# UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA

## Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

# EFECTOS DEL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA REDUCCIÓN DE COSTOS DE OPERACIÓN EN EL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN EL NUEVO SUREÑO

## TESIS

## PRESENTADO POR:

**BACH. JOEL ELOY COLANA CUAYLA**

**Para Optar el Título Profesional de:**

**INGENIERO DE MINAS**

**MOQUEGUA – PERÚ**
**2020**

UNAM
UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

Folio N° _____

# ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

Según Resolución R.C.O. N° 0715-2020-UNAM ..... ...
El Jurado Dictaminador ha calificado la defensa de la tesis:

TITULADA:

"EFECTOS DEL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA REDUCCIÓN DE COSTOS DE OPERACIÓN EN EL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN EL NUEVO SUREÑO"

Asesor Principal:

Mgr. Ing. Jorge Luis Tomás Florez Salas

Asesor Externo:

.....

Tesista:

Bach. Joel Eloy Colana Cuayla

Dictamina como: Aprobada por Unanimidad.

La defensa del tema de investigación aprueba con nota: Catorce (14)

Por lo que el Bachiller opta el Grado de Ingeniero de Minas.

Siendo las 11: 45 horas a los 13 días de noviembre del año 2020 se procede a la firma con conformidad de lo dictaminado por el Jurado.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA - EPIM

Dr. Marcos Luis Quispe Pérez
Presidente

----------Msc. Christ
Jesús Barriga Paria
Primer Miembro

---
Ing. Martín Mario Arocutipa Gonza
Segundo Miembro

---
Joel Eloy Colana Cuayla
Bachiller

## DEDICATORIA

A mis padres Eloy y Mercedes, por haberme dado los valores necesarios, apoyarme con mi educación y desarrollo profesional y formarme como una persona de bien.

A mi familia, quienes son el motor de mi superación y quienes me brindan el cariño de siempre.

# AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional de Moquegua, por concederme la oportunidad de adquirir nuevos conocimientos para realizar mis estudios superiores hasta obtener el grado Profesional de Ingeniero de Minas.

A mi Facultad de Ingeniería de Minas, a sus autoridades, docentes, y administrativos, quienes me inculcaron el amor, respeto por la carrera y la ética profesional; quienes de forma desinteresada ayudaron en guiarme con paciencia en mi formación académica y profesional.

Mi agradecimiento a la Compañía Minera Chaspaya SAC, quienes me dieron la oportunidad de desarrollarme profesionalmente y brindar las facilidades para realizar el presente trabajo de Investigación.

A mi familia y mis padres, estaré eternamente agradecido por todo su apoyo incondicional y preocupación permanente en todo momento de mi vida, por sus consejos, sus motivaciones y su respaldo.

# RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado “Efectos del Diseño de Malla de Perforación y Voladura en la Reducción de Costos de Operación en el Proyecto de Explotación el Nuevo Sureño” en el frente del crucero 635, se tenía deficiencias con las operaciones unitarias de perforación y voladura, con un mayor consumo de explosivos, una distribución de taladros inadecuado, los cuales generaban un costo elevado en las operaciones unitarias de perforación y voladura; fue por ello que se realizaron cálculos para la realización de un nuevo diseño de malla, el cual permita optimizar y por ende reducir los costos de perforación y voladura.

El objetivo principal es determinar el efecto del diseño de malla en la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño, en el crucero 635; por lo cual se consideraron las bases teóricas y prácticas siguiendo una metodología de investigación para su ejecución. Los resultados que se obtuvieron fue la reducción de 43 a 38 taladros perforados en una sección de 2.7 m x 2.7 m, cambiando los taladros de arranque de 76 mm a 38 mm; también se optimizo el factor de potencias de 0.88 kg/tn a 0.76 kg/tn.

El presente proyecto de investigación concluyó: El efecto sobre la reducción de costos que causa el nuevo diseño de malla de perforación y voladura propuesto es positivo, ya que con el diseño anterior se tenía un costo de S/. 901.56 por metro lineal de avance, mientras que con el nuevo diseño se obtuvo S/. 818.01 por metro lineal de avance, generando un ahorro de S/. 83.55 por metro lineal de avance.

**Palabra Clave:** Perforación, voladura, evaluación de costos, optimización, reducción de costos.

## ABSTRACT

The present research work entitled "Effects of the Design of Drilling and Blasting Mesh in the Reduction of Operating Costs in the El Nuevo Sureño Exploitation Project" in the front of the 635 cruise ship, had deficiencies with the drilling and blasting unit operations , with a higher consumption of explosives, an inadequate distribution of drills, which generated a high cost in the drilling and blasting unit operations; It was for this reason that calculations were made for the realization of a new mesh design, which allows optimizing and therefore reducing drilling and blasting costs.

The main objective is to determine the effect of the mesh design in the reduction of operating costs in the El Nuevo Sureño exploitation project, on the 635 cruise; Therefore, the theoretical and practical bases were considered following a research methodology for its execution. The results obtained were the reduction from 43 to 38 holes drilled in a section of 2.7 m x 2.7 m, changing the starting holes from 76 mm to 38 mm; The power factor was also optimized from 0.88 kg / tn to 0.76 kg / tn.

This research project concluded: The effect on cost reduction caused by the proposed new drill and blast mesh design is positive, since the previous design had a cost of S /. 901.56 per linear meter of advance, while with the new design, S /. 818.01 per meter of advance, generating savings of S /. 83.55 per meter of advance.


Key Word: Drilling, blasting, cost evaluation, optimization, cost reduction.

# ÍNDICE DE CONTENIDO

**DEDICATORIA** ..... **II**
**AGRADECIMIENTO** ..... **III**
**RESUMEN** ..... **IV**
**ABSTRACT** ..... **V**
**ÍNDICE DE CONTENIDO** ..... **VI**
**ÍNDICE DE TABLAS** ..... **IX**
**ÍNDICE DE FIGURAS** ..... **XI**
**1. CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN** ..... **12**
1.1. DESCRIPCIÓN Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA ..... 13
1.1.1. Planteamiento del problema ..... 13
1.1.2. Descripción y formulación del problema ..... 15
1.2. ANTECEDENTES ..... 16
1.2.1. Antecedentes del estudio a nivel internacional ..... 16
1.2.2. Antecedentes del estudio a nivel nacional ..... 17
1.3. OBJETIVOS ..... 18
1.3.1. Objetivo General ..... 18
1.3.2. Objetivos Específicos ..... 19
1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA ..... 19
1.5. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS ..... 20
1.5.1. Hipótesis general ..... 20
1.5.2. Hipótesis específica ..... 20
1.6. OPERACIÓN DE VARIABLES ..... 21
1.6.1. Variable Independiente ..... 21
1.6.2. Variable Dependiente ..... 22
**2. CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO** ..... **23**
2.1. GENERALIDADES DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN EL NUEVO SUREÑO ..... 23
2.1.1. Ubicación ..... 23

2.1.2. Accesibilidad ..... 24
2.1.3. Topografía y fisiografía ..... 25
2.1.4. Geología ..... 25
2.1.5. Descripción geológica de las estructuras ..... 27
2.1.6. Ley de corte ..... 32
2.1.7. Reservas y recursos ..... 33
2.1.8. Método de explotación ..... 35
2.1.9. Estudio geomecánico ..... 40
2.1.10. Diseño de labores mineras ..... 43
2.2. BASES TEÓRICAS SOBRE EL TEMA DE INVESTIGACIÓN ..... 45
2.2.1. Descripción del método de Holmberg para un diseño de voladura ..... 45
2.2.2. Explosivos y accesorios ..... 51
2.2.3. Perforación rotopercutiva ..... 59
2.2.4. Voladura de rocas en túneles y galerías ..... 66
2.2.5. Costos de perforación y voladura ..... 72
2.2.6. Rendimientos de costos de perforación convencional ..... 74
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS ..... 76
**3. CAPÍTULO III METODOLOGÍA ..... 80**
3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN ..... 80
3.2. ÁMBITO TEMPORAL Y ESPACIAL ..... 81
3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA ..... 82
3.4. INSTRUMENTOS ..... 82
3.5. PROCEDIMIENTOS ..... 83
3.6. ANÁLISIS DE DATOS ..... 83
**4. CAPÍTULO IV RESULTADOS ..... 85**
4.1. DISEÑO ANTERIOR DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DEL CRUCERO 635 ..... 85

4.1.1. Cálculo del diseño anterior de perforación y voladura ..... 85

4.1.2. Cálculo de costos del diseño anterior de perforación y voladura 89

4.2. DISEÑO DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DEL CRUCERO 635 ..... 94

4.2.1. Cálculo del nuevo diseño de perforación y voladura..... 94

4.2.2. Cálculo de costos del nuevo diseño de perforación y voladura. 101

**5. CAPÍTULO V DISCUSIÓN DE RESULTADOS ..... 108**

5.1. AVANCE LINEAL POR DISPARO ..... 110

5.2. FACTOR DE POTENCIA..... 110

5.3. COMPARACIÓN DE RENTABILIDAD EN FUNCIÓN AL PROGRAMA MENSUAL ..... 111

5.4. PRUEBA DE HIPÓTESIS ..... 112

5.4.1. Formulación de hipótesis ..... 113

5.4.2. Nivel de significancia y grado de libertad ..... 113

5.4.3. Cálculo del estadístico de prueba..... 114

5.4.4. Decisión estadística..... 115

5.4.5. Conclusión estadística..... 115

**6. CONCLUSIONES..... 116**

**7. RECOMENDACIONES..... 117**

**8. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS ..... 118**

# ÍNDICE DE TABLAS

**Tabla 1** Ruta de acceso al Proyecto de Explotación El Nuevo Sureño ..... 24

**Tabla 2** Reservas de mineral..... 34

**Tabla 3** Recursos de mineral ..... 35

**Tabla 4** Clasificación Geomecánica RMR de las estaciones de la Zona Cinco Dedos ..... 42

**Tabla 5** Resumen de ecuaciones..... 49

**Tabla 6** Dureza de roca con relación a la distancia y coeficiente..... 50

**Tabla 7** Características técnicas Samexsa ..... 56

**Tabla 8** Presentación Samexsa ..... 57

**Tabla 9** Diámetros de perforación más comunes..... 59

**Tabla 10** Factor de reparación ..... 76

**Tabla 11** Consumo de explosivo diseño anterior..... 88

**Tabla 12** Resumen de consumo de explosivos y accesorios del diseño anterior..... 88

**Tabla 13** Resumen de eficiencia de voladura del diseño anterior ..... 88

**Tabla 14** Resumen de parámetros de voladura del diseño anterior ..... 89

**Tabla 15** Costo de personal del diseño anterior..... 89

**Tabla 16** Costo de perforadora y comprensora de aire del diseño anterior ..... 90

**Tabla 17** Costos de acero de perforación del diseño anterior..... 90

**Tabla 18** Costo de mangueras y aceite del diseño anterior..... 91

**Tabla 19** Costos de insumos de voladura del diseño anterior..... 91

**Tabla 20** Costo de herramientas y otros materiales del diseño anterior ..... 92

**Tabla 21** Costos de equipo de protección personal del diseño anterior..... 93

**Tabla 22** Resumen de costos del diseño anterior..... 94

**Tabla 23** Consumo de explosivo del nuevo diseño ..... 98

**Tabla 24** Consumo de accesorios del nuevo diseño ..... 99

**Tabla 25** Resumen de eficiencia del nuevo diseño..... 99

**Tabla 26** Resumen de parámetros de perforación del nuevo diseño ..... 101

**Tabla 27** Costo de personal del nuevo diseño ..... 102

**Tabla 28** Costo de perforación del nuevo diseño ..... 102

**Tabla 29** Costo de aceros del nuevo diseño..... 103

**Tabla 30** Costos de mangueras y aceite del nuevo diseño..... 103

**Tabla 31** Costo de insumos de voladura del nuevo diseño..... 104

**Tabla 32** Costo de herramientas y otros materiales del nuevo diseño..... 104

**Tabla 33** Costo de equipos de protección personal del nuevo diseño ..... 106

**Tabla 34** Resumen de costos del nuevo diseño ..... 107

**Tabla 35** Comparación de costos operativos ..... 108

**Tabla 36** Rentabilidad obtenida en un mes..... 111

**Tabla 37** Promedio de costos por avance ..... 112

**Tabla 38** Datos obtenidos de costos promedios..... 112

# ÍNDICE DE FIGURAS

**Figura 1** Ubicación proyecto de explotación El Nuevo Sureño ..... 24

**Figura 2** Geología del proyecto ..... 27

**Figura 3** Método de explotación Shirinkage ..... 38

**Figura 4** Clasificación geomecánica RMR Bieniawski (1989). ..... 41

**Figura 5** Secuencia de minado ..... 45

**Figura 6** Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg ..... 46

**Figura 7** Arranque de cuatro secciones ..... 49

**Figura 8** Proceso de detonación ..... 52

**Figura 9** Acciones básicas en la perforación rotopercutiva ..... 60

**Figura 10** Componentes de la perforadora neumática ..... 61

**Figura 11** Tipos de barreno ..... 62

**Figura 12** Tipos de brocas ..... 63

**Figura 13** Falla en arranques ..... 64

**Figura 14** Fallas en paralelismo ..... 64

**Figura 15** Fallas es espaciamientos ..... 65

**Figura 16** Fallas en longitud ..... 65

**Figura 17** Fallas en intercepción ..... 65

**Figura 18** Fallas en sobre carga ..... 66

**Figura 19** Zonas de una voladura en túnel ..... 67

**Figura 20** Denominación de los taladros ..... 69

**Figura 21** Formas de corte quemado ..... 70

**Figura 22** Formas de corte cilíndrico ..... 70

**Figura 23** Distancia entre taladro central vacío y taladros de arranque ..... 71

**Figura 24** Métodos usuales para preparación de cebos ..... 71

**Figura 25** Confinamiento de las dinamitas ..... 72

**Figura 26** Malla de perforación diseño anterior estándar sección 2.7 x 2.7 II-B ..... 87

**Figura 27** Diseño de carga de taladros del nuevo diseño ..... 97

**Figura 28** Diseño de la malla de perforación del nuevo diseño sección 2.7 x 2.7 II-B ..... 97

**Figura 29** Resumen de costos ..... 109

**Figura 30** Diferencia de costos por partidas ..... 109

**Figura 31** Avance vs eficiencia ..... 110

**Figura 32** Factor de potencia ..... 111

**Figura 33** Nivel de significancia ..... 114

**Figura 34** Prueba de hipótesis con la t de Student ..... 115

# CAPÍTULO I

# INTRODUCCIÓN

El trabajo de investigación titulado “Efectos del Diseño de Malla de Perforación y Voladura en la Reducción de Costos de Operación en el Proyecto de Explotación el Nuevo Sureño”, de la Cía. minera Chaspaya SAC, en el cual se aplicó un nuevo diseño de malla para influir positivamente en los costos de las operaciones unitarias de perforación y voladura de la empresa y tener así un avance mayor por disparo.

De esta manera la presente investigación se divide en:

Capítulo I, se desarrolla la descripción y formulación del problema, planteamiento, antecedentes, objetivos, justificación e hipótesis de la investigación.

Capítulo II, se desarrolla el marco teórico, previamente con las generalidades del proyecto de explotación El Nuevo Sureño, bases teóricas sobre el tema de investigación y la definición de términos.

Capítulo III, se desarrolla el método de investigación, tipo y nivel de la investigación, ámbito temporal y espacial, población y muestra, instrumentos, procedimientos y análisis de datos.

Capítulo IV, se describe el antiguo diseño de malla de perforación y voladura y se calcula el nuevo diseño de malla de perforación y voladura, se calculan también los nuevos costos de las operaciones unitarias de perforación y voladura.

Capítulo V, se realiza la discusión de los resultados obtenidos, haciendo una comparación entre la antigua y nueva malla de perforación y voladura, así mismo se desarrolla la prueba de hipótesis.

Capítulo VI, se dan las conclusiones del proyecto de investigación.

Capítulo VII, se dan las recomendaciones necesarias para la continuidad de la aplicación del nuevo diseño de malla para el proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

## 1.1. DESCRIPCIÓN Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

### *1.1.1. Planteamiento del problema*

La minería subterránea es aquella que se dedica a la explotación de los recursos que se encuentran por debajo de la superficie de la tierra, en la mayoría de las ocasiones se llevan a cabo estas explotaciones cuando la extracción a cielo abierto no es posible, sea por motivos ambientales o económicos; así mismo esta actividad cumple distintas operaciones unitarias, siendo uno de ellos la perforación y voladura, la cual representa una de las de mayor relevancia en toda operación de extracción de minerales.

De acuerdo con (Garrido, 2007), quien elaboro la tesis "Diagnosticó y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el teniente" en el vecino país de Chile, tiene como objetivo general efectuar un diagnostico técnico de las operaciones de perforación y tronadura de desarrollo horizontal en la "Mina Reservas Norte" de la Nacional Codelco Chile División El Teniente, específicamente en el Nivel de Producción (Teniente Sub-6). Mediante la aplicación de nuevas tecnologías se estima determinar los estándares de aquellos parámetros que regulan el comportamiento y los resultados de esta operación. Con esto el autor espera minimizar el daño trasmitido al macizo rocoso circundante, la sobre excavación, la perforación y el consumo de explosivos, junto con maximizar el rendimiento de la perforación y el grado de avance de cada disparo, concluyendo su tesis en un 10% de reducción de número de perforaciones por disparo, reducción de la sobre excavación de un 24% a un 6%, disminuyo la exposición al riesgo por desprendimiento y caídas de rocas, disminución de los tiempos de trabajo y disminución de los costos directos de perforación y tronadura.

Para (Rincón y Molina, 2017), los errores más comunes que se presentan en la perforación de las labores subterráneas son las desviaciones de los taladros, los cuales

traen efectos en la voladura posterior, además de no cumplir con los avances y toneladas de extracción planificadas, alterando los parámetros de la voladura como el burden, espaciamiento y afectando también la fragmentación del material, el cual ocasiona dificultades para el ciclo de carguío y acarreo. Los autores concluyen que la perforación y voladura son conjuntas y que una buena perforación garantiza una buena voladura, recalcando que la perforación aporta el 70% de la voladura, y que el 30% está en hacer un carguío adecuado considerando el tipo de roca y los factores geo mecánicos.

Para (Rudy, 2015), menciona sobre el diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en el frente de la Galería Progreso de la contrata minera Cavalquis – Corporación Minera Ananea S.A. - Puno, donde tuvo como objetivo determinar el diseño de malla de perforación y la carga explosiva adecuada para reducir los costos, en el que llego a la conclusión que con la determinación del diseño de malla de perforación y la adecuada carga explosiva, se ha reducido los costos en la ejecución de la Galería Progreso de US$ 294.9 a US$ 235.64.

De igual forma para (Rojas y Flores, 2017) mencionan diseñar la malla de perforación y voladura en uno de sus objetivos para la reducción de costos de perforación y voladura en el nivel 1590 crucero 520 de la U.E.A. Capitana – Corporación Laces S.A.C. Minería y Construcción – Caravelí – Arequipa., a la cual concluyeron que mejorando el diseño de la malla de perforación con un taladro de alivio de mayor diámetro se reducen los costos en tres meses de S/. 70,128.265 a S/. 61,168.270.

En la compañía minera Chaspaya S.A., en su proyecto de explotación El Nuevo Sureño, se viene realizando galerías sobre vetas con fines de exploración con sección de 2.7 m x 2.7 m, con la finalidad de definir las vetas existentes en la Zona denominada Cinco Dedos, a la fecha se tiene 300 m de avance, sin embargo en la etapa inicial de

construcción se observó deficiencias en los resultados de avances lineales a consecuencia de un inadecuado diseño de malla de perforación ya que el número de taladros era variable, tampoco se llevaba un adecuado paralelismo de los taladros por un inadecuado uso de guiadores, con respecto a la carga explosiva no se tenía en consideración que solo se debería de cargar los 2/3 de longitud del taladro, el uso de tacos para el sellado de los taladros para evitar la fuga de energía tampoco eran usados, a consecuencia de todo ello se tenían taladros cargados que no terminaban su proceso de detonación (tiros cortados y/o soplados), presencia de bolonería, realce de techos (catedrales), entre otros; por todo esto se han afrontado altos costos en perforación y voladura, por lo cual surge la necesidad de realizar un diseño nuevo de la malla de perforación, teniendo en cuenta los tipos de roca que se presenten y poniendo también las experiencias profesionales respecto al tema con la finalidad de reducir los costos de perforación y voladura, el cual es el motivo de realizar el presente proyecto.

### *1.1.2. Descripción y formulación del problema*

#### 1.1.2.1. Problema general

¿Cuál es el efecto del diseño de malla de perforación y voladura en la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación el nuevo sureño?

#### 1.1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cuál es el diseño adecuado de malla de perforación en la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño?
- ¿Cuál es el diseño adecuado de carga explosiva en la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño?
- ¿En qué porcentaje se reducirá los costos de operación con la optimización de la malla de perforación y voladura en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño?

## 1.2. ANTECEDENTES

### *1.2.1. Antecedentes del estudio a nivel internacional*

(Rincón y Molina, 2017), En el boletín de Ciencias de la Tierra de la Universidad Nacional de Colombia "Mejoramiento del arranque mediante el control de las desviaciones de perforación, caso mina El Roble, Colombia; Indica que los errores frecuentes son el posicionamiento incorrecto del brazo del jumbo, poco paralelismo entre perforaciones, longitudes irregulares de los barrenos y la deficiente simetría del frente, lo que hacen que la voladura sea ineficiente. Así, de los datos medidos se plantea una mejora asociada en el uso de herramientas como el inclinómetro magnético, el uso de tubos guía de PVC, el flexómetro y el trazado riguroso de la malla de perforación en el frente, para así asegurar la pendiente de la labor y reducir las desviaciones. De esta manera se mejoran los avances de las labores en cifras superiores al 90%, en recuperar las toneladas perdidas en un 90.2% y en reducir los costos por metro de avance en un 13%.

(Garrido, 2007), elaboro y sustento su tesis doctoral "Diagnostico y Optimización de disparos en desarrollo horizontal Mina el Teniente", tuvo como objetivo general el de efectuar un diagnostico técnico de las operaciones de perforación y tronadura de desarrollo horizontal en la "Mina Reservas Norte" de Codelco Chile División el Teniente, específicamente en el nivel de producción (Teniente Sub-6). Como instrumento de investigación se utilizaron las fotografías del antes y el después de cada tronadura, para posterior digitalización en el software 2DFace y el monitoreo de las vibraciones producto de la tronadura, llegando a la conclusión de una reducción de numero de perforaciones por disparo de un 10%, reducción de la sobre excavación de un 24% a un 6%, se redujo la exposición al riesgo por desprendimiento y caídas de

rocas, disminución de los tiempos de trabajo y disminución de los costos directos de perforación y voladura.

(Sanchez, 2012), en su tesis "Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de rampas en la Mina Bethzabeth", Universidad Central del Ecuador Quito, siendo su objetivo general el de optimizar los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth mediante el diseño de una nueva malla de perforación junto con el cálculo de la cantidad adecuada de sustancia explosiva, concluyendo que la aplicación de la malla de perforación, propuesta en su investigación para el franqueo de la rampa de acceso de las vetas Sucre y Tres Diablos, significa para el Elipse S.A. el ahorro de US$ 85.12 en cada voladura debido a la reducción de la cantidad de la mezcla explosiva requerida y con ello la disminución del costo de explotación.

### *1.2.2. Antecedentes del estudio a nivel nacional*

Según (Caceres, 2018), en su tesis "Reducción de costos de perforación y voladura con nuevo diseño de la malla en el frente crucero 340 NW de la empresa minera Yansur S.A.C. – Rinconada, Tesis de grado de la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, tiene como objetivo principal aplicar el nuevo diseño de malla de perforación, para obtener una longitud de carga adecuada y reducir los costos de perforación y voladura en el frente del Crucero 340 NW de la empresa Yansur S.A.C., concluyendo a que anteriormente se tenía un costo por disparo de 491.80 US$/ml y con el nuevo diseño de malla de perforación se obtiene 464.82 US$/ml, con una reducción de costos por disparo de 26.98 US$/ml, donde se ahorró un porcentaje de los explosivos porque se mejoró una adecuada distribución de los taladros en el frente del Crucero 340 NW.

Según (Rudy, 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.", tesis de grado de la Universidad Nacional del Altiplano – Puno, el cual tiene como objetivo principal determinar el diseño de malla de perforación y la carga explosiva adecuada para reducir los costos en la ejecución de la Galería Progreso de la contrata Minera Cavilquis – Corporación Minera Ananea S.A., concluyendo 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.

Según (Rojas y Flores, 2017), en su tesis de grado "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. Minera y Construcción – Caraveli – Arequipa" de la Universidad Nacional de Huancavelica, tiene como objetivo principal determinar el diseño de malla de perforación y voladura adecuado para la reducción de costos en el nivel 1590 crucero 520 de la U.E.A. Capitana – Corporación Laces S.A.C. Minera y Construcción – Caraveli – Arequipa., concluyendo la misma 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 de agosto, setiembre y octubre del 2016 de S/.70,128.265 a S/. 61,168.27, obteniendo una reducción de costos mensual de S/. 8,959.995, en la ejecución del crucero 520 de la U.E.A. Capitana – Corporación Laces S.A.C. Minera y Construcción – Caraveli – Arequipa.

## 1.3. OBJETIVOS

### *1.3.1. Objetivo General*

Evaluar el efecto del diseño de malla de perforación y voladura en la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

### *1.3.2. Objetivos Específicos*

- Determinar el diseño adecuado de malla de perforación y voladura para la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño.
- Definir el diseño adecuado de carga explosiva para la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño.
- Definir el porcentaje de reducción de los costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

## 1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

El desarrollo del proyecto de investigación expone la situación de una mina donde no existe un adecuado sistema de productividad, control, optimización de costos y juntamente la optimización de las operaciones de minado en función al diseño de la malla de perforación y mejoras operativas de trabajo, obteniéndose así un primer diagnóstico de la situación mediante la supervisión, control en campo de las operaciones y la revisión de los presupuestos existente de las operaciones y proyectos; de igual modo se sabe que la actividad de perforación y voladura es el primer trabajo en la operación de la cual dependen muchos trabajos que se derivan de ella.

