

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA
CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA NEGATIVA 440 EN LA
EMPRESA MINERA MACDESA – AREQUIPA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

ABRAHAM CHOQUE CHOQUE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO-PERÚ

2019



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

**“OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA
CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA NEGATIVA 440 EN LA EMPRESA
MINERA MACDESA – AREQUIPA”**

PRESENTADA POR:

ABRAHAM CHOQUE CHOQUE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

APROBADA POR:

PRESIDENTE DE JURADO:

Ing. DAVID VELÁSQUEZ MEDINA

PRIMER MIEMBRO:

Ing. ARTURO RAFAEL CHAYÑA RODRIGUEZ

SEGUNDO MIEMBRO:

Ing. AMILCAR GIOVANNY TERAN DIANDERAS

DIRECTOR / ASESOR:

D.Sc. JORGE GABRIEL DURANT BRODEN

Área : Ingeniería de minas.

Tema : Análisis de costos mineros y comercialización de minerales.

Fecha de sustentación: 23 de agosto del 2019

DEDICATORIA

Con el profundo amor y respeto:

A mis queridos padres, Adolfo y Paula que, gracias al esfuerzo de ellos, y su apoyo incondicional en todos los momentos de mi vida.

Con todo afecto a mis hermanos David, Jaime, Hugo, Mery, Alicia: por el apoyo moral e incondicional en los momentos difíciles de mi vida.

AGRADECIMIENTO

- Quiero dar un sincero y eterno agradecimiento a mi Alma Mater la Universidad Nacional del Altiplano de Puno y en especial a todos los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por contribuir en mi formación académica, profesional y por todas sus enseñanzas que me sirvieron para cumplir y seguir cumpliendo mis metas.

- Agradezco a la Empresa Contratista Los Magníficos S.A., por haberme dado la oportunidad de trabajar desde el año 2015 hasta el año 2016, como asistente de seguridad y salud ocupacional y desde el año 2017 hasta el año 2018, como Jefe de Guardia en empresa minera MACDESA.

- De igual modo mi agradecimiento a mis queridos padres, por enseñarme el camino correcto para lograr las metas, darme el ejemplo de constancia y dedicación y apoyarme siempre en todo momento.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE ANEXOS	
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	
RESUMEN	1
ABSTRACT.....	2

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. Descripción de la realidad problemática.....	3
1.2. Formulación del problema.....	4
1.2.1. Problema general.....	4
1.2.2. Problemas específicos.....	4
1.3. Objetivos de la investigación	4
1.3.1. Objetivo general	4
1.3.2. Objetivos específicos	5
1.4. Justificación de la investigación	5
1.5. Limitaciones del estudio	6
1.6. Viabilidad del estudio	7
1.7. Caracterización del área de estudio.....	7
1.7.1. Ubicación	7
1.8. Geología del yacimiento	8
1.8.1. Geología regional.....	8

1.9. Rocas intrusivas	11
1.9.1. Roca Plutónica	11
1.10. Geografía.....	12
1.10.1. Relieve.	12
1.10.2. Geomorfología.	13
1.10.3. Clima.....	13
1.10.4. Flora y fauna.	13
1.10.5. Recursos naturales.....	13

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la investigación	15
2.2. Bases teóricas	17
2.2.1. Descripción de las rampas.....	17
2.2.2. Características de las rampas	17
2.2.3. Campos de aplicación.	19
2.2.4. Ventajas y desventajas	19
2.2.5. Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	19
2.2.6. Diseño de mallas de perforación en minería subterránea.	22
2.2.7. Parámetros del explosivo	22
2.2.8. Criterios de selección de explosivos	24
2.2.9. Costos de accesorios de perforación	25
2.2.10. Tipos de explosivos.....	26
2.2.11. Características técnicas de los explosivos empleados en el presente trabajo	27
2.2.12. Accesorios de voladura.	28
2.2.13. Cálculos para el diseño de perforación y voladura.	30
2.2.14. Cálculos para el diseño de arranque con cuatro secciones.....	33
2.2.15. Cálculos para el 1° cuadrante.....	39

2.2.16. Cálculos para taladros de hastiales o paredes	42
2.2.17. Cálculos para taladros de corona o techo.....	46
2.2.18. Cálculos para taladros de arrastre o piso.....	48
2.3. Definiciones conceptuales.....	52
2.4. Formulación de hipótesis	55
2.4.1. Hipótesis general.....	55
2.4.2. Hipótesis específico	56

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Diseño metodológico	57
3.1.1. Revisión, recopilación y elaboración de informaciones preliminares	58
3.2. Población y muestra.....	58
3.2.1. Población.....	58
3.2.2. Muestra.....	58
3.3. Variables	59
3.3.1. Variables independientes	59
3.3.2. Variable dependiente.....	59
3.3.3. Operacionalización de variables.	59
3.4. Técnicas de recolección de datos	59
3.4.1. Técnicas	59
3.4.2. Instrumentos de recolección de datos	60
3.5. Técnicas para el procesamiento de la información	60

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Clasificación del medio rocoso	61
4.2. Resultados de perforación y voladura.....	62
4.2.1. Cálculos para el diseño de perforación y voladura.	63

4.2.2. Cálculos para el diseño de arranque con cuatro secciones.....	65
4.2.3. Cálculos para el 1° cuadrante.....	68
4.2.4. Cálculos para taladros de ayuda.....	70
4.2.5. Cálculos para taladros de hastiales o paredes	75
4.2.6. Cálculos para taladros de corona o techo.....	77
4.2.7. Cálculos para taladros de arrastre o piso.....	79
4.3. Resumen de los cálculos realizados	81
4.4. Costos unitarios de la perforación y voladura.....	82
4.5. Análisis de los resultados de perforación y voladura.....	84
4.6. Discusiones de los resultados.....	86
CONCLUSIONES	88
RECOMENDACIONES.....	89
BIBLIOGRAFÍA	90
ANEXOS	92

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Características técnicas del ANFO	27
Tabla 2: Características de las Emulsiones EXSA	28
Tabla 3: Relación de la dureza de la roca con la distancia	31
Tabla 4: Relación de la dureza de la roca con el coeficiente.....	31
Tabla 5: Variables independientes y dependientes	59
Tabla 6: Criterio de clasificación del medio rocoso	62
Tabla 7: Datos de campo para la perforación	63
Tabla 8: Datos del 2 y 3 cuadrante	69
Tabla 9: Resumen de la nueva malla	82
Tabla 10: Precio unitario de la perforación y voladura	83
Tabla 11: Taladros con la malla anterior	84
Tabla 12: Taladros con la nueva malla	84
Tabla 13: Factor de carga anterior y nueva.....	85
Tabla 14: Costos generales	86

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Arranque de cuatro secciones	33
Figura 2: Diagrama estereográfico de contornos – concentración de polos.....	62
Figura 3: Análisis de los taladros perforados	85
Figura 4: Análisis de explosivo usado en la voladura	85
Figura 5: Análisis de los costos generales en la perforación y voladura.....	86

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Plano de ubicación de la mina.....	93
Anexo 2: Tabla geomecánica.....	94
Anexo 3: Nueva malla de perforación y voladura	95
Anexo 4: Antigua malla de perforación y voladura.....	96
Anexo 5: Control de tiempos de la perforación y voladura	97
Anexo 6: Proyecto de la rampa.....	98
Anexo 7: Registro de avance con la malla anterior	99
Anexo 8: Registro de avance con la malla actual	100
Anexo 9: Fotos de la malla y colaboradores.....	101

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

S	: Área de la sección de túnel
A	: Ancho del túnel
H	: Alto del túnel
r	: Radio del arco de la boveda
Dt	: Distancia entre taladros
C	: Coeficiente o factor de roca (C)
\varnothing_e	: Diámetro de taladro equivalente
\varnothing_a	: Diámetro de los taladros de alivio
\varnothing_p	: Diámetro de los taladros de producción
N	: Número de los taladros de alivio
L	: Longitud de taladro
Ψ	: Error de perforación
α	: Desviación angular
e	: Error de emboquille o empate
$B_{e \text{ Máx}}$: Burden máximo
B_p	: Burden práctico
P. U.	: Precio unitario
Tal	: Taladros
Acc	: Accesorios

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado “Optimización de perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 440 en la empresa minera MACDESA – Arequipa”. Se desarrolló en la Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. ubicada en Chaparra, Arequipa, Perú. Presentando problemas de perforación y voladura deficiente, por lo que no se cumple con el planeamiento mensual y sobre excavación. Siendo su objetivo principal optimizar ambas operaciones unitarias a fin de cumplir tanto con el planeamiento mensual de 180 metros de avance, de los cuales se conseguía avanzar únicamente 153 metros. Así mismo se tiene como objetivo reducir la sobre excavación de 4.20 m x 4.30 m a la sección de 4.00 m x 4.00 m. Para cumplir con las metas se necesita aumentar el avance por disparo, disminuir tiempos para así demostrar técnica y económicamente la viabilidad del proyecto de la construcción de la rampa negativa. Se concluyó que “Se propuso un diseño de malla de perforación para sección de 4.00 m x 4.00 m; está malla cuenta en el arranque con 04 taladros de alivio con diámetro de 0.102 m; 37 taladros cargados y 04 taladros sin carga en la corona de diámetro 0.045 m, se logró una eficiencia en cuanto a avances lineales de 2.55 metros a 3.00 metros, esta malla de perforación se pudo probar en la Rampa dando buenos resultados” y “con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura implementado en la rampa se logra reducir el factor de carga explosiva de 3.65 kg/m^3 a 2.15 kg/m^3 , obteniendo una voladura controlada y no tener sobre excavación, mayor control de los hastiales y corona distribuyendo el explosivo de acuerdo a los cálculos realizados”.

Palabras claves: Optimización, perforación, voladura, rampa negativa, planeamiento.

ABSTRACT

This research work entitled “Optimization of drilling and blasting in the construction of the negative ramp 440 in the mining company MACDESA - Arequipa”. It was developed at Empresa Minera Aurífera Cuatro de January S.A. located in Chaparra, Arequipa, Peru. Presenting problems of drilling and poor blasting, so the monthly planning and excavation are not met. Its main objective is to optimize both unit operations in order to meet both the monthly planning of 180 meters of progress, of which only 153 meters could be advanced. It also aims to reduce the over excavation from 4.20 m x 4.30 m to the section of 4.00 m x 4.00 m. In order to meet the goals, it is necessary to increase the advance per shot, decrease times in order to demonstrate technically and economically the viability of the project of the construction of the negative ramp. It was concluded that “A drilling mesh design for a section of 4.00 m x 4.00 m was proposed; this mesh has at the start with 04 relief holes with a diameter of 0.102 m; 37 holes loaded and 04 holes without load in the crown of diameter 0.045 m, an efficiency was achieved in terms of linear advances of 2.55 meters to 3.00 meters, this drilling mesh could be tested in the Ramp giving good results ”and“ with the new design of drilling and blasting mesh implemented in the ramp reduces the explosive load factor from 3.65 kg / m ³ to 2.15 kg / m ³, obtaining a controlled blasting and not having over excavation, greater control of the gables and crown distributing the explosive according to the calculations made ”.

Keywords: Optimization, drilling, blasting, negative ramp, planning.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. Descripción de la realidad problemática.

La perforación y voladura utiliza diferentes diseños, basado en diversos modelos matemáticos, pero aun hoy en día las fallas de la perforación deben de ser superadas.

En la Unidad Minera Cuatro de Enero, se viene ejecutando la rampa negativa 440 de sección 4.00 m x 4.00 m. dicha labor se ejecutara de manera mecanizada, teniendo planificado un avance de 180 metros mensuales, para una longitud total de 970 metros lineales y con una gradiente negativa de -12% que servirá de exploración y acceso a los recursos mineralizados, la evaluación de reservas de mineral se estima 87,120 TM, con ley promedio de mineral 13,50 gr. y así como medio de transporte para la extracción del mineral y desmonte.

El problema es que no se logra cumplir con el avance mensual, se sobre excava la sección del túnel, la eficiencia de disparo es baja. Por tal motivo requiere de una asistencia técnica a fin de optimizar la malla de perforación en el frente de avance, como consecuencia se tiene un avance promedio de 2.55 metros, por lo cual la eficiencia de disparo es de 85% con el cual no cumplimos con lo programado.

Al mejorar en los dos aspectos, sobre excavación y eficiencia de disparo, se lograra cumplir por lo requerido en el planeamiento mensual y disminuir la sobre excavación, reduciendo los costos unitarios de las operaciones.

1.2. Formulación del problema.

1.2.1. Problema general.

- ¿Se podrá optimizar la perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla de perforación, distribuyendo en forma eficiente la carga explosiva en la construcción de la rampa negativa 440 Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA)?

1.2.2. Problemas específicos.

- ¿Cuál es el nuevo diseño de una malla de perforación para reducir los costos de perforación en la construcción de la rampa negativa Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA)?
- ¿Cómo se puede distribuir en forma eficiente la carga explosiva para reducir los costos de voladura en la construcción de la rampa negativa en la Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA)?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Optimizar la perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla de perforación y una distribución eficiente de la carga explosiva en la construcción de la rampa negativa 440 Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA).

1.3.2. Objetivos específicos

- Diseñar una nueva malla de perforación para reducir los costos en la construcción de la rampa negativa. Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA).
- Distribuir en forma eficiente la carga explosiva para incrementar la eficiencia del disparo y reducir los costos de voladura en la construcción de la rampa negativa Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA).

1.4. Justificación de la investigación

La Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA), calificada como pequeño productor minero; tiene la necesidad de incrementar el nivel de reservas de mineral económico, durante la ejecución actual se ha realizado la evaluación de reservas de mineral 87,120 TM, con ley promedio de mineral 13,50 gr. Au/TM reservas recuperables al (85%): 74,052 TM ya que de ello depende la continuidad de la mina, por lo que nace el presente trabajo de investigación, teniendo como objetivo principal dar acceso a las reservas minables.

El sustento del trabajo de investigación posee una gran importancia en el desarrollo de labores de preparación con el fin de optimizar los costos operativos en perforación y voladura, de esta forma la empresa se beneficiará al reducir los costos en perforación y voladura y maximizar el avance lineal en la construcción de la rampa negativa 440.

Por cuanto nos ofrece la evidencia de las teorías de perforación y voladura. Siendo aportes que le dan significado a la perforación y voladura de frentes, considerando que el mismo puede influir de forma directa en el rendimiento de la voladura. Se detectó deficiencias en perforación por falta de paralelismo de los taladros, longitud incompleta, variación en la inclinación, espaciamentos y burden inadecuados, falta la demarcación de la malla de perforación y en la voladura la inadecuada carga de la columna explosiva de los taladros donde se cargaba hasta el 75% llegando inclusive 100% de la columna (seguimiento realizado en campo), siendo lo adecuado cargar en promedio los 2/3 del taladro es decir el 66%, ocasionando una fragmentación muy menuda y afectando las cajas e inclusive ocasionando sobre excavación en los

hastiales y elevación del techo. Por eso, desde el punto de vista práctico, este proyecto abarca puntos de interés para todo ingeniero de minas cuyo objetivo es maximizar el performance de la perforación y voladura y por ende las operaciones unitarias. Los rendimientos en la perforación y voladura, está en función al nuevo diseño de malla de perforación y voladura, a través de una perforación que cumpla con el burden, espaciamiento, inclinación, longitud del taladro establecidos, las características propias de la máquina de perforación y el tipo de roca; del mismo modo en voladura se debe entender y tomar en cuenta claramente las propiedades y características de los explosivos y accesorios de voladura.

En la construcción de la rampa negativa 440 se realiza la perforación con jumbo de 01 brazo QUAZAR con barra de 12 pies, con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se reducirá el número de taladros, de 50 taladros a 45 taladros; y en la voladura se reducirá el consumo de explosivo de 169.42 kg /disparo a 103.43 kg /disparo. Con respecto al costo de explosivos se redujo de 136.10 US\$ /disparo a 87.10 US\$ /disparo que significa un ahorro de 33.86% y para lograr una eficiencia de voladura en cuanto a avances lineales, de un promedio de: 85% m/disparo a un avance promedio de 95% m/disparo.

Finalmente se ha determinado que con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se lograra mejorar el avance lineal durante la construcción de la rampa negativa 440.

1.5. Limitaciones del estudio

El presente trabajo de investigación se realiza solo en labores mecanizadas:

- Perforación : Jumbo electro hidráulico.
- Limpieza con scoop : 3.5, 4.5, 6.2 yd³.
- Sostenimiento : Jumbo electro hidráulico.
- Tipo de sostenimiento : Pernos y malla electrosoldada

Tipo de labores y con secciones de:

- Rampas (+) 12% sección : 4.0 x 4.0.m
- Rampas (-) 12% sección : 4.0 x 4.0.m

- By pass (+) 1.5%, sección : 4.0 x 4.0.m
- Ventanas (+) 1.5% sección : 4.0 x 4.0.m
- Cámara de acumulación sección : 4.0 x 4.0.m
- Crucero (horizontal) 1.5% sección : 3.5 x 3.5.m

1.6. Viabilidad del estudio

El proyecto de investigación es viable porque está íntegramente relacionado con la actividad minera. Ya que la minería es una fuente de desarrollo del país, en lo económico, infraestructuras, desarrollo social de la misma manera su importancia a nivel internacional.

Conociendo su grado de importancia es viable para su desarrollo de acuerdo a nuevos métodos y el avance de la tecnología minera, los resultados obtenidos y formulación de nuevos parámetros y estándares de perforación y voladura mediante el proyecto de investigación.

1.7. Caracterización del área de estudio

1.7.1. Ubicación

El yacimiento minero se encuentra ubicado en el distrito de Cháparra, provincia de Caravelí, región de Arequipa, a una distancia de 280 Km. en línea recta desde la ciudad de Arequipa, y en dirección NW, su altitud media es de 1930 m.s.n.m. alcanzando una altitud máxima de 3200 m.s.n.m. Para tener una referencia ver el anexo N° 1.

El yacimiento corresponde a la zona catastral 18-S, hoja 32-O, Banda L, (Plano de Ubicación en el anexo N° 01). Presenta las siguientes coordenadas:

Coordenadas geográficas:

15° 42' 00" latitud Sur del Meridiano de Greenwich.

73° 53' 30" longitud Oeste del Meridiano de Greenwich.

Coordenadas UTM:

Este: 618 909

Norte: 8 264 132

Acceso

Se puede llegar al área de operaciones de la siguiente forma:

➤ Vía Terrestre:

Lima–Chala–Chaparra-Mina 4 Horas.

➤ Vía Aérea:

Lima–Arequipa y luego por vía terrestre como se mencionó anteriormente. Lima–Nazca (avioneta) luego por vía terrestre hasta Chala–Chaparra–Mina 4 Horas.

➤ Vía Marítima:

Lima–Marcona (Puerto San Nicolás), luego por vía terrestre hasta Chala–Chaparra– Mina 4 Horas.

1.8. Geología del yacimiento

1.8.1. Geología regional

Las unidades litoestratigráficas del área comprenden un rango cronológico amplio, las edades van desde Jurásico superior, Cretáceo superior, Paleoceno inferior, hasta el cuaternario reciente.

Estratigrafía

Volcánico Chocolate

En los cuadrángulos de Cháparra y Chala el Volcánico Chocolate descansa discordantemente sobre el grupo Tarma o las del Complejo Basal, por intemperismo adoptan un color marrón rojizo.

El promedio de dirección de las capas es NE y su buzamiento no es mayor de 30° NW presenta pliegues afectados por fallamientos cuya dirección predominante es NW, el grosor aproximado es de 2800 m.

