosivos transfieren la señal de detonación de taladro a taladro en el tiempo preciso en una voladura de roca. Únicamente se pueden lograr buenos resultados en una operación de voladura, cuando los dispositivos de iniciación para detonar la carga de los explosivos, se eligen y utilizan adecuadamente.

La selección de un sistema de iniciación es un suceso crítico, no solamente controlan la secuencia de disparo de los taladros, sino que también afectan la vibración generada por la voladura, el grado de fragmentación producida y además la violencia con que esta ocurre.

El costo de un sistema de iniciación debería ser una consideración secundaria en la selección; específicamente, si el sistema más económico causa problemas de vibración y mala fragmentación. Para el presente proyecto se detallará los sistemas de iniciación en estudio.

2.10.1 Sistema de iniciación con detonadores convencionales

Está conformado por los siguientes componentes:

Detonador ensamblado carmex

El carmex es un sistema de iniciación convencional para explosivos, integrado por accesorios de voladura tradicionales mejorados en sus componentes. Se usa complementariamente con la mecha rápida, con la cual se optimizará el circuito de encendido de una voladura correctamente planificada.

El carmex está compuesto por los siguientes accesorios:

- Un fulminante simple N° 8.
- Un tramo de mecha de seguridad.
- Un conector.
- Un seguro de plástico denominado “Block de sujeción” cuya función es la de asegurar el cordón de ignición o mecha rápida al conector.

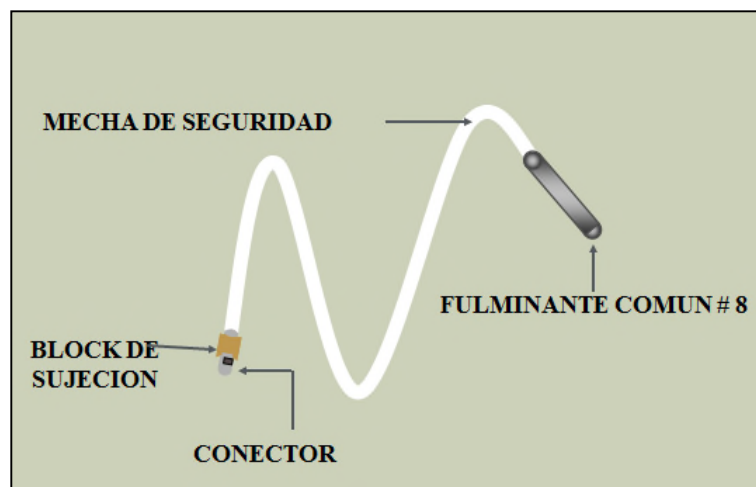


Figura N°2: Carmex

Fuente: Famesa, 2016

a) Fulminante simple N° 8

Es una cápsula cilíndrica de aluminio que contiene una carga sensible (PETN – azida de plomo) que estalla instantáneamente con la llama transmitida por la guía o mecha de seguridad.

Se emplea para iniciar y hacer detonar a la dinamita y otros altos explosivos.

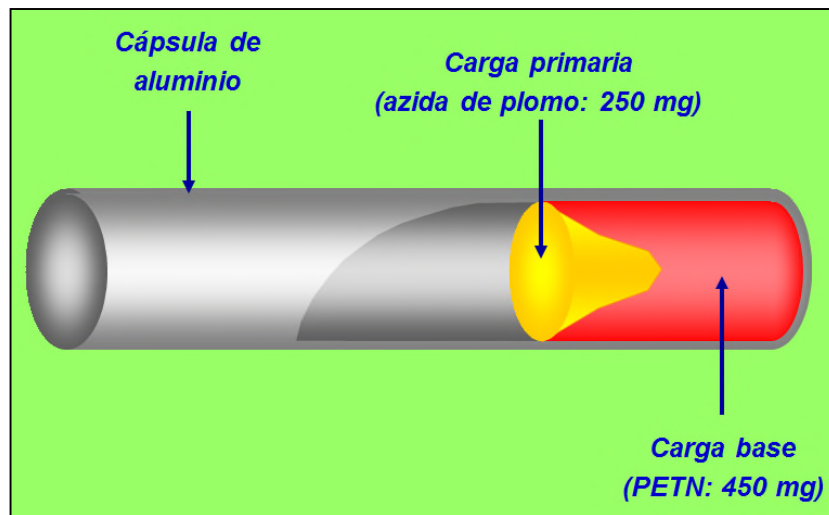


Figura N°3: Fulminante N°8

Fuente: Famesa, 2016

b) Mecha de seguridad

También llamada mecha lenta. Es un cordón flexible compuesto por un núcleo de pólvora negra recubierto por fibras de algodón, brea y un forro de plástico.

El tiempo de combustión en fábrica varía entre 150 y 200 s/m (45 a 60 s/pie) en promedio. Norma Nacional.

Este tiempo usualmente varía 01 segundo por cada 1 000 m de altura, por lo que debe medirse en mina, transmite una llama al fulminante para hacerlo detonar.

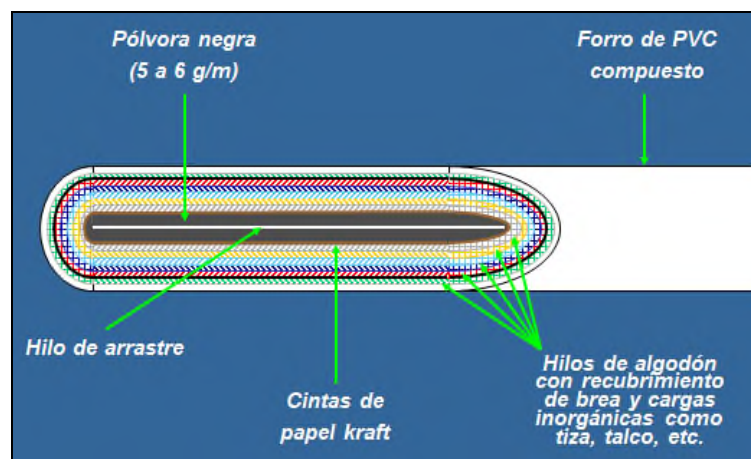


Figura N° 4: Mecha de seguridad

Fuente: Famesa, 2016

c) Conector de ignición

Es un casquillo de aluminio con un ojal o corte lateral para alojar a la mecha rápida.

Tiene una masa pirotécnica que recibe la llama de la mecha rápida y la transmite a la guía de seguridad para asegurar su encendido.

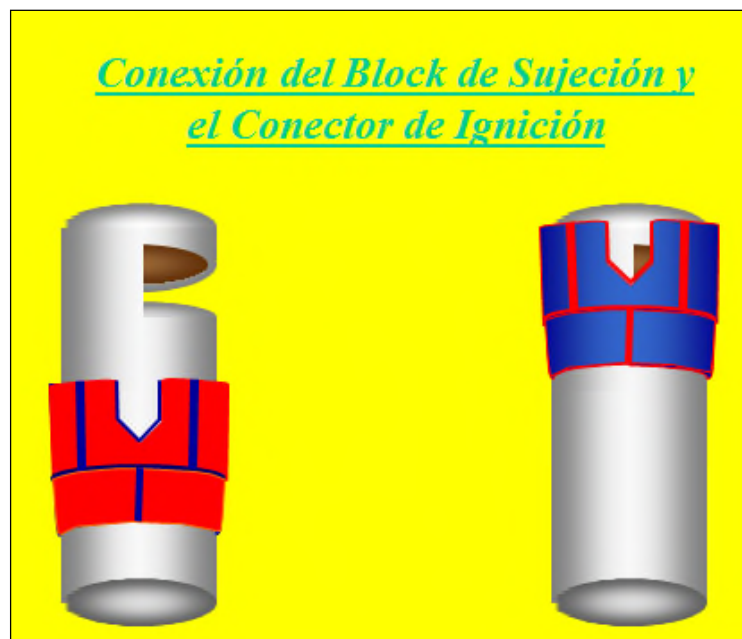


Figura N° 5: Conector del block de sujeción y el conector de ignición

Fuente: Famesa, 2016

d) Mecha rápida

Cordón delgado y flexible que contiene una masa pirotécnica y dos alambres de soporte interior, cubierta con un forro plástico.

Se quema con llama abierta con un tiempo promedio de combustión de 26, 35 y 59 s/m según el tipo (Z-19, Z-18, Z-20).

Se emplea para encender las guías de los taladros mediante cápsulas conectoras, en forma secuencial.

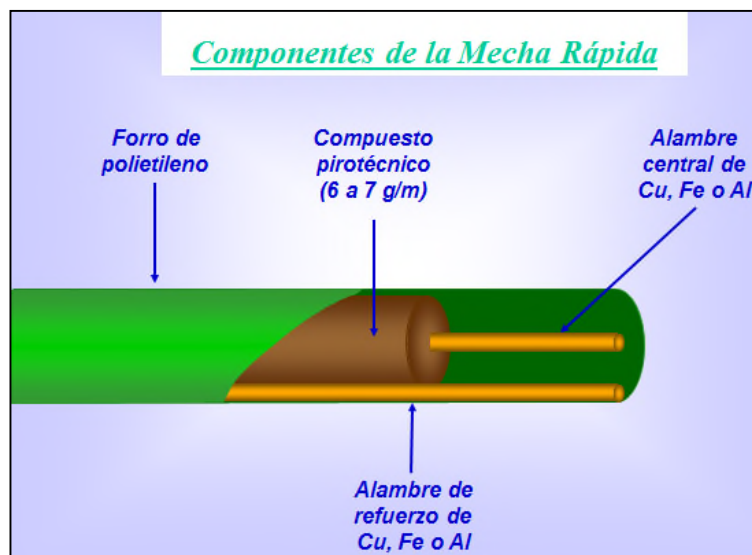


Figura N° 6: Componentes de la mecha rápida

Fuente: Famesa, 2016

2.10.2 Sistema de iniciación con detonadores no eléctricos

2.10.2.1 Detonador no eléctrico Fanel

El fanel es un sistema de iniciación no eléctrico, eficaz para usos en voladuras a cielo abierto, subterráneo y subacuático, ofrece beneficios de sincronización, permitiendo una mejor maniobrabilidad.

Consta de un fulminante N° 12 y un elemento de retardo, el cual permite ser detonado en diferentes intervalos de tiempo. Las escalas disponibles son una de periodo corto (manguera roja) y una de periodo largo (manguera amarilla).

El Fanel está compuesto por los siguientes componentes:

- Fulminante de retardo.
- Manguera Fanel o tubo de choque.
- Etiqueta y sello ultrasónico.

- Conector plástico tipo “J”.

a) Fulminante de retardo

Consiste de un fulminante N° 12 que contiene en su interior un explosivo primario muy sensible, uno secundario de alto poder explosivo y un elemento de retardo de acuerdo a su número de serie, que permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo. Para ello existe dos escalas: periodo corto y periodo largo.