En la zona de investigación, de acuerdo a la geología local, posee un gran potencial de vetas de óxidos de cobre, en consecuencia es necesario realizar galerías de exploración y profundizar dichas galerías para así poder cubicar los recursos minerales y obtener mayor rentabilidad del yacimiento minero a bajos costos de perforación y voladura, con el diseño de una malla adecuada de perforación y selección de la carga explosiva a utilizar, según las características del macizo rocoso; de esta forma la compañía estará beneficiándose al reducir sus costos en perforación y voladura mediante el nuevo diseño de malla que se empleara en la galería de exploración Nv. 635, también

los perforistas y sus ayudantes se enriquecerán con los nuevos conocimientos adquiridos mediante el replanteo del diseño de la malla para que lo puedan emplear en otros frentes muy similares y con las mismas características del macizo rocoso.

El diseño de la malla de perforación en las operaciones unitarias de perforación y voladura, se justifica porque tiene como objetivo reducir los costos operativos en una empresa minera aplicando para ello diseños óptimos y mejoras operativas de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura, acotándose como una de las recomendaciones de vital importancia que representa la capacitación continua al personal en las técnicas de perforación y voladura, y sobre todo el rol que juegan estas como el núcleo de todo el sistema, asegurando de esta manera el éxito de todo el ciclo de minado. Éxito que se lograra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo concerniente a la aplicación del diseño de mallas de perforación óptimas para el trabajo en las operaciones mineras.

Por otro lado, académicamente se justifica por innovar conocimientos inherentes al tema, lo cual servirá como referencia y contribución encaminadas a la posible solución de dificultades similares.

## 1.5. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

### *1.5.1. Hipótesis general*

Con la aplicación del diseño adecuado de la malla de perforación y voladura se reducirán considerablemente los costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

### *1.5.2. Hipótesis específica*

- El diseño adecuado de la malla de perforación y voladura reduce los costos de operación del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

- La carga explosiva adecuada reduce los costos de operación del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.
- Se logrará una disminución de un porcentaje considerable en los costos de operación luego de la optimización de la malla de perforación y voladura del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

## 1.6. OPERACIÓN DE VARIABLES

### *1.6.1. Variable Independiente*

– Efectos del diseño de malla de perforación y voladura del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

***a) Definición conceptual***

La malla de perforación es un conjunto de taladros que se perforan en un frente y que tienen una ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinada acorde a un diseño; todo ello con el fin de almacenar explosivos en su interior, los mismos que tienen un orden determinado de encendido.

***b) Definición operacional***

Los instrumentos a utilizar para el estudio serán:

- Formato de avance por guardia: En este formato se obtiene los metros lineales en avance por guardia.
- Reporte diario de operación por guardia: En este formato se obtendrá el número de taladros, la cantidad de explosivos utilizados en cada guardia.

Los datos observados y medidos se procesarán vía progresión aritmética y se sacarán el promedio general de las medidas de los metros lineales de

avance, número de taladros, cantidad de dinamitas y/o ANFO y los costos totales empleados en la anterior malla de perforación y voladura.

### *1.6.2. Variable Dependiente*

- Reducción de costos de operación del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

  ***a) Definición conceptual***

  Es la disminución de los costos operativos realizados en las actividades mineras ligados directamente con la producción.

  ***b) Definición operacional***

  El instrumento de medición será de US$/metro de avance.

Podemos apreciar un resumen en la matriz de consistencia de este proyecto en el Anexo 8.

# CAPÍTULO II

# MARCO TEÓRICO

## 2.1. GENERALIDADES DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN EL NUEVO SUREÑO

### *2.1.1. Ubicación*

El proyecto de explotación de minerales de cobre El Nuevo Sureño, se encuentra ubicado políticamente en el distrito de El Algarrobal, Provincia de Ilo, Departamento de Moquegua, tal y como se muestra en la Figura 1.

Geográficamente se localiza en el flanco oriental de la vertiente del Pacífico y flanco Norte del Valle de Ilo, a 9.5 Km en línea recta al Noreste de la ciudad de Ilo, 7.8 km al Este del poblado de Pueblo Nuevo y 2.2 km al Noreste del poblado de El Algarrobal, en el Cerro Chilatilla, a una altitud aproximada entre 350 – 750 msnm (Cia. Chaspaya, 2014).

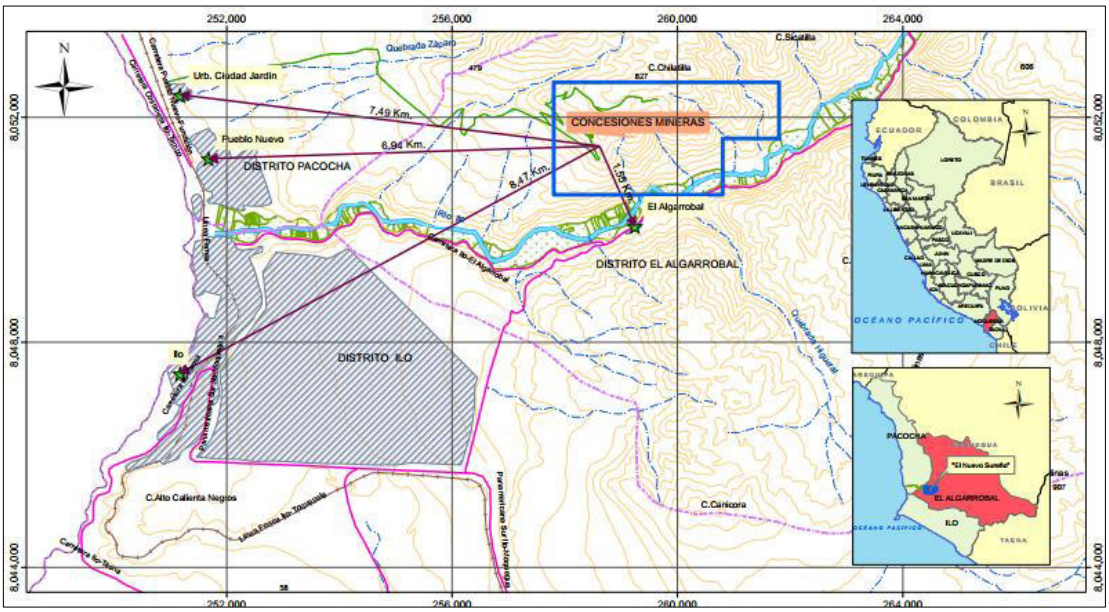
La ubicación del proyecto de explotación está dada por las siguientes coordenadas UTM:

- E - 258 506
- N - 8 051 602

Datum WGS -84, zona 19k, la cual pertenece a la carta nacional 36t, correspondiente al cuadrángulo de Ilo.

**Figura 1**

*Ubicación proyecto de explotación El Nuevo Sureño*




Fuente*:* (Compañia Minera Chaspaya S.A.C.)

### *2.1.2. Accesibilidad*

Se puede acceder al proyecto desde la capital por vía aérea hasta el Puerto de Ilo, o terrestre por la Panamericana Sur hasta el desvió del proyecto ubicado en la Urbanización de Ciudad Jardín al norte del Puerto de Ilo, luego hay que seguir por una carretera afirmada hasta llegar al proyecto, en la Tabla 1 se muestra las distancias, tiempos y condiciones de vía para llegar al proyecto; el tiempo aproximado desde la ciudad al proyecto es de 30 min.

**Tabla 1**

*Ruta de acceso al Proyecto de Explotación El Nuevo Sureño*

| Tramo | Distancia (km) | Tiempo (horas) | Tipo de vía |
|---|---|---|---|
| **Lima - Ilo** | 1,079.00 | 16:30 | Asfaltada |
| **Ilo - Ciudad Jardín** | 6.10 | 00:10 | Asfaltada |
| **Ciudad Jardín Proyecto** | 10.50 | 00:20 | Afirmada |

Fuente: Elaboración propia

### *2.1.3. Topografía y fisiografía*

El área de explotación minera se encuentra en el Cerro Chilatilla, entre las cotas 600 y 700 msnm, el cual tiene una pendiente de 30% al lado Oeste y de 40% al lado Este.

En el área de Ilo se distinguen fácilmente tres unidades geomorfológicas con características propias de topografía, estructura geológica y litológica, estas tres unidades son de Oeste a Este. Las cuales se encuentran disectadas por numerosas quebradas y valles transversales, algunos de los cuales son bastante profundos y con flancos escarpados que tienen centenares de metros de altura (Compañia Minera Chaspaya S.A.C., 2014).

### *2.1.4. Geología*

Localizada a lo largo de la cadena de la faja costanera y estribaciones bajas de la cordillera occidental comprende, el complejo basal de la costa, donde afloran principalmente rocas de gneis, esquistos intruidos por diques de aplitas y stock de granitos rojos, cubiertas por pequeñas extensiones de rocas paleozoicas, extensas formaciones volcánicas y volcano sedimentarias del Triásico y Jurásico.

Evidencias de campo nos indican la probabilidad de que las rocas intrusivas provienen de un magma común de carácter acido (Compañia Minera Chaspaya S.A.C., 2014).

#### **2.1.4.1. Geología Regional**

La Geología Regional corresponde a rocas del precámbrico hasta el cuaternario reciente, ampliamente representado en la Hoja de Ilo y Locumba, está constituido por potentes espesores de gneis que son parte del Complejo Basal de la Costa, a su vez conforma el basamento de edad precámbrica.

También ocurren rocas sedimentarias correspondientes a la formación Yamayo, seguido de los volcánicos Chocolate de edad cretácicos, suprayaciendo a esta rocas sedimentarias del jurásico correspondientes a la formación volcano sedimentarias de la Formación Guaneros, siguen rocas volcánicas modernas correspondientes a los volcánicos Toquepala de edad cretáceo terciario, luego los depósitos continentales de la Formación Moquegua, de edad terciaria y finalmente el cuaternario aluvial conformado por depósitos recientes que forman las lomas y planicies costeras en forma de terrazas.

#### 2.1.4.2. Geología Local

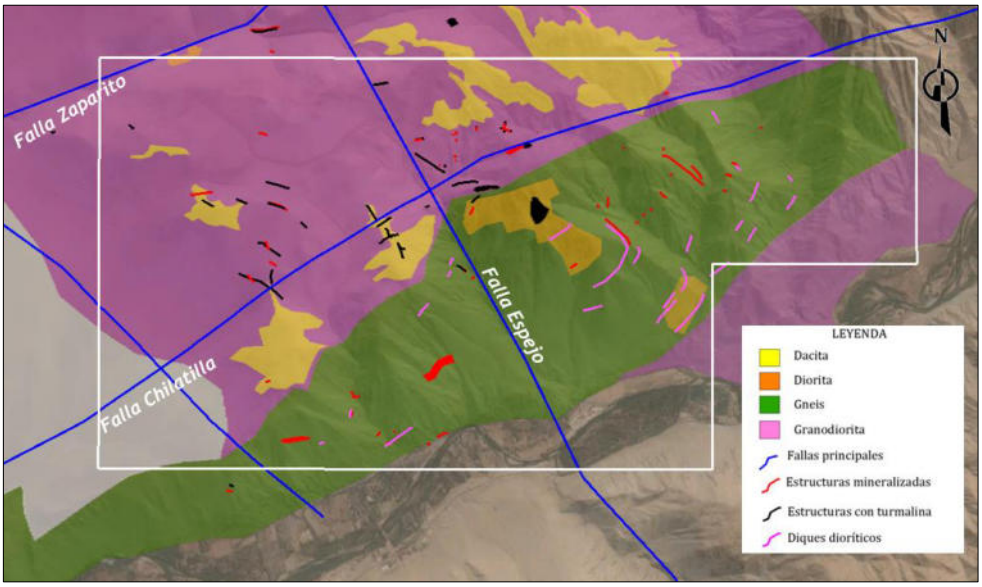
Localmente corresponde a rocas del gneis granodiorítico, diorítico de edad precámbrica e intrusiva de carácter ácido como granodiorítas, diorítas y subvolcánicos de carácter intrusivo como Dacitas, tal y como se muestra en la Figura 2. Se han emplazado en tres etapas por diferenciación magmática, por orden de consolidación siguiente: Dioritas, Granodioritas y granitos, y posteriormente las Dacitas de carácter subvolcánico (Intrusión). Estos últimos se emplazaron con actividad magmática con hidrotermalismo acompañado de mineralización.

#### 2.1.4.3. Geología Estructural

Regionalmente nos ubicamos entre el sistema de fallas de dirección NW-SE, Incapuquio (SFI) de dirección y el sistema de fallas Ica-Islay-Ilo (SFIII) cerca del Sistema SFIII, cerca al litoral. En el área del Proyecto ocurren dos fallas grandes, una con dirección de las fallas regionales NE-SW Falla Espejo y las Fallas secundarias de dirección E-W como son Falla Chilatilla al Sur y Falla Zaparito al Norte. Ambos sistemas relacionados con mineralización, quedando determinar la edad y tipo de mineralización depositada.
En el Proyecto Nuevo Sureño se ha encontrado estructuras mineralizadas E-W y NW con buzamiento al SW.

**Figura 2**

*Geología del proyecto*




Nota: Ubicado en el corredor de la Falla Regional Ica – Islay - Ilo, constituido en el Basamento de la Costa**.**
Fuente: (Compañia Minera Chaspaya S.A.C.)

### *2.1.5. Descripción geológica de las estructuras*

#### 2.1.5.1. Estructuras de Zona Javier

Ubicada al Este del Proyecto donde se iniciará operaciones desde el tercer año.

**a) Veta Mina Antigua**

Coordenadas UTM WGS 84:

E= 260,700

N= 8,052,185

C= 510

Afloramiento de aproximado de 160 m con una potencia promedio de 0.5 m hasta 1.20 m, rumbo y buzamiento promedio de N 55° W y 70° SW. La estructura es una falla rellena con la misma roca triturada y turmalina, con presencia de venas de cuarzo, limonitas (hematita > goetita > jarosita), presencia moderada a abundante de sulfatos de Cu, malaquita, brocantita, crisocola y cuprita. Esta estructura presenta halo de alteración argílica, con presencia de

arcillas, óxidos de fierro y con contenidos moderados de los minerales verdes de cobre.

**b) Veta Javier I**

Coordenadas UTM WGS 84:

E= 260,834

N= 8,052,140

C= 443

Afloramiento de aproximadamente de 60 m con una potencia promedio de 0.60 m, rumbo de N 45° W y un buzamiento de 60° SW, la estructura es una falla rellena con la misma roca triturada, con presencia de venas de cuarzo, óxidos de fierro (hematita > Jarosita, goetita puntual), presencia débil de sulfatos y minerales verdes de cobre. Esta estructura presenta halo de alteración argílica, con presencia de arcillas, óxidos de fierro y puntualmente óxidos de cobre. Cabe decir que esta estructura tiene una dirección paralela a un dique andesítico.

**c) Veta Ernesto**

Coordenadas UTM WGS 84:

E= 260,496

N= 8,051,872

C= 412

Es una estructura importante que aflora en la quebrada en la cota 400 con rumbo y buzamiento N 60° E y 57° SE, con una potencia aproximada de 1.5 m, ésta estructura mineralizada presenta óxidos y sulfatos de Cu, limonitas y turmalina en la caja piso, además de un halo de alteración argílica considerable de 1.2 m con presencias de arcillas y puntualmente óxidos de fierro y óxidos de Cu.

Aparentemente por su rumbo tendría otro control estructural al presentado por las demás estructuras mencionadas.

**d) Manto Las Lechuzas**

Coordenadas UTM WGS 84:

E= 260,453

N= 8,051,784

C= 451

Cateo de aproximadamente 8 m a media barreta y afloramiento de 15 m, con una potencia promedio de 1.3 m, con rumbo promedio de N 35° W y buzamiento 40° SW, es una estructura con presencia moderada de óxidos de Cu, turmalina en la caja piso y presencia moderada de limonitas (hematita > goetita> jarosita).

#### 2.1.5.2. Estructuras de Zona José

Ubicada en la parte Central y Norte del Proyecto donde se iniciará operaciones el segundo año.

**a) Gallinazos**

Coordenadas UTM WGS 84:

E= 259,783

N= 8,052,335

C= 699

Este cateo es un pique de aproximadamente 10 a 15 m de profundidad, dicha labor está desarrollada porque existe una estructura veta falla con un rumbo de N 70° W y un buzamiento de 45° SW y una potencia de 0.70 m, dicha estructura esta rellena con la misma roca triturada y con turmalina y presenta una mineralización moderada de malaquita, crisocola, brocantita y sulfatos de cobre, además de baritina o yeso selenita en venas.

**b) Preciosa**

Coordenadas UTM WGS 84:

E= 259,356

N= 8,052,277

C= 696

Estructura con rumbo N 76° E y un buzamiento 70° NW, esta estructura presenta abundantes sulfatos de Cu, malaquita, brocantita, crisocola y cuprita además de hematita; presencia de cuarzo y turmalina con potencia promedio de 0.80 m.

**c) Gemelas**

Coordenadas UTM WGS 84:

E= 259,555

N= 8,052,331

C= 694

Son 4 estructuras mineralizadas Gemela 1,2,3 y 4 que fueron cortadas en la construcción del acceso con rumbos N 10° W, N 22° W, N 15°W y N 10° W buzando al SW y NW con potencias de 0.30, 0.50, 2.70 y 1.40 m; dos de estas Gemela 3 y 4 se juntan metros abajo aumentando la potencia hasta 5.40 m, se estima que todas las estructuras se junten metros abajo aumentando la potencia, presentan presencia moderada de sulfatos de Cu, malaquita, brocantita, y cuprita, además de abundante carbonato y en Gemela 3 viene acompañada de cuarzo.

#### 2.1.5.3. Estructuras de Zona Cinco Dedos

Ubicada al Este del Proyecto donde se iniciará operaciones desde el primer año.

**a) Cinco Dedos**

Coordenadas UTM WGS 84:

E= 258,472

N= 8,051,559

C= 615

Es una estructura de 2.00 a 3.00 m de potencia, con Rumbo S 55º W con buzamiento 68º SW, con buen contenido de cobre, se caracteriza por la presencia de turmalina en venillas con contenido de hematita, y fuerte silicificación, con Malaquita, calcantita rellenando fracturas y Cuprita en parches en la roca caja, y Atacamita; es una veta que se puede explorar por las evidencias mineralógicas expuestas en superficie. Más abajo en dirección Oeste encontramos otra estructura de las mismas características con 1.50 m. de potencia, esta zona es muy interesante por la magnitud de las estructuras.

**b) Traysi**

Coordenadas UTM WGS 84:

E= 258,582

N= 8,051,624

C= 654

Es una estructura de 2.00 a 3.00 m de potencia, con rumbo N 30° W y buzamiento 65º SW, aflorante en más de 150 m continuos, y con lazos sigmoides a ambos lados de iguales potencias, con buen contenido de óxidos verdes de cobre, se caracteriza por la presencia de turmalina en venillas con contenido de hematita como su afloramiento, y fuerte silicificación, con Malaquita, calcantita rellenando fracturas, Cuprita en parches en la roca caja, y Atacamita; se ha realizado perforación de aire reverso para comprobar la continuidad de los óxidos en niveles inferiores, intersectando las estructuras y se ha podido comprobar que las leyes y potencias se mantienen hasta una profundidad de 20 m.

**c) Veta Salvadora**

Coordenadas UTM WGS 84:

E= 258,639

N= 8,051,928

C= 710

Es una veta con 1.50 m de potencia Rumbo S 70º E, buzamiento 40º SW, silicificada brechada, color oscuro con hematita y turmalina en venillas paralelas a la veta y también rellenando las fracturas con contenido de Óxidos de cobre: malaquita, calcosina calcantita y cuprita.

### *2.1.6. Ley de corte*

El recurso se convierte en reservas de acuerdo a criterios económicos definidos por la ley de corte y a la posibilidad de explotación. Por la presencia de mineral en vetas se tendrá que explotar las vetas por métodos de explotación subterránea.

Teniendo en cuenta que el mineral a explotarse será vendido a acopiadores de mineral de la ciudad de Arequipa, Tacna o Arica (Chile), la ley de corte (cut-off) está definida por la siguiente formula mostrada en la Ecuación 1:

$$\text{Ley de corte (\%)} = \frac{100 * (Costo\ \ de\ \ minado\ +\ Costo\ de\ transporte)}{2204.6 * \text{Rec} * (\text{Precio}\ \ \text{cobre} - \text{Costo LESDE})} \qquad (1)$$

Dónde:

- Precio cobre = 2.50 US$/Lb Cu
- Costo LESDE (Lixiv., Extracción Solventes, Depositación Elect.) = 1.00 US$/Lb Cu. Incluye utilidad del propietario de la planta de proceso.
- Rec = Recuperación de cobre = 85%
- Costo de minado = 40.00 US$/TM
- Costo de transporte = 25.00 US$/TM

Reemplazando:

$$\text{Ley de corte (\%)} = \frac{100 * (Costo\ \ de\ \ minado\ +\ \ Costo\ de\ transporte)}{2204.6 * \text{Rec} * (\text{Precio}\ \ \text{cobre} - \text{Costo LESDE})} \qquad (2)$$

$$\text{Ley de corte (\%)} = \frac{100 * (40.00\ +\ 25.00)}{2204.6 * 0.85 * (2.5 - 1.0)}$$

**Ley de Corte (%) = 2.31 % Cu Total**

Es decir, remplazando los valores en la Ecuación 2, la ley de corte será de 2.31% de cobre total; leyes debajo de 2.31% no será económica su explotación.

El mineral debajo de leyes de 2.31% CUT hasta 1.00% CUT, se almacenará en un Stock, ya que, al subir el precio del cobre, estas leyes menores pueden ser rentables.

### *2.1.7. Reservas y recursos*

La ley de corte es el punto de equilibrio donde no se gana ni se pierde y es utilizada para definir las reservas de mineral; teniendo en cuenta este criterio y considerando que los muestreos en las estructuras mineralizadas han arrojados valores generalmente encima del punto de equilibrio, se ha determinado y definido iniciar la explotación por la veta Cinco Dedos y la veta Traysi, ya que presentan mejores leyes, ayudando a la recuperación del capital invertido, siendo además de mejor accesibilidad.

Las reservas se han calculado en función a los costos de minado del método de explotación a emplearse Shrinkage. Las reservas de mineral calculadas están en función a la mayor certeza de leyes, mapeos y estudio que tienen las zonas exploradas. Las reservas de la veta Mina Antigua fueron calculadas realizando un levantamiento topográfico de las labores desarrolladas, realizando un mapeo estructural, análisis geoquímico, y de recuperaciones en la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohoman, calculando el tonelaje de acuerdo al método de explotación a utilizar; las reservas de la veta Traysi y Cinco Dedos están calculadas en función a los resultados de la perforación de aire reverso realizado en marzo 2015, geoquímica, mapeo en superficie, diseños en

software minero, e interpretación geológica; en la Tabla 2 se puede apreciar el resumen de reservas de mineral de las vetas Mina Antigua, Cinco Dedos y Traysi.

**Tabla 2**

*Reservas de mineral*

| ZONA DE OPERACIÓN | VETA | Probada (tonelaje) | Probable (tonelaje) | Ley de cobre % CUT | Lb Cuf R. Probada | Lb Cuf R. Probable |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Javier | Mina Antigua | 89,000 | 99,000 | 3.69% | 5,792,101 | 6,442,899 |
| Cinco Dedos | Cinco Dedos | - | 13,000 | 5.13% | - | 1,176,198 |
| Cinco Dedos | Traysi | - | 64,000 | 3.98% | - | 4,492,446 |
| | **Total / Prom.** | **89,000** | **176,000** | **3.83%** | **5,792,101** | **12,111,543** |

Fuente: (Compañia Minera Chaspaya S.A.C.,)

Los recursos minerales medidos se pueden convertir en reservas probadas y reservas probables de Mena, debido a incertidumbres relacionadas con todos o algunos de los factores de cambio que se tienen en cuenta en la conversión de recursos minerales en reservas de mena, en la Tabla 3 se detalla los recursos minerales del proyecto.

Un 'Recurso Mineral Indicado' parte de un Recurso Mineral para el cual el tonelaje, pueden ser la densidad, forma, características físicas, calidad y contenido de minerales estimados con un nivel razonable de confianza. Se basa en la exploración, muestreo y pruebas de la información obtenida a través de técnicas apropiadas desde ubicaciones tales como afloramientos, trincheras, tajos, obras y perforaciones. Las ubicaciones están demasiado espaciadas o inapropiada para confirmar la continuidad geológica y/o grado, pero están lo suficientemente cercanos como para suponer su continuidad (Compañia Minera Chaspaya S.A.C.).

Un 'Recurso Mineral Medido’ es aquella parte de un Recurso Mineral para el cual la estimación del tonelaje, densidad, forma, características físicas, ley y contenido de metales pueda ser estimada con un alto nivel de confianza. Está basada en la exploración detallada y fiable, el muestreo y la información obtenida a través de las

pruebas técnicas apropiadas desde ubicaciones tales como afloramientos, trincheras, tajeos y perforaciones. Donde las ubicaciones son lo suficientemente cercanos como para confirmar la continuidad geológica y la ley (Compañia Minera Chaspaya S.A.C., 2015).

**Tabla 3**

*Recursos de mineral*

| ZONA DE OPERACIÓN | VETA | Medido (tonelaje) | Indicado (tonelaje) | Ley de cobre % CUT |
|---|---|---|---|---|
| Javier | Mina Antigua | 124,000 | 110,000 | 3.69% |
| Javier | Javier I | 40,000 | - | 2.80% |
| Javier | Ernesto | - | 55,000 | 2.11% |
| José | Gemelas | - | 240,000 | 3.31% |
| José | Preciosa | - | 130,000 | 2.00% |
| Cinco Dedos | Cinco Dedos | 10,000 | 53,000 | 5.13% |
| Cinco Dedos | Traysi | 39,000 | 86,000 | 3.98% |
| | **Total / Prom.** | **213,000** | **674,000** | **3.34%** |

Fuente: (Compañia Minera Chaspaya S.A.C.)

### *2.1.8. Método de explotación*

El método a utilizar de acuerdo a la estabilidad física de las labores en interior mina se planteará de acuerdo a las condiciones internas con las que se encuentren, es por ello que se consideran dos tipos de minado, el método Shirinkage.

#### 2.1.8.1. Método de explotación shirinkage

En su esencia, el Shirinkage es un método de explotación vertical que se aplica a vetas o a estructuras verticales, principalmente para explotaciones menores. Consiste en utilizar el mineral fragmentado como piso de trabajo para seguir explotando de manera ascendente. Este mineral además sirve como soporte para las paredes hasta que el tajeo se completa y queda listo para su vaciado. Los tajeos se explotan ascendentemente en tajadas horizontales, sacando solamente el 35% aproximadamente del material que se esponja y dejando hasta el

momento del vaciado el resto (65% aproximadamente). Es un método intensivo en mano de obra y difícil de mecanizar.