Se han considerado dos miembros, el miembro Chala y el miembro Lucmilla el primero está constituido por areniscas, conglomerados y brechas andesíticas, este miembro infrayace concordantemente a los volcánicos del miembro Lucmilla el cual aflora en el puerto de Chala constituido por andesita porfirítica de color marrón, su espesor llega a 2000 m. su rumbo varia E-W y N 60° E y el buzamiento es de 10° a 20° al NW.

Edad y Correlación

De acuerdo al contenido fosilífero como son los lamelibranqueos, braquiopodos y clinoideos se menciona una edad Liásica.

Su Correlación es equivalente en edad con el grupo Oyotún del norte del Perú, el grupo Pucara del Perú Central y con las formaciones de Junerata y pelado descritas en Pachia y Palca (Wilson & Garcia, 1962).

Formación Guaneros

Está formado por areniscas blancas, verdes, y rojas de grano medio a grueso, intercaladas con lutitas abigarradas, limonitas y margas fosilíferas, su grosor es inferior a los 300 metros, y está afectado por numerosas fallas del tipo normal y gravitacional.

Esta formación corresponde a una fase marina y por su contenido fosilífero y litología evidencia un ambiente nerítico.

Edad y correlación

Por el contenido fosilífero (trigonía eximia y Lucian magna) se ha dado una edad Caloviano a kimmeridigiano.

Se correlaciona cronológicamente con la formación del mismo nombre en los cuadrángulos de Clemesi, con la formación Ataspaca de los cuadrángulos de Pachia y Palca, y con la parte inferior del grupo Yura.

Volcánico Sencca

Mendivil (1965) describió con este nombre a una secuencia piroclástica que aflora en la quebrada sencca, situada al sur – este de la hoja de Maure, esta formación

generalmente está constituida por secuencias de tobas dacítico-riolíticas ampliamente distribuidas, encontrándose expuesta en los cuadrángulos de, Jaqui, Coracora, Chala y Cháparra.

El volcánico Sencca se presenta en capas horizontales y sub horizontales con una potencia de 10 a 200 metros.

Superficialmente las rocas son de color rojizo a naranja, mientras que en muestra fresca varía entre el gris claro, blanco amarillento y rosado habiendo sido clasificado como riodacíticas, dacíticas y andesíticas.

Edad de correlación

Debido a que no se ha encontrado evidencias paleontológicas y teniendo en cuenta que descansa sobre la formación Pisco del mio-plioceno y sobre la formación Maure probablemente del plioceno inferior, hallándose a la vez por debajo de la formación Capillune del plioceno superior, se le da una edad de Plioceno medio.

Depósitos Clásticos Recientes

Tenemos depósitos aluviales localizados en las grandes quebradas como las de Yauca, Chala, Cháparra, Lampalla y Atíco están constituidas por conglomerados alternados con capas de arcilla y arena.

Los depósitos fluviales constituyen el lecho de los actuales ríos y están formados por cantos rodados, gravas y arenas.

Dentro de los depósitos de escombros tenemos los coluviales acumulados en las laderas de los cerros y que se han originado por la acción de la gravedad, así como también aquellos que han tenido lugar por efectos de los Huaycos y por ende las lluvias.

Depósitos eólicos se encuentran conformados por arena localizados en los cerros de arena, pampa de Huaranguillo, Alalo, Medanal, cerros los Medanos, y el Cerro Andenes, estas acumulaciones se encuentran desarrolladas desde el nivel del mar hasta los 1400 m.s.n.m. en el cerro Andenes y 2000m.s.n.m. en la pampa Medanal.

1.9. Rocas intrusivas

La roca intrusiva predomina en la zona de estudio actuando como roca encajonante de los afloramientos de Diques y Vetas, las mayores exposiciones de rocas intrusivas se encuentran en los cuadrángulos de Jaqui y Cháparra.

Tenemos intrusivos (Mesozoicos - Cenozoicos) denominados intrusivos andinos estos comprenden rocas plutónicas y rocas Hipabisales.

1.9.1. Roca Plutónica

Batolito de la costa. Súper unidad Tiabaya

Esta unidad aflora ampliamente en la región, siendo de naturaleza granodiorítica, sus afloramientos se encuentran en los cerros estrella, puruja, y cruz de oro.

La roca en superficie intemperizada tiene un color gris a gris claro de grano medio a grueso y está constituido por: Cuarzo, feledespato y abundante contenido de ferromagnesianos esencialmente horblenda en forma de prismas alargados, biotita en forma tabular y piroxenos, también la presencia de xenolitos redondeados de grano fino con diámetro de 5 cm. a 50 cm. y la presencia de diques pegmatíticos, y diques de cuarzo, estas características son las que diferencian a la superunidad Tiabaya de otra.

Edad de Emplazamiento

Está conformado por los plutones más jóvenes del segmento Arequipa y las dataciones radiométricas indican una edad de intrusión de 80 m.a. (Cobbing, 1979), perteneciente al Terciario Inferior, Cretaceo Superior – su correlación está dada por la facie Tonalítico granodiorítica temprana de la súper unidad Santa Rosa del segmento Lima.

Roca Hipabisal Complejo Bella Unión

La denominación fue dada J. Caldas 1978, al describir un enorme volumen de rocas sub-volcánicas (Hipabisales), que en la localidad de bella unión (cuadrángulo de Acarí) intruyen a la formación Guaneros del Cretáceo Inferior.

Regionalmente aflora en la parte Este y Oeste de la zona de estudio y ocupa una faja continua e intermedia del cuadrángulo de Cháparra, con un alineamiento NW-SE y se encuentra limitado por grandes lineamientos estructurales que probablemente controlaron su emplazamiento, también intruye a formaciones del Jurásico.

Litológicamente el complejo Bella Unión es variado predominando rocas del tipo brecha de intrusión de naturaleza andesítica y dacítica, con grandes bloques angulosos y sub-angulosos, desarrollados por el emplazamiento del cuerpo intrusivo, y que por erosión diferencial exhiben una morfología cavernosa, principalmente en los terrenos de fuerte pendiente, este tipo de roca a su vez se encuentra intruido por innumerables plutones y diques de andesitas porfíricas con grandes fenocristales en matrices afániticas intensamente piritizadas. Finalmente el conjunto de estas rocas se encuentra cruzada por diques andesíticos o dacíticos, en muchos caso formando verdaderos enjambres.

Edad de Emplazamiento

El complejo Bella Unión, regionalmente intruye a rocas Mesozoicas volcánico sedimentarias desde Jurasicas hasta Albiano y a su vez intruye al batolito de la costa (segmento Arequipa) con un rango de emplazamiento entre 120 M.A. hasta 80 M.A. (Cobbing, 1979), por esta razón se asume una edad de intrusión entre fines del Albiano y comienzos del Terciario.

1.10. Geografía

1.10.1. Relieve.

El área donde se encuentra la mina, presenta un panorama intermedio de costa y puna, hacia el Sur Oeste se ubican enormes extensiones de pampas de moderada

pendiente que terminan en las playas del Océano Pacífico; hacia el Nor Este se encuentra las estribaciones de los Andes, representada por el Batolito de la Costa. La altitud promedio de la región es de 1 200 m.s.n.m.

1.10.2. Geomorfología.

En la zona de estudio se puede identificar 2 zonas geomorfológicas:

- Cadena de cerros.
- Valle.

1.10.3. Clima.

El clima de la zona es muy variado, esto se debe a la diferencia de cotas la cual se relaciona con la distancia al océano, igualmente juega un papel importante las estaciones del año. Pero generalmente es seco, constituyendo una zona árida. La temperatura media anual máxima es de 30° C y la temperatura media anual mínima es de 15°C, donde las lluvias se restringen a enero, febrero, marzo.

1.10.4. Flora y fauna.

La vegetación en los valles está representada por los cultivos de palta, pera, aceituna, manzana, etc.

En las zonas elevadas por encima de los 3 000 m.s.n.m. se encuentra cactus, de otro tipo de vegetación está desprovista. La fauna está representada por el ganado vacuno, y ovino, pero en pocas cantidades y solo en los valles.

1.10.5. Recursos naturales.

Los recursos naturales de esta región son los yacimientos minerales, aún queda vestigios de zonas trabajadas en la época de los españoles, en la actualidad se ha visto incrementado la actividad minera especialmente la del oro donde la cotización a llegado a niveles antes inimaginables, de este modo las diferentes

estructuras mineralizadas en la zona se han visto llenas de personas en muchos casos grupos que de algún modo sacan el preciado metal.

En lo que se refiere a la agricultura, la aceituna, la palta y los licores de frutas, son los productos emblemáticos del valle de Chaparra, donde el clima, que va desde costero a un entorno con matices alto andinos, son el fondo en el cual se desarrolla una agricultura con frutales de calidad, pero también con limitantes climáticas y deficiencia de agua provocadas por el cambio climático generado en los últimos tiempos.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la investigación

Según: Carreón Q. Juvenal (2001), “Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 Sistema Mecanizado Mina San Rafael”. Universidad Nacional del Altiplano Puno. En su conclusión menciona que el número de taladros de 60 (antes de optimizar) se redujo a 48 (en la etapa final de la optimización) y taladros cargados 56 a 44 respectivamente. En consecuencia, del consumo de explosivos también bajo 132.72 a 103.70 kg/disparo.

Según: Sánchez Villarreal, Yadira Vanessa (2012), “Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampas en la Mina Bethzabeth” tesis de grado, Universidad Central del Ecuador Quito. En su conclusión número cinco menciona que la aplicación de la malla de perforación, propuesta en este trabajo para el franqueo de la rampa de acceso de las vetas Sucre y Tres Diablos, significa para el ELIPSE S.A. el ahorro de US\$ 85.12 en cada voladura debido a la reducción de la cantidad de sustancias explosivas requeridas y con ello la disminución del costo de explotación.

Jáuregui Aquino, (2009), un seguimiento y control operativo de la perforación y voladura debe abarcar el control del diseño de la malla de perforación según el tipo de roca y cumplimiento del mismo, control del modo de perforación (paralelismo en

la perforación de todo el taladro) y de la adecuada demarcación o delineado de la malla de perforación (puntos de perforación al espaciamiento y burden establecidos en la malla de perforación), control y verificación de un adecuado secuenciamiento de los retardos (tiempo de retardos en los faneles) con respecto a la cara libre en la malla de voladura, además el control de la distribución de la carga explosiva en mina permitirá eliminar el exceso de explosivos y accesorios despachados y asegurar toda devolución de remanente.

Farje Vergaray, (2006), concluye en el ítem número 02 menciona “Los cálculos de la malla de perforación están en función a las características geotécnicas de la roca y el tipo de explosivo a utilizar”.

Cordova Rojas, (2008), en la conclusión 9.13 menciona “Como parte de la evaluación de las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, se ha investigado los posibles mecanismos de falla de la masa rocosa circundante a las excavaciones, tomando en cuenta la geometría de estas últimas, el arreglo estructural de la masa rocosa, las características de resistencia de la misma y la influencia de los esfuerzos. Básicamente se analizaron la estabilidad controlada por el arreglo estructural de la masa rocosa y la estabilidad controlada por los esfuerzos. Adicionalmente, se analizó las posibilidades de hundimiento de la masa rocosa en la cavidad Intermedio Central, considerada como la más crítica de la zona de evaluación”.

Chambi F., (2011), concluye “Que la Optimización Obtenida en Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa740, es reducir Taladros por Frente y Ahorrar 8.0 Kg de Explosivos por Disparo”.

Frisancho T., (2006), concluye “que la perforación y voladura es la primera y tal vez la más importante de la operación minera unitaria en el ciclo total de minado. Los diseños de voladura inadecuados y defectuosos podrían tener graves consecuencias a lo largo de todo el ciclo de minado, empezando por la misma voladura y prosiguiendo a través de las operaciones de acarreo y transporte”.

Chahuares S., (2012), concluye “Que en el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de taladros de 41 a 36 taladros, siendo la profundidad de

taladros de 1.45 metros y en la voladura se ha reducido el consumo de explosivos de 18 Kg/disparo a 15.1 Kg/disparo”.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Descripción de las rampas

Para el minado sin rieles, las rampas consisten en galerías inclinadas con una gradiente tal que permitan la intercomunicación entre labores con diferente cota y con la superficie, con una amplia sección de manera que facilite el desplazamiento de maquinaria, equipos, personal y materiales que necesiten actuar dentro de la mina; convirtiéndose así en la principal labor auxiliar dentro de la explotación.

Dependiendo de la ubicación de cada una de las rampas, de acuerdo a las actividades a desarrollarse en las mismas y los equipos que pueden actuar, será su diseño y construcción.

2.2.2. Características de las rampas

Las rampas deben cumplir con una serie de características físicas o condiciones funcionales, de acuerdo a su labor propia para permitir la completa libertad de accionamiento a través de ellas y la mayor eficiencia, entre estas características se tiene:

Sección

La sección del frente debe satisfacer las necesidades según sean las actividades a desarrollarse en la misma, condicionada con las especificaciones técnicas de los equipos que las utilizaran. Así pues, en el caso de una labor de acceso principal se contará con un diseño de amplias dimensiones tal que sea posible transitar con vehículos de transporte, equipos de trabajo. etc.

Gradiente

Se define como gradiente de operación a la máxima pendiente que pueden tener las rampas para que la maquinaria opere en ellas con la mejor eficiencia. Obviamente todo equipo de sus mayores rendimientos en superficies horizontales, pero para los casos de rampas, los estudios hechos muestran que las minas en operación adoptan como gradiente óptima 10%, pudiéndose aumentar hasta el 15% sin repercusiones extremas y condicionados a las exigencias de las labores.

Superficie de rodamiento

La calidad del piso de las rampas es fundamental para las operaciones, pues de su consistencia, uniformidad y mantenimiento depende mucho la buena marcha de las mismas.

En lo posible se debe tratar de mantener una superficie homogénea, y si las condiciones lo permiten, una estructura definitiva por ejemplo concreto, para evitar serios problemas como desgaste excesivo y no uniforme en las llantas, constante patinamiento, presiones incorrectas, deslizamientos, etc.

Estas superficies deben estar en constante supervisión para que no se presenten acumulaciones de material, y que el declive sea adecuado para que el agua presente siempre vaya a las cunetas o canales de recolección.

Drenaje

El control del agua dentro de las rampas es de mucha importancia puesto que así se logra un mejor mantenimiento y una superficie más segura.

Una cuneta lateral será necesariamente para conducir el agua presente en la rampa misma junto con los accesos directos, y sus dimensiones aumentaran con la mayor presencia de líquidos.

Los canales transversales a distancias regulares serán puestos de acuerdo a las condiciones de humedad siendo por lo general cada 15 – 20 metros, los que con el declive superficial impedirán la posición del agua sobre el piso mismo.

2.2.3. Campos de aplicación.

Un sistema de rampas básicamente es diseñado y tiene aplicación cuando las operaciones se desenvuelven dentro de un minado sin rieles. Esta modalidad es una parte de la mecanización, puesto que para perforación en desarrollos y tajeos se usarán como jumbos de dos brazos de acuerdo a las necesidades y condiciones para su utilización, los cuales se desplazarán sobre llantas propias.

Para la explotación dentro de los tajeos serán de uso corriente y conveniente equipos LHD (Load-Haul-Dump = Carga Transporte Descarga) y Trucks o camiones para uso subterráneo de perfil bajo con los que se agiliza la evacuación del mineral, ya sea enviándolo por un echadero principal a un nivel general de transporte en camiones al exterior, o desde la misma labor cargando a los camiones.

2.2.4. Ventajas y desventajas

Ventajas:

Nos facilita el desplazamiento de maquinaria, equipos, personales y materiales

Mayor seguridad en el transporte de personal.

Podemos incrementar el tonelaje a extraer.

Desventajas:

El tiempo de ejecución es mayor comparado con el de un pique para la profundización.

El costo de ejecución es mayor comparado con el de un pique para la profundización.

2.2.5. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Las clasificaciones geomecánicas tienen por objeto caracterizar ingenierilmente un determinado macizo rocoso en función de una serie de parámetros a los que se

les designa un cierto valor. Clasificar geomecánicamente un macizo rocoso consiste en otorgarle una puntuación según una metodología o criterio establecido. Una vez puntuado el macizo, se clasifica en una categoría de entre varias existentes en función del rango de puntos. (Jorda Bordehore, 2013).

Las clasificaciones geomecánicas se utilizan mucho actualmente, sobre todo en estudios geotécnicos, en lo que se refiere a los taludes, la principal ventaja de las clasificaciones geomecánicas consiste en que permiten obtener, mediante unas correlaciones establecidas, los principales parámetros mecánicos del macizo rocoso. Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos tienen por objeto evaluar sus características para determinar de forma cuantitativa su calidad. (Ramirez Oyanguren & Alejano Monge, 2007).

Índice de designación de la calidad de la roca (RQD)

Existe la necesidad de cuantificar la competencia del macizo rocoso como una base común para la comunicación de este tipo de información y el desarrollo de guías de diseño de ingeniería de rocas. El índice de calidad de roca, conocido como RQD (Deere, 1964), es uno de los sistemas más empleados para caracterizar la competencia del macizo rocoso. El RQD asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso, de 100% (el más competente) a 0% (el menos competente: condición de suelo).

Frecuencia lineal de discontinuidades

Para los datos de mapeo por línea de detalle, se puede obtener un espaciamiento promedio de las juntas (número de discontinuidades divididas por longitud transversal). Bieniawski (1989) ha vinculado el espaciamiento promedio de las discontinuidades al RQD (Figura 2). Las calificaciones en la figura se refieren al RMR89. Cabe señalar que el RQD máximo, corresponde a la relación propuesta por Priest y Hudson. El RQD se puede estimar a partir del espaciamiento promedio de las discontinuidades basado en la siguiente ecuación de Priest & Hudson (1976):

$$RQD=100 \times e^{(-0.1 \times \lambda)} \times (0.1 \times \lambda + 1) \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 1$$

Donde:

$\lambda=1/(\text{Frecuencia de discontinuidades})$

Sistema de clasificación RMR

(Bieniawki, 1989), publicó los detalles de una clasificación de la masa rocosa denominada sistema de clasificación Geomecánica o valoración de la masa rocosa RMR (Rock Mass Rating). A través de los años, este sistema ha sido modificado sucesivamente conforme han ido examinando más casos registrados, y se advierte al lector que Bieniawski hizo cambios significativos en las valoraciones asignadas a los diferentes parámetros. Los siguientes seis parámetros son usados para clasificar una masa rocosa con el sistema RMR. Hoek E., (2000).

- Resistencia compresiva uniaxial del material rocoso.
- Designación de la calidad de la roca (RQD).
- Espaciamiento de las discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condiciones del agua subterránea.
- Orientación de las discontinuidades.

Perforación y voladura

La perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, esta técnica es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras, la técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar. De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras. Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert (2013).

2.2.6. Diseño de mallas de perforación en minería subterránea.

El diseño de mallas de perforación es un conjunto de taladros que se perforan en un frente y que su diseño debe tener una geometría, simetría, ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinada. El diseño se realiza con el objetivo de:

- Mantener el tamaño o sección de la labor uniforme
- Determinar el orden y salida de los taladros
- Obtener un buen avance
- Reducir los gastos de perforación y cantidad de explosivos

La malla de perforación es la forma en la que se distribuye los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación del burden y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad del taladro, las operaciones de voladura subterránea difieren de las voladuras en minería superficial, ya que carecen de la cara adicional de alivio que es normal en muchas de las operaciones de superficie. En operaciones subterráneas, tenemos sólo una cara en la cual debemos perforar y ser capaces de crear alivio perpendicular a esa cara utilizando los primeros taladros que detonan. Si no se crea el alivio apropiado cuando detonan los primeros taladros, el resto de la voladura provocará muy poca fragmentación y se soplará. (Diseño de voladuras subterráneas, túneles y galerías, EXSA (2009).