Características técnicas:

Tabla 4:

Características técnicas del fulminante de retardo

DEL FULMINANTE DE RETARDO	FANEL
DIÁMETRO (mm)	7,3
LONGITUD (mm)	60/68/88/92
PRUEBA DE ESOPO	
DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (mm)	11,0
VOLUMEN TRAUZL (cm ³ .)	34
RESISTENCIA AL IMPACTO 2 kg/1 m	No detona

Fuente: Famesa, 2016

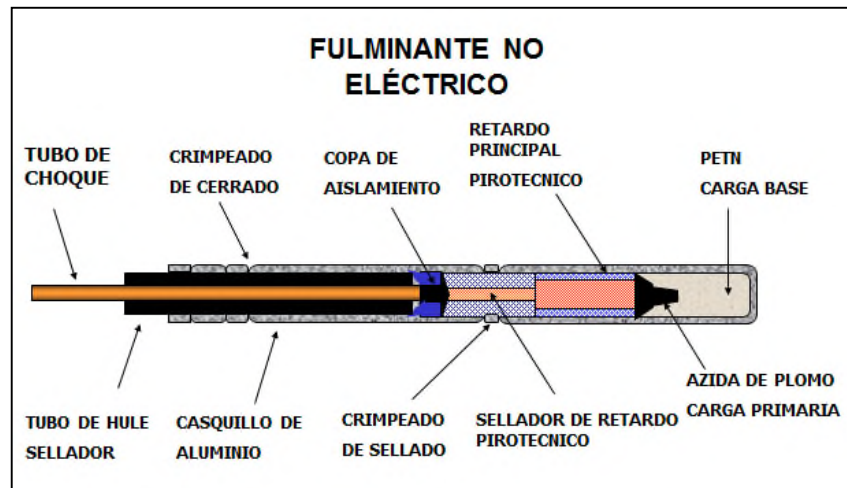


Figura N°7: Fulminante no eléctrico

Fuente: Famesa, 2016

b) Manguera Fanel o tubo de choque

Está fabricada con un material termoplástico de alta resistencia mecánica e interiormente cubierto por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al fulminante.

La sustancia reactiva contenida en la manguera fanel es una mezcla de HMX y aluminio.

El HMX (High Melting Explosive), también conocido como octógeno, es un sólido incoloro poco soluble en agua de fórmula $C_4H_8N_8O_8$.

Tabla 5:

Características de la manguera Fanel

DE LA MANGUERA FANEL	FANEL
MATERIAL	Termoplástico flexible y de gran resistencia mecánica
DIÁMETRO (mm)	3,3
LONGITUDES (mm)	4,0/4,2/4,8/12/15/18
COLOR	Rojo
PERIODO CORTO	Amarillo
PERIODO LARGO	
RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (kg.)	18
VELOCIDAD DE ONDA (m/s)	2 000 +- 200

Fuente: Famesa, 2016

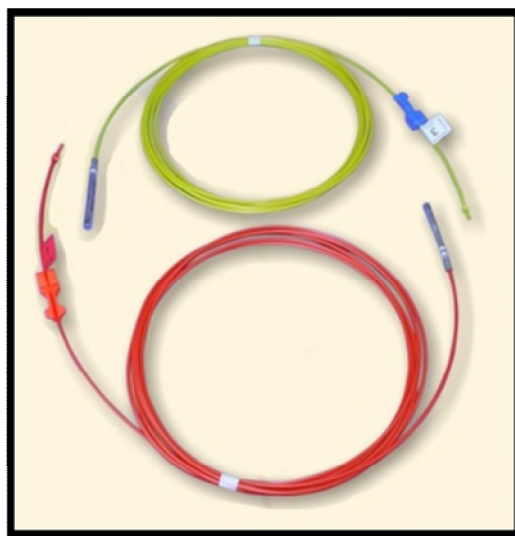


Figura N° 8: Manguera Fanel

Fuente: Famesa, 2016

c) Etiqueta

Indica el número de serie y el tiempo de retardo en milisegundos y segundo.



Figura N° 9: Etiqueta

Fuente: Famesa, 2016

d) Conector plástico tipo “J”

Diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre la manguera fanel y el cordón detonante.



Figura N° 10: Conector plástico tipo “J”

Fuente: Famesa, 2016

2.10.2.2 Cordón detonante

Es un accesorio para la voladura, el cual tiene un núcleo de pentrita, recubierto con fibras sintéticas y forrado con material plástico. Una de las propiedades es su alta velocidad de detonación (7 000 m/s).

Su uso está orientado para iniciar el Fanel, booster, dinamitas, emulsiones. Generalmente es iniciado por un fulminante. Se les denomina por la cantidad de gramos de pentrita por metro de longitud (3P, 3PE, 5P, 5PE, 8P y 10P).



Figura N° 11: Cordón detonante

Fuente: Famesa, 2016

2.10.2.3 Procedimiento del carguío con Fanel y Emulnor

a) Cebado

El cebado debe ser por la base del cartucho.



Figura N° 12: Cebado

Fuente: Famesa, 2016

b) Esquema de carguío en un taladro

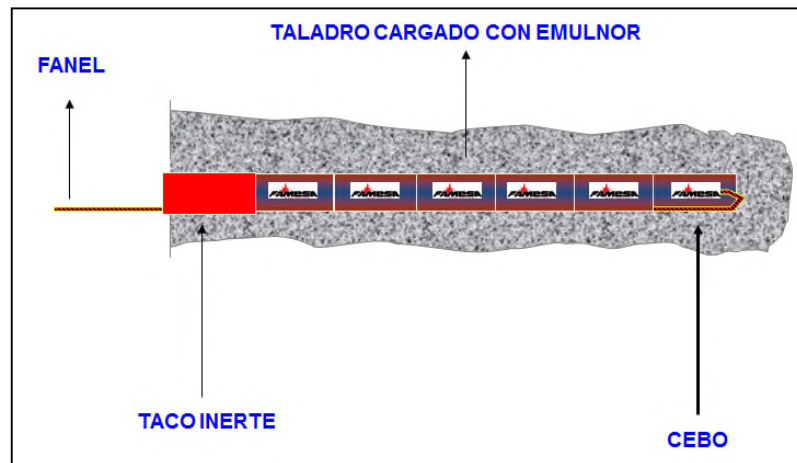


Figura N° 13: Carguío en un taladro

Fuente: Famesa, 2016

c) Amarre del Fanel con cordón detonante

El Fanel debe formar una "T" con el cordón detonante.

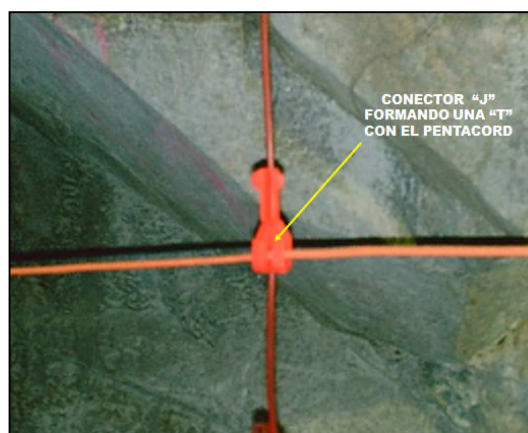


Figura N° 14: Amarre del Fanel con cordón detonante

Fuente: Famesa, 2016

d) Iniciación del cordón detonante

Para iniciar al cordón detonante se realiza un amarre con dos detonadores ensamblados, los cuales serán iniciados por la mecha rápida. Es así que se cierra el procedimiento del carguío con Fanel.

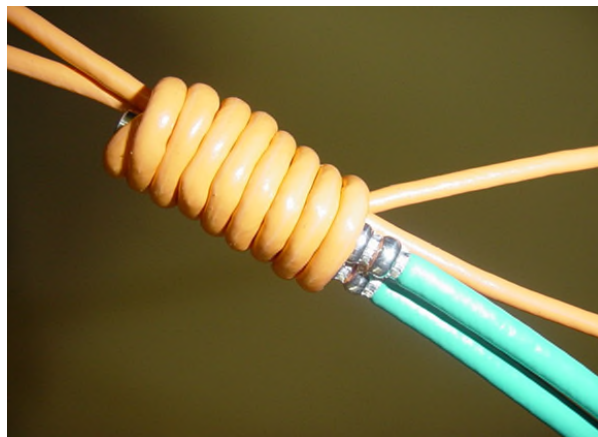


Figura N° 15: Iniciación del cordón detonante

Fuente: Famesa, 2016

e) Aplicación de puentes en voladuras masivas

Cuando el número de taladros a disparar sea mayor a 20 se aplicarán los puentes.

Esta aplicación consiste en utilizar el retardo con el tiempo más alto como enlace con la nueva serie de retardos a conectar. Este retardo al tener el mayor tiempo origina un tiempo suficiente para poder iniciar la nueva serie de retardos. El amarre correcto se representa en la siguiente imagen.



Figura N° 16: Aplicación de puentes

Fuente: Famesa, 2016

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1 Tipo de investigación

Aplicada

El tipo de estudio de la presente investigación es aplicada porque persigue fines de aplicación directos e inmediatos. Busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer para hacer y para actuar

3.2 Nivel de investigación

Explicativa

Las investigaciones explicativas buscan especificar las propiedades importantes de los hechos y fenómenos que son sometidos a una experimentación de laboratorio o de campo

3.3 Técnicas

3.3.1 Trabajo de gabinete

Se realizaron las siguientes acciones:

- 1) Planeamiento del uso de detonador no eléctrico Fanel y Emulnor en los tajos de explotación.
- 2) Accionar el cambio de diámetro de la columna explosiva con cartuchos de Emulnor de 2,5 cm x 30 cm (1" x 12").
- 3) Proponer ampliar la malla de perforación, cambiando el burden de 0,25 cm a 0,30 cm .

3.3.2 Trabajo de campo

Se realizaron las siguientes acciones:

- A) Se procedió a inspeccionar el polvorín principal de la unidad ubicado en el nivel 734 y verificar el saldo de explosivos y accesorios teniendo los siguientes datos:

Tabla 6:

Verificación de polvorín

Item	Descripción	Cantidad
1	Emulnor 1000 2,5 x30 cm	90 Cajas
2	Emulnor 3000 2,5 x30 cm	75 Cajas
3	Dinamita 65% 2,19 x17,5 cm	120 Cajas
4	Fanel periodo corto de 2,4 m	700 und
5	Fanel periodo largo de 2,4 m	600 und
6	Cordon detonante 5P	4500 m
7	Mecha rápida	3 000 m
8	Carmex de 2,1 m	900 und

Fuente: Elaboración propia

Se realizó el pedido de explosivos para las pruebas en la zona de nivel cero solicitando lo siguiente: 5 cajas de emulnor 1 000, 5 cajas de 3 000, 4 cajas de fanel periodo corto, 1 rollo de cordón detonante 5P, 1 rollo de mecha rápida, 1 caja de carmex.

B) Determinación de tajeos a experimentar

En coordinación con el jefe de geomecánica, se realizó una evaluación geomecánica de los tajeos de la zona de nivel CERO con el objetivo de identificar y determinar los tajeos con mayor dificultad o críticos por la calidad de la roca.

De acuerdo a la información proporcionada por el departamento de geomecánica existe una variación en cuanto a la calidad de la roca que varía entre un máximo y un mínimo, siendo este rango el que se debe trabajar para considerar el diseño de malla y tipo de explosivo.

30 < RMR > 69

Los tajeos en los cuales se realizarán las pruebas son: tajeo 7690, tajeo 7574 y tajeo 7587.

TAJEO 7587 – NIVEL 3.5

- RMR = 65
- CLASIFICACIÓN = Tipo II BUENA
- SOSTENIMIENTO = Puntales de seguridad
- CONDICIÓN DE ESTABILIDAD = ESTABLE

TAJEO 7574 – NIVEL 80

- RMR = 61
- CLASIFICACIÓN = Tipo II buena
- SOSTENIMIENTO = Puntales de seguridad
- CONDICIÓN DE ESTABILIDAD = Estable

TAJEO 7690 – NIVEL 3.5

- RMR = 63
- CLASIFICACIÓN = Tipo II buena
- SOSTENIMIENTO = Puntales de seguridad
- CONDICIÓN DE ESTABILIDAD = Estable

3.3.3 Comparación de rendimiento del sistema convencional y sistema no eléctricos

Fueron muy positivos para la empresa, donde se obtuvo los siguientes rendimientos:

Tabla 7:

Comparación de rendimientos entre el sistema convencional y el no eléctrico tajeo 7587

Items	Carmex	Fanel	Observaciones
Burden (m)	0,25	0,30	Incremento
Nº de taladros	30	20	Reducción
Metros Perforados	36	24	Reducción

Fuente: Elaboración propia

3.3.4 Estadística descriptiva

Se hizo uso para representar los resultados estadísticos del trabajo de la tesis.

