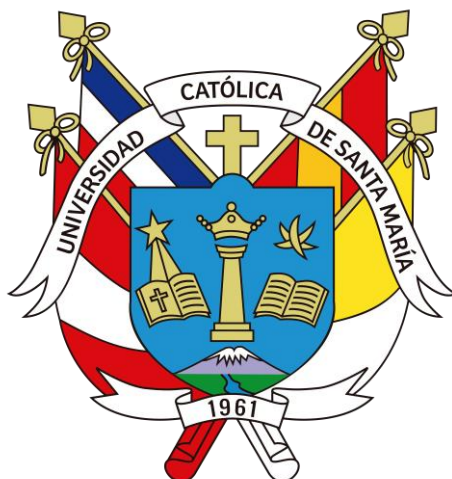


Universidad Católica de Santa María

Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas



MEJORA EN LOS PROCESOS OPERATIVOS DE PERFORACIÓN, VOLADURA Y SOSTENIMIENTO MEDIANTE LA APLICACIÓN DE MODELOS MATEMÁTICOS - UNIDAD MINERA ALPACAY

Tesis presentada por la Bachiller:

Colque Castelo, Jackeline Andrea

Para optar el Título Profesional de:

Ingeniera de Minas

Asesor:

Mg. Reátegui Ordoñez Fulton Carlos

Arequipa – Perú

2022

UCSM-ERP

UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA
INGENIERIA DE MINAS
TITULACIÓN CON TESIS
DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR

Arequipa, 16 de Mayo del 2022

Dictamen: 002951-C-EPIM-2022

Visto el borrador del expediente 002951, presentado por:

2013201042 - COLQUE CASTELO JACKELINE ANDREA

Titulado:

**MEJORA EN LOS PROCESOS OPERATIVOS DE PERFORACION, VOLADURA Y SOSTENIMIENTO
MEDIANTE LA APLICACIÓN DE MODELOS MATEMATICOS ? UNIDAD MINERA ALPACAY**

Nuestro dictamen es:

APROBADO

**2872 - LOPEZ CASAPERALTA PATRICIA YANETH
DICTAMINADOR**



**3324 - DELGADO PONCE MARIA AZUCENA
DICTAMINADOR**



**9571 - BERNEDO TITO EDWIN JOSE
DICTAMINADOR**



Arequipa, 17 de Mayo del 2019

UNIVERSIDAD CATOLICA DE SANTA MARIA

Estimada Directora De Escuela Profesional De Ingeniería De Minas

Ciudad. -

CARTA DE AUTORIZACION DE USO DE INFORMACIÓN

Yo HARRY SALINAS DE LA CRUZ, identificado con el DNI __25772266__, en mi calidad de GERENTE DE OPERACIONES de la Empresa MINERA YANAQUIHUA SAC., autorizo a JACKELINE ANDREA COLQUE CASTELO, Bachiller de la escuela Profesional de Ingeniería de Minas, de la Universidad Católica de Santa María, a utilizar información confidencial de la empresa para el uso de su respectiva tesis para optar el grado profesional de Ingeniero de Minas. Como condiciones contractuales, el estudiante se obliga a no divulgar ni usar para fines personales la información (documentos, expedientes, escritos, artículos, contratos, estados de cuenta y demás materiales) que, con objeto de la relación de prácticas, le fue suministrada.

El estudiante asume que toda información y el resultado del proyecto serán de uso exclusivamente académico.

El material suministrado por la empresa será la base para la construcción de un estudio de caso. La información y resultado que se obtenga del mismo podrían llegar a convertirse en una herramienta didáctica que apoye la formación de los estudiantes de la Escuela de Ingeniería de Minas.

Atentamente,

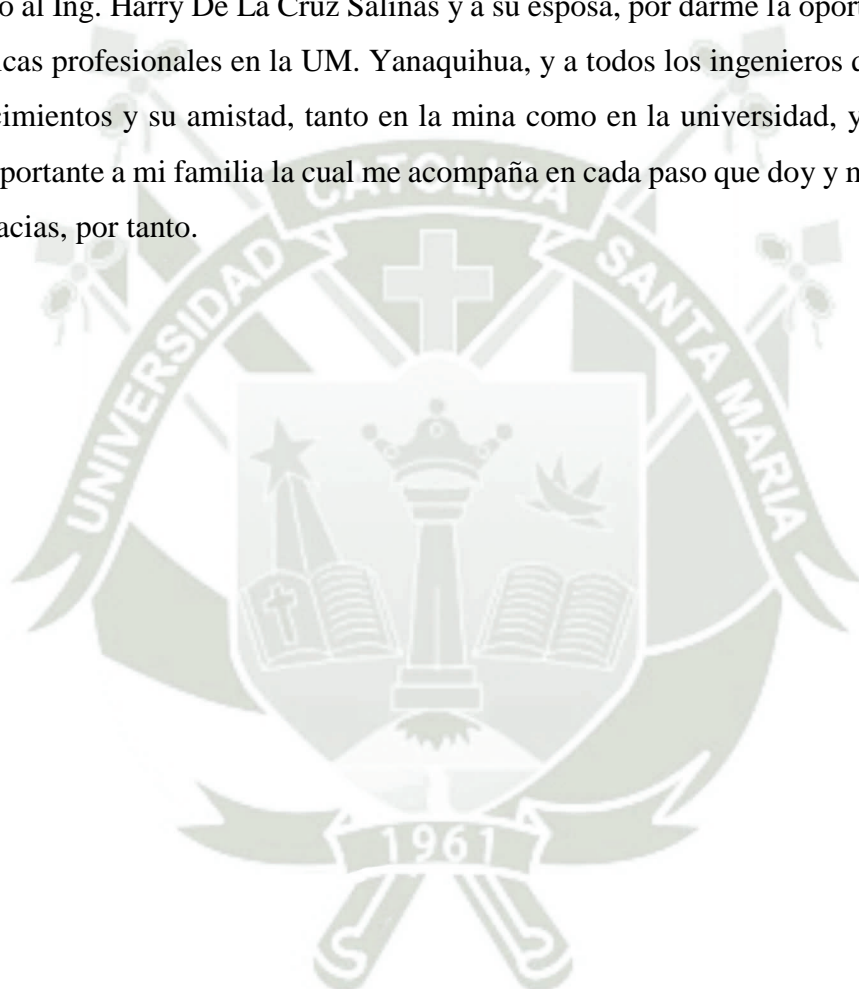


HARRY SALINAS DE LA CRUZ
GERENTE DE OPERACIONES
MINERA YANAQUIHUA SAC
25772266

AGRADECIMIENTOS

A Dios por darme la vida, ser mi guía y estar presente en mi mente y mi corazón siempre, mi agradecimiento a mi alma mater la Universidad Católica de Santa María, a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por haberme dado los conocimientos necesarios para enfrentarme a la vida y haberme acogido en este breve tiempo.

Así mismo al Ing. Harry De La Cruz Salinas y a su esposa, por darme la oportunidad de iniciar mis prácticas profesionales en la UM. Yanaquihua, y a todos los ingenieros que me brindaron sus conocimientos y su amistad, tanto en la mina como en la universidad, y por último y no menos importante a mi familia la cual me acompaña en cada paso que doy y me da aliento para seguir, gracias, por tanto.



DEDICATORIA

A mis padres, Gladys y Edi por ser mi soporte en todo momento, por su amor infinito, sabiduría y su inigualable forma de protegerme, a mis abuelos por creer en mi desde pequeña, a mis pequeñitos por su ternura y sensibilidad.



RESUMEN

En el presente trabajo de investigación titulado “Propuesta Para El Mejoramiento De Perforación, Voladura Y Sostenimiento Utilizando Modelos Matemáticos: Caso contrata de unidad Minera Alpacay”. Tiene como objetivo proponer la mejora de las actividades unitarias críticas tales como perforación, voladura y sostenimiento en las contrata que desarrollan la extracción de mineral y establecer los avances de cada mes, el cual es liquidado en función a la productividad alcanzada. Mediante hojas de cálculo propondremos mejoras las cuales se encuentran basadas en la evaluación de las operaciones unitarias, tomando datos in situ por el periodo de 1 mes, para lo cual se realizó el diseño de una malla de perforación y un cambio en la selección de explosivos, así como también el diseño de carga y la evaluación del macizo rocoso para determinar un sostenimiento óptimo y a menor costo, logrando así la reducción de costos en las actividades unitarias. El desarrollo de esta investigación inicialmente nos muestra las condiciones actuales en las cuales realizan el avance de la labor, viendo así las actividades de perforación, voladura y sostenimiento que actualmente es una problemática para la contrata ya que tiene gran número de taladros y una deficiente distribución de carga, generando mayor costo y tiempo de avance. Al dar a conocer la propuesta de esta investigación, buscamos generar mayor avance a menor costo y así como también optimizar el sostenimiento brindando mayor seguridad a menor costo.

Palabras Claves: Malla de perforación, operaciones unitarias mineras, distribución de carga, perforación de roca, optimización de voladura, reingeniería de voladura.

ABSTRACT

In the present research work entitled "Proposal for the Improvement of Drilling, Blasting and Sustaining Using Mathematical Models: Case of Contract of the Alpacay Mining Unit", Its objective is to propose the improvement of critical unit activities such as drilling, blasting and support in the contract that develop the mineral extraction and advances each month which is settled according to the productivity achieved. Through spreadsheets we will propose the improvements which are based on the evaluation of the unit operations such as drilling, blasting and support, taking in situ data for a period of 1 month, for which the design of a drilling mesh was carried out and a change in the selection of explosives as well as the load design and the evaluation of the rocky massif to determine an optimal support and at a lower cost, thus achieving cost reduction in unit activities. The development of this research initially shows us the current conditions in which they carry out the work progress, thus seeing the drilling, blasting and maintenance activities that are currently a problem for the contract since it has many drills and a deficient load distribution, generating higher cost and advance time. By making the proposal of this research known, we seek to generate greater progress at lower cost and as well as optimize sustainability by providing greater security at lower cost.

Keywords: Drilling mesh, mining unit operations, load distribution, rock drilling, blast optimization, blast reengineering.

ÍNDICE

RESUMEN	v
ABSTRACT.....	vi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xi
ÍNDICE DE GRÁFICAS	xii
ÍNDICE DE TABLAS	xiii
ÍNDICE DE ECUACIONES	xv
INTRODUCCIÓN	xvi
CAPÍTULO I	1
1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN.....	1
1.1. Descripción del Problema	1
1.2. Formulación del Problema.....	1
1.2.1 Pregunta General.....	1
1.2.2 Preguntas Específicas.....	1
1.3. Justificación.....	2
1.4. Objetivos	2
1.4.1 Objetivo general.....	2
1.4.2 Objetivos específicos.....	3
1.5. Alcances y Limitaciones.....	3
1.5.1 Alcances.....	3
1.5.2 Limitaciones.....	3
1.6. Hipótesis.....	4
1.7. Variables.....	4
1.7.1 Variables Dependientes.....	4
1.7.2 Variables Independientes.....	4
1.8. Operacionalización de Variables.....	4

1.9.	Desarrollo metodológico	5
1.10.	Tipo de Investigación.	5
1.11.	Diseño de Investigación.....	5
1.12.	Nivel de Investigación.	5
CAPÍTULO II.....		6
2. MARCO TEÓRICO.....		6
2.1.	Antecedentes de la investigación	6
2.1.1	Antecedentes internacionales	6
2.1.2	Antecedentes nacionales	7
2.2.	Definiciones Técnicas	9
2.2.1	Yacimiento geológico	9
2.2.2	Mecánica de Rocas.....	9
2.2.3	Macizo Rocoso.....	10
2.2.4	Tipos de Rocas.....	11
2.2.5	Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	12
2.2.6	Método de Explotación Corte y Relleno ascendente.....	12
2.2.7	Mallas de Perforación.....	15
2.2.8	Modelos matemáticos.....	¡Error! Marcador no definido.
2.2.9	Presión de Detonación	23
2.2.10	Resistencia a la tracción estática de las rocas.....	23
2.2.11	Resistencia a la tracción dinámica de la roca	¡Error! Marcador no definido.
2.2.12	Voladura	23
2.2.13	Rendimiento de la voladura	24
2.2.14	Explosivo.....	24
2.2.15	Sostenimiento.....	26
2.2.16	RMR (Rock Mass Rating)	26
CAPÍTULO III.....		33

3. METODOLOGÍA	33
3.1. Métodos, Técnicas E Instrumentos De Recolección De Datos.	33
3.1.1 Tipo De Investigación	¡Error! Marcador no definido.
3.1.2 Diseño de Investigación	¡Error! Marcador no definido.
3.2. Técnicas de recolección de datos	33
3.2.1 Técnicas	¡Error! Marcador no definido.
3.2.2 Instrumentos	33
3.3. Procesamiento de la información recolectada.....	34
CAPÍTULO IV.....	35
4. ANTECEDENTES Y DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES	35
4.1. Generalidades.....	35
4.1.1 Introducción	35
4.1.2 Historia de la mina Yanauqhua	36
4.1.3 Ubicación.	37
4.1.4 Accesibilidad	38
4.1.5 Relieve	38
4.2. Geomorfología	39
4.2.1 Clima	39
4.2.2 Drenaje	40
4.2.3 Flora	41
4.2.4 Fauna	41
4.2.5 Recursos naturales	41
4.2.6 Geología	41
4.2.7 Método de explotación	42
CAPÍTULO V.....	43
5. ANÁLISIS DE RESULTADOS Y DISCUSIÓN	43
5.1. Población y Muestra.....	43

5.1.1	Población.....	43
5.1.2	Muestra.....	43
5.1.3	Perforación	46
5.1.4	Comparación de los resultados de perforación.....	47
5.2.	Propuesta técnica a implementar.....	50
5.2.1	Método de cuadrados y rombos inscritos	50
5.2.2	Determinación del número de taladros.....	51
5.2.3	Nuevo diseño de malla de perforación.	53
5.2.4	Voladura	55
5.2.5	Comparación de los resultados de voladura.....	56
5.2.6	Resultados relativos de costos de perforación y voladura en la mina	57
5.2.7	Comparación de resultados de costos iniciales y costos potenciales en perforación y voladura	63
5.2.8	Sostenimiento.....	64
5.2.9	RMR – ROCK MASS RATING.....	68
CONCLUSIONES		70
RECOMENDACIONES.....		72
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....		73
ANEXOS		75
	Anexo 01 Emulnor 3000	75
	Anexo 02 Mapa Minera Yanaquihua	76
	Anexo 03 costos iniciales de perforación y voladura.....	77
	Anexo 04 Reporte diario PCVY.....	78
	Anexo 05 Distribución de personal.....	79
	Anexo 06 Plan de minado	80
	Anexo 07 Consumo De Explosivos	81

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Taladros de arranque	16
Figura 2 Diseño de malla de perforación para una sección de 1.8 x 1.5 m	49
Figura 3. Índice de resistencia geológica.....	¡Error! Marcador no definido.
Figura 4 Zonificación geomecánica GSI	67
Figura 5 Clasificación por RMR.....	69
Figura 6 Estimación de las categorías de soporte según el sistema Q.....	69



ÍNDICE DE GRÁFICAS

Gráfico 1 <i>Comparación de los costos de perforación</i>	63
Gráfico 2 <i>Comparación de costos antes y después de la implementación</i>	64



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 <i>Identificación de Variables</i>	4
Tabla 2 <i>Sección de corte</i>	16
Tabla 3 <i>Factor de carga lineal con respecto a la distancia de taladros</i>	17
Tabla 4 <i>Parámetros operacionales para los taladros de contorno</i>	22
Tabla 5 <i>Tipos de sostenimiento</i>	26
Tabla 6 <i>Índices de Compresión</i>	27
Tabla 7 <i>Rock Quality Designation</i>	28
Tabla 8 <i>Parámetros de discontinuidad</i>	28
Tabla 9 <i>Descripción de Diaclasa</i>	29
Tabla 10 <i>Clasificación de las condiciones de las discontinuidades</i>	29
Tabla 11 <i>Orientación y buzamiento de las discontinuidades</i>	30
Tabla 12 <i>Radio de soporte de excavación</i>	31
Tabla 13 <i>Distancia de accesibilidad de Arequipa a la U.M. Alpacay</i>	37
Tabla 14 <i>Información de los frentes de avance en la contrata PCVY</i>	44
Tabla 15 <i>Parámetros técnicos para una sección de 1.8 x 1.5 m</i>	46
Tabla 16 <i>Perforación para una sección de 1.8 x 1.5 m</i>	46
Tabla 17 <i>Distribución de taladros</i>	47
Tabla 18 <i>Distribución de taladros para una sección de 1.8 x 1.5 m</i>	48
Tabla 19 <i>Eficiencia para una sección de 1.8 x 1.5 m</i>	49
Tabla 20 <i>Eficiencia para una sección de 1.8 x 1.5 m</i>	50
Tabla 21 <i>Parámetros Técnicos</i>	51
Tabla 22 <i>Numero de taladros método de cuadrados y rombos inscritos</i>	52
Tabla 23 <i>Tipo de roca</i>	52
Tabla 24 <i>Burden y espaciamiento</i>	52
Tabla 25 <i>Nuevo diseño de distribución de taladros</i>	53
Tabla 26 <i>Perforación</i>	54
Tabla 27 <i>Eficiencia</i>	54
Tabla 28 <i>Característica del explosivo</i>	55
Tabla 29 <i>Distribución de taladros</i>	55
Tabla 30 <i>Costo de explosivos</i>	56
Tabla 31 <i>Parámetros obtenidos de la voladura anterior</i>	56
Tabla 32 <i>Parámetros obtenidos después de la implementación</i>	57

Tabla 33 <i>Indicadores para voladura inicial</i>	58
Tabla 34 <i>Parámetros para obtención de costos</i>	58
Tabla 35 <i>Costos directos de perforación y voladura para mano de obra</i>	59
Tabla 36 <i>Costos directos de perforación y voladura en equipos de perforación y accesorios</i>	59
Tabla 37 <i>Costos directos de perforación y voladura en explosivos y accesorios de voladura</i>	60
Tabla 38 <i>Indicadores para perforación y voladura propuesto</i>	60
Tabla 39 <i>Parámetros usados para la obtención de costos</i>	61
Tabla 40 <i>Costos directos de perforación y voladura propuesto de mano de obra</i>	61
Tabla 41 <i>Costos directos de perforación y voladura propuesto de equipos de perforación y accesorios</i>	62
Tabla 42 <i>Costos directos de perforación y voladura propuesto de explosivos y accesorios</i> ..	62
Tabla 43 <i>Comparación de costos iniciales con los propuestos</i>	63
Tabla 44 <i>Tabla GSI para determinar el sostenimiento en labores permanentes</i>	65
Tabla 45 <i>Radio de soporte de excavación</i>	68

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1 <i>Número de taladros para voladura subterránea</i>	17
Ecuación 2 <i>Longitud del taladro</i>	18
Ecuación 3 <i>Longitud de perforación</i>	18
Ecuación 4 <i>Avance de perforación</i>	18
Ecuación 5 <i>Diámetro equivalente</i>	19
Ecuación 6 <i>Cálculo del Burden</i>	19
Ecuación 7 <i>Anchura de la sección de perforación</i>	20
Ecuación 8 <i>Concentración lineal de carga</i>	20
Ecuación 9 <i>Taladros de arrastre</i>	21
Ecuación 10 <i>Constante de roca para $B > 1.4$ m</i>	21
Ecuación 11 <i>Constante de roca para $B < 1.4$ m</i>	21
Ecuación 12 <i>Número de barrenos</i>	21
Ecuación 13 <i>Cálculo del espaciamiento práctico</i>	22
Ecuación 14 <i>Modelo matemático para los taladros de corona</i>	22
Ecuación 15 <i>Burden máxima</i>	¡Error! Marcador no definido.
Ecuación 16 <i>Presión de detonación</i>	23
Ecuación 17 <i>Resistencia a la tracción estática de roca</i>	¡Error! Marcador no definido.
Ecuación 18 <i>Tracción estática</i>	¡Error! Marcador no definido.
Ecuación 19 <i>Carga referencial del taladro</i>	25
Ecuación 20 <i>Longitud de carga</i>	25
Ecuación 21 <i>Número de cartuchos por taladro</i>	25
Ecuación 22 <i>Masa de explosivo</i>	25
Ecuación 23 <i>Longitud del taco</i>	26
Ecuación 24 <i>Rock Mass Rating</i>	27
Ecuación 25 <i>Dimensión equivalente</i>	32
Ecuación 26 <i>Número de taladros método de cuadrados y rombos inscritos</i>	51
Ecuación 27 <i>Dimensión equivalente</i>	68

INTRODUCCIÓN

En la actualidad las contratas que están a cargo de la explotación y desarrollo de las vetas en la Minera Yanaquihua (MYSAC) no aplican las técnicas correctas para los procesos de perforación, voladura y sostenimiento; implicando pérdidas productivas y deficiencias en la seguridad.

