



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO DE PUNO

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



**EVALUACIÓN Y OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS UNITARIOS EN
LA EJECUCIÓN DE LA GALERÍA 819E - MINA YANAQUIHUA -
AREQUIPA**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. LUIS ANTONIO ANCHAPURI CHIQUE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2021



DEDICATORIA

Dedico este trabajo a la memoria de mi recordado abuelo Marcelino Anchapuri Calderón, por guiar mi camino desde el cielo.

A mi padre Jorge Anchapuri Sagua, a mi madre Eliana Chique y a mis hermanos(a); por brindarme siempre su apoyo y sacrificio hacia mi persona; a quienes llevo dentro de mi corazón con mucho amor.

A todos mis amigos(as), que me brindaron su apoyo moral e incondicional para mi crecimiento como persona y profesional.

Luis Antonio Anchapuri Chique



AGRADECIMIENTO

Doy gracias primeramente a nuestro Sr. Dios por haberme guiado y cuidado mi vida, en signo de gratitud va mi agradecimiento.

Mi agradecimiento a la Universidad Nacional del Altiplano en especial toda la plana de docentes de la prestigiosa Facultad de Ingeniería de Minas que a través de su labor inmensa, aportaron en mi superación Profesional en este mundo de competencia

El agradecimiento más profundo de corazón va para mi familia. Sin su apoyo, colaboración e inspiración habría sido complicado lograrlo. A mi padre y a mi madre por su ejemplo de lucha y honestidad; a mis hermanas y hermanos ejemplos de fuerza, superación, valentía, por ellos y para ellos.

Luis Antonio Anchapuri Chique



INDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

INDICE GENERAL

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

RESUMEN 16

ABSTRACT..... 17

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA..... 18

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 19

1.2.1 Problema general. 19

1.2.2 Problema específico. 19

1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN..... 19

1.3.1 Objetivo general..... 19

1.3.2 Objetivo específicos..... 19

1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN 20

1.5 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN 20

1.6 VIABILIDAD DEL ESTUDIO..... 20

1.7 ÁMBITO GENERAL DEL ÁREA DE ESTUDIO DEL PROYECTO 21

1.7.1 Descripción de mina..... 21

1.7.1.1 Ubicación y acceso..... 21

1.7.1.2 Geología general 22

1.7.1.3 Geología Regional..... 22

1.7.1.4 Geología Local..... 23

1.7.1.5 Mineralización 25

1.7.2 Operaciones mina..... 26



| | |
|---|----|
| 1.7.2.1 Descripción | 26 |
| 1.7.2.2 Perforación | 27 |
| 1.7.2.2.1 Parámetros de perforación | 28 |
| 1.7.2.3 Voladura..... | 29 |
| 1.7.2.3.1 Parámetros de voladura..... | 31 |
| 1.7.2.4 Acarreo..... | 33 |
| 1.7.2.5 Ventilación | 34 |

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

| | |
|---|-----------|
| 2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN..... | 37 |
| 2.1.1 Antecedentes Internacionales..... | 37 |
| 2.1.2 Antecedentes Nacionales | 37 |
| 2.2 MARCO TEÓRICO | 39 |
| 2.2.1 Geomecanica..... | 39 |
| 2.2.2 Macizo rocoso | 39 |
| 2.2.3 Clasificación de las rocas | 40 |
| 2.2.4 Características de la roca..... | 42 |
| 2.2.5 Clasificación de las rocas | 43 |
| 2.2.6 Tipología de perforación en el arranque con explosivos | 43 |
| 2.2.6.1 Perforación manual | 43 |
| 2.2.6.2 Perforación mecanizada. | 44 |
| 2.2.6.3 Perforación de banqueo..... | 44 |
| 2.2.6.4 Perforación de avance de galerías y túneles..... | 45 |
| 2.2.7 Tipos de perforación | 45 |
| 2.2.8 Condiciones de perforación | 47 |
| 2.2.9 Fallas en la perforación | 48 |
| 2.2.10 Cortes o arranques..... | 51 |
| 2.2.10.1 Corte en pirámide (<i>Centre cut</i>) | 52 |
| 2.2.10.2 Corte en cuña o en "V" (<i>wedge cut</i>)..... | 53 |
| 2.2.10.3 Corte en cuña de arrastre (<i>Drag o draw cut</i>) | 54 |



| | |
|---|-----------|
| 2.2.10.4 Corte quemado (Burn cut)..... | 54 |
| 2.2.11. Distribución y denominación de taladros..... | 55 |
| 2.2.12. Descripción del método de Holmberg para un diseño de voladura | 57 |
| 2.2.12.1 Modificación del modelo de corte de cuatro secciones | 59 |
| 2.2.13 Explosivos..... | 64 |
| 2.2.13.1 Propiedades de los Explosivos..... | 65 |
| 2.2.14. Falla en la Voladura | 67 |
| 2.2.15. Tipos de explosivo | 68 |
| 2.2.16. Accesorios de Voladura | 71 |
| 2.2.17. Costos..... | 72 |
| 2.2.17.1 Diferencias entre costo y gasto | 73 |
| 2.2.17.2 Definiciones de Costos..... | 73 |
| 2.2.18 Costos de operación | 75 |
| 2.2.19. Definición de términos básicos | 75 |
| 2.3. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS..... | 78 |
| 2.3.1 Hipótesis general..... | 78 |
| 2.3.2 Hipótesis específicas. | 78 |
| CAPÍTULO III | |
| MATERIALES Y MÉTODOS | |
| 3.1. TIPO Y DISEÑO DE INVESTIGACIÓN | 79 |
| 3.1.1 Tipo de investigación..... | 79 |
| 3.1.2 Diseño de la investigación | 79 |
| 3.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN | 81 |
| 3.3 POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN | 81 |
| 3.3.1 Población..... | 81 |
| 3.3.2 Muestra..... | 81 |
| 3.4 TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS..... | 82 |
| 3.5 INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS..... | 82 |
| 3.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS | 83 |
| 3.7 HERRAMIENTAS PARA EL PROCESAMIENTO DE DATOS..... | 83 |



| | | |
|-------------------------------|---|------------|
| 3.8 | VARIABLES | 84 |
| | 3.8.1 Variable independiente | 84 |
| | 3.8.2 Variable dependiente..... | 84 |
| 3.9 | MATRIZ DE CONSISTENCIA | 84 |
| CAPÍTULO IV | | |
| RESULTADOS Y DISCUSIÓN | | |
| 4.1 | DATOS DE LA GALERÍA 819E. | 85 |
| | 4.1.1 Clasificación de la masa rocosa | 85 |
| 4.2 | CARACTERÍSTICAS DE LA GALERÍA 819E | 86 |
| | 4.2.1 Diseño de sección..... | 86 |
| | 4.2.2 Ubicación de la Galería 819E veta Silvana..... | 86 |
| 4.3. | PERFORACIÓN DE LA GALERÍA PROGRESO CON LA MALLA | |
| | ANTERIOR | 86 |
| 4.4 | DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR..... | 87 |
| 4.5 | METROS DE AVANCE LINEAL DEL MES DE NOVIEMBRE - | |
| | DICIEMBRE. | 89 |
| 4.6 | PARÁMETROS DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA | 92 |
| 4.7 | COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MALLA ANTERIOR..... | 93 |
| 4.8 | CÁLCULOS DEL NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN DE | |
| | LA GALERÍA 819E..... | 96 |
| | 4.8.1 Condiciones de campo para el diseño de malla..... | 97 |
| 4.9 | CÁLCULO DEL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN | 98 |
| 4.10 | VOLADURA OPTIMIZADA EN EL FRENTE DE LA GALERÍA 819E | 108 |
| | 4.10.1.1 Primera prueba de perforación y voladura. | 108 |
| | 4.10.2 Resultados en la primera prueba. | 110 |
| | 4.10.3 Segunda prueba de perforación y voladura..... | 110 |
| | 4.10.4 Resultados en la segunda prueba. | 111 |
| | 4.10.5 Cálculos de la voladura optimizada | 111 |
| | 4.10.5.1 Toneladas de material roto..... | 112 |
| | 4.10.5.2 Factor de carga..... | 112 |



| | |
|--|------------|
| 4.10.5.3 Cálculo de factor de potencia..... | 112 |
| 4.10.5.4 Factor de carga lineal | 113 |
| 4.10.5.5 Eficiencia de voladura..... | 113 |
| 4.11. COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA OPTIMIZADO | 113 |
| 4.12 CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS | 116 |
| 4.12.1 Hipótesis general..... | 116 |
| 4.12.2 Contrastación de hipótesis específicas..... | 117 |
| 4.13 DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA..... | 126 |
| V. CONCLUSIONES | 129 |
| VI. RECOMENDACIONES | 130 |
| VII. REFERENCIAS..... | 131 |
| ANEXOS..... | 133 |

Área: Ingeniería de Minas.

Línea: Análisis de Costos Mineros y Comercialización de Minerales.

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 26 de febrero 2021.



ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|--|----|
| Figura N°1: Ubicación de la Mina Yanaquihua | 21 |
| Figura N° 2: Vetas Alpacay..... | 25 |
| Figura N° 3: Ciclo de minado minera Yanaquihua | 27 |
| Figura N° 4: Diseño de Arranque | 29 |
| Figura N° 5: Diseños de malla de perforación GL 7X8 MYSAC..... | 30 |
| Figura N° 6: Pala neumática EIMCO 12B | 33 |
| Figura N° 7: Carros mineros U-35 | 33 |
| Figura N° 8: Carros mineros U-35, acarreados por locomora..... | 34 |
| Figura N° 9: Ventilación Natural | 35 |
| Figura N° 10: Ventilación tercera línea Galería 819E..... | 36 |
| Figura N° 11: Acciones básicas de perforación | 47 |
| Figura N° 12: Hueco de alivio de pequeño diámetro | 48 |
| Figura N° 13: Desviaciones en el paralelismo | 49 |
| Figura N° 14: Espaciamientos irregulares entre taladros | 49 |
| Figura N° 15: Irregular longitud de los taladros..... | 50 |
| Figura N° 16: Intersección de taladros | 50 |
| Figura N° 17: Excesiva densidad de carga | 50 |
| Figura N° 18: Formación de cavidad de un frente | 52 |
| Figura N° 19 : Formación de cavidad de un frente | 52 |
| Figura N° 20: Corte en pirámide | 53 |
| Figura N° 21: Corte en cuña..... | 53 |
| Figura N° 22: Corte en cuña de arrastre | 54 |
| Figura N° 23: Corte en quemado en paralelo | 55 |
| Figura N° 24: Denominación de taladros | 56 |
| Figura N° 25: Velocidad – tiempo en la detonación | 65 |
| Figura N° 26: Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación | 66 |
| Figura N° 27: Dinamita semexa 80 | 69 |
| Figura N° 28: Producto Hidrogeles | 70 |
| Figura N° 29: Emulsión explosiva Semexsa - E65 | 71 |
| Figura N° 30: Accesorios de Voladura..... | 72 |



| | |
|--|-----|
| Figura N° 31: Ubicación del frente de trabajo GL819E..... | 86 |
| Figura N° 32: Malla real de perforación antes de la optimización..... | 88 |
| Figura N° 33: Malla real de perforación en AUTOCAD | 89 |
| Figura N° 34: Consolidado del avance mensual..... | 92 |
| Figura N° 35: Diseño de taladros de arranque..... | 99 |
| Figura N° 36: Diseño de taladros de primer cuadrante | 100 |
| Figura N° 37: Diseño de taladros de cuadradores | 101 |
| Figura N° 38: Malla optimizada propuesto para la GL819E..... | 109 |
| Figura N° 39: Malla optimizada propuesto para la GL819E..... | 111 |
| Figura N° 40: Comparativo de distribución de taladros anterior y optimizado | 117 |
| Figura N° 41: Comparativo de taladros perforados y cargados anterior y optimizado | 118 |
| Figura N° 42: Comparativo de costos unitarios de perforación anterior y optimizada | 119 |
| Figura N° 43: Comparativo de distribución de carga explosiva anterior y optimizada | 121 |
| Figura N° 44: Comparativo de costos distribución de carga explosiva..... | 122 |
| Figura N° 45: Comparativo de parámetros de voladura anterior y optimizada..... | 123 |
| Figura N° 46: Comparativo de costos de P y V anterior y optimizada | 124 |
| Figura N° 47: Comparativo de costos por tonelada rota (US\$/TM) | 125 |
| Figura N° 48: Comparativo de porcentaje de costos unitarios | 125 |



ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|--|-----|
| Tabla N°1: Rutas de acceso a mina Yanaquihua | 22 |
| Tabla N° 2: Características técnicas SEMEXA | 31 |
| Tabla N° 3: Características técnicas EXADIT | 31 |
| Tabla N° 4: Selección de rocas para voladura | 43 |
| Tabla N° 5: Clasificación de la Dinamita | 69 |
| Tabla N° 6: Clasificación del Macizo Rocoso..... | 85 |
| Tabla N° 7: Cantidad de taladros en malla anterior..... | 88 |
| Tabla N° 8: Reporte diario mes noviembre | 89 |
| Tabla N° 9: Reporte diario del mes de noviembre | 91 |
| Tabla N° 10: Resumen mensual del avance y consumo de explosivo..... | 92 |
| Tabla N° 11: Resumen de parámetros de voladura malla anterior | 93 |
| Tabla N° 12: Costos de mano de obra | 94 |
| Tabla N° 13: Costos de equipo | 94 |
| Tabla N° 14: Costos de materiales de perforación | 95 |
| Tabla N° 15: Costos de aire comprimido para perforación | 95 |
| Tabla N° 16: Costos de materiales de voladura..... | 95 |
| Tabla N° 17: Resumen de Costos de perforación y voladura anterior | 96 |
| Tabla N° 18: Resumen de ecuaciones para el cálculo de la malla optimizada..... | 103 |
| Tabla N° 19: Resumen de los resultados del cálculo de la malla optimizada | 103 |
| Tabla N° 20: Resumen del consumo de explosivo en la primera prueba | 109 |
| Tabla N° 21: Resumen del consumo de explosivo en la segunda prueba | 110 |
| Tabla N° 22: Resumen de parámetros de voladura malla optimizada..... | 113 |
| Tabla N° 23: Costos de mano de obra | 114 |
| Tabla N° 24: Costos optimizado de equipo | 114 |
| Tabla N° 25: Costos optimizado de materiales de perforación | 114 |
| Tabla N° 26: Costos optimizado de aire comprimido de perforación | 115 |
| Tabla N° 27: Costos optimizado de materiales de voladura..... | 115 |
| Tabla N° 28: Costos optimizado total de perforación y voladura | 115 |
| Tabla N° 29: Comparativo de distribución de taladros anterior y optimizado | 117 |
| Tabla N° 30: Comparativo de costos unitarios de perforación anterior y optimizado | 119 |
| Tabla N° 31: Comparativo de distribución de carga explosiva anterior y optimizada | 120 |



| | |
|--|-----|
| Tabla N° 32: Comparativo de costos distribución de carga explosiva optimizada | 121 |
| Tabla N° 33: Comparativo de parámetros de voladura anterior y optimizada | 122 |
| Tabla N° 34: Comparativo de parámetros de voladura anterior y optimizada | 123 |
| Tabla N° 35: Comparativo de costos por tonelada rota (US\$/TM)..... | 124 |



ÍNDICE DE ANEXOS

| | |
|--|-----|
| ANEXO A: Matriz de consistencia para el Proyecto de Investigación | 133 |
| ANEXO B: Plano de ubicación de la labor..... | 134 |
| ANEXO C: Reportes diarios Noviembre..... | 135 |
| ANEXO D: Reportes diarios Diciembre..... | 135 |
| ANEXO E: Plano de malla optimizado | 137 |
| ANEXO F: Metalogenia y Geología general Alpacay | 138 |
| ANEXO G: Plano de geología regional..... | 139 |
| ANEXO H: Ficha Geomecanica estación 01 | 140 |
| ANEXO I: Ficha Geomecanica estación 02 | 141 |
| ANEXO J: Ficha Geomecanica estación 03..... | 141 |



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

| | |
|--------------------------|----------------------------------|
| B | : Burden |
| X1 | : Espaciamiento primer cuadrante |
| EC | : Espaciamiento en cuadradores |
| Lc | : Longitud de carga |
| C | : Coeficiente o factor de roca |
| Ce | : Columna explosiva |
| Cm | : Centímetro |
| Dt | : Distancia entre taladros |
| ρ | : Densidad de roca |
| FR | : Factor de la roca |
| F.C | : Factor de carga |
| F.P | : Factor de potencia |
| F.C.L. | : Factor De carga lineal |
| gr | : Gramos |
| H | : Altura |
| A | : Ancho |
| Kg/m³ | : kilogramo por metro cubico |
| Kg/disparo | : Kilogramo por disparo |
| Kg/tal | : Kilogramos por taladro |
| Kg/m | : Kilogramos por metro de avance |
| L | : Longitud |
| m | : Metro |
| m² | : Metro cuadrado |
| h | : Hora |
| KM | : Kilometros |
| mm | : Milímetros |
| m/s | : Metros por segundo |
| mp | : Metro perforado |
| pp | : Pies perforados |
| S | : Sección de la galería |
| Lt | : Longitud taco |



| | |
|-------------------------|-------------------------------------|
| tm | : Toneladas métricas |
| TMS | : Toneladas métricas secas |
| TMD | : Toneladas métricas día |
| TM/m³ | : Tonelada métrica por metro cubico |
| US\$/gal | : Dólares por galón |
| US\$/m | : Dólares por metro lineal |
| US\$/TM | : Dólares por tonelada métrica |
| V | : Volumen |
| GL | : Galería |
| NV | : Nivel |



RESUMEN

El principal objetivo de este proyecto investigación fue la determinación de un nuevo diseño de malla de perforación y la carga explosiva adecuada, tomando en cuenta el tipo de roca para reducir los costos en la ejecución de la Galería 819E Mina Yanaquihua -Arequipa. El presente trabajo de investigación consistió en la evaluación de las operaciones de perforación y voladura de la galería 819E, es decir toma de datos “insitu”, mediante la supervisión durante y después de la ejecución de dichas operaciones unitarias, asu vez se tomó en cuenta la ejecución en su etapa inicial. Posteriormente se seleccionó un nuevo diseño de malla de perforación y con ello la selección de carga explosiva utilizada, finalmente se hizo un comparativo entre la malla anterior y la malla optimizada para encontrar la diferencia de costos unitarios de perforación y voladura del Galería 819E – Mina Yanaquihua. Con el nuevo diseño de malla de perforación optimizado se logró reducir de 30 a 25 taladros, además se estandarizo a 5 pies de perforación, mejorando el avance por metro lineal de 1.08 a 1.36 m, se redujo el costo unitario de perforación de US\$/ 51.73 a 35.42 por metro lineal de avance, así también se redujo el costo unitario de voladura de US\$/ 69.36 a 41.72 por metro lineal de avance, el costo del proceso de perforación y voladura fue de US\$/ 212.93 por metro lineal, habiéndose reducido en US\$/ 46.26, con respecto a la anterior malla de perforación y voladura.

PALABRAS CLAVE: Costos unitarios, optimización, perforación, voladura.



ABSTRACT

The main objective of this research project was to determine a new drilling mesh design and the appropriate explosive charge taking into account the type of rock to reduce costs in the execution of Gallery 819E Yanaquihua Mine -Arequipa. The present research work consisted in the evaluation of the drilling and blasting operations of the 819E gallery, that is to say, “on-site” data collection, through supervision during and after drilling and blasting, as well as taking into account the execution in its initial stage. Subsequently, a new design of drilling mesh was selected and selection of explosive charge used, finally a comparison was made between the previous mesh and the optimized mesh design to find the difference in unit costs for drilling and blasting of Gallery 819E - Yanaquihua Mine. With the new optimized drilling mesh design, it was possible to reduce from 30 to 25 holes, in addition it was standardized to 5 feet of drilling, improving the advance per linear meter from 1.08 to 1.36 m, the unit cost of drilling was reduced from US \$ / 51.73 to 35.42 per linear meter of advance, thus also the unit cost of blasting was reduced from US \$ / 69.36 to 41.72 per linear meter of advance, the cost of the drilling and blasting process was US \$ / 212.93 per linear meter, having reduced by US \$ / 46.26, compared to the previous drill and blast mesh.

KEY WORDS: Unit costs, optimization, drilling, blasting.



CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Descripción de la realidad del problema

La contrata MKL Rambo en la U.P. Alpacay de la Compañía minera Yanaquihua S.A.C. estuvo encargada de algunas labores de preparación, desarrollo e infraestructura en distintas zonas y vetas de la unidad minera.

La ejecución de estas labores convencionales estaba contemplada dentro de un planeamiento mensual para su debido cumplimiento por parte de la empresa ejecutora. El problema es que no se logró cumplir dicho planeamiento mensual de avances lineales, porque a diario en promedio se tuvo incidencias de voladura (deficiencia de disparo), en su etapa inicial se encontró deficiencias en los resultados de avances lineales a consecuencia de tiros cortados y soplados, inadecuado diseño de malla de perforación con demasiado número de taladros, con burden y espaciamiento inadecuados, a su vez no llevaban un buen paralelismo de los taladros por falta de guidores. Todas estas deficiencias han llevado a tener elevados costos en perforación.

También otro de los problemas observados fue la excesiva distribución de carga explosiva que el capataz de perforación y voladura empleaba, supuestamente para tener una mejor eficiencia de disparo, en consecuencia se ha visto elevados costos en la voladura.

En vista de todos estos problemas que generan pérdidas económicas, generan acumulación de tiempos muertos en el ciclo de trabajo, se ve por conveniente proponer la implementación de un nuevo diseño malla de perforación y voladura con el objeto de



mejorar la voladura y lograr mejores resultados, de tal manera reducir los costos tanto de perforación y voladura en la ejecución de Galería 819E.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general.

¿Cómo optimizar la perforación y voladura, para la reducción de costos unitarios en la ejecución de la galería 819E- Mina Yanaquihua - Arequipa?

1.2.2 Problema específico.

- A. ¿Cuál es el diseño adecuado de malla de perforación para la reducción de costos de perforación en la ejecución de la galería 819E- Mina Yanaquihua – Arequipa?
- B. ¿Cuál es la carga explosiva adecuada para la reducción de costos de voladura en la ejecución de la galería 819E- Mina Yanaquihua - Arequipa?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

Determinar un nuevo diseño de malla de perforación y la carga explosiva adecuada para reducir los costos en la ejecución de la Galería 819E Mina Yanaquihua - Arequipa.

1.3.2 Objetivo específicos

- A. Diseñar la malla adecuada de perforación para reducir los costos de perforación en la ejecución de la Galería 819E Mina Yanaquihua - Arequipa.
- B. Determinar la carga explosiva adecuada para reducir los costos de voladura en la ejecución de la Galería 819E Mina Yanaquihua - Arequipa.



1.4 Justificación de la investigación

El desarrollo de la presente investigación se justifica por:

El trabajo de investigación se centró específicamente en la ejecución de la Galería 819E NV 2220, la finalidad fue dar eficiencia a las operaciones de perforación y voladura de esta importante labor minera horizontal, que sirvió de acceso para la explotación y extracción de mineral del tajo 738 Dimensiones(14,85 x 2,51 x 0.92 m), se justifica en la medida que se dio solución al problema de falta de eficiencia en la perforación y voladura, mediante un nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la galería 819E, que permitió obtener mejores resultados en cuanto a la eficiencia de perforación y voladura, además evito el agrietamiento excesivo de la roca circundante de la labor con lo que se contribuirá a mejorar su estabilidad, además el rendimiento de avance por metro incremento.

1.5 Limitaciones de la investigación

El siguiente trabajo tuvo limitaciones en cuanto al tipo de roca, ya que solo se centró en el tipo de roca de la Galería 819E, y el diseño que se aplicó es únicamente para una labor de dimensiones de 1.80 x 1.50 m, con características geomecánicas similares, exclusivamente para mina convencional.

1.6 Viabilidad del estudio

El presente estudio es viable de acuerdo a las siguientes consideraciones.

Acceso total a las operaciones en mina específicamente a la GL819E, además de tener un acceso a los archivos de reporte de operación mina.

Por otro lado esta investigación puede ser el inicio de otras investigaciones futuras con diferentes criterios y alternativas de solución, que permita aumentar la productividad en el diseño de los planes de minado semanal y diario de cualquier explotación subterránea.

1.7 Ámbito general del área de estudio del proyecto

1.7.1 Descripción de mina

1.7.1.1 Ubicación y acceso

Las concesiones de Minera Yanaquihua se encuentran a 13 km al SW del poblado de Yanaquihua, en una zona que incluye los cerros Tiquimbro, Esperanza y Cerro Rico, localizada en el paraje de Alpacay, distrito de Yanaquihua, provincia de Condesuyos, departamento y región de Arequipa, a una altitud promedio de 2 700 msnm, con constancia de pequeño productor minero N° 1188-2008.

Sus coordenadas UTM, en el sistema WGS84, son

8 248 000 Norte y 714 000 Este.

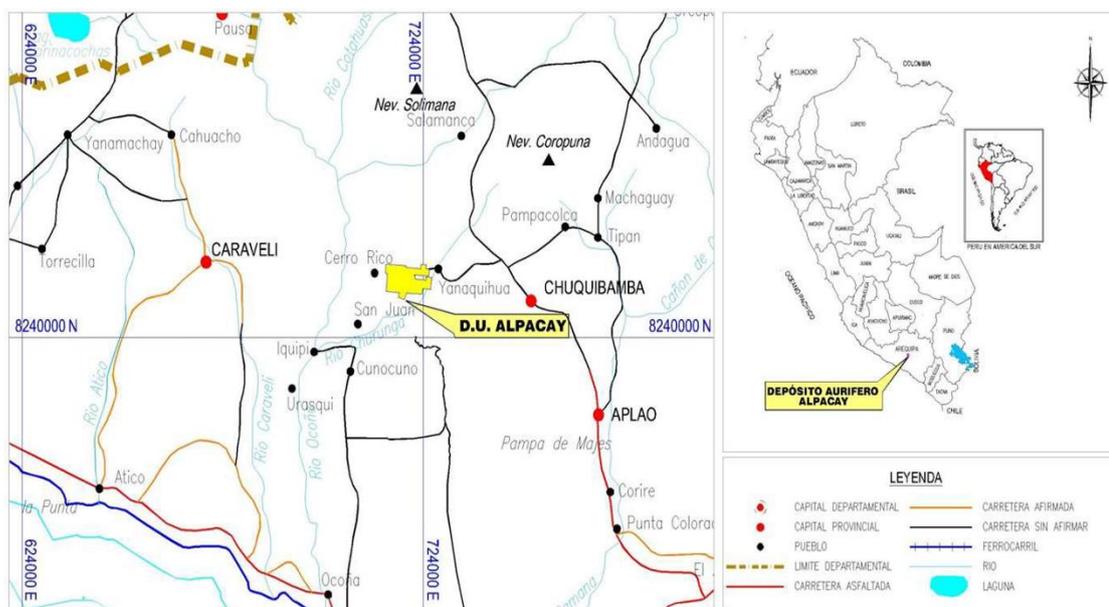


Figura N°1: Ubicación de la Mina Yanaquihua

Fuente: Plan y Programa Anual de Seguridad y Salud en el Trabajo- MYSAC



Para acceder al yacimiento aurífero de la mina Yanaquihua, desde la ciudad de Arequipa, se utiliza la siguiente ruta:

Tabla N°1: Rutas de acceso a mina Yanaquihua

| TRAMO | DISTANCIA (KM) | TIEMPO (h) | OBSERVACION |
|------------------------|----------------|------------|---------------------|
| AREQUIPA-APLAO | 154 | 3,2 | Carretera asfaltada |
| APLAO-CHUQUIBAMBA | 73 | 2,0 | Carretera asfaltada |
| CHUQUIBAMBA-YANAQUIHUA | 61 | 2,0 | Carretera asfaltada |
| YANAQUIHUA-CALERA | 12 | 0,5 | Carretera asfaltada |
| CALERA-CAMPAMENTO MINA | 6 | 0,5 | Carretera asfaltada |
| TOTAL | 306 | 8,0 | |

1.7.1.2 Geología general

El yacimiento Aurífero Alpaca geográficamente está situado a 200 Km al noroeste de la Ciudad de Arequipa, en el distrito de Yanaquihua, provincia de Condesuyo, región Arequipa

El depósito Alpaca es un típico depósito mesotermal, filoniano, relacionado con mineralización aurífera en rocas intrusivas de las supe unidades Incahuasi y Tiabaya del Batolito de la Costa. Este depósito ocurre en lo que se ha denominado la Franja Aurífera Nazca-Ocoña que alberga innumerables minas y depósitos en vetas angostas como Arirahua, San Juan de Chorunga, Chalhuane, Las Clavelinas, María Eugenia, entre otros. (Barrantes Huaman, 2016), (ver Anexo F).

