

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**MINIMIZACIÓN DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
MEDIANTE EL NUEVO DISEÑO DE MALLA EN EL DESARROLLO DEL
CRUCERO 627 DE LA MINERA YANAQUIHUA S.A.C. – AREQUIPA.**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. ROGER JOSE LARIJO QUENAYA

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

MINIMIZACIÓN DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE EL NUEVO DISEÑO DE MALLA EN EL DESARROLLO DEL CRUCERO 627 DE LA MINERA YANAQUIHUA S.A.C. – AREQUIPA.

PRESENTADA POR:

Bach. ROGER JOSE LARIJO QUENAYA

A la Coordinación de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano como requisito para optar el título de:

INGENIERO DE MINAS

PRESIDENTE DEL JURADO : _____

Dr. Jorge Durant Broden

PRIMER MIEMBRO : _____

Ing. Amilcar Terán Dianderas

SEGUNDO MIEMBRO : _____

Ing. Arturo R. Chayña Rodríguez

DIRECTOR : _____

Ing. David Velásquez Medina

ÁREA : Ingeniería de Minas

TEMA : Análisis de costos mineros

DEDICATORIA

A MIS PADRES

Alejandro Larijo y Francisca Quenaya,
quienes son el ejemplo para mi formación
profesional y gracias por el apoyo
incondicional en todo momento,
guiándome con sabiduría y lograr mi
anhelo de ser Ingeniero de Minas.

A MIS HERMANOS.

Ernesto. Elmer. Rosa y a mi querida esposa Yuli.
por el apoyo constante hacia mi persona para
culminar mis estudios universitarios y lograr el
éxito de mi vida profesional.

AGRADECIMIENTO

Primeramente, agradezco a Dios, por darme la vida y salud para alcanzar mis metas, seguir trabajando por el bienestar de mi familia.

A la Universidad Nacional del Altiplano de Puno, por haberme brindado la oportunidad para realizar mis estudios universitarios.

A la Facultad de Ingeniería de Minas, a los docentes y administrativos quienes impartieron sus conocimientos y orientación vocacional para lograr mi formación profesional.

Mis agradecimientos a los miembros de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa, a los ingenieros Eudes Flores Ojeda y Edwin Loayza del área de Mina quienes orientaron para realizar mi estudio de investigación.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE GENERAL.....	v
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE FIGURAS	x
ÍNDICE DE ANEXOS	xi
RESUMEN.....	xii
ABSTRACT.....	xiii
INTRODUCCIÓN.....	xiv

CAPÍTULO I
INTRODUCCIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA	1
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2.1. Pregunta general	2
1.2.2. Preguntas específicas	2
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	2
1.3.1. Objetivo general	2
1.3.2. Objetivos específicos	2
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	3

CAPÍTULO II
REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	4
2.2. BASES TEÓRICAS	5
2.2.1. Perforación y voladura	5
2.2.2. Diseño de mallas de perforación en minería subterránea	5

2.2.3. La perforación de rocas	6
2.2.4. Principio de perforación.	6
2.2.5. Métodos de perforación	6
2.2.6. Acciones básicas en la perforación.....	9
2.2.7. Accesorios de perforación.	10
2.2.8. Condiciones de perforación	11
2.2.9. Errores y defectos en la perforación	11
2.2.10. Diseño de arranques en minería subterránea	13
2.2.11. Distribución y denominación de taladros	16
2.2.12. Condiciones básicas para voladuras en frentes:	17
2.2.13. Condiciones geológicas.	19
2.2.14. Condiciones de carga.....	20
2.2.15. Evaluaciones de la voladura	21
2.2.16. Explosivos empleados para la voladura.....	24
2.2.17. Diseño de la malla de perforación y cálculo de carga	29
2.2.18. Mecánica de rotura de rocas	36
2.2.19. Geomecánica	37
2.2.20. Índice de calidad de la roca (RQD), Rock quality designation	38
2.2.21. Ratio del macizo rocoso – RMR	38
2.2.22. El índice geológico de resistencia GSI de Hock y Marinos	38
2.3. DEFINICIONES CONCEPTUALES	41
2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS	43
2.4.1. Hipótesis general	43

CAPÍTULO III
MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. DISEÑO METODOLÓGICO	44
3.2. POBLACIÓN	44
3.3. MUESTRA	45
3.4. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.....	45
3.4.1. Variable independiente	45
3.4.2. Variable dependiente	45
3.5. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	46

3.5.1. Instrumentos de recolección de datos	46
3.6. UBICACIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO	47
3.7. ACCESIBILIDAD	47
3.8. RELIEVE	48
3.9. CLIMA	49
3.10. DRENAJE	49
3.11. FLORA	50
3.12. FAUNA	50
3.13. RECURSOS NATURALES	51
3.14. GEOLOGIA REGIONAL	51
3.15. ESTRATIGRAFÍA	52
3.16. ROCAS INTRUSIVAS	55
3.17. GEOLOGÍA LOCAL	57
3.18. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL LOCAL	57
3.19. MINERALIZACIÓN.....	58
3.20. ALTERACIONES	58

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS	60
4.2. PERFORACIÓN ANTERIOR EN EL CRUCERO 627, Nivel 2160 m.s.n.m.	61
4.3. VOLADURA ANTERIOR EN EL CRUCERO 627, Nivel 2 160 m.s.n.m.....	63
4.4. CONSUMO DE EXPLOSIVOS EN LA VOLADURA ANTERIOR	63
4.5. COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA ANTERIOR	66
4.6. DISEÑO DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN	69
4.7. VOLADURA OPTIMIZADA	75
4.8. COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA OPTIMIZADO	78
4.9. CONTRASTACIÓN DE LAS HIPÓTESIS	81
4.9.1. Resultados comparativos de perforación	81
4.9.2. Resultados comparativos de costos de perforación y voladura	83
4.10. DISCUSIÓN DE RESULTADOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	85

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES..... 89

CAPÍTULO VI

RECOMENDACIONES 90
BIBLIOGRAFÍA 91
ANEXOS 93

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Relación de la dureza de la roca con la distancia	32
Tabla 2.2. Relación de la dureza de la roca con el coeficiente.....	32
Tabla 32.3. Cálculo de sección y burden.....	33
Tabla 42.4. Constante del tipo de roca "K"	35
Tabla 3.1. Operacionalización de variables.....	45
Tabla 3.2. Accesibilidad a la zona minera.....	48
Tabla 4.1. Distribución de taladros.....	61
Tabla 4.2. Consumo de explosivos Semexa 65%	63
Tabla 4.3. Resumen de resultados en la voladura anterior	65
Tabla 4.4. Costo total de perforación y voladura anterior	69
Tabla 4.5 Distribución de taladros en la optimización	70
Tabla 4.6. Coeficiente del tipo de roca.....	72
Tabla 34.7 Consumo de explosivo en la voladura optimizado.....	75
Tabla 4.8. Resumen de resultados en la voladura optimizada.....	77
Tabla 4.9. Costo total de perforación y voladura optimizada.....	80
Tabla 4.10. Datos de la carga explosiva anterior.....	82
Tabla 4.11. Datos de la carga explosiva optimizada	83
Tabla 4.12. Resumen de costos de perforación y voladura	84
Tabla 4.13. Resumen de resultados comparativos de perforación y voladura.	86

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: Acciones básicas en la perforación roto percusiva	9
Figura 2.2: Hueco o taladro de alivio muy pequeño.....	12
Figura 2.3: Desviación en el paralelismo	12
Figura 2.4: Espaciamiento irregular entre taladros.....	13
Figura 2.5: Irregular longitud entre taladros.....	13
Figura 2.6: Ubicación del arranque	14
Figura 2.7: Formación de la cavidad de un frente	15
Figura 2.8: Corte en paralelo	16
Figura 2.9: Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg	30
Figura 2.10: GSI Modificado.....	40
Figura 3.1. Vetas auríferas mesotermales.....	59
Figura 4.1. Diseño de malla de perforación anterior	62
Figura 4.2. Diseño de malla de perforación optimizado.....	74
Figura 4.3. Resultados comparativos de costos.....	85
Figura 4.4: Resultados comparativos de perforación	87
Figura 4.5: Resultados comparativos de voladura.....	88

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexos 1 Plano de ubicación.....	94
Anexos 2 Columna Estratigráfica.....	95
Anexos 3 Diseño de la malla de perforación anterior	96
Anexos 4 Diseño de la malla de perforación optimizado	97

RESUMEN

La Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa., se encuentra ubicado en la jurisdicción del Distrito de Yanaquihua, Provincia de Condesuyos y Departamento de Arequipa a una altura promedio de 2 250 m.s.n.m., actualmente viene desarrollando el Crucero 627 de una sección de 2.40 m x 2.70 m., de una longitud proyectada de 350 m., y en la evaluación realizada en los primeros 70 m, tiene problemas de elevados costos en perforación y voladura. La importancia del Crucero 627 es para interceptar a la veta principal Huáscar, el mismo que tiene una ley promedio de 8.5 gr/TM de oro. El costo de perforación y voladura anterior ha sido de 37,51 US\$/m³. El objetivo principal del presente estudio de investigación es minimizar los costos de perforación y voladura, mediante el nuevo diseño de malla en el desarrollo del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa, el cual fue un 12%, de continuar el problema hubiera afectado al presupuesto y el planeamiento de producción de la Empresa Minera. La metodología para el desarrollo del estudio de investigación, ha consistido en su etapa inicial, en evaluar las operaciones de perforación y voladura anterior para el desarrollo del Crucero 627, en dicho proceso se ha tomado en cuenta la malla de perforación, número de taladros, burden, espaciamiento, tipo y cantidad de explosivos utilizados, los datos se han registrado en sus respectivas fichas de control. Posteriormente en el estudio de investigación mediante un estudio de características geomecánicas del macizo rocoso se ha diseñado una nueva malla de perforación, estas pruebas se han realizado durante 10 días, equivalente a 20 turnos, en dicho periodo se ha evaluado el número de taladros, espaciamiento, burden, trazo de perforación, tipo y cantidad de explosivos a utilizar. Finalmente se ha realizado el análisis comparativo de costos del desarrollo del Crucero 627, anterior y actual en la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa, llegando a las siguientes conclusiones, mediante el nuevo diseño de malla de perforación en el frente del Crucero 627, los taladros se han reducido de 39 a 35 taladros perforados de 5 pies con una diferencia de 04 taladros y los costos de perforación y voladura se han minimizado de 37,51 US\$/m a 33,29 US\$/m, con una diferencia de 4,22 US\$/m en el desarrollo del Crucero 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

Palabras claves : Minimización, costos, diseño, malla, perforación y voladura.

ABSTRACT

The Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa is found under the jurisdiction of the district of Yanaquihua, province of Condesuyos and department of Arequipa, at an approximate height of 2 250 meters above the sea level. Currently, has been developing the Crosscut 627 of a section of 2.40m. x 2.70m., of a projected length of 350m., and in the appraisal made in the first 70 meters, it has problems of high costs in drilling and blasting, in the development of the Crosscut 627 of the Minera Yanaquihua S.A.C. The importance of the Crosscut 627 is to intercept the main vein Huascar, which has an average grade of 8.5gr Au/t. The previous drilling and blasting cost was of 37,51 US\$/m. Through the current research study, the proposal aim was to reduce the drilling and blasting cost by 12%. If the problem continued, it would have affected the budget and the production approach of the mining company. The principal aim of the current research study is to minimize the drilling and blasting costs via the new mesh design in the development of the Crosscut 627 of the Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa. The methodology used for the development of the research study has consisted, in its initial stage, in evaluate the previous drilling and blasting operations for the development of the Crosscut 627. The drilling mesh, number of drills, burden, spacing, and type and quantity of the used explosives have been taken into account in this process. The data has been registered in their respective control sheets. Afterwards, a new drilling mesh has been designed in a research study through a geomechanical characteristic study of the rocky wall. These tests had been executed during 10 days, equivalent to 20 shifts. In that period of time, the number of drills, spacing, burden, drilling plot, and type and quantity of the explosives to be used have been tested. Finally, a comparative costs analysis of the development of the Crosscut 627, between the previous one and the current one, has been undertook in the unit Minera Yanaquihua S.A.C.-Arequipa, concluding that through the new drilling mesh design in the front of the Crosscut 627, the drills have been reduced from 39 to 35 drilled holes of 5 feet with a difference of 4 drill machines, and the drilling and blasting costs have been minimized from 37,51 US\$/m to 33,39 US\$/m with a difference of 4,22 in the development of the Crosscut 627 of the Minera Yanaquihua S.A.C.-Arequipa.

Keywords: Minimization, costs, design, mesh, drilling and blasting.

INTRODUCCIÓN

La Minera Yanaquihua S.A.C.–Arequipa, actualmente está desarrollando el Crucero 627, tiene una sección de 2.40 m x 2.70 m., de una longitud proyectada de 350 m. El desarrollo del Crucero 627 es de mucha importancia para la Empresa Minera, porque permitirá interceptar a la veta principal Huascar, que tiene una ley promedio de 8.5 gr/TM y recuperar el mineral aurífero en un promedio de 14,400 TM de mineral. La roca encajonante está conformado por rocas ígneas que la granodiorita con una densidad promedio de 2,7 TM/m³. En la voladura se ha utilizado los explosivos Semexa de 65 %. En el diseño de la malla de perforación anterior se utilizó 39 taladros perforados, el mismo que se ha realizado sin considerar las características geomecánicas de la roca insitu, resultando como consecuencia el problema de elevados costos de perforación y voladura en el desarrollo del Crucero 627. En el nuevo diseño de la malla de perforación se ha considerado las características geomecánicas de la roca insitu, teniendo en cuenta el índice geológico de resistencia GSI de Hoek y Marinos, también se ha tenido en cuenta las características de los explosivos y el cálculo de la carga explosiva adecuada a utilizar en la voladura del frente del Crucero 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C.-Arequipa.

El estudio de investigación se ha dividido en cuatro capítulos, en el Capítulo I, se ha considerado la introducción de la investigación, en el Capítulo II, se ha desarrollado la revisión de la literatura, analizando las bases teóricas y definiciones conceptuales para realizar el estudio de investigación, en el Capítulo III, se describe los materiales y métodos utilizados en la investigación, en el Capítulo IV, se desarrolla los resultados y discusiones del nuevo diseño de malla de perforación y la carga explosiva a utilizar para la voladura en el frente del Crucero 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA

La Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa, viene desarrollando el Crucero 627 para recuperar el mineral valioso. Dicho Crucero tiene una sección de 2.40 m x 2.70 m., y una longitud proyectada de 350 metros lineales, el tipo de roca a perforar es la granodiorita que es una roca dura.

Durante la evaluación realizada en los primeros 70 metros, se encontró en el desarrollo del Crucero 627, el problema de elevados costos en perforación y voladura, dicho costo ha ascendido a 37,51 US\$/m³. De continuar el problema hubiera afectado al presupuesto y el planeamiento de producción de la Empresa Minera, es decir dejar de producir la cantidad de 14,400 TM de mineral con una ley promedio de 8,5 gr/TM de oro y una ley de corte 2,35 gr/TM de oro, cuya recuperación es equivalente a S/. 14 076 000 para la Empresa Minera.

En la ejecución de operaciones de minado subterráneo es de mucha importancia el diseño de la malla de perforación, la selección del explosivo a utilizar en la voladura del frente de una labor subterránea.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Pregunta general

¿Cómo influye la minimización de los costos de perforación y voladura, en el frente de desarrollo del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa?

1.2.2. Preguntas específicas

a) ¿Cómo minimizamos los costos de perforación, mediante un nuevo diseño de malla en el frente del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa?

b) ¿Cómo minimizamos los costos de voladura con la carga explosiva adecuada en el frente del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Objetivo general

Minimizar los costos de perforación y voladura, mediante el nuevo diseño de malla y carga explosiva adecuada en el desarrollo del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

1.3.2. Objetivos específicos

a) Minimizar los costos de perforación, mediante el nuevo diseño de malla en el frente del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

b) Minimizar los costos de voladura con la carga explosiva adecuada en el frente del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La Minera Yanaquihua S.A.C, según el estudio de cálculo de reservas tiene buen potencial de mineral probado de 875 486 TM y 437 743 TM de mineral probable, con una ley promedio de 9.5 gr/TM de oro y una ley de corte de 2.85 gr/TM de oro, para su explotación.

La explotación del yacimiento mineral requiere diferentes labores subterráneas, tales como galerías, chimeneas, estocadas, cruceros, rampas y otros. Actualmente la Unidad Minera, en el desarrollo del Crucero 627, tiene el problema de altos costos en perforación y voladura, debido a la mala distribución de taladros, malla de perforación no acorde a las características del macizo rocoso y mayor consumo de explosivos.

En la Minera Yanaquihua S.A.C - Arequipa, se requiere profundizar varias labores horizontales de desarrollo para la recuperación del mineral económico a bajos costos de operación, evaluando las operaciones unitarias de perforación y voladura.

El presente trabajo de investigación se justifica plenamente en su ejecución y será de mucha importancia para la Empresa Minera y también para realizar las operaciones unitarias similares, a bajos costos de operación, mejorando la rentabilidad de la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C.- Arequipa.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Chahuares Sairitupa Felix Cepriano (2012), en su tesis: Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina EL COFRE. Concluye que con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de taladros, de 41 taladros a 36 taladros, siendo la profundidad del taladro de 1.45 metros y en la voladura se ha reducido el consumo de explosivo de 18 Kg/disparo a 1.51 Kg/disparo. Con respecto al costo de explosivos se reduce de 57.89 \$/disparo a 50.1 \$/disparo.

Mamani Pacoricona, Nilthon (2 015), en su tesis “Optimización de Costos de perforación en la Mina Maribel de Oro A”- Ananea, Universidad Nacional del Altiplano-Puno, la metodología utilizada por el autor ha sido en su primera etapa evaluar las operaciones unitarias de perforación y voladura cuyos resultados se han registrado en las fichas de control y en el trabajo de investigación, ha replanteado una nueva malla según las características geomecánicas de la roca y como resultado concluye que con la aplicación de la nueva malla de perforación, los costos de perforación y voladura se ha reducido de 421.18 US \$/ disparo a 395.63 US \$/disparo.

Chambi Flores Alan (2011), en su tesis: "Optimización de perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740 – unidad VINCHOS – VOLCAN S.A.A., “Cerro de Pasco”. Concluye que la optimización obtenida en perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740, de la unidad VINCHOS del Cerro de Pasco, es reducir dos taladros por frente y ahorrar 8.0 Kg de explosivo por disparo.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. 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).

2.2.2. 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:

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

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. (EXSA, 2009).

Cuando se disparan los taladros juntos, se dice que el disparo es simultáneo, pero si se disparan sucesivamente, de acuerdo a un orden previamente establecido el disparo será rotativo.

El objeto del disparo rotativo es la formación y ampliación de las caras libres, razón por la cual se usa este sistema en los trabajos de minería subterránea ya que los frentes presentan solo una o dos caras libres. (EXSA, 2009).