Los problemas antes descritos se deben a la falta de conocimiento de las técnicas aplicadas en minería y un diseño deficiente en las operaciones unitarias mencionadas.

El presente trabajo busca investigar los factores que generan pérdidas en la productividad por falta de diseño adecuado en la perforación y voladura; diseños de malla, diseños de carga, diseños de secuencia de salida, y mejorar el sostenimiento introduciendo sostenimiento activo como los pernos de anclaje.

En este trabajo de investigación se usará el cálculo de los parámetros de perforación, voladura y sostenimiento aplicando modelos matemáticos que los identifiquen.

CAPÍTULO I

1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Descripción del Problema

En la actualidad las contratas encargadas de la explotación y desarrollo de las vetas en la Minera Yanaquihua (MYSAC) no aplican las técnicas correctas para los procesos de perforación, voladura y sostenimiento; implicando pérdidas productivas y deficiencias en la seguridad.

Los problemas antes descritos son provocados por el poco conocimiento que se posee sobre las técnicas aplicadas en minería y un diseño deficiente en las operaciones unitarias mencionadas.

El trabajo desarrollado busca investigar los factores que generan pérdidas en la productividad por falta de un diseño adecuado en la perforación y voladura; diseños de malla, diseños de carga, diseños de secuencia de salida y mejorar el sostenimiento introduciendo sostenimiento activo como los pernos de anclaje.

En el presente trabajo se usará el cálculo de los parámetros de perforación, voladura y sostenimiento aplicando modelos matemáticos, para facilitar las operaciones.

1.2. Formulación del Problema.

1.2.1 Pregunta General

- ¿Cómo mejorar las actividades de perforación, voladura y sostenimiento de una contrata minera que desarrolla y explota oro en pequeña minería?

1.2.2 Preguntas Específicas.

- ¿Cómo identificar las deficiencias del diseño de perforación y evaluar mediante un modelo matemático el correcto diseño de mallas?

- ¿Cómo diseñar la carga explosiva en función a las características geomecánicas del macizo, determinar los tiempos y secuencia adecuada en cada dominio geomecánico ?
- ¿Cómo diseñar, en función a las características geomecánicas, el sostenimiento activo por pernos de anclaje en las labores mineras?
- ¿Cómo comparar los costos unitarios actuales con los costos de las soluciones propuestas?

1.3. Justificación

El presente estudio analiza el trabajo de laboreo realizado por las contratas que desarrollan y explotan vetas auríferas de propiedad de la minera Yanaquihua (MYSAC), quien asigna los frentes de trabajo, avances y requerimiento mensual de finos gramos de oro. El pago por este trabajo está en función al cumplimiento de los metros efectivos avanzados y la producción de oro fino obtenida.

El trabajo presentado busca mejorar la productividad de las contratas, utilizando diseños basados en modelos matemáticos de perforación, voladura y sostenimiento, que garanticen el avance programado al menor costo posible, como consecuencia se incrementará las utilidades en la liquidación mensual, asegurando así la mejora de los rendimientos en los procesos unitarios y la determinación del costo real, con el uso de una adecuada metodología la cual permitirá que la inversión utilizada en diferentes ámbitos de la contrata como maquinarias equipos y personal sea favorable.

1.4. Objetivos

1.4.1 Objetivo general

Implementar modelos matemáticos para el rediseño de la malla de perforación expuestas en Excel® que faciliten la evaluación de los parámetros necesarios para el diseño de perforación, voladura y sostenimiento.

1.4.2 Objetivos específicos

- Identificar las deficiencias del diseño de perforación y evaluar mediante un modelo matemático el correcto diseño de mallas.
- Diseñar la carga explosiva en función a las características geomecánicas del macizo, determinar los tiempos y secuencia adecuada en cada dominio geomecánica.
- Diseñar, en función a las características geomecánicas, el sostenimiento activo por pernos de anclaje en las labores mineras.
- Comparar los costos unitarios actuales con los costos de las soluciones propuestas.

1.5. Alcances y Limitaciones.

1.5.1 Alcances.

En la presente investigación se tiene como alcance al mejoramiento de los procesos de perforación, voladura y sostenimiento en la Unidad Minera Yanaquihua (MYSAC) aplicando modelos matemáticos.

1.5.2 Limitaciones.

1.5.2.1 Espacial

La presente investigación será realizada en la Minera Yanaquihua (MYSAC) ubicada políticamente en el distrito de Yanaquihua, provincia de Condesuyo, región de Arequipa, siendo sus coordenadas geográficas $72^{\circ}57'23''$ Longitud Oeste y $15^{\circ}47'52''$ Latitud Sur, cuyas altitudes van desde los 1,500 hasta los 2,700 m.s.n.m.

1.5.2.2 Social.

Este proyecto de investigación responde a la necesidad de tecnificar las labores efectuadas por mineros artesanales que pertenecen a la comunidad de Ispacas, Central y Yanaquihua asociadas en contratas que prestan servicios directos a la Minera Yanaquihua (MYSAC) cuya liquidación económica es en función a la productividad.

1.6. Hipótesis

“El uso de modelos matemáticos aplicados en hojas de cálculo de Excel® de las variables de perforación, voladura y sostenimiento, incrementarán la productividad y reducirán los costos de la contrata, mejorando las utilidades”.

1.7. Variables

1.7.1 Variables Dependientes.

- Productividad

1.7.2 Variables Independientes.

- Perforación
- Voladura
- Sostenimiento

1.8. Operacionalización de Variables.

Tabla 1

Identificación de Variables

Tipo de variables	Dimensiones	Indicadores
Dependiente	Productividad	\$/ton, \$/m
Independiente	Perforación	m/h
	Voladura	ton
	Sostenimiento	pernos/m

Fuente: Elaboración Propia.

$$Productividad = f(perforación \wedge voladura \wedge sostenimiento)$$

1.9. Desarrollo metodológico

Según Vargas (2009) “La investigación aplicada es una manera para obtener conocimiento acerca de la realidad mediante una prueba científica”; en este trabajo se hará un análisis de las operaciones de perforación, voladura y sostenimiento de la contrata PCVY – Minera Yanaquihua SAC y se comparará con la técnicas y modelos matemáticos utilizados para mejorar el diseño de los parámetros. Esto debe disminuir el costo unitario de cada actividad y por lo tanto incrementar las utilidades de la contrata.

1.10. Tipo de Investigación.

Investigación de tipo cuantitativo, porque mide el diseño de los procesos unitarios actuales y determina las mejoras necesarias mediante modelos y fórmulas matemáticas.

1.11. Diseño de Investigación.

Investigación de tipo diagnóstica porque el trabajo evaluará las causas, el por qué la contrata pierde productividad y se propondrá soluciones terciarias estructuradas en hojas de cálculo para la estandarización de los cálculos en perforación, voladura y sostenimiento daremos una solución técnica para mejorar esta situación.

1.12. Nivel de Investigación.

Correlacional porque asocia variables de acuerdo con un patrón predecible y las relaciona con soluciones técnicas.

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes internacionales

Garrido (2012) publica la investigación titulada: “Diagnóstico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente”, buscó realizar un diagnóstico detallado de las labores de voladura y perforación de avance horizontal en la mencionada mina, situándose en específico en el nivel de producción denominado Teniente Sub-6; la metodología utilizada fue la observación, se registraron los disparos realizados previo y posterior de cada voladura mediante fotografías, luego se digitalizaron empleando el software 2DFace, y se monitorearon la totalidad de vibraciones consecuencia de la voladura; se concluyó que hubo una reducción del 10% en el número de perforaciones por disparo, la sobre excavación se redujo de 24% a 6% y las condiciones de seguridad se optimizaron, aplicando controles sobre el desprendimiento de rocas y riesgo por caídas, además se redujo el tiempo d trabajo derivando en la reducción de costos de voladura y perforación.

Sanchez (2012) realiza en la investigación, “Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampa en la Mina Bethzabeth – Ecuador”, menciona que, por medio de un modelo matemático se conseguirá la realización de una malla de perforación técnica, elaborada en base a las características mecánico-físicas del macizo rocoso, obteniendo tiempos de perforación muy cortos, una cantidad adecuada de barrenos y cantidad precisa de explosivos para el avance programado; minimizando el tiempo de avance y costos de operación.

La investigación realizada por Mendoza (2013), tuvo como objetivo realizar la aplicación del Método de Holmberg utilizando diversidad de variables que permitan la mejora de la malla de voladura. La ejecución de un plan de mejoramiento para malla de voladura

empleando el método de Holmberg en la Minera Aurífera Retamas S.A, trajo como consecuencia el inicio de un estudio, donde se empleó el máximo número de variables, considerando cada condición geomecánica. Se terminó concluyendo que, conforme se vaya implantando la optimización de la nueva malla, se optimizaría la forma en la que se distribuye la energía, mejorando la precisión comparada con la forma común o elaborando distintos modelos matemáticos.

2.1.2 Antecedentes nacionales

Chahuares (2012) realizó la investigación “Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina EL COFRE” describe la implementación y modificación de la forma en la que se gestionaban los procesos, buscando optimizar la productividad de las actividades, minimizando costos de operación, mejorando el rendimiento y estableciendo estándares de seguridad adecuados, se obtuvo como resultados que, con el diseño propuesto de malla de perforación, se redujo la cantidad de taladros necesarios, pasando de 41 a 36, también se modificó la profundidad de perforación del taladro a 1.45 m y se redujo el gasto de explosivos, necesitando 15 Kg/disparo, en contraste a los 18 Kg/disparo iniciales; finalmente se concluye que el diseño nuevo representaba un gran ahorro para la empresa, puesto que solo en explosivos los gastos se reducían en 7.78 \$/disparo.

Mamani (2021), publica “Optimización de Opex en labores de avance horizontal aplicando el método de Roger Holmberg con un nuevo diseño de malla de perforación y consumo de explosivo en la Empresa Minera Arapa S.A.C.”. En esta investigación menciona que posterior a evaluar los 80 m lineales iniciales de excavación, encontró múltiples problemas, los cuales derivaban en la elevación de los costos de voladura y perforación, por ende, para una excavación minera horizontal, se ha aplicado el método Roger Holmberg diseñando una nueva malla de perforación y la determinación de la carga de consumo de los explosivos que se requieren, al finalizar la aplicación de este método, se realizó una comparación en los costos.

En los resultados se logró evidenciar la reducción del Opex en un monto de S/. 11.43 por cada tonelada métrica, el nuevo diseño de malla significó la reducción de los taladros, pasando de 47 a 43, y en cuando a voladura significó la reducción en 19 explosivos, pasando de 292 a 273 explosivos por disparo.

De manera complementaria, Ruiz (2018), buscó mejorar la granulometría en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti, para ello se diseñó una malla de voladura y perforación empleando lo descrito por el método de Holmberg; en la galería mencionada se observaron diversas deficiencias que afectaban el ciclo de minado, hallados durante la voladura. Para la ejecución de la malla diseñada, se realizó el reconocimiento de parámetros físicos-mecánicos del macizo de roca y los explosivos a usarse, implicando también un número más elevado de accesorios de voladura y propiedades geomecánicas; el progreso del trabajo estaba basado en dos factores importantes que son: el empleo de técnicas de voladura controlada y el adecuado trazado de malla de perforación; luego de realizar adecuadamente los cálculos, los resultados deben ser favorables como, por ejemplo: se debe lograr la optimización del programa de avance lineal, el mejoramiento de la voladura (m/disp), la reducción del gasto de explosivo (kg/tm), la minimización del porcentaje de sobre rotura, el mejoramiento de la granulometría y la optimización del ciclo de minado en general. Posterior a la implantación del reciente diseño, se concluyó que el modelo de Holmberg resultaba una herramienta de fácil aplicación y sumamente versátil, al mismo tiempo que marca el comienzo para el próximo desarrollo e implementación en el avance de la mina; es importante señalar que el personal a cargo deberá estar debidamente capacitado para garantizar la ejecución del sistema.

Rivera (2019) realiza un estudio en Hydro Global S.A.C., empresa dedicada a la elaboración de infraestructuras para hidroeléctricas ubicadas en la región de Puno, específicamente en San Gabán. En dicho trabajo, señala que las principales dificultades presentadas fueron en la perforación, puesto que había carencia de planes de sobre excavación y de avance; por

consiguiente, la metodología empleada siguió un estudio cuantitativo-aplicativo, en el que se elaboró una nueva malla de voladura y perforación siguiendo los descrito por Holmberg; se concluyó que la reciente malla redujo la cantidad de taladros, optimizando la distribución de taladros, además se consiguió mayor eficiencia en el desarrollo lineal, pasando de 2.77 a 3.55 m, finalmente el gasto de explosivo presentó una reducción de 3.47 Kg/m^3 a 2.52 Kg/m^3 , conllevando en la no existencia de la sobre excavación siendo una voladura controlada, con control en hastiales y corona.

2.2. Definiciones Técnicas

2.2.1 Yacimiento geológico

Es aquella concentración de minerales que está presente en la capa superficial sólida de la Tierra o litosfera llamándose también yacimiento minero.

2.2.1.1 Yacimiento minero

Es aquella cantidad y calidad de minerales presentes en la corteza, los cuales se estudian buscando definir la formación y magnitud del yacimiento, determinando de esta forma la rentabilidad de la explotación del yacimiento y realización de actividades mineras.

Los yacimientos mineros por lo general contienen una gran cantidad de minerales de diferentes clases, los cuales para su extracción necesitan adecuadas condiciones de accesibilidad tanto interna como externa, produciendo grandes densidades de materiales de mena de metales posiblemente explotables. (Lopez, 2019)

2.2.2 Mecánica de Rocas.

Hace referencia a una ciencia que estudia cómo se comportan los macizos rocosos y las rocas, ya sea de forma teórica o aplicada según sea el caso, siendo también el estudio de la interrelación de los macizos rocosos y las rocas con su entorno (Ramírez, 2004).

El objetivo de la mecánica de las rocas es conocer y analizar la manera cómo los materiales rocosos se comportan frente a la manifestación de las fuerzas interiores y exteriores que se aplican sobre estos.

El campo de la mecánica de las rocas siempre se encuentra en relación con los estudios de geología estructural, en el cual se encuentran estudios de procesos y estructuras tectónicas, los cuales afectan al basamento rocoso.

La mecánica de rocas tiene como aplicación el estudio de las bases de edificios, presas, etc., la forma de su cimentación. Además de ser el sostén de excavaciones, túneles, galerías taludes cuando la roca es una estructura principal. Sin embargo, las rocas también se comportan como materiales de construcción de edificaciones.

2.2.3 Macizo Rocosos

Son las diferentes presentaciones de las rocas en forma natural, pueden contener fallas, pliegues, algunos planos estratigráficos y otras estructuras. Estos macizos son discontinuos, ya que tiene propiedades anisotrópicas y/o heterogéneas. (Ramírez, 2004).

a. Anisotropía

Es aquella propiedad que contiene la materia que varía según las cualidades como la elasticidad, velocidad de propagación, conductividad, temperatura, etc. En los planos existe la presencia de debilidad de orientación referente a la estratificación, laminación, foliación, comportamientos mecánicos en función de la dirección de consideración, familia de diaclasas tectónicas y otras propiedades.

b. Discontinuidad

Las discontinuidades se presentan por distintos factores como diques, fallas, estratificación, entre otras; esto provoca que las propiedades geomecánicas se vean alteradas, lo que conlleva a que el macizo tenga una conducta geo hidráulica discontinua, comportamiento geomecánico e hidráulico discontinuo, el cual es

limitado por la frecuencia, su naturaleza y el comportamiento de los planos de discontinuidad

c. **Heterogeneidad**

La heterogeneidad de los macizos rocosos es aquella diferenciación en la litología, nivel de modificación o meteorización de contenido de agua, etc. Así como también abarcan un porcentaje de la estructura rocosa, prevaleciendo uno y el otro elemento en relación con su escala y propiedades. Muy aparte están algunas propiedades intrínsecas del macizo relacionadas con sus características propias de este y su comportamiento.

2.2.4 Tipos de Rocas.

a. **Rocas Ígneas**

Son rocas que se formaron al solidificarse una combinación de gases disueltos y materiales pétreos, una masa fundida denominada magma. Estas rocas se pueden clasificar en rocas ígneas de carácter extrusivo y volcánico, por otro lado, las rocas ígneas se pueden clasificar en intrusivas y plutónicas.

b. **Rocas Sedimentarias**

Rocas que surgen al acumularse pedazos de otras rocas existentes anteriormente, las cuales se formaron gracias a la acumulación de restos de vegetales o minerales, o las precipitaciones químicas de minerales solubilizados.

c. **Rocas Metamórficas**

Son aquellas rocas que en mayor proporción, se originan por las diferentes alteraciones en los elementos mineralógicos de algunas rocas que ya existían, las cuales pueden ser endógenas o exógenas, de tal manera que los cambios que experimentan están establecidos por la estabilización de sus minerales en una nueva temperatura, presión y quimismo; haciendo que normalmente tengan una propiedad

de dureza elevada y en ocasiones una mayor dificultad cuando se van a realizar los procesos de perforación y voladura.

2.2.5 Clasificación geomecánica del macizo rocoso.

Esta clasificación se basa en los factores de comportamiento que experimentan las rocas, los cuales son:

- Propiedad de matriz rocosa.
- Grado de meteorización o alteración.
- Tipo y frecuencia de discontinuidades.
- Presencia de agua.
- Estado de tensiones in situ.

2.2.6 Método de Explotación Corte y Relleno ascendente

Este método también es llamado “OverCut and Fill”; el cual es utilizado en presencia de vetas angostas de buena ley las cuales no pueden ser extraídas de manera mecanizada, por lo cual requiere la presencia de minado por realce y posterior relleno de material detrítico proveniente de labores de desarrollo.

