

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Diseño de malla de perforación y voladura para
optimizar el avance en la rampa negativa 940 de
Sociedad Minera Austria Duvaz S. A. C.**

Alisson Katuska Morales Garcia

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. RAMOS ARANDA, BENJAMIN

AGRADECIMIENTO

Es primordial mencionar y agradecer por ser guiada y bendecida por la manos de nuestro creador; asimismo, agradecer a mis padres Sandra García Vargas y Jesús Morales Casqui, por la fuerza y constancia de inculcarme su sabiduría, paciencia, comprensión y su grande amor, al Ing. Benjamín Ramos, por darme la orientación, los conocimientos para el desarrollo de la presente investigación que me servirán en mi vida profesional, a todos los que me apoyaron incondicionalmente en la empresa Austria Duvaz donde laboré y de quienes aprendí mucho durante mi permanencia en esta prestigiosa empresa.

}

DEDICATORIA

A mis padres Sandra García Vargas y Jesús Morales Casqui por haberme educado con valores y principios necesarios, a ellos por proclamarme los mejores concejos para abordar a mi desarrollo profesional y como una persona de bien.

ÍNDICE DEL CONTENIDO

ASESOR	II
AGRADECIMIENTOS	III
DEDICATORIA.....	IV
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	IV
ÍNDICE DE TABLAS	IX
ÍNDICE DE FIGURAS	XI
RESUMEN	XIII
ABSTRACT.....	XV
INTRODUCCIÓN	XVII
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	19
1.1. Planteamiento del estudio.....	19
1.1.1. Problema general.....	20
1.1.2. Problema específico.....	20
1.2. Objetivo.....	20
1.2.1. Objetivo general.....	20
1.2.2. Objetivo específico.....	20
1.3. Justificación e importancia.....	21
1.3.1. Justificación.....	21
1.3.2. Importancia.....	21
1.4. Hipótesis.....	21
1.4.1. Hipótesis general.....	21
1.4.2. Hipótesis específica.....	21
1.5. Identificación de variables.....	22
1.5.1. Variable independiente.....	22
1.5.2. Variable dependiente.....	22
CAPITULO II MARCO TEÓRICO.....	23
2.1. Antecedentes del problema.....	23

2.2. Bases teóricas.....	26
2.3. Información general de sociedad minera Austria Duvaz S. A. C.....	27
2.3.1. Ubicación y accesibilidad.....	27
2.3.2. Fisiografía.....	27
2.3.3. Geología regional.....	27
2.3.4. Geología local.....	28
2.3.5. Estratigrafía (Ver anexo 2).....	30
2.3.6. Intrusivos	31
2.3.7. Estructuras.....	32
2.3.8. Método de explotación en sociedad minera Austria Duvaz	39
2.4. Información geomecánica de la masa rocosa.....	41
2.4.1 Características geomecánicas de la rampa.	41
2.4.2 Clasificación geomecánica de la roca circúndate de la rampa	41
2.5. Diseño de una rampa.....	42
2.5.1 Sección	43
2.5.2 Gradiente	43
2.5.3 Longitud total	43
2.5.4 Peralte	43
2.5.5 Tipo de rampa en Austria Duvaz.....	44
2.5.6 Refugio	44
2.5.7 Características de la rampa (-) 940.....	44
2.6. Ciclo de minado de la rampa	45
2.6.1 Perforación.....	45
2.6.2 Diseño y pintado de la malla de perforación	47
2.6.3 Carga de taladros	47
2.6.4 Disparo	48
2.6.5 Ventilación	48
2.6.6 Riego y desate de rocas	49
2.6.7 Limpieza y acarreo.....	49
2.6.8 Sostenimiento y revestimiento provisional	50

2.7. Diseño y cálculos de malla de perforación.....	51
2.7.1 Método de voladura de túnel postulado por Roger Holmberg.....	51
2.7.2 Distribución de taladros	52
2.7.3. Cálculo de numero de taladros	53
2.7.4. Distancia entre taladros	54
2.7.5. Longitud de taladro	54
2.7.6. Avance del túnel por disparo	55
2.7.7. Salida de las cuatro secciones del frente.....	55
2.7.8. Distribución de carga	56
2.7.9. Parámetros de voladura.....	58
2.8. Propiedades del macizo rocoso	59
2.9. Ensayo de carga puntual	61
2.9.1 Índice de resistencia geológica	63
2.9.2 Teoría de Lauffer	63
2.10. Definición de términos.	63
CAPÍTULO III METODOLOGÍA.....	69
3.1. Método, alcance y nivel de investigación	69
3.1.1. Método de la investigación	69
3.1.2. Alcance de la investigación.....	69
3.1.3. Nivel de la investigación	69
3.2. Diseño de la investigación	70
3.3. Población y muestra	70
3.3.1 Población	70
3.3.2 Muestra.....	70
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	70
3.4.1. Técnicas en la utilización de datos.	70
3.4.2. Instrumentos utilizados en la recolección de datos.....	71
CAPITULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN	72
4.1 Análisis de perforación y voladura de la rampa - 940 antes de la aplicación de la malla.....	72

4.1.1 Consumo de explosivos por disparo antes de aplicar la nueva malla.....	75
4.2 Análisis de la resistencia a la compresión en la voladura de la rampa (-940)...	79
4.3 Cálculos para la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura en la rampa (-940)	80
4.3.2. Longitud teórica de avance por disparo	82
4.3.3. Movimiento de roca	83
4.3.4. Cálculo de consumo de explosivos en la rampa (-940)	83
4.3.5. Diseño de malla de sección de 3.0m. x 3.0m aplicado en la rampa (-940)....	87
4.3.6. Control de daño en el perímetro de la rampa	92
4.3.7. Resultados de voladura y fragmentación.....	92
4.4 Cálculo de costos en perforación y voladura de la rampa (-) 940.....	93
4.5 Validación estadística de los datos obtenidos (T de Studen).....	97
CONCLUSIONES.....	101
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	104
ANEXOS	106

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Minerales asociados al plomo _____	38
Tabla 2. Minerales asociados al cobre. _____	38
Tabla 3. Minerales asociados al zinc _____	38
Tabla 4. Minerales asociados a la plata _____	39
Tabla 5. Minerales que componen la ganga _____	39
Tabla 6. Autosostenimiento de túneles _____	42
Tabla 7. Factores y coeficiente de rocas usada en cálculo de taladros _____	53
Tabla 8. Fórmulas prácticas para la voladura de cuatro secciones _____	56
Tabla 9. Factores de roca para determinar la carga del taladro _____	57
Tabla 10. Clasificación según tiempo de estabilidad natural _____	63
Tabla 11. Distribución de explosivos antes de la aplicación de la nueva malla _____	75
Tabla 12. Consumo de explosivos por disparo antes de la aplicación de la nueva malla de perforación _____	77
Tabla 13. Descripción del frente de trabajo _____	79
Tabla 14. Resultados del ensayo en laboratorio. _____	79
Tabla 15. Análisis de avance por disparo en la rampa (-) 940 _____	82
Tabla 16. Distribución de explosivos para la nueva malla de perforación _____	85
Tabla 17. Características del explosivo usado en la rampa (-) 940 _____	86
Tabla 18. Datos de perforación de la malla _____	87
Tabla 19. Comparación de consumo de explosivos antes y durante del desarrollo de la rampa _____	90
Tabla 20. Parámetros de la labor de trabajo – rampa (-) 940 _____	93
Tabla 21. Costos de perforación antes de aplicar el nuevo diseño de la malla 3.0 m x 3.0 m _____	94
Tabla 22. Costos de Perforación durante la investigación con el nuevo diseño de malla 3.0 m x 3.0 m _____	94
Tabla 23. Costos de voladura antes de aplicar la nueva malla 3.0m x 3.0m _____	95

Tabla 24. Costos de voladura durante la investigación con el nuevo diseño de malla 3.0 m x 3.0 m _____	95
Tabla 25. Tabla de costos de acarreo antes y durante la investigación _____	96
Tabla 26. Resultados estadísticos de hipótesis general _____	97
Tabla 27. Resultado estadístico de hipótesis específica 1 _____	99
Tabla 28. Resultado estadístico de hipótesis específica 2 _____	100

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Mapa de ubicación de Duvaz. _____	28
Figura 2. Plano geológico del departamento de Junín. _____	28
Figura 3. Plano geológico local de la Sociedad Minera Austria Duvaz. _____	30
Figura 4. Distribución de vetas de Sociedad Minera Austria Duvaz. _____	35
Figura 5. Vetas explotadas de Sociedad Austria Minera Duvaz. _____	37
Figura 6. Rampa negativa 940. _____	44
Figura 7. Gradiente y orientación de la rampa (-) 940 _____	45
Figura 8. Modelo del equipo de perforación. _____	46
Figura 9. Perforación con jumbo de un brazo en la rampa (-) 940. _____	47
Figura 10. Carguío de los taladros. _____	48
Figura 11. Disparo de la rampa (-) 940. _____	48
Figura 12. Ventilación del frente después del disparo. _____	49
Figura 13. Desatado de las rocas en la rampa (-) 940. _____	49
Figura 14. Limpieza del material volado. _____	50
Figura 15. Perforación para el sostenimiento de la labor. _____	51
Figura 16. Distribución de Taladros para la perforación y voladura de la labor. _____	52
Figura 17. Esquema de arranque de cuatro secciones. _____	56
Figura 18. Modos típicos de falla para muestras validas e invalidas a) muestras diametrales validas, b) muestras axiales validas c) bloques validos d) muestras inválidas. _____	62
Figura 19. Diseño de arranque, realizado a criterio por cada operador _____	73
Figura 20. Diseño de arranque, realizado a criterio por cada operador. _____	74
Figura 21. Diseño de arranque, realizado a criterio por cada operador. _____	75
Figura 22. Pintado de la malla de perforación antes de aplicar la nueva malla. _____	74
Figura 23. Sección después de una voladura. _____	75
Figura 24. Distribución de carga explosiva antes de aplicar la nueva malla. _____	76
Figura 25. Malla de perforación de 3.0 x 3.0 antes de estandarización. _____	78

Figura 26. Distribución de explosivos en cada zona de la malla de perforación. ____	86
Figura 27. Arranque hexagonal para la salida de los taladros. _____	88
Figura 28. Malla de perforación propuesta de 3.0 m. x 3.0 m. rampa (-) 940. ____	89
Figura 29. Resultados de perforación y voladura aplicando la nueva malla. ____	90
Figura 30. Diferencia de energía liberado de los explosivos. _____	92

RESUMEN

En el año correspondiente a la investigación, se viene ejecutando la construcción de la rampa (-) 940 de (3.0m x 3.0m) del nivel 1700 de la zona Victoria en sociedad minera Austria Duvaz. Al inicio del proyecto, la perforación y voladura se efectuaba con un diseño de malla que eran trazados por los propios operadores del equipo de perforación jumbo, dando como resultados una mala ejecución en el avance de la rampa; de igual modo, tenía consecuencias en el costo de perforación y voladura de rocas en el frente de trabajo.

En la actualidad se ha aplicado un diseño de malla de perforación y voladura para la ejecución de la rampa (-) 940 con principios ingenieriles y estándares establecidos con respecto a esta operación unitaria.

El propósito de esta investigación consiste en aplicar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura para obtener resultados eficientes en el avance de la rampa (-) 940 y los frentes de trabajo que se vienen ejecutando en la mina. De tal manera se tuvo cuidado en el estudio de la geomecánica de la labor, para esto analizamos minuciosamente los esfuerzos y fracturas de la zona en estudio para distribuir de manera correcta los taladros de perforación y la cantidad de explosivos que correspondería cargar a cada uno de estos.

Los resultados en los meses que duro nuestra investigación fueron favorables. Así describimos que la eficiencia de perforación fue de 97.5% y la eficiencia de voladura 97.5%, con 32 taladros que está distribuido en la nueva malla de perforación para una sección de 3.0 m x 3.0 m. En el carguío de taladros se controló el consumo de los explosivos para cada disparo ejecutado (por guardia), teniendo como resultado 44.09 kg por disparo y un factor de carga de 16.03 kg/m³ que anteriormente eran de 49.58 kg por disparo y el factor de carga 19.07 kg/m³. Estos resultados correspondían al desempeño de los supervisores y trabajadores que están comprometidos en la buena

ejecución de la perforación y voladura de la rampa. Asimismo, se vio reflejado en el bajo costo de esta operación durante los meses que siguientes.

Palabras Clave: Construcción de una rampa negativa, diseño de malla de perforación y voladura, eficiencia en una rampa negativa, eficiencia de perforación, eficiencia de voladura.

ABSTRACT

In the year corresponding to the investigation, the construction of the (-) 940 ramp of (3.0mx 3.0m) of level 1700 of the Victoria area in Sociedad Minera Austria Duvaz has been executed, at the beginning of the project drilling and blasting was carried out with A mesh design that was drawn up by the jumbo drilling equipment operators themselves, resulting in poor execution of the ramp advance, in the same way, had consequences on the cost of drilling and blasting rocks in the work face.

Currently, a drill and blast mesh design has been applied for the execution of ramp (-) 940. With engineering principles and established standards regarding this unitary operation.

The purpose of this research is to apply a new drill and blast mesh design to obtain efficient results in the advancement of the ramp (-) 940 and the work fronts that are being executed in the mine. In such a way, care was taken in the study of the geomechanics of the work, for this we meticulously analyze the stresses and fractures of the area under study, to correctly distribute the drilling holes and the amount of explosives that would correspond to load each one of these.

The results in the months that our investigation lasted were favorable, as we describe, that the drilling efficiency was 97.5% and the blasting efficiency 97.5%, with 32 holes that are distributed in the new drilling mesh for a section of 3.0mx 3.0m, in the loading of drills, the consumption of explosives was controlled for each shot fired (per guard), resulting in 44.09 kg.

Per shot and a load factor of 16.03 kg / m³. Which were previously 49.58 kg. Per shot and load factor 19.07 kg / m³. These results corresponded to the performance of the supervisors and workers who are committed to the proper execution of the drilling

and blasting of the ramp, and it was also reflected in the low cost of this operation during the following months.

Keywords: Negative ramp construction, drill and blast mesh design, negative ramp efficiency, drilling efficiency, blasting efficiency.

INTRODUCCION

El presente trabajo de investigación está referido al diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance en la rampa negativa 940 de sociedad minera Austria Duvaz S. A. C. Este estudio describe la construcción de la rampa negativa para la extracción del mineral que será explotado de los tajos futuros. Los trabajos ejecutados en la rampa objeto de este estudio comenzaron en abril del 2019, viéndose forzado a optimizar el proyecto en el avance, el control del consumo de explosivos, el control del macizo rocoso y minimizando el costo de esta operación, para esto aplicamos fórmulas matemáticas que se emplean cotidianamente en la operación de perforación y voladura de la minería subterránea.

En este proyecto, se logró una excelente calidad de ejecución y muy buenos resultados de avance, todo ello haciendo un seguimiento, evaluación y análisis de las operaciones. Nuestra investigación se desarrolló en cuatro capítulos que describimos a continuación:

Capítulo I: Planteamiento del estudio; definimos la problemática del tema, y cómo influirá la aplicación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance de la rampa negativa 940 de sociedad minera Austria Duvaz S. A. C.

Capítulo II: Marco teórico; en la investigación se analizó diversos textos que guiaban al mismo objetivo, pero se plasmó las teorías del método de Holmberg, los manuales de López Jimeno y el manual de voladura de Exsa para diseñar la malla de perforación y utilizar las fórmulas que correspondan para los resultados.

Capítulo III: Hipótesis y variables; identificamos las variables independientes de nuestra investigación “diseño de malla de perforación” y la variable dependiente “optimización de la voladura para el avance”

Capítulo IV: Metodología; consideramos aplicar el método de investigación científico, del método aplicativo con el nivel de investigación descriptivo correlacional.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema.

Uno de los problemas que se plantea en la preparación y desarrollo de una mina para la explotación y acarreo de su mineral es la construcción de un acceso denominado rampa. Esta labor es elemental en la minería porque permite vincular dos lugares a diferentes alturas, permitiendo ascender o descender a uno u otro espacio a través de su superficie. Dado esta premisa, en la construcción de la rampa () 940 zona Victoria del nivel 1700 en sociedad minera Austria Duvaz S. A. C. se llegó a tener inconveniente en la ejecución por un inadecuado diseño de la malla de perforación así también con la longitud y *burden* y espaciamiento, ya que la empresa especializada en el trabajo no cuenta con un estándar de perforación y voladura. Estos diseños fueron realizados a criterio de cada operador del jumbo. Asimismo, no se realizó el pintado de la malla al inicio de cada perforación ni se consideraba la cantidad de explosivos a usar. Bajo estas condiciones negativas, se evaluó y luego se planteó instalar una nueva malla; para así llegar a resultados en forma escalonada obligando y buscando una buena eficiencia de avance (metros/disparo); luego disminuir la sobreexcavación, para lo cual realizaremos voladura controlada, y de esta manera controlar el daño del macizo rocoso. En

esta investigación, iniciaremos desde la evaluación y planeamiento de un buen diseño de malla para una sección de rampa de 3.0 m x 3.0 m.

1.1.1. Problema general

a) ¿De qué manera influirá la aplicación de una nueva malla de perforación y voladura para la optimización en la rampa negativa 940 – sociedad minera Austria Duvaz S. A. C.?

1.1.2. Problema específico.

a) ¿Cuál será la eficiencia del avance aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la rampa negativa 940 – sociedad minera Austria Duvaz S. A. C.?

b) ¿Cuál será el consumo de explosivos para la voladura en el macizo rocoso aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la rampa negativa 940 – sociedad minera Austria Duvaz S. A. C.?

1.2. Objetivo

1.2.1. Objetivo general

a) Evaluar cómo influirá la aplicación de una nueva malla de perforación y voladura para la optimización del avance en la rampa negativa 940 – sociedad minera Austria Duvaz S. A. C.

1.2.2. Objetivo específico

a) Demostrar los resultados de la eficiencia del avance aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la rampa negativa 940 – sociedad minera Austria Duvaz S. A. C.

b) Determinar el consumo de los explosivos para la voladura en el macizo rocoso aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la rampa negativa 940 – sociedad minera Austria Duvaz S. A. C.

1.3. Justificación e importancia.

1.3.1. Justificación.

En el presente trabajo de investigación de diseño de mallas de perforación y voladura se busca optimizar el avance en la rampa, ya que la empresa especializada no cuenta con un estándar de malla de perforación y voladura para las labores de avance (frentes), por lo que los diseños empleados eran iniciativa y criterio de los operadores del equipo de perforación (jumbo) por lo que dificultaba en la ejecución del avance de la rampa.

1.3.2. Importancia.

Es idóneo resaltar los temas principales abordados en esta investigación; así también, en los resultados obtenidos con la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura en el frente de trabajo, en gran parte de la investigación se observará, verificará y se controlará al personal operativo (operadores de jumbo), para la ejecución correcta de la aplicación de la nueva malla de perforación.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general.

a) La aplicación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura influye directamente en la optimización del avance de la rampa negativa 940.

1.4.2. Hipótesis específica.

a) La eficiencia en el avance es influida positivamente con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura de la rampa negativa 940.

b) Con el cálculo de la cantidad de explosivos aumentará la eficiencia en la voladura del macizo rocoso aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la rampa negativa 940.

1.5. Identificación de variables

1.5.1. Variable independiente.

Diseño de malla de perforación y voladura

a) Indicadores de la variable independiente.

- Diámetro de taladro (mm)
- Longitud de taladro (m)
- Longitud de carga (m)
- Explosivos (kg)
- Densidad de roca (gr/cm^3)
- Burden y espaciamiento

1.5.2. Variable dependiente.

Optimización de la voladura para el avance

a) Indicadores de la variable dependiente.

- Volumen removido (m^3)
- Factor de carga (kg/m) de avance
- Avance ($\text{m}/\text{disparo}$)
- $\$/\text{metro}$ de avance

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema.

- Tesis de pregrado que lleva como título “*Diseño de malla de perforación para optimizar la voladura en la unidad Carahuacra de la compañía minera Volcan S. A. A*”. El investigador se planteó como objetivo general diseñar mallas de perforación y voladura subterránea competentes. También dos objetivos específicos. El primero, realizar el diseño las mallas de perforación y voladura utilizando parámetros de carga, explosivo y roca. El segundo, conocer el porcentaje pasante, por medio de un análisis de fragmentación al diseño de las mallas de perforación y voladura. El trabajo de investigación llegó a las siguientes conclusiones. Primero, al aplicar el arranque hexagonal especialmente en terrenos con un $RMR > 41$, facilita proveer caras libres adicionales a los demás cuadrantes. Además, la ventaja de este tipo de arranque es que el rendimiento de avance por disparo es eficiente. Además, al emplear cartuchos de menor poder rompedor en las coronas como el *exadit 45%* y/o *exsablock 45%*, se minimiza los daños al macizo rocoso y por ende se mejora la voladura. También, utilizando la teoría de Holmberg, de diseño mallas de perforación y voladura, se ha mejorado en avances lineales de las RP 980, RP 040, RP 042, BP 616 en comparación a lo anterior. Por otro lado,

el modelo predictivo de Kuz-Ram es una buena herramienta para analizar la tendencia de la fragmentación para diferentes diseños de malla de perforación y voladura. Por último, la eficiencia del disparo ha mejorado, pasando de 77% antes a 88% después de diseñada la malla, aumentando en 11% la eficiencia.

(1) LARA BALTAZAR, Oscar Rafael.

- Tesis de pregrado que lleva como título “*Diseño de malla de perforación y voladura en frente para optimizar la voladura en la mina San Genaro de la C. I. A. minera Castro Virreyna S. A*”. El investigador se planteó como objetivo general evaluar la eficiencia de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura de frentes para optimizar la voladura. Tuvo dos objetivos específicos: determinar la cantidad de taladros y explosivos apropiados para aumentar la eficiencia de la voladura en frentes; además, evaluar la eficiencia de una nueva secuencia de voladura de frentes para optimizar la voladura. La investigación llegó a varias conclusiones. En primer lugar, mejoró la eficiencia de disparos y minimizó los precios unitarios en el consumo de los explosivos y accesorios de voladura, generando mayor ingreso que los egresos como mayor ganancia a menor costo. Además, con estos resultados se capacitó al personal en la unidad en operación mina y/o trabajadores en interior mina sobre la importancia del diseño de la malla de perforación haciéndoles ver la realidad de los resultados comparándolo con los resultados anteriores y actuales. Para que tengan una clara idea y resultado de cuanto importantes es el diseño de malla de perforación para mejorar la eficiencia de avances y de esta manera mejorar con los avances en los frentes de exploración, desarrollo y preparación. En tercer lugar, para el cambio de este trabajo se ha hecho el control a los operadores de Jumbo en perforación, para que se cumpla y perfore según el diseño de malla de perforación luego de la perforación se enseno y se demostró el correcto carguío de los taladros el uso de la voladura controlada en los hastiales y la corona demostrado en el campo, para que se aplique y se cumpla con el personal que realiza el trabajo. De tal manera el personal que realiza el trabajo; realice lo correcto según los parámetros

establecidos en perforación, carguío de los frentes, uso de los explosivos y accesorios para minimizar el costo de consumo de explosivos y accesorios, así como el carguío correcto para un resultado eficiente. Finalmente, en base a los cuadros y gráficos se ha podido apreciar que los niveles de resultados con el nuevo diseño de malla de perforación se ha mejorado la eficiencia de los disparos, ya que el promedio de los disparos en el mes de Enero fue de 2.80, comparado con la eficiencia de 3.15 como resultado del nuevo diseño de malla de perforación, notamos un incremento de un 84.85% inicial a un 95.45% final. (2) PAUCAR BLANCO, Michael Rick.