Se aplica generalmente a vetas angostas (de 1.2 a 3.0 m) o a cuerpos donde otros métodos no son viables. Para asegurar que el mineral fluya, el mineral no debe ser arcilloso, ni debe oxidarse rápidamente. El cuerpo mineralizado debe ser continuo para evitar la dilución. El estéril debe extraerse como dilución o también puede dejarse como pilares. El tajeo puede quedar vacío o ser rellenado.

**a) Condiciones para Aplicarlo**

Este método de explotación es aplicable a cuerpos que tienden a ser tabulares verticales, además tienen que ser angostos y con bordes regulares. Su inclinación debe ser superior al ángulo de reposo del material fragmentado, vale decir, mayor a 55º aproximadamente. Además, la roca mineralizada debe ser estable y competente, y las paredes igual deben presentar buenas condiciones de estabilidad.

**b) En resumen, las principales condiciones**

- Características del mineral: mineral competente, que no se oxide ni cemente, además bajo en arcillas.
- Características de roca de caja: competente.
- Forma del depósito: vertical, uniforme en su inclinación y contactos o Inclinación> 45º, ojalá> 60º.
- Tamaño: Angosto (1.0 a 3.0 m).
- Largo: 15 m en adelante.
- Ley: moderada a alta.

**c) Desarrollo del Método:**

Este método requiere conocer bastante bien la regularidad y los límites del cuerpo mineralizado. Para ello, se construirá dos niveles horizontales separados verticalmente a 20 m, tal y como se muestra en la Figura 3, estos permitirán definir la continuidad de la veta Traysi y también determinar la regularidad en el espesor de la misma.

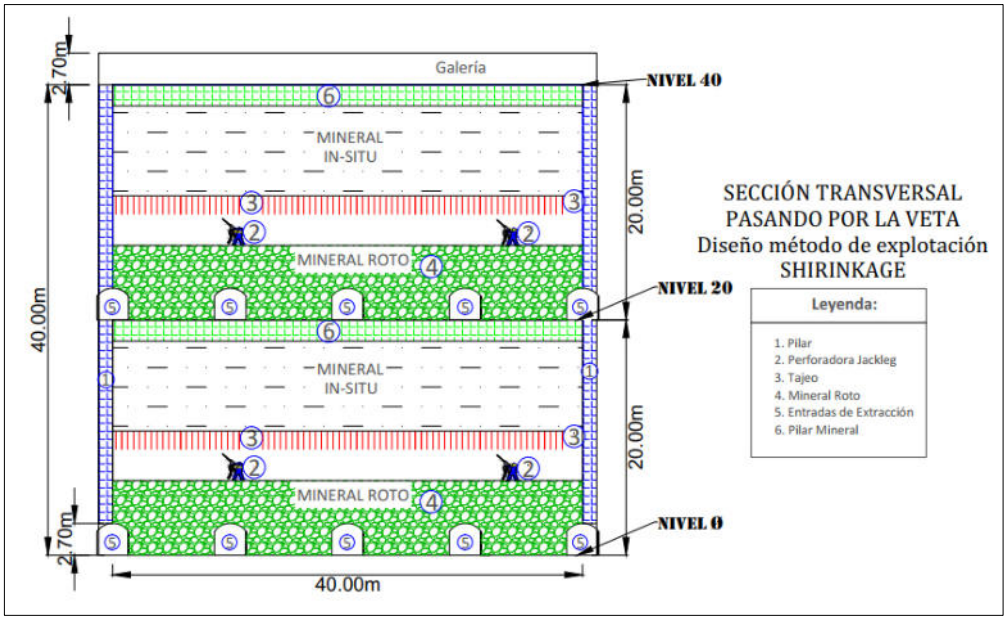
A esto, se le agregara 6 chimeneas, las que permitirán definir la continuidad vertical de la veta.

Finalmente, se tienen las siguientes alternativas para el desarrollo que sigue:

- Ventanas de extracción cada 10 m en la base del cuerpo, además de la instalación de chutes de madera en cada punto.
- Se correrá una galería en el nivel 615 paralela a la base de la veta Traysi a 6.0 m. en caja piso (por estabilidad).
- Se construirá estocadas de mineral cada 60 m., esto para almacenar mineral para su extracción y posteriormente ser usadas como ventanas de volteo.
- Se tiene previsto construir dos OrePass, uno al este de la veta Traysi y el otro al Oeste, con el fin de transportar el material extraído de las galerías de exploración hacia el nivel 615.
- Para los cuerpos más anchos: se corren dos galerías de base, luego se construyen embudos y finalmente por el centro de las dos galerías bases se corre una galería de extracción con *scraper* y estocadas de extracción para que el esponjamiento fluya hacia la galería de extracción.
- Los tajos en el nivel 635 tienen dimensiones de 40m x 10m, y los tajos del nivel 615 de 40m x 20m.

**Figura 3**

*Método de explotación Shirinkage*




Fuente: (Compañia Minera Chaspaya S.A.C.)

### d) Secuencia de Minado

#### Arranque

Todas las condiciones que se necesitan para aplicar este método, además de las dificultades de acceso y un piso de trabajo irregular no permiten utilizar equipos mecanizados para las perforaciones.

En la práctica normal se utilizan perforadoras manuales y barras integrales. Los tiros pueden ser horizontales (1.6 a 4.0 m) o verticales (1.6 a 2.4 m) con diámetros de 32 a 38 mm. Hay excepciones donde se utilizan perforadoras mecánicas como el *drill wagons* o jumbos con perforaciones que pueden ir de 1.8 m hasta 3.0 m. La voladura se realizará utilizando dinamita.

#### Manejo del mineral

El sistema tradicional consiste en el carguío directo del mineral volado por el nivel de extracción mediante pequeños carros, los cuales serán cargados por medio de los chutes.

Es necesario nivelar el piso para seguir perforando después de cada voladura dentro del tajo, para lo que se pueden utilizar winches, LHD pequeños o simplemente palas y realizar el trabajo manualmente.

Después de volar y extraer cada tajo, se deben subir los accesos (con fortificación de madera).

**Ventilación**

El aire fresco ingresara por la bocamina del crucero nivel 635, la cual tiene una sección de 2.7 x 2.7 m; en las intersecciones se colocarán extractores para extraer el aire viciado el cual será expulsado por una chimenea de ventilación hacia la superficie, la cual esta a su vez conectada con el nivel 615.

En el nivel 615 el ingreso de aire fresco será por la bocamina Cinco Dedos, con sección de 2.7 x 2.7 m, al igual que en el nivel superior se instalará extractores y puertas de ventilación para direccionar el aire fresco hacia la galería Traysi y el Bypass.

El aire viciado será expulsado por la chimenea de ventilación hacia el nivel superior y luego expulsado hacia la superficie.

**Fortificación**

Dependiendo de la estabilidad de la roca encajadora, se recurre normalmente a un apernado parcial de las paredes del caserón. En situaciones de mayor inestabilidad se colocan pernos y malla de acero, o incluso *shotcrete*.

También es posible dejar algunos pilares de mineral de pequeñas dimensiones.

Además, se hacen muestreos de canaleta o de chips en intervalos regulares para controlar las leyes.

**Vaciado**

El vaciado en este método es la etapa más peligrosa. Se debe evitar este método si el material se pega o es arcilloso. Además, se pueden producir colgaduras o arcos, las cuales se pueden desechar mediante el uso de agua, explosivos o a mano, todo esto muy riesgoso. Además, la presencia de colgaduras incluye mayores gastos económicos.

El vaciado debe ser sistemático y parejo para evitar la dilución de todo el material. Normalmente se utiliza LHD; luego el traspaso al camión o a los baldes de arrastres.

### *2.1.9. Estudio geomecánico*

En el marco de los objetivos de Compañía Minera Chaspaya S.A.C. y del reglamento vigente DS-024-2016-EM y su modificatoria el DS-023-2017-EM, cuyo fin es preservar la integridad de la vida humana y de su entorno, se han realizado tres estaciones geomecánicas en la zona a explotar el primer año, realizando un mapeo geomecánico y ensayos de mecánica de rocas en el laboratorio de la Pontificia Universidad Católica del Perú (PUCP), tal como se muestra en el Anexo 2, Anexo 3 y Anexo 4, en las que se realizó ensayos de: propiedades físicas; propiedades elásticas; y ensayos de compresión triaxial; cuyos resultados nos han permitido determinar la clasificación geomecánica por RMR – Bieniawski (1989). No se han realizado sondajes diamantinos ni geomecánicos por lo cual no se cuenta con una data para zonificar geomecánicamente los niveles inferiores.

Las imágenes del ensayo de propiedades elásticas podemos apreciarlas en el Anexo 5, de igual forma las imágenes de ensayo de compresión triaxial se pueden apreciar en el Anexo 6.

Para la clasificación geomecánica utilizaremos la clasificación RMR de Bieniawski, dando soporte con la tabla que se muestra en la Figura 4. Este sistema fue desarrollado para caracterizar el macizo rocoso y para proveer una herramienta de diseño para túneles. El método de clasificación de Bieniawski (1989) se desarrolló para estimar la fortificación de túneles en función del índice RMR de calidad geotécnica.

**Figura 4**

*Clasificación geomecánica RMR Bieniawski (1989).*

| TIPO DE ROCA | | RMR BIENIAWSKI | CLASIFICACIÓN DE LA ROCA |
|---|---|---|---|
| II | II-A | 71 - 80 | BUENA "A" |
| | II-B | 61 - 70 | BUENA "B" |
| III | III-A | 51 - 60 | REGULAR "A" |
| | III-B | 41 - 50 | REGULAR "B" |
| IV | IV-A | 31 - 40 | MALA "A" |
| | IV-B | 21 - 30 | MALA "B" |
| V | V-A | 0 - 20 | MUY MALA |

Fuente: (Bieniawski, 1989)

**Tabla 4**

*Clasificación Geomecánica RMR de las estaciones de la Zona Cinco Dedos*

| UBICACIÓN: MINA EL NUEVO SUREÑO - ZONA CINCO DEDOS | | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| LITOLOGÍA | | | | Diorita | | | Diorita | | | Diorita | | |
| ESTACIÓN GEOMECÁNICA | | | | EG-1 | | | EG-2 | | | EG-3 | | |
| CLASIFICACIÓN RMR (ROCK MASS RATING)-BIENIAWSKI, 1989 | | | | | | | | | | | | |
| Sistema RMR | PARÁMETROS | | | CARACTERÍSTICAS | VALUACIÓN | | CARACTERÍSTICAS | VALUACIÓN | | CARACTERÍSTICAS | VALUACIÓN | |
| | 1 | Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Mpa) σc | | 140 | 12 | | 140 | 12 | | 140 | 12 | |
| | 2 | RQD (%) | | 70 | 14 | | 65 | 13 | | 65 | 13 | |
| | 3 | Espaciamiento (mm) **Js** | | 150 | 7 | | 160 | 7 | | 200 | 8 | |
| | 4 | Condición de discontinuidad (Jc) | Persistencia (m) | 1 - 3 m | 4 | | 1 - 3 m | 4 | | 1 - 3 m | 4 | |
| | | | Separación (mm) | 0.1 - 1.0 mm | 4 | | 0.1 - 1.0 mm | 4 | | 0.1 - 5 mm | 1 | |
| | | | Rugosidad | Lig, Rugosa | 3 | 18 | Lig, Rugosa | 3 | 18 | Lig, Rugosa | 3 | 13 |
| | | | Relleno | Duro > 5 mm | 2 | | Duro > 5 mm | 2 | | Duro > 5 mm | 2 | |
| | | | Meteorización | Lig. Meteorizada | 5 | | Lig. Meteorizada | 5 | | Lig. Meteorizada | 3 | |
| | 5 | Agua subterránea **Gw** | | Seco | 15 | | Seco | 15 | | Seco | 15 | |
| | **RMR89 (Suma: 1+2+3+4+5)** | | | | **66** | | | **65** | | | **61** | |
| | Ajuste por Orientación de Discontinuidades **Jo** | | | Regular | -5 | | Regular | -5 | | Favorable | -2 | |
| | **RMR Total** | | | | **61** | | | **60** | | | **59** | |
| | **Clases del macizo rocoso** | | | **Buena** | **II - B** | | **Regular** | **III - A** | | **Regular** | **III - A** | |
| | CORRELACIÓN CON Q | Bieniawski: Q=exp((RMR-44)/9) | | | 6.6 | | | 5.9 | | | 5.3 | |
| | | Barton: Q=10(RMR-50)/15) | | | 7.3 | | | 6.7 | | | 6.0 | |
| OBSERVACIONES | | | | Estación ubicada en Veta Salvadora | | | Ubicada en al final de Zona Chacra | | | Ubicada en bocamina de Veta Cinco Dedos | | |

Fuente: (Compañia Minera Chaspaya S.A.C.)

En la Tabla 4 se muestra la clasificación geomecánica RMR de las estaciones en la Zona Cinco Dedos, está en referencia a los parámetros tomados en campo asignándoles un valor correspondiente según sus características.

De acuerdo a nuestras estaciones geomecánicas en la Zona Cinco Dedos tenemos:

- Estación Geomecánica 1 con un macizo rocoso de roca Buena II-B con un RMR de 61.
- Estación Geomecánica 2 con un macizo rocoso de roca Regular III-A con un RMR de 60.
- Estación Geomecánica 3 con un macizo rocoso de roca Regular III-A con un RMR de 59.

### *2.1.10. Diseño de labores mineras*

#### 2.1.10.1. Perforación y voladura

Para las labores de avances horizontales y verticales la perforación se realizará con una perforadora jackleg, accionada con aire comprimido. En la Zona Cinco Dedos tenemos geomecánicamente dos tipos de roca, II-B y III-A; por lo cual tendremos dos tipos de malla de perforación y cantidad de carga explosiva para cada tipo de labor de misma sección.

Se tendrán dos secciones de avances horizontales de 2.7m x 2.7m y 3.0m x 3.0m; estas secciones contemplan galerías; Bypass; cruceros; ventanas de carguío, de volteo, de alimentación, y bodegas de almacenamiento.

Para las labores horizontales de 2.7m x 2.7m y 3.0m x 3.0m se perforará con barrenos de 6 pies (1.82 m) y brocas de 38 mm. Para cuidar la estabilidad de las coronas de las secciones de avance, se perforarán taladros de 38mm los cuales no serán cargados con explosivos, con la finalidad de no dañar el macizo de la corona y cuidar su estabilidad.

#### 2.1.10.2. Carguío y transporte

El carguío de mineral y desmonte en interior mina será realizado por un cargador de bajo perfil - Scooptram – de 2.5 $yd^3$ cuyas dimensiones del equipo facilitan su labor dentro de las secciones que se tendrán en la operación subterránea.

Este material será acumulado en ventanas de acumulación, que estarán a no más de 100 m de un frente de avance, con la finalidad de limpiar con mayor rapidez los frentes y posteriormente cargar el material en los camiones de bajo perfil.

El transporte de material volado en interior mina será inicialmente realizado por el scooptram, hasta los 100 m de profundidad desde la bocamina; posteriormente el transporte lo realizarán camiones de bajo perfil – Dumper – de 10TM, que llevarán el mineral hacia el Stock Dinámico, y el desmonte hacia el depósito de desmonte temporal.

#### 2.1.10.3. Ventilación

Inicialmente la ventilación será natural, hasta los 60 m de profundidad de cada labor de avance, luego se instalarán ventiladores de 10,000 CFM con mangas de 10” y 12”.

Una vez concluidas las Chimenea de Ventilación 615-1 y 480-1 se podrá prescindir de algunos ventiladores, ya que el aire viciado tendrá una salida suficiente para disminuir la presión existente en las labores para el ingreso de aire natural. Manteniendo siempre el balance de aire necesario para una operación sin deficiencias en ventilación.

#### 2.1.10.4. Secuencia de minado

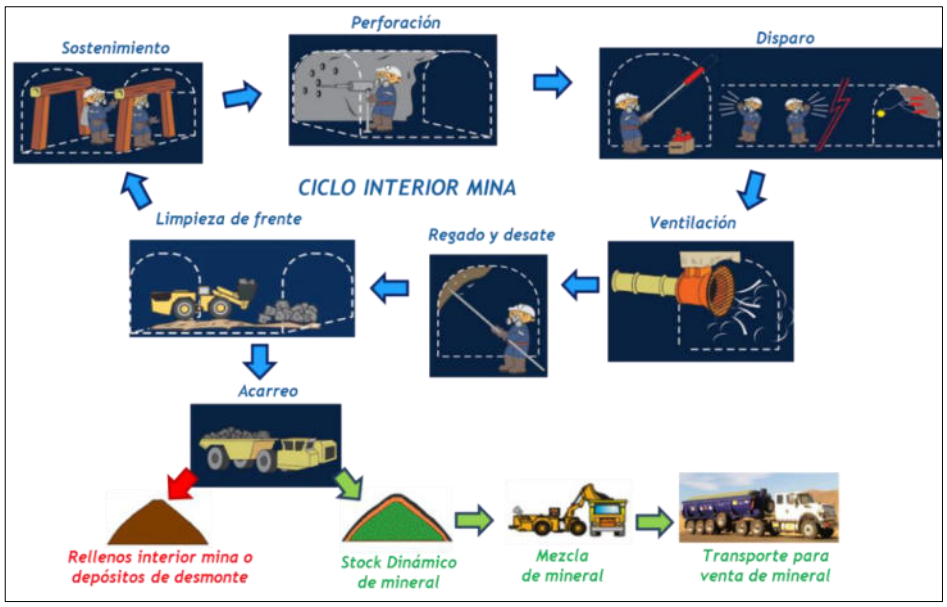
En cada guardia se realizarán dos voladuras, terminando cada guardia con la segunda ventilación.

Como se muestra en la Figura 5, la guardia iniciará con el regado y desate de las rocas que han quedado casi sueltas en la corona y hastiales producto de la voladura del turno anterior, luego ingresará el scooptram para realizar la limpieza del frente y poder realizar el sostenimiento si la labor lo amerita. Se marcará la malla de perforación de acuerdo al

diseño por tipo de roca y sección, se iniciará la perforación de acuerdo a los procedimientos. Una vez concluida la perforación se cargará los taladros con explosivos, realizando el amarre de acuerdo a la secuencia de salida del disparo, luego se retirarán los equipos de perforación e instrumentos para que no sufran daños por posibles rocas volantes; se realizará el chispeo e inmediatamente todo el personal se retirará de los frentes de disparo; terminando de esta manera su guardia. La ventilación se realizará mientras se realiza el reparto de guardia en superficie; evitando que existan personas en interior mina.

**Figura 5**

*Secuencia de minado*




Fuente: (Compañia Minera Chaspaya S.A.C.)

## 2.2. BASES TEÓRICAS SOBRE EL TEMA DE INVESTIGACIÓN

### *2.2.1. Descripción del método de Holmberg para un diseño de voladura*

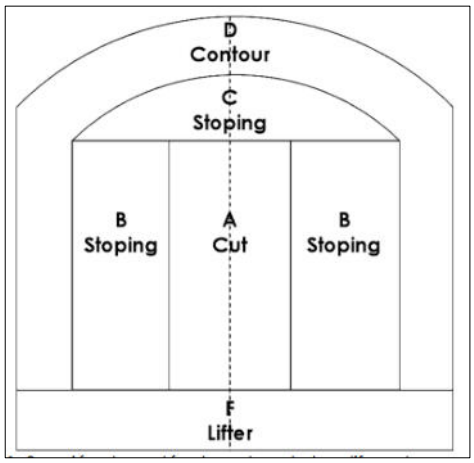
(Holmberg, 1979), actualiza la metodología de las teorías suecas, de cálculo de perforación y voladura en galerías, esta metodología considera en facilitar los cálculos dividiendo el frente de operación en cinco secciones diferentes, por lo que estima la malla de perforación para cada una de las secciones del frente en su conjunto, el avance

lineal por disparo está restringido por el diámetro de taladro de alivio y las desviaciones de los taladros, estipulándose alcanzar, un avance lineal por disparo de 95% de la longitud del taladro perforado, la metodología considera indispensablemente las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, propiedades físico química de las mezclas explosivas y dimensiones de los accesorios de perforación. Las observaciones y cálculos efectuados solamente tienen sentido comprobando que la perforación de los taladros sea correcta en su distribución, longitud, diámetro, dirección, sean cargados con el explosivo necesario, de esta forma se asegura que en la detonación de cada taladro se cumpla con el avance planificado. Eso implica que en los diseños de perforación y voladura se tenga que poner especial cuidado en los cálculos.

Para el diseño de perforación y voladura de túneles, Holmberg ha dividido el frente en cinco secciones: (A-E) diferentes, tal y como se muestra en la Figura 6; cada una de las cuales requiere un cálculo especial.

**Figura 6**

*Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg*




Nota:
A: sección de corte (cut).
B: sección de tajeo (stoping).
C: sección de alza (stoping).
D: sección de contorno (contour).
E: sección de arrastre (lifters).

Fuente: Manual de P&V López Jimeno

**Teoría de Roger Holmberg**

La distancia entre taladros centrales de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de 1.7Ø para la obtención de una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos.

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:

#### 2.2.1.1. Cálculo del diseño de malla de perforación

El avance es restringido por el diámetro de taladros sin carga y la desviación de los taladros de menos diámetro. Un buen requerimiento económico es la utilización máxima de la profundidad de los taladros.

La Ecuación 3, la cual es usada para calcular la profundidad del taladro puede ser expresado de la siguiente manera:

$$L = 0.15 + 34.1 * (\emptyset_e) - 39.4 * (\emptyset_e)^2 \qquad (3)$$

Donde:

$L$ :Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente
$\emptyset_e$ :Diametro equivalente

***Cálculo del taladro vacío***

En la Ecuación 4 se muestra cómo se debe realizar el cálculo del taladro vacío según (Holmberg R., 1979)

$$\emptyset_e = \emptyset_a x\sqrt{N} \quad (4)$$

Donde:
$\emptyset_e$ :Diámetro equivalente
$\emptyset_a$ :Diámetro de los taladros de alivio
N:Número de los taladros de alivio

***Avance efectivo de disparo***

El avance efectivo se calcula con la Ecuación 5, el cual está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2%, los avances medios "I" deben llegar al 95% de la profundidad del taladro.

$$I = 0.95 * L \quad (5)$$

Donde:

L :Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente
I :Avance de la voladura (m)

***Error de perforación***

Para una estimación de los errores de perforación se expresa en la Ecuación 6 según Holmberg.

$$\Psi = (\alpha * L) + e \quad (6)$$

Donde:

Ψ=Error de perforación
L=Profundidad del taladro
α=Desviación angular

e=Error de emboquille o empate

***Arranque de cuatro secciones***

La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de "1.7D2" para obtener una fragmentación y salida satisfactoria, las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío.

Para un cálculo más rápido de las voladuras de túnel con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla practica que se encuentra en la Tabla 5 y en la Figura 7.

**Tabla 5**

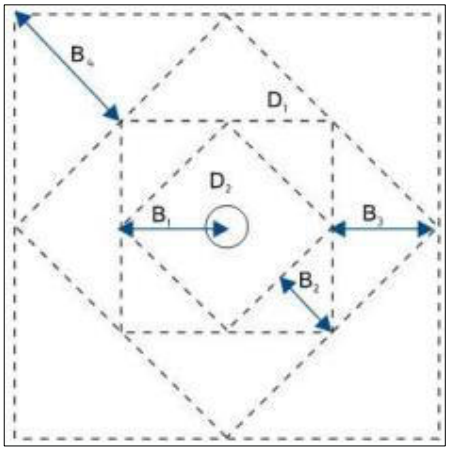
*Resumen de ecuaciones*

| SECCIÓN DEL CORTE | VALOR DE BURDEN | LADO DE SECCIÓN |
|---|---|---|
| Primera | $B_1 = 1.5\ D_1$ | $B_1\sqrt{2}$ |
| Segunda | $B_2 = B_1\sqrt{2}$ | $1.5B_2\sqrt{2}$ |
| Tercera | $B_3 = 1.5B_2\sqrt{2}$ | $1.5\ B_3\sqrt{2}$ |
| Cuarta | $B_4 = 1.5\ B_3\sqrt{2}$ | $1.5\ B_3\sqrt{2}$ |

Fuente: Manual EXSA Soluciones

**Figura 7**

*Arranque de cuatro secciones*




Fuente: Manual Exsa Soluciones

Una regla práctica para determinar el número de secciones es que la longitud del lado de la última sección B sea igual o mayor que la raíz cuadrada del avance.

#### 2.2.1.2. Número de taladros

El número de taladros requeridos para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponible. Influyen también la clase de explosivos y el método de iniciación a emplear (Manual Exsa, 2019).

Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente formula empírica mostradas en la Ecuación 7 y la Ecuación 8, y para ello se tiene que considerar los valores de la Tabla 6 en función a la dureza de la roca:

$$N° \, Tal = \left(\frac{P}{dt}\right) + (k * s) \quad (7)$$

$$P = \sqrt{s} * 4 \quad (8)$$

Donde:

P :Perímetro de la sección de la galería en metros
dt :distancia entre los taladros
k :coeficiente o factor de la roca
s :sección de la galería en $m^2$

**Tabla 6**

*Dureza de roca con relación a la distancia y coeficiente*

| Dureza de roca | dt | k |
|---|---|---|
| Blanda | 0.7 | 1.0 |
| Semi Dura | 0.6 | 1.5 |
| Dura | 0.5 | 2.0 |

Fuente: (Manual Exsa, 2019)

#### 2.2.1.3. Distribución de cargas

Para ello se debe utilizar las fórmulas de la Ecuación 9, Ecuación 10, Ecuación 11 y Ecuación12.

***a) Movimiento de roca***

$$Volumen\ (V) = S * L \quad (9)$$

Donde:
V :Volumen de roca
S :Dimensión de la sección en $m^2$
L :Longitud de taladros en m.

$$Tonelaje\ (t) = V * \rho \quad (10)$$

Donde:
ρ :Densidad de roca

***b) Cantidad de carga***

$$(Qt) = V * \frac{kg}{m^3} \quad (11)$$

Donde:
V :Volumen de roca en $m^3$
$\frac{kg}{m^3}$:Carga por $m^3$

***c) Carga promedio por taladro***

En la práctica, para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte o cual sea reforzado, se incrementa de 1.3 a 1.6 veces la "carga promedio" en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome)

### *2.2.2. Explosivos y accesorios*

Los explosivos son mezclas en meta estable de oxidantes y combustibles. Se descomponen violentamente liberando gran cantidad de energía que se utiliza para romper la roca. La mayoría de los explosivos comerciales utilizan nitratos como oxidantes, siendo el nitrato de amonio el material básico de fabricación. Otros comúnmente usados son el de sodio, calcio, potasio y algunos inorgánicos tales como aminas y hexaminas (Enaex, 2006).