2.2.3. La perforación de rocas

Uribari Urbina, (2008) indica que la perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es abrir en la roca o mineral huecos cilíndricos llamados taladros, hoyos o blast holes. Que están destinados a alojar o colocar explosivo y sus accesorios en su interior. Daza Correa, (2011)

La perforación se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción trituran la roca.

2.2.4. Principio de perforación.

EXSA, (2009) se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del taladro utilizado. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo.

2.2.5. Métodos de perforación

La perforación en roca ha ido evolucionando con el tiempo con la incorporación y empleo de diferentes tecnologías, aunque muchas han ido cayendo en desuso, bien por la eficiencia

conseguida, o bien por otros condicionantes externos (económicos, medioambientales, etc.). Las más empleadas y desarrolladas se basan en sistemas de perforación mecánicos, conocidos como sistemas de perforación “a rotación” y “a percusión”.

Son estos métodos, cuya eficacia se enmarca en energías específicas por debajo de los 1.000 J/cm³. (Bernaola Alonso, et al, 2013)

Existe una relación intrínseca entre la perforación y la voladura, ya que puede afirmarse categóricamente que “una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”.

Se entiende por buena perforación aquella que se ha hecho con los medios y técnicas más adecuadas y que además se ha ejecutado de forma correcta. Asimismo, una buena voladura será aquella que cumple con el objetivo para el que fue diseñada. (Bernaola Alonso, et al, 2013)

a) Perforación por percusión.

(Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013) esta denominación engloba todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por impacto de un útil de filo más o menos aguzado sobre la misma.

Los sistemas que se utilizan actualmente son rotopercusivos, en los que además de la percusión proporcionan al útil de corte un movimiento de rotación y una relativamente pequeña fuerza de empuje para una transmisión de la energía más eficaz; en estos sistemas la velocidad de perforación es proporcional a la potencia de percusión (producto de la energía de impacto por la frecuencia de golpes).

En cambio la rotación y el empuje son meras acciones auxiliares que, siempre y cuando se superen unos valores mínimos necesarios para espaciar convenientemente los puntos de incidencia de los impactos y mantener el útil de perforación en contacto con la roca, influyen relativamente poco en la velocidad de perforación.

El martillo es el elemento que proporciona la percusión mediante el movimiento alternativo de una pieza de choque, que es el pistón, que sucesivamente golpea sobre el utillaje de perforación. El pistón puede ser accionado por aire comprimido (perforación neumática) o por aceite hidráulico (perforación hidráulica). (Bernaola Alonso, et al, 2013).

Dependiendo del equipo de perforación utilizado se obtienen mejores transmisiones de energía. En estos sistemas de perforación la potencia de percusión es el parámetro que más influye en la velocidad de penetración. (Artigas & Maria, 2011).

b) Potencia de percusión

Dado que la única forma técnicamente aceptable de valorar un martillo perforador es su potencia de percusión y su eficiencia, es conveniente describir y analizar los aspectos que definen esta potencia.

c) Perforación neumática

El fluido de accionamiento en el caso de la perforación neumática es aire comprimido a una determinada presión, normalmente de valores comprendidos entre 7 y 25 bar.

Existen dos alternativas:

- Que la percusión se produzca fuera del taladro y se transmita a la broca a través de la sarta de varillaje (martillo en cabeza).
- Que el martillo se sitúe en el fondo del taladro, golpeando así el pistón directamente sobre la broca (martillo de fondo).

2.2.6. Acciones básicas en la perforación

Las acciones básicas de la perforación se pueden observar en la Figura: 2.1

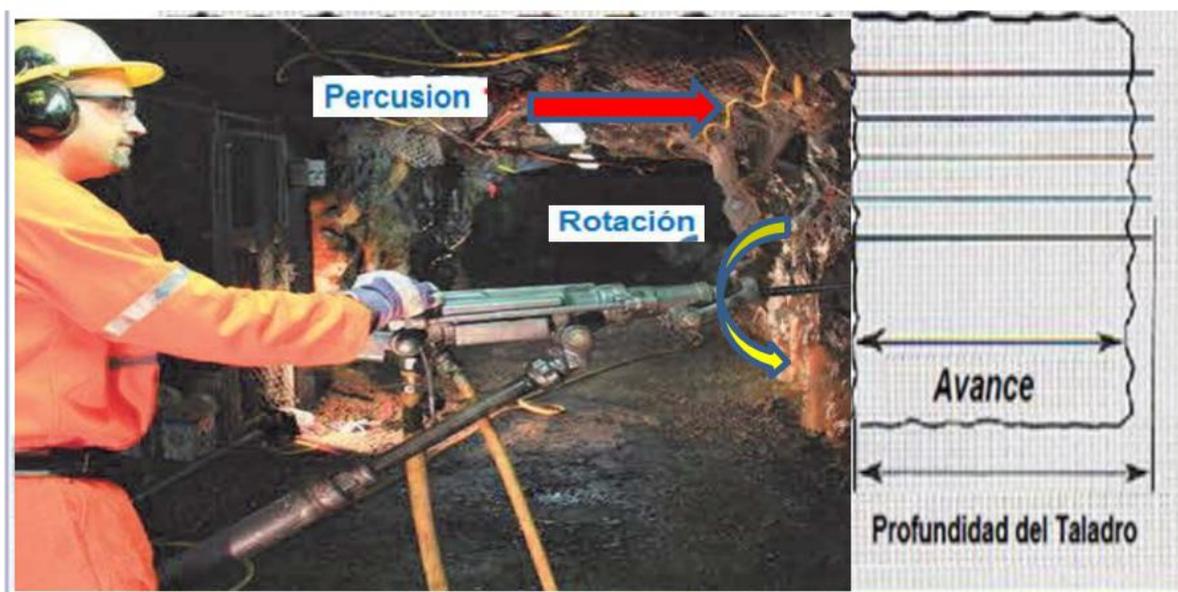


Figura 2.1: Acciones básicas en la perforación roto percusiva

Fuente: Manual de P & V, Lopez Jimeno Carlos Ramon, 2005.

a) Percusión:

Los impactos producidos por el golpeo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo en fondo), cuando la onda de choque alcanza la broca de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje. La eficiencia de esta transmisión es difícil de evaluar pues depende de muchos factores tales como: el tipo de roca, características del varillaje.

b) Rotación:

Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones en el fondo del taladro.

En cada tipo de roca existe una velocidad óptima de rotación para lo cual se producen los detritus de mayor tamaño al aprovechar la superficie libre del taladro que se crea en cada impacto

c) Empuje:

Es la energía generada por el mecanismo de impactos del martillo debe transmitirse a la roca. Por lo que es necesario que la broca se encuentre en contacto permanente con el fondo del taladro. Esto se consigue con la fuerza de empuje suministrado por un motor o cilindro de avance que debe adecuarse al tipo de roca y broca de perforación.

2.2.7. Accesorios de perforación.

a) Barras

Son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser tubulares, hexagonales, rígidas etc. Y sus acoplamientos de rosca corrida, cono roscado, cono de embone liso, etc. Por último, está el grupo de las barras integrales con culata que a su vez se subdividen según la forma de la broca y forma de los insertos, siendo casi como barras integrales están ordenadas en series, donde el diámetro del inserto disminuye conforme aumenta la longitud de las mismas. Los principales tipos son:

- Brocas tipo cincel. Son las más usadas y se caracterizan por su fácil afilado y bajo costo.
- Brocas inserto múltiples. Se usan en la perforación mecanizada de rocas blandas y fisuradas.
- Brocas tipo botones. Se emplean en rocas poco abrasivas de fácil penetración.

b) Brocas

Las brocas que se emplean en la perforación rotopercutiva son de dos tipos:

- Brocas de pastillas o plaquitas.

- Brocas de botones.

2.2.8. Condiciones de perforación

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado. Lamentablemente la supervisión de la correcta operación de perforación aún no es adecuadamente realizada en muchas minas, lo que permite que ocurran deficiencias en la calidad del trabajo (taladros desviados, mal espaciado, longitud irregular, etc.) Que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible.

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

- El diámetro depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general el de menor diámetro factible será el más adecuado y económico de realizar.
- La longitud influye mucho en la selección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro).
- La rectitud varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento para que el explosivo sea apropiadamente distribuido en la mayoría de los arranques de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura.
- Aquino Jáuregui, (2009) indica que, en la estabilidad los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlo interiormente con tubos especiales para, poderlos cargar, también se puede aplicar técnicas de revestimiento mediante arcillas especiales como la bentonita.

2.2.9. Errores y defectos en la perforación

La perforación se realiza con jumbo electro hidráulico, el operador de este debe ser un personal altamente capacitado y experimentado ya que de él dependerá la eficiencia de la

perforación y la eficiencia de la voladura. La eficiencia de voladura debe alcanzar al 95% de la longitud perforada.

a) Huevo de alivio de diámetro muy pequeño:

Los errores son significativos, especialmente si afectan el arranque del disparo, ver Figura: 2.2.



Figura 2.2: Huevo o taladro de alivio muy pequeño.

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA 2005

b) Desviación en el paralelismo:

En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance, en otros casos la desviación de taladros se manifiesta en la conexión de taladros de uno al otro lo que afecta directamente a la eficiencia de la voladura. Que también es similar a la intersección de taladros, pero en este caso de intersección puede ser tanto para arriba o para abajo con respecto a la horizontal. ver Figura: 2.3 y 2.6.

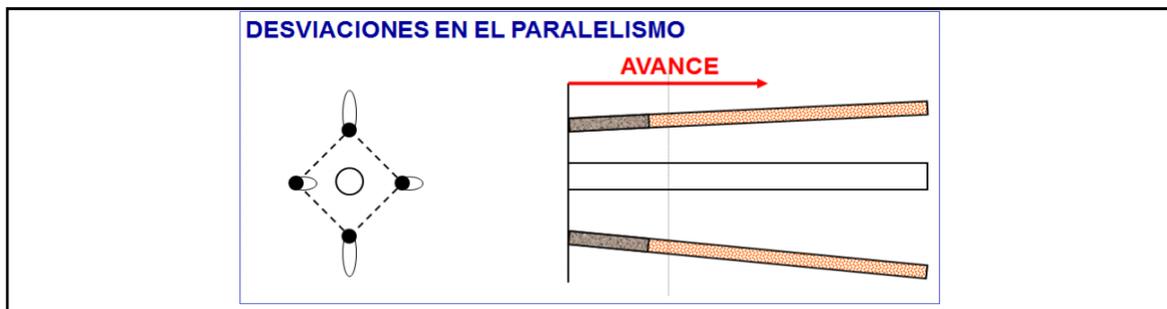


Figura 2.3: Desviación en el paralelismo

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2005.

c) Espaciamientos irregulares entre taladros:

Propician fragmentación gruesa, ver Figura 2.4.:

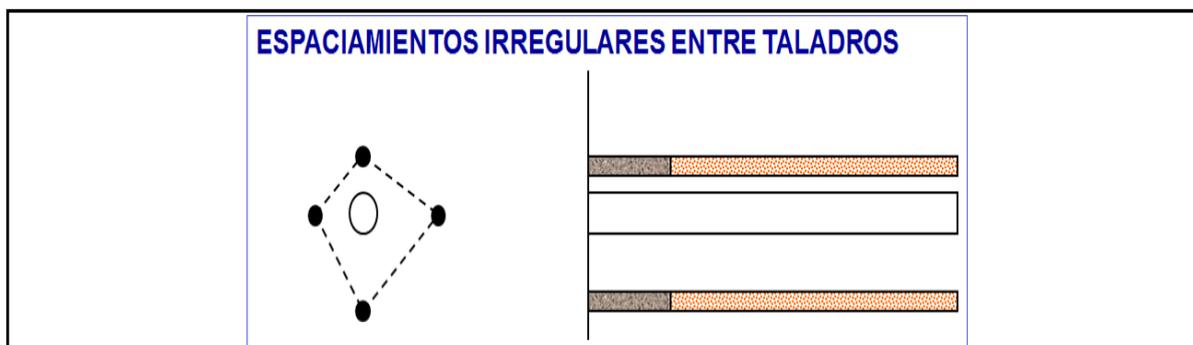


Figura 2.4: Espaciamento irregular entre taladros

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001.

d) Irregular longitud de los taladros:

Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) nueva cara muy irregular, ver Figura: 2.5

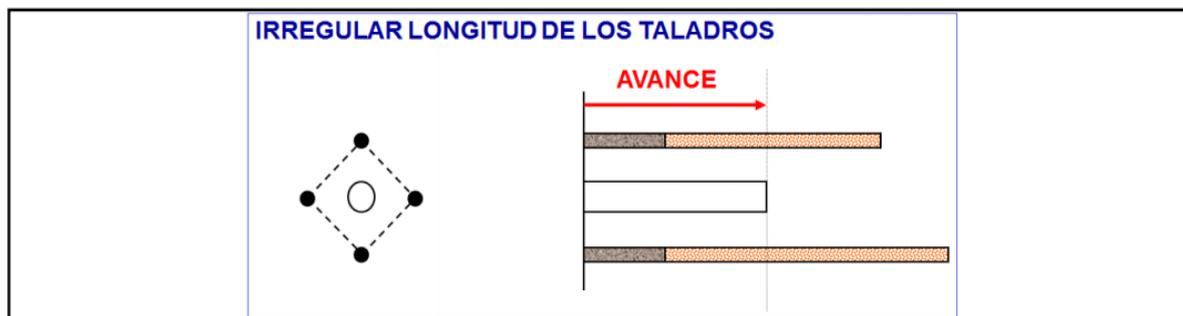


Figura 2.5: Irregular longitud entre taladros

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001.

2.2.10. Diseño de arranques en minería subterránea

El principio de la palabra voladura de túneles reside, por tanto, en la abertura de una cavidad inicial, denominada corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, de modo

que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar destruyendo la roca en dirección hacia dicha cavidad.

Al formarse la cavidad, el frente cerrado del túnel se transforma en un “banco anular”, donde los factores de cálculo para el destroce serán semejantes a los empleados en un banco de superficie, pero como ya se mencionó, exigiendo cargas considerablemente mayores para desplazar el material triturado, ver Figura: 2.7.

EXSA S., (2009) la profundidad del corte deberá ser igual a la estimada para el avance del disparo, cuando menos. La ubicación influye en la facilidad de proyección del material roto, en el consumo de explosivo y el número de taladros necesarios para el disparo. Por lo general, si se localiza cerca de uno de los flancos (a) se requerirá menos taladros en el frontón; cerca al techo (b) proporciona buen desplazamiento y centrado de la pila de escombros, pero con mayor consumo de explosivo; al piso (c) es conveniente solo cuando el material puede caer fácilmente por desplome. En general, la mejor ubicación es al centro de la sección ligeramente por debajo del punto medio (d), ver Figura: 2.6.



Figura 2.6: Ubicación del arranque

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

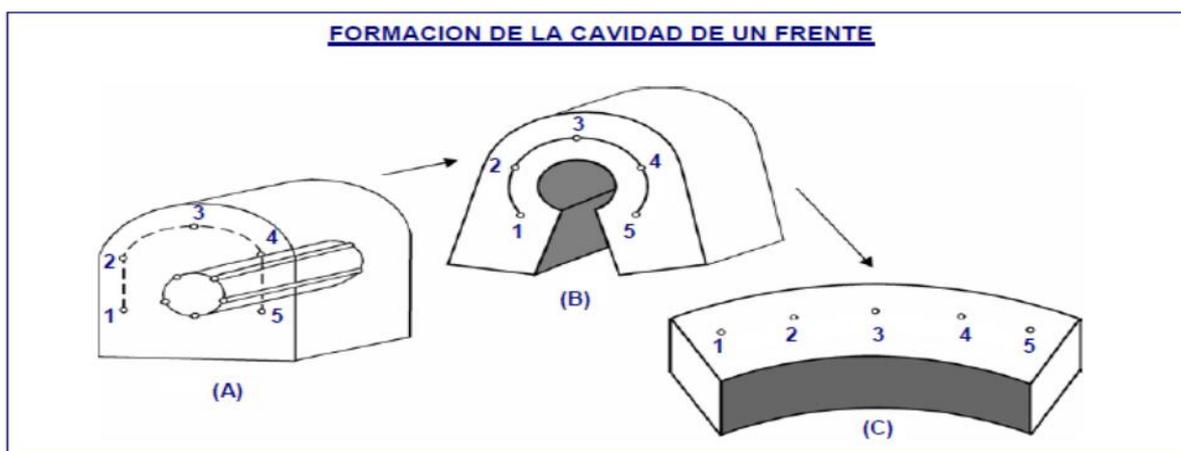


Figura 2.7: Formación de la cavidad de un frente

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

Los métodos de corte corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal y cortes con taladros en paralelo.

La ubicación del corte o arranque dependerá de las condiciones del macizo rocoso, en lo posible se trata de ubicar los cortes en la parte central de la sección del frente; esto con la finalidad de distribuir mejor los taladros de acuerdo al diseño y cálculos de espaciamiento y burden en los cuadrantes.

El corte en paralelo se aplica en el presente trabajo de investigación, empleando 05 taladros de alivio y 04 taladros cargados con retardos de 150 m, en dos etapas lo primordial para lograr buenos resultados con este tipo de corte es lograr el paralelismo en los taladros perforados. Iniciando desde el primer taladro perforado que se inicia en la zona del arranque y terminando en los perímetros, el paralelismo debe mantenerse con respecto al primer taladro perforado y mover el guiador a medida que se va avanzando la perforación teniendo tres guidores como mínimo solo así se controlara el paralelismo.

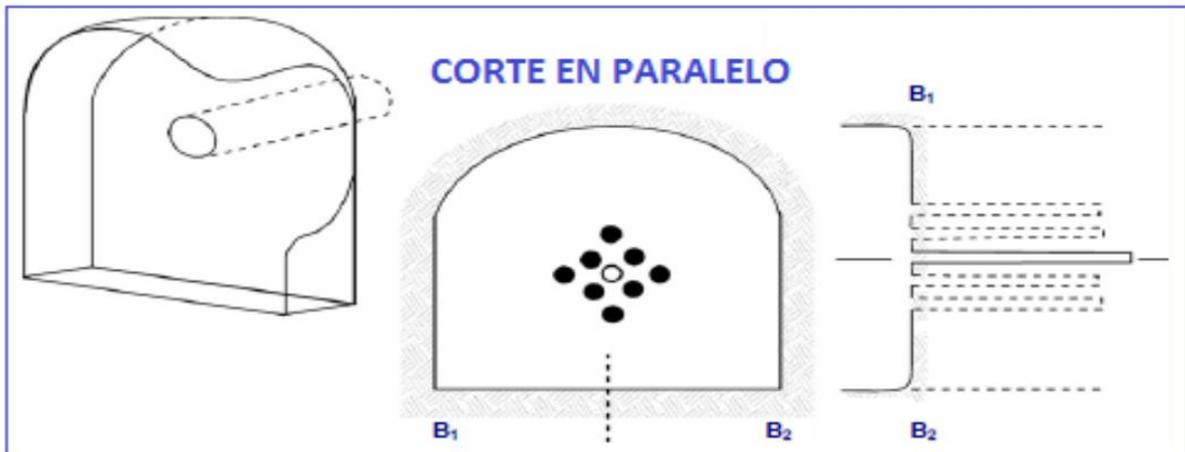


Figura 2.8: Corte en paralelo

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001.