- Tesis de pregrado que lleva como título “*Diseño y construcción de la rampa negativa 5360 para la explotación de la veta alexia Cia. minera Ares – unidad Arcata E. E. IESA S. A.*” El investigador se planteó como objetivo general explicar la evaluación técnica y económica para dar viabilidad al proyecto de explotar la veta Alexia de la unidad Arcata, mediante la construcción de la rampa negativa 5360. Se fijó cuatro objetivos específicos: realizar el estudio geomecánico del macizo rocoso por donde se diseñarán y construirán las labores mineras de desarrollo, preparación y explotación de la veta Alexia. En segundo lugar, desarrollar el proceso de construcción de la rampa negativa 5360 y demás labores de desarrollo de la mina, tales como: cruceros, chimeneas, galerías, cámaras de acumulación, refugios, entre otras, con el fin de acceder a los recursos minerales existentes. Como tercer objetivo específico, extraer el mineral que se encuentra en la veta Alexia, utilizando el método de explotación por corte y relleno ascendente semimecanizado, previo desarrollo de la rampa negativa en estudio, en su estudio. Por último, evaluar la rentabilidad del proyecto a través de los indicadores económicos: VAN y B/C. La investigación permitió arribar a diversas conclusiones. La primera es que la ejecución de la rampa negativa 5360 se desarrollará en cumplimiento con los objetivos programados de la Cía. minera Ares unidad operativa Arcata, tales como el avance mensual, con las condiciones y características del diseño. La segunda conclusión es que los tramos 1, 2 y 3 de diseño y

construcción de la Rampa Negativa 5360 permitirán cubicar reservas por 199 895 TM (640 m x 72 m x 1.8 m), en un tiempo de ejecución de 12 meses (2013 - 2014). Además, con el cumplimiento del desarrollo de la rampa negativa 5360 se podrá explotar las reservas minables aún no accesibles y contar con una extracción y transporte dinámico, y bajo costo relativo. También, con la explotación de las reservas minerales de la unidad minera Arcata, entre los niveles 4550 y 4478, representan un significativo ingreso económico 44, 260,453.1 \$ en comparación con la ejecución de la rampa 2, 247,286.90 soles. Finalmente, el objetivo de la Cía. minera Ares es realizar un trabajo bien programado, optimizando el ciclo de minado (sostenimiento, limpieza, perforación y voladura), con lo cual se conseguirá una buena performance. (3)

2.2. Bases teóricas.

La voladura en túneles y galerías es mucho más complicada que las voladuras en banco, porque la única superficie libre es el frente de excavación, el consumo de explosivos es alto y el límite de cargas también, por otro lado, el tamaño de las piedras (taladro) en el cuello son pequeñas, por lo que los explosivos deben ser lo suficientemente insensibles para evitar explotar por transferencia de simpatía, pero la velocidad de detonación debe ser superior a 3000 m/s para evitar el efecto de paso de los explosivos, en cuanto a la perforación menciona que en la actualidad las minas se han mecanizado intensamente en las últimas décadas, en base al desarrollo de jumbos hidráulicos, con uno o varios brazos automatizados y más versátiles. (4)

Para lograr una voladura eficiente la perforación es tan importante como la elección de los explosivos, por lo tanto este trabajo debe ser ejecutado cuidadosamente. Se debe considerar la dureza y abrasividad de la roca, que es un factor importante para determinar qué medio de perforación emplear: rotación simple o roto percusión, generalmente cuanto más suave sea la roca mayor debe ser la velocidad de perforación (máx. 1500 rpm) cuanto más resistente sea a la comprensión, mayor es la fuerza y torque para la perforación, también se

menciona en las fallas de perforación en taladros de pequeño diámetro en el subsuelo como: arranque, desviación en el paralelismo, el espaciado irregular entre los taladros, la longitud desigual de los taladros, intersección de los taladros. Asimismo, el error más significativo de la cantidad de taladros necesarios o diámetros muy grandes se puede determinar la sobrecarga, que golpeará a las rocas circundantes. (5)

2.3. Información general de sociedad minera Austria Duvaz S. A.

C.

2.3.1. Ubicación y accesibilidad

En la sociedad minera Austria Duvaz S. A. C. que se encuentra situado en el distrito de Morococha, provincia de Yauli, departamento de Junín; ubicado a 140 km, al este de la ciudad de Lima, y a tres horas de esta, se realiza el ingreso a las instalaciones del yacimiento por la carretera. (6)

Las oficinas de operación minera de Austria Duvaz se encuentran ubicadas en la zona de Tuctu. Los campamentos y las instalaciones minero - metalúrgico ubicadas aproximadamente a 8 km al este de la divisoria continental, conocida con el nombre de Ticlio, con una elevación de 4.500 metros sobre el nivel del mar. Las coordenadas geográficas son: (6)

Tabla 1. Coordenadas UTM de sociedad minera Austria Duvaz

Norte	8,718,552,120
	8,718,487,340
	8,718,796,570
	8,718,861,340
Este	375, 700,560
	375, 095,790
	375, 982,560
	375, 587,350

Tomado del área de Geología de sociedad minera Austria Duvaz

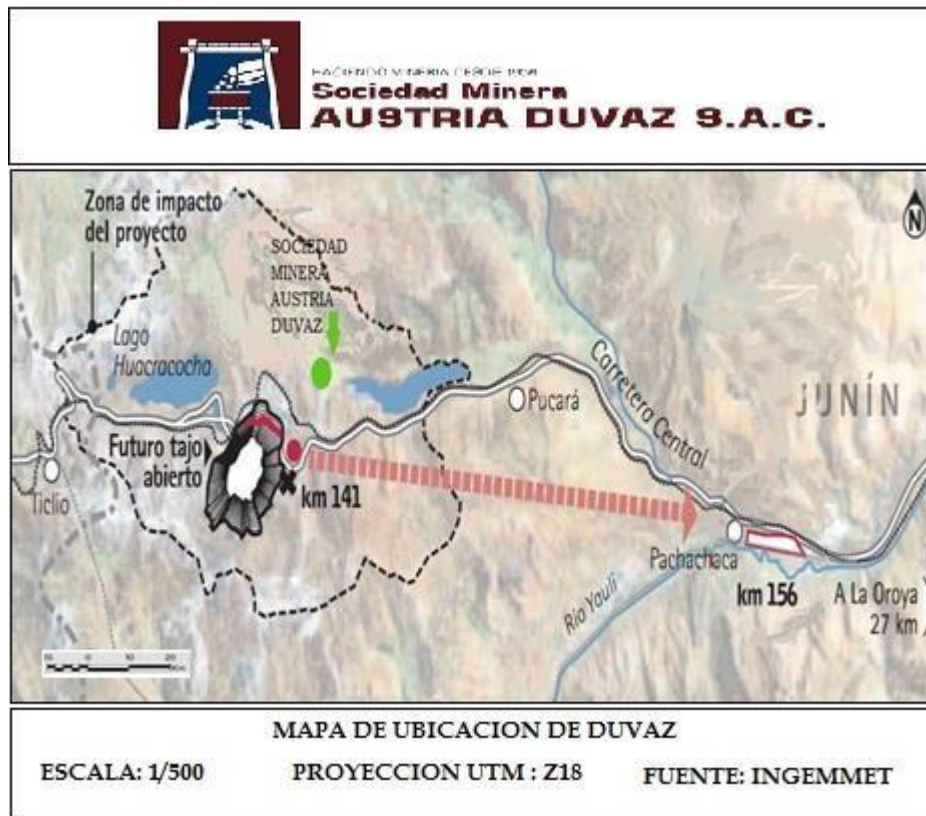


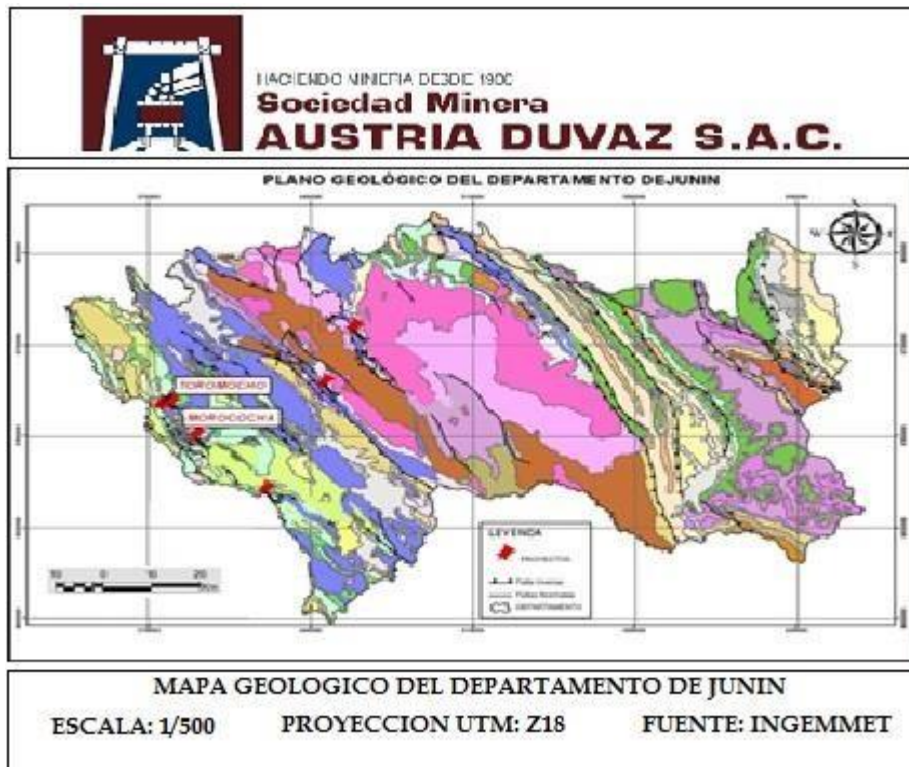
Figura 1. Mapa de ubicación de Duvaz
Tomado de Ingemmet

2.3.2 Fisiografía

La topografía del distrito de Morococha es muy escarpada con elevaciones que comprenden entre 4400 m s. n. m. a 5480 m s. n. m. La cumbre más elevada de la zona es el cerro Yanasinga con 5480 m s. n. m.; los valles tienen origen glaciar donde los fondos están ocupados por lagunas escalonadas, tales como Huacracocho, San Antonio y Huascacocho. (6)

2.3.3 Geología regional.

La cordillera de los Andes peruanos está conformada por cadenas montañosas, glaciares, mesetas y valles que han sido generados por procesos geodinámicos externos de la tierra. La cordillera central donde se ubica la empresa Duvaz, nos muestra un relieve abrupto accidentado y con difícil acceso con altitudes de 4400 m s. n. m. a 5480 m s. n. m. (6)



**Figura 2. Plano geológico del departamento de Junín
Tomado de Ingemmet**

2.3.4 Geología local

La geología compuesta de Morococha tiene un anticlinal complejo de rumbo NW – SE y cuyo eje tiene dirección 10° - 15° al NO. Este anticlinal, que localmente se le conoce como “anticlinal Morococha”, forma la parte Norte de una estructura más grande que es el domo Yauli. (6)

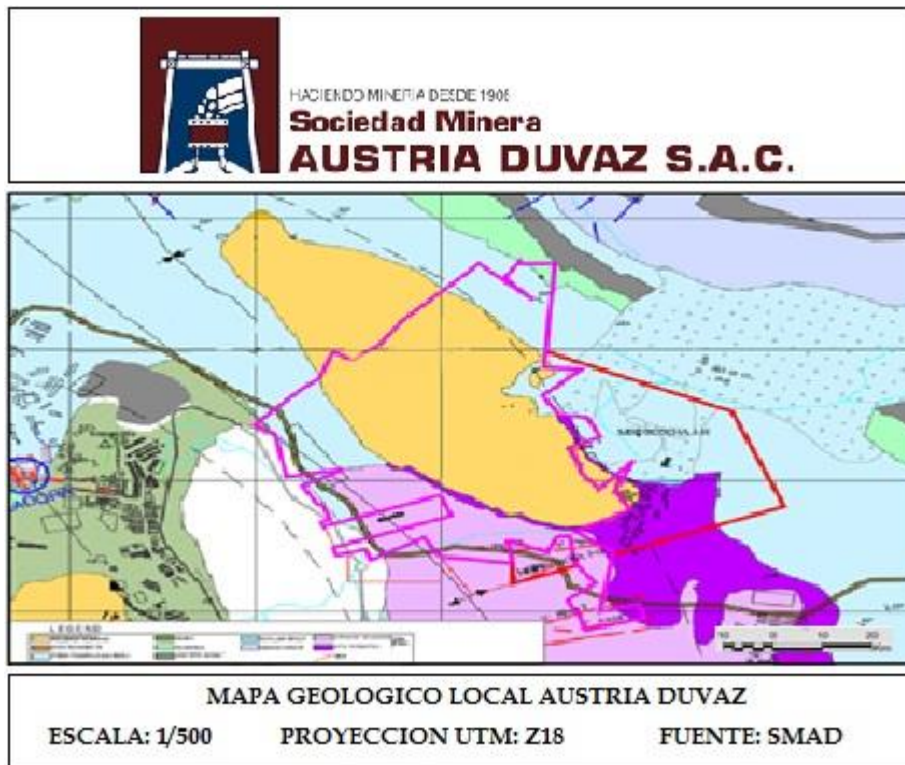


Figura 3. Plano geológico local de la sociedad minera Austria Duvaz
Tomado del área de Geología de sociedad minera Austria Duvaz

2.3.5. Estratigrafía (Ver anexo 2)

a) Grupo Machay – Cretáceo Medio.

Formada por caliza gris azulada, masiva contiene restos fósiles en la parte inferior, le sigue una caliza carbonosa, lutácea y margosa, caliza fosfatada y por último 12 m de lutitas negras con ammonites y pelecípodos; potencia 455 m. (6)

b) Grupo Goyllarisquizga – Cretáceo Inferior.

Conformado por conglomerado rojo basal, contiene areniscas y lutitas rojas, capas de cuarcita y capas de caliza gris, interestratificadas con derrames lávicos o diques capas de diabasa; potencia 369-469m. (6)

c) Grupo Pucará-Triásico-Jurásico.

Conformado por calizas de color claro a blanco. Dos derrames lávicos están interestratificados: basalto Montero y traquitas Sacracancha; se ha subdividido

en 13 horizontes que dan un espesor de 431m. Complejo anhidrita; capas de anhidrita, yeso, lutita y caliza; potencia > 150m. (6)

d) Grupo Mitu- Pérmico Medio.

Contiene conglomerado rojo en la parte inferior y areniscas, calizas y brechas calcáreas en la parte superior, potencia 160 m. Está conformado por la formación Yauli; volcánicos Catalina, fase volcánica del grupo Mitu; derrames lávicos de dacita y andesita de color gris a verde que altera a color chocolate marrón; en la parte superior brechas volcánicas aglomerados y tufos, potencia > 760 m. (6)

e) Grupo Excélsior- Silúrico-Devónico.

Contiene filitas Excélsior; lutitas y filitas de color negro y verde olivo, fuertemente plegadas y cruzadas por venillas irregulares y lentes de cuarzo, potencia de 250 a 300 m. (6)

2.3.6. Intrusivos

La actividad ígnea en el distrito de Morococha se dio inicio durante el Pérmico. Las andesitas y las dacitas de los volcánicos Catalina son las rocas ígneas más antiguas que encontramos en el distrito; los flujos volcánicos y dique-capas interestratificadas con las rocas sedimentarias del jurásico y cretáceo, nos muestran que durante el Mesozoico continuo la actividad ígnea. La mayor actividad ígnea ocurrió a fines del terciario con los intrusivos de la diorita, la monzonita cuarcífera y el pórfido cuarcífero. (6)

a) Diorita Anticona

Es la roca más antigua de los intrusivos del Terciario, se extiende ampliamente al Oeste y Norte del distrito de Morococha hasta Ticlio. Es una roca de color oscuro a gris, textura porfírica; diques de monzonita cuarcífera atraviesan a ésta, lo que muestra que la intrusión de la monzonita cuarcífera fue posterior a la intrusión de la diorita Anticona. Contiene vetas de Zn, Pb y Ag con algo de Cu. (6)

b) Monzonita Cuarcifera

Llamado en general intrusivo Morococha, está localizado en la parte central del distrito; cuatro stocks principales han sido identificados: stock San Francisco, en la zona central; el stock Gertrudis ligeramente al norte del anterior; el stock Potosí al noroeste del distrito en donde están emplazadas las vetas que explota Austria Duvaz y el stock Yantac al sur del distrito. La monzonita cuarcifera tiene un color gris de grano grueso y con grandes cristales de ortoclasa. En las apófisis presenta textura porfirítica. (6)

c) Pórfido Cuarcifero

Es la roca intrusiva que fue encontrado recientemente y conocida en el distrito de Morococha, un pequeño stock y algunos diques se han identificado en la parte central, en íntima relación con el stock San Francisco de monzonita cuarcifera, al cual atraviesa. El pórfido de monzonita cuarcifera consiste de fenocristales de cuarzo y una matriz afanítica de cuarzo, sericita y plagioclasas alteradas. (6)

2.3.7. Estructuras

La estructura regional más importante es el domo de Yauli, el cual se extiende por 30 km desde San Cristóbal hasta Morococha, con rumbo general N 35° W. En el distrito de Morococha, la estructura que domina es el anticlinal Morococha, que forma la parte Norte del domo de Yauli, este anticlinal es asimétrico con los volcánicos Catalina (grupo Mitu) formando el núcleo, su eje tiene rumbo N 20° W en la parte sur del distrito y N 40° W en la parte norte; con una inclinación al Norte de 10° a 15°, el buzamiento del flanco Oeste es 20° a 30° y el flanco este es 30° a 40°. Existen dos anticlinales secundarios al Este y Oeste respectivamente. (6)

a) Plegamiento y fallamiento

A fines del Cretáceo (plegamiento “peruano”), las fuerzas de compresión E-W, empezó a formar el anticlinal Morococha. Durante el plegamiento “incaico” las rocas cedieron por ruptura y formaron dos fallas importantes, paralelas al rumbo general de la estratificación, estas fallas son: la falla Potosí - Toldo en el flanco

este y la falla Gertrudis en el flanco oeste; el buzamiento de las dos fallas varía entre 45° y 70° y buzcan en direcciones opuestas. Al final del plegamiento “incaico” una intensa actividad ígnea se dio en la región, lo que originó la intrusión de la diorita Anticona al este del distrito. (6)

b) Brechamiento

Existen varias zonas de brecha en la caliza Pucará (brechas tectónicas) tales como la brecha Toldo, Santa Clara (Cajoncillo), Churruca, Riqueza y Freiberg, se ubican en las zonas de fallas o en la zona de extensión, así como en las zonas de contacto de las calizas con los volcánicos Catalina, intrusivo Morococha o con el basalto Montero y entre otras brechas que son consideradas brechas de colapso debido a la presencia de cavidades de disolución. Después del emplazamiento de los diversos stocks en Morococha. (6)

c) Tectónica

Falla premineral, proporcionó la apertura de fracturas (fallas); las que traen consigo la mineralización en vetas (relleno de fracturas). (6)

d) Mineralización

Después del emplazamiento de los diversos stocks en Morococha, se produjo la siguiente evolución:

- **Primera fase:** formado por cuarzo-pirita (sin interés económico). (6)
- **Segunda fase:** formado por sulfuros económicos (blenda rubia, esfalerita, tetraedrita -tenantita, calcopirita, galena [argentífera], pirita), con rodocrosita; es posible que en la 2da fase haya ocurrido varios pulsos esto se debe a la presencia de esfalerita y blenda. (6)

e) Tectónica post mineralización.

Es un fallamiento post mineral; luego de la mineralización, la estructura de comprensión necesita la tectónica en este sistema de compensación, en este caso el sistema será reactivado y las vetas son falladas en los minerales más dúctiles y frágiles como la galena y esfalerita. (6)

f) Fase supergénica.

Es la producción de sulfuros secundarios; provocada por la fluctuación del nivel de agua subterránea, se tiene la generación de sulfuros secundarios principalmente de cobre: bornita, covelita. Sociedad minera Austria Duvaz es una minera con yacimiento polimetálico, Ag, Pb, Zn, Cu, cuya mineralogía cambia la zona vertical y horizontal de las vetas de mineral. (6)



Figura 4. Distribución de vetas de sociedad minera Austria Duvaz Tomado del área de Geología de sociedad minera Austria Duvaz

g) Sistema de mineralización polimetálica

Conformado por un sistema de fracturas orientados de Este-Oeste con relleno de mineralización polimetálica de plata-cobre-plomo-zinc donde se concentra la principal explotación minera de Austria Duvaz dividido en dos grupos. (6)

El primero está orientado de N 35° a E 45° y con buzamiento al sur, su principal característica es por el abundante relleno de pirita y esfalerita de alta temperatura, algunas vetas están rellenas solamente con cuarzo-pirita. Las vetas más representativas son: Débora, Helga, San Pablo. (6)

El segundo esta orienta de N 65° a E 70° y con buzamiento al Norte; caracterizada por tener mejor calidad de sulfuros y menor cantidad de pirita. En estas estructuras reconocemos a la galena, blenda rubia y tetraedrita, cortando a las vetas de cuarzo-pirita, implicando a la estructura una superposición de mineralizaciones por reapertura de las fracturas; estos pertenecen al segundo sistema que comprenden las vetas de: Victoria, Austria Duvaz, Melchorita, La Paz, La Paz 138, estas vetas aumentan de ancho y contenido metálico en profundidad. (6)

h) Brecha mineralización Freiberg.

En el ala Este del anticlinal Morococha y como parte de la continuación de la falla Potosí-Toldo, encontramos el cuerpo mineralizado *Freiberg* que conforma una brecha tectónica mineralizada, como cuerpos elongados e irregulares de mineral polimetálico de plata, cobre, plomo, zinc, asociada a la falla. (6)

i) Manto Madam Elvira.

Hasta la fecha de la investigación se ha explorado y desarrollado este manto con labores subterráneas en el nivel 400 de Austria Duvaz. Por contener mineral de cobre arsenical, se está evaluando la continuidad de su desarrollo y explotación, teniendo en cuenta los precios de los metales Cu-Ag-Zn, el alto contenido de As. En los concentrados y su viabilidad económica, comparada con las características más favorables de la mineralización en vetas de Austria Duvaz. (6)

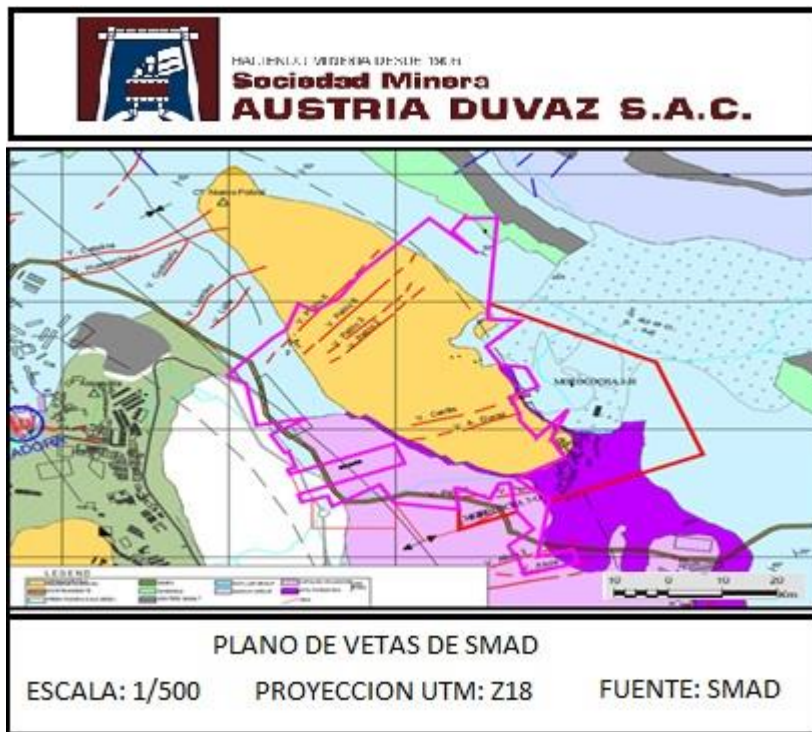


Figura 5. Vetas explotadas de sociedad minera Austria Duvaz Tomado del área de geología de sociedad minera Austria Duvaz

j) Depósitos de minerales.

