



UNIVERSIDAD
PRIVADA
DEL NORTE

FACULTAD DE INGENIERÍA

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

“MEJORA EN LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA OPTIMIZAR COSTOS OPERACIONALES EN LA COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A. - UNIDAD PALLCA”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Gofrey Otrilla Aguirre
José David Romero Chávez

Asesor:

Ing. Elmer Ovidio Luque Luque

Cajamarca – Perú
2018

APROBACIÓN DE LA TESIS

El asesor y los miembros del jurado evaluador asignados, **APRUEBAN** la tesis desarrollada por los bachilleres **Gofrey Otrilla Aguirre y José David Romero Chávez**, denominada:

“MEJORA EN LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA OPTIMIZAR COSTOS OPERACIONALES EN LA COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A. - UNIDAD PALLCA”

Ing. Elmer Ovidio Luque Luque
ASESOR

Ing. Victor Eduardo Alvarez León
JURADO
PRESIDENTE

Ing. Rafael Napoleón Ocas Boñón
JURADO

Ing. Daniel Alejandro Alva Huamán
JURADO

DEDICATORIA

La presente tesis la dedicamos a nuestras familias por apoyarnos constantemente y confiar en que lograríamos cumplir con nuestras metas trazadas, sobre todo a nuestras madres quienes estuvieron junto a nosotros en todo momento. Así mismo la dedicamos a Dios, por darnos fe y perseverancia durante toda nuestra etapa universitaria.

Finalmente la dedicamos a todos nuestros amigos, con quienes compartimos anécdotas y un sinfín de experiencias académicas y que hoy en día son excelentes profesionales.

AGRADECIMIENTO

Un agradecimiento especial a la Compañía Minera Santa Luisa por haber permitido que realicemos nuestro trabajo de investigación en la Unidad Pallca, al Ingeniero Abel Yalico Vilca por apoyarnos y supervisar todas las pruebas de voladura realizadas.

Agradecemos al Ingeniero Elmer Luque Luque por acceder a ser nuestro asesor y guiarnos en la realización de la presente investigación.

Finalmente agradecemos a todos nuestros profesores que nos guiaron durante toda nuestra etapa universitaria y compartieron con nosotros sus mejores conocimientos, haciendo que hoy seamos unos buenos profesionales.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DE LA TESIS.....	ii
DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE DE CONTENIDOS	v
ÍNDICE DE TABLAS.....	viii
ÍNDICE DE FIGURAS	ix
INDICE DE GRÁFICOS	x
INDICE DE FOTOGRAFÍAS	xi
INDICE DE ANEXOS	xii
RESUMEN.....	xiii
ABSTRACT	xiv
CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	15
1.1. Realidad problemática.....	15
1.2. Formulación del problema.....	16
1.3. Justificación	16
1.4. Limitaciones.....	16
1.5. Objetivos.....	16
1.5.1. Objetivo General.....	16
1.5.2. Objetivos Específicos	16
CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO.....	17
2.1. Antecedentes.....	17
2.2. Bases teóricas.....	20
2.2.1. Explosivos.....	20
2.2.1.1. Tipos de reacción en función de la cinética química	20
2.2.1.2. Características de los Explosivos	21
2.2.1.3. Tipos de explosivos industriales	30
2.2.1.4. Selección de los explosivos.....	35
2.2.1.5. Accesorios de Voladura.....	35
2.2.2. Perforación	37
2.2.2.1. Perforación subterránea convencional	38
2.2.2.2. Perforación de producción en subsuelo	38
2.2.2.3. Tipos de Perforación	39

2.2.2.4.	Equipos de Perforación	40
2.2.2.5.	Componentes de un equipo de perforación	40
2.2.2.6.	Selección de equipos de perforación	40
2.2.2.7.	Condiciones de perforación.....	41
2.2.2.8.	Fallas de perforación en taladros de pequeño diámetro en subsuelo	41
2.2.2.9.	Cálculo del costo de perforación	42
2.2.3.	Voladura en excavaciones subterráneas	43
2.2.3.1.	Mecánica básica de la ruptura de la roca con explosivos.....	44
2.2.3.2.	Creación de un frente libre	45
2.2.3.3.	Voladuras de contorno controlado y Precorte en trabajos Subterráneos	47
2.2.3.4.	Ciclo básico de excavación subterránea	50
2.2.3.5.	Factores que intervienen en el sistema de avance	50
2.2.3.6.	Esquemas de Voladura en túneles	51
2.2.3.7.	Secuencia de encendido.	52
2.2.3.8.	Fallas de disparos por distintas causas.	53
2.2.4.	Cálculo de los parámetros de Perforación y Voladura para una nueva malla utilizando el Algoritmo de Roger Holmberg	54
2.3.	Definición de términos básicos.....	60
2.4.	Hipótesis.....	61
CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA		62
3.1.	Operacionalización de Variables	62
3.2.	Diseño de la investigación	63
3.3.	Unidad de estudio	63
3.4.	Población	63
3.5.	Muestra	63
3.6.	Técnicas, instrumentos y procedimientos de recolección de datos	63
3.6.1.	Técnica de recolección de datos	63
3.6.2.	Instrumentos y procedimientos de recolección de datos	63
3.7.	Métodos, instrumentos y procedimientos de análisis de datos	64
3.7.1.	Instrumentos de análisis de datos.....	64
3.7.2.	Procedimientos de análisis de datos	64
CAPÍTULO 4. GENERALIDADES.....		66
4.1.	Aspectos generales de Mina Pallca.	66
4.1.1.	Resumen Ejecutivo	66
4.1.2.	Ubicación.....	66
4.1.3.	Accesibilidad	66
4.1.4.	Geología Regional.....	67
4.1.5.	Estratigrafía	67
4.1.6.	Geología Económica.....	68
4.1.7.	Método de Explotación.....	70
4.1.8.	Operaciones unitarias en Unidad Pallca	70

CAPÍTULO 5. PROCESAMIENTO DE DATOS PARA EL NUEVO DISEÑO DE MALLA, CON DISTINTOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	71
CAPÍTULO 6. RESULTADOS.....	79
6.1. Parámetros de Perforación y Voladura.....	79
Antes de la mejora:.....	79
Propuesta de mejora:	79
1.1. Datos para el Diseño de Malla De Perforación y Voladura con nuevos parámetros. .	81
6.2. Control operativo.	82
6.2.1. Cumplimiento con el diseño de Malla.....	82
6.2.2. Cumplimiento con el diseño de Malla.....	83
6.2.3. Análisis De fragmentación.....	84
6.3. Costos obtenidos con los nuevos parámetros de Perforación y Voladura, comparados con respecto a registros anteriores a la mejora.....	86
6.3.1. Determinación de la reducción (optimización) de costos operacionales de avance en voladura.	92
6.3.2. Proyecciones de la reducción de costos para un mes y un año.	92
6.4. Avances y producción obtenida en los 2 semestres del año 2017.....	93
CAPÍTULO 7. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	95
7.1. Diferencia de costos en la mejora de avances.	95
7.2. Resultado en los avances de Perforación y Voladura.	95
7.3. Productividad	95
7.4. Indicadores de Trabajos Deficientes de Voladura.	96
7.5. Margen en el consumo de explosivos.	97
CONCLUSIONES.....	98
RECOMENDACIONES	99
REFERENCIAS.....	100
ANEXOS	102

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Resistencia al agua	28
Tabla 2: Escalas del grado de toxicidad producidas por el explosivo.....	29
Tabla 3: Ejemplo de valores propuestos para Voladuras Controladas en túnel (Smoth blasting) típicos para roca masiva y competente.....	49
Tabla 4: Indicaciones para voladuras de contorno controlado y precorte en excavaciones subterráneas.....	50
Tabla 5: Operacionalización de Variables.....	62
Tabla 6: Reservas de la Mina Pallca.....	69
Tabla 7: Datos del diseño de Malla de la labor M684	81
Tabla 8: Especificaciones técnicas del explosivo a utilizar en la voladura	81
Tabla 9: Costos de la malla de perforación y voladura anterior de la labor Zapatito (M684)	86
Tabla 10: Costos de la malla de perforación y voladura propuesta. Labor Zapatito (M684)	87
Tabla 11: Costos de la malla de perforación y voladura anterior. Labor G1151	88
Tabla 12: Costos de la malla de perforación y voladura propuesta. Labor G1151.....	89
Tabla 13: Costos de la malla de perforación y voladura anterior. Labor K1060	90
Tabla 14: Costos de la malla de perforación y voladura propuesta. Labor K1060	91
Tabla 15: Cuadro resumen de la optimización de costos	92
Tabla 16: Cuadro resumen de avances obtenidos en los diferentes meses del año 2017	93
Tabla 17: Cuadro resumen de las producciones obtenidas antes de la mejora de los parámetros y con la mejora	94
Tabla 18: Consumo actual de explosivos	97
Tabla 19: Consumo anterior del explosivo.....	97

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Tipo de reacción en función de la cinética química	20
Figura 2: Péndulo balístico (OZM Research)	22
Figura 3: Prueba Trauzl (Potencia Relativa). Norma ITINTEC 311.191	23
Figura 4: Prueba Hess. Norma ITINTEC 311-193	25
Figura 5: Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación (Ash, 1997)	26
Figura 6: Pruebas de Sensibilidad	30
Figura 7: Ejemplo de Dinamitas Pulverulentas - Exadit 60	31
Figura 8: Dinamita tipo Gelatina - Gelatinas Especial 90, 75 Gelignita	32
Figura 9: ANFO	33
Figura 10: Explosivos tipo Hidrogel	34
Figura 11: Emulsión explosiva Semexsa - E65	34
Figura 12: Accesorios de Voladura	36
Figura 13: Principios de Perforación - Mecánica de las rocas	37
Figura 14: Denominación de los taladros	39
Figura 15: Tipos de Perforación	39
Figura 16: Tipos de fisuras en las proximidades del barreno	44
Figura 17: Formación de la cavidad de un frente	45
Figura 18: Corte en abanico	45
Figura 19: Corte en cuña o en "V"	46
Figura 20: Corte de barrenos paralelos	46
Figura 21: Ejemplos de corte quemado	47
Figura 22: Voladura controlada	48
Figura 23: Efectos de una Voladura Convencional vs Voladura Controlada	49
Figura 24: Ubicación de los barrenos en Voladura Subterránea	52
Figura 25: Secuencia de iniciación de Voladuras Subterráneas (Atlas Copco)	53
Figura 26: Fallas de disparos por distintas causas	53
Figura 27: Curvas que corresponden al diámetro de broca rimadora	58
Figura 28: Ubicación Mina Pallca	66
Figura 29: Estratigrafía del Proyecto Minero	68
Figura 30: Operaciones unitarias en Mina Pallca	70
Figura 31: Diseño de Malla de Perforación y Voladura para frente. Sección 4.00x3.80m	80
Figura 32: Análisis de la fragmentación obtenida en el programa WipFrag	85

INDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Nueva distribución de carga explosiva, para un avance de perforación de 3.9m.....	82
Gráfico 2: Proyección de la reducción de costos en las 3 labores de Unidad Pallca, para un mes	92
Gráfico 3: Proyección de la reducción de costos en las 3 labores de Unidad Pallca, para un año.	93
Gráfico 4: Registro de la productividad en el año 2017	95
Gráfico 5: Indicadores de trabajos deficientes	96

INDICE DE FOTOGRAFÍAS

Fotografía 1: Pintado de la malla de perforación	83
Fotografía 2: Inspección de los taladros perforados por los jumberos Labor G1151	83
Fotografía 3: Perforando taladros rectos y evitando desviaciones, con ayuda del pintado de malla. Labor Zapatito (M684)	83
Fotografía 4: Taladros perforados con adecuados espaciamentos y burden. Labor K 1060	84
Fotografía 5: Fragmentación obtenida de la voladura realizada. Labor Zapatito (M684)	84

INDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Fotografía de apuntes de los materiales explosivos utilizados	102
Anexo 2: Fotografía de la perforación efectiva en los taladros de las labores de avance.....	103
Anexo 3: Fotografía de la medición de los espaciamentos y burden del frente con un flexómetro	103
Anexo 4: Fotografía del carguío de taladros con ANFO en el frente	104
Anexo 5: Fotografía de la instalación del equipo Minimate Pro 6.....	105
Anexo 6: Frente disparado, apilamiento del material roto con avance óptimo	105
Anexo 7: Costos fijos de equipos en la empresa Minera Santa Luisa S.A.....	106
Anexo 8: Costos unitarios de la empresa Minera Santa Luisa S.A	106
Anexo 9: Costos de acero de Perforación en avances	107
Anexo 10: Costos de acero de Perforación en sostenimiento	107
Anexo 11 : Análisis de vibraciones. Labor M684.	108
Anexo 12: Análisis de Vibración. Labor G1151.....	109
Anexo 13: Análisis de vibración. Labor K1060. Anexo 14: Análisis de Vibración. Labor G1151 ...	109
Anexo 15: Análisis de vibración. Labor K1060.....	110
Anexo 16: Análisis de vibración. Labor K1060.....	110

RESUMEN

Siendo la Industria Minera una de las actividades económicas extractivas más importantes del País. Constantemente se vienen implementando métodos, formas de cómo optimizar cada una de las actividades unitarias realizadas en dicha actividad. La Perforación y Voladura es un pilar fundamental en la minería, ya que para obtener buenos índices de producción a menores costos se necesita tener un adecuado control al momento de realizar dichas actividades, para no generar costos excesivos al momento de producir mineral.

El objetivo de la presente investigación fue mejorar los parámetros de Perforación y Voladura con la finalidad de optimizar costos operacionales en la compañía Minera Santa Luisa. Se planteó la hipótesis de que al mejorar estos parámetros no solo se reducirán costos operacionales, también se obtendrá una mayor producción, un mejor control y uso de las cargas explosivas. Para verificar nuestra hipótesis se hizo el diseño de una nueva malla de perforación, con distintos parámetros, estandarizándose así una malla de perforación de 4.00mx3.80m de sección, con una eficiencia de perforación de 3.90m, teniendo una distribución total de 35 taladros de producción, 3 taladros de alivio, 1 rompe boca y 4 taladros de alivio para el cuidado de las paredes de contorno.

Luego de ejecutarse los proyectos de voladura, los resultados obtenidos fueron favorables, en los costos operacionales de Perforación y Voladura se produjo un ahorro de 15US\$ por disparo en el consumo de explosivos, hubo un aumento en la producción del segundo semestre de 5600Tn, gracias a un mayor avance de 218.87m. El factor de carga pasó a ser de 2.38 Kg/m³, menor al que utilizaban antes de 3.51 Kg/m³. La granulometría obtenida indicó que más del 80% de material obtenido, pasa por un tamiz de 7.459 in. de acuerdo a requerimientos de mina.

Por lo que el presente trabajo justifica que mejorando los parámetros de Perforación y Voladura, la empresa Minera Santa Luisa obtendrá mejores índices de productividad y un mayor beneficio económico.

ABSTRACT

Being the Mining Industry one of the most important extractive economic activities in the country. Methods are constantly being implemented, ways to optimize each one of the unit activities carried out in said activity. Drilling and Blasting is a fundamental pillar in mining, since in order to obtain good production rates at lower costs it is necessary to have an adequate control when carrying out said activities, so as not to generate excessive costs when producing ore.

The objective of the present investigation was to improve the parameters of drilling and blasting with the purpose of optimizing operational costs in the company Minera Santa Luisa. It was hypothesized that improving these parameters will not only reduce operational costs, but also lead to a higher production of ore and better control and use of explosive charges. To verify our hypothesis, the design of a new perforation mesh was made, with different parameters, thus standardizing a perforation mesh of 4.00mx3.80m section, with a drilling efficiency of 3.90m, having a total distribution of 35 drilling holes. production, 3 relief drills, 1 mouth breaker and 4 relief drills for the care of the contour walls.

After the blasting projects were executed, the results obtained were favorable in the operational costs of drilling and blasting there was a saving of 15US \$ per shot in the consumption of explosives, there was an increase in the second half of the production of 5600 tons, thanks to a greater advance of 218.87 m. The load factor was 2.38 Kg / m³, lower than the one used before 3.51 Kg / m³. The granulometry obtained indicated that more than 80% of the material obtained passes through a sieve of 7.459 in. according to mine requirements.

Therefore, the present work justifies that by improving the parameters of drilling and blasting, the company Minera Santa Luisa will obtain better productivity indexes and a greater economic benefit.

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

En la actualidad la empresa M&B MINERÍA S.A.C viene Laborando en la Compañía Minera Santa Luisa S.A –Unidad Pallca, desarrollando labores para sus etapas de desarrollo y explotación consistentes en cruceros, chimeneas, sub niveles, tajos, rampas, frente ciego y breasting. Durante la etapa de las operaciones unitarias que realiza, dicha empresa, se han observado problemas en la Perforación y Voladura. Se han registrado durante meses consecutivos un promedio de 7 tiros cortados, 4 anillados, 9 tiros soplados y 16 casos de taqueo. Así mismo un mayor consumo de aceros para la estabilidad de las labores, lo cual es resultado de una mala voladura.

De misma forma, se ha ido afectando en el rendimiento de los metros lineales de avance que están dentro del PU (Precio unitario), el uso excesivo de explosivos y la ineficiencia de perforación han sido causantes de un incremento constante en los costos de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura, de misma manera en una disminución de la producción.

Los costos en una empresa minera es un tema de importancia porque involucran una de las actividades del planeamiento estratégico de la empresa en materia de reducción de costos manteniendo o elevando la producción...La necesidad del cumplimiento de los programas de avance de la empresa, tales como labores de exploración, desarrollo y preparación, destinadas a ejecutarlas con eficiencia, cuidando la significación de sus costos; han hecho que continuamente se vayan diseñando modalidades destinadas a mejores logros. Es más la actividad de perforación y voladura es el primer trabajo en la operación de la cual dependen muchos trabajos que se derivan de ella. (Palomino, 2016)

Ante esta problemática ocurrida en Unidad Pallca, surgió la necesidad de realizar: una mejora en los parámetros de Perforación y Voladura, un nuevo diseño de malla de perforación utilizando voladura controlada, un control en la distribución de cargas explosivas, etc.

1.2. Formulación del problema

¿De qué manera se mejorarían los parámetros de Perforación y Voladura para optimizar costos operacionales en la compañía Minera Santa Luisa S.A. – Unidad Pallca?

1.3. Justificación

Mediante la presente tesis, se busca mejorar los parámetros de Perforación y Voladura en Mina Pallca, haciendo un cambio en el diseño de malla de perforación y la secuencia de los retardos explosivos, permitiendo así tener un mejor control en la carga explosiva y una fragmentación adecuada en la voladura de avance. Como consecuencia la empresa tendrá un impacto positivo en el aspecto económico, reduciéndose los costos operacionales de Perforación y Voladura, un aumento en la producción de la Mina y una mayor seguridad para los colaboradores al momento de realizar sus actividades.

1.4. Limitaciones

Las principales limitaciones del proyecto de investigación que tendrá 2 etapas de campo y gabinete son:

- Conseguir los permisos de acceso a las diferentes labores de Mina.
- La compleja interpretación de fórmulas utilizadas para cálculos de los parámetros de Perforación y Voladura.

1.5. Objetivos

1.5.1. Objetivo General

Mejorar los parámetros de Perforación y Voladura para optimizar costos operacionales en la compañía minera Santa Luisa S.A. – Unidad Pallca.

1.5.2. Objetivos Específicos

- Realizar un control operativo de las actividades unitarias de Perforación y Voladura.
- Determinar la reducción de los costos operacionales, en \$, con la mejora de los parámetros de Perforación y Voladura.
- Comparar en toneladas las producciones y los avances obtenidos antes y después de mejorar los parámetros de Perforación y Voladura.

CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

Oscar Jáuregui (2009); en su tesis “Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la optimización de los Estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura”, manifiesta que: La perforación y Voladura en frentes y tajos, presenta problemas en lo que respecta al avance obtenido (tanto en metros de avance obtenidos producto del disparo o en las toneladas rotas obtenidas producto también del disparo), debiéndose esto a la falta de control en el diseño de malla de perforación (delineando o marcado de los puntos donde se debe perforar cada taladro, en base al espaciamiento y burden establecido), control del modo de perforación (paralelismo entre taladros y con la estructura mineralizada, perforación completa penetrando todo el barreno de perforación), control de la distribución de la carga explosiva en la mina y adecuada secuencia de salida explosiva en la voladura.

Otro grave problema generalizado en la mina está en el manipuleo de explosivos, es decir la distribución de la carga explosiva en mina, la cual se debe a que los supervisores de operaciones piden una cantidad excesiva de explosivos (debido a la falta de capacitación y entrenamiento en temas de perforación y voladura) al polvorín y el remanente de mina no se interna nuevamente al polvorín.

Mayra Pacahuala (2015); en su tesis “Reducción de Costos Operativos en desarrollos mediante actualización de Estándares en Perforación y Voladura, caso de la empresa especializada MINCOTRALL S.R.L.”, llegó a las siguientes conclusiones:

- La actualización de los estándares, de 6 pies a 8 pies, en la operación unitaria de perforación y voladura influyó positivamente para la disminución de 348 a 311 US\$/ML en frente de avance.
- Con los nuevos estándares actualizados se logró disminuir en un 10%, respecto a los costos unitarios de perforación y voladura, monto significativo que permitirá a la empresa ahorrar para gastos de capital.
- Los rendimientos y la productividad han sufrido resultados muy favorables para la empresa especializada en un 41% aproximadamente, para los trabajos de perforación y voladura; expresado por el consumo racional de barrenos y explosivos.

Rudy Chipana (2015); en su tesis “Diseño de Perforación y Voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata Minera Calquis – Corporación Minera Ananea S.A.”, concluye que:

- Con la determinación del diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada, se ha reducido los costos en la ejecución de la Galería Progreso de US\$ 294,9 a US\$ 235,64.

- Con el nuevo diseño de malla adecuada de perforación, se ha reducido los costos de perforación de US\$ 98,48 a US\$ 87,25. Implicando a estandarizar los burdenes y espaciamentos en el frente de la Galería Progreso de la contrata minera Cavilquis.
- El factor de carga ha disminuido de 2,89 kg /m³ a 1,8 kg /m³ con respecto a la anterior malla de perforación en la Galería progreso de la contrata minera Cavilquis.
- Con la determinación de la carga explosiva óptima se ha reducido los costos de voladura de US\$ 196,42 a US\$ 148,39.

Carlos Ayamamani (2016); en su tesis “Diseño de Perforación y Voladura y su incidencia en los costos unitarios en Balcón III de la Corporación Minera Ananea S.A.”, tiene como objetivo principal mejorar la malla de perforación y Voladura para que tenga un impacto positivo en la reducción de costos unitarios. Logrando Obtener una reducción en el costo total de Perforación y voladura de 3.58 US\$/TM, siendo este costo de 14.34 US\$/TM, una reducción de 4 taladros en el diseño de malla de perforación, mejorando el avance, el perfil de la sección de la Galería 325. Lo cual es favorable para la compañía minera, ya que se obtienen mejores índices de productividad.

Henry Palomino (2016); en su tesis “Optimización del proceso de Perforación y Voladura en las labores de desarrollo, para mejorar la eficiencia en compañía Minera Poderosa S.A.”, manifiesta que si se requiere optimizar una operación minera, se debe tratar de mejorar todas las operaciones unitarias, pero darle una importancia mayor a la perforación y voladura; que conforman un binomio y que tienen una incidencia directa en la rentabilidad de cualquier operación minera. Ante lo manifestado el autor llega a las siguientes conclusiones:

- El avance lineal anteriormente era de 1.53 ml. Por disparo. Hoy con la técnica mejorada se está avanzando 1.66 ml. Por disparo. 6.
- La eficiencia de perforación en el sistema convencional mejoro de un 90 % a 97%.
- En costos de perforación y voladura para el sistema convencional de 285.27 \$/m a 253.64 \$/m con un ahorro total de 31.62 \$/m.
- Con la nueva mejora se redujo la desviación de taladros de 12.91 cm a 4.04 cm.

Pedro Condori (2017); en su tesis “Evaluación, Mejoramiento de rendimientos operativos y actualización de precios unitarios en la ejecución del crucero 500 – Mina Yanaquihua – Arequipa”, manifiesta que la mejora del ciclo de minado y la reducción de costos es posible mediante el incremento de la productividad y del rendimiento en la perforación y voladura, esto como consecuencia de mejorar la malla de perforación y/o voladura, a través de una perforación que cumpla con el burden, espaciamento, inclinación, longitud del taladro establecidos, utilizar bien las características propias de la máquina de

perforación y el tipo de roca; en voladura se debe realizar un adecuado consumo de explosivos que se vea reflejado en un factor de carga y/o potencia establecido y que es técnicamente acorde con el diámetro de la broca, burden, espaciamiento, longitud del taladro, condición del terreno (presencia de agua), características de la roca. Del mismo modo se debe entender y tomar en cuenta claramente las propiedades y características de los explosivos y accesorios de voladura. Llegando así el autor a las siguientes conclusiones:

- Con el rediseño de la malla de perforación y la distribución de la carga explosiva en la ejecución del Crucero 500 de la mina Yanaquihua se han reducido los costos de la voladura, disminuyendo el número de cartuchos de dinamita de 273 a 245 por disparo.
- El nuevo diseño de malla de perforación ha reducido el número de taladros cargados con explosivos, de 41 taladros a 35 taladros y en la voladura ha reducido el consumo de explosivo de 21,90 kg /disparo a 20,55 kg /disparo.
- El costo total de perforación y voladura de 845,90 S./ml de avance anterior del Crucero 500 y el costo actual de 637,56 US\$/ml del mismo Crucero, significa un ahorro de 208,34 S./ml, se plantea un avance de 500 m faltantes haciendo un ahorro total del proyecto de S/. 104,170.000.

2.2. Bases teóricas.

2.2.1. Explosivos

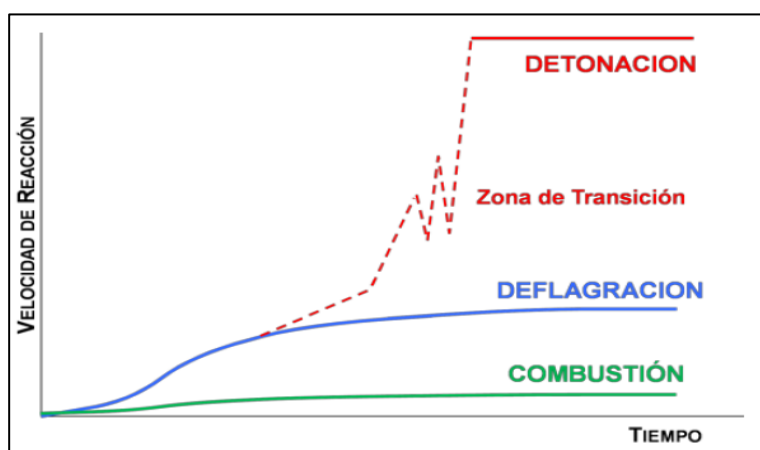
Son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de óxido- reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de microsegundo, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones. (Exsa, 2014, p.09)

El objetivo esencial de la utilización de un explosivo en el arranque de rocas consiste en disponer de una energía concentrada químicamente, situada en el lugar apropiado y en cantidad suficiente, de forma que liberada de un modo controlado, en tiempo y espacio, pueda lograr la fragmentación de material rocoso. (Pernia Llera, López Jimeno, Ortiz de Urbina y López y Jimeno, 2003, p.99)

2.2.1.1. Tipos de reacción en función de la cinética química

El impulso energético aplicado a las moléculas de un explosivo genera fuerzas que, superando las de atracción entre los átomos, hace que las moléculas se disocien y a continuación se reagrupen en formas más estables. La energía liberada en esta reacción exotérmica, en forma de onda de presión y alta temperatura, provoca la sucesiva disociación de las moléculas adyacentes, de forma que la reacción se propaga a todas las partículas. Por otro lado, la velocidad con que se efectúa esta propagación puede estabilizarse hasta alcanzar un cierto valor. De esta forma, la reacción de oxidación se puede dividir en tres tipos de reacción en función de la velocidad a la que se produce. (Bernaola Alonso, Castilla Gómez y Herrera Herbet, 2013, p.66)

Figura 1: Tipo de reacción en función de la cinética química



Fuente: Bernaola Alonso, Castilla Gómez y Herrera Herbet, 2013

a) Combustión

La combustión es una reacción química de oxidación en la que generalmente se desprende una gran cantidad de energía. La velocidad de reacción es menor de 1 m/s y se puede observar a simple vista la reacción en forma de llama. (Bernaola et al., 2013, p.67)

b) Deflagración

Es un proceso exotérmico en el que la transmisión de la reacción de descomposición se basa principalmente en la conductividad térmica. Es un fenómeno superficial en el que el frente de deflagración se propaga por el explosivo en capas paralelas, a una velocidad baja, que generalmente no supera los 1000 m/s. (Exsa, 2014, p.09)

c) Detonación

La detonación es una combustión supersónica que se caracteriza porque genera una onda de choque. En ese frente de onda se generan altos gradientes de presión y temperatura, ya que la reacción química se produce instantáneamente.

