



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO DE PUNO

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

OPTIMIZACIÓN DE COSTOS DE PRODUCCIÓN MEDIANTE LA EVALUACIÓN DE LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA GALERIA N12 DE LA EMPRESA MINERA SOTRAMI S.A – AYACUCHO.

PRESENTADA POR:

Bach. WALDIR MAMANI TINTA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2020



DEDICATORIA

A mis distinguidos padres, Prof. Ciprian Mamani Bautista y Prof. Vilma Tinta Limpi, por sus denodados esfuerzos y apoyo incondicional para brindarme la oportunidad de concluir mis estudios universitarios y obtener mi título profesional.

A mi hermana Karen Lucero y mi hermano Yuri, fuentes inagotables de comprensión y motivación en cada una de las etapas de mi vida estudiantil.

A mi padrino Prof. Leonidas , y mi madrina Sra. Albertina, por toda su orientación a lo largo de mi vida.

A la memoria de mi abuelo Alejandro , mi tío Elias y mi primo Alex.



AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento al eterno Dios , por conceder vida y salud para culminar mis estudios universitarios hasta lograr mi profesión de Ingeniero de Minas.

A la universidad Nacional del Altiplano de Puno, por brindarme los claustros universitarios para concluir mis estudios superiores.

A la Carrera Profesional de Ingeniería de Minas, al personal docente por impartir los conocimientos académicos y científicos para mi formación profesional y lograr mi título como Ingeniero de Minas.

Mis agradecimientos a la Empresa Minera SOTRAMI S.A.-Ayacucho, por brindar la oportunidad para realizar el presente trabajo de investigación.



INDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

INDICE GENERAL

INDICE DE TABLAS

INDICE DE FIGURAS

INDICE DE ANEXOS

RESUMEN 10

ABSTRACT 11

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA 12

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 13

1.2.1 Pregunta general 13

1.2.2 Preguntas específicas 13

1.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS 13

1.3.1 Hipótesis general 13

1.3.2 Hipótesis específicas 13

1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN 14

1.4.1 Objetivo general 14

1.4.2 Objetivos específicos 14

1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN 14

1.6 CLIMA 15

1.7 FLORA Y FAUNA 16

1.8 ANTECEDENTES 16

1.9 GEOLOGÍA LOCAL 16

CAPITULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN 18

2.2 BASES TEÓRICAS 20

2.2.1 Perforación y voladura 20

2.2.2 Perforación neumática 21



2.2.3	Compresores	22
2.2.4	Perforación por corte	24
2.2.5	Métodos de corte	25
2.2.6	Distribución y denominación de taladros	29
2.2.7	Número de taladros	30
2.2.8	Distancia entre taladros	31
2.2.9	Cantidad de carga.....	31
2.2.10	Propiedades y características de los explosivos	32
2.2.11	Explosivos industriales	38
2.2.12	Diseño de la malla de perforación.....	41
2.2.13	Mecánica de rotura de rocas.....	42
2.2.14	Teoría de costos.....	44
2.3	DEFINICIONES CONCEPTUALES.....	48

CAPITULO III

MATERIALES Y METODOS

3.1	DISEÑO METODOLÓGICO	52
3.2	POBLACIÓN.....	53
3.3	MUESTRA	53
3.4	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.....	53
3.4.1	Variable independiente	53
3.4.2	Variable dependiente	53
3.5	TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	54
3.5.1	Instrumentos de recolección de datos.....	54
3.6	UBICACIÓN	55
3.7	ACCESIBILIDAD A LA UNIDAD MINERA	56

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	57
4.2	RESULTADOS DE PERFORACIÓN EN LA GALERÍA N12.....	57
4.2.1	Diseño de la malla de perforación anterior en la Galería N12.....	57
4.2.2	Nuevo diseño de la malla de perforación en la Galería N12	60
4.3	RESULTADOS DE COSTOS DE PERFORACIÓN EN LA GALERÍA N12 ...	65
4.3.1	Costo de perforación anterior en la Galería N12	65
4.3.2	Costo de perforación optimizada en la Galería N12	68



4.4	DESCRIPCIÓN DE RESULTADOS DE COSTOS DE PERFORACIÓN	71
4.5	RESULTADOS DE VOLADURA EN EL FRENTE DE LA GALERÍA N12 ...	72
4.5.1	Voladura anterior en la Galería N12	72
4.6	DESCRIPCIÓN DE RESULTADOS EN LA VOLADURA.....	80
4.7	RESULTADOS DE COSTOS EN VOLADURA	81
4.7.1	Costos de voladura anterior en la Galería N12	81
4.7.2	Costos de voladura optimizada en la Galería N12	82
4.8	DESCRIPCIÓN DE RESULTADOS DE COSTOS EN VOLADURA.....	83
4.9	DISCUSIÓN DE RESULTADOS	85
	V. CONCLUSIONES.....	88
	VI. RECOMENDACIONES.....	89
	VII. BIBLIOGRAFÍA.....	90
	ANEXOS	92

Área : Ingeniería de Minas

Tema : Análisis de costos mineros

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 12 de octubre de 2020



INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Tipo de roca y factor de carga explosiva.....	32
Tabla 2. Operacionalización de variables	54
Tabla 3: Distribución de taladros en el frente de la Galería N12	58
Tabla 4 : Control de tiempo en la perforación anterior.....	58
Tabla 5 : Resultados obtenidos en la perforación anterior.....	59
Tabla 6: Distribución de taladros optimizados.....	61
Tabla 7: Control de tiempo en la perforación optimizada.....	61
Tabla 8: Resultados obtenidos en la perforación optimizada.....	62
Tabla 9 : Coeficiente del tipo de roca	64
Tabla 10: Resumen de costos de perforación.....	71
Tabla 11: Consumo de explosivos en la voladura anterior	73
Tabla 12: Resumen de resultados en la voladura anterior.....	75
Tabla 13: Consumo de explosivos en la voladura optimizada	76
Tabla 14: Resultados en la voladura optimizada	79
Tabla 15: Resumen de resultados en la voladura de la Galería N12	80
Tabla 16: Costos de materiales utilizado en la voladura anterior.....	81
Tabla 17: Costos de materiales utilizados en la voladura optimizada	82
Tabla 18: Resumen de costos de voladura en la Galería N12	83
Tabla 19: Resumen de los resultados de perforación y voladura	84
Tabla 20: Resumen de costos de perforación y voladura.....	85



INDICE DE FIGURAS

Figura 1 : Compresor de pistón	23
Figura 2 : Compresor de paletas	23
Figura 3 : Compresor de tornillo	24
Figura 4 : Corte quemado.....	60



INDICE DE ANEXOS

ANEXO N° 1 . PLANO DE UBICACIÓN	93
ANEXO N° 2. MALLA DE PERFORACION ANTERIOR – 40 TALADROS.....	94
ANEXO N° 3. MALLA DE PERFORACION OPTIMIZADO – 35 TALADROS	95



RESUMEN

La Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho, se encuentra ubicada en la Cordillera Oriental de los Andes, dentro de la jurisdicción del distrito de Sancos, provincia de Lucanas, región y departamento de Ayacucho, para la explotación del yacimiento aurífero utiliza el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional. Actualmente viene desarrollando la Galería N12, con una sección de 2,6 m x 2,8 m, y una longitud proyectada de 280 m. En la evaluación realizada en los primeros 60 metros se ha detectado problemas de elevados costos en las operaciones de perforación y voladura, lo que finalmente repercute en los beneficios percibidos por la Empresa Minera. El tipo de roca es granodiorita, roca dura, cuya densidad es $2,75 \text{ Tm/m}^3$. El objetivo del presente estudio de investigación, es optimizar los costos de producción mediante la evaluación de las operaciones de perforación y voladura en la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A –Ayacucho. La metodología para desarrollar el estudio de investigación ha consistido en evaluar todos los procesos de perforación y voladura anterior, en donde se ha tomado en cuenta el diseño de la malla anterior, considerando el burden, espaciamiento, número de taladros y factor de carga explosiva, dichos datos se han recopilado en las fichas de control. En el estudio de investigación se ha diseñado una nueva malla de perforación teniendo en cuenta las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, en donde se ha evaluado el número de taladros, burden, espaciamiento y factor de carga explosiva, los datos se han recogido en las fichas de control. Finalmente se ha llegado a las siguientes conclusiones, Con el diseño de la nueva malla de perforación los costos de perforación y voladura se han optimizado de 318,95 US \$/m a 276,76 US \$/m, con una diferencia de 42,20 US \$/m, en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

Palabras claves: Optimización, costos, producción, evaluación, perforación, voladura.



ABSTRACT

The Empresa Minera SOTRAMI S.A. - Ayacucho, is located in the Eastern Cordillera of the Andes, within the jurisdiction of the district of Sancos, province of Lucanas, region and department of Ayacucho, for the exploitation of the gold deposit uses the method of Cut and Fill Conventional Upstream. Currently it is developing Gallery N12, with a section of 2.6 m x 2.8 m, and a projected length of 280 m. In the evaluation carried out in the first 60 meters, high cost problems have been detected in drilling and blasting operations, which ultimately affects the benefits received by the Mining Company. The rock type is granodiorite, hard rock, whose density is 2.75 Tm / m³. The objective of this research study is to optimize production costs by evaluating drilling and blasting operations in Gallery N12 of Empresa Minera SOTRAMI S.A –Ayacucho. The methodology to carry out the research study has consisted of evaluating all the previous drilling and blasting processes, where the design of the previous mesh has been taken into account, considering the burden, spacing, number of holes and the explosive load factor, These data have been collected in the control sheets. In the research study, a new drilling mesh has been designed taking into account the geomechanical properties of the rock mass, where the number of holes, burden, spacing and explosive load factor have been evaluated, the data has been collected in the sheets of control. Finally, the following conclusions have been reached: With the design of the new drilling mesh, drilling and blasting costs have been optimized from US \$ 318.95 / m to US \$ 276.76 / m, with a difference of 42.20 US \$ / m, in front of Gallery N12 of Empresa Minera SOTRAMI SA - Ayacucho.

Keywords: Optimization, costs, production, evaluation, drilling and blasting



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho, actualmente está explotando el yacimiento de oro filoneano mediante el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional, utilizando las labores subterráneas horizontales y verticales.

Mediante la evaluación realizada en las operaciones de perforación y voladura se han encontrado deficiencias en las operaciones unitarias, tales como: mala distribución de taladros, excesivo consumo de explosivos y accesorios de voladura, y como resultado de la evaluación se tiene problemas de elevados costos de desarrollo de la Galería N12, con una sección de 2,6 m x 2,8 m, y una longitud proyectada de 280 m. El costo de perforación ha sido de 158,54 US\$/m y en voladura el consumo de explosivo Semexsa ha sido de 17,74 kg/m. De continuar con el problema afectaría al presupuesto de la Empresa y el avance lineal de la Galería N12 y para resolver el problema se ha planteado se ha planteado como alternativa, el diseño de una nueva malla de perforación y el cálculo del factor de carga explosiva adecuada y el tipo de explosivo a utilizar en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

En el desarrollo de una labor subterránea es de mucha importancia el diseño de la malla de perforación y la selección del explosivo y el factor de carga explosiva, por tanto los cálculos se deben realizar con bastante precisión según las características geomecánicas de la roca encajonante.



1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Pregunta general

¿Cómo optimizamos los costos de producción en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.- Ayacucho?

1.2.2 Preguntas específicas

- a) ¿Cómo minimizamos los costos de perforación en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.- Ayacucho?
- b) ¿Cómo minimizamos los costos de voladura en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.- Ayacucho?
- c) ¿Cómo optimizamos los costos de producción en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.- Ayacucho?

1.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

1.3.1 Hipótesis general

Mediante la evaluación de las operaciones de perforación y voladura se optimizará los costos de producción en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

1.3.2 Hipótesis específicas

- a) Mediante el diseño de una nueva malla se minimizará los costos de perforación en el frente de la galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A, - Ayacucho.
- b) Mediante la carga explosiva adecuada se minimizará los costos de voladura en el frente de la galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A, - Ayacucho.



- c) Mediante la evaluación del nuevo diseño de malla y la carga explosiva adecuada se optimizará los costos de producción en el frente de la galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1 Objetivo general

Optimizar los costos de producción mediante la evaluación de las operaciones de perforación y voladura en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera Sotrami S.A.- Ayacucho.

1.4.2 Objetivos específicos

- a) Minimizar los costos de perforación mediante el diseño de nueva malla en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A, - Ayacucho.
- b) Minimizar los costos de voladura mediante la carga explosiva adecuada en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A, - Ayacucho.
- c) Optimizar los costos de producción mediante la evaluación del nuevo diseño de malla y la carga explosiva adecuada en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho, según los estudios de reservas de mineral realizados tiene 536 864 Tm de mineral probado y 268 432 Tm de mineral probable, con una ley promedio de 8,73 g Au/Tm.