Las áreas con depósitos minerales que explota sociedad minera Austria Duvaz S. A. C., que constituyen en el presente inventario de minerales en su unidad minera de Morococha, están ubicadas dentro del área de las concesiones mineras de propiedad de la compañía incluyendo áreas vecinas al este y oeste que fueron cedidas por las empresas aledañas, compañía minera Argentum S. A. y compañía minera Chinalco S. A. En estas áreas los depósitos minerales se caracterizan por lo siguiente: (6)

- a) Las vetas están colgadas con relleno de mineral de plata, cobre, plomo, zinc asociadas con cuarzo-pirita. (6)
- b) Una zona de relleno de brecha tectónica con mineralización lenticular de plata, plomo, zinc, cobre asociada a la Falla regional Toldo-Potosí y que se conoce como “Cuerpo Freiberg”. (6)

- c) Una zona de remplazamiento mineralizado en calizas, con relleno de pirita-chalcopirita y con valores importantes de cobre-(plata) que remplazan calizas, que se conoce como manto Madam Elvira. (6)

Depósitos minerales asociados al sistema de vetas

Tabla 1. Minerales asociados al plomo

	Minerales	Descripción
Minerales asociados al plomo	Galena	Sulfuro de plomo, 86.6 % Pb
	Anglesita	Sulfato de plomo, 68.3 % Pb
	Cerusita	Carbonato de plomo, 77.5 % Pb
	Minio (tetroxido de plomo)	Óxido de plomo, 90.65 % Pb

Tomado del área de Geología de sociedad minera Austria Duvaz

Tabla 2. Minerales asociados al cobre

	Minerales	Descripción
Minerales asociados al cobre	Calcopirita o chalcopirita	Sulfuro de cu y fe 34.5% Cu
	Calcosita o chalcocita	Sulfuro cuproso 78.8% Cu
	Covelita	Sulfuro de Cu 64% Cu
	Tetrahedrita	Sulfoatimuniuro de cobre, fierro, zinc y plata 52% Cu
	Cuprita	Óxido cuproso 88% Cu
	Freibergita	Cobre gris 30% de Ag de color negro grisáceo
	Tenantita	Cobre gris arsenical 50% Cu

Tomado del área de Geología de sociedad minera Austria Duvaz

Tabla 3. Minerales asociados al zinc

	Minerales	Descripción
Minerales asociados al plomo	Esfalerita	Sulfuro de zinc 67.1% Zn
	Wurtzita	Sulfuro de zinc 67.1% Zn
	Marmatita	Sulfuro de zinc, fierro 43% Zn

Tomado de sociedad minera Austria Duvaz

Tabla 4. *Minerales asociados a la plata*

	Minerales	Descripción
Minerales asociados al plomo	Plata	Plata nativa 100 % Ag
	Argentita	Sulfuro de plata 87.1 % Ag
	Proustita	Sulfuroarseniuro de plata 65 % Ag
	Pirargirita	Sulfoantimoniuro de plata 59 % Ag
	Estefanita	Sulfoantimoniuro de plata 68 % Ag
	Polibasita	Sulfoantimoniuro de plata 75 % Ag
	Cerargirita	Cloruro de Plata 75 % Ag

Tomado de sociedad minera Austria Duvaz

Tabla 5. *Minerales que componen la ganga*

	Minerales	Descripción
Minerales asociados a la ganga	Pirita	Sulfuro de hierro calcio
	Magnetita	Oxido ferroso-férrico
	Rodocrosita	Carbonato de manganeso
	Baritina	Sulfato de bario
	Calcita	Carbonato de calcio
	Dolomita	Carbonato de doble de calcio y magnesio
	Fluorita	Fluoruro de calcio
	Hematita	Óxido férrico

Tomado de sociedad minera Austria Duvaz

2.3.8. Método de explotación en sociedad minera Austria Duvaz

a) Explotación de taladros largos en vetas angostas

En estos cuatro últimos años Austria Duvaz explota sus minerales con el método de taladros largos paralelos (verticales), que consiste en dividir el cuerpo mineralizado en bloques y subniveles para la explotación mediante disparos efectuados en planos verticales.

b) Perforación

Las perforaciones que se realiza en los subniveles son positivas y negativas paralelo al buzamiento de la veta, y de acuerdo con el diseño de las mallas de perforación.

Proceso de perforación:

- La altura del banco de los tajos es de 10 metros de altura.
- Realizan la perforación de la chimenea (slot) en un extremo del tajo.
- Perforan taladros verticales a lo ancho del tajo cuya voladura creará el slot (cara libre) para la salida de filas.
- Seguidamente, se perforan las filas de producción, los taladros son perforados con un ángulo de inclinación apropiado y todos ellos sobre un mismo plano según la forma del tajo y la forma de la veta.

c) Voladura

Terminada la perforación de los taladros colocan tubos de PVC, para así evitar atascos de los taladros por fragmentos de rocas remanentes de la perforación, se realizará levantamiento topográfico de los taladros con el fin de determinar desviaciones en las perforaciones, terminado este proceso se realizará el cálculo y selección los explosivos apropiados para la voladura, relacionado a:

- Tipo de fragmentación de mineral requerido
- Diámetro de taladro de perforación
- *Burden* y espaciamiento de malla de perforación
- Condiciones geológicas presentes
- Dureza del mineral

2.4. Información geomecánica de la masa rocosa.

2.4.1 Características geomecánicas de la rampa.

a) Aspectos litológicos.

La roca circundante está formada por rocas volcánicas – intrusivas, caracterizadas por presentar diorita, monzonita y el pórfido cuarcífero, siendo las andesitas y las dacitas de los volcánicos Catalina las rocas ígneas más antiguas del distrito. (6)

2.4.2 Clasificación geomecánica de la roca circúndate de la rampa

El diseño de excavaciones subterráneas depende de muchos factores, como la técnica de clasificación de la masa rocosa, esta ayuda en el diseño preliminar de la excavación de la labor y a elegir el sistema de sostenimiento.

En esta investigación damos a conocer las clases de roca que se considera encontrar en el avance de la rampa (ver anexo 3).

a) Roca tipo III - A

Se trata de roca buena calidad en general (RMR 51 - 80), de requerirlo el sostenimiento a colocar consistirá en pernos de anclaje ocasionales helicoidales con cartuchos de resina epóxica de fraguado rápido y con cartuchos de cemento de Ø 22mm x 5' de longitud con plancha de acero A - 36 de 200 x 200, con tuerca de arandela de presión, colocados en forma esporádicos y puntual, con la aprobación de la supervisión, la resistencia a la tensión necesaria y suficiente del perno será medida en el día del monitoreo de la gata extractora. (6)

b) Roca tipo III - B

Se trata de roca regularmente fracturada a muy fracturada o alterada (RMR 41 - 50), lo que pueden originar desprendimiento debido a su estructura o a la orientación de sus fisuras con respecto al eje de excavación. En este tipo de rocas se instalarán pernos de anclaje helicoidales cementados de Ø 22mm x 5' de longitud con plancha de acero A - 36 de 200 x 200, con tuerca de

arandela de presión, serán colocados en forma sistemática en abanicos espaciados de 1.50 m a 1.20 m. formando una aureola de resistencia. Adicionalmente y para evitar los empujes medianos en el techo. (6)

c) Roca tipo IV – A

Se trata de una roca débil (RMR 31 - 40), el sostenimiento previsto, es la colocación de una capa de 2" de espesor de *shotcrete* para una resistencia de 30 Mpa. También, se tendrá en cuenta con las instalaciones de cimbras metálicas con entibado espaciados de 1.50 m a 1.20 m. como también perno y malla electro soldada de 1.50 m. x 2.10 m. (6)

Tabla 6. Autosostenimiento de túneles

Tipo de roca	R.m.r	Tiempo de autosostenimiento
I	81 - 100	> 2 años
II	61 - 80	2 años
III - A	51 - 60	3 meses
III - B	41 - 50	15 semanas
IV - A	31 - 40	1 día
IV - B	21 - 30	8 horas
V	0 - 20	colapso inmediato

Tomado de excavaciones subterráneas (Hoek & Brown - 1980)

2.5. Diseño de una rampa

En la minería subterránea las rampas son labores permanentes similares a las galerías, pero con una variación en la inclinación siendo positiva y negativa, permitiendo servir de entrada principal a una mina y dando acceso a los diferentes niveles de trabajo que están en distintas cotas, permitiendo el acceso para equipos y maquinarias pesadas (perforación, transporte, relleno, sostenimiento) sobre llantas a interior mina desde la superficie o entre los niveles, de igual modo permite la extracción del mineral por medios rápidos y flexibles con equipos de bajo perfil, para diseñar y construir una rampa, debemos considerar parámetros como: sección, gradiente, radio de curvatura, longitud total, peralte.

2.5.1 Sección

Las dimensiones de una rampa varían de acuerdo a la capacidad de producción de mineral que se determine, y en forma indirecta las características geofísicas del terreno con las cuales se elegirán los equipos a emplear.

2.5.2 Gradiente

La rampa tiene una gradiente más óptima determinada principalmente por su producción, evolución o desarrollo y por su costo de operación, decimos entonces que cuando la gradiente aumenta tiene efecto en la disminución de la producción y genera un mayor costo de operación por hora, la gradiente optima esta entre 10 % y 15 % siendo en las minas peruanas la gradiente promedio de 12 % con resultados satisfactorios.

2.5.3 Longitud total

Es el metraje total de desarrollo que se realiza desde un nivel inferior a un nivel superior, siendo este importante para realizar el programa de desarrollo y determinar el costo de inversión.

2.5.4 Peralte

Tiene por finalidad de evitar la volcadura de los vehículos, donde permite equilibrar la acción de la fuerza centrífuga ocasionado por el paso del equipo por una curva, para el cálculo del peralte ha de intervenir las fuerzas centrifugas y gravitacionales, para este sentido utilizaremos la siguiente formula.

$$h = \frac{v^2 \times a}{R \times g}$$

h = peralte en m

v = velocidad m/s

R = radio de curvatura promedio en m

g = aceleración de la gravedad m²/s

a = ancho de la labor en m

2.5.5 Tipo de rampa en Austria Duvaz

La rampa que se construye es de tipo elíptica como observamos en la figura.

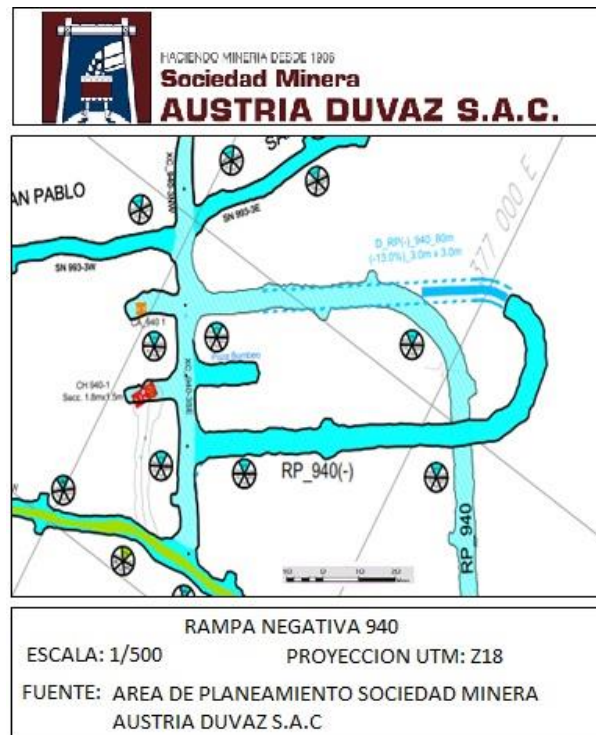


Figura 6. Rampa negativa 940
Tomado del área de Planeamiento sociedad minera Duvaz S. A. C.

2.5.6 Refugio

Este espacio sirve para la seguridad del personal que transita por la rampa, en todo proyecto de construcción de rampa es prioridad esta construcción, este refugio debe ser de dimensiones:

Sección: 2.0 m. x 2.0 m. x 1.50 m.

2.5.7 Características de la rampa (-) 940

Sección : 3.0 m x 3.0 m
Gradiente : (-) 13 %
Radio curvatura prom. : 30.0 m
Longitud total : 260.0 m

Peralte
$$: \frac{(3.8 \text{ m/s})^2 \times 3.0 \text{ m.}}{30.0 \text{ m.} \times 9.8 \text{ m/s}^2} = 0.14$$

Roca de la rampa : andesítica, mozonita, diorita

Densidad de la roca : 2.7 (kg/m³)



Figura 7. Gradiente y orientación de la rampa (-) 940
Tomado del área de Planeamiento sociedad minera Duvaz S. A. C.

2.6. Ciclo de minado de la rampa

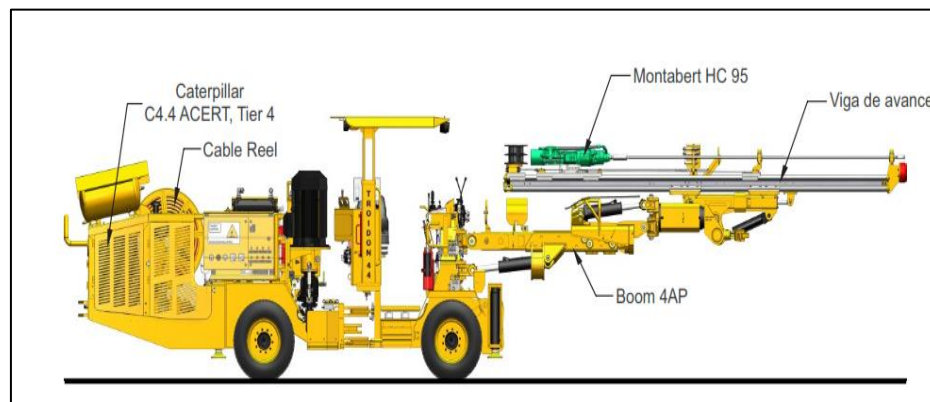
2.6.1 Perforación

Esta actividad se realiza con el jumbo electrohidráulico modelo Troidon 44 XP – MUKI de un brazo en el cual se instalará barras de perforación de 10 pies de

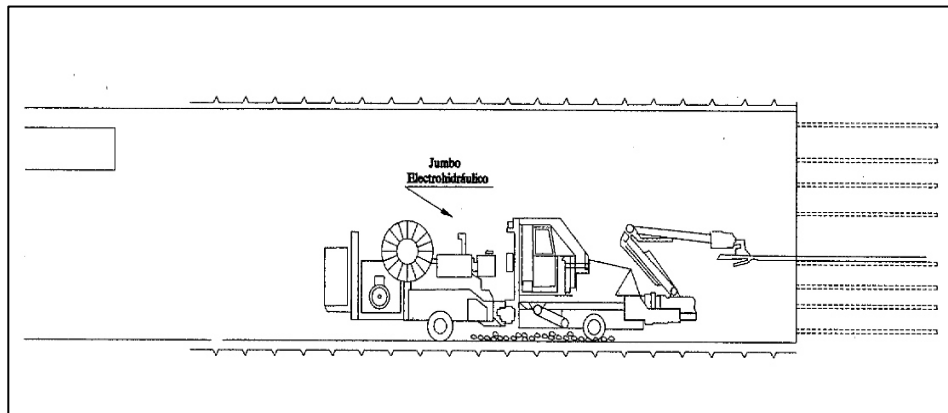
longitud donde el avance estimado se verá en los resultados de esta investigación.

Características del equipo de perforación.

- Sección de la rampa :3.00 m x 3.00 m
- Gradiente : (-)13 %
- Tipo de roca :andesítica, diorita y monzonita
- Equipo de perforación :Jumbo Troidon 44 XP – MUKI
- Tipo de perforadora :Montabert HC 95 (095 LMa)
- Shank :R32, R38, T38
- Longitud de barra :10 - 12 pies
- Diámetro de rimado :102 mm
- Diámetro de broca :45 mm
- Longitud prom. de taladro : 3.048 m (10 pies)
- Numero de taladros : 32
- Densidad de roca : 2.7 (kg/m³)



**Figura 8. Modelo del equipo de perforación
Tomado de Resemin**



**Figura 9. Perforación con jumbo de un brazo en la rampa (-) 940
Tomado de Pablo Gálvez Paucar - Exsa (7)**

2.6.2 Diseño y pintado de la malla de perforación

Para el inicio del pintado de la malla, se ubicará el punto de la gradiente, el punto de dirección para dividir las secciones de la malla como se ve en la figura siguiente.

2.6.3 Carga de taladros

En esta fase se colocarán las emulsiones encartuchadas mencionadas líneas más abajo en los taladros perforados, así como la colocación de los accesorios necesarios para la voladura, emplearemos los siguientes explosivos y accesorios.

- Emulnor de 1000 (1 ¼ x 12)
- Emulnor de 3000 (1 ¼ x 12)
- Emulnor de 5000 (1 ¼ x 12)
- Famecorte E20 (17.5 mm x 512 mm)
- Mecha de seguridad
- Carmex
- Fulminante Fanel
- Cordón detonante

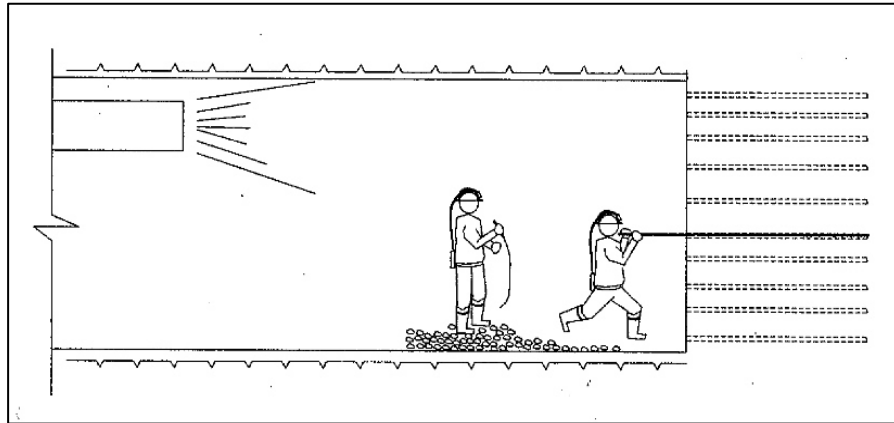


Figura 10. Carguío de los taladros
Tomado de Pablo Gálvez Paucar - Exsa (7)

2.6.4 Disparo

Los disparos en la rampa se realizarán con la distribución de salida de micro (serie I-25ms) con el fin de tener una voladura ordenada y eficiente, teniendo en consideración la excavación deseada, fragmentación adecuada y formación regulares en el contorno.

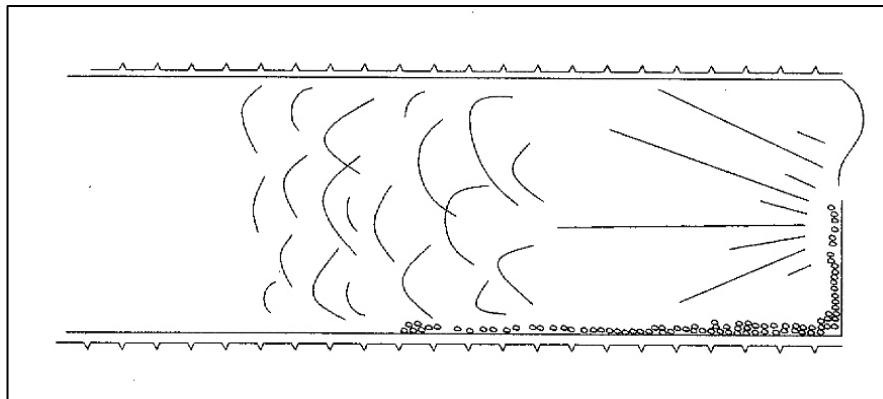


Figura 11. Disparo de la rampa (-) 940.
Tomado de Pablo Gálvez Paucar - Exsa (7)

2.6.5 Ventilación

Para conducir aire fresco al interior de la rampa se usara un ventilador de 60hp con 3560 CFM y se usara mangas de ventilación de $\Phi 36''$.

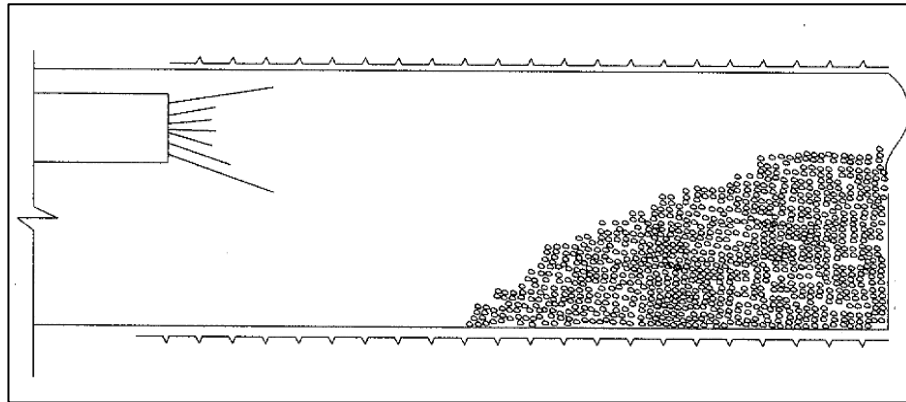


Figura 12. Ventilación del frente después del disparo
Tomado de Pablo Gálvez Paucar - Exsa (7)

2.6.6 Riego y desate de rocas

Se procederá al regado del material volado por razones considerables como: evitar el polvo fino, detectar los tiros fallados o cortados, eliminar los gases que se encuentran en reposo en el material.

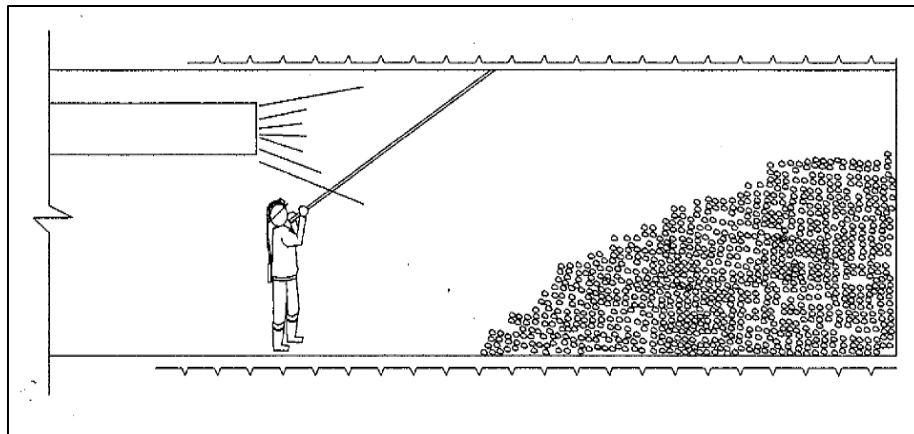


Figura 1. Desatado de las rocas en la rampa (-) 940
Tomado de Pablo Gálvez Paucar - Exsa (7)

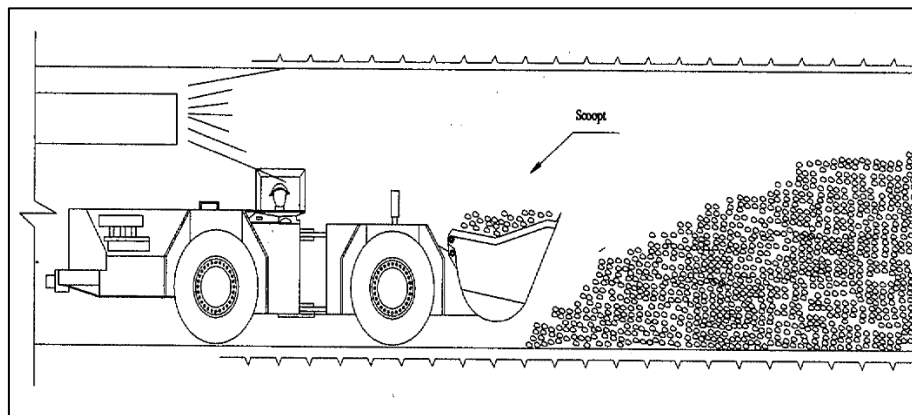
2.6.7 Limpieza y acarreo

Es importante indicar que el material resultante de la voladura será limpiado por un *scooptram* hasta la cámara más cercana de la rampa.

Características del equipo de acarreo - cargador LHD R1300G.

- Sección de la rampa : 3.00 m x 3.00 m

- Gradiente : (-)13 %
- Tipo de roca : andesítica, diorita y monzonita
- Equipo de acarreo : LHD R1300G. Caterpillar
- Potencia : 165.0 HP
- Carga útil : 3.0582 m³
- Capacidad de cucharón: 4.4 yd³
- Peso de operación vacío: 2.072 t
- Oscilación de eje : 10°
- Angulo de articulación : 42.5°
- Radio de espacio libre exterior: 225.1 pulgadas
- Radio de espacio libre interior: 111.2 pulgadas
- Densidad de roca : 2.7 (kg/m³)
-



**Figura 2. Limpieza del material volado.
Tomado de Pablo Gálvez Paucar - Exsa (7)**

2.6.8 Sostenimiento y revestimiento provisional

En este proceso se instalarán pernos de anclaje helicoidales cementados de Ø 22mm x 5' de longitud con plancha de acero A - 36 de 200 x 200, con tuerca de arandela de presión, serán colocados en forma sistemática en abanicos espaciados de 1.50 m a 1.20 m.