La velocidad de reacción suele estar comprendida entre 1.500 y 9.000 m/s, y la onda de presión producida sería del orden de 105 atmósferas. Cabe destacar que la circunstancia que parece determinar cuál de los dos procesos descritos (deflagración o detonación) tendrá lugar es el sentido del movimiento de las moléculas gaseosas que son producto de las primeras reacciones. En el caso de la detonación, se moverían preferentemente en el mismo sentido de la propagación, potenciándola, mientras que en el caso de la deflagración lo harían en sentido contrario, atenuándola. (Bernaola et al., 2013, p.67)

2.2.1.2. Características de los Explosivos

Bernaola et al. (2013) refieren que la selección del explosivo más idóneo para un fin determinado, supone conocer las características de cada explosivo y, a partir de ellas, elegir el más adecuado al tipo de aplicación que se precise. Las características básicas de un explosivo son las siguientes:

a) Potencia Explosiva

Se puede definir la potencia explosiva como la capacidad que posee el explosivo para quebrantar la roca. En realidad, se trata de la energía del mismo aprovechada en la voladura. Esta característica depende fundamentalmente de la composición del explosivo, pudiendo optimizarse con la adecuada técnica de voladura. (Bernaola et al., 2013)

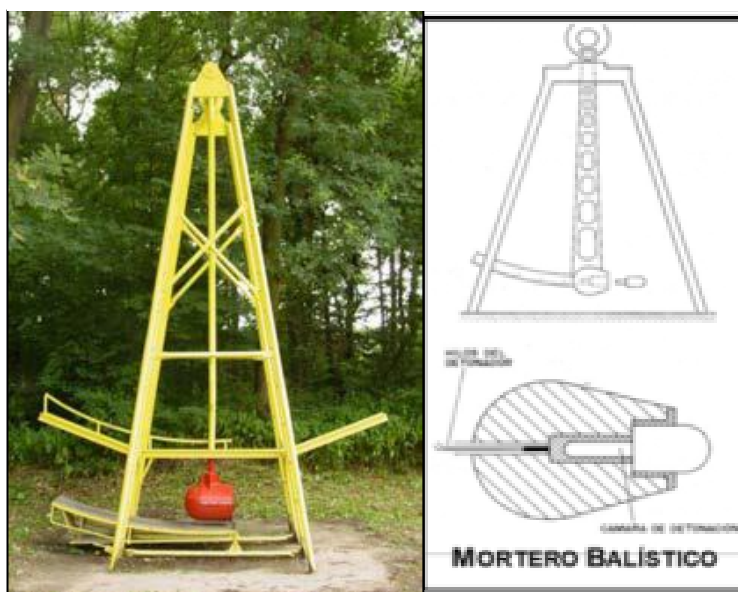
Existen diferentes formas de expresar la potencia (Strength) de un explosivo. En las antiguas dinamitas (Straight dynamites) era el porcentaje de nitroglicerina el parámetro de medida de la potencia. Posteriormente, con la sustitución parcial de la nitroglicerina por otras sustancias, y la realización de ensayos comparativos de laboratorio, se pasó a hablar de Potencia Prelativa por Peso (Relativ Weight Strength) y Potencia Relativa por Volumen (Relative Bulk Strength). Así, es frecuente referir la potencia de un explosivo en tantos por ciento de otro que se toma como patrón, Goma pura, ANFO, etc., al cual se le asigna el valor 100. (Pernia et al., 2003).

Los métodos más usados para valorar la potencia de un explosivo son:

I. Péndulo Balístico

También conocido como mortero balístico por su nombre en inglés, "ballistic mortar". Es un método que permite medir la potencia de un explosivo por comparación en forma de tanto por ciento en relación a la "goma pura" (que es una mezcla de NG y NC en determinada proporción) y que se utiliza como patrón y a la que se asigna el valor 100%. Este ensayo es solo práctico para explosivos sensibles al detonador y que sean de pequeño diámetro crítico (Bernaola et al., 2013)

Figura 2: Péndulo balístico (OZM Research)



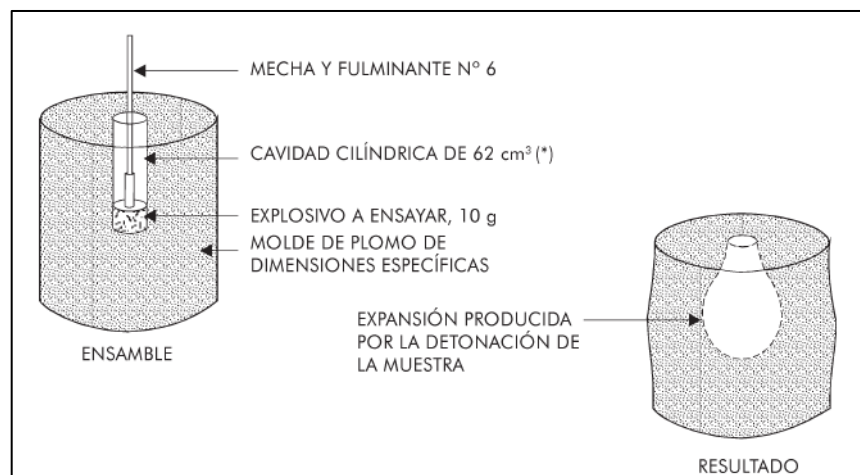
Fuente: Bernaola et al., 2013

II. Método Traulz

Determina la capacidad de expansión que produce la detonación de 10g de explosivo en el interior de un bloque cilíndrico de plomo. La diferencia entre el volumen total obtenido y el volumen inicial de 62 cm^3 da el valor Traulz real. Como los explosivos más potente tienden a dar un incremento de volumen mayor que el que corresponde a su potencia real, el CERCHAR definió el Coeficiente de Utilización Práctica "C.U.P." que se basa en la comparación de pesos explosivos " c_{ex} " que producen volúmenes iguales al de una carga patrón de 10 ó 15 g de ácido pícrico. (Pernia et al., 2003).

$$\text{C.U.P.} = \frac{15}{c_{ex}} \times 100$$

Figura 3: Prueba Traulz (Potencia Relativa). Norma ITINTEC 311.191



Fuente: Exsa, 2014

Pernia et al. (2003) refieren que los dos procedimientos descritos dan buenos resultados con los explosivos tipo dinamita, pero no son aplicables a agentes explosivos, como el ANFO o los hidrogeles, debido a:

- El pequeño diámetro utilizado en el péndulo (30mm) y en el ensayo Traulz (25mm), pues son inferiores al diámetro crítico de esos explosivos.
- El retacado de 2cm que se emplea en el ensayo Traulz es proyectado por gases antes de que esos efectúen un trabajo efectivo.
- En el mortero la carga se encuentra desacoplada.

- Y sobre todo, esas pruebas sólo son adecuadas cuando los explosivos son sensibles a la iniciación por detonadores y los tiempos de reacción son pequeños.

b) Poder rompedor

El poder rompedor es una característica del explosivo que indica la capacidad de quebrantar la roca debida exclusivamente a la onda de detonación y no al conjunto de la onda de detonación más la presión de los gases (que es medida de potencia). (Pernia et al., 2003, p.75)

Según Exsa (2014) Es el efecto “demoledor” o “tritrador” que aplica el explosivo sobre la roca para iniciar su rompimiento. Como factor dinámico de trabajo es consecuencia de la onda de choque y está vinculado a la densidad y a la velocidad de detonación que muchas veces se utiliza como base comparativa. Se determina experimentalmente mediante la prueba “Hess”, que expresa en milímetros el aplastamiento que sufre un molde de plomo cilíndrico, de dimensiones determinadas por efecto de la explosión de 100g de explosivo que se dispara colocado sobre un disco de acero encima del bloque de plomo. (p.38)

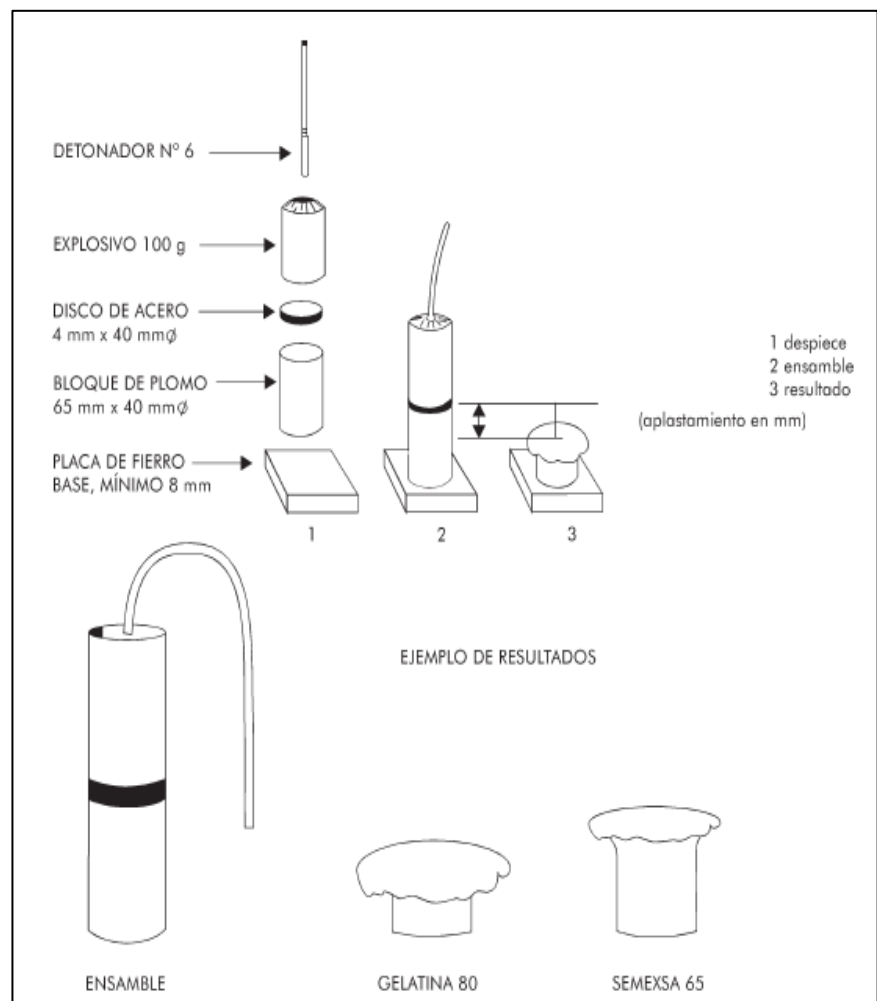
- Prueba de Hess:

Se efectúa por el aplastamiento de un cilindro de plomo de 65 mm de altura y 40 mm de diámetro mediante el disparo de una masa de 100 gramos de explosivo colocada encima del cilindro. La diferencia entre su altura original y la que obtiene después del aplastamiento se mide en milímetros, siendo este valor el índice de brisance o poder rompedor. Los valores obtenidos también se comparan con la gelatina explosiva como patrón, que produce alrededor de 25mm de aplastamiento. (Exsa, 2014, p.39)

“Brisance es el efecto de impacto que tritura la roca y Trauzl el efecto de expansión y empuje del material roto, para desplazarlo y formar la pila de escombros” (Exsa, 2014. p.39)

Exsa (2014) refiere que dos explosivos de diferentes tipos pueden tener la misma potencia relativa por peso, pero con diferente valor de Hess, como es el caso de la Gelatina Especial 90 y la Semexsa 65 (con potencia de 75% para ambas), con valores de Hess de 20 mm y 17 mm; lo que hace que la gelatina tenga un mayor poder rompedor o triturador.

Figura 4: Prueba Hess. Norma ITINTEC 311-193



Fuente: Exsa, 2014

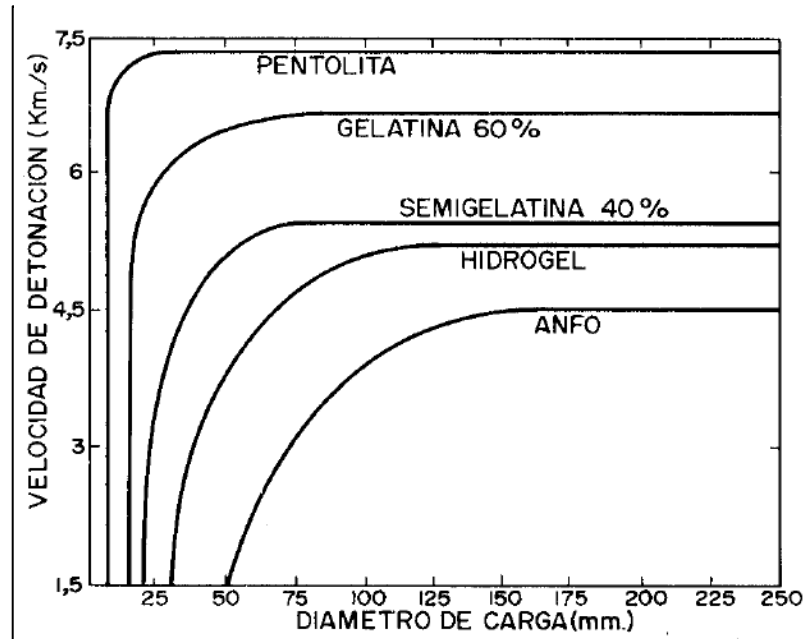
c) Velocidad de detonación

La velocidad de detonación es una característica a tener en cuenta en la elección del explosivo. Se optará por explosivos que detonan lentamente, dando lugar a que su energía se desarrolle de forma progresiva, cuando se vuelen rocas blandas o se requiera una fragmentación gruesa, mientras que se debe escoger explosivos dotados de elevada velocidad de detonación cuando se pretendan fragmentaciones más intensas en rocas duras. (Bernaola et al., 2013, p.77)

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo, y por tanto es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía. Es también la velocidad con que viaja la onda a lo largo de la columna explosiva, sea al aire libre o en confinamiento dentro de un taladro de voladura. Los factores que afectan a la "VD" son: la densidad de la carga,

el diámetro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento del explosivo.
(Exsa, 2014. p.40)

Figura 5: Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación (Ash, 1997)



Fuente: Pernía et al., 2003

d) Densidad de encartuchado

Es la relación entre la masa y el volumen de un cuerpo, expresada en g/cm^3 . Prácticamente expresa la masa en gramos de una sustancia contenida en un volumen de 1 cm^3 . En los explosivos tiene influencia determinante sobre la velocidad de detonación y la sensibilidad. (Exsa, 2014. p.47)

Bernaola et al. (2013) manifiestan que la densidad es una característica muy importante de los explosivos industriales. Depende del tipo de componentes empleados en su fabricación, ya que cuanto mayor es la densidad del explosivo, mayor es la concentración de carga para un diámetro de barreno determinado. (p.80)

La densidad de la mayoría de los explosivos varía entre $0,8$ y $1,6\text{ g/cm}^3$, y al igual que con la velocidad de detonación cuanto mayor es, más intenso es el efecto rompedor que proporciona...La densidad de un explosivo es un factor importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para una voladura. Por regla general, en el fondo de los barrenos, que es donde se necesita mayor concentración de energía para el arranque de la roca, se utilizan explosivos más densos como son los gelatinosos e hidrogel,...

mientras que en las cargas de columna se requieren explosivos menos densos, como son los pulverulentos y los de base ANFO. (Pernia et al., 2003, p.11)

La densidad de carga está definida por la siguiente formula:

$$dc = (Q \times 1.97) / ((\phi)^2 \times L)$$

Donde:

- dc : Densidad de carga, en g/cm.
Q : masa del explosivo en el taladro, en kg.
 ϕ : Diámetro del taladro, en pulgadas.
L : longitud de la carga, en m.

e) Diámetro crítico

“Es el diámetro de una carga cilíndrica por debajo del cual la onda de detonación no se propaga o lo hace a una velocidad muy inferior a la nominal” (Bernaola et al., 2013, p.81).

f) Masa crítica

“Es la mínima cantidad de explosivo que se necesita para que se produzca la detonación por efecto de una llama” (Bernaola et al., 2013, p.81).

g) Resistencia al agua

Se entiende por resistencia al agua a la característica por la cual un explosivo, sin necesidad de cubierta especial, mantiene sus propiedades inalterables durante un periodo de tiempo en contacto con el agua. Las dinamitas gelatinosas, hidrogeles y emulsiones resisten perfectamente cuando son cargados en barrenos con agua y por ellos permiten su utilización en barrenos con agua en su interior. Sin embargo, los productos pulverulentos y Anfos no resisten al agua por el carácter soluble del nitrato amónico. (Bernaola et al., 2013, p.81)

El comportamiento de cualquier explosivo ante la humedad o el agua depende de los elementos que entren a formar parte de su composición y de su propia constitución.

Los fabricantes de explosivos pueden describir la resistencia al agua de dos formas. Una forma es usar términos tales como excelente, bueno, regular o malo (Tabla 1). Cuando se encuentra agua en las operaciones de voladuras, un explosivo catalogado por lo menos como regular debe seleccionarse y debe dispararse lo más pronto posible después de cargado. Si el explosivo va a estar en contacto con el agua por un periodo considerable de tiempo, es aconsejable seleccionar un explosivo catalogado por lo menos como bueno.

Si las condiciones de agua son severas y el tiempo de exposición es significativo, un responsable de voladuras prudente debe seleccionar un explosivo como uno excelente resistencia al agua. Los explosivos con resistencia al agua mala no deben usarse en barrenos húmedos.

Tabla 1: Resistencia al agua

Tipo	Resistencia
Dinamita Granulada	Mala a Buena
Dinamita Gelatina	Buena o Excelente
Emulsión Encartuchada	Muy Buena
Emulsión a Granel	Muy Buena
ANFO Colocado Neumáticamente	Mala
ANDO Vaciado	Mala
ANFO Encartuchado	Muy Bueno “
ANFO Pesado	Mala o Muy Bueno

Fuente: Konya y Albarrán N, 1998

La segunda forma de catalogar la resistencia al agua de los explosivos es por números. Por ejemplo: la resistencia al agua clase 1 indica una tolerancia al contacto con el agua por 72 horas sin deterioro; la Clase 2 -48 horas, Clases 3 – 24 horas y Clase 4 – 12 horas. El método descriptivo de catalogar la resistencia al agua es el más comúnmente usado en las hojas técnicas de los productos explosivos. En general, el precio de un producto está relacionado con la resistencia al agua. Entre más resistencia tenga el explosivo, mayor será el precio (Konya y Albarrán N, 1998, p.26-27).

h) Calidad de humos

La detonación de todo explosivo comercial produce polvo, vapor de agua (H₂O), óxidos de nitrógeno (NO- NO₂) óxidos de carbono (CO - CO₂) y eventualmente gases sulfurosos (H₂S, SO₃ y AlO₂) si contenía azufre o aluminio. Entre gases inocuos generados hay siempre cierto porcentaje de productos irritantes tóxicos o letales llamados en conjunto “humos”, como el monóxido de carbono y bióxido de nitrógeno. De acuerdo a la proporción contenida de estos gases tóxicos se ha establecido escalas de clasificación por grado de toxicidad para la exposición del personal trabajador después del disparo, teniendo como ejemplo a la siguiente del USBM (Buro de Minas de USA)

Tabla 2: Escalas del grado de toxicidad producidas por el explosivo

CATEGORÍA	VOLOMEN DE GASES NOCIVOS (CO, NO ₂)
1 ^{ra}	de 0 a 0,16 pie ³
2 ^{da}	de 0,16 a 0,33 pie ³
3 ^{ra}	de 0,33 a 0,67 pie ³
Cuya equivalencia métrica según el ISO es:	
CATEGORÍA	VOLOMEN DE GASES NOCIVOS (CO, NO ₂)
1 ^{ra}	de 0 a 4,53 dm ³
2 ^{da}	de 4,53 a 9,34 dm ³
3 ^{ra}	de 9,34 a 18,96 dm ³

Fuente: Exsa, 2014

Estas cifras se refieren a los gases producidos por el disparo de ensayo de cartucho de 1 1/4" x 8" (200g) con su envoltura de papel, en la denominada "cámara" o "bomba Bichel". Según esta categorización del USBM aceptada por el Instituto de Fabricantes de Explosivos (EMI, ISEE) y otras instituciones, los explosivos de primera categoría pueden ser empleados en cualquier labor subterránea, los de segunda solo en las que garantizan buena ventilación, y los de tercera sólo en superficie. Tal es el caso que el empleo de ANFO y otros nitrocarbonatos granulares en minería subterránea requiere de un permiso oficial del Ministerio de Energía y Minas. (Exsa, 2014. p.45)

i) Sensibilidad

Es una medida de la facilidad con la que se puede iniciar una reacción explosiva fortuita o no prevista. El que un explosivo sea más o menos sensible depende de su composición molecular, densidad, confinamiento, tratamiento recibido, tamaño y distorsión de sus cristales, incremento de temperatura y otros factores.

Los explosivos son sensibles en mayor o menor grado a diferentes factores externos, que pueden ocasionar su disparo eventual o prematuro o, por lo contrario, desensibilizarlos. Entre ellos tenemos:

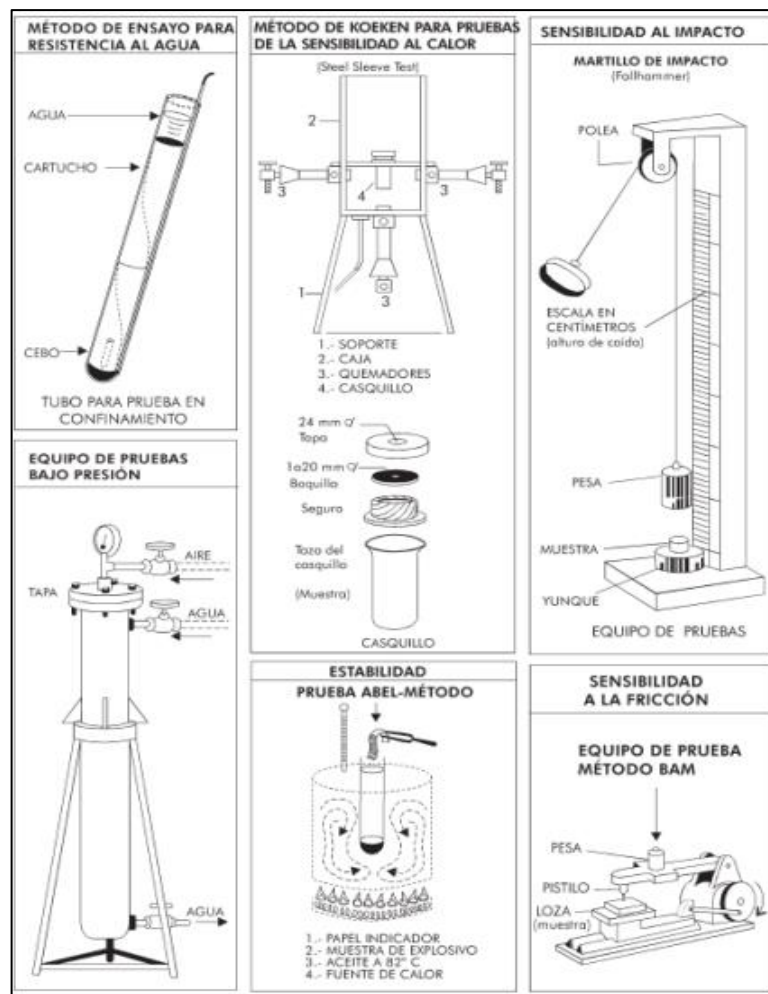
- Al efecto mecánico (stress), como impacto y fricción.
- A la temperatura ambiente (calor y frío extremos).
- A la chispa eléctrica y no eléctrica, al fuego.
- A la humedad prolongada.

- A la carga iniciadora (detonador o cebo), a las balas y otros medios.
(Exsa, 2014. p.50)

j) Estabilidad química

La estabilidad química de un explosivo es su aptitud para mantenerse químicamente inalterado con el paso del tiempo. La estabilidad está garantizada si las condiciones de almacenamiento y el periodo de almacenamiento son los adecuados y correctos, permitiendo al usuario tener un producto totalmente seguro y fiable para los trabajos de voladura. (Bernaola et al., 2013, p.85)

Figura 6: Pruebas de Sensibilidad



Fuente: Exsa, 2014

2.2.1.3. Tipos de explosivos industriales

Los diferentes tipos de explosivos que se utilizan en labores subterráneas pueden agruparse en las siguientes familias:

1. Dinamita

Este tipo de explosivos, reciben su nombre por su consistencia gelatinosa y se obtiene al mezclar nitroglicerina/nitroglicol (NG) con nitrocelulosa. Esta mezcla es aún más energética que el propio NG. Lleva en su composición, como elemento predominante, el nitrato amónico, además de combustibles y otros aditivos minoritarios. (Bernaola et al., 2013, p.98)

1.1. Dinamita pulverulenta

Bernaola et al. (2013) refieren que la Dinamita pulverulenta está compuesta básicamente por nitrato amónico, un combustible que corrige su exceso de oxígeno y una pequeña cantidad (generalmente próxima a un 10% de un sensibilizador, que puede ser nitroglicerina, trinitrotolueno o una mezcla de ambos. Todas ellas debido a su contenido en nitrato amónico presentan las características siguientes:

- Baja potencia.
- Densidad media/baja (de 1,0 a 1,2).
- Regular o mala resistencia al agua.
- Velocidad de detonación a 2000 a 4000 m/s.
- Poca sensibilidad al chope o a la fricción.

Por todo ello son explosivos recomendables en rocas de dureza media-baja sin presencia de agua. (p.98)

Figura 7: Ejemplo de Dinamitas Pulverulentas - Exadit 60



Fuente: Exsa, 2015

1.2. Dinamita gelatinosa

Bernaola et al. (2013) manifiestan que una forma de corregir la mala resistencia al agua de las dinamitas pulverulentas y, al mismo tiempo, aumentar su potencia, es incrementar su contenido de Nitroglicerina (o Nitroglicol) y añadir una cierta cantidad de nitrocelulosa, que actúa como gelificante, formando una pasta gelatinosa.

Existen diversas modalidades en función de su contenido de Nitroglicerina (o Nitroglicol), pero todas ellas se caracterizan por:

- Elevada potencia.
- Alta densidad (de 1,4 a 1,5). Buena o excelente resistencia al agua.
- Alta velocidad de detonación (de 4000 a 7000 m/s).
- Cierta sensibilidad al choque o a la fricción.

Por todo ello son explosivos recomendables en rocas de dureza alta incluso con presencia de agua. (p.99)

Figura 8: Dinamita tipo Gelatina - Gelatinas Especial 90, 75 Gelignita



Fuente: Exsa, 2015

2. ANFO

Estos explosivos están constituidos fundamentalmente por nitrato amónico y un producto combustible líquido (aceite mineral), si bien, de acuerdo con las aplicaciones a que se les destina, pueden llevar incorporado un combustible sólido u otro aditivo que les confiera propiedades especiales.