Actualmente la Empresa Minera viene desarrollando la Galería N12 con una sección de 2,6 m x 2,8 m, y una longitud proyectada de 280 m. y al realizar la



evaluación a una distancia de 45 metros de avance lineal, se encontró problemas de elevados costos de perforación y voladura. El costo de perforación ha sido de 318,95 US\$/m y en voladura el consumo de explosivo semexa ha sido de 13,65 kg/m. De continuar con el problema hubiera afectado al presupuesto de la Empresa y el avance lineal de la Galería N12 y para resolver dicho problema se ha planteado el diseño de una nueva malla de perforación y el cálculo del factor de carga explosiva adecuada y el tipo de explosivo a utilizar en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera.

La galería N12 se ha desarrollado con la finalidad de recuperar el mineral valioso y para alcanzar a la veta Santa Luisa de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

El trabajo de investigación ha sido de mucha importancia para la Empresa Minera, porque al desarrollar la Galería N12, se ha optimizado los costos de producción generando mejores beneficios económicos para la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

1.6 CLIMA

El clima es cálido y fresco, caracterizado por tres temporadas definidas, las cuales son: temporada de frío ligero, de Mayo a Julio, temporada de calor, de Agosto a Octubre y temporada de ligeras y fuertes lluvias, de Noviembre hasta Abril; la temperatura media anual es de 15°C, registrando máximas de 28°C.



1.7 FLORA Y FAUNA

La Mina presenta escasa flora y fauna, esto debido a la escasés de los recursos hídricos, se presentan algunas aves estacionales carroñeras y también gaviotas.

1.8 ANTECEDENTES

La mina en mención tiene sus orígenes allá por los años de 1 990.

Luego de promulgarse la nueva legislación minera, se da la iniciativa en acuerdo entre la mayoría de grupos mineros existentes en el área, para formalizarse y acatar las nuevas medidas de la nueva ley vigente; es así que se da inicio a la formación de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.(Sociedad de Trabajadores Mineros)

A partir del año de 1 998, la empresa en mención, cumple con las regulaciones exigidas por el Ministerio de Energía y Minas, pasando al grupo de empresas mineras de condición formal y regular, en la actualidad se sigue fomentando la cultura de una minería con responsabilidad social y enfocada al desarrollo y conservación del área involucrada, tanto en el tema social como ambiental.

1.9 GEOLOGÍA LOCAL

Las operaciones mineras de la Minera Sotrami, están emplazadas en estructuras de vetas de cuarzo mineralizadas en forma de vetas, las vetas son de cuarzo ahumado grisáceo y blanco ,con presencia de pirita, arsenopirita, pirrotita, galena sulfuros de Cu y fundamentalmente Oro en diferentes tamaños (microscópicos y en forma de charpas), estas vetas están encajados en roca granodiorita. Las vetas tienen una disposición discontinua, por lo cual su potencia varia, desapareciendo y apareciendo con irregular trato.



Las vetas son de origen hidrotermal, habiendo sido guía las cuarcitas durante el ascenso de los flujos mineralizantes, siendo por lo tanto contemporáneos con las sedimentación del Paleozoico inferior, los cuales han sido afectados por la orogenia Eohercínica.

En su estructura se presenta, de manera continua, fallas de dimensiones considerables, las cuales son determinantes en el desarrollo de las labores mineras.

La roca encajonante, la granodiorita, por su elevado índice de dureza, representa un obstáculo para el desarrollo de las actividades mineras, sin embargo, por la misma propiedad, facilitan la tarea de sostenibilidad.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Chahuares, C. (2012), en su tesis: *Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo*, Mina EL COFRE.

Concluye que con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de taladros, de 41 taladros a 36 taladros, siendo la profundidad del taladro de 1,45 metros y en la voladura el consumo de explosivos se ha reducido de 12,41 kg/m a 7,94 kg/m y los costos de explosivos se ha reducido de 39,92 US\$/m a 34,55 US\$/m.

La metodología utilizada para la reducción de costos de perforación y voladura en una labor de producción, se ha obtenido reduciendo el número de taladros y el uso del explosivo adecuado. Los costos de perforación y voladura se han calculado en US\$/Tm.

Mamani, N. (2015), en su tesis *Optimización de Costos de perforación y voladura en la mina Maribel de Oro A-Ananea*, Universidad Nacional del Altiplano-Puno, indica que con la aplicación de la nueva malla de perforación, los costos de perforación y voladura se ha reducido de 323,98 US\$/m a 288,78 US\$/m con una diferencia de 35,20 US\$/m.

La metodología utilizada para optimizar los costos de perforación y voladura ha sido reducir el número de taladros mediante la nueva malla de perforación y la determinación de la carga explosiva según las características del macizo rocoso.



Quispe, H. (2017), en su tesis *Reducción de Costos de Perforación y Voladura con nuevo diseño de malla en el frente del Crucero 340 NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C. – Rinconada*, Universidad Nacional del Altiplano-Puno, concluye que al utilizar la nueva malla de perforación los costos de perforación y voladura se han reducido de 364,29 US\$/m a 332,01 US\$/m, con una diferencia de 32,19 US\$/m.

Rodríguez, H. (2011), en su tesis: *Mejoramiento de Operaciones Unitarias en Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Convencional - Unidad Minera el Cofre*; Universidad Nacional del Altiplano, concluye que se ha reducido el número de taladros empleados en el diseño de malla de perforación, la mina EL Cofre anteriormente venía realizando el diseño de malla de perforación con 33 taladros, de los cuales 30 son taladros cargados y 03 de alivio, empleando un barreno de 5 pies y 1 1/2" de diámetro, con un avance lineal de 1,00 m. reduciendo a 25 taladros de los cuales 22 son taladros cargados y 03 son de alivio, siendo la profundidad del taladro de 1,40 m y un avance lineal efectivo por disparo de 1,33 m.

Ortiz, Q. K. (2019) en su tesis, *Minimización de costos de perforación y voladura con rediseño de malla en la Galería 435 NE de la Unidad Minera Las Águilas de la Empresa Minera CIEMSA S.A. – Lampa*, en donde concluye que con el rediseño de la malla de perforación, los costos de perforación se han minimizado de 150,74 US\$/m a 140,77 US\$/m, con una diferencia de 9,97 US\$/m, los costos de voladura se han minimizado de 102,47 US\$/m a 82,83 US\$/m, con una diferencia de 19,64 US\$/m.

La metodología utilizada para optimizar los costos de perforación y voladura ha



sido el rediseño la malla de perforación y la determinación de la carga explosiva según las características del macizo rocoso.

Flores, R. J. (2019), en su tesis Optimización de costos de perforación y voladura mediante el rediseño de malla y el factor de carga explosiva en la Galería Santa Mónica de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa, en donde concluye que con la aplicación de la nueva malla de perforación en el frente de la Galería, los costos de perforación se han optimizado de 191,80 US\$/m a 187,41 US\$/m, con una diferencia de 4,39 US\$/m y los costos de voladura se han optimizado de 36,44 US\$/m a 33,25 US\$/m, con una diferencia de 3,19 US\$/m.

2.2 BASES TEÓRICAS

2.2.1 Perforación y voladura

La perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, este método es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras.

La técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar.

De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras.



Las técnicas de perforación, además de la aplicación a la ejecución de perforaciones para voladuras, se emplean para multitud de aplicaciones, como puede ser la exploración, drenajes, sostenimiento.

La perforación en roca ha evolucionado con el tiempo con la incorporación y empleo de diferentes tecnologías, bien por la eficiencia conseguida, o bien por otros condicionantes externos. Las más empleadas y desarrolladas se basan en sistemas de perforación mecánicos, conocidos como sistemas de perforación a rotación y a percusión. Son estos métodos, cuya eficacia se enmarca en energías específicas por debajo de los $1\ 000\ \text{J}/\text{cm}^3$, los que serán más ampliamente descritos y desarrollados.

Existe una relación intrínseca entre la perforación y la voladura, ya que puede afirmarse categóricamente que una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura. Se entiende por buena perforación aquella que se ha hecho con los medios y técnicas más adecuadas y que además se ha ejecutado de forma correcta. Asimismo una buena voladura será aquella que cumple con el objetivo que fue diseñada.

2.2.2 Perforación neumática

El fluido de accionamiento en el caso de la perforación neumática es aire comprimido a una determinada presión, normalmente de valores comprendidos entre 7 y 25 bar.

Existen dos alternativas:

- a) Que la percusión se produzca fuera del taladro y se transmita a la broca a través de la sarta de varillaje (martillo en cabeza).



- b) Que el martillo se sitúe en el fondo del taladro, golpeando así el pistón directamente sobre la broca (martillo de fondo).

2.2.3 Compresores

Son los equipos que suministran el aire comprimido a los distintos elementos de accionamiento neumático. En perforación se utilizan fundamentalmente tres tipos distintos de unidades compresoras o sistemas de compresión:

- De pistón.
- De paletas.
- De tornillo.

Los dos primeros se representan en las Figuras 1 y 2. En las unidades de pistón el aire se comprime mediante el desplazamiento de un émbolo o pistón en el interior de un cilindro hasta que, alcanzada una determinada presión, se abre la válvula de escape. Las unidades de paletas consisten en un rotor excéntrico con unas paletas que se mueven radialmente dentro de las ranuras en que se alojan acoplándose a las paredes del cilindro. De esta forma, al girar, aprisionan el aire confinándolo cada vez en espacios más reducidos, hasta que finalmente el aire comprimido sale por una lumbrera de escape.

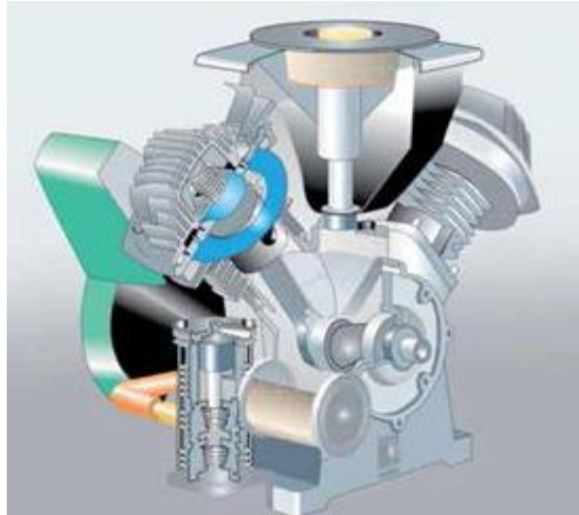


Figura 1 : Compresor de pistón

Fuente : Atlas Copco

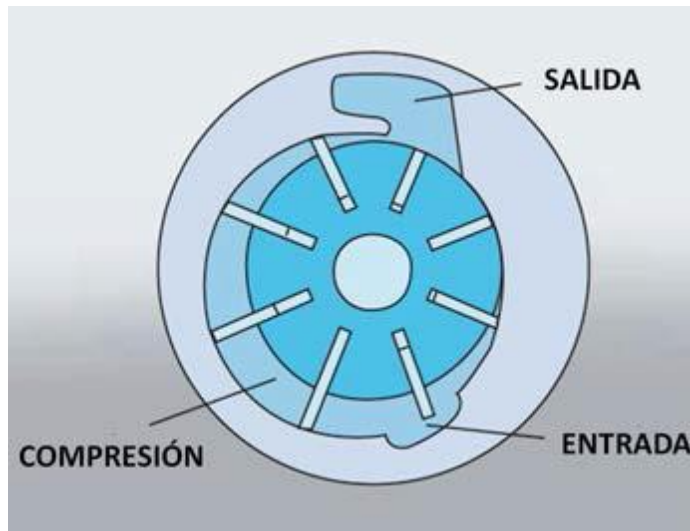


Figura 2 : Compresor de paletas

Fuente : Atlas Copco

El sistema de tornillo (Figura 3) opera según el mismo principio de confinamiento progresivo del aire que entra por la admisión, pero en este caso se hace aprisionándolo entre dos rotores helicoidales que giran en sentido contrario, siendo el rotor macho el elemento motriz que arrastra al rotor hembra.

El accionamiento principal suele ser mediante motor Diesel si se trata de un equipo portátil pero podría ser también eléctrico si por cualquier razón se optara por una versión

estacionaria. El conjunto incluye también obviamente todos los accesorios necesarios (calderín, filtros, radiador para refrigeración, sistemas de regulación según demanda, protecciones.).