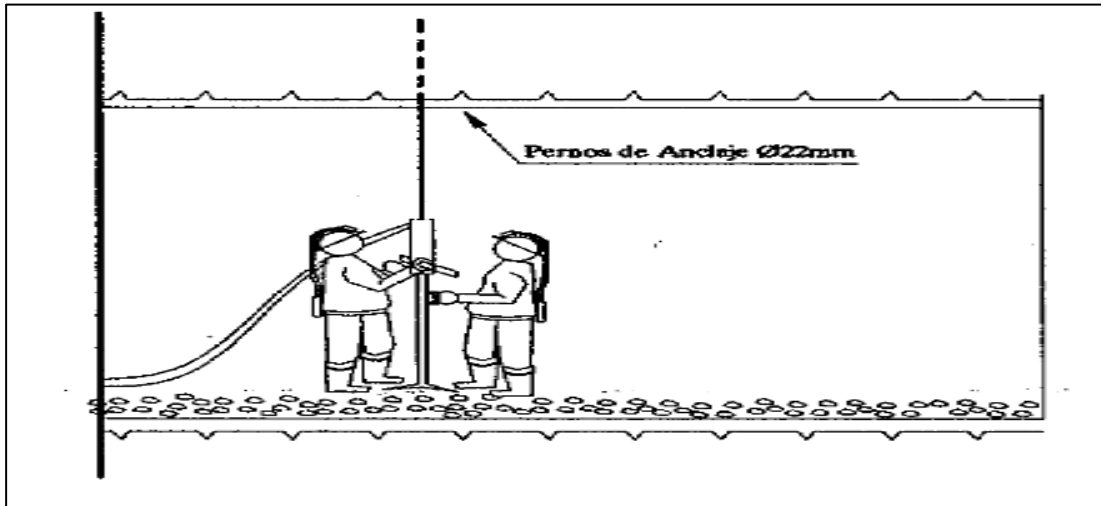


Figura 3. Perforación para el sostenimiento de la labor
Tomado de Pablo Gálvez Paucar - Exsa (7)

2.7. Diseño y cálculos de malla de perforación

2.7.1 Método de voladura de túnel postulado por Roger Holmberg.

Para la construcción de túneles en la minería es necesario el uso de taladros paralelos y brocas de diámetros cada vez mayores, así como el uso de mezclas explosivas en mayor cantidad. Esto implica que en los diseños de perforación y voladura se tenga que poner especial cuidado en los cálculos.

Para facilitar el cálculo en minería subterránea, Holmberg ha dividido el frente en cinco secciones (A-E) diferentes. Cada una de estas secciones debe ser tratada en una forma especial durante los cálculos. Estas secciones son las siguientes:

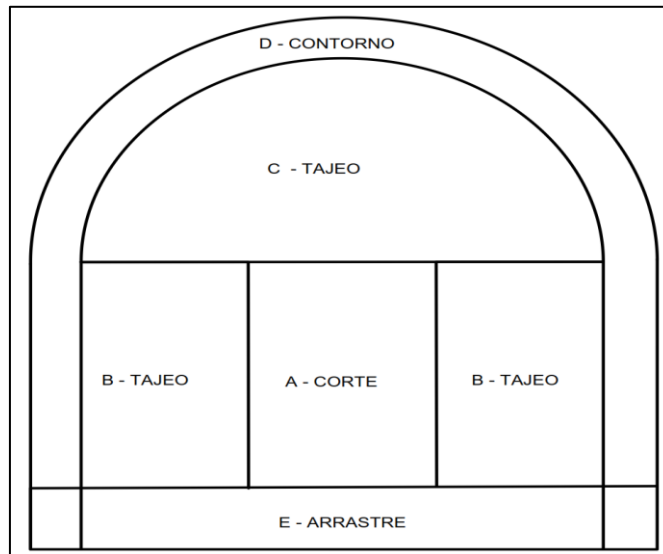


Figura 16. Distribución de taladros para la perforación y voladura de la labor Tomado de Holmberg and Jaimin Lee. (8)

2.7.2 Distribución de taladros

Los taladros serán distribuidos en forma concéntrica.

a) Arranque o cuele (corte)

Taladros que se encuentran ubicados en el centro (arranque) que se disparan primero para formar una cavidad inicial (cara libre artificial). Por lo general se cargan de 1.30 a 1.5 veces más que el resto.

b) Ayudas (tajeos)

Estos taladros rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial, de acuerdo a la dimensión del frente varía su número de distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracuele), segunda y tercera ayuda (taladros de destrozo o de franqueo), salen en segundo término.

c) Cuadradores

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

d) Alzas o techo (contorno)

Estos taladros 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”.

e) Arrastre o piso

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

2.7.3. Cálculo de numero de taladros

El número de taladros requeridos para una voladura subterránea (frentes) depende de tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y de diámetro de la broca de perforación disponible, factores que individualmente pueden reducirse o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente, influyen también la clase de explosivos y el método de iniciación a emplearse.

Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante las siguientes formulas empíricas.

Tabla 7. Factores y coeficiente de rocas usada en cálculo de taladros

Tipo de roca	Distancia entre taladros (m) (c)	Coeficiente de roca (m) (k)
roca dura	0.5 - 0.55	2.0
roca semidura	0.6 - 0.65	1.6
roca blanda	0.7 - 0.75	1.0

Tomado de Manual práctico de voladura. (5)

- **Fórmula según el manual práctico de voladura Exsa**

$$N^{\circ} \text{ Tal} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (C \times S)$$

Dt = distancia entre los taladros de la circunferencia o perímetro que usualmente se usa de la tabla N° 8

Dónde:

P = perímetro de la sección del túnel, en metros que se obtiene con la fórmula

C = coeficiente de factor de roc.

S = dimensión de la sección del túnel en m² (cara libre)

- **Calculando el área de sección**

$$A = \left(\frac{2}{3} \times B \times H\right) + \frac{H}{18B} \left(\frac{H^2}{3} + 4B^2\right)$$

- **Cálculo del perímetro**

$$P = \sqrt{A} \times 4$$

2.7.4. Distancia entre taladros

Normalmente varían de 15 a 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda, y de 50 a 70 cm entre los cuadradores. Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca. Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) se deben perforar a unos 20 a 30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobre rotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para que sus toques permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar. (5)

2.7.5. Longitud de taladro

Utilizaremos la siguiente fórmula para estimar la profundidad de los taladros a perforarse en la sección del frente. (8)

$$L = 0.15 + 34.1 \times D1 - 39.4 \times D1^2$$

L = profundidad de taladro

D1 = diámetro del taladro de alivio (m), siempre que cumpla 0.05 ≤ D ≤ 0.25 m.

- **Cálculo del diámetro equivalente**

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

2.7.6. Avance del túnel por disparo

Está estimado por el diámetro del taladro de alivio y la desviación de los taladros cargados, siempre y cuando que esta última se mantenga por debajo del 2% de los avances medios, donde "I" debe llegar al 95% de la profundidad del taladro. Siendo esta la premisa utilizaremos la siguiente fórmula para estimar el resultado.

$$I = 0.95 \times L$$

I = avance de la voladura.

L = profundidad de los taladros a perforarse (m)

- **Porcentaje de avance por disparo en el túnel**

El avance está restringido por el diámetro del taladro vacío y por la desviación de los taladros, el avance que se desea obtener por disparo debe ser mayor al 90 % de la profundidad del taladro. El avance por disparo (H) expresado como una función del taladro vacío es expresado por la siguiente fórmula. (5)

$$H = \frac{(LD)}{(LP)} \times 100\%$$

H = avance

LD = avance por disparo

LP = longitud de perforación

2.7.7. Salida de las cuatro secciones del frente

La distancia entre el taladro de alivio y los taladros de la primera sección no debe exceder de $1.7 \times D_2$ (D_2 es el diámetro del taladro de alivio y D_1 el de producción) para tener una salida y fragmentación satisfactoria de la roca. (5)

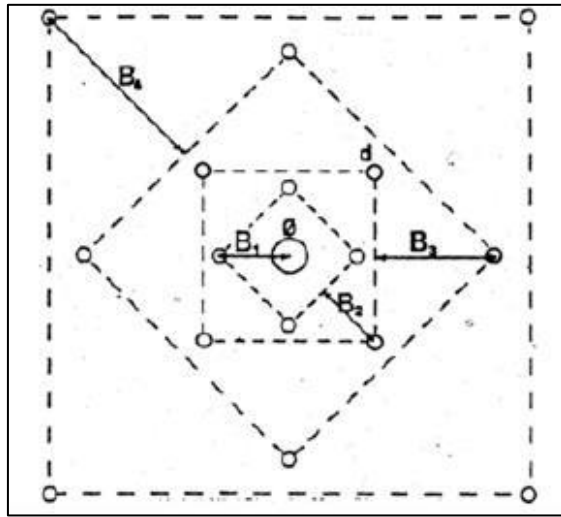


Figura 4. Esquema de arranque de cuatro secciones
Tomado de Manual práctico de voladura Exsa

Para un cálculo más rápido de las voladuras de un túnel con cortes de taladros paralelo de cuatro secciones aplicaremos la siguiente regla práctica.

Tabla 8. Fórmulas prácticas para la voladura de cuatro secciones

Sección de corte	Valor de burden	Lado de sección
Primera	$B_1 = 1.5 \times d_2$	$B_1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = b_1 \times \sqrt{2}$	$1.5 \times b_2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1.5 \times b_2 \times \sqrt{2}$	$1.5 \times b_3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1.5 \times b_3 \times \sqrt{2}$	$1.5 \times b_4 \times \sqrt{2}$

Tomado de Manual práctico de voladura Exsa

2.7.8. Distribución de carga

a) Cantidad de carga

Depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura. Influyen: el número, diámetro y profundidad de los taladros y el tipo de explosivo e iniciadores a emplear. (5)

Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por m² a volar disminuye cuanto más grande sea la sección del túnel, y también que aumenta cuanto más dura sea la roca.

En términos generales puede considerarse los siguientes factores en kg de explosivos/m² de roca.

En minería los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800 g/m³. Como generalidad, pueden considerar los siguientes factores.

Tabla 9. Factores de roca para determinar la carga del taladro

Tipo de roca	Factor (kg/m ²)
muy difíciles	1.5 a 1.8
difíciles	1.3 a 1.5
fáciles	1.1 a 1.3
muy fáciles	1.0 a 1.2

Tomado de Manual práctico de voladura Exsa

En donde podemos considerar:

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

Valores estimados para galería con una sola cara libre, para disparos con dos caras libres se pueden considerar valores de 0,4 a 0,6 kg/ m³.

b) Movimiento de roca

- **Volumen roto por disparo**

$$V_{tr} = S \times L_a$$

Dónde:

V_{tr} = volumen teórico roto

S = sección (m)

La = longitud de avance

- **Tonelaje removido (T)**

$$Vt = Vtr \times pr$$

Dónde:

pr = densidad de roca, usualmente de 1.5 a 2.7

- **Carga de promedio por taladro**

$$N^{\circ} \text{ de explosivos} = \frac{\frac{2}{3} \times L}{Le \times \% \text{ de avance}}$$

L = longitud de taladro perforado

Le = longitud de explosivo

% porcentaje de avance

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).

- **Cálculo de explosivo total por disparo**

$$Et = Fc \times Vtr$$

2.7.9. Parámetros de voladura

a) Factor de carga

$$Fc = \frac{\text{kg. de explosivo total}}{\text{metro de avance}}$$

Dónde:

FC = factor de carga (kg/m³)

b) Factor de potencia

$$Fp = \frac{\textit{kg. de explosivo total}}{\textit{toneladas metricas extraidas}}$$

c) Eficiencia de voladura

$$Ev = \frac{\textit{avance real}}{\textit{longitud promedio de perforacion}} \times 100$$

2.8. Propiedades del macizo rocoso

2.8.1. Litología.

La voladura en zonas donde se produce un cambio litológico brusco, por ejemplo estéril y mineral, y consecuentemente una variación de las propiedades resistentes de las rocas obliga a reconsiderar el diseño, pudiendo seguir dos alternativas: esquemas iguales para los dos tipos de roca y variación de las cargas unitarias o esquemas distintos pero con igual carga por taladro. En los yacimientos estratiformes que presentan algún horizonte muy resistente, es conveniente que las cargas estén confinadas y ubicadas en tales horizontes, a fin de aprovechar al máximo la energía de tensión desarrollada. (9)

2.8.2. Fracturas preexistentes.

Todas las rocas presentan discontinuidades, microfisuras y macrofisuras, que influyen de manera directa en las propiedades físicas y mecánicas de las rocas y consecuentemente en los resultados de la voladura. Las superficies de discontinuidad pueden ser de distintos tipos: planos de estratificación, planos de laminación y foliación primaria, planos de esquistosidad y pizarrosidad, fracturas y juntas. Las discontinuidades pueden ser abiertas, cerradas o rellenas y por ello, tienen diferentes grados de transmisión de la energía del explosivo. (9)

2.8.3. Tensiones de campo.

Cuando actúan las tensiones de cargas residuales, tectónicas y/o gravitacionales, el esquema de fracturas generado alrededor de los taladros puede estar influenciado por la concentración no uniforme de tensiones alrededor del mismo. En rocas masivas homogéneas, las grietas que empiezan a propagarse radialmente desde los taladros tienden a seguir la dirección de las tensiones principales. (9)

2.8.4. Presencia de Agua.

Las rocas porosas y los macizos rocosos intensamente fracturados, cuando se encuentran saturados de agua presentan habitualmente algunos problemas: (9)

- Obligan a seleccionar explosivos no alterables por agua
- Producen la pérdida de taladros por hundimientos internos
- Dificultan la perforación inclinada (9)

Por otro lado, el agua afecta a las rocas y a los macizos rocosos, en los siguientes aspectos: Aumentan la velocidad de propagación de las ondas elásticas en terrenos porosos y agrietados. Reduce la resistencia de compresión y tracción de las rocas. Reduce la atenuación de las ondas de choque. Las juntas llenas de agua permiten el paso de las ondas de choque. (9)

2.8.5. Temperatura del macizo rocoso.

Los yacimientos que contienen piritas suelen presentar problemas de altas temperaturas de la roca por efecto de la oxidación, haciendo que los agentes explosivos del anfo reaccionen a partir de una temperatura de 120°. La sensibilidad de los explosivos tipo hidrogel depende también de la temperatura de la roca con la que está en contacto. Una recomendación general cuando se presentan estos problemas es delimitar el número de taladros por voladura a fin de disminuir el tiempo que transcurre entre la carga y el disparo. (9)

2.8.6. Características del macizo rocoso para el diseño de las mallas de

a) Perforación y voladura.

- Resistencia dinámica de las rocas
- Espaciamiento y orientación de las discontinuidades
- Litología y potencia de los estratos en formaciones sedimentarias
- Velocidades de propagación de ondas
- Propiedades elásticas de las rocas
- Tipos de relleno y apertura de las discontinuidades
- Índices de anisotropía y heterogeneidad de los macizos

Las técnicas de caracterización geomecánica más aplicadas:

- Sondeos con recuperación de testigos y ensayos geomecánicos
- Estudios estructurales de los sistemas de discontinuidades
- Perfiles de sísmica de refracción
- Digrafas geofísicas de sondeos de investigación
- Digrafas geofísicas en taladros de producción
- Toma de datos y tratamiento durante la perforación de los taladros de producción

2.9. Ensayo de carga puntual

El ensayo de carga puntual se puede aplicar de manera axial o diametral para núcleos de roca o fragmentos irregulares de masa rocosa. Este ensayo parte de una forma intuitiva para entender los macizos rocosos como zonas que poseen una geología, pero que tienen estructuras debidas a procesos tectónicos que en definitiva, son producidos por un esfuerzo que sufren las rocas, en este sentido, es importante recordar que una roca es capaz de recibir un esfuerzo máximo en un punto que se denomina falla, por esta razón el proceso se hace análogo a una presión ejercida en un testigo o muestra o espécimen de constituido de dicho material, la cual aumenta paulatinamente hasta evidenciar fracturas, pero debido

a que la roca no es homogénea, es necesario ejecutar varias pruebas en diversas direcciones, para que volumétricamente se tengan datos simples que en primera instancia puedan describir un macizo rocoso (10).

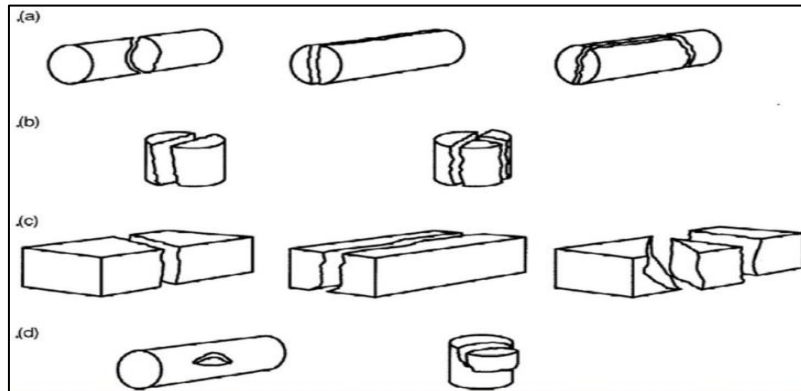


Figura 5. Modos típicos de falla para muestras válidas e inválidas a) muestras diametrales válidas, b) muestras axiales válidas c) bloques válidos d) muestras inválidas. Tomado de Instituto Geológico y Minero de España de la Universidad Politécnica de España(10)

Si se hace referencia al ámbito geotécnico, el macizo rocoso está compuesto por una roca, pero se condiciona por los eventos geológicos que esta ha sufrido en el tiempo; también, son importantes los conceptos de ambientes de formación litológica, minerales asociados a la roca, tectónica, meteorización y sedimentación. Además, la importancia de cada concepto respecto a los otros, varía según la escala a la que se estudia el macizo, pues la mineralogía es muy relevante a escala centimétrica, aspecto que en la escala kilométrica toma mucha importancia, sobre todo, en las grandes estructuras como los sistemas de fallas y ambientes de formación de rocas.

- **Peso específico**

$$Pe = D \times g$$

- **Resistencia compresiva uniaxial (RCU)**

$$\sigma_c = 10^{(0.0088)} (Pe)(I_r) + 1.01$$

Dónde:

I_r = índice de promedio de fuerzas.

2.9.1 Índice de resistencia geológica

Con la intención de obtener un índice basado en observaciones geológicas y que además cubriese un rango de las rocas de mala calidad, surge el índice de GSI (Geological Strength Index) (11). Este índice evalúa la calidad del macizo rocoso en función del grado de fracturamiento y de las características de las discontinuidades (ver anexo 17)

2.9.2 Teoría de Lauffer

Esta teoría rige en las excavaciones de minería subterránea con respecto al auto soporte, es decir, el tiempo de auto soporte de una galería, tajeo, túneles, etc. Lauffer propuso que el tiempo de auto soporte para una abertura sin sostenimiento, está relacionada a la calidad de la masa rocosa en la cual la abertura es excavada. En un túnel, la abertura sin sostenimiento está definida como el ancho del túnel o la distancia entre el frente y el sostenimiento más cercano. (12)

Tabla 10. Clasificación según tiempo de estabilidad natural

Tipo	Longitud libre	Tiempo estable	Descripción
A	4 m	20 años	sana
B	4 m	6 meses	algo fracturada
C	3 m	1 semana	fracturada friable
D	1.5 m	5 horas	muy friable
E	0.8 m	20 minutos	de empuje inmediato
F	0.4 m	2 minutos	de empuje inmediato fuerte
G	0.15 m	10 segundos	

Tomado de propuesto por Fauller (1958) (12)

2.10. Definición de términos.

a) Acoplamiento: se refiere al grado de contacto entre el explosivo en un pozo y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del pozo, se dice que la carga está desacoplada, y la razón de desacople definido

como la relación entre el volumen de la carga al volumen del pozo. Los explosivos cargados a granel tienen un factor de acoplamiento igual a 1. (13)

b) Burden: el *burden* de un pozo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la cara libre y se mide perpendicular a la dirección de la línea de pozos que constituyen una fila. El término *burden* generalmente se refiere al *burden* perforado, y la dimensión lineal se hace a la cara libre existente del banco. El término *burden* efectivo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la posición de la cara libre más cercana al tiempo de la detonación del pozo, y toma en consideración la dirección de la iniciación. Para una malla equilátera de pozos, el *burden* es igual a 0.87 veces el espaciamiento. Para una malla equilátera con iniciación V1, el *burden* efectivo es igual a 0.29 veces el espaciamiento. (13)

c) Concentración de carga lineal. la concentración de explosivo, medida en kg/m, a lo largo de un pozo de tronadura. El término puede ser independiente de diámetro del pozo (por explosivos desacoplados), o dependiente del diámetro (explosivos totalmente acoplados). (13)

d) Deflagración. los materiales del explosivo a menudo se descomponen a rapidez mucho menor que la velocidad del sonido del material sin ningún acceso a oxígeno atmosférico. Esto es una deflagración, y es propagado por la liberación del calor de reacción, y la dirección de flujo de los productos de la reacción es opuesta al de la detonación. En algunos casos la deflagración puede convertirse en una reacción de detonación, por ejemplo el incidente de la ciudad de Texas en 1947 en que 3180 t de Na explotaron después de arder por varias horas. (13)

e) Densidad de roca: característica importante y resolutive de la roca y minerales inherentes a su propia estructura molecular, se define como la relación entre la masa del material y su volumen, siendo un factor ampliamente

usado como indicador general de la mayor o menor dificultad que pueda encontrarse para romper a una roca. (13)

f) Desacoplamiento: se refiere a la práctica de usar una carga de diámetro más pequeño que la del pozo de tronadura a cargar. Un menor diámetro sirve primero al propósito de reducir la presión efectiva de la detonación (menor daño), con reducción de la presión *peak* de pozo. La reducción en presión es mayor que la estimada en virtud de la razón de desacople debido al efecto de confinamiento reducido en la velocidad de detonación (VOD) del explosivo, y la dependencia de presión de la detonación en la VOD. (13)

g) Diámetro de taladro: diámetro del agujero que se va a perforar y que tiene forma de cilindro alargado. (13)

h) Emulsión. explosivo elaborado en base a una "emulsión agua en aceite". Se fabrica con una solución saturada de nitrato y una fase de aceite mineral. Está normalmente sensibilizada por burbujas de gas finamente dispersas (después de la adición de un agente gasificador en el collar del pozo de tronadura), o por adición de micro esferas de vidrio (usualmente durante la fabricación de la emulsión). Antes de la adición de los sensibilizantes, las emulsiones son normalmente clasificadas como agentes oxidantes, e incapaces de detonar. Las emulsiones pueden ser balanceadas en oxígeno pueden tener un balance de oxígeno positivo. (13)

i) Esfuerzo: es el conjunto de fuerzas que afectan a un cuerpo material y tienden a deformarlo, Los esfuerzos que existen en un macizo rocoso inalterado están relacionados con el peso de las capas supra yacentes y con la historia geológica del macizo. (13)

j) Espaciamiento y espaciamiento efectivo: el espaciamiento para un pozo de tronadura se refiere a la dimensión lineal entre pozos de tronadura adyacentes que forman una fila, y se mide usualmente paralelo a la cara libre. El término usualmente se refiere al espaciamiento de la perforación. El término espaciamiento efectivo se refiere a la dimensión lineal entre pozos que detonan sucesivamente, y toma en consideración la dirección de la cara libre. (13)

k) Explosivos: son aquellos en que la detonación se inicia por impacto de la detonación de un explosivo inicial (primario) esta reacción se presenta en todos los explosivos usados en voladura de rocas. (13)

l) Explosivos primarios: son explosivos que detonan por ignición simple de medios tales como chispas, llamas, impacto, y otras fuentes primarias de calor. Se denominan así aquellos que contienen los detonadores, cordón detonante e iniciadores. (13)

m) Explosivos secundarios: son aquellos en que la detonación es iniciada por impacto de la detonación de un explosivo inicial (primario). Esta reacción se presenta en todos los explosivos usados en tronadura de rocas. Materiales insensibles tales como nitrato de amonio se clasifican como explosivos terciarios. (13)

n) Factor de carga: mediante este término se describe la cantidad de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca. El factor de carga se indica mediante unidades de kg/m³ o kg/ton. Algunos también consideran la potencia en peso de explosivo para expresarlo como equivalente a la potencia en peso equivalente al ANFO, o sea, $W_{teff} = W_t \cdot \text{potencia en peso relativa}$. Otros usuarios prefieren usar un término inverso del factor de carga, para describir el peso de roca quebrada por unidad de peso de explosivo (ton/kg). (13)

- o) Iniciadores y reforzadores:** ambos sistemas de alta potencia constan generalmente de un iniciador de pentolita o un cartucho de emulsión o dinamita. El término iniciador se usa para designar la carga que inicia a la columna, mientras que el término "reforzador" se usa para designar un aditivo a la columna para mantener una velocidad alta de detonación. Para que el iniciador detone, la columna de explosivo en que se sumerge debe generar suficiente energía de choque para comenzar una detonación a través de la sección completa de la columna del explosivo. (13)
- p) Longitud de taladro:** es el largo del hueco perforado, el mismo que por una causa de la inclinación y la sobre perforación, será más largo que la altura del banco. (13)
- q) Potencia en peso & potencia en peso relativa:** la potencia en peso es el rendimiento de la energía de un peso conocido de explosivo y se mide en unidades de energía por unidad de peso (MJ/ kg). La potencia en peso relativa se refiere al rendimiento de la energía de un explosivo expresado como un porcentaje del rendimiento de la energía del mismo peso de anfo. El método más fiable para estimar esta potencia es a través del uso de software computacional que calculan la curva presión-tiempo en productos de la detonación, ya que este es el mejor método para estimar la "energía disponible". La potencia en peso relativa efectiva es un término que se utiliza para estimar la energía relativa disponible en la reacción de la detonación hasta que los gases se disipan en la atmósfera. (13)
- r) Potencia en volumen y potencia relativa en volumen:** la potencia en volumen es la energía producida por un determinado volumen de explosivo. La relativa es a la energía producida por un explosivo expresado, como un porcentaje de la energía producida por un volumen igual de ANFO. (13)

- s) Presión de detonación:** la presión de detonación ocurre dentro de la zona primaria de reacción, está limitada en un lado por el frente de choque y en el otro por el plano de Chapman Jouguet (C-J) Detrás del plano C-J están los productos de la reacción; y aún algunos productos todavía sufren reacción, ejercida por una presión menor, que se conoce como la presión de explosión, o presión peak de pozo. (13)
- t) Sensibilizantes y sensibilidad:** los sensibilizantes son aditivos para explosivos a granel se utilizan para que una formulación detone más fácilmente. Los más comunes son la nitroglicerina, TNT, microsferas, aluminio, nitrato de hexamina, ceniza liviana o carbón en polvo fino, y cualquiera agente reductor. La sensibilidad describe el grado de facilidad con que se puede detonar un explosivo y determina el diámetro mínimo del pozo o del cartucho que se puede usar. La sensibilidad de un explosivo usualmente depende del tamaño del iniciador requerido para efectuar una detonación óptima, y varía según la sensibilidad a un detonador hasta un iniciador. (13)
- u) Taco:** es el material inerte añadido en la cima del pozo de tronadura para efectuar el confinamiento de los gases de la explosión y prevenir una proyección y sobre presión excesiva. (13)

CAPÍTULO III

METODOLOGIA

3.1. Método, alcance y nivel de investigación

3.1.1. Método de la investigación

En el presente estudio se aplica el nivel de investigación científico, donde obtendremos resultados con procedimientos clara y precisa ligados al punto de estudio planteado, incorporaremos técnicas en la observación y experimentación planificada, enlazando los resultados de campo.

