



UNIVERSIDAD NACIONAL
“SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO”



FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS:

**DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
POR EL MÉTODO DE ROGER HOLMBERG PARA REDUCIR
COSTOS DE OPERACIÓN EN LA UNIDAD VIRGEN DE LA
MERCED - COMPAÑÍA MINERA LLIPA SAC, 2021**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. LUNAREJO GARAY, Christian Antony

ASESOR:

MBA Ing. CASTILLEJO MELGAREJO, Ricardo Cayo

HUARAZ - PERÚ

2021

FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA LA PUBLICACIÓN DE TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN, CONDUCENTES A
OPTAR TÍTULOS PROFESIONALES Y GRADOS ACADÉMICOS EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

1. Datos del autor:

Apellidos y Nombres: _____

Código de alumno: _____

Teléfono: _____

E-mail: _____

D.N.I. n°: _____

(En caso haya más autores, llenar un formulario por autor)

2. Tipo de trabajo de investigación:

Tesis

Trabajo de Suficiencia Profesional

Trabajo Académico

Trabajo de Investigación

Tesinas (presentadas antes de la publicación de la Nueva Ley Universitaria 30220 – 2014)

3. Para optar el Título Profesional de:

4. Título del trabajo de investigación:

5. Facultad de: _____

6. Escuela o Carrera: _____

7. Línea de Investigación (*): _____

8. Sub-línea de Investigación (*): _____

() Según resolución de aprobación del proyecto de tesis*

9. Asesor:

Apellidos y nombres _____ D.N.I n°: _____

E-mail: _____ ID ORCID: _____

10. Referencia bibliográfica: _____

11. Tipo de acceso al Documento:

Acceso público* al contenido completo.

Acceso restringido** al contenido completo

Si el autor eligió el tipo de acceso abierto o público, otorga a la Universidad Santiago Antúnez de Mayolo una licencia no exclusiva, para que se pueda hacer arreglos de forma en la obra y difundirlo en el Repositorio Institucional, respetando siempre los Derechos de Autor y Propiedad Intelectual de acuerdo y en el Marco de la Ley 822.

En caso de que el autor elija la segunda opción, es necesario y obligatorio que indique el sustento correspondiente:



12. Originalidad del archivo digital

Por el presente deixo constancia que el archivo digital que entrego a la Universidad, como parte del proceso conducente a obtener el título profesional o grado académico, es la versión final del trabajo de investigación sustentado y aprobado por el Jurado.



Firma del autor

13. Otorgamiento de una licencia *CREATIVE COMMONS*

Para las investigaciones que son de acceso abierto se les otorgó una licencia Creative Commons, con la finalidad de que cualquier usuario pueda acceder a la obra, bajo los términos que dicha licencia implica.



El autor, por medio de este documento, autoriza a la Universidad, publicar su trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional, al cual se podrá acceder, preservar y difundir de forma libre y gratuita, de manera íntegra a todo el documento.

Según el inciso 12.2, del artículo 12º del Reglamento del Registro Nacional de Trabajos de Investigación para optar grados académicos y títulos profesionales - RENATI "Las universidades, instituciones y escuelas de educación superior tienen como obligación registrar todos los trabajos de investigación y proyectos, incluyendo los metadatos en sus repositorios institucionales precisando si son de acceso abierto o restringido, los cuales serán posteriormente recolectados por el Recolector Digital RENATI, a través del Repositorio ALICIA".


14. Para ser verificado por la Dirección del Repositorio Institucional

Seleccione la
Fecha de Acto de sustentación:

Huaraz,

Firma:




Varillas Wiliam Eduardo
Asistente en Informática y Sistemas
- UNASAM -

***Acceso abierto:** uso lícito que confiere un titular de derechos de propiedad intelectual a cualquier persona, para que pueda acceder de manera inmediata y gratuita a una obra, datos procesados o estadísticas de monitoreo, sin necesidad de registro, suscripción, ni pago, estando autorizada a leerla, descargarla, reproducirla, distribuirla, imprimirla, buscarla y enlazar textos completos (Reglamento de la Ley No 30035).

**** Acceso restringido:** el documento no se visualizará en el Repositorio.



UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS,
GEOLOGÍA Y METALURGIA



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PRESENCIAL

En la ciudad de Huaraz, siendo las nueve horas con treinta minutos de la mañana (9:30 a.m.) del día Veinte de Abril del dos mil Veintidos (20/04/2022), se reunieron los miembros del jurado Evaluador nominados según Resolución Nro. 053-2022-FIMGM/D, de fecha 14 de Marzo del 2022, integrado por los siguientes Docentes: Dr. Ing. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI, como Presidente; Dr. Ing. JUAN ROGER QUIÑONES POMA, como Secretario y el MBA Ing. RICARDO CAYO CASTILLEJO MELGAREJO, como Vocal; para la sustentación de la tesis Titulado: **"PERFORACION Y VOLADURA POR EL METODO DE ROGER HOLMBERG PARA REDUCIR COSTOS DE OPERACIÓN EN LA UNIDAD MINERA VIRGEN DE LA MERCED – COMPAÑÍA MINERA LLIPA S.A.C. 2021"**, presentado por el Bachiller CHRISTIAN ANTONNY LUNAREJO GARAY, para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, en concordancia con el Reglamento de Grados y Títulos de la Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo", se procedió con el acto de sustentación bajo las siguientes consideraciones, el Presidente del Jurado calificador, invitó a los docentes, alumnos y público en general a participar en este acto; luego invitó al Secretario del Jurado calificador a dar lectura de la Resolución N° 053-2022-FIMGM/D de fecha 14 de Marzo del 2022. Acto seguido invitó al sustentante a la defensa de su tesis por un lapso de veinte minutos (20), concluida con la misma, se procedió con el rol de preguntas de parte de los miembros del Jurado Calificador, finalmente se invitó al público en general a hacer abandono del Auditorium de la FIMGM por un lapso de diez (10) minutos con el propósito de deliberar la nota del sustentante, **ACORDANDO: APROBAR CON EL CALIFICATIVO (*)de: DIECISEIS (16).** siendo las Diez horas y treinta minutos (10: 30 a.m.) del mismo día, se dio por concluida el acto de sustentación.

En consecuencia, queda en condición de ser calificado **APTO** por el Consejo de Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia y por el Consejo Universitario de la Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo" y recibir el Título de **INGENIERO DE MINAS** de conformidad con la Ley Universitaria y el Estatuto de la UNASAM.

Dr. Ing. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI

Presidente

Dr. Ing. JUAN ROGER QUIÑONES POMA

Secretario

Dr. Ing. GUSTAVO ROBERTO BOJORQUEZ HUERTA

Vocal

MBA Ing. RICARDO CAYO CASTILLEJO MELGAREJO

Asesor

(*) De acuerdo con el Artículo 84º Reglamento de Grados y Títulos de la UNASAM, están deben ser calificadas con términos de: **APROBADO CON EXCELENCIA (19-20)**, **APROBADO CON DISTINCIÓN (17-18)**, **APROBADO (14-16)**, **DESAPROBADO (00-13)**.

NOTA: El sustentante debe levantar las observaciones realizadas por el Jurado Calificador



UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS,
GEOLOGÍA Y METALURGIA



ACTA DE CONFORMIDAD DE TESIS

Los Miembros del Jurado, luego de evaluar la tesis titulada: **"PERFORACION Y VOLADURA POR EL METODO DE ROGER HOLMBERG PARA REDUCIR COSTOS DE OPERACIÓN EN LA UNIDAD MINERA VIRGEN DE LA MERCED - COMPAÑÍA MINERA LLIPA S.A.C. 2021"**, presentado por el Bachiller CHRISTIAN ANTONNY LUNAREJO GARAY y sustentada el día Veinte de Abril del 2022, por Resolución Decanatural N° 053-2022-FIMGM/D, la declaramos CONFORME.

En consecuencia queda en condiciones de ser publicada.

Huaraz, 20 de Abril del 2022

Dr. Ing. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI
Presidente

Dr. Ing. JUAN ROGER QUIÑONES POMA
Secretario

Dr. Ing. GUSTAVO ROBERTO BOJORQUEZ HUERTA
Vocal

MBA Ing. RICARDO CAYO CASTILLEJO MELGAREJO
Asesor

DEDICATORIA

*A mis queridos padres:
Juan Olivares Mendoza,
Concepción Garay Valle,
Por su invaluable apoyo y amor,
Y ser motor de mi
superación personal.*

*A mi querida hermana: Merli
Olivares Garay
Por su compañía y apoyo moral.*

Antonny

AGRADECIMIENTO

A Dios, por guiar mis pasos cada día y ser artífice de mi fortaleza y carácter.

A la Universidad Nacional “Santiago Antúnez de Mayolo”, donde estudié la carrera de Ingeniería de Minas, por todos los conocimientos que adquirí durante mi formación profesional.

A la compañía minera Compañía Minera Llipa SAC, por permitirme crecer profesionalmente y por brindarme facilidades mientras llevaba a cabo este trabajo de investigación.

A mi asesor el Msc. Ing. Ricardo Castillejo Melgarejo, por haberme guiado en la ejecución de este trabajo de investigación.

Finalmente agradecer a todos los familiares y amigos que me han impulsado a ser una mejor versión de mí mismo.

RESUMEN

La compañía minera Llipa SAC es una empresa peruana que se dedica a la extracción de minerales metalíferos no ferrosos y al transporte de carga por carretera, cuenta con dos unidades mineras: La Unidad Minera Virgen de la Merced y la Unidad Minera Ocros, siendo la Unidad Minera Virgen de la Merced en donde se ha detectado durante el primer bimestre el año 2021 que se viene cumpliendo medianamente el programa mensual de avance, razón por la que los trabajadores vienen empleando mayor cantidad de explosivos por taladro, esto ha ido originando: Deficiencias en la perforación, sobreroturas, perfiles dañados, mala distribución de la carga explosiva, voladuras ineficientes, inadecuada fragmentación de la masa rocosa y otros, los cuales intervienen directamente en los costos de operación. Adicionalmente no se cuenta con una malla de perforación y voladura justificada por un modelo matemático.

Por tal motivo, el presente trabajo de investigación tiene como objetivo: Diseñar una malla de perforación y voladura con el método de Roger Holmberg para reducir costos de operación, el tipo de investigación será aplicada, no experimental.

A través del análisis documental y la observación en campo se diseñó una malla de perforación de 31 taladros, que redujo el costo de operación de 390,03 a 377,27 \$/m, esa diferencia de 12,76 \$/m nos generara un ahorro de 4593,6 \$/año en la Unidad Virgen de la Merced de la Compañía Minera Llipa SAC, 2021.

Palabras clave: Diseño, perforación, voladura, costos.

ABSTRACT

The Mining Company Llipa SAC is a Peruvian Company that is dedicated to the extraction of non-ferrous metalliferous minerals and the transport of cargo by road, it has two mining units: the Virgen de la Merced Mining Unit and the Ocros Mining Unit, being the Virgen de la Merced Mining Unit where it has been detected during the first two months of the year 2021 that the monthly advance program has been moderately fulfilled, which is why workers have been using a greater amount of explosives per drill, this has led to: Deficiencies in drilling, overbreak, damaged profiles, poor distribution of the explosive charge, inefficient blasting, inadequate fragmentation of the rock mass and others, which directly intervene in operating costs. Additionally, there is no drill and blast mesh justified by a mathematical model.

For this reason, the present research work aims to: Design a drill and blast mesh with Roger Holmberg's method to reduce operating costs, the type of research will be applied, not experimental.

Through documentary analysis and observation in the field, a drilling mesh of 31 holes was designed, which reduced the operating cost from 390,03 to 377,27 \$/m, that difference of 12,76 \$/m would generate a savings of 4,593.6 \$/year in the Virgen de la Merced Unit of Mining Company Llipa SAC, 2021.

Palabras clave: Design, drilling, blasting, costs.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación titulado: “Diseño de malla de perforación y voladura por el Método de Roger Holmberg para reducir costos de operación en la Unidad Virgen de La Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021”; está enfocado en diseñar una malla de perforación y voladura a partir del modelo matemático de Roger Holmberg que toma en cuenta las propiedades del macizo rocoso y de las mezclas explosivas comerciales. El trabajo comienza con la recopilación de los parámetros de diseño de perforación y voladura de la galería del nivel 2580, estos datos serán procesados en hojas de cálculo, que se formularon siguiendo el siguiente algoritmo: Cálculos para el avance, cálculo del corte, cálculo de los hastiales, cálculo de la corona y cálculo de los arrastres; una vez se ha obtenido las dimensiones de la malla y como se distribuirá la carga explosiva en los taladros se procede a trazar la malla en el AutoCAD v. 2017; finalmente se usó el paquete estadístico de la IBM SPSS V.25 para determinar la relación que guardan nuestras variables de estudio así como la prueba de hipótesis.

El tipo de investigación será: Aplicada, no experimental y el nivel de la investigación será el descriptivo – correlacional.

La narrativa de la tesis contiene: Capítulo I (generalidades), capítulo II (fundamentación), capítulo III (metodología), capítulo IV (resultados y discusión), capítulo V (conclusiones), capítulo VI (recomendaciones), capítulo VII (referencia bibliográfica) y en el capítulo VIII (anexos).

INDICE

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT	iv
INTRODUCCIÓN	v
INDICE	vi
ÍNDICE DE TABLAS	x
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xii
CAPITULO I.....	14
1. GENERALIDADES.....	14
1.1. Naturaleza de la organización	14
1.2. Entorno físico	14
1.2.1. Ubicación.....	14
1.2.2. Accesibilidad	16
1.2.3. Clima	17
1.2.4. Topografía	17
1.2.5. Fisiografía.....	17
1.2.6. Flora.....	17
1.2.7. Fauna	17
1.3. Entorno geológico	18
1.3.1. Geología regional	18
1.3.2. Geología local.....	19
1.3.3. Geología estructural.....	19

1.3.4.	Geología económica	20
1.4.	Entorno de operación.....	21
CAPITULO II		28
2.	FUNDAMENTACIÓN	28
2.1.	Marco teórico.....	28
2.1.1.	Antecedentes de la investigación.....	28
2.1.2.	Definición de términos	31
2.1.3.	Fundamentación teórica.....	34
CAPITULO III.....		108
3.	METODOLOGÍA	108
3.1.	El problema	108
3.1.1.	Descripción de la realidad	108
3.1.2.	Formulación del problema.....	109
3.1.3.	Objetivos de la investigación.....	110
3.1.4.	Justificación.....	110
3.1.5.	Limitaciones	111
3.1.6.	Alcances	111
3.2.	Hipótesis	112
3.3.	VARIABLES.....	112
3.4.	Diseño de la investigación.....	112
3.4.1.	Tipo de investigación	112
3.4.2.	Nivel de investigación	113
3.4.3.	Diseño de la investigación.....	113
3.4.4.	Población y muestra	113
3.4.5.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	113

3.4.6.	Forma de tratamiento de datos	113
CAPITULO IV		114
4.	RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN	114
4.1.	Descripción de la realidad y procesamiento de datos.....	114
4.2.	Análisis e interpretación de la información.....	115
4.2.1.	Cálculos para el avance	116
4.2.2.	Cálculos del corte (Zona A) – 1 ^{er} , 2 ^{do} , 3 ^{er} cuadrante	118
4.2.3.	Calculo de los hastiales (Zona B y C)	128
4.2.4.	Cálculo de la corona (Zona D)	131
4.2.5.	Calculo de los arrastres (Zona E)	132
4.2.6.	Estructura de los costos de operación.....	141
4.3.	Prueba de hipótesis	152
4.4.	Discusión de resultados	156
CAPITULO V		159
5.	CONCLUSIONES.....	159
CAPITULO VI.....		160
6.	RECOMENDACIONES	160
CAPITULO VII		161
7.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	161
CAPITULO VIII		164
8.	ANEXOS	164
8.1.	Matriz de consistencia	164
8.2.	Malla de perforación y voladura propuesta – Galería del nivel 2580	165
8.3.	Malla de perforación y voladura empírica - Galería del nivel 2580.....	166
8.4.	Modelo de reportes de voladura – Galería del nivel 2580.....	167

8.5.	Entrada al polvorín de la Unidad Virgen de la Merced.....	168
8.6.	Conexiones de la malla de perforación y voladura – empírico	169
8.7.	Marcado de la malla de perforación y voladura - propuesto	170
8.8.	Material fragmentado de la galería del nivel 2580.....	171

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Coordenadas geográficas – Unidad Minera Virgen de la Merced.....	14
Tabla 2. Coordenadas geográficas - Vértices de la concesión.....	16
Tabla 3. Ruta de acceso desde la ciudad de Lima.....	16
Tabla 4. Mineralización de cobre en la Unidad Minera Virgen de la Merced.....	21
Tabla 5. Cálculo de reservas en la Unidad Minera Virgen de la Merced	21
Tabla 6. Parámetros de diseño para el método Open Stopping.....	23
Tabla 7. Parámetros de productividad en tajos - Open Stopping.....	24
Tabla 8. Parámetros de diseño para el método Corte y Relleno Ascendente.....	25
Tabla 9. Parámetros de productividad en tajos - Corte y Relleno Ascendente	26
Tabla 10. Fundamentos de la perforación rotopercutiva.....	35
Tabla 11. Clasificación de equipos rotopercutivos	36
Tabla 12. Clasificación de equipos rotativos	37
Tabla 13. Relación de la dureza de la roca con la distancia entre taladros	61
Tabla 14. Relación de la dureza de la roca con el coeficiente de roca.....	61
Tabla 15. Valores para f y S/B	84
Tabla 16. Parámetros de diseño de la galería 2580.....	115
Tabla 17. Resumen de resultados – Método de Roger Holmberg.....	135
Tabla 18. Distribución de taladros de la galería del nivel 2580 (Ahora).....	136
Tabla 19. Distribución de taladros de la galería del nivel 2580 (Antes).....	137
Tabla 20. Parámetros técnicos y rendimientos de voladura (Ahora)	138
Tabla 21. Parámetros técnicos y rendimientos de voladura (Antes).....	139
Tabla 22. Número de taladros – Galería del nivel 2580	139
Tabla 23. Rendimiento de voladura - Galería del nivel 2580	140

Tabla 24. Especificaciones técnicas de la galería del nivel 2580	141
Tabla 25. Costo por mano de obra	142
Tabla 26. Relación de implementos de seguridad personal	143
Tabla 27. Costo por implementos de seguridad	144
Tabla 28. Relación de herramientas	145
Tabla 29. Costo por herramientas	146
Tabla 30. Aceros de perforación	147
Tabla 31. Equipo de perforación	147
Tabla 32. Costo de perforación	148
Tabla 33. Costo de voladura.....	148
Tabla 34. Costo de acarreo.....	149
Tabla 35. Costo de transporte	149
Tabla 36. Costos de operación (Ahora)	150
Tabla 37. Costos de operación (Antes)	151
Tabla 38. Costo de operación – Galería del nivel 2580	151
Tabla 39. Diseño de perforación y voladura en los costos de operación	152
Tabla 40. Prueba de normalidad.....	153
Tabla 41. Coeficiente de Pearson.....	154

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Plano de ubicación de la Unidad Minera Virgen de la Merced.....	15
Figura 2. Principios de la perforación rotopercutiva.....	36
Figura 3. Clasificación de equipos rotopercutivos.....	36
Figura 4. Taladro de alivio de menor diámetro.....	38
Figura 5. Taladros desviados	39
Figura 6. Distancia irregular de taladro a taladro.....	39
Figura 7. Taladro de alivio de longitud menor.....	40
Figura 8. Taladros intersectados	40
Figura 9. Exceso de carga explosiva.....	41
Figura 10. Denominación de los taladros.....	42
Figura 11. Ubicación del arranque	43
Figura 12. Corte en pirámide	44
Figura 13. Corte en cuña o en “V”.....	44
Figura 14. Corte en abanico	45
Figura 15. Corte quemado.....	46
Figura 16. Corte cilíndrico con taladros de alivio.....	46
Figura 17. Corte escalonado por tajadas horizontales.....	46
Figura 18. Descomposición de una sustancia explosiva	48
Figura 19. Clasificación de los explosivos.....	49
Figura 20. Agentes de voladura secos.....	50
Figura 21. Agentes explosivos acuosos	52
Figura 22. Estructura física del ANFO pesado	53
Figura 23. Distribución de la energía potencial de un explosivo.....	54

Figura 24. Área de una labor tipo bóveda.....	58
Figura 25. Perímetro de una labor tipo bóveda.....	59
Figura 26. Diámetro equivalente.....	61
Figura 27. Secciones establecidas por Holmberg en un frente	63
Figura 28. Arranque de cuatro secciones	64
Figura 29. Distancia entre el diámetro equivalente y los taladros cargados	65
Figura 30. Concentración lineal de carga en función del burden máximo.....	66
Figura 31. Burden equivalente	66
Figura 32. Burden práctico.....	68
Figura 33. Ancho de abertura.....	69
Figura 34. Ancho de abertura – 1er cuadrante	76
Figura 35. Ancho de abertura – 2 ^{do} cuadrante	79
Figura 36. Ancho de abertura – 3 ^{er} cuadrante	81
Figura 37. Punto de equilibrio.....	107
Figura 38. Dimensiones de la galería del nivel 2580.....	116
Figura 39. Variación porcentual del número de taladros	140
Figura 40. Variación porcentual del factor de carga	141
Figura 41. Diagrama de dispersión	155

CAPITULO I

1. GENERALIDADES

1.1. Naturaleza de la organización

La Unidad Minera Virgen de la Merced tiene como operador minero a Gerardo David Bedon Espíritu, persona natural identificada con RUC N° 10078541658, quien es cesionario de 300 Ha de la concesión Minera Virgen de la Merced, la cual viene realizando operaciones de explotación polimetálica en pequeña minería.

1.2. Entorno físico

1.2.1. Ubicación

La Unidad Minera Virgen de la Merced está ubicada geográficamente en la Cordillera Occidental de los Andes del Perú, políticamente se localiza en el Anexo La Merced, Centro Poblado La Merced, Distrito de Santiago de Chilcas, Provincia de Ocros, Departamento de Ancash.

Las coordenadas UTM correspondientes al punto de referencia se muestran en la Tabla 1:

Tabla 1

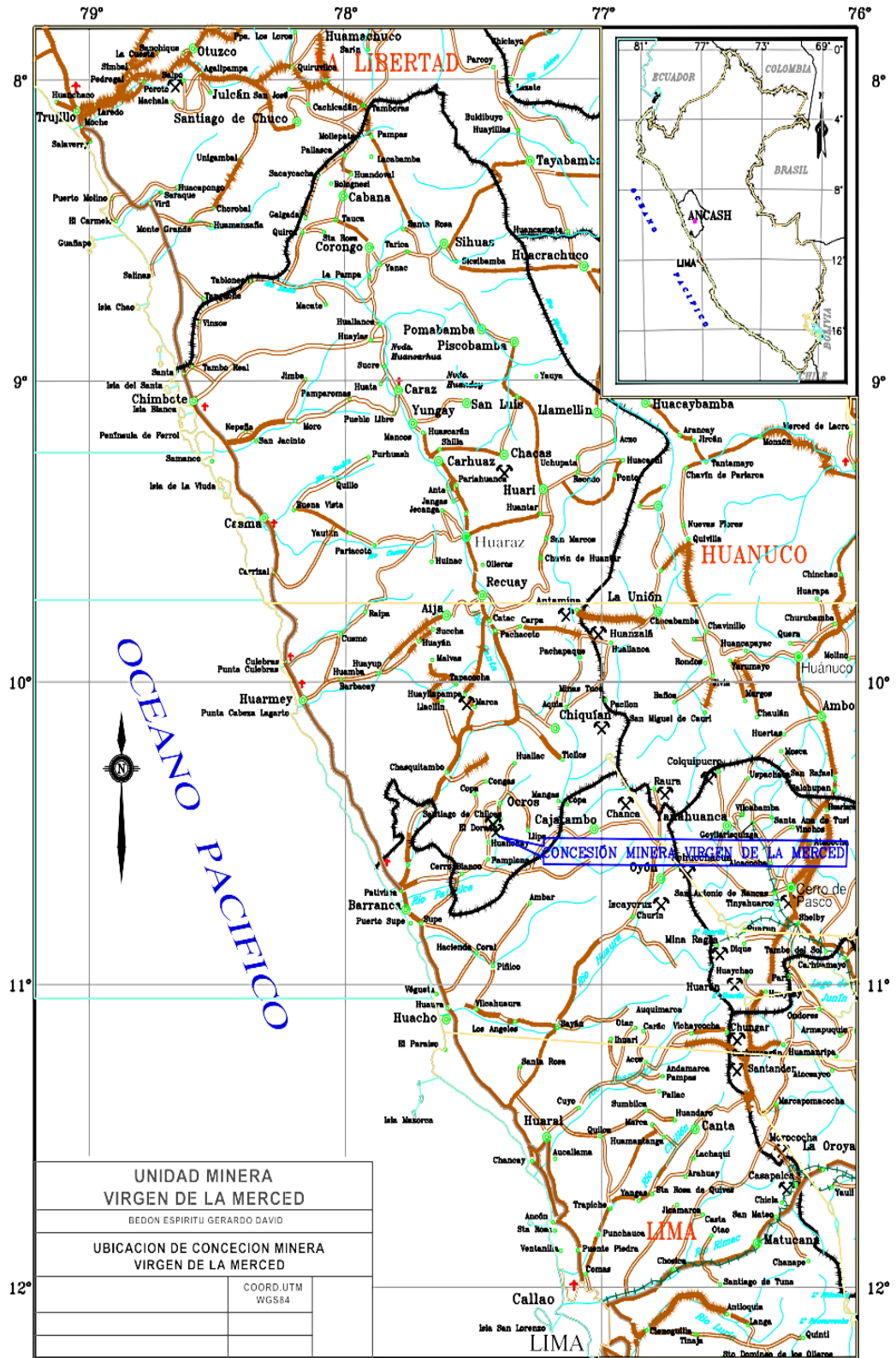
Coordenadas geográficas – Unidad Minera Virgen de la Merced

Datum	Este	Norte	Zona	Altitud
WGS84	237 627	8 842 519	18S	2654 msnm

Fuente: Tomado del área de planeamiento de la Unidad Minera Virgen de la Merced.

A continuación la Figura 1, presenta la ubicación de la Mina:

Figura 1
Plano de ubicación de la Unidad Minera Virgen de la Merced



Fuente: Tomado del área de planeamiento de la Unidad Minera Virgen de la Merced.

Al mismo tiempo en la Tabla 2, se presentan las coordenadas de los vértices de la Concesión Minera Virgen de la Merced:

Tabla 2
Coordenadas geográficas - Vértices de la concesión

Vértice	Coordenadas UTM – WGS84	
	Norte	Este
A	237 774	8 842 633
B	237 774	8 840 633
C	235 774	8 840 633
D	235 774	8 841 633
E	236 774	8 841 633
F	236 774	8 842 633
Hectáreas de la concesión		300

Fuente: Tomado del área de planeamiento de la Unidad Minera Virgen de la Merced.

1.2.2. Accesibilidad

El acceso a la Unidad Minera Virgen de la Merced se realiza por vía terrestre, desde la ciudad de Lima se puede recorrer el trayecto Lima – Barranca – Pativilca – Huaylas - La Merced; este recorrido consta de 306 km aproximadamente para una camioneta 4 x 4 entre vía asfaltada y trocha, dicho trayecto se resume en la Tabla 3:

Tabla 3
Ruta de acceso desde la ciudad de Lima

Tramo	Distancia (km)	Tiempo (h)	Tipo de vía
Lima – Barranca	187,00	3,00	Asfaltado
Barranca – Pativilca	9,00	0,20	Asfaltado
Pativilca – Huaylas	60,00	1,20	Trocha
Huaylas – La Merced	50,00	1,10	Trocha
Total	306,00	5,50	

Fuente: Tomado del área de planeamiento de la Unidad Minera Virgen de la Merced.

1.2.3. Clima

El clima que presenta el Anexo de la Merced es semi-húmedo con una temperatura media anual de 20° C; de noviembre a marzo el cielo se torna nublado mientras que el resto del año permanece despejado.

1.2.4. Topografía

La superficie donde se encuentra el proyecto presenta vertientes moderadas y fuertemente empinadas, afloramientos rocosos y pequeños sectores con pendientes de 25 a 60 %.

1.2.5. Fisiografía

El distrito de Santiago de Chilcas se encuentra en las estribaciones de la cordillera Occidental, la zona está dividida en 3 segmentos bien definidos que corren en dirección paralelos en dirección Sureste – Noroeste: La cordillera Blanca, Cuenca del Río Pativilca y la Cordillera Negra. (Unidad Minera Virgen de la Merced, 2021)

1.2.6. Flora

Las especies vegetales que se lograron identificar en el área de influencia de la actividad minera, fueron: Molle, Matico, Cactus, Hierba santa, Eucalipto, Aliso y Chilca; todas estas especies se encuentran fuera de peligro según el DS 004 – 2016 MINAGRI. Estas especies se cultivan en laderas con mucha pendiente y en suelos muy pobres.

1.2.7. Fauna

Por medio de bibliografía especializada en fauna de la zona, se identificó: Lechuza, Perdiz, Cuculí, Vizcacha, Picaflor, Lagartija, Cóndor, Culebra y Zorzal; todos ellos fuera de peligro según el DS 004 – 2016 MINAGRI.

1.3. Entorno geológico

1.3.1. Geología regional

La geología regional de la cuenca Pativilca comprende una secuencia de: Rocas sedimentarias, volcánicas e intrusivas cuyas edades varían desde el jurásico superior hasta el cuaternario reciente (Unidad Minera Virgen de la Merced, 2021) .

Los depósitos sedimentarios comprenden unidades antiguas de edad jurásico superior, cretáceo inferior y cretáceo superior. Las rocas jurásicas están presentadas por lutitas de color negro, gris verdoso y rojizo algunas veces carbonosas (formación Chicama), en algunos sectores se hallan intercaladas con horizontes delgados de cuarcita gris blanquecina, por su poca resistencia a los agentes de intemperismo del lugar a un relieve de formas topográficas suaves como afloramiento típico.

Las rocas volcánicas están constituidas por andesitas, piroclásticas y brechas de color gris verdoso, de textura porfiritica, conforman terrenos aceptables para la colocación de obras de ingeniería, estos depósitos tienen su mayor distribución dentro de la cuenca alta y algunos sectores de la cuenca media y baja. Los depósitos sedimentarios comprenden unidades antiguas, de edad jurásico superior, cretáceo inferior y cretáceo superior.

Las rocas intrusivas de la cuenca de Pativilca forman parte del batolito andino, sus afloramientos tienen gran amplitud de distribución. Estas rocas varían en composición desde diorita granodiorita, con variaciones a adamelita y tonalita, son de grano grueso y su textura varía de equigranular a porfiriticas, existen afloramientos típicos de granodiorita.

1.3.2. Geología local

Es característica la presencia de rocas ígneas volcánicas que se depositaron sobre la superficie terrestre, estas rocas volcánicas forman el grupo volcánico Calipuy, de edad Terciario Inferior a Terciario Medio. Estos volcánicos Calipuy están formados por Andesitas porfiríticas de color gris verdoso de grano fino. No hay presencia de rocas ígneas intrusivas en el área de estudio, sin embargo, se presume que debajo de las rocas ígneas volcánicas existan rocas tonalíticas, monzoníticas o pórfidos andesíticos, los cuales son causantes de la mineralización económica. (Unidad Minera Virgen de la Merced, 2021)

1.3.3. Geología estructural

En la cuenca Pativilca, los rasgos estructurales tienen una estrecha relación con las características de las rocas aflorantes debido a esfuerzos internos producto de la Orogenia Andina, además del efecto de un posterior emplazamiento del Batolito y el movimiento epirogénico de los Andes.