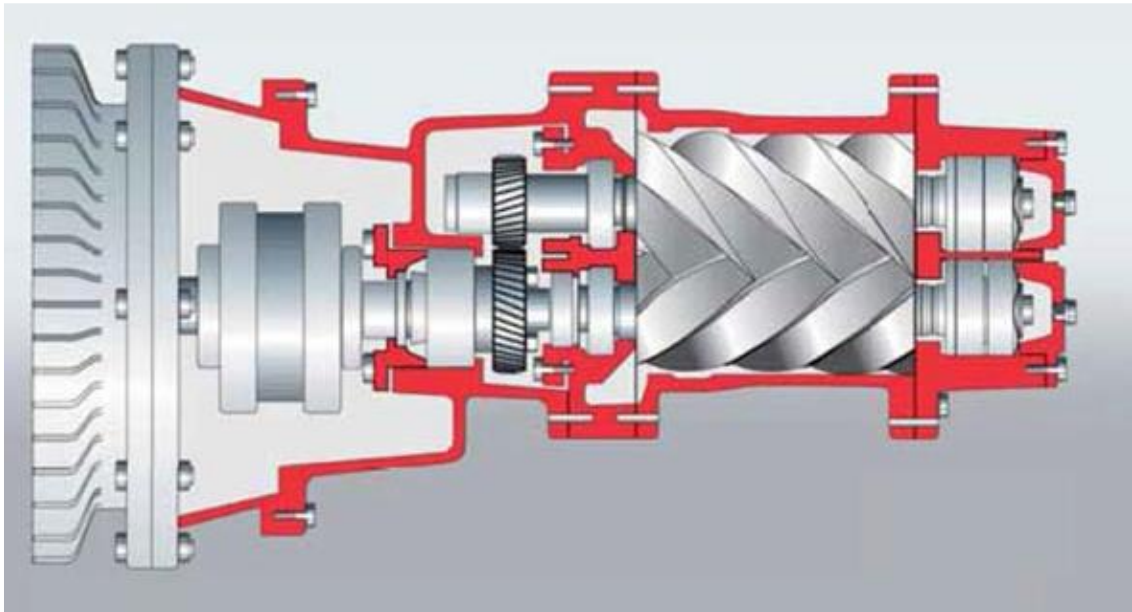


Figura 3 : Compresor de tornillo

Fuente : Atlas Copco

2.2.4 Perforación por corte

Incluye todas las formas de perforación rotativa mediante útiles, cuya estructura de corte está formada por elementos de carburo de tungsteno convenientemente dispuestos en la herramienta de perforación y en la cual ocupan unas posiciones fijas.

La fragmentación de la roca en este tipo de perforación parece originarse principalmente como consecuencia de los esfuerzos de cizalladura generados. Consecuentemente, la velocidad de perforación varía de forma proporcional a la velocidad de giro. También es proporcional a la fuerza de empuje, pero siempre y cuando ésta no supere un cierto valor límite que haga a la broca hundirse tanto dentro de la formación que quede virtualmente atascada.



En cualquier caso, cabe mencionar aquí que las velocidades de perforación obtenidas con este sistema, en las contadas aplicaciones en que es viable, son muy superiores a las que se obtendrían con un sistema a percusión.

La razón hay que buscarla en el hecho de que este tipo de perforación rotativa es un proceso de corte de la roca casi continuo, mientras que, en la perforación a percusión, la fragmentación de la roca ocupa en tiempo escasamente el 15% del ciclo del martillo.

La principal limitación de este tipo de perforación radica en el fuerte incremento que experimentan tanto el par de giro como el desgaste del útil a medida que aumenta el diámetro de perforación o la dureza de la roca. Este sistema sirve por tanto para rocas blandas que puedan perforarse con empujes inferiores a las 2500 libras por pulgada de diámetro (500 N/mm aproximadamente) y cuyo contenido en sílice no supere el 8%.

La velocidad de rotación estará limitada por el desgaste del útil de perforación que, a su vez, depende de la naturaleza de la roca y de la velocidad periférica. Así pues, velocidad de rotación y diámetro de barreno habrán de adecuarse entre sí para que, salvo en casos de rocas extremadamente blandas y nada abrasivas, la velocidad periférica del útil de corte no sea superior a 1 m/s.

2.2.5 Métodos de corte

Corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden dos grupos.

- a) Corte con taladros en ángulo o cortes en diagonal
- b) Cortes con taladros en paralelo



1. Cortes en diagonal

La efectividad de los cortes en diagonal consiste en que se preparan en forma angular con respecto al frente, lo que permite que la roca se rompa y despegue en forma de descoste sucesivo hasta el fondo del disparo. Cuanto más profundo debe ser el avance, más taladros diagonales deben ser perforados en forma escalonada, una tras otro conforme lo permita el ancho del túnel, y tenemos los siguientes:

a) Corte en pirámide

Comprende a cuatro o más taladros dirigidos en forma de un haz convergente hacia un punto común imaginariamente ubicado en el centro y fondo de la labor a excavar, de modo que su disparo instantáneo caerá en una cavidad piramidal.

b) Corte en cuña o en “V”

Comprende de cuatro a seis o más taladros convergentes por pares en varios planos o niveles (no hacia un solo punto) de modo que la cavidad abierta tenga la forma de una cuña o trozo de pastel. Es de ejecución más fácil aunque es de corto avance, por la dificultad de la perforación.

La disposición de la cuña puede ser en sentido vertical u horizontal. El ángulo adecuado para la orientación de los taladros es de 60° a 70° .

Es más efectivo en rocas suaves e intermedias, mientras que el de pirámide se aplica a rocas duras y tenaces.

c) Corte en cuña de arrastre



Es prácticamente un corte en cuña efectuado a nivel del piso de la galería de modo que el resto del destroce de la misma sea por desplome. Se emplea, más en minas de carbón en mantos de roca suave.

d) Corte en abanico

Es similar al de arrastre pero con el corte a partir de uno de los lados de la labor, 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 de la labor.

e) Corte combinado de cuña y abanico

Usualmente recomendado para roca tenaz y dura hasta elástica. Útil y muy confiable, aunque es difícil perforar.

2. Cortes en paralelo

Como su nombre lo indica, se efectúan con taladros paralelos entre sí. Se han generalizado por el empleo cada vez mayor de máquinas perforadoras tipo Jumbo, que cuentan con brazos articulados en forma de pantógrafo para facilitar el alineamiento y dar precisión en la ubicación de los mismos en el frente de voladura los taladros correspondientes al núcleo y a la periferia de labor, también son paralelos en razón de que es virtualmente imposible perforar en diagonal con estas máquinas.

Todos tienen la misma longitud llegando al pretendido fondo de la labor.

A) Tipos de cortes paralelos



Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

- a) Corte quemado.
- b) Corte cilíndrico con taladros de alivio.
- c) Corte escalonado por tajadas horizontales.

Todos ellos con diferentes variantes de acuerdo a las condiciones de la roca y la experiencia lograda en diversas aplicaciones.

a) 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 en el centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

También son usuales esquemas con seis, nueve y más taladros con distribución cuadrática, donde la mitad va con carga y el resto vacío, alternándose en formas diferentes, usualmente triángulos y rombos. Esquemas más complicados, como los denominados cortes suecos, presentan secuencias de salida en espiral o caracol.

b) Corte cilíndrico

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado.



En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación: $B = 0.7 \times \text{diámetro del taladro central}$ (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada).

En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica a: $B = 0.7 \times 2 \text{ diámetro central}$. Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2,5 diámetros.

2.2.6 Distribución y denominación de taladros

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue:

a) Arranque o cueles

Son los taladros que se disparan primero, para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto.

b) Ayudas

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contra cueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

c) Cuadradores

Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos de la labor.

d) Alzas o techos



Son los que forman el techo o bóveda de la labor. También se les denominan taladros de la corona. En voladura de recorte o Smooth blasting se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, taladros periféricos.

e) Arrastre o pisos

Son los que corresponden al piso de la labor; se disparan al final de toda la ronda.

2.2.7 Número de taladros

El número de taladros requeridos para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear.

Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula de EXSA.

$$N^{\circ} \text{ TAL} = \frac{P}{dt} + S \times Ks$$

$$P = 4\sqrt{S}$$

$$S = b \times h$$

Donde:

N° Tal = Número de taladros

P = Perímetro de la labor

S = Sección de la labor



dt = Constante

Ks = Constante

b = Base de la labor

h = Altura de la labor

2.2.8 Distancia entre taladros

Se determinan como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura. Normalmente varían de 15 a 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda y de 50^a 70bcm entre los cuadradores.

Como regla práctica se estima una distancia de dos pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca.

Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) se deben perforar a unos 20 a 30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobre rotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para que sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar.

2.2.9 Cantidad de carga

Depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura. Influyen el número, diámetro y profundidad de los taladros y el tipo de explosivo e iniciadores a emplear.

Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por metro cuadrado a volar disminuye cuanto más grande sea la sección de la labor, y también que aumenta cuanto más dura sea la roca.

En términos generales puede considerarse los siguientes factores en kilogramos de explosivos por metro cúbico de roca. (Ver Tabla 1.)

Tabla 1: Tipo de roca y factor de carga explosiva

TIPO DE ROCA	FACTOR (kg/m ³)
Muy difíciles	1,5 a 1,8
Difíciles	1,3 a 1,5
Fáciles	1,1 a 1,3
Muy fáciles	1,0 a 1,2

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA- 2003

En donde podemos considerar:

- Rocas muy difíciles : granito ,conglomerado , arenisca.
- Rocas difíciles: arenisca sacaroide, arena esquistosa.
- Rocas fáciles .esquistos ,arcilla , esquistos arcillosos, lutitas.
- Rocas muy fáciles :arcilla esquistosa o rocas muy suaves.

2.2.10 Propiedades y características de los explosivos

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 de carácter práctico que son básicas de un explosivo son las que se señalan a continuación:

- Potencia explosiva.
- Poder rompedor.
- Velocidad de detonación.
- Densidad de encartuchado.
- Resistencia al agua.



- Calidad de humos
- Sensibilidad.
- Estabilidad química.

Potencia explosiva

Se puede definir la potencia explosiva como la capacidad que posee el explosivo para quebrantar y proyectar la roca. En realidad, se trata de la energía del mismo aprovechada en la voladura. Esta característica depende fundamentalmente de la composición de explosivo, pudiendo optimizarse con la adecuada técnica de voladura. Existen diferentes métodos para valorar la potencia de un explosivo, siendo los más empleados los siguientes:

- Péndulo balístico.
- Energía relativa por unidad de peso y de volumen.

El 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.

La energía relativa por unidad de peso y de volumen es un procedimiento teórico, basado en el valor energético químico del explosivo y especialmente indicado para aquellos que son insensibles al detonador. En este caso la potencia se puede expresar con los siguientes parámetros:

- AWS: Energía absoluta por unidad de peso (cal/g)



- ABS: Energía absoluta por unidad de volumen (cal/cm³)

a) 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 más la presión de los gases.

El poder rompedor es un parámetro muy importante para los explosivos de uso no confinado o desacoplado, cuyos gases no pueden ejercer grandes presiones. Es el caso de las cargas huecas y de las cargas para taqueo.

Su caracterización se realiza mediante el método de Hess, en el que se determina la reducción de altura que provoca la detonación de una cantidad de explosivo definida en un cilindro de plomo. También es un método más adecuado para explosivos sensibles al detonador y de diámetro crítico pequeño. Si bien es un ensayo desarrollado hace mucho tiempo y que los explosivos han evolucionado en gran medida desde su desarrollo, sigue ofreciendo resultados satisfactorios a pesar de que hay corrientes de pensamiento que desaconsejan su uso.

c) Velocidad de detonación

La detonación de una columna continua de explosivo provocará la transformación del explosivo en un gran volumen de gases a elevada temperatura y presión. La velocidad a la que se produce esta transformación se denomina velocidad de detonación, siendo su unidad de medida metros por segundo (m/s). Es importante distinguir entre la velocidad de detonación (de la reacción química) y de la onda de choque (transmisión física).



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.

Existen multitud de métodos de medida de la velocidad de detonación, pudiendo diferenciarse principalmente por el objeto de cada uno de ellos. Así, se pueden tener mediciones realizadas en laboratorio y medidas realizadas en campo.

Si bien, los resultados deberían ser análogos, las mediciones realizadas en campo permiten comprobar la evolución de la velocidad de detonación a lo largo del barreno, permitiendo ver la relación entre el comportamiento del explosivo en condiciones reales de aplicación.

d) Densidad

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.

La densidad relativa de los explosivos está comprendida normalmente entre 0,8 y 1,5. Existen algunos explosivos de menor densidad con aplicaciones muy determinadas y cuyo uso implica una baja energía por unidad de volumen con aplicación en voladuras de recorte o bien en algunas aplicaciones muy concretas en voladuras de escollera.



La densidad es también un parámetro a tener en cuenta en la carga de barrenos con agua en su interior. La carga de explosivos de densidad inferior a $1,1 \text{ g/cm}^3$ en barrenos con agua resulta muy laboriosa, ya que se hace muy difícil llenar completamente los barrenos, dado que los cartuchos tienden a flotar.

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.

f) Masa crítica

Es la mínima cantidad de explosivo que se necesita para que se produzca la detonación por efecto de una llama.

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 ello permiten su utilización en barrenos con agua en su interior. Sin embargo, los productos pulverulentos y Anfo no resisten al agua por el carácter soluble del nitrato de amonio.

La resistencia al agua depende del estado de agregación de cada elemento de los explosivos. A modo de ejemplo, el nitrato de amonio es muy poco resistente al agua ya que se disuelve en ella con facilidad; sin embargo en determinadas condiciones y en forma de emulsión o disolución saturada, es el componente principal de ciertos explosivos caracterizados por su buena resistencia al agua.



