UNIVERSIDAD NACIONAL SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO
"Una nueva Universidad para el Desarrollo"

REPOSITORIO INSTITUCIONAL UNASAM

Dirección del Instituto de Investigación

FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA PUBLICACIÓN DE TESIS Y TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN, PARA A OPTAR GRADOS ACADÉMICOS Y TÍTULOS PROFESIONALES EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL DIGITAL - UNASAM

Conforme al Reglamento del Repositorio Nacional de Trabajos de Investigación – RENATI.
Resolución del Consejo Directivo de SUNEDU Nº 033-2016-SUNEDU/CD

1. Datos del Autor:

Apellidos y Nombres: **ROMERO CADILLO NIKI SERGIO**

Código de alumno: 00.0100.9.am — Teléfono: 948650231

Correo electrónico:niky_ser09@hotmail.com — DNI o Extranjería: 40378595

2. Modalidad de trabajo de investigación:

( ) Trabajo de investigación — ( ) Trabajo académico

( ) Trabajo de suficiencia profesional — (x) Tesis

3. Título profesional o grado académico:

( ) Bachiller — (x) Título — ( ) Segunda especialidad

( ) Licenciado — ( ) Magister — ( ) Doctor

4. Título del trabajo de investigación:

"OPTIMIZACION DE LA PERFORACION Y VOLADURA PARA MINIMIZAR COSTOS EN LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA (-) 4640 DE LA MINA PALLCA, COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A.C - 2018"

5. Facultad de: Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia

6. Escuela, Carrera o Programa: de Ingeniería de Minas

7. Asesor:

Apellidos y Nombres: Dr. Ing. Ramos Aquiño Flavio Augusto — Teléfono: 950833927

Correo electrónico: ramos 0725@hotmail.com — DNI o Extranjería: 31678801

A través de este medio autorizo a la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, publicar el trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional Digital, Repositorio Nacional Digital de Acceso Libre (ALICIA) y el Registro Nacional de Trabajos de Investigación (RENATI).

Asimismo, por la presente dejo constancia que los documentos entregados a la UNASAM, versión impresa y digital, son las versiones finales del trabajo sustentado y aprobado por el jurado y son de autoría del suscrito en estricto respeto de la legislación en materia de propiedad intelectual.

Firma: .....

D.N.I: 40378595

Fecha: 13 / 02 / 2019

UNIVERSIDAD NACIONAL "SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MINIMIZAR COSTOS EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA (-) 4640 DE LA MINA PALLCA, COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A.C. - 2018

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Bach. ROMERO CADILLO, Niki Sergio

Asesores:

Dr. Ing. RAMOS AQUIÑO, Flavio Augusto
Ing. DOMÍNGUEZ FLORES, Antonio Mariano

HUARAZ - PERÚ

2018

DEDICATORIA

A Dios padre eterno y creador del cielo y la tierra, por darme la vida, a la mama Meche patrona de la provincia de Carhuaz.

A mis difuntos padres.

A mis hermanos Julio, Romell, Jorge, Liz, Pilar y Willy por su apoyo y confianza en mi persona.

AGRADECIMIENTO

A Dios, a la Virgen de las Mercedes, a los ingenieros Taylor Ocrospoma Carrera y Walter Nicolaw Romero Vega por trasmitirme ese aliento para culminar este proyecto que comencé hace muchos años.

También de forma muy especial a la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo por intermedio de los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas Geología y Metalurgia por sus enseñanzas y compartir conmigo sus conocimientos hasta lograr ser un Profesional Minero.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se origina de la pregunta cómo mejorar el avance lineal sin dañar las cajas y la corona de la Rampa Principal 4640 ahorrando recursos económicos.

El objetivo fundamental de la presente tesis es la de optimizar la perforación y voladura para minimizar costos en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la mina Pallca, compañía minera Santa Luisa S.A.C. - 2018

La finalidad de la presente es la estandarización de la perforación y voladura de rocas con el diseño óptimo de la perforación y de la malla de arranque, los mismos que pueden mejorados.

La tesis se justifica porque en el proceso de optimización es mejor tender a la estandarización de la malla de perforación y voladura y con estos estándares economizar ahorrando los recursos económicos y técnicos.

Se concluyó que el costo mensual de Perforación y voladura (S/. / m3) programada antes de la optimización es de S/. 111,375.26 y el programada después de la optimización es de S/. 109,038.72, lo que significa un ahorro mensual de S/. 2,336.54

PALABRAS CLAVES

Optimización de la perforación y voladura, Minimizar costos, Construcción de Rampa.

Niki Sergio

ABSTRACT

The present research work originates from the question how to improve the linear advance without damaging the boxes and the crown of the main ramp 4640 saving economic resources.

The main objective of this thesis is to optimize drilling and blasting to minimize costs in the construction of the Rampa (-) 4640 from the Pallca mine, Santa Luisa S.A.C. mining company. - 2018

The purpose of this is the standardization of rock drilling and blasting with the optimal drilling and mesh design, which can be improved.

The thesis is justified because in the optimization process it is better to tend to the standardization of the perforation and blasting mesh and with these standards economize saving economic and technical resources.

It was concluded that the monthly cost of drilling and blasting (S /. / M3) programmed before optimization is S /. 111,375.26 and the programmed after the optimization is S /. 109,038.72, which means a monthly savings of S /. 2,336.54

KEYWORDS

Optimization of drilling and blasting, Minimizing costs, Construction of Ramp.

Niki Sergio

INTRODUCCIÓN

La explotación de minas por métodos subterráneas se realiza con la aplicación de técnicas que permiten alta producción, con bajo costo en el cual la seguridad, salud ocupacional y el cuidado del medio ambiente sea lo más importante.

La presente tesis tiene el objetivo de optimizar la perforación y voladura para minimizar costos en la en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la mina Pallca, compañía minera Santa Luisa S.A.C. - 2018

El contenido de la tesis es la siguiente:

La dedicatoria; el agradecimiento, el resumen, las palabras claves, la introducción, el índice general, de tablas y de figuras, en el:

Capítulo I: Generalidades, en este capítulo se detalla temas referentes al entorno físico con la ubicación y el accesos, la topografía y el clima e hidrología también se trata sobre el entorno geológico con la geología regional, la geología local, la geología estructural y la geología económica.

El Capítulo II trata sobre la fundamentación con el marco teórico, los antecedentes de la investigación, la fundamentación teórica y la definición de términos.

El Capítulo III trata la Metodología, con el problema, el planteamiento del problema, la descripción de la realidad, la identificación y selección del problema, la formulación del problema, los objetivos de la investigación, la justificación e importancia, los alcances, las limitaciones, la hipótesis, las variables, la operacionalización de las variables y el diseño de la investigación.

El Capítulo IV trata sobre los resultados de la investigación, con la descripción de la realidad y procesamiento de datos, el estudio geo mecánico de la Rampa (-) 4640 de la mina Pallca, los parámetros iniciales en voladura subterránea para frentes, los costos de perforación y voladura de rocas en la rampa (-) 464 mina Pallca, la discusión de resultados y el aporte del tesista.

Al final se presentan las conclusiones, las recomendaciones, las referencias y los anexos.

ÍNDICE

DEDICATORIA ii
AGRADECIMIENTO iii
RESUMEN iv
PALABRAS CLAVES iv
ABSTRACT v
KEYWORDS v
INTRODUCCIÓN vi

CAPITULO I

GENERALIDADES 1
1.1. Entorno Físico 1
1.1.1. Ubicación y acceso 1
1.1.2. Topografía 2
1.1.3. Clima e Hidrología 2
1.2. Entorno Geológico 3
1.2.1. Geología Regional 3
1.2.2. Geología Local. 6
1.2.3. Geología Estructural 7
1.2.4. Geología Económica 8

CAPITULO II

FUNDAMENTACIÓN 12
2.1. Marco Teórico. 12
2.1.1. Antecedentes de la investigación 12
2.2. Fundamentación Teórica 14
2.2.1. Perforación de Rocas 14
2.2.2. Voladura de Rocas 16
2.2.3. Malla de perforación 27
2.2.4. Métodos de Diseño de Voladura. 28
2.2.5. Gestión en el Manejo de Explosivos 35
2.3. Definición de Términos. 39

CAPITULO III

METODOLOGÍA 42
3.1. El Problema 42

3.1.1. Planteamiento del Problema 43
3.1.2. Descripción de la Realidad 43
3.1.3. Identificación y Selección del Problema 43
3.1.4. Formulación del Problema 44
3.1.5. Objetivos de la Investigación. 44
3.1.5.1. Objetivo General. 44
3.1.5.2. Objetivos Específicos. 44
3.1.6. Justificación e Importancia 45
3.1.7. Alcances 45
3.1.8. Limitaciones. 45
3.2. Hipótesis. 45
3.3. Variables 45
3.3.1. Variable Independiente 45
3.3.2. Variable dependiente 46
3.3.3. Operacionalización de Variables 46
3.4. Diseño de la investigación 47
3.4.1. Tipo de investigación 47
3.4.2. Nivel de la investigación 47
3.4.4. Método 47
3.4.5. Población y muestra. 47
3.4.6. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos. 48
3.4.7. Instrumentos de Recolección de Datos 48
3.4.8. Metodología de Recolección de Datos 48

CAPITULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN. 49
4.1. Descripción de la Realidad y Procesamiento de Datos. 49
4.2. Estudio Geomecánico de la Rampa (-) 4640 de la Mina Pallca 50
4.3. Diseño de Malla de Perforación en la Rampa (-) 4640 de la Mina Pallca. 56
4.4. Estructura de Costos 58
4.5. Parámetros Iniciales en Voladura Subterránea para Frentes. 71
4.6. Costos de Perforación y Voladura de Rocas en la Rampa (-) 4640 Mina Pallca 75
4.7. Discusión de Resultados. 75

4.8. Aporte del Tesista. 79

CONCLUSIONES 80

RECOMENDACIONES 81

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS. 82

ANEXO 84

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. Entorno Físico

1.1.1. Ubicación y acceso

La mina "PALLCA" se encuentra ubicado en el flanco Oeste de la cordillera del Huayhuash, políticamente está ubicado en:

Departamento : Ancash

Provincia : Bolognesi

Distrito : Pacllón.

Localidad : Llamac

Paraje : Pallca

Sus coordenadas UTM son los siguientes:

8'870,249.380 N

285,497.220E

Altitud 3,800 a 5,000 m.s.n.m.

(https://es.scribd.com/document/251984984/CAP I, 2013).

El acceso a la mina desde la ciudad de Lima se efectúa por vía terrestre, teniendo hasta tres accesos disponibles de acuerdo al siguiente cuadro:

Tabla 1. 1. Acceso a la Mina Pallca.

TRAMO	DISTANCIA (Km)	TIPO DE VIA
Lima-Pativilca- Conococha- Huanzala- Pallca.	496	Asfaltado
Lima –Pativilca-Pachacoto-Huanzala – Pallca.	530	Asfaltado-Afirmado
Lima –Huánuco- La Unión- Huallanca – Pallca	590	Asfaltado

Fuente: Ardiles Huamán Adán.

1.1.2. Topografía

La zona de estudio presenta un paisaje accidentado como expresión de un paisaje típicamente glaciar donde sobresale la cordillera del Huayhuash, con sus picos y nevados como el Yerupaja, Jirishanca, Rondoy, Rasac entre otros. La morfología es típico de valles glaciares, en las que resaltan la presencia de un conjunto de lagunas: Rasac, Solterococha, Jahuacocha, Rondoy, etc. Las que dan origen a los ríos Rondoy y Achín con un perfil en forma de “U “ (ARDILES HUAMAN , 2016).

1.1.3. Clima e Hidrología

El clima en la zona es predominantemente frío con enormes variaciones de temperatura durante el día y la noche debido a la altitud y a la influencia de los nevados presentes. El clima en la zona de Pallca se puede dividir en dos estaciones marcadamente definidas. Durante los meses de Noviembre a marzo se caracteriza por un clima bastante húmedo por la ocurrencia de abundantes precipitaciones pluviales con caídas de granizos y nevadas que es característico de estas regiones. El clima seco y frío se distingue entre los meses de Abril a Octubre produciéndose las más bajas temperaturas. Sobre todo durante los meses de Junio - Agosto. La temperatura media anual varía entre 3°C y 10°C. La máxima entre Setiembre y Abril es de 15°C. Las mininas absolutas entre los meses de Mayo y Agosto oscilan entre –5°C y 20°C.

Los recursos hidrológicos por la presencia de ríos y lagunas que en orden de importancia podemos mencionar los siguientes por el norte río Llamac por el sur río Achín por el este las lagunas Rasac, Solterococha y Jahuacocha. (ARDILES HUAMAN , 2016).

1.2. Entorno Geológico

1.2.1. Geología Regional

El área de exploración de la mina Pallca está situado en el ramal Occidental en depósitos del Cretáceo. Las rocas sedimentarias son edades pre Albaino – Albiano, conformados por los grupos: Goyllarisquisga y Manchay. El grupo Goyllarisquisga se encuentra constituido por las formaciones:

- Chimú: Cuarcitas y ortocuarcitas
- Santa : Calizas
- Carhuaz : Areniscas, Hornfels, lutitas
- Farrat : Cuarcitas y areniscas

Suprayaciendo al grupo Goyllarisquisga se encuentran los sedimentos del cretáceo Medico-Albiano del grupo manchay conformados por las formaciones:

- Pariahuanca : Calizas recristalizadas.
- Pariatambo : Calizas bituminosas y lutitas.
- Jumasha : Calizas.

Estratigráficamente la región se halla dominado por la presencia de rocas sedimentarias del mesozoico que van desde el jurásico superior, formación Chicama hasta el terciario medio, volcánicos Tsacra. (ARDILES HUAMAN , 2016).

Figura 1. 1. Fisiografía de la Mina Pallca
Fuente: Departamento de Geología de la Mina Pallca.

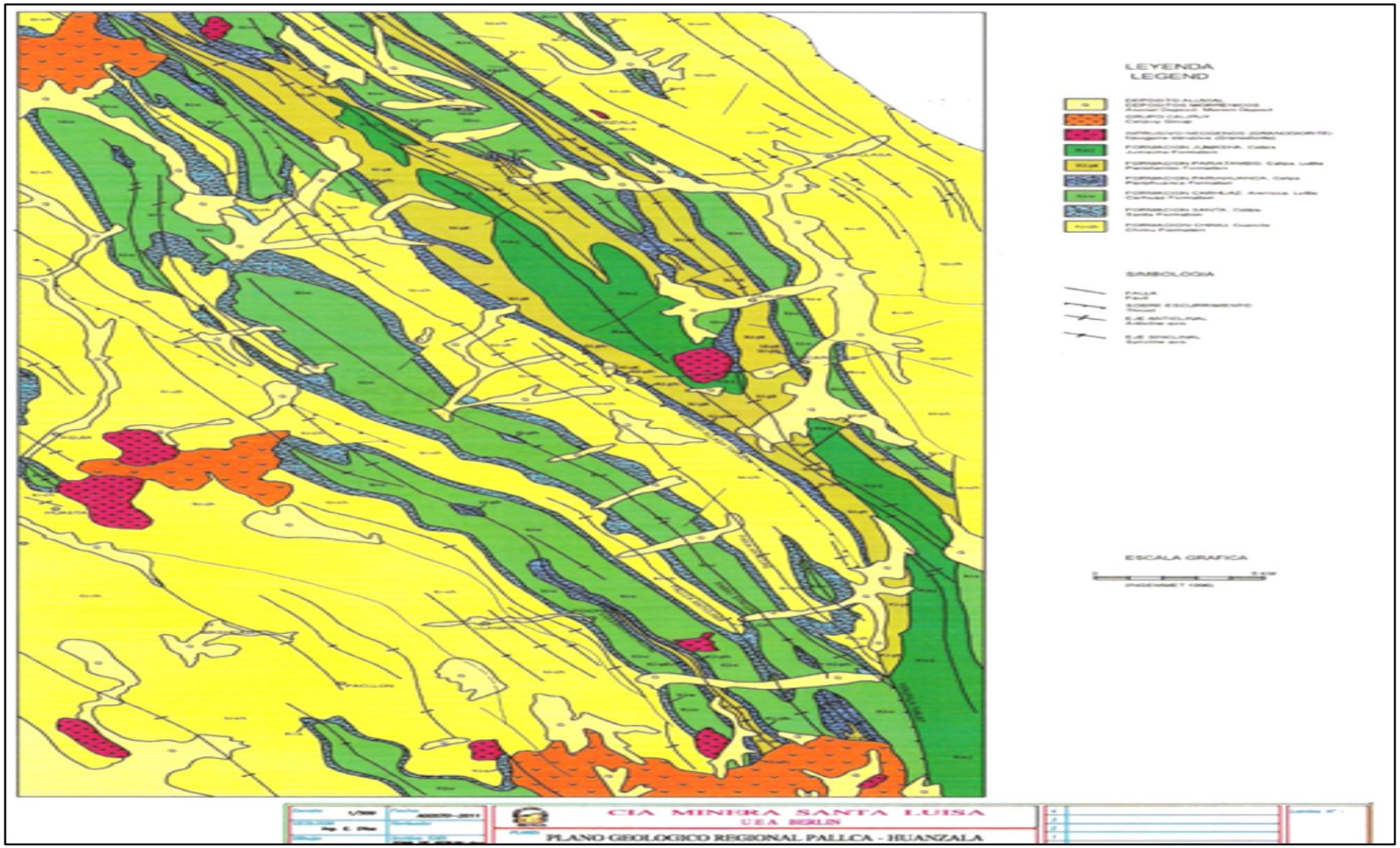


Figura 1. 2. Geología Regional de la Mina Pallca
Fuente: Departamento de Geología de la Mina Pallca.

1.2.2. Geología Local.

Las investigaciones geológicas han podido identificar afloramiento del cretáceo. Constituidos por las formaciones: chimú, Santa, Carhuaz, Farrat, Pariahuanca y Pariatambo y un complejo de stock constituidos por: granito Porfirítico a las que se le denomina "complejo de culebra". También es notorio observar presencia de diques y sill de longitudes variables. (ARDILES HUAMAN , 2016).