Las rocas sedimentarias e ígneas que afloran en la cuenca, están afectadas especialmente por fallas tanto de tipo inverso como normal, siendo el fallamiento inverso el más importante y con la misma orientación que los pliegues, los planos de falla generalmente se inclinan hacia Sur- Oeste, coincidiendo con la asimetría de los pliegues; los planos de falla generalmente se inclinan hacia el Suroeste, coincidiendo con la asimetría de los pliegues, lo cual nos sugiere que la orientación de los esfuerzos comprensivos ha sido Suroeste a Noreste. (Unidad Minera Virgen de la Merced, 2021)

1.3.4. Geología económica

La Unidad Minera Virgen de la Merced (2021) señala la clasificación de Schneiderhohn (1941), él clasifico a los yacimientos minerales de acuerdo a la naturaleza del fluido mineral, las asociaciones minerales, distinción entre deposición cercana a la superficie y deposición profunda, tipo de deposición: huésped o ganga. Según esta clasificación el yacimiento que se encuentra en la Unidad Minera Virgen de la Merced es del tipo magmático hidrotermal en este se encuentra la veta Millet, a lo largo de esta veta se puede observar afloramientos de óxidos de cobre como la malaquita, crisocola y azurita, calcopirita, bornita en menor proporción, producto del intemperismo con leyes promedio de 4 a 4,5 % de ley de cobre. (Unidad Minera Virgen de la Merced, 2021)

El mineral de mena está compuesto por cobre, plata y oro en menor proporción, en minerales como: Malaquita, calcopirita, calcosina, azurita y bornita.; mientras que la ganga está constituida por: Cuarzo, feldespatos y óxidos de hierro.

▪ Mineralización

La mineralización en la Unidad Virgen de la Merced se encuentra en una serie de vetas que están rellenando las fracturas y fallas originadas por presiones tectónicas. Es así, que predominan los minerales ricos en cobre, estos depósitos se presentan relacionados al contacto de la intrusión del área con rocas carbonatadas dando origen a aureolas de contacto mineralizadas con minerales de cobre, oro, plata y molibdeno. (Unidad Minera Virgen de la Merced, 2021)

La mineralización de cobre se presenta en cuerpos tabulares compuestos en su mayoría por minerales supergénicos de cobre, la Tabla 4 nos muestra la mineralización primaria y secundaria de cobre que existe en la Unidad Minera Virgen de la Merced:

Tabla 4
Mineralización de cobre en la Unidad Minera Virgen de la Merced

Mineral	Formula Química
▪ Mineralización primaria	
Calcopirita	CuFeS ₂
Bornita	Cu ₅ FeS ₄
▪ Mineralización secundaria	
Malaquita	Cu ₂ CO ₃ (OH) ₂
Calcosina	Cu ₂ S
Azurita	Cu ₃ (CO ₃) ₂ (OH) ₂
Crisocola	(CuAl) ₄ H ₄ (OH) ₈ Si ₄ O ₁₀ H ₂ O

Fuente: Elaborado por el tesista.

1.4. Entorno de operación

▪ Estimación de reservas y recursos

Se ha tomado información existente en antiguos planos geológicos y de muestreo de las galerías principales en los niveles 2580, 2630, 2680 y 2720.

Tabla 5
Cálculo de reservas en la Unidad Minera Virgen de la Merced

Niveles	Resumen recurso TMS			Leyes estimadas		
	Probable	Probado	Total	%Cu	Ag Oz/TMS	Au Gr/ TMS
2580	4046	6146	10 192	5,07	0,29	0,19
2630	-	5912	5912	5,20	0,27	0,16
2680	6004	768	6772	4,94	0,29	0,21
2720	1681	-	1681	4,50	0,23	0,15
Total	11 731	12 826	24 557	5,03	0,28	0,19

Fuente: Tomado del área de planeamiento de la Unidad Minera Virgen de la Merced.

- **Nivel de producción y vida económica de la mina**

La Unidad Minera Virgen de la Merced, se dedica a la producción de cobre con contenidos de plata y en pequeñas cantidades de oro, esta reporta las siguientes cantidades:

- a. Producción diaria promedio = 30 TMS
- b. Producción mensual promedio = 900 TMS
- c. Producción anual promedio = 10 800 TMS

La mina recupera un 85% del volumen de mineral, si multiplicamos este porcentaje con el total de TMS de reservas probadas y prospectadas de la Tabla 5 se obtendrá:

$$0,85 \times 24\ 557 = 20\ 873\ \text{TMS}$$

La vida económica de la mina se obtendrá del cociente:

$$VE = \frac{20\ 873\ \text{TMS}}{900\ \text{TMS/Mes}} = 23,19\ \text{Meses} \langle \rangle 1\ \text{año y } 11,19\ \text{meses}$$

$$VE \sim 2\ \text{años}$$

- **Métodos de explotación**

Actualmente la Unidad Minera Virgen de la Merced se está dedicando a explotar los niveles 2580, 2630, 2680 y 2720 con los siguientes métodos de explotación:

- a. Open Stopping

Permite el ingreso a los tajos por medio de chimeneas que parten desde una galería principal de acceso que sigue el buzamiento de la veta y avanza en subniveles hacia la veta superior. Una vez que se alcanza una distancia adecuada de explotación se empieza a excavar el mineral en tajadas verticales.

En la Tabla 6 se muestran los parámetros de diseño para este método:

Tabla 6
Parámetros de diseño para el método Open Stopping

Open Stopping		
1. Geometría del yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia de la veta	0,30 m	1,00 m
Buzamiento	> 40°	> 60°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Regular
2. Aspectos Geotécnicos	Aceptable	Optimo
Resistencia (Techo)	< 30 MPa	> 50 MPa
Resistencia (Mena)	S/Profundidad	> 50 MPa
Fracturación (Techo)	Alta – Media	Media – Baja
Fracturación (Mena)	Media – Baja	Baja
RMR	> 40	> 60
Campo tensional in-situ	Cualquiera	< 1000 m
Tipo de material	Elástico	Elástico
3. Aspectos Económicos		
Valor unitario – mena	Medio – Alto	Alto
Ritmo de producción	Medio – Alto	NA

Fuente: Tomado del área de planeamiento de la Unidad Minera Virgen de la Merced.

La dimensión de los tajos de explotación es de 20 x 20 m con un ancho de minado mayor a los 0,70 m. Entre las ventajas de este método tenemos que: Necesita pocas labores de explotación y tiene bajo costo. Como desventajas: No favorece a la mecanización y tiene baja recuperación de mineral. (Unidad Minera Virgen de la Merced, 2021)

En la tabla 7 se muestran los parámetros de productividad de los tajos de explotación por este método.

Tabla 7
Parámetros de productividad en tajos - Open Stopping

Productividad en tajos de explotación		
Producción por tajo	906	Ton
Días/ Mes	30	Días
Días/Año	360	Días
Guardias/Día	1	Guardia
Horas/Guardia	8	Horas
Factor de esponjamiento	35	%
Buzamiento promedio	78° a 85°	
Condiciones de las cajas	Buena	
Potencia		
1. Mínima	0,70	m
2. Máxima	0,90	m
3. Promedio	0,80	m
Distribución de valores en veta	Irregular	
Veta	Buena	
Caja techo	Competente	
Caja piso	Competente	

Fuente: Tomado del área de planeamiento de la Unidad Minera Virgen de la Merced.

b. Corte y relleno ascendente

Consiste de perforaciones semiverticales en una secuencia ascendente (realce), partiendo de la base del Tajo, todo el mineral arrancado es extraído del Tajo. Una vez extraído, el vacío generado es rellenado con material detrítico proveniente del descuaje de las cajas, así como del desmonte de niveles superiores; este relleno permite sostener las paredes y sirve como piso de perforación para el arranque y extracción del siguiente corte. En la Tabla 8 se muestran los parámetros de diseño para este método.

Tabla 8*Parámetros de diseño para el método Corte y Relleno Ascendente*

Corte y relleno ascendente		
1. Geometría del yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia de la veta	Angostas	0,20 a 0,50 m
Buzamiento	> 30°	> 60°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Regular
2. Aspectos Geotécnicos	Aceptable	Optimo
Resistencia (Techo)	< 30 MPa	> 50 MPa
Resistencia (Mena)	S/Profundidad	> 50 MPa
Fracturación (Techo)	Alta – Media	Media – Baja
Fracturación (Mena)	Media – Baja	Baja
RMR	> 40	> 60
Campo tensional in-situ	Cualquiera	< 1000 m
Tipo de material	Elástico	Elástico
3. Aspectos Económicos		
Valor unitario – mena	Medio – Alto	Alto
Ritmo de producción	Medio – Alto	NA

Fuente: Tomado del área de planeamiento de la Unidad Minera Virgen de la Merced.

La dimensión de los tajos de explotación es de 20 x 20 m con un ancho de minado de 0,30 a 0,55 m. Entre las ventajas de este método tenemos que: La recuperación se encuentra de 88 a 95% y es altamente selectivo. Como desventajas: Tiene un elevado costo y produce demoras producto del relleno detrítico. (Unidad Minera Virgen de la Merced, 2021)

En la tabla 9 se muestran los parámetros de productividad de los tajos de explotación por este método en su variante del circado, que consiste en una voladura secuencial.

Tabla 9*Parámetros de productividad en tajos - Corte y Relleno Ascendente*

Productividad en tajos de explotación		
Producción por tajo	438	Ton
Días/ Mes	30	Días
Días/Año	360	Días
Guardias/Día	1	Guardia
Horas/Guardia	8	Horas
Factor de esponjamiento	35	%
Buzamiento promedio	78° a 85°	
Condiciones de las cajas	Buena	
Potencia		
1. Mínima	0,38	m
2. Máxima	0,42	m
3. Promedio	0,40	m
Distribución de valores en veta	Irregular	
Veta	Buena	
Caja techo	Competente	
Caja piso	Competente	

Fuente: Tomado del área de planeamiento de la Unidad Minera Virgen de la Merced.

- **Secuencia de minado**

Comprende las operaciones unitarias de:

- a. Perforación: Se emplean perforadoras Jack Leg YT 29, con barrenos de 5 y 6 pies más accesorios, así como el Jumbo para vetas angostas Muki FF con barreno de 5 pies.
- b. Voladura: Se realiza voladura convencional con dinamita semigelatina 65%, fulminante N° 8, armada de mecha lenta y detonador ensamblado en labores que lo ameriten; ante la presencia de agua se cambia el explosivo por Emulnor.

- c. Extracción: Se realiza con carros mineros Z-20 (0,90 Tn) y trimotos (1,00 Tn), desde los buzones de acumulación hacia la entrada de la Bocamina.
- d. Desatado y limpieza: Se realiza tras inspeccionar las paredes y el techo de la labor con barretillas de 5 pies.
- e. Acarreo y transporte: El desmonte es llevado a la superficie y es depositado en una desmontera; mientras que el mineral extraído es procesado por terceros.

CAPITULO II

2. FUNDAMENTACIÓN

2.1. Marco teórico

2.1.1. Antecedentes de la investigación

A nivel Internacional

Cieza y Huancas (2019) en su trabajo de investigación titulado: DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA EL INCREMENTO DE AVANCE LINEAL DE LA GL 350 S – NV 2 EN LA SOCIEDAD MINERA LOS OSOS, 3 DE MAYO BELLA RICA – ECUADOR, de la Universidad César Vallejo, tuvieron como objetivo el diseño de perforación y voladura para el incremento del avance lineal de la GI 350 S-NV2 en la Sociedad Minera los Osos, 3 de mayo Bella Rica – Ecuador. La investigación surgió desde la observación, en el cual se planteó el siguiente problema ¿Cómo se puede incrementar el avance lineal en la GI 350S-NV2 en la Sociedad Minera los Osos, 3 de mayo Bella Rica – Ecuador?, se utilizó como tipo y diseño de investigación cuantitativa experimental utilizaron métodos como es el método sistemático y analítico.

A nivel Nacional

Morales (2019) en su trabajo de investigación titulado: REDUCCIÓN DE COSTOS UNITARIOS MEDIANTE LA OPTIMIZACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL INCLINADO – 180 VALERIA NORTE DE LA EMPRESA MINERA VICUS SAC, de la Universidad Nacional del Centro del Perú, tuvo como objetivo reducir costos unitarios mediante la malla de perforación y voladura, para ello estudió las mallas con la que venía trabajando la empresa, tomó mediciones diarias y posteriormente reformulo su diseño, el método que utilizo para el cálculo de la nueva malla de perforación y voladura fue el modelo del Algoritmo de Holmberg con un arranque tipo corte quemado y voladura. Para poder obtener datos y poder comparar, llevó a cabo el seguimiento y control de la perforación y voladura de 60 disparos en el inclinado -180 de Valeria norte, obteniendo una longitud promedio de perforación de 1, 81 m y un avance promedio de 1,46 m/disparo que representa el 80% de eficiencia, gracias la implementación de una nueva malla de perforación y voladura calculada con el modelo matemático del Algoritmo de Holmberg en condiciones iguales monitorio 10 disparos obteniendo un avance promedio de 1,70 m/disparo.

Quispe (2018) en su trabajo de investigación titulado: REDUCCIÓN DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON NUEVO DISEÑO DE LA MALLA EN EL FRENTE CRUCERO 340 NW DE LA EMPRESA MINERA YANSUR S.A.C. – RINCONADA, de la Universidad Nacional del Altiplano, tuvo por objetivos: Aplicar un nuevo

diseño de mallas de perforación con el modelo matemático de Holmberg, determinar la distribución de los taladros y mejorar el avance lineal para reducir los costos de perforación y voladura de rocas en el frente del Crucero 340 NW del nivel 4,965.00 m.s.n.m. de la Empresa Minera Yansur S.A.C. Para realizar el presente trabajo de investigación consideró bases teóricas y prácticas.

A nivel local

Vidal y Correa (2017) en su trabajo de investigación titulado: **MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG PARA MEJORAR LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA ZONA ALTA DE LA COMPAÑÍA MINERA LINCUNA S.A – 2017**, de la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, tuvieron como objetivo aplicar el Modelo Matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la zona alta de la Compañía Minera Lincuna, realizaron la evaluación de la operación unitaria de perforación y voladura, con la finalidad de obtener buenos resultados en la granulometría, para ello realizaron trabajos de campo, laboratorio y gabinete. La primera etapa del estudio estuvo orientado a la ejecución de investigaciones básicas. En una segunda etapa, integraron la información obtenida durante las investigaciones básicas, con el fin de evaluar las condiciones de perforación y voladura.

Palma (2019) en su trabajo de investigación titulado: **OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, MEDIANTE EL DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN EN LA GALERÍA “GL-905” DE LA COMPAÑÍA MINERA FARGO MINERÍA**

Y CONSTRUCCIÓN SAC, UNIDAD MINERA “FOX”, PERIODO 2019, de la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, tuvo como objetivo optimizar la operación de perforación y voladura mediante el diseño de la malla de perforación en la galería 905 con el modelo matemático de Holmberg, ya que el diseño actual de la mina es empírico y netamente a base de la experiencia del perforista.

2.1.2. Definición de términos

Burden

Es la distancia que hay el de un taladro a la cara libre más cercana.

Cara libre

Es la superficie de la roca que está en contacto con el medio ambiente y dirección en la cual se desplaza la roca fragmentada en la voladura.

Discontinuidad

Plano de separación en el macizo rocoso.

Espaciamiento

Es la distancia que hay entre taladros de una misma fila.

Excavación

Es el espacio creado por la remoción de rocas.

Factor de carga

Es la cantidad de explosivo utilizado en kilogramos por cada metro cubico de roca fragmentada.

Factor de potencia

Es la cantidad de explosivo utilizado en kilogramos por cada tonelada de roca fragmentada.

Factor de esponjamiento

También llamado factor de hinchamiento, es el incremento de volumen que sufre un material rocoso al ser excavado.

Fragmentación

Es el proceso de ruptura de una masa de roca a través de planos de debilidad generados por la liberación de energía de una carga explosiva.

Galería

Es una labor horizontal que se realiza siguiendo el rumbo de la veta.

Labor minera

Excavación hecha en mina.

Labores de exploración

Labores que permiten identificar la ubicación de yacimientos minerales.

Labores de desarrollo

Labores que permiten ingresar a la zona mineralizada y delimitarla.

Labores de preparación

Labores que permiten el minado racionalizado y continuo del yacimiento.

Labores de explotación

Labores que permiten extraer el mineral desde un punto de vista económico.

Labores auxiliares

Labores que permiten el acceso a los servicios auxiliares.

Ley

Es el porcentaje de contenido metálico que se encuentra en un mineral.

Macizo rocoso

Fragmentos de roca intacta delimitados por discontinuidades.

Malla de perforación

Distribución geométrica de taladros.

Perforación

Operación unitaria que tiene por objetivo alojar al explosivo.

Potencia

Es el ancho de una veta.

Potencia relativa

Es el contenido de energía que posee un explosivo para efectuar su trabajo de ruptura.

Roca intacta

Fragmento de roca exento de discontinuidades.

Taladro

Cavidad cilíndrica en un frente de perforación.

Taladro de alivio

Son taladros no cargados, sirven de escudo a los taladros cargados.

Taladros cargados

Taladros que almacenan mezclas explosivas.

Veta

Es la estructura mineralizada depositada en fisuras.

Vibración

Movimiento oscilatorio de un medio al paso de una onda de deformación.

Voladura

Operación unitaria donde se libera gran cantidad de energía, tiene por objetivo fragmentar una roca con cierta granulometría.

2.1.3. Fundamentación teórica

2.1.3.1. Perforación y voladura

La perforación y voladura son técnicas aplicables a la extracción de rocas en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. 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, Castilla, Herrera, 2013)

2.1.3.2. Perforación

La perforación es la primera operación unitaria que se realiza y tiene como finalidad abrir cavidades cilíndricas con la distribución y geometría adecuada dentro del macizo rocoso donde se alojara a las cargas de explosivo y sus accesorios. (EXSA S.A., 2009)

Los sistemas de perforación en roca que han sido desarrollados a la actualidad son: Mecánicos, térmicos, hidráulicos, sónicos, químicos, sísmicos y nucleares. Sin embargo, en minería y obras pública se usa viene usando de manera general los sistemas mecánicos. Estos sistemas tienen como componentes principales: La perforadora (fuente de energía mecánica), el varillaje (medio transmisor de energía), la broca (medio que ejerce energía sobre la roca) y el fluido de barrido (limpieza). (López, López y García, 2001, p. 25)

- **Tipología de los trabajos de perforación**

Para (López, López y García, 2001, p. 25) se ha dado lugar a dos procedimientos de perforación:

a. Perforación manual: Llevada a cabo con equipos ligeros, manejados a mano por los perforistas.

b. Perforación mecanizada: Los equipos de perforación van montados sobre neumáticos o orugas, el operador puede controlar todos los parámetros de la perforación desde una cabina.

- **Método de perforación**

Para (López, López, Pernia, y Ortiz, 2009, p. 26) los métodos mecánicos de perforación de rocas son:

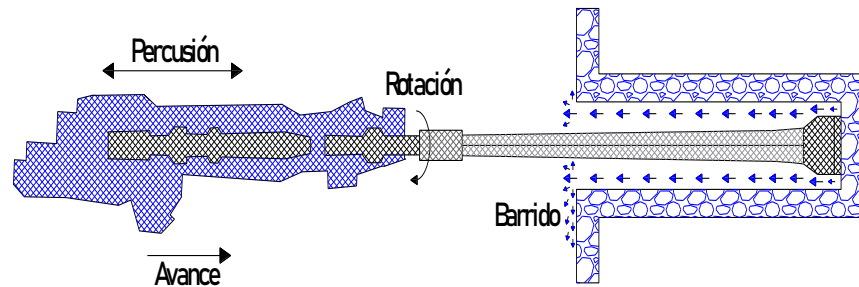
a. Métodos rotopercutivos: El principio de perforación en estos equipos se basa en la: Percusión, rotación, avance y barrido. En la Tabla 10 y en la Figura 2, se detallan estas acciones. Estos equipos se clasifican en base a la ubicación del martillo (herramienta hidráulica que genera golpes en la parte superior de la línea de perforación), ver la Tabla 11 y la Figura 3 .

Tabla 10
Fundamentos de la perforación rotopercutiva

Perforación rotopercutiva	
Percusión	Impactos → Ondas de choque → Transmisión de energía: 1. Barreno a la broca “Martillo en cabeza” 2. Directamente sobre la broca “Martillo en fondo”
Rotación	Impactos → Diferentes posiciones
Avance	Mantiene en contacto → Broca + roca.
Barrido	Fluido que permite extraer el detrito.

Fuente: Elaborado por el tesista.

Figura 2
Principios de la perforación rotopercutiva



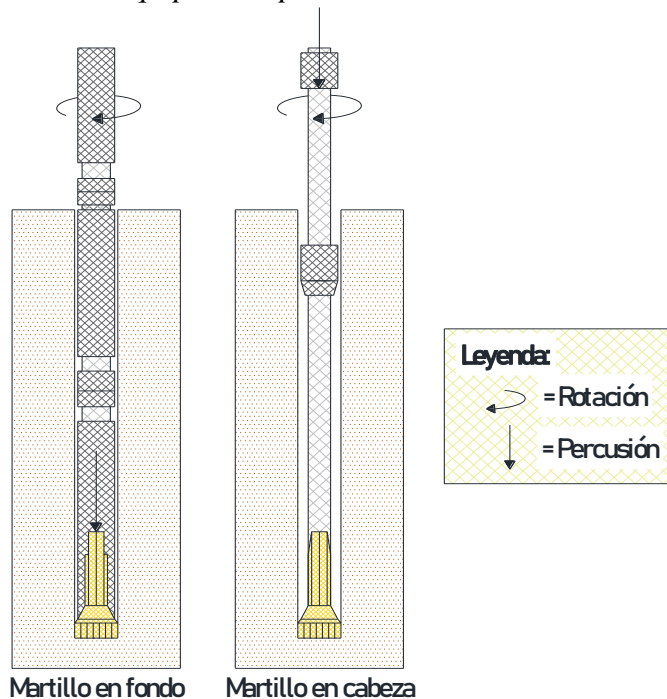
Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

Tabla 11
Clasificación de equipos rotopercutivos

Equipos Rotopercutivos	
Ubicación	Acciones basicas
Martillo en cabeza	Rotación y percusión → Fuera del barreno.
Martillo en fondo	Rotación → Exterior del barrero. Percusión → Directamente sobre la broca.

Fuente: Elaborado por el tesista.

Figura 3
Clasificación de equipos rotopercutivos



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

b. Métodos rotativos: El principio de perforación en estos equipos se basa en: Indentación (trituration) y corte (cizalladura). Estos equipos a su vez se clasifican en: Triconos y brocas especiales, en la Tabla 12 se detallan estos tipos.

Tabla 12
Clasificación de equipos rotativos

Perforación rotativa	
Triconos	1. Indentación: Insertos del tricono → Penetran la roca 2. Corte: Movimiento lateral → Desgarre de los conos
Brocas especiales	Corte → Deformaciones elasticas → Empuje + rotación

Fuente: Elaborado por el tesista

A su vez la perforación rotativa con triconos se realiza en rocas de dureza media a blanda y la perforación rotativa con brocas especiales se realiza en rocas blandas.

▪ **Herramientas de perforación**

Para (López, López, Pernia, y Ortiz, 2009, p. 26) en los trabajos de perforación se suelen escoger diversas combinaciones de accesorios en base al trabajo que se llevara a cabo. Estas combinaciones se componen de los elementos de la sarta o columna de perforación:

- a. Adaptadores de culata o espiga:** Elementos que se fijan a las perforadores para transmitir la energía de impacto, la rotación del barreno y el empuje.
- b. Manguitos:** Elementos que acoplan las varillas unas a otras hasta conseguir una longitud optima.
- c. Barrenos:** Son varillas o tubos de acero acoplables, transmiten el impacto del martillo a la broca.

d. **Brocas:** Elementos de corte, altamentos resistentes al impacto y al desgaste (abrasión), reforzadas en sus filos con insertos o botones de carburo de tungsteno.

▪ **Selección de equipos de perforación**

Existen diversos tipos y marcas de equipos de perforación para diferentes condiciones de trabajo, la selección está basada en criterios: Económicos, diseño mecánico, mantenimiento y servicio, capacidad operativa, adaptabilidad a otros equipos y condiciones del lugar (acceso, roca, topografía, fuentes de energía, etc.). (EXSA S.A., 2009)

▪ **Errores comunes en la perforación**

Para EXSA S.A. (2009), los errores más comunes presentados durante la perforación en labores subterráneas son:

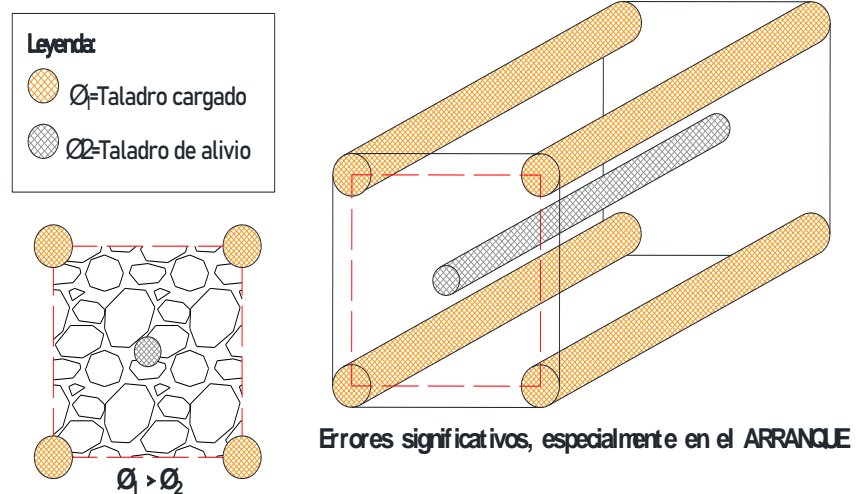
a. **Fallas de perforación en taladros de pequeño diámetro:**

a.1. **Taladro de alivio con diámetro pequeño**

Contempla errores significativos, ver Figura 4.

Figura 4

Taladro de alivio de menor diámetro

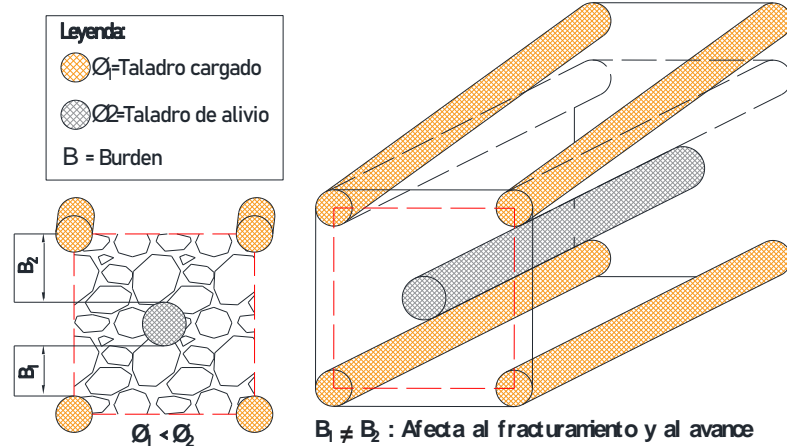


Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

a.2. Desviaciones en el paralelismo

El burden no se mantiene uniforme, ver Figura 5.

Figura 5
Taladros desviados

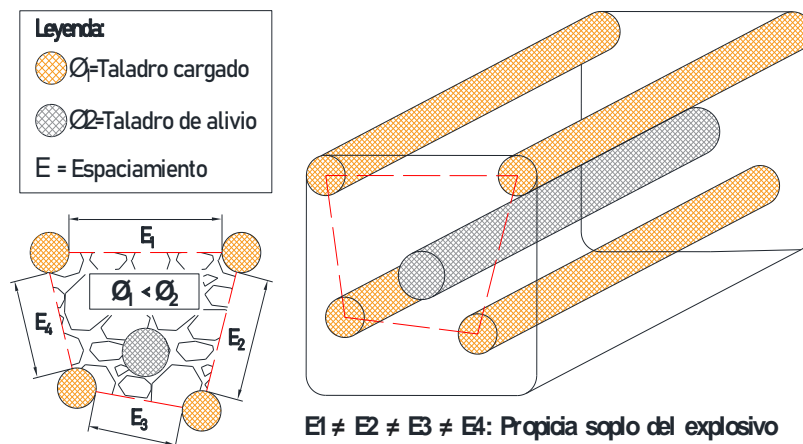


Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

a.3. Espaciamiento irregular entre los taladros

Propician una fragmentación gruesa, ver Figura 6.

Figura 6
Distancia irregular de taladro a taladro

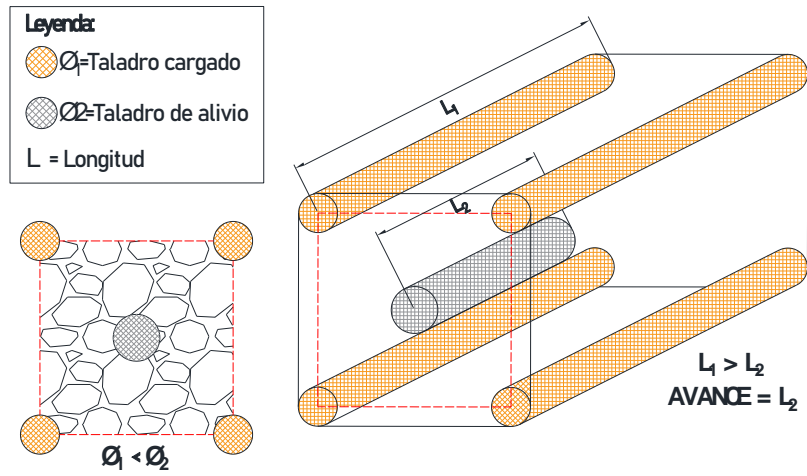


Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

a.4. Longitud irregular entre los taladros

Influye en el avance, especialmente si el taladro de alivio es muy corto, ver Figura 7.

Figura 7
Taladro de alivio de longitud menor

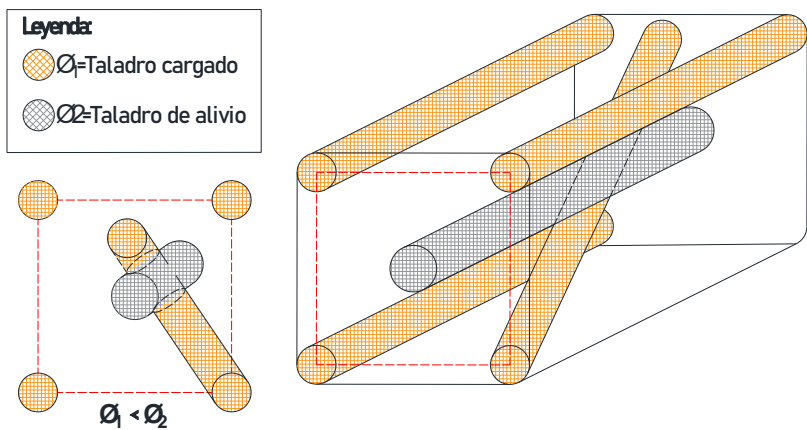


Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

a.5. Intersección de taladros

Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper, ver Figura 8.

Figura 8
Taladros intersectados

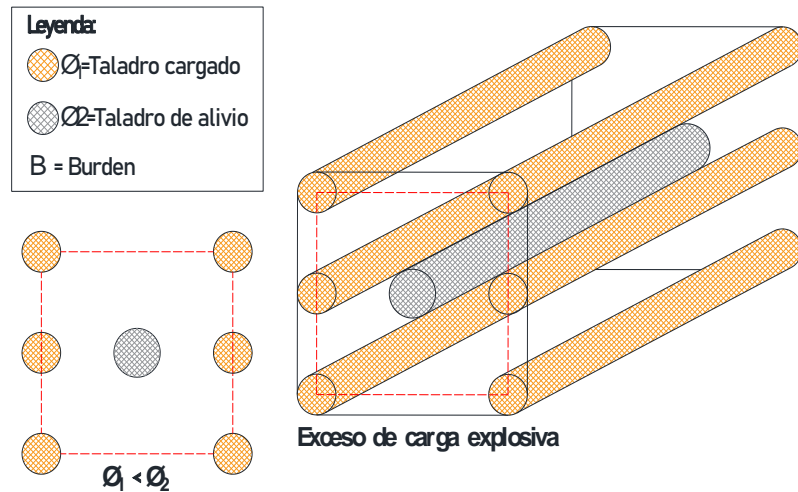


Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

a.6. Excesiva densidad de carga – Sobrecarga

Se genera por usar más taladros de lo necesario o por usar diámetros muy grandes, esta sobrecarga terminara golpeando a la roca circundante, ver Figura 9.