1.7.1.3 Geología Regional

La mina Yanaquihua es un Yacimiento aurífero, mesotermal, filoniano, relacionado con a mineralización aurífera en rocas intrusivas de las supe unidades Incahuasi y Tiabaya



del Batolito de la Costa. Este depósito ocurre en lo que se ha denominado la Franja Aurífera Nazca-Ocoña que alberga innumerables minas y depósitos en vetas angostas como Arirahua, San Juan de Chorunga, Chalhuané, Las Clavelinas, María Eugenia, entretros.

Dentro del contexto geológico regional se exponen diferentes unidades litológicas, de naturaleza, intrusiva, y volcánica, cuyas edades van desde el precámbrico hasta el cuaternario reciente.

Las rocas más antiguas de la región la constituyen los metasedimentos y las secuencias anfibolita y gnésica del Precámbrico. Sobre éstas, en inconformidad se emplaza una deposición sedimentaria de origen continental, correspondiente a la formación Moquegua del grupo Moquegua Oligoceno-Mioceno).

Se encuentra además la presencia del Grupo Barroso principalmente andesitas asociadas al estrato volcán Coropuna compuesto mayormente por dacitas a riocitas, sobreyaciendo en inconformidad sobre el volcánico Sencca.

Instruyendo a las anteriores están las rocas ígneas intrusivas del Batolito de la Costa. Cubriendo toda la secuencia estratigráfica se encuentran los depósitos cuaternarios representados por depósitos aluviales, fluviales etc. Los cuales contienen materiales sueltos de composición muy heterogénea y de potencias variadas.(Barrantes Huaman, 2016), (ver Anexo G).

1.7.1.4 Geología Local

Localmente, el contexto geológico que abarca desde el litoral hasta la Cordillera Occidental se caracteriza por presentar amplias exposiciones de rocas intrusivas y volcánicas, cuyas edades abarcan desde el Paleozoico Inferior hasta el cuaternario reciente.

Las rocas ígneas intrusivas del Batolito de la Costa están cubiertas por toda la



secuencia estratigráfica están las unidades de rocas volcánicas lávicas y tufáceas del Cuaternario. (Barrantes Huaman, 2016)

La zona circunscrita al yacimiento Yanaquihua está conformado por roca intrusivas granodioríticas, y rocas cuarzo monzonitas hacia la zona noroeste, en el Terciario Medio se expone un pequeño afloramiento perteneciente a la formación Moquegua Inferior, mientras que en el Terciario Superior sector noreste se expone la formación Sencca en el sector noreste del yacimiento, entre el Terciario Superior y el Pleistoceno Inferior se emplaza el volcánico Barroso Inferior en forma restringida, los depósitos cuaternarios llegan a cubrir en parte a estas rocas más antiguas. La mineralización está formada mayormente por más de 50 vetas: Veta Esperanza presenta un rumbo de veta $N75^{\circ}E$, buzamiento $84^{\circ}NW$ y una potencia promedio de 0.39 mt, asociado a mineralización de cuarzo gris y blanco en bandas, pirita diseminada, la roca encajonante corresponde a una granodiorita fuertemente fallada y craquelada. Ley Promedio: 27.78 Au gr/TM, Veta Troncal, presenta un rumbo de $N80^{\circ}-85^{\circ} E$, buzamiento $85^{\circ}SW$, potencia promedio de 0.33 mt y por zonas presenta un estrangulamiento y empobrecimiento de la veta que es característico en este yacimiento (zona de cierre estructural), asociado a una mineralización de cuarzo gris, diseminación de pirita de grano fino y grueso. La roca encajonante corresponde a una granodiorita con moderada alteración argílica y moderado fracturamiento por tramos Ley Promedio: 24.47 Au gr/TM Veta Paola Presenta un rumbo de $N87^{\circ}E$, buzamiento $80^{\circ}SE$, potencia promedio de 0.30 mt, asociado a una mineralización de cuarzo blanco, cuarzo gris, pirita diseminada, asociado y alteración argílica moderada hacia las cajas. La roca encajonante corresponde a una granodiorita con leve alteración argílica y leve fracturamiento por tramos. Ley Promedio: 18.93 Au gr/TM.

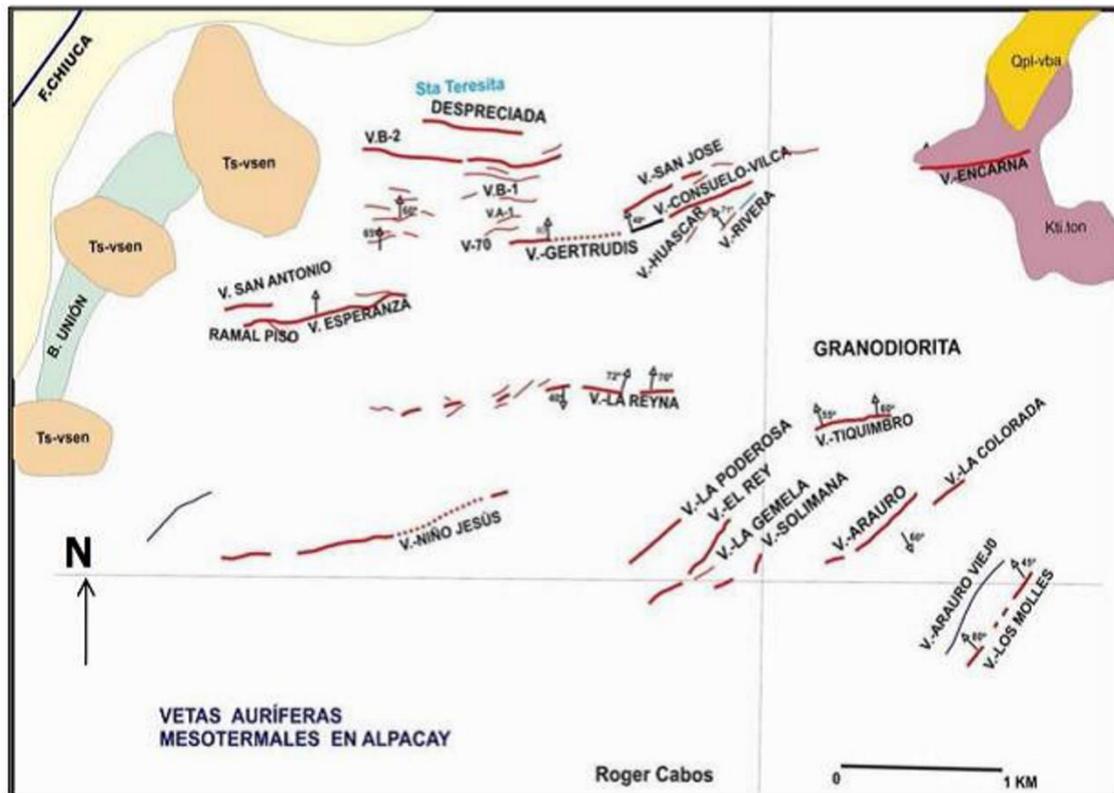


Figura N° 2: Vetas Alpacay

Fuente: Departamento Geología – MYSAC

1.7.1.5 Mineralización

El yacimiento Alpacay de la unidad Minera Yanaquihua es de tipo filoneano con un comportamiento lenticular en rosario y que se aprecia tanto en la horizontal como en la vertical, se puede observar vetas que se extienden en centenares de metros y que están albergando clavos mineralizados de hasta 220 metros de longitud, mientras que en la vertical llegan a profundizar hasta los 300 metros, todavía no se ha podido determinar la profundidad del nivel cuarzo-sulfuros, las potencias de las vetas oscilan entre 0.10 y 0.15 metros como la veta María y de 0.30 m hasta 2.50 m inclusive como las vetas Esperanza y Encarnada.

Se ha podido determinar que la mineralización es errática, se observa presencia de oro nativo con sulfuros tipo calcopirita-galena- esfalerita en forma subordinada, con



relleno esencialmente de cuarzo, hematita, limonita y pirita.

1.7.2 Operaciones mina

1.7.2.1 Descripción

La mina aurífera data de la época de la colonia (año 1680). Los españoles extrajeron oro, principalmente de las vetas Andaray, Encarna y Alpacay. En 1815, se trabaja la veta “El Rey” conocida como el filón de labores profundas. A partir de 1933, la Compañía Minera Alpacay S.A. entra en actividad logrando cubicar 33,200 TM de mineral con una ley de 17,33 gr/TM, trabajando la veta El Rey.

La mina Yanaquihua está constituida de una serie de vetas mineralizadas con contenido de oro, que se localizan entre los 1 500 m.s.n.m. y 2 700 m.s.n.m., el area donde se desarrolla la mina es de aproximadamente 14 hectáreas, empleando el método de explotación de excavación directa en las vetas mineralizadas, las labores son horizontales y verticales con sostenimiento de madera en las zonas donde las rocas no son muy estables, la mineralización extraída de las principales zonas de operación Esperanza, San Antonio, Consuelo, Cerro Rico, Santa Teresita, Gertrudis y Encarna es transportada en volquetes a la planta de procesamiento de Alpacay, la extracción anual de mineral es de 50 500 TMS.

Se decidido ampliar sus actividades mineras, para lo cual se ha previsto el cumplimiento a lo establecido por las normas mineras vigentes, con la finalidad de obtener la Certificación Ambiental del proyecto “Ampliación de Operaciones a 150 TMD de Minera Yanaquihua”, en la actualidad la producción es de 60 TMD.

El método de explotación que se aplica en la empresa Yanaquihua es corte y relleno ascendente convencional, utilizando como sostenimientos puntales de seguridad para los tajos y cuadros de madera en galerías. En un método ascendente(realce); el mineral es arrancado por franjas horizontales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando

ascendentemente, cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite estabilizar las cajas. La explotación de corte y relleno se utiliza por las características que presenta el yacimiento aurífero, debe tener un buzamiento superior a los 40° (Yanaquihuatieneunbuzamientoaproximadode85°) y potencias de vetas entre bajas y moderadas, lo más codiciado que se busca es ubicar y explotar los clavos mineralizados.

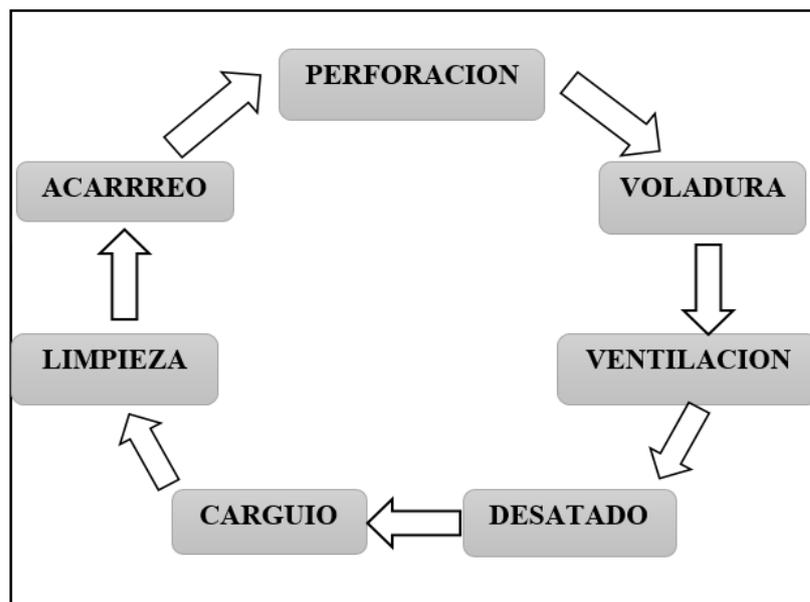


Figura N° 3: Ciclo de minado minera Yanaquihua

1.7.2.2 Perforación

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes.

El tipo de perforación en el frente de avance de la Galería 819E es convencional, utilizando las perforadoras Jack-Leg marca RNP y SECO – 250 que se utiliza para los frentes de avance y subniveles, perforadoras Stoper seco – 250 utilizada para chimeneas.



En el frente de avance usamos las perforadoras Jack-Leg modelo RNP y SECO 250, que brindan un mayor avance por minuto perforado además por su resistencia frente a la perforación de roca maciza (granodiorita).

Los barrenos usados son de 3, 4 y 5 pies, siendo la longitud de perforación para las labores de avance, subniveles y chimeneas de 5pies.

1.7.2.2.1 Parámetros de perforación

a. Estructura de la roca y tipo de roca

Cuando se habla de perforación es de suma importancia conocer el tipo de roca con el que se trabaja, cual es el tipo de material con que trabajamos, ya que está asociada a fallas geológicas las que reducen la energía del explosivo. En Yanaquihua consideramos la dureza y la tenacidad de la roca ya que no es lo mismo perforar en roca dura que en roca suave (panizo).

b. Diseño de malla y Arranque

Para el diseño del tipo de malla está determinado por el tipo de roca así como el espaciamiento y Burden. En Yanaquihua se utiliza para los frentes de trabajo el tipo de malla con corte quemado cilíndrico para el arranque. El sistema de arranque empleado en el proyecto es el corte quemado cilíndrico. El cual realiza una voladura con perforación de uno o más taladros de diámetro más grande que los demás (taladros de alivio), estos taladros no se cargan, los cuales sirven de caras libres para la voladura. Fuente:

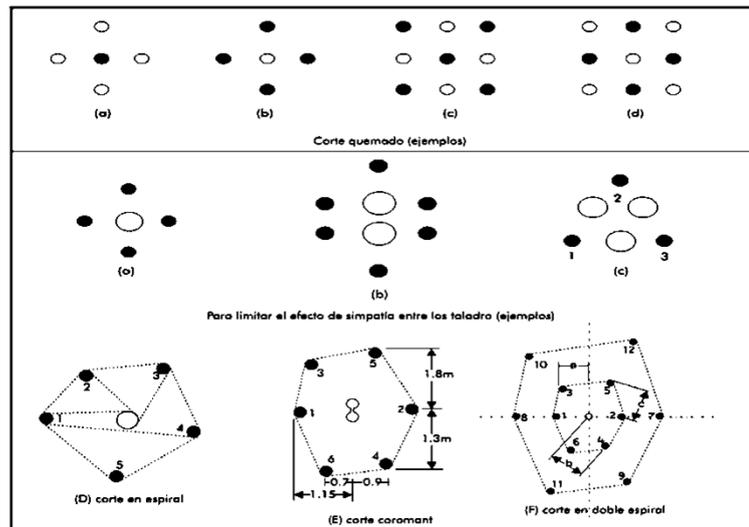


Figura N° 4 Diseño de Arranque

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA S.A., 2019

1.7.2.3 Voladura

La voladura es la última operación unitaria de la explotación minera, es la segunda más importante después de la perforación, se dice una voladura es óptimo cuando se obtenga lo siguiente:

- Una buena fragmentación.
- Un control en el techo y paredes; es decir disminuyendo el sobre fractura miento de dichas zonas.
- Control de la emisión de gases tóxicos provenientes de la detonación del explosivo.
- Los resultados dependen de:
 - Tipo de roca.
 - Cantidad y calidad de mezcla explosiva (densidad adecuada).
 - Paralelismo de taladros de la misma longitud.
- Un arranque eficiente.

Los explosivos y accesorios de voladura usados son:

Cartuchos de dinamitas Semexa 65% utilizados como arranque en roca semidura y Semexa 80% como arranque en roca dura con dimensiones de 7 x 7/8" y con un peso de 0.082 kg/cartucho, Exdit 45 para tipo de roca intermedia . Carmex # 8, mecha rápida.

El chispeo en las labores lineales así como también en las chimeneas se realiza mediante el amarre de todos los taladros con mecha rápida, luego se inicia el extremo iniciador.

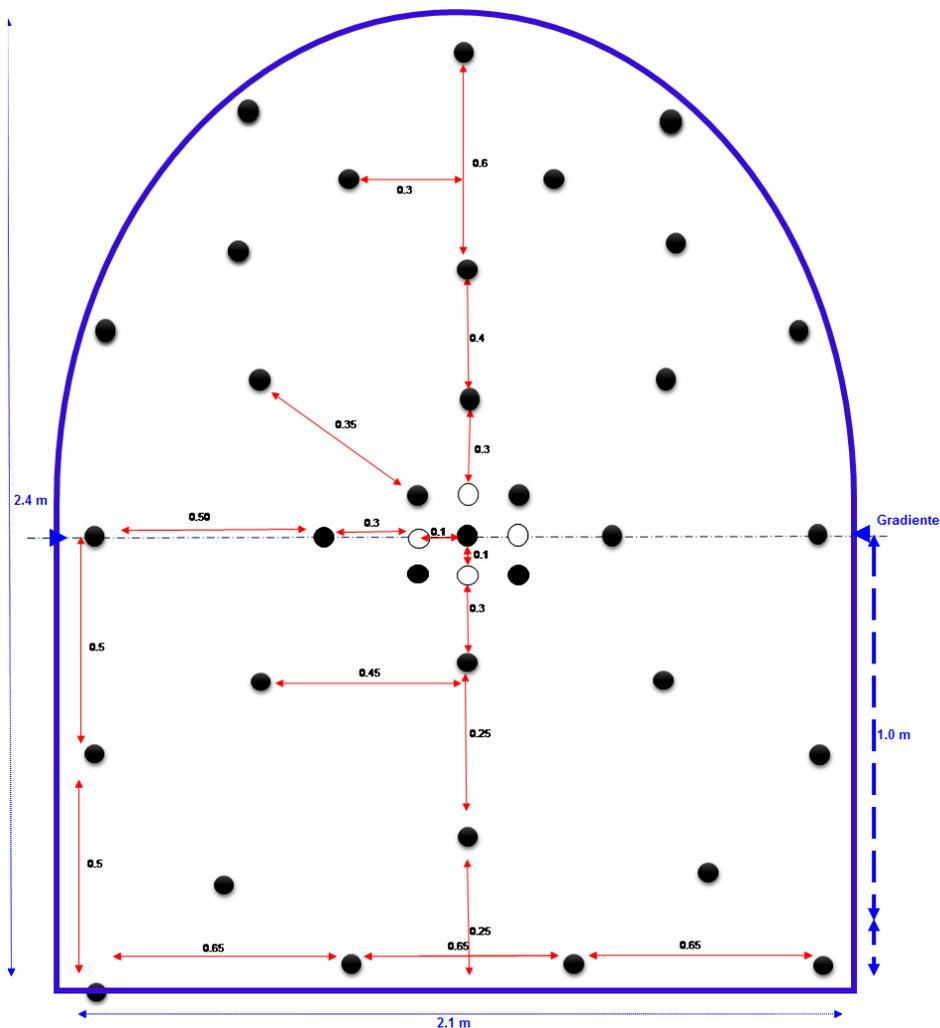


Figura N° 5: Diseños de malla de perforación GL 7X8 MYSAC

Fuente: Minera Yanaquihua.



Tabla N° 2: Características técnicas SEMEXA

| CARACTERISTICAS | | |
|--|---------------|-----------|
| SEMEXA | SEMEXA 80 | SEMEXA 65 |
| Densidad, en g/cm ³ | 1,18 | 1,12 |
| Velocidad de detonación, en m/s | 4500 | 4200 |
| Potencia por peso, en % | 76 | 74 |
| Poder rompedor en mm | 20 | 18 |
| Presión de detonación en kbar (sin confinar) | 107 | 95 |
| Energía, en cal/g | 960 | 915 |
| Resistencia al agua | sobresaliente | muy buena |
| Categoría de humos | 1ra | 1ra |
| Volumen normal de gases, en l/kg | 916 | 932 |
| Potencia relativa por Peso (Anfo=100) | 106 | 101 |
| Potencia relativa por Volumen (Anfo=100) | 153 | 139 |
| Vida útil | 18 meses | 18 meses |

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA S.A.,2014

Tabla N° 3: Características técnicas EXADIT

| CARACTERISTICAS | | |
|--|-----------|-----------|
| EXADIT | EXADIT 45 | EXADIT 60 |
| Densidad, en g/cm ³ | 1,00 | 1,04 |
| Velocidad de detonación, en m/s | 3400 | 3500 |
| Potencia por peso, en % | 65 | 66 |
| Poder rompedor en mm | 13 | 14 |
| Presión de detonación en kbar (sin confinar) | 60 | 61 |
| Energía, en cal/g | 808 | 888 |
| Resistencia al agua | mediana | mediana |
| Categoría de humos | 1ra | 943 |
| Volumen normal de gases, en l/kg | 945 | 92 |
| Potencia relativa por Peso (Anfo=100) | 84 | 117 |
| Potencia relativa por Volumen (Anfo=100) | 105 | 139 |
| Vida útil | 18 meses | 18 meses |

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA S.A.,2014

1.7.2.3.1 Parámetros de voladura

a. Condición y estructura de la roca

Al igual que en la perforación se considera las estructuras, tipo de roca y el factor de esponjamiento (amortigua la energía de tensión).



b. Perforación, diseño de malla y arranque

Consideramos un paralelismo entre taladros, espaciamiento y Burden adecuado, así como también la simetría para la malla de perforación.

c. Selección del explosivo

El tipo de explosivo que se utiliza en minera Yanaquihua son cartuchos de dinamita (Semexa 65% y Semexa 80%) iniciados con Carmex # 8. Es un factor importante la selección del explosivo así como también la buena aplicación de este. La mala confinación del explosivo trae como consecuencia fallas en la voladura y por lo tanto incrementa los costos.

d. Secuencia de salidas

El tiempo de retardo entre taladros en Yanaquihua es simultaneo, actualmente se encuentra en proceso de cambio para utilizar un sistema de retardos, conectores y mecha rápida. Mientras, la secuencia de salida es como sigue: se conecta los extremos del Carmex con la mecha rápida, se procede con el amarre con distancias prudentes. El chispeo es encendido por la parte inicial de la mecha rápida, teniendo en cuenta el tiempo necesario entre taladros para una buena fragmentación de la roca.

1.7.2.3 Carguío

Para el carguío de mineral se hace uso de palas neumáticas EIMCO 12B los mismos que son propiedad de la compañía, y para los frentes sin acceso a las palas neumáticas, el carguío es a pulso con la ayuda de LAMPAS.



Figura N° 6: Pala neumática EIMCO 12B

Fuente: Manual de Minería peruana en América Latina

1.7.2.4 Acarreo

El acarreo y/o transporte de mineral y desmonte en interior mina se hace con locomotoras eléctricas Clayton y carros mineros U-35.



Figura N° 7: Carros mineros U-35



Figura N° 8: Carros mineros U-35, acarreados por locomora

1.7.2.5 Ventilación

El sistema de ventilación es de forma natural y artificial, el uso de ventiladores se aplica a labores ciegas como cruceros y galerías, se coloca ventiladores JOY FP - 45 con mangas de ventilación que se encarga de ventilar las labores y el frente de trabajo después de cada disparo. Por lo general los tajos y labores lineales en construcción (labores de avance) es obligatorio la ventilación. En su complemento de la ventilación se tiene al aire comprimido. Los pasos a seguir para mantener la labor ventilada:

En cuanto se llega a la labor se debe verificar la válvula de aire comprimido para constatar que el área de trabajo se ventile durante el tiempo de boleo.

La guardia saliente debe proporcionar el área de trabajo ventilada dejando la llave de aire comprimido abierta después del disparo.

La manguera de aire comprimido debe estar lo más cercano posible del frente (5m detrás del frente de trabajo cuando se necesite una tercera línea de tubería) y en sentido de avance de las labores.

Una vez que se ha ventilado la labor, se debe mantener la manguera de aire abierta a media llave con el fin de mantener un área ventilada cuando se remueva el material. Se debe tener bastante cuidado de no ingresar a las labores abandonadas, debido a que en su interior se puede encontrar concentración de gases tóxicos de distintos orígenes (provenientes de la voladura, de la descomposición de madera y oxidación de minerales como la pirita, etc.)

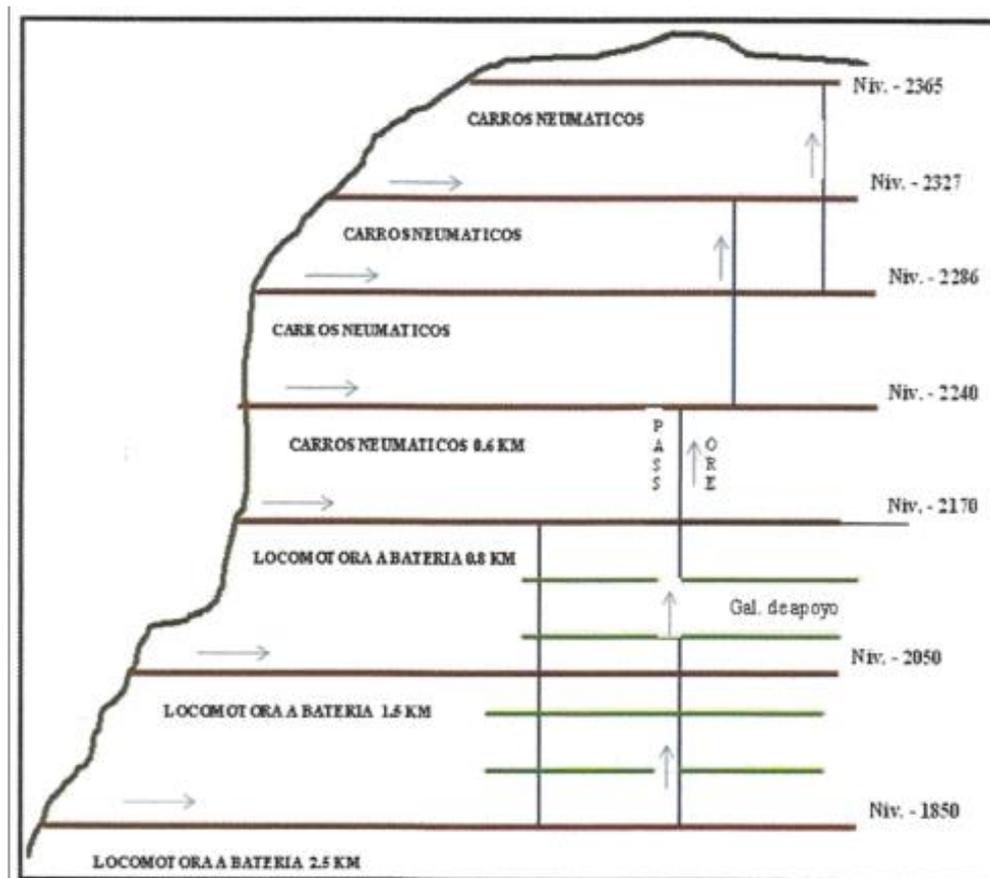


Figura N° 9: Ventilación Natural



Figura N° 10: Ventilación tercera línea Galería 819E



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes Internacionales

Buele, J. (2017), en su artículo de investigación definido “Optimización en los parámetros de perforación y voladura en el avance del túnel en la mina cabo de hornos”, concluye al aplicar la malla de perforación y voladura optimizada en la mina Cabo de Hornos, se ha incrementado la eficiencia de avance en un 12% (del 83% al 95%). El nuevo diseño redujo el número de tacos de explosivos de 50 a 46 en las cargas de fondo y de 100 a 92 en la columna, también se redujo el consumo de explosivo de 8.51 a 6.82 kg /m³, por lo tanto se demuestra que un mayor avance del frente no es proporcional a la cantidad de carga explosiva, sino depende de una mejor distribución.