El ANFO es un material granulado, por lo que una de las ventajas más importantes de estos productos es la posibilidad de realizar la carga a granel del mismo. Otra de sus mayores ventajas es la seguridad en el manejo y el buen rendimiento en voladura de rocas blandas o muy fracturadas, pues su detonación produce un gran volumen de gases. Por el contrario, el principal inconveniente es su nula resistencia al agua y en túneles la generación de gases nocivos, que limitan su uso a labores bien ventiladas. . (López Jimeno, López Jimeno y García Bermúdez, 2014, p.221)

Figura 9: ANFO



Fuente: Exsa, 2015

3. Hidrogeles

Los hidrogeles o papillas explosivas son composiciones formuladas a base de un oxidante, generalmente nitratos inorgánicos, y de un reductor con suficiente defecto de oxígeno, junto con gelatinizantes y estabilizantes, que le dan una buena consistencia e impiden la difusión en su interior del posible agua exterior, por lo que resiste muy bien a la humedad y el agua en los barrenos. Estos geles explosivos son muy seguros ante estímulos subsónicos, sus humos son muy poco tóxicos y tienen elevada potencia, por todo ello se emplean en túneles cada vez con más frecuencia (López et al., 2014, p. 224)

Figura 10: Explosivos tipo Hidrogel



Fuente: Maxam, 2015

4. Emulsiones

Las emulsiones explosivas son de tipo “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua, básicamente constituida por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa, que son microgotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

Las principales características de la Emulsión son:

- Excelente resistencia al agua
- Alta velocidad de detonación (4800 a 5200 m/s)
- Bombeable a baja temperatura
- Vida útil promedio (6 meses)
- Factible de incrementar su energía con Al ó Prills de NA.
- Puede ser fabricada en proceso continuo.
- Ideal para taladros inundados y para roca dura, competente. (Exsa, 2014. p.27)

Figura 11: Emulsión explosiva Semexsa - E65



Fuente: Exsa, 2015

5. Explosivos de seguridad

Los explosivos de seguridad son aquellos que se emplean en minería de carbón con presencia de gases inflamables (grisú) o polvo de carbón. Debido a sus características, su uso está restringido a estas aplicaciones. Existen explosivos de seguridad gelatinosos, pulverulentos, tipo hidrogel y en la actualidad se está desarrollando un explosivo de seguridad tipo emulsión: sin embargo, por sus características intrínseca, los explosivos tipo ANFO no pueden emplearse en labores clasificadas de minas de interior con gas o polvo de carbón. (López et al., 2014, p. 226)

Especialmente preparados para uso de minas de carbón con ambiente inflamable, su principal característica es la baja temperatura de explosión, la que se obtiene con la adición de componentes o aditivos inhibidores de llama, como algunos cloruros,...Por el tipo de carbón antracítico predominante en las minas del Perú y por su relativa superficialidad, no se reporta significativa presencia de grisú o de polvos inflamables, como ocurre por ejemplo en Europa, Sudáfrica, India y Norteamérica, donde es forzado y obligatorio el empleo de explosivos permisibles. (Exsa, 2014. p.27)

2.2.1.4. Selección de los explosivos

Uno de los grupos de variables controlables por los técnicos en las voladuras es el constituido por los explosivos. La selección del tipo de explosivos forma parte importante del diseño de una voladura y por consiguiente de los resultados a obtener. Los usuarios de explosivos a menudo caen en la rutina y en el espejismo de unos costes mínimos de arranque sin tener en cuenta toda una serie de factores que son necesarios analizar para una correcta selección como lo son:

- Precio del explosivo
- Diámetro de carga
- Características de la roca
- Volumen de roca a volar
- Presencia de agua
- Condiciones de seguridad
- Atmósferas explosivas
- Problemas de suministro. (Pernia et al., 2003, p.131)

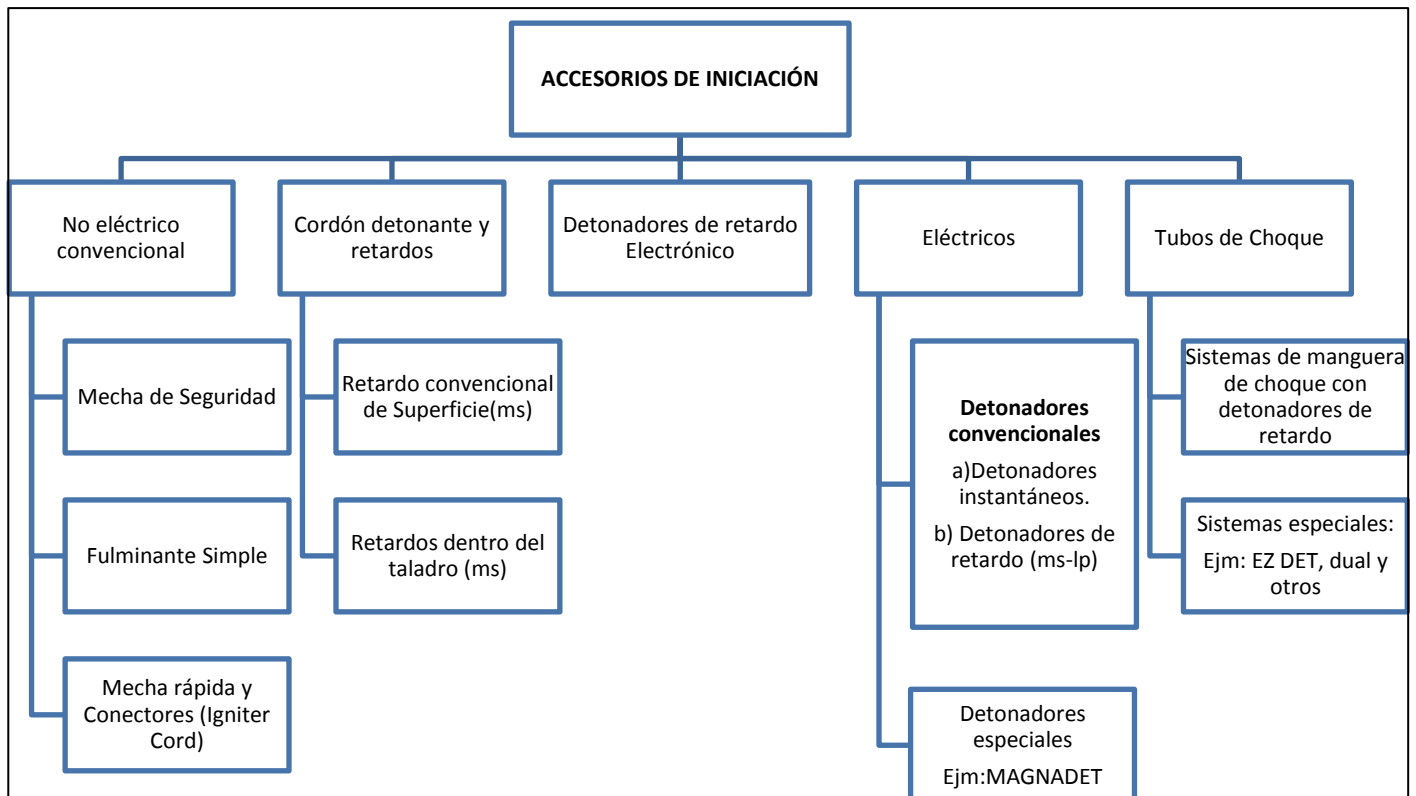
2.2.1.5. Accesorios de Voladura

Bernaola et al. (2013) manifiestan que en todos aquellos trabajos en los que se emplean explosivos, tanto en minería como en obra civil, es necesario que la detonación se inicie correctamente. Para ello, es necesario conocer

aquellos medios y técnicas que permiten iniciar la reacción en régimen de detonación, la iniciación de explosivos y, de forma subsiguiente, la iniciación de voladuras de manera que produzca la detonación de un conjunto de barrenos con un orden determinado. Para explosivos que sean sensibles a la acción. (p.109)

Los mismos autores expresan que para explosivos que sean sensibles a la acción de un detonador, la iniciación puede realizarse introduciendo un detonador en el interior de un cartucho, al que se denominará cartucho cebo, y que estará en contacto con el resto de la carga. También puede hacerse adosando un cordón detonante a la carga explosiva, el cual a su vez se iniciará con un detonador, transmitiéndose la detonación a la citada carga.

Figura 12: Accesorios de Voladura



Fuente: Exsa, 2015

Nota: Los accesorios de voladura utilizados para las diferentes labores en Unidad Pallca son los siguientes:

- En Desquinche: Fulminantes, Guía de seguridad, Cordón detonante, Faneles de Periodo corto (MS).
- Breasting: Fulminantes, Guía de seguridad, Cordón detonante, Faneles de periodo corto(MS),
- Avance: Fulminantes, Guía de seguridad, Cordón detonante, Faneles de periodo corto (Ms) y Faneles de Periodo Largo (Lp)

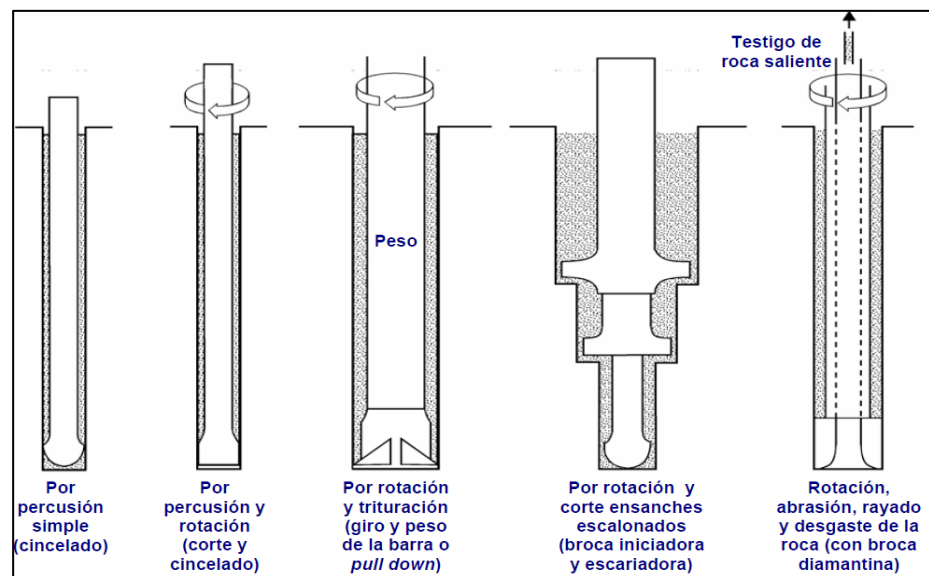
2.2.2. Perforación

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar el explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes. Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el aislamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo. (Exsa, 2014. p.79)

La perforación se efectúa por los siguientes medios:

- Percusión, con efecto de golpe y corte como el cincel y martillo. Ejemplo, el proporcionado por los martillos neumáticos pequeños y rompepavimentos.
- Percusión, con efecto de golpe, corte y giro, como el producido por las perforadoras neumáticas comunes, tradrills, jumbos hidráulicos.
- Rotación con efecto de corte por fricción y rayado con material muy dura (desgaste de la roca, sin golpe), como el producido por las perforadoras diamantinas para exploración.
- Fusión (jet piercing) mediante un dardo de llama que funde roca y mineral extremadamente duro como la taconita (hierro), método aplicado en algunos yacimientos de hierro de Norteamérica. (Exsa, 2014. p.79)

Figura 13: Principios de Perforación - Mecánica de las rocas



Fuente: Exsa, 2014

2.2.2.1. Perforación subterránea convencional

Se realiza con taladros paralelos o taladros en ángulo, atacando directamente al frontón o cara libre frontal con el principio de túnel (banco circular), con un grupo de taladros de arranque que formarán una cavidad inicial, seguida del resto de taladros de rotura distribuidos alrededor del arranque, delimitándose la sección o área del frontón con los taladros periféricos. Sección o área del frontón con los taladros periféricos. La profundidad del avance (longitud de taladros) está limitada por el ancho de la sección. (Exsa, 2014. p.79)

2.2.2.2. Perforación de producción en subsuelo

Según Exsa (2014) hace referencia a que la perforación de rebajes o tajeos para corte y relleno ascendente puede ser de dos formas diferentes:

1. Perforación en dirección vertical.

Ventajas:

- La perforación y la limpieza del disparo son operaciones independientes, permitiendo alto grado de utilización del equipo y facilitando el planeamiento del trabajo.
- Los disparos pueden efectuarse con mayor número de taladros, aumentando la eficiencia.

Desventajas:

- La altura del corte después del corte.
- Su rigidez, que da problemas cuando los límites de vetas son irregulares.

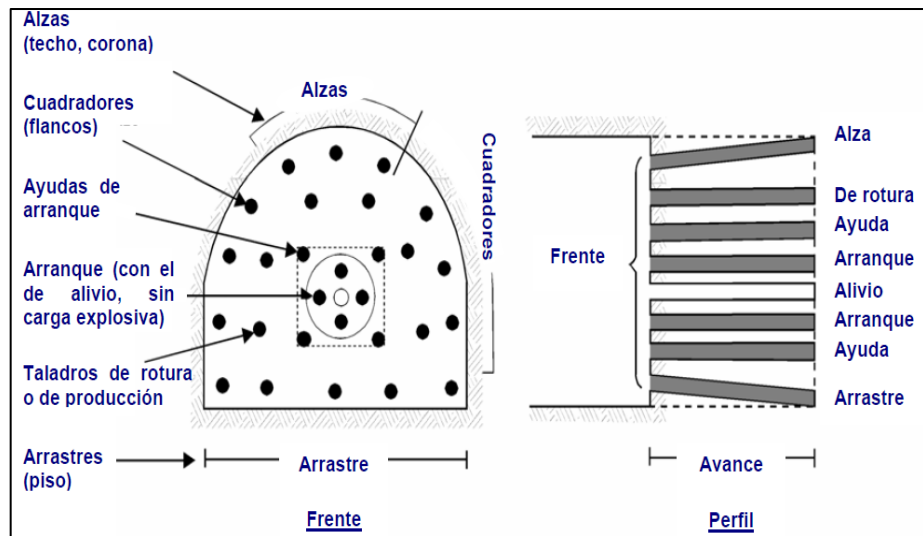
2. Perforación en dirección horizontal (breasting)

Ventajas:

- La altura del rebaje o tajeo se reduce después del disparo haciendo más fácil el desatado del techo y mejorando la estabilidad.
- La estabilidad del tajeo o rebaje puede mejorarse con voladura lisa (smooth blasting) al techo.
- Permite controlar fácilmente la dilución y pérdida de mineral del valor, ya que su flexibilidad se presta para disparos que corten el rebaje justamente en el límite del cuerpo de mineral.
- La perforación horizontal es más eficiente cuanto mayor sea el tamaño del disparo (en disparos pequeños hay que perforar y limpiar muchas veces seguidas), por lo que es importante el ancho del tajeo, que de ninguna manera puede ser más amplio que el cuerpo del mineral.

- Los equipos de perforación pueden ser estándar, con los *jumbos* se puede conseguir altas velocidades de perforación y buen nivel de paralelismo, mientras que con *jacklegs* la capacidad de perforación es muy baja, ya que tiene que efectuarse desde encima del mineral fracturado para conseguir una altura suficiente para alcanzar el techo. (p.78)

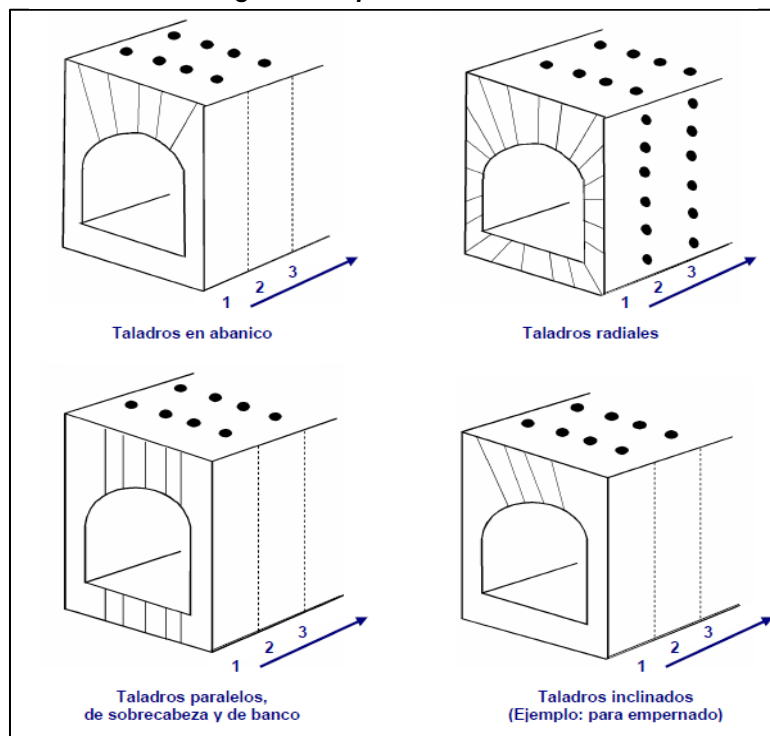
Figura 14: Denominación de los taladros



Fuente: Exsa, 2014

2.2.2.3. Tipos de Perforación

Figura 15: Tipos de Perforación



Fuente: Exsa, 2014

2.2.2.4. Equipos de Perforación

Exsa (2014) manifiesta que:

Actualmente se emplean tres tipos de máquinas perforadoras:

1) Manuales

De percusión con aire comprimido, para huecos pequeños (25 a 50mm de diámetro), para trabajo horizontal o al piso (pick hammer) o para huecos verticales al techo (stoppers). Emplean barrenos de acero integrales terminados en un broca fija tipo bisel, o barrenos con broca acoplable.

2) Mecanizadas

De percusión y de rotopercusión, montadas en chasis sobre ruedas u orugas. Para huecos hasta 150 mm (6° de diámetro) y 20 m de profundidad. Ejemplo los wagondrill, track drill y jumbos neumáticos o hidráulicos, que emplean barrenos acoplables con brocas intercambiables.

3) Mecanizadas rotatorias

Generalmente de grandes dimensiones para uso en tajos abiertos, montadas sobre camión o sobre orugas con traslación propia, con motor rotatorio independiente y perforación por presión (pull down o presión de barra) con brocas rotatorias tricónicas de 6" a 15" de diámetro, siendo las más comunes de 6", 9 7/8", 11 1/4" y 12 5/8". (p.73)

2.2.2.5. Componentes de un equipo de perforación

- Perforadora o martillo.
- Soporte y carro portador.
- Compresora y bombas hidráulicas.
- Brocas y barrenos.
- Accesorios (mangueras, aceitadoras, etc.).

2.2.2.6. Selección de equipos de perforación

Exsa (2014) refiere que existen diferentes tipos y marcas de equipos de perforación para las diferentes condiciones de trabajo, basándose su selección en los siguientes criterios económicos:

- Diseño mecánico.
- Mantenimiento y servicio de la máquina.
- Capacidad operativa.
- Adaptabilidad a los demás equipos de la mina.
- Condiciones generales del lugar de trabajo (acceso, roca, topografía, fuentes de energía, etc.). (p.74)

2.2.2.7. Condiciones de perforación

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo, por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado. La adecuada supervisión de perforación aún no es una práctica utilizada en todas las minas lo que hace que existan deficiencias en la calidad del trabajo (taladros desviados, más espaciados, de longitud irregular, etc.) lo que hace que hayan pérdidas en la eficiencia de la energía explosiva. (Exsa, 2014, p.75).

Normalmente la calidad de taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones o parámetros:

a. Diámetro

Depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general, el de “menor diámetro factible” será el más adecuado y económico a realizar.

b. Longitud

Influye mucho en la elección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro).

c. Rectitud

Varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento para que el explosivo sea apropiadamente distribuido.

En la mayoría de trazos de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura.

d. Estabilidad

Los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlos interiormente con tubos especiales para poderlos cargar (casing) o hacer otro taladro adyacente al obturado. (Exsa, 2014, p.75)

2.2.2.8. Fallas de perforación en taladros de pequeño diámetro en subsuelo

Los errores son significativos, especialmente si afectan al arranque de disparo. Entre los cuales se tienen:

I. En Arranques

Insuficiente diámetro o número de taladros de alivio.

II. Desviaciones en el paralelismo

En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es

determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.

III. Espaciamientos irregulares entre taladros

Propician fragmentación grueso o soplo del explosivo.

IV. Intercepción de taladros

Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

V. Sobrecarga

Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante. . (Exsa, 2014, p.76)

2.2.2.9. Cálculo del costo de perforación

Bernaola et al. (2013. P.31) manifiestan que el coste de perforación se suele expresar por metro perforado utilizando la siguiente fórmula de cálculo:

$$C_T = \frac{C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L}{VM} + C_B$$

Donde:

Costos Indirectos

C_A = Amortización (PTA/h)

La amortización depende de dos factores básicamente: de la pérdida de valor y deterioro producido por el uso y de la pérdida debido al paso del tiempo. El coste horario de amortización se calcula de la siguiente forma:

$$C_A = \frac{\text{Precio de adquisición} - \text{Valor residual}}{\text{Horas de vida}}$$

C_I = Intereses y seguros (PTA/h)

En el cálculo de este costo se aplica la siguiente expresión:

$$C_I = \frac{\frac{N+1}{2N} \times \text{Precio de adquisición} \times \%(\text{Intereses} + \text{seguros} + \text{impuestos})}{\text{Horas de trabajo al año}}$$

Costos Directos

C_M = Mantenimiento y reparaciones (PTA/h)

Incluye los costos de mantenimiento preventivo y averías. Se estima con la siguiente expresión:

$$C_M = \frac{\text{Precio del equipo}}{1.000} \times \text{FR} (\%)$$

FR= Factor de Reparación

C_o = Mano de obra (PTA/h)

Corresponde al coste horario del perforista, incluyendo gastos sociales, vacaciones, etc., y del ayudante cuando se precise.

C_E = Combustible o energía (PTA/h)

Este coste se calcula a partir de las especificaciones de los motores que monte la máquina y el compresor.

C_L = Aceites, grasas y filtros (PTA/h)

Se estima como un porcentaje del consumo de energía, y oscila generalmente entre 10 y 20%, según las máquinas.

C_B = Bocas, varillas, manguitos y adaptadores (PTA/h)

De acuerdo al costo de los accesorios de perforación.

VM = Velocidad media de perforación (m/h)

En función a las especificaciones técnicas de la máquina.

2.2.3. Voladura en excavaciones subterráneas

Las operaciones de voladuras subterráneas difieren de las de superficie ya que carecen de la cara adicional de alivio que es normal en muchas de las operaciones de superficie. En operaciones subterráneas, tenemos sólo una cara en la cual debemos perforar y ser capaces de crear alivio perpendicular a esa cara utilizando los primeros barrenos que detonan. Si no se crea el alivio apropiado cuando detonan los primeros barrenos, el resto de la voladura provocará muy poca fragmentación y se escopeteará.

Una diferencia adicional en las operaciones subterráneas es el hecho de que los parámetros de voladura deben adecuarse a un contorno específico. Esto puede resultar totalmente diferente a las voladuras masivas o a las operaciones mineras en la superficie donde el tamaño exacto de cada voladura no es, normalmente, crítico. (Konya et al., p.196)

Hoek.E y Brown. E.T (1985) manifiestan que en la ingeniería de las excavaciones subterráneas, las voladuras son tan importantes que la elección de la forma correcta de la excavación que tendrá que adaptarse al campo *in situ* de los esfuerzos y del diseño del sistema correcto de ademe para ayudar al macizo a sostenerse.

Dos de los factores más importantes que se deben considerar cuando se hacen voladuras en excavaciones subterráneas, son:

1. La voladura tendrá que romper la roca de manera eficiente y económica y producir una rezaga de roca (o de mineral) que sea fácil de quitar, transportar, almacenar y procesar.
2. El macizo rocoso que queda, deberá dañarse lo menos posible para reducir al mínimo el amacice y los ademes. (p.431)

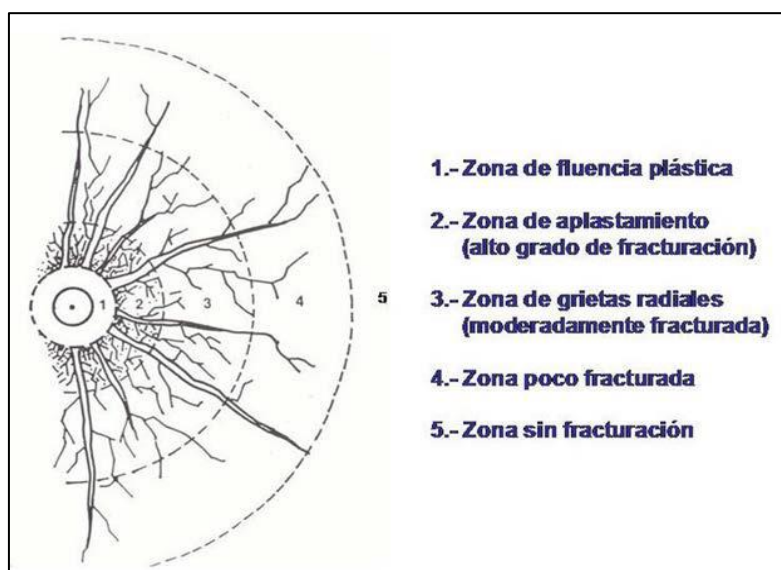
2.2.3.1. Mecánica básica de la ruptura de la roca con explosivos

Cuando se detona un explosivo colocado en un barreno, los gases de alta presión que produce la explosión hacen impacto en paredes del barreno y generan una onda de presión intensa que viaja hacia afuera de la roca. En las inmediaciones de las paredes del barreno, los esfuerzos pueden rebasar la resistencia de la roca, lo que posiblemente ocasionaría ruptura y trituración de la misma. Ya que la intensidad de los esfuerzos que genera la explosión disminuye rápidamente en relación a la distancia del barreno, el comportamiento de la roca varía desde una deformación plástica hasta una fracturación elástica quebradiza y el tamaño de las partículas aumentará rápidamente en relación a la distancia del barreno. Hoek.E y Brown. E.T (1985, p.432)

Bernaola et al. (2013) hacen referencia que para observar el mecanismo de fracturación de la roca, se puede realizar un ensayo consistente en la detonación de un único barreno, sin ningún tipo de cara libre, de modo que se concluye que en la zona anexa al barreno se han producido los siguientes fenómenos:

- Ensanchamiento del barreno por rotura plástica de la roca, motivado por el efecto de compresión de la onda de detonación.
- Creación de fisuras (a veces microfisuras) generadas por ese efecto de tracción de la onda de detonación. Estas fisuras son de tipo radial y a veces muy difíciles de observar. (p.133)

Figura 16: Tipos de fisuras en las proximidades del barreno

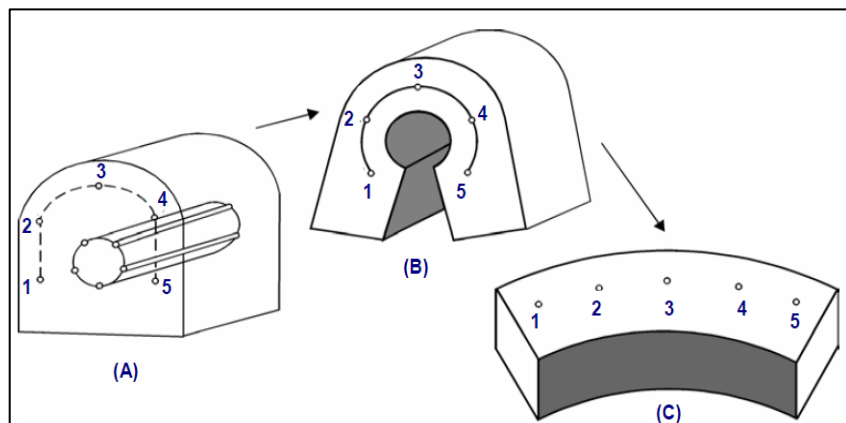


Fuente: Bernaola et al., 2013

2.2.3.2. Creación de un frente libre

Hoek.E y Brown. E.T (1985) manifiestan que en las voladuras de banco existe normalmente un frente libre, ya que la voladura se inicia desde los barrenos más cercanos al frente que ya fue creado por la voladura anterior. Mientras que en las voladuras de interior no existe ningún frente libre ya que no hay superficies libres paralelas a los barrenos y que estos se perforan paralelos al eje del túnel. Por lo tanto, uno de los primeros pasos importantes en una voladura de túnel es el producir un corte (o cuña) libre.