2.2.7. Parámetros del explosivo

Densidad:

Peso específico en g/cm³ (a mayor densidad, mayores potencias), varía entre 0.7 a 1.6 g/cm³, todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.

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.

Resistencia al agua:

Es la habilidad de resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características varía desde nula hasta excelente (varias horas).

Energía del explosivo:

Calculada en base a su formulación, aplicable para calcular su capacidad de trabajo.

Sensibilidad a iniciación:

Cada explosivo requiere de 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).

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 l/kg, indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1000 l/kg.

Presión de taladro:

Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro se expresa en kg/cm^2 , en kilo bar (kbar) o en mega pascal (MPa).

Categoría de humos:

Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y no en diferentes proporciones).

2.2.8. Criterios de selección de explosivos

La elección del tipo de explosivo forma parte importante de una voladura, según los resultados a obtener. Los usuarios de explosivos a menudo caen en la rutina y en el espejismo de unos costes mínimos y baratos. Rodrigues V. (2011)

Precio de los explosivos.

El costo de los explosivos es evidentemente un criterio de selección muy importante. En principio hay que elegir el explosivo más barato con el que se es capaz de realizar un trabajo determinado. Rodrigues V. (2011).

Diámetro de carga.

De acuerdo a su velocidad de detonación varía fuertemente con el diámetro, como es el caso del Anfo; los explosivos gelatinosos y pulverulentos encartuchados se siguen usando en diámetros pequeños, pero en calibres de tipo medio hasta siendo sustituidos por los hidrogeles y emulsiones encartuchados.

Volumen de roca a volar.

Los volúmenes de excavación a realizar y ritmos de trabajo marcan los consumos de explosivos a efectuar dentro de las operaciones de arranque. En las obras de mayor envergadura las cantidades de explosivos pueden llegar a aconsejar su utilización a granel, ya que posibilitan la carga mecanizada desde las propias unidades de transporte, se reduce los costes de mano de obra dedicada a dicha operación y se aprovecha mejor el volumen de roca perforado.

Condiciones de seguridad.

Un punto de equilibrio, a veces no es fácil de lograr en un explosivo, es el binomio sensibilidad seguridad. Los explosivos gelatinosos tienen una alta sensibilidad, pero si en la pila de escombros queda un poco por algún motivo (desacoplamiento de taladros, rotura de cordón detonante, etc.), restos de explosivos y es necesario el empleo de maquinaria pesada: tractores de orugas o excavadoras, puede

producirse la detonación con riesgo para el personal de operación. Este problema se ha resuelto con el empleo de los hidrogeles y emulsiones que son insensibles a los golpes, fricción y estímulos subsónicos, pero poseen un grado de sensibilidad adecuada para la iniciación.

Problema de suministro.

Se debe tener en cuenta las posibilidades reales de suministro en función de la localización de los trabajos y puntos de abastecimiento de los explosivos. Asimismo, si se dispone propio será necesario considerar los tiempos de almacenamiento y las variaciones de las características explosivas de alguno de los productos

2.2.9. Costos de accesorios de perforación

- Brocas, barrenos
- Barras de extensión
- Adaptador de culata
- Acoples
- Material de afilado de brocas

Costos de materiales de voladura.

Tipos de materiales de voladura:

- a) Explosivos primarios (dinamita, ANFO, emulsión, etc.,)
- b) Accesorios de voladura (iniciador, guía de seguridad, cordón detonante, etc.).
- c) Materiales de protección de voladuras.

El costo de cada explosivo o accesorio de voladura (US\$/TM), se obtiene multiplicando su consumo específico por su respectivo precio unitario.

2.2.10. Tipos de explosivos

Un explosivo es un compuesto químico o mezcla de componentes que, cuando es calentado, impactado, sometido a fricción o a choque, produce una rápida reacción exotérmica liberando una gran cantidad de gas y produciendo altas temperaturas y presiones en un breve instante de tiempo.

Los ingredientes utilizados en la fabricación de explosivos generalmente son: bases explosivas, transportadoras de oxígeno, combustibles, antiácido y absolventes, algunos ingredientes realizan más de una función en los explosivos.

Existen varios tipos de explosivos que son utilizados en canteras y en minería superficial, entre ellos están otra catalogación más elaborada se encuentra en (Pearson et al., 1994)

Dinamitas

En esta catalogación entran todas las mezclas de nitroglicerina, diatomita y otros componentes.

Geles

Entre estos se encuentran los geles explosivos, que son fabricados a partir de nitrocelulosa y nitroglicerina; el straight gel, fabricado a partir de los geles explosivos.

Combustibles gelatinizados

Este explosivo generalmente tiene una consistencia plástica y es de alta densidad; otro es el gel amoniacal (gel extra) y los semi-geles.

ANFO.

Es producido por la mezcla de pequeñas esferas o gránulos (conocida en el mercado de los explosivos como perlas) de nitrato de amonio poroso con gasoil. Debido a la estructura micro cristalina y micro-porosa del prill, este puede absorber hasta 11% de gasoil (solamente 5,7% es necesario). Para un óptimo

desempeño del explosivo, la relación de masa entre prills de nitrato de amonio con respecto al gasoil (diésel) debería ser 94,3% na y 5,7% gasoil. Para efectos prácticos, 100 kg de nitrato de amonio poroso deberá mezclarse con 6 kilogramos de gasoil (7,5 L) para producir 106 kg de ANFO. Ver la tabla N° 1 para ver las características.

Tabla 1: Características técnicas del ANFO

Características técnicas del ANFO		
	Unidad	Tipo de ANFO-EXSA Valor
Densidad	g/cm ³	0.77 +/- 5%
Velocidad de detonación	m/s	3 400 +/- 3%
Presión de detonación	kbar	23
Energía	kcal/k	912
Resistencia al agua	g	Baja
Volumen de gases	-	692
Potencia relativa en peso	1 kg	100
Categoría de humos	-	1°
Díámetro de prueba	Pulgada	3 pulgadas
	da	
	*	
	**	

Fuente: EXSA

Emulsiones

Presentan las mismas características que los hidrogeles, pero mejoran sustancialmente la potencia y la resistencia al agua son los agentes explosivos de más reciente aparición. Es un sistema bifásico en forma de una dispersión estable de un líquido inmiscible en otro.

2.2.11. Características técnicas de los explosivos empleados en el presente trabajo

Las emulsiones que se tiene en la unidad son de la línea de explosivos FAMESA y EXSA y sus características se detallan en la tabla N° 2.

Tabla 2: Características de las Emulsiones EXSA

Emulsiones características técnicas	Unidad	Tipo emulex-EXSA		
		Emulex 65	Emulex 80	Emulex 100
Densidad relativa	g/cm ³	112+/- 3%	112+/- 3%	125+/- 3%
Velocidad de detonación*	m/s.	5100 +/-	5000 +/-	5000 +/-
Presión de detonación	Bar	84	75	87
Energía	KJ/kg	4060	4180	4425
Potencia relativa en peso**	%	110	113	120
Potencia relativa en volumen	%	150	157	180
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos		Primera	Primera	Primera
Sensibilidad al fulminante		N° 8	N° 8	N° 8

Fuente: EXSA

2.2.12. Accesorios de voladura.

Fulminante

Los fulminantes consisten en un casquillo de aluminio donde se encuentra colocadas tres cargas, la primera es la mezcla de ignición que asegura la captación de la flama proveniente de la mecha de seguridad, la segunda es la carga de iniciación que convierte la combustión en una detonación e inicia la tercera que es la carga base que a su vez inicia al alto explosivo, en esta última se encuentra la diferencia de la numeración 6, 8 y 12 que corresponde al número de gramos de fulminato de mercurio o asido de plomo que contenga el fulminante.

Dado que la mezcla de ignición está expuesta en el extremo abierto del casquillo, los fulminantes no deberán de ser alterados o maltratados en ninguna forma; pues esto puede hacer detonar en forma prematura al fulminante y provocar un accidente.

Fanel

Fanel es un detonador no eléctrico, compuesto por un fulminante N°12, un tubo de choque que transmite la señal y en el otro extremo un clip (jack) de plástico para conectarse al cordón detonante. Posee dos puntos de identificación: uno en el conector plástico, otro en la etiqueta.

Es una serie única de retardos. Fusiona los tradicionales periodos cortos y largos. Utiliza la línea de cordón detonante, para iniciarse. Se usa en minas subterráneas (ug) y minería superficial (open pit). El tubo de choque es de alta resistencia a la abrasión. Es rápido y simple para conectar a la línea de cordón detonante.

Al contar con retardos incorporados permite programar la secuencia de salida (el timing o encendido rotacional directo) de los taladros de acuerdo la malla de voladura diseñado. Con una buena secuencia de salida por bloques o grupos de taladros cargados se consigue:

- Minimizar la ocurrencia de “tiros cortados”
- Mejorar la fragmentación
- Control de lanzamiento de la pila (proyección de material roto)
- Conexiones fáciles y rápidas.
- Se controla el daño hacia el perímetro de la sección a excavar
- Disminuye las vibraciones por efecto de la voladura.

Carmex

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

El carmex está compuesto por los siguientes componentes:

- 01 fulminante común n° 8.
- Un tramo de mecha de seguridad.
- 01 conector para mecha rápida.
- 01 block de sujeción que viene a ser un seguro de plástico cuya función es asegurarla mecha rápida al conector y está ensamblado mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas garantizando con ello la hermeticidad del fulminante → mecha de seguridad → conector

2.2.13. Cálculos para el diseño de perforación y voladura.

Cálculo del área de la sección del túnel (m²):

Para el diseño de perforación y voladura primeramente de debe definir la sección del túnel, el área de la excavación estos datos son los primeros parámetros del diseño que nos servirá para los siguientes cálculos lo que se calculará con la siguiente ecuación:

$$\begin{aligned} \text{Area (S)} = & \left(\frac{\pi \times r^2}{2} \right) + (r \times (A - (2 \times r))) \\ & + (A \times (H - r)) \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 2 \end{aligned}$$

Donde:

S = Área de la sección del túnel.

A = Ancho del túnel.

H = Alto del túnel.

r = Radio del arco de la boveda

π = Valor constante

Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m):

Se calcula el perímetro de la sección de excavación y cuyo resultado es indispensable para los cálculos que continúan a este y se halla de acuerdo a la siguiente formula el cual esta acondicionado a la forma de excavación de nuestra labor.

$$\begin{aligned} P_{\text{Perimetro}} = & (\pi \times r) + 2 \times (H_{\text{Túnel}} - r + 2 \\ & \times (A_{\text{Túnel}} - r) \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 3 \end{aligned}$$

P = Perímetro de la sección del túnel.

A = Ancho del túnel.

H = Alto del túnel.

r = Radio del arco de la boveda

π = Valor constante

Cálculo de N° de taladros según la sección:

Luego calculamos el N° de taladros a perforar con la siguiente fórmula, la misma que también se aplica de acuerdo a nuestra sección de excavación, también se considera una constante que, de acuerdo al tipo de roca varía, se debe elegir el dato que corresponde a las características del macizo rocoso como se observa en la tabla N° 3.

Tabla 3: Relación de la dureza de la roca con la distancia

Distancias entre taladros			
Roca dura	0.5	0.55	0.53
Roca intermedia	0.6	0.65	0.63
Roca suave	0.7	0.75	0.73

Fuente: EXSA

En la tabla N° 4 tenemos los valores de “C”, coeficiente o factor de roca según tipo de roca que se tiene en los frentes de trabajo en nuestro caso se considera para un tipo de roca intermedia y con el valor que corresponde se calcula el número de taladros a perforar.

Tabla 4: Relación de la dureza de la roca con el coeficiente.

Coeficiente o factor de roca C	
Roca dura	2
Roca intermedia	1.5
Roca suave	1

Fuente: EXSA

Calculamos con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (S \times C) \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 4$$

P = Perímetro de la sección del túnel.

S = Área del Túnel.

dt = Distancia entre taladros

C = Coeficiente o factor de roca (C)

π = Valor constante

Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (ϕ_2):

El diámetro equivalente es aquel que se genera al fusionar todos los taladros de alivio y se considera como si fuera un solo taladro de alivio

$$\phi_2 = \phi_1 \times \sqrt{N} \quad \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 5}$$

ϕ_2 =diámetro equivalente

ϕ_1 =diámetro de los taladros de alivio

N=Numero de los taladros de alivio

Con n cantidad de taladros de alivio y su respectivo diámetro equivalente (ϕ_2), se puede lograr una perforación de longitud que da como resultado los cálculos respectivos, a este resultado se tiene que castigar con solo el 95% de eficiencia de perforación según Roger Holmberg.

$$L = 0.15 + 34.1 \times (\phi_2) - 39.4 \times (\phi_2)^2 \quad \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 6}$$

L=Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente

ϕ_2 =diámetro equivalente

Calculamos longitud de avance requerido por disparo "L":

Es la longitud que se debe alcanzar en la perforación de acuerdo a la longitud efectiva de barra que se está empleando, y se asumirá como aceptable el 95% de eficiencia de perforación.

$$L = 0.95 \times H_{\text{Longitud de barra efectiva}} \quad \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 7}$$

Donde:

L=Longitud de taladro requerido

H=Longitud de barra efectiva

Cálculo error de perforación (Ψ)

Los errores de perforación afectan directamente en el diseño de mallas y se manifiestan en la variación del burden, espaciamento, y esto a su vez afecta en la fragmentación del material a romper, avance lineal de la voladura y está relacionado directamente con la eficiencia de la voladura.

$$\Psi = (\alpha \times L) + e \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 8$$

Donde:

Ψ =Error de perforación

L=Profundidad del taladro

α =Desviación angular

e=Error de emboquille o empate

2.2.14. Cálculos para el diseño de arranque con cuatro secciones

Lopez Jimeno, (2001) el esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros en paralelos ver Figura N° 1.

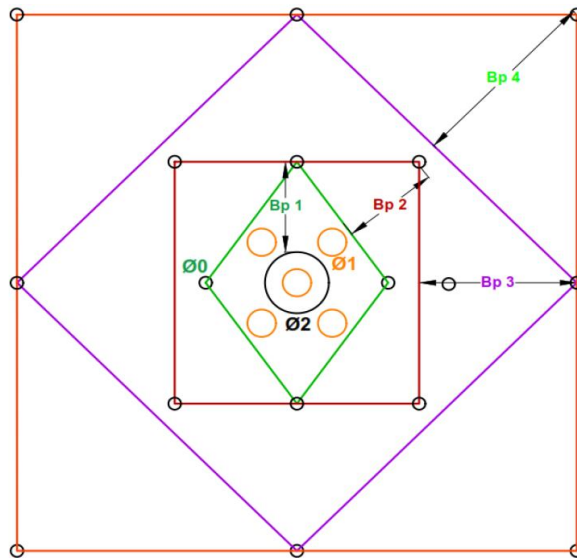


Figura 1: Arranque de cuatro secciones

Fuente: (Lopez J., 2001)

Lopez Jimeno, (2001) la distancia entre el taladro central de expansión y los taladros de la primera sección, no debe exceder de $(1,7 \ Ø_2)$ para obtener una

fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors & Kihlstrom, 1963). Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío.

Calculamos burden equivalente por principio de longitud de arco "Be":

El burden equivalente es la distancia medida entre el diámetro equivalente y el taladro cargado de eje a eje y el cálculo para nuestro diseño se realiza de acuerdo a lo planteado.

$$B_{e-\text{máximo}} = \frac{\pi \times \Phi_2}{2} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 9$$

Donde:

$B_{(e-\text{máximo})}$ = Burden equivalente

Π = Valor constante

Φ_2 = Diámetro equivalente

Cálculo del B_p burden práctico:

$$B_p = B_{e \text{ Máx}} - \Psi \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 10$$

Donde:

B_p = Burden práctico en arranque

$B_{e \text{ Máx}}$ = Burden máximo en arranque

Ψ = Error de perforación

Calculamos longitud de X_a y X_b , para calcular el ancho de abertura "AhO":

$$X_a = \frac{\Phi_2}{2} + B_p \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 11$$

Donde:

$X_a = X_b$ = Longitud medido desde el centro del arranque

Φ_2 = Diámetro equivalente

B_p = Burden práctico

Cálculo del ancho de abertura "Ah0" de acuerdo con la siguiente ecuación

$$A_{h0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 12$$

Donde:

A_{h0} = Ancho de abertura de los taladros de arranque

X_a = Longitud medido desde el eje del taladro de alivio

X_b = Longitud medido desde el eje del taladro de alivio

El ancho de abertura es la cavidad que se generará con la voladura de los taladros de arranque, esta abertura quedará vacía después de culminar el proceso de detonación de los cuatro taladros.

Cálculo de consumo específico de explosivos "C.E." formula modificada de (Ashby J., 1980):

$$CE = \frac{0.56 \times \rho_r \times TAN\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 13$$

Donde:

CE = Consumo específico de explosivos

ρ_r = Densidad de roca dato del depto de geomecanica

GSI = Según la caracterización geomecánica

RQD = Según la caracterización geomecánica

Calculamos la constante de roca "C" sueco por la siguiente formula:

$$C = 0.8784 \times (CE) + 0.052 \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 14$$

Donde:

C = Factor de roca Suecia

CE=Consumo específico de explosivos

Para predecir el grado de fragmentación de la roca calculamos el factor de roca (AF_{roc}):

El factor de roca se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$AF_{roc} = 96.667 \times (CE)^3 - 138.5 \times (CE)^2 + 75.883 \times CE - 4.41 \dots \dots \text{Ecc. N}^\circ 15$$

Donde:

AF_{roc} =Factor de roca

CE=Consumo específico de explosivos

Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad “B.I.”:

Por la ecuación:

$$B.I. = \frac{CE}{0.004} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 16$$

Donde:

B.I.=Índice de volabilidad

CE=Consumo específico de explosivos

0.004=Constante

Cálculo de factor de energía “F.E.”:

Se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$F.E. = 30 \times CE \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 17$$

Donde:

F.E.=Factor de energía

CE=Consumo específico de explosivos

Cálculo de la densidad de carga en el arranque “ q_0 ”:

La densidad de carga nos da la medida de llenado de un determinado taladro en su respectivo cuadrante. Se considera un llenado perfecto sin dejar espacio vacío en el taladro lo cual se define como una densidad de carguío = 1.

$$q_0 = 55 \times \phi_1 \times \left[\frac{B_e}{\phi_2} \right]^{1.5} \times \left[B_e - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[\frac{C}{0.4} \right] \times \left[\frac{1}{RWS_{ANFO}} \right] \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 18$$

Donde:

q_0 = Densidad de carga inicial (arranque)

ϕ_1 = Diámetro de taladro de producción

B_e = Burden equivalente

ϕ_2 = Diámetro equivalente

C = Constante de roca suecia

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

Cálculo de la longitud de taco con la ecuación:

$$L_{Taco} = 10 \times \phi_0 \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 19$$

Donde:

L_{Taco} = Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción

Cálculo de (L_c) longitud de carga en el arranque:

La longitud de carga nos indica que, de toda la longitud del taladro, L_c solamente estará cargado de explosivos esto considerando el factor de confinamiento del explosivo al taladro y se calcula con la siguiente ecuación:

$$L_{carga} = L - L_{Taco} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 20$$

Donde:

L_{carga} = Longitud ocupado por el explosivo

L = Longitud ocupado por el explosivo

L_{Taco} = Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

Cálculo de número de cartuchos/taladro en el arranque

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque se considera también que tipo de explosivos se empleara en esta primera etapa de la detonación del frente con respecto a la potencia relativa con respecto al ANFO. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = \frac{q_0 \times L_{carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 21$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ de cartuchos}$ = Cantidad de cartuchos por taladro

q_0 = Densidad de carga inicial (arranque)

L_{carga} = Longitud ocupado por el explosivo

P_{Cartucho} = Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa explosiva'' Q_e '' utilizado por taladro en el arranque.