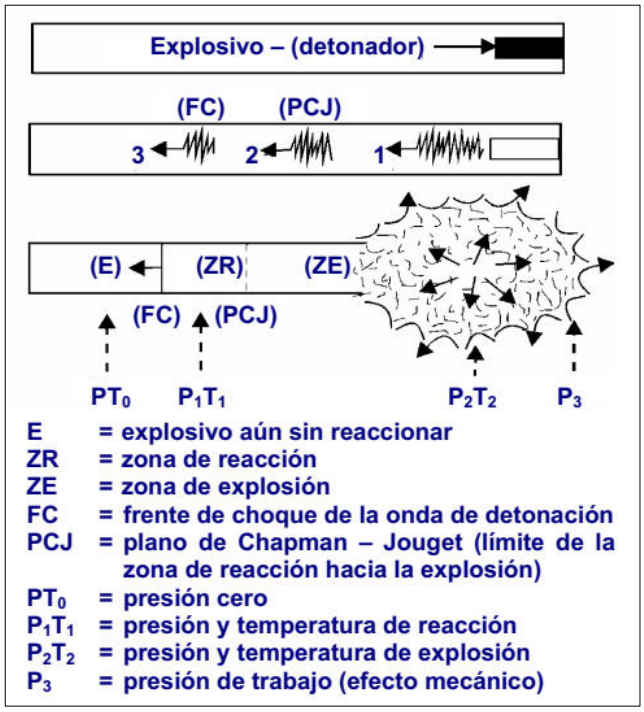
Para que un explosivo pueda detonar es necesario iniciarlo, lo que se efectúa normalmente mediante los denominados “accesorios de voladura”, que comprenden a los fulminantes o detonadores, mecha de seguridad y mecha rápida, conectadores, retardadores, cordones detonantes, cables, explosores e instrumentos de control como ohmnímetros y otros (Manual Exsa, 2008).

#### 2.2.2.1. Proceso de detonación

Para entender el funcionamiento del fenómeno de la detonación, conviene conocer cómo son las diferentes zonas de reacción que se producen durante la misma.

**Figura 8**

*Proceso de detonación*




Fuente: (Manual Exsa, 2008)

Tal y como se muestra en la Figura 8, el detonador: crea la onda de choque iniciadora (1). La onda avanza a alta velocidad originando la reacción de la masa, inicialmente en un punto, el que se amplía hasta ocupar el diámetro total del explosivo, donde este adquiere su velocidad máxima de detonación (velocidad de régimen constante – VOD).

Por detrás del frente de choque (FC) se forma la zona de reacción (ZR) limitada por el plano de Chapman – Jouget (PCJ) con la máxima temperatura y presión de detonación; donde la masa explosiva se descompone para originar la zona de explosión (ZE) que le sigue (con temperatura y presión de explosión, muy elevadas) (Exsa, 2008).

#### 2.2.2.2. Propiedades de los explosivos

Los explosivos convencionales y los agentes explosivos poseen propiedades diferenciadoras que los caracterizan y que se aprovechan para la correcta selección, tendiendo al tipo de voladura que se desea realizar y las condiciones en que se debe llevar a cabo (Lopez Jimeno, 2001).

a) **Potencia y energía**

   La potencia es, desde el punto de vista de aplicación industrial, una de las propiedades más importantes, ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos.

b) **Velocidad de detonación**

   Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo, y por tanto es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía. Es también la velocidad con que viaja la onda a lo largo de una columna explosiva, sea al aire libre o en confinamiento dentro de un taladro de voladura (Exsa, 2019).

c) **Simpatía**

   Al ser detonado un cartucho, éste puede inducir la detonación de otro cartucho vecino por “simpatía”. En las dinamitas sensibles esta transmisión de la detonación puede representar una distancia de muchos centímetros. Una buena transmisión es la garantía para la completa detonación de una columna explosiva.

**d) Sensitividad**

Es la capacidad o aptitud que presenta todo explosivo para ser iniciado por un fulminante, un cebo o un cordón que se denomina "mínimo primer". En la práctica es el peso del más pequeño detonador (convencional, mini-booster, primer reforzador, cordón detonante o carga de explosivo primario) capaz de llevar a cabo la detonación completa de un cartucho o carga de explosivo rompedor.

**e) Diámetro crítico**

Las cargas explosivas cilíndricas tienen un diámetro particular por debajo del cual la onda de detonación no se propaga, o sólo lo hace con una velocidad muy por debajo a la de régimen. A dicha dimensión se la denomina "diámetro crítico", la que por ejemplo en algunos hidrogeles sensibles es del orden de 1" (2.54 cm) y en slurries de 3" (7.50 cm) lo que es necesario conocer previamente (Exsa, 2008).

Los principales factores que influyen en la determinación del diámetro crítico son:

- Tamaño de las partículas.
- Reactividad de sus componentes.
- Densidad.
- Confinamiento.

**f) Resistencia al agua**

Es la habilidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características, es decir su capacidad para rechazar la penetración del agua.

**g) Balance de oxígeno**

Expresado en gramos de oxígeno por 100 g de explosivo, se calcula a partir de la ecuación de reacción química. Es importante en la formulación de la mezcla explosiva para asegurar una completa combustión con la máxima potencia y mínima producción de gases tóxicos, siendo necesario controlar la proporción de oxígeno suministrado a los componentes combustibles (añadirlo o restarlo según convenga) para que logren su mayor nivel de oxidación.

**h) Densidad**

Es la relación entre la masa y el volumen de un cuerpo, expresada en g/cm3. Prácticamente expresa la masa en gramos de una sustancia contenida en un volumen de 1 cm3. En los explosivos tiene influencia determinante sobre la velocidad de detonación y la sensibilidad. La densidad propia o "de masa" de los explosivos varía entre 0,8 a 1,6 g/cm3 en relación con la unidad (agua a 4°C y 1 atm).

#### 2.2.2.3. Explosivo Samexsa

Dinamita semigelatinosa muy versátil por sus características de detonación que pueden variar según las circunstancias, desde un alto efecto empujador hasta un alto poder rompedor, lo que permite su empleo en voladura de rocas intermedias a duras.

El nivel de energía de los diversos tipos de Semexsa permite superar la fuerza estructural y masa de las diferentes calidades de roca, tal y como se muestra en la Tabla 7, Gracias a su gran rendimiento, adaptabilidad y seguro manipuleo, son usadas en minería subterránea, canteras, obras civiles (túneles, carreteras) generando también un excelente comportamiento en labores confinadas como rampas, chimeneas, piques y entre otros (Exsa, 2015).

Por último, su adecuada transferencia de energía liberada a la roca, minimiza los daños alrededor del taladro.

Cuenta con las siguientes propiedades y beneficios:

- Alta a mediana velocidad de detonación.
- Mediana impedancia.
- Sensible al detonador No. 8 y al cordón de bajo gramaje.
- Larga vida útil.

**Tabla 7**

*Características técnicas Samexsa*

| Especificaciones técnicas | Unidades | Semexsa 45 | Semexsa 65 | Semexsa 80 |
|---|---|---|---|---|
| Densidad | g/cm$^3$ | 1.08 ± 3% | 1.12 ± 3% | 1.18 ± 3% |
| Velocidad de detonación* | m/s | 3,800 ± 200 | 4,200 ± 200 | 4,500 ± 200 |
| Presión de detonación | kbar | 87 | 94 | 125 |
| Energía** | KJ/kg | 3,338 | 3,433 | 3,747 |
| RWS** | % | 89 | 92 | 99 |
| RBS** | % | 120 | 127 | 147 |
| Volumen de gases | l/kg | 1,016 | 1,015 | 989 |
| Resistencia al agua | Horas | Buena | Muy buena | Excelente |
| Categoría de humos | Categoría | 1 era. | 1 era. | 1 era. |

Nota:
* Sin confirmar en tubo de hojalata de 30mm de diámetro.
** Calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.
Fuente: (Manual Exsa, 2015)

**a) Presentación y embalaje**

Masa explosiva encartuchada en papel kraft, los cartuchos son dispuestos en bolsas plásticas y embaladas en cajas de cartón corrugado, su presentación de detalla en la Tabla 8.

**Tabla 8**

*Presentación Samexsa*

| Peso Neto | | | 25 kg | |
|---|---|---|---|---|
| Pesa Bruto | | | 26.3 kg | |
| Dimensiones de caja | | | Ext. 35x45x28 cm | |
| Material | | | Caja de cartón corrugado | |
| Producto | **Pulg.** | | **UN/Caja** | **Masa g/UN** |
| SEMEXSA 45 | 1 1/8 | 12 | 122 | 205 |
| SEMEXSA 65 | 1 1/2 | 12 | 68 | 368 |
| SEMEXSA 65 | 7/8 | 7 | 308 | 81 |
| SEMEXSA 80 | 1 1/8 | 8 | 164 | 152 |

Fuente: (Manual Exsa, 2015)

**b) Almacenamiento**

Conservando en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 60 meses, después de fecha de fabricación (Exsa, 2015).

#### 2.2.2.4. Accesorios de voladura

Paralelamente a la evolución de los explosivos los accesorios de iniciación han sufrido desde los años cuarenta un fuerte desarrollo tecnológico; actualmente, el sistema de energización de los detonadores llamados ordinarios por medio de mecha lenta, que implica un alto riesgo de accidentes para los operadores y una falta de control de los tiempos de salida con unas repercusiones negativas en el rendimiento de las voladuras y en las alteraciones a que pudieran lugar éstas, ha sido casi totalmente sustituido por sistemas más seguros y fiables, como lo son los sistemas eléctricos y sistemas no eléctricos (Lopez Jimeno, 2001).

**a) Fulminante N° 8**

Está conformado por un casquillo cilíndrico de aluminio cerrado en uno de sus extremos, en cuyo interior lleva una carga primaria de un explosivo sensible y

otra carga secundaria de alto poder explosivo. Su diseño permite que la carga primaria sea activada por la chispa de la mecha de seguridad, la cual inicia la carga secundaria y ésta al explosivo.

**b) Mecha de seguridad**

La mecha de seguridad es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura. Su estructura está compuesta por capas de diferentes características; las cuales protegen al núcleo de pólvora y tiene un recubrimiento final de material plástico que asegura una excelente impermeabilidad y buena resistencia a la abrasión.

**c) Carmex**

El carmex ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales.

Está compuesto por los siguientes componentes: un fulminante común N° 8, un tramo de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la mecha rápida al conector para mecha rápida.

**d) Mecha rápida o cordón de ignición**

La mecha rápida es un componente tradicional de iniciación de voladuras, compuestos por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico.

La mecha rápida produce una llama incandescente durante su combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del conector para mecha rápida, el que a su vez asegura el eficiente encendido de la mecha se seguridad.

**e) Cordón detonante o Pentacord (5P)**

Es un accesorio de voladura, que posee características como: alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo. Está formado por un núcleo de pentrita (PETN), el cual está recubierto por fibras sintéticas y forrado por un material plástico. El Pentacord 5P, generalmente está destinado como línea troncal en voladuras primarias o secundarias, para la fabricación de cañas o como línea descendente en taladros de diámetro pequeño o intermedio, tanto en minería superficial como subterránea.

### *2.2.3. Perforación rotopercutiva*

La perforación a rotopercución es el sistema más clásico de perforación de barrenos, el principio de perforación de estos equipos se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) que golpea a un útil que a su vez transmite energía al fondo del barreno por medio de un elemento final (broca), los diámetros más comunes en perforación se pueden apreciar en la Tabla 9.

**Tabla 9**

*Diámetros de perforación más comunes*

| TIPO DE PERFORADORA | DIAMETRO DE PERFORACIÓN (mm) | |
|---|---|---|
| | CIELO ABIERTO | SUBTERRANEO |
| Martillo en Cabeza | 50 - 127 | 38 - 68 |
| Martillo en Fondo | 75 - 200 | 100 - 165 |

Fuente: (Lopez Jimeno, 2001)

#### 2.2.3.1. Fundamentos de perforación rotopercutiva

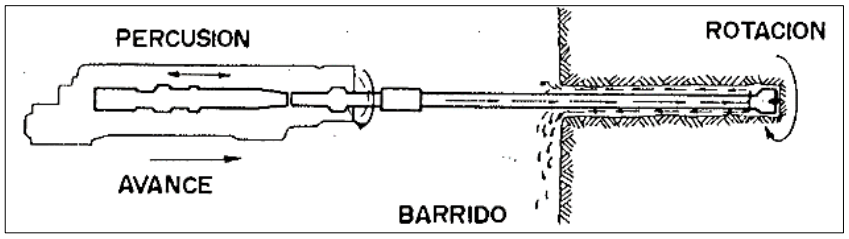
La perforación a rotopercusión se muestra en la Figura 9 y se basa en la combinación de las siguientes acciones:

- **Percusión.** Los impactos producidos por el golpeo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la boca a través del varillaje (en el martillo en cabeza).

- **Rotación.** Con este movimiento se hace girar la boca 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 detrito del fondo del barreno (Lopez Jimeno, 2001).

**Figura 9**

*Acciones básicas en la perforación rotopercutiva*




Fuente: (Lopez Jimeno, 2001).

#### 2.2.3.2. Perforación con martillo en cabeza

Este sistema de perforación se puede calificar como el más clásico o convencional, y aunque su empleo por accionamiento neumático se vio limitado por los martillos en fondo y equipos rotativos, la aparición de los martillos hidráulicos en la década de los setenta ha hecho resurgir de nuevo este método complementándolo ampliándolo en su campo de aplicación (Lopez Jimeno, 2001).

**a) Perforadoras neumáticas**

Como se muestra en la Figura 10, un martillo accionado por aire comprimido consta básicamente de:

- Un cilindro cerrado con una tapa delantera que dispone de una abertura axial donde va colocado el elemento porta barrenos, así como un dispositivo retenedor de las varillas de perforación.

- El pistón que con su movimiento alternativo golpea el vástago o culata a través de la cual se transmite la onda de choque a la varilla.
- La válvula que regula el paso de aire comprimido en volumen fijado y de forma alternativa a la parte anterior y posterior del pistón.
- Un mecanismo de rotación, bien de barra estriada o de rotación independiente.
- El sistema de barrido que consiste en un tubo que permite el paso del aire hasta el interior del varillaje.

**Figura 10**

*Componentes de la perforadora neumática*




Fuente: (Lopez Jimeno, 2001).

### 2.2.3.3. Accesorios de perforación rotopercutiva

Para realizar un trabajo de perforación específico pueden elegirse diversas combinaciones de accesorios. Los factores que hay que considerar en la selección de sus componentes son: diámetro de los barrenos y longitudes, estructura, resistencia y abrasividad de las rocas, tamaño y potencia de la perforadora, experiencias anteriores y facilidades de suministro.

***a) Varillaje***

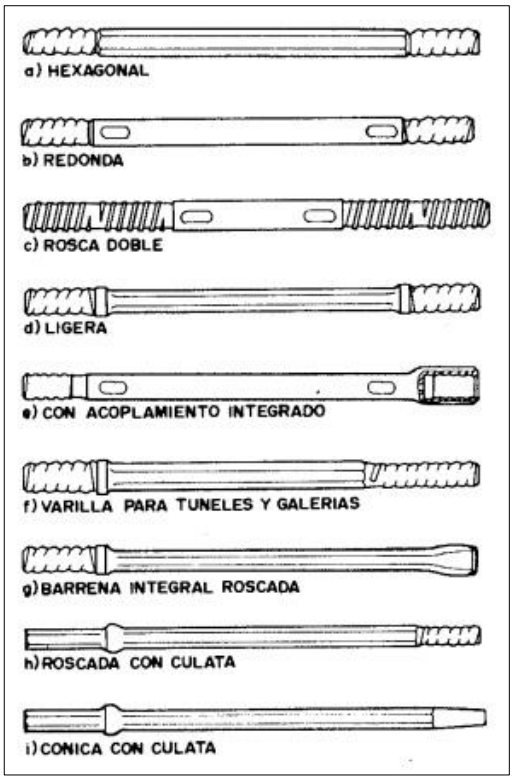
Los elementos de prolongación de la sarta son generalmente:

- Varillas o barras.
- Tubos.

En la Figura 11, las primeras barras son las que se utilizan cuando se perfora con martillo en cabeza y pueden tener sección hexagonal o redonda. Las varillas tienen roscas externas macho y son acopladas por manguitos (Lopez Jimeno, 2001).

**Figura 11**

*Tipos de barreno*




Fuente: (Lopez Jimeno, 2001).

***b) Brocas***

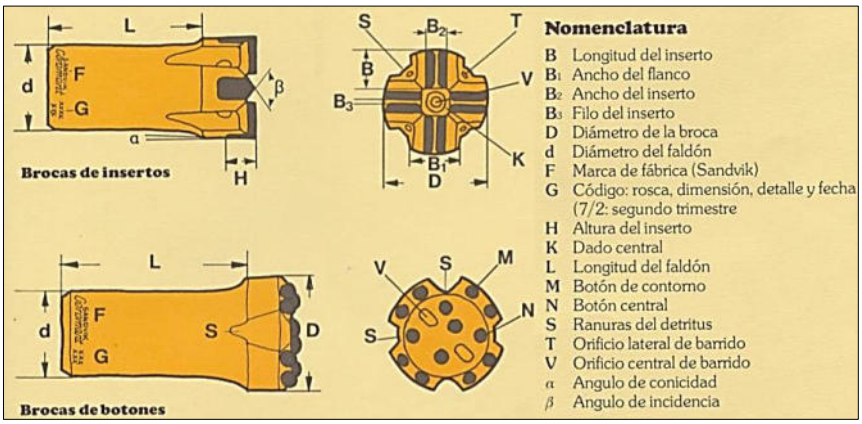
Las brocas que se emplean en la perforación rotopercutiva son de dos tipos, tal y como se muestra en la Figura 12:

- Brocas de botones, son las más utilizadas y son de aplicación en cualquier tipo de roca, se subdividen en: brocas con núcleo rompedor, cóncavas y convexas.
- Brocas de insertos, de cara completa, con insertos en cruz o en X, semejantes a las de martillo en cabeza y de aplicación en rocas blandas y sueltas; de

núcleo rompedor, brocas con cuatro insertos cortos y uno o dos botones en el centro que sirven para romper el núcleo de roca que se forma en cada golpe.

**Figura 12**

*Tipos de brocas*




Fuente: (Lopez Jimeno, 2001)

### 2.2.3.4. Errores y defectos en la perforación

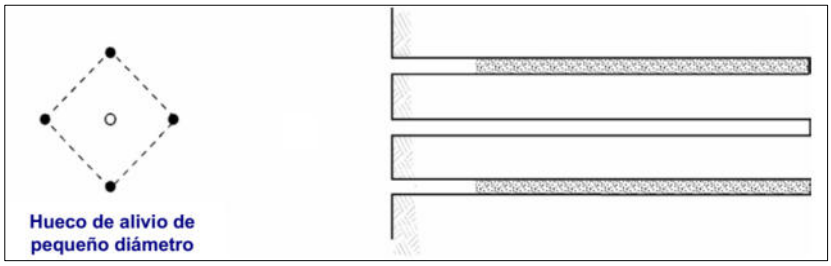
La perforación debe ser realizada, en el menor tiempo y con acabado de calidad evitando que se quede mineral en las cajas o que se diluya por deficiente perforación. También en las labores de desarrollo el avance debe ser el 95% de la longitud perforada de lo contrario no estamos realizando un trabajo eficiente.

A continuación, se muestra los errores en la perforación, de los cuales son causantes de trabajo de mala calidad en avance como se menciona:

a) **En arranques:** Los errores son significativos, tal y como se muestra en la Figura 13, insuficiente diámetro o número de taladros de alivio.

**Figura 13**

*Falla en arranques*

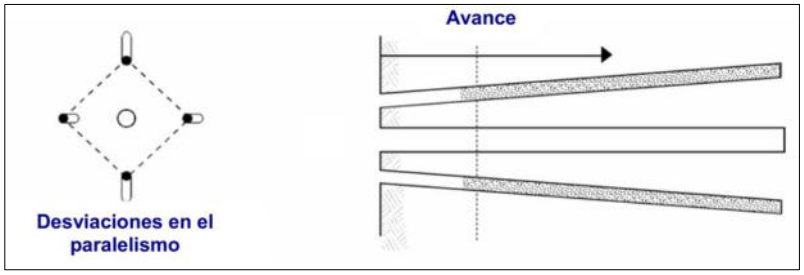



Fuente: (Manual Exsa, 2008)

b) **Desviaciones en el paralelismo:** En este caso el burden no se mantiene uniforme, así como se muestra en la Figura 14, 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 14**

*Fallas en paralelismo*

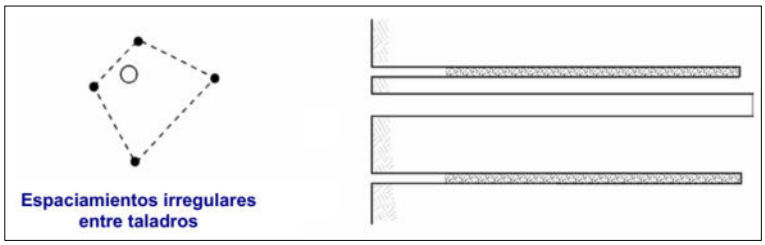



Fuente: (Manual Exsa, 2008)

c) **Espaciamientos irregulares entre taladros:** Propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo, pero es solucionable con un adecuado orden de salida de los taladros, tal y como se muestra en la Figura 15.

**Figura 15**

*Fallas es espaciamientos*

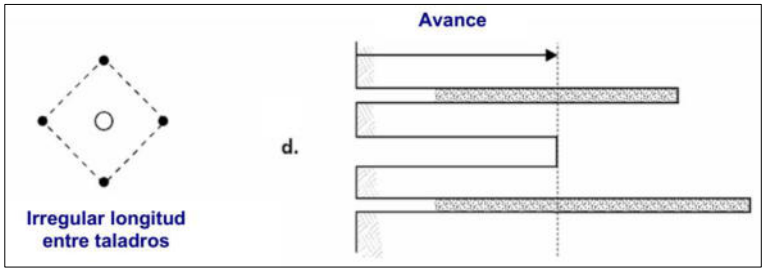



Fuente: (Manual Exsa, 2008)

d) **La irregular longitud de taladros:** Influye en el avance, especialmente si el de alivio es muy corto tal y como se muestra en la Figura 16, y también determina una nueva cara muy irregular.

**Figura 16**

*Fallas en longitud*

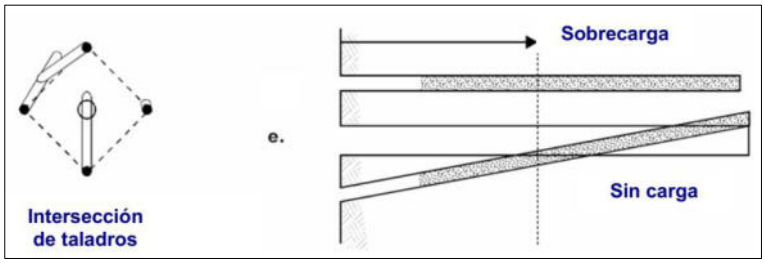



Fuente: (Manual Exsa, 2008)

e) **Intercepción de taladros:** Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper, así como se muestra en la Figura 17.

**Figura 17**

*Fallas en intercepción*

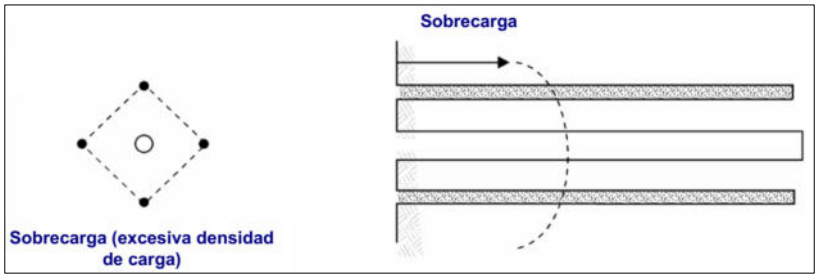



Fuente: (Manual Exsa, 2008)

f) **Sobre carga:** Como se muestra en la Figura 18, un mayor número de taladros más que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.

**Figura 18**

*Fallas en sobre carga*




Fuente: (Manual Exsa, 2008)

### *2.2.4. Voladura de rocas en túneles y galerías*

El arranque con perforación y voladura palia en gran parte esos inconvenientes, pues en cuanto a las secciones, aunque estas sean grandes, las excavaciones pueden realizarse por fases con galerías de avance, destrozas laterales y/o banqueo al piso. La roca residual puede dejarse en buen estado ejecutando las voladuras de contorno con las técnicas de recorte y precorte, el sistema se adapta mejor a los cambios litológicos de los terrenos atravesados y la inversión en maquinaria es menor, pues una vez efectuadas las obras los equipos pueden destinarse a la realización de otras labores (Lopez Jimeno, 2001).

#### 2.2.4.1. Sistema de avance

La forma o el esquema según el cual se ataca la sección de los túneles y galerías dependen de diversos factores:

- Equipo de perforación empleado.
- Tiempo disponible para la ejecución.
- Tipo de roca.

- Tipo de sostenimiento.
- Sistema de ventilación.

El sistema usual consiste en dividir el túnel en dos partes, una superior o bóveda y la otra inferior en bancos o de destroza, la bóveda se excava como si se tratara de una galería y la destroza, que irá retrasada con respecto al avance de la bóveda, se lleva a cabo por banqueo (Lopez Jimeno, 2001).

#### 2.2.4.2. Esquema de voladura en túneles

Las voladuras en túneles y galerías se caracterizan por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida, salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los barrenos del cuele y contracuele hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección, tal y como se muestra en la Figura 19, dicho hueco tiene generalmente, una superficie de 1 a 2 $m^{2,}$ aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 $m^2$. En los cueles en abanico los barrenos del cuele y contracuele llegan a cubrir la mayor parte de la sección (Lopez Jimeno, 2001).