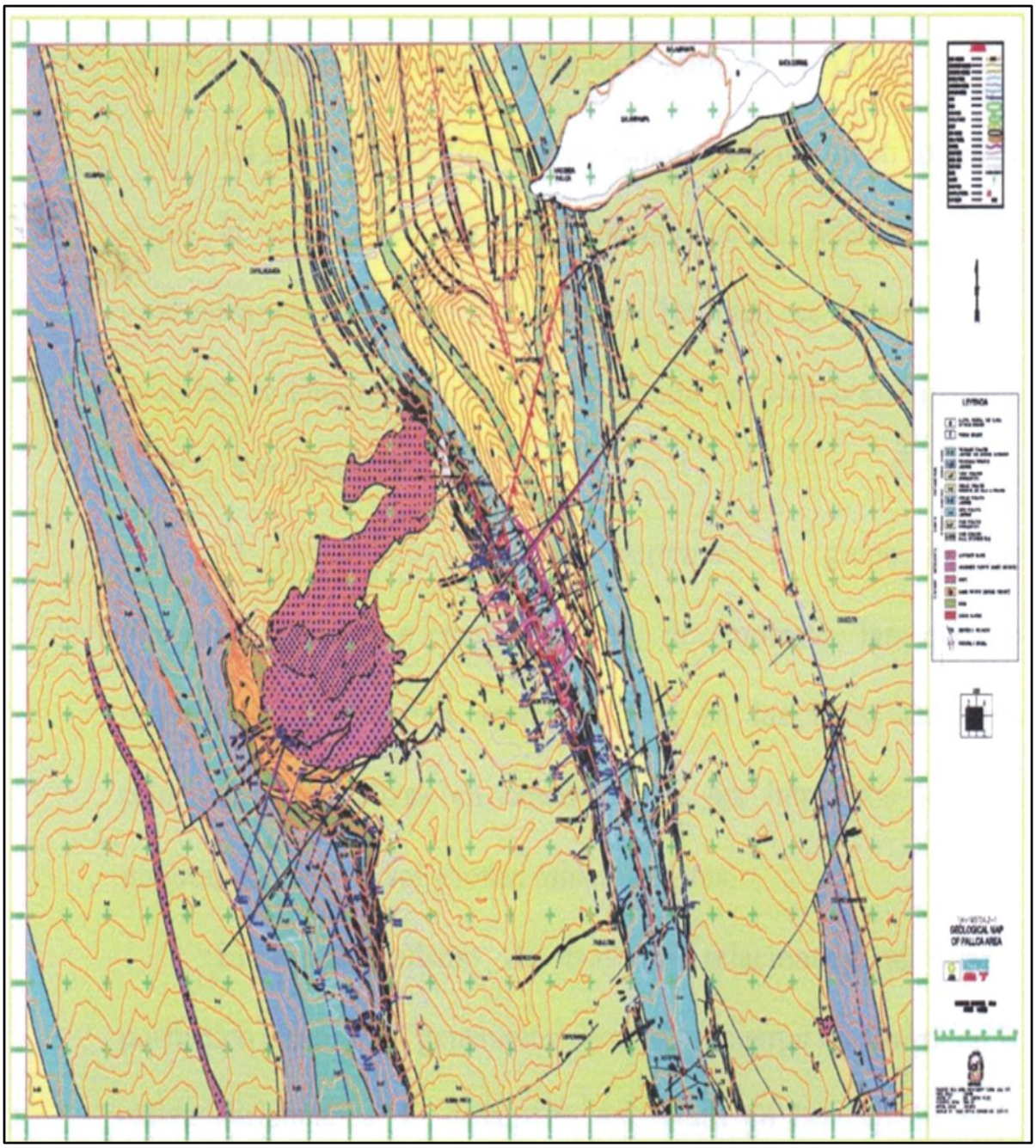


Figura 1. 3. Geología Loca mina Pallca
Fuente: Departamento de Geología de la Mina Pallca.

1.2.3. Geología Estructural

La secuencia sedimentaria presente en el área de Pallca ha sufrido una fuerte deformación de: pliegues, fallas, fracturas, etc.

Plegamiento: Esfuerzos comprensionales de rumbo NE – SW produjeron fuertes plegamientos en el área de Pallca formando anticlinales, sinclinales con rumbos paralelos NW – SE. En la zona de Pallca se observan una serie de ajustado ejes isoclinales que siguen la dirección de los ejes regionales N-NW.

El área está constituida por la presencia de dos anticlinales y tres sinclinales. Los ejes de los sinclinales se ubican en la zona de Asia, Rasac y Culebra; y los ejes de los Anticlinales se encuentran en Pallca y Paria.

El giro brusco promedio de los ejes de los sinclinales y anticlinales es de 15º hacia el sur. El flanco oriental del anticlinal de Pallca tiene un buzamiento aproximado de 50º - 65º hacia el este, el buzamiento del flanco occidental del anticlinal es de 63º - 72º al oeste mientras que el sinclinal de culebra tiene un buzamiento comprendido entre los 60º - 80º.

Fallas: En Pallca se pueden diferenciar dos sistemas de fallas inversas, en orden cronológico son:

Fallas transversales de rumbó sistema NE – SW y buzamiento al NW entre 70º- 85º con desplazamiento corto de 0.5 - 2 m en general y ocasionalmente 10 - 15 m.

Fallas longitudinales de salto vertical paralelo al rumbó de los estratos y con buzamiento fuertes entre 80º-90º a lo largo de toda el área de estudio este sistema de fallas es la que corta el lado Oriental del anticlinal de Pallca y podría tener un movimiento vertical mayor de 100m.

En forma esporádica se observa reactivaciones tardías de algunas fallas encontrándose desplazamientos muy cortos observados en los niveles de preparación con la que se cuenta en la actualidad.

Fractura miento: Mientras que las fisuras en las rocas son más abundantes cerca de la superficie y principalmente en la formación Carhuaz y casi todos tienen una orientación promedia N65º-75º y buzamiento 75º-85ºNW. (ARDILES HUAMAN , 2016).

1.2.4. Geología Económica

GENESIS DEL YACIMIENTO.

La secuencia de posicional de los minerales en el tiempo del yacimiento de Pallca se realizó en base a los estudios minera gráficos de texturas y estructuras de las muestras de roca de los cuerpos mineralizados de interior de mina y de los sondajes de exploración.

En el yacimiento de Pallca se han podido determinar tres eventos de mineralización:

Primer evento Etapa de Skarnizacion: En las que se desarrollaron principalmente minerales: de Granates, Clinopiroxeno, Epidota, Actinolita, Tremulito, Ilvanita, Cuarzo, Feldespato potásico los que fueron acompañados de cantidades menores de: Magnetita, Molibdenita y Hematina.

Segunda Evento Etapa Hidrotermal: Es la etapa de mayor importancia debida que aquí se depositan los minerales económicos del prospecto Pallca:

- **Minerales más abundantes:** Molibdenita, Pirita, Pirrotita, Escalerita, Galena, calcopirita, carbonatos, clorita y cuarzo.
- **Minerales menos abundantes:** Arsenopirita, Estantita, Galenobismutita, Bismuto, Tellorobismuto, Tetradimita, Hasita, Marcasita, Clinopiroxeno, Epidota, Tremolita, Ankerita, Sericita, Talco, Serpentina, Brucita, Feldespato potasico, Circón Apatito y Fluorita.

Tercer Evento Etapa Tardía: LLamada también última etapa de mineralización en las que están representados por minerales en orden de:

- Mayor abundancia: Pirita, Esfalerita, Galena, Freerbergita, Bulangerita, Jamesonita, Owyheetita, Cuarzo y Rodocrosita.
- Menos Abundantes: Arsenopirita, Estantita, Galenobasita, Tetradimita, Bourmunita, Benavidesita, Uchucchacuaita, Polivasita, Pirargirita, Argentita, Novelita, Escordiorita y Sericita.

MINERALOGIA DEL YACIMIENTO:

Minerales de mena:

- Esfalerita (SZn)
- Galena (SPb)
- Calcopirita (S2CuFe)
- Argentita (SAg2)
- Molibdeno (Mo)

Minerales de ganga:

- Pirrotita (FeS2)
- Pirita (FeS2)
- Magnetita (FeO.Fe2O3)
- Grosularia Ca3 Al2 (SiO4)3
- Clorita (Si4O10) Mg3 (OH)2 Mg3 (OH)6
- Epidota (Si2O7) (SiO4) (Al, Fe) (Ca2Al2O (OH)
- Augita (Al, Si)2 O6 Ca (Mg, Fe, Al)
- Diópsido (CaMgSi2O6)
- Calcita (CaCO3)
- Limonita (2FeO3.3h2O)

GEOLOGIA DE MINAS

RESERVA DEL YACIMIENTO

La reserva de la mina Pallca está estimado tal como sigue:

Tabla 1. 2 Reservas de la Mina Pallca

RESERVA	PROBABLE	PROBADO	POSIBLE	TOTAL
Ton	598.951,000	147.311,000	2.506.164,000	3252426,00
Cu(%)	0,251	0,285	0,220	0,23
Pb(%)	1,084	0,859	1,091	1,08
Zn(%)	11,455	12,019	10,646	10,86
Ag(g/t)	49,986	58,482	44,551	46,18

Fuente: Departamento de Geología.

CONTROL DE LA MINERALIZACION: Vienen a ser los cambios mineralógicos y químicos en las rocas encajonantes de las estructuras mineralizadas, durante el proceso de cristalización fraccionada o mediante las soluciones hidrotermales durante el proceso de mineralización.

La alteración de las rocas y sus contenidos minerales es común en la naturaleza. La alteración refleja la interacción de los fluidos, dominados típicamente por el agua, con las rocas a temperaturas muy variables. El estudio de las alteraciones hidrotermales merecen una atención especial que puesto ellos proporcionan:

Dar conclusiones sobre el proceso de diferenciación magmática y de la mineralización en el yacimiento.

Proporciona a la geología las bases para eficientes trabajos de exploración y desarrollo con sus consecuencias para las etapas de preparación y explotación.

Una indicación de la proximidad de la mineralización, o en el caso ideal, un vector hacia la mineralización.

Sirven de guía para encontrar los depósitos de mineral y como un indicador del carácter de las soluciones asociadas con la deposición de las menas.

Una característica esencial de las alteraciones hidrotermales es la conversión de un ensamble de mineral inicial hacia a un nuevo juego de minerales más estables bajo las condiciones hidrotermales de temperatura, presión, y el más importante, la composición del fluido. En el yacimiento de Pallca podemos observar las siguientes

alteraciones hidrotermales: alteraciones hipogenas (propilitizacion, potasica, silicificacion, argilizacion, ceritizacion, piritizacion, cloritizacion, epidotizacion), alteraciones supergenas (limonitizacion).

Los controles más importantes desarrollados en el yacimiento de Pallca son: El control estratigráfico, estructural y mineralógico.

CONTROL ESTRATIGRÁFICO: Las rocas calcáreas de las formaciones Santa y Pariahuanca fueron afectados por el metasomatismo al ser intuidos por las rocas ácidas las cuales originaron las zonas de skarnización que más tarde han sido aprovechadas por las soluciones mineralizantes tardías. Para su reemplazamiento metálico También se observan que algunos horizontes calcáreos no han sido favorables para la skarnización y por ende para la mineralización.

CONTROL ESTRUCTURAL: El emplazamiento del mineral ha seguido conductos originados por el fracturamiento del cuerpo del skarn debido a las fuerzas tensiónales que luego han sido aprovechados por las soluciones mineralizantes reemplazando y rellenando las fracturas del skarn así como también rellenando los poros de los mismos. Existen fallas post minerales que han logrado desplazar en algunos metros los cuerpos de mineralizados especialmente en la zona de Berlín y son los que controlan la mineralización de dichas estructura.

CONTROL MINERALOGICO: La mineralización en el yacimiento de Pallca está representado principalmente por la pirrotita que se le ha catalogado como mineral guía porque siempre acompañan a los minerales económicos especialmente en la zona de Berlín mientras que en la zona de Culebra mina los granates y la pirrotita sirven de guía para encontrar los cuerpos mineralizados.

CAPITULO II

FUNDAMENTACIÓN

2.1. Marco Teórico.

2.1.1. Antecedentes de la investigación

En la tesis **Optimización de la perforación y voladura para mejorar la profundización de la unidad San Cristóbal de la Compañía Minera Volcán S.A.A.**; Sustentado el año 2016 por los Bachilleres: Bach. Max Pompeyo VILLANUEVA PAUCAR y Ronal MANRIQUE QUICHICA, para optar el título profesional Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas. En la tesis se concluye que:

1. Empleando el diseño y parámetros de voladura por Holmerg, se ha obtenido que en avances lineales se redujo de manera notoria la deficiencia de voladura para las RP 040, RP 042, BP 616 y esto da entender que el avance será mayor en comparación de los meses anteriores.
2. La eficiencia del disparo ha mejorado, pasando de 77% antes a 8 de diseñada la malla, aumentado en 11% la eficiencia.

3. Al aplicar el arranque hexagonal especialmente en terrenos con un RMR > 41, facilita proveer caras libres adicionales a los demás cuadrantes. Además la ventaja de este tipo de arranque es que el rendimiento de avance por disparo es eficiente.
4. El rendimiento de avance por disparo es eficiente mejorando de 152.83 m a 173.6 metros en el mes, debido a que los tiempos de operaciones unitarias minimiza.
5. Referente a la valorización aumento ya que hubo un mejor avance con respecto al mes pasado. Esto debido que la eficiencia de la voladura mejoro considerablemente.
6. Con algunas herramientas de control realizados en las operaciones unitarias, se redujo los tiempos improductivos, detectando desviaciones operativas, para posteriormente tomar acciones correctivas de esa manera las operaciones unitarias están controlados. (VILLANUEVA PAUCAR, MANRIQUE QUICHICA, 2016).

En la tesis **IMPLEMENTACION DEL MODELO MATEMÁTICO DE ÁREAS DE INFLUENCIA, PARA EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA RAMPA (-) 445SW EN LA UM. AREQUIPA M. DE LA CIA. AC. AGREGADOS S.A.C.,** Sustentado el año 2016 por el Bachiller: Efraín Donato FLORES ISIDRO, para optar el título profesional Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Facultad de ingeniería de Minas; Geologia y metalurgia, escuela académico profesional de minas. En la tesis se concluye que:

1. Si fue posible Diseñar mallas de perforación y voladura subterránea para frentes en la mina Arequipa M. de la Cía. Minera AC. AGREDADOS, utilizando la nueva teoría de áreas de influencia.
2. Gracias al nuevo diseño de mallas de perforación se logró cumplir con los avances programados.
3. Con el nuevo diseño de mallas de perforación se logró disminuir los kg., de explosivos, reflejando bajo factor de carga de 27 kg/ml a 23,89 kg/ml. (FLORES ISIDRO, 2016).

2.2. Fundamentación Teórica

2.2.1. Perforación de Rocas

A la perforación se puede definir como la combinación de las siguientes acciones:

a) **Percusión:** Son los impactos producidos por los golpes del pistón, los que originan ondas de choque que se transmiten a la broca.

b) **Rotación:** Es aquella que hace girar la broca para que los impactos sobre la roca se produzcan en distintas posiciones.

c) **Empuje:** Es la fuerza necesaria para mantener en contacto la broca con la roca.

d) **Barrido:** El fluido del barrido permite extraer el detrito del fondo de Perforación.

Tiene como finalidad de abrir unos huecos en los cuales serán introducidos una serie de cargas explosivas y sus accesorios iniciadores.

Perforación de rocas, dentro del campo de las voladuras, es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores.

Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción, producen el astillamiento y trituración de la roca, en un área equivalentemente al diámetro de la broca, hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado. La eficiencia en perforación, consiste en lograr la máxima penetración al menor costo. En perforación, tiene gran importancia, la resistencia al corte o dureza de la roca (que influye en la facilidad y velocidad de penetración) y la abrasividad.

Esta última influye en el desgaste de la broca, y por ende, en el diámetro final de los taladros, cuando ésta se adelgaza (brocas chupadas).

Condiciones de perforación: Para conseguir una voladura eficiente, la perforación es tan importante como la selección del explosivo, por lo que este trabajo, debe efectuarse con buen criterio y cuidado. Lamentablemente, la supervisión de la correcta operación de perforación, aun, no es adecuadamente realizada en muchas minas, lo que permiten, que ocurran deficiencias en la calidad del trabajo (taladros desviados, más espaciados,

de longitud irregular, etc), que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible.

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

a) **Diámetro:** depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general, el de menor diámetro factible, será el más adecuado y económico de realizar.

b) **Longitud:** influye mucho en la elección de la capacidad de los equipos perforados, y naturalmente, en el avance del disparo (profundidad del taladro).

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

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

Es fundamental que los operadores perforistas, conozcan a fondo el manejo de su máquina, sus posibilidades y limitaciones, su mantenimiento básico y capten claramente los diseños del trazo o plan de perforación, entendiendo claramente el propósito o finalidad de la voladura a realizar.

Fallas de perforación: Los errores son significativos, especialmente, si afectan al arranque del disparo. Entre ellos tenemos:

- **En arranques:** insuficiente diámetro o número de taladros de alivio.
- **Desviaciones en el paralelismo:** en este caso el burden, no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta la facturación y avance. Este problema es determinante en los arranques y periferia (techos) de túneles y galerías.
- **Espaciamientos irregulares entre taladros:** Propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo.

- **La irregular longitud de taladros:** influye en el avance (especialmente, si el de alivio es muy corto), y también determina una nueva cara muy irregular.
- **Intercepción de taladros:** Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.
- **Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes:** pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.

La perforación horizontal es más eficiente, cuando mayor sea el tamaño del disparo (en disparos pequeños hay que perforar y limpiar muchas veces seguidas), por lo que es importante, el ancho del tajeo, y que, de ninguna manera puede ser más amplio que el cuerpo del mineral.

Los equipos de perforación pueden ser estándar; con los jumbos, se puede conseguir altas capacidades de perforación y buen nivel de paralelismo; mientras que con jack legs, la capacidad de perforación es muy baja, ya que fracturado para conseguir una altura suficiente, es difícil alcanzar el techo (piso regular o irregular).

El mejor resultado de la perforación horizontal, se obtiene con jumbos y con relleno hidráulico (relave), al que puede hacerse llegar muy cerca al techo el tajo (0.5 a 1.0 m), con lo que puede aumentar la altura del corte, al facilitarse la perforación en tajos altos. Incrementa la productividad, al permitir aumentar la mecanización. Incrementa la seguridad, al reducir la altura de los cortes y mejorar su estabilidad. (QUITO CASTILLO, 2015).

2.2.2. Voladura de Rocas

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

El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la “mejor” fragmentación. Así, en la explotación de minerales se

busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminución en las plantas metalúrgicas, mientras que en la de rocas algunas veces se requiere que sea en grandes bloques, como los que se emplean para la construcción de ataguías o rompeolas. El desplazamiento y la forma de acumulación del material volado se proyecta de la manera más conveniente para el paleo o acarreo, de acuerdo al tipo y dimensiones de las palas y vehículos disponibles (EXSA, 2014).

Teniendo en cuenta los diversos criterios que involucra un trabajo de voladura, como el propósito o uso final del lugar a excavar o el del material a obtener el volumen a ser excavado, el grado de fragmentación promedio requerido, si la roca excavada se quedará in situ o será transportada a otro lugar, el tipo y la dimensión del equipo de remoción y acarreo disponible, la proximidad a instalaciones importantes que puedan ser afectadas por vibraciones o proyecciones, además de otros, es pues necesaria una planificación cuidadosa de la voladura considerando todos los detalles que puedan influir en sus resultados.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no. Son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca.