3.4 Instrumentos

3.4.1 Capacitación al personal en el uso de fanel y emulnor

- Se realizaron capacitaciones intensivas a todo el personal de la mina, las cuales se realizaron en el local del sindicato de trabajadores referente al uso correcto del fanel y emulnor en la voladura.

- Durante las capacitaciones realizadas se dio charlas sobre el uso de las emulsiones en la voladura y riesgos de los accesorios y explosivos durante su manipuleo.

3.4.2 Wipfrag

Software empleado para el análisis de fragmentación, el cual es alimentado por fotografías digitales tomadas en campo posterior a una voladura, donde luego del tratamiento de las mismas nos arroja tamaños de partículas con sus respectivos porcentajes.

3.4.3 Control de perforación

Para conseguir resultados eficientes en la perforación es necesario realizar un seguimiento minucioso para realizar una perforación correcta.

Normalmente se observa los siguientes problemas en una perforación convencional tales como:

- Falta de paralelismo de los taladros.

- Falta de uniformidad en la profundidad de los taladros.
- Mala distribución de taladros (simetría).

Para poder superar estos defectos se realiza una constante capacitación y entrenamiento al personal perforista y ayudante, además, se incide en el marcado de malla de perforación, uso de guidores (atacadores de madera) y control por parte de la supervisión.

3.4.4 Comparación de costos de explosivos

Con mayor detalle ver Tablas: N°11, N°16 y N°20.

3.5 Procedimiento

3.5.1 Procesamiento de experiencias

a) Recopilación de información de operaciones unitarias

En esta etapa se recolectó todo tipo de información referente a la voladura tanto con detonadores

convencionales y dinamita como también con los detonadores no eléctricos y emulsión explosiva, se encontró definiciones específicas de accesorios y explosivos correspondientes a cada tipo de voladura para su mejor manipulación y funcionamiento.

b) Selección de tajos a experimentar

En esta etapa se seleccionaron los tajos por su clasificación geomecánica y de acuerdo a la calidad del macizo rocoso, estando los tajos en un rango de 30 a 70 de RMR.

c) Diseño de la nueva malla de perforación usando fanel

Se incrementó el burden de 25 cm a 30 cm.

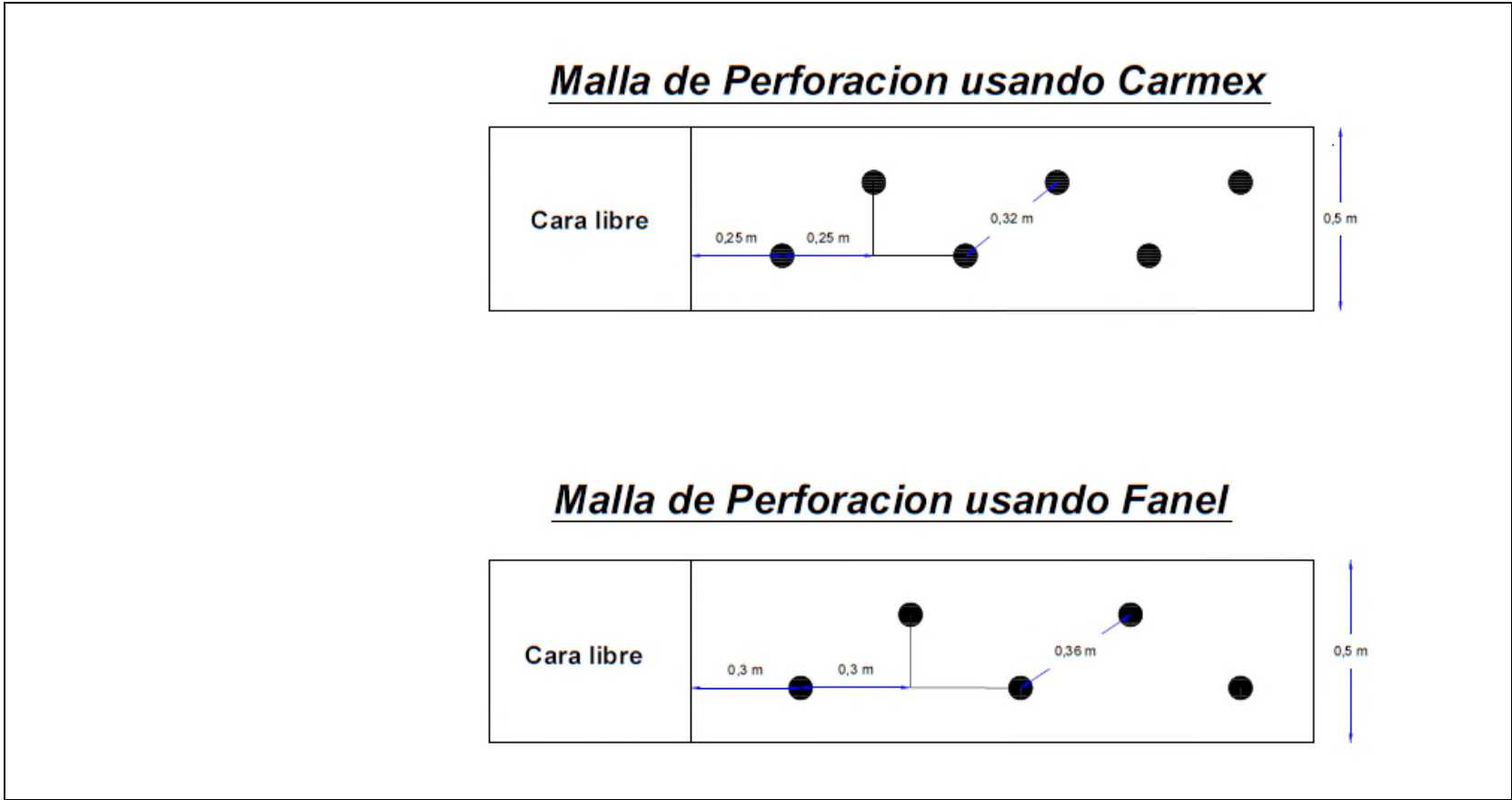


Figura N°17: Mallas de perforación en Century Mining Perú SAC

Fuente: Elaboración propia

d) Amarre y detonación con Carmex

e) Amarre y detonación con Fanel

f) Toma de fotos para el análisis de fragmentación

Luego de efectuado el disparo con Carmex y Fanel ya sea el caso, se procede a tomar una serie de fotos a la fragmentación de roca obtenida del disparo respectivo.

g) Comparación de resultados de fragmentación

En esta etapa se procesan las fotos de cada una de las voladuras mediante el software Wipfrag, donde se determina el P80 (porcentaje mínimo requerido por el cliente, equivalente a un 80 % de material pasante por una malla de 12 cm).

- h) Amarre y detonación con detonadores no eléctricos aumentando el espaciamiento en la malla de 0,25 m a 0,30 m**

El procedimiento es el mismo detallado en el paso **e**, con la única diferencia que habrá amplitud en la malla de perforación, posteriormente se realizará una toma de fotos a la fragmentación y una comparación con los disparos anteriormente realizados.

- i) Determinación de ventajas: En la fragmentación, eficiencia y seguridad operacional con la aplicación del sistema no eléctrico**

En esta etapa se determinan las mejoras en la fragmentación, eficiencia y seguridad operacional que nos brinda el sistema de iniciación con detonadores no eléctricos.

j) Determinación de ventajas: En los costos con la aplicación del sistema no eléctrico

Se calculan los costos de perforación y voladura en cada uno de los tres tajos, comparando los resultados de los mismos con la finalidad de determinar cuál es la opción que permite obtener un disparo más económico y a la vez la más eficiente y seguro.

3.5.2 Tratamiento de datos

Se evaluaron los beneficios tanto en versatilidad, seguridad y en reducción de costos que proporciona la aplicación del sistema no eléctrico en comparación del sistema convencional.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1 Prueba y resultado en el tajeo 7587 usando Carmex y semigelatina 65 %

4.1.1 Parámetros del tajeo 7587

Tabla 8:

Parámetros del tajeo 7587

DATOS DE CAMPO	Unidad	CARMEX
Mina		San Juan
Nivel		3,5
Labor		Tajeo 7587
Densidad de mineral	t/m ³	2,8
Ancho de minado	m	0,5
Altura de corte	m	1,65
Longitud de minado	m	6

Fuente: Elaboración propia

4.1.2 Características geomecánicas

- RMR = 65
- Clasificación = Tipo II Buena.
- Sostenimiento = Puntales de seguridad.

4.1.3 Perforación

Malla de perforación : 0,25 m x 0,32 m

Sistema de perforación: Realce.

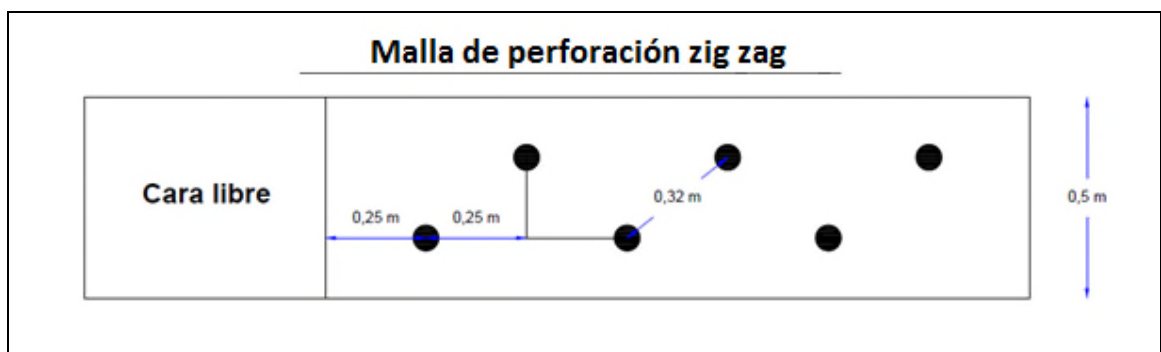


Figura N° 18: Malla de perforación zig zag

Fuente: Elaboración propia

Tabla 9:

Parámetros de la malla de perforación

PARÁMETROS	Unidad	Cant.
Ancho de minado	m	0,5
Altura de Corte	m	1,65
Longitud de minado	m	6
Burden	m	0,25
Nº de taladros perforados	Unidad	24
Área	m ²	3
Volumen	m ³	4,95
Tonelaje	t	13,86
Tonelaje por taladro	t/taladro	0,58

Fuente: Elaboración propia

4.1.4 Voladura

Tabla 10:

Explosivo y accesorios de voladura

EXPLOSIVO Y ACCESORIOS DE VOLADURA		
Nº de Carmex de 2,1 m	Pieza	24
Nº de dinamita semigelatina de 65 % - 17,5 x 2,19 cm	Cartucho	144
Mecha rápida	m	8