2.2.11. Distribución y denominación de taladros

El trazo o diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de los mismos presenta numerosas alternativas, de acuerdo a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, llegando en ciertos casos a ser bastante complejo.

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue:

a) Taladros de arranque

Función del arranque es formar la primera cavidad en el frente cerrado de una galería, creando así una segunda cara libre para la salida de los demás taladros, transformándose en un banco anular.

El arranque requiere en promedio 1,3 a 1,5 veces más de carga por taladro para desplazar el material triturado, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome).

b) Taladros de ayuda

Son los taladros que rodean a los de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial de acuerdo a las dimensiones del frente varían en número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

c) Taladros cuadradores

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

d) Taladros de alza o techo

Son los que dan forma al techo o bóveda del túnel. También se les denomina taladros de la corona en voladura de recorte o smooth blasting; se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la tanda, denominándolos en general, “taladros periféricos”.

e) Taladros de arrastre o piso

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

2.2.12. Condiciones básicas para voladuras en frentes:

- Cara libre o alivio (relief).
- Trazo de perforación y alineamiento de los taladros (alignment).
- Carga explosiva (charge).
- Secuencia de salidas (timing).

EXSA, (2009) en los túneles, la roca está más confinada y una segunda cara libre debe ser creada paralela al eje de los taladros, la segunda cara libre se produce por un corte en el frente del túnel que puede ser taladros de alivio perforado paralelamente al corte que se aplicará de acuerdo a las características del macizo rocoso (estudio geomecánico de la

roca), en general, las voladuras de túneles son de alguna manera sobrecargadas para producir una fragmentación más fina ya que los efectos desastrosos del sobrecargado de los taladros son disminuidos por el confinamiento dado en el túnel.

EXSA, (2009) como resultado del confinamiento adicional y la falta de caras libres desarrolladas, el tiempo entre retardos debe ser mayor que los de las voladuras de superficie para permitir el movimiento de la roca y la formación de la cara libre adicional antes de que disparen los taladros subsecuentes.

EXSA, (2009) en las voladuras de túneles, se utilizan generalmente periodos de retardo largos. Si se utilizan retardos de milisegundos, se omiten periodos de retardo para permitir de 75 a 150 milisegundos (como mínimo) entre disparos de taladros. Este incremento en el tiempo de retardo es esencial para permitir que las voladuras de túneles funcionen apropiadamente.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca. Para facilidad de interpretación se resume a estos factores afines en grupos, que suelen denominarse variables, factores, parámetros o condiciones fundamentales que comprende:

Propiedades físicas:

Dureza: Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.

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

Densidad: Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1,0 a 4,5 g/cm³ en promedio. Rocas densas requieren también explosivos rápidos para romperse. Densidad es igual al peso/volumen (g/cm³).

Textura: Forma de amarre de los cristales o granos y su grado de concentración o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.

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

Variabilidad: Las rocas no son homogéneas en su composición y textura, tiene un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.

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

Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas

Frecuencia sísmica: Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.

Resistencia mecánica: Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.

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

Módulo de yung: Resistencia elástica a la deformación.

Radio de poisson: Radio de concentración transversal o extensión longitudinal de material bajo tensión.

Impedancia: Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con altas frecuencias sísmicas requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

2.2.13. Condiciones geológicas.

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

Grado de fisuramiento: Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la abertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.

Presencia de agua: Define incluso el tipo de explosivo a utilizar.

2.2.14. Condiciones de carga.

Diámetro de la carga (diámetro del taladro)

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

Geometría de la carga

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

Grado de acoplamiento

Radio del diámetro de carga al diámetro del taladro, el acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento. Se dice que un taladro está acoplado cuando el diámetro del explosivo se acerca al diámetro del taladro. El desacoplamiento es recomendable solo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigua el impacto, con lo que disminuye la fragmentación. Se dice que un taladro está desacoplado cuando el diámetro del explosivo es mucho menor al diámetro del taladro.

Grado de confinamiento

Depende del acoplamiento, del taqueo o acabado, del uso de taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga (burden y la distancia entre los taladros). Un confinamiento demasiado flojo determinara un pobre resultado de voladura. Por otro lado, un alto grado de confinamiento (por excesivo atacado del explosivo) puede incrementar tanto su densidad que lo puede hacer insensible a la transmisión de la onda de detonación y fallar.

Distribución de carga en el taladro

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

Intervalos de iniciación de las cargas

Los taladros deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada y correcta, para crear las caras libres necesarias para la salida de cada taladro, lo que se lograra con métodos de encendido convencional escalonados.

2.2.15. Evaluaciones de la voladura

Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos. Para calificarla se consideran los siguientes aspectos:

- Volumen de material movido.
- Avance del disparo.
- Pisos.
- Perímetro de la sección
- Fragmentación del material roto.
- Forma de acumulación del material roto.
- Costo total de la voladura.

Volumen de material movido

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

Avance del disparo

En la voladura de túneles y galerías el avance máximo es equivalente a la amplitud del túnel, por tanto, el avance deberá ser al menos igual a la profundidad de los taladros. La periferia, en los túneles deberá ser igual a la longitud proyectada teóricamente; si resulta menor, requerirá ensanche adicional (desquinche). Por otro lado, si sobre pasa el límite especificado resultara problemas de costo, y en ciertos problemas de estabilidad y gastos de sostenimiento.

Pisos

En galerías y túneles es indispensable mantener el nivel del piso para el drenaje de agua, para el acarreo y tránsito de los equipos mineros y para el tendido de líneas de riel en la minería convencional o transporte con locomotora.

Perímetro de la sección

La voladura en túneles y labores subterráneos, debilita y agrieta a la roca remanente en toda la periferia, afectándola a profundidad, con el riesgo de colapso del techo o paredes. Aparte de condiciones geológicas de incompetencia, debilidad estructural y alto grado de fracturamiento, tienen responsabilidad en este problema el exceso de carga explosiva y/o la carga operante y el encendido instantáneo o con tiempos muy cortos entre taladros, debido al fuerte golpe que producen.

Fragmentación del material roto

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

observarse el porcentaje de pedrones grandes que tendrán que ser reducidos posteriormente. La fragmentación tiene relación directa con la facilidad de acarreo con scooptrams, pala neumática, con sus costos.

Forma de acumulación del material roto

El desplazamiento y acumulación del material volado, debe ser adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo. La forma de acumulación se proyecta de acuerdo al tipo de equipo que se va a emplear en la limpieza del disparo.

La falta de desplazamiento cuando un disparo rompe material, pero no se mueve de su sitio, se dice que el tiro se ha congelado. Esto se traduce en una mala fragmentación al interior de frente, en dificultad para la remoción del material roto y en riesgo de encontrar material explosivo no detonado. Esto ocurre generalmente cuando los retardos no funcionan o no han sido distribuidos adecuadamente y que los taladros de arranque se han anillado. Es decir que al interior del frente el material está fragmentado pero la cara del frente está intacto.

La proyección de fragmentos a distancia, además de incrementar el riesgo de proyección de fragmentos volantes, tiene el inconveniente en minas de diluir el material de valor económico al mezclarlo con desmonte, cuando se desparrama lejos de la cara de voladura (proyección de material roto). Generalmente indica excesiva carga explosiva hacia el cuello del taladro, o falta de taco inerte, uso de fanel inadecuado, timing inadecuado.

Costo de la voladura.

Para determinar el costo total de una voladura, además del costo de perforación (barras, lubricantes, combustible, energía eléctrica, depreciación del JEH, LHD, etc.), costo de explosivos, accesorios (valorizados en soles o US\$/TM, US\$/m, US\$/hora) se debe tener en cuenta los costos de carguío y acarreo del material triturado, más los adicionales de voladura secundaria de pedrones sobre dimensionados y los de empleo de equipo adicional para eliminar lomos al piso. Todos ellos, aparte del avance y del volumen o tonelaje movido, representan el real rendimiento o resultado económico de la voladura. (EXSA, 2001).

2.2.16. Explosivos empleados para la voladura

Explosivos

Son sustancias químicas que, ante ciertos impulsos externos, da origen a una rápida reacción produciendo gases a muy alta presión y temperatura, los cuales generan una onda de compresión que atraviesa el medio circundante fragmentándolo a este proceso se denomina detonación

Características generales de los explosivos

Las características básicas de un explosivo y que nos van a ayudar a elegir el explosivo más idóneo para un fin determinado son las siguientes:

Estabilidad química

Es la aptitud que el explosivo posee para mantenerse químicamente inalterado durante un cierto periodo de tiempo.

Esta estabilidad con la que el explosivo parte de fábrica se mantendrá sin alteraciones mientras las condiciones de almacenamiento sean adecuadas. Esto permitiría al usuario tener un producto totalmente seguro y fiable para los trabajos de voladura.

Las pérdidas de estabilidad en los explosivos se producen bien por un almacenamiento excesivamente prolongado o bien porque las condiciones del lugar no sean las adecuadas.

Si los explosivos son pulverulentos con nitrato amónico se estropearán perdiendo dinero, pero no tendremos accidentes.

Los explosivos con nitroglicerina si pierden su estabilidad química puede significar que la nitroglicerina se ha descompuesto. El cartucho suda o se observan manchas verdes en la envoltura. En este caso el peligro es inminente y es imprescindible la destrucción de este explosivo.

Sensibilidad

Se define la sensibilidad de un explosivo como la mayor o menor facilidad que tiene un explosivo para ser detonado. Se dice por lo tanto que un explosivo es muy sensible cuando detona sin dificultades al detonador y a la onda explosiva que se produzca en sus cercanías. Un explosivo insensible es todo lo contrario.

Los explosivos sensibles aseguran pocos fallos en los taladros. Los insensibles por lo contrario provocarán más taladros fallidos. En este sentido son mejores los explosivos sensibles. Ahora bien, están más cercanos a producirse una explosión fortuita que los explosivos insensibles en los que la probabilidad de accidente es prácticamente nula.

Sensibilidad al detonador

Todos los explosivos industriales precisan para su iniciación como norma general de la detonación de otro explosivo de mayor potencia. Este explosivo puede ir colocado dentro de un detonador, de un cordón detonante o de un multiplicador, según el procedimiento que sigamos para la iniciación de la explosión. Si algún explosivo no fuera sensible al detonador, entonces los multiplicadores salvarían esta pega, aunque el 99% de los explosivos que actualmente se fabrican son sensibles al detonador.

Sensibilidad a la onda explosiva

Se basa en determinar la máxima distancia a que un cartucho cebado transmite la detonación a otro cartucho receptor. Colocamos cartuchos en línea y ambos a continuación del otro, separados una determinada distancia. Pero lo que sucede en realidad es que al cargar los taladros entre cartucho y cartucho puede haber materias inertes que siempre dificultan la propagación y a veces llegan a anularla.

Sensibilidad al choque

Los diferentes tipos de explosivos industriales pueden ser o no sensibles al choque, lo cual no quiere decir otra cosa que en algunos explosivos se puede producir su iniciación por un fuerte impacto. La forma de determinar la sensibilidad al choque se hace mediante una

maza que se coloca a una determinada altura con una masa definida, se mide la altura hasta que el explosivo explota.

Sensibilidad al roce

Al igual que con la sensibilidad al choque existen algunos explosivos que son sensibles al rozamiento. Es por esto que existe un ensayo normalizado que nos indica si un explosivo es sensible o no al rozamiento y en caso de serlo en qué grado lo es. Este ensayo se realiza con una máquina provista de un objeto cuyo coeficiente de rozamiento conocemos.

La sensibilidad se conoce pasándolo por la longitud de todo el explosivo cada vez con mayor intensidad hasta que el explosivo explote.

Velocidad de detonación

La velocidad de detonación es la característica más importante del explosivo. Cuanto más grande sea la velocidad de detonación del explosivo, tanto mayor es su potencia.

Se entiende por detonación de un explosivo a la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases. Esta transformación se hace a elevadísimas temperaturas con un gran desprendimiento de gases, casi 10.000 veces su volumen.

Para algunos trabajos interesan explosivos lentos, de poca potencia. (en canteras de roca ornamental). Si queremos grandes producciones (sobre todo estéril), usaremos explosivos de baja velocidad de detonación, de poca potencia.

Potencia explosiva

La potencia puede definirse como la capacidad de un explosivo para fragmentar y proyectar la roca.

Depende por un lado de la composición del explosivo, pese a que siempre es posible mejorar la potencia con una adecuada técnica de voladura.

Para la medida de la potencia de un explosivo existen en el laboratorio diferentes técnicas de las cuales la más empleada es la del péndulo balístico.

Por este procedimiento se mide la potencia de un explosivo en porcentaje en relación con la goma pura, a la que se le asigna por convenio la potencia del 100 %.

Densidad de encartuchado

La densidad de encartuchado es también una característica importante de los explosivos, que depende en gran parte de la granulometría de los componentes sólidos, y tipo de materias primas empleadas en su fabricación. El usuario en este caso nada tiene que hacer.

Es fundamental que el fondo de los taladros esté completamente lleno de explosivos, si estos tuvieran densidad menor a 1 y los taladros tuvieran agua física, los cartuchos flotarían siendo imposible la carga del taladro. Utilizar en este caso explosivos de densidad inferior a 1 sería un gravísimo error.

Resistencia al agua

Se pueden diferenciar tres conceptos:

1. Resistencia al contacto con el agua.
2. Resistencia a la humedad.
3. Resistencia al agua bajo presión de la misma.

Se entiende por resistencia al agua o resistencia al contacto con el agua a aquella característica por la cual un explosivo sin necesidad de envuelta especial mantiene sus propiedades de uso inalterables un tiempo mayor o menor, lo cual permite que sea utilizado en taladros con agua.

Si un terreno contiene agua emplearemos gomas, riogeles, etc., cuyo comportamiento al agua es excelente. Nunca se deben emplear explosivos pulverulentos (ANFO) en contacto directo con el agua. Ahora bien, si el agua la agotamos con la carga de fondo, podremos emplear en la carga de columna explosivos pulverulentos. En cualquier caso, los explosivos pulverulentos se comportan muy bien en taladros sumamente húmedos si el

contacto con el agua no es mucho. Es aconsejable en estos casos hacer la mitad de taladros para cargarlos rápidamente y efectuar la pega.

En caso del tercer punto, nos referimos no solo a que el explosivo soporte el contacto con el agua, sino que además aguante altas presiones debidas a las grandes profundidades. Los explosivos utilizados en este caso contienen como aditivos metales pesados, que les confieren características muy especiales.

Humos

Se designa como humos al conjunto de los productos resultantes de una explosión, entre los que se encuentran gases, vapor de agua, polvo en suspensión, etc. Estos humos contienen gases nocivos como el óxido de carbono, vapores nitrosos, etc., y si bien su presencia no tiene importancia en voladuras a cielo abierto, si la tiene en voladuras en minas subterráneas y sobre todo si se realizan en lugares con poca ventilación. En este caso pueden ocasionar molestias e intoxicaciones muy graves a las personas que vayan a inspeccionar la voladura.

Para los trabajos subterráneos la composición del explosivo debe tener una proporción suficiente de O_2 capaz de asegurar la combustión completa.

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 solventes, algunos ingredientes realizan más de una función en los explosivos. Una base explosiva es un líquido o sólido que, al aplicársele suficiente calor, o al ser sometido a un choque fuerte, se descompone en gases con la liberación de una gran cantidad de calor. Los combustibles combinados con exceso de oxígeno previenen la formación de óxidos de nitrógeno.

Los transportadores de oxígeno aseguran la oxidación completa del carbón para prevenir la formación de monóxido de carbono. La formación de óxidos de nitrógeno y monóxido de carbono no es deseable ya que produce gran cantidad de humo, pero también es indeseable porque resulta en un bajo calor de detonación y por consecuencia poca eficiencia de la voladura. Los antiácidos son utilizados como estabilizantes en el almacenamiento. Los absorbentes absorben líquidos en bases explosivas (Oce, 1972).

Criterios de selección del explosivo

La elección adecuada del tipo de explosivo es importante para el diseño de voladura y por consiguiente del producto final a obtener. Los criterios más utilizados para una buena elección del explosivo son: características geomecánicas del macizo rocoso, volumen de roca a volar, presencia de agua en los taladros, condiciones de seguridad, atmósferas explosivas y problemas de suministro, precio del explosivo, (Proaño Cadena, 2010)

Precio del explosivo

En la actualidad existe en el mercado explosivos que nos prestan garantía de su eficiencia, seguridad en el momento de su manipulación, en cuanto a los fabricantes asistencia técnica para sus clientes y en cuanto a los precios están al alcance de los titulares mineros. Lo recomendable es seleccionar el explosivo más adecuado acorde a las características de nuestro macizo rocoso con tal de obtener resultados exitosos y así evitar la realización de voladuras secundarias que a la larga incrementan nuestros costos en voladura. El explosivo más barato del mercado siempre ha sido el nitrato de amonio y por esa razón es el más utilizado.

2.2.17. Diseño de la malla de perforación y cálculo de carga

La necesidad de construir túneles de grandes dimensiones, hace necesario el uso de taladros con diámetros cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayores cantidades.

Para el diseño de perforación y voladura de túneles, Holmberg ha dividido el frente en cinco secciones diferentes (A-E) cada una de las cuales requiere un cálculo especial, ver Figura 2.9.

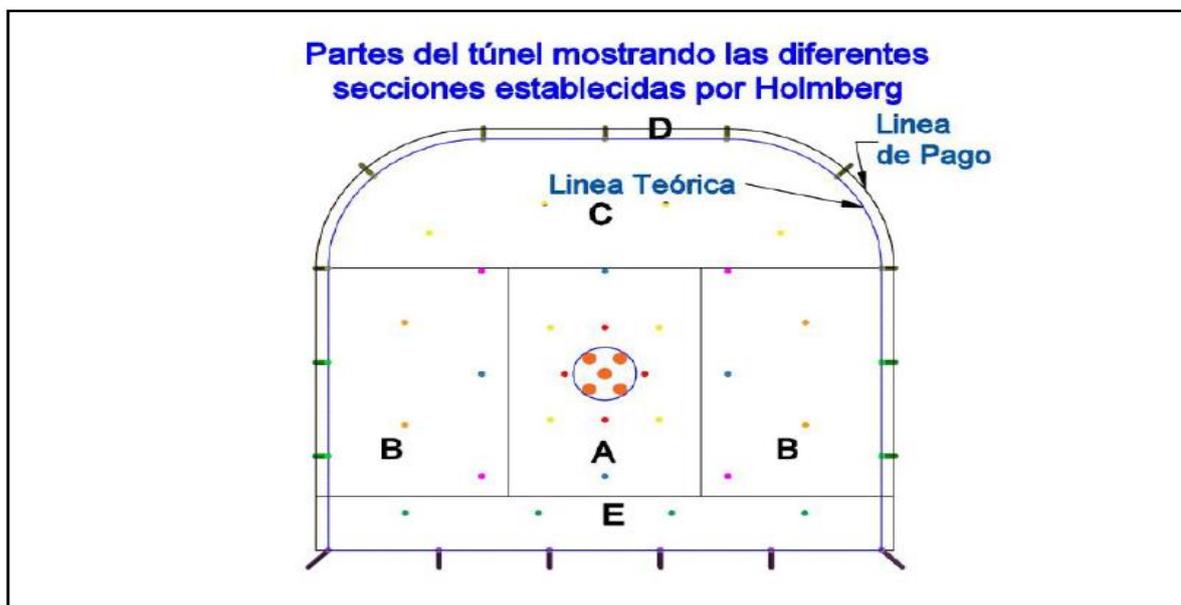


Figura 2.9: Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg

Fuente: Manual de P & V-Lopez Jimeno

Donde:

A : sección de corte (cut).