Figura 9
Exceso de carga explosiva



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

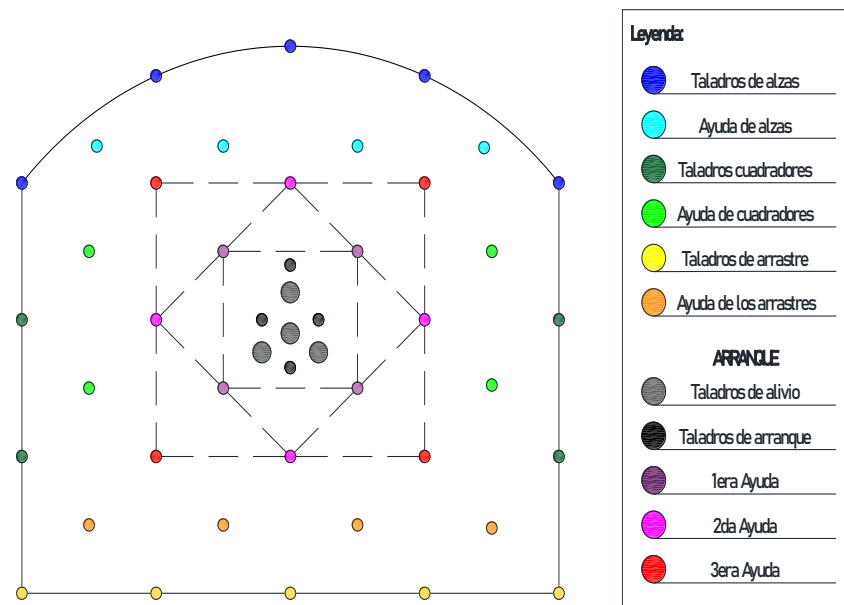
▪ **Distribución y denominación de taladros**

En una malla de perforación los taladros se distribuyen alrededor del arranque de forma concéntrica (ver Figura 10), para Emerson (2017) se tiene la siguiente denominación:

- a. **Taladros de arranque:** Forman la primera cavidad del frente de excavación, generando una segunda cara libre para la salida de los demás taladros, estos taladros requieren de 1,3 a 1,5 veces más carga explosiva por taladro para desplazar el material triturado.
- b. **Taladros de alivio:** Taladros no cargados en la malla de perforación.
- c. **Taladros de alza:** Son los taladros superiores de la malla de perforación, dan forma al techo de la labor subterránea. También se les denomina taladros de la corona en voladura de recorte o smooth blasting.
- d. **Taladros cuadradores:** Son los taladros laterales de la malla de perforación, dan forma a las paredes de la labor subterránea.

- e. **Taladros de arrastre:** Son los taladros inferiores de la malla de perforación, corresponden al piso de la labor, se disparan al final de toda la tanda.
- f. **Taladros de ayuda:** Son los taladros que rodean a los de arranque y forman salidas hacia la cavidad inicial, varía de acuerdo a las dimensiones del frente en número y distribución.

Figura 10
Denominación de los taladros



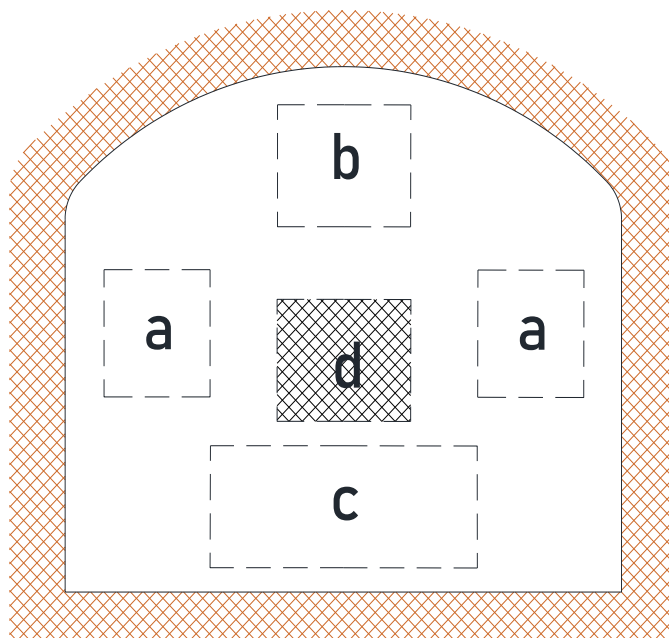
Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

▪ **Diseño de arranques en minería subterránea**

En el diseño de una malla de perforación de una labor subterránea el cuele o arranque forma la abertura de una cavidad inicial, que está destinada a ser la segunda cara libre para la salida de los demás taladros destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad, la ubicación de esta primera abertura influye en la proyección del material roto, en el consumo de explosivos y el número de taladros necesarios para el disparo. (EXSA S.A., 2009)

A continuación, en la Figura 11 se puede visualizar un frente con el arranque dibujado en 4 posiciones, la ubicación que tiene el arranque ocasiona lo siguiente: Si esta dibujado en (a) se requiere menos taladros en la pared, cerca al techo; (b) proporciona buen desplazamiento y carga apilada de escombros, pero con mayor consumo de explosivos en el arrastre; (c) es conveniente solo cuando el material puede caer fácilmente por desplome; (d) presenta la mejor ubicación.

Figura 11
Ubicación del arranque



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

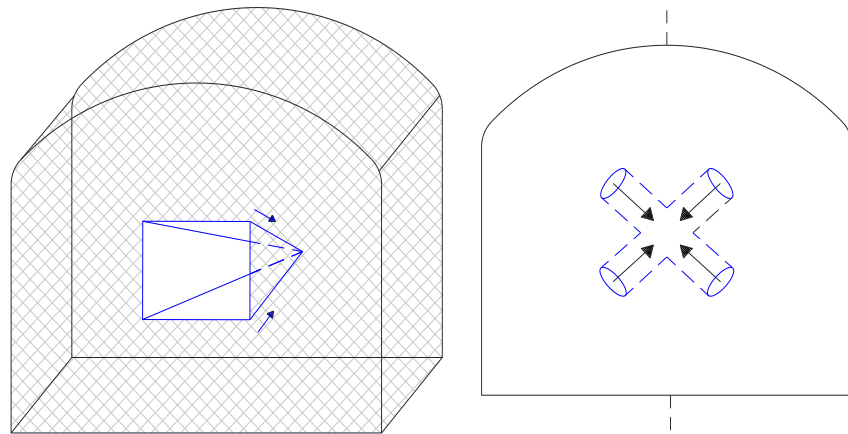
Para crear la primera cavidad de corte se tienen (EXSA S.A., 2009):

- 1. Cortes en diagonal:** Consiste de taladros perforados en forma angular con respecto al frente de la excavación, este tipo de corte permite que la roca se rompa y se despegue en forma de descostres sucesivos hasta el fondo del disparo, se usan sobre todo en roca tenaz o plástica, en su mayoría se efectúan con perforadores manuales.

Estos cortes se clasifican en 3 grupos:

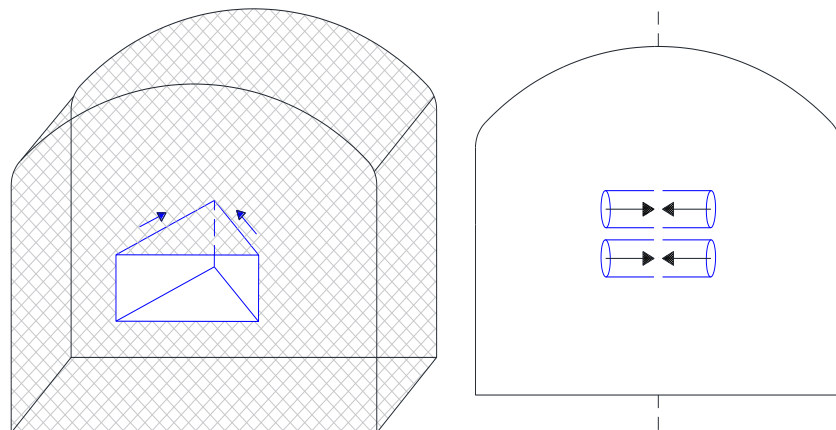
- Corte en cuña de ejecución vertical, corte en cuña de ejecución horizontal (v, w) y corte piramidal; en todos los casos los taladros son convergentes hacia un eje o hacia un punto al fondo de la labor a perforar, ver Figura 12 y Figura 13.
- Corte en abanico, en este caso los taladros son divergentes respecto al fondo de la galería, ver Figura 14.
- Cortes combinados de cuña y abanico o paralelo y abanico.

Figura 12
Corte en pirámide



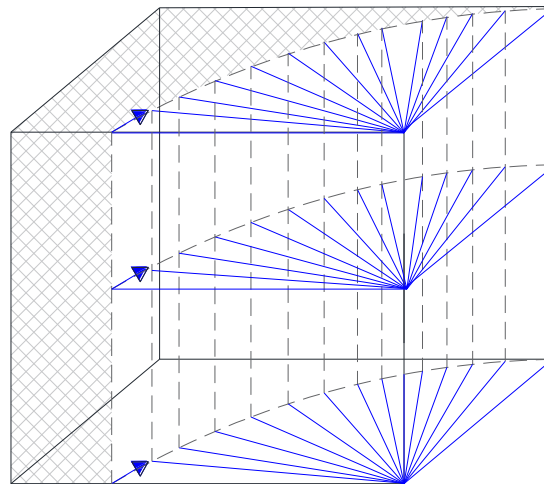
Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

Figura 13
Corte en cuña o en "V"



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

Figura 14
Corte en abanico

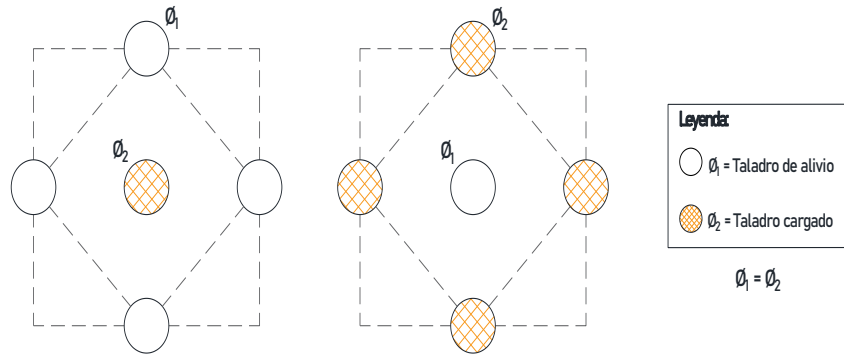


Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

2. Cortes en paralelo: Se efectúa con taladros paralelos entre sí; se clasifican en:

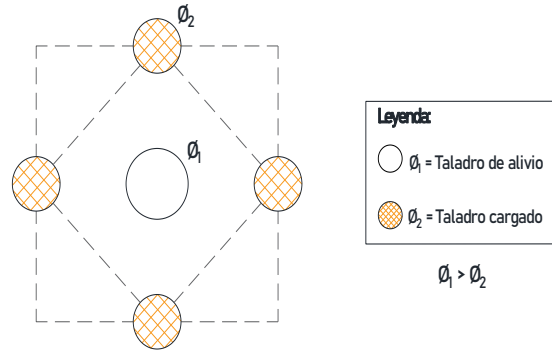
- **Corte quemado:** Comprende un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva, ver Figura 15.
- **Corte cilíndrico con taladros de alivio:** Este tipo de corte mantiene distribuciones similares al corte quemado con la diferencia que el diámetro de los taladros no cargados es mayor que el diámetro de los taladros cargados, ver Figura 16.
- **Corte escalonado por tajadas horizontales:** Con este corte se procura conseguir una tajada de geometría cuadrangular, su desarrollo comprende un avance escalonado o secuencial por tajadas horizontales o escalones, con taladros de longitudes crecientes intercalados, se disparan en 2 fases, ver Figura 17.

Figura 15
Corte quemado



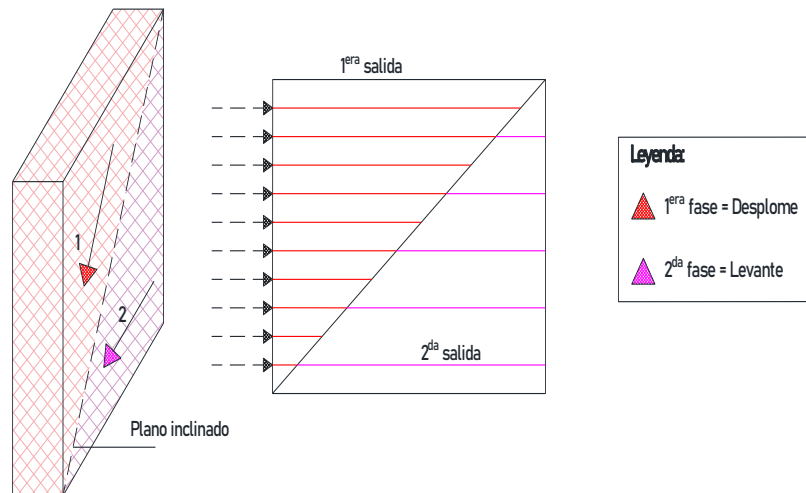
Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

Figura 16
Corte cilíndrico con taladros de alivio



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

Figura 17
Corte escalonado por tajadas horizontales



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

2.1.3.3. Voladura

La voladura es la operación unitaria subsiguiente a la perforación, consiste del empleo de explosivos dentro de los taladros para ocasionar la ruptura del terreno, se realiza previo planeamiento en el cual se establece el proceso y las cantidades del material que empleara en cada taladro y en toda la tanda de voladura, tiene como finalidad obtener una determinada cantidad de roca fracturada con un determinado tamaño de clastos o granulometría. (López, López y García, 2001, p. 171)

La voladura libera energía concentrada químicamente, si esta energía se libera de forma controlada en tiempo y espacio, se puede lograr la fragmentación del material rocoso. (Konya y Albarrán, p. 1)

▪ Los explosivos

Son mezclas de sustancias; unas combustibles y otras oxidantes, que iniciadas debidamente dan lugar a una reacción exotérmica muy rápida que genera una serie de productos gaseosos a alta temperatura y presión. (López, López y García, 2001, p. 171)

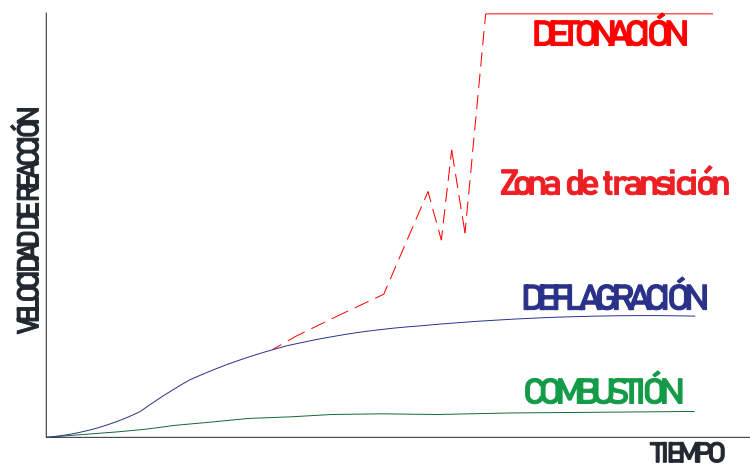
Según las condiciones a que están sometidos, pueden ofrecer un comportamiento distinto de su carácter explosivo. Los procesos de descomposición de una sustancia explosiva según (Bernaola, Castilla y Herrera, 2013, p. 66) se pueden ver en la Figura 18 y son:

a. Combustión: Reacción química de oxidación en la que generalmente se desprende una gran cantidad de energía. La velocidad de reacción es menor a 1 m/s; la reacción se puede observar a simple vista en forma de llama.

- b. Deflagración:** Combustión súbita con llama, tiene baja velocidad de propagación, sin explosión. Su cinética de reacción se desarrolla a una velocidad mayor que la combustión, pero menor a la velocidad con la que se propagaría el sonido en el propio explosivo.
- c. Detonación:** Combustión supersónica que se caracteriza porque genera una onda de choque, en ese frente de onda se generan altos gradientes de presión y temperatura debido a que la reacción se produce instantáneamente. Su cinética de reacción suele estar comprendida entre los 1500 m/s y 9000 m/s.

Figura 18

Descomposición de una sustancia explosiva

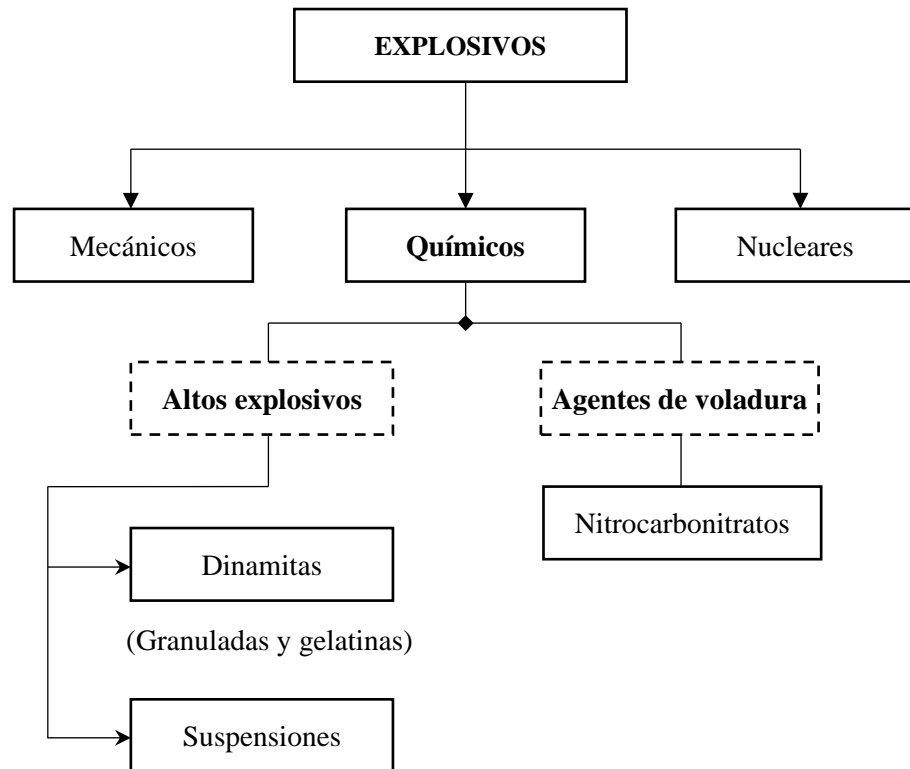


Fuente: Tomado de “Perforación y voladura de rocas en minería”, Bernaola, Castilla y Herrera, 2013, p. 66.

▪ **Clasificación de los explosivos**

Por su forma de reacción se clasifican en: Explosivos mecánicos que usan la energía mecánica, explosivos químicos o industriales que actúan por procesos de reacción química de detonación producidos por el efecto de una onda de choque y explosivos nucleares, que están vinculados a la desintegración de materiales; ver Figura 19.

Figura 19
Clasificación de los explosivos



Fuente: Adaptado por el tesista de EXSA S.A., 2009, p. 13.

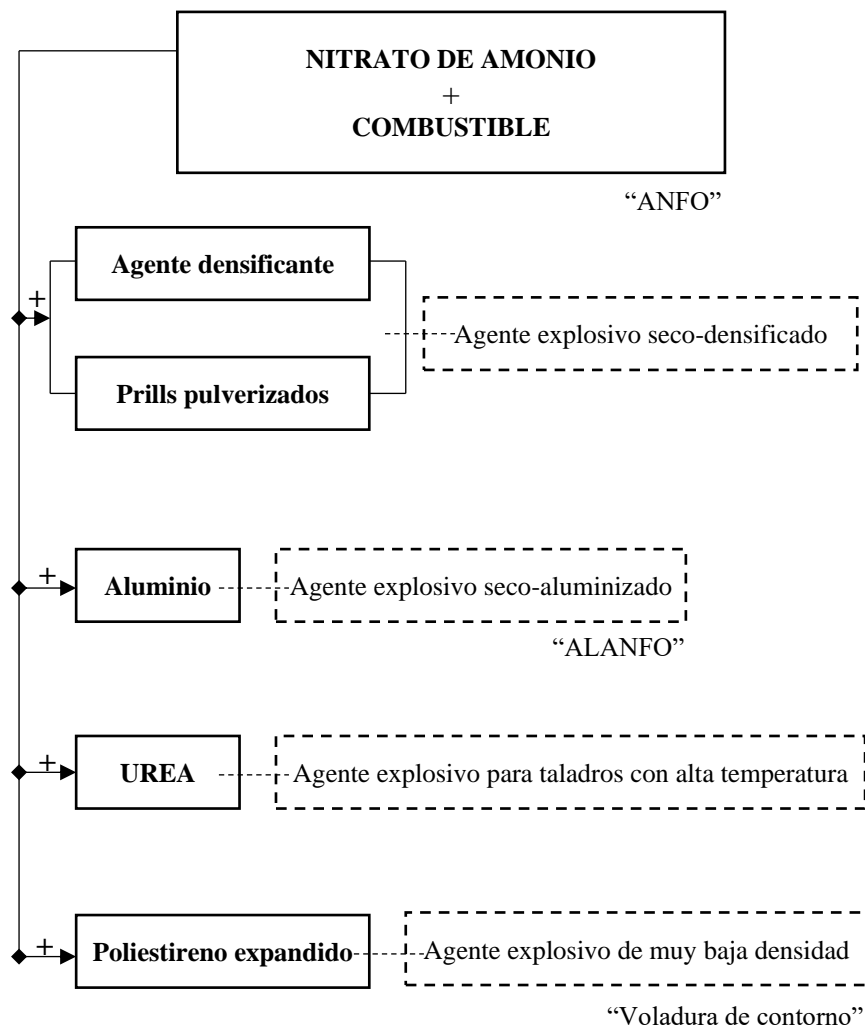
Según EXSA S.A. (2009), en minería solo se recurre a los explosivos químicos, estos son una mezcla entre elementos combustibles y oxidantes donde el oxígeno generalmente es el elemento oxidante; como se ve en la Figura 19 se divide en:

- a. **Altos explosivos:** Explosivos con velocidad de reacción de 2500 a 7000 m/s, detonan por medio de un detonador (fulminante N°8); se divide en:
 - **Dinamitas:** Tienen como componente principal la nitroglicerina, la cual, al ser muy sensible al choque, la fricción o el calor se hace necesario mezclarla con elementos inertes para su manipulación; tienen densidades de hasta 1,6 gr/cm³.

- **Suspensiones:** Mezcla de nitratos de amonio, sensibilizadores, combustibles, aluminio y cantidades variables de agua.

b. Agentes de voladura: También llamados agentes de voladura secos, son los explosivos más utilizados en minería y no son sensibles al detonador (fulminante N°8), su composición no es compatible con el agua; para López, López y García (2001) se dividen como se muestra en la Figura 20.

Figura 20
Agentes de voladura secos

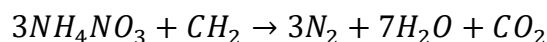


Fuente: Adaptado por el tesista de López, López y García, 2001, p.198.

Se hace una mención especial al Nitrato de Amonio (NH_4NO_3), la cual es una sal inorgánica de color blanco cuya temperatura de fusión se de $160,6^\circ \text{C}$. Esta sal no es un explosivo a menos que se mezcle con una pequeña cantidad de combustible.

A continuación, se detallan los agentes de voladura de la Figura 20, con la cual se obtiene los carbonitratos o también llamado derivados del Nitrato de Amonio:

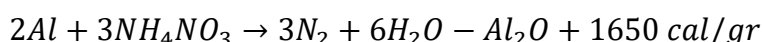
- **ANFO:** Explosivo elaborado a partir de combinar combustible derivado del petróleo y Nitrato de Amonio; siendo el contenido de combustible quien juega un papel importante sobre las diferentes propiedades del ANFO, la reacción de descomposición del sistema equilibrado en oxígeno resulta:



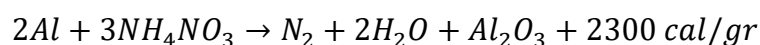
La mezcla estequiometria corresponde a 94% de Nitrato de Amonio y de 6% de combustible.

- **ALANFO:** Debida a la baja densidad del ANFO, la energía que resulta por columna es baja, por lo que para elevar dicha energía se suele añadir “aluminio” a ese agente explosivo.

Cuando el Aluminio se mezcla con Nitrato de Amonio en poca cantidad se tiene la siguiente reacción:



Si el porcentaje de aluminio es mayor, se produce:

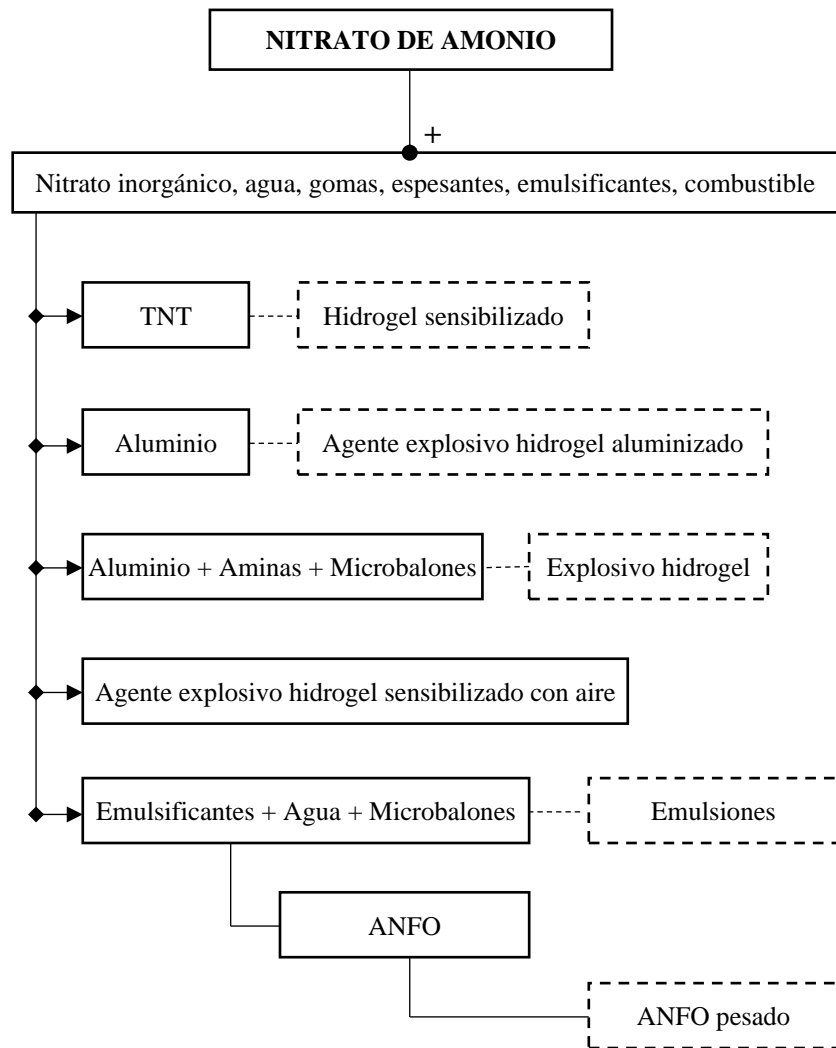


El %Al por temas de rendimiento debe estar entre 13 y 15%.

Continuando con los agentes de voladura secos, tenemos:

- **Hidrogeles:** Son agentes explosivos constituidos por soluciones acuosas saturadas de Nitrato de Amonio, a menudo con otros oxidantes como el nitrato de sodio o calcio en las que se encuentran dispersos los combustibles, en la Figura 21 se indican los principales tipos de explosivos acuosos obtenidos a partir del nitrato de amonio.

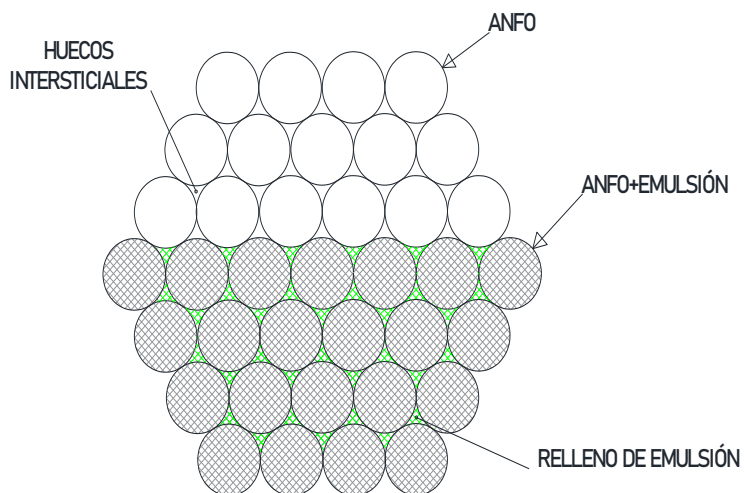
Figura 21
Agentes explosivos acuosos



Fuente: Adaptado por el tesista de López, López y García, 2001, p.203.

- **Emulsiones:** Explosivo que mantiene las propiedades de los hidrogeles, pero a su vez mejora 2 características (potencia y resistencia al agua). Desde un punto de vista químico es un sistema bifásico en forma de una dispersión estable de un líquido inmisible en otro.
- **ANFO pesado:** Es una mezcla de emulsión base con ANFO; gracias a que el ANFO presenta en su estructura física unos huecos intersticiales, estos pueden ser ocupados por la emulsión que actúa como matriz. Las propiedades de este explosivo dependen de los porcentajes de la mezcla.

Figura 22
Estructura física del ANFO pesado



Fuente: Adaptado por el tesista de López, López y García, 2001, p.207.

▪ **Explosión**

Es un fenómeno de naturaleza física, resulta de una liberación de energía tan rápida que se considera instantánea, la explosión es un efecto y no una causa; EXSA S.A. (2009) considera en la práctica las explosiones por su origen, cantidad de energía liberada y su uso.

▪ Termoquímica de los explosivos

Se refiere a los cambios de energía interna, principalmente en forma de calor. La energía almacenada en un explosivo se encuentra en forma de energía potencial, latente o estática; esta a su vez se transforma en energía cinética o mecánica durante el proceso de detonación. (EXSA S.A., 2009)

La Ley de conservación de la energía establece que en cualquier sistema aislado la cantidad de energía es constante:

$$E_p + E_c = E_m \rightarrow cte \quad \text{Ec. 1}$$

Donde:

E_p = Energía potencial.

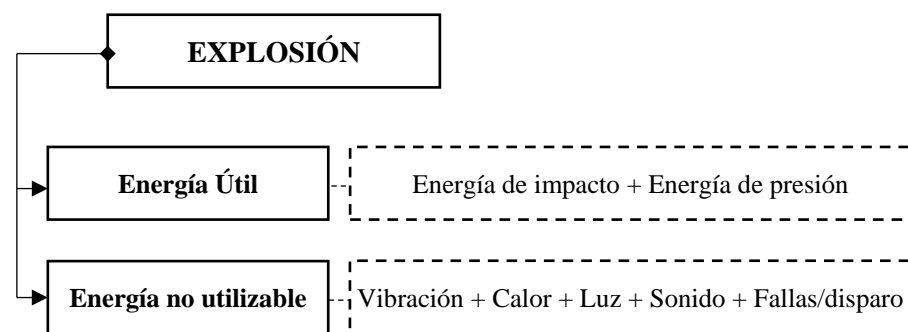
E_c = Energía cinética.

E_m = Energía mecánica.

Sin embargo, no toda la energía suministrada por un explosivo se transforma en trabajo útil, pues existen algunas pérdidas como se ve en la Figura 20.

Figura 23

Distribución de la energía potencial de un explosivo



Fuente: Adaptado por el tesista de EXSA S.A., 2009, p. 13.

▪ Características y propiedades de los explosivos

Son las propiedades físicas y químicas que poseen los explosivos, algunas determinan su aspecto y estado físico, otras su factibilidad de empleo con seguridad en determinadas condiciones de la roca y del medio ambiente. (EXSA S.A., 2009)

a. Propiedades de los explosivos

Exsa S.A. (2009) enumera las siguientes propiedades vinculadas al aspecto físico y manipuleo:

- **Plasticidad:** Es la capacidad que tiene un explosivo para moldearse bajo la acción de una fuerza, tomar forma y mantener dicha forma tras retirar esa fuerza, se observa en las gelatinas y explosivos plásticos.
- **Viscosidad:** Es la consistencia glutinosa que tiene un explosivo para fluir o cambiar de forma cuando se somete a deformación por presión, corte o penetración, cuanto más viscoso, más lento el cambio; es propio de los aceites, emulsiones y slurries.
- **Fluidez:** Es la capacidad que tienen los explosivos líquidos y gaseosos para fluir y desplazarse en el depósito que lo contiene, como la nitroglicerina y el nitroglicol; es importante en el carguío mecanizado de productos acuosos a granel.
- **Flujo:** Es la capacidad que tiene un explosivo granular seco para deslizarse bajo su propio peso desde su contenedor, transportarse libremente por la manguera durante el carguío neumático y llenar completamente el taladro, como el ANFO.