En el caso de que la aplicación del explosivo deba realizarse en voladuras bajo agua, se ha de tener en cuenta que el explosivo a utilizar no solo debe ser capaz de soportar la presencia del agua sin disolverse, sino que debe mantener su sensibilidad de iniciación y propagación en estas circunstancias. En estos casos, se deben utilizar explosivos diseñados especialmente para esta finalidad.

Por último, cuando los barrenos presentan simplemente humedad, se pueden emplear prácticamente todos los tipos de explosivos siempre que el tiempo de permanencia de explosivo en el barreno sea breve o bien se realice el enfundado de los mismos si se trata de explosivos a granel como el Anfo. Para mitigar este efecto, se han desarrollado productos específicos, como por ejemplo, el Anfo resistente al agua, que incorpora aditivos que recubren el prill de nitrato de amonio de modo que no se disuelva en agua durante un cierto periodo de tiempo.

h) Calidad de los humos

Los humos residuales son el conjunto de productos gaseosos resultantes de la reacción de detonación del explosivo entre los que se hallan vapores nitrosos (NO_x), vapor de agua, monóxido de carbono (CO) y anhídrido carbónico (CO₂).

Los explosivos industriales poseen una composición tal que las reacciones químicas que se producen generan humos de voladura de limitado contenido en gases nocivos (CO y NO_x), lo que indica que se produce una reacción química completa.

No obstante, dado que, en general, las condiciones de aplicación se apartan de las condiciones teóricas, el nivel de gases tóxicos (CO, NO_x, etc.) generados en las voladuras es elevado, pudiendo ocasionar molestias e incluso graves intoxicaciones a las personas. Por ello nunca se debe acceder a las inmediaciones de un frente



después de una voladura, sin tener la seguridad de que se han ventilado los gases producidos en la misma, bien por medición directa o cálculo.

i) Toxicidad

Los glicoles nitrados, como la nitroglicerina, son vasodilatadores y causan dolor de cabeza por inhalación o absorción cutánea. En contacto con la piel, pueden causar diversas alteraciones como dermatitis, decoloración, etc. Es por ello que la manipulación de los explosivos debe realizarse tomando las debidas precauciones.

j) Sensibilidad

Se puede definir la sensibilidad de un explosivo como el mayor o menor grado de energía de iniciación que hay que transmitirle para que se produzca su iniciación y, a continuación, su detonación.

Se pueden considerar diferentes aspectos relativos a la sensibilidad de los explosivos; unas afectan a la seguridad en la manipulación (fabricación, transporte y utilización) y otras a su iniciación en la voladura:

- Sensibilidad al detonador.
- Sensibilidad a la onda explosiva

2.2.11 Explosivos industriales

Los explosivos industriales están constituidos por una mezcla de sustancias, combustibles y comburentes, que, debidamente iniciadas, dan lugar a una reacción química cuya característica fundamental es su rapidez. Esta velocidad define el régimen de la reacción, que debe ser de régimen de detonación. Si no se inicia adecuadamente, el mismo producto puede desencadenar un régimen de



deflagración, o incluso, de combustión, lo que implica que el comportamiento del producto no sea el deseado.

La reacción generada produce gases a alta presión y temperatura, que serán las propiedades encargadas de la fragmentación y del movimiento de la roca.

Cada tipo de explosivo tiene una composición específica y definida. Esto supone que sus características son diferentes, y, en consecuencia, cada explosivo tiene una aplicación diferente en función de las necesidades de la voladura.

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. Dentro de la familia de las dinamitas se pueden distinguir dos tipos diferentes, gelatinosas y pulverulentas, en función de su composición.

a) **Dinamita pulverulenta**

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 de 2.000 a 4.000 m/s
- Poca sensibilidad al choque o a la fricción.

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

b) Dinamita gelatinosa

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 4.000 a 7.000 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.



2.2.12 Diseño de la malla de perforación

Avance del disparo.

Está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros de carga que debe mantenerse por debajo del 2% los avances promedios y deben llegar al 95% de la profundidad del taladro L. También para el diseño de la malla de perforación se ha considerado el tipo de roca y su respectiva constante. (EXSA, 2001).

$$L = 0,15 + 34,1 * D_2 - 39,4 * D_2^2$$

$$D_2 = 0,95 * L$$

Donde:

L = Profundidad del taladro (metros)

D_2 = Diámetro del taladro de alivio (metros)

Cuando se utilizan arranques con varios taladros vacíos en lugar de uno solo entonces la ecuación anterior sigue siendo válida si:

$$D_2 = \sqrt{n} * D_1$$

Donde:

D_2 = Diámetro de taladro de alivio equivalente

n = Número de taladros vacíos en el arranque

D_1 = Diámetro del taladro a cargar

Avance de la voladura al 95 %

ALGORITMO DE HOLMBERG

$$I = 0,95 * H$$



Donde:

I = Avance de la voladura (metros)

H = Profundidad de los taladros a perforarse (metros)

2.2.13 Mecánica de rotura de rocas

A) Proceso de fracturamiento

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción.

Una explicación sencilla, comúnmente aceptada estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado, estas etapas son:

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca
- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.



B) Fragmentación de la roca

Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos a:

1. Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
2. Teoría de expansión de gases.
3. Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
4. Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
5. Teoría de craterización.
6. Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
7. Teoría de liberación súbita de cargas.
8. Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.

Una explicación sencilla, comúnmente aceptada, que resume varios de los conceptos considerados en estas teorías, estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde la fragmentación hasta el total desplazamiento del material fracturado.

Estas etapas son:

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan la fracturación y movimiento de la roca.



- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

2.2.14 Teoría de costos

A) Estimación de los costos de operación

El costo de operación depende del sistema de explotación, tamaño de yacimiento, su forma, grado de irregularidad, resistencia del mineral, resistencia de las cajas, carga de los terrenos, método de acceso y de preparación, tamaño de la producción y también el nivel de salarios. El sistema de explotación influye mucho sobre los trabajos de tajeo y de preparación y parcialmente sobre el transporte del mineral. Se debe buscar un compromiso entre los siguientes valores: precio de costo, factor de recuperación, factor de dilución.

Los índices de consumo de mano de obra, materiales y energía dependen de las propiedades de las rocas, de la mecanización de los trabajos y de la escala de producción. El consumo de explosivo en tajeo y preparación aumenta en roca dura. La carga de los terrenos es un factor de inseguridad de mantenimiento elevado y rendimiento mediocre.

El valor del costo depende también de la amortización de las inversiones, cuya norma se fija en relación con el tamaño y vida de la mina y de los gastos generales, cuyo valor absoluto se determina sobre todo por el tamaño de la producción, su estructura y las condiciones naturales.

Esas dificultades se centran en la búsqueda de correlaciones aceptables entre costos y métodos de explotación. Debido a la gran variedad de componentes de los costos totales de operación y las características tan particulares de cada una de las operaciones mineras, los estimadores de costos se encuentran con grandes



problemas parara la determinación de los mismos. No obstante se pueden utilizar los siguientes métodos:

- Método del proyecto similar
- Método de la relación costo – capacidad
- Método de los componentes del costo
- Método del costo detallado

a) Método del proyecto similar

Consiste en suponer que el proyecto, procesos u objeto de estudio es semejante a otro ya existente del cual se conocen los costos. Aunque se disponga de una información detallada existen circunstancias y condiciones como son la geología local, el equipo en operación y la estrategia de la empresa hacen que se aparten mucho del proyecto en estudio. Por ello se utiliza otro sistema que consiste en aprovechar parte de los datos disponibles, como son los costos del personal y estimar los costos totales a partir de las relaciones conocidas entre los diversos componentes.

b) Método de la relación costo – capacidad

Este método se basa en el empleo de gráficos o formulas en los que se han correlacionado los costos con las capacidades de producción de diferentes explotaciones. Esencialmente es el mismo método que se utiliza en la estimación de los costos de capital. La base estadística de la que se parte si no es homogénea amplia y puede dar lugar a la introducción de errores con este procedimiento de estimación. Los datos que han servido para la elaboración de tales relaciones deben estar referidos a un método de explotación específico, con condiciones geográficas y geológicas semejantes. La extrapolación de los costos a partir de



los correspondientes a una capacidad de producción conocida se efectúa con fórmulas iguales a las del costo capital. Sin embargo la variación de los costos de operación es más compleja que la de los costos de capital y requiere una descomposición de los mismos.

c) Método de los componentes del costo

Cuando el proyecto ha progresado hasta el punto en que se conoce la plantilla de personal, las obras de infraestructura, los consumos de materiales, los equipos necesarios, es posible desarrollar un sistema de estimación de costos basado en los gastos unitarios o elementales tales como:

- Dólares/metro
- Dólares/tonelada

d) Método del costo detallado

Finalmente los costos de operación deben deducirse a partir de los costos principales. Para ello es necesario conocer índices tales como consumo de combustible por hora de operación, vida de los útiles de perforación, consumos específicos de explosivo, accesorios de voladura y otros.

En primer lugar se fijan los criterios básicos de organización relativos a días de trabajo año, relevos al día y horas de trabajo por relevo. Seguidamente para los niveles de producción previstos se establecen los coeficientes de disponibilidad y eficiencia con los cuales se determinan la capacidad de los equipos necesarios y el número de estos. Por último para cada grupo de máquinas se elabora una tabla detallada indicando las distintas partidas que engloba el costo horario de funcionamiento: personal, materiales, consumos, desgastes, mantenimiento y servicios.



Conociendo el número de horas necesarias para una determinada producción el costo horario de la máquina que intervienen en dicho proceso se obtiene de manera inmediata el costo de operación.

Este procedimiento constituye el único método seguro para estimar los costos de operación de un proyecto. En la estimación de los costos horario de los equipos los conceptos que se deben tener en cuenta son:

1. Costos directos

- a. Consumos
 - Energía eléctrica
 - Combustibles
 - Lubricantes
- b. Reparaciones
- c. Neumáticos
- d. Elementos de desgaste
- e. Operador

2. Costos indirectos

- a. Amortización
- b. Intereses del capital
- c. Seguros
- d. Impuestos

El porcentaje de imprevistos se aplica sobre los costos de operación (directos, indirectos y generales) para tener en cuenta alguna eventualidad durante el periodo de trabajo.



Estos problemas son debidos a condiciones climatológicas adversas, colapsos de terrenos, inundaciones.

Las cifras que se utilizan varían entre el 10 a 25%, dependiendo del nivel de detalle de estimación de los costos.

Para el análisis de costos se utilizara los siguientes costos:

- Costos unitarios
- Costos directos
- Costos indirectos
- Costos totales

2.3 DEFINICIONES CONCEPTUALES

1. 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 al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blasthole.

La perforación se basa en concentrar una cantidad de energía en una pequeña superficie, para vencer la resistencia de la roca, aprovechando el comportamiento a la deformación de elástico - frágil que ellas presentan.

2. Malla de perforación

Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros.



3. Explosivos

Son productos químicos que encierran un enorme potencial de energía, que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reaccionan instantáneamente con gran violencia.

4. Voladura

Es un fenómeno físico químico de la mezcla exclusiva que al explotar rompe un trozo de roca o mineral.

5. Explotación

Es el trabajo realizado para extraer el mineral de las labores mineras. Las explotaciones mineras pueden clasificarse genéricamente en dos grandes grupos: subterráneas y a cielo abierto. Existen casos intermedios en los que se combinan o coexisten técnicas propias de cada uno de los grupos y se dice que son explotaciones mixtas.

6. Subterráneo

Es la excavación natural o artificial hecha por el hombre debajo de la superficie de la tierra.

7. Frente

Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería, crucero u otra labor, mediante perforación y voladura.



8. Parámetros

Se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.

9. Burden

Distancia desde el barreno al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro.

También denominado piedra, o línea de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana.

También la distancia entre filas de taladros en una voladura.

10. Arranque

Son taladros perforados y cargados; primero en ser chispeados para generar una cara libre.

11. Factor de carga

Es la cantidad de explosivo usada por m^3 de roca volada.

12. Sensibilidad

Habilidad de un explosivo para propagarse a través de la columna explosiva, también controla el diámetro crítico en el cual el explosivo trabaja adecuadamente.

13. Macizo rocoso

Es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades.



14. Costos de producción mina

Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos.

15. Costos directos

Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares de mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos.

16. Costos indirectos

Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 DISEÑO METODOLÓGICO

Según las características del estudio de investigación es de tipo descriptivo, se refiere a la optimización de costos de producción mediante la evaluación de las operaciones de perforación y voladura en la galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

La metodología para desarrollar el estudio de investigación ha consistido en su primera fase en evaluar todos los procesos de perforación y voladura anterior, en donde se ha tomado en cuenta el diseño de la malla de perforación anterior, considerando el burden, espaciamiento, número de taladros y factor de carga explosiva, dichos datos se han recopilado en las fichas de control. En el estudio de investigación se ha diseñado una nueva malla de perforación teniendo en cuenta las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, en donde se ha evaluado el número de taladros, burden, espaciamiento y factor de carga explosiva, los datos se han recogido en las fichas de control. En base a los resultados obtenidos se ha realizado el análisis comparativo de los costos de perforación y voladura anterior y el actual en el frente de la galería N12 de la Empresa SOTRAMI S.A.- Ayacucho y obtener los resultados y conclusiones del estudio de investigación.