Fuente: Elaboración propia



Figura N°19: Carguío, usando carmex y semigelatina

65 % en el tajeo 7587

Fuente: Elaboración propia



Figura N°20: Carguío, usando carmex y semigelatina

Fuente: Elaboración propia

4.1.5 Resultados

a) Resultados en fragmentación

Imagen tomada después de la Voladura



Figura N° 21: Fotografía después de la voladura

Fuente: Elaboración propia

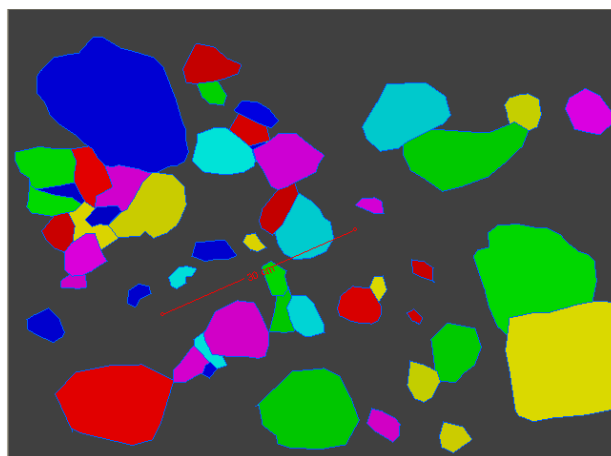


Figura N° 22: Malla generada por el software Wipfrag

Fuente: Elaboración propia

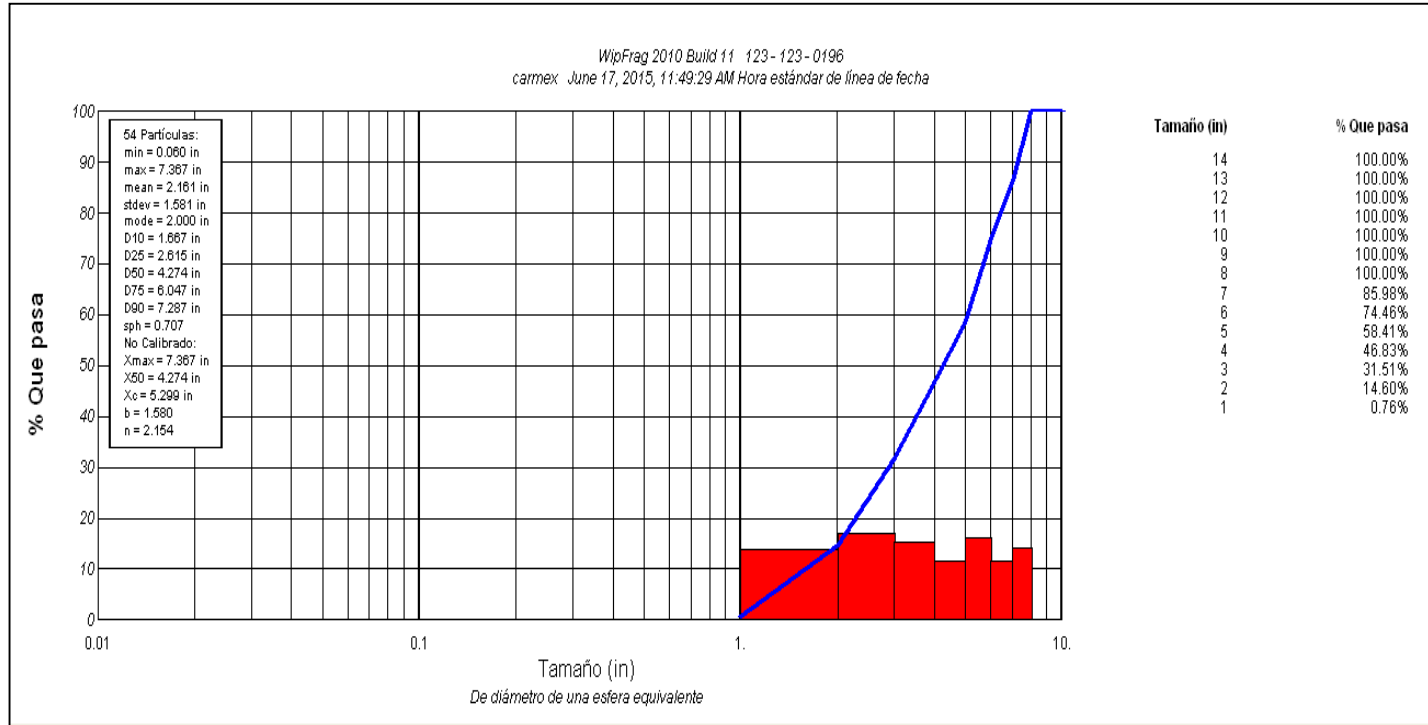


Figura N°23: Curva con Wipfrag del grado de fragmentación de roca con detonadores convencionales

Fuente: Elaboración propia

b) Evaluación de costos de perforación y voladura con Carmex y semigelatina 65 %

Tabla 11:

Costos accesorios de voladura

COSTOS ACCESORIOS DE VOLADURA	Unidad	Cantidad
Costo Carmex de 2,1 m	US\$/Pieza	0,77
Costo de mecha rápida	US\$/m	0,57
Nº de Carmex de 2,1 m	Pieza	24
Mecha rápida	m	8
Sub total	US\$	23,05
COSTOS DE EXPLOSIVO		
Costo de Semigelatina 65% 17,5 x 2,19 cm	US\$/cart	0,41
Nº de Semigelatina 65% 17,5 x 2,19 cm	cartuchos	144
Total de Explosivo	US\$	58,70
Costo explosivo y accesorios	US\$	81,76
Costo total explosivo y accesorio/t	US\$/t	5,90

Fuente: Elaboración propia

Tabla 12:

Costos en perforación

COSTOS EN PERFORACIÓN	Unidad	Cantidad
Metros perforados	m	39,60
Costo perforación y mano de obra	US\$/m	1,31
Costo en perforación	US\$	51,90
Costo de perforación/t	US\$/t	3,74
Costo de Perforación y Voladura/t	US\$/t	9,64

Fuente: Elaboración propia

4.2 Prueba y resultado en el tajeo 7574 usando Fanel y Emulnor

4.2.1 Parámetros del tajeo 7574

Tabla 13:

Datos de campo tajeo 7574

DATOS DE CAMPO	Unidad	FANEL
Mina		San Juan
Nivel		80
Labor		Tajeo 7574
Densidad	t/m ³	2,8
Ancho de minado	m	0,5
Altura de corte	m	1,65
Longitud de minado	m	6

Fuente: Elaboración propia

4.2.2 Características geomecánicas

- RMR = 61
- Clasificación = Tipo II Buena.
- Sostenimiento = Puntales de seguridad.

4.2.3 Perforación

Malla de perforación : 0,25 m x 0,32 m

Sistema de perforación: Realce

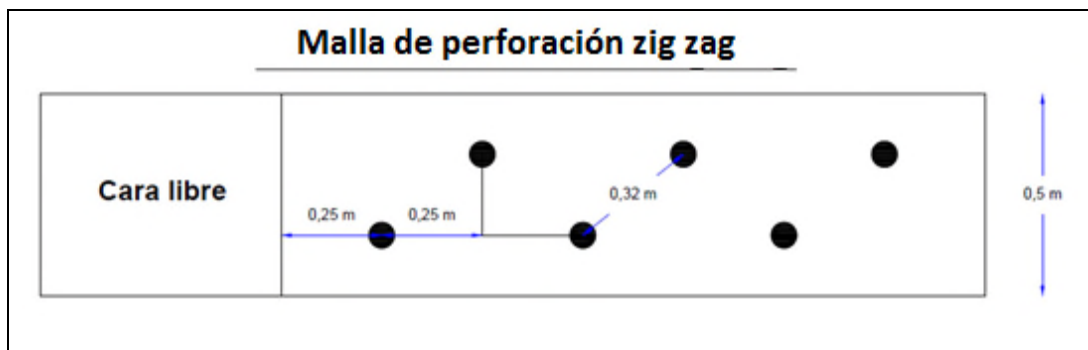


Figura N° 24: Malla de perforación zig zag

Fuente: Elaboración propia

Tabla 14:

Parámetros de perforación

PARÁMETRO	Unidad	Cantidad
Ancho de minado	m	0,5
Altura de corte	m	1,65
Longitud de minado	m	6
Burden	m	0,25
Nº de taladros perforados	Unidad	24
Área	m ²	3
Volumen	m ³	4,95
Tonelaje	t	13,86
Tonelaje por taladro	t/tal	0,58

Fuente: Elaboración propia

4.2.4 Voladura

Tabla 15:

Explosivos y accesorios de voladura

EXPLOSIVO Y ACCESORIOS DE VOLADURA		
Nº de Fanel de 2,4 m	Pieza	24
Nº de Emulnor 1000 2,5 x 30 cm	Cartucho	96
Cordon detonante 5P	m	10
Nº de Carmex de 2,1 m	Pieza	2
Mecha rápida	m	0,20

Fuente: Elaboración propia

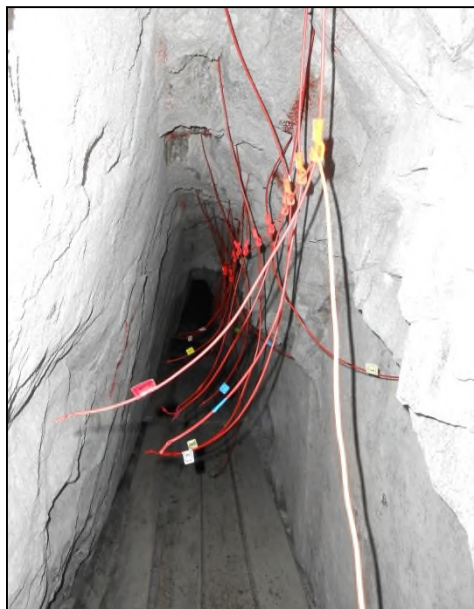


Figura N° 25: Fotografía del carguío usando Fanel y Emulnor 1000 en el tajeo 7574