3.1.2. Alcance de la investigación

Para enlazar el estudio de la investigación se atribuye el método aplicativo, considerando llevar a la práctica las teorías generales, el objetivo de la investigación será predecir un comportamiento específico en una situación definida motivando a la resolución del problema que se plantea.

3.1.3. Nivel de la investigación

Trabajaremos con el nivel de investigación descriptivo-correlacional, puesto que se describirá el proceso de un nuevo diseño de malla para optimización el avance de la rampa negativa 940 y correlacional, porque está ligado a la primera operación minera que es la perforación y voladura.

3.2. Diseño de la investigación

El diseño de la investigación es de tipo experimental, manipularemos las variables independientes para satisfacer los resultados de la investigación.

3.3. Población y muestra

3.3.1 Población

Compuesta por todas las rampas de sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.

3.3.2 Muestra

La muestra está conformada en la labor de avance de la rampa negativa 940 de la sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas en la utilización de datos.

Durante la investigación se utilizaron técnicas de forma continua adecuadas para la obtención de los datos, entre ellas:

a) Observación directa.

Se formó parte del grupo de trabajo operativo para obtener datos detallados de nuestra investigación, se tomó acciones muy detalladas para la toma de datos en el periodo de estudio.

b) Entrevista no estructurada.

La plática a profundidad del tema con una serie de preguntas dirigidas hacia los jefes de guardia y el personal operativo (operadores jumbo) proporcionando información detallada y efectiva de las operaciones ejecutadas y el proceso de sí mismo.

c) Revisión de documentos.

En nuestra investigación los datos son de tipo bibliográfico y fueron recolectados de un gran número de fuentes, con la finalidad de ser una revisión exhaustiva de los documentos.

3.4.2. Instrumentos utilizados en la recolección de datos.

- Flexómetro, martillo de Smith, distancio metro, escalímetro, nivel.
- Software de Microsoft office, para la elaboración y procesamiento de los datos obtenidos.
- Acceso al internet, para la obtención de información referenciada.
- Útiles, de escritorio, para la toma de datos y el procesamiento del mismo para el desarrollo de la investigación.

CAPITULO IV

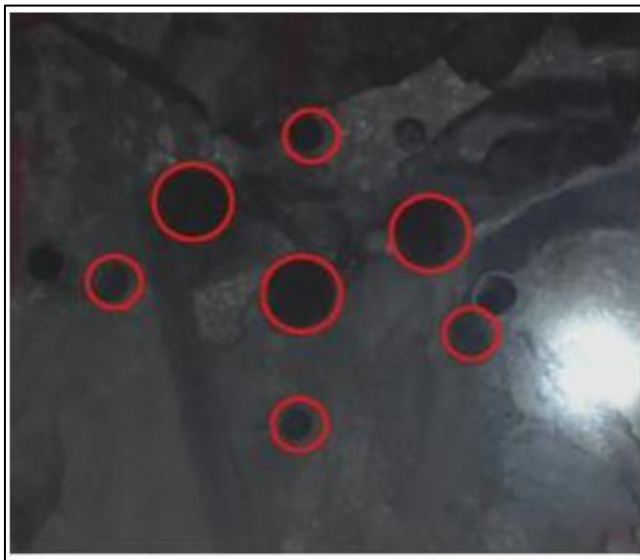
RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Análisis de perforación y voladura de la rampa - 940 antes de la aplicación de la malla.

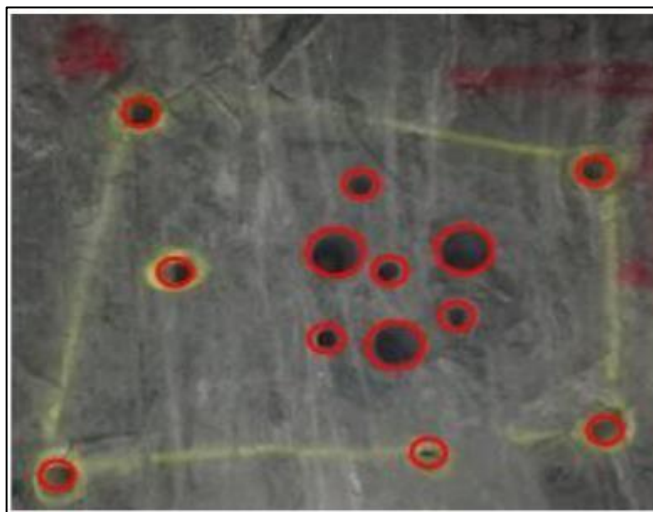
En sociedad minera Austria Duvaz se realiza las perforaciones para la rampa (-940) con el equipo Troidon XP44 – Muki, jumbo de un solo brazo, usando barras de perforación de 10 pies de longitud, con brocas de producción de Ø 45 mm y brocas de rimado de Ø 102 mm. Asimismo, se emplea explosivos Emulnor de 1000, 3000 y 5000 de la empresa fabricante Famesa.

En la etapa de apertura de la rampa negativa 940 se asociaba problemas de operaciones de perforación y voladura ligadas directamente al mal diseño de las mallas de perforación y a la mala distribución de los taladros, esta afectaba el avance de la rampa, se llegaba a tener sobrerotura en el diseño, la distribución de los explosivos en los taladros eran excesivos y en ocasiones el resultado eran disparos fallidos (soplados), este problema llevo a un cambio de técnicas para este operación unitaria, se evaluó y estandarizo la malla de perforación para frentes de avance.

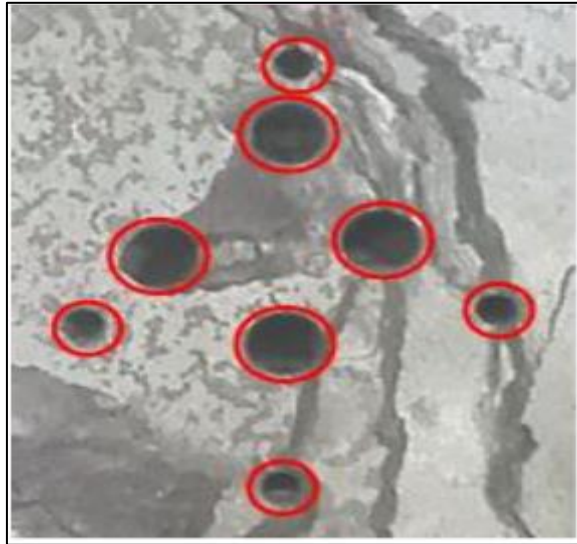
En las figuras 19, 20, 21 se muestra los diseños de arranque que realizaban los propios operadores, esto afectaba al propósito de las operaciones, tanto en avance y costos de las operaciones.



**Figura 6. Diseño de arranque realizado a criterio por cada operador
Tomado de Pablo Gálvez Paucar – Diseño de perforación y voladura en frentes Exsa (7)**



**Figura 20. Diseño de arranque realizado a criterio por cada operador
Tomado de Pablo Gálvez Paucar – Diseño de perforación y voladura en frentes Exsa (7)**



**Figura 21. Diseño de arranque realizado a criterio por cada operador
Tomado de Pablo Gálvez Paucar – Diseño de perforación y voladura en frentes Exsa (7)**



**Figura 7. Pintado de la malla de perforación antes de aplicar la nueva malla
Tomado de Pablo Gálvez Paucar – Diseño de perforación y voladura en frentes Exsa (7)**

En la figura 22, se muestra el pintado de la malla de perforación y claramente se concluye que está realizado solo por cumplir el proceso de la perforación, esto significaba que la urgencia de un trabajo ingenieril se tenía que dar inmediatamente.



Figura 8. Sección después de una voladura
Tomado de Pablo Gálvez Paucar – Diseño de perforación y voladura en frentes Exsa (7)

En la figura 23, se observa claramente el resultado de la voladura anterior con muchas deficiencias, el modelo de la rampa no es similar o no está cerca al modelo deseado (Holmberg), el pintado de la malla no está distribuido simétricamente, de igual manera uno de los taladros ya perforados no es del rimado que debe ser (102 mm)

4.1.1 Consumo de explosivos por disparo antes de aplicar la nueva malla.

Tabla 11. Distribución de explosivos antes de la aplicación de la nueva malla

Zona de:	N°	Emulnor de 1000 (1 1/4 x 12")			Emulnor de 3000 (1 1/4 x 12")			Emulnor de 5000 (1 1/4 x 12")			Famecorte E-20		
		Cart/tal.	kg/tal.	kg	Cart/tal.	kg/tal.	kg	Cart/tal.	kg/tal.	kg	Cart/tal.	kg/tal.	kg
Alivio	4												
Arranque	4							9	1.584	6.336			
Ayd. arranque	4							8	1.408	5.632			
Producción	5				8	1.384	6.92						

Ayd. corona	3		8	1.384	4.152				
Arrastre	5					8	1.408	7.04	
Hastial	6	9	1.494	8.964					
Corona	5							4	1
Cebo	32				1	0.173	5.536		
Total de taladros	32	Subtotal	8.964	Subtotal	16.61	Subtotal	19.01	Subtotal	5.00
Cargados									
Pedir a polvorín			54		96		108		20
kg por disparo			49.58					Cantidad de explosivo	278

Por otro lado, en la tabla 12, observamos que el consumo de explosivo es de 49.58 kg por disparo; por otro lado, el número de taladros eran mayor a la malla de ahora, así mismo no se utiliza Famecorte E – 20 para el control de daño del macizo roco del contorno (corona).

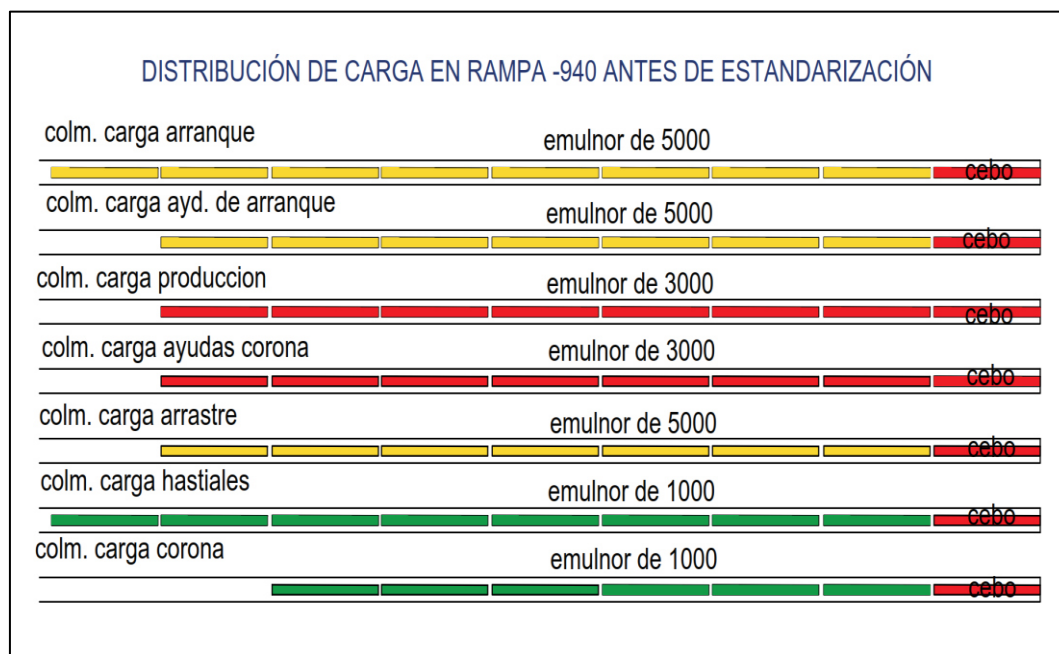


Figura 9. Distribución de carga explosiva antes de aplicar la nueva malla.

En la figura 24 se muestra claramente que la distribución del arranque y hastiales son demasiados por ello el problema para darle forma a la rampa, como se mostraba en la figura 23.

Tabla 12. Consumo de explosivos por disparo antes de la aplicación de la nueva malla de perforación

Datos de labor rampa (-940)	
Ancho de labor	3.0 m
Altura de labor	3.0 m
Sección	8.17 m ²
Longitud de avance	2.60 m
Densidad de mineral	2.7 t/m ³
Perforación	
Equipo	MUKI
Taladros cargados	32 und.
Longitud perforación	2.94 m
Diámetro de broca	45 mm
Voladura	
Emulnor 1 1/4" x 12"	
Explosivos total disparo	33.99 k.
Carga explosivos prom. taladros	1.06 kg
Explosivos totales por taladro	278 kg
Peso total	49.58 kg
Resultados	
Volumen roto	21.24 m
Tonelaje roto	57.35 t
Factor de potencia	0.86 m ³
Factor de carga	19.07 kg/m ³

En la tabla 13, observamos que el factor de potencia es de 0.86, factor de carga es de 19.07 kg/m³. Estos resultados nos hacen dar cuenta que son muy altos y que en la fase de voladura significa costo por el consumo de explosivos y accesorios.

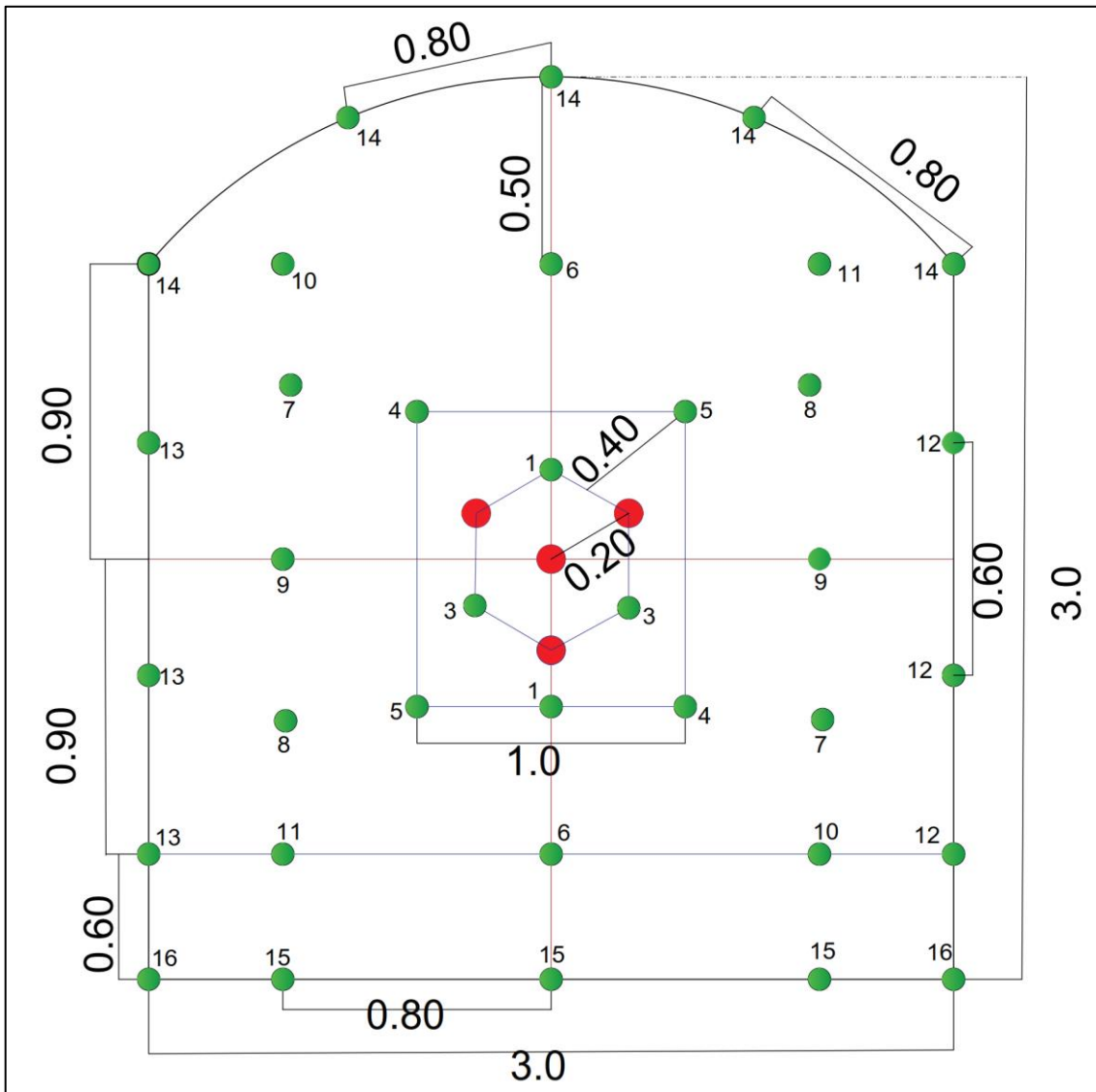


Figura 10. Malla de perforación de 3.0 x 3.0 antes de estandarización

En la figura 25, se muestra la malla de perforación con 36 taladros, este modelo de malla es simulado ya que en ocasiones los perforistas realizaban más de 36 taladros. Estos actos subestándares de trabajo ocasionaban problemas continuos como se mencionó al principio de nuestra investigación. Este fue solucionado con la toma de decisión inmediata para corregir y priorizar la seguridad de los trabajadores y equipos de trabajo.

4.2 Análisis de la resistencia a la compresión en la voladura de la rampa (-940)

En esta parte de la investigación se analiza el comportamiento del macizo rocoso comprendiendo su influencia en el medio de trabajo que es sometido, el ensayo que se abordara en una progresiva de 0.00 a 30.00 metros para obtener la resistencia compresiva uniaxial.

Tabla 13. Descripción del frente de trabajo

Características	Descripción
RMR	50
Densidad de roca	2.7 (kg/m ³)
Ancho de labor	3.0 m
Alto de labor	3.0 m

Tabla 14. Resultados del ensayo en laboratorio.

Prueba	Progresiva 0.00 a 30.00m.
1	31
2	32
3	32
4	32
5	33
6	31
Promedio	31.8

- **Peso específico del material andesita**

$$Pe = D \times g$$

$$Pe = 2.6 \times 9.8 \text{ m/s}^2$$

$$Pe = 25.48 \text{ KN/m}^3$$

- **Resistencia compresiva uniaxial (RCU)**

$$\sigma_c = 10^{(0.0088)} (Pe)(Ir) + 1.01$$

$$\sigma_c = 10^{(0.0088)} (25.48) (31.8) + 1.01$$

$$\sigma_c = 52.8 \text{ MPa}$$

Dónde:

I_r = índice de promedio de fuerzas.

La caracterización del macizo rocoso está basada en propiedades simples y objetivas, las propiedades mecánicas de las rocas que se puedan medir en una prueba de ensayo o pueden ser estimadas con técnicas establecidas, la voladura de rocas en la minería subterránea genera estructuras de rocas con huecos desfavorables para el soporte natural, para ello se utiliza principios de mecánica clásica teniendo la capacidad de obtener resultados del comportamiento mecánico de las rocas circundantes al proyecto designado donde el proceso de minado puede garantizar o incrementar la seguridad y comportamiento económico de la mina, en la tabla 13 observamos los resultados de la resistencia de fuerzas la roca σ_{ci} (Mpa) tomado con el martillo de Smith, donde facilita de forma significativa al pronósticos del comportamiento del macizo rocoso. De esta forma se configura las tablas geomecánicas bajo criterios de los resultados (ver anexo 17). Y como se menciona en las bases teóricas de la descripción de las clases de rocas.

4.3 Cálculos para la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura en la rampa (-940)

a) Datos de campo

- Ancho: 3.0 m
- Alto: 3.0 m
- Longitud de barreno: 10 pies (3.048 m)
- Diámetro de broca: 45 mm
- Diámetro de rimado: 102 mm
- Densidad de roca: 2.7 t/m³

b) Calculando el área de sección de la rampa

$$A = \left(\frac{2}{3} \times B \times H \right) + \frac{H}{18B} \left(\frac{H^2}{3} + 4B^2 \right)$$

$$A = \left(\frac{2}{3} \times 3.0 \times 3.0\right) + \frac{3.0}{18 \times 3.0} \times \left(\frac{3.0^2}{3} + 4 \times 3.0^2\right)$$

$$A = 8.17 \text{ m}^2$$

c) Cálculo del perímetro de la rampa

$$P = \sqrt{A} \times 4$$

$$P = \sqrt{8.17} \times 4$$

$$P = 11.43 \text{ m}$$

d) Cálculo de número de taladros

$$N^{\circ}t = \left(\frac{P}{dt}\right) + (C \times S)$$

$$N^{\circ}t = \left(\frac{11.43}{0.60}\right) + (1.60 \times 8.17)$$

$$N^{\circ}t = 32.1$$

consideramos = 32 taladros

Aclaremos que en este resultado de la cantidad de taladros de nuestra investigación no incluimos los 4 taladros de alivio.

4.3.1. Determinación del número de taladros de alivio

Para determinar la cantidad y la profundidad del taladro de producción y alivio necesitaremos emplear el algoritmo de Holberg este cálculo será de mucha ayuda para nuestras expectativas de avance efectivo y optimizado de nuestro proyecto. Así mismo emplearemos un arranque tipo hexagonal con 4 taladros de alivio en el frente de trabajo.

$$L = 0.15 + 34.1 \times D1 - 39.4 \times D1^2$$

$$L = 0.15 + 34.1 \times 0.20 - 39.4 \times (0.20)^2$$

$$L = 5.39 \text{ m.}$$

En el proyecto empleamos barrenos de **10 pies** de longitud, el avance programado será de **2.89 metro**, por lo que el número de los taladros de alivio para el diseño de la malla satisface para la optimización de la rampa.

a) Cálculo del diámetro equivalente

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

$$D_2 = \sqrt{4} \times 0.102$$

$$D_2 = 0.20 \text{ m}$$

b) Cálculo de primer burden

$$B_1 = K \times D_2$$

$$B_1 = 1.7 \times 0.10$$

$$B_1 = 0.17 \text{ m}$$

c) Cálculo del segundo burden

$$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$$

$$B_2 = 0.17 \times \sqrt{2}$$

$$B_2 = 0.24 \text{ m}$$

4.3.2. Longitud teórica de avance por disparo

$$LTA = 2.89 \text{ m}$$

Tabla 15. Análisis de avance por disparo en la rampa (-) 940

	Agosto					Setiembre					Octubre					Prom.
Días	10	14	17	21	23	2	6	11	18	22	5	9	14	19	24	
Avance por disparo	2.74	2.7	2.7	2.74	2.7	2.75	2.8	2.7	2.7	2.8	2.75	2.78	2.7	2.75	2.89	2.75
Metros de perforación	2.82	2.84	2.80	2.80	2.84	2.80	2.85	2.80	2.85	2.80	2.84	2.80	2.82	2.80	2.82	2.82
Porcentaje de avance	93%	93%	92%	92%	93%	92%	94%	92%	94%	92%	93%	92%	93%	92%	93%	0.92

En la tabla 16, mostramos datos que se tomó en campo de tres meses y fechas diferentes, observamos en los datos, que desde la decisión del cambio de malla se obtuvo un avance óptimo a las fechas anteriores donde se trabajaba con deficiencias en el proceso de la perforación, así mismo los metros de perforación

fueron supervisados y controlados constantemente para la obtención de la efectividad en este proceso.