B.: sección de tajeo (stopping).

C : sección de alza (stopping).

D.: sección de contorno (contour).

E. : sección de arrastre (lifters).

El avance del disparo. Está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros de carga que debe mantenerse por debajo del 2%, los avances promedios y deben llegar al 95% de la profundidad del taladro L, esto es: (EXSA, 2001).

$$L = 0.15 + 34.1 * D_2 - 39.4 * D_2^2$$

$$D_2 = 0.95 * L$$

Donde:

L = Profundidad del taladro (m)

D₂ = Diámetro del taladro de alivio (m)

Cuando se utilizan arranques con varios taladros vacíos en lugar de uno solo entonces la ecuación anterior sigue siendo válida si:

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

Donde:

D_2 = Diámetro de taladro de alivio equivalente

n = Número de taladros vacíos en el arranque

D_1 = Diámetro del taladro a cargar

Avance de la voladura al 95 %

ALGORITMO DE HOLMBERG

El número de taladros requeridos para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente según el algoritmo de Holmberg:

$$I = 0.95 * H$$

Donde:

I = Avance de la voladura (m)

H = Profundidad de los taladros a perforarse (m)

También se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica (Exsa, 2001)

$$N^{\circ}\text{tal.} = 10 \times \sqrt{(A \times H)}$$

Donde:

A = Ancho de labor

H = Altura de labor

En forma más precisa con la relación

$$N^{\circ}\text{ Tal} = (P/dt) + (K \times S)$$

Donde:

N° Tal = Número de taladros

P = Circunferencia o perímetro de la sección de labor en metros, que se obtiene con la fórmula:

$$P = 4\sqrt{S}$$

dt = Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos.

K = Coeficiente o factor de la roca

S = Sección de labor

Tabla 2.1. Relación de la dureza de la roca con la distancia

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)
Roca dura	0,50 a 0,55
Roca intermedia	0,60 a 0,65
Roca suave o friable	0,70 a 0,75

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA – 2001

Tabla 2.2. Relación de la dureza de la roca con el coeficiente

Dureza de roca	Coefficiente de roca (m)
Roca dura	2.00
Roca intermedia	1.50
Roca suave	1.00

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA – 2001

Cálculo de burden, R. Holmberg:

$$B=1.5 \times D$$

Cálculo para primer burden y sección, la distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de 1,7 x D2 (D2 es el diámetro del taladro

de alivio y D1 el de producción) para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos.

Para un cálculo más rápido de las voladuras de túnel con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla práctica: Una regla práctica para determinar el número de secciones es que la longitud del lado de la última sección B sea igual o mayor que la raíz cuadrada del avance, como se puede apreciar en la tabla 2.3.

Tabla 2.3. Cálculo de sección y burden.

Sección del corte	Valor de burden	Lado de la sección
Primera	$B1 = 1,5 \times D2$	$B1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B3 = 1,5 \times B2 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B4 = 1,5 \times B3 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B4 \times \sqrt{2}$

Fuente: Manual práctico de voladura-EXSA (2001) edición especial

Distribución de la carga

a) Movimiento de roca

$$\text{Volumen (V)} = S \times L$$

Donde:

V = Volumen de roca.

S = Dimensión de la sección, en m².

L = Longitud de taladros, en m.

$$\text{Tonelaje (t)} = V \times \rho$$

Donde:

V = Volumen de roca.

ρ = Densidad de roca, usualmente de 1,5 a 2,5.

b) Cantidad de carga

$$(Qt) = V \times \text{kg/m}^3$$

Donde:

V = Volumen estimado, en m^3 .

Kg/m^3 = Carga por m^3

c) Carga promedio por taladro

$$Qt/N^\circ\text{Tal.}$$

Donde:

Qt = Carga total de explosivo, en kg.

$N^\circ\text{tal.}$ = Número de taladros.

En la práctica, para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte o cual sea reforzado, se incrementa de 1,3 a 1,6 veces la “carga promedio” en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome).

d) Número de taladros por sección

$$N^\circ \text{ Tal.} = (R/C) + (K \times S)$$

Donde:

R = Circunferencia de la sección en metros

C = Distancia entre los taladros de circunferencia en metros

0,5 Para roca dura

0,6 Para roca intermedia (andesita por ejemplo)

0,7 Para roca blanda

S = Dimensión de la sección en m².

K = Coeficiente de roca

2 Para roca dura.

1,5 Para roca intermedia.

1 Para roca blanda.

e) Cantidad de carga (factor)

De acuerdo a las secciones de la labor y dureza de la roca, se obtiene el promedio en kg de explosivo utilizado por m³ de roca movida para cada metro de avance, teniéndose los siguientes casos para roca intermedia:

(a) 1 a 5 m² : 2,2 a 1,8 kg/m³

(b) 5 a 10 m² : 1,8 a 1,4 kg/m³

(c) 10 a 20 m² : 1,4 a 1,0 kg/m³

(d) 20 a 40m² : 1,0 a 0,8 kg/m³

Tabla 2.4. Constante del tipo de roca "K"

TIPO DE ROCA	CONSTANTE (K)
Roca muy dura	1
Roca dura	1.5
Roca intermedia	2
Roca suave	2.5
Roca muy suave	3

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA – 2001

2.2.18. Mecánica de rotura de rocas

A. Proceso de fracturamiento

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción.

Una explicación sencilla, comúnmente aceptada estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado, estas etapas son:

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca.
- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritus.

B. Fragmentación de la roca

Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos a:

1. Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
2. Teoría de expansión de gases.
3. Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
4. Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
5. Teoría de caracterización.
6. Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
7. Teoría de liberación súbita de cargas.

8. Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.

Una explicación sencilla, comúnmente aceptada, que resume varios de los conceptos considerados en estas teorías, estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos.

Durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde la fragmentación hasta el total desplazamiento del material fracturado.

Estas etapas son:

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan la fracturación y movimiento de la roca.
- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

2.2.19. Geomecánica

La geomecánica es la disciplina que estudia las características mecánicas de los materiales geológicos que conforman las rocas de formación, esta disciplina está basada en los conceptos y teorías de mecánica de rocas y mecánica de suelos.

Más específicamente se define a la mecánica de rocas como: “la rama de la mecánica referente a la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su ambiente físico”.

2.2.20. Índice de calidad de la roca (RQD), Rock quality designation

El RQD fue introducido hace más de 30 años como un índice de calidad de roca. El RQD es una modificación del porcentaje de núcleos de recuperación, el cual solo incorpora las piezas sanas de los núcleos que tienen una longitud igual o mayor a 100mm. Este índice cuantitativo ha sido ampliamente utilizado como un indicativo para identificar zonas de mala calidad de la roca. (Deere, 1988).

2.2.21. Ratio del macizo rocoso – RMR

La tabla RMR permite determinar el índice RMR (Ratio del macizo rocoso), fue propuesto por Bieniawski en 1976, y cuya última revisión la realizó en 1989.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno siguientes:

1. La resistencia a la compresión simple del material.
2. El RQD (Rock Quality Designation).
3. El espaciamiento entre las discontinuidades.
4. Las condiciones de las discontinuidades.
5. Presencia de agua subterránea.
6. La orientación de las discontinuidades.

Cada parámetro tiene un valor numérico el cual se asigna de acuerdo a las características que presenta la roca al evaluar cada parámetro; la sumatoria de estos valores indica la valoración del índice RMR, (Bieniawski Z.T., 1984).

2.2.22. El índice geológico de resistencia GSI de Hock y Marinos

En este criterio, para definir la estructura de la masa rocosa, se considera por un lado el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas (discontinuidades) por metro lineal,

según esto, se toman en cuenta las siguientes cinco categorías de fracturamiento. (Mining Rock., 2011).

- Masiva o levemente fracturada (LF).
- Moderadamente fracturada (F).
- Muy fracturada (MF).
- Intensamente fracturada (IF).
- Triturada o brechada (T).

Por otro lado, se considera la condición superficial de la masa rocosa, que involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración.

Según esto, las cinco categorías que se toman en cuenta se definen así: (Hoek & Marinos, 2000).

- Masa rocosa Muy Buena (MB).
- Masa rocosa Buena (B).
- Masa rocosa Regular (R).
- Masa rocosa Mala (M).
- Masa rocosa Muy Mala (MM).

En la siguiente imagen se presenta el criterio GSI modificado. En el criterio original se consideraban seis categorías de masas rocosas, pero en este criterio modificado se consideran cinco categorías, para compatibilizar este criterio con el criterio RMR, ver Figura 2.10.

<p>CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO</p> <p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con una wincha. La mala voladura afecta esta condición. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de paredes y relleno de las discontinuidades.</p>		<p>CONDICIONES SUPERFICIALES</p>				
<p>ESTRUCTURA</p>		<p>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa). (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA).</p>	<p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEM. ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAM. ABIERTAS. (Rc 100 a 250 MPa). (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p>	<p>REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).</p>	<p>MALA (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRÍACIONES; MUY ALTERADAS, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE).</p>	<p>MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS Y ESTRÍADAS; MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa). (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE).</p>
<p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90%) (2 A 6 FRACT. POR METRO)</p>	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/M	LF/MM	
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75%) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	F/MB	F/B	F/R	F/M	F/MM	
<p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50%) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/M	MF/MM	
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25%) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM	
<p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>	T/MB	T/B	T/R	T/M	T/MM	

Figura 2.10: GSI Modificado

Fuente: GSI de Hoek y Marinos 2000

2.3. DEFINICIONES CONCEPTUALES

1. Perforación

Es una operación mecánica que consiste en realizar taladros, ya sea en mineral o roca de tal manera que en su interior se pueda depositar cargas explosivas que al explotar sean capaces de arrancar una porción de roca o mineral.

Para realizar la voladura es necesario efectuar el confinamiento del explosivo, para esto es necesario perforar la roca a esta operación de agujerea en la roca se le denomina perforación, a los agujeros se le conoce con el nombre de taladros, usualmente cuanto más suave es la roca más es la velocidad de penetración, por otro lado, cuanto más resistente sea a la compresión, mayor fuerza y torque serán necesarios para perforarla.

La perforación se basa en concentrar una cantidad de energía en una pequeña superficie, para vencer la resistencia de la roca, aprovechando el comportamiento a la deformación de elástico-frágil que ellas presentan.

Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos, o blasthole.

2. Malla de perforación

Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros.

3. Subterráneo

Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra.

4. Crucero

Es una labor de desarrollo horizontal que se realiza en mineral o en estéril. Su finalidad primordial es recuperar el mineral valioso que se puede encontrar, tener acceso a otra veta.

5. Frente

Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura.

6. Parámetros

Se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.

7. Burden

Distancia desde el barreno al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro. También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre.

Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.

8. Explosivos

Son productos químicos que encierran un enorme potencial de energía, que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reaccionan instantáneamente con gran violencia.

Se fabrican con diferentes potencias, dimensiones y resistencia al agua, según se requiera.

9. Arranque

Son taladros perforados y cargados; primero en ser chispeados para generar una cara libre.

10. Factor de carga (kg/m³)

Es la cantidad de explosivo usada por m³ de roca volada.

11. Sensibilidad

Habilidad de un explosivo para propagarse a través de la columna explosiva, también controla el diámetro crítico en el cual el explosivo trabaja adecuadamente.

12. Macizo rocoso

Es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades.

13. Voladura

Es un fenómeno físico químico de la mezcla explosiva que al explotar rompe un trozo de roca o mineral.

2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

2.4.1. Hipótesis general

a) Al utilizar el nuevo diseño de malla y la carga explosiva adecuada, se minimizará los costos de perforación y voladura en el desarrollo del Crucero 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C.–Arequipa.

2.4.2. Hipótesis específicas

a) Minimizar los costos de perforación, mediante el nuevo diseño de malla de en el frente del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

b) Minimizar los costos de voladura con la carga explosiva adecuada en el frente del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. DISEÑO METODOLÓGICO

Según las características del estudio de investigación es de tipo comparativo universal, el estudio se refiere a la minimización de costos de perforación y voladura mediante el nuevo diseño de malla en el desarrollo del Crucero 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

La metodología para el desarrollo del trabajo de investigación, en su etapa inicial ha consistido en evaluar las operaciones unitarias de perforación y voladura anterior del desarrollo del Crucero 627, en dicho proceso se ha tomado en cuenta la malla de perforación, número de taladros, burden, espaciamiento, tipo y cantidad de explosivos utilizados, los datos se han registrado en sus respectivas fichas de control.

Posteriormente en el estudio de investigación se ha diseñado una nueva malla de perforación según las características de la roca encajonante, estas pruebas se han realizado durante 10 días, equivalente a 20 turnos, en dicho periodo se ha evaluado el número de taladros, espaciamiento, burden, trazo de perforación, tipo y cantidad de explosivos a utilizar.

Finalmente, con los resultados de estas operaciones unitarias se realizará el análisis comparativo de costos del desarrollo del Crucero 627, anterior y actual en la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

3.2. POBLACIÓN

La población para este trabajo de investigación está constituida por las labores subterráneas de: Crucero 627, Crucero 557 E, Crucero 555 W, desarrollados en roca dura de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

3.3. MUESTRA

La muestra está constituida por el Crucero 627, de una sección de 2.40 m x 2.70 m y una longitud de 350 metros, desarrollados en roca dura de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

3.4. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

3.4.1. Variable independiente

Diseño de malla de perforación y geometría del frente en el Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

3.4.2. Variable dependiente

Minimización de costos de perforación y voladura en el frente del Crucero 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

Tabla 3.1. Operacionalización de variables

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
Variable independiente		
Diseño de malla de perforación y geometría del frente en el Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.	<ul style="list-style-type: none"> - Espaciamiento - Burden - Número de taladros - Sección de la Galería 	<ul style="list-style-type: none"> - Metros - Metros - Pies perforados - m²

Variable dependiente		
Minimización de costos de perforación y voladura en el frente del Crucero 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa	- Costo de equipo - Costo de barrenos - Costo de brocas - Costo de explosivos	- \$US/m - \$US/m - \$US/m - \$US/m

Fuente: Elaboración propia

3.5. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Es muy importante determinar las técnicas que se aplicarán, como el análisis estadístico y porcentual, el grado de fragmentación obtenido en la voladura del frente del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

3.5.1. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados para el estudio son la liquidación mensual para verificar los costos de perforación y voladura, el reporte diario de operación, reporte mensual de operación.

a) Reporte diario de operación.

- Avance lineal
- Consumo de explosivos
- Granulometría
- N° de taladros disparados
- Equipos utilizados

b) Reporte mensual de operación.

- Avance lineal
- Explosivo utilizado.
- Consumo de explosivos
- Número de taladros perforados

- Número de horas operadas de los equipos.
- c) Técnicas para el procesamiento de la información.

Se han utilizado los siguientes instrumentos.

- Cuadros estadísticos.
- Revisión de los datos.
- Control de la eficiencia de perforación y voladura.

3.6. UBICACIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO

La Minera Yanaquihua S.A.C. - Arequipa., se encuentra ubicada en la Cordillera Occidental de los Andes, dentro de la jurisdicción de:

- Paraje: Alpacay
- Distrito: Yanaquihua
- Provincia: Condesuyos
- Departamento: Arequipa
- Altura promedio: 2 250 m.s.n.m.

Dentro de las coordenadas U.T.M., sistema WGS 84

- Este: 722 278
- Norte: 8 253 997

3.7. ACCESIBILIDAD

Para acceder al yacimiento minero, se utiliza la vía asfaltada (panamericana Sur) hasta el poblado de Corire, empleando una distancia de 158 km y un tiempo de recorrido de 3.30 horas, continúa el acceso hasta Aplao con 25 kilómetros empleando un tiempo de 30 minutos, desde Aplao se continúa a Chuquibamba mediante carretera asfaltada, empleando un tiempo de 1 hora en un recorrido de 50 kilómetros, se toma el desvío hasta el poblado de Yanaquihua en carretera afirmada empleando un tiempo de 1.30 horas con un recorrido de 50 kilómetros, finalmente de Yanaquihua al proyecto minero dista 25 kilómetros, siendo la vía afirmada y empleando un tiempo de 1.0 hora . (Ver Tabla 3.2).

Tabla 3.2. Accesibilidad a la zona minera

Ruta	Distancia	Tiempo	Tipo de carretera
Arequipa – Corire	158	3.30 horas	Pavimentada
Corire – Aplao	25	30 min.	Asfaltada
Aplao – Chuquibamba	50	1 hora	Asfaltada
Chuquibamba –Yanaquihua	50	1.30 horas	Afirmada
Yanaquihua al Proyecto	25	1 hora	Afirmada
Total	308 Km	7.30 horas	

Fuente: Minera Yanaquihua S.A.C.

3.8. RELIEVE

La zona de estudio se encuentra dentro del Flanco Andino Occidental, en el flanco Oeste, al Sur de la Cordillera de los Andes, entre los nevados Coropuna y Solimana, se encuentra rodeado de los contrafuertes de los cerros Cañacahua, Hualcapampa, Apacheta, Yurajallpa, Sunca, Cañipaco y Esperanza. El relieve general es accidentado a abrupto, con pendientes fuertes, en el flanco andino se observan cerros de cimas redondeadas a subredondeadas y de pendientes moderadas, los cerros que destacan en la zona son:

- Cerro Quiroz 3 162 msnm
- Cerro Tiquimbro 2 972 msnm
- Cerro San Cristóbal 2 695 msnm
- Cerro San Antonio 2 655 msnm
- Cerro el Rey 2 134 msnm
- Cerro Esperanza 2 130 msnm

En los alrededores de la mina presenta laderas alargadas y quebradas de pendientes abruptas que llegan a sobrepasar los 300 metros de altura, las quebradas en sus cabeceras y parte media son estrechas, ampliándose hacia la parte inferior.

3.9. CLIMA

El clima de la zona es esencialmente cálido y seco, con una vegetación rala, con una temperatura media mensual máxima de 20 °C y una media mínima mensual de 7 °C, la precipitación total anual promedio es de 1000 mm y el promedio mínimo es del orden de los 65mm, la evotranspiración total promedio es de 8 veces la precipitación, la velocidad de los vientos es en promedio de 3 m/s cuya dirección predominante es hacia el Este con variaciones hacia el SE. Se presenta dos pisos altitudinales: la región Yunga que se encuentra entre los 500 m. y 2,500 m.s.n.m., y la región Quechua cuyo clima es templado y se encuentra entre los 2,500 m y 3,500 m.s.n.m.