Fuente: Elaboración propia

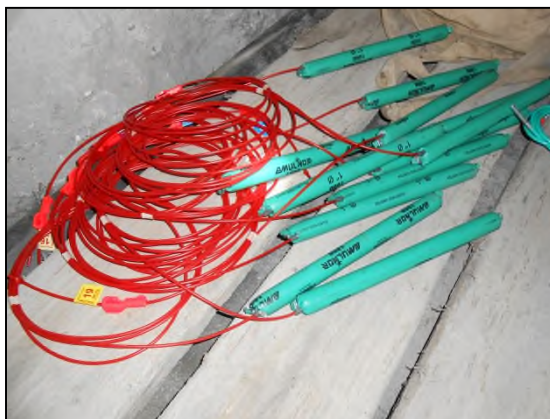


Figura N° 26: Cebos
Fuente: Elaboración propia

4.2.5 Resultados

a) Resultados en fragmentación



Figura N° 27: Fotografía después de la voladura
Fuente: Elaboración propia

a) Resultados en fragmentación

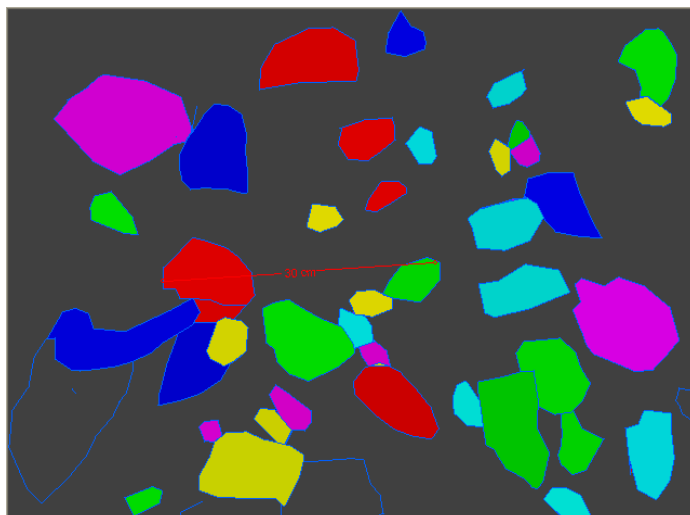


Figura N° 28: Malla generada por el software Wipfrag

Fuente: Elaboración propia

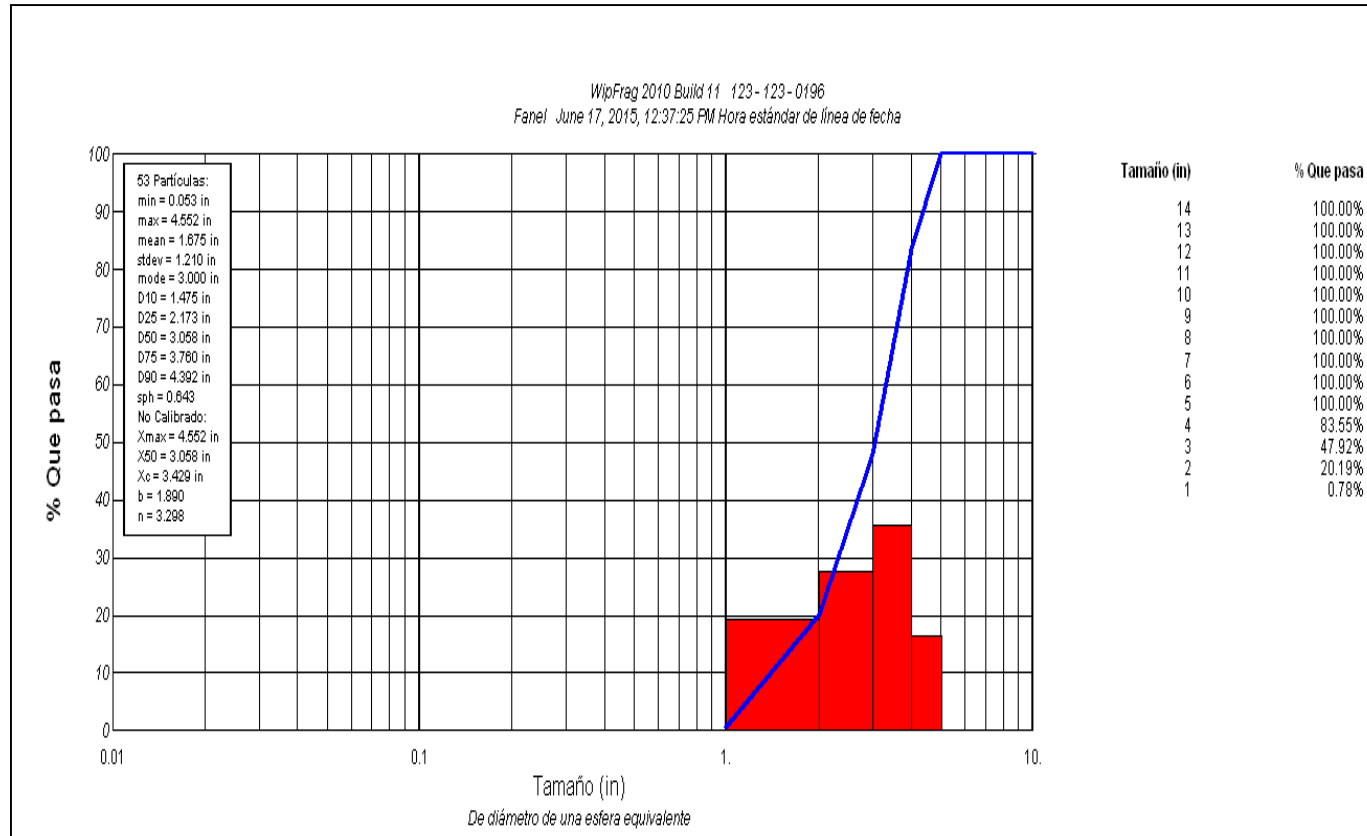


Figura N^o29: Curva con Wipfrag del grado de fragmentación de roca con detonadores no eléctricos (malla de perforación 0,25 m x 0,32 m)

Fuente: Elaboración propia

b) Evaluación de costos de perforación y voladura con fanel y emulnor 1000

Tabla 16:

Costo de perforación y voladura aplicando fanel y emulnor 1000 en el tajeo 7574

COSTOS ACCESORIOS DE VOLADURA	Unidad	Cantidad
Costo Fanel 2,4 m	US\$/Pza	1,48
Costo Carmex 2,1 m	US\$/Pza	0,77
Costo de cordón detonante 5P	US\$/m	0,26
Costo de mecha rápida	US\$/m	0,57
Nº de Fanel de 2,4 m	Pza	24
Nº de Carmex de 2,1 m	Pza	2
Cordón detonante 5P	m	10
Mecha Rápida	m	0,2
Sub total	US\$	39,85
COSTOS DE EXPLOSIVO		
Costo de Emulnor 1000 2,5 x 30 cm	US\$/cart	0,35
Nº de Emulnor 1000 2,5 x 30 cm	cartuchos	96
Total de explosivo	US\$	33,34
Costo explosivo y accesorios	US\$	73,19
Costo explosivo y accesorios/t	US\$/t	5,28
COSTOS EN PERFORACIÓN		
Metros perforados	m	39,60
Costo perforación y mano de obra	US\$/m	1,31
Costo en perforación	US\$	51,90
Costo de perforación/t	US\$/t	3,74
Costo de perforación y voladura/t	US\$/t	9,03

Fuente: Elaboración propia

4.3 Prueba y resultado en el tajeo 7690 usando Fanel y Emulnor 1000

Para esta prueba se aumentó la malla de perforación.

4.3.1 Parámetros del tajeo 7690

Tabla 17:

Parámetros del tajeo 7690

DATOS DE CAMPO	Unidad	FANEL
Mina		San Juan
Nivel		3,5
Labor		Tajeo 7690
Densidad	t/m ³	2,8
Ancho de minado	m	0,5
Altura de corte	m	1,65
Longitud de minado	m	6

Fuente: Elaboración propia

4.3.2 Características geomecánicas

- RMR = 63
- Clasificación = Tipo II Buena.
- Sostenimiento = Puntales de seguridad.

4.3.3 Perforación

Malla de perforación : 0,30 m x 0,36 m

Sistema de perforación: Realce.

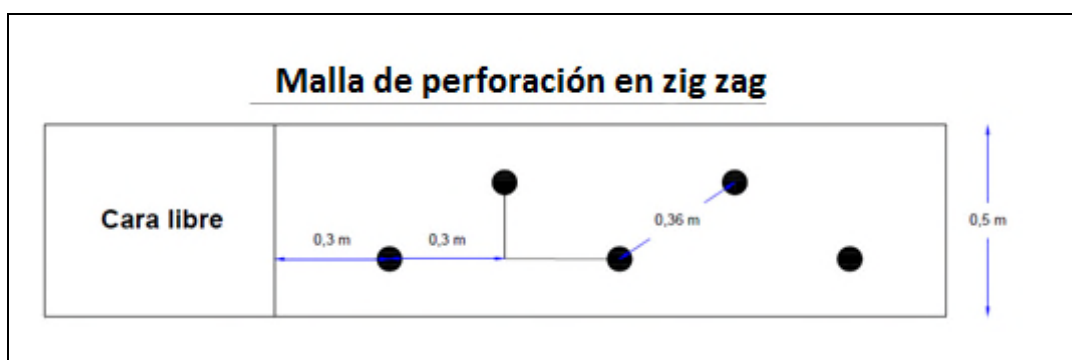


Figura N° 30: Malla de perforación zig zag

Fuente: Elaboración propia

Tabla 18:

Parámetros de perforación

PARÁMETRO	Unidad	Cantidad
Ancho de minado	m	0,5
Altura de corte	m	1,65
Longitud de minado	m	6
Burden	m	0,30
Nº de taladros perforados	Unidad	20
Área	m ²	3
Volumen	m ³	4,95
Tonelaje	t	13,86
Tonelaje por taladro	t/tal	0,69

Fuente: Elaboración propia

4.3.4 Voladura

Tabla 19:

Explosivos y accesorios de voladura

EXPLOSIVO Y ACCESORIOS DE VOLADURA		
Nº de Fanel de 2,4 m	Pieza	20
Nº de Emulnor 1000 2,5 x 30 cm	Cartucho	80
Cordón detonante	m	10
Nº de Carmex de 2,1 m	Pieza	2
Mecha rápida	m	0,20

Fuente: Elaboración propia



Figura 31: Carguío, usando fanel y emulnor 1000 en el tajeo 7690

Fuente: Elaboración propia

4.3.5 Resultados

c) Resultados en fragmentación



Figura N° 32: Fotografía después de la voladura

Fuente: Elaboración propia

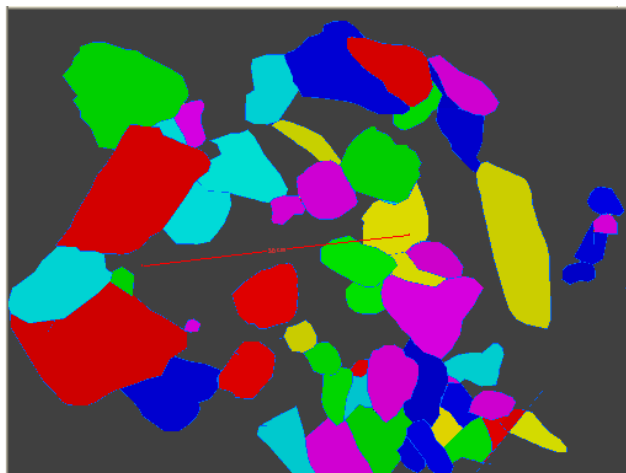


Figura N° 33: Malla generada por el software Wipfrag

Fuente: Elaboración propia

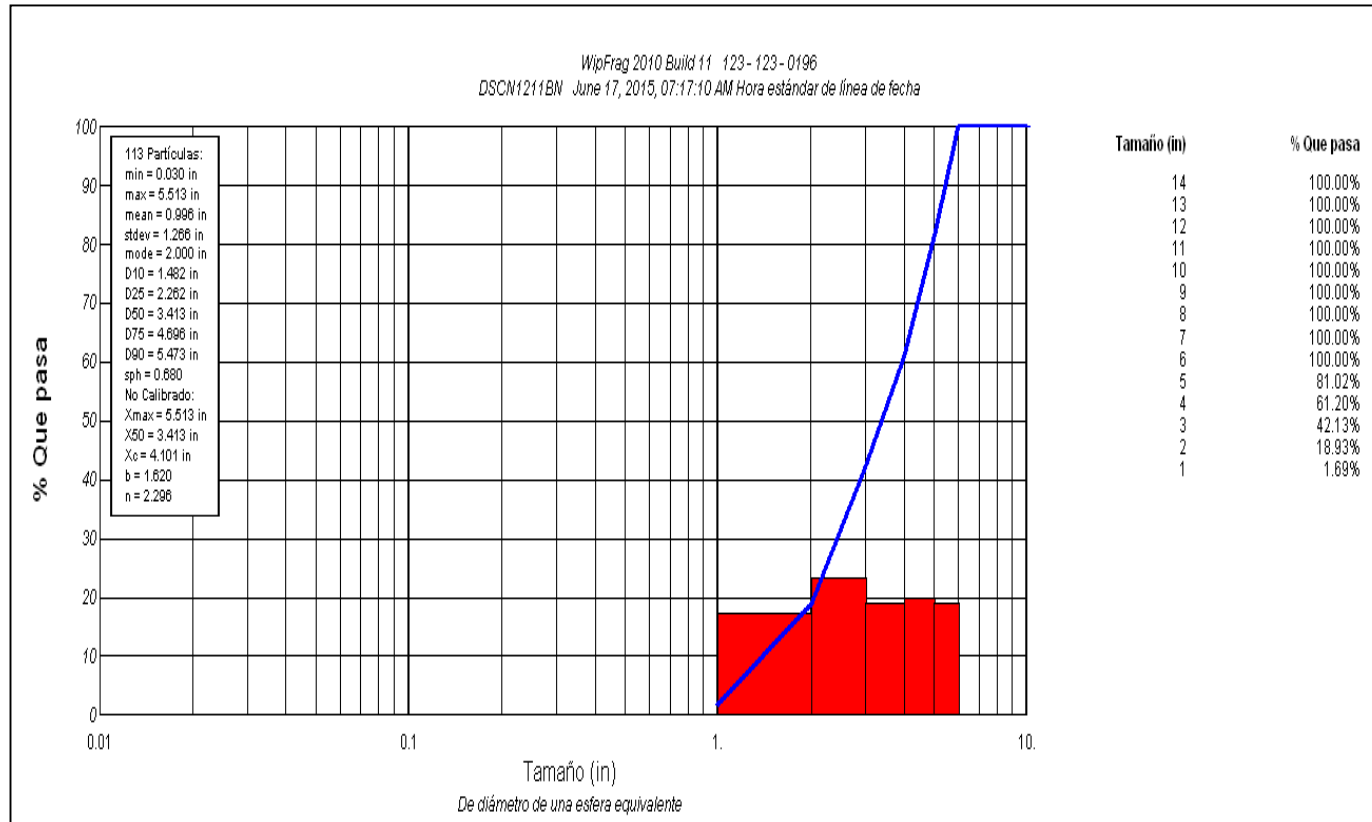


Figura N°34: Curva con Wipfrag del grado de fragmentación de roca con detonadores no eléctricos (malla de perforación 0,30 m x 0,36 m)