**Figura 19**

*Zonas de una voladura en túnel*




Fuente: ( Lopez Jimeno, 2001)

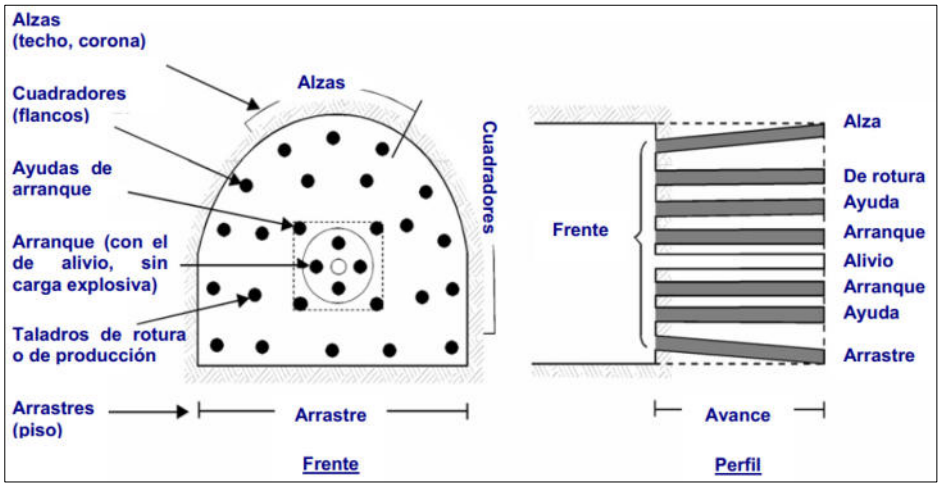
#### 2.2.4.3. Distribución y denominación de los taladros

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica tal y como se muestra en la Figura 20, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, la denominación es como sigue:

- **Arranque o cueles.** Son los taladros del centro que se disparan primero para formar 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 varia su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contra cueles), segunda y tercera 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 20**

*Denominación de los taladros*




Fuente: (Manual Exsa, 2008)

### 2.2.4.4. Cortes en paralelo

Estos cortes son aplicados generalmente en roca homogénea y competente, son fáciles y rápidos de ejecutar pero como contra parte no siempre dan el resultado esperado, ya que cualquier error en la perforación (paralelismo y profundidad), en la distribución del explosivo en el método de encendido se reflejará en mala formación de la cavidad, o en la sinterización (aglomeración) de los detritos iniciales que no abandonan la cavidad a su debido tiempo, perjudicando la salida de los taladros restantes. Si la carga explosiva es demasiado baja el arranque no romperá adecuadamente, y si es muy elevada la roca puede desmenuzarse y compactar malogrando el corte lo que afectara todo el disparo.

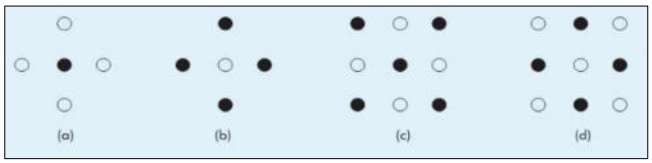
Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

**a) Corte quemado**

Como se muestra en la Figura 21, comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan.

**Figura 21**

*Formas de corte quemado*




Fuente: (Manual Exsa, 2019)

**b) Corte cilíndrico**

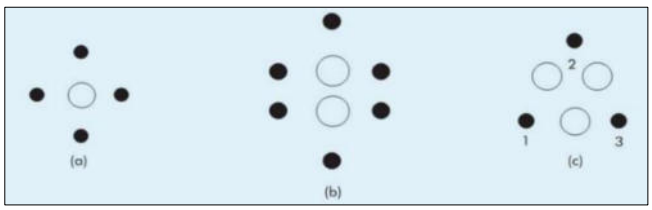
Como se muestra en la Figura 22, este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado.

En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, tal y como se muestra en la Figura 23, que se puede estimar con la siguiente relación: B = 0.7 x diámetro del taladro central (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada).

En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica a: B = 0.7 x 2 diámetro central. Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2.5 diámetros (Exsa, 2008).

**Figura 22**

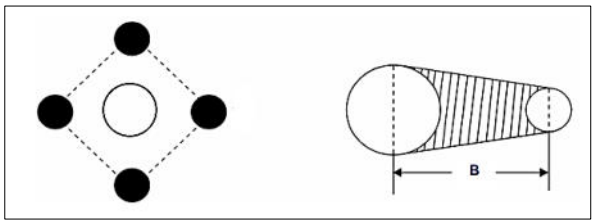
*Formas de corte cilíndrico*




Fuente: (Manual Exsa, 2019)

**Figura 23**

*Distancia entre taladro central vacío y taladros de arranque*




Fuente: (Manual Exsa, 2019)

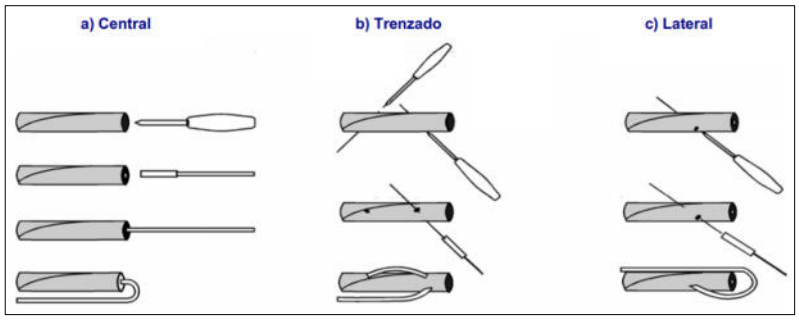
### 2.2.4.5. Cebado o primado de explosivos

Para iniciar a un taladro cargado con un explosivo rompedor sensible o con un agente de voladura se emplea un cebo, que en su forma más simple es el detonador introducido en un cartucho de dinamita.

Para aprovechar al máximo el efecto de impacto puntual que proporciona el detonador, éste debe colocarse dentro de la masa del cartucho, tal y como se muestra en la Figura 24, con su carga iniciadora orientada hacia la mayor longitud de la columna explosiva, es decir, mirando hacia la boca del taladro.

**Figura 24**

*Métodos usuales para preparación de cebos*




Nota: b y c son métodos no adecuados para el cebado de hidrogeles o emulsiones sensibles
Fuente: (Manual Exsa, 2019)

### 2.2.4.6. Criterios para determinar la cantidad de explosivo

Se debe cargar los 2/3 partes del taladro, el esquema correcto de carguío se puede apreciar en la Figura 25, donde nos muestra también la forma en la que se debe de realizar el confinamiento. Se debe de tener también las siguientes consideraciones:

- Características del terreno.
- El número de taladros.
- Profundidad de los taladros.
- El tipo de trazo empleado.
- Potencia del explosivo usado.

**Figura 25**

*Confinamiento de las dinamitas*




Fuente: (Caceres Quispe, 2018)

### *2.2.5. Costos de perforación y voladura*

Un Sistema de Costos es parte del Sistema de Gestión de una empresa, y tiene los siguientes objetivos:

- **Saber si hay utilidades:** Debe permitir conocer que pasó, dónde, cuándo, cuánto y porqué pasó.
- **Evaluación de Presupuestos:** Facilitar la corrección de los desvíos del pasado y preparar mejor el futuro.
- **Control de Operaciones:** Ofrecer información para el control administrativo de las operaciones y actividades.
- **Toma de decisiones:** Dar información sobre la cual se basa la administración para el planeamiento, y apoyo al proceso de la toma de decisiones, priorizando el mejoramiento del futuro (Ponce, 2011).

Los costos de operación se definen como aquellos generados de forma continuada durante el funcionamiento de una operación.

#### 2.2.5.1. Clasificación de costos según la función que cumplen:

**a) Costo de Producción**

Es el valor del conjunto de bienes y esfuerzos en que se incurren para obtener un producto o servicio terminado para ser entregado a determinado cliente.

**b) Costo de Administración**

Son los costos en la dirección, control y operación de una compañía e incluyen el pago de salarios a la gerencia y al staff.

**c) Costo Financiero**

Es el costo del dinero, que está expresado por los intereses y gastos. El costo financiero es un costo fijo, y no concluye aún se paralice la operación.

#### 2.2.5.2. Clasificación de costos según su asignación

**a) Costos Directos**

Son aquellos que están involucrados en el proceso productivo. Ejemplos: costos de materiales directos y de mano de obra directa.

**b) Costos Indirectos**

Son aquellos que no se identifican directamente con el proceso productivo, pero que son necesarios para que el producto o servicio sea terminado.

#### 2.2.5.3. Clasificación de costos según su grado de variabilidad

**a) Costos Fijos**

Es aquellos que son constantes en el corto plazo. Ejemplos: Inmuebles, planta, vehículos, etc.

**b) Costos Variables**

Es todo costo que es modificable en corto plazo. Ejemplos: Personal, insumos, etc.

### *2.2.6. Rendimientos de costos de perforación convencional*

El cálculo de costos de perforación convencional es un tanto distinto a los costos de perforación mecanizada pues si bien las máquinas de perforación convencional no tienen un costo muy alto en comparación a la perforación mecanizada se podría utilizar otras formas para calcular el costo por metro perforado, pero siempre teniendo en cuenta los materiales e insumos a utilizarse y a vida útil de los aceros de perforación pues estos son de costos muy significativos en los costos de perforación.

#### 2.2.6.1. Cálculo del costo de perforación

**a) El costo de perforación**

Expresada por metro perforado utilizando la Ecuación 12 de cálculo:

$$C_T = \left(\frac{C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L}{VM}\right) + C_B \qquad (12)$$

Donde:

$C_A$ : Amortiguación (PTA/h) – costo indirecto
$C_I$ : Interés y seguros (PTA/h) – costo indirecto
$C_M$ : Mantenimiento y reparaciones (PTA/h) – costo directo
$C_O$ : Mano de obra (PTA/h) – costo directo
$C_E$ : Combustible o energía (PTA/h) – costo directo
$C_L$ : Aceites, grasas y filtros (PTA/h) – costo directo
$C_B$ : Brocas, varillas, manguitos y adaptadores (PTA/m) – costo directo
VM : Velocidad media de perforación (m/h) – costo directo

**b) Amortización**

La amortización depende básicamente de dos factores: de la pérdida de valor y deterioro producido por el uso de la pérdida debida al paso del tiempo.

El costo horario de amortización, si se considera que es lineal, se calcula con la Ecuación 13:

$$C_A = \left(\frac{Precio\ de\ adquisición - Valor\ residual}{Horas\ de\ vida}\right) \quad (13)$$

**c) Intereses, seguros e impuestos**

Los costos de intereses se calculan con la Ecuación 14.

$$C_I = \frac{\frac{N+1}{2N}\ x\ presio\ de\ adquisición\ x\ \%(interes + seguro + impuestos}{Horas\ de\ trabajo\ al\ año} \quad (14)$$

Donde:

N : Número de años de vida

**d) Mantenimiento y reparaciones**

Incluye los costos de mantenimiento preventivo y averías. Se estima con la Ecuación 15:

$$C_M = \frac{Precio\ del\ equipo}{1{,}000}\ x\ FR(\%) \quad (15)$$

Donde:
FR : Factor de reparación

Unas cifras orientativas del Factor de Reparación para los equipos neumáticos son las que se recogen de la Tabla 10, donde se consideran, por un lado, solo los repuestos y por otro, los repuestos más la mano de obra de mantenimiento.

**e) Mano de obra**

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

**f) Combustible o energía**

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

**Tabla 10**

*Factor de reparación*

| Equipos neumáticos | Factor de reparación | |
|---|---|---|
| | Repuesto | Repuesto + M. O. |
| **Carro sin perforadora** | | |
| Para martillo en cabeza | 4 - 6 % | 8 - 12 % |
| Para martillo en fondo | 3 - 5 % | 6 - 10 % |
| **Perforadora** | | |
| Martillo en cabeza | 6 - 10 % | 12 - 20 % |
| Martillo en fondo | 8 - 12 % | 16 - 24 % |
| **Martillo manual** | 6 - 10 % | 12 - 20 % |
| **Comprensor portátil** | 2 - 3 % | 4 - 6 % |

Fuente: (Caceres Quispe, 2018)

Que pueden ser de tipo diésel o eléctrico. Para los primeros se aplica la Ecuación 16 y Ecuación 17

$$C_E = 0.3\ x\ Potencia(kw) x\ FC\ x\ Precio\ combustible \quad (16)$$

$$C_E = 0.22\ x\ Potencia(kw) x\ FC\ x\ Precio\ combustible \quad (17)$$

Donde:
FC : Factor de combustible que varía entre 0.65 y 0.85

**g) Aceites, grasas y filtros**

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

**h) Brocas, varillas, manquitos y adaptadores**

Es una de las partidas más importantes que se puede calcularse a partir de los datos indicadores en el capítulo siguiente de accesorios de perforación y rotopercutiva.

## 2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

- **Arranque:** Son taladros perforados y cargados antes que los demás para ser chispeado y que puede generar cara libre en el frente de la Galería Progreso.

- **Malla de perforación:** Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros del frente.
- **Frente:** Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de la galería mediante perforación y voladura.
- **Parámetros:** Se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.
- **Espaciamiento:** Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.
- **Burden:** Es la distancia entre un taladro cargado con explosivo a la carga libre de una malla de perforación, el burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.
- **Galería:** Es la labor horizontal, que se realiza sobre el mineral o veta.
- **Costos directos:** Conocidos como costos variables, son los costos primarios en la operación de procesos productivos de perforación, voladura definiéndose estos en los costos de materiales e insumos, equipos.
- **Costos indirectos:** Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costo puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida de la minera.
- **Disparo soplado:** Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explosionaron o ninguno de los taladros cargados de la malla explosiono.

- **Paralelismo:** El paralelismo en perforación de minería se denomina al paralelismo geométrico entre las direcciones de las rectas de los taladros que perforan una misma estructura mineralizada o sección.
- **Cara libre o taladro de alivio:** Permite que las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen contra ella, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca.
- **Estándar:** Es el modelo, patrón o referencia a seguir. En minería se aplica este término a los estándares de gestión de los procesos productivos en las empresas mineras aplicándose por ejemplo en la automatización de los procesos de perforación y voladura, planes mineros y control de flotas de carguío y acarreo.
- **Carga de columna:** Carga con reducida densidad de carga lineal en la parte del taladro de longitud mayor al burden hasta el extremo de un taladro o antes de la longitud de fondo previsto de un taladro.
- **Cargas desacopladas:** Cargas que no llenan el taladro, a veces también se utiliza para cargas con una baja densidad de llenado en el taladro.
- **Carga de fondo:** Es la parte de la carga efectiva para eliminar el burden en el fondo del taladro, a menudo la carga se extiende desde el fondo del taladro una longitud igual a 1,3 veces el burden.
- **Contorno (Alzas).** Es la voladura en la sección de la corona del frente.
- **Desviación angular:** Es el ángulo entre el previsto y la dirección real del taladro en la boca del barreno.
- **Efecto Canal:** Es la interacción entre la detonación de la carga explosiva en un taladro y la onda de choque en el aire retenido en el canal entre la carga y la pared del taladro, que conduce a la compresión y a veces sopla por la presión, fracaso en la detonación de la carga explosiva.

- **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.
- **Precorte:** voladura de contorno formada por taladros que se disparan antes que las destroza y que crean un corte o plano de figuración en la roca.
- **Roca:** Sustancia sólida compuesta por uno o más minerales, originada en forma natural por procesos geológicos.
- **Yacimiento:** Concentración u ocurrencia natural de uno o más minerales.

# CAPÍTULO III

# METODOLOGÍA

## 3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El tipo de investigación es Aplicada, ya que tiene como finalidad la resolución de problemas prácticos inmediatos en orden de transformar los contextos; de causa y efecto, siendo la causa el diseño de la malla de perforación junto con el cálculo de carga explosiva para la voladura teniendo como efecto los resultados de una voladura efectiva que verdaderamente reduzca los costos operativos del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

El nivel de investigación es Explicativo. Según (Sierra, 2002) "Las investigaciones explicativas buscan especificar las propiedades importantes de los hechos y fenómenos que son sometidos a una experimentación en el campo".

El diseño de investigación según (Sampiere, 2014), el diseño general viene a ser Cuasi Experimental, proceso que consiste en someter a un objeto o grupo de individuos a determinadas condiciones o estímulos (variable independiente), para observar los efectos que se producen (variable dependiente), el cual se representa con la Ecuación 18.

Se diferencia de la investigación de campo por la manipulación y control de variables.

$$GE: 01\ X\ 02 \qquad (18)$$

Donde:
GE: Grupo experimental.
01: medición del pre test.
02: medición del post test.
X: Manipulación o Desarrollo de la Variable Independiente.

El método de investigación será:

***Método general:*** En la presente investigación; Se utilizó el método científico. En la actualidad según (Cataldo, 1992): "El estudio del método es objeto de estudio de la epistemología. Asimismo, el significado de la palabra "Método" ha variado. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar objetivos. Análisis y comparación.

***Método específico:*** Según (Mayer, 2005): "El método experimental es un proceso lógico, sistemático que corresponde a la incógnita: ¿Si esto es dado bajo condiciones cuidadosamente controladas; que sucederá?

## 3.2. ÁMBITO TEMPORAL Y ESPACIAL

- Ubicación : Al sur del Perú, a 9.5 km al Noreste del Puerto de Ilo.
- Distrito : El Algarrobal.
- Provincia : Ilo.
- Departamento : Moquegua.
- Altura : Entre los 350 - 750 msnm.

El proyecto de explotación de minerales de cobre "El Nuevo Sureño", se encuentra ubicado políticamente en el distrito de El Algarrobal, Provincia de Ilo, Departamento de Moquegua.

Geográficamente se localiza en el flanco oriental de la vertiente del Pacífico y flanco Norte del Valle de Ilo, a 9.5 Km en línea recta al Noreste de la ciudad de Ilo, 7.8 km al Este del poblado de Pueblo Nuevo y 2.2 km al Noreste del poblado de El Algarrobal, en el Cerro Chilatilla, a una altitud aproximada entre 350 – 750 msnm.

Las pruebas se desarrollaron en el Crucero Nv. 635 del proyecto de explotación El Nuevo Sureño, los cuales se desarrollaron en dos periodos durante los años 2015 y 2019.

## 3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

Para nuestra investigación la población estará constituida por las tres Zonas, entre ellas la Zona Javier, Zona José y Zona Cinco Dedos, junto a sus galerías y cruceros de exploración del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

- Galería Mina Antigua – Zona Javier.
- Galería José – Zona José.
- Crucero Nv. 570 – Zona Cinco Dedos.
- Crucero Nv. 590 – Zona Cinco Dedos.
- Crucero Nv. 615 – Zona Cinco Dedos.
- Crucero Nv. 635 – Zona Cinco Dedos.
- Rajo la chacra – Zona Cinco Dedos.

En nuestra investigación la muestra está constituida por el frente del crucero de exploración del Nv. 635 con una sección de 2.7 m x 2.7 m, del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

## 3.4. INSTRUMENTOS

Los instrumentos utilizados son los siguientes:

- Datos de campo (in situ).
- Comparaciones estadísticas de rendimientos.
- Análisis de reducción de costos de perforación y voladura.
- Comparación de mallas de perforación.
- Observaciones y mediciones.
- Plan de minado.
- Tesis bibliográficas y
- Trabajos inéditos.

## 3.5. PROCEDIMIENTOS

Se tomó en cuenta la siguiente secuencia:

**a) Reporte diario de operación**

- Labor disparada.
- Cantidad de explosivo utilizado.
- Número de taladros.
- Número de horas operadas de los equipos.
- Metros lineales avanzados por disparo.
- Volumen y tonelaje obtenido.

**b) Trabajos de topografía**

- Levantamiento topográfico con estación total.

**c) Trabajos de gabinete**

- Elaboración de planos topográficos en AutoCAD Civil 3D.
- Elaboración de planos geológicos en Minesight (litológicos, estructurales).
- Simulaciones financieras y económicas en Excel.

**d) Procesamiento de datos**

- Los datos medidos y observados se procesaron por progresión aritmética y se sacaron en promedio las medidas de los metros de avance lineal, así como el número de taladros, el total de explosivo y los costos empleados en la anterior malla de perforación y voladura.
- Cuadros estadísticos.

## 3.6. ANÁLISIS DE DATOS

Se utilizará el programa SPSS v.17 y el Excel para calcular los siguientes estadígrafos:

- Las Medidas de Tendencia Central (la media aritmética, la mediana y la moda), de Dispersión (La varianza y la desviación estándar y el coeficiente de variabilidad). Las de forma: la Kurtosis.
- Los estadígrafos de la Estadística Inferencial como la Prueba "t" de Student, la "r" de Pearson y el análisis de desviación estándar para contrastar la hipótesis de investigación.
- Cálculos de eficiencias, rendimientos y costos unitarios en perforación y voladura.
- Software Aplicativo:
    - ✓ Procesadores de Texto.
    - ✓ Hojas de Cálculo.
    - ✓ Bases de Datos.
    - ✓ Graficadores: Minesight, Autocad, Excel, etc.

# CAPÍTULO IV

# RESULTADOS

## 4.1. DISEÑO ANTERIOR DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DEL CRUCERO 635

### *4.1.1. Cálculo del diseño anterior de perforación y voladura*

El crucero 635, está ubicado en la Zona Cinco dedos, la perforación se realiza con equipo tipo Jackleg modelo Atlas Copco BBC 16 W1, con una longitud de 6 pies (1.8288 m); la limpieza de la labor se realiza con un scooptram de 2.5 $yd^3$.

- La sección de la galería es : 2.70 m x 2.70 m.
- Densidad de la roca : 2.6 gr/cm3.
- Diámetro del taladro de producción : 38 mm.
- Diámetro del taladro alivio : 76 mm.
- Longitud de barreno de perforación 6 pies : 1.8288 m.
- Eficiencia de avance : 95%
- Tipo de corte : Corte quemado.

**a) Profundidad del taladro a perforarse**

Para calcular la profundidad, remplazamos el diámetro equivalente en la Ecuación 19, y ese resultado lo remplazamos en la Ecuación 20.

$$L = 0.15 + 34.1 * (\emptyset_e) - 39.4 * (\emptyset_e)^2 \quad (19)$$

Donde:

L :Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente
$\emptyset_e$ :Diametro equivalente

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

*L=1.39m*

**b) Avance efectivo de disparo al 95%**

$$I = 0.95 * \mathrm{L} \quad (20)$$

Donde:

L :Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente
I :Acance de la voladura (m)

$$I = 0.95 * 1.39$$

$$I=1.32m$$

**c) Número de cartuchos por taladros**

Para el cálculo de cartuchos utilizaremos la Ecuación 21, donde reemplazaremos los valores obtenidos en la Ecuación 20.

$$N° \, Cartuchos = \frac{\frac{2}{3} \, L}{Le * 0.80} \quad (21)$$

Donde:

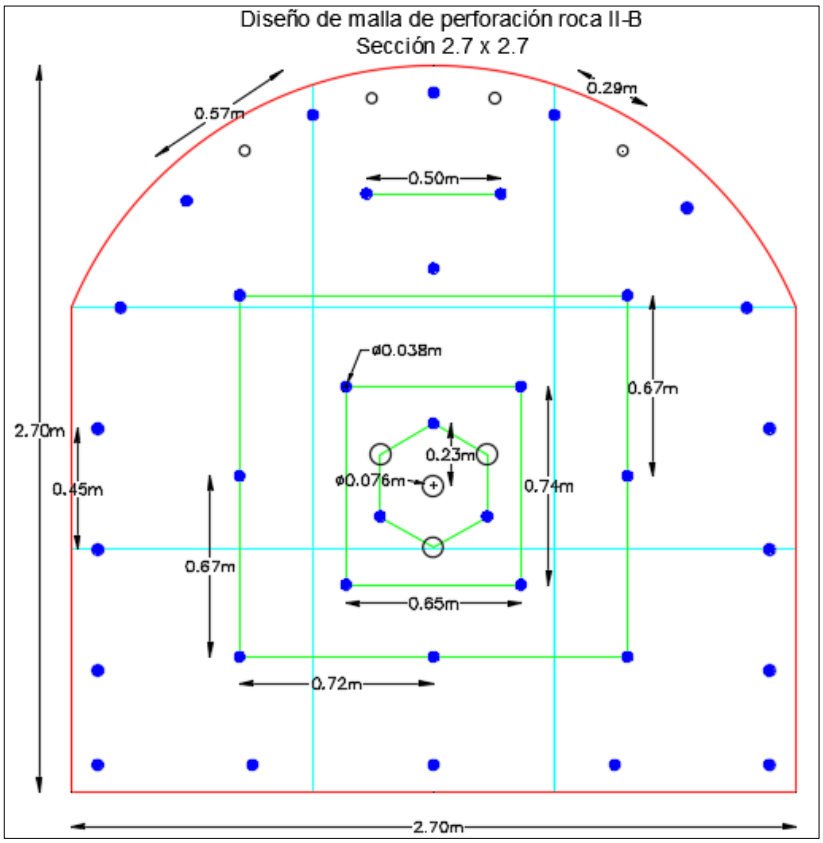
L :Longitud de taladro perforado
Le :Longitud de explosivo
0.80 = 80% longitud de carga por cartucho el 20% menos al ser atacado

$$N° \, Cartuchos = \frac{\frac{2}{3} * 1.32}{Le * 0.8}$$

$$N° \, Cartuchos = 5.5 \, cartuchos/tal$$

**Figura 26**

*Malla de perforación diseño anterior estándar sección 2.7 x 2.7 II-B*




Fuente: (Compañia Minera Chaspaya S.A.C.)

Como se muestra en la Figura 26, el diseño antiguo contaba con un total de 43 taladros, de los cuales había 4 taladros de alivio de 76 mm de diámetro para el arranque y 4 taladros de alivio de 38 mm para la corona y como se muestra en la Tabla 11, se tenía un consumo total de 23.432 kg de explosivo.

En la Tabla 12, se muestra un resumen del consumo de explosivo y accesorios del diseño anterior, en la Tabla 13 se tiene un resumen de eficiencia de voladura del diseño anterior del cual se muestra el valor de 1.54 m/dis. por avance lineal de disparo promedio, y en la Tabla 14 un resumen de los parámetros de voladura del diseño de la malla anterior en la cual podemos apreciar el valor de factor de potencia de 0.88 kg/tm.