En ocasiones la operación se realiza mediante el proceso de CIRCADO el cual consiste en retirar el mineral de la veta de forma selectiva dejando el estéril de las cajas para posteriormente ser utilizado como relleno. Este método conlleva:

- Acarreo
- Limpieza
- Ventilación
- Carga
- Desatado
- Re desatado
- Voladura

- Perforación

a. Perforación

Es aquella etapa en la explotación del mineral en la cual se realiza la apertura del macizo rocoso en forma de huecos con una distribución adecuada con la finalidad de alojar los explosivos u otros fines. La eficiente perforación es sumamente importante para el correcto desarrollo del proyecto minero.

El principio de perforación básicamente es la penetración y fragmentación de las rocas macizas. Como procedimiento se tiene los siguientes pasos:

1. Se hace un corte con forma de agujero utilizando equipos hidráulicos y térmicos mecanizados permitiendo introducir los explosivos el cual formará un túnel para la extracción del mineral.
2. Se busca aflojar y fragmentar la gran cantidad de mineral o material aplicando energía química, hidráulica y otras.

Las técnicas de perforación que se realizan más en la minería subterránea, se basan en el empleo de grandes cantidades de energía mecánica en la roca, a través de dos métodos, rotación como acción rotativa o percusión como acción percutiva. La combinación de ambos genera distintos híbridos, por ejemplo, la rotopercusión Fernandez (2012).

Parámetros que controlan el proceso de perforación son:

- Tiempo por cada 5 mm de penetración (t)
- Vibraciones en la sarta de perforación
- Velocidad de penetración (V)
- Velocidad de rotación (N)
- Presión sobre la corona (F)
- Par de rotación (T)

- Presión de fluido (Pf)
- Fuerza de retención (Fr)

b. Tipos de Perforación

- Perforación Por Percusión.

Dicha clasificación se caracteriza por que un elemento fundamental es el pistón, ya que es quién es empujado hacia adelante, da un golpe con la parte trasera de la barra, ocasionando que la totalidad de la energía generada con el movimiento del pistón se disperse por el martillo a través del varillaje, como una onda de choque. Esta onda viaja a una gran velocidad dependiendo del diseño del pistón.

Esta onda se propaga hasta llegar a la broca o instrumento de corte – perforación, una cantidad se convierte en trabajo logrando penetrar el macizo y la otra parte hace que retroceda el varillaje, haciendo que a la larga se produzca sobre calentura y desgaste en las roscas. En dichos sistemas, lo potencia percutiva se define como la condición que tiene mayor influencia sobre el grado de rapidez en la perforación Fernandez (2012).

- Perforación por Rotación.

Dicho tipo ejecuta tareas simples de broca a broca, torque y un empuje axial, se transmite la energía a la broca por medio de un conducto de perforación que oscila y ejerce presión contra las rocas a las brocas. Las partes tajantes de las brocas ejercen presión en el plano de la roca hasta conseguir una rotura o fractura de esta.

- Perforación Por Rotopercusión.

Esta perforación tiene su fundamento en combinar movimientos de rotación y percusión. La percusión se encarga de los impactos originados al golpear el pistón originando ondas de choque que se dispersan hacia la broca por medio del varillaje o directo sobre ella. Por otro lado, la rotación se encarga de que la broca realice un

movimiento giratorio constante para que el impacto se dé sobre la roca variando de posición. Las principales ventajas de la perforación roto-percutiva son:

- Puede ser utilizada para múltiples rocas, de características blandas o duras.
- Presente diversificación en los diámetros de perforación.
- Los equipos se adecuan apropiadamente a diversas actividades.
- No precisan de mucho personal para su funcionamiento, con uno basta.
- El trabajo de mantenimiento es sencillo y veloz.
- El monto de compra no es alto.

c. Herramienta para la perforación.

- Jack Leg

Es una perforadora con una barra de avance la cual puede ser usada para hacer huecos taladros horizontales y también con un grado de inclinación; estas perforadoras por lo general son utilizados para la edificación de rampas, subniveles y galerías.

- Barrenos

Este tipo de perforadoras se utilizan para iniciar la perforación manual, teniendo en cuenta que el diámetro es ligeramente mayor al barrenos de 5 pies el cual es también llamado pasador y finalmente se culmina el taladro con la barra de 8 pies logrando una perforación total de 2.4 metros.

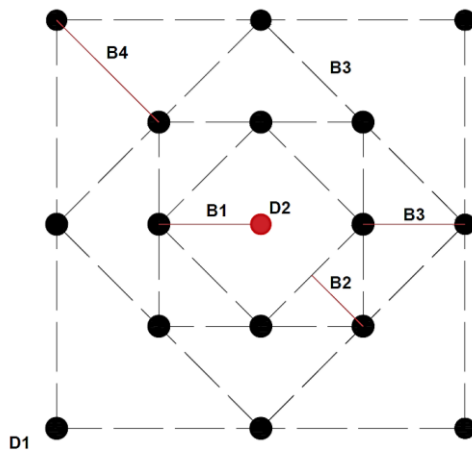
2.2.7 Mallas de Perforación.

Este método consiste en generar un taladro de alivio cuyo diámetro es el doble de los taladros de producción, el mismo que queda sin carga y sirve para generar la segunda carga libre, luego se hacen 4 cuadrados inscritos los cuales son el arranque para la voladura: después se colocan taladros de ayuda y los taladros de contorno que se dividen en tres secciones: corona hastiales y piso, de acuerdo con el siguiente diagrama:

- Taladros de arranque

Figura 1

Taladros de arranque



Fuente: Calua, Lopez & Lozano (2015)

Tabla 2

Sección de corte

Sección de Corte	Burden	Lado de Sección
1°	$B1 = 1.5 * D2$	$B1 * \sqrt{2}$
2°	$B2 = B1 * \sqrt{2}$	$1.5 * B2 * \sqrt{2}$
3°	$B3 = 1.5$ $* B2 * \sqrt{2}$	$1.5 * B3 * \sqrt{2}$
4°	$B4 = 1.5 * B3 * \sqrt{2}$	$1.5 * B4 * \sqrt{2}$

Fuente: López (2019)

Considerando así el explosivo a usar y el tipo de roca, hallamos el número de taladros determinada por la fórmula empírica siguiente, la cual está planteada en EL manual práctico de voladura, EXSA, la cual nos da a conocer la cantidad de taladros necesarios para voladura

subterránea, donde se desea observar el tipo de roca que se piensa fragmentar, el grado de confinamiento, el tamaño de las brocas de perforación y el grado de fragmentación; factores que provocan la reducción o ampliación de la malla de perforación y a su vez disminuir o aumentar la cantidad de taladros calculados por la fórmula empírica.

Ecuación 1

Número de taladros para voladura subterránea

$$\#taladros = \left(\frac{P}{dt}\right) + (C * S) \quad (1)$$

Donde:

P: Perímetro de la sección = $\sqrt{S} * 4$

dt: Distancia entre taladros de periferia

C: Factor de carga

S: Sección en m²

Los valores para la distancia entre taladros de periferia y el factor de carga para determinar la constante C de la roca se evaluará mediante la distancia entre los taladros y esta dependerá según la calidad de la roca. Se usará el factor de roca según la siguiente tabla:

Tabla 3

Factor de carga lineal con respecto a la distancia de taladros

Tipo de roca	Dt (m)	C
Tenaz o dura	0,5 – 0,55	2,0
Intermedia	0,6 – 0,65	1,5
Friables	0,7 – 0,75	1,0

Fuente: López (2019)

- **Determinando después la longitud del taladro.**

Ecuación 2

Longitud del taladro

$$L = \sqrt{S} * 0.5 \quad (2)$$

S: Sección en m²

Según la fórmula empírica de Holmberg la profundidad del taladro está relacionada al diámetro de perforación, realizando la fórmula de Holmberg se determina un avance de 2.5 metros, tomando en cuenta que nuestro arranque es de 4 taladros vacíos.

- **Longitud de perforación**

Ecuación 3

Longitud de perforación

$$L = 0.15 + 34.1 * D_2 - 39.4 * (D_2)^2 \quad (3)$$

D₂: Diámetro de barreno vacío

- **Avance**

Ecuación 4

Avance de perforación

$$A = 0.95 * L \quad (4)$$

A: *avance*

L: *longitud de perforación*

- **Diámetro equivalente**

Ecuación 5

Diámetro equivalente

$$D_{eq} = D_2 * \sqrt{\# \text{ taladros de alivio}} \quad (5)$$

D_2 : Diámetro de taladros de alivio

- **Taladros de ayuda y sobre ayuda**

La restricción planteada por Langefors (1963) enuncia que: “La separación entre los barrenos de la sección inicial y el barrenos central de expansión no debe superar 1.7 D_2 , dando un resultado óptimo cuando se fragmenta y sale la roca”.

$$B \text{ recomendado} = 1.5 D_2 \quad \alpha < 1\%$$

$$B \text{ maximo} = 1.7 D_2 \quad \alpha \geq 1\%$$

$$\alpha = \text{desviacion angular}$$

- Burden 1

Ecuación 6

Cálculo del Burden

$$B_1 = 1.7 * D_2 - (L * \alpha + e) \quad (6)$$

Donde:

D_2 = diametro de taladro de alivio (m)

L = longitud de perforación (m)

α = desviacion angular (m/m)

e = error de emboquille (m)

- Considerando el error de perforación a la anchura de la sección:

Ecuación 7

Anchura de la sección de perforación

$$A_h = \sqrt{2} * (B_1 - E_p) \quad (7)$$

Donde:

B1 = Burden 1 (m)

EP = Error de perforacion (m)

- Concentración lineal de carga

Ecuación 8

Concentración lineal de carga

$$q_1 = 55 * D_1 * \left(\frac{B}{D_2}\right)^{1.5} * \left(B - \frac{D_2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{PRP_{Anfo}}\right) \quad (8)$$

Donde:

q₁: concentración lineal de carga $\left(\frac{kg}{m}\right)$

D₁: diámetro de perforación (m)

D₂: diámetro de barreno en expansión (m)

B: dimensión de la piedra (m)

C: constante de la roca

PRP_{Anfo}: potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO

- Taladros de arrastre

Ecuación 9

Taladros de arrastre

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * PRP_{Anfo}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (9)$$

Donde:

f : factor de fijación (1.45)

$\frac{S}{B}$: relación entre espaciamiento y piedra (1)

C : constante de la roca

- Valores de constante en función de la dimensión de la piedra

Ecuación 10

Constante de roca para $B > 1.4$ m

$$C = C + 0.05 \quad (10)$$

Ecuación 11

Constante de roca para $B < 1.4$ m

$$C = C + 0.07 \quad (11)$$

- Cálculo del número de barrenos

Ecuación 12

Número de barrenos

$$\# \text{ Barrenos} = \left(\frac{A_T + 2L * \text{sen}\gamma}{B + 2} \right) \quad (12)$$

Donde:

A_T : anchura del tunel (m)

L : longitud del taladro (m)

γ : ángulo de realce

Espaciamiento práctico

Ecuación 13

Cálculo del espaciamiento práctico

$$S_z = S_z - L * \text{sen}\gamma \quad (13)$$

- Taladros de contorno

Tabla 4

Parámetros operacionales para los taladros de contorno

Dirección de salida de Barrenos	Factor de fijación f	Relación S/B
Hacia abajo	1.2	1.25
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25

Fuente: López (2019)

- Taladros de corona

Ecuación 14

Modelo matemático para los taladros de corona

$$S_C = K * D_1 \quad (14)$$

K: varía entre 15 y 16

2.2.8 Presión de Detonación

Es aquella medida de la presión de la onda de detonación, esta presión está relacionada con la velocidad de detonación y densidad, determinado por la teoría termo hidrodinámica o por la fórmula establecida por Melvin Cook. Los valores son aproximaciones, debido a que no es posible medir la presión de detonación. Esta presión varía de 5 a 150 Kbar.

Ecuación 15

Presión de detonación

$$P_2 = \frac{\text{densidad} * \text{vod}^2}{4} \quad (16)$$

2.2.9 Resistencia a la tracción estática de las rocas

Esfuerzo interno al cual está sometido un cuerpo (Roca Intacta) debido a dos fuerzas ejercidas en direcciones opuestas ocasionando un estiramiento. De esta forma se tiene que las tensiones que se presentan perpendiculares a las fuerzas de acción son normales a ese sector y tienen sentidos contrarios a las fuerzas que pretenden alargar el cuerpo.

Según el criterio de Hoek-Brown para la evaluación de la deformabilidad y resistencia del macizo rocoso fragmentado, relaciona la resistencia de compresión con la resistencia a la tracción en laboratorios. Lopez, (2019)

2.2.10 Voladura

El proceso de voladura tiene como concepto la repartición de un conjunto de barrenos, en cuales se añade carga explosiva y se continúa con la secuencia consiguiendo buenos resultados de desplazamiento y fragmentación, sin dañar a los componentes ajenos a la muestra

2.2.11 Rendimiento de la voladura

- Una adecuada cantidad de energía. Para conseguir resultados óptimos en voladura se usa una cantidad adecuada de explosivo.
- Una adecuada repartición de energía. La sustancia que transforma la energía química en mecánica es el explosivo, por lo tanto, al realizarse una incorrecta repartición podría producir una rotura indeseada o derivarían en acumulación de energía que afectarían los demás componentes que no están implicados en el proceso.
- Un adecuado aislamiento de energía. Un trabajo adecuado del explosivo requiere que los gases originados estén aislados y retenidos dentro del barreno, haciendo que la energía que se pierda producto de dicho problema resulte el menor posible.

2.2.12 Explosivo

Es un compuesto que, al reaccionar, provoca una gran onda expansiva y expulsando gran cantidad de gases que alcanzan temperaturas y presiones elevadas, provocando fracturamiento de materiales rocosos, refiriéndose a una técnica de voladura de rocas.

Actualmente existe una variada tecnología de explosivos siendo los explosivos más usados las Emulsiones sensibilizadas, estas son formuladas a partir del nitrato de amonio diluido a través de la fase acuosa en una matriz aceitosa como la fase combustible lo que lo hace más potente y resistente al agua.

Los explosivos comercialmente usados en el Perú son el Emulnor 1000 y 3000.

2.2.12.1 Factores para la elección del explosivo

- Velocidad de detonación VOD (m/s): Velocidad de viaje a través del explosivo de la onda de detonación.
- Densidad (g/cm³): Es la magnitud del explosivo.

- Presión de detonación Pd(kbar): Se refiere a la velocidad en que ocurre la detonación y el grado de densidad que posee el explosivo.
- Sensibilidad: Es el grado de facilidad de iniciación de los explosivos.
- Resistencia al agua: Resistencia del explosivo frente al agua.

Ecuación 16

Carga referencial del taladro

$$Carga = \frac{w}{\# \text{ taladros}} \quad (19)$$

Ecuación 17

Longitud de carga

$$L_{carga} = \frac{Carga_{taladro}}{\rho_{lineal}} \quad (20)$$

Ecuación 18

Número de cartuchos por taladro

$$\# \frac{Cartuchos}{Tal} = \frac{L_{carga}}{L_{cartucho}} \quad (21)$$

Ecuación 19

Masa de explosivo

$$Explosivo_{(kg)} = L_{carga} * \rho_{lineal} \quad (22)$$

Ecuación 20

Longitud del taco

$$L_{taco} = L_{taladro} - L_{carga} \quad (23)$$

2.2.13 Sostenimiento

Son los elementos requeridos que proporcionan estabilidad al macizo rocoso, usualmente después de la fragmentación.

Tabla 5

Tipos de sostenimiento

Activo	Pasivo
<p>Normalmente este dado para labores permanentes con un tiempo mayor a un año, como los accesos a las labores como tajos, que se requiere por un factor de seguridad alto.</p> <p>Ejerce esfuerzos sobre el macizo rocoso, están incrustadas en el macizo rocoso</p> <p>Estos pueden ser pernos de anclaje, shotcrete, cimbras de acero.</p>	<p>Utilizado mayormente en labores temporales con un tiempo menor a un año como tajos.</p> <p>No ejerce esfuerzos sobre el macizo rocoso más solo resiste la deformación de la roca</p> <p>Utiliza sostenimiento con madera; cuadros, puntales Wood pad, etc.</p>

Fuente: López (2019)

2.2.14 RMR (Rock Mass Rating)

La clasificación de Bieniawski, resulta un sistema que identifica la calidad de los macizos rocosos, teniendo consideración los parámetros mencionados a continuación:

1. Resistencia a la compresión
2. RQD

3. Espaciamiento entre discontinuidades
4. Descripción de diaclasas
 - Relleno de las juntas
 - Dureza de las caras de la discontinuidad
 - Rugosidad
 - Continuidad o discontinuidad de las diaclasas de acuerdo con su rumbo y buzamiento
 - Apertura de las discontinuidades
5. Presencia de agua
6. Orientación de la discontinuidad

Una vez obtenidas las 5 primeras variables según la clasificación, estas se suman para después restarse con la 6 variable ya que es un parámetro desfavorable.

Ecuación 21

Rock Mass Rating

$$RMR = (1 + 2 + 3 + 4 + 5) - 6 \quad (24)$$

7. Resistencia a la compresión

Tabla 6

Índices de Compresión

Índice de carga puntual	UCS (Mpa)	Puntaje
>10	>250	15
4 – 10	100 – 250	12
2 – 4	50 – 100	7
1 – 2	25 – 50	4

10 – 25	2
3 – 10	1
<3	0

Fuente: Bienansky (2019)

8. RQD

Tabla 7

Rock Quality Designation

RQD (%)	Puntaje
<25	3
25 – 50	8
50 – 75	13
75 – 90	17
90 - 100	20

Fuente: López (2019)

9. Espaciamiento entre discontinuidades

Tabla 8

Parámetros de discontinuidad

Descripción	Espaciado de juntas	Tipo de macizo rocoso	Puntaje
Muy cerrado	< 50 mm	Machucado	5
Cerrado	0,06 – 0,2	Fracturado	8
Moderadamente cerrado	0,2 – 0,6	En bloques	10

Ancho	0,6 – 2	Masivo	15
Muy ancho	> 2	Solido	20

Fuente: López (2019)

10. Descripción de diaclasas

Tabla 9

Descripción de Diaclasa

Grado	Descripción	Puntaje
5	Flujo de agua	0
4	Mojado	4
3	Húmedo	7
2	Semi húmedo	10
1	Completamente seco	15

Fuente: López (2019)

11. Agua subterránea

Tabla 10

Clasificación de las condiciones de las discontinuidades

	< 1 m	1 -3 m	3-10 m	10-20 m	> 20 m
Persistencia	6	4	2	1	0

Apertura	Cerrada	< 0.1 mm	0.11 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Espejo de falla
	6	5	3	1	0
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno suave < 5 mm	Relleno suave >5
	6	4	2	1	0
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperizada	Descompuesta
	6	5	3	1	0

Fuente: López (2019)

12. Rumbo y buzamiento

Según Barton N.; el valor Q describe la calidad del macizo rocoso e indica aproximadamente el tiempo de estabilidad de la excavación además en su trabajo de investigación generó un ábaco que nos indica el tipo de sostenimiento y la distancia en función al radio de soporte ESR mostrado en la siguiente tabla.