Figura 17: Formación de la cavidad de un frente



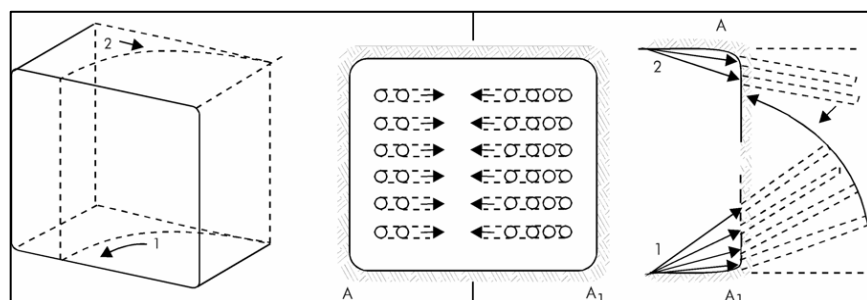
Fuente: Exsa, 2014

La cuña, que primero se detona para provocar un frente libre, se logra de diferentes maneras que se examinan a continuación.

a. Cuña en abanico o fan cut

Es prácticamente un corte en cuña pero con el corte a partir de uno de los lados del túnel, disponiéndose los taladros en forma de un abanico (divergentes en el fondo). También se le denomina “corte de destroce” porque se basa en la rotura de toda la cara libre o frente de ataque del túnel. Es poco utilizado, porque requiere cierta anchura para conseguir avance aceptable. (Exsa, 2014, p.179)

Figura 18: Corte en abanico

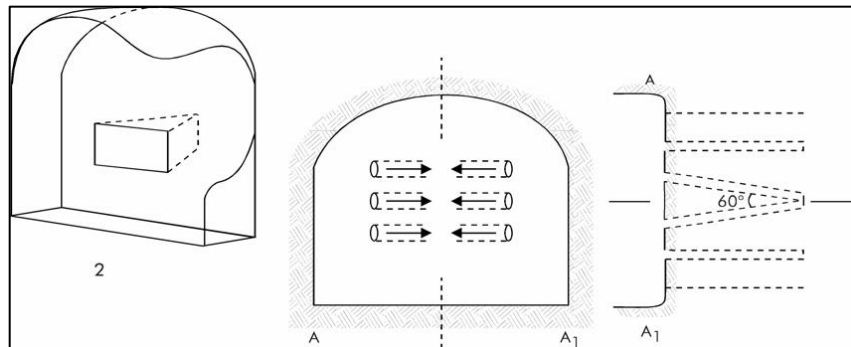


Fuente: Exsa, 2014

b. Cuña en V

Un avance característico para este tipo de cuña es de 45 a 50% del ancho del túnel. En túneles anchos, este avance se ve afectado por la desviación de los barrenos, que generalmente es del orden de 5%. Así, por ejemplo en un barreno de 5m de largo, el final del barreno puede quedar desviado unos 25 cm. (Hoek.E y Brown. E.T, 1985, pg.435)

Figura 19: Corte en cuña o en "V"

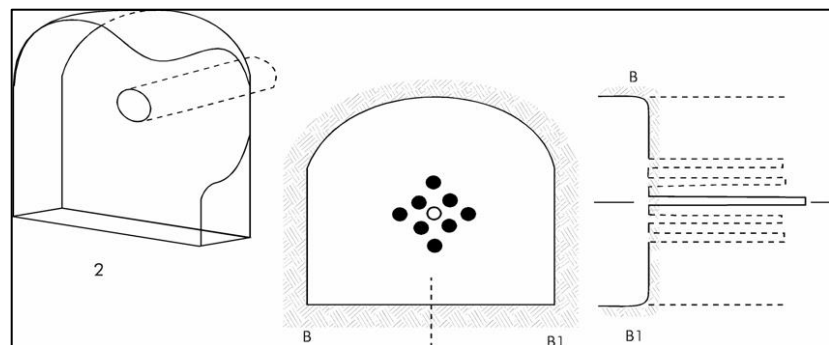


Fuente: Exsa, 2014

c. Cuñas de barrenos paralelos

Las cuñas que se describieron con anterioridad no se pueden emplear más que en túneles relativamente grandes por el espacio que se necesita para instalar las perforadoras y barrenos. En muchos casos de ingeniería civil o minera, los túneles son demasiado pequeños para permitir esas cuñas, por lo que se utilizan cuñas de barrenos paralelos para lograr los avances necesarios. Cuando los barrenos para las voladuras se perforan perpendicularmente al frente del túnel y paralelos el uno con respecto al otro, la única manera de proporcionar un frente libre para la detonación inicial es perforar un barreno de alivio que se dejará libre de explosivo. (Hoek.E y Brown. E.T, 1985, pg.435)

Figura 20: Corte de barrenos paralelos



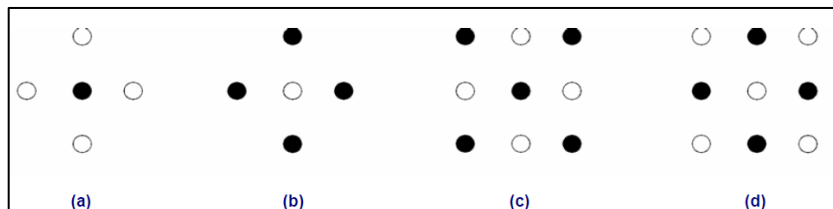
Fuente: Exsa, 2014

d. Corte quemado

Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan.

El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados. También son usuales los esquemas con seis, nueve y más taladros con distribución cuadrática, donde la mitad van con carga y el resto vacío. . (Exsa, 2014, p.181)

Figura 21: Ejemplos de corte quemado



Fuente: Exsa, 2014

2.2.3.3. Voladuras de contorno controlado y Precorte en trabajos Subterráneos

1. Voladura de contorno controlado

La voladura de contorno controlado implica la perforación de una serie de barrenos paralelos de poco espaciamiento a lo largo de la superficie de la excavación final así como la colocación de cargas desacopladas de baja densidad en esos barrenos y la detonación de todas esas cargas en conjunto después de la detonación de los demás barrenos del frente.

En la mayoría de los casos, los barrenos del contorno controlado se perforan, cargan y detonan dentro del mismo ciclo de la cuña y de los barrenos principales. Por lo tanto, además de la necesidad de barrenos adicionales, el contorno controlado no implica un retraso en el ciclo de producción normal del túnel. En las voladuras de contorno controlado, el espaciamiento entre los barrenos es generalmente de 15 a 16 veces el diámetro del barreno y el espesor de roca (la distancia entre los barrenos y el frente libre creado por los barrenos detonados con anterioridad) es 1 ¼ veces el espaciamiento. La concentración mínima lineal de carga se obtiene:

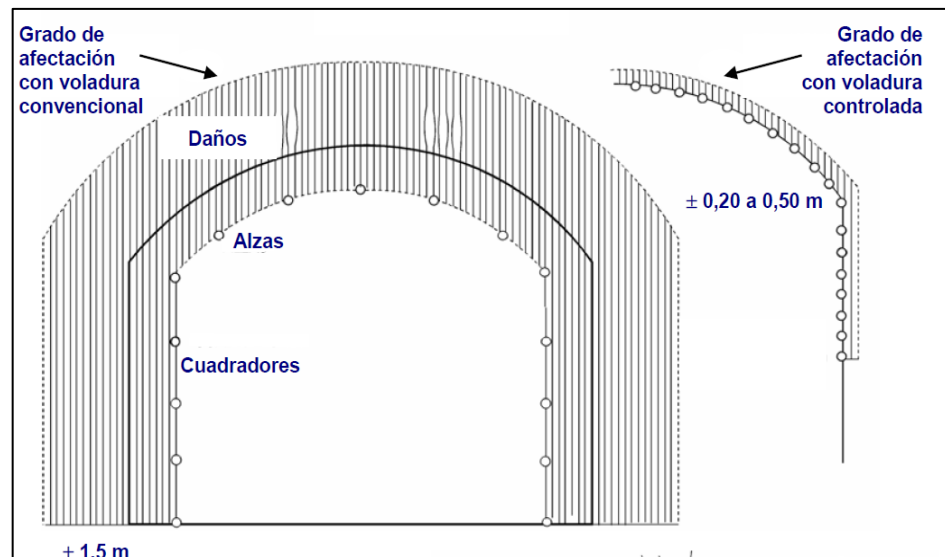
$$w = 90. d^2$$

Donde w es la densidad lineal de carga de un explosivo ANFO o equivalente en kg/m y d es el diámetro del barreno en mm. (Hoek.E y Brown. E.T, 1985, pg.443)

Exsa (2014) manifiesta que las condiciones necesarias para la voladura controlada son:

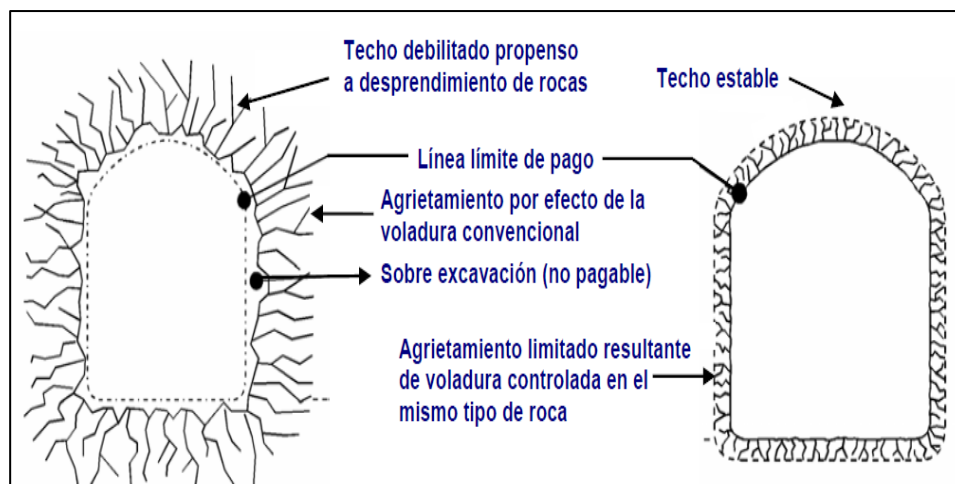
- **Perforación.** El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de voladura convencional, la relación espacio/burden baja de $E= 1.3B$ a $E= (0.5 \text{ ó } 0.8)$.
- **Carga.** Se requiere baja densidad de carga explosiva. La densidad de carga normalmente fluctúa entre 0,18 y 0,37 Kg/m.
- **Carga de fondo.** Todo método de carguío requiere una carga de fondo de alta velocidad con factor de acoplamiento cercano al 100%, para asegurar el arranque de la carga reducida de columna y evitar la formación de tacos quedados al fondo. Es también necesario sellar los taladros con taco inerte (steming) para contener los gases y evitar que la columna desacoplada sea eyectada del taladro al detonar el cebo.
- **Disparo.** El disparo de todos los taladros del corte periférico debe ser simultáneo, o máximo en dos o tres etapas de retardo muy cercanas (si el perímetro a cortar es grande), de lo contrario el plano de corte puede no formarse completamente.

Figura 22: Voladura controlada



Fuente: Exsa, 2014

Figura 23: Efectos de una Voladura Convencional vs Voladura Controlada



Fuente: Exsa, 2014

Tabla 3: Ejemplo de valores propuestos para Voladuras Controladas en túnel (Smooth blasting) típicos para roca masiva y competente

Diámetro del Taladro (mm)	Espaciamiento (m)	Burden (m)	Carga explosiva lineal y desacoplada	
			Factor de carga (Kg/m)	Diámetro Estimado (mm)
38 a 45	0,48 a 0,60	0,60 a 0,90	0,18 a 0,37	22
50	0,60 a 0,75	0,90 a 1,05	0,20 a 0,40	29

Fuente: Exsa, 2014

2. Precorte

La diferencia de la voladura de contorno controlado y el precorte es que los barrenos del precorte están generalmente menos espaciados y que las cargas se detonan antes de la voladura principal. Esto implica que la fisura de precorte existe antes de la detonación de la carga principal y que esta fisura confina la propagación de otras fisuras producidas por los barrenos principales, ya que la anterior proporciona un camino de escape para los gases de expansión.

Por la necesidad que existe de detonar las cargas del precorte antes de la voladura principal, la utilización de esta técnica en las excavaciones subterráneas puede obligar a una barrenación separada y a un ciclo de poblado (cargado) antes de la voladura principal. El inconveniente y el

retraso que causa esta operación adicional tienden a limitar el uso del precorte en las operaciones subterráneas.

Para el precorte, el espaciamiento entre barrenos es normalmente de 8 a 12 veces el diámetro de los barrenos. Para el precorte se pueden utilizar los diámetros y las concentraciones de carga que se indican. (Hoek.E y Brown. E.T, 1985, pg.443)

Tabla 4: Indicaciones para voladuras de contorno controlado y precorte en excavaciones subterráneas

Diámetro del barreno mm	Diámetro de la carga en mm	Concentración de carga Kg ANFO/m	Espesor de roca delante del barreno	Espaciamiento
25-32	11	0.08	0.30-0.45	0.25-0.35
25-48	17	0.20	0.70-0.90	0.50-0.70
51-64	22	0.44	1.00-1.10	0.80-0.90

Fuente: Hoek.E y Brown. E.T, 1985

2.2.3.4. Ciclo básico de excavación subterránea

Con métodos de perforación y voladura, el ciclo básico de excavación comprende las siguientes operaciones:

- Perforación de los taladros.
- Carga de explosivo y tendido del sistema de iniciación.
- Disparo de la voladura.
- Evacuación de los humos y ventilación del área del trabajo.
- Desprendimiento de rocas aflojadas, resaltos y lomos, que hayan quedado remanentes después del disparo (desquinche).
- Eventual eliminación de tacos quedados resultantes de tiros fallados.
- Carguío y transporte del material arrancado.
- Eventual disparo adicional para rotura secundaria de pedrones sobredimensionados.
- Medición del avance logrado, control de alineamiento y nivelación, replanteo de taladros para el siguiente disparo. (Exsa, 2014, p.176)

2.2.3.5. Factores que intervienen en el sistema de avance

- Equipo de perforación empleado (parámetro básico es el diámetro de taladro).
- Tiempo disponible para la ejecución.
- Tipo de roca y condiciones del frontón.
- Tipo de sostenimiento necesario.

- Sistema de ventilación.

2.2.3.6. Esquemas de Voladura en túneles

Bernaola et al. (2013) manifiestan que en voladuras de interior, se diferencian los barrenos en función de la posición que ocupan en la voladura, además de tener cada uno una misión diferente. Se diferencian los siguientes grupos de barrenos, enumerados de acuerdo a la siguiente secuencia de encendido:

1. Cuele

Es un grupo de barrenos muy cercanos entre sí que tienen como misión la creación de una cara libre inicial en una zona más o menos centrada en la voladura. Suele componerse de barrenos cargados junto con uno o varios barrenos de mayor diámetro que se dejan vacíos. Suele tener unas dimensiones aproximadas de un cuadrado de un metro de lado. En ciertos casos pueden tener mayor carga que los demás barrenos.

2. Contracuele

Son aquellos barrenos que rodean al cuele y tienen la misión de incrementar la cara libre para facilitar el desplazamiento del resto de la voladura.

3. Destroza

Son los barrenos que al detonar fragmentan y desplazan la roca volada hacia la cara libre generada por el cuele y contra cuele.

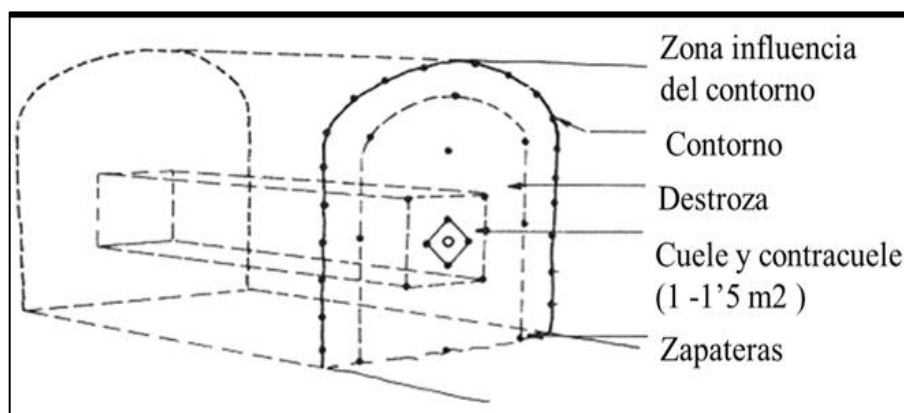
4. Contorno

Son los barrenos que se sitúan en el perímetro de la voladura, teniendo como misión el de perfilar el contorno de la excavación adecuándose al diseño proyectado. Se diseñan como a una voladura de contorno a cielo abierto. Su carga suele ser menor que el resto, usándose cordón detonante de alto gramaje, solo o en combinación de cartuchos de explosivo de pequeño calibre.

5. Zapateras

Son los barrenos que se sitúan en el piso de la voladura. Su misión es la de conformar el suelo de la excavación. Como se disparan en último lugar suelen estar sobrecargados, porque deben levantar todo el material volado previamente y que se ha depositado encima.

Figura 24: Ubicación de los barrenos en Voladura Subterránea



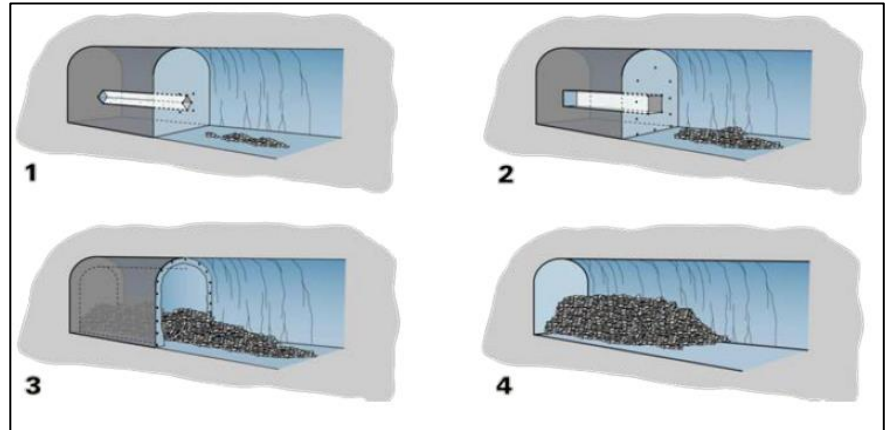
Fuente: Bernaola et al., 2013

2.2.3.7. Secuencia de encendido.

La secuencia de encendido debe ser aquella que vaya creando progresivamente caras libres para facilitar la detonación de los siguientes barrenos. De este modo, y como el confinamiento en voladuras de interior es mucho mayor que en cielo abierto, la secuencia de disparo seguirá un orden en función de la posición y la carga de los barrenos (o grupos de barrenos) conformados. Que se mencionan a continuación:

- 1º. Deberá iniciarse los barrenos de cuele, los cuales tienen la ayuda de la cara libre creada artificialmente por medio de uno o varios barrenos vacíos.
- 2º. Después deberán iniciarse los barrenos de contracuele, después de que se haya creado una cara libre una vez que se ha desplazado la roca que formaba el cuele.
- 3º. Seguidamente se dispararán los barrenos de destroza, que son los que poseen una mayor cara libre debido al hueco ya creado por el cuele y contracuele. Después deberán iniciarse los barrenos de contorno, diseñados en forma de voladura de recorte.
- 4º. Por último se iniciarán las zapateras, que establecerán el nivel del piso. (Bernaola et al., 2013, p.176)

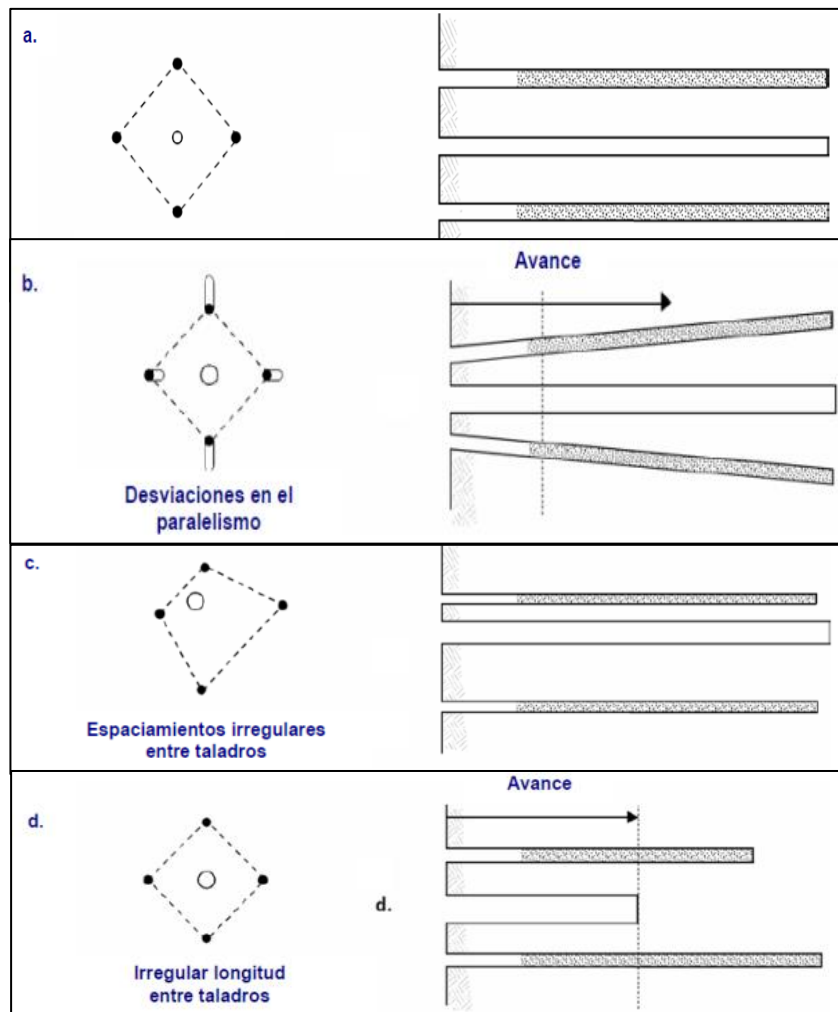
Figura 25: Secuencia de iniciación de Voladuras Subterráneas (Atlas Copco)

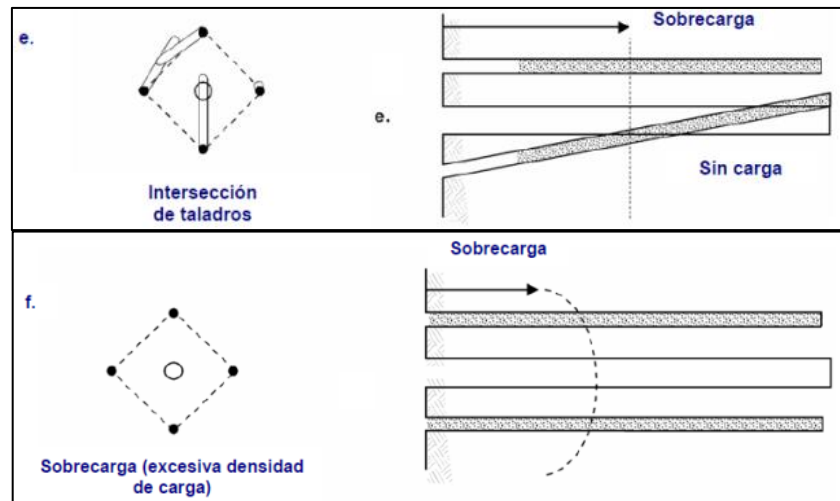


Fuente: Bernaola et al., 2013

2.2.3.8. Fallas de disparos por distintas causas.

Figura 26: Fallas de disparos por distintas causas





Fuente: Exsa, 2014

2.2.4. Cálculo de los parámetros de Perforación y Voladura para una nueva malla utilizando el Algoritmo de Roger Holmberg.

a) Diámetro Equivalente.

Calculando el diámetro equivalente de un solo alivio el cual contenga el volumen de todos los taladros de alivio, bajo la siguiente ecuación:

$$Deq = D_{Aliv} \times \sqrt{N}$$

D_{eq} : Diámetro equivalente. (mm)

D_{aliv} : Diámetro de alivio. (mm)

N : Números de taladros de alivios

b) Profundidad del taladro:

$$L = 0.15 + 34.1\phi_1 - 39.4\phi_1^2$$

ϕ_1 = Diámetro de Producción

c) Avance requerido:

$$L = L_{Barra} \times E_{perforación}$$

L_{Barra} = Longitud de la barra de Perforación

$E_{perforación}$ = Eficiencia de Perforación

d) Calculo del número de rimados :

$$\phi_1 = \phi_2 \times \sqrt{NT}$$

NT = Número de Taladros para el rimado

e) Burden máximo Equivalente al rimado :

$$B = \frac{\pi * \phi_1}{2}$$

f) Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, el burden práctico se calcula a partir de:

$$B_p = 1.7\phi - E_p$$

$$E_p = (\alpha_2 H + \alpha_1)$$

E_p = Error de perforación (m)

H (Profundidad de los taladros real o avance) = $(L_{Barra}) \times (e_{perforación})$

α_1 = Error de emboquille (m)

α_2 = Desviación Angular (m/m)

g) Distancia del cuadrante :

$$Ah = \sqrt{2} * B_p$$

h) Taco :

$$T = \frac{1}{3} * LT$$

Lt: Longitud del taladro.

i) Longitud cargada:

$$Lc = \frac{2}{3} * LT$$

j) Cantidad de explosivo por taladro (ANFO)

$$E = V \times \rho_{explosivo}$$

V = Volumen total cargado

$\rho_{explosivo}$ = Densidad del explosivo

k) Volumen total cargado

$$V = \pi \times \frac{d^2}{4} \times (H - T)$$

H = Profundidad de los taladros real o avance

T = Taco

l) Cálculo de la concentración de carga real (ANFO)

$$I = \frac{\text{Cantidad de explosivos por taladro en avance}}{\text{Avance}}$$

m) Cantidad total de Kg de explosivo Anfo.

$$T_{\text{anfo}} = E * \text{Cantidad de taladros cargados.}$$

n) Carga lineal del explosivo por taladro :

$$Q1 = (q1 \times Lc)$$

q1 = Concentración de carga

o) Calculando SANFO:

$$SANFO: \frac{S}{0.84}$$

$$S = \frac{5}{6} * \frac{Q}{Q^{\circ}} + \frac{1}{6} * \frac{V}{V^{\circ}}$$

Q= energía del explosivo en MJ

Q°: Energía del explosivo en MJ

V: Volumen de gases m3/kg

V°: Volumen de gases m3/kg

p) Concentración de carga (q1) :

$$q1 = 55(\phi 1) \times \frac{\left(\frac{B}{\phi 2}\right)^2 * \left(B - \frac{\phi 2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * 1}{RWSanf o}$$

q1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ1 = Diámetro de la barra de producción (m)

ϕ2 = Diámetro de la barra de vacío (m)

B = Burden (m)

C= Constante roca

q) Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos taladros rectangulares de anchura "Ah" y que se conocen las concentraciones lineales de carga "q 1" el valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah * q1xRWS_{ANFO}}{\emptyset1 * c}}$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la superficie libre "Ah" difiere de la distancia "Ah" en la primera sección, por lo que:

$$Ah = \sqrt{2} (B - Ep)$$

Distancia al primer cuadrante, esto se hará también sucesivamente para las demás distancias de los cuadrantes de la malla.

$$Ah1 = \sqrt{2} * \left(\frac{Ah}{2} + B2\right)$$

r) Diseño de Arrastre:

El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{I * RWS_{ANFO}}{C \sim * f \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

f = Factor de Fijación donde normalmente se toma como dato 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y tiempo por retardos entre taladros.

Relación de S/B = 1

C~ = Constante de Roca Correjada.

C~ = c + 0.07 para burden < 1.4m

- Calculando el número de taladros de arrastre:

$$NT = \text{Numero Entero} \left(\frac{\text{Ancho de Labor} + 2 * H * \sin \gamma}{B} + 2 \right)$$

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce ' γ ' o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo.

- Calculando Espaciamiento De Las Esquinas:

$$E = EL - H * \sin \gamma$$

s) Cálculo para la corona:

$$SC = K * \phi_1$$

Se tomará constantes para K = 15 y 16

Para calcular el burden de la corona en este caso se tiene un relación según

$$\left(\frac{S}{B} = 0.8\right)$$

$$B = \left(\frac{SC}{0.80} - H * \sin(\gamma) - Ep\right)$$

Para calcular el burden de los hastiales en este caso se tiene un relación

$$\text{según } \left(\frac{S}{B} = 1.25\right)$$

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{I * RW S_{ANFO}}{C * f \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

t) Burden Replanteado

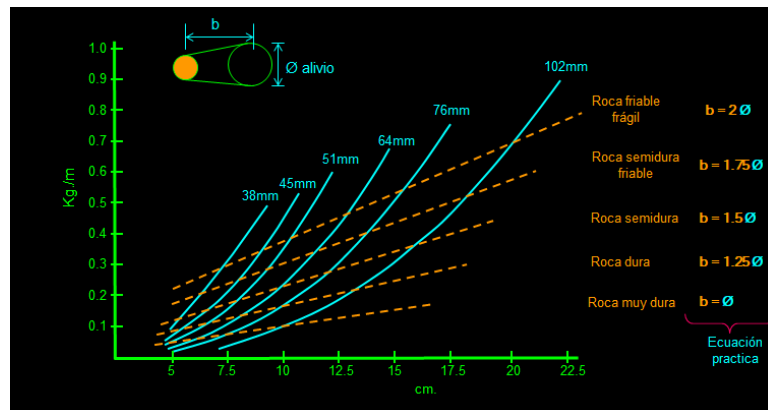
$$B = k * D_{eq}$$

B : burden replanteado.