Es la cantidad en kg de explosivo empleado por taladro en el arranque. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_e = q_0 \times L_{carga} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 22$$

Donde:

Q_e = Masa de explosivo utilizado/taladro

q_0 = Densidad de carga inicial (arranque)

L_{carga} = Longitud ocupado por el explosivo

Cálculo de la predicción de fragmentación "X" por el método Kuz Ram

La interpretación de este resultado, indica el grado de fragmentación de la roca después de la voladura es decir predice el diámetro de los fragmentos para prevenir problemas de boloneo y/o banqueo ya que este material será extraído de mina mediante tolvas y este a su vez tendrá dispuesto una parrilla con una abertura de 20 x 20 centímetros.

$$X = A_{F.roc} \times (CE)^{\frac{4}{5}} \times (Q_e)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}} \dots \dots \dots Ecuación N^{\circ} 23$$

Donde:

X=Tamaño medio de los fragmentos

$A_{F.roc}$ = Factor de roca

Q_e =Masa de explosivo utilizado/taladro

RWS_{ANFO} =PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

K=C.E= Factor triturante

2.2.15. Cálculos para el 1° cuadrante

Cálculo de burden "Bmax 1" en el 1° cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho (A_{h0}). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque (q_0), entonces el valor del burden en el 1° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{max1} = 0.088 \times \left[\sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_c * C}} \right] \dots \dots \dots Ecuación N^{\circ} 24$$

Donde:

B_{max1} = Burden máximo en el 1° cuadrante

$A_{(h0)}$ =Ancho de abertura de los taladros de arranque

q_0 =Densidad de carga inicial (arranque)

RWS_{ANFO} =PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

\emptyset_1 =Diámetro de taladro de producción

C= Constante de roca Suecia

Cálculo de "Bp 1" en el 1° cuadrante.

El burden práctico 1 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del primer cuadrante, el cual es medido desde la abertura A_{h0}

$$B_{p1} = (B_{max1} - \Psi) - 0.02 \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 25}$$

Donde:

B_{p1} =Burden práctico en el 1° cuadrante

B_{max1} =Burden práctico en el 1° cuadrante

Ψ =Error de perforación

0.07=Factor de adecuación a nuestro diseño

Calculamos longitud de Xc y Xd de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1} \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 26}$$

Donde:

$X_c=X_d$ = Longitud de la línea de (A_{h0}) hacia la esquina del 1° cuadrante

A_{h0} =Ancho de abertura de los taladros de arranque

B_{p1} =Burden práctico en el 1° cuadrante

Cálculo de ancho de abertura en el 1° cuadrante:

El ancho de abertura es la medida de un lado de la sección que queda después de la voladura del arranque, primer cuadrante, segundo cuadrante, así sucesivamente tal como se puede observar en la Figura 1. Se trata de un triángulo recto por lo cual se utiliza el teorema de Pitágoras para poder determinar la longitud del ancho de abertura (A_{h1}).

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \dots\dots\dots \text{Ecuación N° 27}$$

Donde:

A_{h1} = Ancho de abertura 1° cuadrante

$X_c = X_d$ = Longitud de la línea de (A_{h0}) hacia la esquina del 1° cuadrante

Cálculo de densidad de carga en el 1° cuadrante.

$$q_1 = \frac{32.3 \times \phi_0 \times C \times B_{\text{Max } 1^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} \times \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{A_{h0}}{2 \times B_{\text{Max } 1^\circ \text{ cuadrante}}}))^{1.5}} \dots\dots \text{Ecuación N° 28}$$

Donde:

q_1 = Densidad de carga lineal en el primer cuadrante

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción

$B_{\text{Max } 1^\circ \text{ cuadrante}}$ = Burden máximo en el 1° cuadrante

C = Constante de roca Suecia

RWS_{ANFO} = PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

A_{h0} = Ancho de abertura de los taladros de arranque

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 1° cuadrante

$$N^\circ = \frac{q_1 \times L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N° 29}$$

Donde:

N° de cartuchos = Cantidad de cartuchos por taladro

q_1 = Densidad de carga inicial (arranque)

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

P_{Cartucho} = Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1° cuadrante

Es la cantidad en kilogramos utilizados en un taladro del primer cuadrante y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e1} = q_1 \times L_{Carga} \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 30}$$

Donde:

$Q_{(e1)}$ = Masa de explosivo utilizado/taladro

q_1 = Densidad de carga inicial (arranque)

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes

Esta comprobación se realiza con la siguiente ecuación:

$$A_{h2} \leq \sqrt{L} \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 31}$$

Donde:

$A_{(h2)}$ = Ancho de abertura en el 2° cuadrante

L = Longitud del taladro o profundidad

La longitud lateral del ultimo cuadrante es decir el (A_{h2}) ancho de abertura del 2° cuadrante, no debe ser mayor a la raíz cuadrada del avance o profundidad del taladro. Si se da lo contrario es que ya no se requiere diseñar más cuadrantes en el frente.

2.2.16. Cálculos para taladros de hastiales o paredes

Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales

$$B_{Max\ Astiales} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{ANFO}}{C \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 32}$$

Donde:

$B_{Max\ Astiales}$ = Burden máximo en el 3° cuadrante

q_0 = Densidad de carga inicial (arranque)

RWS_{ANFO} = PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

f= Factor de fijación (tajeo horizontal)

S/B= Factor de fijación (tajeo horizontal)

Cálculo del burden práctico para taladros de hastiales

Calculamos burden práctico para taladros de hastiales con la siguiente ecuación:

$$B_{Práctico\ Hastial} = \frac{0.2755 \times A_{Tunel}}{2\ Flancos} \dots\dots\dots Ecuación\ N^{\circ}\ 33$$

Donde:

$B_{Práctico\ Hastial}$ =Burden práctico para taladros de hastiales

A_{Tunel} =Ancho del túnel

Cálculo de la altura disponible donde se ubicará los taladros hastiales

Es la longitud del segmento vertical donde irán ubicados los taladros para hastiales, según el espaciamiento y cantidad de taladros calculados, con la siguiente ecuación:

$$H_{Dispon.\ Hastial} = H_{Tunel} - r \dots\dots\dots Ecuación\ N^{\circ}\ 34$$

Donde:

H_{Tunel} =Altura disponible para taladros de hastiales

H_{Tunel} = Longitud o alto del túnel

r = Radio del baúl del túnel

Cálculo de espaciamiento de taladros en los hastiales

Los taladros de los hastiales estarán espaciados de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{\text{Taladro Hastial}} = 0.3345 \times H_{\text{Dispon. Hastial}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 35$$

Donde:

$S_{\text{Taladro Hastial}}$ = Espaciamiento de taladros de hastiales

$H_{\text{Dispon. Hastial}}$ = Altura disponible para taladros de hastiales

Cálculo de N° de taladros para los hastiales

El número de taladros para los hastiales se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^\circ_{\text{Taladros Hastial}} = \left(\frac{H_{\text{Dispon. Hastial}}}{\left(\frac{S}{B}\right)} \right) \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 36$$

Donde:

$N^\circ_{\text{Taladros Hastial}}$ = Número de taladros para los hastiales

$H_{\text{Dispon. Hastial}}$ = Altura disponible para taladros de hastiales

S/B = Factor de fijación (tajeo horizontal)

Cálculo de ancho de abertura de hastiales

El ancho de abertura que generará los taladros de los hastiales será igual a la longitud de la altura disponible en los hastiales de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$A_{\text{h Hastiales}} = H_{\text{Dispon. Hastial}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 37$$

Donde:

$A_{\text{h Hastiales}}$ = Ancho de abertura de taladros hastiales

$H_{\text{Dispon. Hastial}}$ = Altura disponible en los hastiales

Cálculo de la densidad de carga (q4) en los taladros de hastiales

Q_4 Taladro hastial

$$= \frac{32.3 \times \phi_0 \times C \times B_{\text{Max hastiale}}}{RWS_{\text{ANFO}} \times \text{sen}\left(\text{arctang}\left(\frac{A_{\text{h hastiales}}}{2 \times B_{\text{Max hastiales}}}\right)\right)^{1.5}} \dots \dots \dots \text{Ec. 38}$$

Donde:

q_4 Taladro hastial = Densidad de carga en taladros de hastiales

\emptyset_0 = Diámetro del taladro de producción

$B_{Max\ hastiale}$ = Burden máximo en el 2° cuadrante

C = Constante de roca Suecia

RWS_{ANFO} = PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

A_h hastiales = Ancho de abertura de los taladros de arranque

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en los hastiales

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{q_4 \text{ Taladro hastial} \times L_{Carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}} \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 39$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ Cartuchos}$ = Cantidad de cartuchos por taladro

q_4 Taladro hastial = Densidad de carga lineal en taladros hastiales

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

$P_{Cartucho}$ = Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales (Q_e hastial)

$$Q_e \text{ hastial} = q_4 \times L_{Carga} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^{\circ} 40$$

Donde:

$Q_e \text{ hastial}$ = Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de hastiales

q_4 = Densidad de carga lineal en taladros hastiales

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

2.2.17. Cálculos para taladros de corona o techo

Para la voladura en los contornos en este caso techo o corona se realizará voladura controlada (smooth blasting), ya que con esta técnica los daños en el techo o corona y en las paredes se minimizan por experiencia de campo (Pearson, 1973) y establece el espaciamiento en función general del diámetro del taladro de producción.

Cálculo de espaciamiento en taladros de corona

El espaciamiento de los taladros en la corona, cuando se realiza voladura controlada se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{Corona} = K \times \phi_0 \dots \dots \dots Ecuación N^\circ 41$$

Donde:

S_{Corona} = Espaciamiento de los taladros en la corona o techo

K = Constante que toma valores entre {15,16}

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción

Cálculo de burden máximo para taladros de corona.

El burden máximo para los taladros de la corona, cuando se realiza voladura controlada es calculado por la siguiente relación de espaciamiento y burden ($s/b = 0.80$), donde s/b debe ser menor a 1, entonces el burden máximo se calcula con la siguiente relación:

$$\frac{S}{B} = 0.80 \dots \dots \dots Ecuación N^\circ 42$$

$$B_{Max. Corona} = \frac{S}{0.80}$$

Donde:

$B_{Max. Corona}$ = burden máximo para taladros de corona

Cálculo de burden práctico para taladros de corona

$$B_{Práct. Corona} = B_{Máx. Corona} - L \times \text{sen}Y - \Psi \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 43}$$

Donde:

$B_{Práct. Corona}$ =Burden práctico para taladros de corona

L= Profundidad del taladro

Y= Angulo de los taladros de contorno

Ψ = Error de perforación

Cálculo de N° de taladros para la corona

El número de taladros para la corona o techo, se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{Taladros Corona} = \left(\frac{A_{Tunel}}{B_{Max. Corona} \times \left(\frac{S}{B}\right)} \right) + 2 \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 44}$$

Donde:

$N^{\circ}_{Taladros Corona}$ =Número de taladros para los hastiales

A_{Tunel} =Ancho del túnel

$B_{Max. Corona}$ =Burden máximo para taladros de corona

S/B= Relación espaciamento y burden para contornos

Cálculo de la densidad de carga explosiva para taladros de la corona

La densidad de carga lineal al realizar voladura controlada en los contornos se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$q_{5 Corona} = 90 \times \phi_0^2 \dots \dots \dots \text{Ecuación N° 45}$$

Donde:

$q_{5 Corona}$ =Densidad de carga explosiva en la corona

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en la corona

$$N^{\circ}_{Cartuchos} = \frac{q_{5\ Corona} \times L_{Carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}} \dots\dots Ecuación 46$$

Donde:

$N^{\circ}_{Cartuchos}$ = Cantidad de cartuchos por taladro

$q_{5\ Corona}$ = Densidad de carga lineal en taladros corona

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

$P_{Cartucho}$ = Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales (Q_e hastial)

$$Q_e\ Corona = q_{5\ Corona} \times L_{Carga} \dots\dots\dots Ecuación N^{\circ} 47$$

Donde:

$Q_e\ Corona$ = Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de corona

$q_{5\ Corona}$ = Densidad de carga lineal en la corona

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

2.2.18. Cálculos para taladros de arrastre o piso

Para determinar los cálculos respectivos en los taladros de arrastre se debe de considerar los valores ($f = 1.45$), ($S/B = 1$) y de acuerdo con estos datos procedemos a los cálculos.

$$B_{Max\ Arrastre} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{ANFO}}{C \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}} \dots\dots\dots Ecuación N^{\circ} 48$$

Donde:

$B_{Max\ Arrastre}$ = Burden máximo para taladros arrastre

q_0 = Densidad de carga inicial

RWS_{ANFO} = PRP del explosivo empleado

f= Factor de fijación para taladros de arrastre

S/B= Relación espaciamiento y burden para taladros de arrastre

C= Factor de roca corregido para taladros de tajeo

Cálculo de burden práctico para taladros de arrastre o piso

$$B_{Práct. Arrastre} = B_{Máx. Arrastre} - L * \text{sen}Y - \Psi \dots\dots\dots Ecuación N° 49$$

Donde:

$B_{Práct. Arrastre}$ =Burden práctico para taladros arrastre

$B_{Máx. Arrastre}$ = Burden máximo en taladros arrastre

L= Profundidad del taladro

Y= Angulo de los taladros de contorno

Ψ = Error de perforación

Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso

$$N^{\circ} \text{ Taladros de piso} = \left(\frac{A_{Tunel} + 2 \times L \times \text{sen}(Y)}{B_{Máx. Arrastre} \times (S/B)} \right) + 2 \dots\dots\dots Ecuación N° 50$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ Taladros de piso}$ =Número de taladros para arrastre

A_{Tunel} =Ancho del túnel

L= Profundidad del taladro

Y = Angulo de los taladros de contorno

$B_{Máx. Arrastre}$ = Burden máximo en taladro deArrastre

S/B=Relación espaciamiento y burden para taladros de arrastre

Cálculo de espaciamiento para taladros (centrales) de arrastre

$$S_{Tal. Arrastre} = \left(\frac{A_{Túnel} + 2 \times L \times \text{sen}(Y)}{N^{\circ} Taladros Arrastre - 1} \right) \dots \dots \dots Ecuación N^{\circ} 51$$

Donde:

$S_{Tal. Arrastre}$ = Espaciamiento de taladros de arrastre

$A_{Túnel}$ = Longitud o ancho del túnel

L = Profundidad del taladro

Y = Angulo de los taladros de contorno

$N^{\circ} Taladros Arrastre$ = Número de taladros para arrastre

Cálculo de espaciamiento para taladros (esquinas) de arrastre

$$S_{Tal. Arrastre Esquinas} = 0.97 \times (A_{Túnel} \times \text{sen}(Y)) \dots \dots \dots Ecuación N^{\circ} 52$$

Donde:

$S_{Tal. Arrastre Esquinas}$ = Espaciamiento de taladros de arrastre en las esquinas

$A_{Túnel}$ = Longitud o ancho del túnel

Y = Angulo de los taladros de contorno

Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre

$$A_{h arrastre} = A_{Túnel} \dots \dots \dots Ecuación N^{\circ} 53$$

Donde:

$A_{h arrastre}$ = Ancho de abertura de taladros de arrastre

$A_{Túnel}$ = Longitud o ancho del túnel

Cálculo de la densidad de carga (q_6) en los taladros de arrastre

$$q_6 \text{ Arrastre} = \frac{32.3 \times \phi_0 \times C \times B_{Max. \text{ arrastre}}}{RWS_{ANFO} \times \text{sen} \left(\text{arcotang} \left(\frac{A_h \text{ arrastre}}{2 \times B_{Máx. \text{ arrastre}}} \right) \right)} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 54$$

Donde:

$q_6 \text{ Arrastre}$ = Densidad de carga en taladros de arrastre

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción

$B_{Max. \text{ arrastre}}$ = PRP del explosivo a emplear

C = Factor de roca corregida para taladros de tajeo

RWS_{ANFO} = PRP del explosivo a emplear

$A_h \text{ arrastre}$ = Ancho de abertura en arrastre

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en el arrastre

$$N^\circ \text{ Cartuchos} = \frac{q_6 \text{ Arrastre} \times L_{Carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 55$$

Donde:

$N^\circ \text{ Cartuchos}$ = Cantidad de cartuchos por taladro

$q_6 \text{ Arrastre}$ = Densidad de carga lineal en taladros arrastre

L_{Carga} = Longitud ocupado por el explosivo

P_{Cartucho} = Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de arrastre ($Q_e \text{ arrast-}$)

$$Q_e \text{ Arrastre} = q_6 \text{ Arrastre} \times L_{Carga} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ 56$$

Donde:

$Q_e \text{ Arrastre}$ = Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de arrastre

q_6 Arrastre=Densidad de carga lineal en taladros de arrastre

L_{Carga} = Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

2.3. Definiciones conceptuales

Factor de carga.

El factor de carga es la cantidad de explosivo en kilos por metro cubico de roca. Este factor es el indicador económico más importante cuando se habla de diseño de patrones de voladura. Suele utilizarse como indicador de eficiencia de voladuras.

Distancia entre taladros.

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

Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca.

Los taladros de periferia (alzas y cuadradores) se deben perforar a uno 20-30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobre rotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar. (Camac Torres, 2001).

Longitud de taladros.

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

Avance por disparo

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios “X” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros “L”.

Arranque o cueles.

Son los taladros del centro que se disparan primero para formar la cavidad inicial en el frente, por lo general se cargan 1.3 a 1.5 veces más que el resto de los taladros (Camac Torres, 2005).

Ayudas de arranque

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman la salida hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión de la frente varía su número y distribución, comprendiendo a las primeras contra ayudas, segunda y tercera ayudas óseas ensancha el vacío creado por los taladros de arranque.

Taladros de producción

Es la voladura principal en cuanto al volumen de arranque se refiere el esquema suele ser más abierto que el arranque y ayuda de arranque y con menores consumos específicos de explosivos

Cuadradores

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

Alzas o techos

Son los taladros que forman el techo o bóveda del túnel, también se le denomina taladros de corona

Arrastre o pisos

Son los taladros que corresponden al piso del frente, por lo general se dispara al final de toda la tanda

Carguío

El carguío se realizará con equipos LHD, se carga el material a los camiones volquetes para que sean trasladados a la zona de acumulación en superficie o en cámaras de acumulación en interior mina.

También está comprendido con este término el carguío de taladros perforados en frentes de avance y labores de explotación, donde es depositado el explosivo con sus respectivos accesorios para realizar la voladura.

Cara libre

Es la superficie en contacto con el medio ambiente, hacia el cual se desplaza el material cuando es disparado por acción del explosivo. La cara libre en un frente es una sola por ello la función del corte o cuele es abrir o crear otra cara libre, es decir la abertura que se genera después del disparo del arranque ya es otra cara libre

La creación de una cara libre mediante perforación de taladros de alivio con un diámetro mayor al diámetro de los taladros de producción, viene a ser la segunda cara libre en un frente en minería subterránea, el cual es muy importante e indispensable para la formación de las ondas compresivas y retorno (reflexión) de ondas de tensión provocando así una fragmentación por las ondas compresivas.

Burden

Es la distancia más corta medido perpendicularmente desde el eje de un taladro hacia la cara libre o taladros de alivio

Desplazamiento

Consiste en el movimiento y/o proyección del material roto por efecto de las ondas tensivas con respecto a la cara libre.