Para facilidad de interpretación se resume a estos factores afines en grupos, que suelen denominarse variables, factores, parámetros o condiciones fundamentales que comprenden:

PARÁMETROS DE LA ROCA

Son determinantes, debiendo los explosivos y sus métodos de aplicación adecuarse a las condiciones de la roca. Entre ellos tenemos:

A. Propiedades Físicas

a) **Dureza:** Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.

b) **Tenacidad:** Indica la facilidad o dificultad de romperse bajo el efecto de fuerzas de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).

c) **Densidad:** Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1,0 a 4,5 g/cm3 en promedio. Rocas densas requieren también explosivos densos y rápidos para romperse.

d) **Textura:** Trama o forma de amarre de los cristales o granos y su grado de cementación o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.

e) **Porosidad:** Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.

f) **Variabilidad:** Las rocas no son homogéneas en su composición y textura. Tienen un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.

g) **Grado de alteración:** Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

B. Propiedades Elásticas o de Resistencia Dinámica de las Rocas

a) **Frecuencia sísmica o velocidad de propagación de las ondas sísmicas y de sonido:** Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.

b) **Resistencia mecánica:** Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.

c) **Fricción interna:** Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas).

d) **Módulo de Young:** Resistencia elástica a la deformación.

e) **Radio de Poisson:** Radio de contracción transversal o extensión longitudinal del material bajo tensión.

f) **Impedancia:** Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con alta frecuencia sísmica requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

C. Condiciones geológicas

a) **Estructura:** Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen o formación (macizos, estratos, etc.).

b) **Grado de fisura miento:** Indica la intensidad y amplitud del fractura miento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.

c) **Presencia de agua:** Define incluso el tipo de explosivo a usar.

PARÁMETROS CONTROLABLES

PARÁMETROS DEL EXPLOSIVO

A. Propiedades Físico - Químicas

a) **Densidad:** Peso específico en g/cm3 (a mayor densidad, mayor potencia), varía entre 0,7 a 1,6 g / cm3. Todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.

b) **Velocidad de detonación (VOD):** Velocidad de la onda de choque, en m/s, califica a los explosivos como detonantes y deflagrantes; a mayor velocidad mayor poder rompedor o brisance.

c) **Transmisión o simpatía:** Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga. Una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.

d) **Resistencia al agua:** Varía desde nula hasta excelente (varias horas).

e) **Energía del explosivo:** Se puede dar en cal/g ó J/g. Calculada sobre la base de su formulación, aplicable para estimar su capacidad de trabajo.

f) **Sensibilidad a la iniciación:** Cada explosivo requiere un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N° 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).

g) **Volumen normal de gases:** Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 kg de explosivo a 0°C y 1 atm de presión, expresado en litros/kg. Indica aproximadamente la "cantidad de energía disponible " para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1 000 litros/kg.

h) **Presión de taladro:** Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro. Se expresa en kg/cm2, en kilobares (kbar) o en Megapascales (MPa) en el sistema SI Para evaluarla se aplican las mismas ecuaciones de estado como las que valen en el estado de detonación y explosión, tomando en cuenta la variación del volumen. Esta presión varía con el confinamiento.

Así, un explosivo con densidad 1,25 y g/cm3 una presión de explosión de 3 500 MPa en taladro lleno al 100%, cuando se llena sólo al 90% llega aproximadamente a 2 600 MPa y cuando sólo se llena al 80% bajará hasta cerca de 1 900 MPa.

i) **Categoría de humos:** Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y NO en diferentes proporciones).

CONDICIONES DE LA CARGA

Diámetro de la carga (diámetro del taladro) Influye directamente sobre el rendimiento del explosivo y la amplitud de la malla de perforación. Todo explosivo tiene un diámetro crítico; por debajo de ese diámetro no detonan.

a) **Geometría de la carga:** Relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada. Se refleja en el proceso de rompimiento y en la formación de “zonas de fracturación” en las cargas cilíndricas de los taladros de voladura.

b) **Grado de acoplamiento:** Radio del diámetro de carga al diámetro del taladro. El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento.

El efecto de trituración depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca. El desacoplamiento tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo, ya que la presión de taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento. Esta condición puede incluso ocasionar que los gases liberados por la explosión se

aceleren más rápidamente que la onda de detonación en la columna de carga, acumulándola al descomponer al explosivo por el fenómeno denominado “efecto canal ” o presión de muerte (de ad pressing).

El desacoplamiento es recomendable sólo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigua el impacto, con lo que disminuye la fragmentación.

Para voladura convencional se recomienda que la relación entre diámetro de taladro y diámetro de cartucho no sea mayor que 1,2:1. Como por ejemplo: cartuchos de 32 mm de diámetro para taladros de 40 mm de diámetro, o cartuchos de 42 mm de diámetro para taladro de 50 mm de diámetro

Depende del acoplamiento, del taqueo o acabado, del uso de taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga (burden y distancia entre los taladros).

Un confinamiento demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura. Por otro lado, un alto grado de confinamiento (por excesivo atacado del explosivo) puede incrementar tanto su densidad que lo puede hacer insensible a la transmisión de la onda de detonación y fallar.

Los explosivos a granel (ANFO, emulsión) en bancos se confinan por sí solos.

c) **Densidad de carguío (Dc):** Da la medida de llenado de un taladro. En el caso de un llenado perfecto sin dejar el menor espacio desocupado tendremos por definición una densidad de carguío = 1.

En general, cuando un taladro se llena al X% de su espacio ocupado por explosivo tendremos Dc = 0,92.

Distribución de carga en el taladro

La carga explosiva puede ser de un solo tipo en todo el taladro (carga única) o tener primero explosivo más denso y potente (carga de fondo) y luego explosivo menos denso (carga de columna).

También pueden ser varias cargas de igual o distinto tipo separadas entre sí por material inerte (cargas espaciadas o decks).

d) **Tipo y ubicación del cebo:** Puede emplearse el cebo único, el cebado múltiple (dos o más en rosario en la misma columna de carga, o una en cada deck en cargas espaciadas) y el cebado longitudinal (axial), éste generalmente con cordón detonante.

e) **Distribución de energía, en cal/ t de roca:** La energía aplicada sobre la roca dependerá de la distribución de la carga en el taladro, de la densidad del carguío, del punto de iniciación y del tipo de explosivo utilizado, mientras que el consumo útil de energía está vinculado al confinamiento y tiempo de duración del proceso de rotura antes que los gases se disipen en el ambiente.

Alrededor de la columna explosiva la fracturamiento presenta cierta zonificación ; el área de cráter o de cavidad de la explosión donde procesos hidrodinámicos asociados a la detonación producen la volatilización y pulverización de la roca, la zona de transición donde la presión y tensión se reducen rápidamente originando un flujo plástico o viscoso de la roca acompañado por trituración y desintegración, finalmente la zona sísmica donde la tensión se encuentra ya por debajo del límite elástico de la roca y donde ya no se presenta fragmentación si no hay caras libres.

f) **La densidad de carguío y la distribución del explosivo:** tienen influencia en esta zonificación. Así, un taladro con carga normal de columna con refuerzo de carga de fondo tendrá un buen rompimiento al piso. Por lo contrario, si la mayor densidad de carga está hacia la boca del taladro, el tiro proyectará demasiados fragmentos volantes y tendrá mal rompimiento al piso. Igualmente, es diferente el resultado entre una carga concentrada al fondo y otra en la que se empleen cargas alternadas con tacos a lo largo del taladro (deck charges).

Las cargas desacopladas y el empleo de explosivos de baja presión de detonación normalmente eliminan la zona de trituración y controlan el rumbo y extensión de las grietas en la voladura amortiguada.

Intervalos de iniciación de las cargas (timing) Los taladros deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada y correcta, para crear

las caras libres necesarias para la salida de cada taladro, lo que se logra con los detonadores de retardo o con métodos de encendido convencional escalonados.

Variables de perforación

Tienen importante influencia en los resultados de la voladura:

La profundidad del taladro respecto a la altura de banco en superficie y al avance estimado en túneles.

La malla de perforación, relación de burden y espaciamiento entre taladros, importante para la interacción entre ellos. Diámetro del taladro, base para determinar el burden y el consumo de explosivo. Las brocas de perforación tienen desgaste variable según el tipo de roca, tendiendo a reducir paulatinamente su diámetro (bit wear factor), especialmente en perforaciones de pequeño diámetro. Inclinación del taladro, controlada, como en la perforación radial o en abanico y desviación del taladro (fuera de control, perjudica el performance del explosivo y por tanto la fragmentación y avance). Otros factores que se deben considerar en el planeamiento de un disparo son el costo de perforación y el costo del explosivo, con base en el consumo total de explosivo por m3 o tonelada de roca movida (factor de carga en kg/m3). También para ciertos tipos de explosivo su vida útil (shelf life).

CONDICIONES GENERALES PARA EL TRABAJO EFICIENTE DE LOS EXPLOSIVOS

Deben contar con cara libre para facilitar la salida del material fragmentado.

Deben estar confinadas, para aumentar su densidad de carga (atacado con vara de madera en subsuelo, compactación con aire comprimido en carguío a granel en subterráneo y por gravedad en superficie). Sellado del taladro con taco inerte.

Deben ser cuidadosamente cebados.

Deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada de salidas (temporización).

El espaciamiento entre taladros debe ser el adecuado para permitir la interacción de las grietas radiales entre ellos; de lo contrario habrá mala fragmentación, incluso hasta pueden soplarse sin efecto rompedor.

CAMPOS DE APLICACIÓN DE LA VOLADURA

Los explosivos industriales se emplean en dos tipos de voladuras subterráneas y de superficie.

Los trabajos subterráneos comprenden: túneles viales e hidráulicos, excavaciones para hidroeléctricas y de almacenamiento, galerías y desarrollos de explotación minera, piques, chimeneas, rampas y tajeos de producción. Son efectuados con el empleo mayoritario de dinamitas y emulsiones encartuchadas de diferentes grados de fuerza y resistencia al agua, con agentes de voladura granulares, secos como ANFO y Examon cargados neumáticamente y eventualmente emulsiones puras sensibles a granel, cargadas por bombeo.

Las dinamitas (gelatinas, semigelatinas, pulverulentas y permisibles) se comercializan encartuchadas en papel parafinado, en diámetros que van desde 22 mm (7/ 8”) hasta 76 mm (3”), las emulsiones sensibilizadas en cartuchos de lámina de plástico y en pocos casos en papel parafinado (ejemplo: Semexsa-E), en diámetros desde 22mm (7/8”) y los agentes granulares en bolsas a granel.

Los trabajos de superficie comprenden: apertura de carreteras, canales, canteras de material para la construcción, cimentaciones, demoliciones y minas a tajo abierto, los que son efectuados con dinamitas y emulsiones de pequeño a mediano diámetro, ANFO y Examon en canteras y obras viales, mientras que los tajos abiertos tienen empleo mayoritario de ANFO a granel, ANFO Pesado, Slurries emulsiones (en cartuchos de lámina plástica PVC hasta 8” de diámetro (203 mm) y a granel en carguío mecanizado en taladros de 127 mm (5”) hasta 304 mm (12”) de diámetro

EVALUACIÓN DE LA VOLADURA

Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos.

Para calificarla se consideran los siguientes aspectos: volumen de material movido, avance del disparo, pisos, fragmentación, forma de acumulación de los detritos, costo total del disparo.

El volumen o tonelaje del material movido deberá ser igual o cercano al volumen teórico calculado previamente considerando el esponjamiento del material roto.

El avance del frente disparado en voladura de bancos en superficie deberá sobrepasar la última fila de taladros.

En túneles y galerías el avance máximo es equivalente a la amplitud del túnel, por tanto el avance deberá ser al menos igual a la profundidad de los taladros.

La periferia en los túneles deberá ser igual a la proyectada; si resulta menor, requerirá ensanche adicional (desquinche).

Por otro lado, si sobrepasa el límite especificado resultarán problemas de costo, y en ciertos casos problemas de estabilidad y gastos de sostenimiento.

El nivel del piso en bancos o el piso del nuevo banco disparado debe resultar al mismo nivel del existente.

Si se presentan irregularidades como lomos (toes), debe presumirse muy poca sobreperforación o falta de carga de fondo. Estos lomos dificultan el trabajo de las palas cargadoras y requieren trabajo adicional, usualmente de voladura secundaria para eliminarlos.

En galerías y túneles es indispensable mantener el nivel del piso para el drenaje de agua y para el tendido de líneas de riel donde se utilice transporte con locomotora.

El grado de fragmentación del material disparado o el tamaño promedio requerido de los fragmentos depende del trabajo en que se van a emplear, pero por lo general la fragmentación demasiado gruesa o demasiado menuda son inconvenientes.

Debe observarse el porcentaje de pedrones grandes que tendrán que ser reducidos posteriormente.

La fragmentación tiene relación directa con la facilidad de paleo y transporte y con sus costos.

La sobrerotura (over break) y la sobre rotura hacia atrás (back break) en bancos, afectan la estabilidad de la nueva cara libre de voladura y a los taladros que hayan sido perforados a continuación de la última fila disparada.

Generalmente indica exceso de carga explosiva en la última fila de taladros.

En túneles y labores subterráneas debilita y agrieta a la roca remanente en toda la periferia, afectándola a profundidad, con el riesgo de colapso del techo o paredes.

Aparte de condiciones geológicas de incompetencia, debilidad estructural y alto grado de fracturamiento, tienen responsabilidad en este problema el exceso de carga explosiva y/ o el encendido instantáneo o con tiempos muy cortos entre taladros, debido al fuerte golpe que producen.

El desplazamiento y acumulación del material volado, debe ser adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo.

La forma de acumulación se proyecta de acuerdo al tipo de equipo que se va a emplear en la limpieza del disparo.

La forma aproximada de los montículos de detritos se consigue con el trazo de perforación y con el diagrama del tendido de iniciación, distribución de los retardos y de la disposición de las caras libres. Así, una distribución con amarres en “V” resulta en un montículo central, mientras que un amarre en líneas longitudinales resultará en acumulación a lo largo de toda la cara del frente disparado.

La falta de desplazamiento: Cuando un disparo rompe material pero no se mueve de su sitio, se dice que el tiro se ha “congelado”. Esto se traduce en mala fragmentación en la parte inferior e interior del banco, en dificultad para la remoción del material roto y en riesgo de encontrar material explosivo no detonado.

Esto ocurre generalmente cuando los retardos no funcionan o no han sido distribuidos adecuadamente, y en subterráneo cuando falla el arranque.

La dispersión de fragmentos a distancia, además de incrementar el riesgo de proyección de fragmentos volantes, tiene el inconveniente en minas de “diluir” el material de valor económico al mezclarlo con desmonte, cuando se desparrama lejos de la cara de voladura.

Generalmente indica excesiva carga explosiva hacia el cuello del taladro, o falta de taco inerte.

COSTO DE LA VOLADURA: Para determinar el costo total de una voladura, además del costo de perforación (aire, barrenos, aceite, depreciación de la máquina, etc.) costo de explosivos, accesorios y planilla del personal (valorados en soles o dólares /TM) se deben tener en cuenta los costos de carguío y acarreo del material triturado, más los adicionales de voladura secundaria de pedrones sobre dimensionados y los de empleo de equipo adicional para eliminar lomos al piso.

Todos ellos, aparte del avance y del volumen o tonelaje movido, representan el real rendimiento o resultado económico de la voladura.

Aparte de la evaluación visual del disparo, sujeta a la experiencia del observador, se cuenta actualmente con equipos de control sofisticados, como cámaras de video o película de alta velocidad, sismógrafos, equipos y software para determinar la granulometría del material obtenido, instrumentos topográficos rápidos y precisos para determinar el contorno del área disparada y cubicarla, instrumentos para la detección y control de gases en las fronteras y para la medición de velocidad de detonación (VOD) dentro de taladros, y otros, que ayudan a interpretar la información de campo en forma rápida y precisa.

2.2.3. Malla de perforación

Son líneas de pintura cuadriculadas ya pre calculado, que se marca en un frente para guiar al perforista.

Cada tipo de roca tiene sus tipos de malla estandarizada con la cual se puede hacer el diseño de la malla, todas las mallas siempre en el techo tienen taladros de alivio para que la labor tenga acabado arqueado para un mejor control del terreno. (VÁSQUEZ SANTOS, 2012).

Tabla 2. 1. Regla Práctica para Determinar Burden y Espaciamiento.

SECCION DEL CORTE	VALOR DEL BURDEN	LADO DE LA SECCION
PRIMERA	$B_1 = 1.5 \times D_1$	$B_1 \times (2)^{1/2}$
SEGUNDA	$B_2 = B_1 \times (2)^{1/2}$	$1.5 \times B_2 (2)^{1/2}$
TERCERA	$B_3 = 1.5 \times B_2 \times (2)^{1/2}$	$1.5 \times B_3 (2)^{1/2}$
CUARTA	$B_4 = 1.5 \times B_3 \times (2)^{1/2}$	$1.5 \times B_4 (2)^{1/2}$

	Unid.	Cantidad
Diametro del tal. (D_1)	m.	0.038
Diametro del tal. de alivio (D_2)	m.	0.045

Fuente: Vásquez Santos Jesús.

Entonces obtenemos:

$B_1 = 0.057$

$e = 0.081$

$B_2 = 0.081$

$e = 0.171$

$B_3 = 0.171$

$e = 0.363$

$B_4 = 0.363$

$e = 0.770$

2.2.4. Métodos de Diseño de Voladura.

(https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream, 2017).

METODO DE LANGEFORS

Langefors y Kihlstrom proponen la siguiente expresión para calcular el valor de la piedra Máxima “Bmax”

B max = (D/ 35.6)* ((P * S) / (C * F * EV))1/2

Donde:

D: diámetro de perforación en mm.

P: grado de retardo, que es la cantidad de carga en Kg/dm3 del volumen nominal del tiro

S: Potencia relativa en Peso del explosivo y está entre 1 – 1.4

F: grado de fijación de los tiros. Depende de la inclinación de los tiros.

F = 1 Tiro vertical

F = 0.9 Tiros de 70 grados

F = 0.85 Tiros de 63 grados

C: constante específica de la roca. Es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m^3 de roca, normalmente en voladuras a cielo abierto y rocas duras se toma C = 0.4

Este valor se modifica de acuerdo con:

B = 1.4 – 1.5 m C¨ = C + 0.75

B <1.4 m C¨ = 0.07 / B + C

EV: Relación Espaciamiento – Burden y puede estar entre 1 a 2

Profundidad del Hoyo (metros)

H = (L + J) / Sen

= inclinación del hoyo respecto a la horizontal

Burden Práctico (metros)

B1 = B * (1 - 0.03 * L) Para tronaduras con filas múltiples

B1 = B - 0.5 * L Para tronaduras con una fila

Concentración de Carga de Fondo (kilogramos / metro)

$Qbk = P * (D / 36)^2$

Espaciamiento (metros)

S = EV * B

Largo carga de Fondo (metros)

Hb = 1.3 * B

Taco (metros)

T = B1

Concentración carga Columna (Kilogramos / metro)

Qpk = 0.5 * Qbk

Carga de Fondo (kilogramos)

Qb = Hb * Qbk

Carga de Columna (kilogramos)

Qp = Hp * Qpk

METODO DE ASH

Consiste en aplicar, para el diseño de una voladura en banco, cinco relaciones que son:

Relación de Burden:

Kb = B / (D * 0.0254)

B = Burden Máximo en metros

D = diámetro del hoyo en pulgadas

Relación de Profundidad del hoyo:

Kh = H / B

H: Profundidad del hoyo en metros

Relación de Pasadura:

Kj = J / B

J: pasadura del hoyo en metros

Relación de Taco:

Kt = T / B

T: taco en metros.

Relación de espaciamiento:

Ks = S / B

S: espaciamiento en metros

dónde:

KB = 0.1573*(de/dr)1/3* (VE)2/3

Espaciamiento:

Para disparos simultáneos de hoyos en la misma fila, o para disparos por fila, el espaciamiento es:

S = (1.8 – 2) * B

Normalmente esto sería un diseño trabado si fuera un disparo con muchas filas. La fragmentación no es tan buena como con retardos secuenciales.