Music, A. (2007), en su tesis “Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, mina el teniente”, da cuenta de que la intervención del diseño del diagrama de perforación permitió reducir el número de perforaciones de 51 más 2 tiros de alivio a 48 más 1 tiro de alivio, es decir un 8% de reducción. Por esta razón, el total de metros perforados por disparo disminuye desde 201,4[m] a 186,2 [m]. Adicionalmente, se disminuyó en una proporción aún mayor el factor de carga desde 3.02 [kg/m³] a 2.38 [kg/m³], por ende el consumo de explosivo se reduce en un 30%. Por lo tanto, con la aplicación del diagrama de disparo propuesto, deberán reducirse los costos.

2.1.2 Antecedentes Nacionales

Chipana, R. (2015), en su tesis “Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata minera cavilquis-corporación



minera Ananea S.A” concluye que con la determinación del diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada, se ha reducido los costos en la ejecución de la Galería Progreso de US\$ 294,9 a US\$ 235,64, con el nuevo diseño de malla adecuada de perforación, se ha reducido los costos de perforación de US\$ 98,48 a US\$ 87,25 y con la determinación de la carga explosiva se ha reducido los costos de voladura de US\$ 196,42 a US\$ 148,39.

Rojas, K. y Flores, Y. (2017), en su línea de investigación “Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en el nivel 1590 crucero 520 de la u.e.a. capitana - corporación laces S.A.C. minería y construcción - Caraveli - Arequipa” concluye que mejorando el diseño de la malla de perforación con un taladro de alivio de mayor diámetro de 38mm a 55mm, se ha reducido los costos en los meses Agosto, Setiembre y Octubre del 2016 de S/. 70128.265 a s/. 61168.27, obteniendo una reducción de costo mensual de S/ 8959.995, en la ejecución del Crucero 520 de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. Minería y Construcción - Caraveli – Arequipa.

Reyes, P. (2019), en su tesis “Reducción de costos operativos por medio del control de indicadores en el proceso de perforación y voladura en minera Yanaquihua S.A.C. – estudio de caso”, concluye que los factores más críticos en el ámbito de perforación y voladura son las consecuencias de un mal diseño de malla de perforación y voladura trayendo grandes pérdidas económicas siendo identificado como son las fallas de voladura (9 fallas) clasificado en Tiros Soplados (5 en un mes), Tiros cortados (1 en un mes), Tiros prematuros o retardados (2 en un mes) y tiros quemados (1 en un mes).

Bolaños, A. (2017), en su tesis “Evaluación, mejoramiento de rendimientos operativos y actualización de precios unitarios en la ejecución del crucero 500 – mina Yanaquihua - Arequipa”, concluye que el costo total de perforación y voladura de 845,90 S/./ml de avance anterior del Crucero 500 y el costo actual de 637,56 US\$/ml del mismo



Crucero, significa un ahorro de 208,34 S./ml, se plantea un avance de 500 m faltantes haciendo un ahorro total del proyecto de S/. 104,170.000.

2.2 Marco teórico

2.2.1 Geomecánica

La mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada que estudia el comportamiento de mecánico de las rocas y de los macizos rocosos. Sería pues la rama de la ingeniería dedicada al estudio de la respuesta de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno.(Alejano Monge y Ramirez Oyanguren, 2004, p. 18).

2.2.2 Macizo rocoso

Según (Alejano Monge y Ramirez Oyanguren,2004, Pg.16) define al macizo rocoso como la forma en la que se presentan las rocas en el medio natural. Así pues un macizo rocoso estará definido por la roca y la estructura, que a su vez contendrá planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues y otros caracteres estructurales. Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas.

Anisotropía.

La presencia de planos de debilidad de orientación preferente estratificación, laminación, foliación, familias de diaclasas tectónicas, implican diferentes propiedades y comportamientos mecánicos en función de la dirección considerada.

Discontinuidad.

La presencia de discontinuidades (superficie de estratificación, juntas, fallas, diques, etc.) rompen la continuidad de las propiedades geomecánicas de los bloques rocosos, confiriendo al macizo un comportamiento geomecánico e hidráulico



discontinuo, condicionado por la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad.

Heterogeneidad.

Son las zonas de diferente litología, grado de alteración o meteorización, contenido en agua, etc. Pueden presentar propiedades muy diferentes, Las discontinuidades y los bloques de matriz constituyen un conjunto la estructura rocosa, y gobiernan el comportamiento global de macizo rocoso, predominando uno y otro componente en función de sus propiedades relativas y de la escala o ámbito de estudio en el macizo. Además de las propiedades intrínsecas del macizo rocoso asociados a las características de la matriz rocosa y de las discontinuidades, que defienden en gran parte a su comportamiento.

2.2.3 Clasificación de las rocas

Según (EXSA S.A. 2019,p.91), dada la amplitud de los conceptos geológicos, sólo como referencia se presenta una descripción elemental de los tres grupos en los que se las ha clasificado, por su origen y características:

Rocas ígneas

Proceden del magma interior fundido, presentándose preferentemente como intrusiones y lavas. Por su origen y textura se clasifican como:

Rocas ígneas intrusivas

Las rocas intrusivas, se enfriaron lentamente a profundidad, por lo que se presentan como grandes cuerpos subyacentes (batolitos), muestran textura granular gruesa, donde los cristales de sus minerales componentes presentan dimensiones aproximadamente similares entre sí, por lo que también se las denomina rocas cristalinas. Ejemplo: granito, gabro, diorita.



Rocas ígneas extrusivas

Las rocas extrusivas se enfriaron bruscamente a poca profundidad o en la superficie, por lo que no todos sus componentes pudieron cristalizar simultáneamente; más bien, la mayoría no tuvo tiempo de hacerlo, quedando como una matriz de grano fino que engloba a algunos cristales mayores dispersos (fenocristales), por lo que también se les denomina rocas porfiríticas o pórfidas. Algunas son muy densas (como el basalto) mientras que otras son ligeras como los tufos volcánicos, e incluso porosas como la pómez. Normalmente se presentan como mantos o capas de lavas y cenizas volcánicas. Ejemplo: basalto, andesita, riolita, tufo tipo sillar.

Rocas ígneas filonianas

Las rocas filonianas, de textura granular fina e intermedia, densas y generalmente oscuras, se presentan como diques e interestratificaciones por inyección en grietas o fallas preexistentes en rocas más antiguas. Ejemplo los diques de turmalina, de pegmatita, lamprófidos y otros.

Rocas sedimentarias

Se han formado por la desintegración de rocas preexistentes, cuyos detritos fueron transportados, acumulados y compactados en extensas cuencas marinas durante muy largos períodos de tiempo. También por la descomposición y acumulación de vegetales y vida animal o por la precipitación química y decantación de soluciones minerales. La enorme presión soportada por su propio engrosamiento las ha consolidado en formas invariablemente estratificadas o bandeadas (litificación o diagénesis), estratos o mantos que posteriormente han sido intensamente plegados y fallados por eventos tectónicos. Por tanto, aparte de los planos de separación entre capas, muestran complejos sistemas de fisuras de tensión (diaclasas), que indudablemente también influyen en la mecánica de



voladura. Las rocas sedimentarias no muestran cristales sino fragmentos irregulares o granos redondeados.

Rocas metamórficas

Resultan de la transformación profunda de rocas ígneas o sedimentarias por calor, grandes presiones y cambios químicos debidos a fenómenos geológicos de gran magnitud, como los de grafitización.

2.2.4 Características de la roca

Las características geológicas y mecánicas, además de las condiciones del estado de las rocas a dinamitar, determinarán realmente el tipo de explosivo que deberá emplearse para fracturarlas eficiente y económicamente. Por ello, es muy importante que además de conocer las propiedades del explosivo se tenga en cuenta el grado de afectación que puedan presentar algunos parámetros de la roca como:

- Densidad o peso específico.
- Compacidad y porosidad.
- Humedad e inhibición.
- Dureza y tenacidad.
- Frecuencia sísmica.
- Resistencia mecánica a la compresión y tensión.
- Grado de fisuramiento.
- Textura y estructura geológica. Variabilidad.
- Coeficiente de expansión o esponjamiento

2.2.5 Clasificación de las rocas

Tabla N° 4: *Selección de rocas para voladura*

| CLASIFICACIÓN POR SU ORIGEN | TIPO | ASPECTO FÍSICO | FAMILIA |
|-----------------------------|----------------------------|--|--|
| IGNEAS | Plutónicas o intrusivas | Textura granular, gruesa Cristalización gruesa, a profundidad | Granito Diorita |
| | Hipoabiasales o filonianas | Textura media Cristalización cerca de superficie | Pegmatitas Dikes varios |
| SEDIMENTARIAS | Volcánicas o efusivas | Textura fina Cristalización en superficie Lavas o derrames Piroclastos o cenizas | Vitrea: Obsidiana Felsíticas: Rioltas Porfídicas: Andesitas Fragmentales: Brechas |
| | Mecánicas | Formadas por transporte y deposición mecánica de detritos Químicas: Por solución y deposición o precipitación química | Areniscas Gravas Calizas |
| METAMORFICAS | Químicas | Orgánicas: Por depósitos de restos orgánicos | Calizas y Diatomitas |
| | Regionales por orogénesis | | Gneiss |
| | De contacto o locales | Térmico, Hidrotermal (Acción de soluciones y calor) | Marmol |

Fuente: EXSA S.A., 2010

2.2.6 Tipología de perforación en el arranque con explosivos

Según (LOPEZ JIMENO, 1987, p.1) dentro de la amplia variedad de los trabajos de excavación con explosivos, se han desarrollado un gran número de máquinas que dan lugar a dos procedimientos de perforación:

2.2.6.1 Perforación manual



Se lleva a cabo con equipos ligeros manejados a mano por los perforistas. Se utiliza en trabajos de pequeña envergadura donde por las dimensiones no es posible utilizar otras máquinas o no está justificado económicamente su empleo.

Los equipos manuales son de percusión con aire comprimido, para huecos pequeños (25 a 50 mm de diámetro), para trabajo horizontal o al piso (pick hammer) o para huecos verticales al techo (stoppers). Emplean barrenos de acero integrales terminados en una broca fija tipo bisel, o barrenos con broca acoplable. (EXSA S.A., 2019, p. 79)

2.2.6.2 Perforación mecanizada.

Los equipos de perforación van montados sobre unas estructuras, de tipo mecano, con las que el operador consigue controlar todos los parámetros de la perforación desde unas posiciones cómodas.

Son de percusión y de roto percusión, montadas en chasis sobre ruedas u orugas. Para huecos hasta 150 mm (6" de diámetro) y 20 m de profundidad. Ejemplo los wagondrill, track drill y jumbos neumáticos o hidráulicos, que emplean barrenos acoplables con brocas intercambiables. (EXSA S.A., 2019, p. 79)

Por otro lado, los tipos de trabajo, tanto en obras de superficie como subterráneas, pueden clasificarse en los siguientes grupos:

2.2.6.3 Perforación de banqueo

Es el mejor método para la voladura de rocas ya que se dispone de un frente libre para la salida y proyección del material y permite una sistematización de las labores. Se utiliza tanto en proyectos de cielo abierto e interior con barrenos verticales, generalmente, y también horizontales, en algunos casos poco frecuentes.



2.2.6.4 Perforación de avance de galerías y túneles.

Se necesita abrir un hueco inicial o cuele hacia el que sale el resto de la roca fragmentada por las demás cargas. La perforación de los barrenos se puede llevar a cabo manualmente, pero la tendencia es hacia la mecanización total con el empleo de jumbos de uno o varios brazos.

2.2.7 Tipos de perforación

Percusión

El componente fundamental de la perforadora es el pistón, el cual empujando hacia adelante golpea la culata de la barra, de modo que la energía cinética del pistón se transmite desde el martillo hasta el elemento de corte de la barra de perforación a través del varillaje, en forma de onda de choque. El desplazamiento de onda se realiza a alta velocidad y la forma depende de las características del diseño de pistón. La onda de choque se desplaza hasta alcanzar la broca o elemento de corte de la barra de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje, produciendo calor y desgaste de las roscas. La medición de la eficiencia en la transmisión de la energía es muy difícil y depende de varios factores, tales como: el tipo de roca, la forma y dimensiones del pistón, las características del varillaje, el diseño de la broca, etc.

Dependiendo del equipo de perforación utilizado se obtienen mejores transmisiones de energía. En estos sistemas de perforación la potencia de percusión es el parámetro que más influye en la velocidad de penetración. (Rojas Aparco y Flores olano, 2017)

Rotación

La perforación por rotación realiza dos acciones básicas por medio de la broca a la roca: empuje axial y torque; la energía se transmite a la broca a través de un tubo de



perforación que gira y presiona las brocas contra las rocas. Los elementos cortantes de las brocas generan una presión sobre la roca que llega a producir la rotura de la misma, tiene como misión hacer que la broca actúe sobre distintos puntos de la roca en el fondo del barreno.

Perforación por rotopercusión

El principio de perforación de estos equipos se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) que golpea a un útil (barra) que a su vez transmite la energía al fondo del barreno por medio de un elemento final (broca). Los equipos rotopercutivos se clasifican en dos grandes grupos según donde se encuentre colocado el martillo: en cabeza o en fondo.

Martillo en cabeza: En estas perforadoras dos de las acciones básicas, rotación y percusión, se producen fuera del barreno, transmitiéndose a través de una espiga y del varillaje hasta la broca de perforación. Los martillos pueden ser de accionamiento neumático o hidráulico.

Martillo en fondo: La percusión se realiza directamente sobre la broca de perforación, mientras que la rotación se efectúa en el exterior del barreno.

La perforación por rotopercusión se basa en la combinación de las siguientes acciones: percusión y rotación. La percusión se basa en los impactos producidos por el golpeteo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo de fondo). Mientras que la rotación consiste en hacer girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones. (Rojas Aparco y Flores olano, 2017)

Percusión: Los impactos producidos por el golpeteo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo en fondo).

Rotación: Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.

Empuje: Para mantener en contacto el útil de perforación con la roca se ejerce un empuje sobre la sarta de perforación.

Barrido: El fluido de barrido permite extraer el detritus del fondo del barreno.

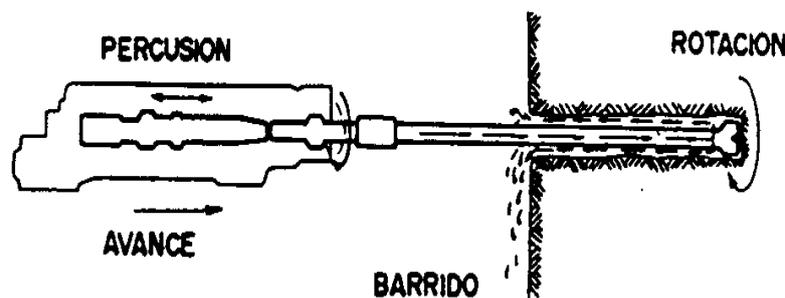


Figura N° 11: Acciones básicas de perforación

Fuente: (Manual de perforación y voladura - López Jimeno, 1987)

2.2.8 Condiciones de perforación

Para (EXSA S.A., 2010, p. 81) conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo, por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado. Lamentablemente, la supervisión de la correcta operación de perforación aún no es adecuadamente realizada en muchas minas, lo que permite que ocurran deficiencias en la calidad del trabajo (taladros desviados, más espaciados, de longitud irregular, etc.) que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible.

Normalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad.

Diámetro

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

Longitud

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

Rectitud

Varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento para que el explosivo sea apropiadamente distribuido. En la mayoría de trazos de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura.

Estabilidad

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

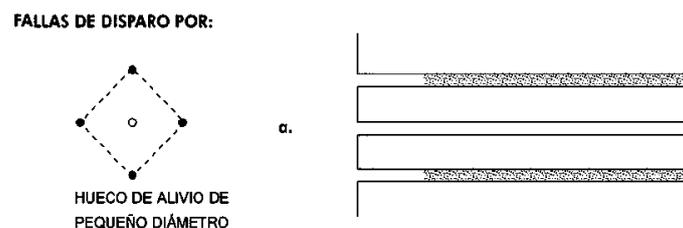
2.2.9 Fallas en la perforación

Los errores son significativos, especialmente si afectan al arranque del disparo.

Entre ellos tenemos:

- **En arranques**

Insuficiente diámetro o número de taladros de alivio.



Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019

Figura N° 12: Hueco de alivio de pequeño diámetro

- **Desviaciones en el paralelismo**

En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.

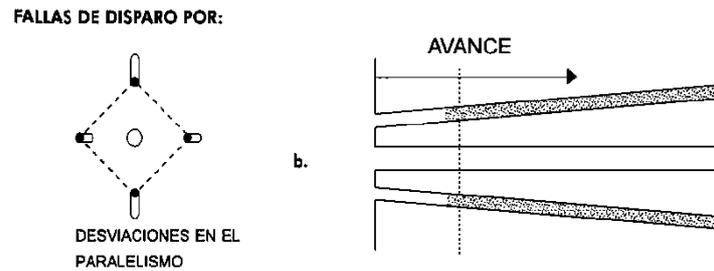


Figura N° 13: Desviaciones en el paralelismo

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019

- **Espaciamientos irregulares entre taladros**

Propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo.

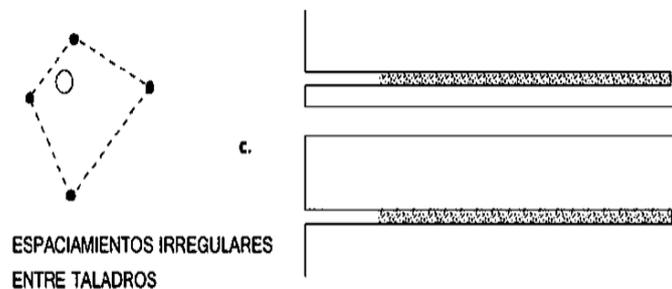


Figura N° 14: Espaciamientos irregulares entre taladros

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019

- **La irregular longitud de taladros**

Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.

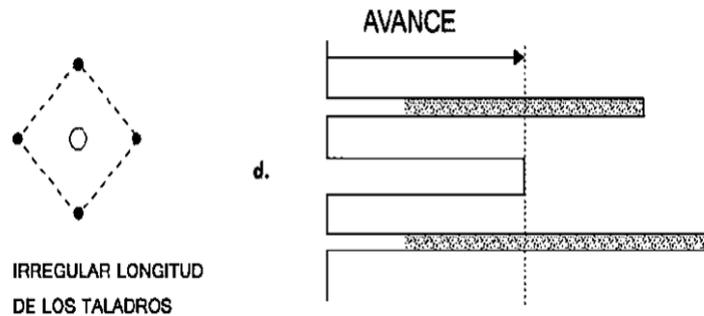


Figura N° 15: Irregular longitud de los taladros

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019

- **Intercepción de taladros**

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

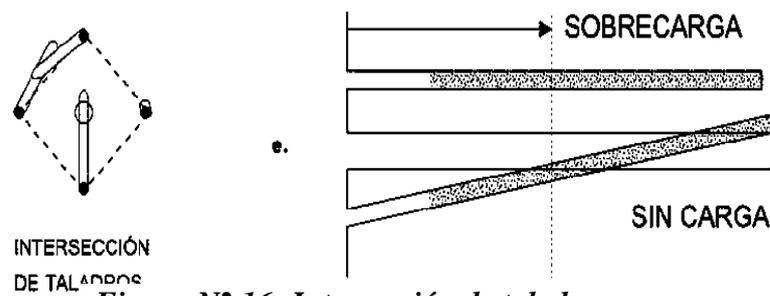


Figura N° 16: Intersección de taladros

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019

- **Sobrecarga**

Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.

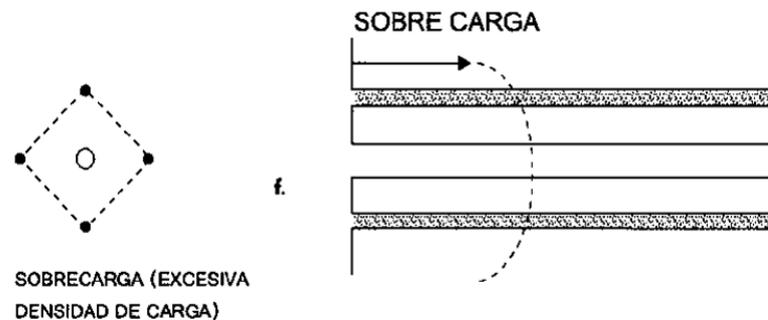


Figura N° 17: Excesiva densidad de carga

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019



2.2.10 Cortes o arranques

El principio de la palabra voladura de túneles reside, por tanto, en la apertura de una cavidad inicial, denominada corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, de modo que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad.

Al formarse la cavidad el frente cerrado del túnel se transforma en un “banco anular”, donde los factores de cálculo para el destroce serán semejantes a los empleados en un banco de superficie, pero como ya se mencionó, exigiendo cargas considerablemente mayores para desplazar el material triturado.

Según las dimensiones de un túnel y el diámetro de los taladros, el área de la cavidad de arranque puede ser de 1 a 2 m², normalmente adecuada para facilitar la salida de los taladros del núcleo hacia ella, pero con taladros de diámetros mayores el área necesaria puede llegar a 4 m².

La profundidad del corte deberá ser igual a la estimada para el avance del disparo, cuando menos. La ubicación influye en la facilidad de proyección del material roto, en el consumo de explosivo y el número de taladros necesarios para el disparo. Por lo general, si se localiza cerca de uno de los flancos (a) se requerirá menos taladros en el frontón; cerca al techo (b) proporciona buen desplazamiento y centrado de la pila de escombros, pero con mayor consumo de explosivo; al piso (c) es conveniente solo cuando el material puede caer fácilmente por desplome. En general, la mejor ubicación es al centro de la sección ligeramente por debajo del punto medio. (EXSA S.A., 2019, P. 198)

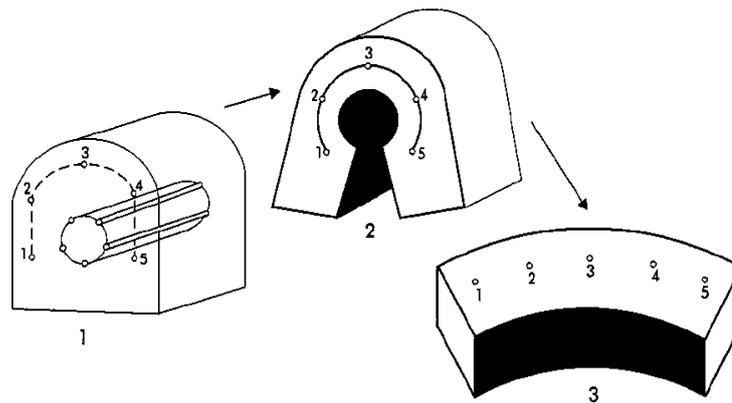


Figura N° 18: Formación de cavidad de un frente

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019

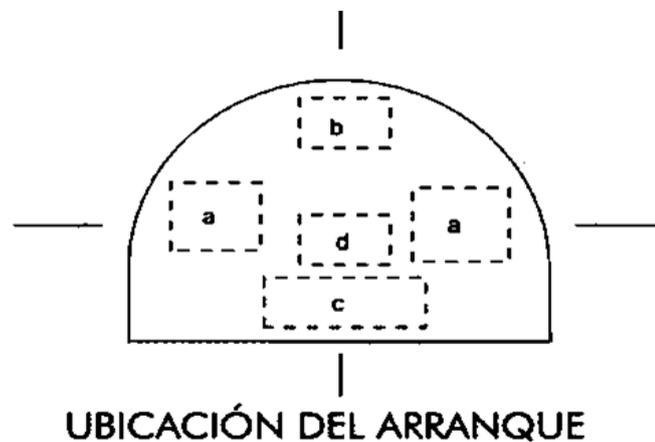


Figura N° 19 : Formación de cavidad de un frente

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019

2.2.10.1 Corte en pirámide (*Centre cut*)

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 creara una cavidad piramidal. Este método requiere de una alta concentración de carga en el fondo de los taladros se le prefiere para piques y chimeneas. Según la dimensión del frente puede tener una o dos pirámides superpuestas.

Con este corte se pueden lograr avances de 80% del ancho de la galería; su inconveniente es la gran proyección de escombros a considerable distancia del frente.

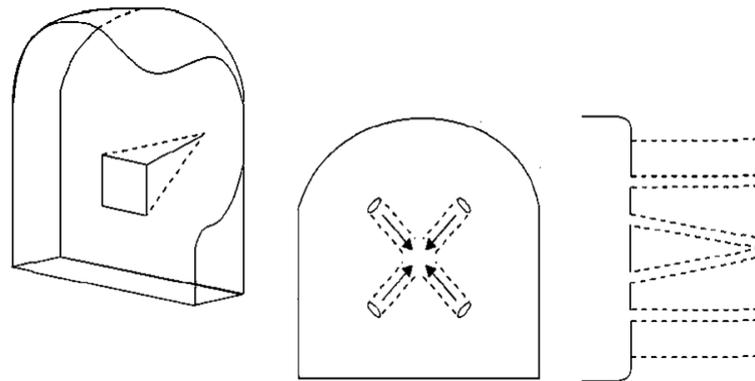


Figura N° 20: Corte en pirámide

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019

2.2.10.2 Corte en cuña o en "V" (wedge cut)

Comprende a cuatro, 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 de corto avance especialmente en túneles estrechos, por la dificultad de perforación. La disposición de la cuña puede ser en sentido vertical horizontal. El ángulo adecuado para la orientación de los taladros es de 60° a 70° . Es más efectivo en rocas suaves a intermedia.

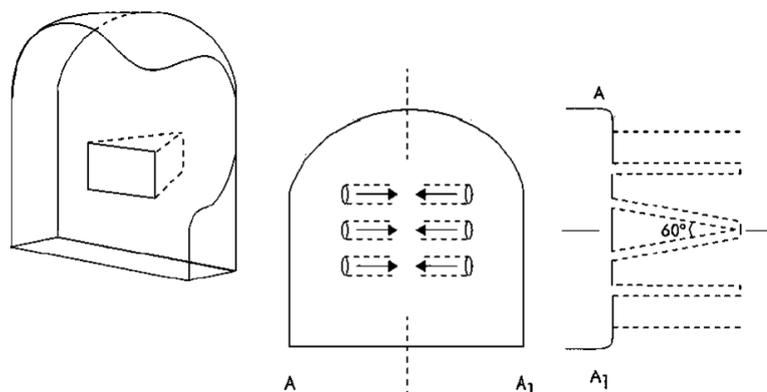


Figura N° 21: Corte en cuña

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019

2.2.10.3 Corte en cuña de arrastre (Drag o draw cut)

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 poco en túneles más en galerías en mantos de roca suave.