- **Tendencia a compactación:** Es la facilidad que poseen algunos explosivos para compactarse o convertirse en una masa coherente, con reducción de su fluibilidad y detonalidad.
- **Homogeneidad:** En los explosivos acuosos se refiere a su textura uniforme, en los explosivos pulverulentos a su grado de pulverización y en los explosivos granulares sueltos a la composición granulométrica de los granos.
- **Porosidad:** Es el radio del volumen de intersticios o huecos en un material respecto a su propio volumen o masa.

b. Características prácticas de los explosivos

Son las propiedades físicas que identifican a cada explosivo y que se emplean para seleccionar el más adecuado en una voladura. EXSA S.A. (2009) detalla los siguientes:

- **Potencia relativa:** Es el contenido de energía del explosivo para efectuar trabajo; se determina comparando la capacidad de trabajo que tienen el explosivo con la capacidad de trabajo que tiene la gelatina explosiva, a la que se le denomina patrón y se le asigna el 100% del trabajo; se mide con la prueba de TRAUZL.
- **Brisance:** Es el efecto demolidor o triturador que posee el explosivo sobre la roca para iniciar su fracturamiento, está en función directa de la densidad de carga y la velocidad de detonación; se mide con la prueba de HESS.
- **Densidad de carga:** Es el peso por unidad de volumen que tiene la masa explosiva.

- **Velocidad de detonación:** Es la velocidad con la que la onda detonante viaja a través de la columna explosiva; se mide en m/s.
- **Simpatía:** Es la capacidad que tiene un explosivo para inducir o hacer detonar a otro que está a cierta distancia; es la transmisión de la onda detonante.
- **Sensitividad:** Es la aptitud que presenta un explosivo para ser iniciado por un fulminante, cebo o cordón detonante “sensibilidad al encendido”.
- **Estabilidad:** Es la aptitud que presenta un explosivo para soportar una ruptura súbita de sus moléculas y producir una reacción explosiva involuntaria.
- **Sensibilidad:** Es la capacidad que presenta un explosivo para no iniciar una reacción explosiva no prevista por efectos mecánicos, de temperatura, chispa, fuego, humedad prolongada o carga iniciadora.
- **Categoría de humos:** Es la cantidad de gases que produce el explosivo por unidad de peso incluyendo a los gases nocivos. Indica el tipo y la cantidad de gases nocivos que se forman durante el proceso de detonación.
- **Resistencia al agua:** Es la habilidad que tiene un explosivo para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características; se mide en horas.
- **Presión de detonación:** Es la sobrepresión del explosivo al paso de las ondas de detonación.

2.1.3.4. Cálculos para el diseño de perforación y voladura

▪ **Área de la sección de un frente de excavación:**

Para el uso de la Ecuación 2, se está tomando en cuenta que la labor es del tipo bóveda, por lo que se debe considerar:

$$S = \left(\frac{\pi \times r^2}{2} \right) + [r \times (A - 2r)] + [A \times (H - r)] \quad \text{Ec. 2}$$

Donde:

S = Área de la sección del túnel.

A = Ancho del túnel.

H = Altura del túnel.

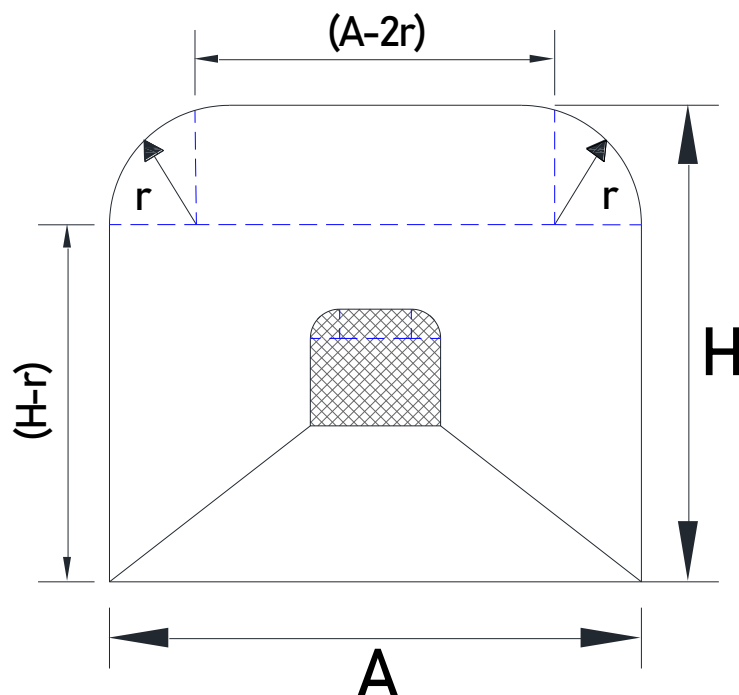
r = Radio del arco de la bóveda.

π = Valor constante.

En la Figura 24 se puede observar el área de la sección (relleno gris).

Figura 24

Área de una labor tipo bóveda



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

▪ **Perímetro de un frente de excavación:**

El perímetro de una labor minera está definido como el conjunto de líneas que forman el contorno de la excavación; para el uso de la Ecuación 3 se está tomando en cuenta que la labor es del tipo bóveda.

$$P = (\pi \times r) + 2(H - r) + 2(A - r) \quad \text{Ec. 3}$$

Donde:

P = Perímetro de la sección del túnel.

A = Ancho del túnel.

H = Altura del túnel.

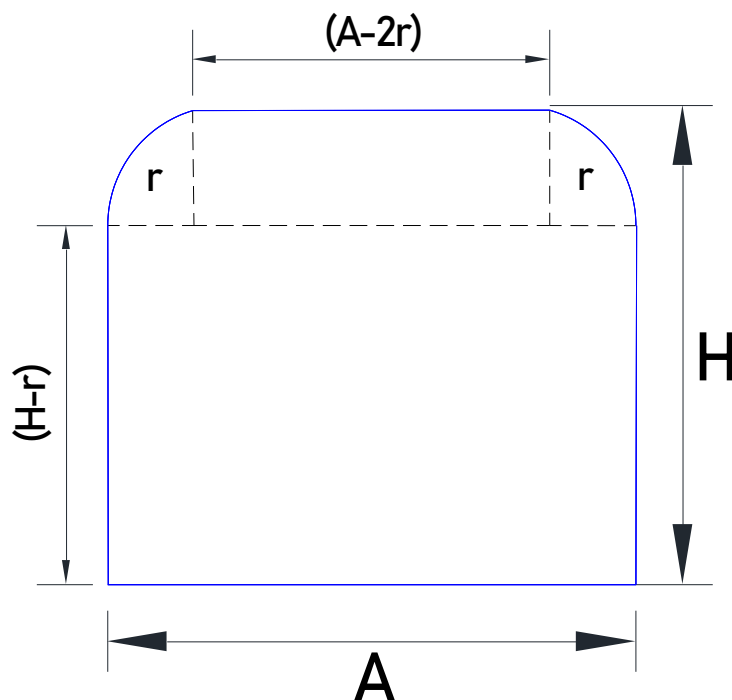
r = Radio del arco de la bóveda.

π = Valor constante.

En la Figura 25 se puede observar el perímetro de la labor (color azul).

Figura 25

Perímetro de una labor tipo bóveda



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

▪ **Número de taladros de un frente de excavación:**

Para EXSA S.A. (2009), el número de taladros para una voladura subterránea depende del tipo de roca, del grado de confinamiento del frente, de la granulometría que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación, estos factores pueden ampliar o reducir la malla de perforación.

Este cálculo se puede realizar de forma aproximada con la Ecuación 4 (formula empírica) y con la Ecuación 5 (fórmula más precisa):

$$N^{\circ}_{taladros} = 10 \times \sqrt{A \times H} \quad \text{Ec. 4}$$

Donde:

A = Ancho del túnel.

H = Altura del túnel.

$$N^{\circ}_{taladros} = \frac{P}{d_t} + (c \times S) \quad \text{Ec. 5}$$

Donde:

P = Perímetro de la sección del túnel.

d_t = Distancia entre taladros.

c = Coeficiente o factor de roca.

S = Área de la sección del túnel.

En el caso de la distancia entre taladros y el coeficiente o factor de roca, estos se determinarán en función de la dureza de la roca; ver la Tabla 13 y la Tabla 14 respectivamente.

Tabla 13*Relación de la dureza de la roca con la distancia entre taladros*

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable	0,70 a 0,75

Fuente: Tomado del Manual práctico de voladura, EXSA S.A., 2009, p.187.

Tabla 14*Relación de la dureza de la roca con el coeficiente de roca*

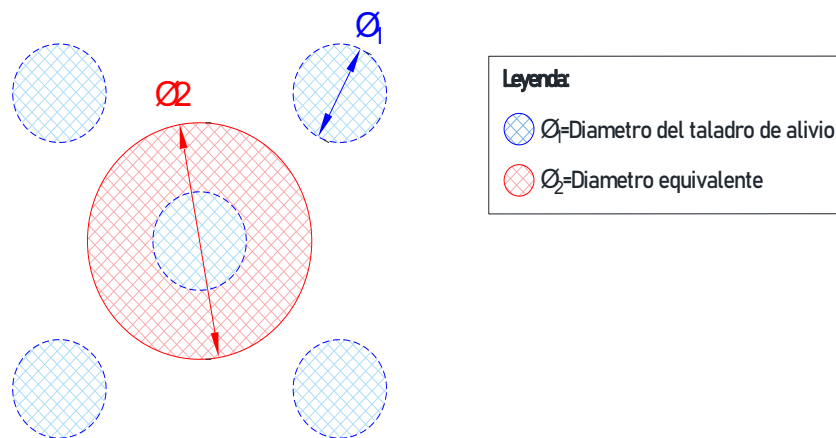
Dureza de la roca	Coefficiente de roca
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Friable	1,00

Fuente: Tomado del Manual práctico de voladura, EXSA S.A., 2009, p.187.

- **Avance por disparo en un frente de excavación**

El avance de una labor está restringido por: El diámetro del taladro de alivio y la desviación de los taladros (Agreda, 1993).

- **Diámetro equivalente:** Es un taladro de alivio (\varnothing_2) que contiene el volumen de todos los taladros de alivio (\varnothing_1), ver Figura 26.

Figura 26*Diámetro equivalente*

Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

Se obtiene a partir de la Ecuación 6:

$$\phi_2 = \phi_1 \times \sqrt{N} \quad \text{Ec. 6}$$

Donde:

ϕ_1 = Diámetro del taladro de alivio.

ϕ_2 = Diámetro equivalente.

N = Número de taladros de alivio.

- **La profundidad del taladro:** Se expresa como una función del diámetro equivalente, se obtiene con la Ecuación 7.

$$H = 0,15 + 34,10(\phi_2) - 39,4(\phi_2)^2 \quad \text{Ec. 7}$$

Donde:

H = Profundidad del taladro (m).

ϕ_2 = Diámetro equivalente (m).

N = Número de taladros de alivio.

Tras obtener la profundidad del taladro en función del diámetro equivalente, se espera obtener una eficiencia del 95% de la longitud de la barra de perforación, tal como se muestra en la Ecuación 8.

$$L = Avance \times disparo = 0,95 \times H_L \quad \text{Ec. 8}$$

Donde:

H_L = Longitud de la barra de perforación.

- **Error de perforación:** A mayor error o desviación de los taladros, menor será la eficiencia del disparo; se presenta en la Ecuación 9.

$$\psi = (\alpha \times L) - e \quad \text{Ec. 9}$$

Donde:

Ψ = Error de perforación

H = Profundidad del taladro.

α = Desviación angular.

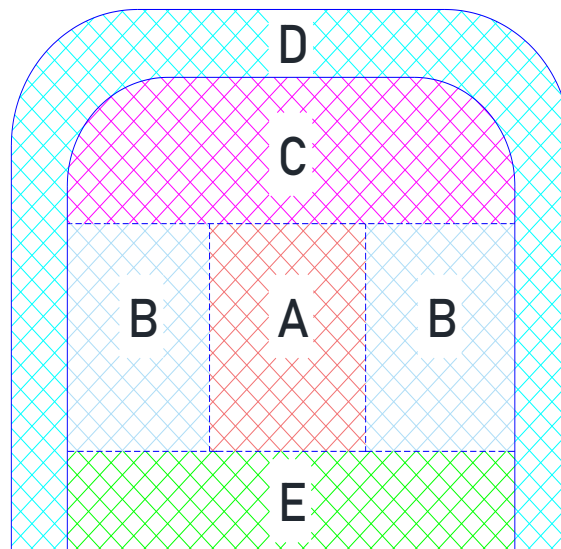
e = Error de emboquille o empate.

2.1.3.5. Método postulado por Roger Holmberg

Persson, Holmberg & Lee (1994) buscaron mejorar la eficiencia en el avance de galerías y tuneles, en base al diámetro de los taladros de alivio y al uso de mezclas explosivas en mayor cantidad, para realizar el diseño de perforación y voladura en minería subterránea dividen el frente de la labor en 5 secciones diferentes (A, B, C, D, E), ver la Figura 27.

Figura 27

Secciones establecidas por Holmberg en un frente



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

Cada sección dentro del método de Holmberg (A, B, C, D, E) debe ser tratada de forma especial durante los cálculos; estas secciones se describen a continuación:

A = Sección de corte <> Arranque

B = Sección de tajeo <> Ayudas de los hastiales

C = Sección de alza <> Ayudas de la corona

D = Sección de contorno <> Hastiales y corona

E = Sección de arrastre <> Arrastres

Los calculos tipicos de carga explosiva de acuerdo al metodo postulado, se llevan a cabo mediante el siguiente algoritmo:

1. Cálculo para determinar el avance

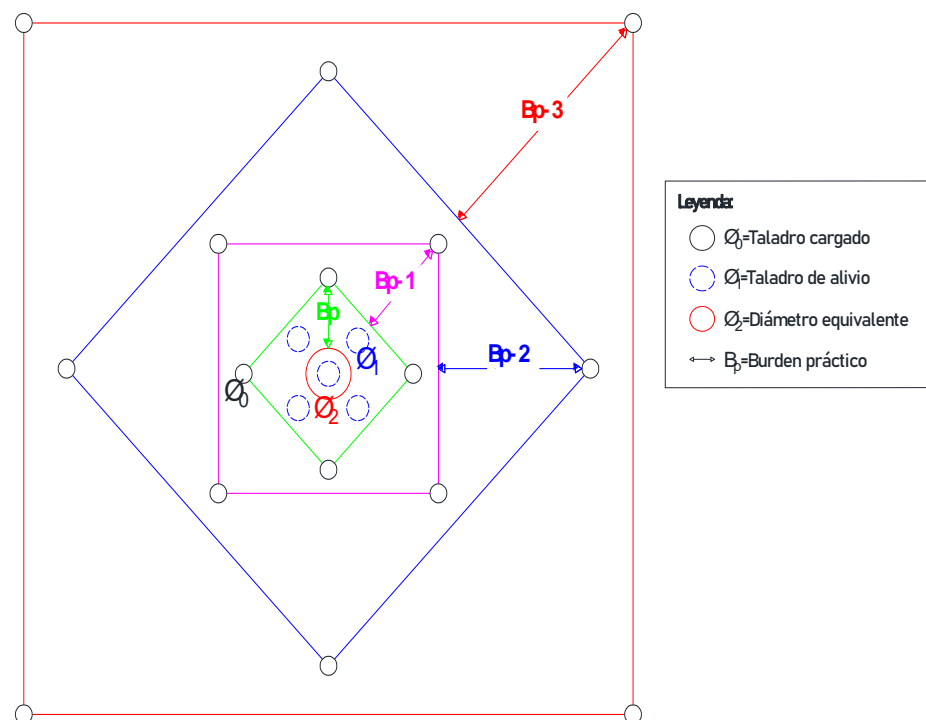
(ver 2.1.3.4)

2. Cálculo para el arranque de 4 secciones

Persson, Holmberg y Lee (1994) presentan el esquema general de un arranque de 4 secciones con taladros paralelos, ver la Figura 28.

Figura 28

Arranque de cuatro secciones



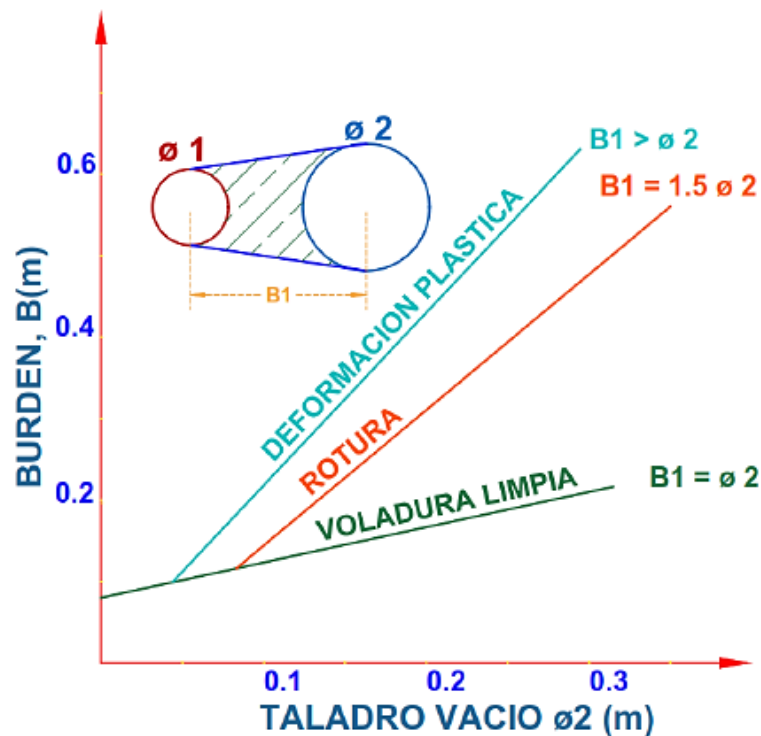
Fuente: Dibujado por el tesista en Autocad v. 2017 a partir de Holmberg (1994)

La Figura 28 mantiene una relación entre el diámetro equivalente (\emptyset_2) y los taladros cargados (\emptyset_0), siendo que entre ambos no exista una distancia mayor a $(1,7\emptyset_2)$ si se quiere obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Persson, Holmberg y Lee, 1994).

Para un burden mayor a $(2\emptyset_2)$ el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica entre los taladros; además si el burden es inferior a (\emptyset_2) y la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y póstumo fallo del cuele; por tal se recomienda calcular un burden con $(1,5 \emptyset_2)$; ver Figura. (Velarde, 2017)

Figura 29

Distancia entre el diámetro equivalente y los taladros cargados

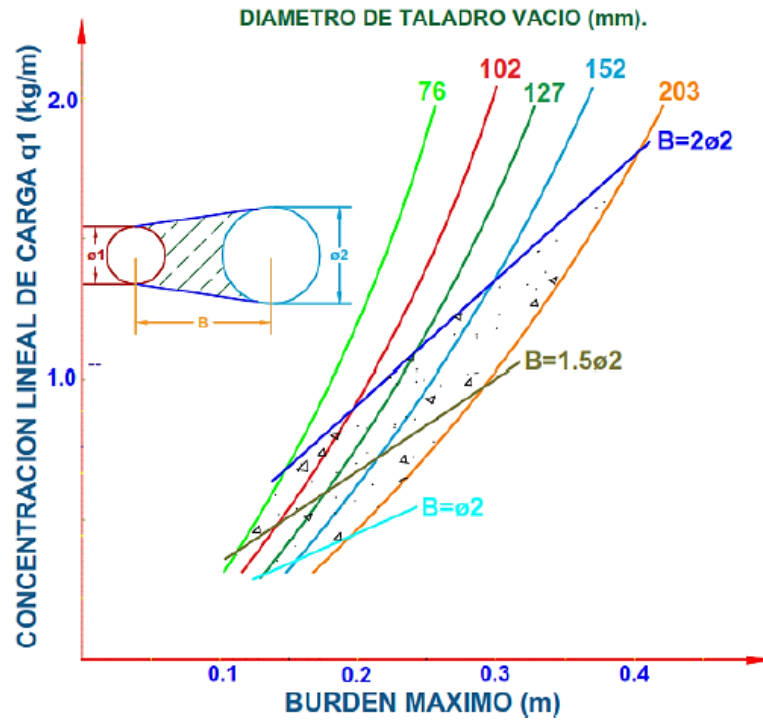


Fuente: Tomado de López, López , Pernia y Ortiz (2009).

Para facilitar los cálculos de diseño se tiene en cuenta la figura 30, que muestra pruebas realizadas con diferentes diámetros de alivio.

Figura 30

Concentración lineal de carga en función del burden máximo



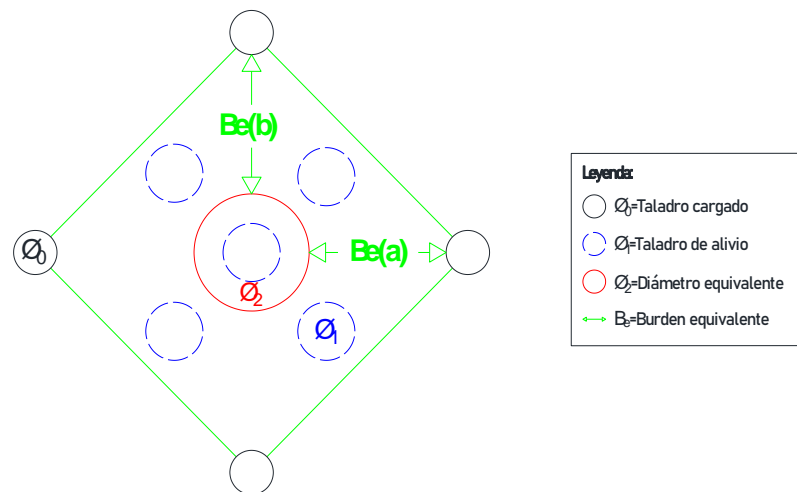
Fuente: Tomado de López, López, Pernia y Ortiz (2009).

– **Burden equivalente (B_e)**

Se define como la distancia que existe entre el diámetro equivalente y un taladro cargado de eje a eje; ver la Figura 31.

Figura 31

Burden equivalente



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

El burden equivalente también se conoce como burden máximo; se calcula con el principio de la longitud de arco de la Ecuación 10:

$$B_e = \frac{\pi \times \phi_2}{2} \sim 1,5 \times \phi_2 \quad \text{Ec. 10}$$

Donde:

B_e = Burden equivalente.

π = Constante.

α = Desviación angular.

ϕ_2 = Diámetro equivalente.

– **Burden práctico (B_p)**

Se define como la reducción del burden equivalente debido a los errores de perforación “taladros desviados”, se lleva a cabo con la Ecuación 11:

$$B_p = B_{e \text{ Máx}} - \Psi \quad \text{Ec. 11}$$

Donde:

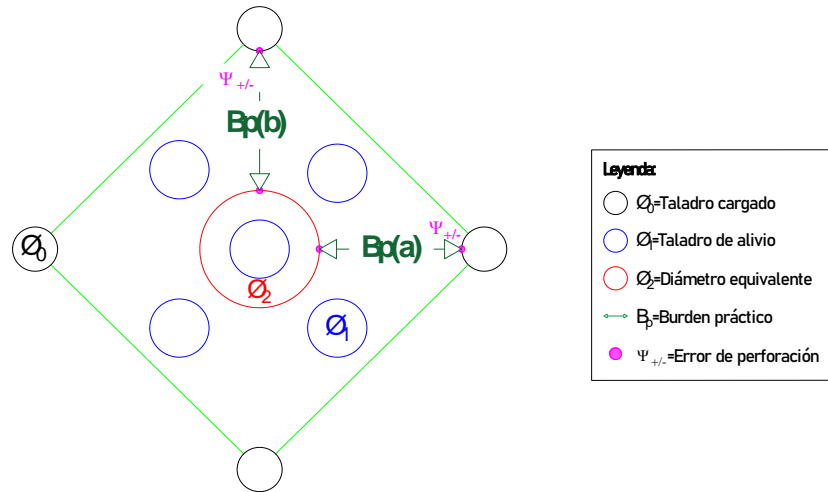
B_p = Burden práctico.

$B_{e \text{ Máx.}}$ = Burden equivalente.

Ψ = Error de perforación.

Por lo tanto, a cada burden equivalente de la Figura 31 le corresponde un burden práctico de eje a eje, así como se muestra en la Figura 32; esta contempla como el arranque en una malla de perforación sufre cambios de burden en el “eje x” y en el “eje y” por errores en la perforación, estos errores pueden sumar o restar distancia al burden equivalente.

Figura 32
Burden práctico



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

Reemplazando en la Ecuación 11, el burden práctico de eje a eje sería el mostrado en la Ecuación 12 y Ecuación 13:

$$B_{p(a)} = B_e M_{\acute{a}x} - \Psi \quad \text{Ec. 12}$$

$$B_{p(b)} = B_e M_{\acute{a}x} - \Psi \quad \text{Ec. 13}$$

Donde:

$B_{p(a)}$ = Burden práctico en a.

$B_{p(b)}$ = Burden práctico en b.

– **Ancho de abertura (A_h)**

Es la cavidad que se genera con la voladura de los taladros de arranque; esta queda vacía tras la detonación; para determinar este ancho se usan la Ecuación 14, 15 y 16.

$$A_{h(0)} = \sqrt{(X_a)^2 + (X_b)^2} \quad \text{Ec. 14}$$

$$X_a = \frac{\phi_2}{2} + B_{p(a)} \quad \text{Ec. 15}$$

$$X_b = \frac{\phi_2}{2} + B_{p(b)}$$

Ec. 16

Donde:

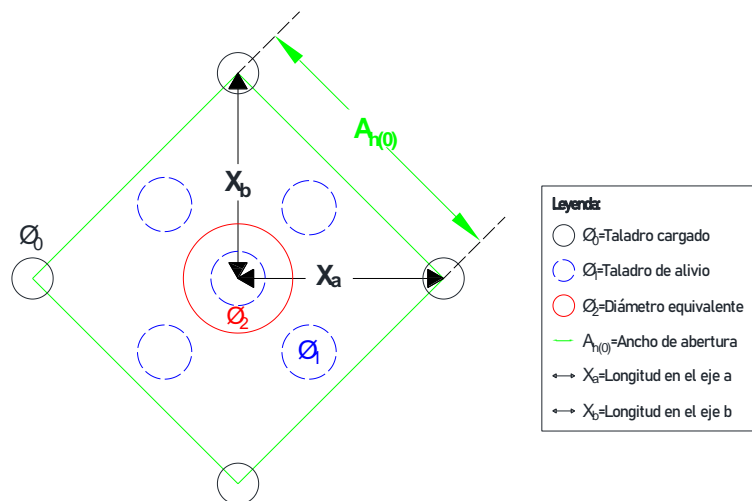
$A_{h(0)}$ = Ancho de abertura en el arranque.

X_a = Longitud en el eje a.

X_b = Longitud en el eje b.

Tanto la longitud del “eje a” (X_a), como del “eje b” (X_b) van desde el centro del diámetro equivalente hasta el centro del diámetro del taladro cargado, ambas longitudes nos permitirán determinar el ancho de abertura, en la Figura 33 se muestra el diseño que se genera en el arranque.

Figura 33
Ancho de abertura



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

– **Calculo de consumo específico C.E. de explosivos, Ashby (1977)**

Para López, López, Pernia, y Ortiz (2009): Ashby relaciona la frecuencia de las fracturas y la resistencia al cizallamiento con el consumo específico del explosivo.

A través de la Ecuación 17, Ashby toma en cuenta a las discontinuidades estructurales en el sistema de voladuras;

$$C.E. = \frac{0,56 \times \rho_r \times TAN\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3,3}}} \quad \text{Ec. 17}$$

Donde:

C.E. = Consumo específico del explosivo.

ρ_r = Densidad de la roca.

TAN = Función tangente.

GSI = Índice de resistencia geológica.

RQD = Índice de calidad de la roca.

– **Constante de roca C corregida (Suecia)**

Inicialmente Langefors (1978) propuso un factor para representar la influencia de la roca en la rotura; dicho factor fue calibrado en Suecia encontrándose una relación lineal con el consumo específico del explosivo, dicha relación se muestra en la Ecuación 18.

$$C = (0,8784 \times C.E.) + 0,052 \quad \text{Ec. 18}$$

Donde:

C = Constante de roca sueca.

C.E. = Consumo específico del explosivo.

– **Factor de roca**

Es una variable para predecir la fragmentación, inicialmente se calculaba con el índice de volatilidad de Lilly (1986).

Con el paso del tiempo se encontró una relación polinómica de tercer grado con la constante de la roca (Marcañaupa, agosto 2011), dicha relación se muestra en la Ecuación 19.

$$A_F = 96,667(CE)^3 - 138,5(CE)^2 + 75,883(CE) - 4,41 \quad \text{Ec. 19}$$

Donde:

A_F = Factor de roca.

C.E. = Consumo específico del explosivo.

– **Índice de volatilidad de Lilly (1986)**

Para, López, López, Pernia y Ortiz (2009): Lilly ha definido un índice de volatilidad a partir de la suma de 5 parámetros geomecánicos; de los cuales se puede determinar el consumo específico de los explosivos (ver Ecuación 20) y los factores de energía (ver Ecuación 21):

$$C.E. = 0,004 \times BI \quad \text{Ec. 20}$$

$$F.E. = 0,015 \times BI \quad \text{Ec. 21}$$

Donde:

C.E. = Consumo específico del explosivo.

F.E. = Factor de energía.

Del mismo modo si se quiere obtener el valor del índice de volatilidad a partir del consumo específico de los explosivos “C.E.” se reformulará la Ecuación 20, obteniéndose la Ecuación 22:

$$BI = \frac{C.E.}{0,004} \quad \text{Ec. 22}$$

Donde:

BI = Índice de volabilidad.

– **Factor de energía (FE):**

Este factor se puede estimar a partir del índice de volabilidad de Lilly de la Ecuación 21; la cual expresada en función del consumo específico del explosivo “C.E.” de la Ecuación 22, se obtiene la Ecuación 23 (energía requerida por unidad de peso en MegaJoules por tonelada “MJ/t”):

$$F. E. \left(\frac{MJ}{t} \right) = 0,12 \times \frac{C. E.}{0,004} \langle \rangle 30 \times C. E. \quad \text{Ec. 23}$$

– **Densidad de carga (q):**

Para Choque (2017), la densidad de carga nos da la medida de llenado de un determinado taladro en su respectivo cuadrante, se considera un llenado perfecto sin dejar espacio vacío cuando se tiene una densidad de carga igual a 1; esta se calcula con la Ecuación 24

$$q_0 = 55 \times \phi_0 \times \left(\frac{B_e}{\phi_2} \right)^{1,5} \times \left(B_e - \frac{\phi_2}{2} \right) \times \frac{C}{0,4} \times \frac{1}{RSW_{Anfo}} \quad \text{Ec. 24}$$

Donde:

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque.

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

ϕ_2 = Diámetro equivalente.

B_e = Burden equivalente.

C = Constante de roca sueca.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

– **Longitud de taco:**

Longitud del taladro que ocupa al material inerte para confinar a los explosivos, se determina con la Ecuación 25:

$$L_{Taco} = 10 \times \phi_0 \quad \text{Ec. 25}$$

Donde:

L_{Taco} = Longitud ocupada por material inerte.

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

– **Longitud de carga en el arranque:**

Longitud del taladro que ocupa a los explosivos, se determina con la Ecuación 26:

$$L_{Carga} = L - L_{Taco} \quad \text{Ec. 26}$$

Donde:

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

L_{Taco} = Longitud ocupada por material inerte.

L = Longitud del taladro.

– **Número de cartuchos por taladro**

Va a depender de la longitud de carga y del peso unitario del explosivo; se determina con la Ecuación 27:

$$\# \text{ cartuchos/taladro} = \frac{q_0 \times L_{Carga}}{PU_e} \quad \text{Ec. 27}$$

Donde:

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_e = Peso unitario del explosivo.