El corte será más alto y el lanzamiento de material hacia atrás mayor, ocurre si:

S = (1.0 – 1.2) * B

Donde el encendido de los hoyos es secuencial. Esto debería ser para un diseño cuadrado o rectangular de varias filas.

Pasadura:

La cantidad usual de pasadura usada es de:

J = (0.2 –0.3) * b

En hoyos de gran diámetro en rocas duras, pesadas y homogéneas se puede usar un factor de pasadura de 0.4 para evitar problemas de patas y eliminar promontorios en el piso.

Cualquier pasadura en exceso de esto es una pérdida de tiempo, dinero y explosivo, puesto que mientras más profundo se perfora, mayor será el ángulo del cráter. Si continúan problemas de patas y pisos es más ventajoso utilizar un explosivo más

potente o mejor acoplamiento en el fondo del hoyo que profundizar la pasadura o disminuir el diseño.

Taco: Una buena aproximación para controlar el ruído y la proyección de piedras, es:

T = 0.7 * B

Cualquier valor menor que este provocará mucho ruido, exceso de proyección de piedras y formación de cráter en la región del collar del hoyo.

Profundidad del Hoyo: Se deben de tomar en cuenta:

El hoyo no debe ser menor que 1.0 veces el burden y si es sobre 4 veces el Burden se puede requerir inclinación múltiple. Esto último es necesario cuando el hoyo es tan profundo que el fondo del banco se desplazaría antes de que la detonación alcance la parte superior de la columna explosiva.

La mayoría de los hoyos están en el rango de 2.6 a 3.0 veces el Burden y no necesitan el segundo iniciador, que no solo es innecesario y caro, sino que también divide el proceso de fragmentación.

METODO DE LOPEZ JIMENO (Voladura en banco de pequeño Diámetro)

Se denominan voladuras de pequeño diámetro a aquellas que se encuentran en el rango de 65mm a 165mm de diámetro de perforación y sus aplicaciones más importantes son: explotaciones de canteras, excavaciones de obras públicas y minería a cielo abierto de pequeña escala.

La cargas de explosivos son cilíndricas alargadas con una relación “I/D > 100” y se realizan generalmente con dos tipos de explosivos, uno por cargo de fondo y otro para la carga de columna.

Diámetro de perforación:

La elección del diámetro de los barrenos depende de la producción de horario o de ritmo de la excavación y de la excavación y de la resistencia de la roca (Tabla 6).

Tabla 2. 2. Elección del Diámetro de los Barrenos

DIAMETRO DEL BARRENO (mm)	PRODUCCION HORARIA MEDIA (m^3b/h)	
	Roca Blanda Media <120MPa	Roca Dura-Muy Dura >120MPa
65	190	60
89	250	110
150	550	270

Fuente:https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/6367/15/6.METODOS % 20DE % 20 DI SE % C3% 91O % 20 DE % 20 VOLADURA.pdf

Hay que tener presente que los costes de perforación disminuyen en la mayoría de los casos con el aumento de diámetro.

Altura de banco: la altura de banco está en función del equipo de carga y del diámetro de perforación. Las dimensiones recomendadas teniendo en cuenta los alcances y características de cada grupo de máquinas son:

Tabla 2. 3. Altura de Banco en Función al Tipo de Maquina.

ALTURA DE BANCO H (m)	DIAMETRO DEL BARRENO D (mm)	EQUIPO DE CARGA RECOMENDADO
8 - 10	65 - 90	Pala de ruedas
10 - 15	100 - 150	excavadora hidráulica o de cables

Fuente:https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/6367/15/6.METODOS % 20DE % 20 DI SE % C3% 91O % 20 DE % 20 VOLADURA.pdf.

Por cuestiones de seguridad, la altura máxima aconsejada en minas y canteras es de 15 m y solo para aplicaciones especiales, como en voladuras para escollera, se deben alcanzar altura de 20m.

Esquema de Perforación, Sobreperforación y Retacado.

El valor de la piedra “B” es función de diámetro de los barrenos, de las características de las rocas y de los tipos de explosivos empleados.

Si la distribución de carga es selectiva con un explosivo de alta densidad y potencia en el fondo otro de baja densidad y potencia media en la columna, los valores de la columna oscilan entre 33 y 39 veces el diámetro del barreno “D”, dependiendo de la resistencia de la r4oca a la compresión simple y de la altura de la carga de fondo.

El espaciamiento entre barrenos de una misma fila varía entre 1.15 B para rocas duras y 1.30 para rocas blandas.

La longitud de retacado y de sobre perforación se calcula en función del diámetro de los barrenos y de la resistencia de la roca.

Tabla 2. 4. Valores tentativos de los parámetros geométricos en función de las resistencias de las rocas

VARIABLE DE DISEÑO	**RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE (MPa)**			
	Blanda <70	**Media 70-120**	**Dura 120-180**	**Muy Dura >180**
PIEDRA - B	39 D	37 D	35 D	33 D
ESPACIAMENTO - S	51 D	47 D	43 D	38 D
RETACADO - T	35 D	34 D	32 D	30 D
SOBREPERFORACION - J	10 D	11 D	12 D	12 D

Fuente: https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/6367/15/6.METODOS % 20DE % 20 DI SE % C3% 91O % 20 DE % 20 VOLADURA.pdf

Inclinación de los Barrenos: En la gama de diámetros de trabajo citada los equipos de perforación son habitualmente rotopercutivos de martillo de cabeza, neumáticos hidráulicos, y de martillo en fondo. Estas máquinas permitan inclinaciones de las deslizaderas con algunos de hasta 20%e incluso mayores con respecto a la vertical.

La longitud de bareno "L" aumenta con la inclinación, pero por lo contrario la sobreperforacion "J"disminuye con esta. Para calcular "L" se utiliza:

$L = (H/\cos\beta)+(1-(\beta/100))*J$

Siendo "β" el Angulo con respecto a la vertical en grados

Distribución de cargas: Teniendo en cuenta las teoría de las cargas selectivas, en la categoría selectiva, en la que la energía por unidad de longitud en el fondo del barreno debe ser de 2 a 2.5 veces superior de la energía requerida para la rotura de la roca frente a la carga de columna, y en función de la resistencia de la roca se recogen en la Tabla 9. La altura de la carga de columna se calcula por diferencia entre la longitud del barreno y la suma de la dimensión del retacado y de la carga de fondo. Los consumos específicos de explosivos varían entre 250 y 550 g/m3. (YANAC YAURI, 2016)

Tabla 2. 5. Energía Requerida para la Rotura de la Roca Frente a la Carga de Columna y en Función de la Resistencia de la Roca.

VARIABLE DE DISEÑO	**RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE(MPa)**			
	Blanda <70	**Media 70-120**	**Dura 120-180**	**Muy Dura >180**
LONGUITUD CARGA DE FONDO	30 D	35 D	40 D	46 D

Fuente:https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/6367/15/6.METODOS % 20DE % 20 DI SE % C3% 91O % 20 DE % 20 VOLADURA.pdf.

2.2.5. Gestión en el Manejo de Explosivos

(CFTM - CENTRO DE FORMACION TECNICA MINERA , 2015)

EXPLOSIVOS:

Son compuestos que al detonar, generan un gran volumen de gases que llegan a alcanzar altas temperaturas y muy altas presiones, que al expandirse provocan el rompimiento de materiales pétreos / macizo rocoso, lo que constituye la técnica de voladura de rocas. Existen varios tipos de explosivos que son utilizados en canteras, en minería superficial y subterránea entre ellos están:

Dinamitas: En esta catalogación entran todas las mezclas de nitroglicerina, diatomita y otros componentes; existen varios tipos como: nitroglicerina dinamita, Dinamita amoniacal de alta densidad (dinamita extra), dinamita amoniacal de baja densidad.

Agentes explosivos, Son mezclas de combustibles y ´oxidantes, entre ellos tenemos los agentes explosivos secos como el ANFO.

De la gran cantidad de explosivos, muchos de los cuales no se incluyen en la catalogación anterior, los más usados en canteras y minería son: los agentes explosivos.

Velocidad de detonación. es la velocidad con la cual la onda de detonación viaja por el explosivo.

Densidad: se refiere a la consistencia del explosivo.

Presión de detonación: depende de la velocidad de detonación y de la densidad del explosivo, y es la sobrepresión del explosivo al paso de las ondas de detonación.

Sensibilidad: es la medida de la facilidad de iniciación de los explosivos

Resistencia al agua: nos indica la resistencia del explosivo frente al agua.

ELEMENTOS DE VOLADURA:

Para la voladura se requiere los siguientes materiales y accesorios: Explosivos, Fulminantes, Conectores, Guía de seguridad, Fósforos o Chispa. Punzón para preparar el cebo, Atacador, Mecha rápida

MECHA O GUIA DE SEGURIDAD: Tiene por objeto transmitir el fuego que le hemos aplicado con el encendedor o fósforo, hasta el fulminante, a fin de producir la explosión de este.

La guía consiste en un cordón continuo en cuyo centro se ubica la pólvora, protegido por varias capas de diferentes materiales, como papel impermeabilizante, hilo de algodón, brea, material plástico.

El objeto de varias capas de protección de la guía es:

Asegurar la continuidad de la marcha del fuego, sin que se produzca cortes o demoras.

Evitar que el fuego se comunique a otra guía cuando están pegadas.

Evitar que escapen chispas por los costados de la mecha.

FULMINANTE: Es una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una cantidad de explosivo muy sensible a la chispa de la guía y otro de alto poder que puede iniciar a la dinamita. Se utiliza junto con la mecha, para poder iniciar la voladura, al explosionar el fulminante el golpe de la explosión hace que la dinamita con que se cargó el taladro explosione.

MECHA RAPIDA: Es un accesorio de voladura denominado mecha rápida, que está formado por una masa pirotécnica y dos alambres centrales, una de cobre y otro de fierro; este conjunto se encuentra cubierto por material plástico, con la finalidad de impermeabilizarlo.

Este accesorio se usa junto con los conectores y tiene por objeto eliminar el chispeo individual del frente y evitar la exposición del operador a los humos, evitando también la posibilidad de iniciación prematura, permitiendo al operador poseer el tiempo necesario para retirarse a un lugar seguro.

CONECTORES: Llamados cápsulas encendedoras, es un complemento del cordón de ignición (mecha rápida), de la cual recibe el calor necesario para encenderse y activar la mecha de seguridad. Es una cápsula de aluminio parecida al fulminante en cuya parte inferior tiene un corte de 2.38 mm de ancho y es paralelo a la base, el cordón de ignición se coloca en esta ranura y se presiona la base para asegurar un contacto positivo. Su longitud es de 35 mm y su diámetro 6.2 mm.

PREPARACION DE LOS EXPLOSIVOS PARA SU USO: Llamados cápsulas encendedoras, es un complemento del cordón de ignición (mecha rápida), de la cual recibe el calor necesario para encenderse y activar la mecha de seguridad. Es una cápsula de aluminio parecida al fulminante en cuya parte inferior tiene un corte de 2.38 mm de ancho y es paralelo a la base, el cordón de ignición se coloca en esta ranura y

se presiona la base para asegurar un contacto positivo. Su longitud es de 35 mm y su diámetro 6.2 mm.

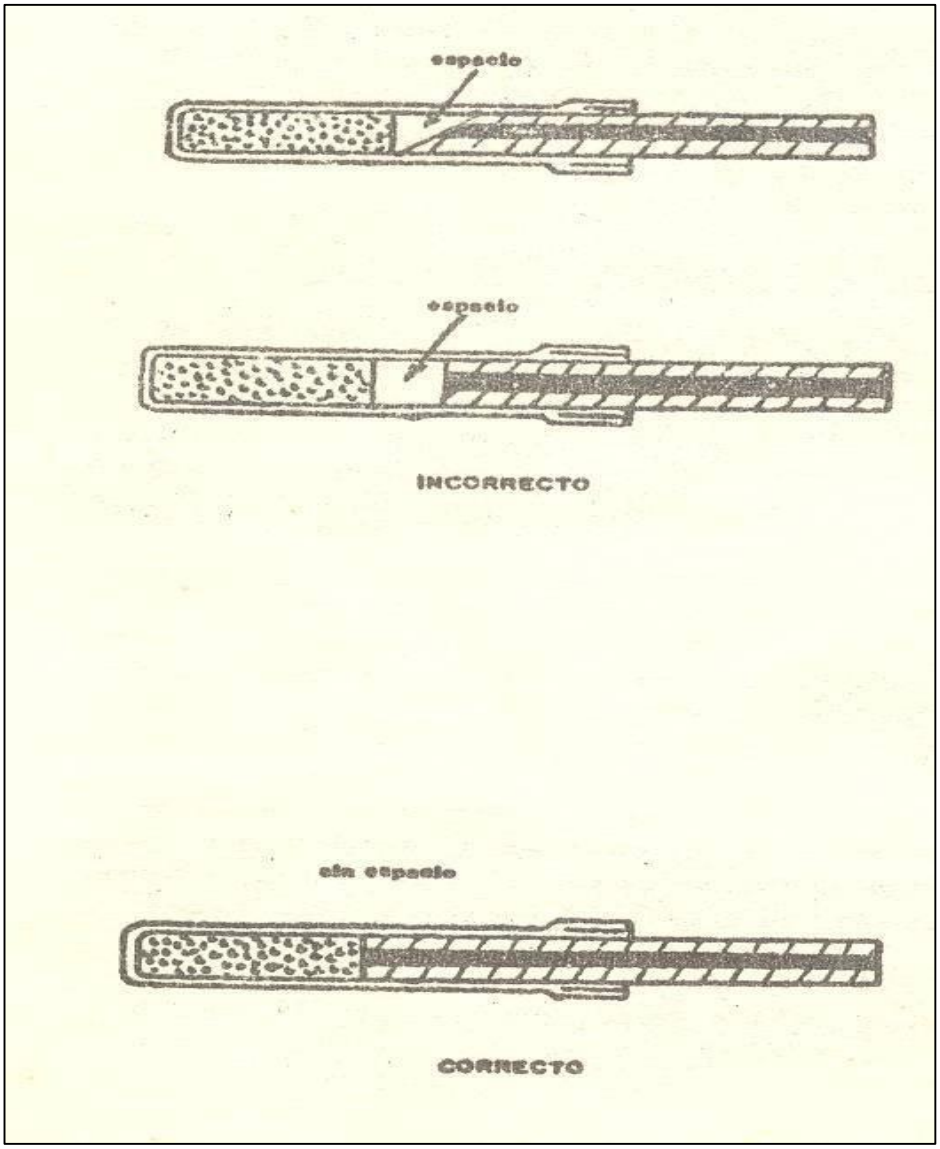


Figura 2. 1. Procedimiento correcto para el encapsulado de las mechas o guía cebada
Fuente: Centro de formación técnica minera UNI.

PREPARACION DEL CARTUCHO CEBO: Con las palmas de ambas manos frotar vigorosamente el cartucho de dinamita, desarrugar el papel de un extremo del cartucho, hacer un hueco con el punzón de madera por el centro y a lo largo del cartucho, insertar en este hueco la guía cebada, rodear la guía con el papel del cartucho apretando con los dedos.

2.3. Definición de Términos.

Anfo: Es una mezcla explosiva adecuadamente balanceada en oxígeno. Está formulado con 93.5% a 94.5% de nitrato de amonio en esferas y 6.5% a 5.5% de combustible líquido, pudiendo éste ser: petróleo residual o la combinación de petróleo residual más aceite quemado. Es un agente explosivo de bajo precio cuya composición es 94.3% de Nitrato de Amonio y 5.7% de gas-oíl, que equivalen a 3.7 litros de este último por cada 50 kg de Nitrato de Amonio.

Banco de mineral: Término usado en minería para definir rocas de diferente tamaño.

Banco: Es la parte de cualquier mina subterránea o a cielo abierto donde se va a efectuar trabajos de excavación.

Broca. Extremidad cortante de un taladro, generalmente hecha de un material muy duro, como diamante industrial o carburo de tungsteno.

Burden: "Distancia más corta al punto de alivio al momento que un taladro detona, considerando al alivio como la cara original del banco o bien como una cara interna creada por una hilera de taladros que han sido previamente disparados" (Konya). Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.

Chimenea: Abertura vertical o inclinada construida por el sistema convencional y/o por el mecanizado.

Dinamita: Es un explosivo sensible al fulminante que contiene un compuesto sensibilizador como medio principal para desarrollar energía. En la mayor parte de dinamitas el sensibilizador es la nitroglicerina y los nitratos son aditivos portadores de oxígeno.

Emulsión explosiva: Son del tipo inversado "agua en aceite", componiéndose de dos fases liquidas, una continua constituida básicamente por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa constituida por micro gotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

Espaciamiento. Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.

Explosivos: Son compuestos químicos susceptibles de descomposición muy rápida que generan instantáneamente gran volumen de gases a altas temperaturas y presión ocasionando efectos destructivos.

Fulminante común. Es una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivo primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro, secundario, de alto poder explosivo.

Gases. Fluidos sin forma emitidos por los equipos diesel, explosivos y fuentes naturales, que ocupan cualquier espacio que esté disponible para ellos.

Geomecánica: Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: Resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.

Labores permanentes: Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones.

Matriz rocosa. Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta.

Mecha lenta: Es un accesorio para voladura que posee capas de diferentes materiales que cubren el reguero de pólvora.

Mecha rápida. Es un accesorio (cordón) que contiene dos alambres, uno de fierro y el otro de cobre; uno de los cuales está envuelto en toda su longitud por una masa pirotécnica especial, y ambos a la vez están cubiertos por un plástico impermeable.

Nivel: Galerías horizontales de un frente de trabajo existente en una mina; es usual trabajar las minas desde un pozo, estableciendo niveles a intervalos regulares, generalmente con una separación de 50 metros o más.

Perforación en breasting: Perforación horizontal de producción con la cara libre en la parte inferior de la malla de perforación.

Perno split set: Es un tipo de perno que trabaja a fricción, consiste en un tubo de acero con una ranura longitudinal, de diámetro algo mayor que la perforación donde se

introducirá. Su diámetro disminuye al introducirlo al taladro, generando presiones de fijación por efecto elástico.

Pilar. Bloque sólido de mineral o de roca dejado en un lugar para sostener la estructura del pozo, de las paredes o del techo de la mina.

Proceso de voladura: Es un conjunto de tareas que comprende: el traslado del explosivo y accesorios de los polvorines al lugar del disparo, las disposiciones preventivas antes del carguío, el carguío de los explosivos, la conexión de los taladros cargados, la verificación de las medidas de seguridad, la autorización y el encendido del disparo.

Roca: Cualquier combinación natural de minerales, las rocas forman parte de la corteza terrestre.

Smooth blasting: Es un tipo de voladura de contorno o voladura suave, en el caso de túneles también se le conoce como voladura (VILLANUEVA PAUCAR, MANRIQUE QUICHICA, 2016).

CAPITULO III

METODOLOGÍA

3.1. El Problema

En la construcción de la rampa negativa principal 4640, se tiene algunas imprecisiones tanto en la perforación como en la voladura la longitud de los tacos no es el adecuado en promedio bordea los 90 centímetros, existe sobre rotura en la sección de la corono, existencia de tiros soplados, disparos cortados, en algunos casos la malla de arranque no guarda el paralelismo ni las dimensiones de diseño, por lo que se requiere de la optimización de la perforación y voladura para minimizar costos en la en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la mina Pallca, compañía minera Santa Luisa S.A.C. en el año 2018.