3.2 POBLACIÓN

La población para este trabajo de investigación, está constituido por la Galería N12, y la Galería N13, ubicados en el área denominado Zona Base 4, de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.- Ayacucho.

3.3 MUESTRA

La muestra está constituida por la Galería N12, con una sección de 2,6 m x 2,8 m y una longitud proyectada de 280 metros, desarrollado en roca granodiorita, roca dura de una densidad promedio de 2,75 Tm/m³.

3.4 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

3.4.1 Variable independiente

Diseño de malla perforación y características geométricas del frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.- Ayacucho.

3.4.2 Variable dependiente

Optimización de los costos de perforación y voladura en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.- Ayacucho.

Tabla 2. Operacionalización de variables

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
Variable independiente:		
Diseño de malla perforación y características geométricas del frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.- Ayacucho.	<ul style="list-style-type: none">• Tipo de roca• N° de taladros• Espaciamiento• Burden• Factor de carga	<ul style="list-style-type: none">• Dura, semidura, suave• Pies perforados• m• m• Kg/Tm
Variable dependiente		
Optimización de los costos de perforación y voladura en el frente de la galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.- Ayacucho.	<ul style="list-style-type: none">• Costos de brocas• Costo de barrenos• Costo de herramientas• Costo de explosivos• Costo de accesorios	<ul style="list-style-type: none">• US\$/Tm• US\$/Tm• US\$/Tm• US\$/Tm• US\$/Tm

3.5 TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Es muy importante determinar que técnicas se utilizarán para la recolección de datos, en este caso el análisis estadístico, la observación de la voladura y el grado de fragmentación, y el método de explotación utilizado en la mina.

3.5.1 Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados para el estudio de investigación son la liquidación mensual, el reporte diario de operación, reporte mensual de operación y la toma de fotografías para evaluar la perforación y voladura.

1. Reporte diario de operación.

- Avances lineales



- Consumo de explosivos
- Accesorios de voladura
- Granulometría
- Número de taladros disparados

2. Reporte mensual de operación.

- Labor disparada.
- Consumo de explosivos
- Número de taladros disparados
- Accesorios de voladura
- Número de horas operadas de los equipos.

3. Técnicas para el procesamiento de la información.

Se aplicarán instrumentos y procedimientos de acuerdo a lo siguiente.

- Cuadros estadísticos.
- Revisión de los datos recopilados
- Control de la eficiencia de perforación y voladura.

3.6 UBICACIÓN

El yacimiento aurífero de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho, se encuentra ubicado en la Cordillera Oriental de Los Andes dentro de la jurisdicción de:

Centro poblado : Santa Filomena.

Distrito : Sancos.

Provincia : Lucanas.



Departamento : Ayacucho.

Está ubicado en la parte Sur Oeste de la provincia Lucanas, a una altitud de 2 880 m.s.n.m., a 120 km de la ciudad de Puquio.

La Empresa Minera SOTRAMI S.A. se ubica en el área Centro Oriental del Perú, al Sur Oeste de la Región Ayacucho. (Ver Anexo N° 1)

Está dentro de las coordenadas UTM WGS 84

8 343 107 N

608 716 E

3.7 ACCESIBILIDAD A LA UNIDAD MINERA

Desde la capital de la República - Lima, se accede mediante vía terrestre y vía aérea, hasta la ciudad de Nazca y desde allí por vía terrestre con destino a Yauca y luego con destino al Centro Poblado de Santa Filomena en donde se ubica la Unidad Minera.



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 ANÁLISIS DE RESULTADOS

La optimización de los costos de producción se ha realizado en la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

Para el diseño de perforación se han considerado los siguientes parámetros:

Tipo de roca	: Dura
Densidad de roca	: 2,75 t/m ³
Sección de la galería	: 2,60 m x 2,80 m
Equipo de perforación	: Jack Leg Atlas Copco
Longitud del taladro	: 1,52 m.
Diámetro del taladro	: 38 mm
Explosivo Semexsa	: 65 %

4.2 RESULTADOS DE PERFORACIÓN EN LA GALERÍA N12

4.2.1 Diseño de la malla de perforación anterior en la Galería N12

La malla de perforación anterior se ha diseñado sin considerar las características geomecánicas de la estructura de la roca encajonante en el frente de la Galería N12, se ha realizado en base a los datos empíricos del maestro perforista, en cuyo resultado se ha presentado deficiencias en su ejecución.



En la sección de la Galería, se ha perforado un total de 40 taladros de 5 pies de longitud y 38 mm de diámetro. Para el arranque se ha utilizado el corte quemado de 06 taladros paralelos de los cuales 02 taladros perforados han sido de alivio que constituyen las caras libres para facilitar la rotura y los otros 04 taladros son cargados con explosivos. (Ver Anexo N° 2).

Tabla 3: Distribución de taladros en el frente de la Galería N12

DESCRIPCION	N° DE TALADROS
Alivio	2
Arranque	4
1° Ayuda arranque	8
Ayuda cuadradores	4
Cuadradores	6
Ayuda alzas	3
Alzas	4
Ayuda arrastre	4
Arrastre	5
TOTAL	40

Tabla 4 : Control de tiempo en la perforación anterior

Taladros	N° de Taladros	Tiempo de perforación H : Min : S	Tiempo total de perforación H : Min : S
Alivio	2	00:03:45	00:07:30
Arranque	4	00:03:55	00:15:40
Ayuda arranque	8	00:03:50	00:30:40
Ayuda cuadradores	4	00:03:45	00:15:00
Cuadradores	6	00:03:40	00:22:10
Ayuda alzas	3	00:03:35	00:10:45
Alzas	4	00:04:15	00:19:00
Ayuda arrastre	4	00:04:20	00:17:20
Arrastre	5	00:04:15	00:21:15
Total/disparo	40	00:03:50	02:33:20



Según el control de tiempos realizados en la perforación anterior, se especifica en la Tabla 4, que para los 02 taladros de alivio se ha empleado un tiempo promedio de 07 minutos con 30 segundos; para los 04 taladros de arranque se ha utilizado un tiempo promedio de 15 minutos con 40 segundos; para los 08 taladros de ayuda de arranque, un tiempo promedio de 30 minutos con 40 segundos; para los 04 taladros de ayuda de cuadradores se ha utilizado un tiempo promedio de 15 minutos; para los 06 taladros cuadradores se ha empleado un tiempo promedio de 22 minutos con 10 segundos; para los 03 taladros de ayuda de alzas se ha utilizado un tiempo promedio de 10 minutos con 45 segundos; para los 04 taladros de alzas, un tiempo promedio de 19 minutos; para los 04 taladros de ayuda de arrastre se ha empleado un tiempo promedio de 17 minutos con 20 segundos y para los 05 taladros de arrastre se ha utilizado un tiempo promedio de 21 minutos con 15 segundos, haciendo un tiempo total de 02 horas con 33 minutos y 20 segundos para perforar los 40 taladros de 5 pies de longitud, utilizando la máquina perforadora tipo Jack Leg, Marca Atlas Copco.

Tabla 5 : Resultados obtenidos en la perforación anterior

PARÁMETROS OBTENIDOS EN LA PERFORACIÓN		
Tiempo de perforación del frente	02:33:20	Horas- minutos - segundos
Tiempo promedio de perforación/taladro	00:03:50	Horas- minutos - segundos
Longitud de perforación/taladro	1,50	Metros
Longitud total perforado	60,96	Metros
Nº de taladros perforados	40	Taladros

4.2.2 Nuevo diseño de la malla de perforación en la Galería N12

Al diseñar la nueva malla de perforación se ha considerado las características geomecánicas del macizo rocoso y los parámetros del diseño de malla: burden, espaciamiento, taladros de alivio y el número de taladros de producción en el frente de la Galería N12 y según los cálculos se ha determinado 35 taladros perforados de 5 pies de longitud y 38 mm de diámetro. (Ver Anexo N° 3).

a) Corte quemado

Según las características de la roca encajonante en el frente de la Galería N12, se ha seleccionado el corte quemado de 06 taladros paralelos de los cuales 03 taladros han sido de alivio para constituir las caras libres para facilitar la expansión de la rotura hacia el espacio libre y los otros 03 taladros son cargados con explosivos.

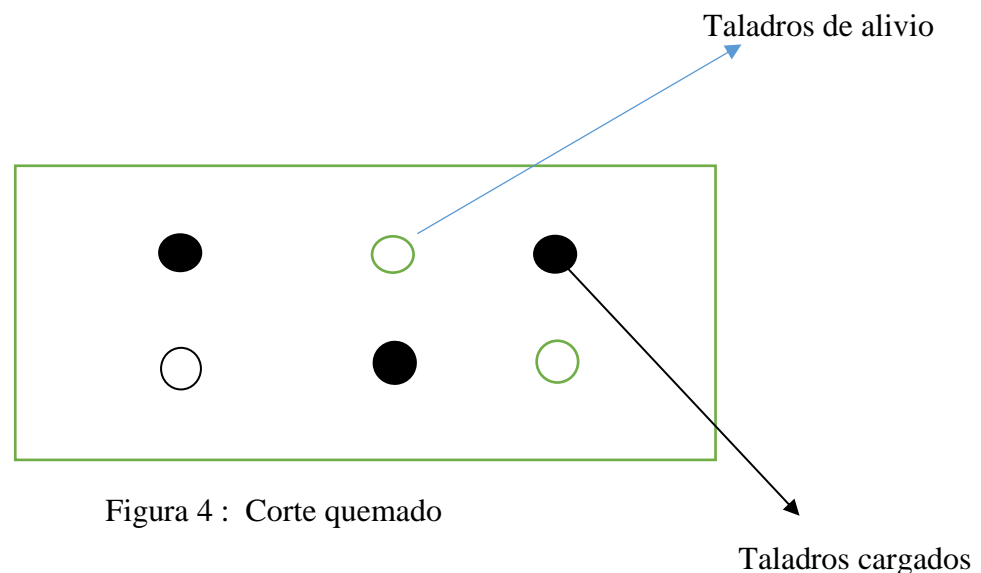


Figura 4 : Corte quemado



Tabla 6: Distribución de taladros optimizados

DESCRIPCION	N° DE TALADROS
Alivio	3
Arranque	3
1° Ayuda arranque	4
Ayuda cuadradores	4
Cuadradores	6
Ayuda alzas	3
Alzas	3
Ayuda arrastre	4
Arrastre	5
TOTAL	35

Tabla 7: Control de tiempo en la perforación optimizada

Taladros	N° de Taladros	Tiempo de perforación H : Min : S	Tiempo total de perforación H : Min : S
Alivio	3	00:03:45	00:11:15
Arranque	3	00:03:40	00:11:00
Ayuda arranque	4	00:03:45	00:15:00
Ayuda cuadradores	4	00:03:50	00:15:20
Cuadradores	6	00:03:30	00:21:00
Ayuda alzas	3	00:03:35	00:14:40
Alzas	3	00:04:10	00:12:30
Ayud arrastre	4	00:04:15	00:17:00
Arrastre	5	00:04:25	00:22:05
Total/disparo	35	00:03:40	02:25:50

Según el control de tiempos realizados en la perforación optimizada, se especifica en la Tabla 7, que para los 03 taladros de alivio se ha empleado un tiempo promedio de 11 minutos con 15 segundos; para los 03 taladros de arranque se ha utilizado un tiempo promedio de 11 minutos; para los 04



taladros de ayuda de arranque, un tiempo promedio de 15 minutos; para los 04 taladros de ayuda de cuadradores se ha utilizado un tiempo promedio de 15 minutos con 20 segundos; para los 06 taladros cuadradores se ha empleado un tiempo promedio de 21 minutos; para los 03 taladros de ayuda de alzas se ha utilizado un tiempo promedio de 14 minutos con 40 segundos; para los 03 taladros de alzas, un tiempo promedio de 12 minutos con 30 segundos; para los 04 taladros de ayuda de arrastre se ha empleado un tiempo promedio de 17 minutos y para los 05 taladros de arrastre se ha utilizado un tiempo promedio de 22 minutos con 05 segundos, haciendo un tiempo total de 02 horas con 25 minutos y 50 segundos para perforar los 35 taladros de 5 pies de longitud utilizando la máquina perforadora tipo Jack Leg, Marca Atlas Copco.