4.3.3. Movimiento de roca

a) Cálculo de volumen teórico roto

$$V_{tr} = S \times L_a$$

$$V_{tr} = 8.17 \text{ m}^2 \times 2.89 \text{ m}$$

$$V_{tr} = 23.61 \text{ m}^3$$

b) Cálculo de tonelaje removido

$$V_t = V_{tr} \times \sigma_r$$

$$V_t = 23.61 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ Tn/m}^3$$

$$V_t = 63.75 \text{ Tn}$$

4.3.4. Cálculo de consumo de explosivos en la rampa (-940)

a) Datos de campo

- Sección: 12.012 m²
- Tipo de roca: III
- Densidad de mineral: 2.7 t/m³
- Longitud teórica de avance: 2.89 m
- Diámetro de broca: 45 mm

b) Cálculo de número de explosivos por taladro

$$N^{\circ} \text{ de explosivos} = \frac{\frac{2}{3} \times L}{L_e \times \% \text{ de avance}}$$

$$N^{\circ} \text{ explosivos} = \frac{\frac{2}{3} \times 3.0 \text{ m}}{30.48 \times 98}$$

$$N^{\circ} \text{ explosivos} = 7.0 \text{ cartuchos por taladro.}$$

c) Cálculo de explosivo total por disparo

$$Et = Fc \times Vtr$$

$$Et = 1.6 \times 23.61$$

$$Et = 37.78 \text{ kg}$$

d) Cálculo de carga de explosivos por taladro

$$Cpt = \frac{Et}{N^{\circ}t}$$

$$Cpt = \frac{37.78}{32}$$

$$Cpt = 1.18 \text{ kg}$$

e) Factor de potencia

Consideramos que el avance es de 2.75 m.

$$Vr = S \times Lr$$

$$Vr = 8.17 \text{ m}^2 \times 2.75 \text{ m.}$$

$$Vr = 22.46 \text{ m}^3$$

$$Vr = \text{volumen real}$$

Calculando el Tonelaje real

$$Tr = Vr \times \sigma r$$

$$Tr = 22.46 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ tn/m}^3$$

$$Tr = 60.64 \text{ tn}$$

$$Fp = \frac{\text{kg. explosivo total}}{\text{tn metricas extraidas}}$$

$$Fp = \frac{44.09 \text{ kg}}{60.64 \text{ tn}}$$

$$Fp = 0.72 \text{ kg/tn}$$

f) Factor de carga

$$Fp = \frac{\text{kg. explosivo total}}{\text{metros de avance}}$$

$$Fp = \frac{44.09 \text{ kg}}{2.75 \text{ m}}$$

$$Fp = 16.03 \text{ kg/m}^3$$

g) Eficiencia de perforación

$$EP \% = \frac{\text{longitud promedio de taladro}}{\text{longitud teorica de taladro}} \times 100$$

$$EP \% = \frac{2.82 \text{ m}}{2.89 \text{ m}}$$

$$EP = 97.5 \%$$

h) Eficiencia de voladura

$$EV \% = \frac{\text{avance real}}{\text{longitud promedio de perforacion}} \times 100$$

$$EV \% = \frac{2.75 \text{ m}}{2.82 \text{ m}}$$

$$EV = 97.5 \%$$

Tabla 16. Distribución de explosivos para la nueva malla de perforación

zona de:	N°	Emulnor de 1000 (1 1/4 x 12")			Emulnor de 3000 (1 1/4 x 12")			Emulnor de 5000 (1 1/4 x 12")			Famecorte E-20		
		Cart/tal.	Kg/tal.	kg	Cart/tal.	Kg/tal.	kg	Cart/tal.	Kg/tal.	kg	Cart/tal.	Kg/tal.	kg
Alivio	4												
Arranque	4						7	1.232	4.928				
Ayd. arranque	4						7	1.232	4.928				
Producción	5				7	1.211	6.055						
Ayd. corona	3				7	1.211	3.633						
Arrastre	5							8	1.408	7.04			
Hastial	6	7	1.162	6.972									
Corona	5										4	1	5
Cebo	32				1	0.173	5.536						

Total de taladros cargados	32	Subtotal	6.972	Subtotal	15.22	Subtotal	16.90	Subtotal	5.00
Pedir a polvorín		42		88		96		20	
kg por disparo		44.09					Cantidad de explosivo		246

Tabla 17. Características del explosivo usado en la rampa (-) 940

Dimensión	peso (kg)	vod (m/s)	densidad (g/cm ³)
Emulnor 1000 (1 1/4 x 12")	0.166	5800	1.13
Emulnor 3000 (1 1/4 x 12")	0.173	5700	1.14
EmulnoR 5000 (1 1/4 x 12")	0.176	5500	1.16
Famecorte E 20	0.250	4200	1.1

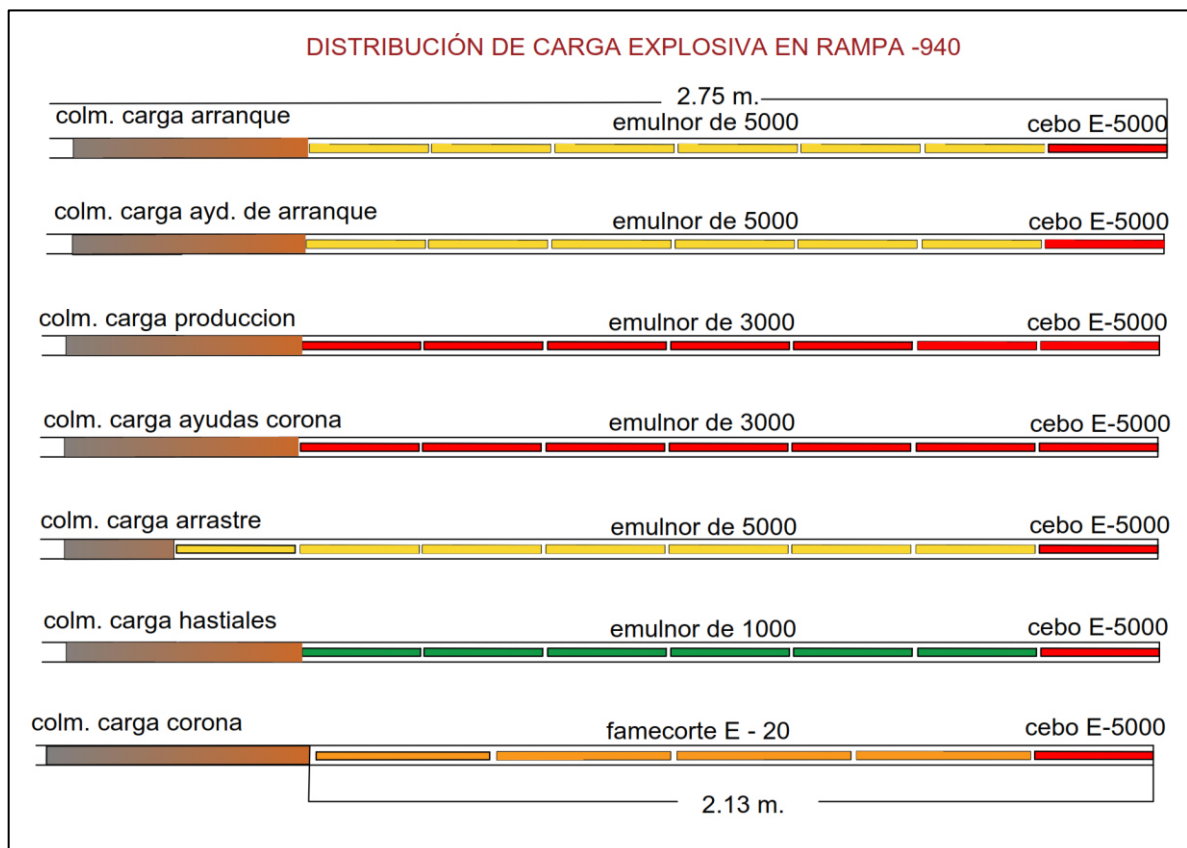


Figura 11. Distribución de explosivos en cada zona de la malla de perforación

Generalmente, los tacos son utilizados con material inerte para efectuar el confinamiento de los gases de la explosión en el proceso de detonación. Asimismo, produce al confinamiento de las cargas al detonar en la cual existe un mayor aprovechamiento energético en los taladros cargados, favoreciendo a los gases y a las ondas no emanen al contorno de la rampa, muy al contrario, se direccionen al arranque (salida), en los procesos de detonación teniendo resultados de una buena granulometría.

4.3.5. Diseño de malla de sección de 3.0m. x 3.0m aplicado en la rampa (-940)

Tabla 18. Datos de perforación de la malla

Perforación	Und	Total
Tal. perforados	Und.	36
Tal. cargados	Und.	32
Tal. alivio	Und.	4
Longitud de barra	Pies	10
Diámetro de broca	mm	45
Diámetro de rimado	mm	102

La aplicación de la nueva malla de perforación es realizada para obtener eficiencia de avance y voladura; así muestran los resultados, el diseño de una nueva malla garantizará una buena salida del arranque y un buen avance, para esta eficiencia se viene utilizando un arranque hexagonal.

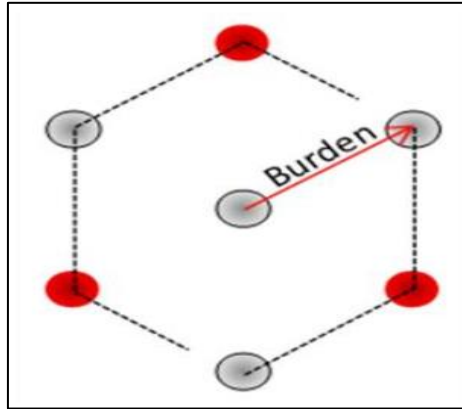
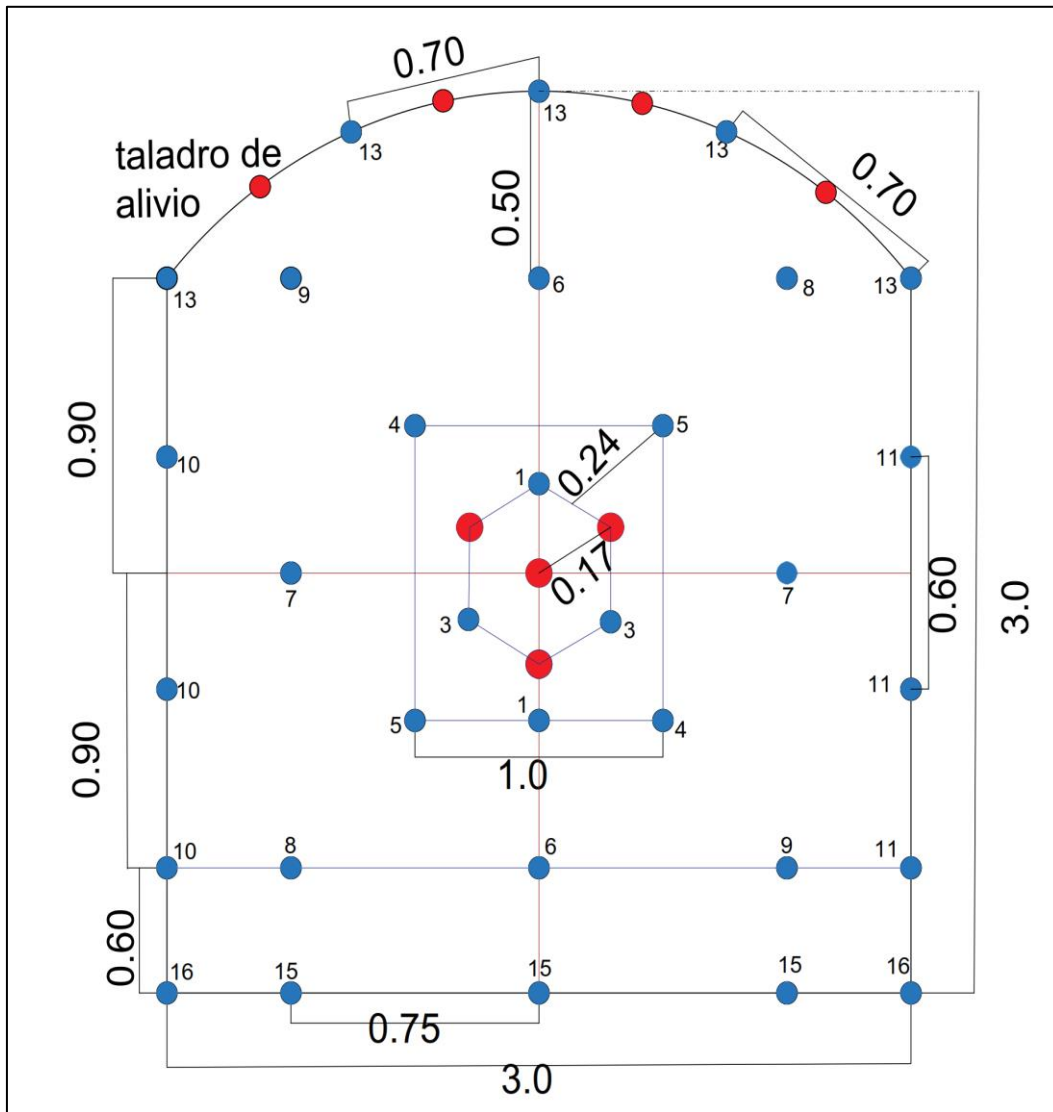


Figura 12. Arranque hexagonal para la salida de los taladros
Tomado de Pablo Gálvez Paucar – Diseño de perforación y voladura en frentes Exsa (7)

Uno de los mecanismos que influye en el resultado final de la fragmentación es la determinación del *burden*, espaciamiento del alivio y el diseño de la salida. Este, está definido como el tiempo mínimo antes que el *burden* empiece a moverse en el proceso de la voladura, por lo tanto, aclaramos que el tiempo de retardo utilizado en los taladros son microretardos (25 m/s).



**Figura 13. Malla de perforación propuesta de 3.0 m. x 3.0 m. rampa (-) 940
Tomado del área de Planeamiento de sociedad minera Austria Duvaz**

En nuestra investigación, la malla propuesta comprueba el impacto de retardo de salida de cada taladro en el resultado final de la voladura de la rampa (-940), en términos de daño, forma de la pila y fragmentación de la roca.



Figura 14. Resultados de perforación y voladura aplicando la nueva malla

En la figura 29, observamos que la aplicación de la malla de perforación que fue estandarizada dio resultados muy efectivos a esto se añade la supervisión, el seguimiento, control de diseño, carga adecuada de los explosivos en los taladros traen resultados satisfactorios.

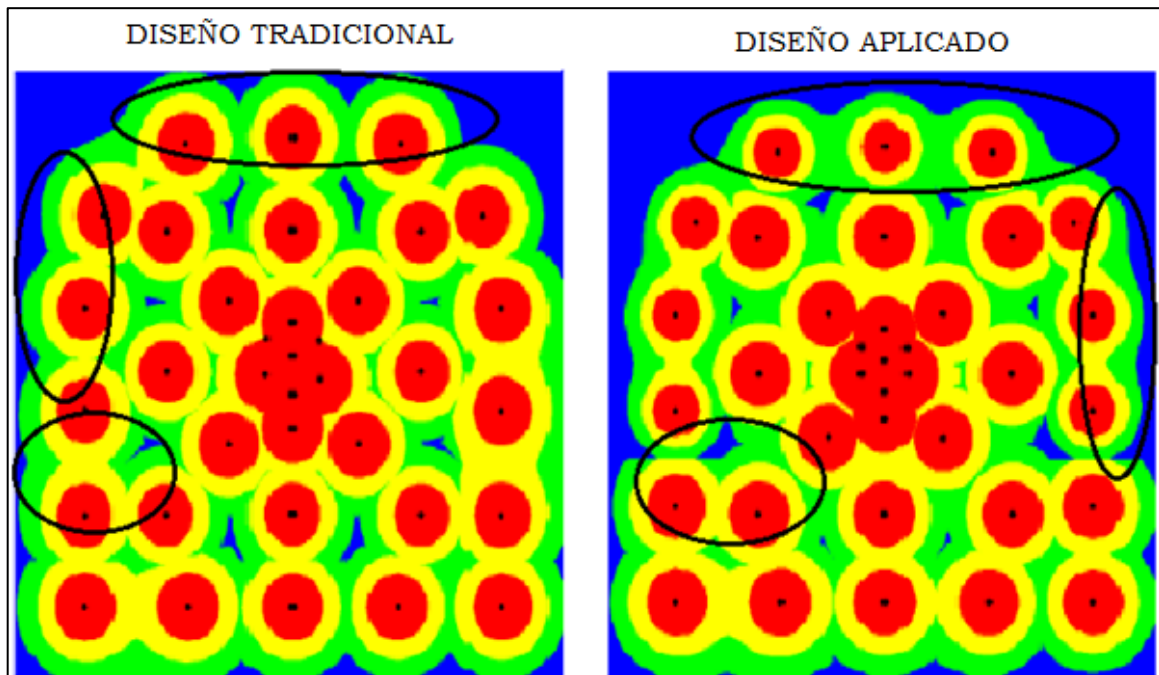
Tabla 19. Comparación de consumo de explosivos antes y durante del desarrollo de la rampa (-940)

Datos de labor rampa (-940)			
	Antes	Después	
Ancho de labor	3.0	3.0	m
Altura de labor	3.0	3.0	m
Sección	8.17	8.17	m ²
Longitud de avance	2.60	2.75	m
Densidad de mineral	2.7	2.7	t/m ³
Perforación			
Equipo	Muki	Muki	
Taladros cargados	32	32	und.
Longitud perforación	2.89	2.82	m
Diámetro de broca	45	45	mm

Voladura			
Emulnor 1 1/4" x 12"			
Explosivos total disparo	39.99	37.78	kg
Carga explosivos prom. taladros	1.18	1.18	kg
Explosivos totales por taladro	278	246	und.
Peso total	49.58	44.09	kg
Resultados			
Volumen roto	21.24	22.46	m
Tonelaje roto	57.35	60.64	t
Factor de potencia	0.86	0.72	m ³
Factor de carga	19.07	16.09	kg/m ³

En la tabla 20, se muestra la comparación del consumo de explosivos antes de implementar el diseño de la malla de perforación y durante la aplicación de la nueva malla de perforación de la rampa (-940). Observamos que la longitud de avance en el antes fue de 2.60 m en comparación al de ahora 2.75 m; de igual modo, la longitud de perforación antes de implementar era de 2.89 m, dato extraño, que a pesar de la longitud requerida había malos resultados en la voladura reflejando el resultado del avance. Asimismo, la cantidad de explosivos por disparo es diferente ya que este dato es sumamente importante porque genera costos en el consumo de explosivos sin los resultados efectivos, también observamos que ahora el volumen roto es mayor que antes de la implementación así también el tonelaje roto, de igual modo el resultado con la implementación de la nueva malla de perforación es muy significativo puesto que el factor de potencia es menor que antes esto hace conocer que el consumo de los explosivos es adecuado como también la distribución de los mismos en cada taladro.

4.3.6. Control de daño en el perímetro de la rampa



*Figura 30. Diferencia de energía liberado de los explosivos
Tomado de Pablo Gálvez Paucar – Diseño de perforación y voladura en frentes Exsa (7)*

El análisis de factores de diseño de la malla de perforación (burden espaciamento) permite analizar una de las informaciones más importantes de la voladura; así también, permite obtener resultados (software de voladura - kjsimblast). Como observamos en la figura 30, en el diseño tradicional se nota la concentración de carga (color rojo) muy elevadas que se extiende hasta más del contorno (color verde); por otro lado, en el diseño nuevo la concentración de la carga de los contornos es menor, también se observa que esas cargas son con salidas simultaneas y con las energía simuladas en el ordenador.

4.3.7. Resultados de voladura y fragmentación

Al predecir los resultados granulométricos y los resultados de la voladura del frente de trabajo se lleva todo un proceso de fragmentación a un modelo matemático (modelo de Kuz Ram), lo cual es bastante complejo, debido a las variables de forma directa e indirecta en el proceso de la primera actividad, más

aun el escenario donde se desarrollan la perforación y voladura están integrados por macizos rocosos que varían de forma constante y en la práctica es imposible llegar a tener una valoración precisa de los datos del macizo rocoso lo que hace que trabajemos con valores medios o con datos estadísticos que el departamento de geología proporciona para la elaboración de la malla y la cartilla geomecánica de la zona de trabajo.

4.4 Cálculo de costos en perforación y voladura de la rampa (-) 940

Tabla 20. Parámetros de la labor de trabajo – rampa (-) 940

Parámetros			Tipo de cambio	US \$	3.388
Ancho de labor	m	3.0	densidad de roca	t/m ³	2.7
Alto de labor	m	3.0	pies perf/guardia	pies	9.94
Taladros perforados	Unid.	32	rendimiento jumbo	m ³ /h	189.15
Taladros de alivio	Unid.	4	rendimiento scoop	m ³ /h	27.27
Barra de perforación	pies	10	factor de carga	kg/m ³	16.9
Eficiencia de perf.	%	97.5	factor de potencia	kg/t	0.72
Avance por disparo	m	3.03			
Eficiencia de voladura	%	97.5			
Volumen roto teórico	m ³	23.61			
Volumen in situ	m ³	63.75			

Tabla 21. Costos de perforación antes de aplicar el nuevo diseño de la malla 3.0 m x 3.0 m

Perforación		Precio unitario	Vida útil p.p.	Costo unitario \$p.p.	P.p. diapro	Subtotal \$/m disparo	\$/ m ³
Shank adapter T 38	PP	240.9	9178.96	0.03	96	0.96	0.04
Acople	PP	84.2	9178.96	0.01	320	1.11	0.04
Barra de extensión R 38	PP	378.67	9178.96	0.04	320	5.01	0.18
Broca R32 x 45	PP	82.64	9178.96	0.01	320	1.09	0.04
Broca rimadora R38 102mm	PP	221.77	992.32	0.20	40	2.93	0.11
Adaptador piloto R32	PP	273.93	9178.96	0.03	320	3.62	0.13
Subtotal de perforación						14.73	0.54

Tabla 22. Costos de Perforación durante la investigación con el nuevo diseño de malla 3.0 m x 3.0 m

Perforación		Precio unitario	Vida útil p.p.	Costo unitario \$p.p.	P.p. diapro	Subtotal \$/m disparo	\$/ m ³
Shank adapter T 38	PP	240.9	8960	0.03	96	0.85	0.04
Acople	PP	84.2	8960	0.01	320	0.99	0.04
Barra de extensión R 38	PP	378.67	8960	0.04	320	4.46	0.18
Broca R32 x 45	PP	82.64	8960	0.01	320	0.97	0.04
Broca rimadora R38 102mm	PP	221.77	1120	0.20	40	2.61	0.11
Adaptador piloto R32	PP	273.93	8960	0.03	320	3.23	0.13
Subtotal de perforación						13.12	0.54

- **Análisis de las tablas 22 y 23**

El material de perforación usada habitualmente son las brocas de 45 mm de producción y 102 mm para el rimado, se logró tener más vida útil con los afilados de los botones de las brocas llegando a obtener más pies perforados.

La diferencia del costo de perforación, antes de la aplicación es de \$ 14.73 por metro lineal y \$ 13.12 por metro lineal durante la aplicación de la nueva malla de perforación, esta diferencia de valores es muy significativo ya que cuanto más

porcentaje de eficiencia de avance es menor el resultado en el costo de uso de accesorios de perforación.