## Tabla 11

*Consumo de explosivo diseño anterior*

| TALADROS | NRO TAL | CARGA EXPLOSIVA | | | N° Cartuchos por cuadrante | CARGA CUADRANTE Kg. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Semexsa 45% 7/8 | Semexsa 65% 1 1/8 | Semexsa 80% 1 1/ 8 | | |
| | | CART/TAL | CART/TAL | CART/TAL | | |
| | | 0.079 | 0.122 | 0.152 | | |
| ARRANQUE | 3 | | | 7 | 21 | 3.19 |
| AYUDA | 4 | | 5 | | 20 | 2.44 |
| SUB-AYUDA | 0 | | 0 | | 0 | 0.00 |
| PRODUCCION | 10 | | 5 | | 50 | 6.10 |
| CUADRADORES | 8 | | 5 | | 40 | 4.88 |
| PISOS | 5 | | 6 | | 30 | 3.66 |
| ALZAS O CORONA | 5 | 8 | | | 40 | 3.16 |
| TALADROS ALIVIO 38 mm | 4 | | | | 0 | 0.00 |
| TALADROS ALIVIO 76 mm | 4 | | | | 0 | 0.00 |
| **TOTAL TALADROS** | **43** | | | | **201** | **23.432** |

Fuente: Elaboración propia

## Tabla 12

*Resumen de consumo de explosivos y accesorios del diseño anterior*

| DESCRIPCIÓN | UNIDAD | CANTIDAD |
|---|---|---|
| Detonador ensamblado y conector 3.00 m | und | 35 |
| Mecha Rápida | ml | 15 |
| Cordón detonante | ml | 10 |
| Tubería PVC tipo SEL de 1/2" | und | 3 |
| Tacos de Arcilla | und | 35 |

Fuente: Elaboración propia

## Tabla 13

*Resumen de eficiencia de voladura del diseño anterior*

| DESCRIPCIÓN | UNIDAD | VALOR |
|---|---|---|
| N° taladros perforados | tal | 43.00 |
| N° taladros cargados | m | 35.00 |
| Cantidad de explosivo | kg | 23.43 |
| Long. Total perforado | m | 74.82 |
| Avance por disparo (promedio) | m/disp | 1.54 |
| Long. Perforac. Efectiva (promedio) | m/tal | 1.69 |

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 14**

*Resumen de parámetros de voladura del diseño anterior*

| DESCRIPCIÓN | UNIDAD | VALOR |
|---|---|---|
| Volumen | m3 | 10.19 |
| Toneladas | TM | 26.51 |
| Factor de carga | kg/m3 | 2.30 |
| Factor de potencia | kg/TM | 0.88 |
| Factor de carga lineal | kg/m | 13.49 |
| Eficiencia de perforación | % | 92% |
| Eficiencia de voladura | % | 91% |

Fuente: Elaboración propia

### *4.1.2. Cálculo de costos del diseño anterior de perforación y voladura*

**a) Mano de obra**

En la Tabla 15 se detalla el costo de personal para el diseño de la malla anterior, teniendo costo total de S/. 301.40.

**Tabla 15**

*Costo de personal del diseño anterior*

| DESCRIPCIN | CANT. | UNIDAD | % INCID. | JOR.+ BBSS (59%) | SUB TOTAL (S/. / ml) |
|---|---|---|---|---|---|
| Jefe de guardia | 1 | Tarea | 50% | S/. 265.00 | S/. 76.27 |
| Ing. De Seguridad | 1 | Tarea | 27% | S/. 265.00 | S/. 41.18 |
| Perforista | 1 | Tarea | 100% | S/. 127.20 | S/. 73.21 |
| Ayudante perforista | 1 | Tarea | 100% | S/. 111.30 | S/. 64.06 |
| Vigilante | 1 | Tarea | 30% | S/. 79.50 | S/. 13.73 |
| Polvorinero/Almacén | 1 | Tarea | 30% | S/. 95.40 | S/. 16.47 |
| Comprensorista | 1 | Tarea | 30% | S/. 95.40 | S/. 16.47 |
| | | | | **TOTAL** | **S/. 301.40** |

Fuente: Elaboración propia

**b) Perforadora y comprensora**

En la Tabla 16 se muestra el costo de perforadora y compresora de aire para el diseño de la malla anterior, el cual resulta un monto de S/. 150.26 por metro lineal de avance.

**Tabla 16**

*Costo de perforadora y comprensora de aire del diseño anterior*

| DESCRIPCIÓN | CANT. | COSTO UNITARO | COSTO MANT.(90%) | VIDA UTIL | COSTO (S/. / ml) |
|---|---|---|---|---|---|
| Jackleg Atlas Copco BBC 16 W1 | 1 | S/. 13,950.0 | S/. 12,555.0 | 30,480.0 m | S/. 65.06 |
| Comprensora Dossan xp 375 CFM | 1 | S/. 89,900.0 | S/. 80,910.0 | 150,000.0 hr | S/. 85.20 |
| | | | | **TOTAL** | **S/. 150.26** |

Fuente: Elaboración propia

**c) Materiales de perforación**

En la Tabla 17 se muestra los costos de acero usados en el diseño de la malla anterior, aquí se tiene la broca de 76 mm, la cual aumenta el costo de este diseño de malla, se tiene un costo total por aceros de S/. 181.83 por metro lineal de avance.

En la Tabla 18 se muestra los costos por mangueras y aceites usados en el diseño de malla anterior, teniendo un costo total de S/. 20.69 por metro lineal de avance.

**Tabla 17**

*Costos de acero de perforación del diseño anterior*

| DESCRIPCIÓN | CANT. | COSTO UNITARO S/. | VIDA UTIL (ml) | LONG. PERFORADO (ml) | COSTO DE PERFORACIÓN S/. / ml |
|---|---|---|---|---|---|
| Barreno exagonal de 6 pies | 1 | 341.22 | 304.80 | 74.82 | S/. 83.76 |
| Broca de 38 mm | 1 | 85.25 | 91.40 | 67.86 | S/. 63.29 |
| Broca de 76 mm | 1 | 380.71 | 76.20 | 6.96 | S/. 34.77 |
| | | | | **TOTAL** | **S/. 181.83** |

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 18**

*Costo de mangueras y aceite del diseño anterior*

| DESCRIPCIÓN | CANT. | UNIDAD | COSTO UNITARO S/. | VIDA UTIL POR (ml) | COSTO POR DISPARO S/. | COSTO DE PERF. (S/. / ml) |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Manguera de 1/2" | 100 | m | 3.97 | 150.00 | 2.65 | S/. 1.72 |
| Manguera de 1" | 100 | m | 9.83 | 150.00 | 6.55 | S/. 4.25 |
| Aceite almo N°527 | 0.53 | gl | 48.28 | | 25.59 | S/. 14.72 |
| | | | | | **TOTAL** | **S/. 20.69** |

Fuente: Elaboración propia

**d) Materiales de voladura**

En la Tabla 19 se muestra los costos de insumos de vola5dura del diseño de la malla anterior, siendo el explosivo que más se usa el Semexsa 65, para esta partida se tiene un costo total de S/. 217.22 por metro lineal de avance.

**Tabla 19**

*Costos de insumos de voladura del diseño anterior*

| DESCRIPCIÓN | CANT. POR DISPARO | UNIDAD | COSTO UNITARO S/. | COSTO POR DISPARO (S/.ml) | COSTO DE PERF. (S/. / ml) |
|---|---|---|---|---|---|
| Semexsa 45% 7/8 | 40 | cartucho | 0.79 | 31.74 | S/. 18.24 |
| Semexsa 65% 1 1/8 | 140 | cartucho | 1.43 | 200.07 | S/. 114.99 |
| Semexsa 80% 1 1/ 8 | 21 | cartucho | 1.70 | 35.74 | S/. 20.54 |
| Detonador ensamblado | 35 | pieza | 2.50 | 87.61 | S/. 50.35 |
| Mecha rápida | 15 | m | 1.09 | 16.28 | S/. 9.35 |
| Cordón detonante 3g/m | 10 | m | 0.65 | 6.51 | S/. 3.74 |
| | | | | **TOTAL** | **S/. 217.22** |

Fuente: Elaboración propia

**e) Herramientas y otros materiales**

En la Tabla 20 se muestra el costo por herramientas usados en el diseño de la malla anterior, siendo un costo total de S/.18.20 por metro lineal de avance.

**Tabla 20**

*Costo de herramientas y otros materiales del diseño anterior*

| DESCRIPCIÓN | CANT. | UNID. | COSTO UNITARO S/. | VIDA UTIL POR DISPARO (ml) | COSTO POR DISPARO | COSTO DE PERF. (S/. /ml) |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Barretilla plana de 4 pies | 1 | unidad | 55.80 | 85.50 | 0.65 | 0.42 |
| Barretilla angular de 4 pies | 1 | unidad | 55.80 | 85.50 | 0.65 | 0.42 |
| Barretilla plana de 6 pies | 1 | unidad | 62.00 | 85.50 | 0.73 | 0.47 |
| Barretilla angular de 6 pies | 1 | unidad | 62.00 | 85.50 | 0.73 | 0.47 |
| Barretilla plana de 8 pies | 1 | unidad | 74.40 | 85.50 | 0.87 | 0.57 |
| Barretilla angular de 8 pies | 1 | unidad | 74.40 | 85.50 | 0.87 | 0.57 |
| Flexo de 5m | 1 | unidad | 16.00 | 85.50 | 0.19 | 0.12 |
| Comba 10 lb | 1 | unidad | 45.00 | 85.50 | 0.53 | 0.34 |
| Comba 6 lb | 1 | unidad | 30.00 | 85.50 | 0.35 | 0.23 |
| Pala minera tipo cuchara | 2 | unidad | 23.00 | 85.50 | 0.54 | 0.35 |
| Pico | 1 | unidad | 23.00 | 85.50 | 0.27 | 0.17 |
| Tubo plastico pvc | 3 | unidad | 3.80 | 1.00 | 11.40 | 7.40 |
| Cinta aislante | 1 | unidad | 4.50 | 2.00 | 2.25 | 1.46 |
| Cordel algodón | 20 | m | 0.56 | 180.00 | 0.06 | 0.04 |
| Pintura spray rojo | 1 | unidad | 8.00 | 2.00 | 4.00 | 2.60 |
| Abrazadera doble perno 1" | 1 | unidad | 6.11 | 85.50 | 0.07 | 0.05 |
| Abrazadera doble perno 1/2" | 1 | unidad | 4.56 | 85.50 | 0.05 | 0.03 |
| Acople tipo garra 1" | 1 | jgo | 15.31 | 85.50 | 0.18 | 0.12 |
| Acople tipo garra 1/2" | 1 | jgo | 6.67 | 85.50 | 0.08 | 0.05 |
| Llave stilson 14' | 1 | unidad | 67.49 | 85.50 | 0.79 | 0.51 |
| Llave ajustable 15' | 1 | unidad | 86.46 | 85.50 | 1.01 | 0.66 |
| Saca broca | 1 | unidad | 182.28 | 351.00 | 0.52 | 0.34 |
| Atacador de madera | 2 | unidad | 22.63 | 75.00 | 0.60 | 0.39 |
| Guiadores de madera | 2 | unidad | 27.28 | 85.50 | 0.64 | 0.41 |
| | | | | | **TOTAL** | **18.20** |

Fuente: Elaboración propia

**f) Implementos de seguridad**

En la Tabla 21 se muestra los costos por equipos de protección personal usados para el diseño de malla anterior, en esta partida se tiene un costo de S/. 11.96 por metro lineal de avance.

**Tabla 21**

*Costos de equipo de protección personal del diseño anterior*

| DESCRIPCIÓN | CANT. | UNID. | COSTO UNITARO S/. | VIDA UTIL POR DISPARO (ml) | COSTO POR DISPARO S/. | COSTO DE PERF. (S/. /ml) |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Lampara minera | 2 | unidad | 192.20 | 365.76 | 1.05 | 0.68 |
| Botas de jebe con punta de acero | 2 | par | 90.74 | 175.56 | 1.03 | 0.67 |
| Guantes de cuero de res reforzado | 2 | par | 12.50 | 9.14 | 2.73 | 1.78 |
| Cascos tipo sombrero con gancho | 2 | unidad | 49.56 | 121.92 | 0.81 | 0.53 |
| Correa de cuero porta lámpara | 2 | unidad | 17.28 | 175.56 | 0.20 | 0.13 |
| Respiradores de dos vías siliconado 3M | 2 | unidad | 70.00 | 109.72 | 1.28 | 0.83 |
| Filtros de vapores organicos y gases acidos | 2 | unidad | 34.00 | 82.29 | 0.83 | 0.54 |
| Filtros para polvo | 2 | unidad | 24.77 | 54.86 | 0.90 | 0.59 |
| Adaptador | 2 | unidad | 27.44 | 109.72 | 0.50 | 0.32 |
| Lentes de seguridad luna clara | 2 | unidad | 8.85 | 175.56 | 0.10 | 0.07 |
| Lentes de mallas | 2 | unidad | 25.96 | 365.76 | 0.14 | 0.09 |
| Tapones de oídos de silicona | 2 | unidad | 1.99 | 29.26 | 0.14 | 0.09 |
| Orejeras para casco tipo sombreo MSA | 2 | unidad | 88.50 | 365.76 | 0.48 | 0.31 |
| Mandil de cuero para perforista | 1 | unidad | 35.28 | 175.56 | 0.20 | 0.13 |
| Ropa de trabajo con cintas reflectivas | 2 | unidad | 134.00 | 121.92 | 2.20 | 1.43 |
| Ropa de agua | 2 | unidad | 65.72 | 58.52 | 2.25 | 1.46 |
| Guantes de jebe | 2 | par | 13.64 | 7.62 | 3.58 | 2.32 |
| | | | | | **TOTAL** | **11.96** |

Fuente: Elaboración propia

**g) Resumen de costos de perforación y voladura de la malla anterior**

En la Tabla 22 se muestra un resumen de las siete partidas del diseño de malla anterior, teniendo un costo total para este diseño de S/. 901.56 por metro lineal de avance.

**Tabla 22**

*Resumen de costos del diseño anterior*

| ITEMS | DESCRIPCIÓN | SUB TOTAL | |
|---|---|---|---|
| 001 | Mano de obra | S/. | 301.40 |
| 002 | Perforadora y comprensora | S/. | 150.26 |
| 003 | Aceros | S/. | 181.83 |
| 004 | Mangueras y aceite | S/. | 20.69 |
| 005 | Explosivos y accesorios | S/. | 217.22 |
| 006 | Herramientas y otros materiales | S/. | 18.20 |
| 007 | Implementos de seguridad | S/. | 11.96 |
| | **TOTAL** | **S/.** | **901.56** |

Fuente: Elaboración propia

## 4.2. DISEÑO DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DEL CRUCERO 635

Después de haber analizado los resultados de la malla de perforación del diseño anterior, y viendo que esta podría ser optimizada para una reducción de costos operativos, fue que se desarrolló la investigación para buscar un mejor diseño, estos cálculos podemos verlos en el Anexo 7, los cuales tuvieron un efecto significativo en la reducción de costos de operaciones unitarias de perforación y voladura.

### *4.2.1. Cálculo del nuevo diseño de perforación y voladura*

**a) Cálculo taladro equivalente**

Esta dado de acuerdo a la longitud de perforación del frente, es decir que a mayor longitud de perforación, mayor diámetro equivalente, para ello utilizaremos la Ecuación 22 y la Ecuación 23.

$$LR = L * 0.95 \quad (22)$$

LR = (1.83 cm * 0.95)

LR = 1.7385 cm

Relación entre el diámetro óptimo y longitud de perforación.

$$DOP = (LR * 41.67) - 16.51 \quad (23)$$

DOP = (1.7385 * 41.67) – 16.51

DOP = 55.89 mm

Hallamos el diámetro de taladro equivalente con la Ecuación 24, se tiene que cumplir: De >DOP para garantizar una buena voladura.

$$De = Di \times \sqrt{N} \quad (24)$$

De = 38 x $\sqrt{4}$

De = 76 mm

Se cumple que De >DOP; entonces usaremos 4 taladros de alivio con un diámetro de 38 mm.

**b) Cálculo de taladros de ayudas**

Para calcular los taladros de las ayudas, se utilizarán las Ecuaciones 25 hasta la Ecuación 32, en las cuales reemplazaremos el valor obtenido en la Ecuación 23.

$$B1 = 1.50 * DOP = (1.50 * 55.89) / 1000 = 0.084\ m \quad (25)$$

$$B2 = 2.12 * DOP = (2.12 * 55.89) / 1000 = 0.118\ m \quad (26)$$

$$B3 = 4.50 * DOP = (4.50 * 55.89) / 1000 = 0.251\ m \quad (27)$$

$$B4 = 9.50 * DOP = (9.50 * 55.89) / 1000 = 0.531m \quad (28)$$

$$L1 = 2.12 * DOP = (2.12 * 55.89) / 1000 = 0.118\ m \quad (29)$$

$$L2 = 4.50 * DOP = (4.50 * 55.89) / 1000 = 0.251\ m \quad (30)$$

$$L3 = 9.50 * DOP = (9.50 * 55.89) / 1000 = 0.531\ m \quad (31)$$

$$L4 = 20.23 * DOP = (20.23 * 55.89) / 1000 = 1.131\ m \quad (32)$$

**c) Cálculo de taladros auxiliares**

Para el cálculo de burden y espaciamiento de los taladros auxiliares utilizaremos la Ecuación 33 y la Ecuación 34.

$$B = 0.012 * Dex * \left(\frac{2 * \rho ex}{\rho roca} + 1.5\right) \quad (33)$$

$$B = 0.012 * 28.58\, mm * \left(\frac{2 * 1.12\, gr/cm3}{2.60\, gr/cm3} + 1.5\right)$$

$$B = 0.8099\, m$$

$$E = 1.18 * B \quad (34)$$

$$E = 1.18 * 0.8099$$

$$E = 0.9557 \text{ m}$$

**d) Cálculo de cantidad de cartuchos por taladro**

Para la cantidad de cartuchos a emplear se debe de consideras la distribución y denominación de los taladros, tal y como se muestra en la Figura 27, el número de cartuchos a emplearse para el arranque es mucho mayor al número de cartuchos empleado para los taladros de ayuda.

Según la relación de longitud de carga del taco en un taladro perforado, aplicaremos la Ecuación 35:

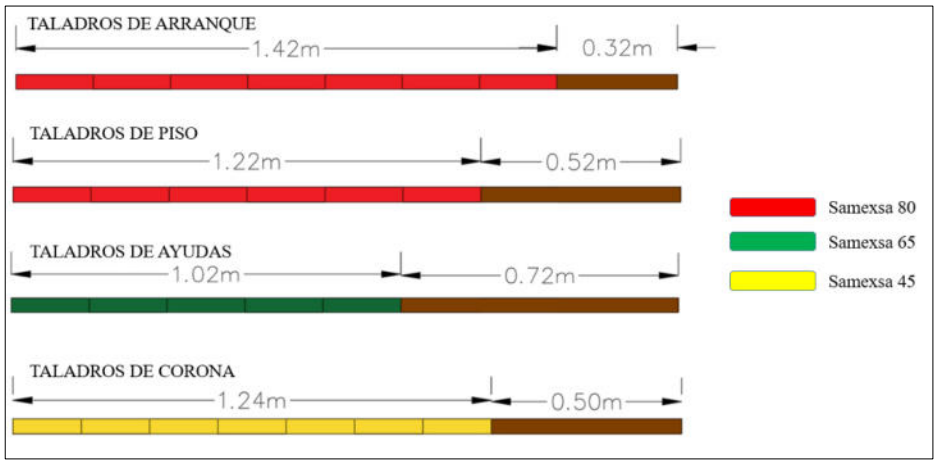
$$N° Cartuchos = \frac{\frac{2}{3} * L}{Le * 0.8} \quad (35)$$

$$N° Cartuchos = \frac{\frac{2}{3} * 1.74}{0.2032 * 0.8}$$

$$N° Cartuchos = 7.13$$

**Figura 27**

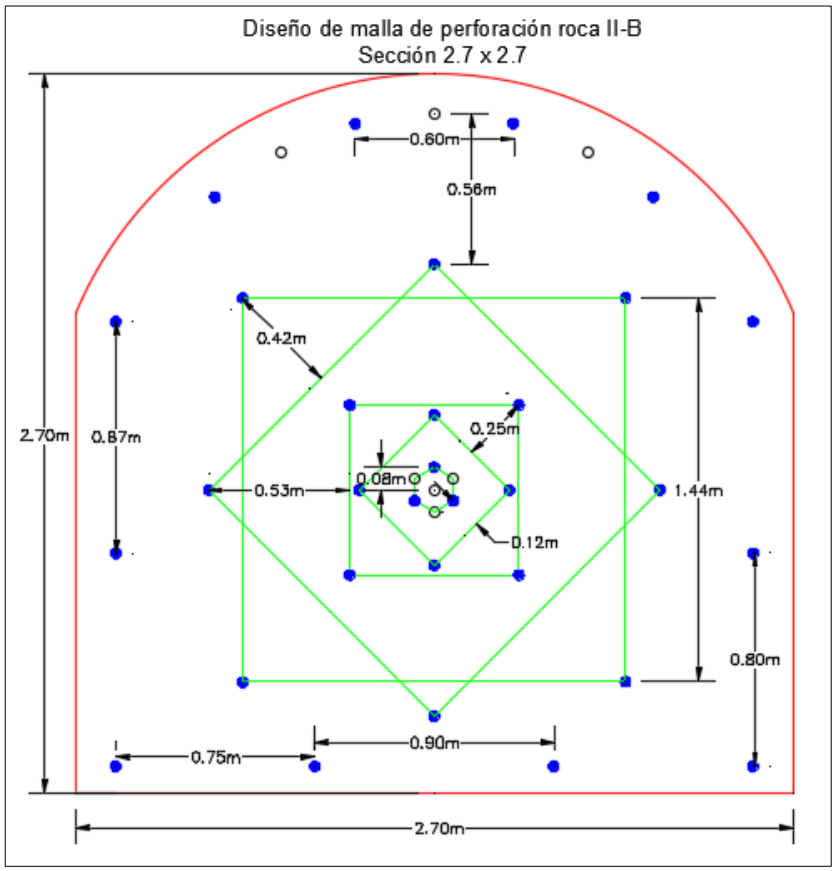
*Diseño de carga de taladros del nuevo diseño*




Fuente: Elaboración propia

**Figura 28**

*Diseño de la malla de perforación del nuevo diseño sección 2.7 x 2.7 II-B*




Fuente: Elaboración propia

Como se muestra en la Figura 28, el diseño nuevo cuenta con un total de 38 taladros, 5 taladros menos que el diseño antiguo, este nuevo diseño cuenta con 7 taladros de alivio de 38 mm, de los cuales 4 taladros de alivio son para el arranque y 3 taladros de alivio para la corona y como se muestra en la Tabla 23, se tiene un consumo total de 21.138 kg de explosivo, 2.294 kg de explosivo menos que la malla antigua.

En la Tabla 24 se muestra el consumo de accesorios para el nuevo diseño, en la cual se puede apreciar una disminución de uso de detonador ensamblado; en la Tabla 25 se tiene el resumen de eficiencia del nuevo diseño, en la cual ya se nota una menor cantidad de taladros perforados y cargados, y un mayor avance por metro disparado a comparación de la malla anterior.

**e) Cálculo de cantidad de cantidad de explosivos y accesorios**

**Tabla 23**

*Consumo de explosivo del nuevo diseño*

| Secuencia de Salida | Dist. de taladros | N° Taladros | | Cart. por Taladro | Cartuchos de Dinamita | | | CARGA CUADRANTE (Kg) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Samexsa 80 | Samexsa 65 | Samexsa 45 | |
| | | Cargados | Vacíos | | 1 1/8 X 8'' | 1 1/8 X 8'' | 7/8 X 7'' | |
| | | | | | 0.152 | 0.122 | 0.079 | |
| 1 | Arranque | 3 | 4 | 7 | 21 | 0 | 0 | 3.192 |
| 2 | 1ra. Ayuda | 4 | | 5 | 0 | 20 | 0 | 2.440 |
| 3 | 2da. Ayuda | 4 | | 5 | 0 | 20 | 0 | 2.440 |
| 4 | 3ra. Ayuda | 4 | | 5 | 0 | 20 | 0 | 2.440 |
| 5 | 4ta Ayuda | 4 | | 5 | 0 | 20 | 0 | 2.440 |
| 6 | Cuadradores | 2 | | 5 | 0 | 10 | 0 | 1.220 |
| 7 | Corona | 6 | 3 | 7 | 0 | 0 | 42 | 3.318 |
| 9 | Arrastre | 4 | | 6 | 24 | 0 | 0 | 3.648 |
| | **Total** | **31** | **7** | **45** | **45** | **90** | **42** | **21.138** |

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 24**

*Consumo de accesorios del nuevo diseño*

| ACCESORIOS | UNIDAD | TOTAL |
|---|---|---|
| Detonador ensamblado y conector 3.00 m | und | 31 |
| Mecha Rápida | ml | 15 |
| Cordón detonante | ml | 10 |
| Tubería PVC tipo SEL de 1/2" | und | 3 |

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 25**

*Resumen de eficiencia del nuevo diseño*

| DESCRIPCIÓN | UNIDAD | VALOR |
|---|---|---|
| N° taladros perforados | tal | 38.00 |
| N° taladros cargados | m | 31.00 |
| Cantidad de explosivo | kg | 21.14 |
| Long. Total perforado | m | 66.02 |
| Avance por disparo (promedio) | m/disp | 1.60 |
| Long. Perforac. Efectiva (promedio) | m/tal | 1.69 |

Fuente: Elaboración propia

**f) Cálculo de la eficiencia de perforación y voladura**

Para el cálculo de la eficiencia de perforación se utilizará la Ecuación 36, y para hallar la eficiencia de voladura se utilizó la Ecuación 37.

$$\%\ \text{Eficiencia de perforación} = \frac{\textit{l}\text{ong. perf. efectiva}}{\textit{l}\text{ong. barreno}} \qquad (36)$$

$$\%\ \text{Eficiencia de perforación} = \frac{1.69}{1.83}$$

$$\%\ \text{Eficiencia de perforación} = 92\%$$

$$\%\ \text{Eficiencia de voladura} = \frac{\textit{A}\text{vance real de disparo}}{\textit{l}\text{ong. perf. efectiva}} \qquad (37)$$

$$\%\ \text{Eficiencia de voladura} = \frac{1.60}{1.69}$$

$$\%\ \text{Eficiencia de perforación} = 95\%$$

**g) Cálculo del volumen y tonelaje roto**

Para calcular el volumen y tonelaje roto obtenido de la voladura se aplicó la Ecuación 38.

$$V = \text{área de perforación} * \text{longitud real de perforación} \quad (38)$$

V = 6.62 m2 * 1.737 m

V = 11.50 m3

Tn = V * densidad roca

Tn = 11.50 * 2.6

Tn = 29.90

**h) Cálculo del factor de carga**

Para este cálculo se utilizó la Ecuación 39.

$$Fc = \frac{\text{kg explosivo}}{\text{volumen roto}} \quad (39)$$

$$Fc = \frac{21.138 \text{ kg}}{11.50 \text{ m3}}$$

$$Fc = 1.84 \text{ kg/m3}$$

**i) Cálculo del factor de potencia**

Para este cálculo se utilizó la Ecuación 40.

$$Fp = \frac{\text{kg explosivo}}{t\text{onelaje roto}} \quad (40)$$

$$Fp = \frac{21.138\ kg}{29.90\ Tm}$$

$$Fp = 0.71\ kg/Tm$$

**j) Cálculo del factor de carga lineal**

Para este cálculo se utilizó la Ecuación 41.

$$Fl = \frac{\text{kg explosivo}}{\text{metro lineal}} \quad (41)$$

$$Fl = \frac{21.138\ kg}{1.737\ m}$$

$$Fl = 12.17\ kg/m$$

**Tabla 26**

*Resumen de parámetros de perforación del nuevo diseño*

| DESCRIPCIÓN | UNIDAD | VALOR |
|---|---|---|
| Volumen | m3 | 10.59 |
| Toneladas | TM | 27.54 |
| Factor de carga | kg/m3 | 2.00 |
| Factor de potencia | kg/TM | 0.77 |
| Factor de carga lineal | kg/m | 12.17 |
| Eficiencia de perforación | % | 92% |
| Eficiencia de voladura | % | 95% |

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 26 se muestra el resumen de los parámetros de perforación calculados para el nuevo diseño, en donde se aprecia la reducción del factor de potencia a comparación con el diseño anterior, de 0.88 kg/TM a 0.77 kg/TM.