K : constante de roca.

D eq : diámetro equivalente

Figura 27: Curvas que corresponden al diámetro de broca rimadora



Fuente: Exsa, 2014

u) Espaciamiento

- Para voladura convencional: E = 1.3 a 1,5B

- Para voladura controlada: E = 0,5 a 0,8B

v) Factor de Perforación

$$FP = \frac{\text{Longitud Promedio Perforado} \times \text{N}^\circ \text{ De Taladros}}{\text{Volumen Roto}}$$

w) Número de Taladros

$$N^{\circ} \text{ tal} = 10x\sqrt{(AxH)}$$

Donde:

A: Ancho del túnel

H: Altura del túnel

x) Avance

$$LT = LBxFCxEP$$

Donde:

LB: Es la longitud del barreno en *PIES*

FC: Factor De Conversión de pies a metros.

EP: Es la Eficiencia De Perforación.

y) Factor de Carga

$$FC = \frac{\text{Peso Kg De Explosivo}}{\text{Volumen Roto}}$$

z) Factor de Potencia

$$FP = \frac{\text{Factor de Carga}}{\text{Densidad del Material (Mineral o Desmonte)}}$$

aa) Rendimiento de Voladura

$$R.V = \frac{\text{Peso en Kg del Explosivo}}{\text{disparo}}$$

bb) Factor de Perforación

$$F.P = \text{Metros Perforados} / V.R \text{ (Volumen Roto)}$$

2.3. Definición de términos básicos

- **Accesorio de Voladura**

Suministro explosivo o pirotécnico que se utiliza en una operación de voladura, haciendo que este resulte más eficiente y productivo.

- **Anfo**

Agente explosivo constituido por nitrato de Amonio (NH_4NO_3) y petróleo #2 (CnHm), con proporción 94% NA + 6% Petróleo.

- **Burden**

Es la distancia medida perpendicularmente desde el centro de gravedad de una mezcla explosiva cargada dentro de un taladro, a la cara libre más cercana y en la dirección en la cual probablemente ocurrirá el desplazamiento de la masa rocosa.

- **Cara Libre**

Es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación.

- **Costos**

Es el gasto económico que representa la fabricación de un producto, la obtención de un producto o la prestación de un servicio.

- **Costos operativos**

Son aquellos costos que están ligados a la producción de una operación minera.

- **Diseño de Malla de Perforación**

Esquema que indica la distribución y distancias de los taladros, detalla las cargas del explosivo, secuencia de encendido.

- **Emulsión explosiva**

Del tipo agua en aceite, componiéndose de dos fases líquidas, una continua, básicamente constituida por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa, que son micro gotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

- **Espaciamiento**

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila.

- **Explosivos de Voladura**

Compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas son capaces de transformarse en un tiempo muy breve en productos gaseosos y condensados.

- **Factor de Potencia**

Es la relación entre el número de kilogramos de explosivos que se utilizan en una voladura y la cantidad de toneladas a mover.

- **Malla de Perforación**

Es el esquema que indica la distribución de los taladros con detalle de distancias, cargas de explosivo y secuencia de encendido a aplicarse.

- **Operación unitaria**

Área del proceso o un equipo donde se incorporan materiales, insumos o materias primas y ocurre una función determinada, son actividades que forman parte del proceso.

- **Parámetro**

Dato o factor que se toma como necesario para analizar o valorar una situación.

- **Perforación**

Es la primera operación o pilar de la voladura. Su propósito es abrir en la roca huecos cilíndricos denominados taladros.

- **Perforación en Breasting**

Es una perforación horizontal de producción con la cara libre en la parte inferior de la malla de perforación.

- **Voladura**

Proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

- **Voladura Controlada**

Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas. Cuyo objetivo es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobrerotura (overbreak).

- **Smooth Blasting**

Es una técnica utilizada en voladura controlada, en la que taladros pocos espaciados se cargan con cargas desacopladas (cargas con un diámetro menor que el orificio de perforación) y se disparan simultáneamente para producir un contorno de excavación sin fracturar o dañar la roca circundante.

2.4. Hipótesis

Al mejorar los parámetros de Perforación y Voladura en la Unidad Pallca, se reducirán los costos operacionales de estas actividades unitarias. Así como también, se obtendrá una mayor producción en avance, un mejor control y uso de las cargas explosivas obteniendo menores índices de trabajos deficientes de voladura.

CAPÍTULO 3. METODOLOGÍA

3.1. Operacionalización de Variables

Tabla 5: Operacionalización de Variables

ARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Variable Independiente: Parámetros de Perforación y Voladura	Son los diversos ratios obtenidos de una actividad unitaria.	Malla de Perforación	Diámetro del taladro (mm)
			Longitud de taladro (m)
			Distribución de taladros (cm)
			Número de taladros (cantidad)
			Espaciamiento (m)
			Burden (m)
			Control operativo (Observación visual)
		Voladura	Factor de carga (Kg/m ³)
			Factor de potencia (Kg/Tm)
			Volumen de roca a volar (m ³)
			Distribución de carga explosiva (kg)
			Longitud de taco (cm)
			Secuencia de encendido (ms)
			Fragmentación P80 (in)
Variable Dependiente: Costos Operacionales	Aquellos gastos que son generados continuamente durante la realización de una operación minera, que están ligados a la producción.	Perforación	US\$/metro lineal perforado
			US\$/taladro
			Costos de aceros (US\$/PP)
		Voladura	Consumo de explosivo (US\$/disparo)
			US\$/m de avance

Fuente: Elaboración Propia

3.2. Diseño de la investigación

El diseño de investigación del presente trabajo es experimental, puesto que se manipulará intencionalmente la variable independiente para estudiar los efectos que este tiene sobre la variable dependiente. El tipo de diseño es cuasi experimental, ya que se estudiará la correlación que tiene la mejora de los parámetros de perforación y voladura sobre la optimización de costos operacionales en la compañía Minera Santa Luisa S.A.

3.3. Unidad de estudio

Labor Zapatito (M684), Labor G1151 y Labor k1050.

3.4. Población

El Yacimiento Berlin de Unidad Pallca, Compañía Minera Santa Luisa S.A.

3.5. Muestra

La muestra está constituida por los proyectos ejecutados de Perforación y Voladura en avance en las labores: Zapatito, G1151 y k1050. Desde el mes de julio del 2017 hasta el mes de noviembre del año 2017.

3.6. Técnicas, instrumentos y procedimientos de recolección de datos

3.6.1. Técnica de recolección de datos

La técnica utilizada es la observación directa y documentada.

3.6.2. Instrumentos y procedimientos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados para la recolección de datos son las anotaciones de campo, fotografías tomadas al momento de realizar las actividades unitarias y registros anteriores de la empresa en cuanto a producción.

El procedimiento de recolección de datos, fue de la siguiente manera:

- Primeramente se identificó que la voladura realizada dejaba rocas de granulometría gruesa, mayor al P80.
- Se observó que los jumbos no tenían un control adecuado al momento de realizar su malla de perforación.
- Los cargadores de explosivos no realizaban anotaciones de la cantidad de explosivos y accesorios que eran utilizados para cada voladura.
- Así mismo se observaron paredes con mucha sobrerotura en los contornos, lo que muchas veces ocasionaba mayor consumo de aceros para la estabilidad.
- Todos estos indicadores observados en campo, fueron anotados en cuadernos de reporte y en fotografías. Para luego estas deficiencias

identificadas, ser mejoradas haciendo un cambio en los parámetros de Perforación y Voladura, realizando un nuevo diseño de malla.

3.7. Métodos, instrumentos y procedimientos de análisis de datos

3.7.1. Instrumentos de análisis de datos

Los instrumentos que se utilizaron para el análisis de datos del presente proyecto de investigación, fueron los siguientes programas informáticos:

- **Microsoft Excel:** Para procesar datos de campo, elaboración de tablas (de costos, cuadros de resumen de avance) y gráficos.
- **Microsoft Word:** Para la redacción de la presente tesis, siguiendo el modelo de redacción para tesis propuesto por la UPN.
- **AutoCAD:** Se utilizó para diseñar una nueva malla de perforación, con nuevos parámetros de PERVOL propuestos por los tesisistas.
- **WipFrag:** Para analizar el tamaño de la fragmentación obtenida por la voladura.
- **Minimate Pro6:** Instrumento que sirve para medir las vibraciones y así tener un cuidado en el macizo rocoso.

3.7.2. Procedimientos de análisis de datos

El análisis de datos fue de la siguiente manera:

- a) Luego de identificar las deficiencias en Perforación y Voladura, con la ayuda de bibliografía se hicieron nuevos cálculos de los parámetros de estas actividades unitarias, para obtener una nueva malla de perforación con distintos indicadores.
- b) Con los cálculos obtenidos, se diseña una nueva malla de perforación, haciendo uso del programa AutoCad. Se entregó a los jumberos una hoja impresa, para que realicen una correcta perforación y distribución de los taladros. Así mismo a los cargadores de explosivos para la adecuada distribución de cargas explosivas, distribución de faneles y retardos.
- c) En el momento de ejecutar los proyectos de Voladura se utilizó el equipo Minimate Pro para registrar datos de las ondas de vibraciones generadas por los gases, para así determinar el daño causado por la voladura en las paredes del macizo rocoso.
- d) Luego de ejecutar los proyectos de voladura propuestos:
 1. Se recolectaron datos de la fragmentación obtenida, tomando fotografías. Estas fotografías fueron procesadas y analizadas en el Programa WipFrag, para ver el comportamiento de la fragmentación y determinar si es aceptable o no al P80.
 2. Los resultados de las voladuras obtenidas fueron pasadas a hojas de cálculo, donde se hacen cuadros de costos operacionales de perforación

y voladura, para determinar si hay o no una optimización de estos costos con la mejora de los nuevos parámetros.

3. Los avances obtenidos son plasmados en tablas de Excel, para comparar con los registros de avances anteriores en la empresa.
4. Con todos los valores obtenidos de perforación y voladura se identifican cuáles son las mejoras conseguidas, se comparan los indicadores de trabajos deficientes de voladuras pasadas con la nueva mejora realizada, se determina consumo y costo de explosivo, etc.

CAPÍTULO 4. GENERALIDADES

4.1. Aspectos generales de Mina Pallca.

4.1.1. Resumen Ejecutivo

La compañía Minera Santa Luisa S.A., subsidiaria de Mitsui Mining and Smelting Company Ltd. Sucursal del Perú (MMS), es titular de las concesiones dentro de las cuales opera la Unidad Minera Pallca. Las operaciones se iniciaron en el año 2006. Las reservas minables han sido estimadas en 7,42 millones de toneladas, con una ley promedio de 8,86% de zinc, 0,98% de plomo y 0,0005% de plata. Estas reservas se extraen a un ritmo de 1500 toneladas por día (t/día). (Compañía Minera Santa Luisa S.A., 2008)

4.1.2. Ubicación

El proyecto minera Pallca está ubicado en el distrito de Pacllón, provincia de Bolognesi, departamento de Ancash, a unos 220 kilómetros al norte de la ciudad de Lima, en un área situada en el extremo noreste entre los 3800 y 5200 msnm. Se ubica alrededor de las siguientes coordenadas UTM:

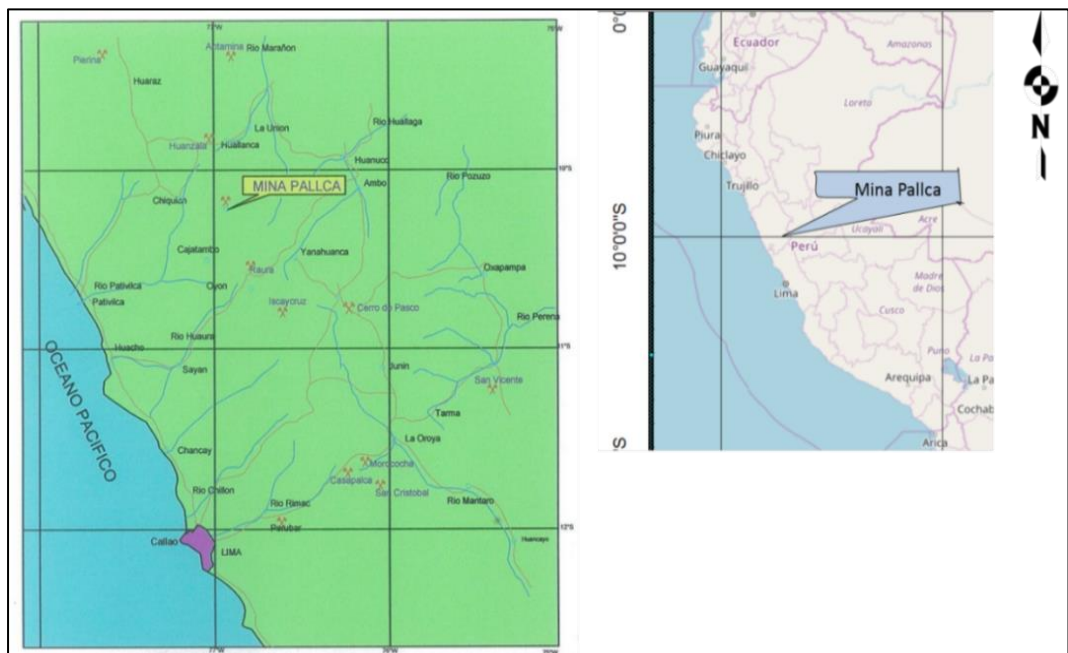
- Norte: 8'870,249.380
- Este: 285,497.220

4.1.3. Accesibilidad

Mina Pallca es accesible, con un recorrido de 495 km, por la siguiente ruta:

Lima - Pativilca - Pachacoto(Huaraz) - Huanzalá - Pallca

Figura 28: Ubicación Mina Pallca



Fuente: Compañía Minera Santa Luisa S.A, 2008

4.1.4. Geología Regional

(Lopez, 2009) manifiesta:

Las rocas sedimentarias son edades Pre Albianos – Albiano, conformados por los grupos: Goyllariquisga y Machay.

El grupo Goyllarisquisga se encuentran constituidos por las formaciones:

- Chimú : Cuarцитas y ortocuarцитas.
- Santa : Calizas.
- Carhuaz : Areniscas, Homfels, y lutitas.
- Farrat : Cuarцитas y areniscas.

Subyaciendo al grupo Goyllarisquisga se encuentran los sedimentos del Cretáceo Medio- Albiano del grupo Machay conformados por las formaciones:

- Pariahuanca : Calizas recristalizadas.
- Pariatambo : Calizas Bituminosas y lutitas.
- Jumasha : Calizas. (p.16)

4.1.5. Estratigrafía

Estratigráficamente el proyecto minero se encuentra situado en la cordillera occidental, predominando la presencia de rocas sedimentarias del mesozoico comprendidas desde el jurásico superior formación Chicama; seguida de las formaciones Oyón, Chimú, Santa, Carhuaz pertenecientes al cretácico inferior conformados por secuencia de areniscas, lutitas, limoarcillitas rojizas. Finalmente en la zona se encuentran depósitos aluviales, coluviales, presencia de tobas; pertenecientes al Plioceno, Mioceno del Neógeno de la edad del Cenozoico.

Figura 29: Estratigrafía del Proyecto Minero

Eratema	Sistema	Serie	Unidad Litoestratigráfica	Espesor (m)	Columna	Descripción Litológica	
CENOZOICO	CUATERNARIO	HÓLOCENO				Depósitos aluviales, coluviales, fluviales, fluvio-glaciares.	
		PLEISTOCENO					
	NEÓGENO	PLIOCENO	Grupo Lloclla	300		Depósitos fluvio-glaciares, con clastos de rocas intrusivas y volcánicas.	
			Fm. Fortaleza	700	5.84 Ma	Intercalaciones de tobas de cristales ricos en cuarzo y tobas líticas.	
		MIOCENO	Formación Calipuy Superior		18.1/15.2 Ma	Tobas	
	PALEÓGENO	OLIGOCENO	Grupo Calipuy	Formación Calipuy Inferior	1200 - 3000		Intercalaciones de tobas y lavas
							Intercalaciones de lavas y tobas
		EOCENO				Intercalaciones de aglomerados, brechas y tobas	
		PALEOCENO			53.5/40 Ma	Intercalaciones de lavas y tobas	
	MESOZOICO	CRETÁCICO	SUPERIOR	Grupo Casma	300		Secuencias volcanoclasticas y limoarcillitas. Lavas almohadilladas.
Fm. Carhuaz				400		Secuencias de areniscas grises intercaladas con lutitas y limoarcillitas rojizas.	
Fm. Santa			50		Niveles de caliza		
Fm. Chimú			350-800		Secuencias de arenisca cuarzosa blanca con estratificación cruzada, niveles superiores presenta conglomerados de arenisca cuarzosa blanca.		
Fm. Oyón			100		Areniscas en capas delgadas intercaladas con capas de carbón y restos de plantas.		
JURÁSICO		SUPERIOR	Grupo Chicama	600		Secuencias de areniscas grises y blancas intercalados con lutitas y niveles de carbón. Presenta resto de plantas fósiles.	
					200		
					0		

Fuente: Ingemmet

4.1.6. Geología Económica

La mineralización en el área de Pallca es de contacto metasomático o tipo Skarn de plomo-zinc. El Skarn se formó por acción pirometasomática, originada por el contacto de rocas carbonatadas y fluidos silicatados, por acción de la difusión del calcio y la sílice a altas temperaturas. Provenientes de los intrusivos y que de acuerdo a su génesis está dentro de los yacimientos epigenéticos denominados yacimiento polimetálico de (Pb, Zn, Cu, Ag y Mo). La mineralización habría ocurrido después de la formación del Skarn mediante un estado hidrotermal tardío, los fluidos hidrotermales al migrar reemplazaron al Skarn como también rellenaron fracturas pre-existentes.

Los cuerpos mineralizados de Pb, Zn, Cu, Ag son considerados de origen hidrotermal originados por reemplazamiento metasomático de contacto (exoskarn) en las calizas de las formaciones Santa, Carhuaz y Pariahuanca en las cuales se encuentran localizados importantes cuerpos mineralizados.

Mientras que la mineralización de Mo se ha desarrollado dentro del Stock de cuarzo porfírico (endoskarn) que forma un gran cuerpo de stock work de molibdeno con características muy similares a la mina Clímax de los EEUU.

Con la finalidad de tener un mayor conocimiento del depósito mineral de Pallca se ha dividido en dos grandes zonas mineralizadas denominadas Berlín y Culebra. De acuerdo a las características de la mineralización que presentan el yacimiento Berlín se divide a su vez en Susana (Zona norte) y Minipata (zona sur). (Lopez, 2009, p.20)

Tabla 6: Reservas de la Mina Pallca

		Total
BERLIN	Reservas TM	10,495,331
	EQZN (%)	10.34
	Zn (%)	8.96
	Pb (%)	0.96
	Cu (%)	0.22
	Ag (g/t)	46.28
	Au (g/t)	0.02
CULEBRA	Reservas TM	2,371,833
	EQZN (%)	9.07
	Zn (%)	8.1
	Pb (%)	0.73
	Cu (%)	0.09
	Ag (g/t)	25.75
	Au (g/t)	0.22
TOTAL	Reservas TM	12,864,164
	EQZN (%)	10.1
	Zn (%)	8.8
	Pb (%)	0.92
	Cu (%)	0.2
	Ag (g/t)	42.5
	Au (g/t)	0.05

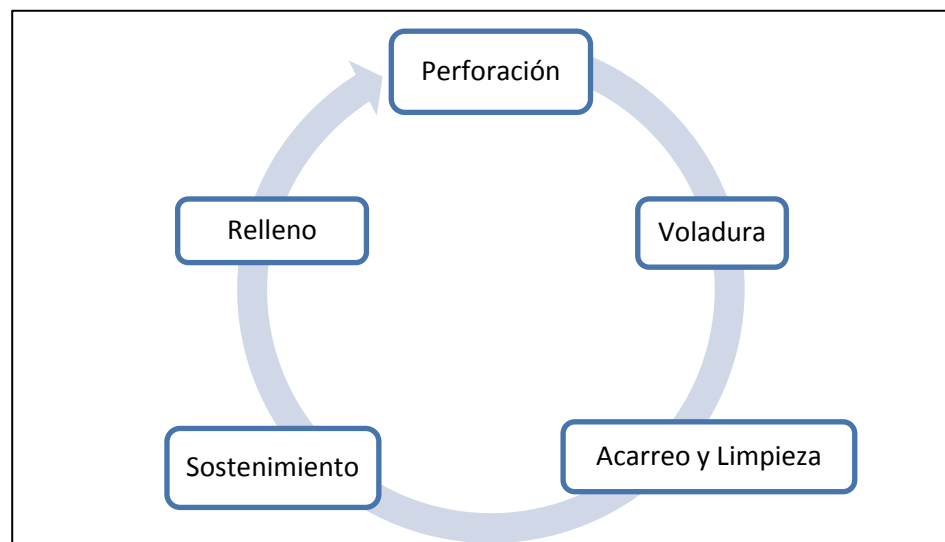
Fuente: Compañía Minera Santa Luisa S.A, 2008

4.1.7. Método de Explotación

El yacimiento Pallca es explotado mediante el método de corte y relleno ascendente, el mismo que consiste en la rotura del mineral mediante perforación y voladura y la posterior extracción del mismo, haciendo uso de cargadores y camiones de bajo perfil. Las cavidades dejadas son rellenas con material estéril producto de la excavación de galerías. Los principales componentes de la misma incluyen las labores subterráneas, tajos abiertos, botadores, área de oficinas, campamento, área de talleres y la carretera Palla – Huallanca – Huanzalá. (Compañía Minera Santa Luisa S.A., 2008)

4.1.8. Operaciones unitarias en Unidad Pallca

Figura 30: Operaciones unitarias en Mina Pallca



Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO 5. PROCESAMIENTO DE DATOS PARA EL NUEVO DISEÑO DE MALLA, CON DISTINTOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

En el cambio de los parámetros de perforación y voladura, en la nueva malla, se utilizará el algoritmo Roger Holmberg.

i. Cálculo del diseño de Arranque:

Diámetro de producción:

$$\phi_1 = 45 \text{ mm}$$

- La Profundidad del taladro se estima con la siguiente ecuación:

$$L = 0.15 + 34.1\phi_1 - 39.4\phi_1^2$$

$$L = 0.15 + 34.1(0.045) - 39.4(0.045)^2$$

$$L = 1,6047\text{m}$$

Esto nos quiere decir que con un taladro, el avance sería 1.6047m.

Sin embargo, el avance requerido:

$$Ar = L_{\text{Barra}} \times E_{\text{perforación}}$$

$$Ar = 14\text{pies} \times 0.91$$

$$Ar = 3.88\text{m}$$

Por ello utilizaremos un Rimado de $\phi''_2 = 89\text{mm}$.

$$L = 0.15 + 34.1(0.089) - 39.4(0.089)^2$$

$$L = 2.87\text{m}$$

Como no es suficiente el avance realizar con 1 rimado, se hará con 3 rimadores

$$\phi_1 = \phi''_2 \times \sqrt{NT}$$

$$\phi_1 = (0.089) \times \sqrt{3}$$

$$\phi_1 = 0.154\text{m}$$

$$L = 0.15 + 34.1(0.154) - 39.4(0.154)^2$$

$$L = 4.467\text{m}$$

Es un avance muy aceptable al 100% de eficiencia.

Pero la eficiencia de perforación real es hasta un 91%. Lo cual el avance sería (4.46m7 x 0.91m), nos daría 4.065 m.

$$\phi_1 = 0.154\text{m}$$

Diámetro equivalente: ϕ_2

$$B = 1.57(\phi_1)$$

$$B = 1.57(0.154\text{m})$$

$$B = 0.242\text{m}$$

- Burden Práctico:

$$B_p = 1.7\phi - E_p, E_p = (\alpha_2 H + \alpha_1)$$

H= Profundidad de los taladros real o avance

$$H = (L_{\text{Barra}}) \times (e_{\text{perforación}})$$

$$H = ((14\text{ft}) \times (91\%))$$

$$\mathbf{H = 3.883m}$$

$$\alpha_1 = \text{Error de emboquille (m)} = 0.02\text{m}$$

$$\alpha_2 = \text{Desviación Angular (m/m)} = 0.01$$

$$E_p = (0.01\text{m/m} \times 3.885\text{m} + 0.02\text{m})$$

$$E_p = 0.0589\text{m}$$

$$B_p = 1.7(0.154\text{m}) - 0.0589\text{m}$$

$$\mathbf{B_p = 0.201m}$$

- Distancia del Cuadrante:

$$Ah = \sqrt{2} * B_p$$

$$Ah = \sqrt{2} * 0.201\text{m}$$

$$\mathbf{Ah = 0.284m}$$

- Taco:

$$T = \frac{1}{3} \times H$$

$$\mathbf{T = 1.294m}$$

- Volumen total cargado:

$$V = \pi \times \frac{d^2}{4} \times (H - T)$$

$$V = \pi \times \frac{(0.045\text{m})^2}{4} \times (3.883\text{m} - 1.294\text{m})$$

$$\mathbf{V = 4.1176 \times 10^{-3} \text{m}^3}$$

- Cantidad Explosivo por taladro (ANFO):

$$E = V \times \rho_{\text{explosivo}}$$

$$E = 4.1176 \times 10^{-3} \text{m}^3 \times 800 \text{kg/m}^3$$

$$E = 0.3294 \text{gr/tal}$$

$$\mathbf{E = 3.294 \text{Kg/tal}}$$

- Calculando concentración de carga real (ANFO):

$$I = \frac{\text{Cantidad de explosivos por taladro en avance}}{\text{Avance}}$$

$$I = \frac{3.294\text{kg/tal}}{3.883\text{m}}$$

$$I = 0.849\text{kg/m}$$

- Cálculo de la cantidad total de Kg de explosivo Anfo:

$$T_{ce} = E * \text{Cantidad de taladros cargados.}$$

$$T_{ce} = 3.294 \frac{\text{kg}}{\text{tal}} * 30 \text{ tal}$$

$$T_{ce} = 98.82 \text{ kg}$$

- Cálculo de SANFO:

$$\text{SANFO: } \frac{S}{0.84}$$

$$S = \frac{5}{6} * \frac{Q}{Q^\circ} + \frac{1}{6} * \frac{V}{V^\circ}$$

Q= energía del explosivo en MJ

Q° : Energía del explosivo en MJ : $3.849 \frac{\text{MJ}}{\text{KG}}$

V: Volumen de gases m³/kg.