Tabla 8: Resultados obtenidos en la perforación optimizada

Parámetros optimizados en la perforación		
Tiempo de perforación del frente	02:25:50	Horas- minutos - segundos
Tiempo promedio de perforación/taladro	00:03:40	Horas- minutos - segundos
Longitud de perforación/taladro	1,50	Metros
Longitud total perforado	53,34	Metros
Nº de taladros perforados	35	Taladros

En la Tabla 8, se especifica los resultados obtenidos en la perforación optimizada, en donde se indica que para perforar los 35 taladros de 5 pies de longitud, equivalente a 53,34 metros perforados, se ha empleado un tiempo de 02 horas con 25 minutos y 50 segundos, con un tiempo promedio de perforación por cada taladro de 03 minutos con 40 segundos,



a) DATOS DE CAMPO

- Densidad de roca : 2,75
- Sección de la galería : 2,60 m x 2,80 m
- Diámetro de los taladros de producción : 0,038 m.
- Diámetro del taladro de alivio : 0,038 m.
- Longitud del barreno de perforación : 5 pies = 1,52 m

b) NÚMERO DE TALADROS:

MODELO MATEMÁTICO DE EXSA

$$N^{\circ} \text{ TAL} = \frac{P}{dt} + S \times Ks$$

$$P = 4\sqrt{S}$$

$$S = b \times h$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ Tal}$ = Número de taladros

P = Perímetro de la galería

S = Sección de la galería

dt = Constante

Ks = Constante

b = Base de la galería

h = Altura de la galería



Tabla 9 : Coeficiente del tipo de roca

Tipo de roca	dt	Ks
Blanda	0,7	1
Semidura	0,6	1,5
Dura	0,5	2

Fuente : Manual práctico de voladura EXSA – 2001.

- **Sección:**

Datos:

$$S = b \times h$$

$$b = 2,60 \text{ m}$$

$$h = 2,80 \text{ m}$$

$$S = 2,60 \times 2,80$$

$$S = 7,28 \text{ m}^2$$

- **Perímetro:**

$$P = 4\sqrt{S}$$

$$P = 4(2,70)$$

$$P = 10,80 \text{ m}$$

- **Número de taladros:**

$$N^{\circ} \text{ TAL} = \frac{P}{dt} + S \times Ks$$

$$dt = 0,50$$

$$Ks = 2,0$$



$$N^{\circ} \text{ TAL} = \frac{10,80}{0,5} + 7,28 \times 2,0$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = 21,6 + 14,56$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = 36$$

4.3 RESULTADOS DE COSTOS DE PERFORACIÓN EN LA GALERÍA N12

4.3.1 Costo de perforación anterior en la Galería N12

En la perforación anterior en el frente de la Galería N12, se ha realizado con mayores costos de perforación debido a un mal diseño en la distribución de taladros perforados.

a) MANO DE OBRA

Tipo de cambio: 1US\$ = S/. 3.38

Mano de obra directa	Número de personal	Jornal en Soles	Costo US\$/disparo
Capataz de mina	01	65	19,23
Perforista	01	60	17,75
Ayudante perforista	01	55	16,27
Bodeguero	01	50	14,79
Sub total			68,04
Leyes sociales	60%		40,82
TOTAL			108,86

b) MÁQUINA PERFORADORA

Equipo	Costo US \$	Vida útil Pies/perforados	US \$/pie	Pies perforados	US \$/disparo
Máquina Perforadora	5 080	120 000	0,042	200	8,40



c) MATERIALES DE PERFORACIÓN

Accesorios	Cantidad	Costo US \$/unidad	Vida útil pp	Pies Perforados	US \$/pie Perforados	US \$/
Barra cónica	1	104	1 200	200	0,09	18,00
Broca de 38mm	1	52	400	200	0,13	26,00
TOTAL						44,00

Mangueras y Accesorios	Cantida d	Costo US \$/m	Vida útil (pp)	Pies perforad	US \$/pie Perforad	US \$/disparo
Manguera de ½ pulg.	35 m	1,65	1 100	200	0,05	10,00
Manguera de 1 pulg.	35 m	3,05	1 100	200	0,10	20,00
Aceite de perforación	0,25gal	17,8 \$/gal	1			4,45
TOTAL						34,45

d) HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$/	Vida Útil día	Costo US \$/disp.
Barretillas	Unidad	1	15,25	90	0,17
Lampas	Unidad	1	10,35	120	0,09
Picos	Unidad	1	10,35	120	0,09
Alambre	kg.	0,25	1,54	1	0,40
Llave stilson N°14	Unidad	1	17,55	360	0,05
Atacador de madera	Unidad	1	2,85	60	0,05
COSTO TOTAL					0,85



e) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$/	Vida Útil	Costo US \$/disp.
Protector	Pza	4	13,60	300	0,22
Guantes de cuero	Pza	4	4,76	25	0,76
Correas porta lámpara	Pza	4	5,50	300	0,07
Botas de jebe	Pza	4	21,17	180	0,47
Mamelucos	Pza	4	23,50	180	0,56
Respiradora	Pza	4	22,75	180	0,51
Filtro de respiradores	Pza	4	5,60	15	1,50
Tapón de oídos	Pza	4	2,50	120	0,08
Ropa de jebe	Pza	4	32,95	120	1,10
Lentes de seguridad	Pza	4	12,45	120	0,42
Lámpara de batería	Pza	4	115,35	120	3,85
COSTO TOTAL					9,54

$$CP = a + b + c + d + e$$

$$\text{COSTO DE PERFORACIÓN POR DISPARO} = 206,10 \text{ US\$}$$

$$\text{COSTO DE PERFORACIÓN POR METRO} = 158,54 \text{ US\$/m}$$

En el cálculo de costos de perforación anterior se ha considerado los costos de mano de obra que ha sido un total de 108,86 US\$/disparo; costos de máquina perforadora de 8,40 US\$/disparo; costos de materiales de perforación de 78,45 US\$/disparo; costos de herramientas y otros materiales de 0,85 US\$/disparo y costos de implementos de seguridad de 9,45 US\$/disparo, haciendo un total de 206,10 US\$/disparo; en el disparo se ha logrado un avance lineal promedio de 1,30 metros, entonces al realizar las operaciones matemáticas se ha obtenido



un costo total de 158,54 US\$/m, para el avance lineal en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

4.3.2 Costo de perforación optimizada en la Galería N12

Mediante el nuevo diseño de malla, según las características del macizo rocoso en el frente de la Galería N12, se ha obtenido los siguientes resultados.

a) MANO DE OBRA

Tipo de cambio: 1US\$ = S/3.38

Mano de obra directa	Número de personal	Jornal en Soles	Costo US\$/disparo
Capataz de mina	01	65	19,23
Perforista	01	60	17,75
Ayudante perforista	01	55	16,27
Bodeguero	01	50	14,79
Sub total			68,04
Leyes sociales	60%		40,82
TOTAL			108,86

b) MÁQUINA PERFORADORA

Equipo	Costo US \$	Vida útil Pies/perforados	US \$/pie	Pies perforados	US \$/disparo
Máquina Perforadora	5080	120,000	0,042	175	7,35

c) MATERIALES DE PERFORACIÓN

Accesorios	Cantidad	Costo US \$/unidad	Vida útil pp	Pies Perforados	US \$/pie Perforados	US \$/
Barra cónica	1	104	1200	175	0,09	15,75
Broca de 38mm	1	52	400	175	0,13	22,75
TOTAL						38,50



Mangueras y Accesorios	Cantidad	Costo US \$/m	Vida útil (pp)	Pies perforad	US \$/pie Perforad	US \$/disparo
Manguera de ½ pulg.	35 m	1,65	1 100	175	0,05	8,75
Manguera de 1 pulg.	35 m	3,05	1 100	175	0,10	17,50
Aceite de perforación	0.25gal	17,8 \$/gal	1			4,45
TOTAL						30,70

d) HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$/	Vida Útil día	Costo US \$/disp.
Barretillas	Unidad	1	15,25	90	0,17
Lampas	Unidad	1	10,35	120	0,09
Picos	Unidad	1	10,35	120	0,09
Alambre	kg.	0,25	1,54	1	0,40
Llave stilson N°14	Unidad	1	17,55	360	0,05
Atacador de madera	Unidad	1	2,,85	60	0,05
COSTO TOTAL					0,85



e) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$/	Vida Útil	Costo US \$/disp.
Protector	Pza	4	13,60	300	0,22
Guantes de cuero	Pza	4	4,76	25	0,76
Correas porta lámpara	Pza	4	5,50	300	0,07
Botas de jebe	Pza	4	21,17	180	0,47
Mamelucos	Pza	4	23,50	180	0,56
Respiradora	Pza	4	22,75	180	0,51
Filtro de respiradores	Pza	4	5,60	15	1,50
Tapón de oídos	Pza	4	2,50	120	0,08
Ropa de jebe	Pza	4	32,95	120	1,10
Lentes de seguridad	Pza	4	12,45	120	0,42
Lámpara de batería	Pza	4	115,35	120	3,85
COSTO TOTAL					9,54

$$CP = a + b + c + d + e$$

$$\text{COSTO DE PERFORACIÓN POR DISPARO} = 195,80 \text{ US\$}$$

$$\text{COSTO DE PERFORACIÓN POR METRO} = 141,88 \text{ US\$/m}$$

En el cálculo de costos de perforación optimizada se ha considerado los costos de mano de obra que ha sido un total de 108,86 US\$/disparo; costos de máquina perforadora de 7,35 US\$/disparo; costos de materiales de perforación de 69,20 US\$/disparo; costos de herramientas y otros materiales de 0,85 US\$/disparo y costos de implementos de seguridad de 9,54 US\$/disparo, haciendo un total de

195,80 US\$/disparo; en el disparo se ha logrado un avance lineal promedio de 1,38 metros, entonces al realizar las operaciones matemáticas se ha requerido un costo total de 141,88 US\$/m, para el avance lineal en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

Tabla 10: Resumen de costos de perforación

Costo de perforación	Anterior US\$/m	Optimizado US\$/m	Diferencia US\$/m
Costo de mano de obra	83,74	78,88	4,86
Costo de máquina perforadora	6,46	5,33	1,13
Costo de materiales de perforación	60,35	50,14	10,21
Costo de herramientas y otros materiales	0,65	0,62	0,03
Costo de implementos de seguridad	7,34	6,91	0,43
COSTO TOTAL/METRO	158,54	141,88	16,66

4.4 DESCRIPCIÓN DE RESULTADOS DE COSTOS DE PERFORACIÓN

Según el análisis de los resultados en la Tabla 10, referente a los costos de perforación anterior y el optimizado, se muestra que hay una diferencia en los costos de perforación en la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

El costo de mano obra se ha optimizado de 83,74 US\$/m a 78,88 US\$/m, con una diferencia de 4,86 US\$/m, el costo de maquinaria de 6,46 US\$/m a 5,33 US\$/m, con una diferencia de 1,13 US\$/m, el costo de materiales de perforación de 60,35 US\$/m a 50,14 US\$/m, con una diferencia de 10,21 US\$/m, el costo de herramientas de perforación y otros materiales de 0,65 US\$/m a 0,62 US\$/m, con



una diferencia de 0,03 US\$/m y el costo de implementos de seguridad de 7,34 US\$/m a 6,91 US\$/m con una diferencia de 0,43 US\$/m. En resumen los costos totales de perforación se ha optimizado de 158,54 US\$/m a 141,88 US\$/m con una diferencia de 16,66 US\$/m en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. - Ayacucho.

Se debe precisar, la variable que más ha variado es el costo de materiales de perforación que ha tenido una diferencia de 10,21 US\$/m, y la segunda variable ha sido el costo de mano de obra, que ha variado en 4,86 US\$/m.

4.5 RESULTADOS DE VOLADURA EN EL FRENTE DE LA GALERÍA N12

4.5.1 Voladura anterior en la Galería N12

En la voladura anterior se ha utilizado el explosivo dinamita Semexsa 65%, en mayor proporción, debido a que no se ha considerado las características geomecánicas del macizo rocoso en el frente de la Galería N12, de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. - Ayacucho. (Ver Tabla 11).