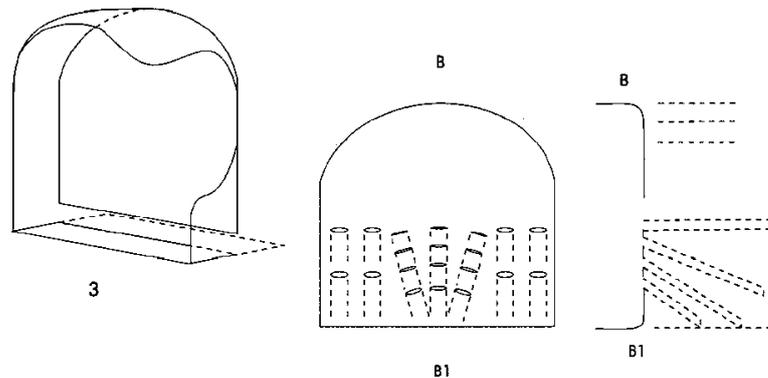


Figura N° 22: Corte en cuña de arrastre

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019

2.2.10.4 Corte quemado (Burn cut)

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 detonen.

El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

También son usuales esquemas con seis, nueve y más taladros con distribución cuadrática, donde la mitad van con carga y el resto vacío, alternándose en formas diferentes usualmente triángulo y rombos, esquemas más complicados, como los denominados cortes suecos, presentan secuencias de salida en espiral o caracol. Como los taladros son paralelos y cercanos, las concentraciones de carga son elevadas, por lo que usualmente la roca fragmentada se sinteriza en la parte profunda de la excavación (corte), no dándose así las condiciones óptimas para la salida del arranque, como por lo contrario ocurre con los cortes cilíndricos. Los avances son reducidos y no van más allá de 2,5 m por disparo, por lo que los cortes cilíndricos son preferentemente aplicados.

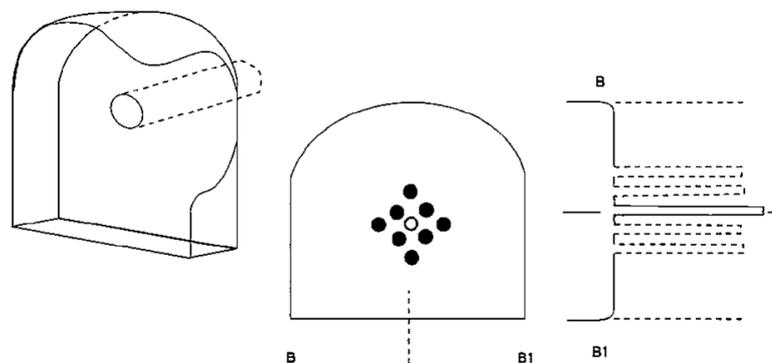


Figura N° 23: Corte en quemado en paralelo

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019

2.2.11. 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:

- **Arranque o cueles**

Son los taladros del centro, 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.

- 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 (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

- Cuadradores

Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

- Alzas o techos

Son los que forman el techo o bóveda del túnel. 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”.

- Arrastre o pisos

Son los que corresponden al piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la ronda.

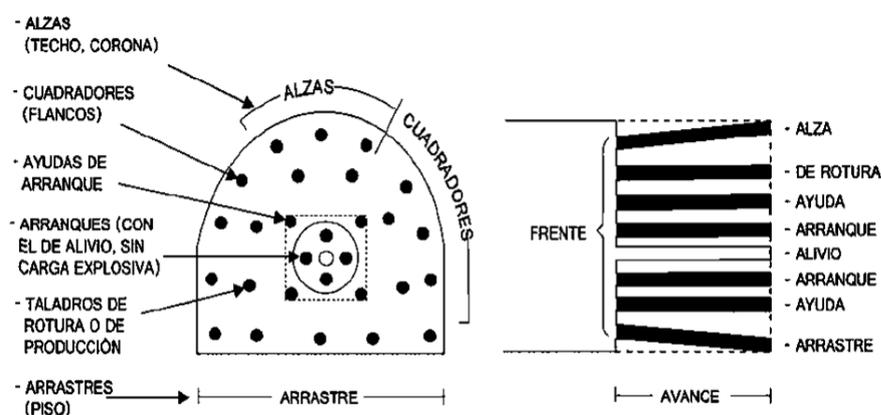


Figura N° 24: Denominación de taladros

Fuente: Manual practico de voladura EXSA S.A., 2019



2.2.12. Descripción del método de Holmberg para un diseño de voladura

(Ayamamani Pachari, 2016) en cálculo de la voladura, se contemplan el diseño del cuele o arranque, arrastre o zapateras, cuadradores o hastiales, alzas o techos.

Como en este tipo de excavaciones no se encuentra con una salida para las voladuras, como en los bancos a cielo abierto, es necesario formar una salida por medio de un cuele o arranque constituida por barrenos huecos, vacíos o de expansión, cuyo diseño podrá ser desde uno o más barrenos de diámetro variable.

- El diámetro del taladro vacío podrá ser igual o mayor a los taladros de carga dependiendo de varios factores.
- Siendo el equipo de perforación uno de estos factores, así como las características geológicas.
- Los taladros huecos, vacíos o de expansión son para que los taladros cargados rompan escalonadamente y formen una cara libre.
- Para lograr esto, es necesario contar con bases teóricas, las cuales en su mayoría se han apoyado en los siguientes:
 - Para el diseño del arranque calculadas con las teorías suecas de Langefors y Kihlstrom (1963).
 - En las modificaciones de las teorías suecas por Holmberg (1986).
 - Y en las actualizaciones de Oloffsso (1990).
- La aplicación y las experiencias en voladura, nos permiten proponer los avances que se requieren para cumplir las metas de un determinado proyecto puesto que:
- Se ha visto que los avances de cada voladura están directamente ligados en relación de los taladros huecos o de expansión con los diámetros de los taladros de carga.



- El anterior está ligado con el paralelismo de los taladros huecos y de carga durante su ejecución.

Cuando no se cumple con el paralelismo y la desviación de los taladros es mayor al 2 % será difícil tener un avance en la voladura del 95 % de eficiencia. A continuación, daremos una interpretación del método de Holmberg para el diseño de voladura.

- **Diámetro Equivalente**

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

$$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{N}$$

Donde:

ϕ_2 : Diámetro equivalente. (m)

ϕ_1 : Diámetro de alivio. (m)

N: Números de taladros de alivios

- **Profundidad del taladro a perforarse (H) :**

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

Donde:

ϕ_1 = Diámetro de Producción

- **Avance requerido (L):**

$$L = 0.95 * H_{\text{longitud barreno}}$$

Donde:

H = Longitud de barreno

- **Calculo de error de perforación**

$$E_p=(\alpha * L)+e$$

Donde:

α = Desviación angular (m/m)

e = Error de emboquillado (m)



Calculo de la primera sección de arranque o cuele

La distancia entre los taladros de perforación y el taladro vacío en el primer cuadrángulo no debe exceder de 1,7 veces del diámetro del taladro vacío, si la voladura y la limpieza son satisfactorias en el lugar. Las condiciones de fractura miento difieren mucho dependiendo del tipo de explosivo, estructura de roca, distancia entre taladros cargados y el taladro vacío. Si la desviación máxima del taladro aceptado es de la magnitud de 0,5 % a 1 %, entonces el burden practico para el espaciamiento en el arranque debe ser menor que el burden máximo (Ayamamani Pachari, 2016, Pg.39).

2.2.12.1 Modificación del modelo de corte de cuatro secciones para el diseño de voladura en la mina de carbón razi - norte de Irán

El modelo sueco de cuatro secciones basados en taladros de corte paralelo, este modelo comenzó con Langefors y Kihlstrom (1963) y se desarrolla aún más por Holmberg (1982), y más tarde fue actualizada por Persson et al (2001), el cual es aplicable para secciones transversales mayores de 10 m², para túneles de secciones pequeñas se precisa de algunas modificaciones para lograr la cantidad apropiada de los parámetros, como la eliminación del tercer cuadrante. En la mina de carbón razi de norte de Irán; se modifica el método de corte de cuatro secciones para el diseño de patrones para túneles de área de sección menores a 10 m². (Hossaini y Poursaeed, 2019)

Deficiencias del método de corte de 4 secciones para túneles de sección pequeña

El corte de cuatro secciones a menudo se aplica a túneles grandes con un área de sección transversal de más de 10 m². A fin de que aplicar este método a túneles con área de menos de 10 m² algunas modificaciones a las ecuaciones fueron encontrado para ser inevitable La aplicación del modelo tradicional conduciría a una estimación errónea de la

Los valores de los parámetros, algunos de los cuales fueron los siguientes:

- B 1 en el primer cuadrado de corte es muy pequeño.



- La distancia de B 2 parece ser pequeña.
- La comparación de los valores de B 3 y B 4 con una dimensión más pequeña de la sección transversal del túnel revela que se eliminan el tercer y cuarto cuadrángulos de corte.
- El espacio se estima a partir de $S = 1.1B$. Esta cantidad no es apropiada para túneles donde el control. Se requiere voladura. En tales patrones, $S < B$ sería más aceptable.
- Parece que la longitud del taladro para agujeros de pared y piso con una longitud de 1 m ha terminado estimado.
- Los resultados obtenidos del patrón de voladura anterior muestran que la longitud del tallo de los agujeros del piso es más pequeño de lo requerido. (Hossaini y Poursaeed, 2019)

Cálculo de burden y espaciamiento

- **Primer cuadrante:**

$$B_1 = 1.7 * \phi_2$$

- **Primer espaciamiento:**

$$x_1 = \sqrt{2} * B_1$$

- **Segundo cuadrante:**

$$B_2 = \frac{\sqrt{2} * B_1 + 2X_1}{2}$$

- **Segundo espaciamiento:**

$$x_2 = \sqrt{2} * B_2 * 1.5$$

- **Burden de los cuadradores:**

$$B_C = 0.012 \left(\frac{2\rho_C}{\rho_r} + 1.5 \right) \phi_c - E$$

- **Espaciamiento de los cuadrantes:**



$$E_C = 2.3 * B_C$$

- **Burden en la corona:**

$$B_t = 0.012 \left(\frac{2\rho_C}{\rho_r} + 1.5 \right) \phi_c - E$$

- **Espaciamiento en la corona:**

$$E_t = 1 * B_t$$

- **Burden en los Hastiales:**

$$B_p = 0.012 \left(\frac{2\rho_C}{\rho_r} + 1.5 \right) \phi_c - E$$

- **Espaciamiento en los Hastiales:**

$$E_p = 1 * B_p$$

- **Burden en el Arrastre:**

$$B_a = 0.012 \left(\frac{2\rho_C}{\rho_r} + 0.85 \right) \phi_c - E$$

- **Espaciamiento en el Arrastre:**

$$E_a = 1 * B_a$$

(Hossaini y Poursaeed, 2019)

- **Calculo de longitud de taco (L_{taco})**

$$L_{taco} = 10 * \phi_1$$

ϕ_1 : Diámetro de producción.

Calculo de longitud de carga

$$L_c = L - L_{taco}$$

Donde:

L: Avance requerido.



Número de taladros.

El número de taladros requerido 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 empírica o en forma más precisa con la relación.(EXSA S.A. 2010)

$$N^{\circ}\text{Tal} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c * s)$$

Donde:

P = Circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula.

$$P=4*\sqrt{(A*H)}$$

Dt = Distancia entre taladros (m).

C = Coeficiente o factor de roca.

S = Sección de la galería (m²).

| - Dureza de roca | Distancia entre taladros (m) |
|------------------------|------------------------------|
| - Roca dura | 0,50 a 0,55 |
| - Roca intermedia | 0,60 a 0,65 |
| - Roca suave o friable | 0,70 a 0,75 |

| - Dureza de roca | Coeficiente de roca (m) |
|------------------------|-------------------------|
| - Roca dura | 2,00 |
| - Roca intermedia | 1,50 |
| - Roca suave o friable | 1,00 |



Factor de carga.

El factor de carga es la cantidad de explosivo en kilos por metro cubico de roca.

Este factor es el indicador económico más importante cuando se habla de diseño de patrones de voladura. Suele utilizarse como indicador de eficiencia de voladuras.

$$F. C. = \frac{\text{kg de explosivo total}}{\text{volumen roto}}$$

Donde:

V = volumen roto

Factor de Potencia

El factor de carga es la cantidad de explosivo en kilos por tonelada métrica de roca.

$$F. P. = \frac{\text{kg de explosivo total}}{\text{tonelaje roto}}$$

Factor de carga lineal

$$F. C. L. = \frac{\text{kg de explosivo total}}{\text{Metrol lineal de avance}}$$

Distancia entre taladros.

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

Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca. Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) se deben perforar a uno 20-30 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 sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar. (Camac T. Alfredo, 2008).



Longitud de taladros.

Se determinara en parte por el ancho útil de la sección, el método de corte de arranque escogido y por las características del equipo de perforación. Con corte quemado puede perforarse hasta 2 y 3 metros de profundidad, mientras que con corte “V” solo se llega de 1 a 2 m en túneles de pequeña sección, para calcular la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide se puede emplear la siguiente relación $L=S * 0,5$, donde S es la dimensión de la sección del túnel en m2.

2.2.13 Explosivos

Los explosivos son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de óxido-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de microsegundo, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones. (EXSA S.A. 2019, p. 9)

Es la técnica más versátil y efectiva para la rotura de rocas y explotación de minerales, pero por la naturaleza de los medios que se emplean, es una labor de alto riesgo para las personas que la efectúan.(Camac torres 2014)

Los procesos de reacción según su carácter fisicoquímico y el tiempo en que se realizan se catalogan como:

Combustión

Puede definirse como tal a toda reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no, ser percibida por nuestros sentidos, y que presenta un tiempo de reacción bastante lento.

Deflagración

Es un proceso exotérmico en el que la transmisión de la reacción de descomposición se basa principalmente en la conductividad térmica. Es un fenómeno superficial en el que el frente de deflagración se propaga por el explosivo en capas paralelas, a una velocidad baja, que generalmente no supera los 1 000 m/s. La deflagración es sinónimo de una combustión rápida. Los explosivos más lentos al ser activados dan lugar a una deflagración en la que las reacciones se propagan por conducción térmica y radiación.

Detonación

Es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva (que se traduce en presión sobre el área circundante).

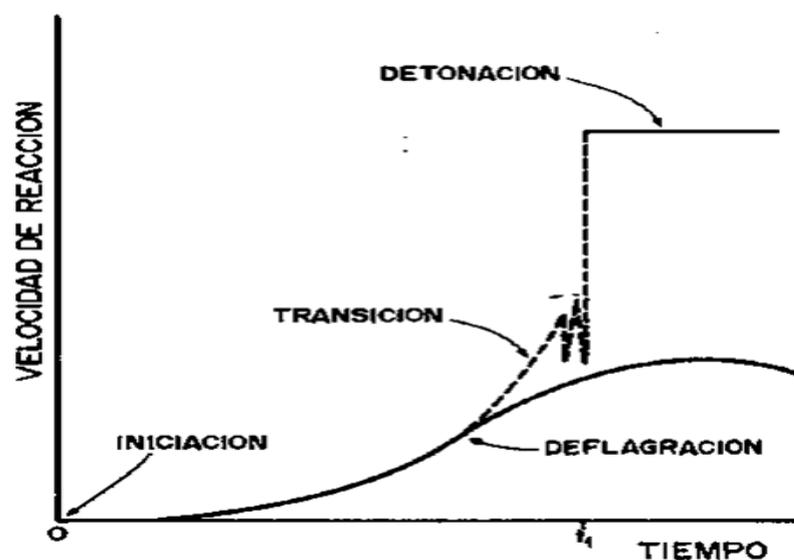


Figura N° 25: Velocidad – tiempo en la detonación

Fuente: LOPEZ JIMENO, 1987

2.2.13.1 Propiedades de los Explosivos

Según (LOPEZ JIMENO, 1987) Dentro de las propiedades de explosivos se tiene:

Densidad.

La densidad de la mayoría de los explosivos varía entre 0,8 y 1,6 g/cm³, y al igual que con la velocidad de detonación cuanto mayor es, más intenso es el efecto rompedor que proporciona. La densidad de un explosivo es un factor importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para una voladura. Por regla general, en el fondo de los barrenos, que es donde se necesita mayor concentración de energía para el arranque de la roca.

Velocidad de detonación

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo y, por lo tanto, es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía. Los factores que afectan a la «VD» son: la densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento del explosivo.

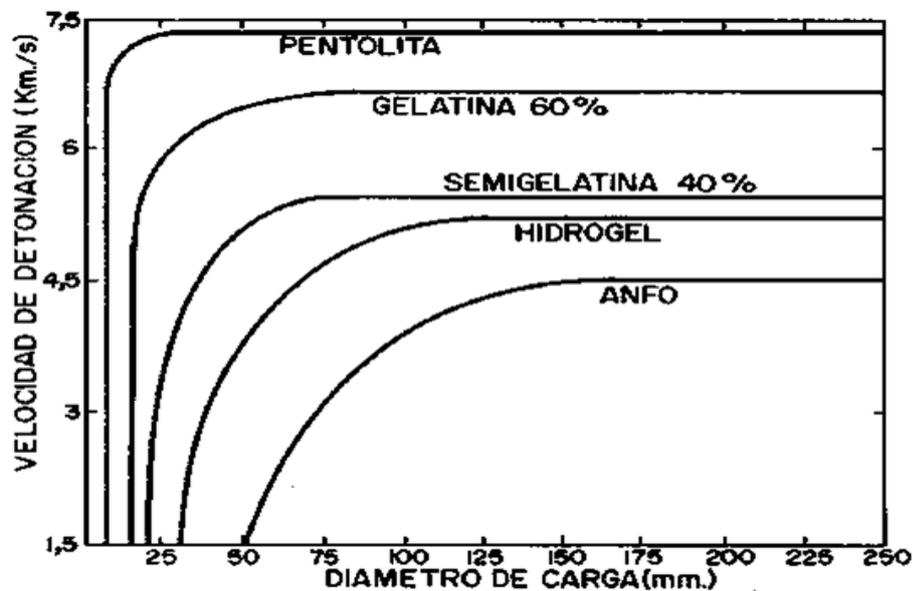


Figura N° 26: Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación

Fuente: LOPEZ JIMENO, 1987



Sensibilidad.

Esta característica engloba varios significados dependiendo del tipo de acción exterior que se produzca sobre el explosivo.

- **Acción controlada.** La sensibilidad aquí es equivalente a la aptitud a la detonación por un iniciador (p.e. un detonador).

- **Acción incontrolada.** La sensibilidad es una medida de la facilidad con la que un explosivo puede ser detonado por calor, fricción, impacto o choque.

Presión de detonación.

La presión de detonación de un explosivo es función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación.

Resistencia al agua

Es la capacidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características. Varía de acuerdo con la composición del explosivo, la escala de clasificación generalmente aceptada va desde: Nula, Limitada, Buena, Muy Buena y Excelente. En la primera, el explosivo no tiene ninguna resistencia al agua, mientras que la última, garantiza una exposición superior a 12 horas.

2.2.14. Falla en la Voladura

Tiro soplado

Es cuando luego del disparo y detonar no rompe la roca según lo planeado.

Causas:

- Burden y espaciamiento erróneos.
- Carga explosiva del taladro inapropiado.
- Mala ubicación de separadores.
- Fracturas en el macizo rocoso.



Tiros Cortados

Es cuando al realizar el disparo los explosivos de cierto taladro no llegan a detonar.

- Carga del taladro erróneo.
- Humedad, para esto se usa un explosivo resistente al agua.
- Explosivos en mal estado.
- Mala preparación del cebo.
- Guías cortadas o defectuosas.

Tiros retardados y prematuros

Debido a la longitud errónea de las guías o a algún defecto del explosivo la detonación puede ser antes de lo deseado o también puede que reviente solo por la influencia de otro explosivo y no por la activación del fulminante.

Tiros Quemados

La dinamita arde causando una probabilidad de explotar o no, con este tipo de tiro quemado se debe proceder a esperar q el fuego se consuma y tomar las medidas necesarias para realizar una desactivación segura.

2.2.15. Tipos de explosivo

Dinamita

La nitroglicerina fue el primer alto explosivo utilizado en voladuras comerciales. La nitroglicerina es extremadamente sensible al choque, la fricción y al calor, lo que la hace extremadamente peligrosa. En Suecia en 1865, Alfred Nobel encontró que si este líquido tan peligroso se mezclaba con un material inerte, el producto resultante era seguro

de manejar y era mucho menos sensitivo al choque, la fricción y al calor. A este producto se le llamo dinamita. (Rojas Aparco y Flores olano, 2017,P.55)

Según (EXSA S.A., 2019), convencionalmente, de acuerdo al contenido de nitroglicerina en proporción a la mezcla inicial no explosiva y a aspectos de aplicación, las dinamitas se clasifican en:

Tabla N° 5: Clasificación de la Dinamita

| Gelatinas. | Semigelatinas. | Pulverulentas. | Especiales. |
|----------------------|-----------------------|-----------------------|--------------------|
| Gelatina Especial 75 | Semexsa 45 | Exadit 45 | Exsacorte |
| Gelatina Especial 90 | Semexsa 60 | Exadit 65 | Exsasplit |
| Gelatina Explosiva | Semexsa 80 | | |

Fuente: (EXSA S.A. 2019)



Figura N° 27: Dinamita semexa 80

Fuente: (EXSA S.A. 2019)

Anfo

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

El ANFO es un material granulado, por lo que una de las ventajas más importantes de estos productos es la posibilidad de realizar la carga a granel del mismo. Otra de sus mayores ventajas es la seguridad en el manejo y el buen rendimiento en voladura de rocas blandas o muy fracturadas, pues su detonación produce un gran volumen de gases. Por el contrario, el principal inconveniente es su nula resistencia al agua y en túneles la generación de gases nocivos, que limitan su uso a labores bien ventiladas. (López Jimeno, 1987, p.121)

Hidrogeles

Los hidrogeles exentos de materia explosiva propia en su composición no reaccionan con el fulminante y se califican como “agentes de voladura hidrogel, slurries o papillas explosivas”, requiriendo de un cebo reforzado o primer-booster para arrancar a su régimen de detonación de velocidad estable; de lo contrario, no arrancan o lo hacen a bajo régimen con velocidades transientes dando bajo rendimiento energético, razón por la que en un principio también se les denominaba explosivos de seguridad. También son conocidos como water gels.

Sus cualidades principales son: alta velocidad de detonación y alta densidad que les dan enorme poder rompedor y elevada resistencia al agua, por lo que resultan excelentes sustitutos del ANFO, para voladura de rocas tenaces y de taladros inundados, incluso con agua dinámica. (EXSA S.A. 2019)

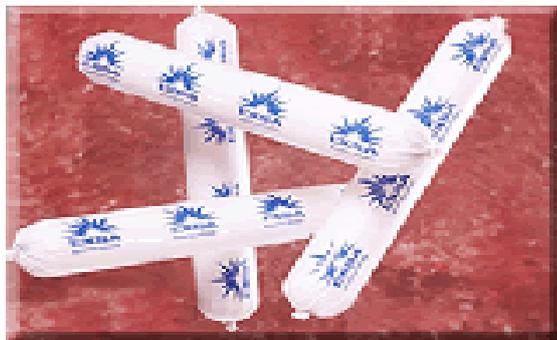


Figura N° 28: Producto Hidrogeles
Fuente: (EXSA S.A. 2019)

Emulsiones

En forma similar, los agentes de voladura emulsión carecen de un elemento explosivo en su composición (eventualmente se sensibilizan con micro esferas) por lo que también requieren ser detonadas con un cebo reforzador de alta presión de detonación. Su aplicación también está dirigida a taladros de mediano a gran diámetro en tajos abiertos, como carga de fondo de alta densidad o como carga de columna (total o espaciada) en taladros con agua, o perforados en roca muy competente. Una ventaja importante es su facilidad de mezcla con el ANFO para formar ANFO Pesado. (EXSA S.A., 2019)



Figura N° 29: Emulsión explosiva Semexsa - E65

Fuente: (EXSA S.A. 2019)

2.2.16. Accesorios de Voladura

(Buele, 2017, P.36), manifiestan que en todos aquellos trabajos en los que se emplean explosivos, tanto en minería como en obra civil, es necesario que la detonación se inicie correctamente. Para ello, es necesario conocer aquellos medios y técnicas que permiten iniciar la reacción en régimen de detonación, la iniciación de explosivos y, de forma subsiguiente, la iniciación de voladuras de manera que produzca la detonación de un conjunto de barrenos con un orden determinado. Para explosivos que sean sensibles a la acción.

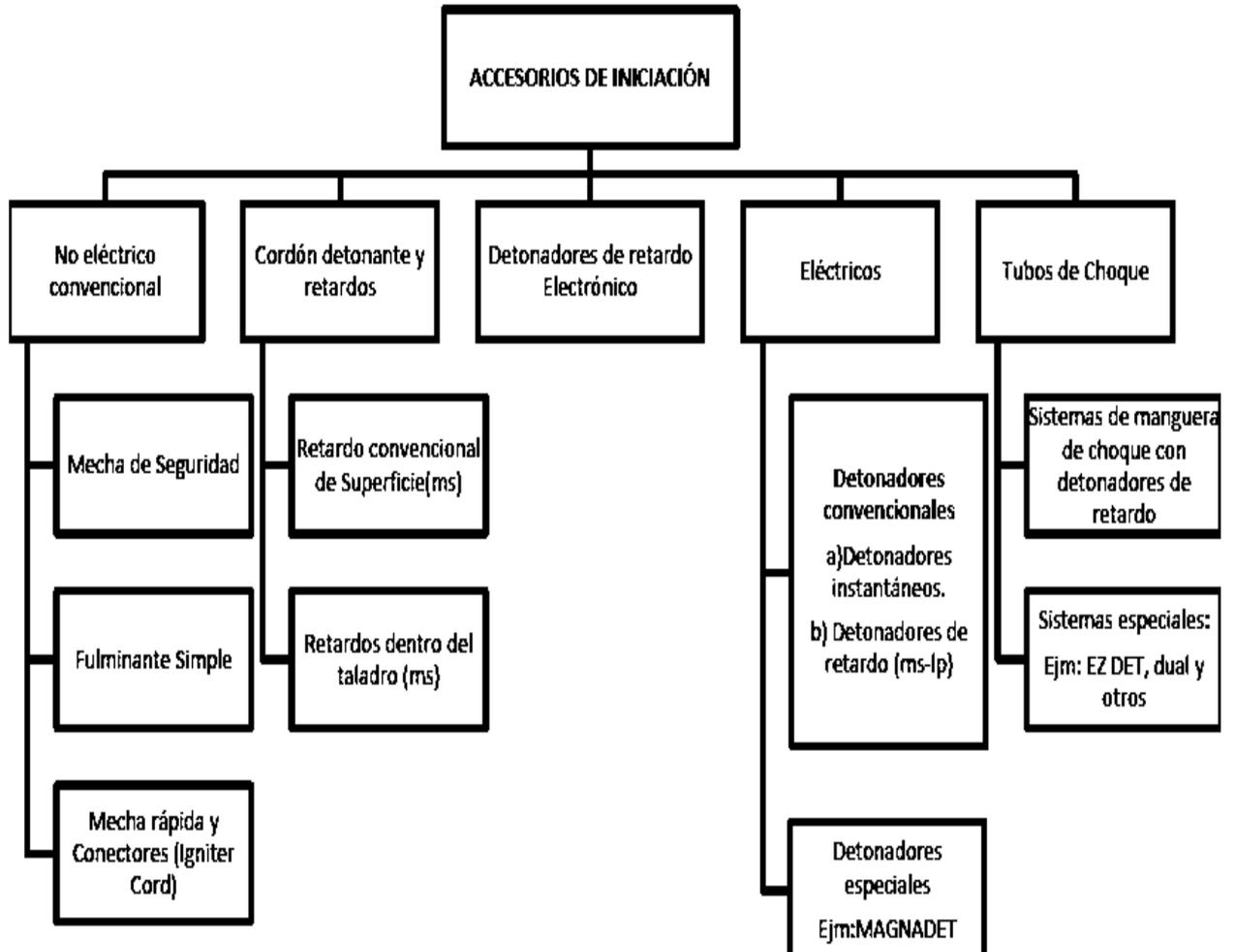


Figura N° 30: Accesorios de Voladura

Fuente: Buele, 2017

2.2.17. Costos

(Durant Broden, 2015), El costo es el precio de un activo. En contabilidad a veces se le denomina “base de costos”. La base de costo de un activo incluye todos los costos que conllevan su elaboración y posterior adquisición, la configuración o preparación de dicho activo, la capacitación de los empleados en su uso (en caso de que se trate de una empresa).