Fuente: Elaboración propia

d) Evaluación de costos de perforación y voladura con Fanel y Emulnor 1000 en el tajeo 7690

Tabla 20:

Costo de perforación y voladura aplicando Fanel y Emulnor 1000 en el tajeo 7690

COSTOS ACCESORIOS DE VOLADURA		
Costo Fanel 2,4 m	US\$/Pieza	1,48
Costo Carmex 2,1 m	US\$/Pieza	0,77
Costo de cordón detonante	US\$/m	0,26
Costo de mecha rápida	US\$/m	0,57
Nº de Fanel de 2,4 m	Pieza	20
Nº de Carmex de 2,1 m	Pieza	2
Cordón detonante 5P	m	10
Mecha rápida	m	0,2
Sub total	US\$	33,9144
COSTOS DE EXPLOSIVO		
Costo de Emulnor 1000 2,5x30 cm	US\$/cartucho	0,35
Nº de Emulnor 1000 2,5x30 cm	cartuchos	80
Total de explosivo	US\$	27,78
Costo Explosivo y accesorios	US\$	61,70
Costo Explosivo y accesorios/t	US\$/t	4,45
COSTOS EN PERFORACIÓN		Cantidad
Metros perforados	m	33,00
Costo perforación y mano de obra	US\$/m	1,49
Costo en perforación	US\$	49,07
Costo de perforación/t	US\$/t	3,54
Costo de perforación y voladura/t	US\$/t	7,99

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1 Presentación de los resultados

El objetivo general de la presente tesis consiste en optimizar la operación unitaria de voladura, la cual tiene influencia directa en el rendimiento de las operaciones de limpieza, relleno, sostenimiento y chancado en la mina de San Juan de Chorunga de Century Mining Perú SAC.

La mejora se alcanza a partir de la aplicación de detonadores no eléctricos y emulsión explosiva, la misma que se expresa en la calidad de la voladura (en términos de fragmentación adecuada) y reducción de costos tanto en perforación como en voladura.

5.2 Análisis de fragmentación aplicando detonadores convencionales (Carmex) y detonadores no eléctricos (Fanel).

Para realizar el análisis de fragmentación de las voladuras en las

labores en donde se tomaron las fotografías del material volado, se utilizó el software WipFrag, el cual está diseñado para hacer análisis de granulometría, este programa empieza generando la imagen de las rocas fracturadas después de una voladura, con la toma de fotografías y la convierte en una net de fragmentos y gráficos, luego es medida y ploteada a una selección estadística de fragmentación y gráficos; se realizó este análisis en tres labores disparadas a continuación se detalla el análisis realizado.

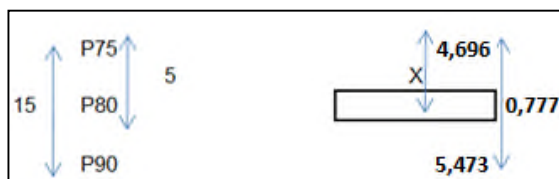
En el cuadro resumen que se presenta, se aprecia en el análisis de fragmentación de las voladuras que se hicieron en El TJ 7587, TJ 7574 y TJ 7690, el P80 obtenido del primer análisis realizado en la parrilla del tajeo 7587 utilizando detonadores convencionales y semigelatina 65 %, muestra tamaños de 18,25 cm siendo el estándar de las parrillas de los tajeos de 12,5 cm (5”), esto debido a una mala secuencia de salida en la voladura, un 41,59 % de bancos mayores a 12,5 cm (5”).

En el segundo análisis realizado en el Tajeo 7574 – Nv 80 tajeo que cuenta con las mismas características geomecánicas y parámetros de perforación que el tajeo 7587 (malla de perforación

0,25 m x 0,32 m), para esta prueba se utilizó los detonadores no eléctricos (Fanel) y emulnor 1000.

El P80 obtenido en esta prueba muestra tamaños de 11,37 cm, todo el material volado presenta tamaños menores a 11,25 cm (4,5"), esto debido al poco espaciamiento entre los taladros, lo óptimo en una fragmentación debe ser de 80 % con tamaños de 12,5 cm (5").

En la tercera prueba en el TJ 7690, se utilizó los mismos parámetros que en la segunda prueba con la diferencia de ampliar la malla de perforación a 0,30 x 0,36 m, reduciendo la cantidad de taladros de 24 a 20. Como en las gráficas dan P70 y P90 mas no el P80, éste se halla de la siguiente manera, aplicando proporcionalidad.



Como resultado obtenido de la proporcionalidad, el P80 resultante es de 12,37 cm, lo cual es óptimo ya que la luz de la parrilla de los tajeos es de 12,5 cm, por lo tanto, un 20 % partículas son mayores a 12,5 cm (5") con estos resultados se logró dar la

optimización de usar detonadores no eléctricos ampliando la malla de perforación y teniendo mejor fragmentación, lo cual está ligado a posteriores etapas del proceso (limpieza de mineral, chancado, etc.).

Tabla 21:

Análisis granulométrico de la fragmentación

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA FRAGMENTACIÓN			
REGISTROS DE FRAGMENTOS	14-03-15 t/Día	15-03-15 /Noche	16-03-15 t/Día
Labor	TJ 7587 - Nv 3.5	TJ 7574 - Nv 80	TJ 7690 –Nv 3.5
HISTOGRAMA			
Tamaños mínimos (cm)	0,15	0,1325	0,075
Tamaños máximos cm)	18,4675	11,38	13,7825
CURVA ACUMULATIVA	0	0	0
El 10 % pasa por una malla (cm)	4,1675	3,6875	3,705
El 25 % pasa por una malla (cm)	6,5375	5,4325	5,655
El 50 % pasa por una malla (cm)	10,6850	7,6450	8,5325
El 75 % pasa por una malla (cm)	15,1175	9,3	11,49
El 90 % pasa por una malla (cm)	18,2175	10,98	13,6825

Fuente: Elaboración propia

5.3 Análisis de costos de perforación y voladura con detonadores convencionales y detonadores eléctricos

5.3.1 Comparación de costos de voladura

5.3.1.1 Comparación del proyecto 7587 y proyecto 7574

En el siguiente cuadro se aprecia una

comparación entre el proyecto 7 587 y el proyecto 7 574, ambos disparados con los mismos parámetros de perforación y condiciones geo mecánicas.

Con la diferencia que en el proyecto 7 587 se utilizó detonadores convencionales y dinamita, mientras que en el proyecto 7 574 se utilizó detonadores no eléctricos y emulsión explosiva.

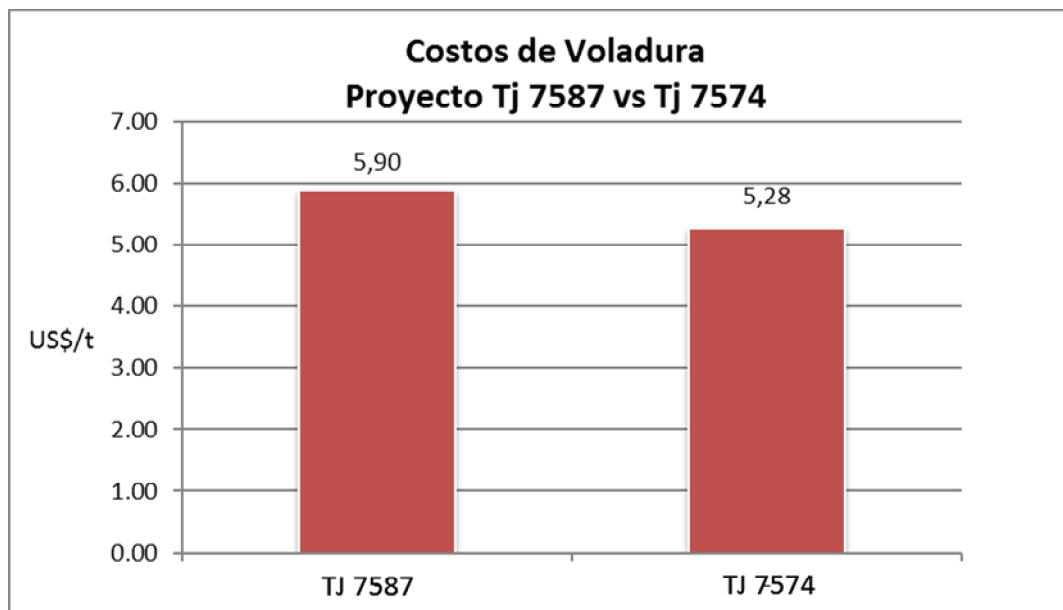


Figura 35: Costos de voladura

Fuente: Elaboración propia

Con los costos obtenidos en la aplicación de ambos proyectos se puede comparar los mismos, obteniendo un ahorro de: 0,62 US\$/t.

5.3.1.2 Comparación del proyecto 7587 y proyecto 7590

En el siguiente cuadro se aprecia una comparación entre el proyecto 7587 y el proyecto 7690, este último fue donde se incrementó la malla de perforación 0,30 m x 0,36 m. Ambos proyectos utilizaron detonadores no eléctricos y emulsión explosiva.

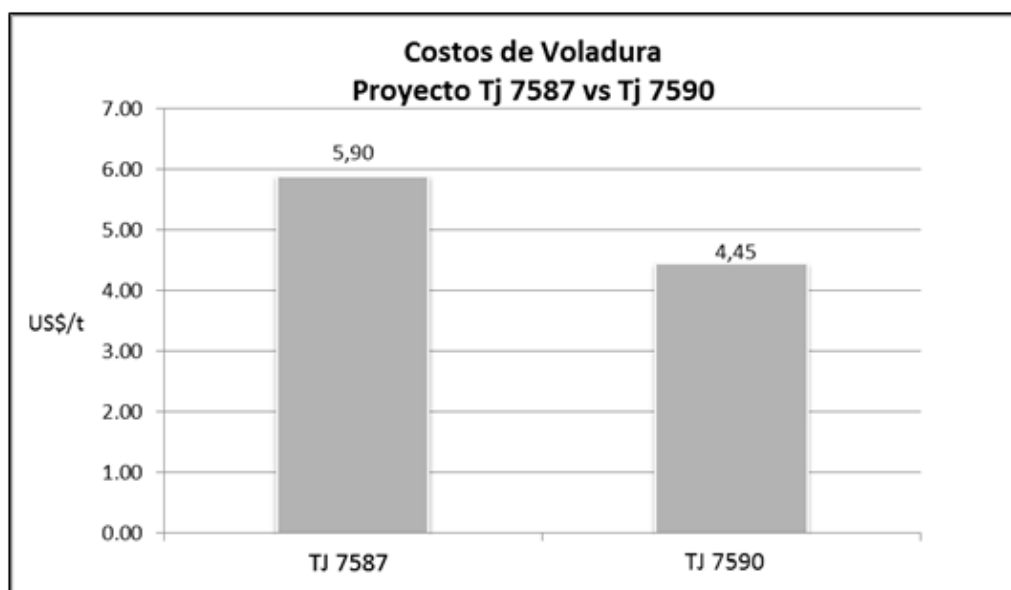


Figura N°36: Costo de voladura

Fuente: Elaboración propia

Con los costos obtenidos en la aplicación de ambos proyectos se puede comparar los mismos, obteniendo un ahorro de: 1,45

US\$/t

5.3.2 Comparación de costos de perforación

5.3.2.1 Comparación del proyecto 7587 y proyecto 7690

En la siguiente figura se aprecia una comparación entre el proyecto 7587 y el proyecto 7690, este último fue donde se incrementó la malla de perforación 0,30 m x 0,36 m .