Tabla 11: Consumo de explosivos en la voladura anterior

EXPLOSIVO SEMEXSA 65%					
DESCRIPCION	N° DE TALADROS	N° DE CART./TALADRO	TOTAL DE CARTUCHOS	PESO DEL CART.Kg	PESO TOTAL Kg
Alivio	2	0	0		---
Arranque	4	7	28	0,081	2,27
Ayuda arranque	8	6	48	0,081	3,89
Ayuda. Cuadrador	4	6	24	0,081	1,94
Cuadradores	6	5	30	0,081	2,43
Ayuda alzas	3	5	15	0,081	1,22
Alzas	4	6	24	0,081	1,94
Ayud arrastre	4	5	20	0,081	1,62
Arrastre	5	6	30	0,081	2,43
TOTAL	40		219		17,74

En la Tabla 11, se especifica el consumo de explosivos en la voladura anterior, según la nomenclatura de los taladros utilizados, es decir para el trazo se ha seleccionado el corte quemado de 06 taladros de los cuales 02 taladros son de alivio y 04 taladros de arranque, en los cuales se ha cargado con 07 cartuchos de dinamita de 0,081 kg cada uno, haciendo un total 2,27 kg; 08 taladros de ayuda de arranque, se ha cargado con 06 cartuchos de dinamita de 0,081 kg, haciendo un total de 3,89 kg; 04 taladros de ayuda de cuadradores con 06 cartuchos de 0,081 kg cada uno haciendo un total de 1,94 kg; 06 taladros cuadradores con 05 cartuchos de 0,081 kg, haciendo un total de 2,43 kg; 03 taladros de ayuda de alzas con 05 cartuchos de 0,081 kg, haciendo un total de 1,22 kg; 04 taladros de alzas, con 06 cartuchos de 0,081 kg, con un total de 1,94 kg; 04 taladros de ayuda de arrastre, con 05 cartuchos de 0,081 kg,



haciendo un total de 1,62 kg; 05 taladros de arrastre, con 06 cartuchos de 0,081 kg, haciendo un total de 2,43 kg de explosivo, que en sumatoria es un total de 17,74 kg de explosivos utilizados en el disparo del frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.- Ayacucho.

a) VOLUMEN ROTO

$$V = b \times h \times Lp$$

Donde:

$$V = \text{Volumen roto (m}^3\text{)}$$

$$b = \text{Ancho de la galería (m)}$$

$$h = \text{Altura de la galería (m)}$$

$$Lp = \text{Longitud de perforación (m)}$$

$$V = 2,60 \times 2,80 \times 1,30$$

$$V = 9,46 \text{ m}^3$$

b) TONELAJE ROTO

$$Tm = V \times dr$$

Donde:

$$Tm = \text{Tonelada métrica de material roto}$$

$$V = \text{Volumen roto}$$

$$dr = \text{Densidad de roca}$$

$$Tm = 9,46 \times 2,75$$

$$Tm = 26,02 \text{ Tm}$$



a) FACTOR DE CARGA

$$Fc = \frac{Kg-explosivo}{Volumen roto}$$

$$Fc = \frac{17,74 Kg}{9,46 m^3}$$

$$Fc = 1,87 kg/m^3$$

$$Fc = \frac{Kg-explosivo}{metro lineal}$$

Fc = Factor de carga lineal

$$Fc = \frac{17,74 Kg}{1,30 m}$$

$$Fc = 13,65 Kg/m$$

b) FACTOR DE POTENCIA

$$Fp = \frac{Kg-explosivo}{Tonelaje roto}$$

$$Fp = \frac{17,74 Kg}{26,02 Tm}$$

$$Fp = 0,68 kg/Tm$$

Tabla 12: Resumen de resultados en la voladura anterior

PARÁMETROS OBTENIDOS DE LA VOLADURA ANTERIOR	
PARÁMETROS	DINAMITA SEMEXSA 65%
kg/disparo	17,74 kg
Volumen	9,46 m ³
Toneladas	26,02 Tm
Factor de carga	1,87 kg/m ³
Factor de potencia	0,68 kg/Tm
Factor de carga lineal	13,65 kg/m



En la Tabla 12, se resume los resultados en la voladura anterior, es decir en el disparo del frente de la Galería N12, se ha utilizado un total de 17,74 kg de explosivo dinamita semexsa de 65%, removiendo un volumen de 9,46 m³ de mineral, equivalente a 26,02 Tm, con un factor de carga de 1,87 kg/m³, un factor de potencia de 0,68 kg/Tm y un factor de carga lineal de 13,65 kg/m.

4.6.2 Voladura optimizada en la Galería N12

La voladura se ha optimizado, teniendo en consideración las características geomecánicas del macizo rocoso en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. - Ayacucho. Se ha seleccionado el explosivo Semexsa 65%. (Ver Tabla 14).

Tabla 13: Consumo de explosivos en la voladura optimizada

EXPLOSIVO SEMEXSA 65%					
DESCRIPCION	Nº DE TALADROS	Nº DE CART./TALADRO	TOTAL DE CARTUCHOS	PESO DEL CART.KG	PESO TOTAL Kg
Alivio	3	0	0	---	---
Arranque	3	7	21	0,081	1,70
Ayuda arranque	4	6	24	0,081	1,94
Ayuda cuadradores	4	5	20	0,081	1,62
Cuadradores	6	6	36	0,081	2,92
Ayuda alzas	3	5	15	0,081	1,22
Alzas	3	6	18	0,081	1,46
Ayuda arrastre	4	5	20	0,081	1,62
Arrastre	5	6	30	0,081	2,43
TOTAL	35		184		14,91



En la Tabla 13, se especifica el consumo de explosivos en la voladura optimizada, según la nomenclatura de los taladros utilizados, es decir para el trazo se ha seleccionado el corte quemado de 06 taladros de los cuales 03 taladros son de alivio y 03 taladros de arranque, en los cuales se ha cargado con 07 cartuchos de dinamita de 0,081 kg cada uno, haciendo un total 1,70 kg; 04 taladros de ayuda de arranque, se ha cargado con 06 cartuchos de dinamita de 0,081 kg, haciendo un total de 1,94 kg; 04 taladros de ayuda de cuadradores con 05 cartuchos de 0,081 kg cada uno haciendo un total de 1,62 kg; 06 taladros cuadradores con 06 cartuchos de 0,081 kg, haciendo un total de 2,92 kg; 03 taladros de ayuda de alzas con 05 cartuchos de 0,081 kg, haciendo un total de 1,22 kg; 03 taladros de alzas, con 06 cartuchos de 0,081 kg, con un total de 1,46 kg; 04 taladros de ayuda de arrastre, con 05 cartuchos de 0,081 kg, haciendo un total de 1,62 kg; 05 taladros de arrastre, con 06 cartuchos de 0,081 kg, haciendo un total de 2,43 kg de explosivo, que en sumatoria es un total de 14,91 kg de explosivos utilizados en el disparo del frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A.- Ayacucho.

Se debe precisar, la variable que más ha variado son los taladros de ayuda de arranque que ha tenido una diferencia de 04 taladros y la segunda variable ha sido los taladros de arranque, que ha sido 01 taladro.

a) VOLUMEN ROTO

$$V = b \times h \times Lp$$

Donde:

V = Volumen roto (m³)

b = Ancho de la galería (m)

h = Altura de la galería (m)

Lp = Longitud de perforación (m)



$$V = 2,80 \times 2,60 \times 1,38$$

$$V = 10,05 \text{ m}^3$$

b) TONELAJE ROTO

$$T_m = V \times dr$$

Donde:

T_m = Tonelada métrica de material roto

V = Volumen roto

dr = Densidad de roca

$$T_m = 10,05 \times 2,75$$

$$T_m = 27,64 \text{ Tm}$$

c) FACTOR DE CARGA

$$F_c = \frac{Kg\text{-explosivo}}{Volumen\ roto}$$

$$F_c = \frac{14,91 \text{ Kg}}{10,05 \text{ m}^3}$$

$$F_c = 1,48 \text{ kg/m}^3$$

$$F_c = \frac{Kg\text{-explosivo}}{metro\ lineal}$$

F_c = Factor de carga lineal

$$F_c = \frac{14,91 \text{ Kg}}{1,38 \text{ m}}$$

$$F_c = 10,80 \text{ Kg/m}$$

d) FACTOR DE POTENCIA

$$F_p = \frac{Kg\text{-explosivo}}{Tonelaje\ roto}$$

$$F_p = \frac{14,91 \text{ Kg}}{27,64 \text{ Tm}}$$



$$F_p = 0,54 \text{ kg/Tm}$$

Tabla 14: Resultados en la voladura optimizada

PARÁMETROS OBTENIDOS EN LA VOLADURA	
PARÁMETROS	DINAMITA SEMEXA 65%
kg/disparo	14,91 kg
Volumen	10,05 m ³
Toneladas	27,64 Tm
Factor de carga	1,48 kg/m ³
Factor de potencia	0,54 kg/Tm
Factor de carga lineal	10,80 kg/m

En la Tabla 14, se resume los resultados obtenidos en la voladura optimizada, en donde en el disparo del frente de la Galería N12, se ha utilizado un total de 14,91 kg de explosivo dinamita semexa de 65%, removiendo un volumen de 10,05 m³ de mineral, equivalente a 27,64 Tm, con un factor de carga de 1,48 kg/m³, un factor de potencia de 0,54 kg/Tm y un factor de carga lineal de 10,80 kg/m.



Tabla 15: Resumen de resultados en la voladura de la Galería N12

Descripción	Antes	Después	Diferencia	Unidad medida
Semexa 65%	219	184	35	Cartuchos
Fulminante N° 8	38	32	6	Pz
Mecha de seguridad	69,49	58,52	10,97	m
kg por disparo	17,74	14,91	2,83	kg
Factor de carga	1,87	1,48	0,39	kg/m ³
Factor de potencia	0,68	0,54	0,14	kg/Tm
Factor de carga lineal	13,65	10,80	2,85	kg/m
Avance m/disparo	1,30	1,38	0,08	m

4.6 DESCRIPCIÓN DE RESULTADOS EN LA VOLADURA

En la Tabla 15, se resume los resultados de voladura anterior y optimizada en el frente de la Galería N12, en donde los cartuchos de dinamita se ha optimizado de 219 a 184 cartuchos haciendo una diferencia de 35 cartuchos; el fulminante N° 8, se ha optimizado de 38 a 32 unidades, con una diferencia de 06 fulminantes; las mechas de seguridad se ha optimizado de 69,49 a 58,52 metros, con una diferencia de 10,97 metros; los explosivos por disparo se ha optimizado de 17,74 kg a 14,93 kg, con una diferencia de 2,83 kg; el factor de carga se optimizado de 1,87 kg/m³ a 1,48 kg/m³, con una diferencia de 0,39 kg/m³; el factor de potencia de 0,68 kg/Tm a 0,54 kg/Tm, con una diferencia 0,14 kg/Tm y el factor de carga lineal se ha optimizado de 13,65 kg/m a 10,80, con una diferencia de 2,85 kg/m. El avance lineal/disparo, se ha optimizado de 1,30 m a 1,38 m.



Se debe indicar, la variable que más ha variado son los cartuchos de dinamita, con una diferencia de 35 cartuchos y la segunda variable ha sido las mechas de seguridad, que ha tenido una diferencia de 10,97 metros, es decir los cartuchos de dinamita se han optimizado en 35 cartuchos respecto a la voladura anterior y también las mechas de seguridad se han optimizado en 10,97 metros con respecto a la anterior.

4.7 RESULTADOS DE COSTOS EN VOLADURA

4.7.1 Costos de voladura anterior en la Galería N12

La voladura anterior en la Galería N12, se ha realizado con elevados costos operativos, debido al mayor consumo de la carga explosiva en los taladros de producción. (Ver Tabla 16).

Tabla 16: Costos de materiales utilizado en la voladura anterior

Insumos	Unidad	Precio US \$	Cantidad por disparo Cartuchos	US \$/disparo
Dinamita 65%	Cartucho	0,52	219	113,88
Fulminante N° 8	Cápsula	0,42	38	15,96
Mecha de seguridad	Metros	0,44	69,49	30,57
COSTO TOTAL				160,41

COSTO DE LA VOLADURA ANTERIOR: 123,39 US\$/m

En la tabla 16, se especifica los costos de materiales utilizados en la voladura anterior, en el frente de la Galería N12, decir se ha utilizado 219 cartuchos de dinamita, cuyo costo por cada cartucho es 0,52 US\$, haciendo un costo de 113,88 US\$/disparo, 38 unidades de fulminante N° 8, cuyo costo es de 0,42

US\$/unidad, con un costo de 15,96 US\$/disparo y 69,49 metros de mecha de seguridad a un costo de 0,44 US\$/m, haciendo un costo de 30,57 US\$/disparo, cuya sumatoria de costos es de 160,41 US\$/disparo, cuyo resultado con una avance lineal de 1,30 m por disparo, resulta 123,39 US\$/m.

4.7.2 Costos de voladura optimizada en la Galería N12

Con la determinación de la carga explosiva adecuada y la nueva malla de perforación, según las características del macizo rocoso, los costos de voladura se han optimizado de 123,39 US\$/m a 97,73 US\$/m, en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. - Ayacucho. (Ver Tabla 17).

Tabla 17: Costos de materiales utilizados en la voladura optimizada

Insumos	Unidad	Precio US \$	Cantidad por disparo	
			Cartuchos	US \$/disparo
Dinamita 65%	Cartucho	0,52	184	95,68
Fulminante N° 8	Cápsula	0,42	32	13,44
Mecha de seguridad	Metros	0,44	58,52	25,75
COSTO TOTAL				134,87

COSTO DE VOLADURA OPTIMIZADA : 97,73 US\$/m

En la Tabla 17, se especifica los costos de materiales utilizados en la voladura optimizada en el frente de la Galería N12, decir se ha utilizado 184 cartuchos de dinamita de 65%, cuyo costo es 0,52 US\$/cartucho, haciendo un costo de 95,68 US\$/disparo, 32 unidades de fulminante N° 8, cuyo costo es de 0,42 US\$/unidad, que asciende a un costo de 13,44 US\$/disparo y 58,52 metros de mecha de seguridad a un costo de 0,44 US\$/m, haciendo un costo de 25,75

US\$/disparo, cuya sumatoria de costos es de 134,87 US\$/disparo, cuyo resultado con una avance lineal de 1,38 m por disparo, resulta 97,73 US\$/m.