V°: Volumen de gases m³/kg : $0.880 \frac{\text{m}^3}{\text{kg}}$

$$Q = \frac{920 \text{ Kcal}}{\text{kg}} * \frac{4184\text{j}}{\text{cal}}$$

$$Q = \frac{920 \text{ Kcal}}{\text{kg}} * \frac{4184\text{j}}{\text{cal}}$$

$$Q = \frac{920 \text{ kcal}}{\text{kg}} * \frac{4184\text{J}}{\text{cal}}$$

Q

$$Q=3.849 \frac{\text{MJ}}{\text{KG}}$$

$$V = \frac{880 \text{ L} * 1\text{m}^3}{\text{kg} * 1000\text{l}}$$

$$V=0.880 \frac{\text{m}^3}{\text{kg}}$$

Entonces:

$$S = \frac{5}{6} * \frac{Q}{5} + \frac{1}{6} * \frac{V}{0.85}$$

$$S = \frac{5}{6} * \frac{3.849}{5} + \frac{1}{6} * \frac{0.880}{0.85}$$

$$S = 0.814$$

Reemplazando:

$$\text{SANFO} = \frac{0.814}{0.84}$$

$$\text{SANFO} = 0.969$$

• Concentración de Carga (q1):

RWS_{ANFO} = Potencia relativa del Anfo, en este caso usaremos como explosivo emulnor
3000(RWS_{ANFO} = 100%=1)

$$q1 = 55(\phi 1) \times \frac{\left(\frac{B}{\phi 2}\right)^2 * \left(B - \frac{\phi 2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * 1}{\text{RWSanfo}}$$

Donde:

q1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

φ1 = Diametro de la barra de producción(m) = 0.045m

φ2 = Diametro de la barra de vacio(m) = 0.154m

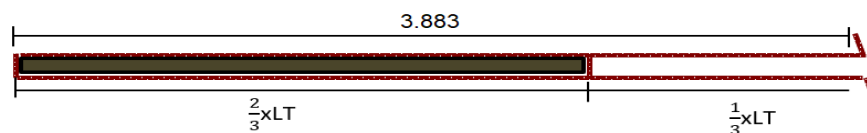
B = Burden (m) = 0.242 m

C = Constante Roca = 0.350kg/m³

$$q1 = 55(0.045\text{m}) \times \frac{\left(\frac{0.242\text{m}}{0.154\text{m}}\right)^2 * \left(0.242\text{m} - \frac{0.154\text{m}}{2}\right) * \left(\frac{0.350\text{kg/m}^3}{0.4}\right) * 1}{1}$$

$$q1 = 0.7039 \text{ kg/m.}$$

• Para hallar la longitud de carga de explosivo:



T = Taco

$$T = 1.294\text{m}$$

Lc = Longitud de Carga

$$Lc = \frac{2}{3} \times 3.883$$

$$Lc = 2.589\text{m}$$

Q1 = (q1 x Lc)

$$Q1 = (0.7039 \text{ kg/m}) \times (2.589\text{m})$$

$$Q1 = 1.822\text{kg/tal.}$$

ii. Segundo cuadrante :

Para calcular las demás secciones , se considera que ya existe taladros rectangulares de anchura "ah" y se considera las concentraciones lineales "q1".

Abertura generado por el primer cuadrante:

$$Ah = \sqrt{2} (B - Ep)$$

$$Ah = \sqrt{2} (0.242\text{m} - 0.0589\text{m})$$

$$Ah = 0.259 \text{ m}$$

- Calculo del burden :

$$B = 8,8 * 10^{-2} \times \sqrt{\frac{Ah * q1 * RWS_{ANFO}}{\phi 1 * c}}$$

$$B = 8,8 * 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.259 * 0.7039 * 0.969}{0.045 * 0.35}}$$

$$B = 0.295 \text{ m}$$

- Burden Práctico:

$$B_2 = B - Ep$$

$$B_2 = 0.295 - 0.0589$$

$$B_2 = 0.236\text{m}$$

- Distancia al Primer Cuadrante:

$$Ah_2 = \sqrt{2} * \left(\frac{Ah}{2} + B_2 \right)$$

$$Ah_2 = \sqrt{2} * \left(\frac{0.259}{2} + 0.236 \right)$$

$$Ah_2 = 0.517 \text{ m}$$

iii. Tercer Cuadrante:

$$Ah_2 = 0.517 \text{ m}$$

- Calculo del burden :

$$B = 8,8 * 10^{-2} \times \sqrt{\frac{Ah * q1 * RWS_{ANFO}}{\phi 1 * c}}$$

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.517 * 0.7039 * 0.969}{0.045 * 0.35}}$$

$$B = 0.416 \text{ m}$$

- Burden Práctico:

$$B_3 = B - E_p$$

$$B_3 = 0.416 - 0.0589$$

$$B_3 = 0.3571 \text{ m}$$

- Distancia al Segundo Cuadrante:

$$Ah_3 = \sqrt{2} * \left(\frac{Ah_2}{2} + B_3 \right)$$

$$Ah_3 = \sqrt{2} * \left(\frac{0.517}{2} + 0.3571 \text{ m} \right)$$

$$Ah_3 = 0.870 \text{ m}$$

iv. Cuarto Cuadrante:

$$Ah_3 = 0.870 \text{ m}$$

- Calculo del burden :

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah_3 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_1 * c}}$$

$$B = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.870 * 0.7039 * 0.969}{0.045 * 0.35}}$$

$$B = 0.540 \text{ m}$$

- Burden Práctico:

$$B_4 = B - E_p$$

$$B_4 = 0.540 - 0.0589$$

$$B_4 = 0.4811 \text{ m}$$

- Distancia al tercer Cuadrante:

$$Ah_4 = \sqrt{2} * \left(\frac{Ah_3}{2} + B_4 \right)$$

$$Ah_4 = \sqrt{2} * \left(\frac{0.870}{2} + 0.4811 \text{ m} \right)$$

$$Ah_4 = 2.01 \text{ m}$$

v. Diseño para arrastre:

Para calcular el diseño de arrastre se utiliza la formula con la que se emplea en los bancos .

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{I * RWS_{ANFO}}{C \sim * f\left(\frac{S}{B}\right)}}$$

f= Factor de fijación donde normalmente se toma como dato 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y tiempo por retardos entre taladros.

Relacion de S/B = 1

C \sim =Constante de Roca Correjada.

C \sim =c+0.07 para burden <1.4m

C \sim =0.35+0.07

C \sim =0.42m

Reemplazando :

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{0.849 * 0.969}{0.42 * 1.45(1)}}$$

B=1.04m

- Calculando número de taladros de arrastre:

$$NT = \text{Numero Entero de } \left(\frac{\text{Ancho de Labor} + 2 * H * \sin y}{B} + 2 \right)$$

$$NT = \left(\frac{4 + 2 * 3.883 * \sin 1^\circ}{1.04m} + 2 \right)$$

$$NT = 5 \text{ Tal}$$

En este caso γ es 1° , dato del error de perforación del jumbo boomer s1d de atlas copco.

- Burden Practico Arrastre :

$$BA = B - L * \sin y - Ep$$

$$BA = 1.04 - (3.883) \sin(1^\circ) - (0.0589)$$

Ba= 0.91 m(Para el pintado de malla se le va a considerar 1 metro)

- Cálculo de espacimiento de los taladros sin considerar las esquinas inferiores.

$$E_L = \frac{\text{Ancho de Labor} + 2 * H * \sin y}{NT - 1}$$

$$E_L = \frac{4 + 2 * 3.883 * \sin 1^\circ}{5 - 1}$$

E_L=1.034m(Para el Pintado de malla se le va a considerar 1 metro)

Calculando Espacimiento De Las Esquinas:

$$E = E_L - H * \sin y$$

$$E = 1.034m - 3.883 * \sin(1^\circ)$$

E=0.966m(Para el Pintado de malla se le va a considerar 1 metro)

vi. Cálculo para la corona:

Se tomará Constantes Para K. Este dato de acuerdo a bibliografía se utiliza el valor de 11 para voladura controlada

$$SC = K * \phi_1$$

$$SC = 11 * 0.045m$$

$$SC = 0.495m$$

Para calcular el burden de la corona en este caso se tiene un relación según $\left(\frac{S}{B} = 0.8\right)$

$$B = \left(\frac{SC}{0.80} - H * \sin(\gamma) - Ep\right)$$

$$B = \left(\frac{0.495}{0.80} - 3.883 * \sin(1^\circ) - 0.0589\right)$$

$$B = 0.492m$$

vii. Cálculo para Hastiales:

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{I * RWS_{ANFO}}{C \sim * f\left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{0.7039 * 0.969}{0.42 * 1.45(1.25)}}$$

$$B = 0.852m$$

- Burden Práctico:

$$Bp = B - L * \sin \gamma - Ep$$

$$Bp = 0.852 - 3.883 * \sin(1^\circ) - 0.0589$$

$$Bp = 0.732m$$

- Espaciamiento en los Hastiales:

$$Sh = (\text{Ancho de la labor} - (\text{Burden Arrastre} + \text{Burden de la Corona})) / 2$$

$$Sh = \left(\frac{4 - (0.913m + 0.492m)}{2}\right)$$

$$Sh = 1.30 m$$

Este espaciamiento se considera 1 m en las paredes de los hastiales, tanto para el pintado de mallas y en el diseño para el operador del jumbo.

viii. Para taladros de Alza :

Como el burden ya está dado, se reemplaza: $1 - 0.30m = 0.70 m$

Ahora el factor de relación $(S/B) = 1.25$

$$S = 0.70 * 1.25$$

$$S = 0.875m$$

CAPÍTULO 6. RESULTADOS

6.1 Parámetros de Perforación y Voladura.

Antes de la mejora:

Ya que los parámetros en el diseño de malla perforación y voladura no se tienen en cuenta por la supervisión de los jefes de guardia y lo dejan a la experiencia de los jumberos y/o perforistas, como resultado de esto se tienen cambios frecuentes de los parámetros en el diseño de mallas para ambas guardias. En frente su arranque es de 1 alivio y en la contraguardia 3 a 4 taladros de alivios, utilizando así un mal burden y espaciamiento. En el caso de breasting se denota en la distribución de los taladros de 21 a 22 taladros y en la contraguardia de 28 a 29 taladros siendo la misma sección.

Propuesta de mejora:

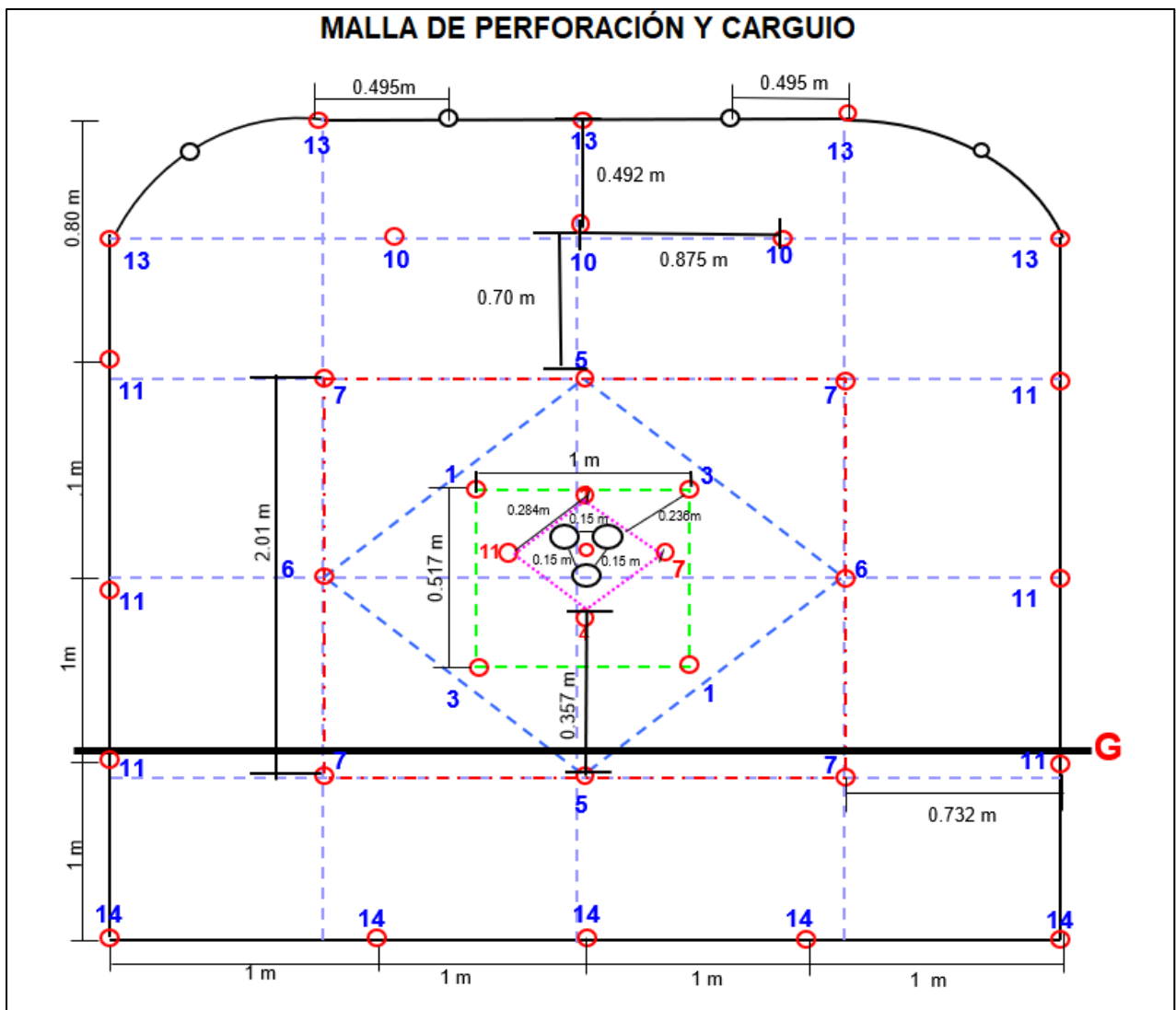
1. Diseño de Malla de Perforación.

Se tiene un jumbo con viga retráctil acondicionado para un barra de 14 pies (4.20m), la eficiencia de perforación tiene que mejorar actualmente 3.50 m en promedio. Para mejorar la eficiencia de avance según las condiciones del terreno, muy fracturado, intermedio, regular, bueno, se diseña una malla con nuevos parámetros de perforación y voladura, con nuevos retardos de salida fanel, según las condiciones del terreno se debe aumentar taladros de alivio (smoth blast) en los contornos para amortiguar la energía del explosivo y crear planos de ruptura entre taladros de detonación.

La forma adecuada de carguío para voladura controlada con el método traicer (Anfo regado en coronas) es confinar solo de 30 a 40cm en el fondo del taladro y regar toda a columna con Anfo, colocar taco retenedor de energía en la boca del taladro. Esto se explicó al personal del carguío hacer una marca en el tubo para lograr dicho cargado.

Se le presenta esta malla de perforación a los jumberos, para una sección de 4.00mx3.80m, el diseño de carguío y la distribución de retardos, esto para el diámetro que se está usando de 45 mm y una longitud eficiente de perforación de 3.90 m, de acuerdo a esto se hace la distribución de carga y a la caracterización del macizo rocoso. En el post monitoreo de vibraciones se debe de reducir la carga operante minimizando la cantidad de taladros que detonan al mismo tiempo para minimizar el daño al macizo rocoso.

Figura 31: Diseño de Malla de Perforación y Voladura para frente. Sección 4.00x3.80m



Fuente: Elaboración Propia, noviembre 2017.

En la malla de perforación y voladura propuesta para frente se está utilizando una distribución de 35 taladros de producción ,3 taladros de alivio, 1 rompe boca .En este caso para la eficiencia de cañas y tener un costo menor en sostenimiento, se está proponiendo utilizar el método de voladura controlada Smooth blasting (4 taladros).

En las secuencias de salidas se puede apreciar los faneles I_p (Periodo largo) están distribuidas de forma impares y los retardos de un mismo número para obtener una mayor carga operante el cual es proporcional al daño de vibraciones.

1.1. Datos para el Diseño de Malla De Perforación y Voladura con nuevos parámetros.

Tabla 7: Datos del diseño de Malla de la labor M684

LABOR M 684 (ZAPATITO)		
Especificaciones Técnicas		Unidades
Diámetro del Taladro de Alivio	89	mm
Diámetro del Taladro de Producción	45	mm
Numero de Taladro de Alivio	3	tal
Densidad Del Explosivo Superfam Dos	0.8	g/cm ³
Altura de Labor	3.8	m
Ancho de Labor	4	m
Roca	Regular IIIA	
Eficiencia de Perforación	91	%
Resistencia De Compresión Simple	59	Mpa
Desviación Angular	10	mm/m
Factor de Esponjamiento	0.77	
Error de Emboquille	20	mm
Constante Roca	0.35	Kg/m ³
Densidad De Roca	2.6	tn/m ³
Buzamiento	51	Grados
Angulo de Taladros de Contorno "γ"	1	Grados
GSI	51	
RMR	60	

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 8: Especificaciones técnicas del explosivo a utilizar en la voladura

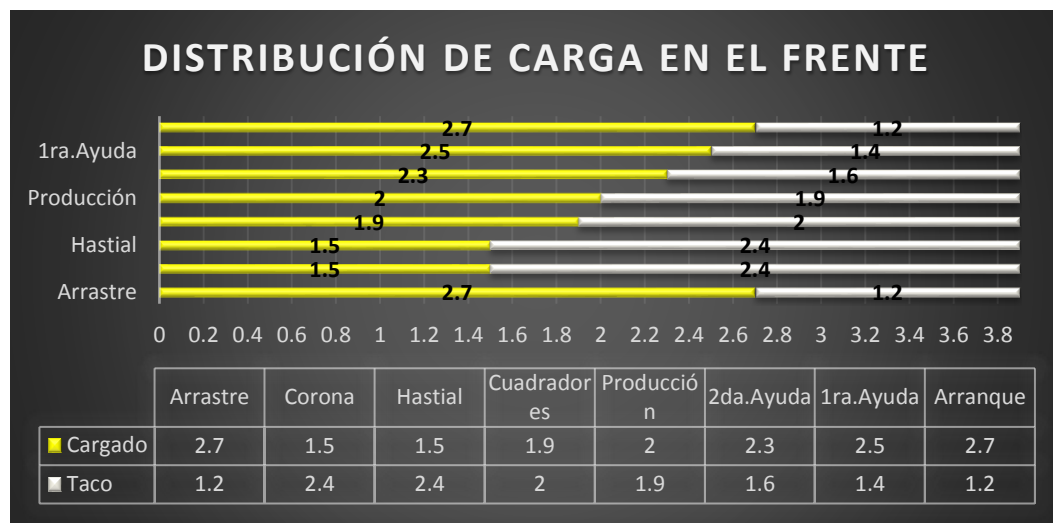
Especificaciones Técnicas Del Explosivo(Emulnor 3000 1 1/8" x 6")	
Densidad relativa(g/cm ³)	1.14
Velocidad de detonación(m/s)	5700
Presión de detonación (Kbar)	93
Energía(kcal/kg)	920
Volumen normal de gases(L/Kg)	880
Potencia relativa en peso ^{***} (%)	100
Potencia relativa en volumen ^{***} (%)	145
Sensibilidad al fulminante	N°8
Resistencia al agua	Excelente
Categoría de humos	Primera

Fuente: Elaboración Propia

2. Distribución de la carga explosiva en frente con la malla de perforación y voladura propuesta.

Los cargadores de explosivos deberán cumplir con las siguientes condiciones de trabajo para realizar el llenado de los taladros:

Gráfico 1: Nueva distribución de carga explosiva, para un avance de perforación de 3.9m



Fuente: Elaboración Propia

6.2. Control operativo.

El seguimiento y control operativo en la labor viene a ser un factor importante para hacer mejoras en el control e implementación de estándares en el trabajo en las operaciones unitarias del minado, se tiene que crear conciencia al personal y capacitación diaria a los trabajos que se realiza en la práctica, estos 2 son pilares del éxito para cumplir con la perforación y voladura.

6.2.1. Cumplimiento con el diseño de Malla.

Para el mejoramiento en su diseño de malla se hizo que el operador de jumbo, pintara su malla de perforación, trabajar con la gradiente puesta por topografía y darle a conocer una hoja con su distribución de taladros que debería obtener su frente.

Fotografía 1: Pintado de la malla de perforación



Fuente: Elaboración Propia

6.2.2. Cumplimiento con el diseño de Malla.

En el seguimiento del diseño de malla se hace que el operador del jumbo cumpla con la hoja de distribución de los taladros de la malla propuesto para avance, con su debido espaciamiento y burden corregidos.

Fotografía 2: Inspección de los taladros perforados por los jumbos Labor G1151



Fuente: Elaboración Propia

Fotografía 3: Perforando taladros rectos y evitando desviaciones, con ayuda del pintado de malla. Labor Zapatito (M684)



Fuente: Elaboración Propia

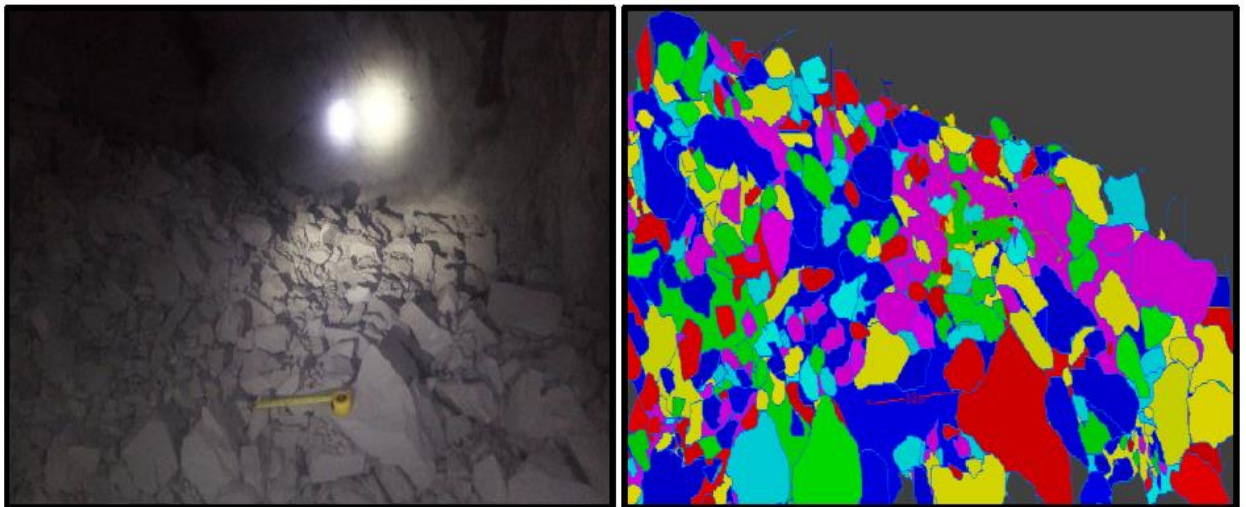
Fotografía 4: Taladros perforados con adecuados espaciamientos y burden. Labor K 1060



Fuente: Elaboración Propia

6.2.3. Análisis De fragmentación.

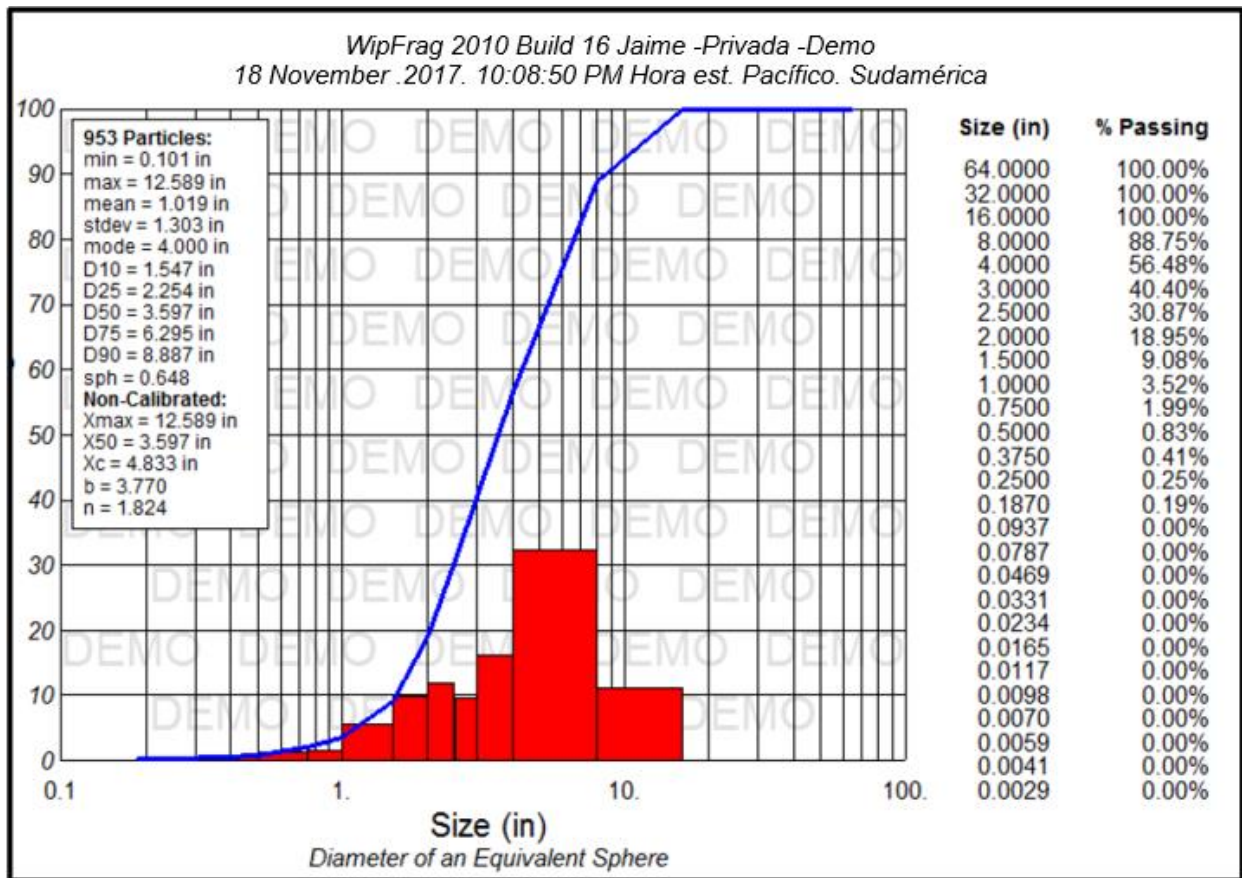
Fotografía 5: Fragmentación obtenida de la voladura realizada. Labor Zapatito (M684)



Fuente: Elaboración Propia

La voladura que se hizo en la labor M 684 con la malla propuesta nos indica que tenemos una fragmentación uniforme, no hay presencia de bolones que dificulte la limpieza y carguío con el scoop.

Figura 32: Análisis de la fragmentación obtenida en el programa WipFrag



Fuente: Elaboración Propia, noviembre 2017.

El comportamiento de la curva acumulativa indica que el 80 % del material analizado pasa por un tamiz de 7.159 Pulg.

- Tamaño máximo de fragmentos 12.589 pulg y mínimo 0.101 pulg.
- Porcentaje de material mayor a 16 Pulg es de 11.25 %.Voladura en frentes de avances.

6.3. Costos obtenidos con los nuevos parámetros de Perforación y Voladura, comparados con respecto a registros anteriores a la mejora.