– **Masa explosiva por taladro en el arranque (Q_e)**

Cantidad de explosivo en kilogramos usado por cada taladro en el arranque, se determina con la Ecuación 28:

$$Q_e = q_0 \times L_{Carga} \quad \text{Ec. 28}$$

Donde:

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

– **Predicción de la fragmentación por el método Kuz Ram**

El Kuz Ram es un modelo matemático predictivo para la fragmentación de la roca, este modelo estima el diámetro de los clastos de roca tras la voladura; se determina con la Ecuación 29:

$$X = A_F \times K^{0,8} \times (Q_e)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}} \right)^{\frac{19}{30}} \quad \text{Ec. 29}$$

Donde:

X = Tamaño medio de los fragmentos de roca.

A_F = Factor de roca.

K = Factor triturante (C.E.)

Q_e = Masa explosiva por taladro.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

Para las ecuaciones que se van a presentar en adelante, se toma en cuenta que ya existe un arranque, por lo que estas ecuaciones tendrán un subíndice numérico respecto al cuadrante en que se está presentando; tampoco se definirán los parámetros pues, son los mismos usados para el arranque.

▪ **Cálculos para el 1^{er} cuadrante**

– **Burden equivalente (Be):**

$$B_{e(1)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{A_{h(0)} \times q_0 \times RWS_{Anfo}}{\emptyset_0 \times C}} \quad \text{Ec. 30}$$

Donde:

$B_{e(1)}$ = Burden equivalente en el 1^{er} cuadrante.

$A_{h(0)}$ = Ancho de abertura en el arranque.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque.

\emptyset_0 = Diámetro del taladro de producción.

C = Constante de roca sueca.

– **Burden práctico (Bp):**

$$B_{p(1)} = B_{e(1)} - \Psi \quad \text{Ec. 31}$$

Donde:

$B_{p(1)}$ = Burden práctico en el 1^{er} cuadrante.

$B_{e(1)}$ = Burden equivalente en el 1^{er} cuadrante.

Ψ = Error de perforación.

– **Ancho de abertura (A_h)**

$$A_{h(1)} = \sqrt{(X_c)^2 + (X_d)^2} \quad \text{Ec. 32}$$

$$X_c = X_d = \frac{A_{h(0)}}{2} + B_{p(1)} \quad \text{Ec. 33}$$

Donde:

$A_{h(0)}$ = Ancho de abertura en el arranque.

$A_{h(1)}$ = Ancho de abertura en el 1^{er} cuadrante.

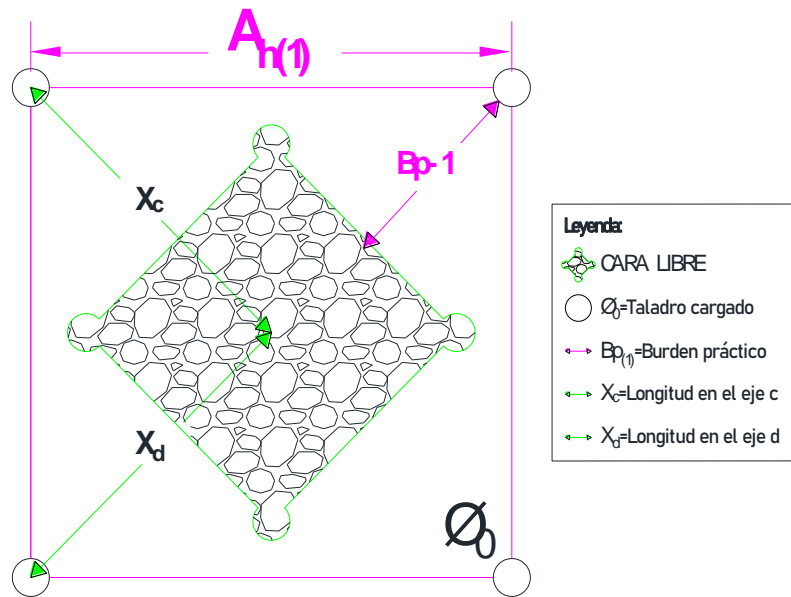
$X_c = X_d =$ Línea de $A_{h(0)}$ hacia la esquina del 1er cuadrante.

$B_{p(1)}$ = Burden práctico en el 1^{er} cuadrante.

El ancho de abertura $A_{h(1)}$ es la longitud de cualquier lado del cuadrado que queda tras la voladura del arranque; en la Figura 34 se detallan las partes de este cuadrante.

Figura 34

Ancho de abertura – 1er cuadrante



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

– **Densidad de carga (q)**

$$q_1 = \frac{32,3 \times \emptyset_0 \times C \times B_{e(1)}}{RWS_{Anfo} \times \text{sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_{h(0)}}{2 \times B_{e(1)}} \right)^{1,5} \right)} \quad \text{Ec. 34}$$

Donde:

q_1 = Densidad de carga lineal en el 1^{er} cuadrante.

\emptyset_0 = Diámetro del taladro de producción.

C = Constante de roca sueca.

$B_{e(1)}$ = Burden equivalente en el 1^{er} cuadrante.

$A_{h(0)}$ = Ancho de abertura en el arranque.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

– **Número de cartuchos por taladro (1^{er} cuadrante)**

$$\# \text{ cartuchos/taladro} = \frac{q_1 \times L_{\text{Carga}}}{PU_e} \quad \text{Ec. 35}$$

Donde:

q_1 = Densidad de carga lineal en el 1^{er} cuadrante.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_e = Peso unitario del explosivo.

– **Masa explosiva (Q_e)**

$$Q_{e(1)} = q_1 \times L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 36}$$

Donde:

$Q_{e(1)}$ = Masa explosiva por taladro en el 1^{er} cuadrante.

q_1 = Densidad de carga lineal en el 1^{er} cuadrante.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

▪ **Cálculos para el 2^{do} cuadrante**

– **Burden equivalente (B_e):**

$$B_{e(2)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{A_{h(1)} \times q_0 \times RWS_{\text{Anfo}}}{\emptyset_0 \times C}} \quad \text{Ec. 37}$$

Donde:

$B_{e(2)}$ = Burden equivalente en el 2^{do} cuadrante.

$A_{h(1)}$ = Ancho de abertura en el 1^{er} cuadrante.

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque.

\emptyset_0 = Diámetro del taladro de producción.

C = Constante de roca sueca

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

– **Burden práctico (B_p):**

$$B_{p(2)} = B_{e(2)} - \Psi \quad \text{Ec. 38}$$

Donde:

$B_{p(2)}$ = Burden práctico en el 2^{do} cuadrante.

$B_{e(2)}$ = Burden equivalente en el 2^{do} cuadrante.

Ψ = Error de perforación.

– **Ancho de abertura (A_h)**

$$A_{h(2)} = \sqrt{(X_e)^2 + (X_f)^2} \quad \text{Ec. 39}$$

$$X_e = X_f = \frac{A_{h(1)}}{2} + B_{p(2)} \quad \text{Ec. 40}$$

Donde:

$A_{h(2)}$ = Ancho de abertura en el 2^{do} cuadrante.

$A_{h(1)}$ = Ancho de abertura en el 1^{er} cuadrante.

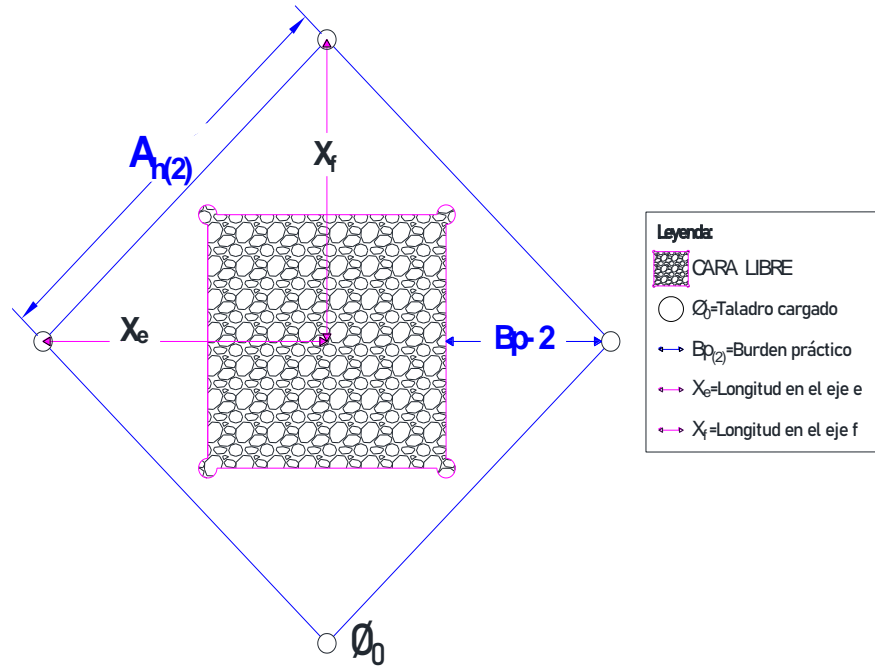
$X_e = X_f$ = Línea de $A_{h(1)}$ hacia la esquina del 2^{do} cuadrante.

$B_{p(2)}$ = Burden práctico en el 2^{do} cuadrante.

El ancho de abertura $A_{h(2)}$ es la longitud de cualquier lado del rombo que queda tras la voladura del 1^{er} cuadrante; esta longitud se hallara por medio del Teorema de pitagoras (Ecuación 39) con la longitud del “eje e” y la longitud del “eje f” los cuales se determinaran a partir de la Ecuación 40.

En la Figura 35 se detallan las partes del segundo cuadrante:

Figura 35
Ancho de abertura – 2^{do} cuadrante



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

– **Densidad de carga (q)**

$$q_2 = \frac{32,3 \times \phi_0 \times C \times B_{e(2)}}{RWS_{Anfo} \times \text{sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_{h(1)}}{2 \times B_{e(2)}} \right)^{1,5} \right)} \quad \text{Ec. 41}$$

Donde:

q_2 = Densidad de carga lineal en el 2^{do} cuadrante.

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

C = Constante de roca sueca.

$B_{e(2)}$ = Burden equivalente en el 2^{do} cuadrante.

$A_{h(1)}$ = Ancho de abertura en el 1^{er} cuadrante.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

– **Número de cartuchos por taladro (2^{do} cuadrante)**

$$\# \text{ cartuchos/taladro} = \frac{q_2 \times L_{\text{carga}}}{PU_e} \quad \text{Ec. 42}$$

Donde:

q_2 = Densidad de carga lineal en el 2^{do} cuadrante.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_e = Peso unitario del explosivo

– **Masa explosiva (Q_e)**

$$Q_{e(2)} = q_2 \times L_{Carga} \quad \text{Ec. 43}$$

Donde:

$Q_{e(2)}$ = Masa explosiva por taladro en el 2^{do} cuadrante.

q_2 = Densidad de carga lineal en el 2^{do} cuadrante.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

▪ **Cálculos para el 3^{er} cuadrante**

– **Burden equivalente (B_e):**

$$B_{e(3)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{A_{h(2)} \times q_0 \times RWS_{Anfo}}{\emptyset_0 \times C}} \quad \text{Ec. 44}$$

Donde:

$B_{e(3)}$ = Burden equivalente en el 3^{er} cuadrante.

$A_{h(2)}$ = Ancho de abertura en el 2^{do} cuadrante.

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque.

\emptyset_0 = Diámetro del taladro de producción.

C = Constante de roca sueca

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

– **Burden práctico (B_p):**

$$B_{p(3)} = B_{e(3)} - \Psi \quad \text{Ec. 45}$$

Donde:

$B_{p(3)}$ = Burden práctico en el 3^{er} cuadrante.

$B_{e(3)}$ = Burden equivalente en el 3^{er} cuadrante.

Ψ = Error de perforación.

– **Ancho de abertura (A_h)**

$$A_{h(3)} = \sqrt{(X_g)^2 + (X_h)^2} \quad \text{Ec. 46}$$

$$X_g = X_h = \frac{A_{h(2)}}{2} + B_{p(3)} \quad \text{Ec. 47}$$

Donde:

$A_{h(3)}$ = Ancho de abertura en el 3^{er} cuadrante.

$A_{h(2)}$ = Ancho de abertura en el 2^{do} cuadrante.

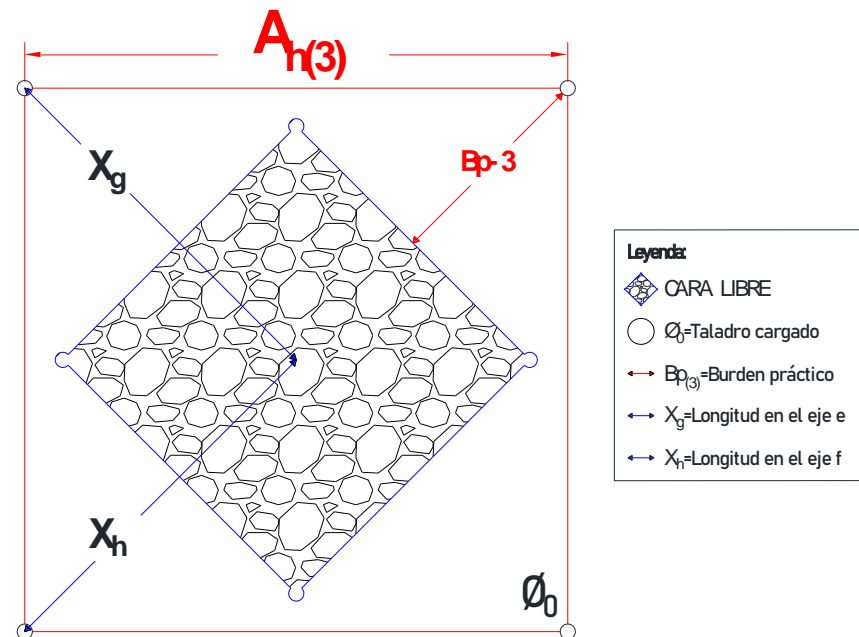
$X_g = X_h$ = Línea de $A_{h(2)}$ hacia la esquina del 3^{er} cuadrante.

$B_{p(3)}$ = Burden práctico en el 3^{er} cuadrante.

En la Figura 36 se detallan las partes del tercer cuadrante:

Figura 36

Ancho de abertura – 3^{er} cuadrante



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

– **Densidad de carga (q)**

$$q_3 = \frac{32,3 \times \emptyset_0 \times C \times B_{e(3)}}{RWS_{Anfo} \times \text{sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_{h(2)}}{2 \times B_{e(3)}} \right)^{1,5} \right)} \quad \text{Ec. 48}$$

Donde:

q_3 = Densidad de carga lineal en el 3^{er} cuadrante.

\emptyset_0 = Diámetro del taladro de producción.

C = Constante de roca sueca.

$B_{e(3)}$ = Burden equivalente en el 3^{er} cuadrante.

$A_{h(2)}$ = Ancho de abertura en el 2^{do} cuadrante.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

– **Número de cartuchos por taladro (3^{er} cuadrante)**

$$\# \text{ cartuchos/taladro} = \frac{q_3 \times L_{carga}}{PU_e} \quad \text{Ec. 49}$$

Donde:

q_3 = Densidad de carga lineal en el 3^{er} cuadrante.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_e = Peso unitario del explosivo

– **Masa explosiva (Q_e)**

$$Q_{e(3)} = q_3 \times L_{carga} \quad \text{Ec. 50}$$

Donde:

$Q_{e(3)}$ = Masa explosiva por taladro en el 3^{er} cuadrante.

q_3 = Densidad de carga lineal en el 3^{er} cuadrante.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

– **Diseñar más cuadrantes**

Si la longitud lateral (ancho de abertura) del ultimo cuadrante es menor o igual a la raíz cuadrada de la longitud del taladro aún se podrá seguir diseñando cuadrantes, pero si ocurre lo opuesto ya no se requiere diseñar más cuadrantes en el frente. (Choque, 2017)

$$A_{h(x)} \leq \sqrt{L} \quad \text{Ec. 51}$$

Donde:

$A_{h(x)}$ = Ancho de abertura en un cuadrante x.

L = Longitud del taladro.

3. Cálculo para taladros de ayuda en los hastiales

Para continuar con los cálculos de burden para los taladros en los hastiales, primero se debe reajustar el factor de roca en base a la longitud del taladro, tal como se muestra en la Ecuación 52:

$$B \leq 0,6 \times L \quad \text{Ec. 52}$$

Donde:

B = Burden

L = Longitud del taladro.

Una vez determinado el burden se usará la Ecuación 53 o la Ecuación 54, para determinar el factor de roca reajustado:

$$B \geq 1,4 \text{ m} \rightarrow \hat{C} = C + 0,05 \quad \text{Ec. 53}$$

$$B < 1,4 \text{ m} \rightarrow \hat{C} = C + \frac{0,07}{B} \quad \text{Ec. 54}$$

– **Burden equivalente (B_e)**

El burden equivalente o máximo para los taladros de ayuda en los hastiales se determinará a partir de la Ecuación 55:

$$B_e (\text{hastiales}) = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{Anfo}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}} \quad \text{Ec. 55}$$

Donde:

B_e (hastiales) = Burden equivalente en los taladros de ayuda (hastiales).

q_0 = Densidad de carga inicial.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

f = Factor de fijación.

S/B = Relación entre el burden y el espaciamiento.

\hat{C} = Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

Para hallar el valor del factor de fijación “f” y de la relación que existe entre el burden y el espaciamiento “S/B” en un tajeo horizontal se usará la Tabla 15.

Tabla 15
Valores para f y S/B

Constante y/o valores de fijación		
Dirección de salida de los taladros	F	S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1,45	1,25
Hacia abajo	1,20	1,25
Para taladros de corona		0,80
Para taladros de piso		0,10

Fuente: Tomado de Choque, (2017).

– **Burden práctico (B_p)**

El burden práctico para taladros de ayuda en los hastiales se diseñará teniendo en cuenta el ancho del túnel y el ancho de abertura en el 3^{er} cuadrante; tal como lo indica la Ecuación 56:

$$B_p(hastiales) = \frac{A_{túnel} - A_{h(3)}}{4} \quad \text{Ec. 56}$$

Donde:

$B_p(hastiales)$ = Burden práctico para los taladros de ayuda (hastiales).

$A_{túnel}$ = Ancho del túnel.

$A_{h(3)}$ = Ancho de abertura en el 3^{er} cuadrante.

– **Número de taladros**

Para determinar el número de taladros de ayudas en los hastiales se usará la Ecuación 57:

$$N^{\circ} \text{ Taladros}_{(hastiales)} = \left(\frac{A_{túnel} - A_{h(3)}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 57}$$

Donde:

$A_{túnel}$ = Ancho del túnel.

$A_{h(3)}$ = Ancho de abertura en el 3^{er} cuadrante.

S/B = Relación entre espaciamiento y burden (tajeo horizontal).

– **Espaciamiento (S)**

Para determinar el espaciamiento que tendrán los taladros de ayuda en los hastiales se usará la Ecuación 58:

$$S_{(hastiales)} = \frac{A_{h(3)}}{N^{\circ} \text{ taladros-ayuda hastiales} - 2} \quad \text{Ec. 58}$$

Donde:

$A_{h(3)}$ = Ancho de abertura en el 3^{er} cuadrante.

– **Ancho de abertura (A_h)**

El ancho de abertura que generaran los taladros de ayuda en los hastiales estará dado por la Ecuación 59:

$$A_{h(\text{hastiales})} = A_{h(3)} + [2B_p(\text{hastiales}) \times S(\text{hastiales})] \quad \text{Ec. 59}$$

Donde:

$A_{h(3)}$ = Ancho de abertura en el 3^{er} cuadrante.

$B_p(\text{hastiales})$ = Burden práctico para los taladros de ayuda (hastiales).

$S(\text{hastiales})$ = Espaciamiento para los taladros de ayuda (hastiales).

– **Densidad de carga (q)**

La densidad de carga de los taladros de ayuda en los hastiales se determinan a partir de la Ecuación 60:

$$q_4(\text{hastiales}) = \frac{32,3 \times \phi_0 \times \hat{C} \times B_e(\text{hastiales})}{RWS_{\text{Anfo}} \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_h(\text{hastiales})}{2 \times B_e(\text{hastiales})} \right)^{1,5} \right)} \quad \text{Ec. 60}$$

Donde:

$q_4(\text{hastiales})$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (hastiales).

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

\hat{C} = Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

$B_e(\text{hastiales})$ = Burden equivalente de los taladros de ayuda (hastiales).

$A_h(\text{hastiales})$ = Ancho de abertura en los taladros de ayuda (hastiales).

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

– **Número de cartuchos por taladro**

Para determinar el número de cartuchos por taladro en las ayudas de los hastiales se usará la Ecuación 61.

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = \frac{q_4(\text{hastiales}) \times L_{\text{Carga}}}{PU_e} \quad \text{Ec. 61}$$

Donde:

$q_4(\text{hastiales})$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (hastiales).

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_e = Peso unitario del explosivo

– **Masa explosiva (Q_e)**

Para determinar la masa explosiva en las ayudas de los hastiales se usará la Ecuación 62:

$$Q_e(\text{hastiales}) = q_4(\text{hastiales}) \times L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 62}$$

Donde:

$q_4(\text{hastiales})$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (hastiales).

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

4. Cálculo para taladros de ayuda en la corona

Antes de realizar los cálculos para los taladros de ayuda en la corona, se debe definir las áreas de tajeo hacia abajo (Zona C y D), tal como se muestra en la Ecuación 63:

$$H_{\text{Tajo}(\downarrow)} = 0,64 \times (H_{\text{túnel}} - A_h) \quad \text{Ec. 63}$$

Donde:

$H_{\text{Tajo}(\downarrow)}$ = Altura disponible para el tajeo hacia abajo (Zona C y D).

$H_{\text{túnel}}$ = Altura del túnel.

A_h = Ancho de abertura del último cuadrante.

– **Burden equivalente (B_e)**

El burden equivalente o máximo para los taladros de ayuda en la corona se determinará a partir de la Ecuación 64:

$$B_{e (corona)} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{Anfo}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}} \quad \text{Ec. 64}$$

Donde:

$B_{e (hastiales)}$ = Burden equivalente en los taladros de ayuda (corona).

q_0 = Densidad de carga inicial.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

\hat{C} = Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

f = Factor de fijación.

S/B = Relación entre el burden y el espaciamiento.

Para determinar el factor de fijación y la relación entre el burden y el espaciamiento se presentó con anterioridad la Tabla 15.

– **Burden práctico (B_p)**

El burden práctico para los taladros de ayuda en la corona se diseñará teniendo en cuenta la altura disponible que queda tras la voladura del ultimo cuadrante, se determina con la Ecuación 65:

$$B_{p (corona)} = 0,51 \times H_{Tajo (\downarrow)} \quad \text{Ec. 65}$$

Donde:

$B_{p (corona)}$ = Burden práctico para los taladros de ayuda (corona).

$H_{Tajo (\downarrow)}$ = Altura disponible para el tajeo hacia abajo (Zona C y D).

– **Longitud donde se distribuyen las ayudas de la corona**

Para Choque (2017) en la distribución de los taladros de ayuda en la corona solo se usa el 65,33% del ancho de la labor, esa longitud es la que albergara a una cantidad de taladros “X” con cierto espaciamento, se calcula con la Ecuación 66:

$$L_{(corona)} = 0.6533 \times A_{túnel} \quad \text{Ec. 66}$$

Donde:

$L_{(corona)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (corona).

$A_{túnel}$ = Ancho del túnel.

– **Espaciamento (S)**

Para determinar el espaciamento de los taladros de ayuda en la corona se usará la Ecuación 67:

$$S_{(corona)} = 0,3333 \times L_{(corona)} \quad \text{Ec. 67}$$

Donde:

$S_{(corona)}$ = Espaciamento de los taladros de ayuda (corona).

$L_{(corona)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (corona).

– **Número de taladros**

El número de taladros de ayuda para la corona se calcula con la Ecuación 68:

$$N^{\circ}Taladros_{(corona)} = \left(\frac{L_{(corona)}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad \text{Ec. 68}$$

Donde:

$L_{(corona)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (corona).

S/B = Relación entre el espaciamento y el burden.

– **Ancho de abertura (A_h)**

El ancho de abertura que generaran los taladros de ayuda en la corona estará dado por la Ecuación 69:

$$A_{h(corona)} = L_{(corona)} \quad \text{Ec. 69}$$

Donde:

$A_{h(corona)}$ = Ancho de abertura de los taladros de ayuda (corona).

$L_{(corona)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (corona).

– **Densidad de carga (q)**

La densidad de carga de los taladros de ayuda en la corona se determinará a partir de la Ecuación 70:

$$q_{5(corona)} = \frac{32,3 \times \phi_0 \times \hat{C} \times B_e(corona)}{RWS_{Anfo} \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_h(corona)}{2 \times B_e(corona)} \right)^{1,5} \right)} \quad \text{Ec. 70}$$

Donde:

$q_{5(corona)}$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (corona).

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

\hat{C} = Factor de roca corregida para tajeo.

$B_e(corona)$ = Burden equivalente de los taladros de ayuda (corona).

$A_h(corona)$ = Ancho de abertura en los taladros de ayuda (corona).

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

– **Número de cartuchos por taladro**

Para determinar el número de cartuchos por taladro en las ayudas de la corona se usará la Ecuación 71.

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = \frac{q_5 (\text{corona}) \times L_{\text{Carga}}}{PU_e} \quad \text{Ec. 71}$$

Donde:

$q_5 (\text{corona})$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (corona).

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_e = Peso unitario del explosivo

– **Masa explosiva (Q_e)**

Para determinar la masa explosiva en los taladros de ayuda de la corona se usará la Ecuación 72:

$$Q_e (\text{corona}) = q_5 (\text{corona}) \times L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 72}$$

Donde:

$q_5 (\text{corona})$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (corona).

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

5. Cálculo para taladros de ayuda en el arrastre

Antes de realizar los cálculos para los taladros de ayuda en el arrastre o piso, se debe definir las áreas de tajeo hacia arriba (Zona E), tal como se muestra en la Ecuación 73:

$$H_{\text{Tajo} (\uparrow)} = 0,36 \times (H_{\text{túnel}} - A_h) \quad \text{Ec. 73}$$

Donde:

$H_{\text{Tajo} (\uparrow)}$ = Altura disponible para el tajeo hacia arriba (Zona E).

$H_{\text{túnel}}$ = Altura del túnel.

A_h = Ancho de abertura del último cuadrante.

– **Burden equivalente (B_e)**

El burden equivalente o máximo para los taladros de ayuda en la corona se determinará a partir de la Ecuación 74:

$$B_{e (arrastre)} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{Anfo}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}} \quad \text{Ec. 74}$$

Donde:

$B_{e (arrastre)}$ = Burden equivalente en los taladros de ayuda (arrastre).

q_0 = Densidad de carga inicial.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

\hat{C} = Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

f = Factor de fijación.

S/B = Relación entre el burden y el espaciamiento.

Para determinar el factor de fijación y la relación entre el burden y el espaciamiento se presentó con anterioridad la Tabla 15.

– **Burden práctico (B_p)**

El burden práctico para los taladros de ayuda en el arrastre se diseñará teniendo en cuenta la altura disponible que queda tras la voladura del ultimo cuadrante “Zona E”; se determina con la Ecuación 75:

$$B_p (arrastre) = \frac{H_{Tajo (†)}}{2} \quad \text{Ec. 75}$$

Donde:

$B_p (arrastre)$ = Burden práctico para los taladros de ayuda (arrastre).

$H_{Tajo (†)}$ = Altura disponible para el tajeo hacia arriba (Zona E).

– **Longitud donde se distribuyen las ayudas del arrastre**

Según Choque (2017) para determinar la longitud donde irán ubicados los taladros de ayuda del arrastre se usará la Ecuación 76:

$$L_{(arrastre)} = 0.72 \times A_{túnel} \quad \text{Ec. 76}$$

Donde:

$L_{(arrastre)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (arrastre).

$A_{túnel}$ = Ancho del túnel.

– **Espaciamiento (S)**

Para determinar el espaciamiento de los taladros de ayuda en el arrastre se usará la Ecuación 77:

$$S_{(arrastre)} = 0,3333 \times L_{(arrastre)} \quad \text{Ec. 77}$$

Donde:

$S_{(arrastre)}$ = Espaciamiento de los taladros de ayuda (arrastre).

$L_{(arrastre)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (arrastre).

– **Número de taladros**

El número de taladros de ayuda para los arrastres se calcula con la Ecuación 78:

$$N^{\circ}Taladros_{(arrastre)} = \left(\frac{L_{(arrastre)}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad \text{Ec. 78}$$

Donde:

$L_{(corona)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (corona).

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden.

– **Ancho de abertura (A_h)**

El ancho de abertura que generaran los taladros de ayuda en los arrastres estará dado por la Ecuación 79:

$$A_{h(corona)} = L_{(corona)} \quad \text{Ec. 79}$$

Donde:

$A_{h(arrastre)}$ = Ancho de abertura de los taladros de ayuda (arrastre).

$L_{(arrastre)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (arrastre).

– **Densidad de carga (q)**

La densidad de carga de los taladros de ayuda en el arrastre se determinará a partir de la Ecuación 80:

$$q_{6(arrastre)} = \frac{32,3 \times \phi_0 \times \hat{C} \times B_e(corona)}{RWS_{Anfo} \times Sen \left(Arcotan \left(\frac{A_h(corona)}{2 \times B_e(corona)} \right)^{1,5} \right)} \quad \text{Ec. 80}$$

Donde:

$Q_6(arrastre)$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (arrastre).

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

\hat{C} = Factor de roca corregida para tajeo.

$B_e(arrastre)$ = Burden equivalente de los taladros de ayuda (arrastre).

$A_h(arrastre)$ = Ancho de abertura en los taladros de ayuda (arrastre).

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

– **Número de cartuchos por taladro**

Para determinar el número de cartuchos por taladro en las ayudas del arrastre se usará la Ecuación 81.

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = \frac{q_6 (\text{arrastre}) \times L_{\text{Carga}}}{PU_e} \quad \text{Ec. 81}$$

Donde:

$q_6 (\text{arrastre})$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (arrastre).

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_e = Peso unitario del explosivo

– **Masa explosiva (Q_e)**

Para determinar la masa explosiva en los taladros de ayuda del arrastre se usará la Ecuación 82:

$$Q_e (\text{arrastre}) = q_6 (\text{arrastre}) \times L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 82}$$

Donde:

$q_6 (\text{arrastre})$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (arrastre).

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

6. Cálculos para los Hastiales

– **Burden equivalente (B_e)**

(Ver Ecuación 83)

$$B_e (\text{Hastiales}) = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{\text{Anfo}}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}} \quad \text{Ec. 83}$$

Donde:

$B_e (\text{Hastiales})$ = Burden equivalente en los hastiales.

q_0 = Densidad de carga inicial.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

\hat{C} = Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

f = Factor de fijación.

S/B = Relación entre el burden y el espaciamiento.

Para determinar “f” y “S/B” ver la tabla 15.

- **Burden práctico (B_p):** Ver Ecuación 84.

$$B_p(Hastiales) = \frac{0,2755 \times A_{túnel}}{2} \quad \text{Ec. 84}$$

Donde:

$B_p(Hastiales)$ = Burden práctico en los hastiales.

$A_{túnel}$ = Ancho del túnel.

- **Altura disponible (H):** Ver Ecuación 85.

$$H(Hastiales) = H_{túnel} - r \quad \text{Ec. 85}$$

Donde:

$H_{Hastiales}$ = Altura disponible para los taladros en los hastiales.

$H_{túnel}$ = Altura del túnel.

r = Radio de la bóveda del túnel.

- **Espaciamiento (S):** Ver Ecuación 86.

$$S(Hastiales) = 0,3345 \times H_{(túnel)} \quad \text{Ec. 86}$$

Donde:

$S_{(Hastiales)}$ = Espaciamiento para los taladros en los hastiales.

$H_{túnel}$ = Altura del túnel.

r = Radio de la bóveda del túnel.

- **Número de taladros:** Ver Ecuación 87.

$$N^{\circ}Taladros_{(Hastiales)} = \left(\frac{H_{(Hastiales)}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad \text{Ec. 87}$$

Donde:

$H_{(Hastiales)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (corona).

S/B = Relación entre el espaciamento y el burden.

- **Ancho de abertura (A_h):** Ver Ecuación 88.

$$A_h(\text{Hastiales}) = H(\text{Hastiales}) \quad \text{Ec. 88}$$

Donde:

A_h (Hastiales) = Ancho de abertura de los taladros en los hastiales.

H (Hastiales) = Longitud disponible en los hastiales.