2.2.17.1 Diferencias entre costo y gasto

Para la mayoría de las personas el concepto de costos no es ambiguo. Este es la cantidad de dinero que una persona o empresa tiene que tomar de su billetera, cartera o cuenta bancaria a fin de comprar algo. Las transacciones diarias muy rara vez tienen necesidad de un mayor discernimiento ya que la adquisición de un pequeño ítem no impide la compra de otra cosa después.

- El costo tiene que ver con los activos, mientras que el gasto se relaciona con los pagos que se realizan a cambio de servicios.
- Los objetos físicos o materiales tienen costo, mientras que los servicios representan gastos.
- Del gasto no se espera genera ingresos, pero del costo de un producto sí.

2.2.17.2 Definiciones de Costos

Costos Fijos:

Son los que permanecen inalterables independientemente de los aumentos o disminuciones de la producción, dentro de ciertos límites.

Por ejemplo:

- Ventilación de mina.
- Servicios de vigilancia.
- Alquileres de servicios para usos administrativos y mina.

Son aquellos en los que el costo permanece constante dentro de un rango relevante de producción, mientras el costo fijo por unidad varía con la producción. Más allá del rango relevante de producción, varían los costos fijos.(Chipana tito, 2015, P.64)

Costos Variables:

Varían proporcionalmente a los cambios experimentados en el volumen de la producción. Ejemplo:



- Mano de obra directo.
- Combustibles lubricantes.
- Aceite.
- Materiales e insumos directos (explosivos, llantas, aire comprimido, energía etc.).

Costos Directos:

Comprende los gastos que son identificables directamente con una producción o servicio. Ejemplo: insumos, salarios de los obreros directos a la producción, etc.

Son aquellos costos que se asigna directamente a la actividad de producción. Por lo general se refieren a los costos variables. (chipana tito, 2015)

Costos Indirectos:

Están constituidos por los gastos que no son identificables con una producción o servicio dado, relacionándose con éstos en forma indirecta. Ejemplo: reparación y mantenimiento.

Costo de Producción:

Incluye los gastos incurridos en el proceso productivo, ya sean directos o indirectos, hasta la terminación del producto en condiciones de encontrarse listo para su entrega.

Costo Total:

Incluye el costo de producción más los gastos incurridos en su proceso de transporte y venta. Es el resultado de la suma de los costos variables y fijos.

Costos Generales:

Gastos generales relacionados con la producción, ventas, distribución, y administrativos.



2.2.18 Costos de operación

Se define como costo de operación como la cantidad de dinero invertido en adquirir una máquina, hacerla funcionar, realizar un trabajo y mantenerla en buen estado de conservación, es decir en este costo deben incluirse los gastos fijos y variables que son los siguientes:

Gastos fijos:

Depreciación, interés del capital invertido, seguros, impuestos, almacenaje.

Gastos variables:

Consumo de combustibles, aceites y grasas; mantenimiento preventivo y correctivo, consumo de neumáticos, mano de obra.

2.2.19. Definición de términos básicos

- Accesorio de Voladura

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

- Anfo

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

- Burden

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

- Cara Libre

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



- Costos

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

- Costos operativos

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

- Diseño de Malla de Perforación

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

- Emulsión explosiva

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

- Espaciamiento

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

- Explosivos de Voladura

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

- Factor de Potencia

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



- **Malla de Perforación**

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

- **Operación unitaria**

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

- **Parámetro**

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

- **Perforación**

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

- **Perforación en Breasting**

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

- **Voladura**

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

- **Voladura Controlada**

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



- Smooth Blasting

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

2.3. Formulación de la hipótesis

2.3.1 Hipótesis general

Con la determinación de un nuevo diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada se reducirá los costos, en la ejecución de la Galería 819E- Mina Yanaquihua - Arequipa

2.3.2 Hipótesis específicas.

- A. Con el diseño de una malla adecuada de perforación se reducirá los costos de perforación en la Galería 819E- Mina Yanaquihua - Arequipa.
- B. Determinando la carga explosiva adecuada se reducirá los costos de voladura en la Galería 819E- Mina Yanaquihua – Arequipa.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Tipo y diseño de investigación

3.1.1 Tipo de investigación

El presente estudio se enmarca dentro del campo de la investigación aplicada de la ingeniería (según el objeto de estudio), ya que su propósito será resolver un problema existente (elevados costos unitarios en la perforación y voladura Galería 819E).

La investigación será de tipo descriptivo, por qué buscare realizar una explicación detallada de la situación actual en los parámetros de perforación y voladura costos en la ejecución de la Galería 819E Mina Yanaquihua.

También el estudio será de tipo aplicativo, de causa y efecto, es decir la causa será diseño de la malla de perforación y el cálculo de la cantidad de carga explosiva para la voladura; y su efecto serán los resultados que se tienen post voladura, donde se analizara si el diseño es aceptable o no y en su consecuencia ver si el proceso puede resultar para la reducción de costos en la ejecución de la Galería 819E Mina Yanaquihua.

3.1.2 Diseño de la investigación

En la presente investigación, corresponde al enfoque **cuantitativo** (también conocido como método/proceso/investigación cuantitativa), ya que la reingeniería de los procesos mineros permitirá demostrar la hipótesis planteada (determinación de un nuevo diseño de malla para la reducción de costos unitarios) y se basará en la medición numérica - análisis estadístico.



Método científico

La utilización de este método permitió obtener un conocimiento de los costos unitarios de construcción de labores de avance, con un razonamiento lógico, especialmente al momento de la utilización y contabilización de los elementos de los precios unitarios y globales de extracción minera en la mina Yanaquihua, con lo cual sus directivos puedan tomar decisiones en forma correcta y oportuna.

Deductivo

Se le utilizó para revisar la teoría de los costos unitarios, especialmente se revisaron conceptos y definiciones de diferentes autores para comparar y aplicar al caso que nos ocupa en la aplicación del sistema contable, de tal forma que su aplicación fue válida en los casos particulares que se analizaron.

Inductivo

Este método hizo posible el conocimiento de los aspectos particulares del desarrollo de labores mineras, fundamentalmente aquellas actividades de costeo de los materiales, mano de obra, costos unitarios, con la finalidad que dichos costos sean registrados con exactitud y generar información confiable que se expresa en los correspondientes estados financieros.

Analítico

Este método hizo posible analizar las diversas deficiencias llevadas durante la perforación y voladura de la galería 819E que da acceso a la veta Esperanza; luego una vez sistematizados se llevó a los correspondientes registros de precios unitarios de manera que sirvieron para conocer los resultados al término del periodo de construcción propuesto.



Sintético

Este método se lo utilizó para presentar los resultados de la reducción costos unitarios de la galería 819E, mediante la determinación de un nuevo diseño de malla; también sirvió para formular las correspondientes conclusiones y recomendaciones de la investigación.

3.2 Nivel de investigación

También denominado alcance de la investigación, según su enfoque y la naturaleza de sus objetivos del proyecto es **descriptiva, correlacional y explicativa**. **Descriptiva**, porque se centra en la descripción de procesos que se desarrollan, así identificar los problemas o justificar las condiciones actuales; a partir de estos resultados (pruebas y estadísticas) se desarrollará e implementará una solución para efectivizar la optimización de perforación y voladura, luego se hará las comparaciones (también conocido como Relación o Correlación), así probar las hipótesis planteadas; también es **Explicativa**, porque pretenderá describir las características de la galería 819E, con el fin de hacer una reingeniería para optimizar todo el proceso de la perforación y voladura y así, reducir los costos unitarios.

3.3 Población y muestra de la investigación

3.3.1 Población

Para nuestra investigación la población, están establecidas por todas las labores ejecutadas por la contrata MKL Rambo de la Compañía Minera Yanquihua.

3.3.1 Muestra

En nuestra investigación la muestra está establecida por el frente de ejecución de la Galería 819E de la contrata MKL Rambo de la Compañía Minera Yanquihua.



3.4 Técnicas de recolección de datos

(USMP 2016) se refiere a las técnicas de recolección de datos como la descripción de las técnicas y los instrumentos, que se utilizarán para la obtención de la información, así como los procedimientos de comprobación de su validez y confiabilidad, según corresponda y si fuese necesario. NO se adjuntan los instrumentos. (p.12)

La técnica utilizada es la observación directa y documentada, es una técnica que consiste en observar atentamente el fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para su posterior análisis, en este caso se tomaran técnicas (Datos de campo, las observaciones y mediciones, monografías de las minas, eventos de actualización, trabajos inéditos) para su posterior determinación de resultados de perforación y voladura.

3.5 Instrumentos de recolección de datos

Para (Bobadilla Mojo 2020) un instrumento de recolección de datos es cualquier recurso de que pueda valerse el investigador para acercarse a los fenómenos y extraer de ellos información. De este modo el instrumento sintetiza en si toda la labor de la investigación, resume los aportes del marco teórico al seleccionar datos que corresponden a los indicadores y, por lo tanto, a las variables o conceptos utilizados. (p.50)

Los instrumentos a utilizar para el estudio serán el cuaderno de reportes de avance por guardia emitido por el capataz, reporte diario de operación por guardia.

Cuaderno de reporte de avances por guardia.

- Los avances lineales obtenidos en metros por cada guardia.
- Consumo de explosivos por cada guardia.
- Cantidad de taladros perforados



Reporte diario de operación por guardia.

- Número de taladros.
- Cantidad de explosivos utilizados.
- Metros lineales de avance por guardia.
- Volumen y tonelaje obtenido.

Por otra parte se hizo observaciones y evaluaciones insitu, donde se encontraba rocas de granulometría gruesa post voladura, sobre rotura y cuñas laterales en dimensiones de la galería) todos estos indicadores observados en campo, fueron anotados en cuadernos de reporte y en fotografías. Una vez identificadas estas deficiencias, buscar una mejora haciendo un cambio en los parámetros de Perforación y Voladura, realizando un nuevo diseño de malla.

3.6 Técnicas de procesamiento de datos

La técnica que se utilizó para el procesamiento de datos es la *estadística descriptiva* para el análisis e interpretación de datos, también se hizo uso progresión aritmética para los datos observados y medidos con el objetivo de sacar el promedio general de las medidas de los metros lineales de avance, número de taladros, cantidad de dinamitas y los costos totales empleados en la anterior malla de perforación y voladura.

3.7 Herramientas para el procesamiento de datos

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

- **Microsoft Excel:** Para procesar datos de campo, elaboración de tablas (de costos, cuadros de resumen de avance) y gráficos.
- **Microsoft Word:** Para la redacción de la presente tesis, siguiendo el modelo de redacción para tesis propuesto por la UNA.



- **AutoCAD:** Se utilizó para diseñar una nueva malla de perforación, con nuevos parámetros de PERVOL propuestos por los tesistas.

3.8 Variables

3.8.1 Variable independiente

El diseño de los parámetros de perforación y voladura en el frente de la Galería 819E de la compañía Minera Yanaquihua S.A.C., ejecutada por la contrata MKL Rambo.

3.8.2 Variable dependiente

La reducción de costos en la ejecución del frente de la Galería 819E de la compañía Minera Yanaquihua S.A.C., ejecutada por la contrata MKL Rambo.

3.9 Matriz de consistencia

El desarrollo de la matriz de consistencia para el proyecto de investigación lo desarrollamos en el Anexo A.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Datos de la Galería 819E.

4.1.1 Clasificación de la masa rocosa

Una vez posicionados en la labor, se clasificó el tipo de roca presente en la labor de acuerdo a la tabla proporcionada por un estudio geomecánico realizado por la empresa SVS en el año 2015 a las labores de la Mina Yanaquihua, el tipo de roca que se presenta en el Galería 819E que da acceso a la veta Silvana y a la veta Despreciada, de acuerdo al análisis de las muestras tomadas en el campo, la masa rocosa está entre muy Buena (I - $RMR > 80$), Buena (II - $RMR > 60$) y Regular A (III - $RMR 51-60$) en el rango superior y en algunos sitios las rocas son de Regular B (IIIB - $RMR 41-50$). En su momento no existía un estudio geomecánico por parte de compañía detallado puesto que estaba en proyecto la implementación del departamento de Geomecánica.

En cuanto al sostenimiento que se debe aplicar en el terreno, es mínimo (sostenimiento con Split set puntuales en presencia de posibles cuñas), pero siempre se deberán hacer los controles geomecánicos, ver Anexos H, I, J.

Tabla N° 6: Clasificación del Macizo Rocoso

| TIPO DE ROCA | RANGO RMR | CALIDAD SEGÚN RMR |
|--------------|-----------|-------------------|
| II | >60 | Buena |
| IIIA | 51-60 | Regular A |
| IIIB | 41-50 | Regular B |
| IVA | 31-40 | Mala A |
| IVB | 21-30 | Mala B |

Fuente: Departamento de Planeamiento MYSAC

4.2 Características de la Galería 819E

4.2.1 Diseño de sección

La sección de la Galería 819E tiene características típicas de una labor minera convencional de dimensiones 1.5 m x 1.8 m, área suficiente para el normal desplazamiento de los carros mineros con neumáticos (Z-20), el carguío se realiza a pulso.

4.2.2 Ubicación de la Galería 819E veta Silvana

El plano de ubicación de la labor de desarrollo Galería 819E que da acceso a la veta Silvana, lo desarrollamos en el Anexo B.

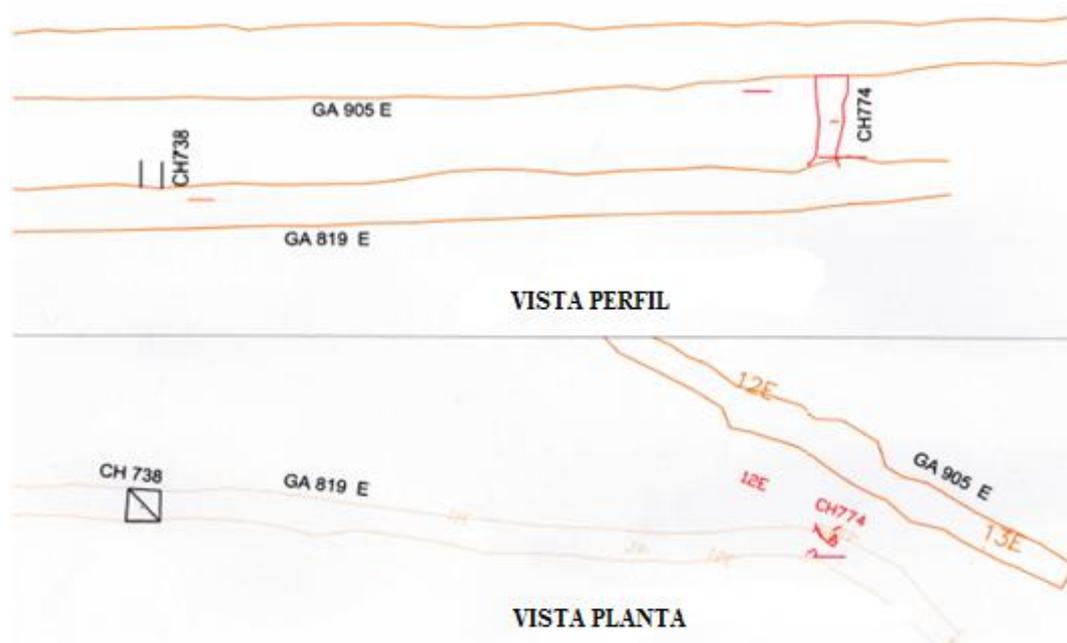


Figura N° 31: Ubicación del frente de trabajo GL819E

Fuente: Departamento de Planeamiento MYSAC

4.3. Perforación de la Galería Progreso con la malla anterior

En la ejecución de la Galería 819E por parte de la contrata MKL Rambo de la Minera Yanaquihua S.A.C. se ha utilizado para la perforación del frente el Corte Quemado de 06 taladros, 03 taladros son de alivio y los otros 03 taladros son de producción cargados con explosivos y la malla de perforación utilizada ha sido



establecida empíricamente por los maestros perforistas observándose los siguientes puntos.

- No se utiliza la malla de perforación de sección 1.50m x 1.80 m, el perforista decide la distribución y cantidad de taladros sin considerar el tipo de terreno ni respetando la sección estandarizada. el perforista va indicando a los ayudantes donde debe emboquillar la broca y esto ocurre en plena perforación del frente.
- No se realizó la limpieza de los taladros para el carguío, generando tiros cortados provocados por efecto de corte del detritus que se queda en el taladro.
- No se usa tacos en algunos taladros (tacos de tierra).

Todos estos problemas evidenciados hacen una ineficiente voladura lo cual genera una baja producción y poco avance lineal, a continuación un gráfico de causas y efecto del problema de avance lineal.

4.4 Diseño de malla de perforación anterior

La perforación se realiza empíricamente, no cuenta con ningún tipo de diseño, pese a que hay una estandarización de mallas por parte de compañía, se diseñó en AutoCAD para poder visualizar el mayor problema que se da en la etapa de perforación y voladura. A continuación se muestran la siguiente tabla para identificar los siguientes parámetros del proceso de perforación y voladura de la Galería 819E.

Tabla N° 7: Cantidad de taladros en malla anterior

| Distribución de taladros | N° Taladros |
|---------------------------------|--------------------|
| Vacío | 3 |
| Arranque | 3 |
| 1er Cuadrante | 6 |
| 2do Cuadrante | 3 |
| Arrastres | 5 |
| Hastiales | 6 |
| Corona | 4 |
| Total | 30 |



Figura N° 32: Malla real de perforación antes de la optimización

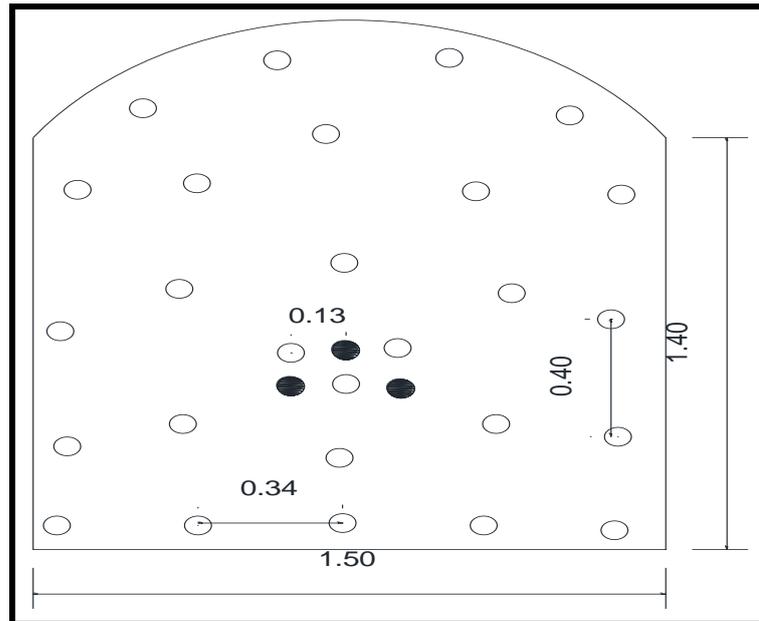


Figura N° 33: Malla real de perforación en AUTOCAD

4.5 Metros de avance lineal del mes de Noviembre - Diciembre.

A continuación, se muestran los reportes de avances lineales en la ejecución de la Galería 819E (ver Anexo C y D), los detallas desde el mes de noviembre hasta el mes de diciembre, día por día.

Tabla N° 8: Reporte diario mes noviembre

| REPORTE OPERACIONAL NOVIEMBRE MKL RAMBO | | | | | | | | | |
|---|-----------|------------|-------------|---------------------------|-------------------|---------------|----------------|----------------------|-----------------------|
| LABOR | MES | FECHA | GUARDI A | LONG. PERFO .(pies) | TAL. PER F. | TAL. CARG. | AVAN CE (m) | EXADIT 65% UND | SEMEX A 80% UND |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 01/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.15 | 15 | 120 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 02/11/2017 | DIA | 5 | 29 | 26 | 1.00 | 20 | 100 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 03/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.17 | 24 | 116 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 04/11/2017 | DIA | 4 | 30 | 27 | 1.01 | 10 | 110 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 05/11/2017 | DIA | 5 | 31 | 28 | 1.14 | 18 | 122 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 06/11/2017 | DIA | 5 | 29 | 26 | 1.14 | 14 | 108 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 07/11/2017 | DIA | 5 | 29 | 26 | 1.18 | 21 | 110 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 08/11/2017 | DIA | 5 | 29 | 26 | 1.1 | 12 | 112 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 09/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.14 | 22 | 110 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 10/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.08 | 20 | 102 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 11/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.15 | 18 | 105 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 12/11/2017 | DIA | 5 | 29 | 26 | 1.10 | 12 | 110 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 13/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.18 | 25 | 102 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 14/11/2017 | DIA | 4 | 28 | 25 | 1.01 | 10 | 108 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 15/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.16 | 18 | 100 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 16/11/2017 | DIA | 5 | 29 | 26 | 1.21 | 18 | 112 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 17/11/2017 | DIA | 4 | 29 | 26 | 0.98 | 12 | 102 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 18/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.18 | 22 | 110 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 19/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.14 | 18 | 108 |
| GL 819E | NOVIEMBRE | 20/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.12 | 12 | 118 |



En los trabajos de perforación y voladura en el frente de trabajo de la Galería 819E, se ha estado observando deficiencias en los metros lineales de avance por disparo, es por eso que se tuvo que optar por tomar datos a partir de los meses de Noviembre y Diciembre, con el objetivo de subsanar las deficiencias de los metros lineales de avance por disparo

En la Tabla N°9 se puede observar las mediciones que se realizaron durante el mes de Noviembre, a partir del 01 de abril donde se puede evidenciar la deficiencia en el avance en su mayoría, también se puede observar que se hicieron perforaciones con una longitud de barra de 4 pies esto debido a que el personal no terminaba el carguío de la voladura anterior por motivos de malas condiciones de los Z-20 y decidían solo perforar 4 pies junto al capataz, todo esto conlleva a una deficiencia total en el avance diario y mensual.

Durante el mes de Noviembre de los 20 disparos programados se han medido las 20 veces en metros lineales de avance por disparo, ya que no hubo tiros soplados.

Estas mediciones de datos lo llevaremos a los cálculos estadísticos.

Tabla N° 9: Reporte diario del mes de noviembre

| REPORTE OPERACIONAL DICIEMBRE MKL RAMBO | | | | | | | | | |
|---|-----------|------------|---------|-------------------------|--------------|-------------------|----------------|----------------------|-----------------------|
| LABOR | MES | FECHA | GUARDIA | LONG PERF. (pies) | TAL. PER. | TAL. CAR G. | AVAN CE (m) | EXADIT 65% UND | SEMEX A 80% UND |
| GL 819E | DICIEMBRE | 01/11/2017 | DIA | 5 | 28 | 25 | 1.17 | 18 | 122 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 02/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.12 | 15 | 118 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 03/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.15 | 24 | 116 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 04/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.10 | 22 | 112 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 05/11/2017 | DIA | 4 | 29 | 26 | 0.20 | 10 | 100 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 06/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.19 | 22 | 108 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 07/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.18 | 21 | 116 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 08/11/2017 | DIA | 4 | 29 | 26 | 1.13 | 12 | 100 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 09/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.14 | 22 | 112 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 10/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.12 | 22 | 110 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 11/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.15 | 18 | 116 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 12/11/2017 | DIA | 4 | 29 | 26 | 0.98 | 12 | 104 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 13/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.10 | 24 | 110 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 14/11/2017 | DIA | 5 | 28 | 25 | 1.16 | 24 | 116 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 15/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.12 | 26 | 108 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 16/11/2017 | DIA | 5 | 29 | 26 | 1.21 | 18 | 114 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 17/11/2017 | DIA | 5 | 30 | 27 | 1.14 | 22 | 116 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 18/11/2017 | DIA | 4 | 29 | 26 | 1.01 | 22 | 108 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 19/11/2017 | DIA | 5 | 28 | 25 | 0.3 | 24 | 114 |
| GL 819E | DICIEMBRE | 20/11/2017 | DIA | 5 | 29 | 26 | 1.12 | 22 | 114 |

En la Tabla N°10 se puede observar las mediciones que se realizaron durante el mes de Diciembre, a partir del 01 de abril donde se puede evidenciar la deficiencia en el avance en su mayoría, también se puede observar que se hicieron perforaciones con una longitud de barra de 4 pies esto debido a que el personal no terminaba el carguío de la voladura anterior por motivos de malas condiciones de los Z-20 y también las barras de 5 pies estaban en malas condiciones y decidían solo perforar 4 pies junto al capataz, todo esto conlleva a una deficiencia total en el avance diario y mensual.

Durante el mes de Diciembre de los 20 disparos programados se han medido las 18 veces en metros lineales de avance por disparo, ya que los otros dos fueron tiros sopladados, evidenciando así un avance deficiente en el avance.

Estas mediciones de datos lo llevaremos a los cálculos estadísticos en la Tabla N°10.