Tabla 9: Costos de la malla de perforación y voladura anterior de la labor Zapatito (M684)

COSTO UNITARIO POR MT DE AYANCE SECCION 4.00 x 3.80 Mt.							
AYANCE GALERIA/ ACCESOS/ CAMARAS HORIZONTALES							
N° DE TALADROS	44	40	Cargados				
LONGITUD DE BARRA	14	pies					
TALADRO PERFORADO	12.73	pies					
EFICIENCIA DE VOLADURA	0.85	%					
AVANCE POR DISPARO	3.30	mts	TONELAJE ROTO:	130.35	ton		
PIES PERFORADOS	560.00	pies	RENDIMIENTO DE SCOOP LIMPIEZA:	59.84	ton/hr		
M3 ROTOS	50.13	m3	RENDIMIENTO JUMBO (45 MM):	60.00	mt/hr		
APROBADO	JJB		DENSIDAD DEL MATERIAL:	2.6	on/m3		
INCLUYE	LIMPIEZA 200 MTS						
FECHA ELABORACION	Jul-18						

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	PU US	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL US
1.0	COSTOS VARIABLES						
1.1	Perforación						
	Aceros de Perforación	560.00	P.P.	0.27	152.59	46.24	
	Aceros de Rimado	38.18	P.P.	0.43	16.42	4.98	
	Aceros Cancamo	3.00	P.P.	0.27	0.82	0.25	51.46
1.2	Voladura						
	Anfo	125.00	Kg	0.60	75.00	22.73	
	Emulsión 11/8" x 6"	120	Cart	0.325	39.00	11.82	
	Fanel	40	und	1.10	44.00	13.33	
	Pentacord	0.25	mts	0.73	0.18	0.06	
	Guia Blanca	1	und	1.22	1.22	0.37	
	Fulminantes	1	und	1.56	1.56	0.47	
							48.78
1.3	Equipos						
	Jumbo EH	2.86	H.M	67.90	194.20	58.85	
	Scoop 6 yd3	2.18	H.M	70.83	154.28	46.75	
	Cargador anfo	2.00	H.M	30.39	60.78	18.42	124.02
1.4	Costo Fijo de Mano de Obra						159.70
2.0	SUB- TOTAL COSTO DIRECTO.						383.96
3.0	GASTOS GENERALES		10%				38.40
4.0	UTILIDAD		10%				42.24
5.0	COSTO TOTAL U.S. \$ / Mt.						\$ 464.60

Fuente: Elaboración Propia, julio 2017

Tabla 10: Costos de la malla de perforación y voladura propuesta. Labor Zapatito (M684)

COSTO UNITARIO POR MT DE AVANCE SECCION 4.00 x 3.80 Mt.							
Labor: M 684 (Zapatito)							
N° DE TALADROS	43	35	Cargados				
LONGITUD DE BARRA	14	pies					
TALADRO PERFORADO	12.77	pies	3.892296				
EFICIENCIA DE VOLADURA	0.89	%					
AVANCE POR DISPARO	3.49	mts	TONELAJE ROTO:	137.92	ton		
PIES PERFORADOS	549.11	pies	RENDIMIENTO DE SCOOP LIMPIEZA:	59.84	ton/hr		
M3 ROTOS	53.05	m3	RENDIMIENTO JUMBO (45 MM):	60.00	mt/hr		
APROBADO	JJB		DENSIDAD DEL MATERIAL:	2.6	ton/m3		
INCLUYE	LIMPIEZA 200 MTS						
FECHA ELABORACION	Nov-17						

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	PU US	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL US
1.0	COSTOS VARIABLES						
1.1	Perforación						
	Aceros de Perforación	561.88	P.P.	0.27	153.11	43.87	
	Aceros de Rimado	38.31	P.P.	0.43	16.47	4.72	
	Aceros Cancamo	3.00	P.P.	0.27	0.82	0.23	48.82
1.2	Voladura						
	Anfo	100.00	Kg	0.60	60.00	17.19	
	Emulsión 1 1/8" x 6"	90	Cart	0.325	29.25	8.38	
	Fanel	36	und	1.21	43.56	12.48	
	Pentacord	0.25	mts	0.22	0.06	0.02	
	Guia Blanca	1	und	0.27	0.27	0.08	
	Fulminantes	1	und	0.11	0.11	0.03	
							38.18
1.3	Equipos						
	Jumbo EH	2.86	H.M	67.90	194.20	55.64	
	Scoop 6 yd3	2.26	H.M	70.83	159.98	45.84	
	Cargador anfo	2.00	H.M	30.39	60.78	17.42	118.90
1.4	Costo Fijo de Mano de Obra						165.95
2.0	SUB- TOTAL COSTO DIRECTO.						371.86
3.0	GASTOS GENERALES		10%				37.19
4.0	UTILIDAD		10%				40.90
5.0	COSTO TOTAL U.S. \$ / Mt.						\$ 449.95

Fuente: Elaboración Propia, noviembre 2017

Tabla 11: Costos de la malla de perforación y voladura anterior. Labor G1151

COSTO UNITARIO POR MT DE AVANCE SECCION 4.00 x 3.80 Mt.							
AVANCE GALERIA/ ACCESOS/ CAMARAS HORIZONTALES							
N° DE TALADROS	44	40	Cargados				
LONGITUD DE BARRA	14	pies					
TALADRO PERFORADO	12.73	pies					
EFICIENCIA DE VOLADURA	0.85	%					
AVANCE POR DISPARO	3.28	mts	TONELAJE ROTO:	129.63	ton		
PIES PERFORADOS	560.00	pies	RENDIMIENTO DE SCOOP LIMPIEZA:	59.84	ton/hr		
M3 ROTOS	49.86	m3	RENDIMIENTO JUMBO (45 MM):	60.00	mt/hr		
APROBADO	JJB		DENSIDAD DEL MATERIAL:	2.6	ton/m3		
INCLUYE	LIMPIEZA 200 MTS						
FECHA ELABORACION	Jul-18						

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	PU US	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL US
1.0	COSTOS VARIABLES						
1.1	Perforación						
	Aceros de Perforación	560.00	P.P.	0.27	152.59	46.52	
	Aceros de Rimado	38.18	P.P.	0.43	16.42	5.01	
	Aceros Cancamo	3.00	P.P.	0.27	0.82	0.25	51.78
1.2	Voladura						
	Anfo	125.00	Kg	0.60	75.00	22.87	
	Emulsión 1 1/8" x 6"	140	Cart	0.325	45.50	13.87	
	Fanel	40	und	1.10	44.00	13.41	
	Pentacord	0.25	mts	0.73	0.18	0.06	
	Guia Blanca	1	und	1.22	1.22	0.37	
	Fulminantes	1	und	1.56	1.56	0.48	
							51.06
1.3	Equipos						
	Jumbo EH	2.86	H.M	67.90	194.20	59.21	
	Scoop 6 yd3	2.17	H.M	70.83	153.43	46.78	
	Cargador anfo	2.00	H.M	30.39	60.78	18.53	124.52
1.4	Costo Fijo de Mano de Obra						159.70
2.0	SUB- TOTAL COSTO DIRECTO.						387.05
3.0	GASTOS GENERALES		10%				38.71
4.0	UTILIDAD		10%				42.58
5.0	COSTO TOTAL U.S. \$ / Mt.						\$ 468.34

Fuente: Elaboración Propia, julio 2017

Tabla 12: Costos de la malla de perforación y voladura propuesta. Labor G1151

COSTO UNITARIO POR MT DE AVANCE SECCION 4.00 x 3.80 Mt.							
Labor: G 1151							
N° DE TALADROS	43	35	Cargados				
LONGITUD DE BARRA	14	pies					
TALADRO PERFORADO	12.77	pies	3.892296				
EFICIENCIA DE VOLADURA	0.89	%					
AVANCE POR DISPARO	3.42	mts	TONELAJE ROTO:	135.16	ton		
PIES PERFORADOS	549.11	pies	RENDIMIENTO DE SCOOP LIMPIEZA:	59.84	ton/hr		
M3 ROTOS	51.98	m3	RENDIMIENTO JUMBO (45 MM):	60.00	mt/hr		
APROBADO	JJB		DENSIDAD DEL MATERIAL:	2.6	ton/m3		
INCLUYE	LIMPIEZA 200 MTS						
FECHA ELABORACION	Nov-17						

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	PU US	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL US
1.0	COSTOS VARIABLES						
1.1	Perforación						
	Aceros de Perforación	549.11	P.P.	0.27	149.63	43.75	
	Aceros de Rimado	38.31	P.P.	0.43	16.47	4.82	
	Aceros Cancamo	3.00	P.P.	0.27	0.82	0.24	48.81
1.2	Voladura						
	Anfo	100.00	Kg	0.60	60.00	17.54	
	Emulsión 1 1/8" x 6"	120	Cart	0.325	39.00	11.40	
	Fanel	36	und	1.10	39.60	11.58	
	Pentacord	0.25	mts	0.73	0.18	0.05	
	Guia Blanca	1	und	1.22	1.22	0.36	
	Fulminantes	1	und	1.56	1.56	0.46	
							41.39
1.3	Equipos						
	Jumbo EH	2.80	H.M	67.90	189.79	55.49	
	Scoop 6 yd3	2.26	H.M	70.83	159.98	46.78	
	Cargador anfo	2.00	H.M	30.39	60.78	17.77	120.04
1.4	Costo Fijo de Mano de Obra						165.95
2.0	SUB- TOTAL COSTO DIRECTO.						376.20
3.0	GASTOS GENERALES		10%				37.62
4.0	UTILIDAD		10%				41.38
5.0	COSTO TOTAL U.S. \$ / Mt.						\$ 455.20

Fuente: Elaboración Propia, noviembre 2017

Tabla 13: Costos de la malla de perforación y voladura anterior. Labor K1060

COSTO UNITARIO POR MT DE AVANCE SECCION 4.00 x 3.80 Mt.							
AVANCE GALERIA/ ACCESOS/ CAMARAS HORIZONTALES							
N° DE TALADROS	44	40	Cargados				
LONGITUD DE BARRA	14	pies					
TALADRO PERFORADO	12.73	pies					
EFICIENCIA DE VOLADURA	0.85	%					
AVANCE POR DISPARO	3.32	mts	TONELAJE ROTO:	131.21	ton		
PIES PERFORADOS	560.00	pies	RENDIMIENTO DE SCOOP LIMPIEZA:	59.84	ton/hr		
M3 ROTOS	50.46	m3	RENDIMIENTO JUMBO (45 MM):	60.00	mt/hr		
APROBADO	JJB		DENSIDAD DEL MATERIAL:	2.6	ton/m3		
INCLUYE	LIMPIEZA 200 MTS						
FECHA ELABORACION	Jul-18						
ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	PU US	PARCIAL	SUB TOTAL	TOTAL US
1.0	COSTOS VARIABLES						
1.1	Perforación						
	Aceros de Perforación	560.00	P.P.	0.27	152.59	45.96	
	Aceros de Rimado	38.18	P.P.	0.43	16.42	4.95	
	Aceros Cancamo	3.00	P.P.	0.27	0.82	0.25	51.15
1.2	Voladura						
	Anfo	100.00	Kg	0.60	60.00	18.07	
	Emulsión 1 1/8" x 6"	120	Cart	0.325	39.00	11.75	
	Fanel	40	und	1.10	44.00	13.25	
	Pentacord	0.25	mts	0.73	0.18	0.05	
	Guia Blanca	1	und	1.22	1.22	0.37	
	Fulminantes	1	und	1.56	1.56	0.47	
							43.96
1.3	Equipos						
	Jumbo EH	2.86	H.M	67.90	194.20	58.49	
	Scoop 6 yd3	2.19	H.M	70.83	155.30	46.78	
	Cargador anfo	2.00	H.M	30.39	60.78	18.31	123.58
1.4	Costo Fijo de Mano de Obra						159.70
2.0	SUB- TOTAL COSTO DIRECTO.						378.40
3.0	GASTOS GENERALES		10%				37.84
4.0	UTILIDAD		10%				41.62
5.0	COSTO TOTAL U.S. \$ / Mt.						\$ 462.15

Fuente: Elaboración Propia, julio 2017

Tabla 14: Costos de la malla de perforación y voladura propuesta. Labor K1060

COSTO UNITARIO POR MT DE AVANCE SECCION 4.00 x 3.80 Mt.						
Labor: K 1060 Sur (Piloto)						
N° DE TALADROS	43	35	Cargados			
LONGITUD DE BARRA	14	pies				
TALADRO PERFORADO	12.77	pies	3.892296			
EFICIENCIA DE VOLADURA	0.89	%				
AVANCE POR DISPARO	3.45	mts	TONELAJE ROTO:	136.34	ton	
PIES PERFORADOS	549.11	pies	RENDIMIENTO DE SCOOP LIMPIEZA:	59.84	ton/thr	
M3 ROTOS	52.44	m3	RENDIMIENTO JUMBO (45 MM):	60.00	mt/thr	
APROBADO	JJB		DENSIDAD DEL MATERIAL:	2.6	ton/m3	
INCLUYE	LIMPIEZA 200 MTS					
FECHA ELABORACION	Nov-17					
1.0 COSTOS VARIABLES						
1.1 Perforación						
Aceros de Perforación	549.11	P.P.	0.27	149.63	43.37	
Aceros de Rimado	38.31	P.P.	0.43	16.47	4.78	
Aceros Cancamo	3.00	P.P.	0.27	0.82	0.24	48.38
1.2 Voladura						
Anfo	100.00	Kg	0.60	60.00	17.39	
Emulsión 1 1/8" x 6"	120	Cart	0.325	39.00	11.30	
Fanel	36	und	1.10	39.60	11.48	
Pentacord	0.25	mts	0.73	0.18	0.05	
Guía Blanca	1	und	1.22	1.22	0.35	
Fulminantes	1	und	1.56	1.56	0.45	
						41.03
1.3 Equipos						
Jumbo EH	2.80	H.M	67.90	189.79	55.01	
Scoop 6 yd3	2.28	H.M	70.83	161.38	46.78	
Cargador anfo	2.00	H.M	30.39	60.78	17.62	119.41
1.4 Costo Fijo de Mano de Obra						
						165.95
2.0 SUB- TOTAL COSTO DIRECTO.						374.77
3.0 GASTOS GENERALES						37.48
4.0 UTILIDAD						41.23
5.0 COSTO TOTAL U.S. \$ / Mt.						\$ 453.48

Fuente: Elaboración Propia, noviembre 2017

6.3.1. Determinación de la reducción (optimización) de costos operacionales de avance en voladura.

Tabla 15: Cuadro resumen de la optimización de costos

OPTIMIZACIÓN COSTO DE AVANCE DE VOLADURA					
SECCIÓN DE PROYECTO	ANCHO	ALTO	AVANCE	\$/m	\$/disparo
COMPONENTES POR DISPARO SIN CONTROL DE VOLADURA					
M684 V4	4.3	4.2	3.30	464.60	1533.180
G1151 V3	4.02	3.9	3.28	468.34	1536.155
K 1060 Sur V3	4.12	3.96	3.32	462.15	1534.338
COMPONENTES POR DISPARO CON CONTROL DE VOLADURA					
M684 V4	4	3.81	3.49	449.65	1569.279
G1151 V3	4.06	3.82	3.42	455.05	1556.271
K 1060 Sur V3	4	3.8	3.45	453.33	1563.989
Total diferencia de sobrerotura en toneladas metricas/%				Ingreso por labor	36.099
					20.116
					29.651

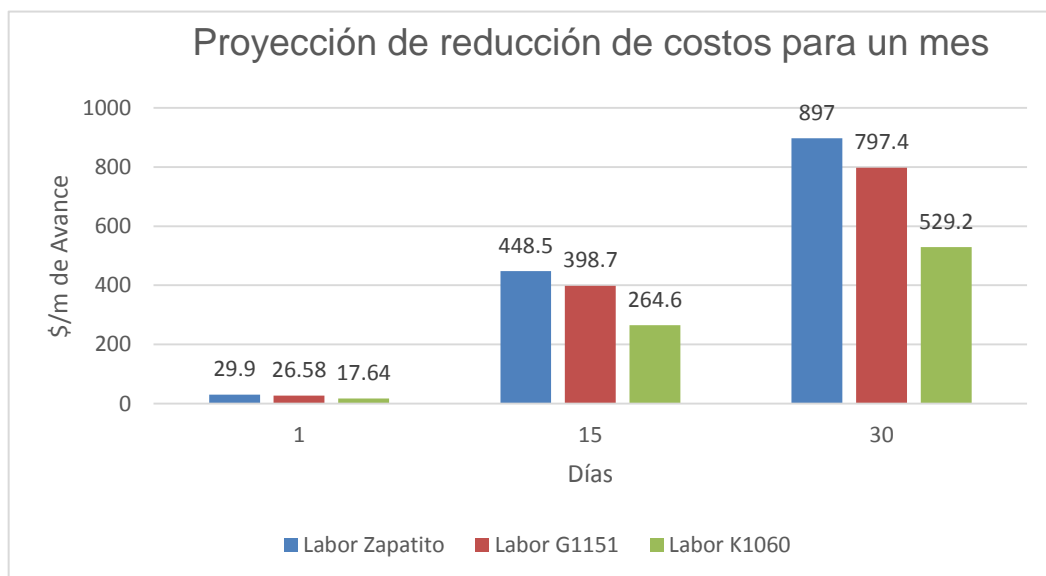
Fuente: Elaboración Propia

- Según el seguimiento que se hizo, con un incremento de avance en la labor M684(Zapatito) de 19cm, estaremos disminuyendo 14.95US \$ por metro de avance en el disparo.
- En la labor G 1151 con un incremento de avance de 14cm, estaremos reduciendo 13.29 US\$ por metro de avance.
- En la labor K1060 sur con un incremento de avance de 13cm, estaremos disminuyendo 8.82 US \$ por metro de avance.

6.3.2. Proyecciones de la reducción de costos para un mes y un año.

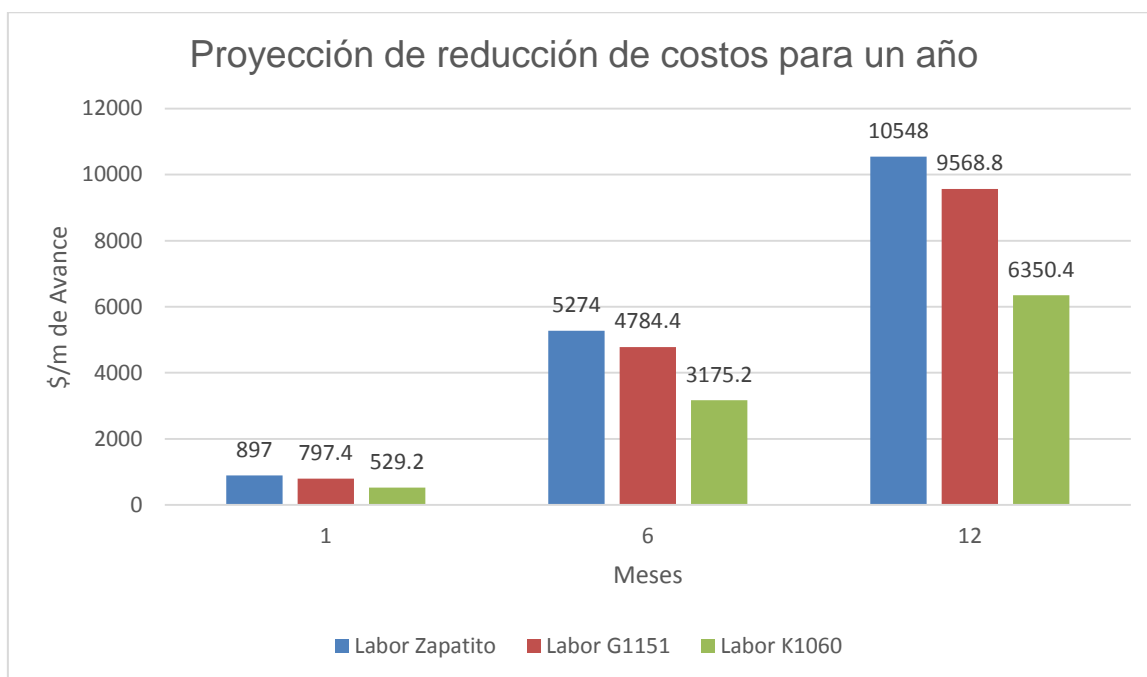
Las siguientes proyecciones de reducción de costos, para una sección estándar de 4.00x3.80m con un avance promedio de 3.50m. Realizando 2 disparos al día en cada labor, tienen como resultado los siguientes índices:

Gráfico 2: Proyección de la reducción de costos en las 3 labores de Unidad Pallca, para un mes



Fuente: Elaboración Propia

Gráfico 3: Proyección de la reducción de costos en las 3 labores de Unidad Pallca, para un año



Fuente: Elaboración Propia

6.4 Avances y producción obtenida en los 2 semestres del año 2017.

Tabla 16: Cuadro resumen de avances obtenidos en los diferentes meses del año 2017

Resumen Avances		ene	feb	mar	abr	may	jun	I Semestre	jul	ago	sep	oct	nov	dic	II Semestre	Total 2017	Unidad	
A	4000																m	
B	4040																m	
C	4080																m	
D	4120																m	
E	4160				15	15	15	60								60	m	
F	4200																m	
G	4240						15	15	15	15	15	21	18	25	109	124	m	
H	4280																m	
I	4320												3.42	3.45	6.87	6.87	m	
J	4360																m	
K	4400					20	20	60	20	20	20	35	33	35	163	223	m	
L	4440		5					5									5	m
M	4480		15	15	15	35		80			20	25	37		60	162	m	
N	4520																m	
O	4560								15	15	15	15	15	15	90	90	m	
P	4600		15	15	15	15	15	75	10	10	10	10	18	21	85	160	m	
			35	45	65	85	65	295	60	60	80	114	127	94.45	513.87	808.87		

Fuente: Elaboración Propia

Como se observa en el cuadro, en el primer semestre el avance es de 295m. Mientras que el avance en el segundo semestre, donde se utilizaron nuevos parámetros de Perforación y Voladura, fue de 513.87m, teniendo así 218.87m más de avance por semestre.

Tabla 17: Cuadro resumen de las producciones obtenidas antes de la mejora de los parámetros y con la mejora

Resumen Producción		ene	feb	mar	abr	may	jun	I Semestre	jul	ago	sep	oct	nov	dic	II Semestre	Total 2017	Unidad
A	4000																ton
B	4040																ton
C	4080		655	491	377	377	502	2,402			437	437	328	377	1,577	3,979	ton
D	4120																ton
E	4160																ton
F	4200																ton
G	4240		576	576	576	377	503	2,608			432	432	432	809	2,105	4,714	ton
H	4280																ton
I	4320		482	361	481	361	481	2,167	905	724	851	731	360		3,572	5,739	ton
J	4360		685	685	685	547	583	3,186	488	390			514	514	1,906	5,092	ton
K	4400		1,400	1,274	921	1,045	1,486	6,126	810	878	736	902	1,150	1,279	5,755	11,881	ton
L	4440		970	932	500	533		2,935		458	429	429	335	335	1,986	4,921	ton
M	4480			731	975	879	679	3,264	1,655	2,245	1,752	1,569	963	1,037	9,221	12,485	ton
N	4520																ton
O	4560			298	298	678	728	2,001	702	702	499	665	499	499	3,565	5,566	ton
P	4600		632	451	987	803	838	3,711	1,040	403	465	635	819	950	4,311	8,022	ton
			5,400	5,800	5,800	5,600	5,800	28,400	5,600	5,800	5,600	5,800	5,400	5,800	34,000	62,400	

Fuente: Elaboración Propia

La producción obtenida en el segundo semestre del año 2017 en Mina Pallca, teniendo mejoras en los parámetros de PERVOL, alcanzó las 34000ton de mineral. Aumentando 5600ton producidas con respecto al semestre anterior.

CAPÍTULO 7. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

7.1 Diferencia de costos en la mejora de avances.

Para una labor de 4.3x4.2m, con un avance de 3.3m la voladura nos genera un costo de 464.60 \$/m. En la cual por la mejora en la malla de perforación y voladura, para una sección de 4x3.8m, con un avance de 3.49m. Tenemos una menor inversión de 449.65\$/m.

Tendríamos una diferencia y ganancia de 14.95 US \$/por metro de avance, siendo esto un beneficio para la empresa.

La investigación de Chipana del año 2015, en el estudio de una nueva malla de perforación y la distribución de la carga explosiva en la ejecución de la Galería Progreso, obtiene una reducción de los costos de perforación y voladura, de 294.9 US\$ por metro de avance a US\$ 235.64 por metro.

7.2 Resultado en los avances de Perforación y Voladura.

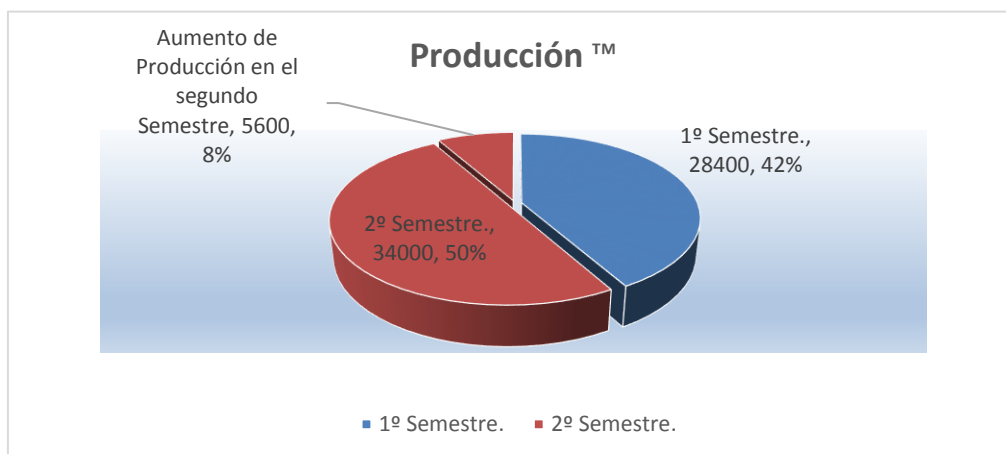
Los avances en la labor que se hicieron en la presente investigación se mejoró de 3.25 m a 3.50 m en promedio. Esta malla se está estandarizando y usando en la labor de acceso con buenos resultados.

En la investigación de Condori del año 2017, luego de aplicar mejoras en el diseño y construcción del crucero 500-Mina Yanaquihua, obtuvo un avance de 1.6m. Siendo el avance anterior a la mejora de 1.3467m.

En ambos estudios luego de realizar un nuevo diseño de malla se obtienen mejores avances, esto gracias a los cambios de los parámetros de perforación y voladura, a un mejor control de carga explosiva, entre otros.

7.3 Productividad

Gráfico 4: Registro de la productividad en el año 2017



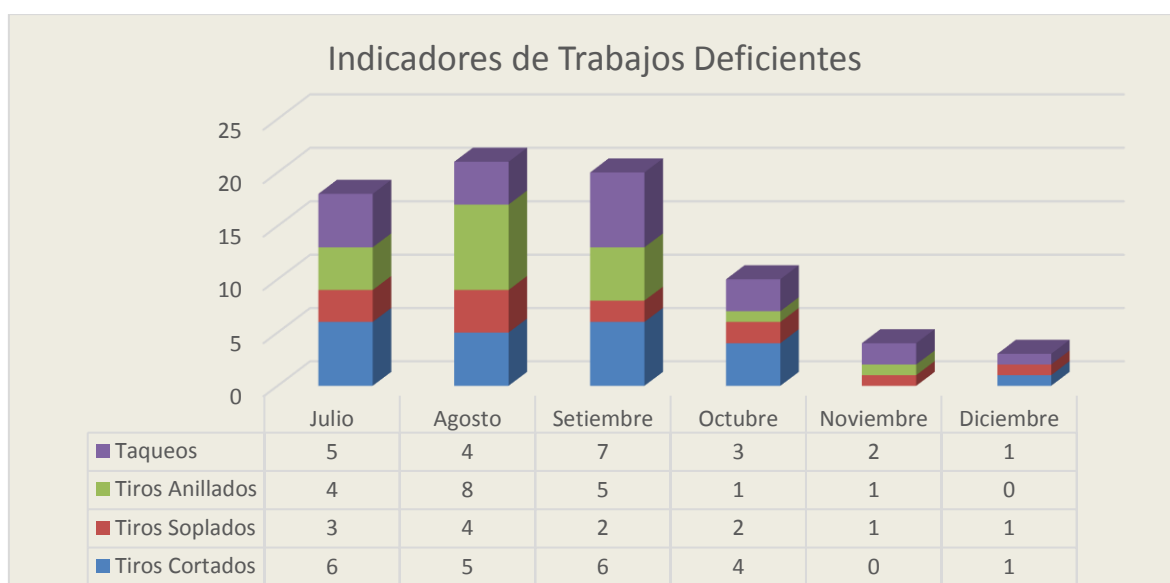
Fuente: Elaboración Propia

La producción obtenida con los nuevos parámetros de Perforación y Voladura en el segundo semestre tiene un incremento del 8%, con respecto a la anterior producción.

En comparación con la investigación realizada por Pacahuala en el año 2015 en su trabajo de investigación "Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en perforación y Voladura, caso de la empresa especializada Mincotrall S.R.L., obtuvo resultados de rendimientos y productividad favorables para la empresa en un incremento de 41% aproximadamente. Este resultado es mucho mayor al que nuestro trabajo de investigación, pero es aceptable ya que en las dos investigaciones con nuevas mejoras en la perforación y voladura se obtienen mejores resultados.

7.4. Indicadores de Trabajos Deficientes de Voladura.

Gráfico 5: Indicadores de trabajos deficientes



Fuente: Elaboración Propia

A partir de estos indicadores se observa una reducción en los trabajos deficientes de voladura, esto gracias a la capacitación del personal en el pintado de malla, control del paralelismo, cargado de explosivo, control en explosivos, reducción de aceros, etc.

Para dar resultado como este se debe tener un control y seguimiento en la supervisión de las labores de la Minera Santa Luisa.- unidad Pallca.