Espaciamiento

Es la distancia lateral entre taladros y taladro de un mismo cuadrante en minería subterránea

Malla de perforacion

La malla de perforación es la forma en la que se distribuye los taladros para realizar una voladura, considerando básicamente la relación del burden y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad del taladro (López Jimeno, 2003).

Taladro

Cavidad cilíndrica en la cual se deposita explosivo de acuerdo a un factor de carga.

Voladura controlada

Técnica de voladura usada para controlar la sobre excavación y producir un perímetro final competente, puede ser de pre – corte, recorte, perforación con taladros de alivio en el contorno de la sección, voladura amortiguada.

Vibraciones

Movimiento oscilante de un medio solido o líquido al paso de una onda de deformación

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Mediante un nuevo diseño de malla de perforación y una distribución eficiente de la carga explosiva se optimizarán las operaciones de perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa en la Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA).

2.4.2. Hipótesis específico

Con el nuevo diseño de una malla de perforación se reducirán los costos de perforación en la construcción de la rampa negativa en la Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA).

Al distribuir en forma eficiente la carga explosiva se incrementará la eficiencia del disparo y se reducirán los costos de voladura en la construcción de la rampa negativa en la Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA).

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Diseño metodológico

De acuerdo a la naturaleza del trabajo de investigación y por las características del estudio es de tipo descriptivo y aplicativo, el estudio se refiere a la reducción de costos mediante el diseño de una malla de perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 440.

El presente trabajo será de tipo descriptivo, mediante el cual se realizará una explicación detallada de la situación actual en los procesos de desarrollo de perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 440.

Por otra parte, el estudio será de tipo aplicativo, de causa y efecto, donde la causa es el diseño de la malla de perforación y el cálculo del tipo de carga explosiva para la voladura; y su efecto serán los resultados que se tienen después de la voladura, así determinar si el diseño es aceptable en la construcción de la rampa negativa 440.

(Ávila Acosta, 2001), el método descriptivo tiene como objetivo describir y analizar sistemáticamente “lo que existe” con respecto a las variables o a las condiciones de una situación. En estos estudios se obtiene información acerca de las características y comportamiento actual o dentro de un periodo corto de tiempo, de los fenómenos, hechos y sujetos.

3.1.1. Revisión, recopilación y elaboración de informaciones preliminares

La metodología de trabajo de este proyecto de tesis siguió el siguiente procedimiento:

Revisión de los estándares y presupuestos existentes de las operaciones unitarias en los principales proyectos de minado y desarrollo, supervisión y control en campo de las operaciones unitarias y propuesta de estándares de operaciones unitarias.

Informe al personal sobre los resultados obtenidos en el análisis de las operaciones unitarias, dando énfasis en la perforación y voladura y las consecuencias que traen una mala perforación y voladura.

Capacitación al personal en técnicas de perforación y voladura como: marcado de malla, paralelismo de taladros, secuencia de salida y factores de carga.

Implementación de los estándares de perforación y voladura en las operaciones unitarias considerando las mallas de perforación y distribución de la carga explosiva.

Supervisión de la perforación y voladura y retroalimentación al personal sobre los avances obtenidos y análisis de costos de la perforación y voladura.

3.2. Población y muestra

3.2.1. Población

En el caso de nuestra investigación la población estará constituida por las labores de preparación y desarrollo en la Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA).

3.2.2. Muestra

En nuestra investigación la muestra está constituida en la construcción de la Rampa negativa 440 con sección 4.00 m x 4.00 m del nivel 1693 en la Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. (MACDESA).

3.3. Variables

3.3.1. Variables independientes

- Diseño de malla de perforación
- Selección del tipo de explosivo

3.3.2. Variable dependiente

- Eficiencia del disparo
- Costos unitarios

3.3.3. Operacionalización de variables.

En la siguiente tabla N° 5 se define las variables.

Tabla 5: Variables independientes y dependientes

Variables	Indicadores	Escala de medición
Independientes (VI).		
➤ Diseño de malla de perforación	➤ N° de taladros	➤ Números
	➤ Costos	➤ Dólares
➤ Selección del tipo de explosivo	➤ Cantidad	➤ Números
Dependientes (VD).		
➤ Eficiencia del disparo	➤ Avance/disparo	➤ Metro lineal
➤ Costos unitarios	➤ Costos	➤ Dólares

Fuente: Tesista.

3.4. Técnicas de recolección de datos

3.4.1. Técnicas

Las técnicas y procesamiento de datos que se han utilizado son la parte esencial de los estudios como:

- Control de perforación en el frente de la construcción de la RAMPA 440

- Control del carguío de explosivos en el frente de la construcción de la RAMPA 440

Se puede observar en el anexo N° 5 el control de tiempo de perforación en la Rampa 440.

3.4.2. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos que se utilizaron en el presente estudio son: Los avances lineales obtenidos en metros por cada guardia, reporte de control de pies perforados, reporte de explosivo utilizado por disparo, reporte diario de operación por guardia, planos e informes.

Se tomó los datos del avance lineal por guardia como se puede observar en los anexos N° 7 y 8.

3.5. Técnicas para el procesamiento de la información

- Parámetros de diseño de la rampa
- Diseño de malla de perforación y voladura
- Control de tiempo de perforación
- Análisis de resultados de la voladura.
- Costos de perforación y voladura

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Clasificación del medio rocoso

Para la caracterización del medio rocoso de la rampa negativa 440, se realizó el mapeo geomecánico del macizo rocoso en el frente de disparo, de manera constante paralelo a los controles de perforación y voladura.

Se registraron los datos utilizando el “Método directo por celdas de detalle”. Mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en cada una de las estaciones de medición, representadas por un tramo de extensión variable del macizo rocoso expuesto.

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro estandarizados por el Departamento de Geomecánica – Geotécnica, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM).

Los parámetros tomados en cuenta fueron: tipo de roca, tipo de sistemas de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, alteración y presencia de agua.

Se utilizó el criterio de Bienawski (1989) cualitativamente, tal como se muestra en la tabla N° 6.

Tabla 6: Criterio de clasificación del medio rocoso

TIPO DE ROCA	RANGO R.M.R	RANGO Q	CALIDAD SEGÚN R.M.R.
I	81-100	61.01-503.82	MUY BUENA
II	61-80	6.61-54.60	BUENA
III	A	51-90	REGULAR
	B	41-50	
IV	A	31-40	MALA
	B	21-30	
V	0-20	<0.07	MUY MALA

Fuente: Bienawski, 1989

Según la interpretación, el comportamiento predominante estructural de la rampa negativa 440 de la mina MACDESA, tiene una orientación de NW hacia el NE como se muestra en la figura N° 2.

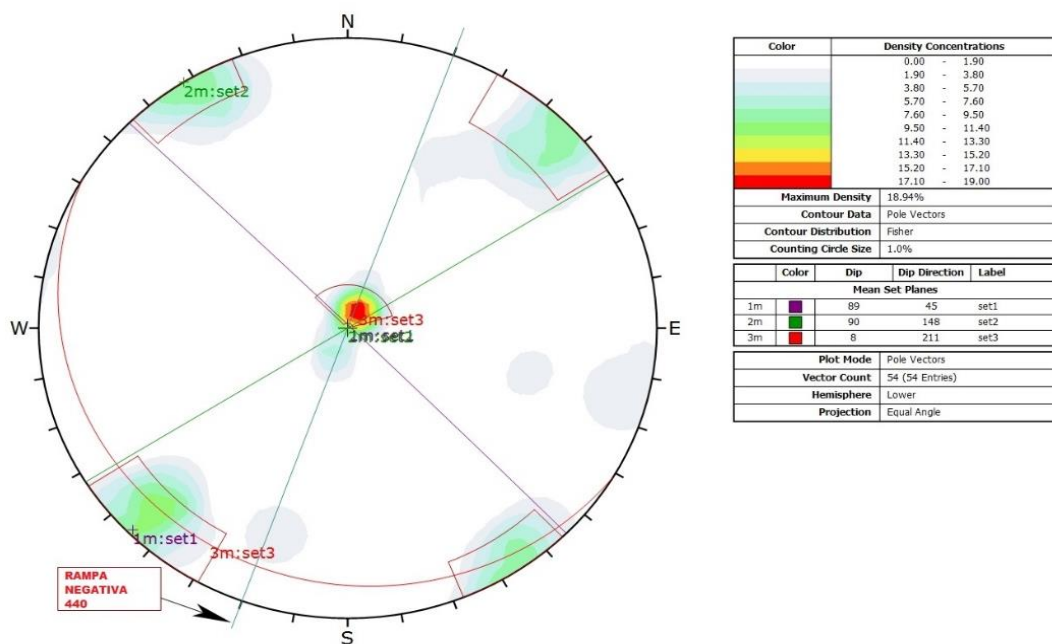


Figura 2: Diagrama estereográfico de contornos – concentración de polos

Fuente: Laboratorio de geomecánica

4.2. Resultados de perforación y voladura

Para determinar las causas de los problemas de perforación y voladura se realizó el seguimiento constante a cada una de las operaciones unitarias de la Rampa negativa 440.

Los aspectos a evaluar y observar se plantean en un plan de trabajo planificado, los cuales son:

- Programa semanal de avances
- Manos de obra líderes de labor
- Características del macizo rocoso
- Parámetros de perforación y voladura

Tabla 7: Datos de campo para la perforación

HOJA DE DISEÑO DE P&V		
Labor	Rampa 440	
GSI	59	
RQD	75	
RMR	49	
Densidad de roca	2.7	Kg/m ³
Ancho de labor	4.0	m
Altura de labor	4.0	m
Radio de corona	2	m
Área	14.28	m ²
Diámetro de taladro de producción	0.045	m
Diámetro de taladro de alivio	0.102	m
Diámetro equivalente	0.204	m
Numero de taladros de producción	41	
Error de perforación	0.052	m
Longitud de barra efectiva	3.35	m
Longitud de perforación/taladro	3.20	m
Eficiencia de perforación	95	%
Avance esperado por disparo	3.20	m
Avance real por disparo	3.00	m

4.2.1. Cálculos para el diseño de perforación y voladura.

Cálculo del área de la sección del túnel (m²):

$$Area (S) = \left(\frac{\pi \times r^2}{2} \right) + (r \times (A - (2 \times r))) + (A \times (H - r))$$

$$Area (S) = \left(\frac{\pi \times 2^2}{2} \right) + (2 \times (4 - (2 \times 2))) + (4 \times (4 - 2))$$

$$Area (S) = 14.28 m^2$$

Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m):

Se calcula el perímetro de la sección de excavación y cuyo resultado es indispensable para los cálculos que continúan a este y se halla de acuerdo a la siguiente formula el cual esta acondicionado a la forma de excavación de nuestra labor.

$$P_{Perimetro} = (\pi \times r) + 2 \times (H_{Túnel} - r) + 2 \times (A_{Túnel} - r)$$

$$P_{Perimetro} = (\pi \times 2) + 2 \times (4 - r) + 2 \times (4 - r)$$

$$P_{Perimetro} = 14.28m$$

Cálculo de N° de taladros según la sección:

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

$$N^{\circ}_{Taladros} = \left(\frac{14.28}{0.60}\right) + (14.28 \times 1.50)$$

$$N^{\circ}_{Taladros} = 45 \text{ tal}$$

Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (ϕ_2):

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

$$\phi_2 = 0.102 \times \sqrt{4}$$

$$\phi_2 = 0.204m$$

Calculamos longitud de avance requerido por disparo "L":

$$L = 0.95 \times H_{Longitud \text{ de barra efectiva}}$$

$$L = 0.95 \times 3.35$$

$$L = 3.20m$$

Cálculo error de perforación (Ψ)

$$\Psi = (\alpha \times L) + e$$

$$\Psi = (0.01 \times 3.20) + 0.02$$

$$\Psi = 0.052$$

4.2.2. Cálculos para el diseño de arranque con cuatro secciones

Calculamos burden equivalente por principio de longitud de arco "Be":

$$B_{e-\text{máximo}} = \frac{\pi \times \phi_2}{2}$$

$$B_{e-\text{máximo}} = \frac{3.1416 \times 0.204}{2}$$

$$B_{e-\text{máximo}} = 0.30\text{m}$$

Cálculo del B_p burden práctico:

$$B_p = B_{e \text{ Máx}} - \Psi - 0.04$$

$$B_p = 0.30 - 0.052 - 0.04$$

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

Cálculo del ancho de abertura "Ah0" de acuerdo con la siguiente ecuación

$$A_{h0} = \frac{B_p}{2} + \phi_2 + \phi_0$$

$$A_{h0} = \frac{0.20}{2} + 0.204 + 0.045$$

$$A_{h0} = 0.54$$

Cálculo de consumo específico de explosivos "C.E." formula modificada de (Ashby J., 1980):

$$CE = \frac{0.56 \times \rho_r \times \text{TAN} \left(\frac{GSI + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$CE = \frac{0.56 \times 2.7 \times \text{TAN} \left(\frac{54 + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 62}{3.3}}}$$

$$CE = 0.412 \text{ kg/m}^3$$

Calculamos la constante de roca "C" sueco por la siguiente formula:

$$C = 0.8784 \times (CE) + 0.052$$

$$C = 0.8784 \times (0.412) + 0.052$$

$$C = 0.412$$

Para predecir el grado de fragmentación de la roca calculamos el factor de roca (AF_{roc}):

$$AF_{roc} = 96.667 \times (CE)^3 - 138.5 \times (CE)^2 + 75.883 \times CE - 4.41$$

$$AF_{roc} = 96.667 \times (0.412)^3 - 138.5 \times (0.412)^2 + 75.883 \times 0.412 - 4.41$$

$$AF_{roc} = 10.103$$

Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad "B.I.":

$$B.I. = \frac{0.412}{0.004}$$

$$B.I. = 102.97$$

Cálculo de factor de energía "F.E.":

Se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$F.E. = \frac{0.412}{0.004}$$

$$F.E. = 12.36$$

Cálculo de la densidad de carga en el arranque “ q_0 ”:

$$q_0 = 55 \times \phi_1 \times \left[\frac{B_e}{\phi_2} \right]^{1.5} \times \left[B_e - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[\frac{C}{0.4} \right] \times \left[\frac{1}{RWS_{ANFO}} \right]$$

$$q_0 = 55 \times 0.045 \times \left[\frac{0.30}{0.204} \right]^{1.5} \times \left[0.30 - \frac{0.204}{2} \right] \times \left[\frac{0.412}{0.4} \right] \times \left[\frac{1}{1} \right]$$

$$q_0 = 0.96$$

Cálculo de la longitud de taco con la ecuación:

$$L_{Taco} = 10 \times \phi_0$$

$$L_{Taco} = 10 \times 0.045$$

$$L_{Taco} = 0.45m = 50m$$

Cálculo de (L_c) longitud de carga en el arranque:

$$L_{Carga} = L - L_{Taco}$$

$$L_{Carga} = 3.20 - 0.50$$

$$L_{Carga} = 2.70m$$

Cálculo de número de cartuchos/taladro en el arranque

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque se considera también que tipo de explosivos se empleara en esta primera etapa de la detonación del frente con respecto a la potencia relativa con respecto al ANFO. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = \frac{q_0 \times L_{Carga}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo}(1 \times 12)''}$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = \frac{0.96 \times 2.70}{0.278}$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = 9.33 = 10$$

Cálculo de masa explosiva "Q_e" utilizado por taladro en el arranque.

$$Q_e = q_0 \times L_{Carga}$$

$$Q_e = 0.96 \times 2.70$$

$$Q_e = 2.59$$

Cálculo de la predicción de fragmentación "X" por el método Kuz Ram

$$X = A_{F.roc} \times (CE)^{\frac{4}{5}} \times (Q_e)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = A_{F.roc} \times (0.441)^{\frac{4}{5}} \times (2.59)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{113}\right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 6.21$$

4.2.3. Cálculos para el 1° cuadrante

Cálculo de burden "B_{max 1}" en el 1° cuadrante

$$B_{\max 1} = 0.088 \times \left[\sqrt{\frac{A_{h0} \cdot q_0 \cdot RWS_{ANFO}}{\phi_c \cdot C}} \right]$$

$$B_{\max 1} = 0.088 \times \left[\sqrt{\frac{0.54 \cdot 0.96 \cdot 1.13}{0.45 \cdot 0.440}} \right]$$

$$B_{\max 1} = 0.49$$

Cálculo de "B_{p 1}" en el 1° cuadrante.

$$B_{p1} = 0.48 - 0.052) - 0.01$$

$$B_{p1} = 0.33$$

Calculamos longitud de X_c y X_d de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$X_c = X_d = \frac{0.54}{2} + 0.33$$

$$X_c = X_d = 0.54$$

Cálculo de ancho de abertura en el 1° cuadrante:

$$A_{h1} = \sqrt{0.54^2 + 0.54^2}$$

$$A_{h1} = 0.76$$

Cálculo de densidad de carga en el 1° cuadrante.

$$q_1 = \frac{32.3 \times \phi_0 \times C \times B_{\text{Max } 1^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} \times \text{sen}(\text{arcotang} \left(\frac{A_{h0}}{2 \times B_{\text{Max } 1^\circ \text{ cuadrante}}} \right)^{1.5}}$$

$$q_1 = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.440 \times 0.48}{1 \times \text{sen}(\text{arcotang} \left(\frac{0.54}{2 \times 0.48} \right)^{1.5}}$$

$$q_1 = 0.78$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 1° cuadrante

$$N^\circ = \frac{0.78 \times 2.70}{0.278}$$

$$N^\circ = 8$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1° cuadrante

$$Q_{e1} = 0.78 \times 2.70$$

$$Q_{e1} = 2.10$$

Resultado de los cálculos para los demás cuadrantes

Según los cálculos realizados aplicando las fórmulas anteriormente mencionadas, nos da como resultado los siguientes datos que se aprecian en la tabla N° 8.

Tabla 8: Datos del 2 y 3 cuadrante

Cuadrante	Burden máximo	Burden practico	Espaciamiento	Densidad de carga	Numero de cartuchos
2°	0.64m	0.59m	1.41m	0.66	7
3°	0.80m	0.74m	2.04m	0.83	8

Fuente: Elaboración propia

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes

Esta comprobación se realiza con la siguiente ecuación:

$$A_{h3} \leq \sqrt{L}$$

$$1.87 \leq \sqrt{3.20}$$

$$1.87 \leq 1.79$$

Si el espaciamiento es mayor que la raíz, ya no se requiere diseñar más cuadrantes en el frente.

4.2.4. Cálculos para taladros de ayuda.***Cálculos para taladros de ayuda hastiales o paredes.***

$$B \leq 0.6 * L$$

$$B \leq 0.6 * 3.20$$

$$B \leq 1.92 \text{ m.}$$

Con este resultado se determina en que rango estamos para hacer los reajustes del factor de roca "C", como nuestro resultado es 2.22 m. entonces emplearemos la ecuación de reajuste siguiente:

$$B \geq 1.4 \Rightarrow C' = C + 0.05$$

$$1.92 \geq 1.4 \Rightarrow C' = 0.44 + 0.05$$

$$C' = 0.49 \text{ kg/m}^3$$

B: 2.22 m. Burden para taladros de tajeo

Para nuestro cálculo también emplearemos los datos del siguiente cuadro N° 2.6 en donde se tiene los factores de fijación y relación del burden y espaciamiento para taladros de tajeo de abajo hacia arriba, viceversa, horizontal y para los taladros de arrastre.