Tabla 11

Orientación y buzamiento de las discontinuidades

Rumbo perpendicular al eje del túnel	Rumbo paralelo al eje del túnel
--------------------------------------	---------------------------------

Avance con buzamiento		Buzamiento	
45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Moderado
Avance contra el buzamiento		Buzamiento 0° - 20°, independiente del rumbo	
45° - 90°	20° - 45°	Desfavorable	
Regular	Desfavorable		

Fuente: López (2019)

Tabla 12

Radio de soporte de excavación

Radio de soporte	Características	
G	Muy importantes cavernas y túneles con larga vida, túneles para tuberías de gas.	
F	Fábricas, instalaciones para reuniones y deportes, estaciones de ferrocarril y estaciones eléctricas nucleares subterráneas	
E	Intersecciones, portapapeles, refugios de defensa civil, túneles para ferrocarril y carretera de primer orden, casa de máquinas	1.0
D	Túneles de acceso, de ferrocarril y carretera de segundo orden, plantas de tratamiento de agua, cámaras de almacenamiento	1.3
C	Excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes, túneles pilotos, túneles de conducción de agua para presas hidroeléctricas, excluyendo tubería de presión, y túnel permanente para minería.	1.6
B	Cavernas verticales: i) sección circular	2.5
	ii) sección rectangular/ cuadrada	2.0
A		3-
	Túnel temporal para minería, etc.	5

Fuente: López (2019)

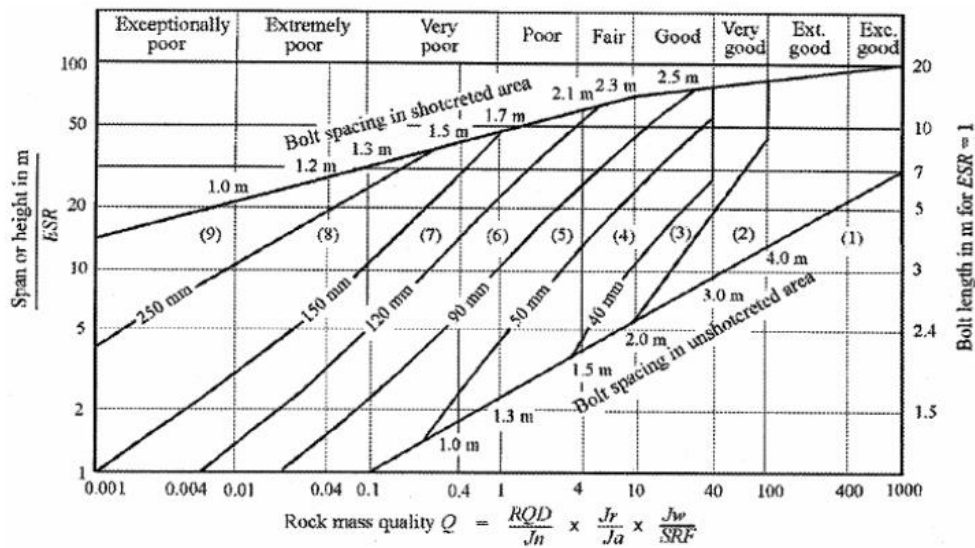
Con el ESR y el ancho requerido del túnel podemos determinar la dimensión equivalente (DE).

Ecuación 22

Dimensión equivalente

$$D_E = \frac{\text{ancho} * \text{diámetro}_{\text{excavación}}}{ESR} \tag{25}$$

Con la obtención de la “dimensión equivalente” y el valor Q Barton, el sostenimiento se puede estimar mediante el ábaco realizado por Grinstad y Barton (1993).



REINFORCEMENT CATEGORIES

- 1) Unsupported
- 2) Spot bolting
- 3) Systematic bolting
- 4) Systematic bolting with 40-100 mm unreinforced shotcrete
- 5) Fibre reinforced shotcrete, 50 - 90 mm, and bolting
- 6) Fibre reinforced shotcrete, 90 - 120 mm, and bolting
- 7) Fibre reinforced shotcrete, 120 - 150 mm, and bolting
- 8) Fibre reinforced shotcrete, > 150 mm, with reinforced ribs of shotcrete and bolting
- 9) Cast concrete lining

Fuente: López (2019)

CAPÍTULO III

3. METODOLOGÍA

3.1. Métodos, Técnicas E Instrumentos De Recolección De Datos.

A continuación, las técnicas e instrumentos que se utilizó son las siguientes:

3.2. Técnicas de recolección de datos

Observación: En esta parte se recopilarán datos para la investigación y gracias a estos datos se podrá conocer datos in Situ en el control de operación, hojas de reporte que se hacen diaria y finalmente obtener resultados de operación, Tabla 14.

La recopilación de la información que se hará uso para la aplicación de la siguiente tesis, se recopilara desde el inicio de turno como son la cantidad de trabajadores que son necesarios, el tipo y nivel de la labor donde se realiza la perforación, área de la sección, y los resultados de la voladura. En los resultados de la voladura se tomará en cuenta la longitud de perforación, longitud de avance, cantidad de taladros realizados, volumen roto.

Adicionalmente para la realización de esta investigación se recopila información técnica, artículos, revistas e informes relacionados con el tema de investigación que servirán de base para realizar análisis estadísticos y así lograr los objetivos.

3.2.1 Instrumentos

Para la realización de este proyecto los instrumentos usados para el estudio son los formatos de avance por disparo, también los reportes diarios que presenten en el caso de estudio.

Datos de avance por disparo.

- Longitud de avance por voladura en un turno.
- Consumo de explosivos por turno.
- Reportes de costos operativos de voladura por turno.

Reportes diarios.

- Cantidad de taladros por turno
- Tipo de explosivo usado
- Hoja de verificación
- Observación directa en el campo

3.3. Procesamiento de la información recolectada

En base a toda la información recolectada se procederá a elaborar cuadros y gráficos estadísticos por todas las actividades que se realizan. Con el fin de comparar con la nueva implementación.



CAPÍTULO IV

4. ANTECEDENTES Y DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES

4.1. Generalidades

4.1.1 Introducción

Actualmente, la Minera Yanaquihua SAC, es una empresa dedicada a la explotación de oro y otros metales, siendo sus operaciones mineras de tipo subterráneo artesanal, el método de minado es de corte y relleno ascendente con relleno detrítico sobre vetas auríferas angostas, las labores a trabajar están distribuidas en 5 zonas: Cerro rico, Esperanza, La 70, Consuelo y Teresa.

La minera está conformada por una contrata Produce.Sac y siete contratas Comercial Minera Gold, inv Dexpromin Alca S.R.L., Sermigold E.I.R.L., PCVY E.I.R.L., Emp. Emiluzma E.I.R.L., Sacomin y Minsol, las cuales se encargan de extraer el mineral por dos tipos de subminado clasificándolos por volumen contrata y por “circado” de veta contrata, produciendo así un rango de 15,000 onzas anuales aproximadamente.

La contrata de estudio PCVY EIRL tiene a su cargo 4 labores mineras las cuales están divididas en fases de exploración; las cuales son Teresa galería 928 y La U Chimenea 738 y de explotación; en Gertrudis bypass 445 y Consuelo tajo 698.

El ciclo de minado que realizan para la extracción de mineral es perforación, voladura, ventilación, desatado, re-desatado, carga, limpieza y acarreo.

Para el desarrollo de perforación se utilizan perforadoras Jack Leg marca RNP y SECO-250 las cuales utilizan aire comprimido y agua, suministradas por un reservorio llamado “El submarino” el cual está ubicado en la zona de Teresa, utilizando así unos barrenos de 4 y 5 pies.

En la voladura no existe un sistema de secuenciación el cual solo es simultáneo, el explosivo a usar es de la empresa EXSA, los cuales están clasificados en Exadit 65%. Semexa

65%, utilizando fulminante, CARMEX y mecha rápida, dependiendo de la calidad del macizo rocoso.

La ventilación está clasificada por los dos tipos de ventilación; de manera natural y artificial, la cual está constituida por ventiladores JOY FP – 45 con diferentes diámetros de mangas de ventilación que varían de 14 pulg. a 16 pulg. Para las labores de la contrata.

La carga y acarreo se dan mediante carros Z-20 los cuales son empujados y llenados a pulso.

El método de pago es la valorización a fin de mes está constituido por los avances en metros que han tenido y por la entrega de volquetes mensual teniendo un requerimiento mensual de 1400 gr de oro distribuido entre las labores de explotación.

4.1.2 Historia de la mina Yanaquihua

La presencia de yacimientos auríferos en Alpacay fueron descubiertos por el año 1680, estableciéndose como un territorio destinado a la extracción de oro a gran magnitud con más grado en vetas contiguas como Encarna, Alpacay y Andaray.

Por el año 1815 se realizaban trabajos en la veta el Rey, conocida por presentar estructuras con filones mineralizados ricos en mineral, pero a gran profundidad.

Terminada la labor de explotación por parte de distintas compañías, las minas se vieron ocupadas por personas dedicadas a la búsqueda de oro. Para el año 1933 se creó la Compañía Minera Alpacay S.A. teniendo como primer lugar de explotación la concesión Júpiter 1 con unas 1800 has. Posteriormente en tres años se logró la cubicación de la veta el Rey con unas 33.200 TM con ley 17.33 Au Gr/TM.

Ya en 1939 se edificó una planta encargada de la flotación de mineral con una capacidad de 150TM por día la cual conto con el apoyo de una planta de cianuración para el manejo, tratamiento de relave y minerales oxidados de cobre. A finales de año, se edificó una planta de fuerza motriz con 600 HP incrementándose gradualmente a 1000 HP.

En 1945 la planta de flotación dejó de estar operativa debido a problemas causados por derrumbes, inundaciones y la devaluación monetaria del oro. En los años siguientes por 1948, se terminó de crear una cortadora para Cerro Rico. Entre 1939 y 1949 la gran mejoría en la producción se vio reflejada en los resultados teniendo un promedio de 350 Kg de Au al año.

En los 70's, se edifica la Empresa Minera Cervantes S.A. adquiriendo la mina Charco y logrando asociarse con Barmine S.A. instalando una planta de amalgamación. Luego se edifica Aurífera del Sur S.A. dueña de 4 denuncios y 12 concesiones mineras auríferas que resultaban 6,882 Has.

Minera Yanaquihua SAC adquiere la totalidad de la propiedad minera Alpacay en el 2000, minera que hasta fines de los 90's, se encontraba bajo el mando de la empresa CEDIMIN.

En dicho depósito, el mineral que se procesa en las distintas plantas de Flotación, Gravimetría y Cianuración alcanza una cantidad de 130 TM/d, siendo su producción de 241 Kg de Au en 2009 y para 2010 de 238 Kg de Au, en tanto que para los siguientes tres años superó los 300 Kg de Au.

En el 2016 Minera Yanaquihua S.A.C. intensifica la exploración de labores Subterráneas y prepara la segunda campaña de perforación diamantina, con el propósito de optimizar la cantidad de reservas y recursos.

4.1.3 Ubicación.

El yacimiento aurífero de la empresa Minera Yanaquihua SAC se ubica en la zona de Alpacay, perteneciente al límite de Yanaquihua, Condesuyos, Arequipa.

Presente dentro de los puntos geográficos 72°57'23" Longitud Oeste y 15°47'52" Latitud Sur, teniendo altitudes que abarcan desde los 1,790 hasta los 2,700 m.s.n.m

Tabla 13

Distancia de accesibilidad de Arequipa a la U.M. Alpacay

Tramo	Km	Horas	Situación Vial
Arequipa – Chuquibamba	227	5.0	Carretera asfaltada
Chuquibamba - Yanaquihua	61	2.0	Carretera asfaltada
Yanaquihua – Calera	12	0.5	Carretera afirmada
Calera – Campamento	6	0.5	Carretera afirmada
TOTAL	306 km	8,0	

Fuente: Minera Yanaquihua SAC (2019)

4.1.4 Accesibilidad

El acceso principal al yacimiento aurífero de la empresa Minera Yanaquihua SAC, desde la ciudad de Arequipa, se desarrolla de acuerdo al Anexo 02

4.1.5 Relieve

El campo de estudio está delimitado en el flanco Occidental, flanco Oeste, Sur de la Cordillera de los Andes, cerca del nevado Solimana y Coropuna, acordonado por los cerros Apacheta, Hualcapampa, Cañacahua, Yurajallpa, Esperanza, Sunca y Cañipaco. Se presenta un relieve accidentado, con grado de pendiente elevado; se observa la presencia de cerros con cimas pronunciadas en forma redondeada como:

- Cerro Esperanza 2130 msnm
- Cerro el Rey 2134 msnm
- Cerro San Antonio 2655 msnm
- Cerro San Cristóbal 2695 msnm
- Cerro Tiquimbro 2972 msnm
- Cerro Quiroz 3162 msnm

Las zonas en los alrededores de la mina exponen pendientes empinadas y alargadas, los cuales alcanzan más de 300 m de altitud, las corrientes en la parte media y cabecera son angostas, expandiéndose hasta el fondo. Los principales arroyos ubicados aledaños al proyecto

son: Alpacay, Chiuca y Apacheta, cada cual, tienen cursos pequeños de agua temporales (estaciones lluviosas). El traslado de sedimentos se encuentra inactivo en el área, puesto que no se tienen escorrentías, incluso cuando se presenta la temporada lluviosa, entonces se tiene evidencia de que se llene el lecho de los barrancos.

4.2. Geomorfología

La geomorfología se ha formado debido a los eventos volcánicos sufridos y a los procesos volcánicos que produjeron el hundimiento y alzamiento de la corteza; las terrazas con relieve plano se consideran coluviales residuales, considerándose como suelos de mínima fertilidad. Se visualizan sectores con relieve poco accidentado, así como la presencia de superficies onduladas y rocas granodioríticas. Factores como la actividad volcánica y las precipitaciones fluviales permitieron formar la actual geomorfología.

- Unidades geomorfológicas
 - a. Unidad de laderas disectadas

Presentan varios cerros con dirección NO-SE, tales como el valle Pampacolca y Chuquibamba, los cuales desarrollaron grandes fallas, su drenaje es del tipo subparalelo que al disectar muestra elevaciones y una topografía moderada. El relieve muestra quebradas como el valle del río Chorunga y Challhuare con orientación NE-SO.

- b. Unidad de valles fluviales

Estas unidades se caracterizan por tener valles con paredes elevadas y con gran pendiente, formando los valles del río Chorunga, valles de Chuquibamba, Viraco y Pampacolca. Los valles de Chorunga y sus afluentes drenan con dirección Oeste, influyendo en la formación de los afluentes del río Ocoña, conservan baja pendiente y un clima desértico.

4.2.1 Clima

El clima en el lugar es seco y cálido, con vegetación dispersa, con temperatura de la zona esencialmente cálida y seca, normalmente presenta una vegetación rala, con temperaturas

promedio mensual de 20°C y mínima de 7°C. Las precipitaciones al año tienen un promedio de 1000 mm y mínimo de 65 mm, la evapotranspiración abarca 8 veces las precipitaciones, los vientos presentan una velocidad promedio de 3 m/s hacia el Este y SE. Existe la presencia de la región Tunga a unos 500 m. y 2500 m.s.n.m.; y la región quechua a unos 2500 m y 3 500 m.s.n.m.

Se notó la presencia de una estación pluviométrica a unos 5 km de la zona estudiada, Yanaquihua, que se encarga del control de temperaturas, así como de la cantidad máxima de precipitaciones llevadas a cabo en el lapso de 24 horas.

Las temperaturas disminuyen en relación de 5°C por cada 100 m de ascenso, a esto se debe que las grandes pendientes topográficas presentan momentos de máximas y mínimas temperaturas. En general las temperaturas van desde 13°C por el día y -10°C al anochecer, por épocas de junio hasta agosto disminuyen aún más; es decir, la temperatura máxima fue de 21°C y la mínima 6.8°C.

Las precipitaciones observadas caen desde diciembre hasta abril con valores máximos de 210 mm y mínimos de 0,4 mm. La humedad aumenta en enero – abril llegando alcanzar un máximo de 90% y con un mínimo de 30% en agosto – diciembre.

En cuanto a los vientos, están orientados al Sur y Sureste. Sus velocidades oscilan entre 1,5 y 5,0 m/s, pero en la noche presentan un ritmo más calmado.

4.2.2 Drenaje

La mayoría de los recursos hídricos del sector estudiado se unen en el río Chorunga-Piñog producido por el derretimiento del Coropuna. El río Piñog discurre por la zona de estudio con dirección SO donde toma el nombre de río Chorunga.

La red de drenaje es sub detrítica a detrítica poco densa como consecuencia de las precipitaciones llevadas a cabo en las alturas y el derretimiento de los nevados, contribuyendo

al límite de caudal elevado en tiempos de estiaje, al converger los ríos Cotahuasi y Marán formaran el río Ocoña con una extensión de 350 Km.

4.2.3 Flora

Se observa la presencia de vegetación en sectores aledaños como las zonas como el Matorral y Arbolada y moderada vegetación en cerros con quebradas, mientras que en lugares explotados hay muy poca vegetación.

Gran parte de la zona con vegetación y flora, presenta una especie arbustiva caracterizada por su erguides, su sencilla propagación y desarrollo en condiciones adecuadas. Los arbustos se generan en tiempos de lluvias desarrollándose muy rápidamente dejando semillas que en las próximas temporadas germinarán y seguirán su mismo ciclo de vida.

4.2.4 Fauna

La presencia de animales es casi nula, pero se logró distinguir 7 especies y familias de aves. En cuanto a reptiles solo una especie, para el caso de mamíferos se observaron desechos fecales e indicios de una posible existencia. No se ha detectado alguna especie animal o vegetal en peligro de extinción dentro de la zona de estudio

4.2.5 Recursos naturales

En esta región predomina la explotación minera en cuanto al trabajo de obtención de oro por parte de los distintos centros mineros de la zona que se volvieron una fuente de desarrollo y de trabajo para la población, en la actualidad se incrementó debido al valor del mineral. En el sector occidente de la minera Yanaquihua hay presencia de pequeñas labores que fueron explotadas un tiempo atrás como Clavelinas y San Juan de Chorunga, limitado al río San Juan, se observa la mina Posco y al noreste Eugenia.

4.2.6 Geología

Alpacay se presenta como un yacimiento aurífero, meso termal, filoniano, vinculado presencia de material aurífero al interior de intrusivos dentro del bloque conocido como Franja

Aurífera Nazca-Ocoña. Este depósito ha producido un aproximado de 150 mil onzas de oro, teniendo 50 vetas y más para su continua explotación en los próximos años.

Su grado de mineralización es errante, se presenta mayormente de forma columnar discontinua llegando hasta los 100 metros relleno en su mayoría por cuarzo- limoita-hematita-pirita. El oro se presenta acompañado de galena-calcopirita-esfalerita, a mayor profundidad esto grada a cuarzo-pirita-calcopirita.

En el desarrollo y exploración, la política de MYSAC está basada en aumentar la cantidad de reservas, para poder cumplir con esta meta se cuenta con un programa mensual donde se realizan progresos verticales y lineales, que son muy importantes para renovar y hallar reservas.

Así mismo, se realiza una prospección y exploración en zonas como Pechugón donde se infiere que podría tener un gran potencial económico. Otras zonas se encuentran en las vetas Mayra, Lucero, Johana, Pamela y Pechugón.