Tabla N° 10: Resumen mensual del avance y consumo de explosivo

| MESES | TALADROS PERFORADOS | TALADROS CARGADOS | AVANCE PROMEDIO | EXADIT 65% UND | SEMEXA 80% UND | FULMINANTE N°8 | kg EXPLOSIVO |
|--------------|---------------------|-------------------|-----------------|----------------|----------------|----------------|--------------|
| NOVIEMBRE | 30 | 27 | 1.12 | 17 | 109 | 27 | 10.8 |
| DICIEMBRE | 29 | 26 | 1.04 | 20 | 112 | 26 | 11.2 |
| TOTAL | 30 | 27 | 1.08 | 19 | 110 | 27 | 11.0 |

Fuente: Elaboración propia

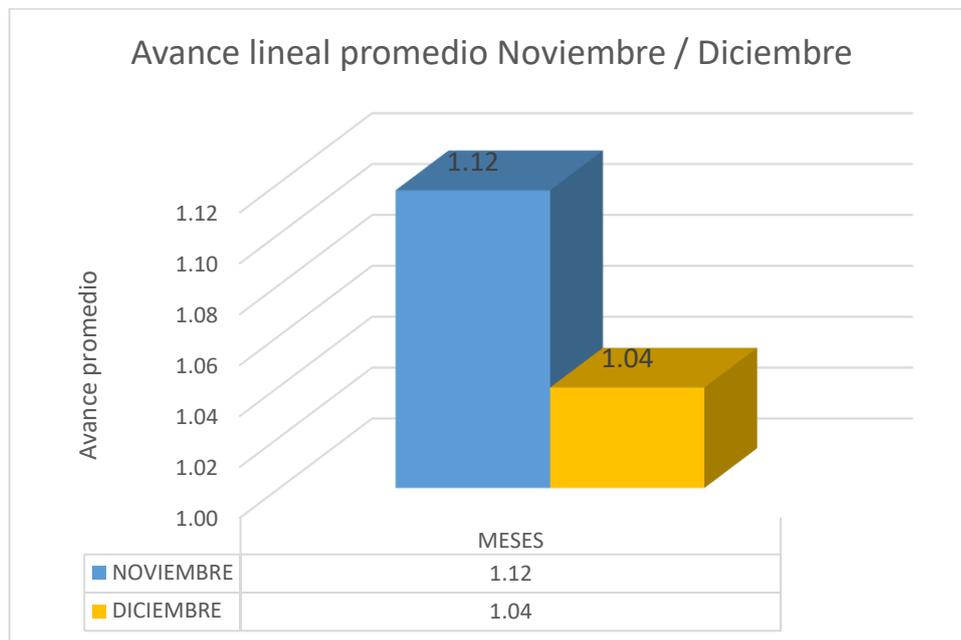


Figura N° 34: Consolidado del avance mensual

4.6 Parámetros de malla de perforación y voladura

Según los reportes de perforación y voladura de la Galería 819E se obtuvieron los siguientes datos:

Altura de sección: 1.80 metros

Ancho de sección: 1.50 metros

Tipo de roca: Buena y regular

Peso específico de la roca: 2.66 t/m³

Longitud del barreno: 5 pies (1.524 m)

Tipo de arranque: Corte quemado

Número de taladros cargados (promedio): 27

Número de taladros de alivio (promedio): 3

Diámetro de la broca de perforación: 38 mm

Eficiencia de perforación (promedio: 92.10%): 1,40 m

Eficiencia de voladura (promedio: 77.14 %): 1,08 m

Avance lineal (promedio/disparo): 1,08 m

Teniendo la longitud lineal de avance promedio y la cantidad de carga explosiva se procedió a hacer los cálculos matemáticos para obtener las toneladas, factor de carga y factor de carga lineal, eficiencias de voladura como se resume a continuación:

Tabla N° 11: Resumen de parámetros de voladura malla anterior

| RESULTADO DE PARAMETROS DE VOLADURA CON LA MALLA ANTERIOR | | |
|--|--------------|-------------------|
| PARAMETROS | VALOR | UNIDAD |
| AVANCE LINEAL | 1.08 | m |
| CANTIDAD DE EXPLOSIVOS | 11.0 | kg |
| VOLUMEN | 2.91 | m ³ |
| TONELADAS | 7.74 | TM |
| FACTOR DE CARGA | 3.78 | kg/m ³ |
| FACTOR DE POTENCIA | 1.42 | kg/TM |
| FACTOR DE CARGA LINEAL | 10.20 | kg/m |
| EFICIENCIA DE VOLADURA | 77.0 | % |

4.7 Costo de perforación y voladura malla anterior

El costo de perforación y voladura es la suma de los costos por disparo de la mano de obra, barrenos, lubricantes, broca, máquina perforadora, explosivos, etcétera; estos costos se han calculado con las operaciones matemáticas correspondiente lo cual lo mostraremos en las siguientes tablas. Los costos actuales en la contrata MKL Rambo están sobre evaluado por ende también la Compañía minera Yanaquihua, producto de un poco avance lineal y esto afecta directamente a los costos.



Tabla N° 12: Costos de mano de obra

| Mano de obra | Cantidad de personal | Jornal (soles) | costo US\$/Metro Lineal de Avance |
|---------------------|-----------------------------|-----------------------|--|
| Capataz | 1 | 90 | 25.80 |
| Perforista | 1 | 80 | 22.93 |
| Ayudante perforista | 1 | 60 | 17.20 |
| Carreros-Lamperos | 1 | 55 | 15.77 |
| TOTAL | | | 81.70 |

Tabla N° 13: Costos de equipo

| Equipo | costo US\$ | Vida útil pp | US\$/pie | US\$/metro | metros perforados | costo US\$/Metro Lineal de Avance |
|--------------------------------|-------------------|---------------------|-----------------|-------------------|--------------------------|--|
| Perforadora jackleg | 4500 | 100000 | 0.045 | 0.148 | 42 | 5.76 |
| Mantenimiento / Reparación 70% | 3150 | 100000 | 0.0315 | 0.104 | 42 | 4.03 |
| TOTAL | | | | | | 9.79 |

En 1,40 metros perforados el costo de maquina es: 10.57 US\$ / m

Tabla N° 14: Costos de materiales de perforación

| Accesorios | Cantidad | costo US\$/und | Vida útil pp | US\$/pie Perf. | US\$/metro perf. | Metros perf. | Costo US\$/ Metro Lineal de Avance |
|----------------------------|----------|-------------------|-----------------|-------------------|---------------------|-----------------|--|
| Barreno (und) | 1 | 95 | 1000 | 0.095 | 0.313 | 42 | 12.15 |
| Broca de 38 mm (und) | 1 | 30 | 600 | 0.05 | 0.164 | 42 | 6.40 |
| Manguera de 1/2" (m) | 25 | 1.5 | 120 | 0.0125 | 0.041 | | 0.95 |
| Manguera de 1" (m) | 25 | 3 | 120 | 0.025 | 0.082 | | 1.90 |
| Lubricante (gal) | 0.25 | 8.75 | 1 | | | | 2.03 |
| TOTAL | | | | | | | 23.43 |

Tabla N° 15: Costos de aire comprimido para perforación

| ítem | Cantidad de taladros | costo de aire US\$/hora | tiempo de perforación/tal (min) | tiempo de perforación/disparo (hora) | costo de aire US\$/Metro lineal de avance |
|------------|-------------------------|-------------------------------|---------------------------------------|--|---|
| costo aire | 30 | 10 | 4 | 2 | 18.5 |
| | | | Total | | 18.5 |

Tabla N° 16: Costos de materiales de voladura

| Insumo | Unidad | Precio US\$ | Cantidad por Disparo | US\$/Disparo |
|--------------------|----------|----------------|-------------------------|--------------|
| EXADIT 65% | Cartucho | 0.27 | 19 | 4.75 |
| SEMEXA 80% | Cartucho | 0.38 | 110 | 38.70 |
| Fulminante N°8 | unidad | 0.35 | 27 | 8.75 |
| Mecha lenta blanca | metros | 0.38 | 48.76 | 17.16 |
| TOTAL | | | | 69.36 |

Tabla N° 17: Resumen de Costos de perforación y voladura anterior

| DESCRIPCION | US\$/Disparo |
|---------------------------|---------------|
| Mano de obra | 81.70 |
| Máquina perforadora | 9.79 |
| Materiales de perforación | 23.43 |
| Aire comprimido | 18.52 |
| Materiales de voladura | 69.36 |
| SUB TOTAL | 202.79 |
| Otros 5% | 10.14 |
| TOTAL | 212.93 |

El costo unitario de perforación y voladura de la malla anterior por metro lineal de avance es de US\$ 212.93 mientras que el costo unitario que retribuye la compañía es de US\$ 182.19 teniendo una pérdida de US\$ 30.74 por metro de avance lineal, esta pérdida refleja una deficiencia en las operaciones, esto debido en mayor parte a un mal diseño de la malla de perforación, que conlleva a una deficiente avance lineal a un costo mayor, y también a la carencia de supervisión insitu otros representa el costo de implementos de seguridad, herramientas u otros materiales utilizados para la ejecución de la Galería 819E.

4.8 Cálculos del nuevo diseño de malla de perforación de la Galería 819E

Utilizando un nuevo diseño de malla, con el uso de una distribución de taladros de malla, con una carga distribuida; se garantizó la perforación y los resultados de la voladura. La reducción de costos en perforación y voladura es posible mediante el nuevo diseño óptimo de malla de perforación y la adecuada distribución de la carga explosiva, a través de una perforación que cumpla con el burden, espaciamiento, longitud de taladro, número de taladros establecidos, en voladura se debe realizar un adecuado consumo de



explosivos que se vea reflejado en el factor de carga y que es técnicamente acorde con el diámetro de la broca, condiciones de la roca.

Para el cálculo de número de taladros, se aplicó las fórmulas de utilizando los parámetros de roca y espaciamiento, como el caso de taladros perforados, voladura controlada, y estandarizando la perforación, en cuanto al costo se tomaron los datos de anteriores de contabilidad para compararlos con los resultados obtenidos.

4.8.1 Condiciones de campo para el diseño de malla de perforación y voladura

Para el análisis de perforación y voladura se utilizó las formulas propuestas por Mohammad (2010) en la mina Razi de Norte de Irán; las propiedades de la roca, propiedades del explosivo, condiciones de la sección de túnel, se muestran en el siguiente listado.

Datos de campo:

Altura: 1.8 m

Ancho: 1.5 m

Área de frente: 2.70 m²

Equipo de perforación: Yack Leg

Longitud de barreno: 5 pies

Desviación angular: 0.01 m

Diámetro de taladro vacío: 0.038 m

Diámetro de taladro cargado: 0.038 m

Diámetro del cartucho: 0.022 m

Longitud del cartucho: 0.18 m

Densidad relativa de la roca: 2.66 g/cm³



4.9 Cálculo del diseño de malla de perforación

Calculamos longitud de avance requerido por disparo “L”:

$$L = 0.95 * H_{\text{longitud barreno}}$$

$$L = 0.95 * 1.52$$

$$L = 1.44 \text{ m}$$

Se requiere un avance de 1.44 m. por disparo según la longitud del barreno de perforación.

Profundidad de los taladros a perforarse por el algoritmo de Holmberg:

$$\varnothing_1 = 45 \text{ mm}$$

$$H = 0.15 + 34.1\varnothing_1 - 39.4\varnothing_1^2$$

$$H = 0.15 + 34.1(0.038) - 39.4(0.038)^2$$

$$H = 1.38 \text{ m}$$

Esto nos da a conocer que con un solo taladro de alivio de 38 mm solo se podría alcanzar a 1.38 m de avance y como ya se calculó, el avance requerido es 1.44 m, por lo tanto, se tiene dos opciones. Una es perforar taladros juntos según la ecuación para encontrar el taladro vacío equivalente y otra es usar la broca rimadora. Se opta por la primera, por perforar tres taladros de alivio, utilizando la siguiente formula:

Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (\varnothing_2)

$$\varnothing_2 = \varnothing_1 * \sqrt{N}$$

$$\varnothing_2 = 0.038 * \sqrt{2}$$

Donde:

$$\varnothing_2 = 0.054 \text{ m.}$$

$$\varnothing_2 = 0.038$$

$$N = 2 \text{ Unidades.}$$

Calculamos la longitud del taladro. Según el diámetro equivalente “ \varnothing_2 ”:

$$H = 0.15 + 34.1\varnothing_1 - 39.4\varnothing_1^2$$

$$H = 0.15 + 34.1(0.054) - 39.4(0.054)^2$$

Donde:

$$H = 1.88 \text{ m.}$$

$$\varnothing_2 = 0.054 \text{ m.}$$

Con dos taladros de alivio es más que suficiente para alcanzar hasta 1.44 de avance por disparo.

Cálculo de burden y espaciamento

Primer cuadrante:

$$B_1 = 1.7 * \phi_2$$

$$B_1 = 1.7 * (0.054)$$

Donde:

$$B_1 = 0.09 \text{ m}$$

$$\phi_2 = 0.054 \text{ m.}$$

Primer cuadrante según en el campo: 0.10 m.

Primer espaciamento:

$$x_1 = \sqrt{2} * B_1$$

$$x_1 = \sqrt{2} * (0.10)$$

Donde:

$$x_1 = 0.14 \text{ m}$$

$$B_1 = 0.09 \text{ m}$$

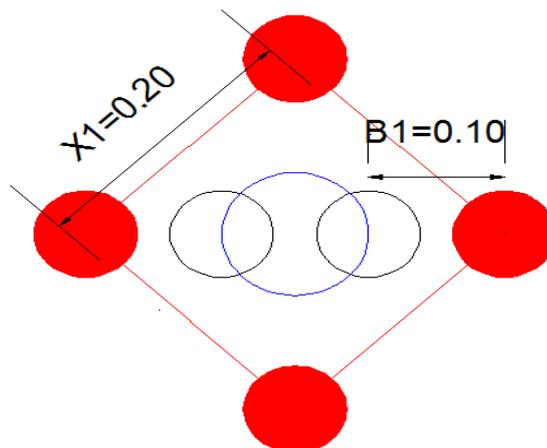


Figura N° 35: Diseño de taladros de arranque

Segundo cuadrante:

$$B_2 = \frac{\sqrt{2} * B_1 + 2X_1}{2}$$

$$B_2 = \frac{\sqrt{2} * 0.10 + 2(0.14)}{2}$$

Donde:

$$B_2 = 0.21 \text{ m}$$

$$X_1 = 0.14 \text{ m}$$

$$B_1 = 0.09 \text{ m}$$

Primer cuadrante según en el campo: 0.20 m.

Segundo espaciamento:

$$x_2 = \sqrt{2} * B_2 * 1.5$$

$$x_2 = \sqrt{2} * 0.20 * 1.5$$

Donde:

$$X_2 = 0.42$$

$$B_2 = 0.20 \text{ m}$$

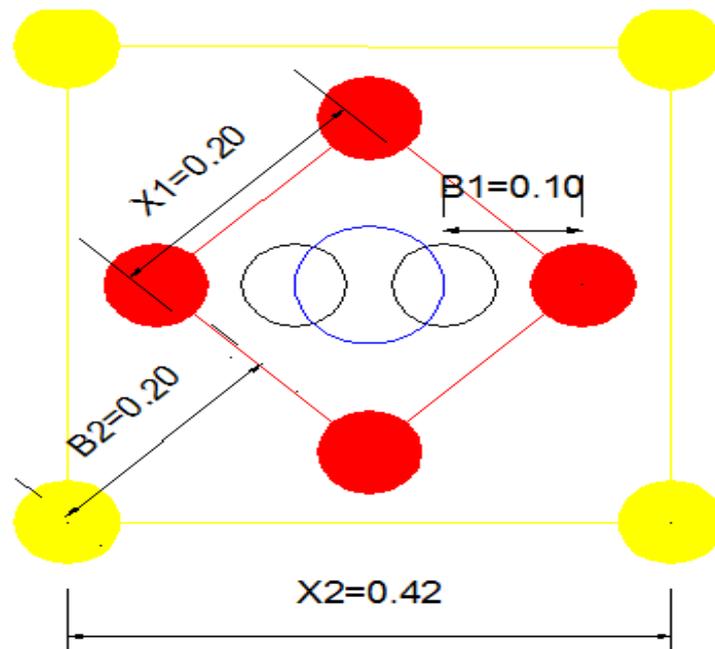


Figura N° 36: Diseño de taladros de primer cuadrante

Burden de los cuadradores:

$$B_C = 0.012 \left(\frac{2\rho_C}{\rho_r} + 0.5 \right) \phi_c - E$$

$$B_C = 0.012 \left(\frac{2(1.15)}{2.66} + 0.5 \right) 22.225 - 0.02$$

Donde:

$$B_C = 0.34 \text{ m}$$

$$\rho_C = 0.14$$

$$\rho_r = 0.09$$

$$E = 0.02$$

Espaciamiento de los cuadrantes:

$$E_C = 2.3 * B_C$$

$$E_C = 2.3 * 0.34$$

Donde:

$$E_C = 0.78 \text{ m}$$

$$B_C = 0.34 \text{ m}$$

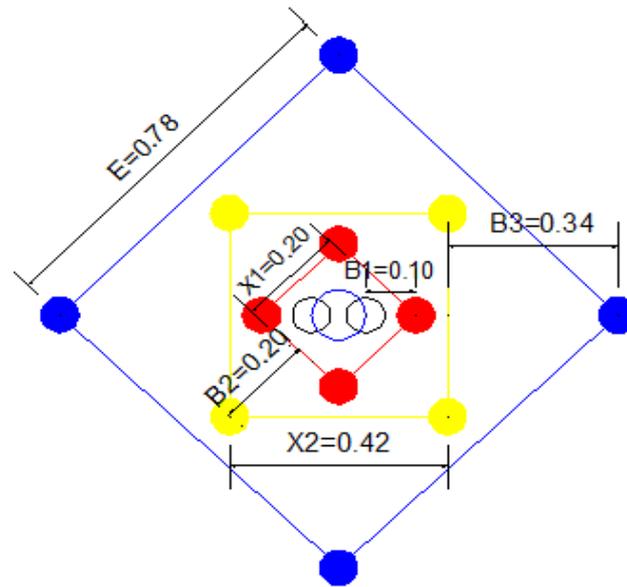


Figura N° 37: Diseño de taladros de cuadradores

Burden en la corona:

$$B_t = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.25 \right) \phi_c - E$$

$$B_t = 0.012 \left(\frac{2(1.15)}{2.66} + 1.25 \right) 22.225 - 0.02$$

Donde:

$$B_t = 0.54$$

$$\rho_c = 0.15$$

$$\rho_r = 0.09$$

$$E = 0.02$$

Espaciamiento en la corona:

$$E_t = 1 * B_t$$

$$E_t = 1 * 0.54$$

Donde:

$$E_t = 0.54$$

$$B_t = 0.54 \text{ m}$$

Burden en los Hastiales:

$$B_p = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.13 \right) \phi_c - E$$

$$B_p = 0.012 \left(\frac{2(1.15)}{2.66} + 1.13 \right) 22.225 - 0.02$$

Donde:

$$B_p = 0.51 \text{ m}$$



$$\rho_C = 0.15$$

$$\rho_r = 0.09$$

$$E = 0.02 \text{ m}$$

Primer cuadrante según en el campo: 0.50 m.

Espaciamiento en los Hastiales:

$$E_p = 1 * B_p$$

$$E_p = 1 * 0.50$$

Donde:

$$E_p = 0.50 \text{ m}$$

$$B_t = 0.50 \text{ m}$$

Burden en el Arrastre:

$$B_a = 0.012 \left(\frac{2\rho_C}{\rho_r} + 0.85 \right) \phi_c - E$$

$$B_a = 0.012 \left(\frac{2(1.15)}{2.66} + 0.85 \right) 22.225 - 0.02$$

Donde:

$$B_a = 0.44 \text{ m}$$

$$\rho_C = 0.15$$

$$\rho_r = 0.09$$

$$E = 0.02 \text{ m}$$

Burden equivalente: 0.45m.

Espaciamiento en el Arrastre:

$$E_a = 1 * B_a$$

$$E_a = 1 * 0.45$$

Donde:

$$E_a = 0.45 \text{ m}$$

$$B_a = 0.45 \text{ m}$$

4.9.1 Resumen de los cálculos para la malla de perforación:

En la tabla N°19 se observa el resumen de las ecuaciones que se usaron para el cálculo de espaciamento y burden de la malla de perforación, estas ecuaciones pueden modificarse de acuerdo a las necesidades del lector y su aplicación en el campo; en la tabla N°18 se muestra un resumen de los resultados de cálculo para la malla de perforación en metros, que nos indica cuánto es el espaciamento y burden de cada uno de los sectores del frente de perforación.

Tabla N° 18: Resumen de ecuaciones para el cálculo de la malla optimizada

| Distribución de taladros | Burden | Espaciamiento |
|--------------------------|---|------------------------------|
| Primer cuadrante | $B_1 = 1.7 * \phi_2$ | $x_1 = \sqrt{2} * B_1$ |
| Segundo cuadrante | $B_2 = \frac{\sqrt{2} * B_1 + 2X_1}{2}$ | $x_2 = \sqrt{2} * B_2 * 1.5$ |
| Cuadradores | $B_C = 0.012 \left(\frac{2\rho_C}{\rho_r} + 0.5 \right) \phi_c - E$ | $E_C = 2.3 * B_C$ |
| Corona | $B_t = 0.012 \left(\frac{2\rho_C}{\rho_r} + 1.25 \right) \phi_c - E$ | $E_t = 1 * B_t$ |
| Hastiales | $B_p = 0.012 \left(\frac{2\rho_C}{\rho_r} + 1.13 \right) \phi_c - E$ | $E_p = 1 * B_p$ |
| Arrastre | $B_a = 0.012 \left(\frac{2\rho_C}{\rho_r} + 0.85 \right) \phi_c - E$ | $E_a = 1 * B_a$ |

Tabla N° 19: Resumen de los resultados del cálculo de la malla optimizada

| Distribución de taladros | Burden (metros) | Espaciamiento (metros) |
|--------------------------|-------------------|--------------------------|
| Primer cuadrante | 0.10 metros | 0.14 metros |
| Segundo cuadrante | 0.20 metros | 0.42 metros |
| Cuadradores | 0.34 metros | 0.78 metros |
| Corona | 0.54 metros | 0.54 metros |
| Hastiales | 0.50 metros | 0.50 metros |
| Arrastre | 0.45 metros | 0.45 metros |



Cálculo del perímetro y número de taladros.

$$N^{\circ}\text{Tal} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c * s)$$

$$P=4*\sqrt{(A*H)}$$

$$P=4*\sqrt{(1.50*1.80)}$$

$$P=6.5 \text{ m}$$

$$N^{\circ}\text{Tal} = \left(\frac{6.5}{0.50}\right) + (2.00 * 2.7)$$

$$N^{\circ}\text{Tal} = 18.4 \cong 19\text{tal}$$

$$N^{\circ}\text{Tal} = 19\text{tal} + 2\text{tal. alivio} = 21$$

En el frente trabajaremos con 24 taladros para cargar y 2 taladros de alivio porque no se obtuvo los resultados con 21 taladros a consecuencia de la litología que presentan la roca, esto es demasiado dura por su formación geológica.

Calculo de longitud de taco

$$L_{\text{taco}} = 10 * \phi_1$$

$$L_{\text{taco}} = 10 * 0.038$$

Donde:

$$L_{\text{taco}} = 0.38\text{m}$$

Calculo de longitud de carga

$$L_c = L - L_{\text{taco}}$$

$$L_c = 1.44 - 0.38$$

Donde:

$$L_c = 1.06 \text{ m}$$

Calculo de Numero de cartuchos /taladro

$$N^{\circ}\text{de cartuchos} = \left(\frac{L_c}{\text{longitud del cartucho}}\right)$$

$$N^{\circ}\text{de cartuchos} = \left(\frac{1.06}{0.20}\right)$$



Donde:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = 5$$

Calculo promedio de Kilogramos de explosivo /Disparo

$$\text{Kg de explosivo} = N^{\circ} \text{ de cartuchos} * N^{\circ} \text{ de tal.} * \text{ peso explosivo}$$

$$\text{Kg de explosivo} = 5 * 24 * 0.081$$

Donde:

$$\text{Kg de explosivo} = 9.72 \text{ kg/disparo}$$

Calculo de Numero de cartuchos /Disparo

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos/disp.} = \left(\frac{\text{kg explosivo}}{\text{peso del explosivo}} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos/disp.} = \left(\frac{9.72}{0.081} \right)$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos/disp.} = 120 \text{ cartuchos}$$

Calculo promedio de Kilogramos de explosivo /taladro

$$\text{kg de explosivo} = \left(\frac{\text{kg explosivo/disp.}}{N^{\circ} \text{ de tal. cargados}} \right)$$

$$\text{kg de explosivo} = \left(\frac{9.72}{23} \right)$$

Donde:

$$\text{Kg de explosivo} = 0.42 \text{ kg/tal.}$$

Calculo promedio de Kilogramos de explosivo y N° de cartuchos en el Arranque

$$\text{kg de explosivo} = 1.3 * \text{kg explosivo/tal}$$

$$\text{kg de explosivo} = 1.3 * 0.42$$

Donde:

$$\text{Kg de explosivo} = 0.54 \text{ kg/tal.}$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos Arranque} = \left(\frac{\text{kg explosivo arranque}}{\text{peso del explosivo}} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos Arranque.} = \left(\frac{0.54}{0.086} \right)$$

Donde:



N° de cartuchos Arranq. = 6 cartuchos

Calculo promedio de Kilogramos de explosivo y N° de cartuchos ayuda Arranque

kg de explosivo = 1.1 * kg explosivo/tal

kg de explosivo = 1.1 * 0.42

Donde:

Kg de explosivo = 0.46kg/tal.

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos Ayuda} = \left(\frac{\text{kg explosivo ayuda}}{\text{peso del explosivo}} \right)$$

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos Ayuda} = \left(\frac{0.46}{0.081} \right)$$

Donde:

N° de cartuchos Ayuda = 5 cartuchos

Calculo promedio de Kilogramos de explosivo y N° de cartuchos para cuadradores

kg de explosivo = 0.9 * kg explosivo/tal

kg de explosivo = 0.9 * 0.42

Donde:

Kg de explosivo = 0.37kg/tal.

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos cuadra.} = \left(\frac{\text{kg explosivo cuadra.}}{\text{peso del explosivo}} \right)$$

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos cuadra.} = \left(\frac{0.37}{0.081} \right)$$

Donde:

N° de cartuchos cuadra. = 4.56 = 5 cartuchos

Cálculo de kilogramos de explosivos y número de explosivos para los hastiales

kg de explosivo = kg explosivo Arranque – kg explosivo/tal

kg de explosivo = 0.52 – 0.42

kg de explosivo = 0.10

kg de explosivo = 0.40 – 0.10

kg de explosivo hastiales = 0.30



$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos hastiales.} = \left(\frac{\text{kg explosivo hastiales.}}{\text{peso del explosivo}} \right)$$

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos hastiales} = \left(\frac{0.30}{0.081} \right)$$

Donde:

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos hastiales.} = 3.7 = 4 \text{ cartuchos}$$

Cálculo de kilogramos de explosivos y número de explosivos para la corona.

Los kilogramos de explosivos por taladro en la corona se emplearán la misma cantidad que de los kilogramos de explosivos de los hastiales, ya que en la corona y los hastiales tienen la ventaja de actuar por desplome, es por tal razón que se utilizara 0,28 kg /taladros.

$$\text{kg de explosivo hastiales} = 0.30\text{Kg}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos corona.} = \left(\frac{\text{kg explosivo corona.}}{\text{peso del explosivo}} \right)$$

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos corona} = \left(\frac{0.30}{0.081} \right)$$

Donde:

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos corona.} = 3.7 = 4 \text{ cartuchos}$$

Cálculo de kilogramos de explosivos y número de explosivos para el arrastre o piso.

Se emplearán 1.84 kg de explosivos en los arrastres o piso debido a que es lo que sobra del promedio total de 9.72 kg de explosivo promedio por disparo, y la cantidad de kg restante es más que suficiente para voltear todo el material del piso y con buenos resultados.

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos total arrastre.} = \left(\frac{\text{kg explosivo arrastre}}{\text{peso del explosivo}} \right)$$

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos total arrastre} = \left(\frac{1.84}{0.081} \right)$$

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos total arrastre} = 22$$



$$\text{N}^\circ \text{de cartuchos arrastre} = \left(\frac{22}{4}\right)$$

$$\text{N}^\circ \text{de cartuchos arrastre} = 5$$

4.10 Voladura optimizada en el frente de la Galería 819E

Para la obtención de una voladura eficiente del frente del crucero se ha tenido en cuenta las características del macizo rocoso, así mismo la selección y distribución adecuada de la carga explosiva, habiéndose seleccionado el explosivo SEMEXA 65% y SEMEXA 80% este último para los taladros de arranque debido a su mayor fuerza rompedora, también se ha considerado el confinamiento en carguío de taladros mediante el buen atacado.