Para optimizar la perforación y voladura de rocas se plantea un control más eficiente de las técnicas de perforación y voladura y hacer un mejor uso de los explosivos, mediante una buena supervisión sistemática y control día a día de las técnicas de voladura y con unas constantes capacitaciones de los trabajadores del área de perforación y voladura de la mina Pallca.

La tesis tiene por objetivo el de optimizar la perforación y voladura de rocas para minimizar costos en la en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la mina Pallca.

El avance efectivo es del promedio de 95% 4.05 de 4.27 m. (100%), para mejorar y lograr de llegar al 100% es muy necesario realizar el diseño de la malla de perforación de acuerdo al tipo de roca, a la presencia de agua para lograr reducir costo y de esta manera maximizar utilidades en la explotación de la mina Pallca.

3.1.1. Planteamiento del Problema

En la construcción de la rampa negativa 4640 de la mina Pallca se tienen problemas de costos de perforación y voladura de rocas por las malas prácticas del personal, que incumplen con la malla de perforación, no cumplen con el paralelismo, no perforan los 14 pies, rellenan con mucho Anfo, los tacos no son de las dimensiones solicitadas, etc. Por lo que es necesario optimizar y estandarizar la perforación y voladura para ahorrar los costos operativos.

3.1.2. Descripción de la Realidad

En la construcción de la rampa negativa 4640 de la mina Pallca, se tiene problemas de eficiencia en la perforación y voladura de rocas, porque después de cada disparo, existen la presencia de tacos, tiros soplados, Anfo regado en el piso, el avance no es el deseado, por lo que deduzco que la perforación y voladura no es óptima y esto es un motivo para que los costos operativos no sean los óptimos originando pérdidas de tiempo y económicos en la construcción de la rampa al no tener el avance programado.

3.1.3. Identificación y Selección del Problema

En la mina Pallca es muy importante la construcción de la rampa negativa 4640, para acceder a cuerpos mineralizados para extraer mineral pero se observa en el proceso de perforación y voladura se tiene muchas imprecisiones que deben ser corregidos ya que estos ocasionan perdidas económicas al encarecer el costos directos de construcción de la rampa (-) 4640. El incumplimiento de lo estipulado por el área de ingeniería hace que exista perdidas económicas y de tiempo, por lo que es necesario estandarizar con el diseño óptimo de la perforación y voladura.

3.1.4. Formulación del Problema

Formulación del Problema General:

¿La optimización de la perforación y voladura minimizara costos en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la Mina Pallca de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.C. - 2018?

Formulación de Preguntas Específicas:

1. ¿Bajo qué consideraciones técnicas de perforación y voladura se condicionan que no se optimicen la perforación y la voladura?
2. Que factores serán evaluadas para la optimización en los costos operativos en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la mina Pallca?
3. ¿Cuáles son los avances de la optimización de la perforación y voladura en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la Mina Pallca?

3.1.5. Objetivos de la Investigación.

3.1.5.1. Objetivo General.

Optimizar la perforación y voladura para minimizar costos en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la Mina Pallca, Compañía Minera Santa Luisa S.A.C.

3.1.5.2. Objetivos Específicos.

1. Analizar la perforación y voladura para establecer un estándar óptimo de costos operativos en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la Mina Pallca.
2. Determinar los avances en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la Mina Pallca.

3.1.6. Justificación e Importancia

La presente investigación se justifica porque es necesario estandarizar la perforación y voladura de rocas con el diseño óptimo de la perforación mediante la malla de arranque, los mismos que pueden ser identificables y mejorables.

La información recopilada y procesada servirá de sustento para esta y otras investigaciones similares, para mejorar la perforación y voladura en construcciones similares empleando el método científico como base.

3.1.7. Alcances

Los alcances de la tesis están dirigidos a todo el personal del área de perforación y voladura de rocas incluyendo a los supervisores y está relacionado con la capacidad, eficiencia y rendimiento del personal del área que es la actividad más importante dentro de las operaciones mineras.

3.1.8. Limitaciones.

Una de las limitaciones fue que mi estudio lo realizaba en paralelo con mis labores de asistente de supervisión.

3.2. Hipótesis.

Hipótesis de investigación (Hi):

La aplicación de técnicas adecuadas en la optimización de perforación y voladura permite minimizar los en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la Mina Pallca, Compañía Minera Santa Luisa S.A.C. – 2018.

3.3. Variables

3.3.1. Variable Independiente

(x): Optimización de la perforación y voladura

3.3.2. Variable dependiente

(y): Minimizar costos en la construcción de la rampa (-) 4640 de la Mina Pallca, Compañía Minera Santa Luisa S.A.C.

3.3.3. Operacionalización de Variables

Tabla 3. 1. Operacionalización de Variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES
Variable Independiente	Optimización de la perforación y voladura	Tipo de mallas de voladura	Estandarización de un solo tipo de malla en toda la construcción de la rampa principal. Control en la operación
		Distribución de explosivos	Control en la distribución del explosivo. Capacitación al personal en el tipo de explosivo a usar.
		Estudios geomecánicos del tipo de roca	Calidad de roca. Discontinuidades. Fallas.
		Estudios de tiempo en la voladura	El tiempo de carguío. Tiempo de perforación. Requerimiento de personal.
Variable dependiente	Minimizar costos en la en la construcción de la rampa (-) 4640 de la mina Pallca, compañía minera Santa Luisa S.A.C. - 2018	Eficiencias en la voladura	Costos Rendimientos
		Costos de voladura	Capital disponible. Productividad. Ritmo de producción.
		Satisfacción del personal	Niveles de capacitación. Disponibilidad de trabajadores

Fuente: Adaptación propia.

3.4. Diseño de la investigación

3.4.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación es aplicado y tienen como propósito medir el grado de relación que exista entre dos o más conceptos o variables (en un contexto en particular).

3.4.2. Nivel de la investigación

El nivel de investigación es descriptivo.

3.4.3. Diseño de Investigación.

El diseño es no experimental-transversal.

3.4.4. Método

Se empleó el método deductivo donde el proceso de los conocimientos se inició con la observación de fenómenos de carácter general con el propósito de llegar a conclusiones particulares contenidos explícitamente en la situación general.

3.4.5. Población y muestra.

3.4.5.1 Población

La población está constituida por todas las rampas principales y auxiliares de la Mina Pallca de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.C.

3.4.5.2 Muestra

La muestra fue la rampa (-) 4640 de la Mina Pallca de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.C.

3.4.6. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos.

Observación o Percepción Intencionada: Consistió en la observación selectiva e interpretativa de la realidad identificada para obtener información, se realiza por medio de los sentidos complementados necesariamente por instrumentos de precisión.

Análisis de Contenido: Consistió en estudiar y analizar toda la información relacionada de manera objetiva, se efectúo generalmente mediante calificación y selección apropiada.

3.4.7. Instrumentos de Recolección de Datos

- Software de Microsoft Office, donde se utilizaron los programas Word y Excel, para la elaboración del informe y el procesamiento de los datos.
- Acceso a Internet, para la búsqueda de información referencial.
- Recursos de oficina, como lápices, lapiceros y papel para el registro de la información durante las entrevistas y el proceso de observación directa. Además, un computador para la elaboración del informe.

3.4.8. Metodología de Recolección de Datos

En la elaboración del presente trabajo de tesis se ha seguido dos etapas consistentes en:

- **Trabajo de campo:** Consistió en recoger la información y registro de datos de perforación y voladura en la construcción de la rampa (-) 4640 de la Mina Pallca de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.C.
- **Trabajo de gabinete:** Consistió en la evaluación de datos, confección de planos y redacción de la tesis.

CAPITULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN.

4.1. Descripción de la Realidad y Procesamiento de Datos.

En la construcción rampa negativa 4640 de la mina Pallca de la CIA Minera santa Luisa S.A.C. se tiene problemas de eficiencia en la perforación y voladura de rocas, porque después de cada disparo, existen la presencia de tacos, tiros soplados, anfo regado en el piso, el avance no es el deseado, por lo que deduzco que la perforación y voladura no es óptima y esto es un motivo para que los costos operativos no sean los óptimos originando pérdidas de tiempo y económicos en la construcción de la rampa al no tener el avance programado

Motivo por el cual es necesario estandarizar la perforación y voladura de roca tanto de la rampa principal como de la rampa auxiliar. La construcción de la rampa (-) 4640 va con dirección a los clavos mineralizados y que han sido reconocidos y comprobados su continuidad mediante las perforaciones de diamantina, las rampas se construyen fuera de las estructuras mineralizadas y con ventanas se entran a los tajos.

Especificaciones técnicas: La rampa principal tienen una sección de 5 x 4 metros y una gradiente negativa de (–) 15% y las rampas auxiliares tiene una sección de 4.5 x 3.8 metros con una gradiente positiva o negativa de 10%.

Se cuenta con refugios cada 50 m según las necesidades se correrán accesos en el trayecto de la rampa.

Turnos de trabajo: El trabajo se realiza en turnos de 12 horas cada uno considerándose efectiva 10:30 horas cada una.

4.2. Estudio Geomecánico de la Rampa (-) 4640 de la Mina Pallca

OBJETIVO GENERAL: Caracterizar geotécnicamente el macizo rocoso en base a la identificación y descripción de las propiedades de la roca intacta y el macizo rocoso en túneles, bocaminas y chimeneas de la Mina Pallca.

OBJETIVO ESPECÍFICOS:

a) Identificar los sistemas estructurales principales (arreglo estructural) en el sector estudiado usando el soporte informático DIP´s Versión 5.1.

b) Determinar los parámetros geotécnicos de los sectores estudiados.

c) Clasificar el macizo rocoso de acuerdo a los parámetros geotécnicos registrados en terreno según el Sistema de Valoración de la masa rocosa RMR (ROCK MASS RATING).

METODOLOGÍA DE TRABAJO:

Caracterización Geotécnica de la Masa Rocosa: Se caracterizó la masa rocosa desde el punto de vista litológico y estructural. En la información estructural se ha considerado estructuras mayores (fallas) y menores (sistemas de diaclasamiento y estratificación).

Clasificación Geo mecánica: Se ha clasificado la masa rocosa mediante la utilización del Criterio RMR (Bieniawski 1989), la clasificación se ha realizado utilizando la data de la caracterización Geo mecánica de la masa rocosa.

Propiedades y Comportamiento del Terreno: Se han evaluado las propiedades físico-mecánicas de la roca intacta, las discontinuidades y el macizo rocoso. Se ejecutaron ensayos con el martillo de geólogo, ensayos de impacto con el martillo Schmidt, las propiedades físicas elementales fueron proporcionados por el Dpto. de Geología, y la utilización del criterio de falla de Hoek & Brown (2002 – 2006) para estimar los parámetros de resistencia de la roca intacta y del macizo rocoso. Estas propiedades fueron determinadas para cada tipo de roca.

Manejo y Análisis de la Información: El registro de la información Geomecánica se efectuó a partir del mapeo geotécnico de la masa rocosa expuesta en los puntos de medición y labores subterráneas. El mapeo geotécnico de la masa rocosa expuesta se llevó a cabo utilizando el "método directo por celdas a detalle", mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en cada estación de mapeo.

MARCO GEOLÓGICO REFERENCIAL: En Pallca y sus alrededores se ha podido identificar afloramiento del Cretáceo. Constituidos por las formaciones: Chimú, Santa, Carhuaz, Farrat, Pariahuanca y Pariatambo y un complejo de stock constituidos por: granito Porfirítico, Tonalita, granodiorita y cuarzo Porfirítico a las que se le denomina "COMPLEJO DE CULEBRA".

Las rocas sedimentarias son edades Pre Albianos – Albiano .conformados por los grupos: Goyllariquisga y Machay.

Rampa (-) 4640.

Aspectos Litológicos: La litología en la rampa (-) 4640 está compuesta por el stock de granodiorita del complejo Culebra considerado según la secuencia estratigráfica con uno de los más antiguos.

Distribución de Discontinuidades: Para determinar la configuración estructural de la masa rocosa todo el acopio de la información ha sido analizado mediante técnicas estereográficas. Se registraron 20 datos, obteniéndose 3 sistemas de diaclasamiento.

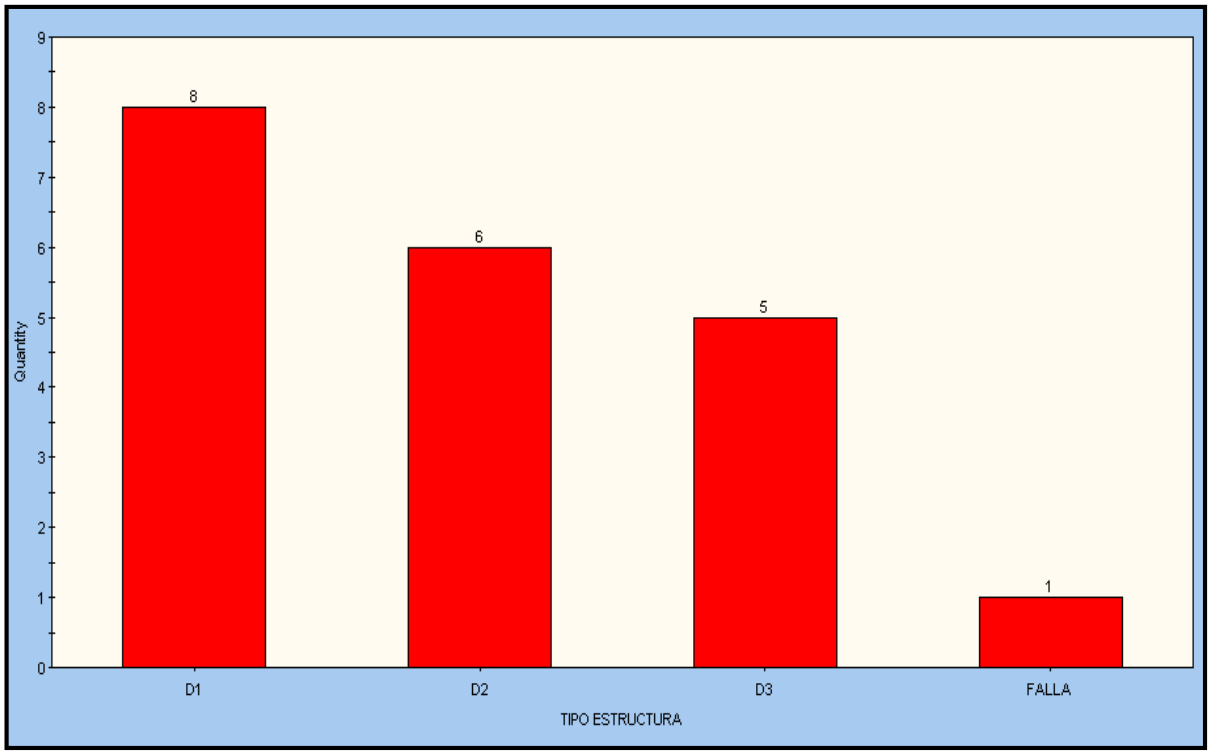


Figura 4. 1. Distribución de discontinuidades de la data registrada

Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA minera Santa Luisa.

Del ploteo de y agrupación de polos se han obtenido las familias más representativas del arreglo estructural en la zona de la bocamina.

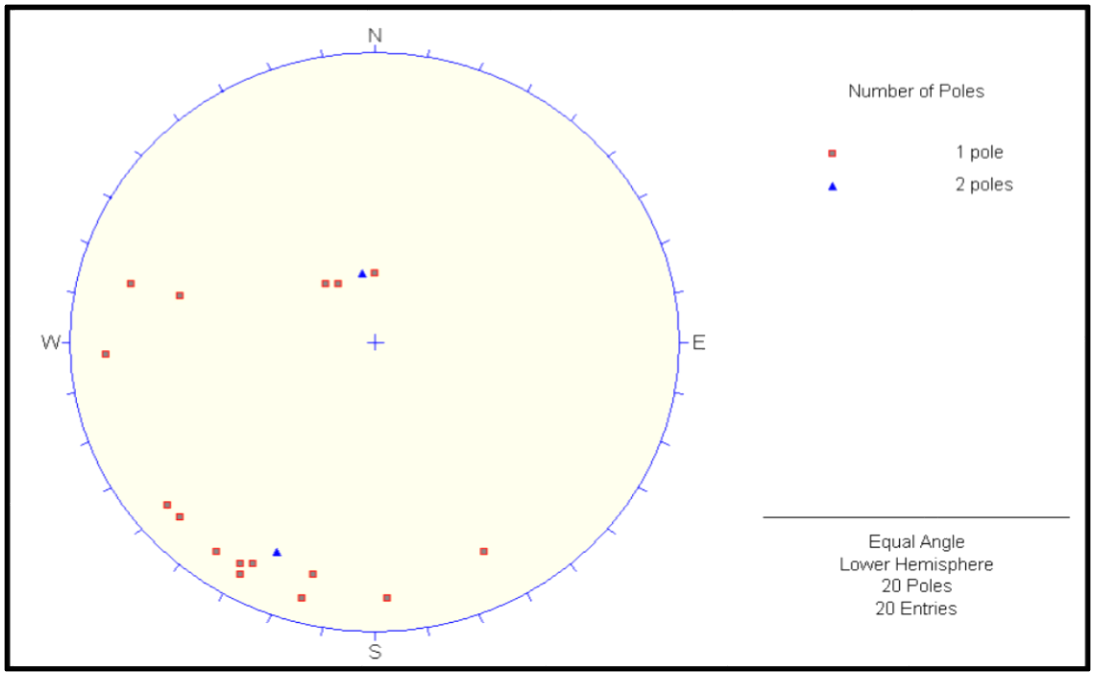


Figura 4. 2. Diagramas de Concentración de Polos (distribución de Fisher).

Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA Minera Santa Luisa.

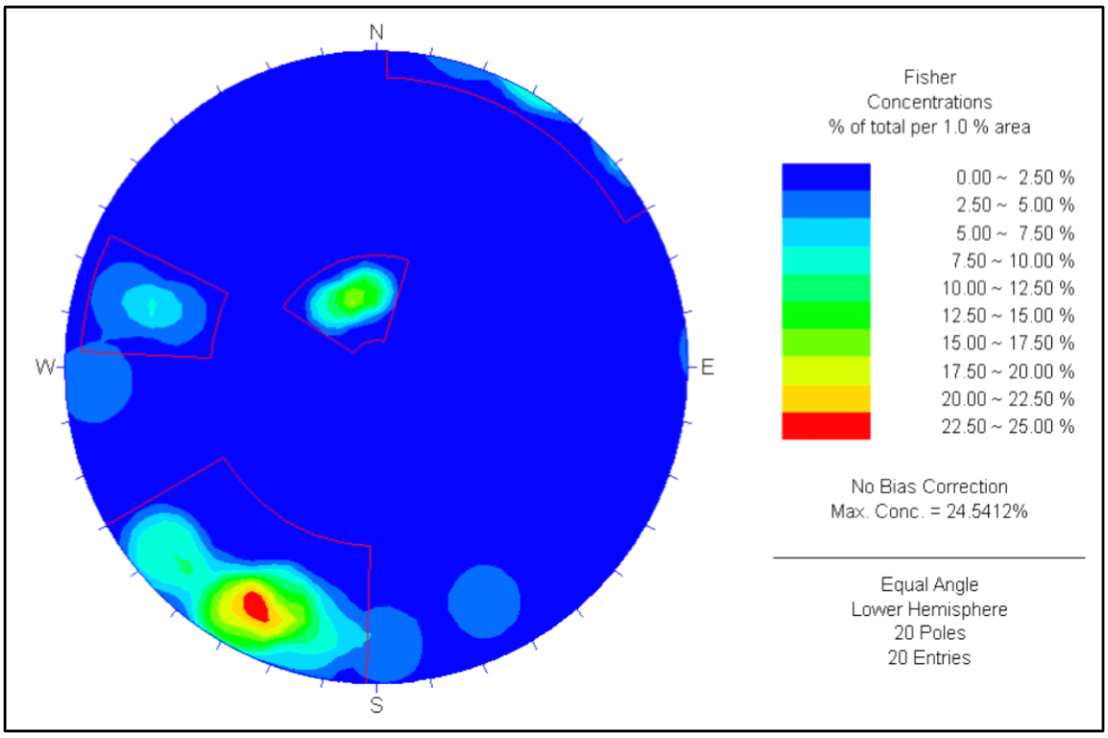


Figura 4. 3. Diagrama de Rosetas

Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA Minera Santa Luisa.