- **Densidad de carga (q):** Ver Ecuación 89.

$$q_7(\text{Hastiales}) = \frac{32,3 \times \emptyset_0 \times \hat{C} \times B_e(\text{Hastiales})}{RWS_{Anfo} \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_h(\text{Hastiales})}{2 \times B_e(\text{Hastiales})} \right)^{1,5} \right)} \quad \text{Ec. 89}$$

Donde:

q_7 (Hastiales) = Densidad de carga en los hastiales.

\emptyset_0 = Diámetro del taladro de producción.

\hat{C} = Factor de roca corregida para tajeo.

B_e (Hastiales) = Burden equivalente para los hastiales.

A_h (Hastiales) = Ancho de abertura de los hastiales.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

- **Número de cartuchos por taladro:** Ver Ecuación 90.

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = \frac{q_7(\text{Hastiales}) \times L_{\text{Carga}}}{PU_e} \quad \text{Ec. 90}$$

Donde:

q_7 (Hastiales) = Densidad de carga en los hastiales.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_e = Peso unitario del explosivo

- **Masa explosiva (Q_e):** Ver Ecuación 91.

$$Q_e(\text{Hastiales}) = q_7(\text{Hastiales}) \times L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 91}$$

Donde:

q_7 (Hastiales) = Densidad de carga en los hastiales.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

7. Cálculos para la corona

Para cuidar el perfil de labor y evitar la sobrerotura, se utilizará una voladura controlada en la corona, los cálculos respectivos se muestran a continuación.

– **Espaciamiento (S):** Ver Ecuación 92.

$$S_{(Corona)} = K \times \phi_0 \quad \text{Ec. 92}$$

Donde:

$S_{(Corona)}$ = Espaciamiento entre los taladros de la corona.

K = Constante que toma valores de 15 a 16.

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

– **Burden equivalente (B_e):** Ver Ecuación 93.

$$\frac{S}{B} = 0,8 \Rightarrow B_e(Corona) = \frac{S}{0,80} \quad \text{Ec. 93}$$

Donde:

$B_e(Corona)$ = Burden equivalente en la corona.

– **Burden práctico (B_p):** Ver Ecuación 94.

$$B_p(Corona) = B_e(Corona) - (L \times Sen\gamma) - \psi \quad \text{Ec. 94}$$

Donde:

$B_p(Corona)$ = Burden práctico en la corona.

L = Profundidad del taladro.

γ = Angulo de los taladros de contorno.

ψ = Error de perforación.

- **Número de taladros:** Ver Ecuación 95.

$$N^{\circ}Taladros_{(Corona)} = \left(\frac{A_{túnel}}{B_e (corona) \times \frac{S}{B}} \right) + 2 \quad \text{Ec. 95}$$

Donde:

$A_{túnel}$ = Ancho del túnel.

$B_e (Corona)$ = Burden equivalente en la corona.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden.

- **Densidad de carga (q):** Ver Ecuación 96.

$$q_8 (Corona) = 90 \times (\varnothing_0)^2 \quad \text{Ec. 96}$$

Donde:

$q_8 (Corona)$ = Densidad de carga en la corona.

\varnothing_0 = Diámetro del taladro de producción.

- **Número de cartuchos por taladro:** Ver Ecuación 97.

$$N^{\circ} cartuchos/taladro = \frac{q_8 (Corona) \times L_{Carga}}{PU_e} \quad \text{Ec. 97}$$

Donde:

$q_8 (Corona)$ = Densidad de carga en la corona.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_e = Peso unitario del explosivo

- **Masa explosiva (Q_e):** Ver Ecuación 98.

$$Q_e (Corona) = q_8 (Corona) \times L_{Carga} \quad \text{Ec. 98}$$

Donde:

$Q_e (Corona)$ = Masa explosiva en un taladro de la corona.

$q_8 (Corona)$ = Densidad de carga en la corona.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

8. Cálculos para el arrastre

El diseño de los taladros de arrastre tiene una particularidad con respecto a los demás taladros, pues en esta zona se debe considerar cierto grado de inclinación con respecto a una línea horizontal, en el caso de rampas se debe considerar la pendiente de la rampa y dicha inclinación para mantener uniforme el piso de la labor con respecto a la gradiente. (Choque, 2017)

– **Burden equivalente (B_e):** Ver Ecuación 99.

$$B_{e(Arrastre)} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{Anfo}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}} \quad \text{Ec. 99}$$

Donde:

$B_{e(Arrastre)}$ = Burden equivalente en los hastiales.

q_0 = Densidad de carga inicial.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

\hat{C} = Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

f = Factor de fijación.

S/B = Relación entre el burden y el espaciamiento.

– **Burden práctico (B_p):** Ver Ecuación 100.

$$B_{p(Arrastre)} = B_{e(Arrastre)} - (L \times Sen\gamma) - \psi \quad \text{Ec. 100}$$

Donde:

$B_{p(Arrastre)}$ = Burden práctico en la corona.

L = Profundidad del taladro.

γ = Angulo de los taladros de contorno.

ψ = Error de perforación.

- **Número de taladros:** Ver Ecuación 101

$$N^{\circ}Taladros_{(Arrastre)} = \left(\frac{A_{túnel} + 2L \times Sen(\gamma)}{B_e(Arrastre) \times \frac{S}{B}} \right) + 2 \quad \text{Ec. 101}$$

Donde:

$A_{túnel}$ = Ancho del túnel.

L = Profundidad del taladro.

$B_e(Arrastre)$ = Burden equivalente en la corona.

γ = Angulo de los taladros de contorno.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden.

- **Espaciamiento (S_1)**

Para el espaciamiento de los taladros de arrastre que estarán al centro de la labor se usara la Ecuación 102.

$$S_{1(Arrastre)} = \frac{A_{túnel} + 2L \times Sen(\gamma)}{N^{\circ}Taladros_{(Arrastre)} - 1} \quad \text{Ec. 102}$$

Donde:

$S_{1(Arrastre)}$ = Espaciamiento de los taladros de arrastre.

$A_{túnel}$ = Ancho del túnel.

L = Profundidad del taladro.

γ = Angulo de los taladros de contorno.

- **Espaciamiento (S_2)**

Para el espaciamiento de los taladros de arrastre que estarán en las esquinas de la labor se usara la Ecuación 103.

$$S_{2(Arrastre)} = S_{1(Arrastre)} - [L \times Sen(\gamma)] \quad \text{Ec. 103}$$

Donde:

S_2 (Arrastre) = Espaciamiento de los taladros de arrastre.

$A_{túnel}$ = Ancho del túnel.

γ = Angulo de los taladros de contorno.

– **Ancho de abertura (A_h):** Ver Ecuación 104.

$$A_{h(Arrastre)} = A_{túnel} \quad \text{Ec. 104}$$

Donde:

A_h (Arrastre) = Ancho de abertura de los taladros de arrastre.

$A_{túnel}$ = Ancho del túnel.

– **Densidad de carga (q):** Ver Ecuación 105.

$$q_9 (Arrastre) = \frac{32,3 \times \phi_0 \times \hat{C} \times B_e (Arrastre)}{RWS_{Anfo} \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_h (Arrastre)}{2 \times B_e (Arrastre)} \right)^{1,5} \right)} \quad \text{Ec. 105}$$

Donde:

q_9 (Arrastre) = Densidad de carga en los arrastres.

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

\hat{C} = Factor de roca corregida para tajeo.

B_e (Arrastre) = Burden equivalente para los hastiales.

A_h (Arrastre) = Ancho de abertura de los hastiales.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

– **Número de cartuchos por taladro:** Ver Ecuación 106.

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = \frac{q_9 (Arrastre) \times L_{Carga}}{PU_e} \quad \text{Ec. 106}$$

Donde:

q_8 (Corona) = Densidad de carga en la corona.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_e = Peso unitario del explosivo

– **Masa explosiva (Q_e):** Ver Ecuación 107.

$$Q_{e(Arrastre)} = q_{g(Arrastre)} \times L_{Carga} \quad \text{Ec. 107}$$

Donde:

$Q_{e(Arrastre)}$ = Masa explosiva en un taladro de la corona.

$q_{g(Arrastre)}$ = Densidad de carga en la corona.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

2.1.3.6. Costos en minería

En una sección de Costos Mineros (2014), el costo se define como el esfuerzo económico que se debe realizar para obtener un producto o servicio, como objetivos operativos tiene: Pagar el sueldo del personal de producción, comprar materiales, producir un producto, venderlo, administrar la empresa y otros; si no se logran estos objetivos se tiene una pérdida.

Para Quispe (2016) los costos son el resultante de la valoración de los factores de la producción, cuyas magnitudes están relacionadas con la cantidad de producción o servicios obtenida en un periodo de tiempo. El conocimiento del costo es el referente fundamental para delimitar las posibilidades en la determinación del precio del producto o del servicio

El costo es fundamentalmente un concepto económico, que influye en el resultado de la empresa.

También es necesario precisar algunos conceptos relacionados con el tema como, por ejemplo: Desembolso, amortización e inversión.

El desembolso está relacionado al manejo de dinero, a los movimientos de ingreso y egreso de dinero. Por ejemplo, cuando se compra un insumo se tiene un egreso económico, pero hasta que ese insumo no sea incorporado al producto que se elabora y luego se vende, no constituye un costo sino un desembolso.

La amortización o depreciación tiene que ver con la compra de un bien que se utiliza en el sistema productivo, pero que no se incorpora al producto como insumo: estos bienes contienen un importe relacionado con su vida útil, el desgaste, la obsolescencia técnica y otros. En otras palabras, amortizar consiste en distribuir el gasto inicial de una maquinaria, equipos, instalación, etc. a lo largo de toda la vida útil de los mismos, en la práctica la amortización es dinero reservado para cubrir la renovación de una máquina cuando se agote su vida útil.

La inversión es el costo inicial que permitirá una actividad productiva o de servicios comience sus operaciones.

1. Tipos de costos

▪ Según la función que cumplen:

- **Costo de producción:** Permiten obtener bienes a partir de otros, mediante un proceso de transformación.
- **Costo de comercialización:** Posibilitan el proceso de venta de los bienes y servicios a los clientes.
- **Costo de administración:** Costos necesarios para la gestión del negocio.
- **Costo de financiación:** Obtención de fondos aplicados al negocio.

- **Según su grado de variabilidad:**
 - **Costos fijos:** Son costos cuyo importe permanece constante, independiente al volumen de producción de la empresa. Por ejemplo: Amortizaciones, seguros, impuestos fijos, servicios públicos, sueldos, cargas sociales, alquileres de servicio y otros.
 - **Costos variables:** Son costos que varían en forma proporcional al volumen de producción de la empresa. Por ejemplo: Mano de obra directa, materiales e insumo directos, impuestos específicos, transporte, comisiones sobre ventas y otros.
- **Según su asignación:**
 - **Costos directos:** Se asignan directamente a la actividad de producción, por lo general se refiere a los costos variables.
 - **Costos indirectos:** No se asignan directamente a la actividad de producción o servicio, pero son necesarios para la producción, por lo general se refiere a los costos fijos.
- **Según su comportamiento:**
 - **Costos variables unitario:** Corresponde a cada unidad de producción producido. Por ejemplo: Costo por tonelada de mineral producido, costo por metro de avance y otros; ver la Ecuación 108:

$$CU = \frac{CP_t}{CP} \quad \text{Ec. 108}$$

Donde:

CU = Costo Unitario.

CP_t = Costo de producción total.

CP = Cantidad de producción.

- **Costo variable total:** Corresponde al producto del costo variable unitario con la cantidad de mineral producido o servicios vendidos en un periodo determinado, sea sete mensual, anual o cualquier otra periodicidad, ver la Ecuación 109.

$$CV_t = CU \times C \quad \text{Ec. 109}$$

Donde:

CV_t = Costo variable total.

CU = Costo unitario.

C = Cantidad.

- **Costo fijo total:** Se define como la suma de todos los costos fijos de la empresa.
- **Costo fijo unitario:** Se representa como el costo fijo total dividido por la cantidad de producción o servicio brindado, ver la Ecuación 110.

$$CF_u = \frac{CF_t}{C} \quad \text{Ec. 110}$$

Donde:

CF_u = Costo fijo unitario.

CF_t = Costo fijo total.

C = Cantidad.

- **Costo total:** Es la suma del costo variables más el costo fijo, también se puede expresar en valores unitarios o en valores totales, ver la Ecuación 111 y la Ecuación 112.

$$CT_u = CV_u + CF_u \quad \text{Ec. 111}$$

Donde:

CT_u = Costo total unitario.

CV_u = Costo variable unitario.

CF_u = Costo fijo unitario.

$$CT = CV_t + CF_t \quad \text{Ec. 111}$$

Donde:

CT = Costo total.

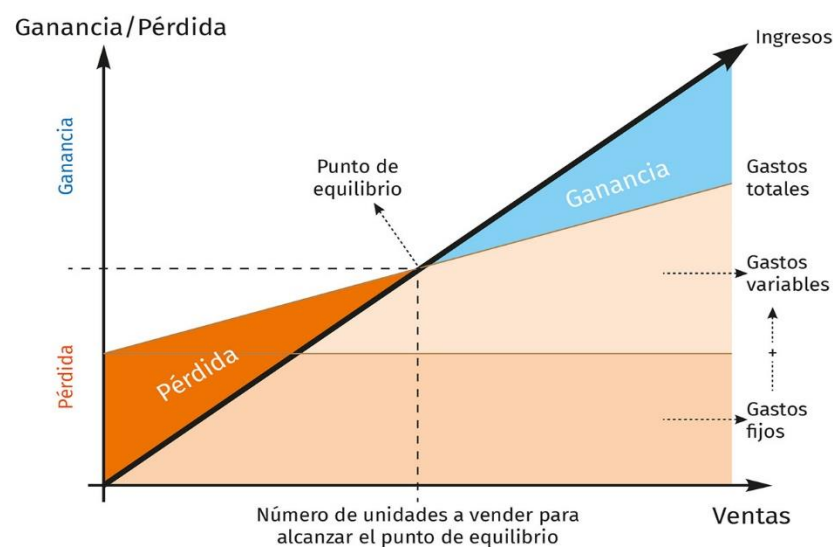
CV_t = Costo variable total.

CF_t = Costo fijo total.

2. Punto de equilibrio

Es el punto económico en el que las ganancias se igualan a las pérdidas, donde las ventas se igualan con los costos. Para determinar este punto es necesario conocer los: Costos fijos, costos variables y el precio unitario, ver la Figura 37.

Figura 37
Punto de equilibrio



Fuente: Tomada Moreno (2020).

CAPITULO III

3. METODOLOGÍA

3.1. El problema

3.1.1. Descripción de la realidad

La compañía minera Llipa SAC es una empresa peruana que se dedica a la extracción de minerales metalíferos no ferrosos y al transporte de carga por carretera, reconocida por el Ministerio de Energía y Minas como proveedor autorizado para la minería a través R.D. 0267-2017-MEM-DGM. Cuenta con dos unidades mineras: La Unidad Minera Virgen de la Merced y la Unidad Minera Ocros.

Durante el primer bimestre del año 2021 se detectó que en la galería del nivel 2580 de la Unidad Minera Virgen de la Merced se viene cumpliendo moderadamente el programa mensual de avance; sin embargo, no se está cumpliendo con los objetivos trazados; debido a esto el personal de trabajo ha incrementado la cantidad de explosivo por taladro que solían usar, este hecho origina que se eleven tanto el factor de carga, como el factor de potencia, además no se cuenta con un diseño de malla de perforación y voladura estandarizado, los trabajadores vienen usando una malla de perforación y voladura elaborada a partir de métodos empíricos que no toman en cuenta las propiedades del macizo rocoso.

Este hecho trae consigo: Deficiencias en la perforación, sobreroturas, perfiles dañados, mala distribución de la carga explosiva, voladuras ineficientes, inadecuada fragmentación de la masa rocosa y otros, los cuales intervienen directamente en los costos de operación.

Con la finalidad de reducir estos costos se debe diseñar una malla de perforación y voladura que esté justificada con un modelo matemático; para el presente estudio se usó el modelo de Roger Holmberg que toma en cuenta las propiedades del macizo rocoso y a las mezclas explosivas comerciales.

3.1.2. Formulación del problema

Problema principal

- ¿Cómo diseñar una malla de perforación y voladura con el método de Roger Holmberg para reducir costos de operación en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021?

Problemas Secundarios

- ¿Cómo influye el diseño de la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la reducción de costos de operación en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021?
- ¿Cómo inciden las propiedades del macizo rocoso y de las mezclas explosivas comerciales en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021?
- ¿En qué porcentaje disminuirá el factor de carga y el número de taladros en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021?

3.1.3. Objetivos de la investigación

Objetivo General

- Diseñar una malla de perforación y voladura con el método de Roger Holmberg para reducir costos de operación en la Unidad Virgen de la Merced de la Compañía Minera Llipa SAC, 2021.

Objetivos Específicos

- Determinar la influencia del diseño de la malla de perforación y voladura en la reducción de costos de operación en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021.
- Señalar cómo inciden las propiedades del macizo rocoso y de las mezclas explosivas comerciales en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021.
- Calcular en qué porcentaje disminuirá el factor de carga y el número de taladros en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021.

3.1.4. Justificación

López, López, y García (2003) mencionan que dentro de un proyecto de explotación, la perforación y voladura constituyen las primeras operaciones básicas y pueden condicionar los resultados de los subsistemas posteriores, tanto en rendimiento como en costos.

A través de la observación directa en campo se ha podido identificar deficiencias en las operaciones unitarias de perforación y voladura de la

Unidad Virgen de la Merced, tanto para el diseño de la malla de perforación y la distribución

La presente investigación resultará importante para la Compañía Minera Virgen de la Merced pues le brindará un diseño de malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg, el cual le permitirá estandarizar un modelo matemático para llevar a cabo sus operaciones, además le permitirá reducir sus costos y cumplir con el programa de avance mensual establecido en el plan de minado.

3.1.5. Limitaciones

La realización del presente trabajo de investigación estuvo limitada por la falta de antecedentes o registros de diseños de malla de perforación y voladura elaborados con modelos matemáticos para la Unidad Virgen de la Merced. Por otro lado, el uso del modelo matemático de Roger Holmberg está dirigido a la minería mecanizada con secciones mayores a 2 m x 2 m por lo que no es común ver su aplicación en pequeña minería convencional.

3.1.6. Alcances

La trascendencia del presente trabajo de investigación, es de tipo teórico - práctico y está al alcance de todos los estudiantes y profesionales afines a la carrera de ingeniera de minas. También tiene un alcance importante para la Compañía Minera Llipa S.A.C., pues resultara de antecedente para las investigaciones futuras de la mina.

3.2. Hipótesis

Hipótesis General

- El diseño de la malla de perforación y voladura con el método de Roger Holmberg reducirá costos de operación en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021.

Hipótesis Específicas

- El diseño de la malla de perforación y voladura influye de forma positiva en la reducción de costos de operación en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021.
- Las propiedades del macizo rocoso y de las mezclas explosivas comerciales inciden directamente en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021.
- El factor de carga y el número de taladros disminuyeron en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021.

3.3. Variables

Variable independiente (X): Diseño de malla de perforación y voladura

Variable dependiente (Y): Reducción de los costos de operación.

3.4. Diseño de la investigación

3.4.1. Tipo de investigación

El presente trabajo reúne las condiciones metodológicas de una investigación básica, no experimental debido a que no existe una manipulación deliberada de las variables de estudio (Hernández et al.,2014).

3.4.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación corresponde al nivel descriptivo o investigación básica.

3.4.3. Diseño de la investigación

El diseño de la investigación corresponde al descriptivo – correlacional.

3.4.4. Población y muestra

Población

La población estará representada por la Unidad Minera Virgen de La Merced de la Compañía Minera Llipa SAC.

Muestra

Se tomará como muestra a la galería del nivel 2580 de la Unidad Minera Virgen de La Merced de la Compañía Minera Llipa SAC.

3.4.5. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Técnicas

Análisis documental y observación de campo.

Instrumentos

Fichas bibliográficas, protocolos o guías de observación de campo.

3.4.6. Forma de tratamiento de datos

Para procesar la base de datos proveniente de los reportes de voladura se usará el programa Excel, para la elaboración de la tesis el programa de Word, ambos partes del Software de Microsoft Office. Para trazar la malla de perforación y voladura, así como llevar a cabo dibujos asistidos por computadora el AutoCAD v.2017; para llevar a cabo el tratamiento estadístico el SPSS v. 25.

CAPITULO IV

4. RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Descripción de la realidad y procesamiento de datos

Para el diseño de una malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced, primero se recopilaron los parámetros de diseño de perforación y voladura que se viene empleando en la galería del nivel 2580 (análisis documental).

Segundo, para determinar los cálculos típicos de carga explosiva se llevó a cabo el siguiente algoritmo:

1. Cálculos para el avance.
2. Cálculo del corte (Zona A) - 1^{er}, 2^{do}, 3^{er} cuadrante.
3. Cálculo de los hastiales (Zona B y C).
4. Cálculo de la corona (Zona D).
5. Cálculo de los arrastres (Zona E).

Tercero, una vez realizados los cálculos respectivos, se procedió a dibujar la malla de perforación y voladura con un software de dibujo (AutoCAD v.2017)

Cuarto, se usó el paquete estadístico de la IBM SPSS v. 25 para determinar la relación entre nuestras variables de estudio, así como la prueba de hipótesis.

4.2. Análisis e interpretación de la información

En la Tabla 16 se presentan los parámetros de diseño que se recopilamos:

Tabla 16

Parámetros de diseño de la galería 2580

PARÁMETROS DE DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA		
GENERALIDADES		
Labor	Galería del nivel 2580	
Guardia	Mañana	
Tipo de roca	Andesita	
RQD	55	Regular
RMR	55	III A – Media
GSI	50	MF/R
Peso específico de la roca	2,50	ton/m ³
Radio del baúl de la labor	0,5	M
Ancho de la labor	2,50	M
Alto de la labor	2,40	M
PERFORACIÓN		
Equipo de perforación	MUKI FF	
Longitud de la barra de perforación	5	Pies
Diámetro de la broca	0,036	Mm
Diámetro del taladro de alivio (\emptyset_0)	0,036	Mm
Diámetro del taladro de producción (\emptyset_1)	0,036	Mm
Diámetro de la broca rimadora	0,089	mm
Desviación angular	0,015	
Desviación del collar	0,01	
VOLADURA		
Tipo de explosivo	Dinamita Semigelatina 65 (7"x7/8")	
Diámetro del cartucho	22,23	Mm
Longitud del cartucho	17,78	cm
Potencia relativa en peso (RWS)	70	%
Peso unitario del explosivo (PU)	0,080	Kg
Resistencia al agua	Muy buena	

Fuente: Elaborado por el tesista.

4.2.1. Cálculos para el avance

En la galería del nivel 2580, la perforación se realiza con un micro jumbo electrohidráulico de un solo brazo (MUKI FF) de la empresa RESEMIN, recomendado para vetas angostas.

- **Cálculo del área de la sección (S):**

Para calcular el área se debe tener en cuenta que la galería del nivel 2580 es del tipo bóveda (Ver Figura 37), usando la ecuación 2 se tiene que:

$$\pi = 3,14 / r = 0,5 \text{ m} / A = 2,50 \text{ m} / H = 2,40 \text{ m}$$

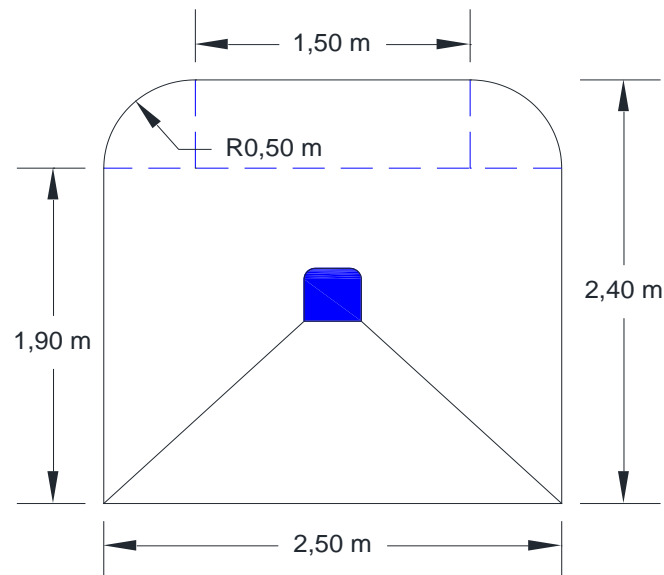
$$S = \left(\frac{\pi \times r^2}{2} \right) + [r \times (A - 2r)] + [A \times (H - r)]$$

$$S = \left(\frac{\pi \times 0,5^2}{2} \right) + [0,5 \times (2,50 - 1)] + [2,50 \times (2,40 - 0,5)]$$

$$S = 5,89 \text{ m}^2$$

Figura 38

Dimensiones de la galería del nivel 2580



Fuente: Elaborado por el tesista en Autocad v. 2017.

- **Cálculo del perímetro de la labor (P):** Usando la ecuación 3.

$$\pi = 3,14 / r = 0,5 \text{ m} / A = 2,50 \text{ m} / H = 2,40 \text{ m}$$

$$P = (\pi \times r) + 2(H - r) + 2(A - r)$$

$$P = (3,14 \times 0,5) + 2(2,40 - 0,5) + 2(2,50 - 0,5)$$

$$P = 9,37 \text{ m}$$

- **Cálculo del número de taladros:** Usando la ecuación 5.

$$P = 9,37 \text{ m} / d_t = 0,50 \text{ m (Tabla 13)} / c = 2,00 \text{ (Tabla 14)} / S = 4,30 \text{ m}^2$$

$$N^{\circ}_{\text{taladros}} = \frac{P}{d_t} + (c \times S)$$

$$N^{\circ}_{\text{taladros}} = \frac{9,37}{0,50} + (2,00 \times 5,89)$$

$$N^{\circ}_{\text{taladros}} = 30,59$$

$$N^{\circ}_{\text{taladros}} = 31 \text{ taladros}$$

- **Cálculo del diámetro equivalente:** Usando la ecuación 6.

$$N = 5 / \emptyset_1 = 0,036 \text{ mm}$$

$$\emptyset_2 = \emptyset_1 \times \sqrt{N}$$

$$\emptyset_2 = 0,036 \times \sqrt{5}$$

$$\emptyset_2 = 0,080 \text{ mm}$$

$$\emptyset_2 = 0,089 \text{ mm (catalogo)}$$

- **Cálculo de la longitud del taladro:** Usando la ecuación 7.

$$\emptyset_2 = 0,089 \text{ mm}$$

$$H = 0,15 + 34,10(\emptyset_2) - 39,4(\emptyset_2)^2$$

$$H = 0,15 + 34,10(0,089) - 39,4(0,089)^2$$

$$H = 2,87 \text{ m}$$

- **Cálculo del avance efectivo de la voladura:** Usando la ecuación 8.

$$H_L = 5 \text{ pies} / 1 \text{ pie} = 0,3048 \text{ m}$$

$$L = 0,95 \times H_L$$

$$L = 0,95 \times (5 \times 0,3048)$$

$$L = 1,45 \text{ m}$$

- **Cálculo del error de perforación:** Usando la ecuación 9.

$$\alpha = \alpha_a = 0,020 / \alpha_b = 0,015 / L = 1,4 \text{ m} / e = e_a = 0,02 / e_b = 0,01$$

$$\psi = (\alpha \times L) - e = (0,02 \times 1,4) - 0,02 = 0,009$$

$$\psi_a = (\alpha_a \times L) - e_a = (0,02 \times 1,4) - 0,02 = 0,009$$

$$\psi_b = (\alpha_b \times L) - e_b = (0,015 \times 1,4) - 0,01 = 0,012$$

4.2.2. Cálculos del corte (Zona A) – 1^{er}, 2^{do}, 3^{er} cuadrante

a. ARRANQUE

- **Burden equivalente en el arranque:** Usando la ecuación 10.

$$\phi_2 = 0,089$$

$$B_e = 1,7 \times \phi_2$$

$$B_e = 1,7 \times 0,089$$

$$B_e = 0,15 \text{ m}$$

- **Burden práctico en el arranque:** Usando las ecuaciones 11, 12 y 13.

$$B_e = 0,15 \text{ m} / \psi_a = 0,009 \text{ m} / \psi_b = 0,012 \text{ m} / e = 0,01$$

$$B_p = B_e - \psi = 0,15 - 0,009 = 0,14 \text{ m}$$

- Burden práctico en a:

$$B_{p(a)} = B_e - \psi_a = 0,15 - 0,009 = 0,14 \text{ m}$$

- Burden práctico en b:

$$B_{p(b)} = B_e - \psi_b = 0,15 - 0,012 = 0,14 \text{ m}$$

- **Ancho de abertura $A_{h(0)}$:** Usando las ecuaciones 14, 15 y 16.

$$B_{p(a)} = 0,14 \text{ m} / B_{p(b)} = 0,14 \text{ m} / \emptyset_2 = 0,089$$

- Longitud en el eje a:

$$X_a = \frac{\emptyset_2}{2} + B_{p(a)} = \frac{0,089}{2} + 0,14 = 0,19 \text{ m}$$

- Longitud en el eje b:

$$X_b = \frac{\emptyset_2}{2} + B_{p(b)} = \frac{0,089}{2} + 0,14 = 0,18 \text{ m}$$

- Ancho de abertura:

$$A_{h(0)} = \sqrt{(X_a)^2 + (X_b)^2}$$

$$A_{h(0)} = \sqrt{(0,19)^2 + (0,18)^2}$$

$$A_{h(0)} = 0,26 \text{ m}$$

- **Consumo específico de explosivos:** Usando la ecuación 17.

$$\rho_r = 2,5 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} / \text{GSI} = 50 / \text{RQD} = 55$$

$$C.E. = \frac{0,56 \times \rho_r \times \text{TAN} \left(\frac{\text{GSI} + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - \text{RQD}}{3,3}}}$$

$$C.E. = \frac{0,56 \times 2,5 \times \text{TAN} \left(\frac{50 + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 55}{3,3}}}$$

$$C.E. = 0,339 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

- **Constante de roca Suecia:** Usando la ecuación 18.

$$C.E. = 0,339 \text{ Kg/m}^3$$

$$C = (0,8784 \times C.E.) + 0,052$$

$$C = 0,350 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

- **Factor de roca:** Usando la ecuación 19.

$$C.E. = 0,339 \frac{Kg}{m^3}$$

$$A_F = 96,667(C.E.)^2 - 138,5(C.E.) + 75,883(C.E.) - 4,41$$

$$A_F = 9,167$$

- **Factor de roca:** Usando la ecuación 22.

$$C.E. = 0,339 \frac{Kg}{m^3}$$

$$BI = \frac{C.E.}{0,004}$$

$$BI = \frac{0,339}{0,004}$$

$$BI = 84,796$$

- **Factor de energía:** Usando la ecuación 23.

$$C.E. = 0,339 \frac{Kg}{m^3}$$

$$F.E. = 30 \times C.E.$$

$$F.E. = 30 \times 0,339$$

$$F.E. = 10,176 \frac{MJ}{ton}$$

- **Densidad de carga en el arranque (q_0):** Usando la ecuación 24.

$$\emptyset_0 = 0,036 \text{ mm} / B_e = 0,12 \text{ m} / \emptyset_2 = 0,089 \text{ mm} / C = 0,350 \frac{Kg}{m^3}$$

$$RWS = 0,70$$

$$q_0 = 55 \times \emptyset_0 \times \left(\frac{B_e}{\emptyset_2}\right)^{1,5} \times \left(B_e - \frac{\emptyset_2}{2}\right) \times \frac{C}{0,4} \times \frac{1}{RSW_{Anfo}}$$

$$q_0 = 55 \times 0,036 \times \left(\frac{0,15}{0,089}\right)^{1,5} \times \left(0,15 - \frac{0,089}{2}\right) \times \frac{0,350}{0,4} \times \frac{1}{0,7}$$

$$q_0 = 0,586 \frac{Kg}{m}$$

- **Longitud del taco (L_t)** Usando la ecuación 25.

$$\varnothing_0 = 0,036 \text{ mm}$$

$$L_t = 10 \times \varnothing_0$$

$$L_t = 10 \times 0,036$$

$$L_t = 0,36 \text{ m}$$

- **Longitud de carga (L_t)** Usando la ecuación 26.

$$L = 1,4 \text{ m} / L_t = 0,36 \text{ m}$$

$$L_c = L - L_t$$

$$L_c = 1,45 - 0,36$$

$$L_c = 1,09 \text{ m}$$

- **# Cartuchos/taladro en el arranque:** Usando la ecuación 27.