4.10.1 Primera prueba de perforación y voladura.

La primera prueba se realizó el día 18 de enero, el diseño de la malla de perforación y voladura empleado consiste de 24 taladros a cargar y 2 taladros de alivio en total son 26 taladros con burdenes y espaciamiento diseñado se pueden ver en la tabla N°20, con una carga total de explosivo de 9.516 kg/disparo y un promedio de 4 cartuchos / taladro, ver tabla N°20.

Tabla N° 20: Resumen del consumo de explosivo en la primera prueba

| Distribución de taladros | N° Taladros | SEMEXA 80% | | | | SEMEXA 65% | | | | |
|---------------------------|-------------|----------------------------------|----------------------------|------------------------------|-----------------------------|----------------------------------|----------------------------|------------------------------|-----------------------------|----------------------------------|
| | | Cartuchos de semexa 80% /Taladro | N° de cartuchos Semexa 80% | Peso del cartucho Semexa 80% | Cantidad de Semexa 80% (kg) | Cartuchos de semexa 65% /Taladro | N° de cartuchos Semexa 65% | Peso del cartucho Semexa 65% | Cantidad de Semexa 65% (kg) | cantidad de explosivo total (kg) |
| Vacío | 2 | | | | | | | | | |
| Arranque | 4 | 6 | 24 | 0.086 | 2.064 | | | | | 2.06 |
| 1er Cuadrante cuadradores | 4 | | | | | 5 | 20 | 0.081 | 1.62 | 1.62 |
| Arrastres | 4 | | | | | 5 | 20 | 0.081 | 1.62 | 1.62 |
| hastiales | 4 | | | | | 4 | 16 | 0.081 | 1.296 | 1.29 |
| Corona | 4 | | | | | 4 | 16 | 0.081 | 1.296 | 1.29 |
| Total | 26 | | 24 | | 2.064 | | 92 | | 7.452 | 9.516 |

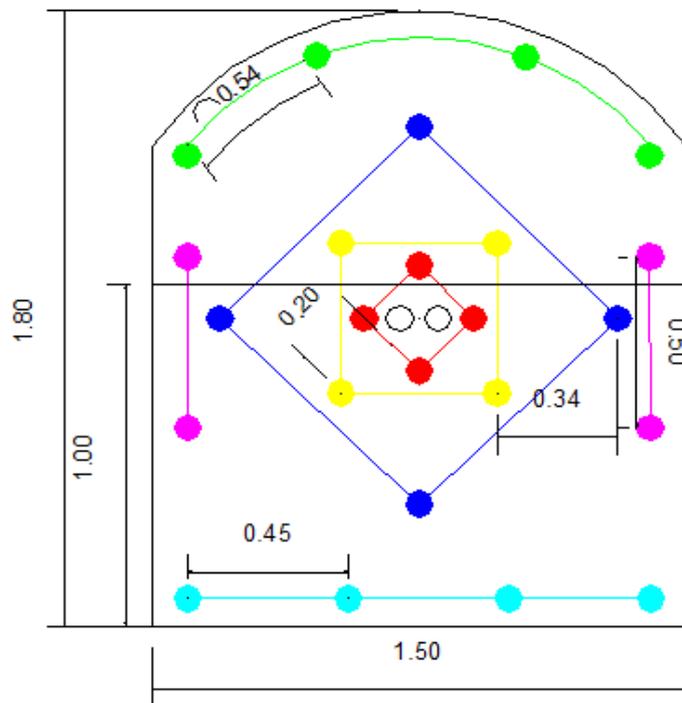


Figura N° 38: Malla optimizada propuesta para la GL819E

4.10.2 Resultados en la primera prueba.

Los resultados de la primera prueba fueron eficiente el metro lineal de avance fue de 1,36 m esta medida es aceptable para nuestra investigación, en cuanto a la calidad de fragmentación se pudo observar que la granulometría no es apto debido a que son demasiados pequeños los diámetros del material volado ya que se trata de material estéril que no nos resulta económicamente factible.

4.10.3 Segunda prueba de perforación y voladura

La segunda prueba en campo se ha realizado el 24 y 25 de enero y las modificaciones realizadas en la malla fueron se quitó un taladro de los arrastres, quedando 23 taladros a cargar y 2 taladros de alivio en total son 25 taladros, con una carga total de explosivo de 9.11 kg/disparo ver tabla N°22:

Tabla N° 21: Resumen del consumo de explosivo en la segunda prueba

| Distribución de taladros | N° Taladros | SEMEXA 80% | | | | SEMEXA 65% | | | | |
|--------------------------|-------------|----------------------------------|----------------------------|------------------------------|-----------------------------|----------------------------------|----------------------------|------------------------------|-----------------------------|----------------------------------|
| | | Cartuchos de semexa 80% /Taladro | N° de cartuchos Semexa 80% | Peso del cartucho Semexa 80% | Cantidad de Semexa8 0% (kg) | Cartuchos de semexa 65% /Taladro | N° de cartuchos Semexa 65% | Peso del cartucho Semexa 65% | Cantidad de Semexa6 5% (kg) | cantidad de explosivo total (kg) |
| Vacío | 2 | | | | | | | | | |
| Arranque | 4 | 6 | 24 | 0.086 | 2.064 | | | 0.081 | 0 | 2.064 |
| 1er Cuadrante | 4 | | | | | 5 | 20 | 0.081 | 1.62 | 1.62 |
| cuadradores | 4 | | | | | 5 | 20 | 0.081 | 1.62 | 1.62 |
| Arrastres | 3 | | | | | 5 | 15 | 0.081 | 1.215 | 1.215 |
| hastiales | 4 | | | | | 4 | 16 | 0.081 | 1.296 | 1.296 |
| Corona | 4 | | | | | 4 | 16 | 0.081 | 1.296 | 1.296 |
| Total | 25 | | 24 | | 2.064 | | 87 | | 7.047 | 9.111 |

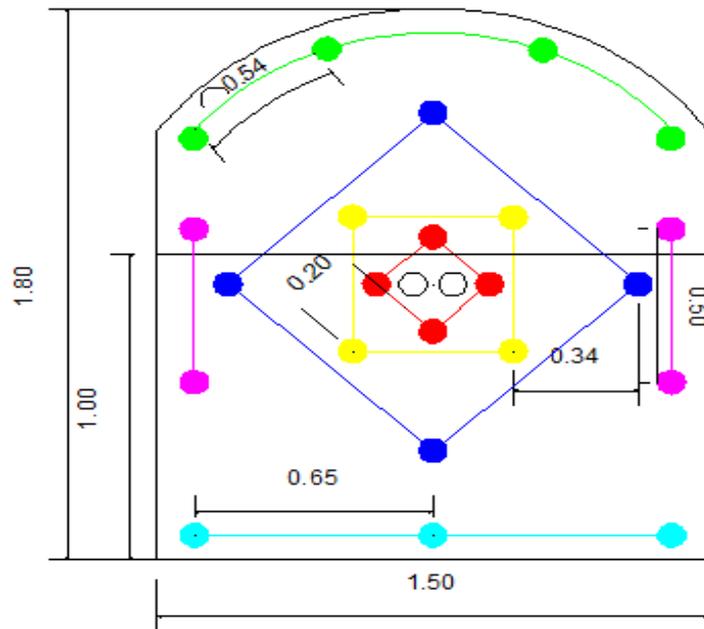


Figura N° 39: Malla optimizada propuesta para la GL819E

4.10.4 Resultados en la segunda prueba.

Con respecto a los resultados de la segunda prueba fueron óptimos en cuanto a la fragmentación y a su vez fue eficiente el metro lineal de avance 1,35 m y 1.37 m respectivamente, con respecto al área de las secciones no se presentaron ningún inconveniente los resultados fueron muy buenos entonces el diseño de la malla de perforación y la determinación de la carga explosiva es justificado por los logros obtenidos en la Galería 819E.

Cabe resaltar que para una voladura eficiente se tuvo que hacer un control permanente al proceso de perforación (control del paralelismo con los guidores), en el frente de la Galería 819E.

4.10.5 Cálculos de la voladura optimizada

Con la nueva malla de perforación propuesta se obtuvo los siguientes datos:

Número de taladros cargados: 23

Número de taladros de alivio: 2



Avance promedio: $L = 1.36 \text{ m}$

Explosivo en promedio: 110 cartuchos (Semexa 65% y Semexa 80%),

Explosivo/disparo: 9.11 kg de explosivo.

Volumen roto: $V = 3,67 \text{ m}^3$

4.10.5.1 Toneladas de material roto

$$\text{Ton} = V * \rho_r$$

$$\text{Ton} = 3.67 * 2.66$$

Donde:

$$\text{Ton} = 9.76 \text{ TM}$$

$$V = 3,67 \text{ m}^3$$

$$\rho_r = 2.66 \text{ Tm/m}^3$$

4.10.5.2 Factor de carga

$$\text{F. C.} = \frac{\text{kg de explosivo total}}{\text{volumen roto}}$$

$$\text{F. C.} = \frac{9.11}{3.67}$$

Donde:

$$\text{F.C.} = 2.48 \text{ kg/m}^3$$

$$V = 3,67 \text{ m}^3$$

Explosivo/disparo: 9.11 kg de explosivo.

4.10.5.3 Cálculo de factor de potencia

$$\text{F. P.} = \frac{\text{kg de explosivo total}}{\text{tonelaje roto}}$$

$$\text{F. P.} = \frac{9.11}{9.76}$$

Donde:

$$\text{F.P.} = 0.93 \text{ kg/tm}$$

$$\text{Ton} = 9.76 \text{ TM}$$

Explosivo/disparo: 9.11 kg de explosivo



4.10.5.4 Factor de carga lineal

$$F. C. L. = \frac{\text{kg de explosivo total}}{\text{Metrol lineal de avance}}$$

$$F. C. L. = \frac{9.11}{1.36}$$

Donde:

$$F.C.L.= 6.69 \text{ kg/m}$$

$$L= 1.36 \text{ m}$$

Explosivo/disparo: 9.11 kg de explosivo

4.10.5.5 Eficiencia de voladura

$$\text{Ef. de voladura} = \frac{\text{Avance efectivo}}{\text{Longitud perforado}} * 100$$

$$\text{Ef. de voladura} = \frac{1.36}{1.44} * 100$$

Donde:

$$\text{Efi. De voladura} = 94.4\%$$

Tabla N° 22: Resumen de parámetros de voladura malla optimizada

| RESULTADO DE PARAMETROS DE VOLADURA CON LA MALLA ANTERIOR | | |
|---|-------|-------------------|
| DESCRIPCION | VALOR | UNIDAD |
| AVANCE LINEAL | 1.36 | m |
| CANTIDAD DE EXPLOSIVOS | 9.1 | kg |
| VOLUMEN | 3.67 | m ³ |
| TONELADAS | 9.77 | TM |
| FACTOR DE CARGA | 2.48 | kg/m ³ |
| FACTOR DE POTENCIA | 0.93 | kg/TM |
| FACTOR DECARGA LINEAL | 6.70 | kg/m |
| EFICIENCIA DE VOLADURA | 94.4 | % |

4.11. Costo de perforación y voladura optimizado

En cuanto a la optimización de perforación se pudo calcular número de taladros promedio de las últimas pruebas es de 25 taladros por disparo, se redujo en 5 taladros ya que la malla anterior tenía 30 taladros. A continuación se muestra tablas de los costos unitarios que inciden en la perforación, para los cálculos matemáticos y estadísticos que

nos ayudara a contrastar la mejora en los resultados al aplicar una nueva malla de perforación.

Tabla N° 23: Costos de mano de obra

| Mano de obra | Cantidad de personal | Jornal (soles) | costo US\$/Metro lineal de avance |
|---------------------|----------------------|----------------|-----------------------------------|
| Capataz | 1 | 90 | 25.80 |
| Perforista | 1 | 80 | 22.93 |
| Ayudante perforista | 1 | 60 | 17.20 |
| Carreros-Lamperos | 1 | 55 | 15.77 |
| TOTAL | | | 81.70 |

Tabla N° 24: Costos optimizado de equipo

| Equipo | costo US\$ | Vida util pp | US\$/pie | US\$/metro | metros perforados | costo US\$/Metro lineal de avance |
|--------------------------------|------------|--------------|----------|------------|-------------------|-----------------------------------|
| Perforadora jackleg | 4500 | 100000 | 0.045 | 0.148 | 36 | 3.92 |
| Mantenimiento / Reparacion 70% | 3150 | 100000 | 0.0315 | 0.104 | 36 | 2.74 |
| TOTAL | | | | | | 6.66 |

Tabla N° 25: Costos optimizado de materiales de perforación

| Accesorios | Cantidad | costo US\$/und | Vida util pp | US\$/pie Perf. | US\$/metro perf. | metros perforados | costo US\$/Metro lineal de avance |
|----------------------|----------|----------------|--------------|----------------|------------------|-------------------|-----------------------------------|
| Barreno (und) | 1 | 95 | 1000 | 0.095 | 0.313 | 36 | 8,27 |
| Broca de 38 mm (und) | 1 | 30 | 600 | 0.05 | 0.164 | 36 | 4,35 |
| Manguera de 1/2" (m) | 25 | 1.5 | 120 | 0.0125 | 0.041 | | 0,76 |
| Manguera de 1" (m) | 25 | 3 | 120 | 0.025 | 0.082 | | 1,51 |
| Lubricante (gal) | 0.25 | 8.75 | 1 | | | | 1,61 |
| TOTAL | | | | | | | 16.54 |

Tabla N° 26: Costos optimizado de aire comprimido de perforación

| ítem | Cantidad de taladros | costo US\$/hora | tiempo de perforación/tal (min) | tiempo de perforación/disparo (hora) | costo de aire US\$/ Metro lineal de avance |
|--------------|----------------------|-----------------|---------------------------------|--------------------------------------|--|
| Costo aire | 25 | 10 | 4 | 1.67 | 12.25 |
| TOTAL | | | | | 12.25 |

Tabla N° 27: Costos optimizado de materiales de voladura

| Insumo | Unidad | Precio US\$ | Cantidad por Disparo | US\$/ Metro lineal de avance |
|--------------------|----------|-------------|----------------------|------------------------------|
| SEMEXA 65% | Cartucho | 0.27 | 87 | 17.272 |
| SEMEXA 80% | Cartucho | 0.38 | 24 | 6.706 |
| Fulminante N°8 | unidad | 0.35 | 23 | 5.919 |
| Mecha lenta blanca | metros | 0.38 | 41.95 | 11.721 |
| TOTAL | | | | 41.62 |

Tabla N° 28: Costos optimizado total de perforación y voladura

| DESCRIPCION | US\$/ Metro lineal de avance |
|---------------------------|------------------------------|
| Mano de obra | 81.70 |
| Máquina perforadora | 6.66 |
| Materiales de perforación | 16.50 |
| Aire comprimido | 12.25 |
| Materiales de voladura | 41.62 |
| SUB TOTAL | 158.74 |
| Otros 5% | 7.94 |
| TOTAL | 166.67 |



4.12 Contrastación de la hipótesis

4.12.1 Hipótesis general

Con la determinación de un nuevo diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada se reducirá los costos, en la ejecución de la Galería 819E- Mina Yanaquihua - Arequipa

Diseño de Malla de perforación y voladura anterior

En la malla anterior no se ha considerado el número adecuado de taladros, las medidas de las longitudes de los burdenes y espaciamientos para cada salida, el perforista decide la distribución y la cantidad de taladros a perforarse sin considerar el tipo de terreno ni respetando la sección estandarizada. El perforista va indicando a los ayudantes donde debe emboquillar la broca y esto ocurre en plena perforación del frente y no se controlaron debidamente los guidores, como tal se ha utilizado 30 taladros perforados.

Malla de perforación y voladura optimizada

Con el nuevo diseño de malla empleado en la galería 819E se estandarizó parámetros en diseño de perforación como son burdenes, espaciamientos con un trazo adecuado, a su vez se puso mayor énfasis en el control de los guidores para el paralelismo, disminución en número de taladros y una supervisión constante en el trazado o marcación de la malla en el frente de trabajo, como tal se redujo a 25 taladros habiendo una diferencia de 5 taladros menos con respecto a la malla anterior.

Tabla N° 29: Comparativo de distribución de taladros anterior y optimizado

| Distribución de taladros | N° Taladros optimizado | N° Taladros anterior promedio |
|--------------------------|------------------------|-------------------------------|
| Vacío | 2 | 3 |
| Arranque | 4 | 3 |
| 1er Cuadrante | 4 | 5 |
| Cuadradores | 4 | 4 |
| Arrastres | 3 | 5 |
| Hastiales | 4 | 6 |
| Corona | 4 | 4 |
| Total | 25 | 30 |

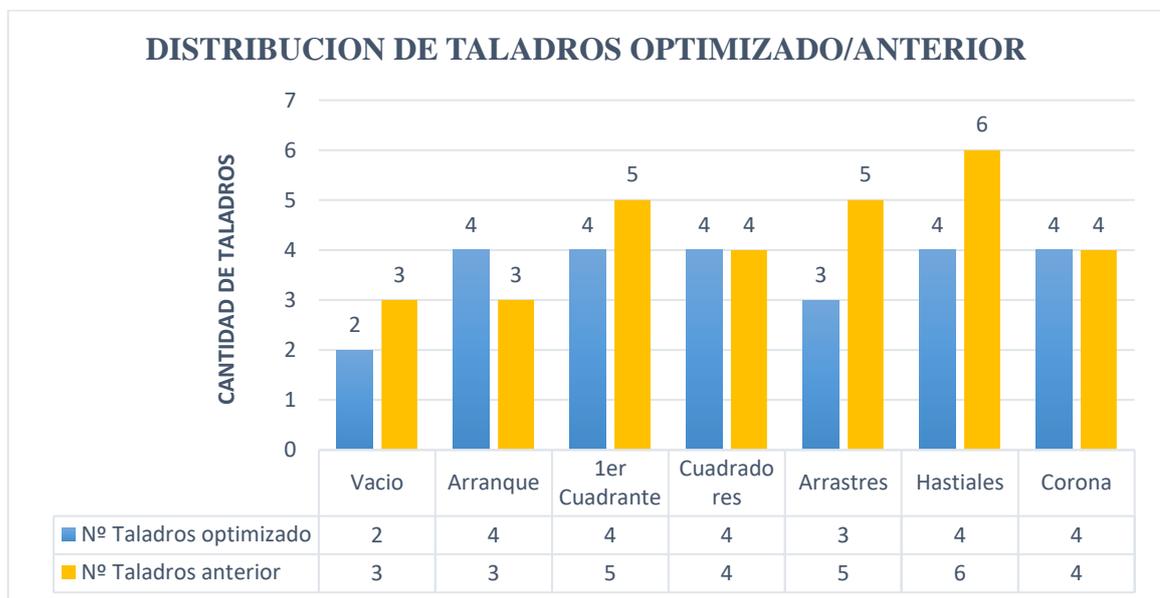


Figura N° 40: Comparativo de distribución de taladros anterior y optimizado

4.12.2 Contratación de hipótesis específicas.

Con el diseño de una malla adecuada de perforación se reducirá los costos de perforación en la Galería 819E- Mina Yanaquihua - Arequipa.

Malla de perforación anterior

Para el diseño de la malla de perforación anterior en la Galería 819E, se ha estado perforando sin una malla estandarizada es decir que las perforaciones se hicieron

empíricamente , en esta malla de perforación se ha utilizado 30 taladros perforados en promedio de 5 pies, de los cuales 03 taladros son de alivio.

En cuanto a los costos de perforación en la malla anterior los costos en perforación de aire, perforadora, barreno, broca, aceite sumaban altos costos de perforación hasta US\$ 51.73 por metro lineal de avance esto debido que se empleaba una malla muy diferente al de ahora el perforista y sus ayudantes obviaban estos costos porque no tenían mucho conocimiento sobre los costos de desgastes de la perforadora, barreno, broca por tanto la economía de la contrata era afectado.

Malla de perforación optimizado

Para diseñar la nueva malla de perforación en el frente de la Galería 819E, se han hecho los cálculos usando las fórmulas de Holmberg, se utilizó las formulas propuestas por Mohammad (2010) en la mina Razi de Norte de Irán, se ha calculado 25 taladros perforados de 5 pies, de los cuales 2 taladros son de alivio.

Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se logró reducir la suma de los altos costos de perforación hasta un US\$ 35.42 por metro lineal de avance.

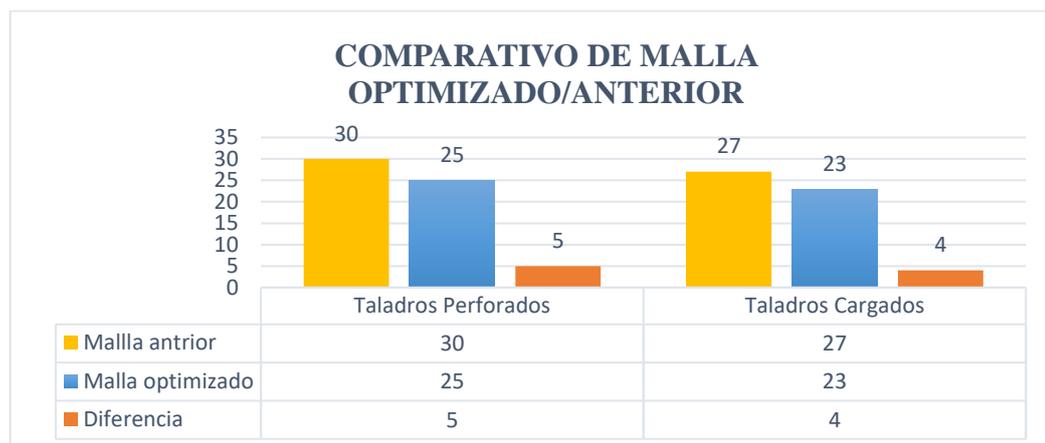


Figura N° 41: Comparativo de taladros perforados y cargados anterior y optimizado

Tabla N° 30: Comparativo de costos unitarios de perforación anterior y optimizado

| Equipos y accesorios de perforación | costo de perforación anterior US\$/Disparo | costo de perforación optimizado US\$/Disparo | Diferencia |
|-------------------------------------|---|---|--------------|
| Perforadora jackleg | 5.76 | 3.92 | 1.84 |
| Mantenimiento / Reparación 70% | 4.03 | 2.74 | 1.29 |
| Barreno (und) | 12.15 | 8.27 | 3.88 |
| Broca de 38 mm (und) | 6.40 | 4.35 | 2.04 |
| Manguera de 1/2" (m) | 0.95 | 0.76 | 0.20 |
| Manguera de 1" (m) | 1.90 | 1.51 | 0.39 |
| Lubricante (gal) | 2.03 | 1.61 | 0.42 |
| Costo aire | 18.52 | 12.25 | 6.26 |
| total | 51.73 | 35.42 | 16.32 |

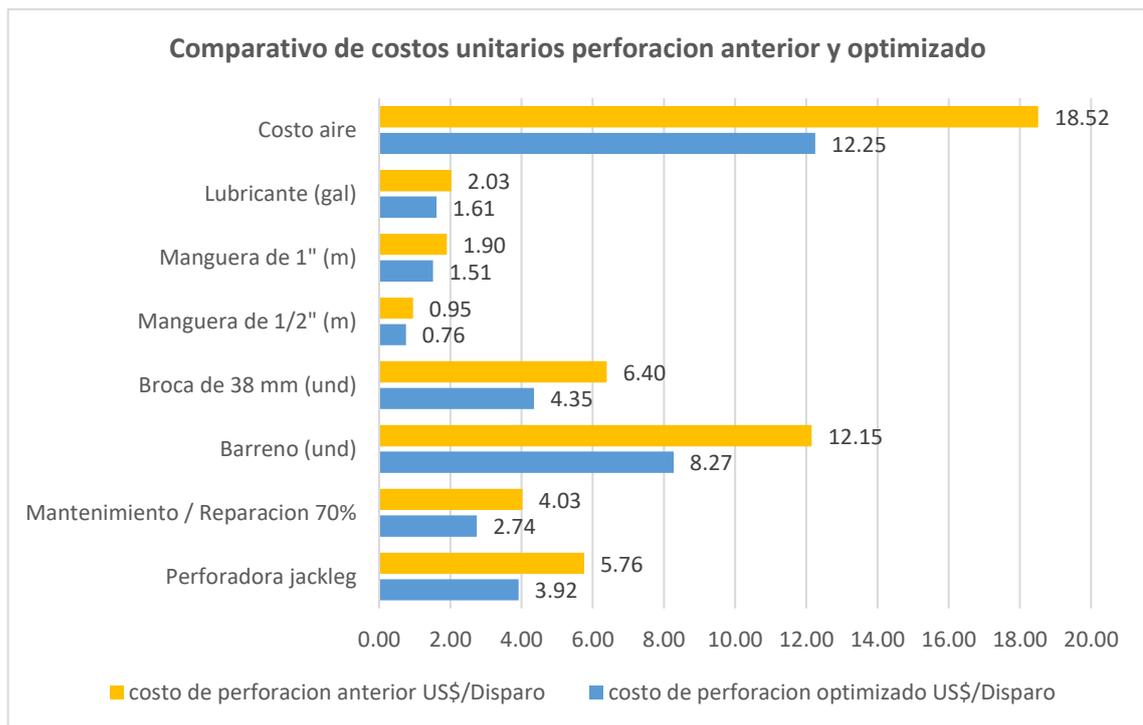


Figura N° 42: Comparativo de costos unitarios de perforación anterior y optimizada



Determinando la carga explosiva adecuada se reducirá los costos de voladura en la Galería 819E- Mina Yanaquihua – Arequipa.

Carga explosiva anterior

Con la determinación de la carga explosiva anterior se distribuían 130 explosivos Semexa 80% 110 unidades y Exadit 65% 20 unidades en promedio equivalentes a 11.2 kg de explosivos que se utilizaban por disparo, pensando los perforistas y sus ayudantes que así se lograría romper todo el material estéril y obtener un trabajo bueno lo cual es un error al aplicar ese tipo de pensamientos, el número de taladros totales empleados fueron de 30.

Los costos de explosivos con la malla anterior sumaban US\$ 43.45 por metro lineal de avance a este costo se sumaron los costos de fulminantes N° 8 en promedio US\$ 8.75 por metro lineal y mecha lenta blanca US\$ 17.16 haciendo una sumatoria general el costo de voladura con la anterior malla eran de US\$ 69.36 por metro lineal de avance.

Carga explosiva optimizada

Según características del macizo rocoso se ha seleccionado el explosivo Semexa 65% 87 unidades y Semexa 80% 24 unidades con un total de 111 explosivos ,teniendo una nueva distribución de explosivos que se redujo a 9.11 kg.

Los costos se han reducido con la nueva distribución de explosivos y sus accesorios de voladura a US\$ 41.62 por metro lineal de avance.