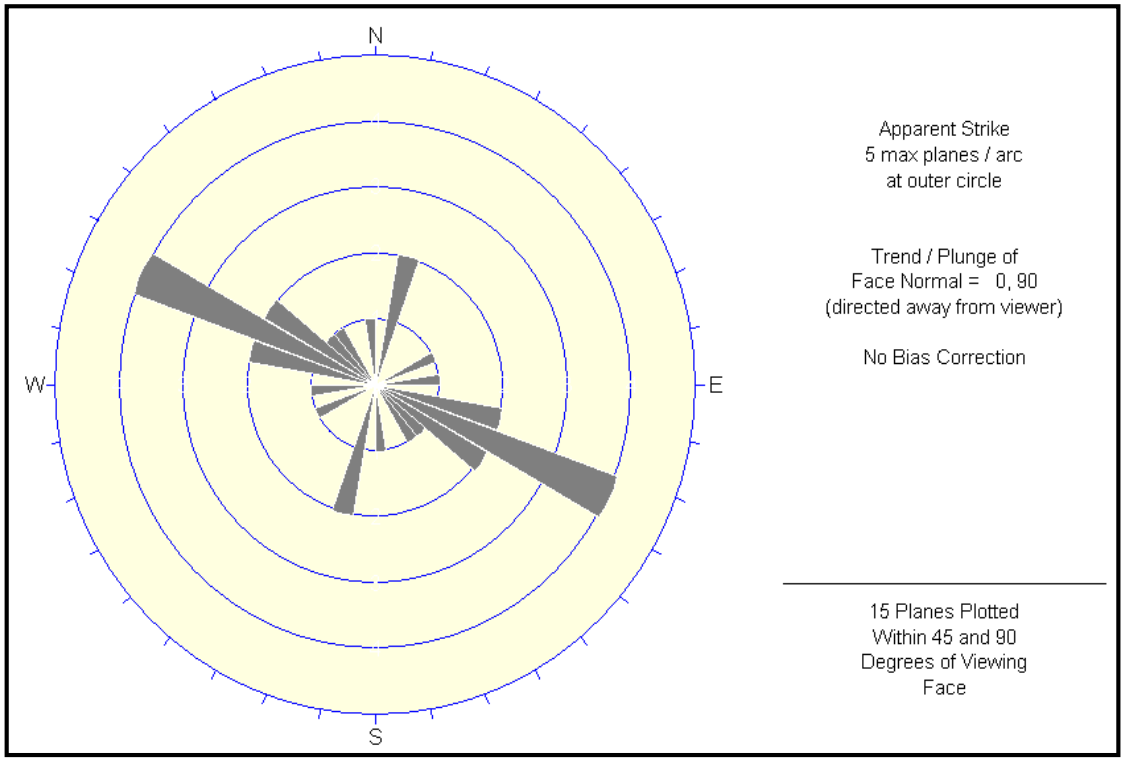


Figura 4. 4. Planos Mayores

Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA Minera Santa Luisa

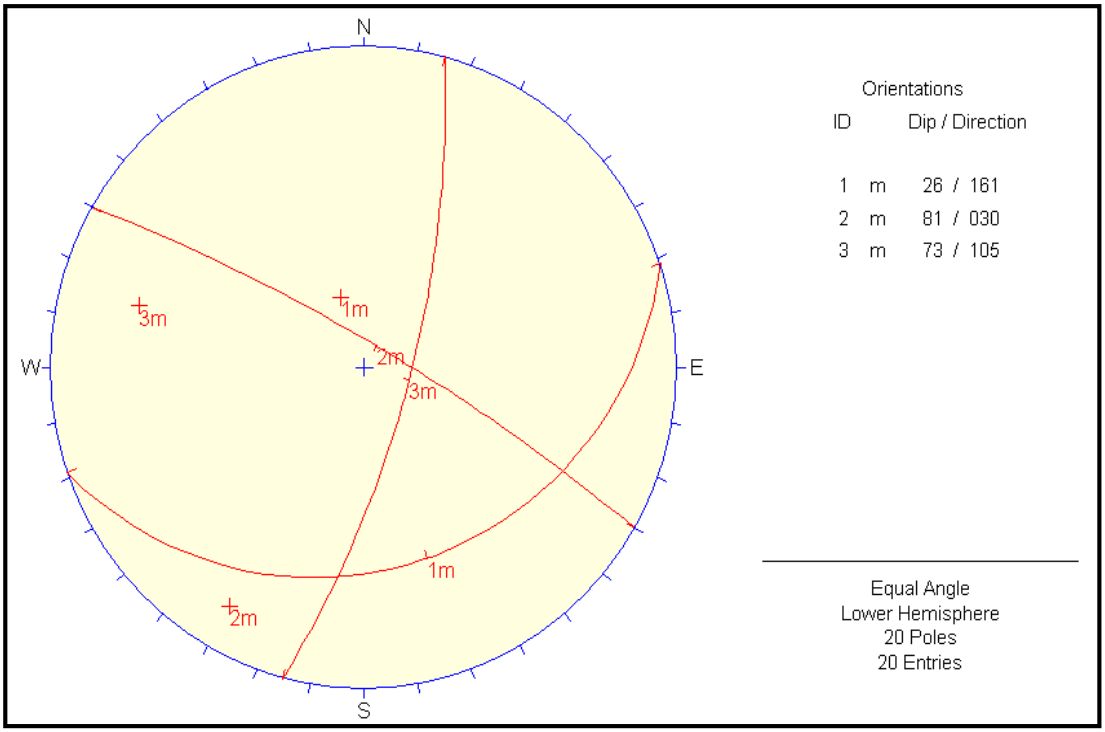


Figura 4. 5. Orientación Promedio de los Sistemas de Discontinuidades Granodiorita

Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA Minera Santa Luisa.

Tabla 4. 1. Clasificación Geomecánica de la Masa Rocosa.

TIPO DE DISCONTINUIDAD	DIRECCIÓN BUZAMIENTO / BUZAMIENTO
F	28/82
D1	172/83
D2	125/78

Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA Minera Santa Luisa

En base a la caracterización geotécnica de la masa rocosa se ha obtenido la calidad de la masa rocosa de acuerdo a los parámetros del RMR:

Tabla 4. 2. Resumen de los Resultados de Clasificación de la Masa Rocosa de la Rampa (-) 4640.

LITOLOGÍA	RMR BÁSICO	TIPO DE ROCA	CALIDAD GEOTÉCNICA	COLOR
Granodiorita	61	IIB	BUENA-REGULAR	

Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA Minera Santa Luisa

RESISTENCIA DE LA ROCA Y MACIZO ROCOSO: De acuerdo a los ensayos con el martillo Schmidt se obtuvieron los siguientes resultados:

Tabla 4. 3. Valores de Resistencia Compresiva Uniaxial.

LITOLOGÍA	RANGO σci (MPa)	PROMEDIO σci (MPa)	mi
Granodiorita	181.58 – 244.88	211.21	29 ± 3

Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA minera Santa Luisa.

Para estimar los parámetros de la resistencia de la masa rocosa se utilizó el programa ROCLAB de Rocscience Inc. (2007). Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa, asimismo de resistencia compresiva uniaxial y la constante "mi" de la roca intacta. En la Tabla N° 4.4 se resumen las propiedades de resistencia de la matriz rocosa. Cabe resaltar que la alteración del hornfles se da en los tramos cercanos a fallas.

Tabla 4. 4. Propiedades de Resistencia de la masa rocosa.

LITOLOGÍA	GSI	ρ (KN/m3)	mmr	smr	a	Emr (MPa)	σmr
Granodiorita	61	27	2.846	0.0027	0.503	8475.23	11301.89

Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA Minera Santa Luisa

CONDICIONES DE AGUA: De acuerdo a la caracterización del macizo rocoso, se obtuvo una condición de humedad para la zona motivo de estudio.

4.3. Diseño de Malla de Perforación en la Rampa (-) 4640 de la Mina Pallca.

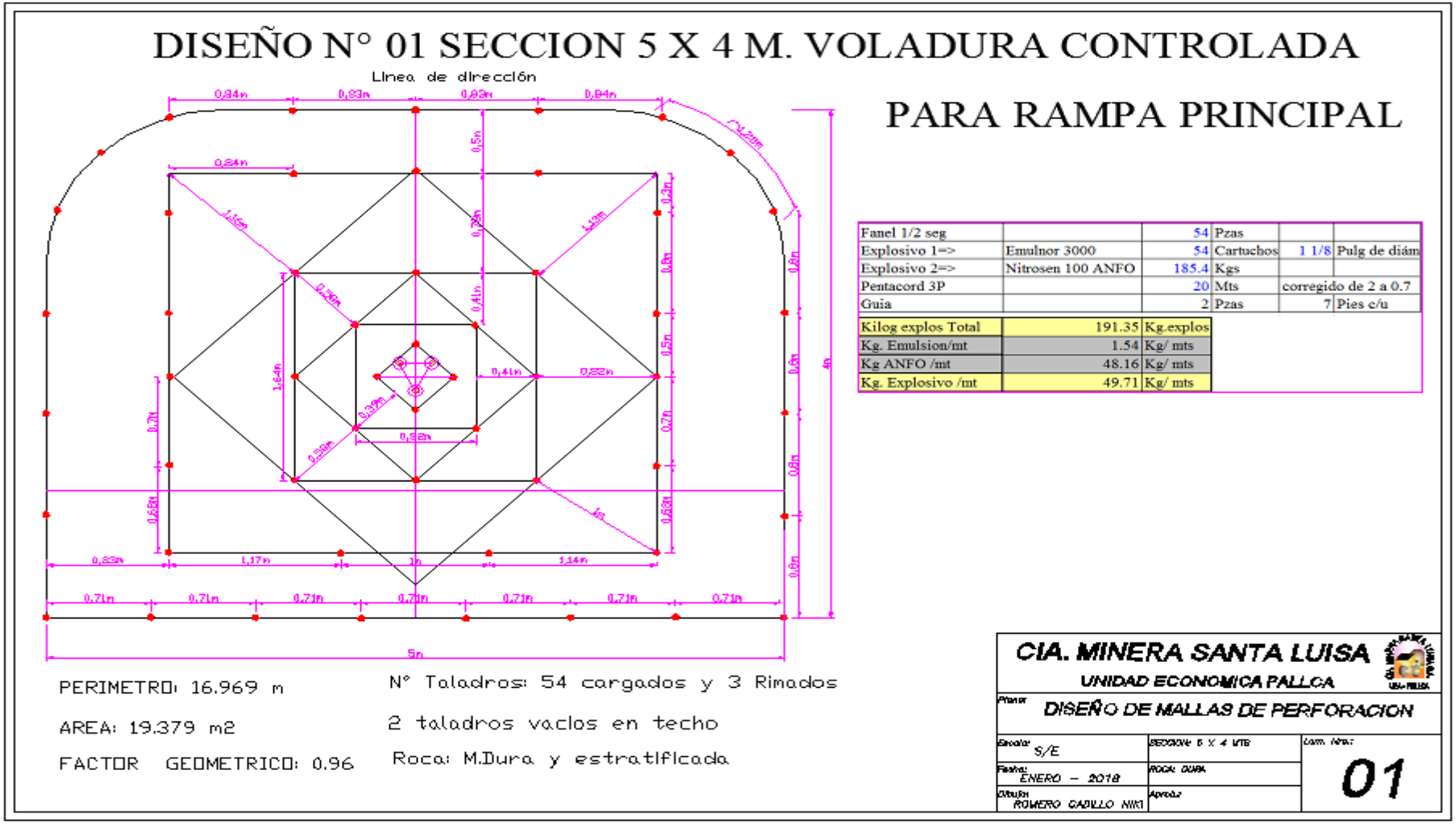
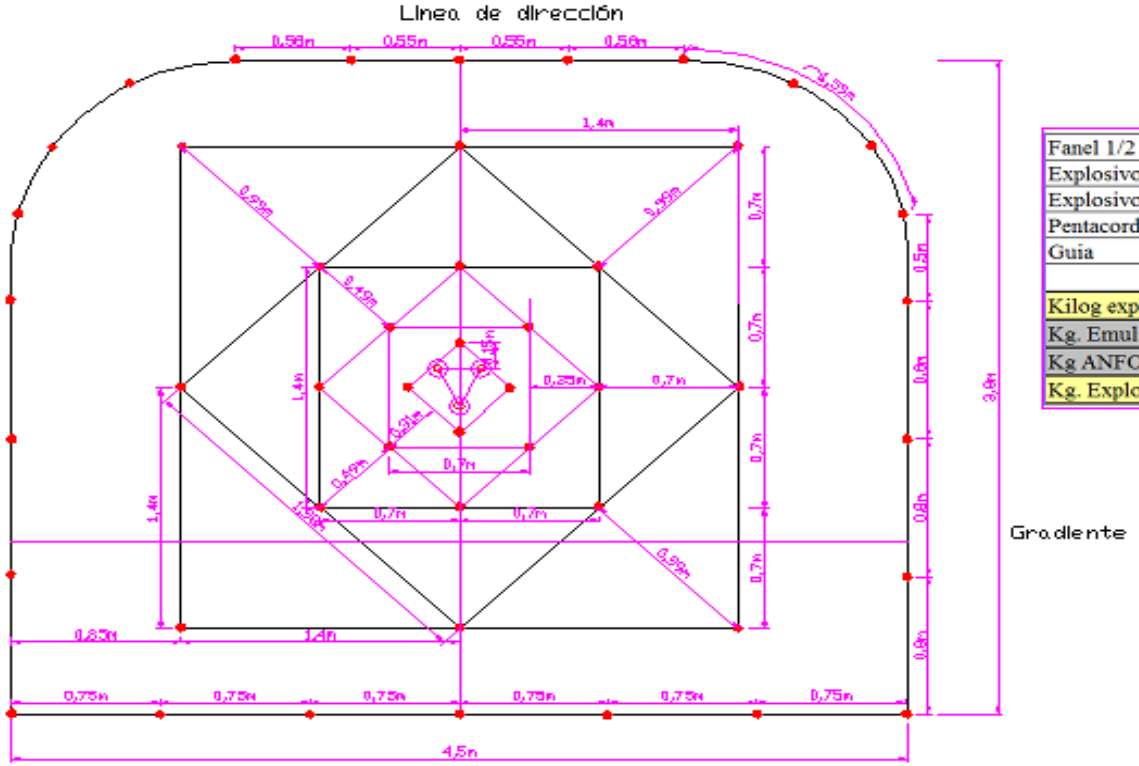


Figura: 4.6: Diseño de Malla de Perforación y Voladura Controlada.
Fuente: Elaborado por el tesista.

DISEÑO N° 02 SECCION 4.5 X 3.8 M. VOLADURA CONTROLADA



Fanel 1/2 seg		48	Pzas		
Explosivo 1=>	Emulnor 3000	48	Cartuchos	1 1/8	Pulg de diám
Explosivo 2=>	Nitrosen 100 ANFO	164.8	Kgs		
Pentacord 3P		20	Mts	corregiods de 2 a 0.7	
Guia		2	Pzas	7	Pies c/u

Kilog explos Total	170.09	Kg.explos
Kg. Emulsion/mt	1.37	Kg/ mts
Kg ANFO /mt	42.81	Kg/ mts
Kg. Explosivo /mt	44.18	Kg/ mts

PERIMETRO: 15.635 m

AREA: 16.558 m2

FACTOR GEOMETRICO: 0.96

N° Taladros: 48 y 3 Rimados

5 taladros vaclos en techo (uno vaclo)

Roca: M.Dura y estratificada

CIA. MINERA SANTA LUISA

UNIDAD ECONOMICA PALLCA

Plano: **DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION**

Escala: S/E	SECCION 3.5 X 3.8 MTS	Lam. Nro.: 02
Fecha: ENERO – 2018	ROCA DURA	
Dibujo: ROMERO CADILLO NIKI	Aprobó:	

Figura: 4.7: Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Controlada.
Fuente: Elaborado por el tesista.

4.4. Estructura de Costos

4.4.1 COSTOS ANTES DE LA OPTIMIZACIÓN

PARAMETROS DE COSTOS MINA PALLCA - COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A. (antes y después de la optimización)

TIPO CAMBIO	3.25

Gastos Generales	10%
Utilidad	10%

TIPO ROCA:	

MANO DE OBRA

CONCEPTO		**SOLES**	**DOLARES**	Asignación Familiar	**Basico**
Jumbero		100.00	30.77	1.53	98.47
Aydante Jumbero		70.00	21.54	1.53	68.47
Maestro Cargador , Perforista Jackleg		100.00	30.77	1.53	98.47
Disparador		80.00	24.62	1.53	78.47
Ayudante General		70.00	21.54	1.53	68.47
Bodeguero		80.00	24.62	1.53	78.47
Lamparero-Tubero		70.00	21.54	1.53	68.47
Chofer		90.00	27.69	1.53	88.47
Capataz		120.00	36.92	1.53	118.47
Ing. Seguridad		200.00	61.54	1.53	198.47
Jefe de Guardia		200.00	61.54	1.53	198.47
Ing. Residente		180.00	55.38	1.53	178.47

MINA PALLCA - COMPAÑÍA SANTA LUISA S.A. (antes y después de la optimización)

BENEFICIOS SOCIALES

DIAS CALENDARIO **360**

BENEFICIOS DEL TRABAJADOR			**OBREROS**	**EMPLEADOS**
CONCEPTO	**DIAS**		**PORCENTAJE**	**PORCENTAJE**
DESCANSO MEDICO	5		1.39%	1.39%
DOMINICAL	48		13.33%	
FERIADOS	11		3.06%	
VACACIONES	30		8.33%	8.33%
GRATIFICACIONES	60		16.67%	16.67%
CTS	30		11.09%	9.72%
FERIADO TRABAJADOS	14.67		4.08%	4.08%
SUB-TOTAL			**57.94%**	**40.19%**
ESSALUD		9.00%	13.22%	11.74%
IMPUESTO EXTRAORDINARIO DE SOLIDARIDAD		1.70%	2.21%	1.93%
SCTR PENSION		6.60%	9.69%	8.61%
SCTR SALUD		1.83%	2.69%	2.39%
SUB-TOTAL			**27.81%**	**24.67%**
TOTAL DE BENEFICIOS SOCIALES			**85.75%**	**64.86%**

COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A.