4.2.7 Método de explotación

Minera Yanaquihua S.A.C. utiliza el método de corte y relleno ascendente convencional, al tener vetas de potencia de media a baja con presencia de clavos mineralizados, la mayor ventaja que presenta el método es que es selectivo ya que tiene alto grado de recuperación ya que se puede minar con facilidad las diferentes secciones de alta ley. La unidad minera Yanaquihua tiene por característica principal la presencia de grandes vetas de oro ubicadas a unos 1500 y 2700 m.s.n.m., con un terreno de 14 hectareas, donde se usan métodos de explotación como la excavación directa dentro de las vetas con contenido de mineral. Gran parte de las labores en el interior, presentan sostenimiento de madera en las coronas y hastiales que presentan rocas inestables. Todo el mineral extraído es llevado por volquetes hacia la planta de tratamiento de Alpacay para su posterior procesamiento metalúrgico, se tiene una explotación aproximada al año de 10 500 TMS.

CAPÍTULO V

5. ANÁLISIS DE RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1. Población y Muestra.

5.1.1 Población.

En la presente investigación se tiene como población a los reportes de los procesos de perforación y voladura de la Unidad Minera Yanaquihua MYSAC, siendo el lugar donde se realizó la investigación.

5.1.2 Muestra.

Esta investigación tiene como muestra de estudio al proceso de perforación y voladura en la GA 928 zona Tereza, el cual se sometió a una mejora aplicando modelamiento matemático.

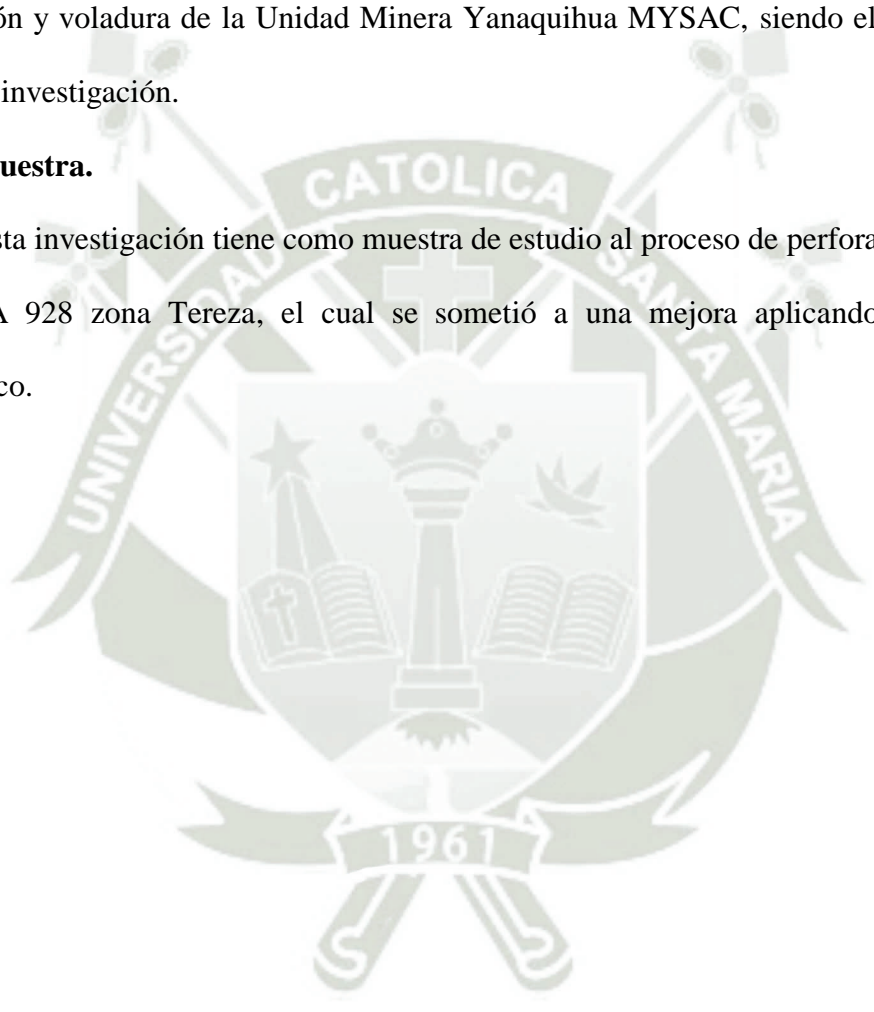


Tabla 14

Información de los frentes de avance en la contrata PCVY

Contrata	Fecha	Turno	Zona	Mano De Obra (Tarea)	Labor	Nro.	Tipo Material (M/D)	Sección Alto (M)	Sección Ancho (M)	Longitud De Perforación (Pies)	Numero De Taladros (Und)	Numero De Taladros Cargados	Avance (M)	Detalles
PCVY	24/03/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	5	26	23	1.4	Traslado de Tico Del 2327 Al 2365
PCVY	25/03/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	5	27	24	1.4	Sostenimiento con Malla + Split Set
PCVY	26/03/2019	D	TEREZA	2	GA	928	D	1.8	1.5	5	26	23	1.6	Ciclo
PCVY	27/03/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	5	26	23	2.6	Ciclo
PCVY	28/03/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	5	26	23	1.6	Ciclo
PCVY	29/03/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	5	27	24	1.6	Ciclo
PCVY	29/03/2019	N	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	26	21	1	Ciclo
PCVY	30/03/2019	N	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6			1.25	Instalación de Riel
PCVY	1/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	35	32		Ciclo
PCVY	2/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	32	29	1.5	Ciclo

PCVY	2/04/2019	N	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	29	26	2	Ciclo
PCVY	6/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	30	27	1.5	Ciclo
PCVY	7/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	26	23	1	Ciclo
PCVY	8/04/2019	N	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	5	29	26	1.5	Ciclo
PCVY	10/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	31	28	1.5	Ciclo
PCVY	11/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	M	1.8	1.5	6	31	28	0.5	Ciclo
PCVY	11/04/2019	N	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	33	30	2	Ciclo
PCVY	12/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	5	31	28	1.5	Ciclo
PCVY	13/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	5	5		1	
PCVY	13/04/2019	N	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	5	33	30	1.5	Ciclo
PCVY	15/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	30	27	1.5	Ciclo
PCVY	16/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	5	30	27	1	Ciclo
PCVY	16/04/2019	N	TEREZA	3	GA	928	M	1.8	1.5	6	31	28	2	Ciclo
PCVY	18/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	25	22	1.5	Ciclo
PCVY	19/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	26	23	1.5	Ciclo
PCVY	22/04/2019	N	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	29	26	1.5	Ciclo
PCVY	23/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	33	30	1.5	Ciclo
PCVY	23/04/2019	N	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	28	25	1.5	Ciclo
PCVY	24/04/2019	N	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	30	27	1.5	Ciclo
PCVY	25/04/2019	D	TEREZA	3	GA	928	D	1.8	1.5	6	32	28	1.5	Ciclo

Fuente: Contrata PCVY (2019)

5.1.3 Perforación

Inicialmente tenemos una malla de perforación propuesta por la Minera Yanaquihua la cual consta un total de 31 taladros, los cuales incluyen los taladros de alivio y taladros cargados, para una sección con los siguientes datos:

Tabla 15

Parámetros técnicos para una sección de 1.8 x 1.5 m

Parámetros	Medida	Unidad
Ancho	1.5	metros
Alto	1.8	metros
Tipo de roca:	MEDIA	
Tipo de material:	ORE	
Densidad:	2.66	TM/m ³
Diámetro de taladro:	38	mm

Nota. En la tabla 15 se nos presenta los parámetros iniciales de un frente como son sus dimensiones, tipo de roca, su densidad, así como la cantidad de taladros propuesta por la unidad minera Yanaquinua. Fuente: Minera Yanaquihua SAC (2019)

Tabla 16

Perforación para una sección de 1.8 x 1.5 m

Perforación	Medidas	Unidad
N° Taladros cargados:	26	tal
N° Taladros alivio:	5	tal
N° total de taladros:	31	tal
Long. Barrenado (5 pies):	1.5	metros
Tiempo de perforación:	2h 23min	horas
Avance por disparo:	1.32	m /disparo
Long. Perf. Efectiva:	1.4	m / taladro
Metros perforados:	43.4	metros
Pies perforados	142.35	pies

Nota. En la tabla 16 se muestra una malla de perforación inicial, donde nos muestra la cantidad de taladros que son necesarios para una malla, como la distribución de los taladros cargados y los taladros de alivio, la longitud de los barrenos usados inicialmente que son de 5 pies, el tiempo que se demora para realizar una malla de perforación por guardia, el avance que se realiza por guardia y como la cantidad de metros perforados. Fuente: Minera Yanaquihua SAC (2019).

5.1.4 Comparación de los resultados de perforación

a) Diseño de malla de perforación anterior

El diseño de malla de perforación que se usaba actualmente fue realizado empíricamente y no consideraba las características del macizo rocoso en los frentes de las labores subterráneas de la minera Yanaquihua, a continuación, se plasman la distribución de los taladros en los frentes con un total de 31 taladros.

Tabla 17

Distribución de taladros

Distribución de Taladros	N° Taladros	
	Cargados	Vacíos
Arranque	3	5
Ay. de arranque	4	
Contra ayuda del arranque	4	
Cuadradores	4	
Producción	4	
Arrastre	4	
Corona	3	
Subtotal	26	5
TOTAL	31	

Nota. En la tabla 17 se muestra en la distribución de taladros que se trabajaba de manera empírica, se observa que el total de taladros perforados era de 31 taladros para cada frente de

labor subterránea de las cuales 26 taladros serán cargados con explosivos y los restantes serán tomados como taladros de alivio. Fuente: López (2019).

Tabla 18

Distribución de taladros para una sección de 1.8 x 1.5 m

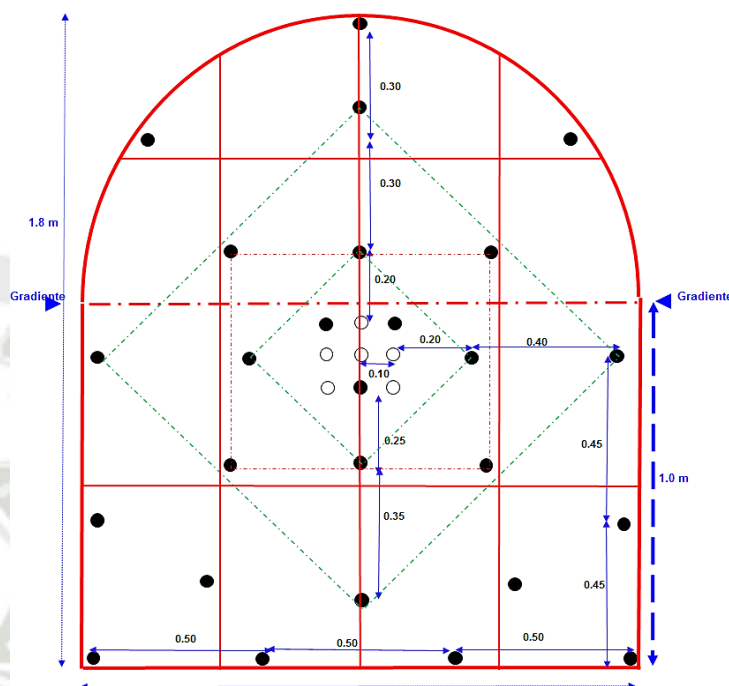
Distribución Taladros	N° Taladros		Cantidad Cartuchos		Accesorios		Peso (Kg)
	Cargados	Vacios	Semexsa 80%	Exadit 65%	Carne x	M. Rápida	
Arranque	3	5	15		3	6	1.28
Ay. de arranque	4		4	16	4		1.64
Contra ayuda del arranque	4		4	16	4		1.64
Cuadradores	4		4	16	4		1.64
Producción	4		4	16	4		1.64
Arrastre	4		4	16	4		1.64
Corona	3		3	12	3		1.23
Subtotal	26	5	38	92	26	6	10.72
Factor de carga (kg/m ³)							
Factor de carga lineal (kg/mts)							
TOTAL	31		130		26	6.00	

Nota. En la tabla 18 se muestra la distribución de los taladros como son la de arranque, ayudas de arranque, contra ayudas, cuadradores, producción, corona, así como la distribución de la cantidad de cartuchos de explosivos por cada taladro. Dando un factor de carga de 3.01 kg/m³ por malla. Fuente: Minera Yanaquihua SAC (2019).

En la figura 2 se nos presenta una malla de perforación usada inicialmente por los maestros perforistas con la distribución de los taladros. Luego de los análisis correspondientes se llegó a obtener un factor de carga de 3.01 kg/m³ y una carga lineal de 8.12 kg/m³, utilizando así el explosivo Semexsa 80% y Exadit al 65%.

Figura 2

Diseño de malla de perforación para una sección de 1.8 x 1.5 m



Fuente: Minera Yanaquinua SAC (2019).

Tabla 19

Eficiencia para una sección de 1.8 x 1.5 m

Eficiencia	Medida	Unidad
Rendimiento en perforación:	93	%
Rendimiento en voladura:	94	%
Volumen:	3.564	m ³
Tonelaje:	9.48	TM
Velocidad media de perforación:	1.084	pies/minuto
Factor de carga:	3.008	Kg / M ³
Metros/hombre guardia	0.47	mts/hg

Nota. En la tabla 19 luego de tomar los datos después de la voladura y luego de un análisis se tiene esta tabla donde se nos muestra a eficiencia con la cual se realizó la voladura, el volumen roto por guardia, así como el tiempo que se demora en realizar un taladro. Fuente: Minera Yanaquihua SAC (2019).

Tabla 20*Eficiencia para una sección de 1.8 x 1.5 m*

Descripción	Cart/caja	Kg/Cart
Semexsa 80%	292	0.086
Exadit 65%	308	0.081

Nota. En la tabla 20 se nos muestra la información de los explosivos que se usan al realizar una voladura, como son la cantidad que viene por caja y el peso de cada cartucho. Fuente: Explosivo EXSA (2019).

5.2. Propuesta técnica a implementar

La propuesta de este trabajo es perforar 8 pies, que equivale a 2.4 m para lograr un avance por disparo de 90%, es decir 2.16 m por disparo, para el diseño de la malla de perforación y voladura se debe usar el método de cuadrados y rombos.

5.2.1 Método de cuadrados y rombos inscritos

Para minimizar los costos en la malla de perforación mediante la disminución de taladros a perforar y optimizar la fragmentación en una sección de 1.80 x 1.50 metros, vamos a reestructurar la malla de perforación mediante el método de cuadrados y rombos inscritos en una hoja de cálculo la cual nos facilitará la distribución de taladros, así como también la cantidad, y para optimizar la fragmentación cambiaremos el explosivo a utilizar y determinaremos el diseño de carga explosiva a utilizar.

Tabla 21

Parámetros Técnicos

Parámetros	Medida	Unidad
Ancho	1.5	mts
Alto	1.8	mts
Tipo de roca:	MEDIA	
Tipo de material:	Desmonte	
Densidad:	2.66	TM/m3
Diámetro de taladro:	38	mm
Potencia de la maquina	2	kwatts
D1	1.5	0.0381
D2		0.0762
RWS potencia relativa del ANFO		1.102
Ep		5%
AH		0.15
cc		1.60

Nota. En la tabla 21 se nos presenta los parámetros técnicos que se tomaran en cuenta para determinar una malla de perforación mediante el modelo matemático. Fuente: Elaboración propia.

5.2.2 Determinación del número de taladros

Ecuación 23

Número de taladros método de cuadrados y rombos inscritos

$$\# \text{ Taladros} = \left(\frac{P}{D_T} \right) + (C * S) \quad (26)$$

Donde:

P: sección del túnel

D_T: distancia entre taladros

C: factor de roca

S: área

Tabla 22

Numero de taladros método de cuadrados y rombos inscritos

Numero de taladro	Medida
P	6.57
Ancho	1.8
Alto	1.5
Dt	0.625
Cohesión de la roca	1.5
Sección	2.7
# Taladros	15

Nota. En la tabla 22 se tiene los datos a usar para la hallar la cantidad de taladros mediante la fórmula ya mencionada anteriormente. Fuente: Elaboración propia.

Tabla 23

Tipo de roca

Tipo de Roca	DT (M)	C
Tenaz o dura	0,50 – 0,55	2,0
Intermedia	0,60 – 0,65	1,5
Friables	0,70 – 0,75	1,0

Nota. En la tabla 23 nos muestra nos muestra la distancia entre taladros, así como el factor de roca según la calidad de roca RMR. Fuente: López (2019)

Tabla 24

Burden y espaciamento

Burden y Espaciamento (m)			
b1	0.11	S1	0.16
b2	0.16	S2	0.34
b3	0.34	S3	0.73
b4	0.73	S4	1.54
q	1.00	concentración lineal de carga	

B	0.15	Burden
Ba	0.62	Burden de arrastre

Nota. En la tabla 24 se presenta los burdenes y espaciamentos obtenidos luego de realizar los cálculos esto con el fin de poder realizar una malla de perforación óptima. Fuente: Elaboración propia.

5.2.3 Nuevo diseño de malla de perforación.

Para este proceso se analizó la malla de perforación con la que se trabajaba anteriormente para así obtener un óptimo diseño de malla de perforación según las propiedades geológicas y geomecánicas del macizo rocoso en el lugar donde labora la empresa minera Yanaquinua.

Tabla 25

Nuevo diseño de distribución de taladros

Distribución De Taladros	N° Taladros	
	Cargados	Vacíos
Arranque	0	4
Ay. de arranque	4	-
Contra ayuda del arranque	4	-
Cuadradores	4	-
Producción	-	-
Arrastre	3	-
Corona	-	-
Subtotal	15	4
TOTAL		19

Fuente: Minera Yanaquihua SAC (2019)

Gracias al uso de las características geológicas y geomecánica de los frentes de labor y el cálculo matemático se logra obtener esta nueva distribución de taladros con un total de taladros perforados de 19 donde 15 son cargados con voladura y 4 son vacíos.

Tabla 26

Perforación

N° Taladros cargados:	15 tal	unidades
N° Taladros alivio:	4	tal
N° total de taladros:	19	tal
Long. Barrenado (8 pies):	2.4	mts
Tiempo de perforación:	1.575638544	horas
Avance por disparo:	2.16	m /disparo
Long. Perf. Efectiva:	2.16	m / taladro
Metros perforados:	45.6	mts
Pies perforados	152	pies

Nota. Luego de la implementación de una malla de perforación, en la tabla 26 se presentan los siguientes datos, primero una tabla sobre la perforación donde indica una reducción de los taladros totales de 31 a 19 taladros por malla, así como la implementación del uso de un barreno de 8 pies, esto con el fin de aumentar la producción y avance por guardia. Fuente: Elaboración propia

Tabla 27

Eficiencia

Rendimiento en perforación:	82%	unidades
Rendimiento en voladura:	100	%
Volumen:	5.832	m3
Tonelaje:	15.51	TM
Velocidad media de perforación:	0.699	m/minuto
Factor de carga:	1.31	Kg / M3
Metros/hombre guardia	0.77	mts/hg

Nota. La tabla 27, es una tabla de eficiencia que muestra datos obtenidos post voladura donde se mejoró el rendimiento de perforación, también se tuvo un aumento en volumen roto por guardia. Fuente: Elaboración propia.

Tabla 28

Característica del explosivo

Descripción	Cart/caja	Kg/cart
Emulnor 3000	260	0.096
Emulnor 5000	246	0.102

Nota. La tabla 28 muestra las características de los explosivos a usarse. Fuente: Elaboración propia.

5.2.4 Voladura

Con el cambio de explosivo diseñamos el carguío de explosivos por taladro, teniendo en cuenta las características del macizo rocoso y las longitudes determinadas por el burden y espaciamiento en las diferentes zonas del frente.