La temperatura varía entre los 13°C en el día y -10 °C en la noche, en los meses de Junio a Agosto debido a la presencia de la estación invernal la temperatura desciende mucho más, en el mes de Setiembre del 2012 presentó la zona una temperatura máxima de 21°C, mientras que la temperatura mínima se obtuvo en Agosto del año 2008 con un valor de 6.8°C.

Las precipitaciones se presentan desde Diciembre hasta Abril con valores totales máximos de 210 mm que se presenta en el mes de Febrero, los valores más bajos es del orden de los 0.4 mm y se presenta en el mes de Julio. La humedad relativa se incrementa en los meses de Enero a Abril con un máximo del 90%, y con un fuerte descenso que llega hasta el 30% entre los meses de Agosto y Diciembre.

3.10. DRENAJE

El área del proyecto se ubica en las cuencas hidrográficas de las quebradas secas Apacheta, Esperanza, Consuelo, El Rey, las quebradas Chiuca y Piñog se encuentran alejadas de la zona de proyecto y se encuentran con agua perennes. La mayoría de los cursos hídricos de la zona convergen en el río Chorunga (Piñog) que proviene de los deshielos del nevado Coropuna. El río Piñog discurre por la zona de estudio en una dirección SO donde toma el nombre de río Chorunga, es de corto recorrido, aguas abajo desemboca en el río Ocoña, constituido como el río principal de la zona y es considerado como el tercero más caudaloso de la cuenca occidental de la costa.

La cuenca del río Ocoña donde confluye el río Chorunga se extiende hasta las provincias de Lucanas y Parinacochas en Ayacucho, y las provincias de La Unión, Condesuyos y Camaná en Arequipa, la red de drenaje es subdentrítica a dentrítica poco densa, el río Ocoña nace en Parinacochas, producto de las precipitaciones que se suceden en las partes altas y a los deshielos de los nevados, cuyos aportes contribuyen a mantener el caudal elevado en épocas de estiaje, al confluir con los ríos Cotahuasi y Marán va a conformar el río Grande u Ocoña, recibiendo desde su origen hasta su confluencia con el Océano Pacífico numerosos tributarios, presentando una extensión estimada de 350 kilómetros, la cuenca presenta una extensión de 15,600 km² de los cuales 12,300 km² pertenecen a la cuenca húmeda, el río Ocoña es considerado una de las fuentes regulares más importantes de la costa.

3.11. FLORA

En la zona aledaña al proyecto se han reconocido algunas formaciones vegetales como el Matorral y Arbolada, definiendo 10 familias y 11 especies vegetales.

Los cerros y sus respectivas quebradas dentro del área de proyecto presentan moderada vegetación, mientras que en la zona de minado la vegetación es escasa.

La mayor parte de la flora de la zona está circunscrita a la vegetación arbórea y arbustiva del tipo temporal erguido, son considerados especies introducidas se caracterizan por ser erguidos, de fácil propagación y crecimiento con las condiciones adecuadas, los arbustos se exponen como consecuencia de la presencia de temporada de lluvias en la cual estas especies mantienen un crecimiento muy rápido que les permite llegar a desarrollarse hasta la formación de semillas que en la época de estiaje estas caerán hasta esperar otra vez la temporada de lluvias para poder germinar y volver hacer este proceso fisiológico.

3.12. FAUNA

La fauna es escasa, pero se ha logrado identificar 7 familias y 7 especies de aves, siendo cada familia representada por una especie. Para el caso de reptiles se identificó una sola especie. Para el caso de mamíferos se encontraron rastros, fecas y otros indicios de su

existencia en las zonas de muestreo. No se ha determinado ninguna especie vegetal o animal en estatus de conservación en peligro o vulnerable, en el área de influencia.

3.13. RECURSOS NATURALES

La región se caracteriza por ser eminentemente minera, los recursos más importantes están determinados por la extracción del oro que se explota en los diferentes centros mineros que se han establecido, siendo fuentes de empleo y desarrollo y que ocupa una gran cantidad de mano de obra calificada y no calificada de la población del sector, cuyos trabajos datan desde inicios del siglo XX, actualmente se ha incrementado la demanda debido a las expectantes cotizaciones del mineral.

3.14. GEOLOGIA REGIONAL

La zona se caracteriza por presentar una serie de rocas metamórficas, intrusivas, sedimentarias y volcánicas, cuyo emplazamiento abarca desde el Precámbrico con las rocas del Complejo Basal de la Costa consideradas como las más antiguas hasta el reciente con los depósitos cuaternarios holocenos, sobre este complejo se emplaza el Complejo Bella Unión en el Cretáceo, a la vez es cortada por los intrusivos del Batolito de la Costa, en el Terciario Inferior se depositó la formación Caravelí.

Mientras que en el Terciario Medio se exponen las rocas del Grupo Tacaza, a finales del terciario se emplazan las rocas de la formación Huaylillas, Volcánico Sencca y formación Barroso Inferior, cubriendo la secuencia estratigráfica se encuentran los depósitos cuaternarios recientes.

Los intrusivos del Complejo Bella Unión se han emplazado en el Cretáceo Medio a Superior, mientras que los del Batolito de la Costa se emplazaron entre el Cretáceo Superior y Terciario Inferior.

3.15. ESTRATIGRAFÍA

A. COMPLEJO BASAL DE LA COSTA

El complejo Basal de la Costa fue estudiado por Mendívil, S. y Carrillo (1960), se encuentra conformando generalmente acantilados, se presenta a manera de una franja que corre paralela a la línea de costa, se les considera como las rocas más antiguas de la región y pertenecen al basamento de la cadena costanera. Se trata de una serie de rocas metamórficas e ígneas, de acuerdo a su origen constituyen sedimentos de tipo arcilloso y que por metamorfismo se han transformado en esquistos filíticos y cloritosos, las rocas ígneas se han transformado en gneis. La litología consiste de gneis, granitos potásicos, diques de composición básica a intermedia y cuerpos tabulares de pegmatita granatífera. Los gneis son de composición granítica, de color gris oscuro, su constitución es de 15% a 20% en promedio de ortosa, plagioclasa 10%, presentan bandas oscuras a negras persistentes de hasta 3 cm de grosor, y están cortados por fallas y diques, se componen de minerales ferromagnesianos como la biotita, contiene asimismo clorita, muscovita sericita y circón. Estructuralmente se observa un plegamiento distorsionado y fallado, se observa también gneis de inyección de tonos rojizos a marrón rojizos, de grano grueso, se caracteriza por la presencia de xenolitos a manera de pegmatitas, la ortosa se encuentra teñida por óxidos de fierro resaltando la limonita, la biotita y micas se encuentran alteradas.

B. FORMACIÓN CARAVELÍ

Se encuentra suprayaciendo en discordancia erosional a la formación San José que no aflora en la zona de estudio e infrayace a rocas de la formación Paracas, rocas volcánicas y depósitos recientes, se trata de depósitos molásicos que se han originado de acumulaciones de pie de monte debido a un intenso ciclo erosivo y que siguió al levantamiento regional como consecuencia de la primera fase de la tectónica andina.

Su litología está constituida de gruesas secuencias de conglomerados deleznable compactos y estratificados, con delgadas capas de conglomerados finos gradacionales, los cantos rodados de los conglomerados son redondeados a subredondeados compuestos de cuarcitas, calizas, gneis e intrusivos, los cuales se encuentran dentro de una matriz areno-

tufácea de tonalidades gris claras. Su potencia estimada es del orden de los 550 m. En algunos casos los conglomerados se intercalan con flujos de barro de tonos marrones a manera de bancos de 2.0 m de potencia y niveles delgados de lodo tobáceo.

En la parte inferior presenta conglomerados rojizos que se intercalan con arcillas y limolitas, continua la secuencia con areniscas de grano grueso, de tonalidades marrones, areniscas arcillosas gris verdosas intercaladas con arcillas rojizas, en la parte media presenta areniscas gris blanquecinas poco consolidadas, presentando una estratificación centimétrica, también se observa areniscas arcósicas, limolitas y arcillas, tufos blanquecinos, areniscas tufáceas, hacia el tope presenta conglomerados intercalados con areniscas arcósicas, fragmentos de lodolitas y tufos, concluyendo con unos conglomerados areno - tufáceos de color gris claros.

C. GRUPO TACAZA

Fue estudiado inicialmente por Newell (1948), posteriormente Caldas J. (1993) la subdivide en dos formaciones, se exponen generalmente desde los 3900 m.s.n.m. hasta los 5500 m.s.n.m. inclusive, es considerado como la primera evidencia de la manifestación del vulcanismo muy intenso que afectó a la región, el relieve generalmente es muy accidentado cuyas elevaciones son muy escarpadas, los tufos soldados, derrames lávicos y brechas volcánicas son de amplia exposición en altitudes por encima de los 4000 m.s.n.m. La parte inferior de este grupo está constituido de niveles de tufos asociados a sedimentos lacustres y de posición subhorizontal, los niveles tobáceos son de colores blanco amarillentos, se intercalan con brechas verdosas y moradas. Se observa una secuencia tobácea dacítica con fenocristales de plagioclasas y contenido de cuarzo, los minerales ferromagnesianos más representativos son la biotita y hornblenda en menor proporción, continua una secuencia tobácea latítica y que por efectos de la meteorización se observan tintes amarillentos, presentan brechas y derrames volcánicos de composición dacítica a latítica verdosas y violáceas con intercalación de conglomerados delgados, las brechas presentan clastos de rocas volcánicas de composición andesítica, las andesitas son porfiríticas con fenocristales de plagioclasas. En la parte intermedia se observa bancos de tobas de composición riolítica y latítica de tonos blanquecinos a rosados, intercaladas

con tobas estratificadas que se alternan con calizas, areniscas y conglomerados de grano fino.

D. FORMACIÓN HUAYLILLAS

Se encuentra suprayaciendo al Grupo Tacaza y rocas intrusivas, e infrayaciendo a la formación Sencca, se ha podido determinar pequeños remanentes debido a la fuerte erosión que se ha sucedido en la zona destruyendo en su mayor parte estos estratos, sus exposiciones más resaltantes se localizan a manera de fajas irregulares, sus capas son subhorizontales o con una ligera inclinación hacia el SO, configurando relieves bajo.

Se presenta a manera de bancos cuyo grosor no excede de los 3.0 m, se observan unas tobas porosas las cuales por su consistencia muy baja se descomponen fácilmente formando depósitos de arenas de grano grueso. Consiste de una intercalación de tobas blanco amarillentas a rosadas dacíticas a riolíticas, con feldespatos en mayor proporción, como minerales ferromagnesianos presenta biotita en laminillas y hornblenda en pequeños cristales con una ligera alteración, el cuarzo se expone como pequeños cristales. Su potencia es variable y puede llegar hasta los 400 m.

E. FORMACIÓN SENCCA

Fue estudiado por Jenks, W (1948), sin embargo S. Mandivil (1965) le da la denominación de volcánico Sencca, se encuentra suprayaciendo al Grupo Tacaza y formación Huaylillas en discordancia, mientras que está infrayaciendo al Volcánico Barroso en aparente discordancia erosional. Generalmente se presentan en forma subhorizontal a horizontal, está cubriendo a rocas más antiguas o rellenando superficies de erosión. Está compuesto de tufos dacíticos y riolíticos, a manera de bancos gruesos con disyunción prismática, con presencia de cuarzo en forma de granos, feldespatos y lamelas de biotita, pómez y lavas, brechas soldadas y no soldadas, piroclásticos de composición riolítica, tobas de composición andesítica y dacítica, tufos líticos brechoides semicompactos con contenido de granos de cuarzo, feldespatos y mica. En la parte superior presenta tufos rosados y marrón rojizos, así como tufo gris claro a blanquecinos, están intercalados con arenas, gravas y tufos re trabajados.

F. CUATERNARIO

El cuaternario se caracteriza por presentar una serie de depósitos aluviales, coluviales, fluviales y eólicos, constituyendo suelos de arenas, gravas, limos y arcillas.

Se han formado como consecuencia de la intensa erosión y acarreados rellenando depresiones y zonas bajas, los depósitos fluviales están compuestos de gravas, arenas, arcillas y que se han acumulado en el fondo de los ríos, en algunos sectores conformando pequeñas terrazas de hasta 10 m. de grosor.

3.16. ROCAS INTRUSIVAS

Las rocas intrusivas se han emplazado generalmente entre el Cretáceo Superior y Terciario Inferior, conformando una serie de rocas intrusivas plutónicas e hipabisales, constituyendo parte del Batolito Costanero, teniendo relevancia las rocas hipabisales del Complejo Bella Unión y las rocas intrusivas plutónicas granodioritas y tonalitas.

1. COMPLEJO BELLA UNIÓN

Se ha emplazado en los flancos del río Ocoña y sus tributarios, apareciendo como pequeñas ventanas en la zona circundante al área de estudio, conservando una dirección preferencial NO-SE, son rocas hipabisales de composición andesítica a dacítica, en su emplazamiento ha intruido a rocas del Complejo Basal de la Costa como a rocas sedimentarias del Grupo Yura, se presenta a manera de pequeños afloramientos, de grano medio y tonalidades gris verdosas a gris oscuras, están cortadas por rocas intrusivas de composición granodiorítica y textura porfírica, contiene como minerales principales en promedio el 60% de fenocristales de plagioclasas, cuarzo en porcentaje del 20%, los minerales ferromagnesianos están constituidos de biotita, hornblenda, clorita y epidota.

Se le observa constituyendo pequeños cuerpos o stocks andesíticos a dacíticos, variando de una andesita afanítica a una dacita porfírica, conserva una orientación preferencial de su afloramiento hacia el NO, siendo los que han originado la mineralización en el contacto

con las rocas intrusionadas. Se fragmentan en bloques angulosos, como se exponen cortados por diques de composición ácida, los contactos con las rocas intrusivas del Batolito Costanero son bastante definidos y están limitados por fallas sub-verticales, las zonas de contacto por este motivo llegan a constituir áreas complejas debido al metamorfismo y al emplazamiento de estas rocas ácidas. Debido a la acción del intemperismo y erosión presentan colinas irregulares, petrográficamente se observa que la roca está constituida en un 70% de fenocristales de plagioclasas dentro de una matriz cristalina, como minerales ferromagnesianos presenta hornblenda principalmente, en presencia de rocas dacíticas los cristales de cuarzo son euhedrales.

2. BATOLITO COSTANERO

El Batolito de la Costa se ha emplazado desde el Cretáceo Superior hasta el Terciario Inferior, cortando a las rocas hipabisales del Complejo Bella Unión, así como a las rocas del Complejo Basal de la Costa y rocas sedimentarias Jura- Cretáceas, se presentan a manera de stocks. Las principales rocas son la granodiorita y tonalita.

La granodiorita es de grano medio a grueso, de color gris claro a gris oscuro y rosáceos, con textura granular, como minerales esenciales contiene plagioclasas y cuarzo, gradando en algunos sectores a granito y diorita, la roca es muy dura y consistente, de estructura maciza y cristalina, está muy fracturada generando bloques rectangulares, se observa xenolitos de textura porfídica andesítica y que se disponen como manchas semi-redondeadas, están conformando convolutas debido al intemperismo. La tonalita se presenta cortando a la granodiorita, es de textura porfirítica, euhedrales y subeuhedrales, está constituido de feldespato potásico en un porcentaje del 30%, plagioclasas 20%, cuarzo entre 15 y 20%, minerales ferromagnesianos como biotita en un porcentaje del 10% y epidota. Se encuentra cortado por diques tipo aplitas de orientación NO-SE.

En algunos sectores las tonalitas gradan a granodioritas. En algunas zonas se encuentran cortados por pequeños diques de composición dacítica.

3.17. GEOLOGÍA LOCAL

El área circunscrita al yacimiento Yanaquihua está conformado por rocas intrusivas granodioríticas, y rocas cuarzo monzonitas hacia la zona noroeste, en el Terciario Medio se expone un pequeño afloramiento perteneciente a la formación Moquegua Inferior, mientras que en el Terciario Superior sector noreste se expone la formación Sencca en el sector noreste del yacimiento, entre el Terciario Superior y el Pleistoceno Inferior se emplaza el volcánico Barroso Inferior en forma restringida, los depósitos cuaternarios llegan a cubrir en parte a estas rocas más antiguas.

3.18. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL LOCAL

Se ha podido determinar una serie de lineamientos estructurales predominando los de orientación NO-SE coincidentes con el sistema de fallamiento de la orogenia andina, En esta ocasión se destaca la presencia de la falla Consuelo la cual tiene una dirección SE y llega hasta la zona central de la operación.

1. FALLAS

Las dos fallas principales conocidas como Piñog y Chiuca que flanquean las vetas de este distrito minero han jugado un rol importante en la conformación del ambiente estructural receptor de la mineralización. La falla Chuquibamba de dirección preferencial NE-SO, transversal a la dirección del sistema andino, y que está relacionada con la mineralización metálica de Alpacay. El sistema estructural E-O es el de mayor exposición en el área de estudio y presenta fracturas, fallas y vetas de rumbo predominante N20°E hasta N70°E, con buzamientos fuertes hacia el NO. El sistema NO-SE constituye estructuras de rumbos que oscilan entre N60°O y N70°O y buzamientos fuertes hacia el NE, finalmente las estructuras de orientación E-O presentan rumbos promedios de N85°E y buzamientos fuertes hacia el O. Las fallas Piñog y Chiuca se llegan a entrecruzar definiendo vetas en forma de rosario y cola de caballo.

En Santa Teresita se ha podido determinar dos sistemas estructurales bien definidos: el de orientación N 75°W y el otro sistema conjugado de orientación N 75°E, estos sistemas se entrecruzan con desplazamientos muy bajos formando una X con una dirección de su eje N-S. Las vetas Despreciada y Silvana presentan dos sistemas estructurales cuyos clavos mineralizados se entrecruzan a manera de una X, encontrándose los clavos mineralizados en ambos sistemas de fallas, igual característica presenta la veta Esperanza que contiene dos sistemas estructurales y que llegan a formar una estructura mineralizada en cruz.

2. DIACLASAS

Se ha podido determinar cizallamientos muy fuertes en la roca intrusiva granodiorita que se expone en la zona generando estructuras secundarias de alto ángulo como las fracturas de tensión, splits, flexuras y colas de caballo.

3.19. MINERALIZACIÓN

El yacimiento Alpacay es de tipo filoneo con un comportamiento lenticular en rosario y que se aprecia tanto en la horizontal como en la vertical se puede observar vetas que se extienden en centenares de metros y que están albergando clavos mineralizados de hasta 220 metros de longitud, mientras que en la vertical llegan a profundizar hasta los 300 metros, todavía no se ha podido determinar la profundidad del nivel cuarzo-sulfuros, las potencias de las vetas oscilan entre 0.10 y 0.15 metros como la veta María y de 0.30 m hasta 2.50 m inclusive como las vetas Esperanza y Encarna.