Precio Unitario Perforación de Frentes con Jumbo (COSTOS ANTES DE LA OPTIMIZACION)

PARAMETROS:

Labor	Fronton Rampa (-) 4640	
Equipo	Jumbo	
Area de frente	20.00	m2
Roca	Media	
Long.de Perf.	14.00	Pies
Malla de Perf.	Según Diseño	
N°.Taladros/disparo	54.00	
Avance/disparo	4.27	m.
m3 volados/disparo	85.34	
Tipo de Cambio	3.25	S/.
Explosivo	**Examon**	

1. MANO DE OBRA.

	Descripción	PU US$	SubTotal US$/m3	US$/m3
0.50	Jumbero	30.77	0.18	
0.50	Ayudante	21.54	0.13	
0.30	Carguío Taladros	10.57	0.04	
0.30	Ayudante	21.54	0.08	
0.30	Capataz	36.92	0.13	
0.25	Jefe de Guardia	61.54	0.18	
0.15	Ing. Residente	55.38	0.10	
2.30	**Subtotal**		**0.83**	
	Leyes Sociales		**0.69**	
	Total Mano de Obra		**1.52**	**1.52**

2. EQUIPOS

Descripción	PU US$	Vida Util M	US$/unid Vida Util	Factor	m3	US$/m3
Costo Equipo Jumbo	80.00			1.25	85.34	1.17
Brocas 45 mm	49.00	600.00	0.08	205.20	85.34	0.20
Barra 14.0´	169.00	4000.00	0.04	205.20	85.34	0.10
Shank Adapter	118.00	5000.00	0.02	205.20	85.34	0.06
Copla	29.50	3000.00	0.01	205.20	85.34	0.02
Herramientas/Otros	1500.00	30000.00	0.05	205.20	85.34	0.12
Total Equipos						**1.67**

3. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD.

	Descripción	Cantidad	Factor			US$/m3
0.50	Jumbero	3.48	0.99	0.50	85.34	0.006
0.50	Ayudante	3.48	0.99	0.50	85.34	0.006
0.30	Carguío Taladros	2.49	0.71	0.21	85.34	0.003
0.00	Ayudante	2.49	0.71	0.00	85.34	0.000
0.00	Bodeguero	2.49	0.71	0.00	85.34	0.000
0.00	Lamparero-Tubero	3.48	0.99	0.00	85.34	0.000
0.15	Supervision	2.49	0.71	0.11	85.34	0.001
1.45	**Total Implementos de Seguridad**					**0.02**

4. SERVICIOS

Descripción	US$/unid	Factor	m3	US$/m3
Seguridad				0.18
Movilidad de personal				0.71
Total Servicios				**0.89**

SUBTOTAL			**4.08**
IMPREVISTO		3%	0.12
GASTOS GENERALES		10%	0.41
UTILIDAD		10%	0.41
SUBTOTAL	**US$ /m³**		**5.02**

TOTAL	**US$ /m³**	**5.02**

S/. /m³	**17.57**

Voladura en Frentes rampa (-) 4640 Mina Pallca

ANTES DE LA OPTIMIZACION

Parámetros		Unid.	
Densidad del mineral		TM / M3	3.4
Alto		m	4.0
ancho		m	5.0
Longitud de Perforación		m	4.3
Diámetro de Perforación		mm	64.0
Densidad del Examon		Kg./m3	850.0
Densidad de carga		Kg/m	2.7
Nro. Total de Taladros		Unid.	54
Nro. de taladros de Rotura		Unid.	52
Nro. de taladros de Contorno		Unid.	5

Explosivos		Unid.	Cantidad		
Examon		Kg.	210	Kg	
Dinamita 1 1/2" x 12"		Ea	54	19.87	
Dinamita 1 1/8" x 7"		Ea	110	12.76	**32.6320**
Cordon Detonante 3P		m	22.0		

Accesorios		Unid.	Cantidad
Guía de Seguridad		m	16
Fanel Ms		Ea	58
Fulminante Nro 8		Ea	58

Resultados		Unid.	Cantidad
Metros Lineales perforados		ml	230.58
Metros Cúbicos		m3	85.40
Toneladas		TM	239.12
Densidad de Carga		Kg/m	2.69
Factor de Carga		Kg/m3	0.98
Factor de Potencia		Kg/TM	0.29
Rendimiento de Voladura		TM/ml	6.31
Toneladas por Taladro		TM/tal	4.43
Carga por Tal. Rotura		Kg/tal	19.80
Carga por Tal. Contorno		Kg/tal	4.16
Fragmentación		% Bancos	5
Metros cúbicos por disparo			**85.34**

Mano de Obra

Descripción	**Unidad**	**Cantidad**	**Jornal US$**	**Total US$**
Disparador	Tarea	2	15	57.6
Ayudante de Disparador	Tarea	2	12	46.08
Supervisión	Tarea	2	16	61.44
				165.12

Explosivos

Descripción	**Unidad**	**Cantidad**	**PU US$**	**Total US$**
Tecnel Ms	Ea	54.0	0.99	53.22
Fulminante Nro. 6	Ea	58	0.08	4.71
Guía de Seguridad	pie	52.48	0.02	1.06
Examón - P	Kg	210	0.43	90.70
Dinamita 1 1/2" x 12" 65%	Kg	19.87	1.74	34.56
Dinamita 1 1/8" x 7" 60%	Kg	12.76	1.68	21.45
Cordon Detonante 3P	m	22.0	0.11	2.36

Materiales

Descripción	**Unidad**	**Cantidad**	**PU US$**	**Total US$**
Alambre Nro. 16	Kg	15	1.5	22.5
Tubo PVC 1"	Ea	5	1.10	5.50
Cinta Aislante	Ea	5	0.79	3.96
Costal de yute	m	20	1.2	24

Implementos de Seguridad

Descripción	**Unidad**	**Cantidad**	**Factor**	**US$**
Disparador	Tarea	2	0.99	1.98
Ayudante de Disparador	Tarea	2	0.99	1.98
Supervisión	Tarea	2	0.71	1.42

Servicios

Movibilidad				2.12
Seguridad				3.50

		5.62
Total		**440.13**
Costo de Voladura		
U S$ / m3		**5.15**

S/. /m³	**16.75**

COSTO TOTAL DE PERFORACION Y VOLADURA = S/. /m3	**34.32**

4.4.2. COSTOS DESPUÉS DE LA OPTIMIZACIÓN

COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A.

Precio Unitario Perforación de frentes con Jumbo (COSTOS DESPUES DE LA OPTIMIZACION)

PARAMETROS:

Labor	Frontón Rampa (-) 4640	
Equipo	Jumbo	
Área de frente	20.00	m2
Roca	Media	
Long. de Perf.	14.00	pies
Malla de Perf.	Según Diseño	
N°.Taladros/dis paro	54.00	
Avance/disparo	4.27	m.
m3 volados/disparo	85.34	
Tipo de Cambio	3.25	S/.
Explosivo	**Examon**	

1. MANO DE OBRA.

	Descripción	PU US$	SubTotal US$/m3	US$/m3
0.50	Jumbero	30.77	0.18	
0.50	Ayudante	21.54	0.13	
0.30	Carguio Taladros	10.57	0.04	
0.30	Ayudante	21.54	0.08	
0.30	Capataz	36.92	0.13	
0.25	Jefe de Guardia	61.54	0.18	
0.15	Ing. Residente	55.38	0.10	
2.30	**Subtotal**		**0.83**	
	Leyes Sociales		**0.69**	
	Total Mano de Obra		**1.52**	**1.52**

2. EQUIPOS

Descripción	PU US$	Vida Util m	US$/unid Vida Util	Factor	m3	US$/m3
Costo Equipo Jumbo	80.00			1.25	85.34	1.17
Brocas 45 mm	49.00	600.00	0.08	205.20	85.34	0.20
Barra 14.0´	169.00	4000.00	0.04	205.20	85.34	0.10
Shank Adapter	118.00	5000.00	0.02	205.20	85.34	0.06
Copla	29.50	3000.00	0.01	205.20	85.34	0.02
Herramientas/Otros	1500.00	30000.00	0.05	205.20	85.34	0.12
Total Equipos						**1.67**

3. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD.

	Descripción	Cantidad	Factor			US$/m3
0.50	Jumbero	3.48	0.99	0.50	85.34	0.006
0.50	Ayudante	3.48	0.99	0.50	85.34	0.006

0.30	Carguio Taladros	2.49	0.71	0.21	85.34	0.003
0.00	Ayudante	2.49	0.71	0.00	85.34	0.000
0.00	Bodeguero	2.49	0.71	0.00	85.34	0.000
0.00	Lamparero-Tubero	3.48	0.99	0.00	85.34	0.000
0.15	Supervisión	2.49	0.71	0.11	85.34	0.001
1.45	**Total Implementos de Seguridad**					**0.02**

4. SERVICIOS

Descripción	US$/unid	Factor	m3	US$/m3
Seguridad				0.18
Movilidad de personal				0.71
Total Servicios				**0.89**
SUBTOTAL				**4.08**
IMPREVISTO	3%			0.12
GASTOS GENERALES	10%			0.41
UTILIDAD	10%			0.41
SUBTOTAL	**US$ /m³**			**5.02**
TOTAL	**US$ /m³**			**5.02**
	S/. /m³			**17.57**

Voladura en Frentes rampa (-) 4640 Mina Pallca
(DESPUES DE LA OPTIMIZACION)

Parametros		Unid.	
Densidad del mineral		TM / M3	3.4
Alto		m	4.0
ancho		m	5.0

Longitud de Perforación		m	4.3	
Diametro de Perforación		mm	64.0	
Densidad del Examon		Kg./m3	850.0	
Densidad de carga		Kg/m	2.7	
Nro. Total de Taladros		Unid.	54	
Nro. de taladros de Rotura		Unid.	52	
Nro.de taladros de Contorno		Unid.	5	

Explosivos		Unid.	Cantidad	
Examon		Kg.	183	Kg
Dinamita 1 1/2" x 12"		Ea	48	17.66
Dinamita 1 1/8" x 7"		Ea	102	11.83
Cordon Detonante 3P		m	20.0	

Accesorios		Unid.	Cantidad
Guía de Seguridad		m	14
Fanel Ms		Ea	52
Fulminante Nro 8		Ea	52

Resultados		Unid.	Cantidad
Metros Lineales perforados		ml	230.58
Metros Cúbicos		m3	85.40
Toneladas		TM	239.12
Densidad de Carga		Kg/m	2.69
Factor de Carga		Kg/m3	0.98
Factor de Potencia		Kg/TM	0.29
Rendimiento de Voladura		TM/ml	6.31
Toneladas por Taladro		TM/tal	4.43
Carga por Tal. Rotura		Kg/tal	19.80
Carga por Tal. Contorno		Kg/tal	4.16
Fragmentación		% Bancos	5

Metros cúbicos por disparo				85.34

Mano de Obra

Descripción	Unidad	Cantidad	Jornal US$	Total US$
Disparador	Tarea	2	15	57.6
Ayudante de Disparador	Tarea	2	12	46.08
Supervisión	Tarea	2	16	61.44
				165.12

Explosivos

Descripción	Unidad	Cantidad	PU US$	Total US$
Tecnel Ms	Ea	54.0	0.99	53.22
Fulminante Nro. 6	Ea	52	0.08	4.22
Guía de Seguridad	pie	45.92	0.02	0.93
Examón - P	Kg	183	0.43	79.03
Dinamita 1 1/2" x 12" 65%	Kg	17.66	1.74	30.72
Dinamita 1 1/8" x 7" 60%	Kg	11.83	1.68	19.89
Cordon Detonante 3P	m	20.0	0.11	2.14
				190.16

Materiales

Descripción	Unidad	Cantidad	PU US$	Total US$
Alambre Nro. 16	Kg	15	1.5	22.5
Tubo PVC 1"	Ea	5	1.10	5.50
Cinta Aislante	Ea	5	0.79	3.96
Costal de yute	m	20	1.2	24
				55.96

Implementos de Seguridad

Descripción	Unidad	Cantidad	Factor	US$
Disparador	Tarea	2	0.99	1.98
Ayudante de Disparador	Tarea	2	0.99	1.98
Supervisión	Tarea	2	0.71	1.42
				5.38

Servicios		
Movibilidad		2.12
Seguridad		3.50
		5.62
Total		**422.24**

Costo de Voladura

U S$ / m3		**4.94**

S/. /m^3	**16.07**

COSTO TOTAL DE PERFORACION Y VOLADURA = S/. /m3 **33.60**

4.5. Parámetros Iniciales en Voladura Subterránea para Frentes.

Los parámetros iniciales en la voladura para un frente de 5 x 4 metros (Rampa Principal), son los que se muestran en la tabla 4.5.

Tabla 4. 5. Parámetros Iniciales de Voladura Subterránea para Frentes de 5 x 4 metros

PARAMETROS INICIALES DE VOLADURA SUBTERRANEA PARA FRENTES

RAMPA (-) 4640

Ancho	5.00	Mts	Barrenos	14	pies
			Dureza		
Alto	4.00	Mts	Roca	Moderada	
Avance	3.85	Mts	Nº Talad.	57	
			Dens."insit		
Vol. Roto	73.15	M3	u"	2.6	Tm/m3
			Fact		
Cond.Roca	Estratificado		Potenc	2.62	Kg.expl/m3
			Ef.		
Ef. Volad.	0.95		Perforac.	0.95	
			Taladros		
			s/c	3	
1.00	Nº Cartuchos	54	unid.		
1.27	Kgs ANFO	185.4	Kg.		

Diametro del Taladro	45	mm	1 3/4	Pulg de diám		
Diametro del explosivo	28 1/2	mm	1 1/8	Pulg de diám		
					0.8	Gr/c
Densidad del explosivo 1 =>	1.15	Gr/cc	Densidad del explosivo 2 =>		2	c
Fact Pot. Calc.	2.62	Kg.expl/m3	1.01	Kg.expl/Ton rota		
		Carga/tal==				
Ef. Voladura	0.95	>	3.54	Kgs explo/tal		
Ef. Perforac.	0.95					
		Explosivo	Emulnor	Explosivo	Nitrosen 100	
Fact Geométr	0.95	1==>	3000	2=>	ANFO	
Perimetro	15.3	m				
Seccion	19.00	m2				

MATERIALES POR VOLADURA:

Fanel 1/2 seg		54	Pzas				
Explosivo 1=>	Emulnor 3000	54	Cartuchos	1 1/8	Pulg de diám		
Explosivo 2=>	Nitrosen 100 ANFO	185.4	Kgs				
Pentacord 3P		20	Mts	corregi de 2 a 0.7			
Guia		2	Pzas	7	Pies c/u		

Kilog explos Total	191.35	Kg.explos
Kg. Emulsion/mt	1.54	Kg/ mts
Kg ANFO /mt	48.16	Kg/ mts
Kg. Explosivo /mt	49.71	Kg/ mts

	N° Taladros
FORMULA:	**=(FACT*A)+((P/MALLA)+Cte*S)**

DONDE: Altura de Carga(Pc)=Barreno*Ef perfo*2/3

Explos por taladro(Kg/tal)= DENSIDAD CARGA * ALTURA CARGA

Altura de carga(H)= Barreno*,3047*Ef. Perfor.*2/3

Densidad de carga (Dc)= matriz kexplosivo(diam. explos, densidad explo*densidad carga (1.00))

Nº Cart/tal+Carga/tal* peso cart

Fuente: El Tesista

Los parámetros iniciales en la voladura para un frente de 4.5 x 3.8 metros (Rampa auxiliar), son los que se muestran en la tabla 4.6.

Tabla 4. 6. Parámetros Iniciales de Voladura Subterránea para Frentes de 4.5 x 3.8 metros

PARAMETROS INICIALES DE VOLADURA SUBTERRANEA PARA FRENTES

RAMPA AUXILIAR

Ancho	4.50	Mts	Barrenos	14	pies
			Dureza		
Alto	3.80	Mts	Roca	Moderada	
Avance	3.85	Mts	Nº Talad.	51	
			Dens."insit		
Vol. Roto	62.54	M3	u"	2.6	Tm/m3
			Fact		
Cond.Roca	Estratificado		Potenc	2.72	Kg.expl/m3
			Ef.		
Ef. Volad.	0.95		Perforac.	0.95	
			Taladros		
			s/c	3	
1.00	Nº Cartuchos	48	unid.		
1.27	Kgs ANFO	164.8	Kg.		

Diametro del Taladro		45	mm	1 3/4	Pulg de diám		
Diametro del explosivo		28 1/2	mm	1 1/8	Pulg de diám		
						0.8	Gr/c
Densidad del explosivo 1 =>		1.15	Gr/cc	Densidad del explosivo 2 =>		2	c
Fact Pot. Calc.	2.72	Kg.expl/m3	1.05	Kg.expl/Ton rota			
		Carga/tal==					
Ef. Voladura	0.95	>	3.54	Kgs explo/tal			
Ef. Perforac.	0.95						
		Explosivo	Emulnor	Explosivo	Nitrosen 100		
Fact Geométr	0.95	1==>	3000	2=>	ANFO		
Perimetro	14.3	m					
Seccion	16.25	m2					

MATERIALES POR VOLADURA:

Fanel 1/2 seg		48	Pzas				
Explosivo 1=>	Emulnor 3000	48	Cartuchos	1 1/8	Pulg de diám		
Explosivo 2=>	Nitrosen 100 ANFO	164.8	Kgs				
Pentacord 3P		20	Mts	corregi de 2 a 0.7			
Guia		2	Pzas	7	Pies c/u		

Kilog explos Total	170.09	Kg.explos
Kg. Emulsion/mt	1.37	Kg/ mts
Kg ANFO /mt	42.81	Kg/ mts
Kg. Explosivo /mt	44.18	Kg/ mts

FORMULA: **N° Taladros =(FACT*A)+((P/MALLA)+Cte*S)**

DONDE: Altura de Carga(Pc)=Barreno*Ef perfo*2/3

Explos por taladro(Kg/tal)= DENSIDAD CARGA * ALTURA CARGA

Altura de carga(H)= Barreno*,3047*Ef. Perfor.*2/3

Densidad de carga (Dc)= matriz kexplosivo(diam. explos, densidad explo*densidad carga (1.00))

Nº Cart/tal+Carga/tal* peso cart

Fuente: El Tesista

4.6. Costos de Perforación y Voladura de Rocas en la Rampa (-) 4640 Mina Pallca

La estructura de costos esta detallado en anexo 03, y se obtuvo los siguientes resultados:

Costos total antes de la optimización = S/. 34.32 / m3

Costos total después de la optimización = S/. 33.60 / m3

Como se puede apreciar después de la optimización tenemos un ahorro real de **S/. 0.72 / m3.**

4.7. Discusión de Resultados.

De la evaluación de las eficiencias de la voladura mensuales obtenemos los siguientes resultados:

Ver página siguiente.