Tabla 29

Distribución de taladros

Distribución	Nº Taladros		Cantidad Cartuchos		Accesorios		Peso (Kg)
	Cargados	Vacíos	Emulnor 3000	Emulnor Total	Carme x	M. Rápida	
Arranque	0	4	0			6	0
Ay. de arranque	4		4	16	4		2.01
Contra ayuda del arranque	4		4	16	4		2.01
Cuadradores	4		4	16	4		2.01
Producción	-			0			0
Arrastre	3		4	12	4		1.6
Corona	-			0			0
Subtotal	15	4	16	60	16	6	7.64
TOTAL	19		76		16	6	
	Factor de carga (kg/m3)			1.31			
	Factor de carga lineal (kg/mts)			3.54			

Nota. En la tabla 29 obtenemos que la cantidad de taladros perforados disminuye a 19 esto representa 45 m efectivos de perforación que disminuye el tiempo de perforación de 2 horas 23 min. 1 hora 30 min, es decir la eficiencia sube 53% de la perforación. El avance real se incrementa de 1.35 m a 2.35 m que representa un incremento de 57.4 %, el factor de carga disminuye de 3.008 kg/ m³ a 1.31 kg/m³, se debe destacar que el factor de carga logrado en el rediseño está dentro de los parámetros para la calidad de roca, mientras que el factor anterior excede la carga en este tipo de macizo rocoso. Fuente: Elaboración propia.

Tabla 30

Comparación de los resultados de voladura

a) Voladura anterior.

Los resultados son mostrados a continuación en la tabla 31

Tabla 31

Parámetros obtenidos de la voladura anterior

Parámetros	Semexsa y Exsadit	Unidades
Kg/Disparo	10.72	Kg
Volumen	3.56	m ³
Toneladas	9.47	TM
Factor de carga	3.01	Kg/m ³
Factor de carga lineal	8.05	Kg/m

Nota. La tabla 31 muestra los parámetros que se obtuvieron de la voladura anterior antes de la implementación de la nueva malla de perforación. Los datos más resaltantes que se evidencian en la malla de perforación antigua son la cantidad de explosivos que son 10.7 Kg/disparo, el factor de carga que es de 3.01 Kg/m³, el volumen roto que es 3.56 m³. Fuente: Minera Yanaquihua SAC (2019)

b) Voladura después de la implementación.

Los resultados son mostrados a continuación en la tabla 32.

Tabla 32

Parámetros obtenidos después de la implementación

Parámetros	Emulnor 3000	Unidades
Kg/Disparo	7.64	Kg
Volumen	5.83	m ³
Toneladas	15.51	TM
Factor de carga	1.31	Kg/m ³
Factor de carga lineal	3.54	Kg/m

Nota. La tabla 32 muestra los parámetros de la voladura después de la implementación donde se ve claramente la disminución del uso de explosivos a 7.64 Kg/ Disparo que es mucho menor que la anterior por ende el costo también disminuirá, así como la disminución del factor de carga a 1.31 Kg/m³. Fuente: Elaboración propia.

5.2.5 Resultados relativos de costos de perforación y voladura en la mina

Los resultados obtenidos antes y después de la implementación del diseño de malla son los siguientes:

a) Indicadores iniciales de perforación y voladura

Con los datos obtenidos en el campo calculamos el costo de metro lineal en un frente y nos permitirá tener un enfoque más claro del problema que se tiene en las operaciones de perforación y voladura. Los indicadores que se van a utilizar son los siguientes:

Tabla 33

Indicadores para voladura inicial

Indicadores	Unidad	Valor
Área de la Labor	m ²	2.70
Longitud del barreno	m	1.52
Longitud de perforación	m	1.42
Eficiencia de perforación	%	0.93
Longitud de taco promedio	m	0.11
Eficiencia de la voladura	%	0.94
Rendimiento de la voladura	m/Disparo	1.33
Volumen Roto	m ³	3.56
Densidad del Material	Tn/m ³	2.66
Toneladas rotas	Tn/Disparo	9.47
Cantidad de explosivo	Kg	10.72
Factor de carga	Kg/m ³	3.01
Factor de potencia	Kg/Tn	1.13
Factor de avance	Kg/m	8.05

Nota. En la tabla 33 nos presenta los indicadores iniciales, recolectados anteriormente. Fuente: Elaboración propia

b) Resultados iniciales de perforación y voladura

Tabla 34

Parámetros para obtención de costos

Parámetros	Descripción		
Equipo	JACK LEG	PIES PERF.	155
Sección	1.5X1.8 M	AVANCE/DISP.	1.32
Tipo De Roca	Media	EFIC. PERFORACION	93%
Long. Barreno	5	EFIC. VOLADURA	94%
N° Taladros	31	VOLUMEN (m3)	3.56
Taladros Cargados	5	DISP/TAREA	1
Taladros Vacíos	26		

Nota. La tabla 34 presenta lo parámetros que se presentan una malla de perforación después de realizar la voladura y estas influenciara en los costos. Fuente: Elaboración propia.

Tabla 35

Costos directos de perforación y voladura para mano de obra

Descripción	Unidad	Cant.	Costo/ Unid.	Incidencia	Costo/ Disparo	Costo/M
Perforista	Tarea	1	55	1	55	41.67
Ayudante	Tarea	1	45	1	45	34.09
Peón	Tarea	1	45	1	45	34.09
Capataz	Tarea	1	85	1	85	64.39
Bodeguero	Tarea	1	45	1	45	34.09
Total						208.33

Nota. Fuente: Elaboración propia

Tabla 36

Costos directos de perforación y voladura en equipos de perforación y accesorios

Descripción	Unidad	Cant.	Precio/ Unid.	Incidencia	Costo/ Disparo	Costo/M
Perforadora Jack leg	Eqp	1	4730.00	80000	8.99	4.16
Barras cónicas 4' Pies	Pza	1	74.53	1200	9.44	4.37
Barras cónicas 5' Pies	Pza	1	85.21	1200	10.79	5.00
Broca 36mm	Pza	1	23.90	350	10.38	4.80
Broca 38mm	Pza	1	25.15	350	1.80	0.83
Aceite	Gl	0.25	49.17	1	12.29	9.31
manguera 1"	M	30	12.00	120	3.00	2.27
manguera 1/2"	M	30	6.00	120	1.50	1.14
Conexiones	Unid.	4	2034.00	120	0.68	0.52
Total						32.40

Nota. Fuente: Elaboración propia.

Tabla 37

Costos directos de perforación y voladura en explosivos y accesorios de voladura

Descripción	Unidad	Cant.	Costo/ Unid.	Incidencia	Costo/ Disparo	Costo/M
Semexa 80%	Kg	38	0.9		34.2	25.91
Semexa 65%	Kg	92	0		0	0.00
Carmex	M	26	0.64		16.64	12.61
Mecha Rápida	M	6	0.4		2.4	1.82
Total						40.33
Total, Costos Directos						281.07
Costos Indirectos			10%			28.11
Costo Total						309.17

Nota. En la tabla 35, 36 y 37, se realizó un análisis de los costos que se tomarán en cuenta para la realización de perforación y voladura para un avance de 5 pies, teniendo costos directos de \$ 309.17 por metro lineal. Fuente: Elaboración propia.

c) Indicadores potenciales para la perforación y voladura

Tomaremos en cuenta los valores propuestos para la nueva malla de perforación y voladura.

Tabla 38

Indicadores para perforación y voladura propuesto

INDICADORES	UNIDAD	VALOR
Área de la Labor	m ²	2.70
Longitud del barreno	m	2.44
Longitud de perforación	m	2.16
Eficiencia de perforación	%	0.90
Longitud de taco promedio	m	0.28
Eficiencia de la voladura	%	1.00
Rendimiento de la voladura	m/Disparo	2.16
Volumen Roto	m ³	5.83

Densidad del Material	Tn/m ³	2.66
Toneladas rotas	Tn/Disparo	15.51
Cantidad de explosivos	Kg	7.64
Factor de carga	Kg/m ³	1.31
Factor de potencia	Kg/Tn	0.49
Factor de avance	Kg/m	3.54

Fuente: Elaboración propia

d) Costos de la perforación y voladura después de la implementación

Tabla 39

Parámetros usados para la obtención de costos

Equipo	JACK LEG	PIES PERF.	152
Sección	1.5X1.8 M	AVANCE/DISP.	2.16
Tipo De Roca	MEDIA	EFIC. PERFORACION	90%
Long. Barreno	8	EFIC. VOLADURA	100%
Nº Taladros	19	M3 de Disparo	5.832
Taladros Cargados	4	DISP/TAREA	1
Taladros Vacíos	15		

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 40

Costos directos de perforación y voladura propuesto de mano de obra

Descripción	Unidad	Cant.	Costo/ Unid.	Incidencia	Costo/ Disparo	Costo/M
Perforista	Tarea	1	55	1	55	25.46
Ayudante	Tarea	1	45	1	45	20.83
Peón	Tarea	1	45	1	45	20.83
Capataz	Tarea	1	85	1	85	39.35
Bodeguero	Tarea	1	45	1	45	20.83

Total 127.31

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 41

Costos directos de perforación y voladura propuesto de equipos de perforación y accesorios

Descripción	Unidad	Cant.	Costo/ Unid.	Incidencia	Costo/ Disparo	Costo/M
Perforadora Jack leg	Eqp	1	4730.00	80000	8.99	4.16
Barras cónicas 4' Pies	Pza	1	74.53	1200	9.44	4.37
Barras cónicas 6' Pies	Pza	1	93.81	1200	11.88	5.50
Barras cónicas 8' Pies	Pza	1	102.41	1200	12.97	6.01
Broca 36mm	Pza	1	23.90	350	10.38	4.80
Broca 38mm	Pza	1	25.15	350	2.30	1.06
Aceite	Gl	0.5	49.17	1	24.59	11.38
Manguera 1"	M	45	12.00	120	4.50	2.08
manguera 1/2"	M	45	6.00	120	2.25	1.04
Conexiones	Unid.	7	2034.00	120	0.68	0.31
Total						40.73

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 42

Costos directos de perforación y voladura propuesto de explosivos y accesorios

Descripción	Unidad	Cant.	Costo/ Unid.	Incidencia	Costo/ Disparo	Costo/M
Emulnor 3000	Kg	16	2.20		35.2	16.296
Emulnor 5000	Kg	60	2.40		144	66.667
Carmex	M	16	0.64		10.24	4.741
Mecha Rápida	M	6	0.40		2.4	1.111
Total						88.815
Costo Total Directos					USS/M	256.858
Costos Indirectos					10%	25.68
Costo Total						282.54

Nota. En el cuadro anterior se tienen los costos que se necesitarán para realizar la perforación y voladura propuesta para un avance de 8 pies teniendo un costo de \$ 282.54 por metro lineal.

Fuente: Elaboración propia.

5.2.6 Comparación de resultados de costos iniciales y costos potenciales en perforación y voladura

Tabla 43

Comparación de costos iniciales con los propuestos

Costo	Inicial	Potencial
Costos Directos	US\$/M	US\$/M
Mano de Obra	208.33	127.31
Equipo de Perforación	32.40	40.73
Explosivos y Accesorios	40.33	88.815
Costos Total Directos	281.07	256.86
Costos Indirectos	28.11	25.690
Costo Total	309.18	282.55
Reducción De Costo	8.74%	

Nota. En la tabla 43 tenemos una comparación de los costos que se tuvieron durante la realización de las actividades de perforación y voladura, teniendo una reducción de costos de 8.74%. Fuente: Elaboración propia

Gráfico 1

Comparación de los costos de perforación

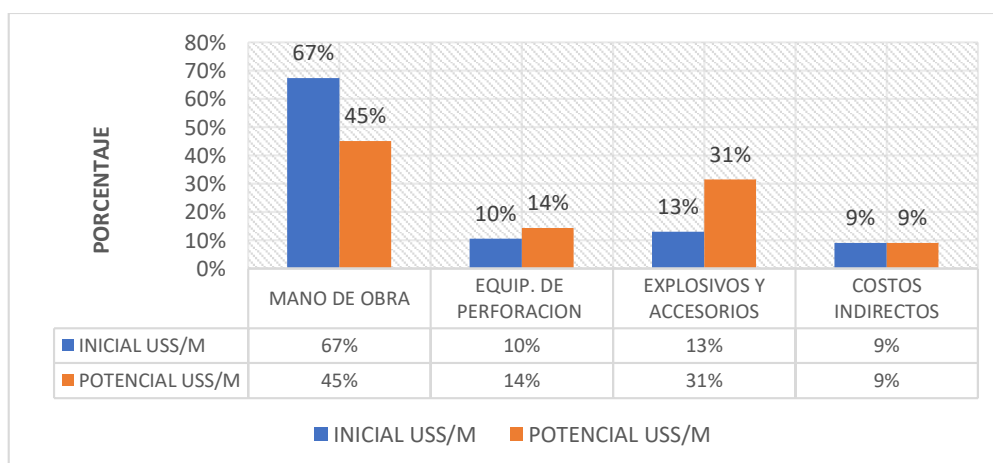
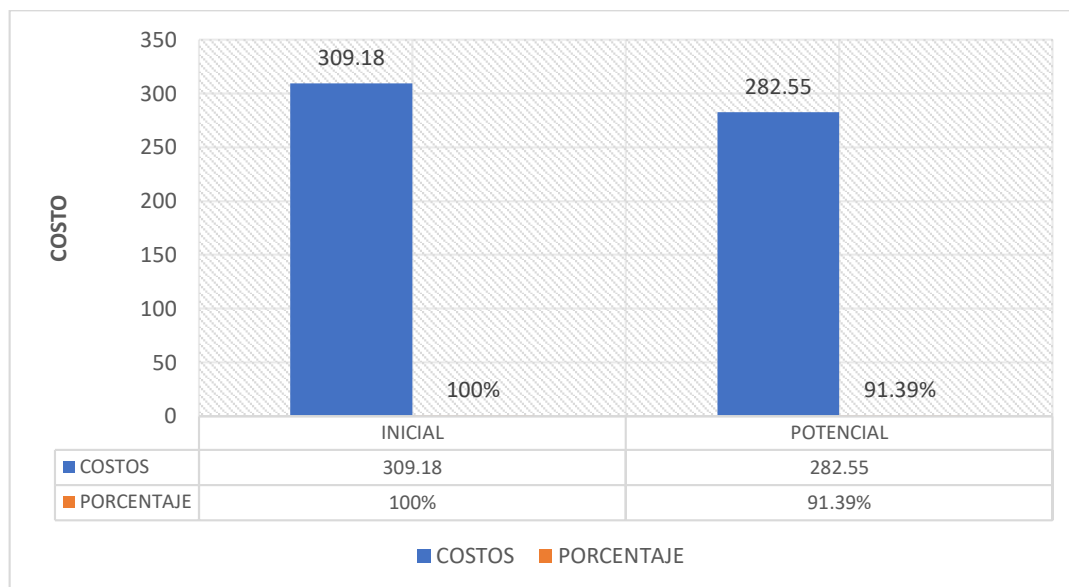


Gráfico 2

Comparación de costos antes y después de la implementación



Nota. En la gráfica 2 vemos los costos antes y después de la implementación de la nueva malla de perforación y voladura propuesta, y vemos que se obtiene un menor costo con la aplicación de lo propuesto reduciendo así significativamente los costos. Se redujo los costos en un 8.7% de los costos. Fuente: Elaboración propia.

5.2.7 Sostenimiento

5.2.7.1 Caracterización del macizo rocoso U.M. Alpacay

En la U.M. Alpacay para poder determinar el sostenimiento a utilizar realizan una caracterización geotécnica del macizo rocoso, la cual está dada por los métodos estandarizados; tablas geomecánica, principalmente la tabla GSI.

5.2.7.2 Clasificación del macizo rocoso.

Contamos con un tipo de roca intensamente fracturada con una orientación desfavorable de discontinuidades vetas, con un RQD entre 50- 75 y teniendo así de 6 a 12 fracturas por metro.

Tabla 44

Tabla GSI para determinar el sostenimiento en labores permanentes

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO																
Clasificación RMR de Bieniawski (1989)																
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES									VALORACIÓN						
RESIST. COMP. UNIAxIAL (MPa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	< 25	2	< 5	1	< 1	0	1	50 - 100
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3	2	1	0	0	2	50 - 75
ESPACIAMIENTO (m.)	> 2	20	0.6 - 2	15	0.2 - 0.6	10	0.06 - 0.2	8	< 0.06	5	3	2	1	0	3	0.6 - 2
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m.	6	1 - 3m.	4	3 - 10mm.	2	10 - 20m.	1	> 20mm.	0	4A	0	0	4	10 - 20m.
	APERTURA	Cerrada	6	< 0.1mm.	5	0.1 - 1.0mm.	4	1 - 5mm.	1	> 5mm.	0	4B	0	0	4	0.1 - 1.0mm.
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0	4C	0	0	4	Rugosa
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm.	4	Dura > 5mm.	2	Suave < 5mm.	1	Suave > 5mm.	0	4D	0	0	4	Suave < 5mm.
ALTERACIÓN	Sana	6	Lig. Alterada	5	Mod. Alterada	3	Muy Alterada	2	Descompuesta	0	4E	0	0	0	4	Lig. Alterada
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco	15	Húmedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0	5	0	0	0	5	Goteo
VALOR RMR (Básico) =															55	
CLASE DE MACIZO ROCOSO																
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0											55
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA											REGULAR
PARÁMETRO PARA CALCULAR EL RMR SEGÚN LA ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES TÚNELES Y MINERÍA																
Buzamiento 0°-20° (Independiente del Rumbo)											Rango RMR					
Desfavorable											-10					
VALOR RMR (Corregido) =															45	
CLASE DE MACIZO ROCOSO																
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0											45
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA											REGULAR