Tabla N° 31: Comparativo de distribución de carga explosiva anterior y optimizada

| Descripción | Carga explosiva anterior | Carga explosiva optimizada |
|--------------------|---------------------------------|-----------------------------------|
| EXADIT 65% UND | 20 | |
| SEMEXA 65% UND | | 24 |
| SEMEXA 80% UND | 110 | 87 |
| FULMINANTE N°8 | 27 | 23 |
| kg EXPLO. | 11.2 | 9.11 |

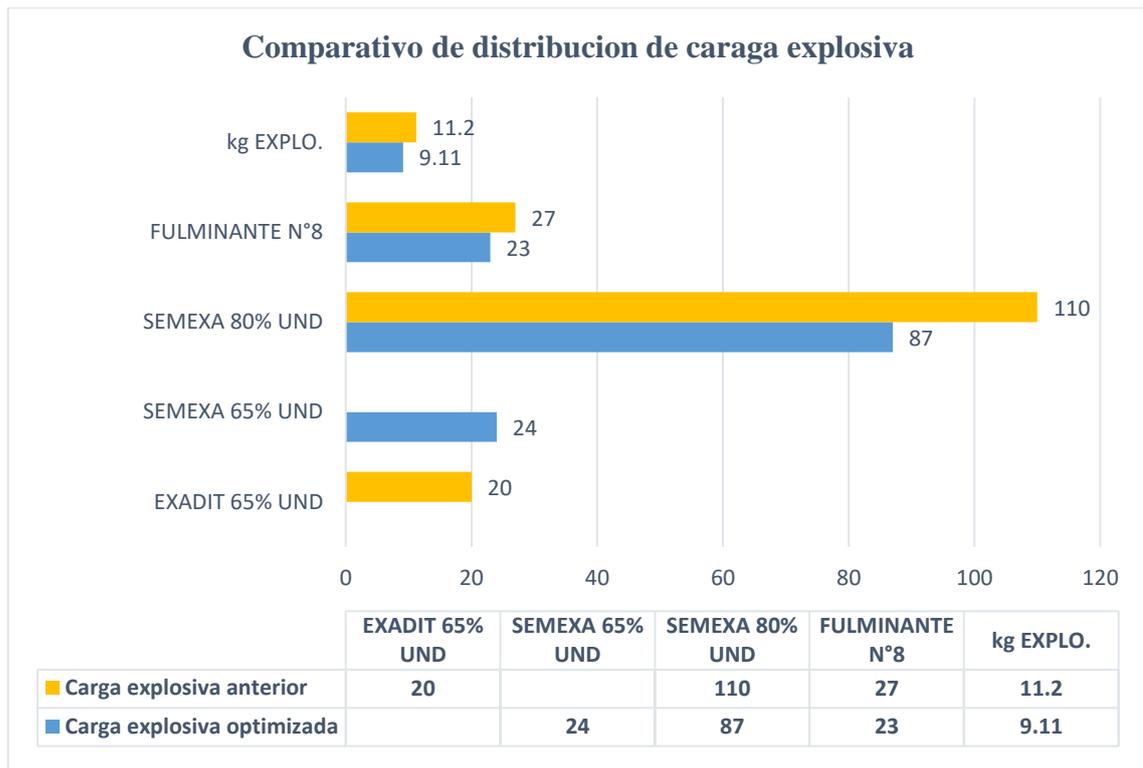


Figura N° 43: Comparativo de distribución de carga explosiva anterior y optimizada

Tabla N° 32: Comparativo de costos distribución de carga explosiva optimizada

| Insumo | Costo de voladura anterior US\$/ metro lineal de avance | Costo de voladura optimizado US\$/metro lineal de avance |
|--------------------|--|---|
| SEMEXA 65% | | 17.27 |
| EXADIT 65% | 4.75 | |
| SEMEXA 80% | 38.70 | 6.71 |
| Fulminante N°8 | 8.75 | 5.92 |
| Mecha lenta blanca | 17.16 | 11.72 |
| TOTAL | 69.36 | 41.62 |

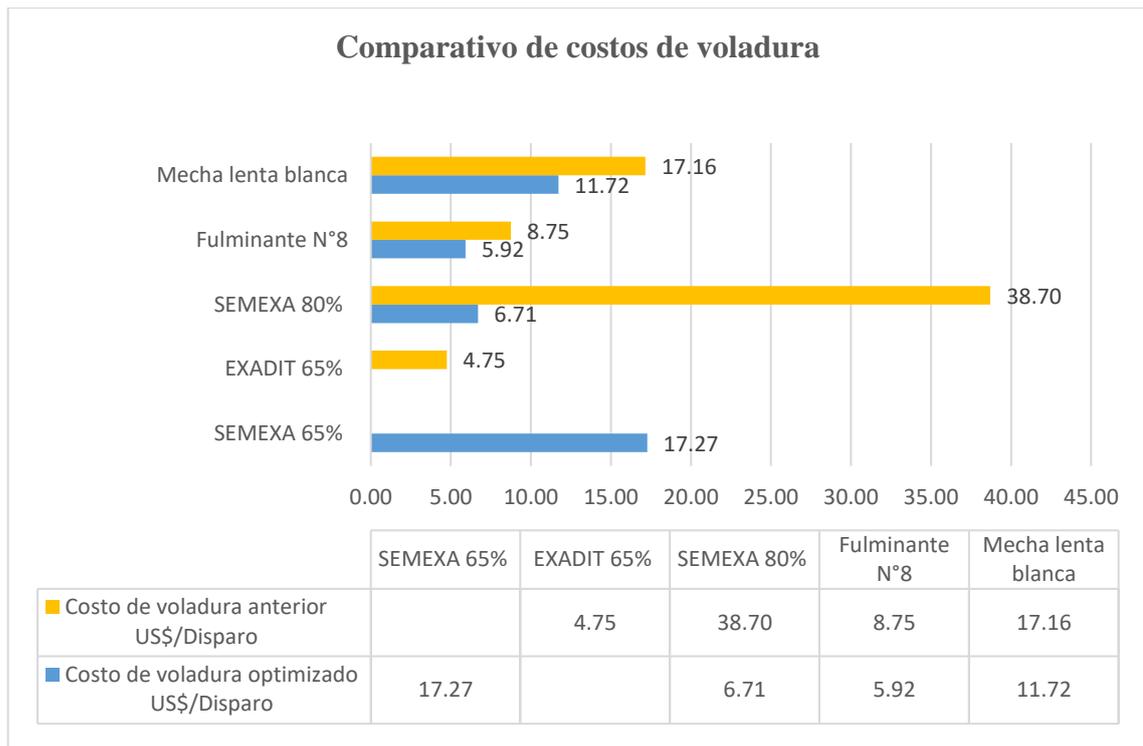


Figura N° 44: Comparativo de costos distribución de carga explosiva

Tabla N° 33: Comparativo de parámetros de voladura anterior y optimizada

| DESCRIPCION | Parámetros voladura anterior | | Parámetros voladura optimizado | |
|------------------------|------------------------------|-------------------|--------------------------------|-------------------|
| | | | | |
| Avance lineal | 1.08 | m | 1.36 | m |
| kg de explosivos | 11.0 | kg | 9.1 | kg |
| Volumen | 2.91 | m ³ | 3.67 | m ³ |
| Toneladas | 7.74 | TM | 9.77 | TM |
| Factor de carga | 3.78 | kg/m ³ | 2.48 | kg/m ³ |
| Factor de potencia | 1.42 | kg/TM | 0.93 | kg/TM |
| Factor de carga lineal | 10.20 | kg/m | 6.70 | kg/m |
| Eficiencia de voladura | 77.0 | % | 94.4 | % |

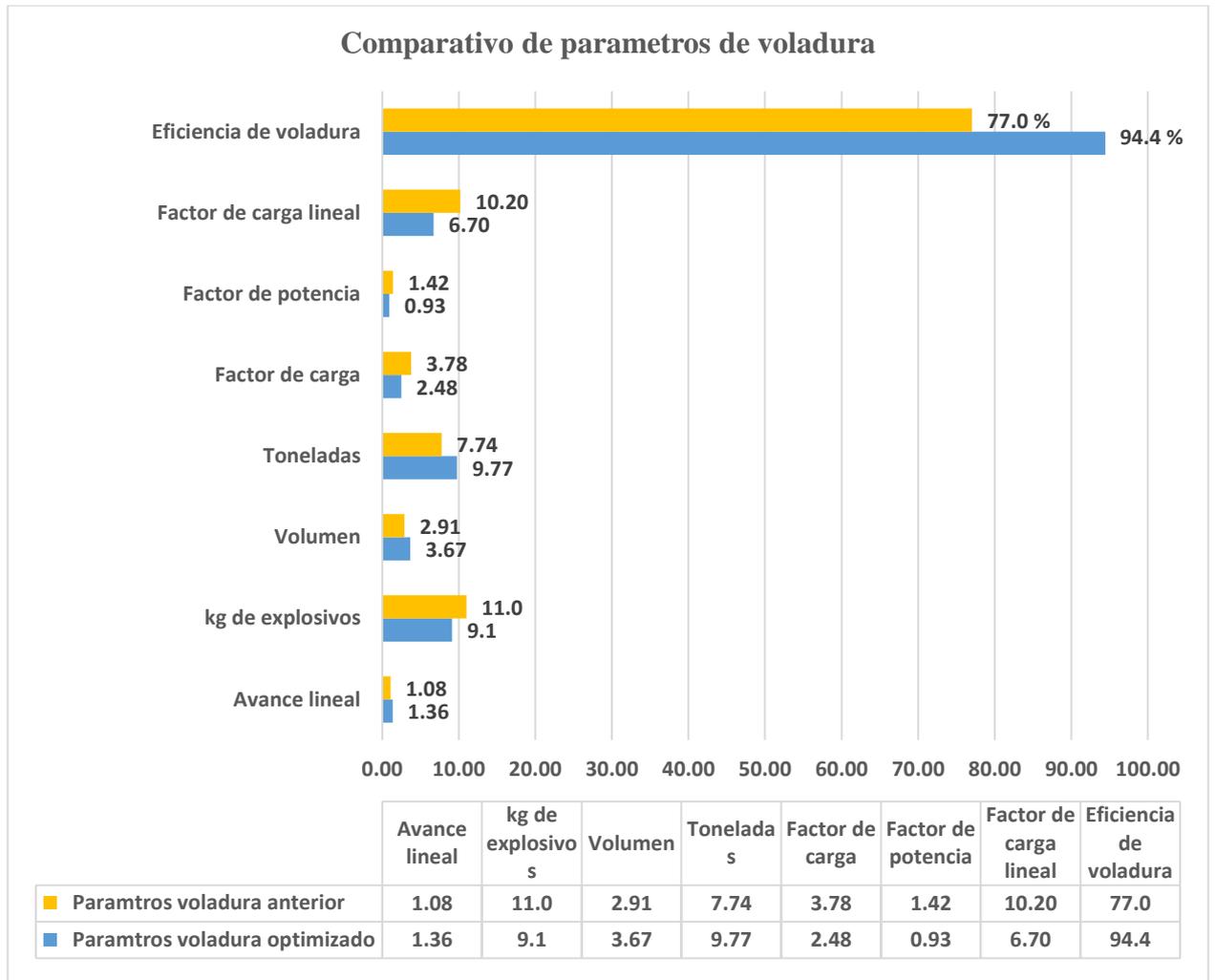


Figura N° 45: Comparativo de parámetros de voladura anterior y optimizada

Tabla N° 34: Comparativo de parámetros de voladura anterior y optimizada

| DESCRIPCION | US\$/metro lineal de avance anterior | US\$/Disparo optimizado |
|---------------------------|--------------------------------------|-------------------------|
| Mano de obra | 81.70 | 81.70 |
| Máquina perforadora | 9.79 | 6.66 |
| Materiales de perforación | 23.43 | 16.50 |
| Aire comprimido | 18.52 | 12.25 |
| Materiales de voladura | 69.36 | 41.62 |
| SUB TOTAL | 202.79 | 158.74 |
| Otros 5% | 10.14 | 7.94 |
| TOTAL | 212.93 | 166.67 |

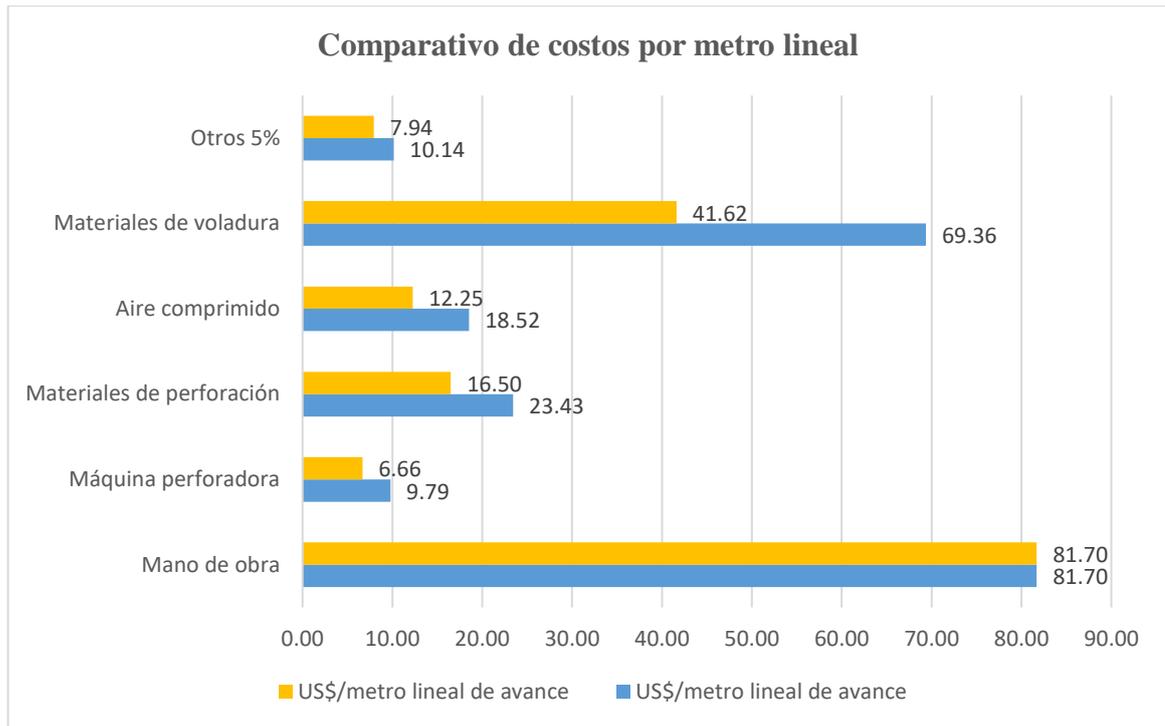


Figura N° 46: Comparativo de costos de P y V anterior y optimizada

Tabla N° 35: Comparativo de costos por tonelada rota (US\$/TM)

| Descripción | US\$/m | TM | US\$/TM |
|-------------------------|--------|------|--------------|
| Malla anterior | 217.69 | 7.74 | 28.11 |
| Malla optimizado | 149.01 | 9.77 | 15.26 |
| Diferencia | | | 12.85 |

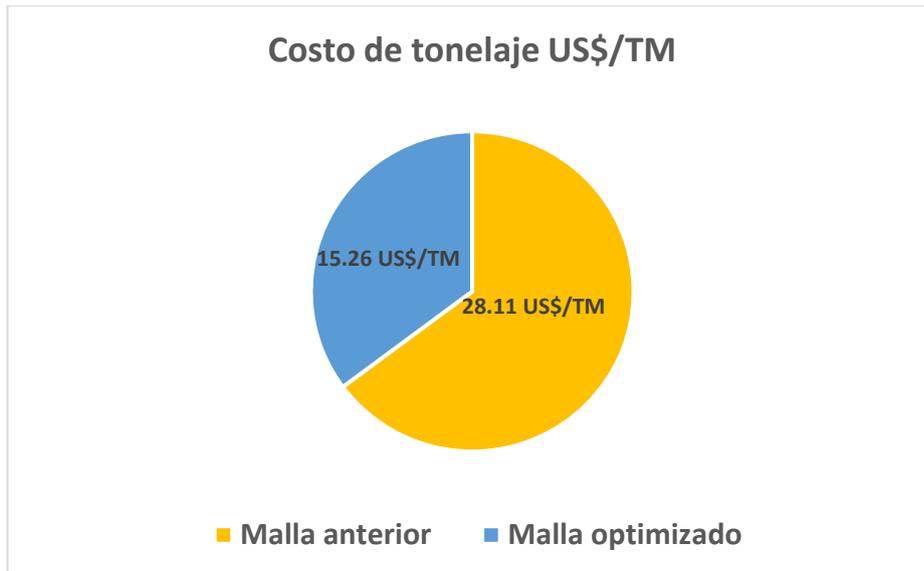


Figura N° 47: Comparativo de costos por tonelada rota (US\$/TM)

Haciendo una evaluación de costos por toneladas antes y después de la investigación, la tabla , y la Figura: Comparación de costo (US\$/TM) , muestran las diferencias de costos de 12.85 US\$/TM.

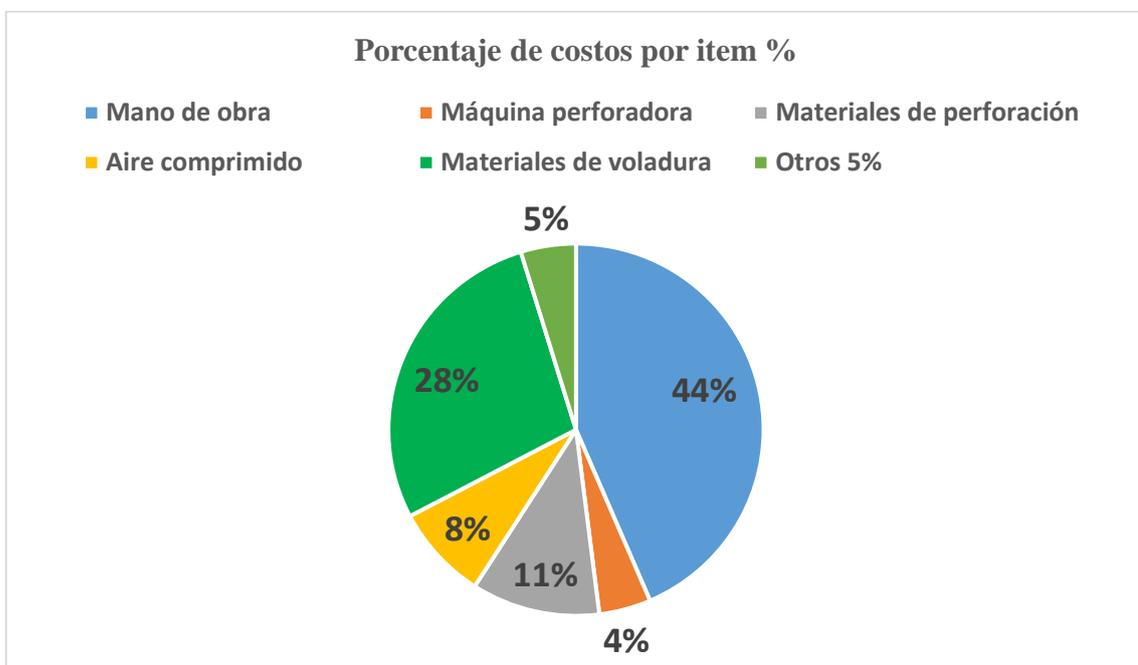


Figura N° 48: Comparativo de porcentaje de costos unitarios



De acuerdo a la Figura N°50, se observa el porcentaje del costo de perforación y voladura por ítem de nuestra investigación; en la cual se puede deducir que el porcentaje de costo de mano de obra es más elevado que representa a 44% esto debido al elevado sueldo por parte de los trabajadores, seguido de materiales de voladura que representa el 28 % todo esto hace indicar que es de suma relevancia e importancia; estos porcentajes reflejan cual importante es cada uno de los ítems en la eficiencia de la perforación y voladura

4.13 Discusión de los resultados de perforación y voladura

Después de analizar los resultados obtenidos de la nueva malla de perforación y con la respectiva distribución de carga explosiva con relación a la nueva malla empleado en la ejecución de la Galería 819E que da acceso a la veta Silvana y Despreciada , se puede deducir que el objetivo de la determinación del nuevo diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada para reducir los costos, son eficientemente aceptables porque se logró reducir los costos en el proceso de perforación y voladura, esto debido obviamente a la determinación del diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada en el frente dela Galeria819E.

En cuanto al costo unitario de perforación y voladura por metro de lineal de se ha reducido de US\$ 212.93 a US\$ 166.67 haciendo una diferencia de US\$ 46.26 por metro lineal esto lo hace rentable debido a que el precio unitario que retribuye la compañía es de US\$ 182.19 obteniendo una utilidad de US\$ 15.52 por metro lineal de avance; esta ganancia refleja una gran mejora en las operaciones tomando en cuenta que anteriormente se tenía pérdidas US\$ 30.74 por metro lineal de avance, esto se hizo posible debido a la optimización en el diseño de malla de perforación y la adecuada distribución de carga explosiva en los taladros, por otro lado, se consiguió estos resultados gracias al apoyo del



recurso humano en este caso los trabajadores de la contrata mkl Rambo y de la supervisión para que se haga seguimiento del cumplimiento de la perforación de la malla estandarizada y el control de la voladura.

En la perforación y voladura en esta ocasión la reducción de sus costos obedece principalmente al aumento de avance lineal por disparo de 1.08 m en promedio a 1.36 m representando una mejora de 20.58 % y a la reducción del número de taladros por disparo de 30 a 25 reduciéndose en un 16.60 % con respecto al número de taladros anterior, dicha reducción de número de taladros incidió en la reducción del consumo de explosivo de 11.2 Kg a 9.11 Kg por disparo representando una reducción de 18.6 %.

Adicionalmente a la reducción de los costos unitarios de la perforación y voladura, se tendrán montos de ahorros debido a la eliminación de la voladura secundaria (tiros sopladados o cortados productos de una mala voladura), y un monto de ahorro por el incremento de la vida útil de los aceros de perforación (específicamente barrenos y brocas).

Para mantener esta línea de reducción de los costos operativos de se debe buscar constantemente la mejora de la optimización, modernización y capacitación de las operaciones de perforación y voladura, siempre bajo la supervisión que se enfocara en un seguimiento y control operativo.

Chipana, R. (2015), obtuvo una reducción de costos de US\$ 294,9 a US\$ 235,64, esto debido a una adecuada determinación del diseño de la malla de perforación y la carga explosiva ,representando una reducción de 20% y si hacemos una comparación en nuestro caso hubo una reducción de costos de US\$ 217.69 a US\$ 149.01 representado el 31%,esto debido que en nuestro caso hubo una mayor de reducción de taladros por ende habiendo reducido los de costos unitarios tanto en perforación como en la aplicación de la carga explosiva.



Según Reyes, P. (2019), los factores más críticos en el ámbito de perforación y voladura son las consecuencias de un mal diseño de malla de perforación y voladura trayendo grandes pérdidas económicas siendo identificado como son las fallas de voladura (9 fallas) clasificado en Tiros Soplados (5 en un mes), Tiros cortados (1 en un mes), Tiros prematuros o retardados (2 en un mes) y tiros quemados (1 en un mes), a esta conclusión podemos acotar que no solo es el mal diseño sino que también se podría dar por una mala supervisión durante la ejecución de dichas mallas, así mismo el factor humano(perforista y ayudante perforista) toma un rol importante para que dicho diseño de malla de perforación sea optimo y eficientes.



V. CONCLUSIONES

En la ejecución de este trabajo de investigación se mejoró el diseño de mallas de perforación y se a reducido en número taladros, la distribución adecuada de taladros en el frente de la galería 819E , cuyo resultado obtenido es de 23 taladros cargados 2 taladros de alivio resultando 25 taladros perforados en total habiéndose reducido en 5 taladros con respecto al número de taladros antes de la investigación que es de 27 taladros cargados y 3 taladros de alivio en total 30 taladros perforados, considerando el tipo de roca, también se pudo reducir el costo unitario de perforación y voladura de US\$ 212.93 a US\$ 166.67 por metro lineal de avance, lográndose reducir US\$ 46.26 por metro de avance lineal de avance.

Se logró diseñar una malla de perforación óptima para la Galería 819E y se superó el problema del bajo rendimiento de avance por disparo lográndose optimizar en un 20.58%, es decir se incrementó de 1.08 m/disparo a 1.36 m/disparo, se redujo el costo de perforación de US\$ 51.73 a US\$ 35.42 por metro lineal de avance.

Gracias al diseño de mallas de perforación mejorada se reduce la cantidad carga explosiva en un 18.66 % promedio es decir de 11.2 Kg a 9.11 Kg por disparo por disparo que nos muestra que el diseño de mallas de perforación influye positivamente para su estandarización, el total de cartuchos utilizados es de 111 cartuchos por disparo entre semexa 80% y semexa 65% , en cuanto al costo unitario de voladura se ha reducido de US\$ 69.36 a US\$ 41.72 por metro lineal de avance.



VI. RECOMENDACIONES

Mantener y/o mejorar el diseño de malla de perforación y voladura que incidió en los costos unitarios de operación mina y además de realizar pintado de la malla de perforación, y mantener el nuevo esquema de distribución de malla, de acuerdo a los resultados obtenidos.

Se recomienda una supervisión continua, para mantener el paralelismo y adecuada distribución de explosivos y para realizar diferentes trabajos en operación mina en perforaciones, se recomienda tener maestros perforistas con experiencia con el fin de optimizar los costos en: aire comprimido, rotura de barreno, broca, desgaste de insumos de perforadora jackleg.

Realizar un estudio de costos de mano de obra por su complejidad en el pago, ya que en el siguiente trabajo representa el porcentaje mayor en cuanto a costos unitarios.



VII. REFERENCIAS

- Alejano, L., Pedro, O. (2004). Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes.*
- 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.*
- Barrantes, R. (2016). Geología Económica y Estructural del Depósito Aurífero Alpaca Y.*
- Bobadilla, W. (2020). Optimización del proceso de ore control mediante técnicas metodológicas de muestreo en blastholes para el plan de minado de corto plazo en mina Toquepala Southern Peru Copper Corporation.*
- Bolaños, P.. (2017). Evaluación, mejoramiento de rendimientos operativos y actualización de precios unitarios en la ejecución del cruce 500 – Mina Yanaquihua - Arequipa.*
- Buele, J. (2017). Optimización En Los Parámetros de Perforación y Voladura En El Avance Del Túnel de La Mina Cabo de Hornos.*
- Camac, A. (2014). Tecnología de explosivos.*
- Chipana, R. (2015). Diseño de perforación y voladura para la reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata minera Cavilquis-Corporación Ananea S.A.*
- Bernaola, J. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería*
- Durant, J. (2015). Ingeniería de Cotos.*
- EXSA S.A. (2010). Manual práctico de voladura.*
- EXSA S.A. (2019). Manual Práctico de Voladura - 5ta Edición*
- Hossaini, M., y Hadi, P. (2019). Modification of four section cut model for drift blast design in Razi Coal Mine - North Iran.*
- Lopez, C., Lopez, E., Pernia, J. y Ortiz, F. (1987). Manual de perforación y voladura de rocas.*
- Music, A. (2007). Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal.*
- Reyes, P. (2019). Reducción de Costos Operativos Por Medio Del Control de Indicadores En El Proceso de Perforación y Voladura En Minera Yanaquihua S.A.C.*



Rojas, K., y Flores, Y. (2017). Diseño De Malla De Perforacion Y Voladura Para La Reduccion De Costos En El Nivel 1590 Crucero 520 De La U.E.a. Capitana - Corporacion Laces S.a.C. Minería Y Construcción - Caraveli - Arequipa.” Universidad Nacional de Huancavelica.

Minera Yanaquihua (2017.) Plan y programa anual de seguridad

USMP. (2016.) Manual Para La Elaboración de Las Tesis y Los Trabajos de Investigación.