$$q_0 = 0,586 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / L_c = 1,09 \text{ m} / PU_e = 0,080 \text{ Kg}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = \frac{q_0 \times L_c}{PU_e}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = \frac{0,586 \times 1,09}{0,080}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = 7,98$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} \cong 7$$

- **Masa explosiva por taladro en el arranque:** Usando la ecuación 28.

$$q_0 = 0,586 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / L_c = 1,09 \text{ m}$$

$$Q_e = q_0 \times L_c$$

$$Q_e = 0,586 \times 1,09$$

$$Q_e = 0,637 \frac{\text{Kg}}{\text{taladro}}$$

- **Predicción de la fragmentación:** Usando la ecuación 29.

$$A_F = 9,167 / K = \text{C.E.} = 0,339 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} / Q_e = 0,439 \frac{\text{Kg}}{\text{taladro}} / \text{RWS} = 0,7$$

$$X = A_F \times K^{0,8} \times (Q_e)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 9,167 \times (0,339)^{0,8} \times (0,637)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{0,7} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 4,90$$

$$X \cong 5 \text{ cm}$$

b. 1^{er} CUADRANTE

- **Burden equivalente:** Usando la ecuación 30.

$$A_{h(0)} = 0,26 \text{ m} / q_0 = 0,586 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / RWS = 0,7 / \emptyset_0 = 0,036 \text{ mm}$$

$$C = 0,350 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

$$B_{e(1)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{A_{h(0)} \times q_0 \times RWS_{Anfo}}{\emptyset_0 \times C}}$$

$$B_{e(1)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{0,26 \times 0,586 \times 0,7}{0,036 \times 0,350}}$$

$$B_{e(1)} = 0,26 \text{ m}$$

- **Burden práctico:** Usando la ecuación 31.

$$B_{e(1)} = 0,19 \text{ m} / \psi = 0,012$$

$$B_{p(1)} = B_{e(1)} - \psi$$

$$B_{p(1)} = 0,26 - 0,012$$

$$B_{p(1)} = 0,25 \text{ m}$$

- **Ancho de abertura $A_{h(1)}$:** Usando las ecuaciones 32 y 33.

$$A_{h(0)} = 0,26 \text{ m} / B_{p(1)} = 0,25 \text{ m}$$

- Línea de $A_{h(0)}$ hacia la esquina del 1^{er} cuadrante:

$$X_c = \frac{A_{h(0)}}{2} + B_{p(1)} = \frac{0,26}{2} + 0,25 = 0,38 \text{ m}$$

- Línea de $A_{h(0)}$ hacia la esquina del 1^{er} cuadrante:

$$X_d = \frac{A_{h(0)}}{2} + B_{p(1)} = \frac{0,26}{2} + 0,25 = 0,38 \text{ m}$$

- Ancho de abertura en el 1^{er} cuadrante:

$$A_{h(1)} = \sqrt{(X_c)^2 + (X_d)^2}$$

$$A_{h(1)} = \sqrt{(0,38)^2 + (0,38)^2}$$

$$A_{h(1)} = 0,53 \text{ m}$$

- **Densidad de carga – 1^{er} cuadrante (q_1):** Usando la ecuación 34.

$$\emptyset_0 = 0,036 \text{ mm} / B_{e(1)} = 0,26 \text{ m} / C = 0,350 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} / \text{RWS} = 0,70$$

$$q_1 = \frac{32,3 \times \emptyset_0 \times C \times B_{e(1)}}{\text{RWS}_{\text{Anfo}} \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_{h(0)}}{2 \times B_{e(1)}} \right)^{1,5} \right)}$$

$$q_1 = \frac{32,3 \times 0,036 \times 0,350 \times 0,26}{0,7 \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{0,26}{2 \times 0,26} \right)^{1,5} \right)}$$

$$q_1 = 0,437 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

- **# Cartuchos/taladro – 1^{er} cuadrante:** Usando la ecuación 35.

$$q_1 = 0,437 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / L_c = 1,09 \text{ m} / \text{PU}_e = 0,080 \text{ Kg}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = \frac{q_0 \times L_c}{\text{PU}_e}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = \frac{0,437 \times 1,09}{0,080}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = 5,94 \cong 5$$

- **Masa explosiva por taladro – 1^{er} cuadrante:** Usando la ecuación 36.

$$q_1 = 0,437 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / L_c = 1,09 \text{ m}$$

$$Q_{e(1)} = q_1 \times L_c = 0,437 \times 1,09 = 0,475 \frac{\text{Kg}}{\text{taladro}}$$

c. 2^{do} CUADRANTE

- **Burden equivalente:** Usando la ecuación 37.

$$A_{h(1)} = 0,53 \text{ m} / q_0 = 0,586 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / RWS = 0,7 / \varnothing_0 = 0,036 \text{ mm}$$

$$C = 0,350 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

$$B_{e(2)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{A_{h(1)} \times q_0 \times RWS_{Anfo}}{\varnothing_0 \times C}}$$

$$B_{e(2)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{0,53 \times 0,586 \times 0,7}{0,036 \times 0,350}}$$

$$B_{e(2)} = 0,37 \text{ m}$$

- **Burden práctico:** Usando la ecuación 38.

$$B_{e(2)} = 0,37 \text{ m} / \psi = 0,012$$

$$B_{p(2)} = B_{e(2)} - \psi$$

$$B_{p(2)} = 0,37 - 0,012$$

$$B_{p(2)} = 0,35 \text{ m}$$

- **Ancho de abertura $A_{h(2)}$:** Usando las ecuaciones 39 y 40.

$$A_{h(1)} = 0,53 \text{ m} / B_{p(2)} = 0,35 \text{ m}$$

- Línea de $A_{h(1)}$ hacia la esquina del 2^{do} cuadrante:

$$X_e = \frac{A_{h(1)}}{2} + B_{p(2)} = \frac{0,53}{2} + 0,35 = 0,62 \text{ m}$$

- Línea de $A_{h(1)}$ hacia la esquina del 2^{do} cuadrante:

$$X_f = \frac{A_{h(1)}}{2} + B_{p(2)} = \frac{0,53}{2} + 0,35 = 0,62 \text{ m}$$

- Ancho de abertura en el 2^{do} cuadrante:

$$A_{h(2)} = \sqrt{(X_e)^2 + (X_f)^2} = \sqrt{(0,62)^2 + (0,62)^2} = 0,88 \text{ m}$$

- **Densidad de carga – 2^{do} cuadrante (q₂):** Usando la ecuación 41.

$$\emptyset_0 = 0,036 \text{ mm} / B_{e(2)} = 0,37 \text{ m} / C = 0,350 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} / \text{RWS} = 0,70$$

$$A_{h(1)} = 0,53 \text{ m}$$

$$q_2 = \frac{32,3 \times \emptyset_0 \times C \times B_{e(2)}}{\text{RWS}_{\text{Anfo}} \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_{h(1)}}{2 \times B_{e(2)}} \right)^{1,5} \right)}$$

$$q_2 = \frac{32,3 \times 0,036 \times 0,350 \times 0,37}{0,7 \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{0,53}{2 \times 0,37} \right)^{1,5} \right)}$$

$$q_2 = 0,404 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

- **# Cartuchos/taladro – 2^{do} cuadrante:** Usando la ecuación 42.

$$q_2 = 0,404 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / L_c = 1,09 \text{ m} / \text{PU}_e = 0,080 \text{ Kg}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = \frac{q_2 \times L_c}{\text{PU}_e}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = \frac{0,404 \times 1,09}{0,080}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = 5,50 \cong 5$$

- **Masa explosiva por taladro – 2^{do} cuadrante:** Usando la ecuación 43.

$$q_2 = 0,404 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / L_c = 1,09 \text{ m}$$

$$Q_{e(2)} = q_2 \times L_c = 0,404 \times 1,09 = 0,440 \frac{\text{Kg}}{\text{taladro}}$$

d. 3^{er} CUADRANTE

- **Burden equivalente:** Usando la ecuación 44.

$$A_{h(2)} = 0,88 \text{ m} / q_0 = 0,586 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / \text{RWS} = 0,7 / \emptyset_0 = 0,036 \text{ mm}$$

$$C = 0,350 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

$$B_{e(3)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{A_{h(1)} \times q_0 \times \text{RWS}_{\text{Anfo}}}{\emptyset_0 \times C}}$$

$$B_{e(3)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{0,88 \times 0,586 \times 0,7}{0,036 \times 0,350}}$$

$$B_{e(3)} = 0,47 \text{ m}$$

- **Burden práctico:** Usando la ecuación 45.

$$B_{e(3)} = 0,47 \text{ m} / \psi = 0,012$$

$$B_{p(3)} = B_{e(3)} - \psi$$

$$B_{p(3)} = 0,47 - 0,012$$

$$B_{p(3)} = 0,46 \text{ m}$$

- **Ancho de abertura $A_{h(3)}$:** Usando las ecuaciones 46 y 47.

$$A_{h(2)} = 0,88 \text{ m} / B_{p(3)} = 0,46 \text{ m}$$

- Línea de $A_{h(2)}$ hacia la esquina del 3^{er} cuadrante:

$$X_g = \frac{A_{h(2)}}{2} + B_{p(3)} = \frac{0,88}{2} + 0,46 = 0,90 \text{ m}$$

- Línea de $A_{h(2)}$ hacia la esquina del 3^{er} cuadrante:

$$X_h = \frac{A_{h(2)}}{2} + B_{p(3)} = \frac{0,88}{2} + 0,46 = 0,90 \text{ m}$$

- Ancho de abertura en el 3^{er} cuadrante:

$$A_{h(3)} = \sqrt{(X_g)^2 + (X_h)^2}$$

$$A_{h(3)} = \sqrt{(0,90)^2 + (0,90)^2}$$

$$A_{h(3)} = 1,27 \text{ m}$$

- **Densidad de carga – 3^{er} cuadrante (q_3):** Usando la ecuación 48.

$$\emptyset_0 = 0,036 \text{ mm} / B_{e(3)} = 0,47 \text{ m} / C = 0,350 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} / \text{RWS} = 0,70$$

$$A_{h(2)} = 0,88 \text{ m}$$

$$q_3 = \frac{32,3 \times \phi_0 \times C \times B_{e(3)}}{RWS_{Anfo} \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_{h(2)}}{2 \times B_{e(3)}} \right)^{1,5} \right)}$$

$$q_3 = \frac{32,3 \times 0,036 \times 0,350 \times 0,47}{0,7 \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{0,88}{2 \times 0,47} \right)^{1,5} \right)}$$

$$q_3 = 0,408 \frac{Kg}{m}$$

- **# Cartuchos/taladro – 3^{er} cuadrante:** Usando la ecuación 49.

$$q_3 = 0,408 \frac{Kg}{m} / L_c = 1,09 \text{ m} / PU_e = 0,080 \text{ Kg}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = \frac{q_3 \times L_c}{PU_e}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = \frac{0,408 \times 1,09}{0,080}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = 5,55 \cong 5$$

- **Masa explosiva por taladro – 3^{er} cuadrante:** Usando la ecuación 50.

$$q_3 = 0,408 \frac{Kg}{m} / L_c = 1,09 \text{ m}$$

$$Q_{e(3)} = q_3 \times L_c$$

$$Q_{e(3)} = 0,408 \times 1,09$$

$$Q_{e(3)} = 0,444 \frac{Kg}{\text{taladro}}$$

Para determinar si necesitamos más cuadrantes dentro del arranque se usará la ecuación 51:

$$x = 3 \text{ cuadrantes} / A_{h(3)} = 0,92 \text{ m} / L = 1,45 \text{ m}$$

$$A_{h(x)} \leq \sqrt{L}$$

$$1,27 \leq \sqrt{1,45} \rightarrow (F)$$

Al ser el ancho abertura “ $A_{h(3)}$ ” mayor que la restricción, se concluye que:

No se necesitan más cuadrantes en el arranque.

4.2.3. Cálculo de los hastiales (Zona B y C)

Para efectuar los respectivos cálculos de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en los hastiales, se debe corregir el factor de roca para tajo horizontal, para esto se calculará un burden en relación a la longitud del taladro, usando con la ecuación 52 se obtendrá:

$$L = 1,45 \text{ m}$$

$$B \leq 0,6 \times L$$

$$B \leq 0,6 \times 1,45$$

$$B \leq 0,87$$

Una vez obtenido el burden, se reemplazará en la ecuación 54:

$$C = 0,350 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

$$\hat{C} = C + \frac{0,07}{B}$$

$$\hat{C} = 0,350 + \frac{0,07}{0,87}$$

$$\hat{C} = 0,431 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

En adelante se usará el factor de roca corregido en los cálculos.

- **Burden equivalente:** Usando la ecuación 83.

$$q_0 = 0,586 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / \text{RWS} = 0,7 / \hat{C} = 0,431 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} / f = 1,45 \wedge \frac{S}{B} = 1,25 \text{ (Tabla 15)}$$

$$B_{e(\text{Hastiales})} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times \text{RWS}_{\text{Anfo}}}{\hat{C} \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{e(\text{Hastiales})} = 0,9 \times \sqrt{\frac{0,586 \times 0,7}{0,431 \times 1,45 \times 1,25}}$$

$$B_{e(\text{Hastiales})} = 0,65 \text{ m}$$

- **Burden equivalente:** Usando la ecuación 84.

$$A_{\text{túnel}} = 2,5 \text{ m}$$

$$B_{p(\text{Hastiales})} = \frac{0,2755 \times A_{\text{túnel}}}{2}$$

$$B_{p(\text{Hastiales})} = \frac{0,2755 \times 2,5}{2}$$

$$B_{p(\text{Hastiales})} = 0,34 \text{ m}$$

- **Altura disponible para los taladros:** Usando la ecuación 85.

$$H_{\text{túnel}} = 2,4 \text{ m} / r = 0,5 \text{ m}$$

$$H_{(\text{Hastiales})} = H_{\text{túnel}} - r$$

$$H_{(\text{Hastiales})} = 2,4 - 0,5$$

$$H_{(\text{Hastiales})} = 1,9 \text{ m}$$

- **Espaciamiento:** Usando la ecuación 86.

$$H_{\text{túnel}} = 2,4 \text{ m} / r = 0,5 \text{ m}$$

$$H_{(\text{Hastiales})} = 0,3345 \times 2,4$$

$$H_{(\text{Hastiales})} = 2,4 - 0,5$$

$$H_{(\text{Hastiales})} = 0,80 \text{ m}$$

- **Número de taladros:** Usando la ecuación 87.

$$H_{(\text{Hastiales})} = 1,9 \text{ m} / \frac{S}{B} = 1,25$$

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

$$N^{\circ} \text{ Taladros}_{(\text{Hastiales})} = \left(\frac{1,90}{1,25} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ Taladros}_{(\text{Hastiales})} = 3,52$$

$$N^{\circ} \text{ Taladros}_{(\text{Hastiales})} \cong 4$$

- **Ancho de abertura:** Usando la ecuación 88.

$$H_{(Hastiales)} = 1,9 \text{ m}$$

$$A_{h(Hastiales)} = H_{(Hastiales)}$$

$$A_{h(Hastiales)} = 1,9 \text{ m}$$

- **Densidad de carga:** Usando la ecuación 89.

$$\emptyset_0 = 0,036 \text{ mm} / B_e(Hastiales) = 0,65 \text{ m} / C = 0,431 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} / \text{RWS} = 0,70$$

$$A_h(Hastiales) = 1,9 \text{ m}$$

$$q_{(Hastiales)} = \frac{32,3 \times \emptyset_0 \times \hat{C} \times B_e(Hastiales)}{\text{RWS}_{\text{Anfo}} \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_h(Hastiales)}{2 \times B_e(Hastiales)} \right)^{1,5} \right)}$$

$$q_{(Hastiales)} = \frac{32,3 \times 0,036 \times 0,431 \times 0,65}{0,7 \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{1,9}{2 \times 0,65} \right)^{1,5} \right)}$$

$$q_{(Hastiales)} = 0,436 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

- **# Cartuchos/taladro:** Usando la ecuación 90.

$$q_{(Hastiales)} = 0,436 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / L_c = 1,09 \text{ m} / \text{PU}_e = 0,080 \text{ Kg}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = \frac{q_{(Hastiales)} \times L_c}{\text{PU}_e}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = \frac{0,436 \times 1,09}{0,080}$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} = 5,94$$

$$\# \text{Cartuchos/Taladro} \cong 5$$

- **Masa explosiva:** Usando la ecuación 90.

$$q_{(Hastiales)} = 0,436 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / L_c = 1,09 \text{ m}$$

$$Q_{e(Hastiales)} = q_{(Hastiales)} \times L_c$$

$$Q_{e(Hastiales)} = 0,436 \times 1,09 = 0,475 \frac{\text{Kg}}{\text{taladro}}$$

4.2.4. Cálculo de la corona (Zona D)

- **Espaciamiento:** Usando la ecuación 92.

$$k = 15 / \emptyset_0 = 0,036 \text{ mm}$$

$$S_{(Corona)} = k \times \emptyset_0$$

$$S_{(Corona)} = 15 \times 0,036$$

$$S_{(Corona)} = 0,54 \text{ m}$$

- **Burden equivalente:** Usando la ecuación 93.

$$S_{(corona)} = 0,54 \text{ m}$$

$$B_{e(Corona)} = \frac{S_{(Corona)}}{0,80}$$

$$B_{e(Corona)} = 15 \times 0,036$$

$$B_{e(Corona)} = 0,68 \text{ m}$$

- **Burden práctico:** Usando la ecuación 94.

$$B_{e (corona)} = 0,68 \text{ m} / L = 1,45 \text{ m} / \gamma = 3^\circ / \psi = 0,012$$

$$B_{p(Corona)} = B_{e(Corona)} - (L \times \text{Sen} \gamma) - \psi$$

$$B_{e(Corona)} = 0,68 - (1,45 \times \text{Sen} 3) - 0,012$$

$$B_{e(Corona)} = 0,59 \text{ m}$$

- **Número de taladros:** Usando la ecuación 95.

$$A_{\text{túnel}} = 2,5 \text{ m} / B_{e(\text{corona})} = 0,68 \text{ m} / \frac{S}{B} = 1$$

$$N^\circ \text{ Taladros}_{(Corona)} = \left(\frac{A_{\text{túnel}}}{B_{e(Corona)} \times \frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^\circ \text{ Taladros}_{(Corona)} = \left(\frac{2,5}{0,68 \times 1} \right) + 2$$

$$N^\circ \text{ Taladros}_{(Corona)} = 5,70 \cong 5$$

- **Densidad de carga:** Usando la ecuación 96.

$$\varnothing_0 = 0,036 \text{ mm}$$

$$q_{(Corona)} = 90 \times (\varnothing_0)^2 = 90 \times 0,036 = 0,117 \frac{Kg}{m}$$

- **# Cartuchos/taladros:** Usando la ecuación 97.

$$q_{(Hastiales)} = 0,436 \frac{Kg}{m} / L_c = 1,09 \text{ m} / PU_e = 0,080 \text{ Kg}$$

$$\#Cartuchos/taladro = \frac{q_{(Corona)} \times L_c}{PU_e}$$

$$\#Cartuchos/taladro = \frac{0,117 \times 1,09}{0,080}$$

$$\#Cartuchos/taladro = 1,59 \cong 2$$

- **Masa explosiva:** Usando la ecuación 98.

$$q_{(Corona)} = 0,117 \frac{Kg}{m} / L_c = 1,09 \text{ m}$$

$$Q_{e(Corona)} = q_{(Corona)} \times L_c$$

$$Q_{e(Corona)} = 0,117 \times 1,09$$

$$Q_{e(Corona)} = 0,127 \frac{Kg}{taladro}$$

4.2.5. Calculo de los arrastres (Zona E)

- **Burden equivalente:** Usando la ecuación 99.

$$q_0 = 0,586 \frac{Kg}{m} / RWS = 0,7 / \hat{C} = 0,431 \frac{Kg}{m^3} / f = 1,45 \wedge \frac{S}{B} = 1 \text{ (Tabla 15)}$$

$$B_{e(Arrastre)} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{Anfo}}{\hat{C} \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{e(Arrastre)} = 0,9 \times \sqrt{\frac{0,586 \times 0,7}{0,431 \times 1,45 \times 1}}$$

$$B_{e(Arrastre)} = 0,73 \text{ m}$$

- **Burden práctico:** Usando la ecuación 100.

$$B_e(\text{Arrastre}) = 0,73 \text{ m} / L = 1,45 \text{ m} / \gamma = 3^\circ / \psi = 0,0,12$$

$$B_p(\text{Arrastre}) = B_e(\text{Arrastre}) - (L \times \text{Sen}\gamma) - \psi$$

$$B_e(\text{Arrastre}) = 0,73 - (1,45 \times \text{Sen } 3) - 0,012$$

$$B_e(\text{Arrastre}) = 0,64 \text{ m}$$

- **Número de taladros:** Usando la ecuación 101.

$$A_{\text{túnel}} = 2,5 \text{ m} / B_e(\text{Arrastre}) = 0,64 \text{ m} / \frac{S}{B} = 1$$

$$N^\circ \text{ Taladros}_{(\text{Arrastre})} = \left(\frac{A_{\text{túnel}} + 2L \times \text{Sen}(\gamma)}{B_e(\text{Arrastre}) \times \frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^\circ \text{ Taladros}_{(\text{Arrastre})} = \left(\frac{2,5 + (2 \times 1,45 \times \text{Sen}(3))}{0,73 \times 1} \right) + 2$$

$$N^\circ \text{ Taladros}_{(\text{Arrastre})} = 5,64 \cong 5$$

$$N^\circ \text{ Taladros}_{(\text{Arrastre})} \cong 5$$

- **Espaciamiento (S₁):** Usando la ecuación 102.

$$A_{\text{túnel}} = 2,5 \text{ m} / L = 1,45 \text{ m} / \gamma = 3^\circ / N^\circ \text{ Taladros}_{(\text{Arrastre})} = 5$$

$$S_1(\text{Arrastre}) = \frac{A_{\text{túnel}} + 2L \times \text{Sen}(\gamma)}{N^\circ \text{ Taladros}_{(\text{Arrastre})} - 1}$$

$$S_1(\text{Arrastre}) = \frac{2,5 + (2 \times 1,45 \times \text{Sen}(3))}{5 - 1}$$

$$S_1(\text{Arrastre}) = 0,66 \text{ m}$$

- **Espaciamiento (S₂):** Usando la ecuación 103.

$$S_1(\text{Arrastre}) = 0,66 \text{ m} / L = 1,45 \text{ m} / \gamma = 3^\circ$$

$$S_2(\text{Arrastre}) = S_1(\text{Arrastre}) - [L \times \text{Sen}(\gamma)]$$

$$S_2(\text{Arrastre}) = 0,66 - (1,45 \times \text{Sen}(3))$$

$$S_2(\text{Arrastre}) = 0,59 \text{ m}$$

- **Ancho de abertura:** Usando la ecuación 104.

$$A_{\text{túnel}} = 2,5 \text{ m}$$

$$A_{h(\text{Arrastre})} = A_{\text{túnel}}$$

$$A_{h(\text{Arrastre})} = 2,5 \text{ m}$$

- **Densidad de carga:** Usando la ecuación 105.

$$\emptyset_0 = 0,036 \text{ mm} / B_e(\text{Arrastre}) = 0,73 \text{ m} / \hat{C} = 0,431 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} / \text{RWS} = 0,70$$

$$A_h(\text{Hastiales}) = 1,9 \text{ m}$$

$$q_{(\text{Arrastre})} = \frac{32,3 \times \emptyset_0 \times \hat{C} \times B_e(\text{Arrastre})}{\text{RWS}_{\text{Anfo}} \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{A_{h(\text{Arrastre})}}{2 \times B_e(\text{Arrastre})} \right)^{1,5} \right)}$$

$$q_{(\text{Arrastre})} = \frac{32,3 \times 0,036 \times 0,431 \times 0,73}{0,7 \times \text{Sen} \left(\text{Arcotan} \left(\frac{2,5}{2 \times 0,73} \right)^{1,5} \right)}$$

$$q_{(\text{Arrastre})} = 0,571 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

- **# Cartuchos/taladros:** Usando la ecuación 106.

$$q_{(\text{Arrastre})} = 0,571 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / L_c = 1,09 \text{ m} / \text{PU}_e = 0,080 \text{ Kg}$$

$$\# \text{Cartuchos/taladro} = \frac{q_{(\text{Arrastre})} \times L_c}{\text{PU}_e}$$

$$\# \text{Cartuchos/taladro} = \frac{0,571 \times 1,09}{0,080}$$

$$\# \text{Cartuchos/taladro} = 7,76 \cong 7$$

- **Masa explosiva:** Usando la ecuación 107.

$$q_{(\text{Arrastre})} = 0,571 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} / L_c = 1,09 \text{ m}$$

$$Q_e(\text{Arrastre}) = q_{(\text{Arrastre})} \times L_c$$

$$Q_e(\text{Arrastre}) = 0,571 \times 1,09 = 0,621 \frac{\text{Kg}}{\text{taladro}}$$

Tabla 17*Resumen de resultados – Método de Roger Holmberg*

Descripción	Be (m)	Bp (m)	S ₁ (m)	S ₂ (m)	Ah (m)	q (Kg/m)	# Taladros	# Car/tal.	Q _e (Kg/taladro)
Zona A									
ARRANQUE	0,15	0,14	-	-	0,26	0,586	5	8	
1 ^{er} Cuadrante	0,26	0,25	-	-	0,53	0,437	4	6	0,475
2 ^{do} Cuadrante	0,37	0,35	-	-	0,88	0,404	4	6	0,440
3 ^{er} Cuadrante	0,47	0,46	-	-	1,27	0,408	4	6	0,444
Zona B Y C									
HASTIALES	0,65	0,34	0,80	-	1,9	0,436	4	6	0,475
Zona D									
CORONA	0,68	0,59	0,54	-	-	0,117	5	2	0,127
Zona E									
ARRASTRE	0,73	0,64	0,66	0,59	2,50	0,571	5	8	0,621
TOTAL						2,959	33	-	2,582
Área de la sección	5,89 m ²		Ø Taladro de producción		0,036 mm		L		1,45 m
Perímetro de la sección	9,37 m		Ø Broca rimadora		0,089 mm		L _c		1,09 m

Fuente: Elaborado por el tesista.

Una vez se han resumido los cálculos del diseño de perforación y voladura de la galería del nivel 2580 con el método de Roger Holmberg a través de la Tabla 17, se procede a diseñar la malla de perforación con un software de dibujo, para esta investigación se usó el AutoCAD v. 2017; siguiendo el burden equivalente, burden práctico, ancho de abertura y espaciamiento respectivo de cada zona se procedió a trazar la malla de perforación, esta se muestra en el Anexo 8.2.

Del mismo modo la malla de perforación empírica trazada antes del estudio se presenta en el Anexo 8.3.

En la Tabla 18 se resume la cantidad de taladros, el número total de cartuchos por taladro y la cantidad de explosivo usado por cada zona.

Tabla 18
Distribución de taladros de la galería del nivel 2580 (Ahora)

Cantidad de carga para un taladro de 5 pies				
SEMIGELATINA 65 (7/8" x 7")				
	# Taladros	# Cart/tal	# Cartuchos (Total)	Kg explosivo (Total)
Alivio	1	0	0	0
Arranque	4	7	28	2,24
1er Cuadrante	4	5	20	1,60
2do Cuadrante	4	5	20	1,60
3er Cuadrante	4	5	20	1,60
Hastiales	4	5	20	1,60
Corona	5	2	10	0,80
Arrastre	5	7	35	2,80
TOTAL	31	-	153	12,24
Peso unitario del explosivo		0,080 Kg		
N° de Cartuchos		153		
Total de Kg de explosivo		12,24 Kg		

Fuente: Elaborado por el tesista.

A modo de comparación en la tabla 19 se presenta la distribución de taladros de la galería del nivel 2580 antes del estudio.

Tabla 19

Distribución de taladros de la galería del nivel 2580 (Antes)

Cantidad de carga para un taladro de 5 pies				
SEMIGELATINA 65 (7/8" x 7")				
	# Taladros	# Cart/tal	# Cartuchos (Total)	Kg explosivo (Total)
Alivio	5	0	0	0
Arranque	4	7	28	2,24
1era Ayuda	4	6	24	1,92
2da Ayuda	4	6	24	1,92
3era Ayuda	4	6	24	1,92
Hastiales	6	5	30	2,40
Corona	5	5	25	2,00
Arrastre	5	5	25	2,00
TOTAL	37	-	180	14,40
Peso unitario del explosivo		0,080 Kg		
N° de Cartuchos		180		
Total de Kg de explosivo		14,40 Kg		

Fuente: Elaborado por el tesista.

Una vez que se conoce como se distribuirán los taladros en la labor y el número de cartuchos que se usará para cada zona (Tabla 18 y 19), se procede a calcular cuántos kilogramos de explosivo se usará por zona en cada taladro, esto nos permitirá efectuar los respectivos cálculos sobre el rendimiento de la voladura, como:

- Avance por disparo
- Volumen de material roto.
- Toneladas de material roto.
- Kilogramos de explosivo usado
- El factor de avance ($\text{Kg}_{\text{explosivo}}/\text{m}$).

- El factor de carga ($\text{Kg}_{\text{ explosivo}/\text{m}^3}$).
- El factor de potencia ($\text{Kg}_{\text{ explosivo}/\text{Ton}}$).

Con ayuda de estos parámetros de rendimiento se construyó la Tabla 20 que nos permitirá responder los objetivos planteados en el presente trabajo de investigación. Además, en la Tabla 21 se presentan los parámetros de la malla empírica (antes del estudio).

Tabla 20
Parámetros técnicos y rendimientos de voladura (Ahora)

PERFORACIÓN Y VOLADURA		
GENERALIDADES		
Labor	Galería del nivel 2580	
Dimensión de la labor	2,50 x 2,40	m
Elaborado	Bach. Lunarejo Garay, Christian Antony	
TIPO DE MATERIAL		
Tipo de roca	Andesita	
RMR	Buena	
Peso específico	2,5	Ton/m ³
Longitud de la barra	1,52	m
Longitud efectiva	1,45	m
Diámetro del taladro	36	mm
Eficiencia de la perforación	95	%
Taladros perforados	31	Taladro
Taladros de alivio	1	Taladro
Taladros disparados	30	Taladro
Volumen de material	8,70	m ³ /disparo
Toneladas de material	21,75	Ton/m ³
Total kg de explosivo	12,24	Kg
Factor de avance	8,44	Kg/m
Factor de carga	1,41	Kg/m ³
Factor de potencia	0,56	Kg/Ton

Fuente: Elaborado por el tesista.

Tabla 21*Parámetros técnicos y rendimientos de voladura (Antes)*

PERFORACIÓN Y VOLADURA		
GENERALIDADES		
Labor	Galería del nivel 2580	
Dimensión de la labor	2,50 x 2,40	m
TIPO DE MATERIAL		
Tipo de roca	Andesita	
RMR	Buena	
Peso específico	2,5	Ton/m ³
Longitud de la barra	1,52	m
Longitud efectiva	1,45	m
Diámetro del taladro	36	mm
Eficiencia de la perforación	95	%
Taladros perforados	37	Taladro
Taladros de alivio	5	Taladro
Taladros disparados	32	Taladro
Volumen de material	8,70	m ³ /disparo
Toneladas de material	21,75	Ton/m ³
Total kg de explosivo	14,40	Kg
Factor de avance	9,93	Kg/m
Factor de carga	1,63	Kg/m ³
Factor de potencia	0,66	Kg/Ton

Fuente: Elaborado por el tesista.

Finalmente se comparó la Tabla 20 y la Tabla 21 para conocer la variación porcentual del número de taladros en la malla de perforación y voladura (Ver Tabla 22) y del rendimiento de la voladura (Ver Tabla 23).