Cálculos de burden máximo para taladros de ayuda hastiales o paredes.

$$B_{\max ay\ hast} = 0.90 \times \left[\sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * S/B}} \right]$$

$$B_{\max ay\ hast} = 0.90 \times \left[\sqrt{\frac{0.96 * 0.90}{0.49 * 1.45 * 1.25}} \right]$$

$$B_{\max ay\ hast} = 0.91\ m.$$

Cálculo del burden practico con respecto a la sección del túnel.

$$B_p\ ay\ hast = \frac{(A_{túnel} - A_{h\ 3})}{4}$$

$$B_p\ ay\ hast = \frac{4.00 - 2.04}{4}$$

$$B_p\ ay\ hast = 0.49m$$

Cálculo número de taladros para ayuda de hastiales.

$$N^{\circ}\ tal\ ay\ hast = \left(\frac{A_{túnel} - A_{h\ 3}}{\frac{S}{B}} \right)$$

$$N^{\circ}\ tal\ ay\ hast = \left(\frac{4.00 - 2.04}{1.25} \right)$$

$$N^{\circ}\ tal\ ay\ hast = 1.57 = 2.00\ unid$$

Cálculo de espaciamento de taladros en ayuda de hastiales.

$$S_{ay\ hast} = \left(\frac{A_{h\ 3}}{N^{\circ}\ tal\ ay\ hast} \right)$$

$$S_{ay\ hast} = \left(\frac{2.04}{1.57} \right)$$

$$S_{ay\ hast} = 1.00\ m.$$

Cálculo de ancho de abertura de ayuda de hastiales.

$$A_{h \text{ ay hast}} = A_{h 3} + (2 \times B_{p \text{ ay hsd}} \times S_{h \text{ ay hast}})$$

$$A_{h \text{ ay hast}} = 2.04 + (2 \times 0.49 \times 1.00)$$

$$A_{h \text{ ay hast}} = 3.02$$

Cálculo del número de cartuchos por taladro de ayuda de hastiales.

$$N^{\circ} = \frac{0.75 \times 2.70}{0.272}$$

$$N^{\circ} = 7.44 = 8 \text{ cartuchos.}$$

Cálculo para taladros en ayuda de corona.

$$H_{Disp Tj} = 0.64 \times (H_{túnel} - A_{h \text{ ulti cuad}})$$

$$H_{Disp Tj} = 0.64 \times (4.00 - 2.04)$$

$$H_{Disp Tj} = 1.25 \text{ m.}$$

Cálculos de burden máximo para taladros de ayuda de corona.

$$B_{\max \text{ ay cor}} = 0.90 \times \left[\sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * S/B}} \right]$$

$$B_{\max \text{ ay cor}} = 0.90 \times \left[\sqrt{\frac{0.96 * 0.90}{0.46 * 1.20 * 1.25}} \right]$$

$$B_{\max \text{ ay cor}} = 1.00 \text{ m.}$$

Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de corona.

$$B_{p \text{ ay cor}} = 0.51 \times H_{Disp tj}$$

$$B_{p \text{ ay cor}} = 0.51 \times 1.25$$

$$B_{p \text{ ay cor}} = 0.64 \text{ m}$$

Cálculo de la longitud del segmento de los taladros de ayuda corona.

$$L_{seg\ ay\ cor} = 0.6533 \times A_{túnel}$$

$$L_{seg\ ay\ cor} = 0.6533 \times 4.00$$

$$L_{seg\ ay\ cor} = 2.61m$$

Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de corona.

$$S_{ay\ cor} = 0.3333 \times L_{seg\ ay\ cor}$$

$$S_{ay\ cor} = 0.3333 \times 2.61$$

$$S_{ay\ cor} = 0.87\ m.$$

Cálculo número de taladros para ayuda de corona.

$$N^{\circ}_{tal\ ay\ cor} = \left(\frac{L_{seg\ ay\ cor}}{\frac{S}{B}} \right)$$

$$N^{\circ}_{tal\ ay\ cor} = \left(\frac{2.61}{1.25} \right)$$

$$N^{\circ}_{tal\ ay\ cor} = 2.00\ unid$$

Cálculo de ancho de abertura de ayuda de corona.

$$A_{h\ ay\ cor} = L_{seg\ ay\ cor}$$

$$A_{h\ ay\ cor} = 2.61$$

Cálculo del número de cartuchos por taladro de ayuda de corona.

$$N^{\circ} = \frac{0.90 \times 2.70}{0.272}$$

$$N^{\circ} = 8.93 = 8 \frac{Cartuchos}{Taladro}$$

Cálculo para taladros en ayuda de arrastre.

$$H_{Disp Tj} = 0.36 \times (H_{túnel} - A_{h\text{ulti cuad}})$$

$$H_{Disp Tj} = 0.36 \times (4.00 - 2.04)$$

$$H_{Disp Tj} = 0.70 \text{ m.}$$

Cálculos de burden máximo para taladros de ayuda de arrastre.

$$B_{\max ay arr} = 0.90 \times \left[\sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * S/B}} \right]$$

$$B_{\max ay arr} = 0.90 \times \left[\sqrt{\frac{0.96 * 0.90}{0.46 * 1.20 * 1.25}} \right]$$

$$B_{\max ay arr} = 0.91 \text{ m.}$$

Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de arrastre.

$$B_{p ay arr} = \frac{H_{Disp tj}}{2}$$

$$B_{p ay arr} = \frac{1.70}{2}$$

$$B_{p ay arr} = 0.35 \text{ m}$$

Cálculo de la longitud del segmento de los taladros de ayuda arrastre.

$$L_{seg ay arr} = 0.72 \times A_{túnel}$$

$$L_{seg ay arr} = 0.72 \times 4.00$$

$$L_{seg ay arr} = 2.88 \text{ m}$$

Cálculo de espaciamento de taladros en ayuda de arrastre.

$$S_{ay arr} = 0.3333 \times L_{seg ay cor}$$

$$S_{ay arr} = 0.3333 \times 2.88$$

$$S_{ay arr} = 0.96 \text{ m.}$$

Cálculo número de taladros para ayuda de arrastre.

$$N^{\circ}_{tal\ ay\ arr} = \left(\frac{L_{seg\ ay\ arr}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal\ ay\ arr} = \left(\frac{2.88}{1.25} \right)$$

$$N^{\circ}_{tal\ ay\ arr} = 4.00\ unid$$

Cálculo de ancho de abertura de ayuda de arrastre.

$$A_{h\ ay\ arr} = L_{seg\ ay\ arr}$$

$$A_{h\ ay\ arr} = 2.88$$

Cálculo del número de cartuchos por taladro de ayuda de arrastre.

$$N^{\circ} = \frac{0.76 \times 2.70}{0.272}$$

$$N^{\circ} = 7.54 = 8 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

4.2.5. Cálculos para taladros de hastiales o paredes

Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales

$$B_{Max\ Astiales} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{ANFO}}{C \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{Max\ Astiales} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.96 \times 0.90}{0.46 \times 1.45 \times (1.25)}}$$

$$B_{Max\ Astiales} = 0.91$$

Cálculo del burden práctico para taladros de hastiales

$$B_{Práctico\ Hastial} = \frac{0.2755 \times A_{Tunel}}{2\ Flancos}$$

$$B_{Práctico\ Hastial} = \frac{0.2755 \times 4.00}{2\ Flancos}$$

$$B_{Práctico\ Hastial} = 0.55$$

Cálculo de la altura disponible donde se ubicará los taladros hastiales

$$H_{Dispon.\ Hastial} = H_{Tunel} - r$$

$$H_{Dispon.\ Hastial} = 4.0 - 2.0$$

$$H_{Dispon.\ Hastial} = 2$$

Cálculo de espaciamiento de taladros en los hastiales

$$S_{Taladro\ Hastial} = 0.3345 \times H_{Dispon.\ Hastial}$$

$$S_{Taladro\ Hastial} = 0.3345 \times 2$$

$$S_{Taladro\ Hastial} = 0.67$$

Cálculo de N° de taladros para los hastiales

$$N^{\circ}_{Taladros\ Hastial} = \left(\frac{H_{Dispon.\ Hastial}}{\left(\frac{S}{B}\right)} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{Taladros\ Hastial} = \left(\frac{2.0}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{Taladros\ Hastial} = 3.60 = 4$$

Cálculo de ancho de abertura de hastiales

$$A_h\ Hastiales = H_{Dispon.\ Hastial}$$

$$A_h\ Hastiales = 2.00$$

Cálculo de la densidad de carga (q_4) en los taladros de hastiales

$$q_7 \text{ Taladro hastial} = \frac{32.3 \times \phi_0 \times C \times B_{\text{Max hastiale}}}{RWS_{\text{ANFO}} \times \text{sen}\left(\text{arctang}\left(\frac{A_h \text{ hastiales}}{2 \times B_{\text{Max hastiales}}}\right)\right)^{1.5}}$$

$$q_7 \text{ Taladro hastial} = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.49 \times 0.91}{0.90 \times \text{sen}\left(\text{arctang}\left(\frac{2.00}{2 \times 0.91}\right)\right)^{1.5}}$$

$$q_7 \text{ Taladro hastial} = 0.90$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en los hastiales

$$N^\circ \text{ Cartuchos} = \frac{q_7 \text{ Taladro hastial} \times L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^\circ \text{ Cartuchos} = \frac{0.90 \times 2.70}{0.272}$$

$$N^\circ \text{ Cartuchos} = 8.93 = 8$$

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales ($Q_e \text{ hastial}$)

$$Q_e \text{ hastial} = q_7 \times L_{\text{Carga}}$$

$$Q_e \text{ hastial} = 0.90 \times 2.70$$

$$Q_e \text{ hastial} = 2.43$$

4.2.6. Cálculos para taladros de corona o techo***Cálculo de espaciamento en taladros de corona***

$$S_{\text{Corona}} = K \times \phi_0$$

$$S_{\text{Corona}} = 15 \times 0.045$$

$$S_{\text{Corona}} = 0.68$$

Cálculo de burden máximo para taladros de corona.

$$\frac{S}{B} = 0.80$$

$$B_{Max. Corona} = \frac{0.68}{0.80}$$

$$B_{Max. Corona} = 0.85$$

Cálculo de burden práctico para taladros de corona

$$B_{Práct. Corona} = B_{Máx. Corona} - L \times \text{sen} \gamma - \psi$$

$$B_{Práct. Corona} = 0.85 - 3.20 \times \text{sen} 3 - 0.052$$

$$B_{Práct. Corona} = 0.63$$

Cálculo de N° de taladros para la corona

$$N^{\circ} \text{ Taladros Corona} = \left(\frac{A_{Tunel}}{B_{Max. Corona} \times \left(\frac{S}{B} \right)} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ Taladros Corona} = \left(\frac{4.00}{0.85 \times (0.80)} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ Taladros Corona} = 8.88 = 9$$

Cálculo de la densidad de carga explosiva para taladros de la corona

$$q_{8 Corona} = 90 \times \phi_0^2$$

$$q_{8 Corona} = 90 \times 0.045^2$$

$$q_{8 Corona} = 0.18$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en la corona

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = \frac{q_{8 \text{ Corona}} \times L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = \frac{0.18 \times 2.70}{0.10}$$

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = 4.87$$

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales (Q_e hastial)

$$Q_e \text{ Corona} = q_{5 \text{ Corona}} \times L_{\text{Carga}}$$

$$Q_e \text{ Corona} = 0.18 \times 2.70$$

$$Q_e \text{ Corona} = 0.49 \text{ kg/tal}$$

4.2.7. Cálculos para taladros de arrastre o piso

Para determinar los cálculos respectivos en los taladros de arrastre se debe de considerar los valores ($f = 1.45$), ($S/B = 1$) y de acuerdo con estos datos procedemos a los cálculos.

$$B_{\text{Max Arrastre}} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{\text{ANFO}}}{C \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{\text{Max Arrastre}} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.96 \times 1.13}{0.46 \times 1.45 \times 1}}$$

$$B_{\text{Max Arrastre}} = 1.14$$

Cálculo de burden práctico para taladros de arrastre o piso

$$B_{\text{Práct. Arrastre}} = B_{\text{Máx. Arrastre}} - L \times \text{sen} \gamma - \Psi$$

$$B_{\text{Práct. Arrastre}} = 1.14 - 3.20 \times \text{sen} 3 - 0.052$$

$$B_{\text{Práct. Arrastre}} = 0.92$$

Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso

$$N^{\circ}_{\text{Taladros de piso}} = \left(\frac{A_{\text{Túnel}} + 2 \times L \times \text{sen}(\gamma)}{B_{\text{Máx. Arrastre}} \times (S/B)} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{\text{Taladros de piso}} = \left(\frac{4.00 + 2 \times 3.20 \times \text{sen}3}{1.14 \times 1} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{\text{Taladros de piso}} = 4.80 = 5$$

Cálculo de espaciamiento para taladros (centrales) de arrastre

$$S_{\text{Tal. Arrastre}} = \left(\frac{A_{\text{Túnel}} + 2 \times L \times \text{sen}(\gamma)}{N^{\circ}_{\text{Taladros Arrastre}} - 1} \right)$$

$$S_{\text{Tal. Arrastre}} = \left(\frac{4.00 + 2 \times 3.20 \times \text{sen}3}{4.80 - 1} \right)$$

$$S_{\text{Tal. Arrastre}} = 1.14$$

Cálculo de espaciamiento para taladros (esquinas) de arrastre

$$S_{\text{Tal. Arrastre Esquinas}} = 0.97 \times (4.00 \times \text{sen}(3))$$

$$S_{\text{Tal. Arrastre Esquinas}} = 0.76$$

Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre

$$A_{h \text{ arrastre}} = A_{\text{Túnel}}$$

$$A_{h \text{ arrastre}} = 4.00$$

Cálculo de la densidad de carga (q_9) en los taladros de arrastre

$$q_{9 \text{ Arrastre}} = \frac{32.3 \times \phi_0 \times C \times B_{\text{Max. arrastre}}}{RWS_{\text{ANFO}} \times \text{sen} \left(\text{arcotang} \left(\frac{A_{h \text{ arrastre}}}{2 \times B_{\text{Máx. arrastre}}} \right) \right)}$$

$$q_{9 \text{ Arrastre}} = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.49 \times 1.14}{1.13 \times \text{sen} \left(\text{arcotang} \left(\frac{4.00}{2 \times 1.14} \right) \right)}$$

$$q_{9 \text{ Arrastre}} = 0.70$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en el arrastre

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = \frac{q_{9 \text{ Arrastre}} \times L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de un cartucho de explosivo empleado}}$$

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = \frac{0.70 \times 2.70}{0.278}$$

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = 6.8 = 7$$

4.3. Resumen de los cálculos realizados

Los resultados obtenidos al realizar los cálculos se muestran en la siguiente tabla N° 9 son datos que se aplicaran para la distribución de los taladros en el frente de avance y la distribución de la carga explosiva según la ubicación de los taladros en la construcción de la Rampa negativa 440.

Tabla 9: Resumen de la nueva malla

Descripción	Burden practico	Espaciamiento	N° tal			
			Sin carga	Cargados	Cart/tal	Kg/tal
Tal arranque	0.20	0.54	4	3	10	4.31
Tal 1° cuadrante	0.44	0.92		4	8	3.45
Tal 2° cuadrante	0.59	1.41		4	8	3.45
Tal 3° cuadrante	0.74	2.04		4	8	3.45
Tal ayuda hastiales	0.49	1.00		2	8	3.13
Tal ayuda corona	0.64	0.87		2	8	3.13
Tal ayuda arrastre	0.35	0.96		4	8	3.13
Tal hastiales	0.55	0.67		4	8	3.71
Tal corona	0.63	0.68	4	5	8	4.64
Tal arrastre	0.92	1.14		5	8	3.13
Total tal perforados			8	37		
				45		

Fuente: Elaboración propia.

4.4. Costos unitarios de la perforación y voladura

Se determinó el costo unitario de cada operación de acuerdo a los resultados obtenidos con la nueva malla de perforación y voladura que se puede ver en la tabla N° 10.

Tabla 10: Precio unitario de la perforación y voladura

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U. (\$/unidad)	Costo total (\$)
Mano de obra				\$14.08
Supervisor	Hora	2.5	\$3.60	\$9.01
Operador Jumbo	Hora	2.5	\$4.75	\$11.87
Ayudante de jumbo	Hora	2.5	\$3.03	\$7.59
Operario	Hora	2.5	\$3.60	\$9.01
Ayudante	Hora	2.5	\$3.03	\$7.59
Aceros de perforación				\$28.47
Broca 45mm	m	144	\$0.22	\$31.10
Barra 14´	m	144	\$0.32	\$45.37
Adaptador de culata	m	144	\$0.07	\$10.37
Cople	m	144	\$0.03	\$3.70
Broca rimadora 102mm	m	12.8	\$0.04	\$0.55
Implementos de seguridad				\$0.67
Tarea sin ropa de agua	tarea	0.63	\$1.51	\$0.95
Tarea con ropa de agua	tarea	0.63	\$1.89	\$1.19
Equipo en operación				\$44.46
Jumbo	Hora	2	\$71.14	\$142.28
Explosivos y acc. Voladura				\$87.10
Emulex 100 1 1/2" x 12"	kg	54.31	\$2.30	\$124.75
Emulex 80 1 1/2" x 12"	kg	40.53	\$2.20	\$89.41
Emulex 80 1" x 8"	kg	8.49	\$2.47	\$20.96
Fanel	pieza	41	\$0.98	\$40.01
Pentacord	m	30	\$0.11	\$3.37
Carmex	m	2.5	\$0.09	\$0.22
Costo total \$/m				\$174.78

Fuente: Elaboración propia.

4.5. Análisis de los resultados de perforación y voladura

Número de taladros

Con la malla anterior teníamos la siguiente distribución de los taladros resultado un total de 50 taladros perforados como se muestra en la tabla N° 11, con la nueva malla se tiene un total de 45 taladros perforados como se observa en la tabla N° 12 y la diferencia se interpreta en la figura N° 3.

Tabla 11: Taladros con la malla anterior

Descripción	N° taladros
Alivio	5
Arranque	4
Ayuda de arranque	12
Ayuda de cuadradores	4
Ayuda de arrastre	4
Ayuda de corona	2
Cuadradores	6
Arrastre	6
Corona	7
Total	50

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 12: Taladros con la nueva malla

Descripción	N° taladros
Alivio	4
Arranque	3
Ayuda de arranque	12
Ayuda de cuadradores	2
Ayuda de corona	2
Ayuda de arrastre	4
Cuadradores	4
Arrastre	5
Corona	4
Total	45

Fuente: Elaboración propia.

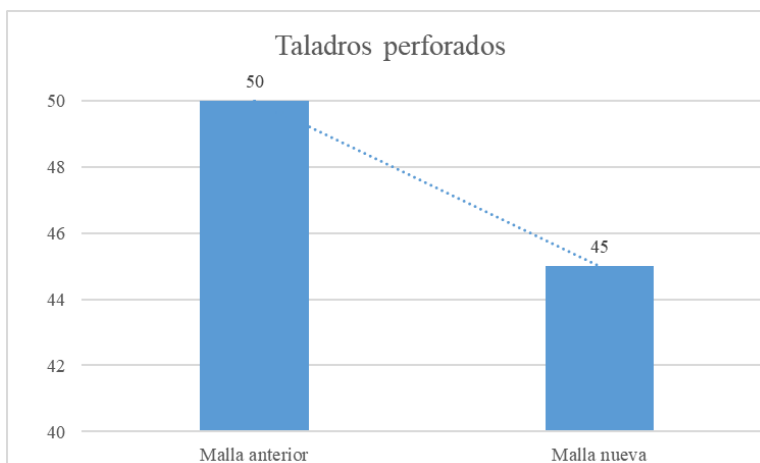


Figura 3: Análisis de los taladros perforados

Fuente: Elaboración propia.