7.5. Margen en el consumo de explosivos.

Tabla 18: Consumo actual de explosivos

ANFO Superfam Dos	4 sacos = 100kg
Cartuchos Emulnor	90 cartuchos
Faneles LP	31 faneles
Faneles Ms	5 faneles
Guía	1 unidad
Pentacord	25 metros

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 19: Consumo anterior del explosivo

ANFO Superfam Dos	5 sacos = 125kg
Cartuchos Emulnor	120 cartuchos
Faneles LP	36 faneles
Faneles Ms	4faneles
Guía	1 unidad
Pentacord	25 metros

Fuente: Elaboración Propia

En el consumo de explosivo hubo diferencia en 1 saco de ANFO Superfam Dos, un ahorro de 15 US \$ /por disparo .En el caso del explosivo Emulnor hay un ahorro 8.13 US \$/por disparo.

El factor de carga era 3.51 kg/m³, esto se originaba por el uso excesivo del explosivo y sobre rotura en las secciones de las labores. Factor de carga para este avance es de 2.38 Kg/m³ con la mejora del diseño de malla propuesto, en la cual se mejora la eficiencia de avance a 3.45 m en promedio.

Chipana en su investigación del año 2015 con la realización de una nueva malla de perforación en la galería Progreso Mina Cavilquis, con distintos parámetros de Voladura, disminuye el factor de carga de 2.89 Kg/m³ a 1.8 Kg/m³. Esta disminución se debe gracias a la cantidad de explosivos utilizados en los taladros, tipo de explosivo, precio, avance, etc.

CONCLUSIONES

- La realización de la presente tesis de investigación, tuvo como objetivo principal mejorar los parámetros de Perforación y Voladura, para poder obtener una disminución en los costos operacionales (optimización de costos) en Unidad Pallca. Estandarizándose así una malla de perforación de 4.00mx3.80m de sección, con un avance de perforación de 3.9m, con una distribución de 35 taladros de producción, 3 taladros de alivio, 1 rompe boca y 4 taladros para el contorno de las paredes (Voladura controlada), una nueva distribución de faneles de periodo largo y corto, y nuevos tiempos de retardos.
- Diseñando una nueva malla de perforación y voladura, se mejoró el factor de carga de 3.51 Kg/m³ a 2.38 kg/m, generando así un menor consumo de explosivo y ahorrando 15 US\$ por disparo.
- Para que los jumberos cumplan con el adecuado diseño de malla de perforación, se hizo un seguimiento y control operativo, de las actividades unitarias realizadas. Haciendo que pintaran sus mallas a realizar. Esto se realizó con la finalidad de tener un buen paralelismo entre taladros, buena rectitud de perforación, espaciamiento, entre otros.
- Se obtuvo un mejor control en el uso de explosivos, entregando a los cargadores hojas impresas con la distribución adecuada de las cargas explosivas que serán llenadas en los taladros. Junto con el maestro disparador y sus ayudantes se hizo un correcto carguío y poner taco (cartón mojado) a los taladros. Hacer una regadita en las coronas y hastiales para no obtener sobrerotura.
- Se optimizaron los costos de avance en las labores: M684 para un avance de 3.49m se gana 14.95 US\$ por metro, G1151 para un avance de 3.42m se gana 13.29 US\$/por metro y en K1060 se obtuvo una ganancia de 8.82 US\$/por metro para un avance de 3.45m.
- Las toneladas obtenidas, con las mejoras realizadas, en el segundo semestre del año 2017 fueron de 34000Tn de mineral; mientras que en el anterior semestre fueron de 28400Tn de mineral. Obteniendo así un aumento de la producción de 5600Tn, representando un incremento del 8%, beneficio para la empresa minera, en cuanto a producción obtenida. Estos índices de producción se deben gracias a un incremento de los avances obtenidos en el segundo semestre del año 2017, que fue de 218.87m.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda a los ingenieros supervisores, que realicen seguimiento y monitoreo permanente de las actividades que realizan los colaboradores, con el objetivo de garantizar un eficiente plan de Perforación y Voladura.
- A los jumberos a seguir con el pintado de la malla 4.0m x 3.80m, para evitar desviaciones en los paralelismos de los taladros, distancias incorrectas entre taladros, etc.
- A investigaciones futuras en minas subterráneas, se recomienda utilizar voladura controlada para el cuidado de las paredes de la sección, para evitar gastos innecesarios en sostenimiento y tener mayor seguridad en la estabilidad de las paredes.
- A los cargadores de explosivos, se les recomienda seguir colocando tacos de cartón mojado, para concentrar más la carga y tenga más efecto rompedor con los gases del explosivo atrapados en ellos.
- Para realizar una mejora en los parámetros de perforación y voladura, un cambio de malla, se recomienda hacer uso de material bibliográfico para calcular de una manera eficiente y confiable todos los indicadores, así como también revisar antecedentes del tema a investigar para obtener buenos resultados.

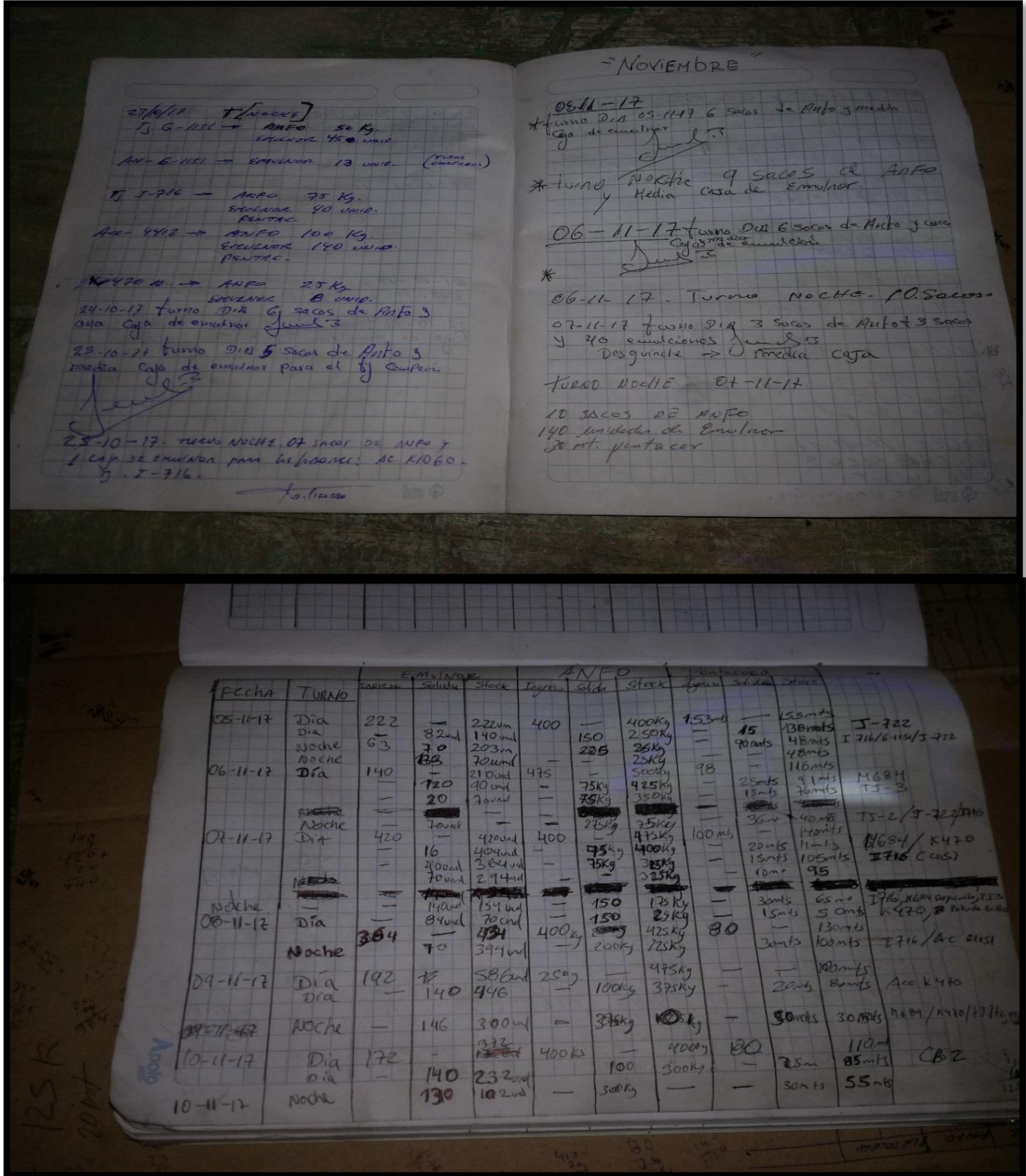
REFERENCIAS

- Ayamamani, C. (2016). *Diseño de Perforación y Voladura y su incidencia en los costos unitarios en Balcón III de la Corporación Minera Ananea S.A.* (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.
- Bernaola, J., Castilla, J. y Herrera, J. (2013). *Perforación y Voladura de rocas en Minería.* Madrid.
- Chipana, R.M. (2015). *Diseño de Perforación y Voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata Minera Cavilquis –Corporación Minera Ananea S.A.* (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.
- Compañía Minera Santa Luisa. (2008). *Informe técnico del estudio de Impacto Ambiental.* Ancash, Perú.
- Condoli, F. y Porras, L.C. (2015). *Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en los frentes de avances de la U.E.A. Reliquias-Corporación Minera Castrovirreyna S.A.* (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional de Huancavelica, Perú.
- Condori, P.A. (2017). *Evaluación, mejoramiento de rendimientos operativos y actualización de precios unitarios en la ejecución del cruce 500- Mina Yanaquihua- Arequipa.* (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa, Perú.
- EXSA. (2014). *Manual Práctico de Voladura.* (4^a ed). Lima, Perú.
- EXSA. (2015). *Explosivos y Accesorios de Voladura.* Lima, Perú.
- Garrido, J.J. (2015). *Mejora y control de estándares en Perforación y Voladura para la reducción del costo en Mina Animon.* (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.
- Hoek, E y Brown, E.T. (1985). *Excavaciones Subterráneas en roca.* México: Litográfica Ingramex.

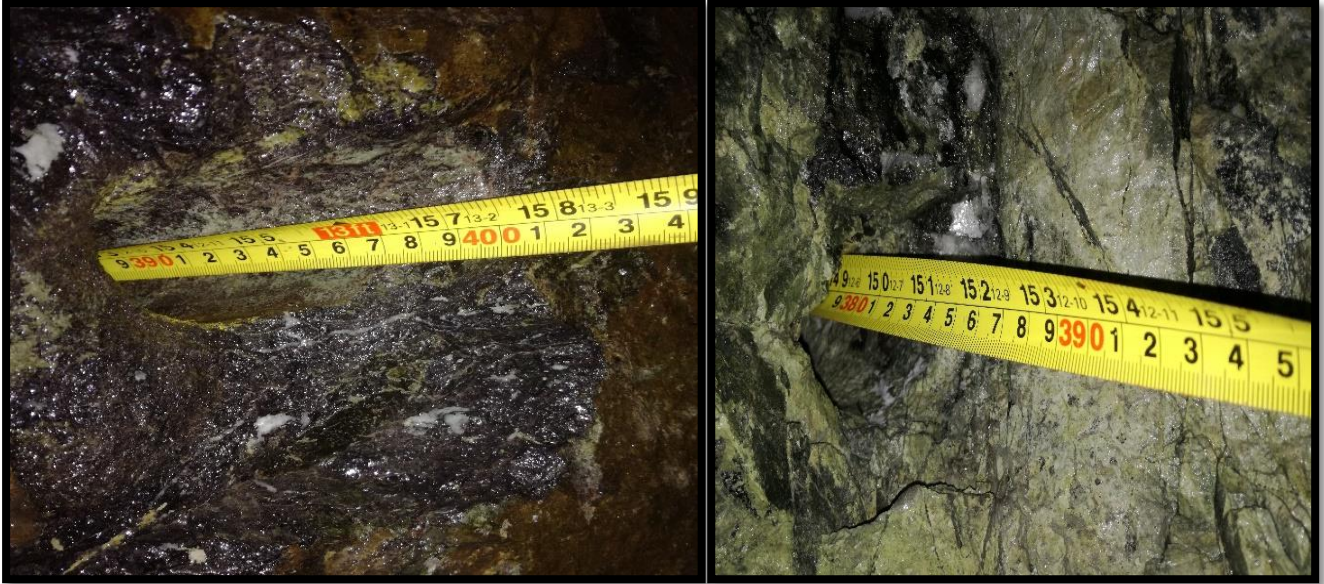
- Jáuregui, O.A. (2009). *Reducción de costos operacionales en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura*. (Tesis de Pregrado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima.
- Konya, C.J. y Albarrán, E. (1998). *Diseño de Voladuras*. Recuperado de https://books.google.com.pe/books/about/Dise%C3%B1o_de_voladuras.html?hl=es&id=nPE7PQAACAAJ&redir_esc=y
- López, G.A. (2009). *Sostenimiento con pernos tipo fore piling en la Mina Pallca – CIA Minera Santa Luisa*. (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.
- López, C., López, E. y García, P. (2014). *Manual de Voladuras en Túneles*. Madrid: Gráficas Arias Montano.
- Pacahuala, M.CL. (2015). *Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en Perforación y Voladura, caso de la empresa especializada Mincitrall S.R.L.* (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo, Perú.
- Palomino, H.A. (2016). *Optimización del proceso de Perforación y Voladura en las labores de desarrollo, para mejorar la eficiencia en compañía Minera Poderosa S.A.* (Tesis de Pregrado). Universidad nacional de Trujillo, Perú,
- Pernia, J.M., Lopez, C., Lopez, E. y Ortiz, F.P. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid: Etimsa.
- Santana, L.E. (2014). *Diseño de Malla para perforación y Voladura de frentes utilizando modelo matemático de Holmberg e índice de volabilidad de Lylli*. (Tesis de Pregrado). Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo, Perú.

ANEXOS

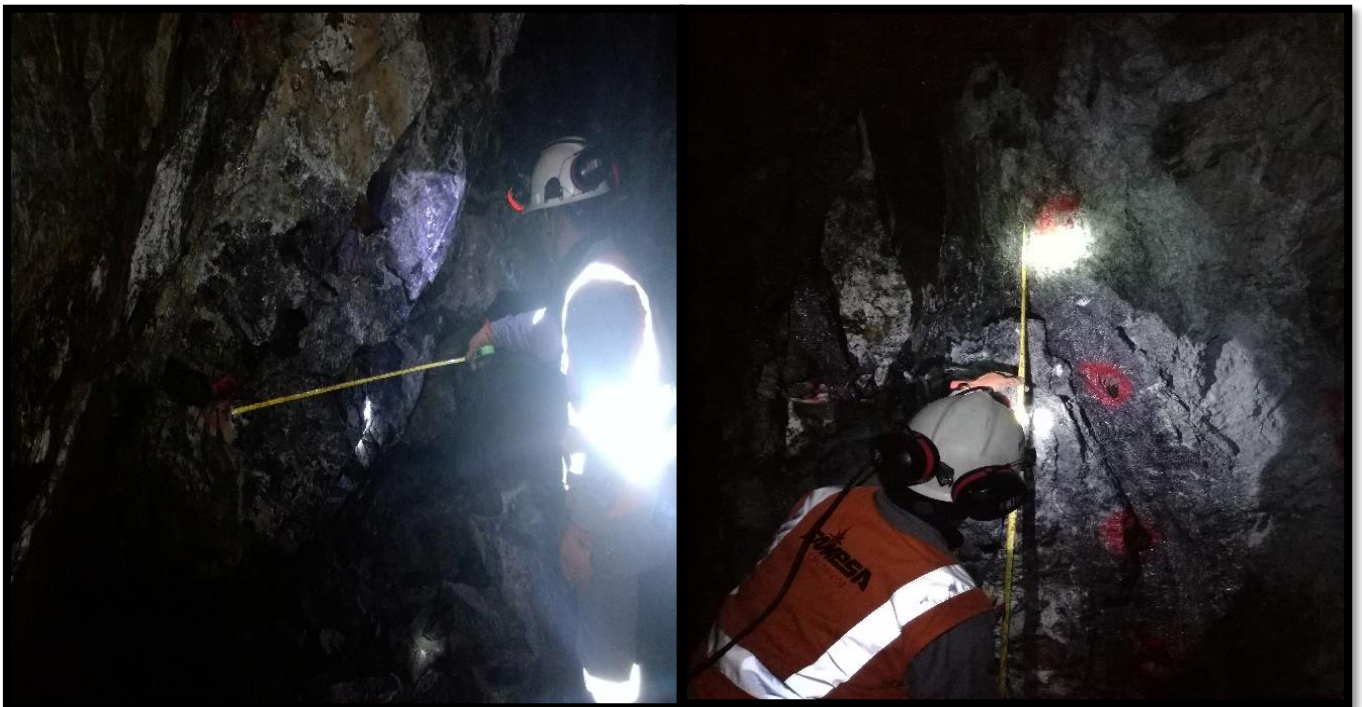
Anexo 1: Fotografía de apuntes de los materiales explosivos utilizados



Anexo 2: Fotografía de la perforación efectiva en los taladros de las labores de avance



Anexo 3: Fotografía de la medición de los espaciamientos y burden del frente con un flexómetro



Anexo 4: Fotografía del carguío de taladros con ANFO en el frente



Anexo 5: Fotografía de la instalación del equipo Minimate Pro 6



Anexo 6: Frente disparado, apilamiento del material roto con avance óptimo



Anexo 7: Costos fijos de equipos en la empresa Minera Santa Luisa S.A

Equipo	Tarifa Variable (US\$/hr)	Tarifa Fijo/Equipo (US\$/Mes)	Cantidad	Alquiler (US\$/hr)
Scoop	70.83	2,263.12	1	85.00
Jumbo	67.90	2,116.04	1	81.48
Anfo Truck	30.39	1,183.81	1	36.47
Dumper MT-2010 (*)			1	80.00

Anexo 8: Costos unitarios de la empresa Minera Santa Luisa S.A

Item	Descripción	Tipo	P.U.	UNIDAD
1	COSTO UNITARIO POR MT DE AVANCE SECCIÓN 5.00 x 4.00 Mt.	AVANCE RAMPA O GALERIA	454.26	\$ / m
2	COSTO UNITARIO POR MT DE AVANCE SECCIÓN 4.00 x 3.80 Mt.	AVANCE GALERIA/ ACCESOS/ CAMARAS HORIZONTALES	449.65	\$ / m
3	COSTO UNITARIO POR M DE CUNETAS (0.30m x 0.30m)	DESMONTE	8.86	\$ / m
4	COSTO UNITARIO POR INSTALACION DE PERNO CON JUMBO	LONGITUD 8 PIES	9.23	\$ / pza
5	COSTO UNITARIO POR M3 ROTO EN BREASTING	MINERAL	23.02	\$ / m3
6	COSTO UNITARIO POR M3 ROTO DE DESQUINCHE	DESMONTE	23.02	\$ / m3
7	ALQUILER DE SCOOP 6.00 YD3	(CARGUÍO DE VOLQUETE, OTROS)	85.00	\$ / hr
8	RELLENO DE TAJOS	VARIABLE DE ACUERDO A LA DISTANCIA (EJ. PARA 200m)	4.83	\$ / m3
9	COSTO DE MOVILIZACIÓN Y DESMOVILIZACIÓN	(EQUIPOS - MOVILIARIO - OTROS)	20,000.00	\$
10	ALQUILER DE CAMIONETA	HI LUX DOBLE CABINA	90.00	\$/día
11	ALQUILER DE CAMION	HYUNDAI	100.00	\$/día
12	ALQUILER DE DUMPER 20 TON	MT 2010	80.00	\$ / hr

Anexo 9: Costos de acero de Perforación en avances

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	VU PP	COSTO US	US/ PP
1.0	BARRA MF T38 x H35 x R32 x 14'	Pza	8,000	570.00	0.071
2.0	BROCA 45 mm - R32	Pza	800	106.90	0.134
3.0	SHANK ADAPTER T 38	Pza	8,000	300.92	0.038
4.0	ADAPTADOR PILOTO R32 40	Pza	1,500	90.89	0.061
5.0	BROCA ESCARIADORA 3 1/2"	Pza	1,500	345.85	0.231
6.0	COPAS DE AFILADO	Pza	30 brocas/ copa		0.030
	TOTAL				0.564

No Incluye afiladora
de brocas

Aceros 45 mm 0.27

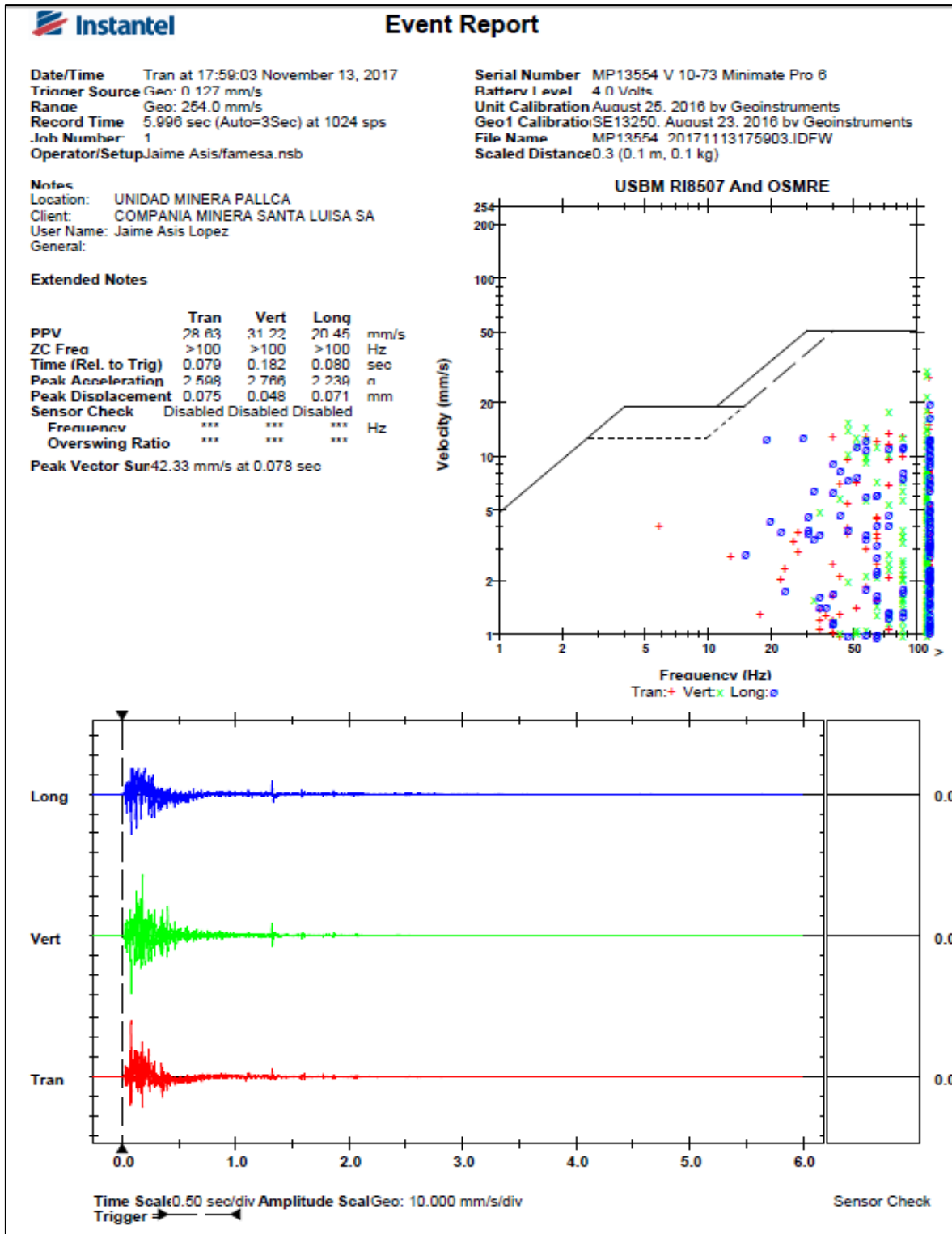
Aceros 89 mm 0.43

Anexo 10: Costos de acero de Perforación en sostenimiento

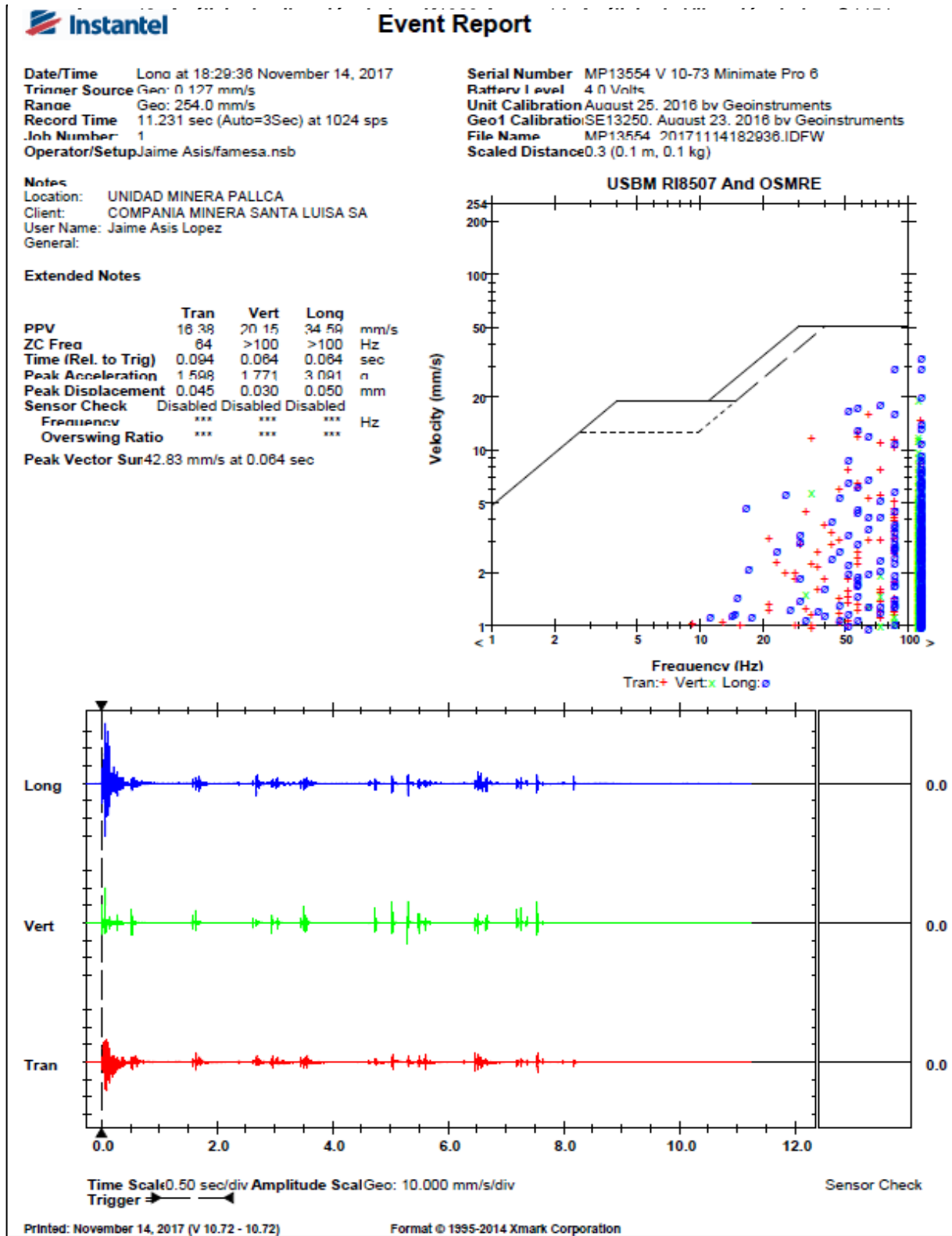
ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	VIDA UTIL P.P.	COSTO US	U.S. \$ / P.P.
1.0	BARRA (ROBOLT) R32 HEX28 - R28 x 8'	Pza	8,000	264.46	0.033
2.0	ACOPLE REDUCTOR R32 x T38 55	Pza	1,000	96.60	0.097
3.0	BROCA BOTON R28 38mm (ROBOLT)	Pza	900	80.67	0.090
4.0	SHANK ADAPTER T 38	Pza	8,000	300.92	0.038
6.0	COPAS DE AFILADO	Pza	30 brocas/ copa		0.030
	TOTAL				0.287

Aceros 38mm 0.29

Anexo 11 : Análisis de vibraciones. Labor M684.



Anexo 12: Análisis de Vibración. Labor G1151



Anexo 15: Análisis de vibración. Labor K1060.