Se ha podido determinar que la mineralización es errática, se observa presencia de oro nativo con sulfuros tipo calcopirita-galena-esfalerita en forma subordinada, con relleno esencialmente de cuarzo, hematita, limonita y pirita. (Ver figura 3.1)

3.20. ALTERACIONES

Se ha podido determinar dos tipos de alteración: hipógena y supérgena. La alteración hipógena se caracteriza por la presencia de una fuerte alteración argílica con cuarzo-

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS

La minimización de costos de perforación y voladura se ha realizado en el Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C.- Arequipa. Las operaciones de perforación y voladura en una mina subterránea deben conducirse según las practicas operativas y diseñadas para minimizar los costos operativos y garantizar un ambiente de trabajo seguro para el personal.

Las características del diseño de perforación por su importancia se han considerado los siguientes factores.

- Número de taladros vacíos
- Diámetro de taladros vacíos
- Número de taladros de producción
- Diámetro de los taladros de producción
- Longitud de taladros perforados
- Avance lineal
- Tipo de roca
- Equipo a utilizarse
- Volumen de roca
- Área de la sección del taladro
- Área de la sección de la galería
- Tonelaje de material roto

4.2. PERFORACIÓN ANTERIOR EN EL CRUCERO 627, Nivel 2160 m.s.n.m.

Para desarrollar el Crucero 627 del nivel 2 160 m.s.n.m. de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa, se ha utilizado para la perforación del frente el Corte Quemado de 09 taladros paralelos de los cuales 04 taladros son de alivio y los otros 05 taladros son de producción cargados con explosivos y la malla de perforación utilizada no ha sido según las características geomecánicas del macizo rocoso.

1. Diseño de la malla de perforación anterior

Para el diseño de la malla de perforación anterior no se ha considerado las características geomecánicas del macizo rocoso en el frente del Crucero 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C. ha faltado un estudio detallado del comportamiento de la roca encajonante. (Ver Tabla 4.1).

Tabla 4.1. Distribución de taladros

DESCRIPCIÓN	Nº DE TALADROS
Alivio	4
Arranque	5
Ayuda arranque	4
1º Ayuda cuadradores	4
2º Ayuda cuadradores	4
Cuadradores	8
Ayuda corona	1
Corona	5
Arrastre	4
TOTAL	39

Fuente: Minera Yanaquihua S.A.C.

2. Malla de perforación anterior del Crucero 627, nivel 2 160 m.s.n.m.

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR

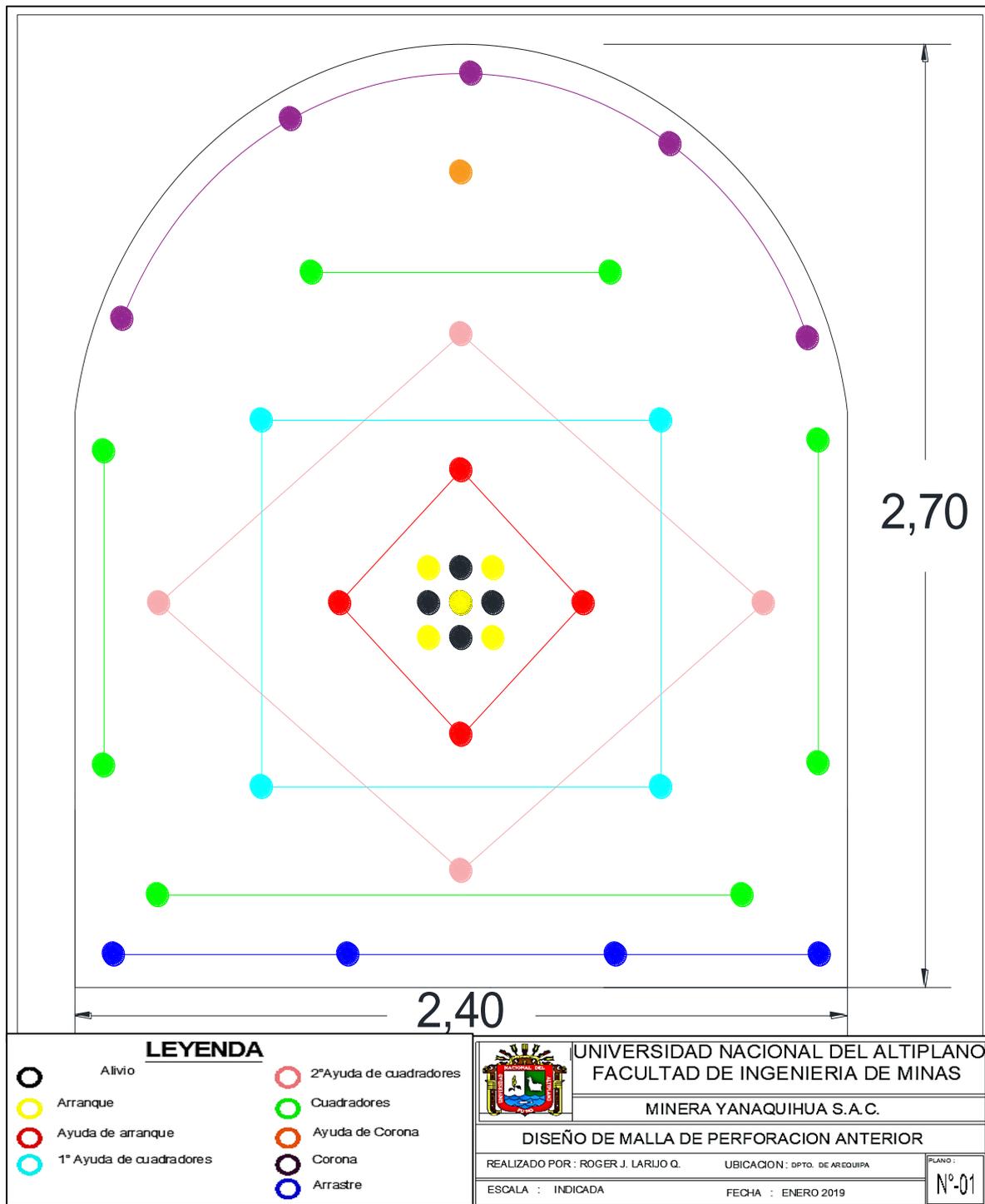


Figura 4.1. Diseño de malla de perforación anterior

Fuente: Elaboración propia

4.3. VOLADURA ANTERIOR EN EL CRUCERO 627, Nivel 2 160 m.s.n.m

La carga explosiva utilizada en la voladura anterior ha sido en mayor proporción debido a la falta de conocimiento del comportamiento del macizo rocoso en el frente del Crucero 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C.

4.4. CONSUMO DE EXPLOSIVOS EN LA VOLADURA ANTERIOR

Tabla 4.2. Consumo de explosivos Semexa 65%

Descripción	N° de taladros	N° de Cart/taladro	Total de cartucho	Peso de cart. Kg	Peso total Kg
Alivio	4	-----	-----	-----	-----
Arranque	5	6	30	0,081	2,43
Ayuda arranque	4	6	24	0,081	1,94
1° Ayuda cuadradores	4	5	20	0,081	1,62
2° Ayuda cuadradores	4	5	20	0,081	1,62
Cuadradores	8	5	40	0,081	3,24
Ayuda corona	1	5	05	0,081	0,41
Corona	5	5	25	0,081	2,03
Arrastre	4	6	24	0,081	1,94
TOTAL	39		188		15,23

Fuente: Minera Yanaquihua S.A.C.

- Volumen roto

$$V = b \times h \times Lp$$

Donde:

$V = \text{Volumen roto (m}^3\text{)}$

$b = \text{Ancho de la labor (m)}$

$h = \text{Altura de la labor (m)}$

$L_p = \text{Longitud de perforación (m)}$

$$V = 2,40 \times 2,70 \times 1,32$$

$$V = 8,55 \text{ m}^3$$

- Tonelaje roto

$$TM = V \times dr$$

Donde:

TM = Tonelaje de material roto

V = Volumen roto

dr = Densidad de roca

$$TM = 8,55 \times 2,70$$

$$TM = 23,08 \text{ TM}$$

- Factor de carga

$$Fc = \frac{\text{Kg - explosivo}}{\text{Volumen Roto}}$$

$$Fc = \frac{15,23}{8,55}$$

$$Fc = 1,78 \text{ Kg/m}^3$$

- **Factor de carga lineal**

$$Fc = \frac{\text{Kg - explosivo}}{\text{metro lineal}}$$

$$Fc = \frac{15,23}{1,32}$$

$$Fc = 11,54 \text{ Kg/m}$$

- **Factor de potencia**

$$Fp = \frac{Kg - explosivo}{Tonelaje Roto}$$

$$Fp = \frac{15,23}{23,08}$$

$$Fp = 0,66 Kg/TM$$

Tabla 4.3. Resumen de resultados en la voladura anterior

PARÁMETROS OBTENIDOS EN LA VOLADURA ANTERIOR	
DESCRIPCIÓN	UNIDAD DE MEDIDA
Kg/m	11,54 kg.
Volumen	8,55 m ³ .
Toneladas	23,08 TM
Factor de carga	1,78 kg/m ³ .
Factor de potencia	0,66 kg/TM
Factor de carga lineal	11,54 kg/m.

Fuente: Minera Yanaquihua S.A.C.

4.5. COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA ANTERIOR**a) MANO DE OBRA****T.C. = 3.34**

Mano de obra directa	Número de personal	Jornal en Soles	Costo US \$/disparo
Capataz de mina	01	75	22,46
Perforista	01	75	22,46
Ayudante perforista	01	65	19,46
Bodeguero	01	60	17,96
Sub total			82,34
Leyes sociales	60%		49,40
TOTAL			131,74

b) MÁQUINA PERFORADORA

Equipo	Costo US \$	Vida útil Pies/perforados	US \$/pie	Pies perforados	US \$/disparo
Máquina Perforadora	5 100	120,000	0.043	195	8,39

c) MATERIALES DE PERFORACIÓN

Accesorios	Cantidad	Costo US\$/unidad	Vida útil pp	Pies Perforados	US\$/pie Perforados	US\$/dís p
Barra cónica	1	95	1200	195	0,08	15,60
Broca de 38mm	1	27	400	195	0.07	13,65
TOTAL						29,25

Mangueras y Accesorios	Cantidad	Costo US\$	Vida útil pp	US\$/disparo
Manguera de ½ pulgada	30m	1,70	150	0,34
Manguera de 1 pulgada	30m	3,50	140	0,75
Aceite de perforación	0,25galones	11,50	1	2,88
TOTAL				3,97

d) MATERIALES DE VOLADURA

Insumos	Unidad	Precio US\$	Cantidad por disparo	US\$/disparo
Dinamita 65%	Cartucho	0,53	188	99,64
Fulminante N° 8	Cápsula	0,43	35	15,05
Mecha de seguridad	Metros	0,45	64,01	28,80
TOTAL				143,49

e) HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US\$/unid	Vida Útil día	Costo US\$/disp
Barrerillas	Unidad	1	17,5	60	0,29
Lampas	Unidad	1	12,5	90	0,14
Picos	Unidad	1	12,5	90	0,14
Llave stilson N°14	Unidad	1	14,7	360	0,04
Atacador de madera	Unidad	1	2,5	60	0,04
TOTAL					1,45

f) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US\$/unid	Vida Útil	Costo US\$/disp.
Protector	Pza	1	12,9	300	0,04
Guantes de cuero	Pza	1	4,75	25	0,19
Correas porta lámpara	Pza	1	4,8	300	0,02
Botas de jebe	Pza	1	22,35	180	0,12
Mamelucos	Pza	1	25,6	180	0,14
Respiradora	Pza	1	22,6	180	0,13
Filtro de respiradores	Pza	1	5,7	15	0,38
Lentes de seguridad	Pza	1	12,45	120	0,10
Lámpara de batería	Pza	1	116,5	120	0,97
TOTAL					2,38

Tabla 4.4. Costo total de perforación y voladura anterior

Descripción	US\$/disparo	US\$/m
Mano de obra	131,74	15,41
Máquina perforadora	8,39	0,98
Materiales de perforación	33,22	3,89
Materiales de voladura	143,49	16,78
Herramientas y otros materiales	1,45	0,17
Implementos de seguridad	2,38	0,28
COSTO TOTAL : US\$	320,67	37,51

Fuente : Minera Yanaquihua

4.6. DISEÑO DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN

De acuerdo al análisis de la malla de perforación anterior, el mismo que ha tenido una serie de deficiencias en su aplicación como tal, se ha realizado el diseño de la nueva malla de perforación según las características geológicas y geomecánicas de la roca encajonante la cual se trataba de la roca volcánica ígnea, la granudiorita, que es una roca dura la que está formada en su mayor parte por cuarzo.

Tabla 4.5 Distribución de taladros en la optimización

Distribución de taladros	
Descripción	N° de taladros
Alivio	02
Arranque	04
Ayuda arranque	04
1° Ayuda cuadradores	04
2° Ayuda cuadradores	04
Cuadradores	09
Corona	04
Arrastre	04
Total/disparo	35

Fuente: Minera Yanaquihua S.A.C.

CALCULO DE MALLA DE PERFORACION OPTIMIZADO

La malla de perforación anterior se ha diseñado con mayor número de taladros, lo cual ha ocasionado a la Empresa Minera Yanaquihua elevados costos para el desarrollo del Crucero 627 del nivel 2 160 m.s.n.m. (Ver anexo N° 03).

Datos de campo.

- Densidad de la roca : 2.70 TM/m³
- Sección del Crucero : 2.40 m x 2.70 m
- Ancho : 2.40 m.
- Altura : 2.70 m.
- Diámetro de los taladros de producción : 0.038 mm
- Diámetro del taladros de alivio : 0.038 mm
- Longitud de barreno de perforación : 5 pies = 1.52 m

Número de cartuchos por taladro

Según la relación de longitud de carga del taco en un taladro perforado se tiene.

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{2/3 \times L}{L_e \times 0.8}$$

Donde:

N° Cartuchos = Total de cartuchos por taladro (unidad)

L = Longitud del taladro perforado (m)

L_e = Longitud de explosivo o cartucho (m)

0.80 = 80% longitud de carga por cartucho el 20% menos al ser atacado.

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{2/3 \times 1.52}{0.2 \times 0.8}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{0.666 \times 1.52}{0.2 \times 0.8}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 6.27$$

N° cartuchos = 6 Cartuchos /taladro

Número de taladros (Calculo según el modelo matemático de EXSA)

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (k \times s)$$

$$P = 4\sqrt{s}$$

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = \left(\frac{4\sqrt{s}}{dt} \right) + (k \times s)$$

Donde:

N° Tal. = Número de Taladros

P = Perímetro de la sección del Crucero (m)

dt = Distancia entre los taladros (semi duro)

K = Coeficiente o factor de la roca

S = Sección del Crucero (m^2)

Tabla 4.6. Coeficiente del tipo de roca

TIPO DE ROCA	Dt	K
Blanda	0.7	1
Semi Dura	0.6	1.5
Dura	0.5	2

Fuente : Departamento de Geología, Minera Yanaquihua S.A.C.

Cálculo de sección

Datos:

$$S = b \times h$$

$$b = 2.40 \text{ m}$$

$$h = 2.70 \text{ m}$$

$$S = 2.40 \text{ m} \times 2.70 \text{ m} = 6.48 \text{ m}^2$$

$$S = 6.48 \text{ m}^2$$

Cálculo de perímetro

$$P = 4\sqrt{s}$$

$$P = 4\sqrt{6.48}$$

$$P = 4(2.54) = 10.16 \text{ m}$$

$$P = 10.16 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (k \times s)$$

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = \left(\frac{10.16}{0.5} \right) + (2 \times 6.48)$$

$$N^{\circ} \text{ Tal} = 20.32 + 12.96$$

$$N^{\circ} \text{ Tal} = 33.28 = 33 \text{ Taladros}$$

3. Malla de perforación optimizada del Crucero 627, nivel 2 160 m.s.n.m.

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN OPTIMIZADO

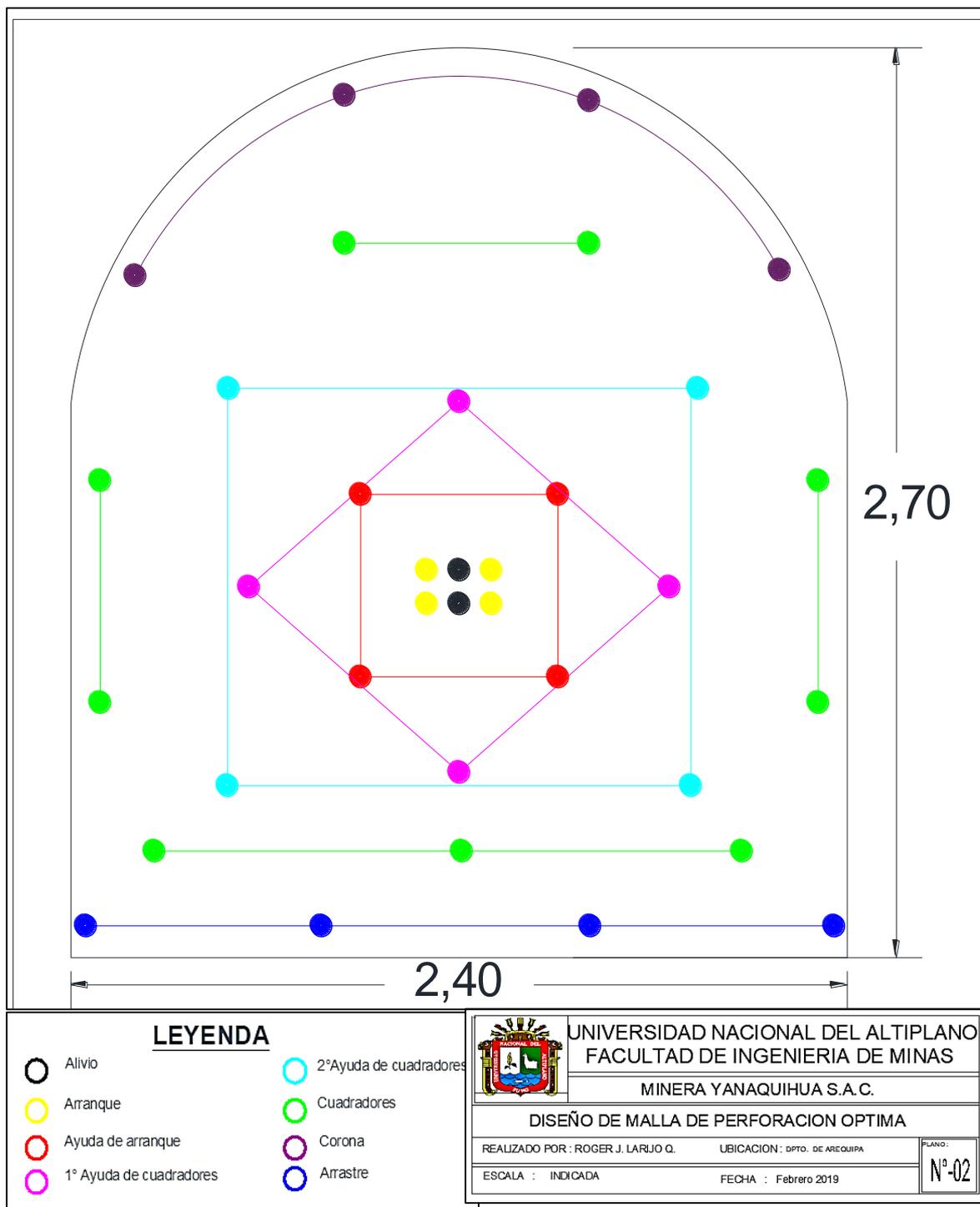


Figura 4.2. Diseño de malla de perforación optimizado

Fuente: Elaboración propia

4.7. VOLADURA OPTIMIZADA

Para obtener una voladura eficiente del frente de la galería se ha tenido en cuenta las características estructurales del macizo rocoso, y sea seleccionado el explosivo SEMEXA 65% y también se ha considerado el confinamiento en carguío de taladros.