### *4.2.2. Cálculo de costos del nuevo diseño de perforación y voladura*

**a) Mano de obra**

En la Tabla 27 se muestra los costos de personal para el nuevo diseño de malla, en esta partida no se obtuvo ninguna reducción en su costo, manteniéndose en S/301.40 por metro lineal de avance.

**Tabla 27**

*Costo de personal del nuevo diseño*

| DESCRIPCIÓN | CANT. | UNID. | % INCID. | JOR.+ BBSS (59%) | IMPOR. S/. | COSTO DE PERF. (S/./ml) |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Jefe de guardia | 1 | Tarea | 50% | 265.00 | 132.5 | 76.27 |
| Ing. De Seguridad | 1 | Tarea | 27% | 265.00 | 71.55 | 41.18 |
| Perforista | 1 | Tarea | 100% | 127.20 | 127.2 | 73.21 |
| Ayudante perforista | 1 | Tarea | 100% | 111.30 | 111.3 | 64.06 |
| Vigilante | 1 | Tarea | 30% | 79.50 | 23.85 | 13.73 |
| Polvorinero/Almacén | 1 | Tarea | 30% | 95.40 | 28.62 | 16.47 |
| Comprensorista | 1 | Tarea | 30% | 95.40 | 28.62 | 16.47 |
| | | | | | **TOTAL** | **301.40** |

Fuente: Elaboración propia

**b) Perforadora y comprensora**

En la Tabla 28 se muestra los costos de perforación para el nuevo diseño de malla de perforación, teniendo un costo en esta partida de S/. 132.59, lo cual comparando con el diseño anterior se tiene un ahorro de S/. 17.67 por metro lineal de avance.

**Tabla 28**

*Costo de perforación del nuevo diseño*

| DESCRIPCIÓN | CANT. | COSTO UNITARO S/. | COSTO MANT.(90%) S/. | VIDA UTIL | COSTO DE PERF. (S/. /ml) |
|---|---|---|---|---|---|
| Jackleg Atlas Copco BBC 16 W1 | 1 | 13,950.0 | 12,555.0 | 30,480.0 | 57.41 |
| Comprensora Dossan xp 375 CFM | 1 | 89,900.0 | 80,910.0 | 150,000.0 | 75.18 |
| | | | | **TOTAL** | **132.59** |

Fuente: Elaboración propia

**c) Materiales de perforación**

En la Tabla 29 se tiene los costos de acero para el nuevo diseño de malla, obteniendo un costo de S/. 135.49, comparando con la malla anterior se tiene una disminución de S/.46.34 para esta partida; de igual forma en la Tabla 30 se

muestra los costos de mangueras y aceites utilizados para el nuevo diseño con un costo de S/.18.76 el cual comparando con el costo del diseño anterior se obtuvo un ahorro de S/1.93 por metro lineal de avance para esta partida.

**Tabla 29**

*Costo de aceros del nuevo diseño*

| DESCRIPCIÓN | CANT. | COSTO UNITARIO S/. | VIDA UTIL (ml) | COSTO POR METRO (S/. /ml) | COSTO DE PERF. (S/. /ml) |
|---|---|---|---|---|---|
| Barreno exagonal de 6 pies | 1 | 341.22 | 304.80 | 1.12 | 73.91 |
| Broca de 38 mm | 1 | 85.25 | 91.40 | 0.93 | 61.58 |
| | | | | **TOTAL** | **135.49** |

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 30**

*Costos de mangueras y aceite del nuevo diseño*

| DESCRIPCIÓN | CANT. | UNIDAD | COSTO UNITARO S/. | VIDA UTIL POR (ml) | COSTO POR DISPARO S/. | COSTO DE PERF. (S/. /ml) |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Manguera de 1/2" | 100 | m | 3.97 | 150.00 | 2.65 | 1.65 |
| Manguera de 1" | 100 | m | 9.83 | 150.00 | 6.55 | 4.09 |
| Aceite almo N°527 | 0.47 | gl | 48.28 | | 22.61 | 13.02 |
| | | | | | **TOTAL** | **18.76** |

Fuente: Elaboración propia

**d) Materiales de voladura**

En la Tabla 31 se muestra los costos de insumos de voladura que se usaron para el nuevo diseño, en esta partida se obtuvo un costo de S/. 200.75, haciendo la comparación con el diseño anterior se tiene un ahorro de S/. 16.47 por metro lineal de avance para esta partida.

**Tabla 31**

*Costo de insumos de voladura del nuevo diseño*

| DESCRIPCIÓN | CANT. POR DISPARO | UNIDAD | COSTO UNITARO S/. | COSTO POR DISPARO (S/. /ml) | COSTO DE PERF. (S/. /ml) |
|---|---|---|---|---|---|
| Semexsa 45% 7/8 | 42 | cartucho | 0.79 | 33.33 | 19.18 |
| Semexsa 65% 1 1/8 | 90 | cartucho | 1.43 | 128.62 | 74.03 |
| Samexsa 80 % 1 1/8 | 45 | cartucho | 1.70 | 76.59 | 44.08 |
| Detonador ensamblado | 35 | pieza | 2.50 | 87.61 | 50.35 |
| Mecha rápida | 15 | m | 1.09 | 16.28 | 9.35 |
| Cordón detonante 3g/m | 10 | m | 0.65 | 6.51 | 3.74 |
| | | | | **TOTAL** | **200.75** |

Fuente: Elaboración propia

### e) Herramientas y otros materiales

En la Tabla 32 se muestra los costos de herramientas y de otros materiales los cuales se utilizaron para el nuevo diseño de malla de perforación, en el cual se obtuvo un costo de S/. 17.51, que comparando con el diseño anterior se tiene un ahorro de S/. 0.68 por metro lineal de avance en esta partida.

**Tabla 32**

*Costo de herramientas y otros materiales del nuevo diseño*

| DESCRIPCIÓN | CANT. | UNID. | COSTO UNITARO S/. | VIDA UTIL POR DISPARO (ml) | COSTO POR DISPARO S/. | COSTO DE PERF. (S/. /ml) |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Ba. plana de 4 pies | 1 | unidad | 55.80 | 85.50 | 0.65 | 0.41 |
| Ba. angular de 4 pies | 1 | unidad | 55.80 | 85.50 | 0.65 | 0.41 |
| Ba. plana de 6 pies | 1 | unidad | 62.00 | 85.50 | 0.73 | 0.45 |
| Ba. angular de 6 pies | 1 | unidad | 62.00 | 85.50 | 0.73 | 0.45 |
| Ba. plana de 8 pies | 1 | unidad | 74.40 | 85.50 | 0.87 | 0.54 |
| Ba. angular de 8 pies | 1 | unidad | 74.40 | 85.50 | 0.87 | 0.54 |
| Flexo de 5m | 1 | unidad | 16.00 | 85.50 | 0.19 | 0.12 |
| Comba 10 lb | 1 | unidad | 45.00 | 85.50 | 0.53 | 0.33 |
| Comba 6 lb | 1 | unidad | 30.00 | 85.50 | 0.35 | 0.22 |
| Pala minera | 2 | unidad | 23.00 | 85.50 | 0.54 | 0.34 |
| Pico | 1 | unidad | 23.00 | 85.50 | 0.27 | 0.17 |
| Tubo plastico pvc | 3 | unidad | 3.80 | 1.00 | 11.40 | 7.13 |
| Cinta aislante | 1 | unidad | 4.50 | 2.00 | 2.25 | 1.41 |
| Cordel algodón | 20 | m | 0.56 | 180.00 | 0.06 | 0.04 |
| Pintura spray rojo | 1 | unidad | 8.00 | 2.00 | 4.00 | 2.50 |
| Abraza. doble perno 1" | 1 | unidad | 6.11 | 85.50 | 0.07 | 0.04 |
| Abra. doble perno 1/2" | 1 | unidad | 4.56 | 85.50 | 0.05 | 0.03 |
| Acople tipo garra 1" | 1 | jgo | 15.31 | 85.50 | 0.18 | 0.11 |
| Acople tipo garra 1/2" | 1 | jgo | 6.67 | 85.50 | 0.08 | 0.05 |
| Llave stilson 14' | 1 | unidad | 67.49 | 85.50 | 0.79 | 0.49 |
| Llave ajustable 15' | 1 | unidad | 86.46 | 85.50 | 1.01 | 0.63 |
| Saca broca | 1 | unidad | 182.28 | 351.00 | 0.52 | 0.32 |
| Atacador de madera | 2 | unidad | 22.63 | 75.00 | 0.60 | 0.38 |
| Guiadores de madera | 2 | unidad | 27.28 | 85.50 | 0.64 | 0.40 |
| | | | | | **TOTAL** | **17.51** |

Fuente: Elaboración propia

## f) Implementos de seguridad

En la Tabla 33 se muestra los costos por equipos de protección personal que se usaron para el nuevo diseño, el cual se tiene un costo de S/. 11.51, comparando con el diseño anterior se tiene un ahorro de S/. 0.45 por metro de avance lineal.

**Tabla 33**

*Costo de equipos de protección personal del nuevo diseño*

| DESCRIPCIÓN | CANT. | UNIDAD | COSTO UNITARO S/. | VIDA UTIL POR DISPARO (ml) | COSTO POR DISPARO S/. | COSTO DE PERF. (S/. /ml) |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Lampara minera | 2 | unidad | 192.20 | 365.76 | 1.05 | 0.66 |
| Botas de jebe con punta de acero | 2 | par | 90.74 | 175.56 | 1.03 | 0.65 |
| Guantes de cuero de res reforzado | 2 | par | 12.50 | 9.14 | 2.73 | 1.71 |
| Cascos tipo sombrero con gancho | 2 | unidad | 49.56 | 121.92 | 0.81 | 0.51 |
| Correa de cuero porta lámpara | 2 | unidad | 17.28 | 175.56 | 0.20 | 0.12 |
| Respiradores de dos vías siliconado 3M | 2 | unidad | 70.00 | 109.72 | 1.28 | 0.80 |
| Filtros de vapores organicos y gases ácidos | 2 | unidad | 34.00 | 82.29 | 0.83 | 0.52 |
| Filtros para polvo | 2 | unidad | 24.77 | 54.86 | 0.90 | 0.56 |
| Adaptador | 2 | unidad | 27.44 | 109.72 | 0.50 | 0.31 |
| Lentes de seguridad luna clara | 2 | unidad | 8.85 | 175.56 | 0.10 | 0.06 |
| Lentes de mallas | 2 | unidad | 25.96 | 365.76 | 0.14 | 0.09 |
| Tapones de oídos de silicona | 2 | unidad | 1.99 | 29.26 | 0.14 | 0.09 |
| Orejeras para casco tipo sombreo MSA | 2 | unidad | 88.50 | 365.76 | 0.48 | 0.30 |
| Mandil de cuero para perforista | 1 | unidad | 35.28 | 175.56 | 0.20 | 0.13 |
| Ropa de trabajo con cintas reflectivas | 2 | unidad | 134.00 | 121.92 | 2.20 | 1.37 |
| Ropa de agua | 2 | unidad | 65.72 | 58.52 | 2.25 | 1.40 |
| Guantes de jebe | 2 | par | 13.64 | 7.62 | 3.58 | 2.24 |
| | | | | | **TOTAL** | **11.51** |

Fuente: Elaboración propia

## g) Resumen de costos de perforación y voladura del nuevo diseño

En la Tabla 34 se tiene el resumen de costos por partida del nuevo diseño de malla de perforación, obteniendo un costo total de S/. 818.01, el cual

comparando con el diseño anterior se obtiene un ahorro total de S/. 83.55 por metro lineal de avance.

**Tabla 34**

*Resumen de costos del nuevo diseño*

| ITEMS | DESCRIPCIÓN | SUB TOTAL | |
|---|---|---|---|
| 001 | Mano de obra | S/. | 301.40 |
| 002 | Perforadora y comprensora | S/. | 132.59 |
| 003 | Aceros | S/. | 135.49 |
| 004 | Mangueras y aceite | S/. | 18.76 |
| 005 | Explosivos y accesorios | S/. | 200.75 |
| 006 | Herramientas y otros materiales | S/. | 17.51 |
| 007 | Implementos de seguridad | S/. | 11.51 |
| | **TOTAL** | **S/.** | **818.01** |

Fuente: Elaboración propia

# CAPÍTULO V

# DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Luego de analizar los resultados de la nueva malla de perforación y la distribución de la carga explosiva con respecto a la nueva malla empleado en la ejecución del Crucero 635 del proyecto de explotación El Nuevo Sureño, se puede deducir que el objetivo en la determinación del diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada para reducir los costos son eficientemente aceptables, por los logros obtenidos en la determinación del diseño de la nueva malla de perforación y la carga explosiva adecuada reduciendo los costos en las operaciones unitarias de perforación y voladura.

**Tabla 35**

*Comparación de costos operativos*

| ITEMS | PARTIDA | COSTO ANTERIOR S/. / ml | COSTO NUEVO S/. / ml | DIFERENCIA S/. / ml |
|---|---|---|---|---|
| 001 | Mano de obra | S/. 301.40 | S/. 301.40 | S/. - |
| 002 | Perforadora y comprensora | S/. 150.26 | S/. 132.59 | S/. 17.67 |
| 003 | Aceros | S/. 181.83 | S/. 135.49 | S/. 46.34 |
| 004 | Mangueras y aceite | S/. 20.69 | S/. 18.76 | S/. 1.93 |
| 005 | Explosivos y accesorios | S/. 217.22 | S/. 200.75 | S/. 16.47 |
| 006 | Herramientas y otros materiales | S/. 18.20 | S/. 17.51 | S/. 0.68 |
| 007 | Implementos de seguridad | S/. 11.96 | S/. 11.51 | S/. 0.45 |
| | **TOTAL** | **S/. 901.56** | **S/. 818.01** | **S/. 83.55** |

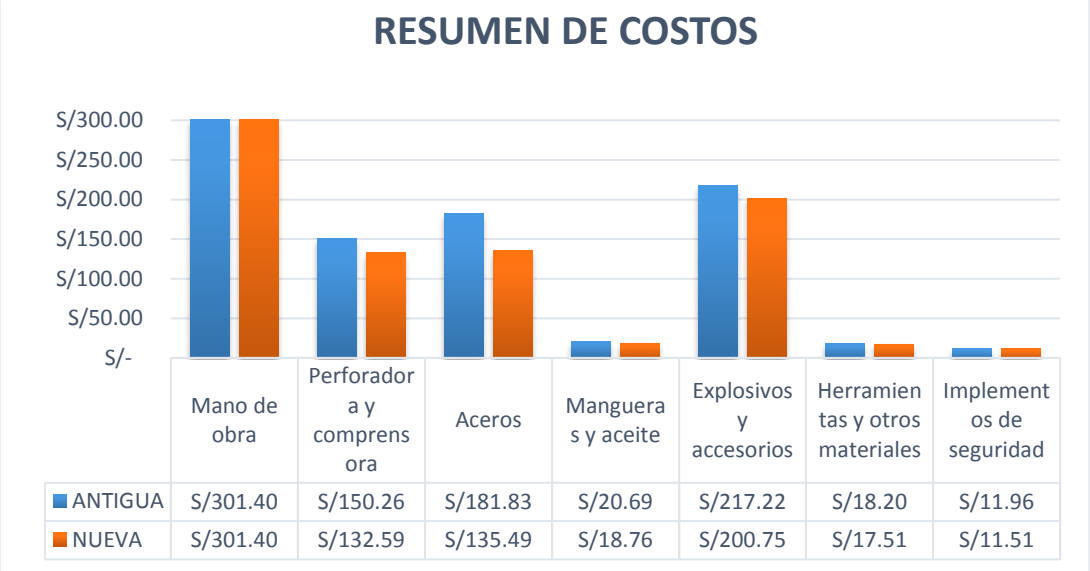
Fuente: Elaboración propia

Como observamos en la Tabla 35 y en la Figura 29, el ahorro mayor se dio en el ítem de aceros, seguidos por los de perforación y explosivos; con el diseño antiguo se tiene un costo operativo por metro lineal de S/. 901.56, mientras que con el nuevo diseño se tiene un costo operativo por metro lineal de S/. 818.01, generando un ahorro de S/.

83.55, el cual significa un ahorro del 9.27% por metro lineal, la diferencia de los costos por cada partida podemos apreciarla en la Figura 30.

**Figura 29**

*Resumen de costos*




Fuente: Elaboración propia

**Figura 30**

*Diferencia de costos por partidas*



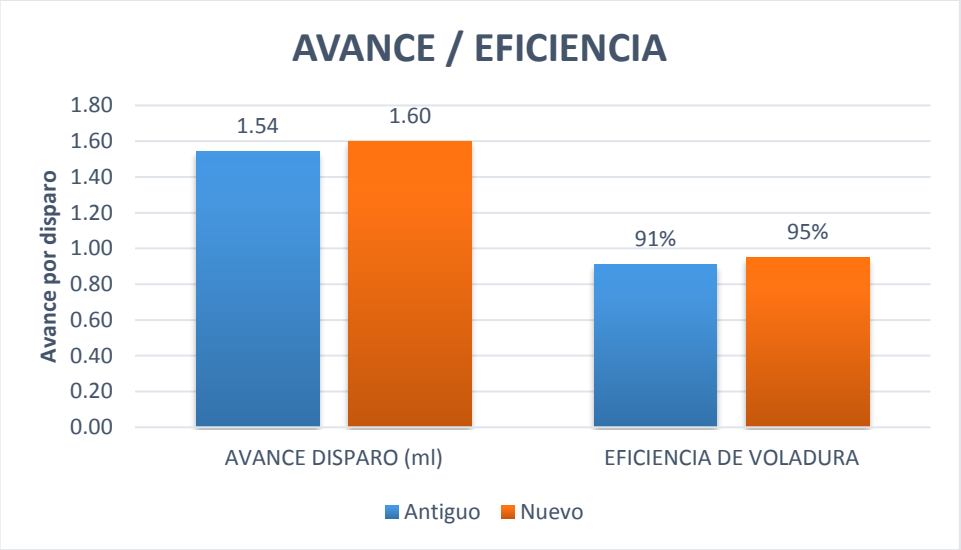

Fuente: Elaboración propia

## 5.1. AVANCE LINEAL POR DISPARO

En el análisis de los datos tomados después que se implementó la nueva malla de perforación y voladura, se obtuvo como resultado un avance de 1.60 metros en promedio, mientras con la malla que se venía trabajando era de 1.54 metros, lo que representa el 91% y 95% de eficiencia por disparo respectivamente, como se observa en la Figura 31.

**Figura 31**

*Avance vs eficiencia*



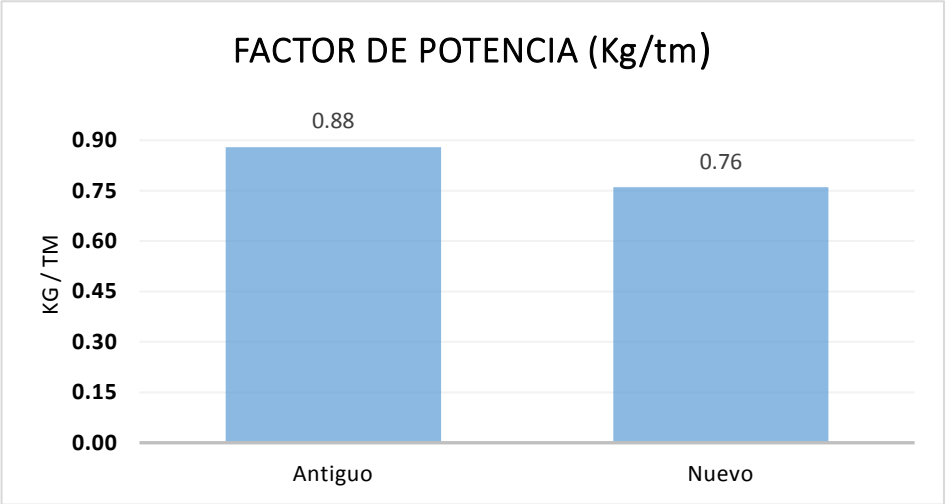

Fuente: Elaboración propia

## 5.2. FACTOR DE POTENCIA

En cuanto al factor de potencia con la nueva malla de perforación y voladura propuesta se obtiene 0.76 kg/ton, lo que se reduce en 13.64% con respecto al factor de potencia con el que se venía trabajando que era de 0.88 kg/ton, tal y como se muestra en la Figura 32.

**Figura 32**

*Factor de potencia*




Fuente: Elaboración propia

## 5.3. COMPARACIÓN DE RENTABILIDAD EN FUNCIÓN AL PROGRAMA MENSUAL

En el programa mensual para el Crucero 635 se tiene programado un avance de 107 metros de avance lineal, el plano de avances mensuales se puede apreciar en el Anexo 1.

**Tabla 36**

*Rentabilidad obtenida en un mes*

| DISEÑO DE MALLA | AVANCE DISPARO (ml) | COSTO (S/. /ml) | PROGRAMA MENSUAL (ml) | N° DISPAROS | TOTAL MES (S/. /ml) |
|---|---|---|---|---|---|
| Antiguo | 1.54 | 901.56 | 107 | 70 | 63,109.20 |
| Nuevo | 1.60 | 818.01 | 107 | 67 | 54,806.67 |
| **DIFERENCIA** | **0.06** | **83.55** | | **3** | **8,302.53** |

Fuente: Elaboración propia

Para el programa mensual con el diseño anterior, tal y como se muestra en la Tabla 36 se tendría que realizar 70 disparos, resultando un costo mensual de S/. 63,109.20; sin embargo, con el nuevo diseño, mejorando la eficiencia de avance a 1.60 ml/disparo, para cumplir el programa se tendría que realizar 67 disparos, teniendo un

costo mensual de S/. 54,806.67, generando un ahorro de S/. 8,302.53 para el cumplimiento del programa del Crucero 635.

## 5.4. PRUEBA DE HIPÓTESIS

Para la prueba de hipótesis se aplicó la "t" de Student, ya que tenemos para evaluar dos tipos de costos, una de un diseño antiguo y otro de un diseño nuevo, para lo cual utilizaremos los datos de la Tabla 37.

**Tabla 37**

*Promedio de costos por avance*

| DISEÑO | PROMEDIO DE COSTOS DE AVANCE (S./ml) | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | 1° | 2° | 3° | 4° | 5° |
| Antiguo | S/. 899.18 | S/. 902.84 | S/. 902.19 | S/. 897.67 | S/. 903.35 |
| Nuevo | S/. 821.60 | S/. 816.68 | S/. 817.38 | S/. 816.71 | S/. 817.64 |

Fuente: Elaboración propia

**Tabla 38**

*Datos obtenidos de costos promedios*

| DISEÑO | MEDIA $\overline{X}$ | DESVIACIÓN ESTANDAR (S) | N° DE MUESTRAS (n) |
|---|---|---|---|
| Antiguo | 901.046 | 2.486 | 5 |
| Nuevo | 818.002 | 2.054 | 5 |

Fuente: Elaboración propia

Los valores obtenidos en la Tabla 38 de los costos promedios de la Tabla 37, serán usados para calcular la desviación estándar promedio y el estadístico de prueba en la Ecuación 45 y Ecuación 46.

La fórmula que utilizamos para el cálculo del estadístico de prueba son la Ecuación 42 y Ecuación 43:

$$tp = \frac{\overline{X_1} - \overline{X_2}}{\sqrt{\frac{S_c^2}{n_1} + \frac{S_c^2}{n_2}}} \qquad (42)$$

$$Sc = \frac{(n_1 - 1)S_1^2 + (n_2 - 1)S_2^2}{n_1 + n_2 - 2} \quad (43)$$

Donde:

Sc = desviación estándar promedio o mancomunada

tp = estadístico de prueba

### *5.4.1. Formulación de hipótesis*

**a) Hipótesis nula**

Aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y voladura, NO se reducirá los costos de operaciones unitarias de perforación y voladura en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

**$H_0$:** $\mu_a =< \mu_n$

**b) Hipótesis alterna**

Aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y voladura, SI se reducirá los costos de operaciones unitarias de perforación y voladura en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

**$H_1$:** $\mu_a > \mu_n$

Donde:

μa : costos promedio de diseño antiguo

μn : costos promedio de diseño nuevo

### *5.4.2. Nivel de significancia y grado de libertad*

Se consideró un 95% de nivel de significancia, por lo tanto:

α = 0.05

Para el cálculo del grado de libertad se aplicó la Ecuación 44:

$$GL = n1 + n2 - 2 \quad (44)$$

GL= 5+5-2

GL= 8

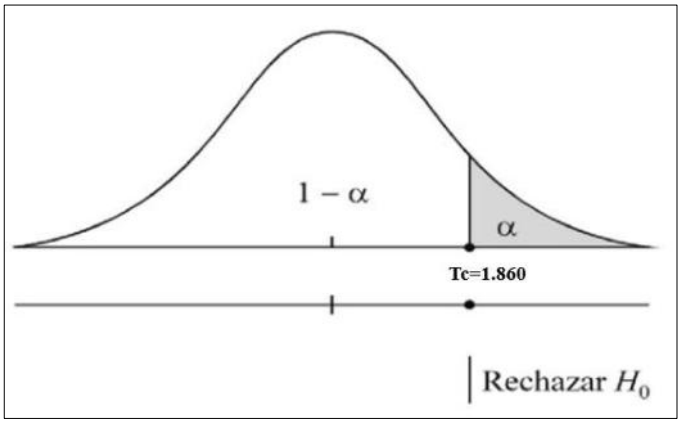
Realizando la búsqueda en la tabla del valor crítico se tiene:

Valor crítico = 1.860

Una vez obtenidos estos valores, pasamos a representarlos en campana de Gauss, tal y como se muestra en la Figura 33.