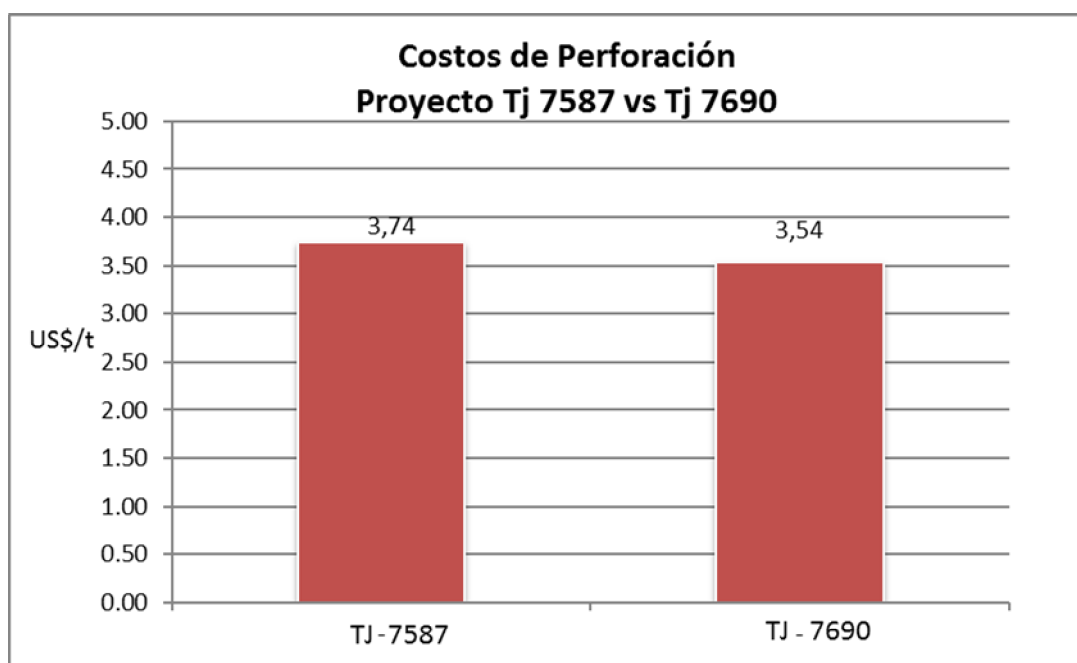


Figura 37: Costos de perforación

Fuente: Elaboración propia

5.4 Discusión de resultados

Los resultados obtenidos en el presente estudio arrojan resultados positivos en lo concerniente a fragmentación y costos operativos, la fragmentación presenta mejoras al utilizar detonadores no eléctricos y emulsión explosiva, las pruebas se realizaron en tres diversos tajeos, los cuales dieron los siguientes resultados que se detallan en la Tabla N° 22, cabe considerar que el tamaño óptimo de la fragmentación debe de estar acorde a la luz de la parrilla de los tajeos, la cual es de 12,5 cm (5").

Tabla 22:

Resultados en fragmentación

PROYECTO	Tipo de accesorio	Tipo de explosivo	Porcentaje de la carga del disparo > a 12,5 cm	observaciones
Tajo 7587	Carmex	Dinamita Semigelatina	41,59 %	Fragmentación irregular, presenta bancos mayores a 15 y 17,5 cm
Tajo 7574	Fanel	Emulnor 1000	0 %	Fragmentación con partículas menores a 12,5 cm, ampliar la malla de perforación.
Tajo 7690	Fanel	Emulnor 1000	18,98 %	Se amplió la malla de perforación, obteniendo una fragmentación óptima, con un P80 de 12,37 cm, lo cual mejora el rendimiento de la limpieza y el chancado.

Fuente: Elaboración propia

Con la aplicación de detonadores no eléctricos y emulsión explosiva se redujeron los costos de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Se obtiene un ahorro total de 1,65 US\$/t al diferenciar el costo del proyecto del tajo 7587 con el costo del proyecto 7690.

En la Tabla 23 Ahorro por diferencia de costos, se aprecia que se puede alcanzar un ahorro de 1,65 US\$/t. Estos resultados así obtenidos, validan la hipótesis propuesta originalmente para la presente tesis.

Tabla 23:

Ahorro por diferencia de costos

PROYECTO	Costo en voladura US\$/t	Costo en perforación US\$/t	Costo total US\$/t	Ahorro total US\$/t
Tajo 7587	5,9	3,74	9,64	
Tajo 7574	5,28	3,74	9,02	1,65
Tajo 7690	4,45	3,54	7,99	

Fuente: Elaboración propia

5.5 Comparación de resultados con antecedentes

Mediante los resultados obtenidos se realizó un análisis de los mismos comparándolos con investigaciones del mismo campo.

La investigación de Cortez Eguia, Omar, (2009) investigación titulada “Ventajas de la utilización de detonadores no eléctricos exsanel en tajeos veta mariana y reducción de costos comparado con detonadores carmex en la Unidad Operativa Arcata”, consiguió un ahorro en voladura de US\$ 0,23/t usando detonadores no eléctricos y dinamita semigelatina 65 %, en cambio la investigación en discusión consigue un ahorro en voladura de US\$ 1,45/t usando detonadores no eléctricos y emulsión explosiva.

Este mayor ahorro obtenido en el presente proyecto se debe a la aplicación de la emulsión explosiva, ya que su costo es mucho menor que la dinamita semigelatina.

En lo concerniente a resultados de fragmentación se ve que la investigación de Ortiz Sosa, Salomón (2009), “Optimización de voladura con el uso de detonadores electrónicos en Compañía Volcan” obtiene mejoras en su grado de fragmentación, la cual

también usó el software Wipfrag.

La investigación de Ortiz obtuvo un grado de fragmentación pasante por su malla optima de 80,5 % del material volado; la investigación en discusión obtuvo un 81,02 % del material volado pasante por su malla óptima.

Esta mejora en la fragmentación se debe a la aplicación de detonadores no eléctricos y emulsión explosiva y al ajuste de parámetros de perforación (ampliación de la malla perforación).

Luego del análisis efectuado en mina, los beneficios que se obtienen con el empleo de los detonadores no eléctricos y emulsión explosiva son los siguientes:

- Reducción de costos de explosivos.
- Fragmentación adecuada.
- Dinamización en el ciclo de minado.
- Menores vibraciones (control del terreno).
- Mayor seguridad para el trabajador (minimiza los tiros cortados).

CONCLUSIONES

1. Con la aplicación de detonadores no eléctricos y emulsión explosiva se redujeron los costos de perforación y voladura, el costo de perforación se redujo en 5 % (0,20 US\$/t) y el costo de voladura se redujo en 24 % (1,45 US\$/t), estos costos obtenidos en comparación con los costos usando detonadores convencionales y dinamita semigelatina 65 %.
2. Los resultados obtenidos en la voladura reflejan que la fragmentación se ha optimizado esto debido a su sistema de retardos. El P80 promedio óptimo al ampliar la malla de perforación usando detonadores no eléctricos es de 12,375 cm (4,95 “).
3. Mediante las pruebas y los buenos resultados se logró establecer el uso de detonadores no eléctricos y emulsión explosiva, usándose en la actualidad sin ningún problema.

RECOMENDACIONES

1. Continuar usando los detonadores no eléctricos y emulsión explosiva en los tajos de mina San Juan de Chorunga.
2. Se debe estandarizar la malla de perforación y voladura en los tajeos de producción de mineral 0,30 m x 0,36 m cuando se utilicen los detonadores no electricos.
3. En la perforación normar el uso de guidores para un buen paralelismo, una buena distribución de taladros y realizar el pintado de la malla de perforación.
4. Se recomienda un futuro trabajo de investigación donde se involucren los beneficios que se obtienen, con la aplicación de detonadores no electricos y emulsión explosiva, en las etapas de limpieza, carguio y transporte, fluidez de chancado y trituración.
5. Al utilizar el emulnor, el uso de taco inerte es obligatorio en las voladuras, esto con el propósito de evitar la fuga de gases producidos durante la fase de reacción.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

1. Bustillo Revuelta Manuel (1987). "Manual de evaluación y diseño de explotaciones minas". – España 1987. Pág. 367.
2. Córdova Rojas (2001). "Mecánica de rocas para minería y obras civiles"– UNI – Lima 2001. Pág. 25 - 40.
3. Departamento de Geología Cía. Century Mining Peru SAC. (2014). "Informe anual a Superintendencia General". Mina San Juan de Chorunga. Pág. 20 – 50.
4. Exsa (2014). "Manual práctico de voladura" – Exsa 4ta edición. Pág 12 - 30.
5. Famesa (2014). "Catálogo" – Lima. Pág. 3 - 39.
6. ITGE. (1984). "Manual de perforación y voladura" – ITGE- España Pág. 145.
7. López Jimeno (1989). "La predicción de la fragmentación en voladura, el modelo de kuz-ram y sus aplicaciones". Pág. 245.

ANEXO

Anexo N°01

CÁLCULO DE COSTOS UNITARIOS

A. Costo unitarios proyecto 7587

a) Costo de perforación

A.a.1. Costo de Mano de Obra

Perforista US\$ 9,10 + B.S. 80 % = US\$ 16,38/guardia

Ayudante US\$ 5,30 + B.S. 80 % = US\$ 14,90/guardia

TOTAL US\$ 31,28/guardia

A.a.2. Costo de supervisión

Ingeniero: Jornal US\$ 25,10

½ h en labor/guardia = US\$ 1,56/guardia

Capataz: Jornal US\$ 17,50

½ h en labor/guardia = US\$ 1,09/guardia

Costo de supervisión = US\$ 2,66

A.a.3. Costo de aire comprimido (mano de obra)

Jornal del operador = US\$ 7,37/guardia

Factor de simultaneidad = US\$ 0,66

Costo de aire comprimido = US\$ 7,37/guardia x US\$ 0,66

Costo de aire comprimido = US\$ 4,86/gdía

A.a.4. Costo de barras cónicas

Costo de barra cónica Atlas Copco de 1,20 m = US\$ 10,2

Vida Útil: 135,6 m

Costo de barra cónica de 1,2 m = US\$ 10,2 x 7,77 m/135,6 m

Costo de barra cónica de 1,2 m = US\$ 1,94

Costo de barra cónica Atlas Copco de 1,8 m = US\$ 15,1

Vida Útil: 135,6 m

Costo de barra cónica de 1,8 m = US\$ 15,1 x 12,96 m/135,6 m

Costo de barra cónica de 1,8 m = US\$ 1,44

TOTAL Costo de barras cónicas = US\$ 3,39

A.a.5. Costo de brocas

Costo de broca Atlas Copco de 38 mm = US\$ 8,4

Vida Útil: 120 m

Costo de broca de 38 mm = US\$ 8,4 x 25,92 m/120 m

Costo de broca de 38 mm = US\$ 1,81

Costo de broca Atlas Copco de 36 mm = US\$ 5,7

Vida Útil: 120 m

Costo de broca de 36 mm = US\$ 5,7 x 12,96 m/120 m

Costo de broca de 36 mm = US\$ 0,62

TOTAL Costo de brocas = US\$ 2,43

A.a.6. Costo de implementos de seguridad

Tabla 24:

Costo de implementos de seguridad

Material	Precio Unitario US\$	Vida Útil	V.G (DÍAS)	Costo x 01 Guardia US\$
Casco	5,22	3 año	900	0,0058
Correa	3,42	3 año	900	0,0038
Mameluco	13,6	6 mes	150	0,0907
Botas	14,14	4 mes	100	0,1414
Guantes	3,4	1 mes	25	0,1362
Casaca	18,89	4 mes	100	0,1889
Pantalón	16,48	4 mes	100	0,1648
Respirador	2,34	3 año	900	0,0026
Filtro	0,18	1 semana	6	0,0305
Fosforo	0,05	1 semana	6	0,0077
TOTAL				0,7724

Fuente: Elaboración propia.