Factor de carga para la voladura

El factor de carga en la voladura de la Rampa 440 es la siguiente como se muestra en la tabla 13 y el análisis de diferencia en la figura N° 4.

Tabla 13: Factor de carga anterior y nueva

Descripción	Kilogramos	Volumen	Factor de carga
Malla anterior	169.42	46.4	3.65
Malla Actual	103.43	48.0	2.15

Fuente: Elaboración propia.

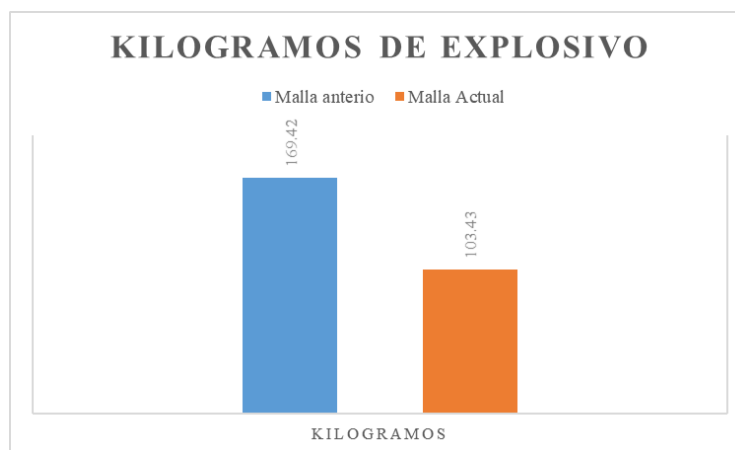


Figura 4: Análisis de explosivo usado en la voladura

Fuente: Elaboración propia.

Optimización de costos en perforación y voladura.

Comparación de los costos anteriores con la nueva malla implementada en la rampa 440 como se muestra los datos en la tabla N° 14 y el análisis en la figura N° 5.

Tabla 14: Costos generales

Descripción	Costo por metro lineal	
	Actual	Anterior
Mano de obra	\$14.08	\$16.90
Aceros de perforación	\$28.47	\$29.68
Implementos de seguridad	\$0.67	\$0.80
Equipo en operación	\$44.46	\$55.58
Explosivos y accesorios	\$87.10	\$136.10
Voladura		
Total / m	\$174.78	\$239.05

Fuente: Elaboración propia.

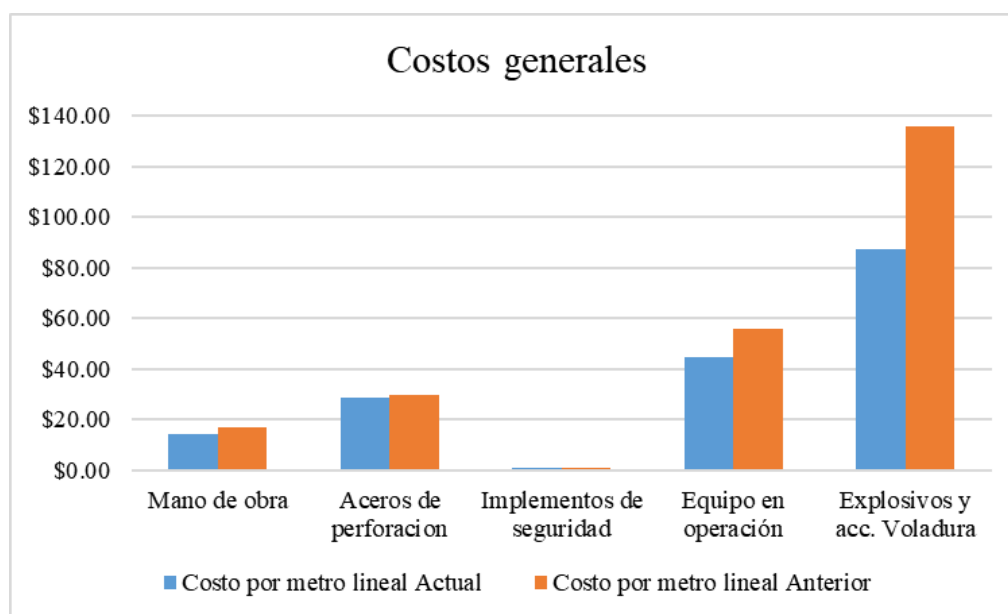


Figura 5: Análisis de los costos generales en la perforación y voladura

Fuente: Elaboración propia.

4.6. Discusiones de los resultados.

Carreón Q. Juvenal (2001), en su tesis “Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 Sistema Mecanizado Mina San Rafael”. Concluye que redujo

el número de taladros de 60 a 56 taladros perforados en la labor, También Chahuares S., (2012), en su tesis redujo de 41 a 36 taladros perforados y en este trabajo de logro reducir de 50 a 44 taladros en una sección de 4.0 m x 4.0 m, aplicando cálculos matemáticos por lo tanto recomendable aplicar los cálculos matemáticos en el diseño de malla.

Según: Carreón Q. Juvenal (2001), en su tesis “Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 Sistema Mecanizado Mina San Rafael”. Menciona que el consumo de explosivos bajo 132.72 a 103.70 kg/disparo. También Sánchez Villarreal, Yadira Vanessa (2012), en su tesis “Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampas en la Mina Bethzabeth”. En su conclusión número cinco menciona que la aplicación de la malla de perforación, propuesta en este trabajo para el franqueo de la rampa de acceso de las vetas Sucre y Tres Diablos, significa para el ELIPSE S.A. el ahorro de US\$ 85.12 en cada voladura debido a la reducción de la cantidad de sustancias explosivas requeridas y con ello la disminución del costo de explotación en este trabajo se llegó a reducir los kilogramos de explosivo usado en la voladura de 110.03kg a 96.73kg logrando un ahorro de US\$ 95.10 en cada voladura en la sección de 4.0m x 4.0m por lo tanto es importante distribuir bien el explosivo para tener una voladura controlada.

CONCLUSIONES

Se propuso un diseño de malla de perforación para sección de 4.00 m x 4.00 m; está malla cuenta en el arranque con 04 taladros de alivio con diámetro de 0.102 m; 37 taladros cargados y 04 taladros sin carga en la corona de diámetro 0.045 m, se logró una eficiencia en cuanto a avances lineales de 2.55 metros a 3.00 metros, esta malla de perforación se pudo probar en la Rampa dando buenos resultados.

Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura implementado en la rampa se logra reducir el factor de carga explosiva de 3.65 kg/m^3 a 2.15 kg/m^3 , obteniendo una voladura controlada y no tener sobre excavación, mayor control de los hastiales y corona distribuyendo el explosivo de acuerdo a los cálculos realizados.

RECOMENDACIONES

Para mejorar los indicadores es necesario estandarizar las mallas de perforación de acuerdo al tipo de roca, controlar la simetría, paralelismo y longitudes de los taladros, en cuanto a la voladura es necesario tomar en cuenta claramente las propiedades y características de los explosivos y accesorios de voladura para así obtener una voladura eficiente.

Para aprovechar la energía que desarrolla un explosivo durante la detonación se debe estandarizar el uso de “tacos inertes”, para taponar los taladros cargados con explosivos, de esta manera mejoraran sus avances y eficiencias; es necesario que el personal que realiza el carguío de los explosivos realice esta función, por ser la más importante.

BIBLIOGRAFÍA

- Ávila Acosta, R. B. (2001). Metodología de la Investigación. Lima.
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería. Universidad Politécnica de Madrid.
- Bieniawski, Z. T. (1989). Geomechanic classification of rock masses and its application to tunneling.
- Camac Torres, A. (2001). Tecnología de explosivos. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas.
- Camac Torres, A. (2005). Tecnología de explosivos. Puno: Facultad de Ingeniería de Minas.
- Carreón Quispe, J. (2001). Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 Sistema Mecanizado Mina San Rafael. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Cháhuas Sairitupa, F. C. (2012). Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina EL COFRE. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Chambi Flores, A. (2011). Optimización de perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740 – unidad VINCHOS – VOLCAN S.A.A. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Cobbing, E. J. (1979). El Batolito costero en la parte central del Perú.
- Cordova Rojas, N. D. (2008). Geomecánica en el Minado Subterráneo caso Mina Condestable. Universidad Nacional de Ingeniería.
- EXSA. (2009). Diseño de Voladuras Subterráneas, Túneles y Galerías.
- Farje Vergaray, I. (2006). Perforación y voladura en minería a cielo abierto. Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Frisancho Triveño, G. (2006). Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Hoek, E. (2000). Practical Rock Engineering. Toronto. Canada: RocScience.
- Jáuregui Aquino, O. A. (2009). Estabilidad de Taladros. Pontificia Universidad Católica

del Peru.

Jorda Bordehore, L. (2013). Clasificaciones Geomecánicas y Diseño Empírico de Sostenimiento.

Langefors, U., & Kihlstrom, B. (1963). Técnica Moderna de Voladura de Rocas.

López Jimeno, C. (2001). Manual de perforación y voladura de rocas. España: Instituto Tecnológico Geominero de España.

López Jimeno, C. (2003). Manual de Perforación y Voladura de Rocas.

Pearson et al. (1994). Tipos de Explosivos para Canteras y Minería Superficial.

Priest, & Hudson. (1976). Determination and applications of rock quality designation (RQD).

Ramirez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2007). Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes. Universidad Politécnica de Madrid.

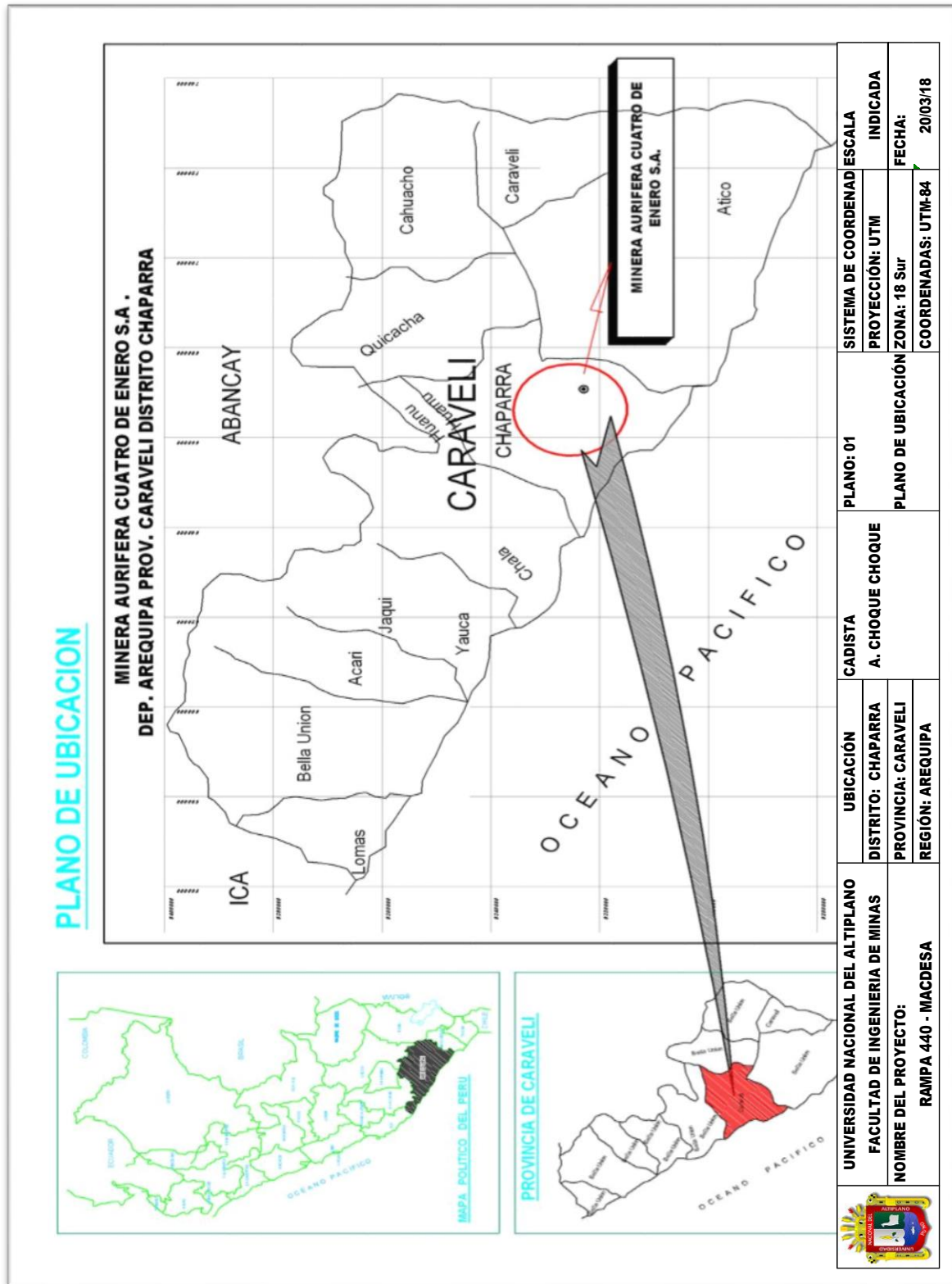
Rodriguez Velásquez, R. H. (2011). Mejoramiento de Operaciones Unitarias de Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Convencional Unidad Minera EL COFRE. Universidad Nacional del Altiplano Puno.

Sánchez Villarreal, Y. V. (2012). Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampas en la Mina Bethzabeth. Universidad Central del Ecuador.

Wilson, & Garcia. (1962). Síntesis Estructural de la Costa sur del Territorio Peruano.