Tabla 18: Resumen de costos de voladura en la Galería N12

Costo de voladura	Anterior US\$/m	Optimizado US\$/m	Diferencia US\$/m
Dinamita 65%	87,60	69,33	18,27
Fulminante N° 8	12,27	9,74	2,53
Mecha de seguridad	23,52	18,66	4,86
COSTO/METRO	123,39	97,73	25,66

4.8 DESCRIPCIÓN DE RESULTADOS DE COSTOS EN VOLADURA

En la Tabla 18, se resume los costos de voladura anterior y el optimizado en el frente de la Galería N12, es decir los costos de dinamita 65% se ha optimizado de 87,60 US\$/m a 69,33 US\$/m, con una diferencia de 18,27 US\$/m; los costos de fulminante N° 8, se han optimizado de 12,27 US\$/m a 9,74 US\$/m, con una diferencia de 2,53 US\$/m, y la mecha de seguridad se ha optimizado de 23,52 US\$/m a 18,66 US\$/m, con una diferencia de 4,86 US\$/m. . En resumen el costo total de voladura se ha optimizado de 123,39 US\$/m a 97,73 US\$/m con una diferencia de 25,66 US\$/m en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. - Ayacucho.

Se debe precisar, la variable que más ha variado es el costo de dinamita 65%, con una diferencia de 18,27 US\$/m, y la segunda variable ha sido el costo de mechas de seguridad, que ha variado en 4,86 US\$/m.

Tabla 19: Resumen de los resultados de perforación y voladura

Descripción	Antes	Después	Diferencia	Unidad medida
Taladros perforados	40	35	5	N° de Tal.
Taladros cargados	38	32	6	N° de Tal.
Semexsa 65%	219	184	35	cartuchos
Mecha de seguridad	69,49	58,52	10,97	m
kg por disparo	17,74	14,91	2,83	kg
Factor de carga	1,87	1,48	0,39	kg/m ³
Factor de carga lineal	13,65	10,80	2,85	kg/m
Factor de potencia	0,68	0,54	0,14	kg/Tm
Avance m/disparo	1,30	1,38	0,08	m

En la Tabla 19, se resume los resultados de perforación y voladura anterior y el optimizado, es decir con el nuevo diseño de la malla de perforación los taladros perforados se han optimizado de 40 a 35 taladros con una diferencia de 05 taladros; los taladros cargados se han optimizado de 38 a 32 taladros, con una diferencia de 06 taladros; los cartuchos de dinamita semexsa 65 %, se ha optimizado de 219 a 184 cartuchos, con una diferencia de 35 cartuchos; las mechas de seguridad se han optimizado de 69,49 a 58,52 metros, con una diferencia de 10,97 metros; los kilogramos de explosivo por disparo se han optimizado de 17,74 kg a 14,91 kg, con una diferencia de 2,83 kg; el factor de carga se ha optimizado de 1,87 kg/m³ a 1,48 kg/m³, con una diferencia de 0,39 kg/m³; el factor de potencia se ha optimizado de 0,68 kg/Tm a 0,54 kg/Tm, con una diferencia de 0,14 kg/Tm; el factor de carga lineal se ha optimizado de 13,65 kg/m a 10,80 kg/m, con una diferencia de 2,85

kg/m, y el avance lineal se ha optimizado de 1,30 m a 1,38 m, con una diferencia de 0,08 m, en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

Tabla 20: Resumen de costos de perforación y voladura

Costo de perforación y voladura	Anterior US\$/m	Optimizado US\$/m	Diferencia US\$/m
Costo de perforación	158,54	141,88	16,66
Costo de voladura	123,39	97,73	25,66
COSTO TOTAL	281,93	239,61	42,32

En la Tabla 20, se resume los costos de perforación y voladura anterior y el optimizado, es decir los costos de perforación se han optimizado de 158,54 US\$/m a 141,88 US\$/m, con una diferencia de 16,66 US\$/m. Los costos de voladura se han optimizado de 123,39 US\$/m a 97,73 US\$/m, con una diferencia de 25,66 US\$/m.

El costo total de perforación y voladura se ha optimizado de 281,93 US\$/m a 239,61 US\$/m, con una diferencia de 42,32 US\$/m, en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

4.9 DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Mediante el nuevo diseño de malla, los costos de perforación se han minimizado de 158,54 US \$/m a 141,88 US \$/m, con una diferencia de 16,66 US\$/m, y los costos de voladura se han minimizado de 123,39 US \$/m a 97,73 US \$/m, con una diferencia de 25,66 US\$/m, en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho. Los resultados y la metodología que ha desarrollado



son similares al estudio de las tesis de:

(Ortiz Quispe, K. 2 019). En su tesis, Minimización de costos de perforación y voladura con rediseño de malla en la Galería 435 NE de la Unidad Minera Las Águilas de la Empresa Minera CIEMSA S.A. – Lampa, en donde con el rediseño de la malla de perforación, los costos de perforación se han minimizado de 150,74 US\$/m a 140,77 US\$/m, con una diferencia de 9,97 US\$/m, y los costos de voladura se han minimizado de 102,47 US\$/m a 82,83 US\$/m, con una diferencia de 19,64 US\$/m.

Mamani, N. (2015), en su tesis Optimización de costos de perforación y voladura en la Mina Maribel de Oro A-Ananea, Universidad Nacional del Altiplano-Puno, en donde con la aplicación de la nueva malla de perforación en el frente de la Galería 773 del nivel 4 773 m.s.n.m., los costos de perforación y voladura se ha reducido de 323,98 US\$/m a 288,78 US\$/m con una diferencia de 35,20 US\$/m.

Flores, R. J. (2019), en su tesis Optimización de costos de perforación y voladura mediante el rediseño de malla y el factor de carga explosiva en la Galería Santa Mónica de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa, en donde con la aplicación de la nueva malla de perforación en el frente de la Galería, los costos de perforación se han optimizado de 191,80 US\$/m a 187,41 US\$/m, con una diferencia de 4,39 US\$/m y los costos de voladura se han optimizado de 36,44 US\$/m a 33,25 US\$/m, con una diferencia de 3,19 US\$/m.

En el presente trabajo de investigación, mediante el nuevo diseño malla de perforación y la carga explosiva adecuada se ha optimizado los costos de perforación en 16,66 US\$/m, y los costos de voladura en 25,66 US\$/m, mientras



que en el trabajo de (Ortiz Quispe, K. 2 019), los costos de perforación se han optimizado en 9,97 US\$/m y los costos de voladura en 19,64 US\$/m. y en el trabajo de (Flores, R. J. (2019), los costos de perforación se han optimizado en 4,39 US\$/m y los costos de voladura en 3,19 US\$/m. Finalmente se concluye que en comparación con dichos autores se ha logrado mejores resultados de optimización.



V. CONCLUSIONES

Mediante el nuevo diseño de malla, los costos de perforación se han minimizado de 158,54 US \$/m a 141,88 US \$/m, con una diferencia de 16,66 US\$/m, en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

Mediante la carga explosiva adecuada, los costos de voladura se han minimizado de 123,39 US \$/m a 97,73 US \$/m, con una diferencia de 25,66 US\$/m, en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S. A. – Ayacucho.

Con el diseño de la nueva malla de perforación los costos de perforación y voladura se han optimizado de 281,93 US \$/m a 239,61 US \$/m, con una diferencia de 42,32 US \$/m, en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.



VI. RECOMENDACIONES

Se recomienda cumplir con los parámetros del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura para optimizar los costos de producción en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.

Realizar un buen confinamiento de la carga explosiva en los taladros perforados en el frente de la Galería N12 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A. – Ayacucho.



VII. BIBLIOGRAFÍA

- Atlas Copco, (2015). *Herramientas y equipos de perforación de rocas, manual y accesorios*. Catálogo de productos. LIMA.
- 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.* Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.
- Bieniawski, Z. T. (1989), *Engineering Rock Mass Classification: A Complete Manual for Engineers and Geologists in mining*.
- Cámac, A. (2005), *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. FIM-UNA. Puno.
- Chambi, A. (2011), *Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – Unidad Vinchos – Volcan S.A.A.*
- Chahuares, F. (2012), *Nuevo Diseño de Malla para Mejorar la Perforación y Voladura en Proyectos de Explotación y Desarrollo Mina EL COFRE*.
- EXSA (2001), *Manual Práctico de Voladura, Edición Especial*, Perú.
- Famesa Explosivos, (2008, Seguridad asociada a la manipulación y uso de explosivos en mina subterránea.
- Flores, R. J. (2019), *en su tesis Optimización de costos de perforación y voladura mediante el rediseño de malla y el factor de carga explosiva en la Galería Santa Mónica de la Unidad Minera Esperanza – Arequipa*.
- Frisancho, G. (2006), *Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea*
- Jáuregui, A. (2009), Tesis, *Reducción de costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura*". Presentada a la Facultad de Ciencias Ingeniería, Pontificia Universidad Católica del Perú. Q
- López, C., (1994), *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*, Instituto Geológico y Minero España. Edición 1994.



- López, C. (1997), *Manuel de Túneles y Obras Subterráneas Madrid*, Gráficas Arias Montano.
- Lupaca, J. (2009), *Costos en Operaciones Mineras Unitarias Subterráneas*.
- Mamani, N. (2015), en su tesis *Optimización de Costos de perforación y voladura en la mina Maribel de Oro A-Ananea*, Universidad Nacional del Altiplano-Puno.
- Mendoza, J. (2006), *Perforación y voladura*, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima.
- Ortiz, Q. K. (2019) en su tesis, *Minimización de costos de perforación y voladura con rediseño de malla en la Galería 435 NE de la Unidad Minera Las Águilas de la Empresa Minera CIEMSA S.A. – Lampa*.
- Quispe, H. (2017), en su tesis *Reducción de Costos de Perforación y Voladura con nuevo diseño de malla en el frente del Crucero 340 NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C. – Rinconada*, Universidad Nacional del Altiplano-Puno.
- Ramírez O., P., & Alejano M., L. (2004). *Mecánica de Rocas - Fundamentos e Ingeniería de Taludes*.
- Rodríguez, H. (2011), en su tesis: *Mejoramiento de Operaciones Unitarias en Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Convencional - Unidad Minera el Cofre*; Universidad Nacional del Altiplano.
- Vargas, E. (2009), *Voladura controlada en labores de desarrollo y preparación de la mina Animon Chungar S.A*



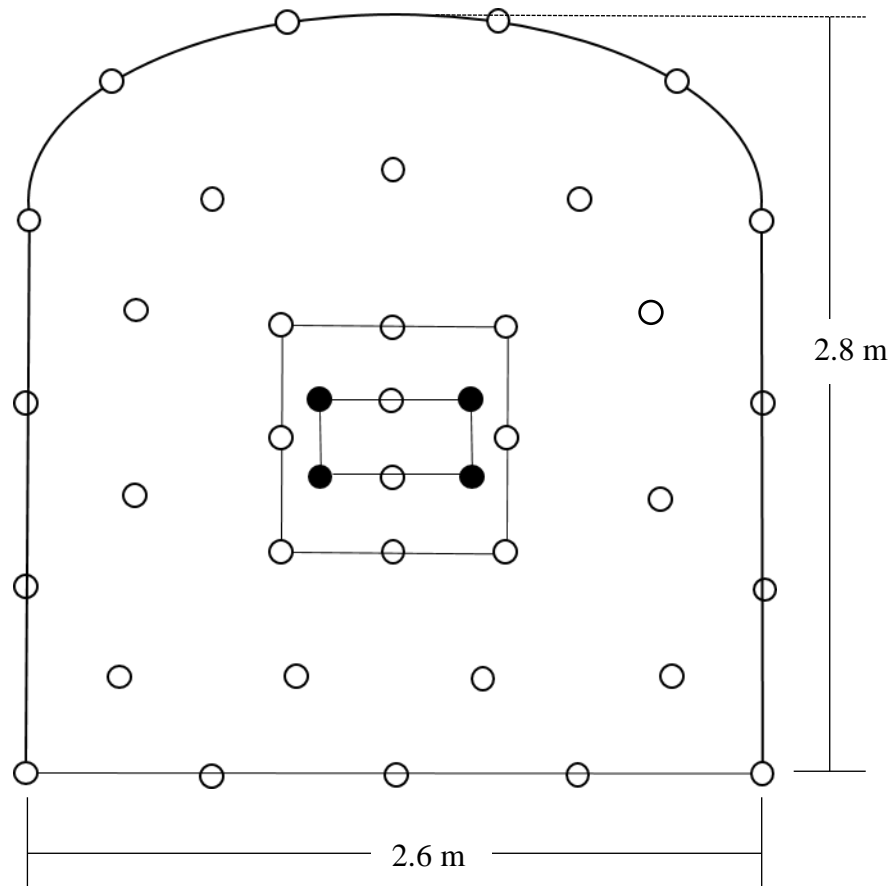
ANEXOS



ANEXO N° 1 . PLANO DE UBICACIÓN



ANEXO N° 2. MALLA DE PERFORACION ANTERIOR – 40 TALADROS



ANEXO N° 3. MALLA DE PERFORACION OPTIMIZADO – 35 TALADROS