Tabla 23. Costos de voladura antes de aplicar la nueva malla 3.0m x 3.0m

Voladura	Unidad	Cantidad	P.U. \$	Subtotal	
				\$/m disparo	\$/ m ³
Emulnor 5000	kg	101	1.05	39.3	0.68
Emulnor 3000	kg	88	1.06	34.4	0.60
Emulnor 1000	kg	42	1.00	15.6	0.27
Famecorte E-20	kg	20	1.01	7.5	0.13
Pentacord	kg	15	0.43	2.4	0.04
Fanel CP	Unid	4	1.32	2.0	0.03
Carmex	Unid	2	1.52	1.1	0.02
Mecha rápida	M	0.1	0.44	0.0	0.00
Subtotal de voladura				102.13	1.78

Tabla 24. Costos de voladura durante la investigación con el nuevo diseño de malla 3.0 m x 3.0 m

Voladura	Unidad	Cantidad	P. U. \$	Subtotal	
				\$/m disparo	\$/ m ³
Emulnor 5000	kg	101	1.05	35.0	0.55
Emulnor 3000	kg	88	1.06	30.7	0.48
Emulnor 1000	kg	42	1.00	13.9	0.22
Famecorte E-20	kg	20	1.01	6.6	0.10
Pentacord	kg	15	0.43	2.1	0.03
Fanel CP	Unid	4	1.32	1.7	0.03
Carmex	Unid	2	1.52	1.0	0.02
Mecha rápida	M	0.1	0.44	0.0	0.00
Subtotal de voladura				91.01	1.43

- **Análisis de las tablas 24 y 25.**

En la labor de perforación, se han hecho controles de mejoras para el consumo de explosivos, como la reducción de los mismos en los taladros de perforación de la corona, empleando en estos Famecorte E-20, también como la supervisión de cargas para evitar la sobre excavaciones en toda la rampa (-) 940.

En las tablas 23 y 24 de costos de voladura, se estiman los costos del antes con \$ 102.13 por metro lineal y durante \$ 91.01 el metro lineal este resultado es por la continua supervisión y estricto control del carguío en la rampa (-) 940. Asimismo, el costo va a disminuir si aumentamos la eficiencia de disparo, si la eficiencia de perforación y voladura incrementa, también el consumo de los explosivos será menor.

Tabla 25. Tabla de costos de acarreo antes y durante la investigación

Equipos	P.U. \$/h	Rendimiento PP/h÷m³/h	Horas trabajo	Galones \$/h	Subtotal \$/disparo	Subtotal \$/ m³
Jumbo	94.53	189.15	2.42	1.3	84.73	1.48
Scooptram	97.5	85	3.30	4.8	119.17	2.08
Equipos	P.U. \$/h	Rendimiento PP/h÷m³/h	Horas trabajo	Galones \$/h	Subtotal \$/m disparo	Subtotal \$/ m³
Jumbo	94.53	189.15	2.42	1.3	75.50	1.18
Scooptram	97.5	85	3.30	4.8	106.19	1.67

- **Análisis de la tabla 26**

Observamos el análisis económico de acarreo, que antes de la implementación de la malla el scooptram tenía un gasto de \$ 119.17 por metro lineal, y durante la investigación es de \$ 106.19 por metro lineal. Asimismo, se observa que por disparo \$ es de 2.08 m³ y \$ 1.67 m³. Quiere decir que la optimización y estandarización de la malla en la rampa (-940) fue muy efectiva ya que el scoop trabajo la misma cantidad de horas, pero con menor esfuerzo en la hora de carguío quiere decir que la fragmentación fue favorable para este

proceso de acarreo, así mismo hace ver que el tiempo fue empleado en distintos frentes de trabajo.

4.5 Validación estadística de los datos obtenidos (T de Studen)

Para la validación de los resultados de esta investigación se ha utilizado el método de T de Student, para este análisis se consideró las siguientes variables:

- Cantidad de explosivos
- Longitud de avance
- Longitud de perforación
- Volumen roto
- Tonelaje
- Factor de potencia
- Factor de carga

a) Hipótesis general

- **H0:** La aplicación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura no influye directamente en la optimización del avance de la rampa negativa 940.
- **H1:** La aplicación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura influye directamente en la optimización del avance de la rampa negativa 940.

Tabla 26. Resultados estadísticos de hipótesis general

		Prueba de muestras emparejadas					t	gl	Sig.
		Diferencias emparejadas							(bilateral)
		Media	Desviación estándar	Media de error estándar	95% de intervalo de confianza de la diferencia				
					Inferior	Superior			
Par 1	cantidad de explo - cantidad de explo	32,00000	2,44949	1,09545	28,95856	35,04144	29,212	4	,000
Par 2	kg de explo - kg de explo	1154,20000	58,50812	26,16563	1081,55257	1226,84743	44,111	4	,000

Par 3	log de avance - log de avance	-,22200	,05263	,02354	-,28735	-,15665	-9,432	4	,001
Par 4	log de perfo - log de perfo	-2,38000	,05831	,02608	-2,45240	-2,30760	-91,269	4	,000
Par 5	volm roto - volm roto	-2,40800	,37439	,16743	-2,87287	-1,94313	-14,382	4	,000
Par 6	tonelaje - tonelaje	-5,93800	,64716	,28942	-6,74156	-5,13444	-20,517	4	,000
Par 7	factor de potencia - factor de potencia	2,64400	,45544	,20368	2,07849	3,20951	12,981	4	,000
Par 8	factor de carga - factor de carga	2,93400	,13069	,05845	2,77173	3,09627	50,200	4	,000

Valor P = 0,000, 0,000, 0,000, 0,000, 0,000, 0,000, 0,000, 0,000, = 0,000 $\alpha = 0,05$

Valor P < α por lo tanto rechazamos H_0 como verdadera

H0: $\mu_1 \geq \mu_2$ (f)

H1: $\mu_1 < \mu_2$ (v)

Existe evidencia muestral suficiente para probar que: “La aplicación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura influye directamente en la optimización del avance de la rampa negativa 940”.

b) Hipótesis específica 1

- **H0:** La eficiencia en el avance es influida negativamente con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura de la rampa negativa 940.
- **H1:** La eficiencia en el avance es influida positivamente con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura de la rampa negativa 940.

Tabla 27. Resultado estadístico de hipótesis específica 1

		Prueba de muestras emparejadas					t	gl	Sig. (bilateral)
		Diferencias emparejadas							
		Media	Desviación estándar	Media de error estándar	95% de intervalo de confianza de la diferencia				
					Inferior	Superior			
Par 3	log de avance - log de avance	-,22200	,05263	,02354	-,28735	-,15665	-9,432	4	,001
Par 4	log de perfo - log de perfo	-2,38000	,05831	,02608	-2,45240	-2,30760	-91,269	4	,000
Par 5	volm roto - volm roto	- 2,40800	,37439	,16743	-2,87287	-1,94313	-14,382	4	,000
Par 6	tonelaje - tonelaje	- 5,93800	,64716	,28942	- 6,74156	- 5,13444	- 20,517	4	,000

Valor P = 0,001, 0,000, 0,000, 0,000, = 0,000 $\alpha = 0,05$

Valor P < α por lo tanto rechazamos h0 como verdadera

H0: $\mu_1 \geq \mu_2$ (f)

H1: $\mu_1 < \mu_2$ (v)

Existe evidencia muestral suficiente para probar que: “La eficiencia en el avance es influida positivamente con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura de la rampa negativa 940”.

c) Hipótesis específica 2

- **H0:** Con el cálculo de la cantidad de explosivos no aumenta la eficiencia en la voladura del macizo rocoso aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la rampa negativa 940.
- **H1:** Con el cálculo de la cantidad de explosivos aumenta la eficiencia en la voladura del macizo rocoso aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la rampa negativa 940.

Tabla 28. Resultado estadístico de hipótesis específica 2

		Prueba de muestras emparejadas					t	gl	Sig.
		Diferencias emparejadas							(bilateral)
		Media	Desviación estándar	Media de error estándar	95% de intervalo de confianza de la diferencia				
					Inferior	Superior			
Par 1	cantidad de explo - cantidad de explo	32,00000	2,44949	1,09545	28,95856	35,04144	29,212	4	,000
Par 2	kg de explo - kg de explo	1154,20000	58,50812	26,16563	1081,55257	1226,84743	44,111	4	,000
Par 7	factor de potencia - factor de potencia	2,64400	,45544	,20368	2,07849	3,20951	12,981	4	,000
Par 8	factor de carga - factor de carga	2,93400	,13069	,05845	2,77173	3,09627	50,200	4	,000

Valor P = 0,000,0,000, = 0,000 $\alpha = 0,05$

Valor P < α por lo tanto rechazamos h_0 como verdadera

$H_0: \mu_1 \geq \mu_2$ (f)

$H_1: \mu_1 < \mu_2$ (v)

Existe evidencia muestral suficiente para probar que: “Con el cálculo de la cantidad de explosivos aumenta la eficiencia en la voladura del macizo rocoso aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la rampa negativa 940”.

Según las tablas 27, 28, 29, todas las variables son estadísticamente significativas para la metodología de T de Student; por lo tanto, según los resultados obtenidos estadísticamente, justifica el cambio de malla de perforación y voladura ya que las variables.

CONCLUSIONES

1. Según los resultados obtenidos y la propuesta de un nuevo diseño de malla de perforación, en el que no solo se obtuvo buenas eficiencias de avance, sino que también se dio el inicio a la técnica de la voladura controlada utilizando las cantidades adecuadas para cada taladro con resultados satisfactorios; asimismo, se pudo disminuir el consumo de los explosivos, se controló la rotura del contorno de la labor.
2. Los resultados que obtenidos con la nueva malla de perforación y voladura fueron positivos y esperados. El avance por disparo es de 2.74 metros con una eficiencia de 97.5% en una sección de 3.0m x 3.0m. Para obtener estos resultados se inició una serie de capacitaciones al personal de operaciones, mostrando los antecedentes anteriores de las voladuras, concientizándolos y comprometiéndolos a realizar el nuevo diseño de la malla de perforación.
3. Con la aplicación de la nueva malla de perforación y la supervisión rigurosa en el carguío de los taladros de la rampa (-) 940 de sociedad minera Austria Duvaz se tuvo los valores de consumo de los explosivos de 44.09 kg por disparo, con un factor de carga de 16.09 kg/m³; de igual modo, la distribución de los explosivos redujo considerablemente el daño del macizo rocoso ya que se redujo a 36 taladros a 32 taladros en la nueva malla. Estos valores hicieron una reducción de costos de perforación por disparo en la que cumplió un rol muy importante para el desarrollo de la rampa (-) 940.
4. Los ingenieros de minas debemos establecer correctamente las prioridades del material rocoso y sus estados preexistentes de esfuerzos ya que estos están relacionados con los proyectos de la explotación de minerales y/o en proyectos de desarrollo, es importante conocer las características mecánicas del macizo rocoso, en nuestro caso los resultados están dados a conveniencia de nuestro proyecto de rampa.

5. Los datos recopilados para esta investigación mostraron que los costos anteriores de perforación eran de \$ 14.73 por metro lineal y durante nuestra investigación fue de \$13.12 metro lineal; asimismo, en los costos de voladura el costo que se demuestra en las tablas es de \$102.13 antes de implementar la malla y \$ 91.01 durante nuestra investigación, siendo la diferencia una muestra simbólica de eficiencia y control en las operaciones unitarias.

RECOMENDACIONES

1. Se debe mantener el lineamiento de trabajo con la nueva malla de perforación puesto que garantiza una eficiencia y control del macizo rocoso.
2. Considerar el avance de la rampa como ejemplo para las demás labores puesto que su eficiencia es de 97 %.
3. Se debe mantener el consumo en el número de explosivos propuestos, ya que este menora los costos de la voladura por metro lineal.
4. El área de planeamiento debe actualizar continuamente la cartilla geomecánica del RMR y GSI, para que los operadores y supervisores analicen la estabilidad del macizo rocoso.
5. Se debe realizar el seguimiento continuo y efectivo verificando que la malla de perforación y voladura se aplique correctamente, antes, durante y después de que se realice la perforación y voladura, esto servirá para ver el comportamiento del macizo rocoso determinando la carga explosiva adecuada para la reducción de costos ya que este es un factor importante en el área de trabajo.
6. Se debe capacitar al personal involucrado de esta operación unitaria a fin de contar con una alta productividad y capaz de realizar disparos con un rendimiento efectivo y a bajo costo.
7. El seguimiento y control de la longitud y paralelismo de perforación ya que este es un factor importante para el rendimiento del disparo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. LARA BALATAZAR, O. *Diseño de Malla de Perforacion*. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo : UNCP,2013, 129 pp.
2. PAUCAR BLANCO, M. *Diseño de Malla de Perforacion y Voladura*. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo : UNCP, 2012, 111 pp.
3. QUISPE COYA, R. *Diseño y Contrucción de la rampa negativa 5360*. Tesis (Título de Ingeniero de Minas).Arequipa : UNSA, 2014, 161 pp.
4. LOPEZ JIMENO, C. *Manual de Perforacion y Voladura de Rocas*. Madrid : s.n., 2003. ISBN: 84-96140-03-2
5. EXSA. *Manual Practico de Voladura*. LIMA - PERU : s.n., 2019. 5ta. Edición.
6. Sociedad Minera Austria Duvaz, S.A.C. Planeamiento,. [Archivo en línea] Lima. [Fecha de consulta: 16 de abril de 2019.] Disponible en: <http://austriaduvaz.pe/>
7. PAUCAR, PABLO GÁLVEZ. *Diseño de perforacion y voladura en frentes*. Austria Duvaz : EXSA, 2018.
8. PERSSON, R. HOLMBERG AND JIMIN L. *Rock blasting and explosives engeneering*.USA. CRC PRESS LLC, 2004.ISBN 0-8493-8978-X
9. *Manual de perforación y voladura de rocas* [Archivo en línea] Lima. [Fecha de consulta: 6 de marzo de 2019.]Disponible en: https://www.academia.edu/23767654/MANUAL_PRACTICO_DE_VOLADURA_Edici%C3%B3n_especial_La_L%C3%ADnea_m%C3%A1s_Completa_para_Voladura_Das_Komplette_Sprengstoffprogramm_The_Most_Complete_Blasting_Line
10. RAMIREZ,P., DE LA CUADRA, L., AYANGUREN, D., LAIN, R., GRIJALBO. E. *Mecánica de rocas aplicada a la minería metalica subterranea*. Instituto Geológico y Minero de España de la Universidad Politecnica de España, 2014.
11. HOEK, E., CARRANZA-TORRES, C., CORKUM, B. *El criterio de rotura de Hoek - Brown*. Toronto : (Eds.), Proceedings of NARMSTAC 2002, Mining Innovation and Technology.Toronto. 10 July 2002, pp. 267—273. University of Toronto.

12. Clasificación geomecánica de Lauffer [Archivo en línea] Lima. (Julio 2019). [Fecha de consulta: 16 de marzo de 2019.] Disponible en: <https://es.scribd.com/document/415656693/Clasificacion-Geomecanica-de-Lauffer>

13. Guía del explosivista. [Archivo en línea] Lima.: Enaex. (Octubre 2016). [Fecha de consulta: 16 de marzo de 2019.]. Disponible en: <https://es.scribd.com/document/338264251/Guia-Del-Explosivista-Enaex-Oct-2016>

ANEXOS

Anexo 1

Matriz de consistencia y matriz de operacionalización de las variables

Problema	Objetivo General	Hipótesis	Variables Independiente	Metodología
¿De qué manera influirá la aplicación de una nueva malla de perforación y voladura para la optimización en la rampa negativa 940 - Sociedad Minera Austria Duvaz?	Evaluar cómo influirá la aplicación de una nueva malla de perforación y voladura para la optimización del avance en la rampa negativa 640 - sociedad minera Austria Duvaz	La aplicación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura influye directamente en la optimización del avance de la rampa negativa 940	Diseño de malla de perforación y voladura	Método: científico Alcance: aplicativo Nivel: descriptivo - correlacional
			Indicadores	
			Diámetro del taladro (mm)	Diseño
			Metros perforados (m)	
			Longitud de taladro (m)	Población
			Longitud de carga (m)	
	Específicos		Explosivos(kg)	Compuesta por todas las rampas de sociedad minera Austria Duvaz
¿Cuál será la eficiencia del avance aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en	Demostrar los resultados de la eficiencia del avance aplicando el nuevo diseño de malla de	Mejorar los resultados en el avance aplicando el útilmente el nuevo diseño de malla de perforación y	Densidad de roca (gr/cm ³) Burden y espaciamiento	

la rampa negativa 940 - perforación y voladura en voladura en la rampa
 sociedad minera Austria la rampa negativa 940 - negativa 940
 Duvaz? sociedad minera Austria
 Duvaz

Dependiente

Optimización de la
 voladura para el avance

Muestra

¿Cuál será el consumo
 de explosivos para la
 voladura en el frente
 aplicando el nuevo diseño
 de malla de perforación y
 voladura en la rampa
 negativa 940 - sociedad
 minera Austria Duvaz?

Determinar el consumo
 de los explosivos para la
 voladura en el macizo
 rocoso aplicando el
 nuevo diseño de malla de
 perforación y voladura en
 la rampa negativa 940 -
 sociedad minera Austria
 Duvaz

La cantidad del consumo
 de los explosivos influye
 para la voladura y control
 del macizo rocoso
 aplicando el nuevo diseño
 de malla de perforación y
 voladura en la rampa
 negativa 940

Indicadores

Volumen removido (m³)
 Densidad de desmonte
 roto (t/m³)
 Factor de carga (kg/m³) de
 avance

La muestra está
 conformada en la labor de
 avance de la rampa
 negativa 940 de sociedad
 minera Austria Duvaz

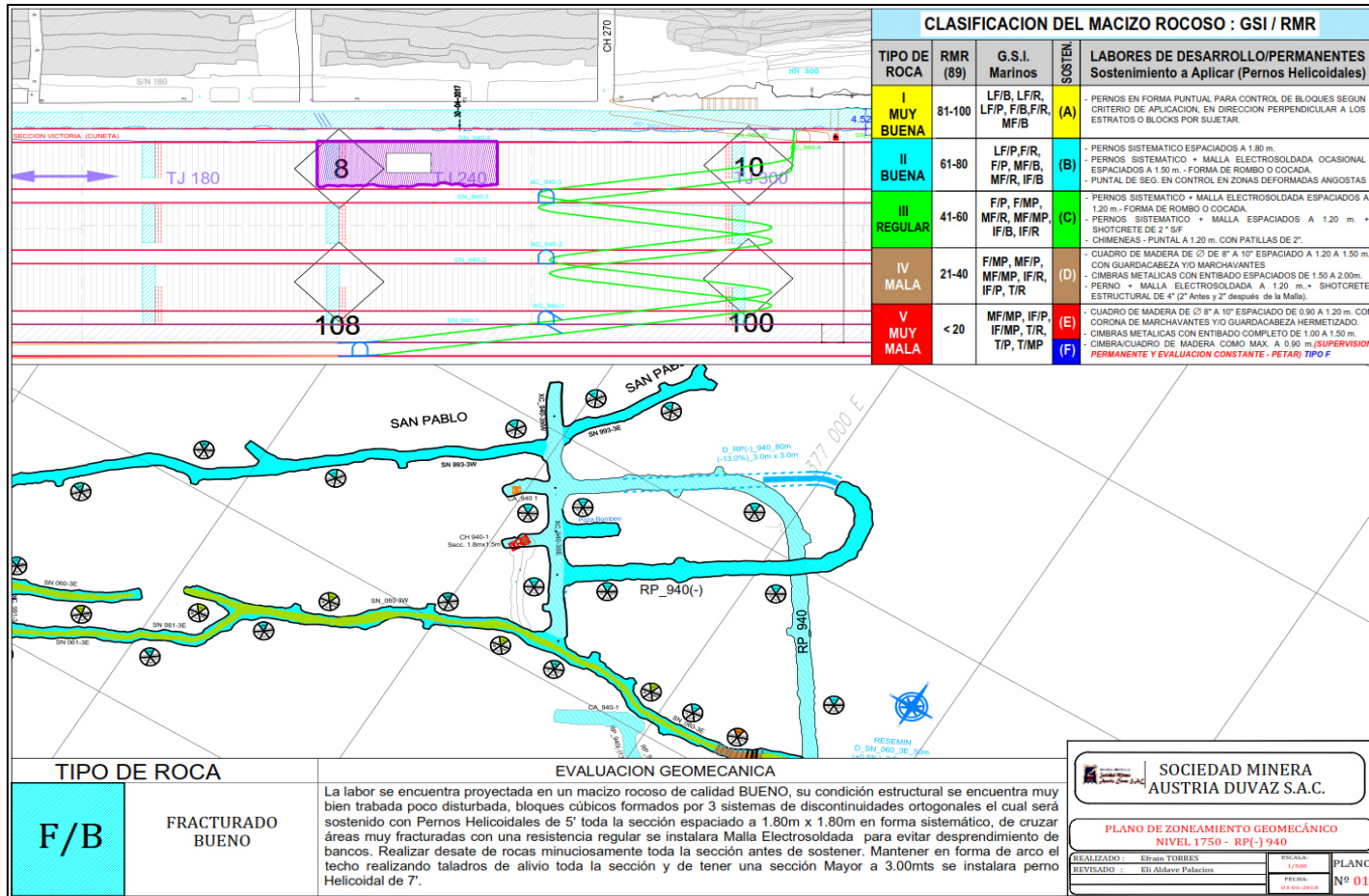
Anexo 1

Columna estratigráfica de Yauli - La Oroya.

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	GROSOR (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN	
CENOZOICA	CUATERNARIO	HOLOCENA	Depósitos aluviales			Arenas, gravas y limos.	
		PLEISTOCENA	Depósitos glaciares			Morrenas	
	NEÓGENO	PLIOCENA	Grupo Tarma	Formación Mataula	50		Capas lacustrinas arenas y limos poco consolidadas.
			Formación Ushno	100		Conglomerados fluviales.	
			Formación Inghuasi	50		Tobas blancas calcáreas.	
			Formación Yanacancha	250		Lavas, brechas, conglomerados andesíticos.	
	PALEÓGENO	MIOCENA	Formación Huarochiri	400		Tobas riolíticas y riolíticas con intercalaciones de areniscas.	
			Formación Millotingo	400		Lava andesítica a dacítica, areniscas volcánicas	
			Formación Castrovirreyna	150		Volcánico - sedimentario con intercalaciones de tobas.	
		OLIGOCENA	Grupo Sacsacero	2015		Tobas riolíticas soldadas, lavas y areniscas volcánicas	
			EOCENA	SUP.			Andesita / Riolita
		MED.		Formación Tantarà	100		Derrames andesíticos a riolíticos, gris verdoso.
PALEOCENA		Formación Casapalca	4000		Lutitas, areniscas, limolitas y conglomerados de color rojo.		
MESOZOICA	CRETÁCEO	SUPERIOR				Dioritas.	
			Formación Celendín	400		Calizas pardo amarillentas con margas calcáreas, yeso.	
			Formación Jumasha	400		Calizas compactas en estratos gruesos a delgados.	
			Formación Panatambo	120		Calizas, lutitas de color negro fétido.	
		INFERIOR	Formación Chulec	220		Calizas gris pardo amarillentas y margas calcáreas.	
			Formación Pariahuanca	260		Calizas y margas calcáreas.	
			Formación Farrat	700		Areniscas de grano medio blanco a gris rojo.	
			Formación Carhuaz	450		Areniscas con intercalaciones de lutitas violáceas.	
	JURÁSICO	MEDIA	Formación Santa	100		Caliza gris y arcillitas abigarradas.	
			Formación Chimú	400		Cuarcitas grises con intercalaciones de material bituminoso.	
			Formación Chaucha	300		Lodolitas y limolitas calcáreas, calizas y dolomitas.	
	TRIÁSICO	INFERIOR	Formación Cercapuquio	322		Areniscas de grano fino a grueso color blanco a gris.	
			Formación Condorsinga	1000		Calizas gris azulada con presencia de venillas de calcitas.	
			Formación Aramachay	400		Intercalaciones de caliza con nódulos calcáreos y limoarcillitas carbonosas.	
			Formación Chamberá	300		Calizas micríticas con nódulos de chert.	
PALEOZOICA	PERMIANO	SUPERIOR	Grupo Mitu	1700		Secuencia rítmica molásica, conglomerados con clastos de volcánicos.	
			Grupo Copacabana	150		Intrusivos y brechas volcánicas.	
	CARBONÍFERO	SUPERIOR	Grupo Tarma	1300		Areniscas, calizas y lutitas de color brunoce.	
			Grupo Ambo	900		Lutitas y limolitas grises con intercalaciones de areniscas	
	DEVONIANO	INFERIOR	Grupo Cabanillas	780		Monzogranitos, granitos.	
						Conglomerados, molasas rítmicas, areniscas feldespáticas.	
	SILURIANO ORDOVICIANO	INFERIOR	Grupo Cabanillas	780		Secuencias tipo flysh con areniscas, lutitas y pizarras	
			Metasedimentitas no diferenciadas	700		Disc. ang.	
NEOPROTEROZOICA			Complejo Metamórfico	1000		Filitas con escasas intercalaciones de cuarcita, negro grisáceas, basaltos, metatoba y mármoles.	
						Disc. ang.	
						Lutitas seritoesquistosas y paragneises, anfibolitas.	