Tabla 4. 7. Costo mensual de Perforación y voladura (S/. / m3) antes de la optimización

Deficiencia de voladura		Perforación efectiva (m)	Perforación programada (m)	Eficiencia de disparo (%)	Avance por disparo (m)	N° Disparos mensual	Avance mensual (m)	Avance mensual Real (m3)	Avance mensual Programado (m3)	Precio unitario S/. / m3	Costos mensual de la perforación y voladura Real (S/./m3)	Costos mensual de la perforación y voladura Programado (S/./m3)
Rampa	(%)											
Rampa Principal (-) 4640 5x 4 m.	15.00 %	3.84	4.27	90%	3.84	25	96	1920	2135	34.32	65,894.40	73,273.20
Rampa	15.00 %	3.84	4.27	90%	3.84	13	49.92	853.632	1110.2	34.32	29,296.65	38,102.06

Auxiliar 4.5.x 3.8 m.												
Promedio	**15.00 %**			**90.00 %**	**2,80**						**95,191.05**	**111,375.26**
Total							**145.92**					

Fuente: El Tesista

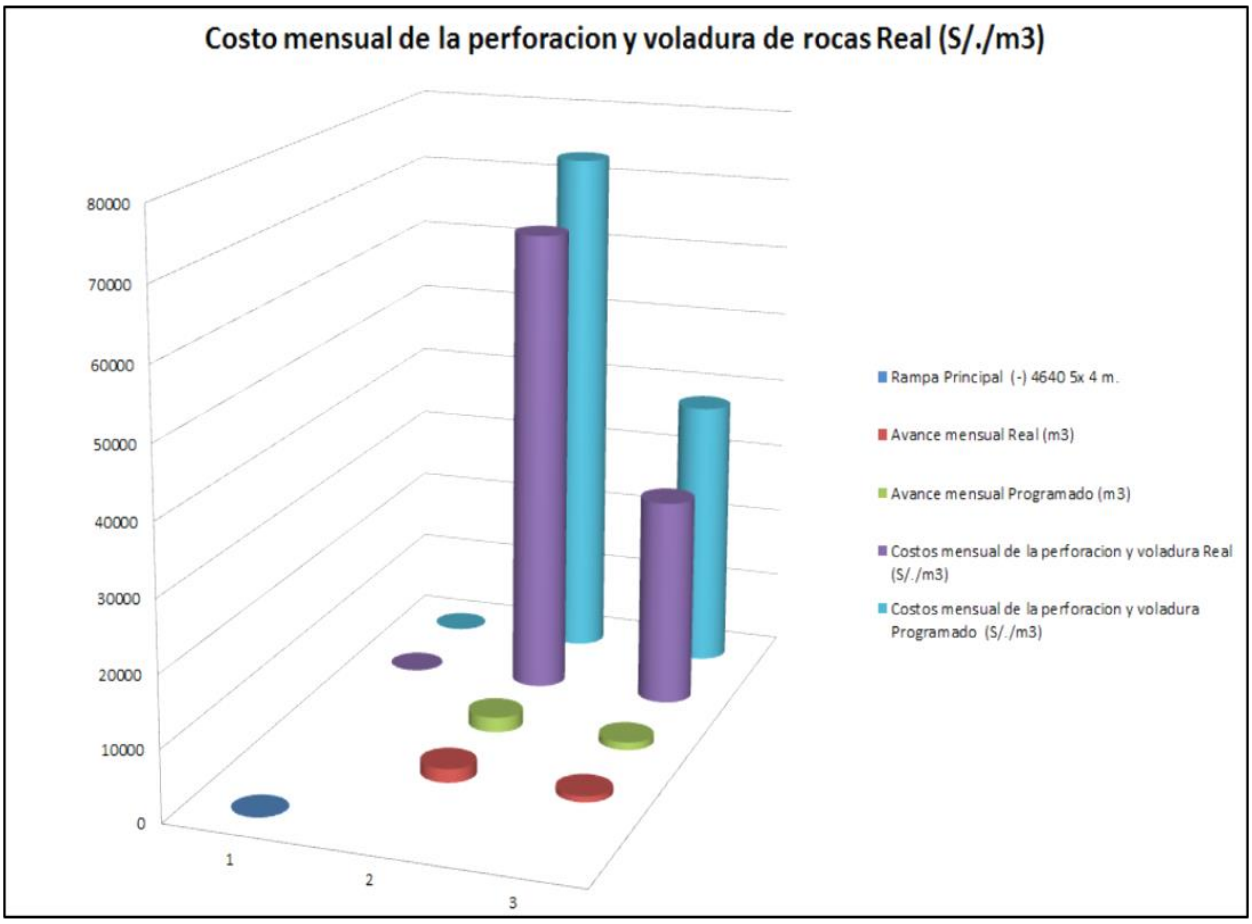


Figura 4. 6. Costo mensual de Perforación y voladura (S/. / m3) antes de la optimización

Fuente: El Tesista

Tabla 4. 8. Costo mensual de Perforación y voladura (S/. / m3) después de la optimización

Deficiencia de voladura		Perforación efectiva (m)	Perforación programada (m)	Eficiencia de disparo (%)	Avance por disparo (m)	N° Disparos mensual	Avance mensual (m)	Avance mensual Real (m3)	Avance mensual Programado (m3)	Precio unitario S/. / m3	Costos mensual de la perforación y voladura Real (S/./m3)	Costos mensual de la perforación y voladura Programado (S/./m3)
Rampa	**(%)**											
Rampa Principal (-) 4640 5x 4 m.	10.00%	4.05	4.27	95%	4.05	25	101.25	2025	2135	33.60	68,040.00	71,736.00
Rampa Auxiliar 4.5.x 3.8 m.	10.00%	4.05	4.27	95%	4.05	13	52.65	900.315	1110.2	33.60	30,250.58	37,302.72
Promedio	**10.00%**			**95.00%**	**2,80**						**98,290.58**	**109,038.72**
Total							**153.9**					

Fuente: El Tesista

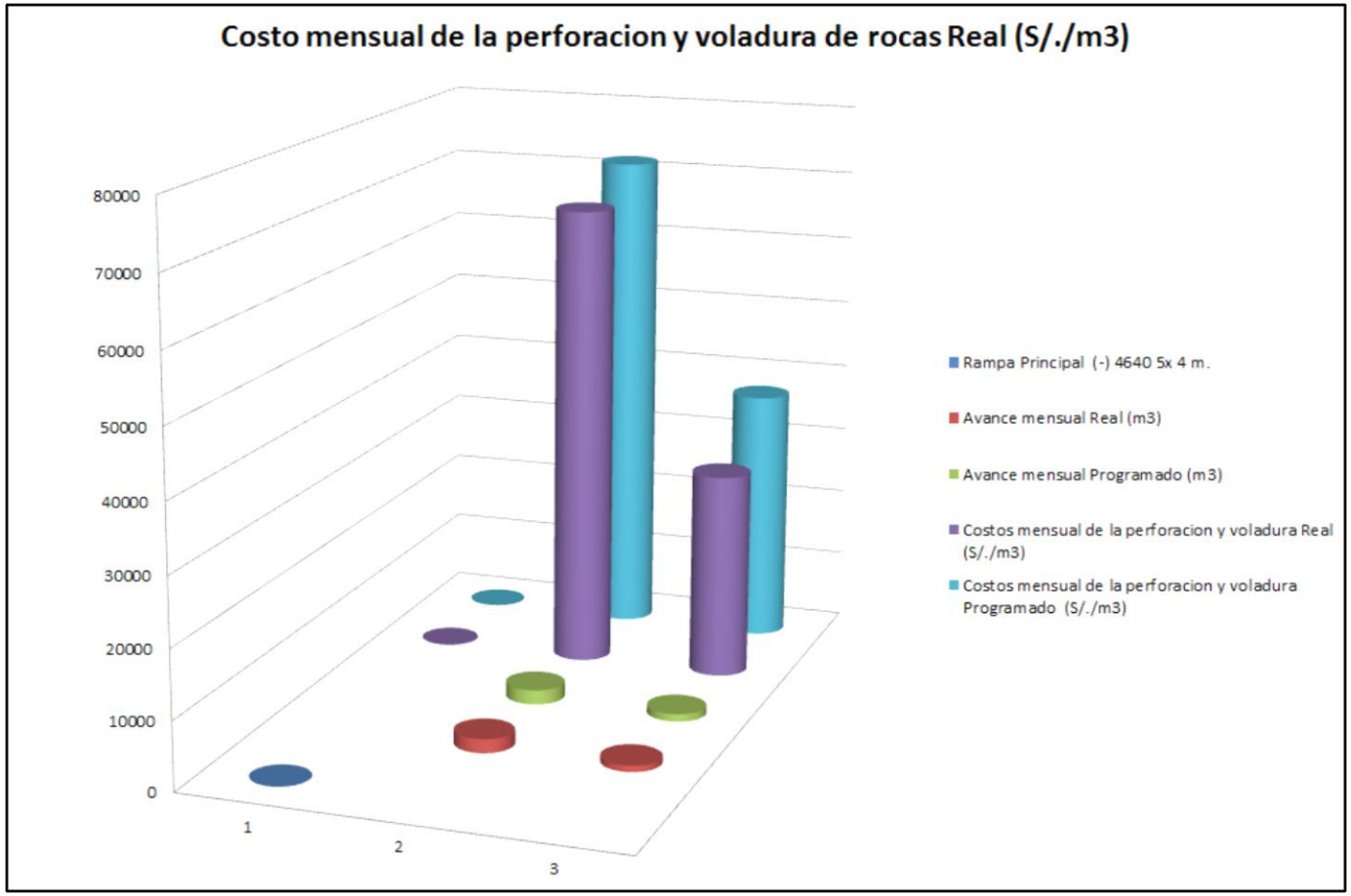


Figura 4. 7. Costo mensual de Perforación y voladura (S/. / m3) después de la optimización

Fuente: El Tesista

De las tablas podemos concluir que el costo mensual de Perforación y voladura (S/. / m3) programada antes de la optimización es de S/. 111,375.26 y el programada después de la optimización es de S/. 109,038.72, lo que significa un ahorro mensual de S/. 2,336.54

También podemos concluir que el avance mensual de Perforación y voladura antes de la optimización es de 145.92 metros y después es 153.90 metros lo que significa que hay un avance favorable de 7.98 metros con el significativo ahorro.

4.8. Aporte del Tesista.

Mi aporte se concretizo en alcanzar la optimización en la perforación y voladura, como resultado de ello se logró un ahorro mensual de S/. 2,336.54, lo que significa ahorrar S/. 28,038.48 anualmente y una avance efectivo de 95.76 metros anuales más llegando al 95% del avance programado convencionalmente.

CONCLUSIONES

1. Puedo concluir que el costo mensual de Perforación y voladura (S/. / m3) programada antes de la optimización fue de S/. 111,375.26 y después de la optimización se alcanzó S/. 109,038.72, lo que significa un ahorro mensual de S/. 2,336.54

2. La perforación y voladura tuvo un avance mensual de 145.92 metros antes del estudio de optimización y después de realizar el estudio en referencia se alcanzó 153.90 metros lo que significa que hay un avance favorable de 7.98 metros optimizados, determinándose un ahorro significativo en favor de la empresa minera en minimizar los costos en la construcción de la rampa.

3. Después de la optimización se tiene un ahorro mensual de S/. 2,336.54 lo que significa un ahorro anual de S/. 28,038.48 y una avance efectivo de 95.76 metros anuales más llegando al 95% del avance programado.

4. Se establece realizar la perforación y voladura respetando la malla de perforación diseñada y cuidando el paralelismo de los taladros y así lograr la optimización de los costos operativos en la construcción de la Rampa (-) 4640 de la Mina Pallca.

5. Se mejoró la eficiencia del disparo pasando de 90 % antes a 95 % después del diseño de la malla de perforación.

6. Con la implementación del control en las operaciones unitarias, se redujo los tiempos improductivos, detectando desviaciones operativas, para posteriormente tomar acciones correctivas de esa manera las operaciones unitarias están controlados.

RECOMENDACIONES

1. Para la rampa principal y para la rampa auxiliar se recomienda mantener la malla de perforación y voladura determinada en el presente estudio, a fin de optimizar los costos unitarios, realizando el pintado de la malla de perforación y mantener el nuevo esquema de distribución de malla, de acuerdo a los resultados obtenidos.

2. Controlar la perforación desde la planificación, diseño y ejecución, de esta forma se evitará la sobre rotura de las cajas.

3. En cada perforación y voladura se debe realizar la sensibilización y/o capacitación al personal involucrado en la actividad como dar una orden clara sobre sus funciones durante el trabajo programado.

4. Se recomienda una supervisión continua para mantener el paralelismo adecuada de la distribución de explosivos y mantener al maestro perforista experto en el tipo de frente de trabajo, capacitado, además de ser un técnico especializado.

5. Realizar una buena distribución de taladros en el frente, evaluando el tipo de roca, presencia de fallas y otros factores a fin de minimizar los costos en la construcción de rampas en la Mina Pallca, Cía. Minera Santa Luisa S.A.C.

6. Se recomienda evitar el llenado de los taladros con material explosivo, por lo que no favorece la voladura controlada.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.

Ardiles Huamán, A. (2016). Recuperación de Puente Corona Mediante Perforación en Realce en el Tajo 4280-VT, Mina Pallca. Huaraz.

CFTM - Centro de Formacion Tecnica Minera . (2015). Gestión en el Manejo de Explosivos. Lima.

EXSA. (2014). Manual Practico de Voladura. Lima.

Flores Isidro, E. (2016). Implementacion del Modelo Matemático de Areas de Influencia, para el Diseño de Malla de Perforación y Voladura en la Rampa (-) 445 SW en la UM. Arequipa M. de la Cia. AC. AGREGADOS S.A.C. Huaraz.

Instituto Tecnológico Geominero. (1994) .Manual de Perforación y Vvoladura de Rocas.I. S.A. España.

IV congreso Nacional de Estudiantes de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geociencias. (2003). IV CONEINGEMMET, Huancayo.

Quito Castillo, E. (2015). Diseño de Estándares de Perforación y Voladura de Rocas, para Normalizar la Fragmentación del Material Resultante de la Construcción de la Rampa Negativa 950 de la Mina Coturcan – Cia Minera Huancapeti S.A.C. Huaraz.

Roberto Hernández Sampieri. Metodología de Investigación, 6ta. Edición.

Ruben Calsin M. Metodología de la Investigación Educacional.

Universidad Nacional de Ingeniería. IV Simposio Nacional de Perforación y Voladura de Rocas.

Vásquez Santos, J. (2012). Ejecución del Proyecto Crucero 532 NW para la Integración de las Minas Ishihuinca - Córdova e Incrementar Reservas. Huancayo.

Villanueva Paucar, Manrique Quichica, M. (2016). Optimización de la Perforación y Voladura para Mejorar la Profundización de la Unidad San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A., UNCP-Huancayo.

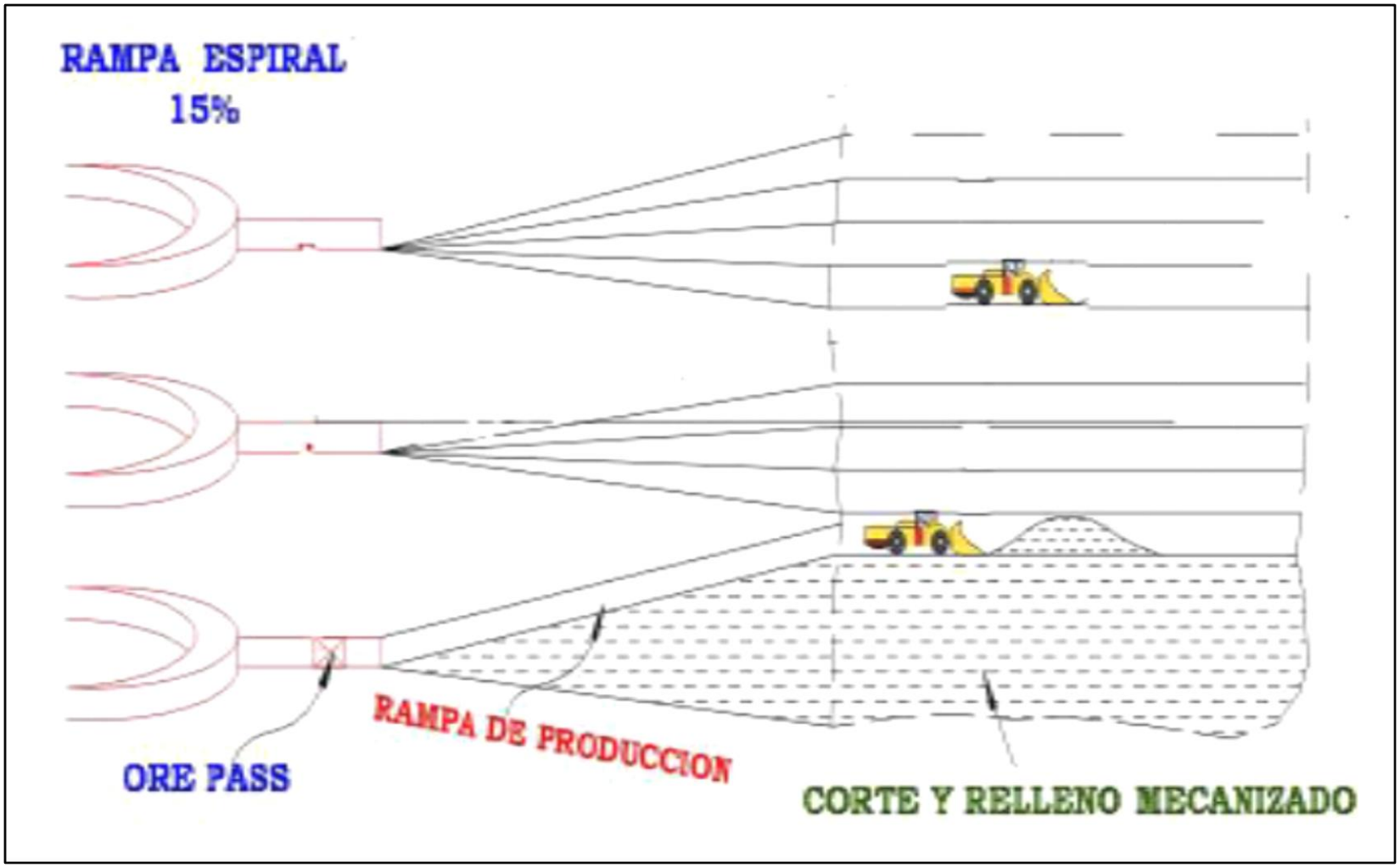
Yanac Yauri,C. (2016). Diseño Optimo de Mallas de Perforación y Voladura de Rocas para Reducir Costos Operacionales en la Construcción de la Rampa (+) 3540 Zona Santa Barbara Cia Minera Atacocha S.A.A. Huaraz.

https://es.scribd.com/document/251984984/CAP I. (2013). *CAPITULO I MINA PALLCA.* Pallca.

https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream. (2017). *Metodos de diseño de voladuras https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/6367/15/6.METODOS%20 DE% 20DISE% C3% 91O % 20 DE % 20 VOLADURA.pdf Recuperado 15/12/2017.*

ANEXO

ANEXO N° 01: Operaciones del Método Corte y Relleno Ascendente en la Mina Pallca.



Fuente: Departamento de Ingeniería Compañía minera Santa Luisa Geología UM Iscaycruz.