Tabla 4.7 Consumo de explosivo en la voladura optimizado

Consumo del explosivo Semexa 65%					
Taladros	N° de Taladros	N° Cartuchos /tal	N° Total de cartuchos	Peso del cartucho (kg)	Peso Total (kg)
Alivio	2	---	---	---	---
Arranque	4	6	24	0,081	1,94
Ayuda arranque	4	5	20	0,081	1,62
1° Ayuda cuadradores	4	4	16	0,081	1,30
2° Ayuda cuadradores	4	5	20	0,081	1,62
Cuadradores	9	5	45	0,081	3,65
Corona	4	4	16	0,081	1,30
Arrastre	4	5	20	0,081	1,62
Total/disparo	35		161		13,05

Fuente: Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

Datos de campo

- Densidad de roca : 2.70
- Sección del crucero : 2.40 m x 2.70 m
- Diámetro de taladro de producción : 0.038 mm
- Longitud de barreno de perforación : 5 pies = 1.52 m

Volumen roto

$$V = b \times h \times Lp$$

Donde:

V = Volumen roto (m³)

b = Ancho de la labor (m)

h = Altura de la labor (m)

Lp = Longitud de perforación (m)

$$V = 2.40 \times 2.70 \times 1.39$$

$$V = 9,01 \text{ m}^3$$

Tonelaje roto

$$TM = V \times dr$$

Donde:

TM = Tonelada métrica de material roto

V = Volumen roto

dr = Densidad de roca

$$TM = 9,01 \times 2.70$$

$$TM = 24.33 \text{ TM}$$

Factor de carga

$$Fc = \frac{Kg - explosivo}{Volumen Roto}$$

$$Fc = \frac{13,05}{9.01}$$

$$Fc = 1,45 \text{ Kg/m}^3$$

Factor de carga lineal

$$Fc = \frac{Kg-explosivo}{metro\ lineal}$$

$$Fc = \frac{13,05}{1,39}$$

$$Fc = 9,39\ Kg/m$$

Factor de potencia

$$Fp = \frac{Kg - explosivo}{Tonelaje\ Roto}$$

$$Fp = \frac{13,05}{24,33}$$

$$Fp = 0.54\ Kg/TM$$

Tabla144.8. Resumen de resultados en la voladura optimizada

PARAMETROS OBTENIDOS EN LA VOLADURA OPTIMIZADA	
DESCRIPCION	UNIDAD DE MEDIDA
Kg/m	9,39 kg
Volumen	9,01 m ³
Toneladas	24,33 TM
Factor de carga	1,45 kg/m ³
Factor de potencia	0,54 kg/TM
Factor de carga lineal	9,39 kg/m
Avance lineal	1,39

Fuente: Minera Yanaquihua S.A.C.

4.8. COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA OPTIMIZADO

a) MANO DE OBRA

T.C. = 3.34

Mano de obra directa	Número de personal	Jornal en Soles	Costo US\$/disparo
Capataz de mina	01	75	22,46
Perforista	01	75	22,46
Ayudante perforista	01	65	19,46
Bodeguero	01	60	17,96
Sub total			82,34
Leyes sociales	60%		49,40
TOTAL			131,74

b) MÁQUINA PERFORADORA

Equipo	Costo US\$	Vida útil Pies/perforados	US\$/pie	Pies perforados	US\$/disparo
Máquina Perforadora	5 100	120,000	0.043	175	7,53

c) MATERIALES DE PERFORACIÓN

Accesorios	Cantidad	Costo US\$/unidad	Vida útil pp	Pies Perforados	US \$/pie Perforados	US\$/disp
Barra cónica	1	95	1200	175	0,08	14,00
Broca de 38mm	1	27	400	175	0.07	12,25
TOTAL						26,25

Mangueras y Accesorios	Cantidad	Costo US\$/m	Vida útil pp	US\$/disparo
Manguera de ½ pulgada	30m	1,70	150	0,34
Manguera de 1 pulgada	30m	3,50	140	0,75
Aceite de perforación	0,25galones	11,50	1	2,88
TOTAL				3,97

d) MATERIALES DE VOLADURA

Insumos	Unidad	Precio US\$	Cantidad por disparo	US\$/disparo
Dinamita 65%	Cartucho	0,53	161	85,33
Fulminante N° 8	Cápsula	0,43	33	14,19
Mecha de seguridad	Metros	0,45	60,35	27,16
TOTAL				126,68

e) HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US\$/unid	Vida Útil día	Costo US\$/disp
Barrerillas	Unidad	1	17,5	60	0,29
Lampas	Unidad	1	12,5	90	0,14
Picos	Unidad	1	12,5	90	0,14
Alambre	kg.	0.50	1,6	1	0,80
Llave stilson N°14	Unidad	1	14,7	360	0,04
Atacador de madera	Unidad	1	2,5	60	0,04
TOTAL					1,45

f) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US\$/unid	Vida Útil	Costo US\$/disp.
Protector	Pza	1	12,9	300	0,04
Guantes de cuero	Pza	1	4,75	25	0,19
Correas porta lámpara	Pza	1	4,8	300	0,02
Botas de jebe	Pza	1	22,35	180	0,12
Mamelucos	Pza	1	25,6	180	0,14
Respiradora	Pza	1	22,6	180	0,13
Filtro de respiradores	Pza	1	5,7	15	0,38
Ropa de jebe	Pza	1	32,65	120	0,27
Lentes de seguridad	Pza	1	12,45	120	0,10
Lámpara de batería	Pza	1	116,5	120	0,97
TOTAL					2,38

Tabla 4.9. Costo total de perforación y voladura optimizada

Descripción	US\$/disparo	US\$/m
Mano de obra	131,74	14,62
Máquina perforadora	7,53	0,84
Materiales de perforación	30,22	3,35
Materiales de voladura	126,68	14,06
Herramientas y otros materiales	1,45	0,16
Implementos de seguridad	2,38	0,26
Costo total	300,00	33,29

Fuente: Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa

4.9. CONTRASTACIÓN DE LAS HIPÓTESIS

HIPÓTESIS 1

Al diseñar la nueva malla de perforación se minimizará los costos de perforación en el frente del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

4.9.1. Resultados comparativos de perforación

1. Malla de perforación anterior

Para el diseño de la malla de perforación anterior en el desarrollo del Crucero 627, no se ha considerado las características estructurales del macizo rocoso.

En esta malla de perforación se ha utilizado 39 taladros perforados de 5 pies, de los cuales 04 taladros son de alivio. Ver Tabla 4.1

2. Malla de perforación optimizado

Para diseñar la nueva malla de perforación en el frente del Crucero 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa, los cálculos para determinar el número de taladros se ha considerado las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso, se ha calculado 35 taladros perforados de 5 pies, de los cuales 2 taladros son de alivio. Ver Tabla 4.6

Del análisis de resultados (antes y después), se concluye, aplicando el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido 04 taladros, en comparación a la malla de perforación anterior.

HIPÓTESIS 2

Al determinar la carga explosiva adecuada se minimizará los costos de voladura en el frente del Crucero 627, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

RESULTADOS COMPARATIVOS DE VOLADURA

1. Carga explosiva anterior

En la voladura anterior se ha utilizado mayor cantidad de explosivos debido a la mala distribución de los taladros, se ha utilizado SEMEXSA 65% y mecha de seguridad.

Tabla 4.10. Datos de la carga explosiva anterior

DESCRIPCION	Unidad de medida
Kg/m	11,54 kg/m
Factor de carga	1,78 kg/m ³
Factor de potencia	0,66 kg/TM
Factor de carga lineal	11,54 kg/TM
Fulminante N° 8	35 Cápsulas
Mecha de seguridad	64,01 m

Fuente: Minera Yanaquihua – Arequipa

2. CARGA EXPLOSIVA SELECCIONADA

Según características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso se ha seleccionado el explosivo SEMEXA 65%, los resultados se muestran en la Tabla 4.11.

Tabla 4.11. Datos de la carga explosiva optimizada

DESCRIPCIÓN	Unidad de medida
Kg/m	9,39 kg/m
Factor de carga	1,45 kg/m ³
Factor de potencia	0,54 kg/TM
Factor de carga lineal	9,39 kg/m
Fulminante N° 8	33 Cápsulas
Mecha de seguridad	60,35 m

Fuente: Minera Yanaquihua - Arequipa

El resultado obtenido en el presente trabajo de investigación se compara con los resultados del proyecto de explotación y desarrollo de la Mina El Cofre, trabajo de tesis nuevo diseño de la malla de perforación para mejorar la perforación y voladura realizado por el Ingeniero Cháhuares Sairitupa Félix, C. en donde los taladros se ha reducido de 41 taladros a 36 taladros, el consumo de explosivos se ha reducido de 1.8 kg/disparo a 1.51 kg/disparo.

4.9.2. Resultados comparativos de costos de perforación y voladura

1. Costos de perforación y voladura anterior

En la perforación y voladura anterior se obtuvo altos costos de perforación y voladura debido a la utilización de una malla de perforación no acorde a las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso y también se ha utilizado mucha carga explosiva en el carguío de taladros, los resultados se muestran en la Tabla 4.12.

2. Costos de perforación y voladura optimizado

Al utilizar el nuevo diseño de la malla de perforación y selección de carga explosiva en el carguío de taladros y confinamiento correspondiente para una eficiente explosión, se ha

reducido los costos de perforación y voladura en el frente desarrollo del Crucero 627 de la Minera Yanaquihua S.A.C. - Arequipa, los resultados se muestran en la Tabla 4.12

Tabla 4.12. Resumen de costos de perforación y voladura

COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	ANTERIOR US\$/m	OPTIMIZADO US\$/m	DIFERENCIA US\$/m
Mano de obra	99,80	94,78	5,02
Equipo de perforación	6,36	5,42	0,94
Materiales de perforación	25,17	21,74	3,43
Materiales de voladura	108,70	91,14	17,56
Herramientas y otros materiales	1,09	1,04	0,05
Implementos de seguridad	1,80	1,71	0,09
Costo/metro	242,92	215,83	27,09

Fuente: Minera Yanaquihua

De acuerdo al análisis de costos de perforación y voladura se discute que antes de la optimización, los costos de mano de obra eran: US\$/m 99,80; equipo de perforación US\$/m 6,36, materiales de perforación US\$/m 25,17; materiales voladura US\$/m 108,70; herramientas y otros materiales US\$/m 1,09; implementos de seguridad US\$/m 1,80; haciendo un total de US\$/m 242,92 y los costos de perforación y voladura optimizado, resultaron lo siguiente: el costo de mano de obra US\$/m 94,78; equipo de perforación US\$/m 5,42; materiales de perforación US\$/m 21,74; materiales voladura US\$/m 91,14; herramientas y otros materiales US\$ 1,04; implementos de seguridad US\$/m 1,71; haciendo un total de US\$/m 215,83, con una diferencia de US\$/m de 27,09. Los resultados se muestran en la Figura 4.3

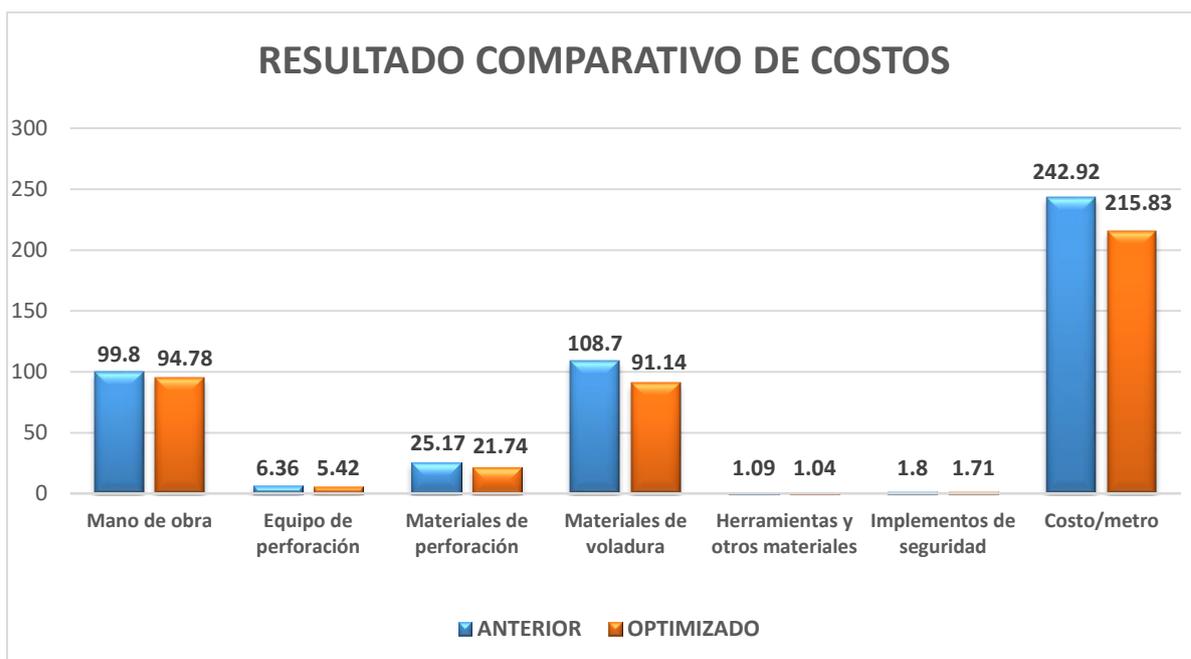


Figura 4.3. Resultados comparativos de costos.

Fuente: Elaboración propia

4.10. DISCUSIÓN DE RESULTADOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

De acuerdo a los cálculos y análisis de resultados de perforación y voladura antes y después de la optimización, se demuestra que hay una diferencia en los parámetros y costos de perforación y voladura en el desarrollo del Crucero 627, los datos se muestran en la Tabla 4.13.

Tabla 4.13. Resumen de resultados comparativos de perforación y voladura.

Descripción	Unidad de Medida	Anterior	Optimizado	Diferencia
Taladros perforados	Taladro	39	35	04
Taladros cargados	Taladro	35	33	02
Dinamita SEMEXSA 65%	Cartuchos	188	161	27
Fulminante N° 8	Capsulas	35	33	02
Mecha de seguridad	Metro	64,01	60,35	3,66
Kg/metro	Kilogramos	11,54	9,39	2,15
Factor de carga	Kg/m ³	1,78	1,45	0,33
Factor de potencia	Kg/TM	0,66	0,54	0,12
Factor de carga lineal	Kg/m	11,54	9,39	2,15
Avance lineal	Metro	1,32	1,39	0,07

Fuente: Minera Yanaquihua S.A.C.

En la voladura anterior se ha utilizado el explosivo SEMEXSA 65%, en total de 188 cartuchos, fulminante N° 8, 35 unidades, mecha de seguridad 64,01 m, factor de carga 1,78 kg/m³, factor de potencia 0,66 kg/TM, factor de carga lineal 11,54 kg/m, con un avance lineal de 1.32 metros.

En la voladura optimizado se ha utilizado el explosivo SEMEXSA 65%, en total de 161 cartuchos, fulminante N° 8, 33 Unidades, mecha de seguridad 60,35m, factor de carga 1,45 kg/m³, factor de potencia 0,54 kg/TM, factor de carga lineal 9,39 kg/m, con un avance lineal de 1,39 metros. Los resultados se muestran en la Figura 4.2

DISCUSIÓN DE RESULTADOS CON OTRAS FUENTES

El resultado obtenido en el presente trabajo de investigación se compara con los resultados del proyecto de explotación y desarrollo de la Mina El Cofre, trabajo de tesis nuevo diseño

de la malla de perforación para mejorar la perforación y voladura realizado por el Ingeniero Chahuares Sairitupa Félix, C. en donde los taladros se ha reducido de 41 taladros a 36 taladros, el consumo de explosivos se ha reducido de 1.8 kg/disparo a 1.51 kg/disparo.

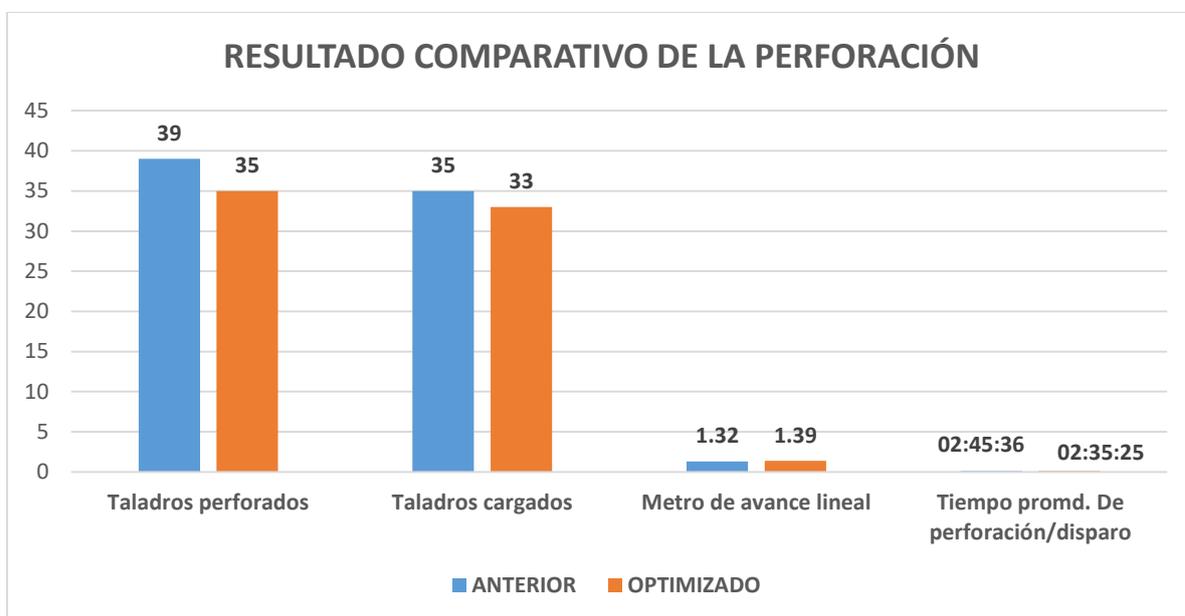


Figura 4.4: Resultados comparativos de perforación

Fuente: Elaboración propia

En el diseño de la malla de perforación anterior se ha utilizado 39 taladros perforados y con el nuevo diseño de la malla de perforación, 35 taladros perforados, haciendo una diferencia de 04 taladros.