Fuente: Elaboración propia

Figura 3

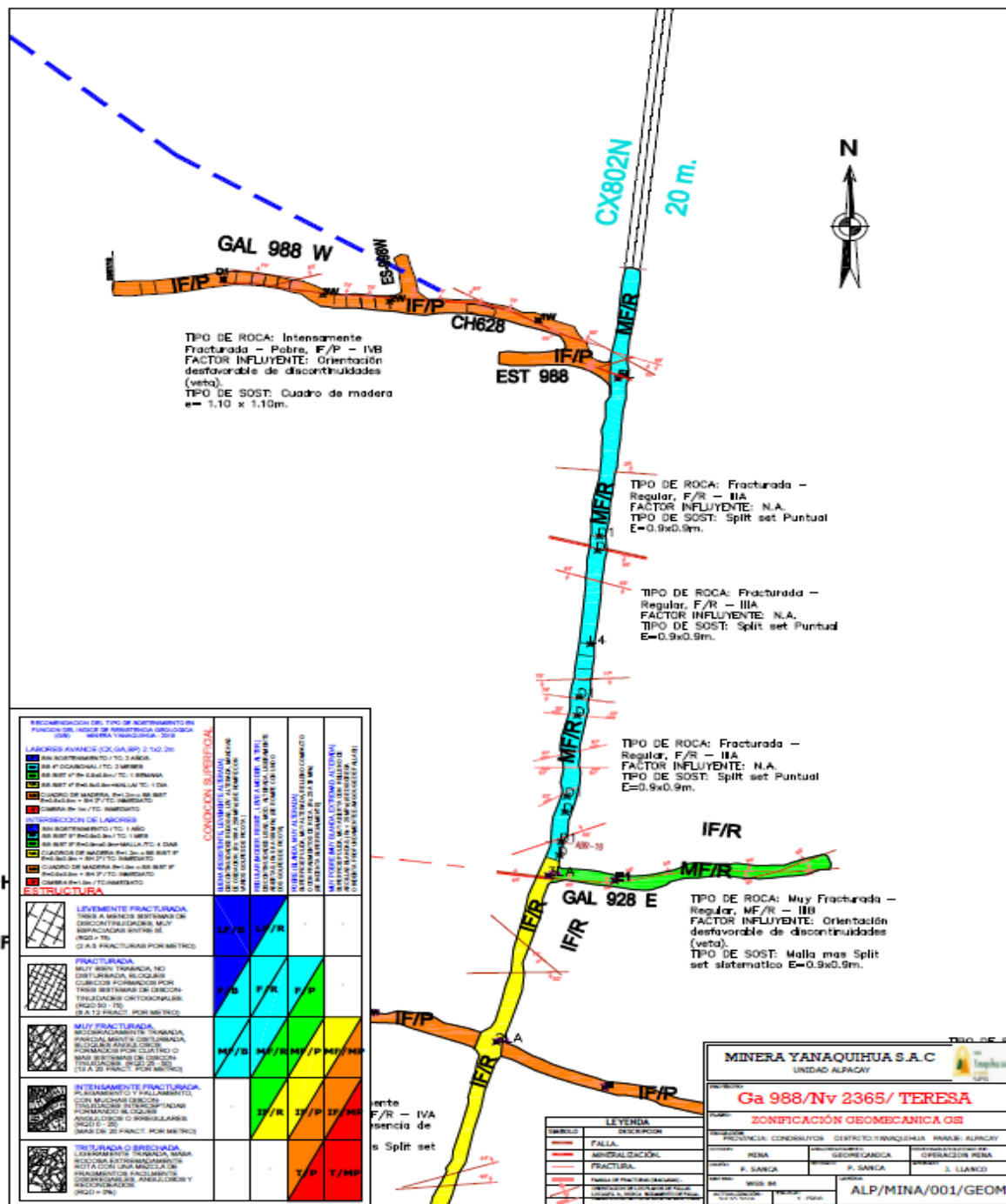
Índice de resistencia geológica

<p>RECOMENDACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN FUNCION DEL INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI) MINERA YANAQUIHUA - 2019</p> <p>LABORES AVANCE (CX,GA,BP) 2.1x2.2m</p> <p>LF/B SIN SOSTENIMIENTO / TC: 2 AÑOS. LF/A SS 4" OCASIONAL / TC: 2 MESES LF/R SS SIST 4" E= 0.9x0.9m / TC: 1 SEMANA LF/P SS SIST 4" E=0.8x0.8m+MALLA/ TC: 1 DIA LF/MP CUADRO DE MADERA, E=1.2m o SS SIST E=0.8x0.8m + SH 2" / TC: INMEDIATO LF/V CIMBRA E= 1m / TC: INMEDIATO</p> <p>INTERSECCION DE LABORES</p> <p>IF/B SIN SOSTENIMIENTO / TC: 1 AÑO IF/A SS SIST 5" E=0.9x0.9m / TC: 1 MES IF/R SS SIST 5" E=0.9mx0.9m+MALLA /TC: 4 DIAS IF/P CUADROS DE MADERA E=1.2m o SS SIST 5" E=0.9x0.9m + SH 2" / TC: INMEDIATO IF/MP CUADRO DE MADERA E=1.0m o SS SIST 5" E=0.9x0.9m + SH 3" / TC: INMEDIATO IF/V CIMBRA E=1.0m / TC: INMEDIATO</p> <p>ESTRUCTURA</p>		<p>CONDICION SUPERFICIAL</p> <p>BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES USAS, MOD. ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)</p> <p>MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE EJM GOUGE DE FALLAS))</p>			
<p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ. (RQD > 75). (2 A 5 FRACTURAS POR METRO).</p>	LF/B	LF/R			
<p>FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (8 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	F/B	F/R	F/P		
<p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (13 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>		IF/R	IF/P	IF/MP	
<p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (RQD = 0%)</p>			T/P	T/MP	

Fuente: Área de Geomecánica – Minera Yanaquihua SAC (2019)

Figura 4

Zonificación geomecánica GSI



Fuente: Área de Geomecánica – Minera Yanacuihua SAC (2019)

5.2.8 RMR – ROCK MASS RATING

Tabla 45

Radio de soporte de excavación

A	Túnel temporal para minería, etc.	3-5
B	Cavernas verticales: i) sección circular	2.5
	ii) Sección rectangular/ cuadrada	2.0
C	Túnel permanente para minería. Túneles de conducción de agua para presas hidroeléctricas (excluyendo tubería de presión), túneles pilotos, excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6
D	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles de carretera de segundo orden y ferrocarril, túneles de acceso.	1.3
E	Casa de máquinas, túneles para carretera de primer orden y ferrocarril, refugios de defensa civil, portapapeles, intersecciones, fábricas.	1.0
F	Estaciones eléctricas nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas	
G	Muy importantes cavernas y túneles con larga vida, túneles para tuberías de gas.	

Fuente: Jimeno (2019)

Con el ESR y el ancho requerido del túnel podemos determinar la dimensión equivalente (DE)

Ecuación 24

Dimensión equivalente

$$D_E = \frac{\text{ancho} * \text{diámetro} * \text{altura de la excavación}}{ESR} \quad (27)$$

$$D_e = 1.8/1.6$$

$$D_e = 1.125$$

Figura 5

Clasificación por RMR

PARÁMETRO PARA CALCULAR EL RMR SEGÚN LA ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES TÚNELES Y MINERÍA						
Buzamiento 0°-20° (Independiente del Rumbo)					Rango RMR	
Desfavorable					-10	
VALOR RMR (Corregido) =						45
CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	45
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	REGULAR

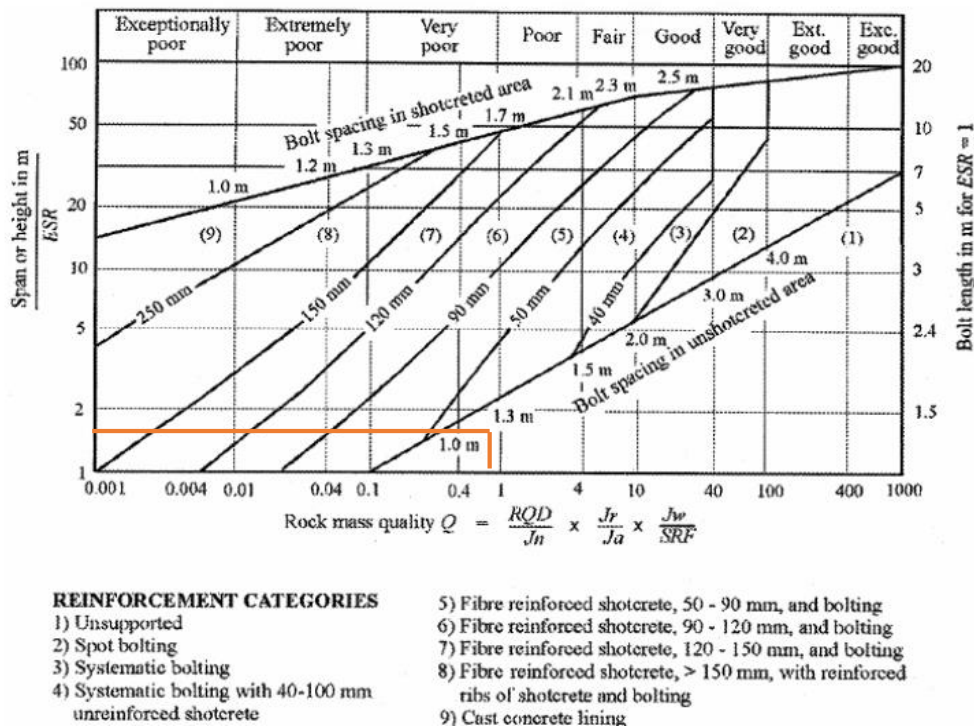
Fuente: Elaboración propia

Con la obtención de la “dimensión equivalente” y el valor Q Barton, el sostenimiento se puede estimar mediante el ábaco realizado por Grinstad y Barton (1993)

Según las tablas que anteriormente se describen como son el análisis de geomecánica con la obtención del valor de Q de Barton, mediante los resultados de RMR Y RQD., se analiza el Abaco de la figura 7, infiriendo que en las zonas donde existan rocas “colgadas” se debe sostener puntualmente con pernos de anclaje con una distancia de 1 metro y esta no requiere.

Figura 6

Estimación de las categorías de soporte según el sistema Q



Fuente: López (2019)

CONCLUSIONES

1. Mediante la implementación de modelos matemáticos en Excel determino que el nuevo diseño de la malla de perforación se realizar con el método de cuadrado y rombos inscritos, la cual nos permitirá una mejor evaluación de los parámetros de perforación y voladura.
2. Se pudo identificar que inicialmente se encuentran deficiencias en la malla de perforación propuesta por la Minera Yanaquihua la cual consta inicialmente de un total de 31 taladros, que incluyen los taladros de alivio y taladros cargados, para una sección de 1.8 x 1.5 m con una perforación de 4 pies.
3. Según la fórmula empírica de Holmberg la profundidad del taladro está relacionada al diámetro de perforación, realizando la fórmula de Holmberg se determina un avance de 2.5 metros, tomando en cuenta que nuestro arranque es de 4 taladros vacíos.
4. De acuerdo con el diseño de la nueva malla mediante el método de cuadrados y rombos inscritos, este diseño nos da 15 taladros cargados y 4 alivios, además es necesario perforar con barrenos de 8 pies o 2.4 m, para lograr un avance de 82% es decir dos metros por disparo. La productividad es de 0.77 m/ hombre-gdía.
5. Inicialmente se observa un factor de carga de 3.01kg/m, Mediante la implementación del método de cuadrado y rombos inscritos se cambia el tipo de explosivos tipo emulsión que presenta una presión de detonación de 92 kbar y entregan 920 kcal/kg de energía, llegando a obtener un factor de carga de 1.31 kg/m.
6. Mediante el análisis de las características geomecánicas la unidad minera Alpacay presenta un tipo de roca fracturada con una orientación desfavorable de discontinuidades vetas, con un RQD entre 50 - 75 y teniendo así de 6 a 12 fracturas por metro. Además, se analiza el RMR y Q de Barton que presenta los siguientes valores 54 y 1.9 respectivamente. se concluye que según lo hallado se debe sostener

puntalmente, solo en zonas que visiblemente las rocas estén “colgadas” con pernos de anclaje de 1 metro, no requiere de shotcrete.

7. Respecto a los costos unitarios totales, se concluye que gracias a las soluciones propuestas se tiene que el costo después de la implementación es de 282.55 US\$/M, en contraste de lo que inicialmente es de 309.18 US\$/M reduciendo un 8.74%, estos costos consideran los costos directos de máquina, equipos auxiliares, así como mano de obra. Además, se utiliza emulsiones que ayudan a mejorar la fragmentación de roca pues existe una mejor entrega de energía según la calidad.



RECOMENDACIONES

El desarrollo de la malla y su adaptación al frente de avance irá en función a la geología que presente cada frente de acuerdo se vaya avanzando, en consecuencia, será necesario hacer pruebas ensayo-error, post aplicación de la nueva malla de acuerdo con los modelos matemáticos sugeridos en el programa Excel.

Se sugiere que los supervisores de las Operaciones Mina de la contrata deberán planificar y hacer cumplir el nuevo diseño de malla previa capacitación con los operadores, maestro perforista, ayudante perforista para mejorar la eficiencia del avance de manera inmediata.

Evitando las practicas empíricas al momento de perforación se evitará el incremento de costos operativos, para lo cual se debe capacitar al personal en la implementación de la nueva malla ya sea en el reparto de guardia o si el tiempo es muy corto realizando capacitaciones, de tal manera que el personal se encuentre familiarizado con el nuevo diseño.

Realizar la clasificación geomecánica de manera continua para poder identificar el tipo de sostenimiento a colocarse en los frentes de trabajo; con esto se evitará colocar otro tipo de sostenimientos inadecuados al tipo de terreno.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Calua, F., Lopez, D., & Lozano, A. (2015). *Modelos matematico para el diseño de voladura en tuneles*. Cajamarca: file:///C:/Users/ysa/Downloads/313691914-Modelos-Matematicos-Para-Voladura-en-Tuneles.pdf.
- Chahuares. (2012). *Nuevo Diseño de Malla para Mejorar la Perforación y Voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina EL COFRE*. Puno.
- Fernandez, C. (2012). *Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, Mina El Teniente*.
- Garrido, A. (2012). *Diagnóstico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente*". Chile: Universidad de Chile.
- González, F. (2018). *Análisis de criterios matemáticos que predicen el radio de fracturamiento en roca, generado por voladura en excavaciones subterráneas*. México: Universidad Autónoma de México.
- Langefors, k. (1963). *Taladros de ayuda y sobre ayuda*.
- Lopez, E. (2019). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España.
- Mamani, N. (2021). *Optimización de Opex en labores de avance horizontal aplicando el método de Roger Holmberg con un nuevo diseño de malla de perforación y consumo de explosivo en la Empresa Minera Arapa S.A.C*. Puno.
- Mendoza, N. (2013). *Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la unidad minera Paraíso-Ecuador*.
- Ramírez, P. (2004). *Mecánica de rocas*.
- Rivera, H. (2019). *Optimización De Perforación Y Voladura Aplicando El Modelo Matemático De Roger Holmberg En El Proyecto Central Hidroeléctrica San Gabán III*".
- Ruiz, A. (2018). *Mejora De La Granulometría Mediante El Diseño De Malla De Perforación Y Voladura Aplicando El Modelo De Holmberg En La Galería 370 De La Zona Coturcan en La Mina Huancapeti – Año 2015*.
- Sanchez. (2012). *Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampa en la Mina Bethzabeth – Ecuador*.

Vargas, Z. (2009). LA INVESTIGACIÓN APLICADA: UNA FORMA DE CONOCER LAS REALIDADES CON EVIDENCIA CIENTÍFICA. *Revista Educación*.



ANEXOS

Anexo 01 Emulnor 3000

Características técnicas

	EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
Densidad relativa (g/cm ³)	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación (m/s)	confinado *	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 500 ± 300
	s/confinar **	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88
Energía (kcal/kg)	628	785	920	1010
Volumen normal de gases (l/kg)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (%) (***)	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (%) (***)	77	120	142	159
Sensibilidad al fulminante	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro.

** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

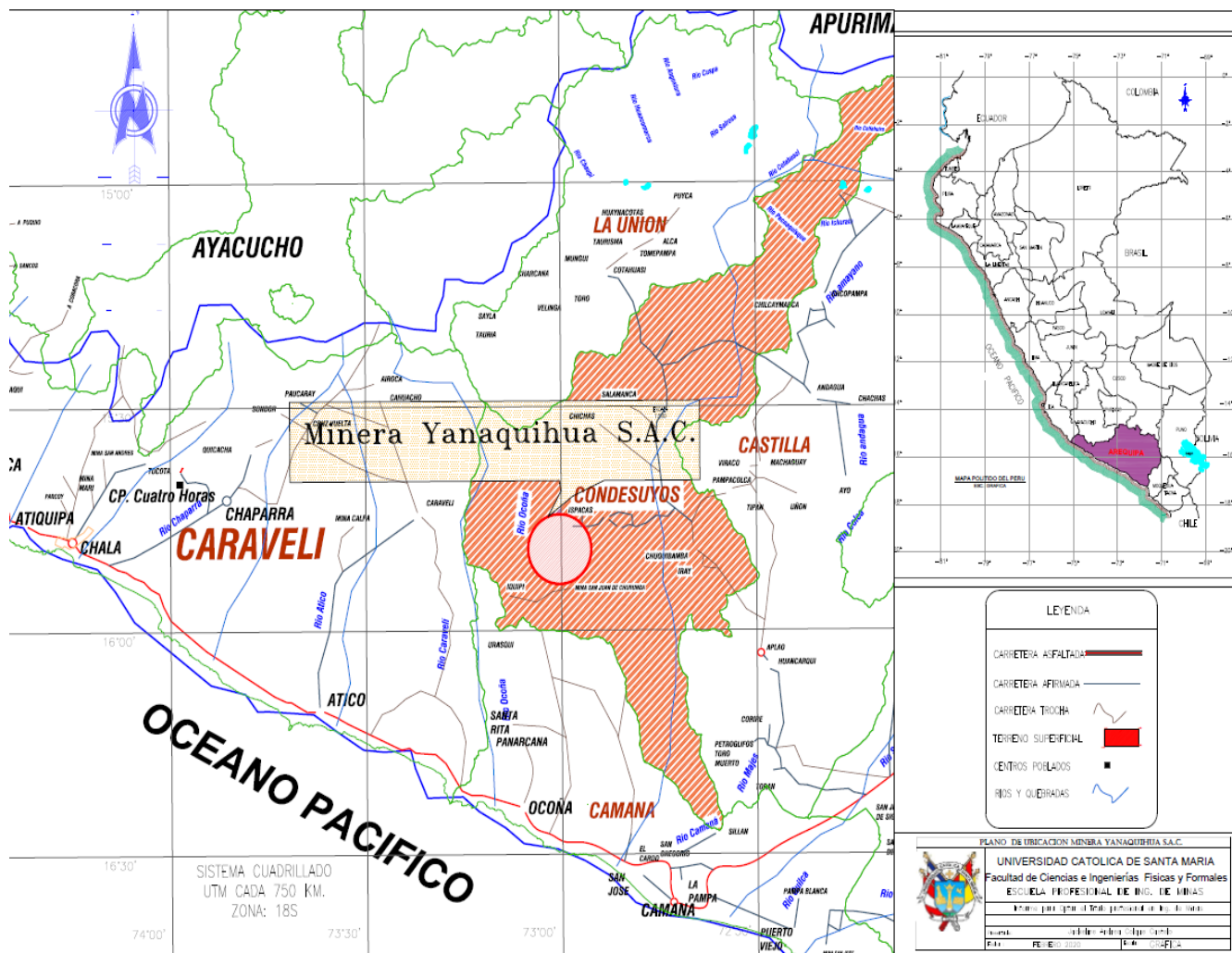
*** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Presentación

	Material de caja	Capacidad de caja (Pza.)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
EMULNOR® 500 1" x 7"	Cartón	318	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 500 1" x 8"	Cartón	294	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 30,0
EMULNOR® 1000 1" x 7"	Cartón	264	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 1000 1" x 8"	Cartón	230	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 1000 1" x 12"	Cartón	150	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0
EMULNOR® 3000 1" x 7"	Cartón	260	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 3000 1" x 8"	Cartón	228	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 3000 1" x 12"	Cartón	144	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0
EMULNOR® 5000 1" x 7"	Cartón	246	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 5000 1" x 8"	Cartón	216	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 5000 1" x 12"	Cartón	142	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0

Otras formas de embalaje de acuerdo a pedido.