ANEXOS

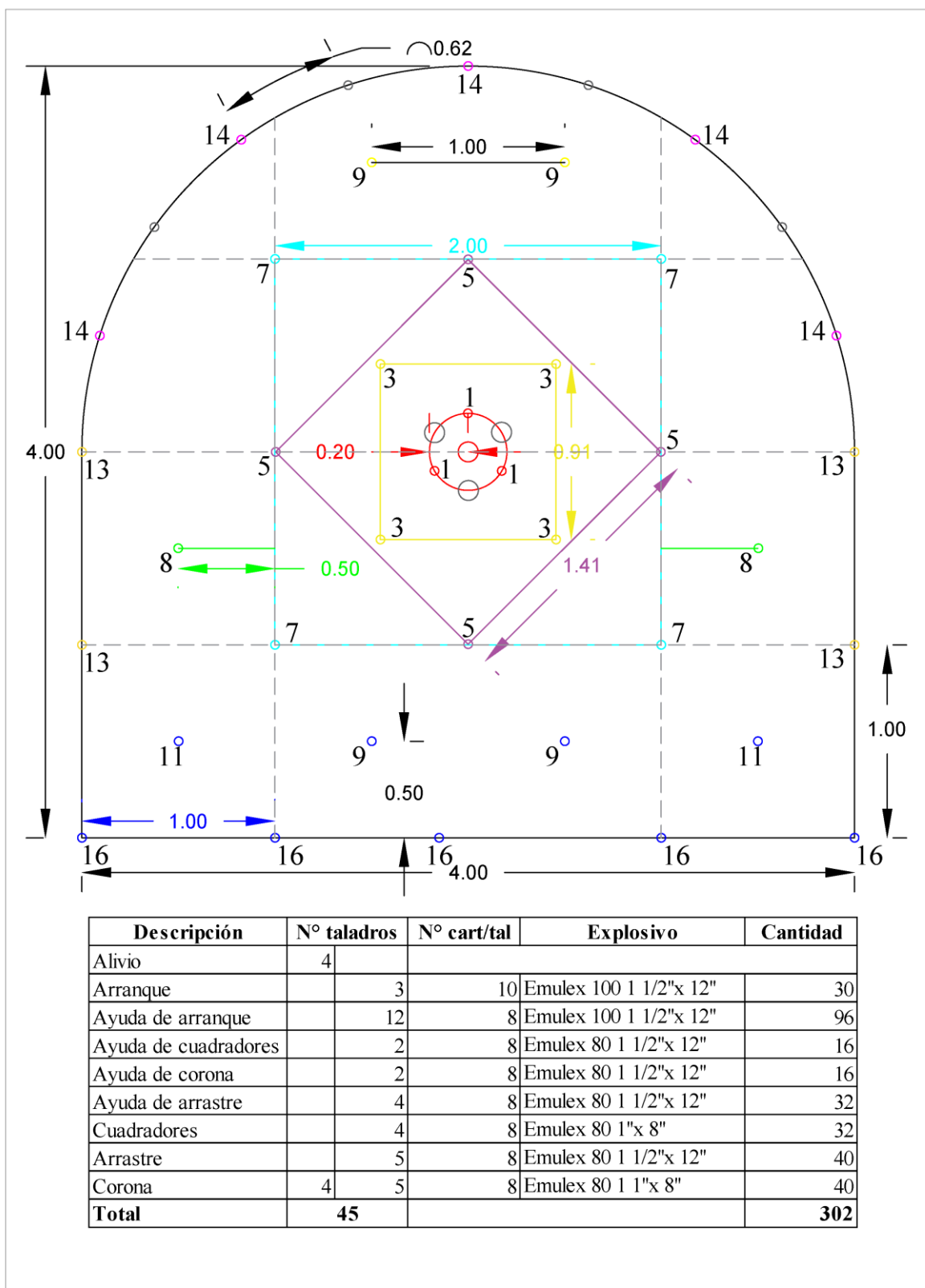
Anexo 1: Plano de ubicación de la mina



Anexo 2: Tabla geomecánica

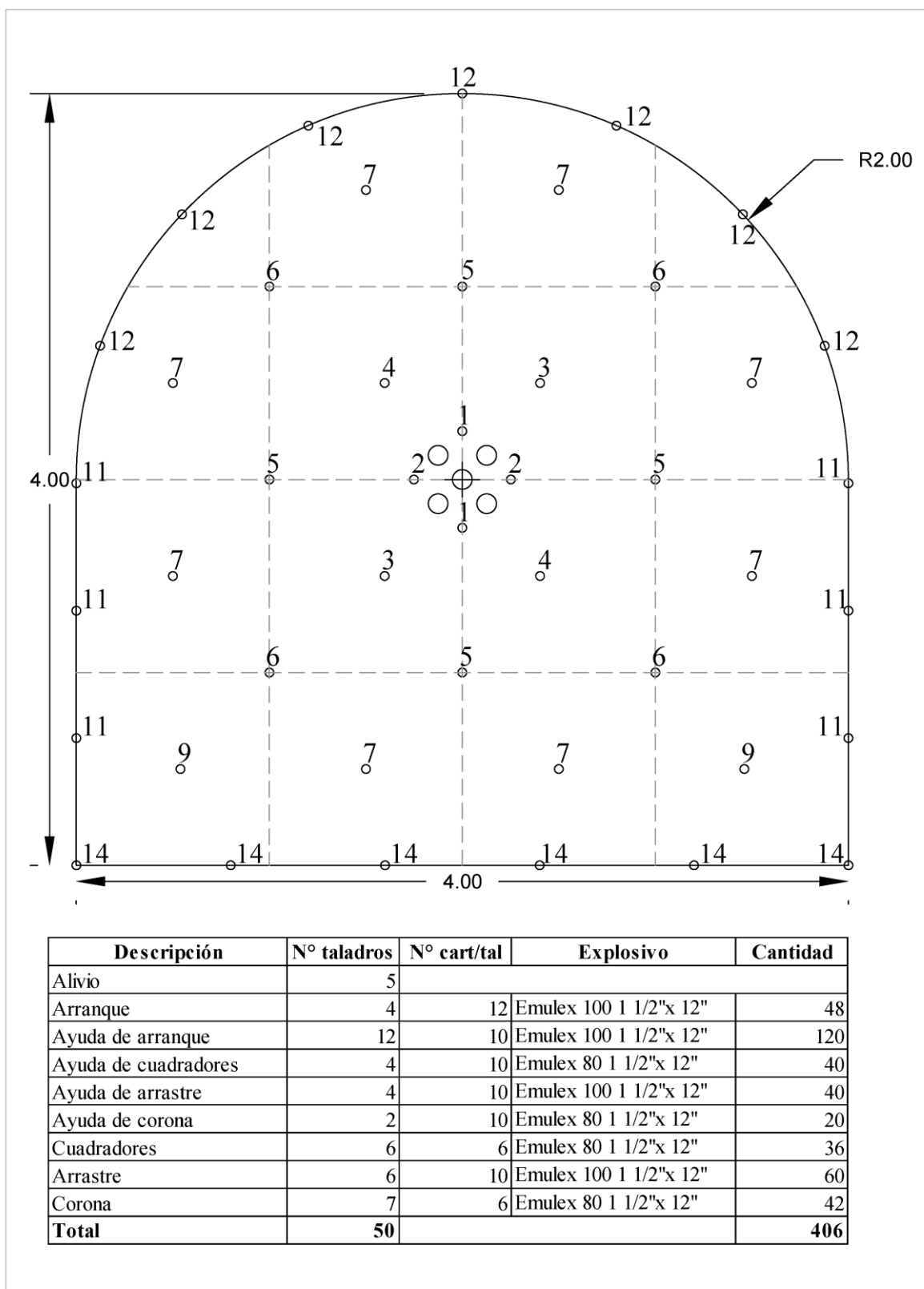
ESTACION		5	
FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI			
Nombre del Proyecto:		Caract. Geomecánica Rampa 440	
Nivel:		Nº 1600	
Labor:		Rampa 440	
Ejecutado por:		Raul C. y Edwin M	
Fecha:		11/07/2016	
Litología		Lutitas y calizas	
Altura litostática (h)		164 m	
Rc / Sv		16.032 (SRF=1)	
SISTEMA RMR			
PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	65-70	50-100 (7)	26-50 (4)
RQD (%)	75	75-90 (17)	50-75 (13)
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	30 - 40	10-20 (16)	10-20 (11)
CONDICION DE DISCONTINUIDADES			
Familia	f/m	Persistencia	f/m
Buz	f/B	Abertura	f/B
Rugosidad		Releno	
Alteración		Alteración	
Agua subterránea			
Orientación			
<p> $RMR_{95} \text{ (Basico)} = 58.5$ $RMR_{95} \text{ (Corregido)} = 48.5$ $RMR_{95} \text{ (Condiciones Secas)} = 63.5$ </p>			
Condiciones secas		<p> I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA 100-81 60-61 40-21 20-0 </p>	
JRC (BASTONABANDS)	16	REGULAR	
SISTEMA DE CLASIFICACION Q			
PARAMETROS			
RQD %	VALOR	RANGO	VALOR
Número de discontinuidades	Jn	80	75
Número de rugosidad	Jr	3 sistemas principales lisas onduladas	9
Número de alteración	Ja	moderadamente alteradas	2
Número de agua subterránea	Jw	seco o flujo bajo	1
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	tensiones modernas	1
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$ $Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a)$ $RMR = 9 \ln Q + 44$ $RMR = 9 \ln Q + 44$			
<p> 63.08 83.08 100-400 40-100 10-4.0 4-1.0 0.1-0.001 EXCEPCIONALMENTE BUENA BUENA REGULAR POBRE MUY POBRE EXTREMADAMENTE POBRE EXCEPCIONALMENTE POBRE EMITE POBRE </p>			
INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA			
<p> $GSI = RMR_{95} - 5$ 58.5 </p>			
TABLA GEOMECANICA (GSI)			
SIMBOLO		VALORES	
GSI		RMR	
59		49	
F/R		8.33	
OBSERVACIONES			
<p> RQD (%) PARAMETROS S1 S2 S3 S4 1 100 NUMERO DE FRACTURAS 2 98 CONTADOR EN (m): 3 95 ESPACIAMIENTO MEDIO (m) X 4 94 FRACTURAS MEDIO A 5 91 Nº DE FRACT./m3 Jv 6 88 INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA RQD (%) 7 84 DONDE: 8 81 $\lambda = 1/x$ $RQD = 100 \times e^{-0.1(x)} (0.1\lambda + 1)$ 9 77 MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE) 10 74 TRAMO A B C D PROMEDIO 11 70 12 66 13 63 14 59 15 56 16 53 17 49 18 46 19 43 20 41 21 38 22 35 23 33 24 31 25 29 27 25 28 23 29 21 20 </p>			
<p> RESISTENCIA DE TIPOS DE ESTRUCTURAS SISTEMA DE DIACLASA SISTEMA DE FALLAS CONTACTO MICRO FALLA UCS RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE ESFUERZO VERTICAL RESISTENCIA DE LA ROCA UCS/SV ≤ 8 Poco competente Competencia Intermedia Competencia Alta UCS/SV > 15 </p>			
<p> De donde: $S_v = 0.027 \times h$ $h = \text{Altura litostática}$ $S_v = \text{Esfuerzo Vertical}$ $0.027 = \text{Constante Universal}$ </p>			
SKETCH			

Anexo 3: Nueva malla de perforación y voladura



Descripción	N° taladros	N° cart/tal	Explosivo	Cantidad
Alivio	4			
Arranque		3	10 Emulex 100 1 1/2"x 12"	30
Ayuda de arranque		12	8 Emulex 100 1 1/2"x 12"	96
Ayuda de cuadradores		2	8 Emulex 80 1 1/2"x 12"	16
Ayuda de corona		2	8 Emulex 80 1 1/2"x 12"	16
Ayuda de arrastre		4	8 Emulex 80 1 1/2"x 12"	32
Cuadradores		4	8 Emulex 80 1"x 8"	32
Arrastre		5	8 Emulex 80 1 1/2"x 12"	40
Corona	4	5	8 Emulex 80 1 1"x 8"	40
Total	45			302

Anexo 4: Antigua malla de perforación y voladura.



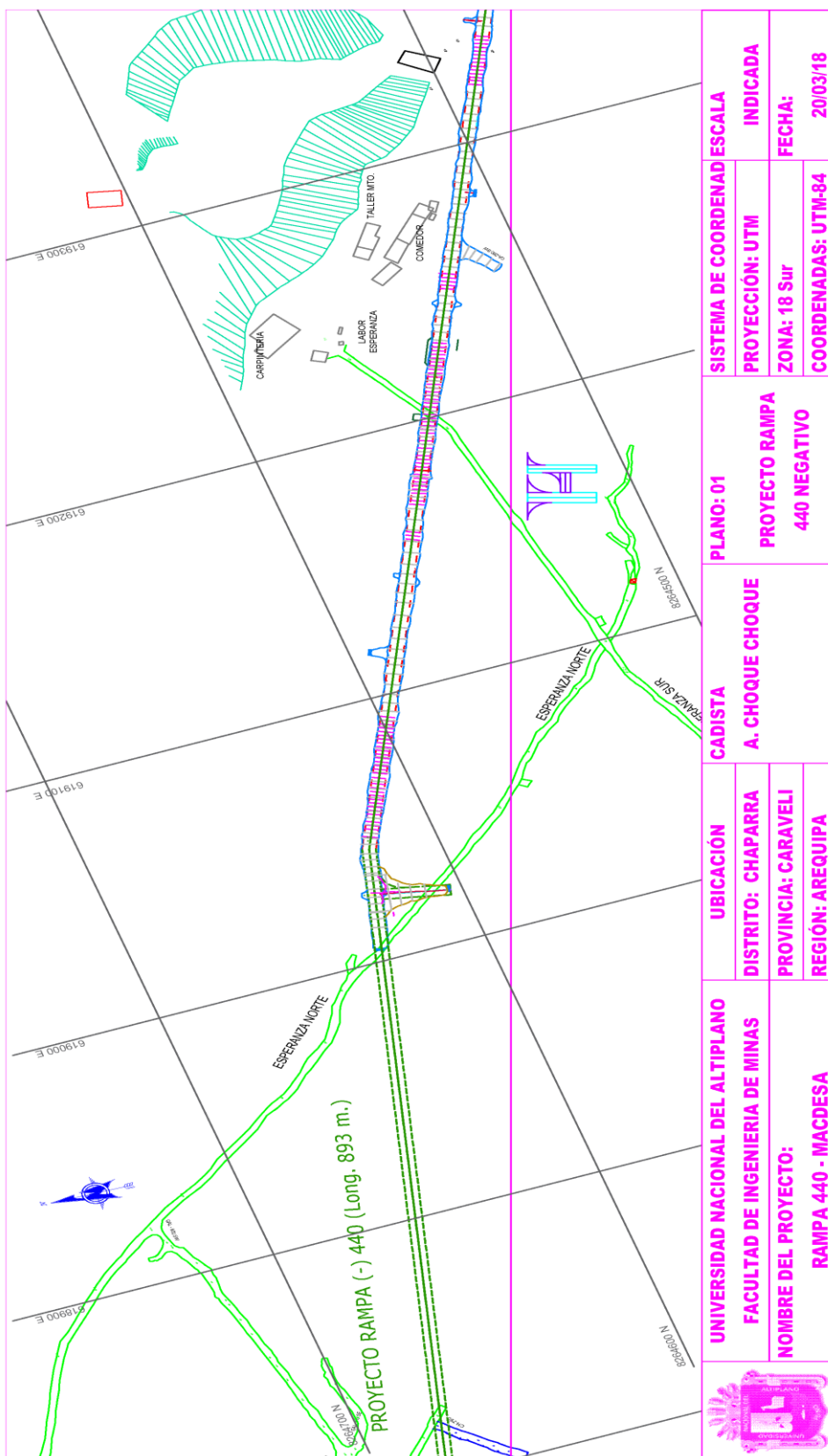
Anexo 5: Control de tiempos de la perforación y voladura

Nº DE TAL	POSICIONAMIENTO Y EMPATE	PERFORACION Y BARRIDO	SALIDA DEL BARRENO	TIEMPO MUERTO	TIEMPO TOTAL
1	0:00:21	0:02:38	0:00:06	0:00:00	0:03:05
2	0:00:14	0:01:45	0:00:05	0:00:00	0:02:04
3	0:00:18	0:02:12	0:00:07	0:00:00	0:02:37
4	0:01:00	0:01:39	0:00:07	0:00:00	0:02:46
5	0:00:27	0:02:02	0:00:05	0:00:16	0:02:50
6	0:00:24	0:01:48	0:00:06	0:00:00	0:02:18
7	0:00:11	0:01:53	0:00:05	0:00:00	0:02:09
8	0:00:45	0:02:38	0:00:05	0:00:12	0:03:40
9	0:01:18	0:02:25	0:00:06	0:00:00	0:03:49
10	0:00:14	0:02:28	0:00:06	0:00:30	0:03:18
11	0:00:10	0:02:01	0:00:06	0:00:00	0:02:17
12	0:01:02	0:01:56	0:00:07	0:00:20	0:03:25
13	0:00:13	0:01:59	0:00:05	0:00:00	0:02:17
14	0:00:18	0:02:33	0:00:04	0:00:00	0:02:55
15	0:00:43	0:02:12	0:00:05	0:00:00	0:03:00
16	0:00:20	0:02:21	0:00:05	0:00:00	0:02:46
17	0:00:34	0:01:54	0:00:06	0:00:00	0:02:34
18	0:00:18	0:02:23	0:00:07	0:01:40	0:04:28
19	0:00:28	0:02:13	0:00:06	0:00:00	0:02:47
20	0:00:36	0:02:42	0:00:04	0:00:00	0:03:22
21	0:00:23	0:02:24	0:00:05	0:00:00	0:02:52
22	0:00:24	0:02:32	0:00:05	0:00:00	0:03:01
23	0:00:23	0:02:22	0:00:06	0:00:00	0:02:51
24	0:00:25	0:02:25	0:00:06	0:00:00	0:02:56
25	0:00:19	0:01:20	0:00:05	0:00:00	0:01:44
26	0:00:39	0:02:58	0:00:06	0:00:00	0:03:43
27	0:00:14	0:01:48	0:00:06	0:00:00	0:02:08
28	0:00:27	0:02:04	0:00:06	0:00:00	0:02:37
29	0:00:34	0:01:54	0:00:06	0:00:00	0:02:34
30	0:00:22	0:02:06	0:00:07	0:00:36	0:03:11
31	0:00:24	0:02:31	0:00:06	0:00:00	0:03:01
32	0:00:19	0:01:58	0:00:05	0:00:00	0:02:22
33	0:00:25	0:01:32	0:00:05	0:00:00	0:02:02
34	0:00:38	0:01:39	0:00:04	0:00:00	0:02:21
35	0:00:36	0:01:52	0:00:05	0:00:00	0:02:33
36	0:00:25	0:01:49	0:00:06	0:00:00	0:02:20
37	0:00:24	0:01:34	0:00:06	0:00:00	0:02:04
38	0:00:22	0:02:03	0:00:07	0:00:32	0:03:04
39	0:00:34	0:02:25	0:00:07	0:00:00	0:03:06
40	0:00:36	0:02:42	0:00:04	0:00:00	0:03:22
41	0:00:29	0:01:58	0:00:05	0:00:00	0:02:32
TOTAL					1:54:51
PROMEDIO	0:00:28	0:02:08	0:00:06	0:00:06	0:02:48

RIMADO DE TALADROS DE ALIVIO

Nº TAL	POSICIONAMIENTO y	PERFORACION Y BARRIDO	SALIDA DE BARRENO	T.MUERTO	T.TOTAL
1	0:00:14	0:03:33	0:00:37	0:01:36	0:06:00
2	0:00:22	0:03:43	0:00:55	0:00:00	0:05:00
3	0:00:24	0:03:03	0:00:43	0:00:00	0:04:10
4	0:00:16	0:03:54	0:00:31	0:00:00	0:04:41
TOTAL					0:19:51
PROMEDIO	0:00:19	0:03:33	0:00:42	0:00:24	0:04:58
TIEMPO TOTAL DE PERFORACIÓN					2:14:42

Anexo 6: Proyecto de la rampa



Anexo 7: Registro de avance con la malla anterior

CONTROL DE AVANCES DIARIO - RAMPA 440 - MACDESA														
PROGRAMADO MENSUAL		180 METROS			LONGITUD DE BARRA			3.65 METROS			CUMPLIDO (%)		86%	
EQUIPO A USAR		JUMBO			PERF. EFECTIVA			3.00 METROS			SALDO (%)		14%	
SUPERVISOR		CHOQUE C.			DENSIDAD DE ROCA			2.7			ACUMULADO (%)		0%	
MESES	DIA	TURNOS	ZONAS	LABOR	SECCIONES	PROG. m/gua	TAL. PER	TAL. CARI	PERF. EFEC	AVC REA	EFF/DIS P (%)	ROTURA (m ³)	TM	CUMPLIMIENTO (%)
Junio	01/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	01/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	02/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.65	88%	42.28	114.14	88%
Junio	02/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	03/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	03/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.50	83%	37.63	101.59	83%
Junio	04/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.65	88%	42.28	114.14	88%
Junio	04/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.70	90%	43.89	118.49	90%
Junio	05/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	05/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.70	90%	43.89	118.49	90%
Junio	06/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.50	83%	37.63	101.59	83%
Junio	06/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	07/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.65	88%	42.28	114.14	88%
Junio	07/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	08/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.45	82%	36.14	97.56	82%
Junio	08/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	09/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	09/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	10/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.50	83%	37.63	101.59	83%
Junio	10/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	11/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.70	90%	43.89	118.49	90%
Junio	11/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.65	88%	42.28	114.14	88%
Junio	12/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	12/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.65	88%	42.28	114.14	88%
Junio	13/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.50	83%	37.63	101.59	83%
Junio	13/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	14/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.50	83%	37.63	101.59	83%
Junio	14/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.65	88%	42.28	114.14	88%
Junio	15/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.70	90%	43.89	118.49	90%
Junio	15/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.65	88%	42.28	114.14	88%
Junio	16/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	16/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.50	83%	37.63	101.59	83%
Junio	17/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	17/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	18/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.65	88%	42.28	114.14	88%
Junio	18/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	19/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	19/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	20/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.65	88%	42.28	114.14	88%
Junio	20/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.50	83%	37.63	101.59	83%
Junio	21/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.45	82%	36.14	97.56	82%
Junio	21/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.50	83%	37.63	101.59	83%
Junio	22/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	22/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	23/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.45	82%	36.14	97.56	82%
Junio	23/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.50	83%	37.63	101.59	83%
Junio	24/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	24/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.65	88%	42.28	114.14	88%
Junio	25/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	25/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	26/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.65	88%	42.28	114.14	88%
Junio	26/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	27/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.60	87%	40.70	109.88	87%
Junio	27/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	28/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%
Junio	28/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.50	83%	37.63	101.59	83%
Junio	29/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.45	82%	36.14	97.56	82%
Junio	29/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.45	82%	36.14	97.56	82%
Junio	30/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.50	83%	37.63	101.59	83%
Junio	30/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	50	45	3	2.55	85%	39.15	105.69	85%

Anexo 8: Registro de avance con la malla actual

CONTROL DE AVANCES DIARIO - RAMPA 440 - MACDESA														
PROGRAMADO MENSUAL		180 METROS		LONGITUD DE BARRA			3.65 METROS		CUMPLIDO (%)			101%		
EQUIPO A USAR		JUMBO		PERF. EFECTIVA			3.20 METROS		SALDO (%)			0%		
SUPERVISOR		CHOQUE C.		DENSIDAD DE ROCA			2.7		ACUMULADO (%)			1%		
MEF	DIA	TURN	ZONA	LABOR	SECCIÓ	PROG.	TAL.	TAL.	PERF.	AVC.	EFF/DIS	ROTURA	TM	CUMPLIMIENTO
						m/gua	PER	CARI	EFE	REA	P (%)	(m ³)		(%)
Julio	01/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.85	89%	40.61	109.65	95%
Julio	01/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	02/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.85	89%	40.61	109.65	95%
Julio	02/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.85	89%	40.61	109.65	95%
Julio	03/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	03/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	04/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.85	89%	40.61	109.65	95%
Julio	04/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	05/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	05/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	06/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.80	88%	39.20	105.84	93%
Julio	06/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	07/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	07/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	08/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	08/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	09/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.05	95%	46.51	125.58	102%
Julio	09/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	10/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	10/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	11/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.85	89%	40.61	109.65	95%
Julio	11/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	12/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	12/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	13/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	13/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.05	95%	46.51	125.58	102%
Julio	14/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	14/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	15/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	15/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	16/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	16/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	17/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	17/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.05	95%	46.51	125.58	102%
Julio	18/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	18/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	19/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	19/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	20/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	20/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	21/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	21/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	22/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	22/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	23/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	23/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.85	89%	40.61	109.65	95%
Julio	24/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.85	89%	40.61	109.65	95%
Julio	24/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.80	88%	39.20	105.84	93%
Julio	25/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.85	89%	40.61	109.65	95%
Julio	25/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	26/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	26/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	27/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	27/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	28/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	28/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	29/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	29/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	30/06/18	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.90	91%	42.05	113.54	97%
Julio	30/06/18	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	2.95	92%	43.51	117.48	98%
Julio	31/06/201	DIA	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.00	94%	45.00	121.50	100%
Julio	31/06/201	NOCHE	Urusula	Rampa 440	4 x 4 m	3	45	41	3.2	3.05	95%	46.51	125.58	102%

Anexo 9: Fotos de la malla y colaboradores