Costo de 2 personas/guardia = US\$ 1,54

A.a.7. Costo de aceite de perforación

0,30 m consume 6,27 cm³

38,88 m consumen: 812 592 cm³

0,812 litros

Costo de aceite AIRECO – EP – 65: US\$ 1,162/l

Costo de aceite de perforación: US\$ 1,162/l x 0,812 l

Costo de aceite de perforación: US\$ 0,94

A.a.8. Costo de perforación

Costo de perforadora a US\$ 1500

Vida útil de la perforadora 25 500 m

metros perforados = 38,88 m

Costo de perforación = $\frac{\text{US\$ } 1500 \times 38,88 \text{ m}}{25\ 500 \text{ m}}$

Costo de perforación = US\$ 2,28

A.a.9. Costo de aire comprimido (energía)

Trabajo de 3 compresoras ER – 8 Atlas Copco

Producen en altura 140 467,2 l/min

Cada compresora consume 385 kwh

Perforadora SECO 250 consume 5 097,6 l/min

Velocidad de penetración 18,9 m/h

Costo US\$ 0,06 kwh

Factor de simultaneidad 0,66 (para 12 perforadoras)

Factor de explotación 75,81 %

Consumo kwh = $\frac{3(385 \text{ kwh}) 5\ 097,6 \text{ l/min} \times 0,66}{140\ 467,2 \text{ l/min}}$

Consumo kwh = 27,66 kwh

Costo /h = US\$ 0,06 kw – h x 27, 66 kwh

Costo/h = US\$ 1,65/h

$$\text{Costo de aire comprimido} = \frac{\text{US\$ } 1,65/\text{h} \times 38,88 \text{ m} \times 0,7581}{18,9 \text{ m/h}}$$

$$\text{Costo de aire comprimido} = \text{US\$ } 2,58$$

$$\text{Total costo de perforación} = \text{US\$ } 51,96$$

b) Costos en Voladura

Tabla 25:

Costos de material para voladura

Material	Dimensión	Cantidad	Costo Unitario US\$	Costo Total US\$
Dinamita semigelatina 65% (und)	2,2x17,5 cm	144	0,41	58,70
Detonador Carmex (und)	-	24	0,77	18,50
Mecha Rápida (m)	-	8	0,7	4,56
TOTAL US\$				81,76

Fuente: Elaboración propia

c) Costo total en perforación y voladura

$$\text{CT} = \text{C. de perforación} + \text{C. de Voladura}$$

$$\text{CT} = \text{US\$ } 51,96 + \text{US\$ } 81,76 = \text{US\$ } 133,72$$

d) Costo de perforación por tonelada

$$\text{Costo /t} = \text{US\$ } 51,96/13,86 \text{ t} = \text{US\$ } 3,74/\text{t}$$

e) Costo de voladura por tonelada

$$\text{Costo /t} = \text{US\$ } 81,76/13,86 \text{ t} = \text{US\$ } 5,90/\text{t}$$

B. Costos unitarios del proyecto Tj 7574

a) Costo de perforación

Los costos son los mismos que el proyecto 7587 ya que tienen los mismos parámetros de perforación.

Costo de perforación = US\$ 51,96

b) Costo de voladura

Tabla 26:

Costos de material para voladura

Material	Dimensión	Cantidad	Costo unitario US\$	Costo total US\$
Emulnor 1000 (und)	2,5x30 cm	96	0,35	33,34
Detonador Carmex (und)	-	2	0,77	1,54
Mecha rápida (m)	-	0.2	0,57	0,11
Detonador no eléctrico Fanel (und)	-	24	1,48	35,62
Pentacord (m)	-	10	0,26	2,57
TOTAL US\$				73,19

Fuente: elaboración propia.

c) Costo total en perforación y voladura

CT = C. de perforación + C. de Voladura

CT = US\$ 51,9 + US\$ 73,19 = US\$ 125,15

d) Costo de perforación por tonelada

$$\text{Costo /m} = \text{US\$ } 51,96/13,86 \text{ t} = \text{US\$ } 3,74/\text{t}$$

e) Costo de voladura por tonelada

$$\text{Costo /t} = \text{US\$ } 73,19/13,86 \text{ t} = \text{US\$ } 5,28/\text{t}$$

C. Costos unitarios del proyecto Tj 7690

a) Costo de perforación

A.a.10. Costo de mano de obra

$$\text{Perforista US\$ } 9,10 + \text{B.S. } 80 \% = \text{US\$ } 16,38/\text{gdia}$$

$$\text{Ayudante US\$ } 5,30 + \text{B.S. } 80 \% = \underline{\text{US\$ } 14,90/\text{gdia}}$$

$$\text{TOTAL US\$ } 31,28/\text{gdia}$$

Nota.- B.S. = Beneficios sociales.

A.a.11. Costo de supervisión

$$\text{Ingeniero: Jornal US\$ } 25,10$$

$$\frac{1}{2} \text{ h en labor/gdia} = \text{US\$ } 1,56/\text{gdia}$$

$$\text{Capataz: Jornal US\$ } 17,50$$

$$\frac{1}{2} \text{ h en labor/gdia} = \text{US\$ } 1,09/\text{gdia}$$

$$\text{Costo de supervisión} = \text{US\$ } 2,66$$

A.a.12. Costo de aire comprimido (mano de obra)

$$\text{Jornal del operador} = \text{US\$ } 7,37/\text{gdia}$$

Factor de simultaneidad = US\$ 0,66

Costo de aire comprimido = US\$ 7,37/gdia x US\$ 0,66

Costo de aire comprimido = US\$ 4,86/gdia

A.a.13. Costo de barras cónicas

Costo de barra cónica Atlas Copco de 1,2 m = US\$ 10,2

Vida Útil: 135,6 m

Costo de barra cónica de 1,2 m = US\$ 10,2 x 21,6 m/135,6 m

Costo de barra cónica de 1,2 m = US\$ 1,62

Costo de barra cónica Atlas Copco de 1,8 m = US\$ 15,1

Vida Útil: 135,6 m

Costo de barra cónica de 1,8 m = US\$ 15,1 x 10,8 m/135,6 m

Costo de barra cónica de 1,8 m = US\$ 1,20

TOTAL costo de barras cónicas = US\$ 2,82

A.a.14. Costo de brocas

Costo de broca Atlas Copco de 38 mm = US\$ 8,4

Vida útil: 120 m

Costo de broca de 38 mm = US\$ 8,4 x 21,6 m/120 m

Costo de broca de 38 mm = US\$ 1,51

Costo de broca Atlas Copco de 36 mm = US\$ 5,7

Vida útil: 120 m

Costo de broca de 36 mm = US\$ 5,7 x 10,8 m/120 m

Costo de broca de 38 mm = US\$ 0,51

TOTAL costo de brocas = US\$ 2,02

A.a.15. Costo de implementos de seguridad

Tabla 27:

Costo de implementos de seguridad

Material	Precio Unitario US\$	Vida Útil	V.G (DÍAS)	Costo x 01 Guardia US\$
Casco	5,22	3 AÑO	900	0,0058
Correa	3,42	3 AÑO	900	0,0038
Mameluco	13,6	6 MES	150	0,0907
Botas	14,14	4 MES	100	0,1414
Guantes	3,4	1 MES	25	0,1362
Casaca	18,89	4 MES	100	0,1889
Pantalón	16,48	4 MES	100	0,1648
Respirador	2,34	3 AÑO	900	0,0026
Filtro	0,18	1 SEMANA	6	0,0305
Fosforo	0,05	1 SEMANA	6	0,0077
TOTAL				0,7724

Fuente: Elaboración propia.

Costo de 2 personas/guardia = US\$ 1,54

A.a.16. Costo de aceite de perforación

0,30 m consume 6,27 cm³

32,4 m consumen: 677,16 cm³

0,677 litros

Costo de aceite AIRECO – EP – 65: US\$ 1,17/l

Costo de aceite de perforación: US\$ 1,17/l x 0,6375 l

Costo de aceite de perforación: US\$ 0,78

A.a.17. Costo de perforación

Costo de perforadora a US\$ 1 500

Vida útil de la perforadora 25 500 m

Pies perforados = 32,4 m

Costo de perforación = $\frac{\text{US\$ } 1500 \times 32,4 \text{ m}}{25\ 500 \text{ m}}$

Costo de perforación = US\$ 1,91

A.a.18. Costo de aire comprimido (energía)

Trabajo de 3 compresoras ER – 8 Atlas Copco

Producen en altura 140 467,2 l/min

Cada compresora consume 385 kwh

Perforadora SECO 250 consume 5 097,6 l/min

Velocidad de penetración 18,9 m/h

Costo US\$ 0,06 kwh

Factor de simultaneidad 0,66 (para 12 perforadoras)

Factor de explotación 75,81%

Consumo kwh = $\frac{3(385 \text{ kwh}) \cdot 5\ 097,6 \text{ l/min} \times 0,66}{140\ 467,2 \text{ l/min}}$

Consumo kwh = 27,66 kwh

Costo /h = US\$ 0,06 kwh x 27,66 kw – h

Costo/h = US\$ 1,65/h

Costo de aire comprimido = US\$ 1,65/h x 32,4 x 0,7581
18,9 m/h

Costo de aire comprimido = US\$ 2,58

Total costo de perforación = US\$ 49,07

b) Costos en voladura

Tabla 28:

Costos de materiales para voladura

Material	Dimensión	Cantidad	Costo Unitario US\$	Costo Total US\$
Emulnor 1000 (und)	2,5x30 cm	80	0,35	27,78
Detonador Carmex (und)	-	2	0,77	1,54
Mecha Rápida (m)	-	0,2	0,57	0,11
Detonador no eléctrico Fanel (und)	-	20	1,48	29,68
Pentacord (m)	-	10,00	0,26	2,57
TOTAL US\$				61,70

Fuente: Elaboración propia.

c) Costo total en perforación y voladura

$$CT = C. \text{ de perforación} + C. \text{ de Voladura}$$

$$CT = \text{US\$ } 49,07 + \text{US\$ } 61,70 = \text{US\$ } 110,77$$

$$CT = \text{US\$ } 110,77 / 13,86 \text{ t} = \text{US\$ } 7,99/\text{t}$$

d) Costo de perforación por tonelada

$$\text{Costo /t} = \text{US\$ } 49,07 / 13,86 = \text{US\$ } 3,54/\text{t}$$

e) Costo de voladura por tonelada

$$\text{Costo /t} = \text{US\$ } 61,70 / 13,86 \text{ t} = \text{US\$ } 4,45/\text{t}$$