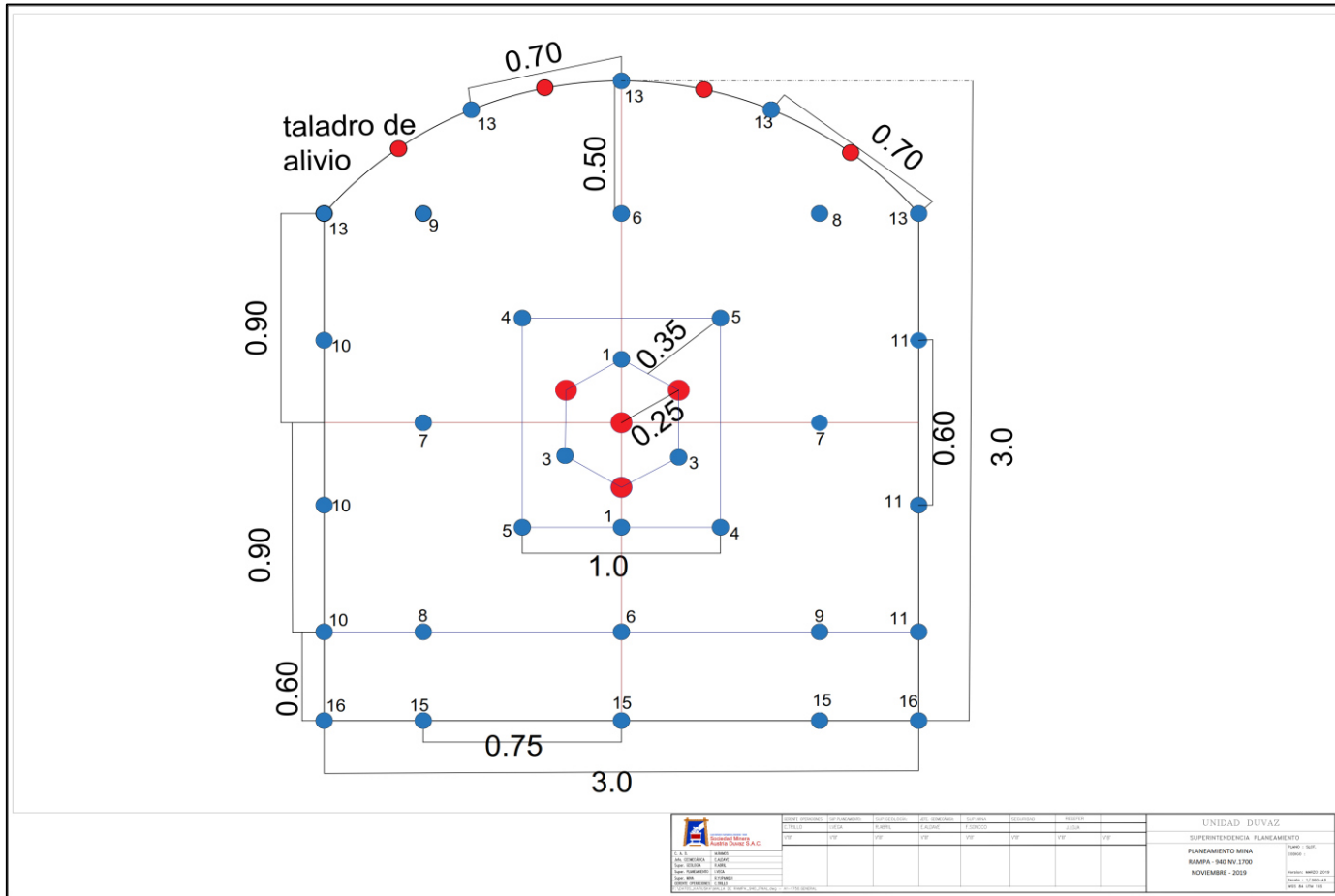
Anexo 2

Clasificación del macizo rocoso GSI/RMR




Anexo 3

Malla de perforación de rampa 940 – nivel 1700 – zona victoria



Anexo 4

Ficha de mapeo geomecánico

 <small>MINISTERIO MINERIA DESDE 1906</small> Sociedad Minera AUSTRIA DUVAZ S.A.C.		MAPEO GEOMECANICO DE LABORES SEGÚN BIENIAWKI 1989, RMR AREA DE GEOEMCANICA										CODIGO 01.01.19 REVISADO 0.100			
NIVEL _____ LABOR _____ FECHA _____		DOMINIO ESTRUCTURAL: _____ REVISADO POR: _____			TIPO DE LABOR: _____			TIPO DE ROCA: _____							
PARAMETROS											VALORACION				
RESIS.COMP.UNIALXIAL (Mpa.)	>250	15	100-250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	<25	2	<5	1	<1	0	
R.Q.D. %	90 - 100	20	75-90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	<25					3	
ESPACIAMIENTO (m.)	>2	20	0.6 - 2	15	0.2 - 0.6	10	0.2 - 0.6	8	<0.06					5	
RESISTENCIA	<1m	6	1 - 3m.	4	3 - 10mm.	2	3 - 10mm.	1	>20mm.					0	
APERTURA	carrada	6	< 0.1mm.	5	0.1 - 1.0mm.	4	1 - 5mm.	1	>5mm.					0	
RUGOSIDAD	muy rugosa	6	rugosa	5	lig rugosa	3	lisa	1	espejo de falla					0	
RELLENO	limpia	6	Duro <5mm.	4	Dura > 5mm.	2	Suave <5mm.	1	>5mm.					0	
ALTERACION	sana	6	lig alterada	5	Mod. Alterada	3	muy alterada	2	descompuesta					0	
AGUAS SUBTERRANEAS	seco	15	húmedo	10	mojado	7	goteo	4	flujo					0	
VALOR RMR (suma de valoración 1 a 5=															
CLASE DE MACIZO ROCOSO															
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0					I					
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA					MUY BUENA					
PARAMETROS PARA CALCULAR EL RMR SEGÚN LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES TUNES Y MINERIA (Rumbo y Buzamiento)															
rombo perpendicular al eje dirección según Buzamiento (45° - 90°) (20° - 45°)															
rombo perpendicular al eje dirección contra Buzamiento (45° - 90°) (20° - 45°)															
rombo paralelo al eje Buzamiento (45° - 90°) (20° - 45°)															
Buzamiento 0° - 20° dependiente del rumbo													Rango RMR		
REGULAR													-5		
VALOR RMR (corregido)=															
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0					I					
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA					MUY BUENA					
V.B. AREA GEOMECANICA	V.B. AREA GEOLOGIA								V.B. AREA DE OPERACIONES MINA						

Anexo 5. Programa de avance.



FORECAST JUNIO
-19

Development** 518
Preparation 761
1,279

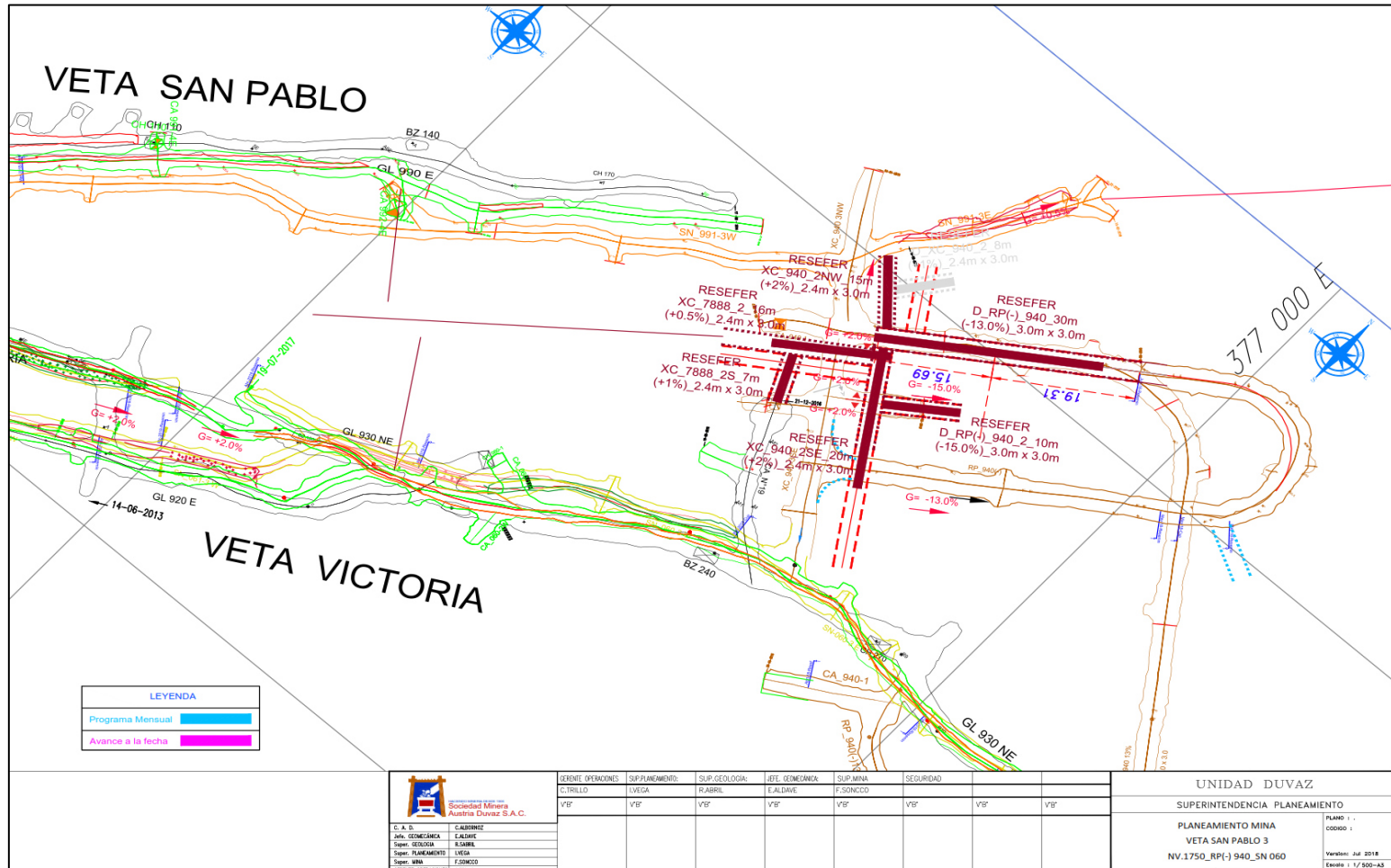
Programa de Avance Junio 19												
Año	Mina	Ejecutor	Nivel	Estructura	Fase 2	Material	Labo r	Anch o	Alto	Total		
		RESEFER	400	MADAM ELVIRA	EXPLORACION	D	CA_431	3	3	12		
			1700	LA PAZ 138	DESARROLLO		CA_012_1		3	3	8	
							CA_012_2		3	3	8	
							CA_012_3		3	3	8	
							CA_012_4	3	3	16		
							XC_561	4	3.5	10		
							XC_561_1		3	14		
			XC_561_2	3	8							
			1750	VICTORIA	PREPARACIÓN		XC_990	3	3	20		
							RP(+)_940		3	60		
						XC_940_2	3		8			
						XC_940_2SE	2.2	3	15			
						XC_060_3N		3	6			
						SN_060_3E		3	50			
						YAHAIRA	D	SN_060_3W	3	40		
								CH_025	1.5	1.5	8	
								Total RESEFER				
			RESEFER	LA PAZ	1750	DESARROLLO	D	BP_560_E	3	3	3	10
								RP_013			3	26
					1800	PREPARACIÓN	M	GL_560_E	2.4	2.4	50	
								GL_560_W		2.4	18	
								D	RP(+)_560	3	3	80
									CA_420_3N		2.4	8
							CA_420_3N1		2.4	10		
							XC_750_SE		2.2	3	17	
							SN_565_4E	3		40		
							Total RESEFER					

Programa de Avance Junio 19		
Fase 2	Nivel	Total
DESARROLLO	1200	64
	1700	72
	1750	233
	1800	98
	Total DESARROLLO	
PREPARACIÓN	1200	120
	1450	79
	1750	451
	1800	57
Total PREPARACION		707
EXPLORACION	400	12
Total EXPLORACION		12
Total general		1186

FASE	FORECAST	PROGRAMA	
DESARROLLO	518	467	90%
PREPARACION	761	707	93%
EXPLORACION	0	12	0%
TOTAL	1279	1186	93%

Anexo 6

Programa mensual de avance



LEYENDA	
Programa Mensual	
Avance a la fecha	

C. A. D.	C. INGENIERIA
Jefe. GEOMECANICA	E. ALARIN
Supr. SEGURIDAD	E. RAMIREZ
Supr. PLANEAMIENTO	E. VEGA
Supr. MINA	E. SANCHEZ

GERENTE OPERACIONES	SUP. PLANEAMIENTO	SUP. GEOLOGIA	JEFE. GEOMECANICA	SUP. MINA	SEGURIDAD
C. TRILLO	E. VEGA	R. RAMIREZ	E. ALARIN	F. SANCHEZ	
VVF	VVF	VVF	VVF	VVF	VVF

UNIDAD DUVAZ	
SUPERINTENDENCIA PLANEAMIENTO	
PLANEAMIENTO MINA	
VETA SAN PABLO 3	
NV.1750_RP(-)940_SN 060	
PLANO :	0009001
Version:	Jul 2018
Escala:	1/500-AS

Anexo 7

Estructura de costos antes de implementar la malla de perforación y voladura



ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS RESEFER EIRL

PARAMETROS			TIPO DE CAMBIO	US \$	3.388		
ancho de labor	m	3.0	densidad de roca	tn/m3	2.7		
alto de labor	m	3.0	pies perf./guardia	pies	8.85		
taladros perforados	und	37	rendimiento jumbo	%	85		
taladros de alivio	und	4	rendimiento scooptram	%	85		
barra de perforación	pies	10	factor de carga	kg/m3	0.30		
eficiencia de perforación	%	94.97	factor de potencia	kg/tn	1.24		
avance por disparo	m	2.70	carga operante	kg	4.66		
eficiencia de voladura	%	94.70					
volumen roto teórico	m3	27.27					
volumen in situ	m3	57.35					
MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO US\$	BB. SS. %	SUB TOTAL US\$	INCIDENCIA %	SUB TOTAL	
						US\$/DISPARO M.L.	US \$/ m³
operador de jumbo	1	4.4	1.08	4.75	50%	1.76	0.03
ayudante jumbo	1	2.8	1.08	3.02	50%	1.12	0.02
operador scooptram	1	3.89	1.08	4.20	50%	1.56	0.03
maestro cargador	1	2.9	1.08	3.13	50%	1.16	0.02
ayudante cargador	1	2.3	1.08	2.48	50%	0.92	0.02
técnico supervisor	1	23.4	1.08	25.27	50%	9.36	0.16
Ing. De guardia	1	38.8	1.08	41.90	50%	15.52	0.27
SUB TOTAL DE MANO DE OBRA						31.40	0.55
EPP	CANTIDAD	COSTO/DIA US\$			INCIDENCIA %	SUB TOTAL	
						US\$/DISPARO M.L.	US \$/ m³
operador jumbo	1	63.22			0.08	4.74	0.08
ayudante jumbo	1	76.73			0.05	3.84	0.07
operador scooptram	1	63.22			0.08	4.74	0.08

maestro cargador	1	63.22			0.08	4.74	0.08
ayudante cargador	1	63.22			0.05	3.16	0.06
técnico supervisor	1	69.37			0.03	2.08	0.04
Ing. De guardia	1	63.22			0.02	1.26	0.02
SUB TOTAL DE EPP						24.57	0.43
PERFORACION		PRECIO UNITARIO	VIDA UTIL P.P.	COST. UNIT. US\$P.P.	P.P. DIAPRO	SUB TOTAL	
						US\$/DISPAR O M.L.	US \$/ m³
shank adapter T 38	PP	240.9	9178.96	0.03	96	0.96	0.04
acople	PP	84.2	9178.96	0.01	320	1.11	0.04
barra de extensión R 38	PP	378.67	9178.96	0.04	320	5.01	0.18
broca R32 x 45	PP	82.64	9178.96	0.01	320	1.09	0.04
Broca rimadora R38 102mm	PP	221.77	992.32	0.20	40	2.93	0.11
adaptador piloto R32	PP	273.93	9178.96	0.03	320	3.62	0.13
SUB TOTAL DE PERFORACION						14.73	0.54
VOLADURA	UNIDAD	CANTIDAD	P.U. US\$			SUB TOTAL	
						US\$/DISPAR O M.L.	US \$/ m³
Emulnor 5000	KG	101	1.05			39.3	0.68
Emulnor 3000	KG	88	1.06			34.4	0.60
Emulnor 1000	KG	42	1.00			15.6	0.27
Famecorte E-20	IND	20	1.01			7.5	0.13
Pentacord	M	15	0.43			2.4	0.04
Fanel CP	UND	4	1.32			2.0	0.03
Carmex	UND	2	1.52			1.1	0.02
mecha rápida	M	0.1	0.44			0.0	0.00
SUB TOTAL DE VOLADURA						102.13	1.78
EQUIPOS		P.U. US\$/HR	RENDIMIENTO P/HR -M3HR	HORAS TRABAJO	GALONES \$/HR	SUB TOTAL	
						US\$/DISPAR O M.L.	US \$/ m³
jumbo		94.53	189.15	2.42	1.3	84.73	1.48
scooptram		97.5	85	3.30	4.8	119.17	2.08
SUB TOTAL DE EQUIPOS						203.89	3.56
COSTO TOTAL DIRECTO						US\$/	6.85
COSTO POR AVANCE						US\$ x METRO LINEAL	376.71
COSTO POR ROTURA						US\$ x METRO CUBICO	9.17

Anexo 8

Estructura de costos durante la investigación de la malla de perforación y voladura.



ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS RESEFER EIRL

PARAMETROS			TIPO DE CAMBIO	US \$	3.388		
ancho de labor	m	3.0	densidad de roca	tn/m3	2.7		
alto de labor	m	3.0	pies perf./guardia	pies	9.94		
taladros perforados	und	32	rendimiento jumbo	%	85		
taladros de alivio	und	4	rendimiento scooptram	%	85		
barra de perforación	pies	10	factor de carga	kg/m3	0.27		
eficiencia de perforación	%	94.97	factor de potencia	kg/tn	0.91		
avance por disparo	m	3.03	carga operante	kg	25.20		
eficiencia de voladura	%	94.70					
volumen roto teórico	m3	27.27					
volumen in situ	m3	63.75					
MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO US\$	BB. SS. %	SUB TOTAL US\$	INCIDENCI A %	SUB TOTAL	
						US\$/DISPAR O M.L.	US \$/ m³
operador de jumbo	1	4.4	1.08	4.75	50%	1.57	0.02
ayudante jumbo	1	2.8	1.08	3.02	50%	1.00	0.02
operador scooptram	1	3.89	1.08	4.20	50%	1.39	0.02
maestro cargador	1	2.9	1.08	3.13	50%	1.03	0.02
ayudante cargador	1	2.3	1.08	2.48	50%	0.82	0.01
técnico supervisor	1	23.4	1.08	25.27	50%	8.34	0.13
Ing. De guardia	1	38.8	1.08	41.90	50%	13.83	0.22
SUB TOTAL DE MANO DE OBRA						27.98	0.44
EPP	CANTIDAD	COSTO/DI A US\$			INCIDENCI A %	SUB TOTAL	
						US\$/DISPAR O M.L.	US \$/ m³
operador jumbo	1	63.22			0.08	4.74	0.07
ayudante jumbo	1	76.73			0.05	3.84	0.06
operador scooptram	1	63.22			0.08	4.74	0.07
maestro cargador	1	63.22			0.08	4.74	0.07
ayudante cargador	1	63.22			0.05	3.16	0.05

técnico supervisor	1	69.37			0.03	2.08	0.03	
Ing. De guardia	1	63.22			0.02	1.26	0.02	
SUB TOTAL DE EPP							24.57	0.39
PERFORACION		PRECIO UNITARIO	VIDA UTIL P.P.	COST. UNIT. US\$P.P.	P.P. DIAPRO	SUB TOTAL		
						US\$/DISPAR O M.L.	US \$/ m ³	
shank adapter T 38	PP	240.9	8960	0.03	96	0.85	0.04	
acople	PP	84.2	8960	0.01	320	0.99	0.04	
barra de extensión R 38	PP	378.67	8960	0.04	320	4.46	0.18	
broca R32 x 45	PP	82.64	8960	0.01	320	0.97	0.04	
Broca rimadora R38 102mm	PP	221.77	1120	0.20	40	2.61	0.11	
adaptador piloto R32	PP	273.93	8960	0.03	320	3.23	0.13	
SUB TOTAL DE PERFORACION							13.12	0.54
VOLADURA	UNIDAD	CANTIDAD	P.U. US\$			SUB TOTAL		
						US\$/DISPAR O M.L.	US \$/ m ³	
Emulnor 5000	KG	101	1.05			35.0	0.55	
Emulnor 3000	KG	88	1.06			30.7	0.48	
Emulnor 1000	KG	42	1.00			13.9	0.22	
Famecorte E-20	IND	20	1.01			6.6	0.10	
Pentacord	M	15	0.43			2.1	0.03	
Fanel CP	UND	4	1.32			1.7	0.03	
Carmex	UND	2	1.52			1.0	0.02	
mecha rápida	M	0.1	0.44			0.0	0.00	
SUB TOTAL DE VOLADURA							91.01	1.43
EQUIPOS		P.U. US\$/HR	RENDIMIENTO P.P./HR -M3HR	HORAS TRABAJO	GALONES \$/HR	SUB TOTAL		
						US\$/DISPAR O M.L.	US \$/ m ³	
jumbo		94.53	189.15	2.42	1.3	75.50	1.18	
scooptram		97.5	85	3.30	4.8	106.19	1.67	
SUB TOTAL DE EQUIPOS							181.69	2.85
COSTO TOTAL DIRECTO						US\$/	5.64	
COSTO POR AVANCE						US\$ x METRO LINEAL	338.36	
COSTO POR ROTURA						US\$ x METRO CUBICO	7.61	

Anexo 9

Longitud del testigo a estudiar



Anexo 10
Corte del testigo



Anexo 11

Partes de cortadas del testigo



Anexo 12

Aplicando fuerza puntual con el equipo a la muestra en estudio



Anexo 13

Muestra sometida a la carga puntual



Anexo 14

Muestra sometida al ensayo y rota adecuadamente



Anexo 15

Muestra pesada después del ensayo.



Prueba de muestras emparejadas

		Diferencias emparejadas			
		Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de confianza de la diferencia Inferior
Par 1	kg de explo - kg de explo	1154,20000	58,50812	26,16563	1081,55257

Prueba de muestras emparejadas

		Diferencias emparejadas			
		95% de intervalo de confianza de la diferencia			
		Superior	t	gl	Sig. (bilateral)
Par 1	kg de explo - kg de explo	1226,84743	44,111	4	,000

Prueba de muestras emparejadas

		Diferencias emparejadas			
		Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de confianza de la diferencia Inferior
Par 1	log de avance - log de avance	-,22200	,05263	,02354	-,28735

Prueba de muestras emparejadas

		Diferencias emparejadas			
		95% de intervalo de confianza de la diferencia			
		Superior	t	gl	Sig. (bilateral)
Par 1	log de avance - log de avance	-,15665	-9,432	4	,001

Prueba de muestras emparejadas

		Diferencias emparejadas			
		Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de confianza de la diferencia
					Inferior
Par 1	log de perfo - log de perfo	-2,38000	,05831	,02608	-2,45240

Prueba de muestras emparejadas

		Diferencias emparejadas			
		95% de intervalo de confianza de la diferencia			
		Superior	t	gl	Sig. (bilateral)
Par 1	log de perfo - log de perfo	-2,30760	-91,269	4	,000

Par 1	tonelaje - tonelaje	-5,93800	,64716	,28942	-6,74156
-------	---------------------	----------	--------	--------	----------

Prueba de muestras emparejadas

		Diferencias emparejadas			
		95% de intervalo de confianza de la diferencia			
		Superior	t	gl	Sig. (bilateral)
Par 1	tonelaje - tonelaje	-5,13444	-20,517	4	,000

Prueba de muestras emparejadas

		Diferencias emparejadas			
		Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de confianza de la diferencia
					Inferior
Par 1	factor de potencia - factor de potencia	2,64400	,45544	,20368	2,07849

Prueba de muestras emparejadas

		t	gl	Sig. (bilateral)
Diferencias emparejadas				

		95% de intervalo de confianza de la diferencia			
		Superior			
Par 1	factor de potencia - factor de potencia	3,20951	12,981	4	,000

Prueba de muestras emparejadas

		Diferencias emparejadas			
		Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de confianza de la diferencia Inferior
Par 1	factor de carga - factor de carga	2,93400	,13069	,05845	2,77173

Prueba de muestras emparejadas

		Diferencias emparejadas			
		95% de intervalo de confianza de la diferencia			
		Superior	t	gl	Sig. (bilateral)
Par 1	factor de carga - factor de carga	3,09627	50,200	4	,000