**Figura 33**

*Nivel de significancia*




Fuente: Elaboración propia

### *5.4.3. Cálculo del estadístico de prueba*

El estadígrafo de prueba más apropiado para este caso es la prueba t, ya que el tamaño de las muestras son menores a 30 (n<30), y como en la hipótesis alterna (H1) existe la posibilidad de que el costo de la malla anterior sea mayor que el nuevo diseño optimizado (μa > μn), se aplicó la prueba unilateral de cola a la derecha.

$$Sc = \frac{(5-1)2.486^2 + (5-1)2.054^2}{5+5-2} \quad (45)$$

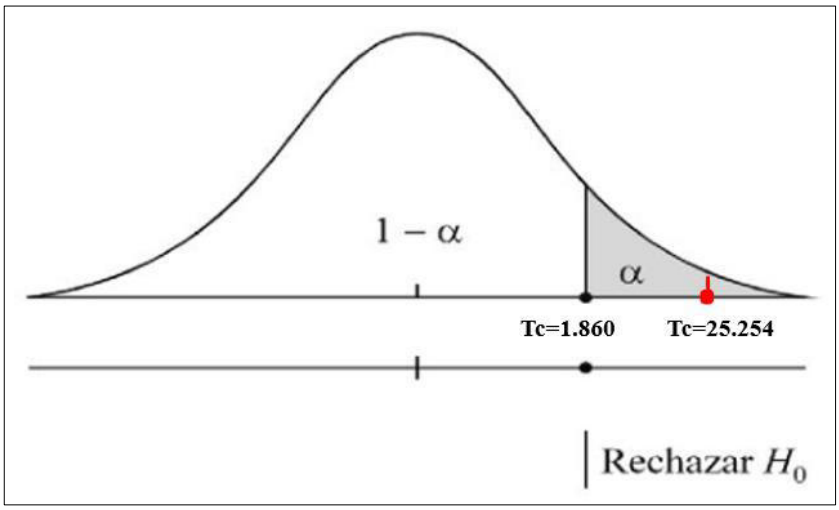
$$Sc = 5.199$$

$$tp = \frac{901.046 - 818.002}{\sqrt{\frac{5.199^2}{5} + \frac{5.199^2}{5}}} \quad (46)$$

$$tp = 25.254$$

**Figura 34**

*Prueba de hipótesis con la t de Student*




Fuente: Elaboración propia

### *5.4.4. Decisión estadística*

Como la "t" calculada con los datos procesados es igual a: 25.254 y este cae en la zona de rechazo tal y como se muestra en la Figura 34; entonces se rechaza la hipótesis nula $H_0$, y se acepta la hipótesis alterna $H_1$.

### *5.4.5. Conclusión estadística*

Se ha demostrado con un nivel de significancia del 95% que el diseño de malla antiguo de perforación y voladura tiene costos mucho más elevados que el de la nueva malla de perforación y voladura diseñada, quedando demostrado que la aplicación del nuevo diseño de malla de perforación y voladura en el Crucero 635 ha influido significativamente en la reducción de costos en las operaciones unitarias de perforación y voladura del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.

# CONCLUSIONES

- El efecto sobre la reducción de costos que causa el nuevo diseño de malla de perforación y voladura propuesto es positivo, ya que con el diseño anterior se tenía un costo de S/. 901.56 por metro lineal de avance, mientras que con el nuevo diseño se obtuvo S/. 818.01 por metro de avance, generando un ahorro de S/. 83.55 por metro de avance.
- Con respecto a la anterior malla de perforación y voladura, se cambió los 4 taladros de alivio en el arranque de 76mm a 38 mm; se redujo también el número de taladros de 43 a 38 taladros en una sección de 2.7 m x 2.7 m, realizando una mejor distribución de los taladros en el frente; mejorando los metros de avances efectivos de 1.54 m a 1.60 m por disparo.
- Con la reducción de taladros, se redujo también la cantidad de carga explosiva, pasando de 23.43 kg/disparo con un factor de potencia de 0.88 kg/tn a 21.14 kg/disparo con un factor de potencia óptimo de 0.76 kg/tn; la reducción de costos en explosivos y accesorios fue de S/.217.22 por metro lineal a S/.200.75 por metro lineal.
- El porcentaje total de reducción de costos de perforación y voladura del proyecto de explotación El Nuevo Sureño representa el 9.27% referente al costo anterior.

# RECOMENDACIONES

- Tomar como base el nuevo diseño de malla de perforación y voladura para que pueda ser aplicado y adecuado al resto de labores del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.
- Realizar ensayos geomecánicos para tener un zoneamiento más preciso del macizo rocoso de las labores, y con esto poder ampliar la investigación para futuros diseños de mallas de perforación y voladura.
- Realizar pruebas con otros tipos de explosivos, ajustándolo al diseño de malla propuesto para poder reducir los costos en voladura.
- Mantener una supervisión efectiva al personal, controlando el paralelismo con el uso de guiadores, el marcado de la malla para mantener la simetría, el uso de tacos para el aprovechamiento de la energía del explosivo y el atacado al momento de realizar el carguío de taladros.

# REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS


Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. pp. 1–250. Canada.

Caceres Quispe, H. T. (2018). *Reducción de costos de perforación y voladura con nuevo diseño de la malla en el frente crucero 340 NW de la empresa minera Yansur S.A.C. - Rinconada*. Tesis Para Obtar El Título Profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional Del Altiplano, pp. 1–117. Perú.

Compañia Minera Chaspaya S.A.C. (2014). *Estudio de Impacto Ambiental Semidetallado*. Resumen Ejecutivo, Cap-I, 1–48.

Compañia Minera Chaspaya S.A.C. (2015). *Plan de Minado*. Especificaciones Técnicas, 1–60.

Enaex. (2006). *Manual de tronadura Enaex S. A.*. pp. 1–274. Chile.

Exsa. (2008). *Manual practico de voladura.* pp. 1–335. Perú.

Exsa. (2015). *Ficha técnica Samexsa*. Perú.

Exsa. (2019). *Manual práctico de voladura*. pp. 1–361. Perú.

Garrido Music, A. A. (2007). *Diagnostico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, mina El Teniente*. Memoria Para Optar Al Título de Ingeniero Civil de Minas, pp. 1–114. Chile.

Lopez Jimeno, E. (2001). *Manual de perforación y voladura de rocas. In Tecnología y Seguridad Minera*. (pp. 1–521). España.

Ponce, F. (2011). *Perforación y voladura de rocas en mineria y construcción. Técnicas y Reducción de Costos*. pp. 1–172. Perú.

Rincón Durán, J. D., & Molina Escobar, J. M. (2017). *Mejoramiento del arranque mediante el control de las desviaciones de perforación, caso mina "El Roble."* Boletín de Ciencias de La Tierra, pp. 1–10. Colombia.

Rojas Aparco, K., & Flores Solano, Y. (2017). *Diseño de malla de perforación y*

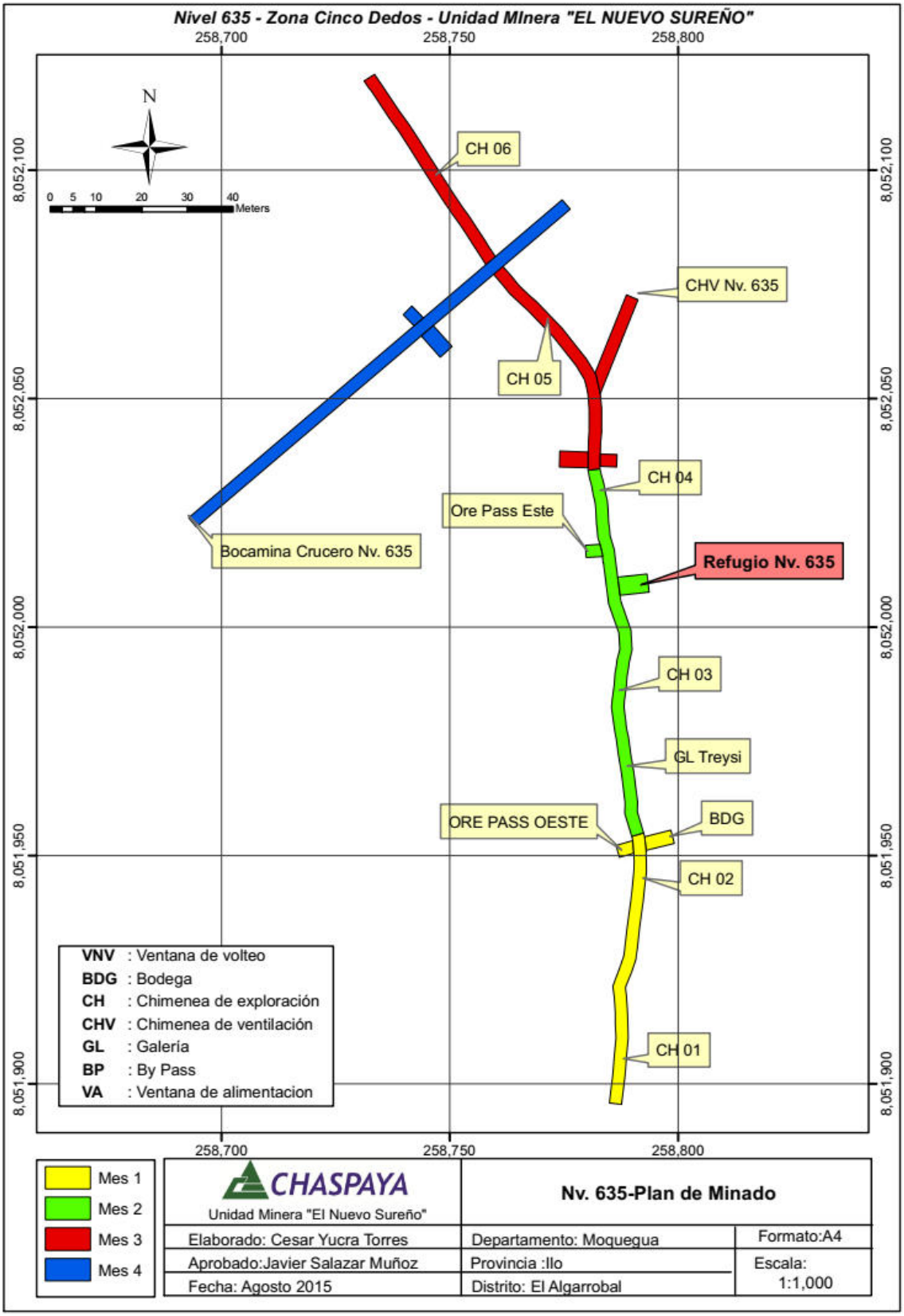
*voladura para la reducción de costos en el nivel 1590 crucero 520 de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. Minera y Construcción - Caraveli - Arequipa*. Tesis Para Obtar El Título Profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de Huancavelica, pp. 1–135. Perú.

Rudy, M. (2015). *Diseño De Perforación Y Voladura Para Reduccion De Costos En Ele Frente De La Galeria Progreso De La Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.* Tesis Para Obtar El Título Profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional Del Altiplano. Universidad Nacional Del Altiplano, pp. 1–144. Perú.

Ruíz, A. A. B. (2015). *Australian Explosives Industry And Safety Group Inc.*. Vol. 3, pp. 54–67. Australia.

Sanchez Villareal, Y. V. (2012). O*ptimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth*. Trabajo de Grado Para Optar El Tiítulo de Ingeniero de Minas Grado Académico de Tercer Nivel. Universidad Central Del Ecuador, pp. 1–247. Ecuador.

## ANEXO 1 – Plano del plan de minado NV 635



# ANEXO 2 – Ensayos de Propiedades Físicas

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
Sección Ingeniería de Minas

PUCP

***ENSAYO DE PROPIEDADES FÍSICAS***

El ensayo se realizó según la norma ASTM C 97 – 02. El resultado es el siguiente:

| *Muestra* | *Probeta* | *Peso saturado (gr)* | *Peso suspendido (gr)* | *Peso seco (gr)* | *Densidad Seca ($gr/cm^3$)* | *Densidad Saturada ($gr/cm^3$)* | *Porosidad Aparente (%)* | *Absorción (%)* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| *M - 1* | *A* | *163.75* | *103.01* | *163.17* | *2.686* | *2.696* | *0.955* | *0.355* |
| | *B* | *149.04* | *93.62* | *148.69* | *2.683* | *2.689* | *0.632* | *0.235* |
| | *C* | *159.85* | *100.52* | *159.15* | *2.682* | *2.694* | *1.180* | *0.440* |
| | *D* | *150.12* | *94.52* | *149.42* | *2.687* | *2.700* | *1.259* | *0.468* |
| | *E* | *163.15* | *102.59* | *162.55* | *2.684* | *2.694* | *0.991* | *0.369* |
| | | | | ***Promedio*** | ***2.685*** | ***2.695*** | ***1.003*** | ***0.374*** |

Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas

# ANEXO 3 – Ensayos de Propiedades Elásticas

DEPARTAMENTO
DE **INGENIERÍA**
Sección Ingeniería de Minas

PUCP

***ENSAYO DE PROPIEDADES ELÁSTICAS***

El resultado es el siguiente:

| *Muestra* | *Diámetro (cm)* | *Longitud (cm)* | *Módulo de Elasticidad (GPa)* | *Constante de Poisson (v)* | *Resistencia última (MPa)* |
|---|---|---|---|---|---|
| *M – 2* | *4.25* | *9.07* | *14.33* | *0.24* | *136.87* |

Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas

# ANEXO 4 – Ensayos de Comprensión Triaxial

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
Sección Ingeniería de Minas

PUCP

***ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL***

Se ensayaron 4 testigos de la muestra entregada. Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.

A continuación se presentan los resultados obtenidos:

| *Muestra* | *Probeta* | *Diámetro (cm)* | *Longitud (cm)* | *Carga* | $\sigma_{1max}$ *(MPa)* | $\sigma_3$ *(MPa)* | *Angulo de Fricción interno (°)* | *Cohesión (MPa)* | $m_i$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| *M - 3* | *A* | *4.25* | *9.09* | *30200.00* | *208.76* | *1.50 (*)* | *62.5* | *22.8* | *43.27* |
| | *B* | *4.25* | *9.46* | *34600.00* | *239.18* | *3.00 (*)* | | | |
| | *C* | *4.25* | *9.32* | *41200.00* | *284.80* | *6.00 (*)* | | | |
| | *D* | *4.25* | *9.11* | *40200.00* | *277.89* | *9.00* | | | |

*Nota: (*)* Valores considerados para el cálculo de $m_i$, ángulo de fricción interno (°) y cohesión (c).

Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/seccminas

DEPARTAMENTO
DE **INGENIERÍA**
Sección Ingeniería de Minas

PUCP



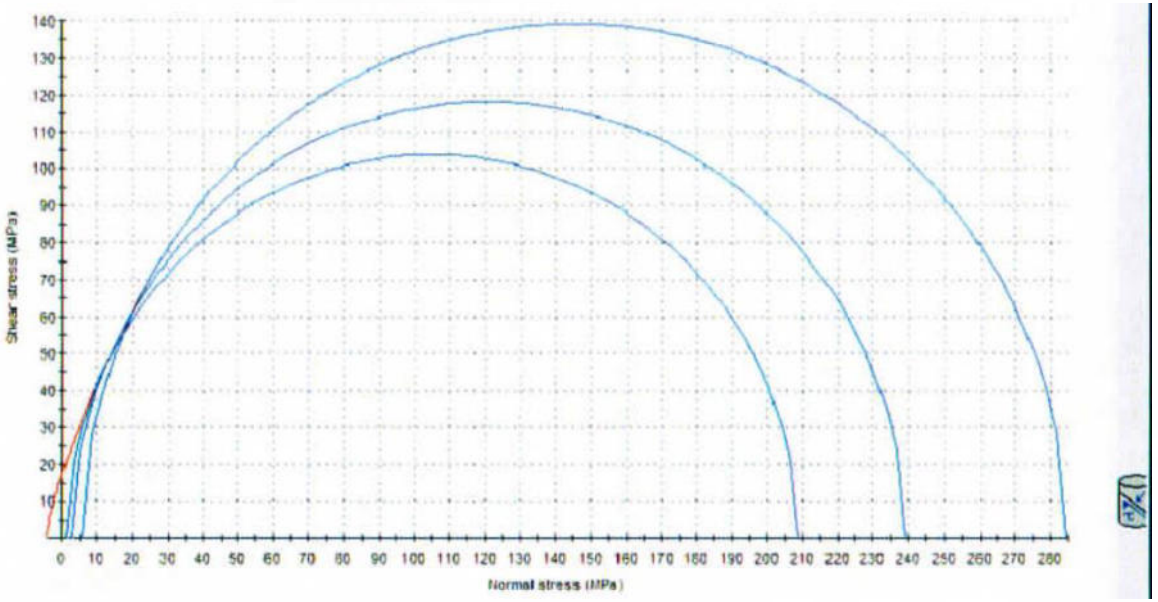

**Hoek-Brown Classification**
intact uniaxial compressive strength = 178.349 MPa
GSI = 100 mi = 43.274 Disturbance factor = 0

**Hoek-Brown Criterion**
mb = 43.274 s = 1.0000 a = 0.500

**Mohr-Coulomb Fit**
cohesion = 17.229 MPa friction angle = 66.49 deg

**Rock Mass Parameters**
tensile strength = -4.121 MPa
uniaxial compressive strength = 178.349 MPa
global strength = 205.004 MPa
modulus of deformation = 177827.94 MPa

**Analysis of TRIAXIAL Lab Data**
No. of lab data points = 3
Sum square of errors (Residuals) = 4.570
Current strength model is LEVENBERG-MARQUARDT 'best-fit'




Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

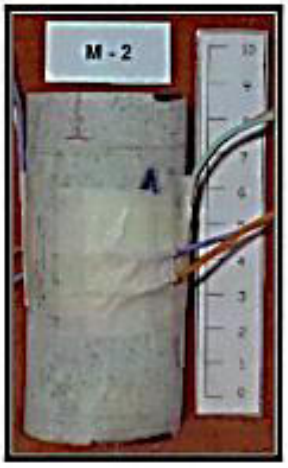
www.pucp.edu.pe/secc/minas

## ANEXO 5 – Fotos de Ensayo de Propiedades Elásticas

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
Sección Ingeniería de Minas

PUCP

Antes:




Después:




Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas

## ANEXO 6 – Fotos de Ensayo de Comprensión Triaxial

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
Sección Ingeniería de Minas

PUCP

Antes:




Después:




Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/seccminas

# ANEXO 7 – Cálculo del nuevo diseño de malla de perforación y voladura

| DATOS | | |
|---|---|---|
| SECCION (m) | 2.70 | 2.70 |
| DIAMETRO DE TALADRO | 38.00 | mm |
| DIAMETRO TALADRO ALIVIO | 38.00 | mm |
| LONGITUD DE BARRENO | 6.00 | Pies |
| TALADROS DE ALIVIO | 4.00 | und |
| DIAMETRO DEL EXPLOSIVO | 28.58 | mm |
| DENSIDAD DEL EXPLOSIVO | 1.12 | gr/cm3 |
| DIST. ENTRE TALADROS (Tabla) | 0.50 | m |
| COEFIENTE DE ROCA (Tabla) | 2.00 | m |
| DENSIDAD DE LA ROCA | 2.60 | gr/cm3 |
| PERIMETRO | 9.74 | m |
| AREA DE PERFORACIÓN | 6.62 | m2 |

| VALORES CALCULADOS | | |
|---|---|---|
| LONGITUD DE PERFORACIÓN (BARRENO) | 1.82880 | m |
| LONGITUD REAL DE PERFORACIÓN 95% | 1.73736 | m |
| DIAMETRO OPTIMO DE PERFORACIÓN | 55.89 | mm |
| DIAMETRO TALADRO EQUIVALENTE | 76.00 | mm |
| NUMERO DE TALADROS | 0.00 | TAL |

| SECCION DEL CORTE | BURDEN | | LONG. AVERTURA | |
|---|---|---|---|---|
| PRIMERA | B1 = | 0.084 m | L1 = | 0.118 m |
| SEGUNDA | B2 = | 0.118 m | L2 = | 0.251 m |
| TERCERA | B3 = | 0.251 m | L3 = | 0.531 m |
| CUARTA | B4 = | 0.531 m | L4 = | 1.131 m |
| AYUDA CUADRADORES | Bc = | 0.810 m | Ec = | 0.955530415 m |

| Coeficiente de roca (m) | |
|---|---|
| Tenaz | 2.00 |
| Intermedio | 1.50 |
| Friable | 1.00 |

| Distancias entre taladros (m) | |
|---|---|
| Tenaz | 0,50 - 0,55 |
| Intermedio | 0,60 - 0,65 |
| Friable | 0,70 - 0,75 |

| EFICIENCIA DE PERFORACIÓN | | |
|---|---|---|
| DESCRIPCION | UNIDAD | VALOR |
| N° taladros perforados | tal | 38.00 |
| N° taladros cargados | mt | 31.00 |
| Cantidad de explosivo | kg | 21.14 |
| Long. Total perforado | mt | 66.02 |
| Avance por disparo (promedio) | m/disp | 1.60 |
| Long. Perforac. Efectiva (promedio) | m/tal | 1.69 |

| PARAMETROS OBTENIDOS DE VOLADURA | | |
|---|---|---|
| DESCRIPCION | UNIDAD | VALOR |
| Volumen | m3 | 10.59 |
| Toneladas | TM | 27.54 |
| Factor de carga | kg/m3 | 2.00 |
| Factor de potencia | kg/TM | 0.77 |
| Factor de carga lineal | kg/m | 12.17 |
| Eficiencia de perforación | % | 92% |
| Eficiencia de voladura | % | 95% |

**CONSUMO DE EXPLOSIVO**

| Secuencia de Salida | Dist. de taladros | N° Taladros | | Cartuchos por Taladro | Cartuchos de Dinamita | | | CARGA CUADRANTE (Kg) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Cargados | Vacios | | Samexsa 80 1 1/8 X 8" | Samexsa 65 1 1/8 X 8" | Samexsa 45 7/8 X 7" | |
| | | | | | 0.152 | 0.122 | 0.079 | |
| 1 | Arranque | 3 | 4 | 7 | 21 | 0 | 0 | 3.192 |
| 2 | 1ra. Ayuda | 4 | | 5 | 0 | 20 | 0 | 2.440 |
| 3 | 2da. Ayuda | 4 | | 5 | 0 | 20 | 0 | 2.440 |
| 4 | 3ra. Ayuda | 4 | | 5 | 0 | 20 | 0 | 2.440 |
| 5 | 4ta Ayuda | 4 | | 5 | 0 | 20 | 0 | 2.440 |
| 6 | Cuadradores | 2 | | 5 | 0 | 10 | 0 | 1.220 |
| 7 | Corona | 6 | 3 | 7 | 0 | 0 | 42 | 3.318 |
| 9 | Arrastre | 4 | | 6 | 24 | 0 | 0 | 3.648 |
| | Total | 31 | 7 | 45 | 45 | 90 | 42 | 21.138 |

| CONSUMO DE ACCESORIOS | | |
|---|---|---|
| ACCESORIOS | UNIDAD | TOTAL |
| Detonador ensamblado y conector 3.00 m | und | 31 |
| Mecha Rapida | ml | 15 |
| Cordón detonante | ml | 10 |
| Tuberia PVC tipo SEL de 1/2" | und | 3 |

# ANEXO 8 – Matriz de consistencia

| PROBLEMA | OBJETIVO | HIPOTESIS | VARIABLES | METODOLOGIA |
|---|---|---|---|---|
| ***PROBLEMA GENERAL***<br><br>¿Cuál es el efecto del diseño de malla de perforación y voladura en la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación el nuevo sureño?<br><br>***PROBLEMAS ESPECÍFICOS***<br><br>a) ¿Cuál es el diseño adecuado de malla de perforación en la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño?<br><br>b) ¿Cuál es el diseño adecuado de carga explosiva en la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño?<br><br>c) ¿En qué porcentaje se reducirá los costos de operación con la optimización de la malla de perforación y voladura en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño? | ***OBJETIVO GENERAL***<br><br>Determinar el efecto del diseño de malla de perforación y voladura en la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación el nuevo sureño.<br><br>***OBJETIVOS ESPECÍFICOS***<br><br>a) Determinar el diseño adecuado de malla de perforación y voladura para la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño.<br><br>b) Definir el diseño adecuado de carga explosiva para la reducción de costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño.<br><br>c) Determinar el porcentaje de reducción de los costos de operación en el proyecto de explotación El Nuevo Sureño. | ***HIPÓTESIS GENERAL***<br><br>Con la aplicación del diseño adecuado de la malla de perforación y voladura se reducirán considerablemente los costos de operación en el proyecto de explotación el nuevo sureño<br><br>***HIPÓTESIS ESPECIFICAS***<br><br>a) El diseño adecuado de la malla de perforación y voladura reduce los costos de operación del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.<br><br>b) La carga explosiva adecuada reduce los costos de operación del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.<br><br>c) Se logrará una disminución de un porcentaje considerable en los costos de operación luego de la optimización de la malla de perforación y voladura del proyecto de explotación El Nuevo Sureño. | ***VARIABLE INDEPENDIENTE***<br><br>Efectos del diseño de malla de perforación y voladura<br><br>***VARIABLE DEPENDIENTE***<br><br>Reducción de costos de operación | **TIPO DE INVESTIGACIÓN:** Aplicada<br>**NIVEL DE INVESTIGACIÓN:** Explicativo<br>**MÉTODO DE INVESTIGACIÓN:** Científico<br>**DISEÑO DE INVESTIGACIÓN:** Cuasi – Experimental<br>GE : 01 X 02<br>Donde:<br>GE: Grupo experimental.<br>01: medición del pre test.<br>02: medición del post test.<br>X: Manipulación o Desarrollo de la Variable Independiente<br>**POBLACIÓN Y MUESTRA:**<br>**Población:** Todas las galerías de exploración del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.<br>**Muestra:** Frente de la galería de exploración del NV 615 – Veta Flor, del proyecto de explotación El Nuevo Sureño.<br>**TÉCNICAS O INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS**<br>Será mediante la observación para tomar información y registrarla para su posterior análisis<br>**TECNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANALISIS DE DATOS**<br>Se utilizará el programa Excel para calcular los costos unitarios en perforación y voladura. También se utilizarán otros programas como el autocad para realizar el diseño de la malla de perforación. |