Anexo 02 Mapa Minera Yanaquihua



Anexo 03 costos iniciales de perforación y voladura

Descripción	Unidad	Cant.	Costo/ Unid.	Incidencia	Costo/ Disparo	Costo/M
Mano de Obra						
Perforista	Tarea	1	55	1	55	41.67
Ayudante	Tarea	1	45	1	45	34.09
Peón	Tarea	1	45	1	45	34.09
Capataz	Tarea	1	85	1	85	64.39
Bodeguero	Tarea	1	45	1	45	34.09
TOTAL						208.33
Equipos de perforación y accesorios				VIDA UTIL (PP)		
Perforadora Jack leg	Eqp	1	4730.00	80000	8.99	4.16
Barras cónicas 4' Pies	Pza	1	74.53	1200	9.44	4.37
Barras cónicas 5' Pies	Pza	1	85.21	1200	10.79	5.00
Broca 36mm	Pza	1	23.90	350	10.38	4.80
Broca 38mm	Pza	1	25.15	350	1.80	0.83
Aceite	Gl	0.25	49.17	1	12.29	9.31
manguera 1"	M	30	12.00	120	3.00	2.27
manguera 1/2"	M	30	6.00	120	1.50	1.14
Conexiones	Unid.	4	2034.00	120	0.68	0.52
TOTAL						32.40
Explosivos y accesorios de voladura				VIDA UTIL (PP)		
Semexa 80%	Kg	38	0.9		34.2	25.91
Semexa 65%	Kg	92	0		0	0.00
Carmex	M	26	0.64		16.64	12.61
Mecha Rápida	M	6	0.4		2.4	1.82
TOTAL						40.33
TOTAL COSTOS DIRECTOS						281.07
COSTOS INDIRECTOS			10%			28.11
COSTO TOTAL						309.17

Anexo 04 Reporte diario PCVY

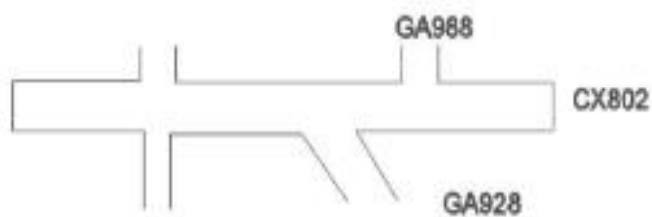
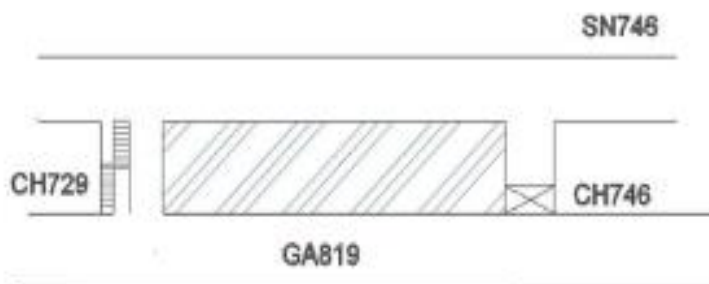
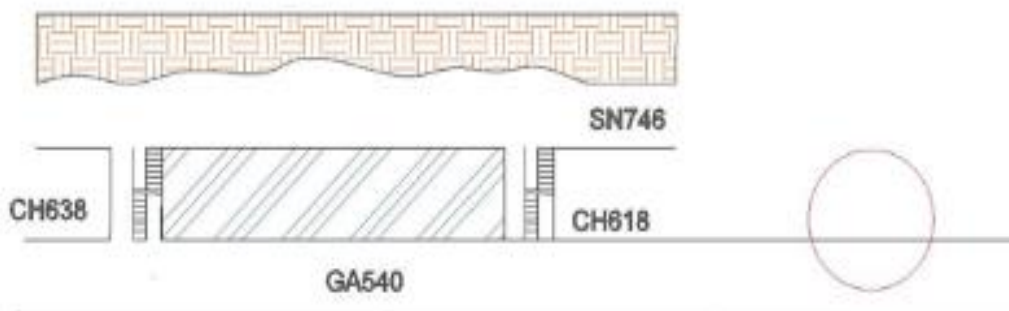
CONTRATA	FECHA	TURNO	ZONA	FASE	ACTIVIDAD	MANO DE OBRA (Tarea)	LABOR	Nro.	ALA	NIVEL	VETA	TIPO MATERIAL (M/D)	SECCION ALTO (m)	SECCION ANCHO (m)	LONGITUD DE PERFORACION (Pies)	NUMERO DE TALADROS (Und)	NUMERO DE TALADROS	AVANCE (m)	EXADIT 45% (Und)	EXADIT 65% (Und)	SEMEXA 65% (Und)	SEMEXA 80% (Und)	FULMINANTES (Und)	GUIA DE SEGURIDAD (Pies)	CARMEX (Und)	MECHA RAPIDA (m)	Nro. CAPACHAS	Nro MEGATICOS (MINERAL)	Nro MEGATICOS (DESMONTE)	Nro TICOS (MINERAL)	Nro TICOS (DESMONTE)	Nro U-35 (MINERAL)	Nro U-35 (DESMONTE)
PVCY	25/03/2019	D	TERESA	EXPLORACION	AVANCE	3	GA	988		2365	MARIA	D	2	2	5	22	19	1			82				19	2			13				
PVCY	25/03/2019	D	LA 70	EXPLORACION	PRODUCCION	2	TJ	722		2220	ARACELY																						
PVCY	25/03/2019	D	LA U	EXPLORACION	AVANCE	2	GA	819		2240	SILVANA	D	2	2	5	30	27				##												
PVCY	25/03/2019	D	INSUEL	EXPLORACION	PRODUCCION	2	TJ	638		2296		M								45			15									1	

DETALLES
CHUTEO DE Z-20 DE LA CH 758 + DESATADO DE ROCAS + SE SACA MATERIAL A SUPERFICIE
LIMPIEZA DE CARGA EN MEGATICOS + SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET +P/V A FINAL DE GUARDIA
ACONDICIONAMIENTO DE LA LABOR
LIMPIEZA DE FRENTE + P/V
SE COLOCA PUNTAL DE SEGURIDAD + PALLAQUEO DE MINERAL + P/V

Anexo 05 Distribución de personal

DISTRIBUCION DE PERSONAL										
PCVY E.I.R.L.										
EXPLORACION										
NIVEL	LABOR	VETA	CARGO	GUARDIA "DIA"	CARGO	GUARDIA "NOCHE"	CARGO	GUARDIA "DIAS LIBRES"		
2296	TJ 638	HUASCAR	PERFORISTA	CESAR FONSECA	1	PERFORISTA	0	PERFORISTA		
			AYUD. PERFORISTA	WILVER MAMANI	1	AYUD. PERFORISTA	0	AYUD. PERFORISTA		
			AYUD. PERFORISTA		0		0			0
2296	TJ 729	SILVANA	PERFORISTA	YHONY DIAZ	1	PERFORISTA	0	PERFORISTA	FREDY CALLA	
			AYUD. PERFORISTA	ALEX ARONI	1	AYUD. PERFORISTA	0	AYUD. PERFORISTA	BAN HUACASI	
			AYUD. PERFORISTA		0		0		DAVID QUINTANA	3
2220	TJ 722	ARACELI	PERFORISTA	ELBER HULLCA	1	PERFORISTA	0	PERFORISTA		
			AYUD. PERFORISTA	ENRIQUE CORONEL	1	AYUD. PERFORISTA	0	AYUD. PERFORISTA	PEDRO MONTES	
			AYUD. PERFORISTA		0		0		ROMARIO AGUILA	2
SUBTOTAL EN EXPLORACION					6		0			5
AVANCE										
NIVEL	LABOR	VETA	CARGO	GUARDIA "DIA"	CARGO	GUARDIA "NOCHE"	CARGO	GUARDIA "DIAS LIBRES"		
2365	CX 802	MARIA	PERFORISTA	SALOMON SARMENTO	1	PERFORISTA	CANCO TURPO	PERFORISTA	ELDES ALEJO	
			AYUD. PERFORISTA	ELVIS SULLA	1	AYUD. PERFORISTA	EVER RAMOS	AYUD. PERFORISTA	LUIS CONDORI	
			AYUD. PERFORISTA	DARWIN SUMRE	1	AYUD. PERFORISTA	ALEJANDRO TANTACQUELO	AYUD. PERFORISTA	MIGUEL AUCCAHLAQUI	3
2240	GA 819 / TJ 729 NOCHE	SILVANA	PERFORISTA	MAXIMO PACCIO	1	PERFORISTA		PERFORISTA		
			AYUD. PERFORISTA	FRANCISCO CONDORI	1	AYUD. PERFORISTA		AYUD. PERFORISTA		
			AYUD. PERFORISTA		0		AYUD. PERFORISTA			
SUBTOTAL EN AVANCE					5		3			3
				TOTAL GUARDIA "A"	11	TOTAL GUARDIA "B"	3	TOTAL GUARDIA "C"		8
SUPERVISORES										
APELLIDOS Y NOMBRES	CARGO	CANTIDAD	DIAS LIBRES							
JACKELINE ANDREA COLQUE CASTELO	INSP. SEGURIDAD	1								
FLORENCIO HERENCIA	SUPERVISOR	1	EDGAR ZUNIGA							
TOTAL		3								
SUPERFICIE										
APELLIDOS Y NOMBRES	CARGO	CANTIDAD								
JUANNA LOPEZ	COCINERA	1								
JIBAN CONDORI	CONDUCTOR	1								
TOTAL		2								
DESCANSO MEDICO										
APELLIDOS Y NOMBRES	CARGO	CANTIDAD								
TOTAL		0								
OBREROS		22								
INGENIEROS/SUPERVISION		3								
SUPERFICIE		2								
DESCANSO MEDICO		0								
TOTAL PERSONAL DE PCVY		27								

Anexo 06 Plan de minado



Anexo 07 Simulador Excel

MALLA DE PERFORACIÓN								
PARAMETROS TECNICOS								
SECCION								
Ancho	1.8	metros						
Alto	1.5	metros						
Tipo de roca	Intermedia							
Tipo de material	Desmorte							
Densidad	2.5	TM/m3						
Diametro de Taladro	38	mm						
Long. Barreno	2.4	metros						
Pot. Jack Leg	2	Kwatts						
V. perforación	0.380797996	m/min						
PERFORACION			CUADRADOS Y ROMBOS INSCRITOS					
N° Taladros cargados:	15	tal	D1	1.5	0.0381	m		
N° Taladros alivio:	4	tal	D2		0.0762	m		
N° total de taladros:	19	tal	RWS		1.102			
Long. Barrenado (8 pies):	2.4	mts	Ep		5%			
Tiempo de perforación:	1.530078756	horas	AH		0.15			
Avance por disparo:	2.16	m /disparo						
Long. Perf. Efectiva:	2.16	m / taladro	cc		1.60			
metros perforados:	34.95905545	mts	# Tal=(P/dt)+(c *S)					
pies perforados	148.5301848	pies	P	6.57				
			A	1.80				
			H	1.50				
			dt y c	0.625	1.5	TABLA		
			S	2.7				
			# tal	15				
					16.43167673			
EFICIENCIA			BURDEN Y ESPACIAMIENTO					
Rendimiento en perforacion:	90	%	b1	0.11	S1	0.16		
Rendimiento en voladura:	100	%	b2	0.16	S2	0.34		
Volumen:	5.832	m3	b3	0.34	S3	0.73		
Tonelaje:	14.58	TM	b4	0.73	S4	1.54		
Velocidad media de perforacion:	0.699	m/minuto						
Factor de carga:	1.302	Kg / M3	q	1.00				
Metros/hombre guardia	0.77	mts/hg	B	0.15				
			Ba	0.62				
CARACTERISTICAS DEL EXPLOSIVO								
Descripción	cart/caja	kg/cart						
Emulnor 3000 1" x 7"	260	0.096						
Emulnor 5000 1" x 7"	246	0.101						
Distribucion de taladros		N° Taladros		Cantidad de cartuchos		Accesorios		Peso (kg)
		cargados	vacios	EMULNOR 3000	EMULNOR TOTAL	Carmex	M. Rapida	
Alivio		0	4	0	16		6	0.00
Arranque		4		4	16	4		2.00
Ayuda de Arranque		4		4	16	4		2.00
Cuadradores		4		4	16	4		2.00
Produccion					0			0.00
Arrastre		3		4	12	4		1.60
Corona		0			0			0.00
Sub total		15	4	16	60	16	6	7.60
Total		19		60		16	6.00	7.30
		Factor de carga (kg/m3)			1.30			
		Factor de carga lineal (kg/mts)			3.52			

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO																
Clasificación RMR de Bieniawski (1989)																
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES										VALORACIÓN					
RESIST. COMP. UNIAXIAL (MPa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	< 25	2	< 5	1	< 1	0	1	50 - 100
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3	2	50 - 75			2	50 - 75
ESPACIAMIENTO (m.)	> 2	20	0.6 - 2	15	0.2 - 0.6	10	0.06 - 0.2	8	< 0.06	5	3	0.6 - 2			3	0.6 - 2
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m.	6	1 - 3m.	4	3 - 10mm.	2	10 - 20m.	1	> 20mm.	0	4A	10 - 20m.		4A	10 - 20m.
	APERTURA	Cerrada	6	< 0.1mm.	5	0.1 - 1.0mm.	4	1 - 5mm.	1	> 5mm.	0	4B	0.1 - 1.0mm.		4B	0.1 - 1.0mm.
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0	4C	Rugosa		4C	Rugosa
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm.	4	Dura > 5mm.	2	Suave < 5mm.	1	Suave > 5mm.	0	4D	Suave < 5mm.		4D	Suave < 5mm.
ALTERACIÓN	Sana	6	Lig. Alterada	5	Mod. Alterada	3	Muy Alterada	2	Descompuesta	0	4E	Lig. Alterada		4E	Lig. Alterada	
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco	15	Húmedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0	5	Goteo		5	Goteo	
VALOR RMR (Básico) =															55	
CLASE DE MACIZO ROCOSO																
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0						55					
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA						REGULAR					
PARÁMETRO PARA CALCULAR EL RMR SEGÚN LA ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES TÚNELES Y MINERÍA																
Buzamiento 0°-20° (Independiente del Rumbo)										Rango RMR						
Desfavorable										-10						
VALOR RMR (Corregido) =															45	
CLASE DE MACIZO ROCOSO																
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0						45					
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA						REGULAR					

PARAMETROS TECNICOS							
SECCION			CARACTERISTICAS DEL EXPLOSIVO				
Ancho	1.8	metros	Descripcion	cart/caja	kg/cart	VOD	RWS
Alto	1.5	metros	Emulnor 3000 1" x 7"	260	0.096	5700	102%
Tipo de roca	Intermedia		Emulnor 5000 1" x 7"	246	0.101	5500	112%
Tipo de material	Desmonte						
Densidad	2.5	TM/m3					
Diametro de Taladro	38	mm					
MACIZO ROCOSO							
UCS	50 - 100						
RQD	50 - 75						
Separacion de diaclasas	0.6 - 2						
Long. De discontinuidad	10 - 20m.						
Abertura	0.1 - 1.0mm.						
Rugosidad	Rugosa						
Relleno	Suave < 5mm.						
Alteraciones	Lig. Alterada						
Presencia de agua	Goteo						
Valor RMR (Básico)	55						
Clase de Macizo Rocoso	REGULAR						
Orientación De Las Discontinuidades			Buzamiento 0°-20° (Independiente del Rumbo)				
Valor RMR (Corregido)	45	Q	1.84				
Clase de Macizo Rocoso	REGULAR						
DE	1.125						

Anexo 08 Consumo De Explosivos

FECHA	CONTRATA	N° DE DOC.	VETA	NIVEL	ZONA	LABOR	65% EXADT	45% EXADT	80% SEMEXA	65% SEMEXA	45% SEMEXA	FULMINANTE	GUIA DE SEGURIDAD	CARMEX	MECHA RAPIDA
1/04/2019	COMERCIAL				CARRTERA TERESA		75					25	31.25		
1/04/2019	SANTA				LA U		200					100	92.50		
1/04/2019	SANTA				ESPERANZA		640					640	592.00		
1/04/2019	SANTA				CONSUELO II		200					200	185.00		
1/04/2019	COMISUR -				SAN ANTONIO		400					200	185.00		
1/04/2019	COMISUR -				TERESA		200					100	92.50		
1/04/2019	COMISUR -				SAN ANTONIO		150					100	92.50		
1/04/2019	SERMIGOLD				SAN ANTONIO		250					100	92.50		
2/04/2019	MYSAC				TERESA		100					50	46.25		
3/04/2019	SACOMIN		ESPERANZA II	2050	ESPERANZA II	PQ026	640					150	277.50		
5/03/2019															
5/03/2019															
5/03/2019	ACOPIO- ARTESANOS														
5/03/2019	ACOPIO- ARTESANOS														
5/03/2019	ALHUANE-SOLEDAD														
25/03/2019	PCVY	002867	HUASCAR	2050	ESPERANZA	GA950			292	77				50	
25/03/2019	PCVY	002867	DESPRECIADA	2050	ESPERANZA	SN560			146	77				25	
25/03/2019	PCVY	002867	DESPRECIADA	2050	ESPERANZA	CH650				154				25	
25/03/2019	PCVY	002867	MIRIAN	2050	TERESA	TJ748				154		25	61.25		
25/03/2019	PCVY	002867	MAYRA	2050	TERESA	TJ504				154		50	92.50		
25/03/2019	PCVY	002867	NATALY	2050	TERESA	TJ602				154		50	122.50		
25/03/2019	PCVY	002868	MARIA	2256	TERESA	TJ602	50			100		25	46.25		
25/03/2019	PCVY	002868	MARIA	2170	TERESA	TJ602	50			100				25	
25/03/2019	PCVY	002868	MARIA	2170	TERESA	TJ602	50			100				50	
25/03/2019	PCVY	002868	MARIA	2220	TERESA	TJ602	60			100		25	46.25		
25/03/2019	PCVY	002868	MARIA	2256	TERESA	TJ602	100			100				25	
25/03/2019	PCVY	002868	MARIA	2170	TERESA	TJ602	100			100		50	92.50		
25/03/2019	PCVY	002868	MARIA	2256	TERESA	TJ602	100			200				50	
25/03/2019	PCVY	002868	HUASCAR	2170	TERESA	TJ654	100			100		25	61.25		
25/03/2019	PCVY	002868	NATALY	2170	TERESA	GA950				200		50	122.50		
25/03/2019	PCVY	002868	NATALY	2170	TERESA	SN560				132		25	61.25		
25/03/2019	PCVY	002869	NATALY	1790	TERESA	CH650			73	154				50	
25/03/2019	PCVY	002869	NATALY	1790	TERESA	TJ748				154				50	
25/03/2019	PCVY	002869	NATALY	1790	TERESA	TJ504				154		40	98.00		
25/03/2019	PCVY	002869	NATALY	1790	TERESA	TJ602				154		30	73.50		
25/03/2019	PCVY	002869	DESPRECIADA	1790	TERESA	TJ602				154		30	73.50		
25/03/2019	PCVY	002869	DESPRECIADA	1790	TERESA	TJ602				154		25	46.25		
25/03/2019	PCVY	002870	DESPRECIADA	2000	TERESA	TJ942	164					20	49.00		
25/03/2019	PCVY	002870	DESPRECIADA	2000	TERESA	CH092	164							50	
25/03/2019	PCVY	002870	DESPRECIADA	2000	TERESA	TJ217	164					30	73.50		
25/03/2019	PCVY	002870	DESPRECIADA	2000	TERESA	TJ193	164					20	37.00		