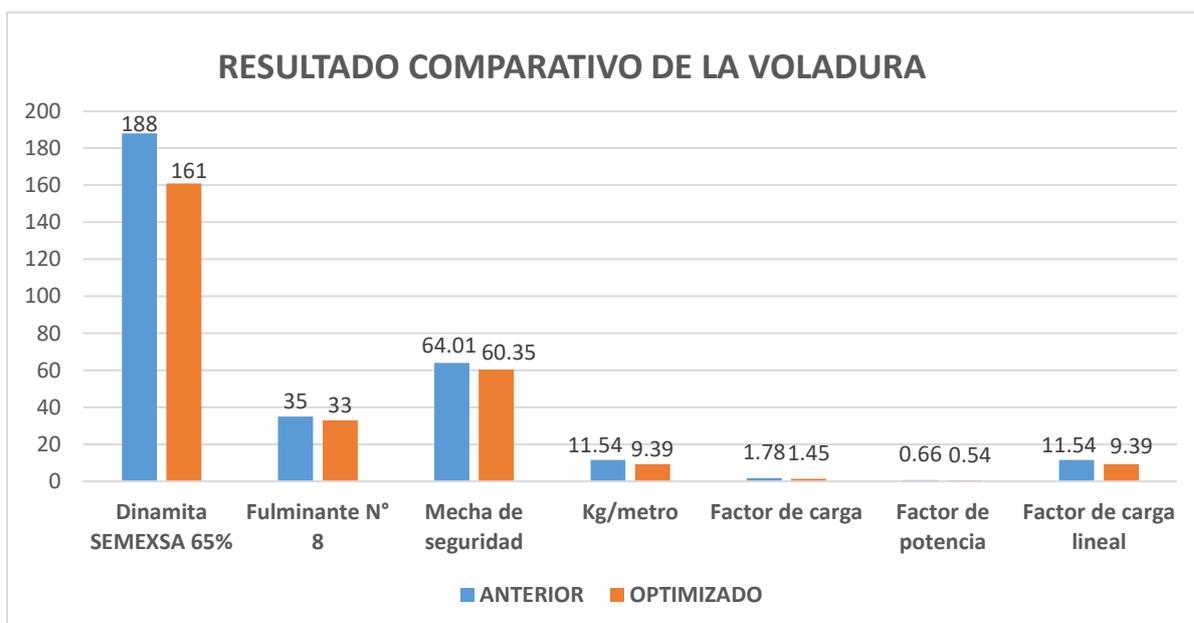


Figura 4.5: Resultados comparativos de voladura

Fuente: Elaboración propia

Según el análisis de resultados de la perforación anterior y el optimizado se concluye que la granulometría en la voladura anterior no ha sido uniforme, presentando en algunos disparos dimensiones de roca mayores a 35 cm, y el avance lineal en un promedio de 1.32 m, el volumen obtenido ha sido un promedio de 8,55 m³ y un costo de perforación y voladura de US\$/m de 242,92

Y con el nuevo diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada se ha logrado una granulometría de tamaño < a 25 cm, el avance lineal un promedio de 1,39 m, el volumen obtenido de 9,01 m³ y un costo de perforación y voladura de US\$/m de 215,83

Finalmente se concluye que de acuerdo al análisis de costos (antes y después), los costos se ha reducido de 242,92 US\$/metro a 215,83 US\$/metro, haciendo una diferencia de 27,09 US\$/metro.

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES

Con la aplicación de la nueva malla de perforación, en el frente del Crucero 627 de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa, los costos de perforación y voladura se ha reducido de 242,92 US\$/metro a 215,83 US\$/metro, con una diferencia de 27,09 US\$/metro.

En la voladura de frente del Crucero 627 de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa, el consumo de explosivo SEMEXA 65%, se ha reducido de 11,54 kg/metro a 9,39 kg/metro, haciendo una diferencia de 2,15 kg/metro.

CAPÍTULO VI

RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar el estudio de las características geomecánicas del macizo rocozo para determinar el diseño de la malla óptima reduciendo los taladros de producción en las labores subterráneas de la Minera Yanaquihua S.A.C.– Arequipa.

Se debe realizar el estudio detallado de las características físicas y químicas de los explosivos para determinar la carga explosiva adecuada según las características del macizo rocozo.

BIBLIOGRAFÍA

}

Cámac Torres, Alfredo (2005). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. FIM-UNA. Puno.

Cámac Torres, Alfredo (2005). *Tecnología de Explosivos*. FIM-UNA. Puno.

Chambi Flores, Alan (2011), *Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – Unidad Vinchos – Volcan S.A.A.*

Chahuares Sairitupa, F. C. (2012) *Nuevo Diseño de Malla para Mejorar la Perforación y Voladura en Proyectos de Explotación y Desarrollo*, Mina EL COFRE.

EXSA (2001) *Manual Práctico de Voladura*, Edición Especial. Perú.

Frisancho Triveño, Giovanni (2006) *Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea*.

FAMESA EXPLOSIVOS, (2008), *Seguridad asociada a la manipulación y uso de explosivos en mina subterránea*.

Jáuregui Aquino, Alberto (2009), tesis: *Reducción de costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura*. Presentada a la Facultad de Ciencias Ingeniería, Pontificia Universidad Católica del Perú.

Mendoza, Juan (2006), *Perforación y voladura*, Universidad Nacional de Ingeniería Lima.

Lopez Jimeno C., (1994), *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*, Instituto Geológico y Minero España. Edición 1994.

Lopez Jimeno, Carlos (1997), *Manuel de Túneles y Obras Subterráneas*, Madrid: Graficas Arias Montano.

Rodríguez Velásquez, Roger Hernán (2011), *Mejoramiento de Operaciones Unitarias en Labores de Desarrollo en Minería Subterránea*, Unidad Minera EL COFRE.

Laricano Flores, Ernesto (1995), *Optimización de Costos en las Labores de Desarrollo*, Minera Pachapaqui S.A.

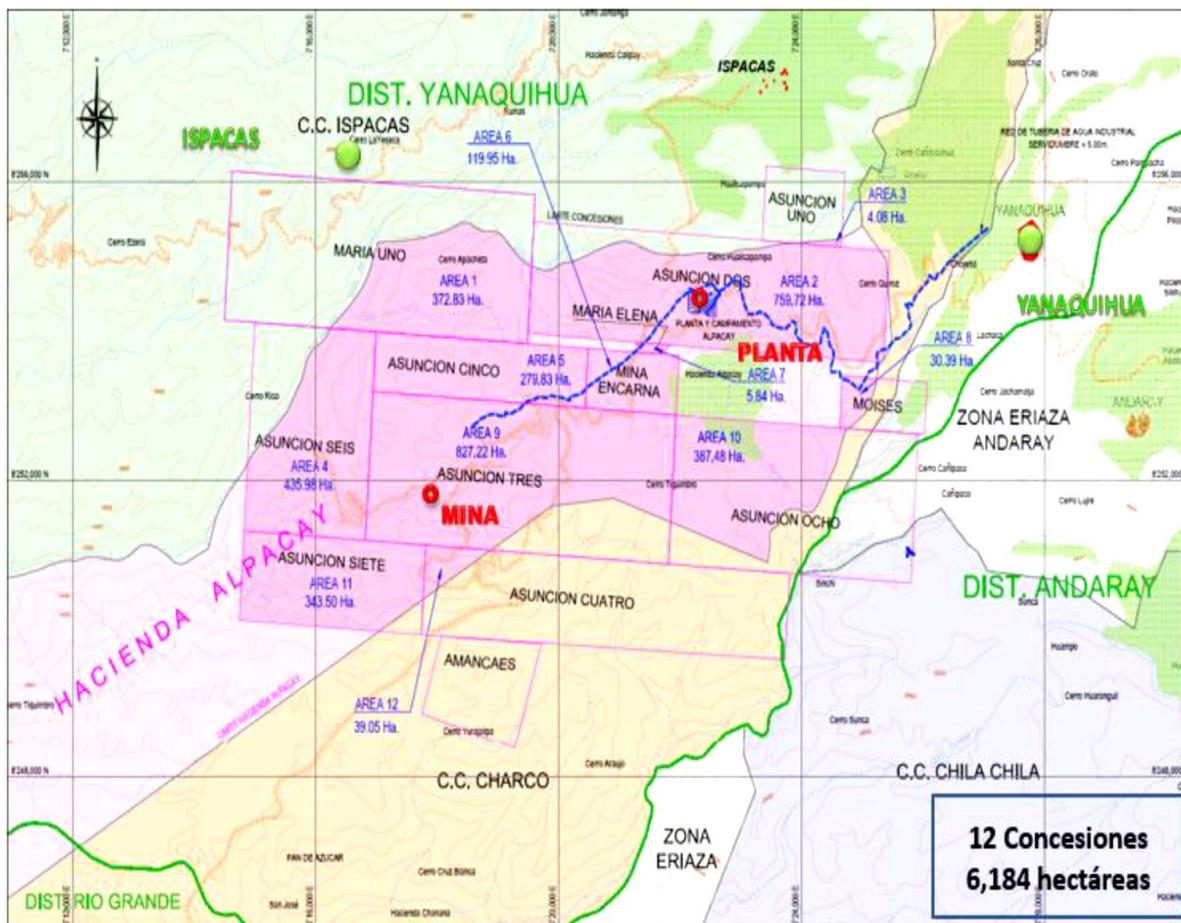
Lupaca Marca, Jony P. (2009), *Costos en Operaciones Mineras Unitarias Subterráneas*.

Ticlavilca Paredes, Efraín A. (2010), *Diseño de Perforación y Voladura en el Tajo Susan de la Unidad Minera Corihuarmi Compañía Minera I.R.L*

Vargas Vargas Ernesto, (2009), tesis: *Voladura controlada en labores de desarrollo y preparación de la mina Animon Chungar S.A.C."*

ANEXOS

Anexos 1 Plano de ubicación



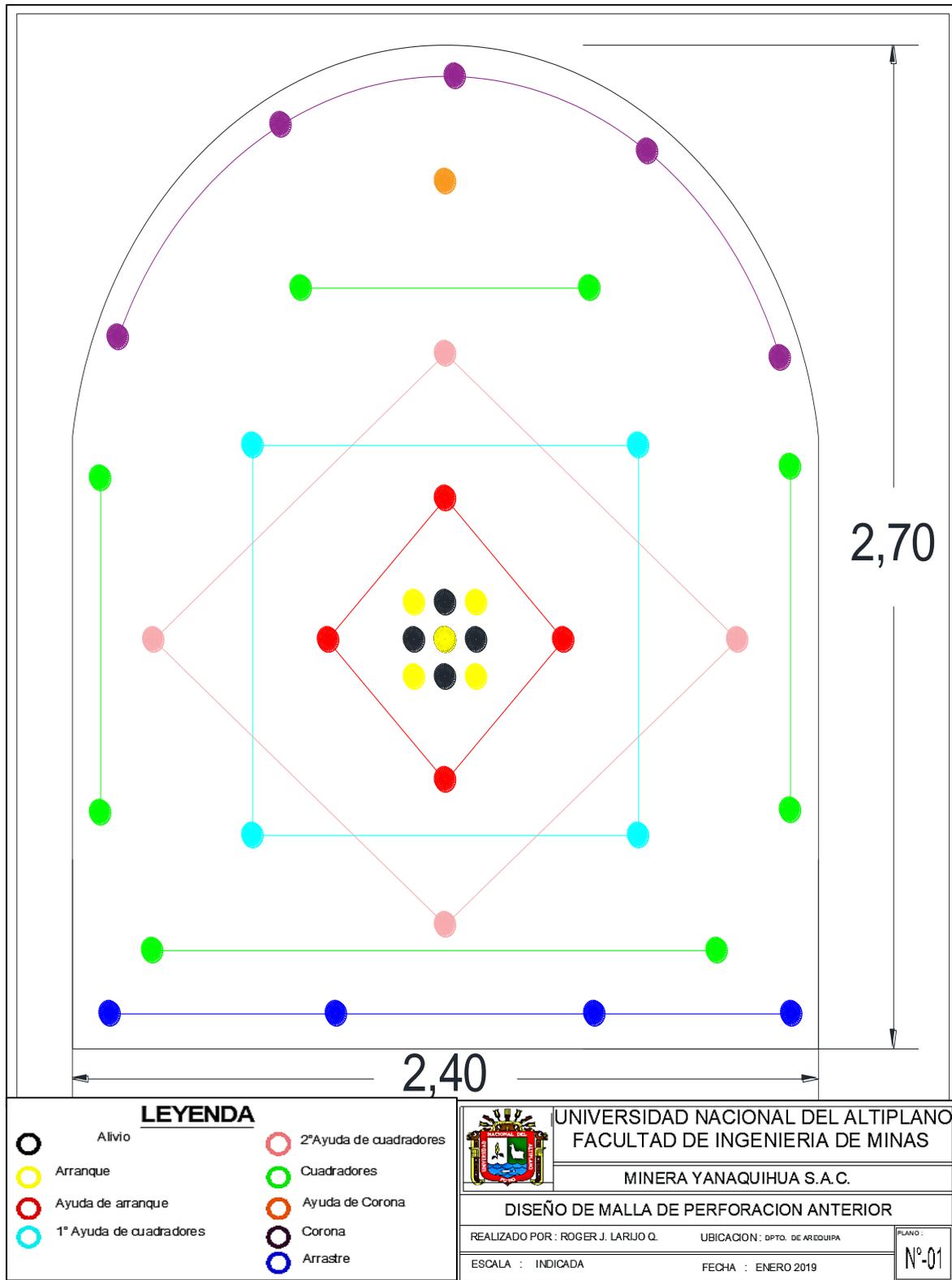
Fuente: Minera Yanaquihua- Arequipa

Anexos 2 Columna Estratigráfica

ERA/TEMA	SISTEMA	SERIE	EDAD		UNIDADES LITOESTRATIGRÁFICAS	
			MAX.	MIN		
Cenozoico	Cuaternario	1.6	...	Deposito aluvial	<p>Sedimentaria; Arenas Gravas Arcillas</p> <p>Volcanica; Lavas andesíticas Flujos piroclásticos</p> <p>Volcanica-Sedimentaria; Areniscas Conglomerados, Areniscas tobáceas, Tobas retrabajadas</p> <p>Litológica de la superunidad Incahuasi está compuesta granodioritas y dioritas</p> <p>Litológicamente se halla compuesta por grupos de rocas, productos de una cristalización fraccionada de máfico a félsico, diorita, tonalita, granodiorita se caracterizan por un grano fanerítico y textura granítica a hipidiomórfica con cuarzo intersticial</p> <p>Roca Intrusiva menor</p>
	Neogeno Cuaternario	23.3	...	Gpo. Barroso	
	Neogeno	Mioceno	23.3	5.2	Fm. Moquegua	
Mesozoico	Cretácico	Superior	97	65	Superunidad Incahuasi	<p>Granodiorita</p> <p>Tonalita</p> <p>Dacita</p>
					Plutonica Superunidad Tiabaya	
					Hipabisal	

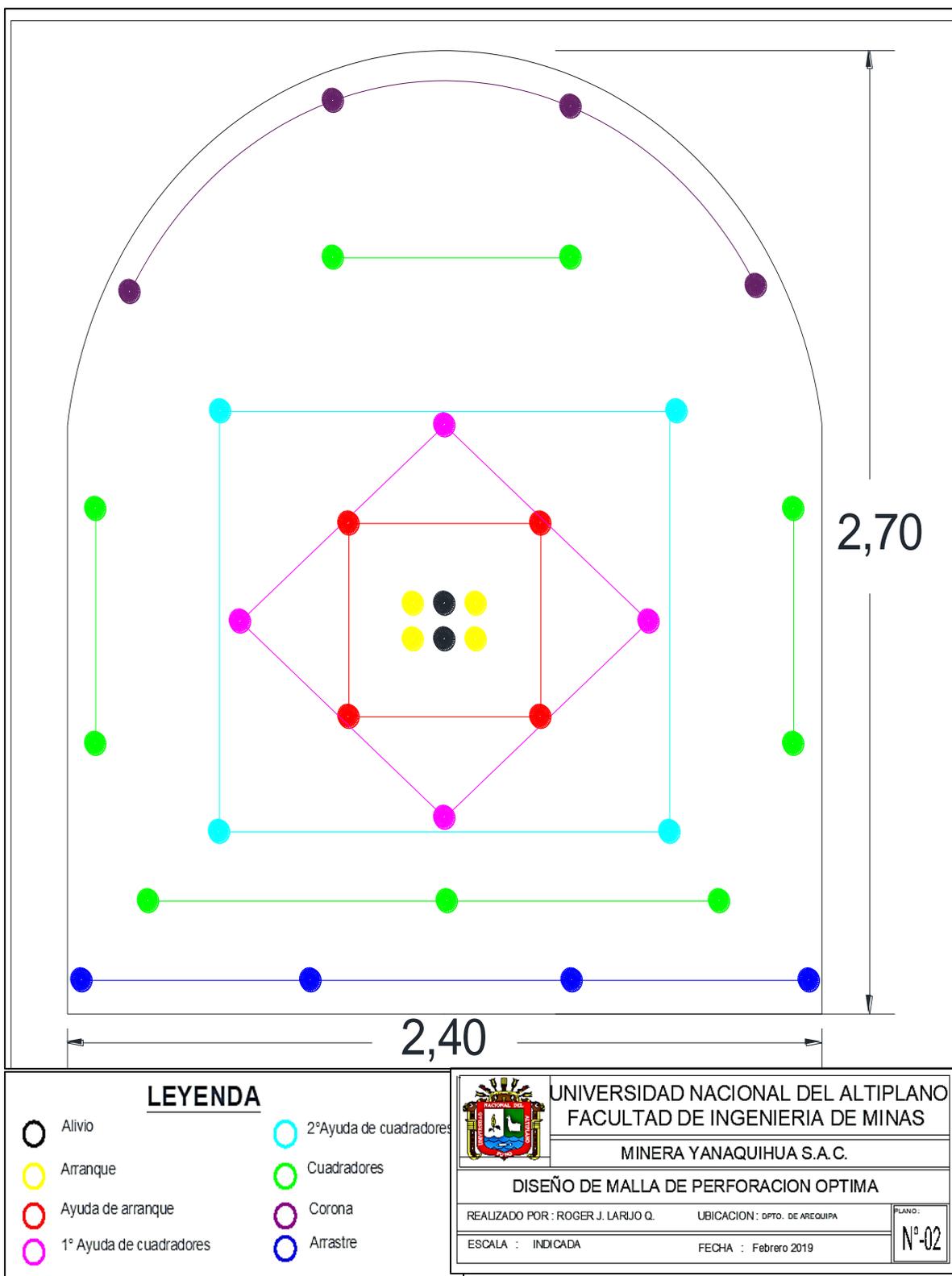
Fuente: Minera Yanachihua- Arequipa

Anexos 3 Diseño de la malla de perforación anterior



Fuente: Minera Yanaquihua- Arequipa

Anexos 4 Diseño de la malla de perforación optimizado



Fuente: Elaboración propia