Tabla 22*Número de taladros – Galería del nivel 2580*

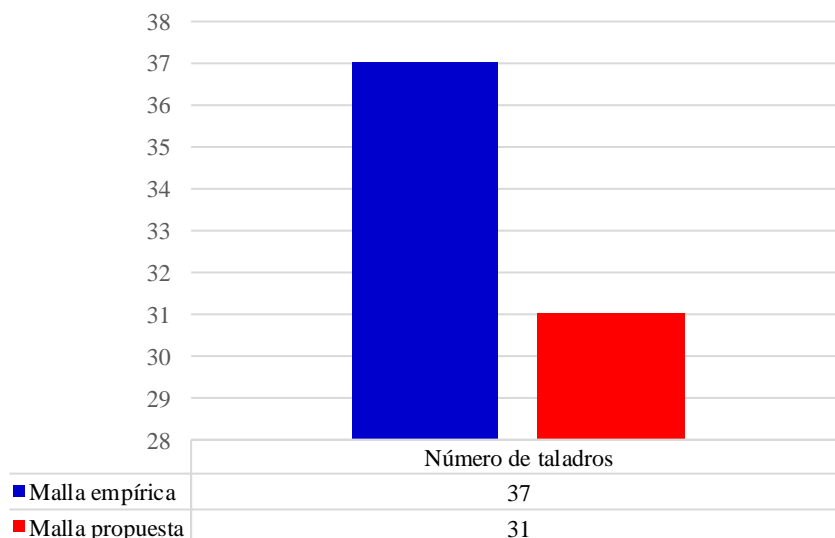
PARÁMETRO	ANTES	AHORA	$\Delta \#$	$\Delta \%$
Número de taladros	37	31	-6	-16,22

Fuente: Elaborado por el tesista

Con ayuda de la Tabla 22, se calculó que el número de taladros de la malla de perforación y voladura propuesta (ahora) se ha reducido en un 16,22% con respecto a la malla empírica (anterior); esta variación se representa en la Figura 39.

Figura 39

Variación porcentual del número de taladros



Fuente: Elaborado por el tesista en Excel 2016.

Mientras que con la Tabla 23, se calculó que con uso de la malla de perforación y voladura propuesto (ahora) el factor de carga disminuye en un 13,50% con respecto a la malla empírica (antes); dicha variación se representa en la Figura 40.

Adicionalmente se calculó con la Tabla 23 que el factor de avance se redujo en un 15,01 % y el factor de potencia en un 15,15 %.

Tabla 23

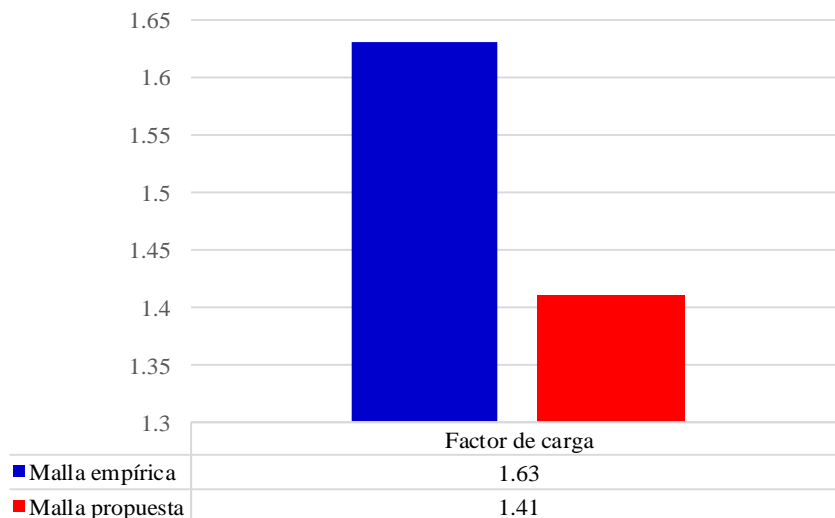
Rendimiento de voladura - Galería del nivel 2580

PARÁMETRO	ANTES	AHORA	Δ #	Δ %
Factor de avance	9.93	8.44	-1.49	-15,01
Factor de carga	1.63	1.41	-0.22	-13,50
Factor de potencia	0.66	0.56	-0.10	-15,15

Fuente: Elaborado por el tesista.

Figura 40

Variación porcentual del factor de carga



Fuente: Elaborado por el tesista en Excel 2016.

4.2.6. Estructura de los costos de operación

En la Tabla 24 se resumen las especificaciones técnicas de la labor.

Tabla 24

Especificaciones técnicas de la galería del nivel 2580

Sección	2,5 m x 2,4 m
Longitud del taladro	5 pies
Avance	1,45 m
Número de taladros perforados	31
Número de taladros perforados cargados	30
Número de taladros de alivio	1

Fuente: Elaborado por el tesista.

Para estructurar los costos de operación se consideraron los siguientes costos directos: Costo por mano de obra (ver Tabla 25), costo por implementos de seguridad (ver Tabla 27), costos por herramientas (ver Tabla 29), costo de perforación (ver Tabla 32), costo de voladura (ver Tabla 33), costo de acarreo (ver Tabla 34) y costo de transporte (ver Tabla 35). Así mismo estos costos están sujetos a un tipo de cambio igual a: 3,95 \$.

En la Tabla 25, se muestra el costo por mano de obra del personal que labora en la galería del nivel 2580, siendo ellos: El jumbero y su ayudante (perforación), el maestro cargador y su ayudante (voladura), el maestro locomotorista (transporte), el maestro operador (acarreo) y el mecánico.

Tabla 25
Costo por mano de obra

Descripción	Cantidad	S/. Tarea	Tareaje	Incidencia	Total/Tarea	Asig. fam.	Ben. soci.	Costo	Avance	Costo
	(#)	(c/u)	(Hr./Tarea)	(%)	(\$)	(\$/Tarea)	(%)	(\$/Tarea)	(m/Tarea)	(\$/m)
Jumbero	1,00	50,00	8,00	100 %	12,66	1,83	94,90	28,24	1,45	20,17
Ayudante	1,00	40,00	8,00	100 %	10,13	1,83	94,90	23,30	1,45	16,65
Maestro cargador	1,00	45,00	8,00	100 %	11,39	1,83	94,90	25,77	1,45	18,41
Ayudante cargador	1,00	40,00	8,00	100 %	10,13	1,83	94,90	23,30	1,45	16,65
Maestro locomotorista	1,00	50,00	2,50	31,25%	3,96	1,83	94,90	11,28	1,45	8,05
Maestro operador	1,00	50,00	12,99	162,40%	20,56	1,83	94,90	43,63	1,45	31,17
Mecánico	1,00	45,00	0,50	6,25 %	0,71	1,83	94,90	4,95	1,45	3,54
TOTAL										114,63

Fuente: Elaborado por el tesista.

En la Tabla 26 tenemos la relación de los implementos de seguridad involucrados, mientras que en la Tabla 27 la relación de sus costos.

Tabla 26*Relación de implementos de seguridad personal*

Descripción	Cantidad	V.U.	P.U.	Tarea/día	Jumbero	Ayudante	Cargador	Ayudante	Locomotorista	Operador	Mecánico
	(#)	(días)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)
Casco tipo sombrero eco-V	1,00	360	8,86	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025
Tafílete	1,00	180	3,80	0,021	0,021	0,021	0,021	0,021	0,021	0,021	0,021
Mameluco tela drill	1,00	360	12,66	0,035	0,035	0,035	0,035	0,035	0,035	0,035	0,035
Correa portalámparas	1,00	150	1,90	0,013	0,013	0,013	0,013	0,013	0,013	0,013	0,013
Botas de jebe	1,00	150	12,35	0,082	0,082	0,082	0,082	0,082	0,082	0,082	0,082
Chaqueta de jebe T 38/40	1,00	90	7,56	0,084	0,084	0,084	0,084	0,084	-	-	-
Pantalón de jebe T 38/40	1,00	90	7,27	0,081	0,081	0,081	0,081	0,081	-	-	-
Guantes de cuero A-6	1,00	30	2,08	0,069	0,069	0,069	0,069	0,069	0,069	0,069	0,069
Lentes de seguridad AO safety	1,00	180	3,32	0,018	0,018	0,018	0,018	0,018	0,018	0,018	0,018
Respirador	1,00	180	13,02	0,072	0,072	0,072	0,072	0,072	0,072	0,072	0,072
Filtro para respirador	1,00	30	3,11	0,104	0,104	0,104	0,104	0,104	0,104	0,104	0,104
Tapa oídos	1,00	60	0,71	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012	0,012
Lámpara de batería recargable	1,00	360	50,63	0,141	0,141	0,141	0,141	0,141	0,141	0,141	0,141
Barbiquejo elástico	1,00	90	1,59	0,018	0,018	0,018	0,018	0,018	0,018	0,018	0,018
Protector de filtro P-100	1,00	180	0,31	0,0002	0,0002	0,0002	0,0002	0,0002	0,0002	0,0002	0,0002
TOTAL					0,776	0,776	0,776	0,776	0,611	0,611	0,611

Fuente: Elaborado por el tesista.

*V.U.=Vida útil / *P.U.=Precio unitario

Tabla 27
Costo por implementos de seguridad

Descripción	Cantidad (#)	Tareaje (Hr./Tarea)	Incidencia (%)	\$. Tarea (c/u)	Costo (\$/Tarea)	Avance (m/Tarea)	Costo (\$/m)
Jumbero	1,00	8,00	100 %	0,776	0,776	1,40	0,55
Ayudante	1,00	8,00	100 %	0,776	0,776	1,40	0,55
Maestro cargador	1,00	8,00	100 %	0,776	0,776	1,40	0,55
Ayudante de cargador	1,00	8,00	100 %	0,776	0,776	1,40	0,55
Maestro locomotorista	1,00	2,50	31,25%	0,611	0,04	1,40	0,03
Maestro operador	1,00	12,99	162,40%	0,611	0,04	1,40	0,03
Mecánico	1,00	0,50	6,25 %	0,611	0,04	1,40	0,03
TOTAL							2,30

Fuente: Elaborado por el tesista.

A continuación, en la Tabla 28 se muestra la relación de herramientas que están a disposición del personal de trabajo, así como su precio unitario y vida útil; además en la Tabla 29 se puede apreciar cómo se ha distribuido el costo de estas herramientas para cada personal de acorde al área donde laboran, siendo ellos: El jumbero y su ayudante (perforación), el maestro cargador y su ayudante (voladura), el maestro locomotorista (transporte), el maestro operador (acarreo) y el mecánico.

Tabla 28
Relación de herramientas

Descripción	Cantidad	V.U.	P.U.	Tarea/día	Jumbero	Ayudante	Cargador	Ayudante	Locomotorista	Operador	Mecánico
	(#)	(días)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)
Lampa	1,00	75	4,79	0,064	0,064	0,064	-	-	-	-	-
Pico	1,00	100	5,36	0,054	0,054	0,054	-	-	-	-	-
Combo 6 lb	1,00	150	4,37	0,029	-	-	-	-	-	-	0,029
Llave Stilson 18"	1,00	150	25,35	0,169	-	-	-	-	-	-	0,169
Llave Francesa 24"	1,00	150	28,44	0,190	-	-	-	-	-	-	0,190
Atacador de madera	1,00	30	1,22	0,041	-	-	0,041	0,041	-	-	-
Cucharilla	1,00	50	0,81	0,016	-	-	0,016	0,016	-	-	-
Cuchilla para guías	1,00	30	0,41	0,014	-	-	0,014	0,014	-	-	-
Fósforo	1,00	30	0,05	0,002	-	-	0,002	0,002	-	-	-
Carretilla	1,00	90	21,13	0,235	-	-	0,235	0,235	-	-	-
Pintura Sprite (Color rojo)	1,00	30	1,77	0,059	0,059	-	-	-	-	-	-
Flexómetro	1,00	90	0,81	0,009	0,009	-	-	-	-	-	-
Mochila de explosivos	1,00	90	4,06	0,045	-	-	0,045	0,045	-	-	-
Plomada	1,00	30	2,84	0,095	0,095	-	-	-	-	-	-
Cordel	1,00	90	6,30	0,070	0,070	-	-	-	-	-	-
TOTAL					0,351	0,118	0,353	0,353	-	-	0,388

Fuente: Elaborado por el tesista.

Tabla 29
Costo por herramientas

Descripción	Cantidad (#)	Tareaje (Hr./Tarea)	Incidencia (%)	\$. Tarea (c/u)	Costo (\$/Tarea)	Avance (m/Tarea)	Costo (\$/m)
Jumbero	1,00	8,00	100 %	0,351	0,351	1,40	0,25
Ayudante	1,00	8,00	100 %	0,118	0,118	1,40	0,08
Maestro cargador	1,00	8,00	100 %	0,353	0,353	1,40	0,25
Ayudante de cargador	1,00	8,00	100 %	0,353	0,353	1,40	0,25
Maestro locomotorista	1,00	2,50	31,25%	-	-	1,40	-
Maestro operador	1,00	12,99	162,40%	-	-	1,40	-
Mecánico	1,00	0,50	6,25 %	0,388	0,024	1,40	0,02
TOTAL							0,86

Fuente: Elaborado por el tesista.

Para presentar los costos unitarios de perforación (ver Tabla 32) se muestra la Tabla 30 que contiene costos de los aceros de perforación, así como su precio y vida útil; también se presenta a la Tabla 31 la cual contiene al costo del equipo de perforación usado para la galería del nivel 2580, este es un jumbo electrohidráulico de perforación frontal para vetas angostas “MUKI FF”, así como la depreciación del equipo, su mantenimiento y su utilización anual en horas.

Tabla 30
Aceros de perforación

Descripción	Cantidad	V.U.	P.U.	N° Taladros	Avance	Metros	Costo	Costo	
	(#)	(m)	(\$)	(#)	(m/Tarea)	Perforados	(\$/Tarea)	(\$/m)	
Broca de 36 mm	1,00	400	50	31	1,40	43,40	5,43	3,88	
Adaptador Shank	1,00	3000	195	31	1,40	43,40	2,82	2,02	
Coopling	1,00	2000	50	31	1,40	43,40	1,09	0,78	
Broca escareadora	1,00	2000	90	31	1,40	43,40	1,95	1,40	
Adapter piloto	1,00	400	115	31	1,40	43,40	12,48	8,91	
Aguzadora de copas	1,00	400	125	31	1,40	43,40	13,56	9,69	
TOTAL								26,66	

Fuente: Elaborado por el tesista.

Tabla 31
Equipo de perforación

Descripción	Cantidad	V.U.	P.U.	Depreciación	Mantenimiento	Utilización	Avance	Costo	Costo
	(#)	(años)	(\$)	(\$/año)	(%)	(Hr./año)	(m/Tarea)	(\$/Hr.)	(\$/m)
Muki FF	1,00	6	100 000	10 000	75	540	1,40	57,09	40,78
TOTAL									40,78

Fuente: Elaborado por el tesista.

Tabla 32
Costo de perforación

Descripción	Costo (\$/m)
Aceros de perforación	26,66
Equipo de perforación	40,78
TOTAL	67,44

Fuente: Elaborado por el tesista.

Para el costo de la voladura se consideró el costo de los materiales involucrados en dicha operación unitaria (ver Tabla 33). Para construir esta tabla se usaron datos de la Tabla 18, donde se tiene la distribución de taladros de la galería del nivel 2580, donde se diseñó por el método de Roger Holmberg una malla de perforación y voladura de 30 taladros cargados que usan 23,35 Kg de explosivo.

Tabla 33
Costo de voladura

Descripción	Unidad (medición)	Cantidad (#)	P.U. (\$)	Costo (\$/Tarea)	Costo (\$/m)
Dinamita Semigelatina 65	Kg	12,24	2,87	35,13	25,09
Chispero	Pieza	1	2,53	2,53	1,74
Fulminante N°8	Pieza	30	0,20	6,00	4,14
Mecha de seguridad	m	55	0,42	23,10	15,93
Taco	Pieza	30	0,12	3,60	2,48
TOTAL					49,88

Fuente: Elaborado por el tesista.

Para el costo de acarreo (ver Tabla 34), se toma en cuenta la vida útil, el precio unitario, rescate, mantenimiento y rendimiento de una pala neumática; mientras que para el costo de transporte (ver Tabla 35), se toma en cuenta la vida útil, el precio unitario, mantenimiento, rendimiento, número de viajes y avance de una locomotora.

Tabla 34*Costo de acarreo*

Descripción	Cantidad	V.U.	V.U.	P.U.	Rescate	Mantenimiento	Costo/Pala	Rendimiento	V.U.	Avance	Costo	Costo
	(#)	(años)	(Horas)	(\$)	(\$)	(%)	(\$)	(TM/Hr)	(TM)	(TM/m)	(\$/TM)	(\$/m)
Pala neumática	1,00	8	15 000	30 000	9000	100	51 000	3,00	45 000	21,00	1,13	23,80
TOTAL												23,80

Fuente: Elaborado por el tesista.

Tabla 35*Costo de transporte*

Descripción	Cantidad	V.U.	P.U.	Mantenimiento	Depreciación	Tonelaje	# Viajes	Vía	Tonelaje	Depreciación	Avance	Costo
	(#)	(años)	(\$)	(%)	(\$/año)	(TM/viaje)	(Día)	(km)	(TM/año)	(\$/TM)	(TM/m)	(\$/m)
Locomotora	1,00	5	130 000	200	26 000	5,25	30	1,00	47 250	0,55	15	24,75
TOTAL												24,75

Fuente: Elaborado por el tesista.

Ahora se presenta la Tabla 36, que contiene el resumen de los costos directos anteriormente mostrados; además se ha agregado en la misma tabla a los costos indirectos, los cuales se han tomado como un porcentaje de los costos directos. Tras realizar la Tabla 36 se procedió a sumar los costos directos e indirectos involucrado obteniéndose el costo de operación, este costo estará representado en dólares americanos por cada metro de avance.

Tabla 36
Costos de operación (Ahora)

DESCRIPCIÓN	COSTO DE OPERACIÓN	
	\$/m	TOTAL
COSTOS DIRECTOS		
Costo de mano de obra	114,63	
Costo por implementos de seguridad	2,30	
Costo por herramientas	0,86	
Costo de perforación	67,44	283,66
Costo de voladura	49,88	
Costo de acarreo	23,80	
Costo de transporte	24,75	
COSTO INDIRECTOS		
Gastos generales (20 %)	56,73	
Utilidad (10 %)	28,37	93,61
Imprevistos (3 %)	8,51	
COSTO TOTAL		377,27

Fuente: Elaborado por el tesista.

Del mismo modo en la Tabla 37 se presenta a los costos de operación en la galería del nivel 2580 antes del trabajo de investigación. Esta tabla nos permita conocer como han variado los costos tras diseñar una nueva malla de perforación y voladura en la labor por medio del diseño de Roger Holmberg.

Tabla 37
Costos de operación (Antes)

DESCRIPCIÓN	COSTO DE OPERACIÓN	
	\$/m	TOTAL
COSTOS DIRECTOS		
Costo de mano de obra	114,63	
Costo por implementos de seguridad	2,30	
Costo por herramientas	0,86	
Costo de perforación	72,60	293,24
Costo de voladura	54,30	
Costo de acarreo	23,80	
Costo de transporte	24,75	
COSTO INDIRECTOS		
Gastos generales (20 %)	58,65	
Utilidad (10 %)	29,34	96,79
Imprevistos (3 %)	8,80	
COSTO TOTAL		390,03

Fuente: Elaborado por el tesista.

Finalmente, al comparar la Tabla 36 y la Tabla 37 se comprueba que existe una diferencia numérica, porcentual entre ellas, esa diferencia corresponde a una reducción, que nos dice que la malla de perforación y voladura propuesta (ahora) reduce en un 3,27 % los costos de operación con respecto a la malla empírica (antes).

Tabla 38
Costo de operación – Galería del nivel 2580

PARÁMETRO	ANTES	AHORA	Δ #	Δ %
Costo de operación (\$/m)	390,03	377,27	12,76	3,27

Fuente: Elaborado por el tesista.

4.3. Prueba de hipótesis

El presente estudio se llevó a cabo durante el mes de marzo del 2021, para efectos de cálculo se trabajó con un rendimiento de 1,40 m por disparo en todo el punto 4.2, pero a continuación en la Tabla 39 se registraron los costos directos de perforación (C_p) y voladura (C_v), los cuales estuvieron sometidos a diferentes rendimientos en el avance.

Tabla 39
Diseño de perforación y voladura en los costos de operación

Día	C_p	C_v	X		Y
			$C_p + C_v$	C_o	
1	68,09	48,14	116,23	376,55	
2	69,48	49,19	118,67	380,61	
3	69,01	48,21	117,22	376,95	
4	67,53	49,96	117,49	377,82	
5	68,59	50,87	119,46	381,9	
6	68,56	51,98	120,54	381,33	
7	67,29	50,65	117,94	380,26	
8	66,87	49,23	116,1	373,35	
9	65,85	50,47	116,32	373,23	
10	64,89	51,16	116,05	373,19	
11	66,97	51,82	118,79	381,55	
12	65,33	48,66	113,99	375,11	
13	68,68	50,75	119,43	379,07	
14	66,89	48,99	115,88	372,64	
15	67,69	50,98	118,67	380,20	
16	66,72	48,02	114,74	372,90	
17	68,44	49,97	118,41	379,79	
18	65,69	50,15	115,84	373,51	
19	66,89	48,19	115,08	375,05	
20	68,94	50,33	119,27	379,50	
21	67,77	49,85	117,62	378,19	

Fuente: Elaborado por el tesista en Excel 2016.

* C_o = Costo de operación.

Teniendo una visión general de la relación entre nuestras variables de estudio: Diseño de la malla de perforación “x” y costo de operación “y” se procede a exportar los datos de la Tabla 39 al SPSS v.25. donde se hará la prueba de normalidad, con la cual se determinará si someteremos a pruebas paramétricas o no paramétricas nuestra investigación.

Antes de llevar a cabo la prueba de normalidad se debe tener en cuenta el tamaño de la muestra, en nuestro caso tenemos una muestra tomada por 21 días, esta cantidad resulta menor a 50 datos por lo que usaremos la prueba de normalidad de Shapiro – Wilk; ver Tabla 40.

Tabla 40
Prueba de normalidad

Variable / Dimensión	Kolmogorov-Smirnov			Shapiro - Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
Costo (Perforación y Voladura)	0,142	21	0,200	0,968	21	0,696
Costo de operación	0,161	21	0,165	0,899	21	0,034

Fuente: Extraído del SPSS v.25.

Como muestra la tabla 40, la significancia asintótica bilateral de la variable independiente resulta mayor al p-valor:

- Costo (Perforación y Voladura):

$$\text{Sig (x)} > \text{p-valor}$$

$$0,696 > 0,05$$

Por lo que se concluye que las variables presentes en nuestro trabajo de investigación pueden ser tratadas como paramétricas, es decir tienen una distribución normal, por lo que, para contrastar nuestra hipótesis, usaremos el coeficiente de Pearson y la siguiente estructura como solución: Hipótesis estadística, nivel de significación, función de prueba, regla de decisión y la conclusión.

I. Hipótesis estadística:

Hipótesis alterna o de investigación (H_1):

El diseño de la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg influirá de forma positiva en la reducción de los costos de operación, en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, año 2021.

Hipótesis nula (H_0):

El diseño de la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg no influirá de forma positiva en la reducción de los costos de operación, en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, año 2021.

II. Nivel de significación

El nivel de significación teórica es de $\alpha = 0,05$ el cual corresponde a un nivel de confiabilidad del 95 %.

III. Función de prueba

Se realizó por medio del coeficiente de correlación de Pearson ya que las variables presentan normalidad en los datos; ver Tabla 40.

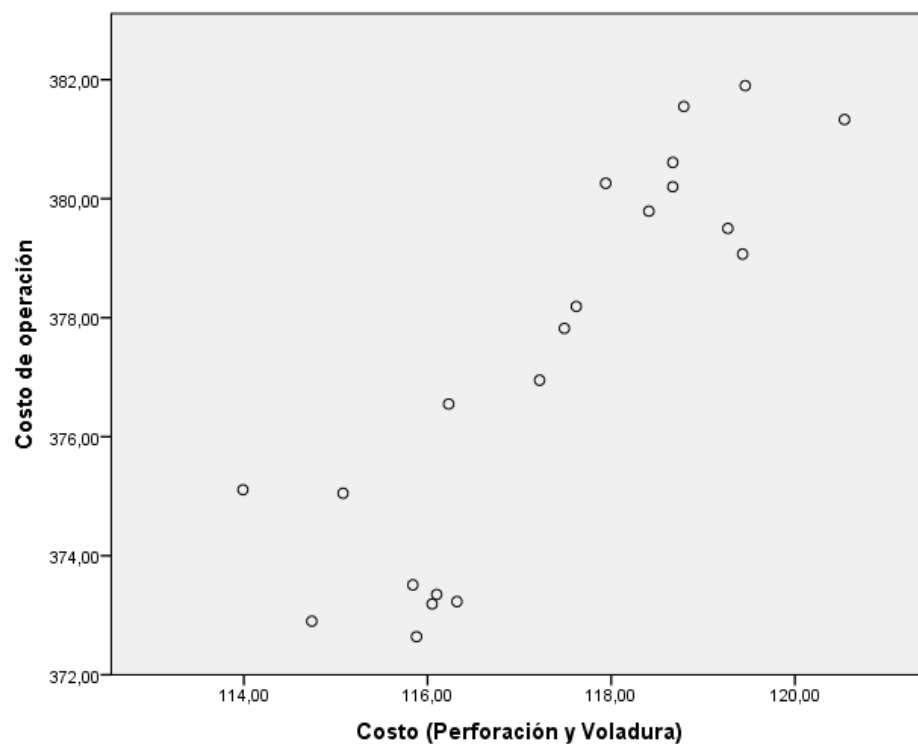
Tabla 41
Coefficiente de Pearson

		Costo (P+V)	Costo de operación
Costo (P+V)	Correlación de Pearson	1	0,873
	Sig. (bilateral)		0,000
	N	21	21
Costo de operación	Correlación de Pearson	0,873	
	Sig. (bilateral)	0,000	
	N	21	21

Fuente: Extraído del SPSS v.25.

De acuerdo a la Tabla 40, el coeficiente de correlación que existe entre el diseño de la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg y el costo de operación es de 0,873 lo que indica una asociación fuerte y positiva entre las variables. Para verificar esto graficaremos un diagrama de dispersión, este debe mostrar a los datos agrupados en dirección positiva (ver Figura 41).

Figura 41
Diagrama de dispersión



Fuente: Extraído del SPSS v.25.

Como se puede observar, la Figura 41 marca una relación lineal positiva en los datos, pues a medida que aumentan los costos directos de perforación y voladura, también lo hará el costo de operación; del mismo modo a medida que disminuyan los costos de estas operaciones unitarias, también lo hará el costo de operación.

IV. Regla de decisión

Rechazar H_0 cuando la significación observada “p” es menor a α

Rechazar H_1 cuando la significación observada “p” es menor a α

V. Conclusión

El valor de significación observada del coeficiente de correlación de Pearson Sig.(bilateral) = 0,000, es menor al valor de significación teórica $\alpha = 0.05$, por lo que se rechaza la hipótesis nula. Y se acepta la hipótesis de la investigación la cual afirma que: El diseño de la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg influirá de forma positiva en la reducción de los costos de operación, en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, año 2021.

4.4. Discusión de resultados

En cuanto al objetivo general: Diseñar una malla de perforación y voladura con el método de Roger Holmberg para reducir costos de operación en la Unidad Virgen de la Merced de la Compañía Minera Llipa SAC, 2021; se recalculo una malla de perforación con 31 taladros los cuales redujeron el costo de operación de 390,03 a 377,27 \$/m; esta diferencia permitirá un ahorro de 4593,6 \$/año; estos resultados con similares a los de Palma (2019) quien en su investigación “Optimización del proceso de perforación y voladura, mediante el diseño de la malla de perforación en la galería “GL-905” de la Compañía Minera Fargo Minería y Construcción SAC, Unidad Minera “Fox”, Periodo 2019” redujo de 39 a 34 taladros en su malla de perforación y voladura, lo cual le genero un ahorro significativo de 11,21 \$/m, dicha diferencia le permitirá a la Unida Minera Fox de un ahorro de

5523,23 \$/año; del mismo modo para Morales (2019) en su trabajo de investigación: Reducción de Costos Unitarios mediante la Optimización de la malla de Perforación y Voladura en el Inclinado – 180 Valeria Norte de la Empresa Minera Vicus SAC, pudo diseñar con el modelo de Roger Holmberg un malla de perforación y voladura que redujo los costos en la ejecución del inclinado – 180 Valeria Norte, dicha reducción fue de 352,35 a 246,53 \$/disparo.

En cuanto al objetivo específico 1: Determinar la influencia del diseño de la malla de perforación y voladura en la reducción de costos de operación en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021; se determinó un coeficiente de correlación de 0,873 que indica una asociación fuerte y positiva entre las variables de estudio pues a medida que aumentan los costos directos de perforación y voladura, también lo hará el costo de operación; del mismo modo a medida que disminuyan los costos de estas operaciones unitarias, también lo hará el costo de operación. Del mismo modo para Quispe (2019) en su trabajo titulado: Reducción de costos de perforación y voladura con nuevo diseño de la malla en el Frente Crucero 340 NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C. – Rinconada, existe una influencia positiva entre la reducción de los costos de perforación y voladura con un nuevo diseño de malla.

En cuanto al objetivo específico 2: Determinar cómo inciden las propiedades del macizo rocoso y de las mezclas explosivas comerciales en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021; en este

punto se trabajó con los siguientes parámetros geomecánicos del macizo rocoso: $GSI = 50$ Y $RQD = 55$ y como parámetro de la Dinamita Famesa Semigelatina 65: $RSW = 70 \%$; estas propiedades inciden directamente en el consumo específico del explosivo: $C.E. = 0,339 \text{ Kg/m}^3$ y por ende en la predicción de la granulometría. Para Vidal y Correa (2017) en su trabajo de investigación: Modelo matemático de Holmberg para mejorar la fragmentación y voladura en la zona alta de la Compañía Minera Lincuna S.A. – 2017; realizaron la evaluación de la operación unitaria de perforación y voladura, con la finalidad de obtener buenos resultados en la granulometría, donde obtuvieron un grano de tamaño medio de 20 cm.

En cuanto al objetivo específico 3: Determinar en qué porcentaje disminuirá el factor de carga y el número de taladros en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021. Con la nueva malla de perforación y voladura, se logró reducir 6 taladros, esta reducción corresponde a 16,22 % taladros menos respecto a la malla anterior (empírica); mientras que el factor de carga se redujo de 1,63 a 1.41 Kg/m^3 , esta variación corresponde a una reducción del 13,50 % respecto a la malla anterior (empírica). Para Cieza y Huancas (2019) en su trabajo de investigación titulado: Diseño de Perforación y Voladura para el incremento de avance lineal de la GI 350 S – Nv 2 en la Sociedad Minera los Osos, 3 de mayo Bella Rica – Ecuador; lograron reducir de 32 a 30 taladros su malla de perforación, obteniendo una reducción del 6,25 % y su factor de carga de 4,33 a $2,73 \text{ kg/m}^3$, obteniendo una reducción del 36,95 % con respecto a la malla anterior.

CAPITULO V

5. CONCLUSIONES

1. Se diseñó una malla de perforación de perforación y voladura de 31 taladros con el método de Roger Holmberg, donde se redujo el costo de operación de 390,03 a 377,27 \$/m, esa diferencia de 12,76 \$/m nos generara un ahorro de 4593,6 \$/año en la Unidad Virgen de la Merced de la Compañía Minera Llipa SAC, 2021.
2. Se determinó una influencia positiva con un coeficiente de correlación de 0,873 que indica una asociación fuerte y positiva entre las variables de estudio pues a medida que aumentan los costos directos de perforación y voladura, también lo hará el costo de operación; del mismo modo a medida que disminuyan los costos de estas operaciones unitarias, también lo hará el costo de operación en la Unidad Virgen de la Merced de la Compañía Minera Llipa SAC, 2021.
3. Se señaló que las propiedades del macizo rocoso ($GSI = 50$, $RQD = 55$) y de la Dinamita Famesa Semigelatina 65 ($RSW = 70\%$), inciden directamente en el consumo específico del explosivo y por ende en la predicción de la granulometría; es así que en el arranque se predice un tamaño medio de roca de 5 cm tras la voladura.
4. Se calculó que el número de taladros se redujo de 37 a 31, esto representa un 16,22 % menos con respecto a la malla empírica; con respecto al factor de carga se redujo de 1,63 a 1,41 Kg/m³, el cual representa una variación del 13,50 % menos con respecto a la malla empírica.

CAPITULO VI

6. RECOMENDACIONES

1. Usar pintura para trazar la malla de perforación y voladura.
2. Usar tubos de PVC como guidores, para mantener el paralelismo de los taladros.
3. Supervisar la galería del nivel 2580 antes, durante y después de la perforación y voladura, para conocer como varia la eficiencia de la malla perforación y voladura propuesta.
4. Supervisar a los trabajadores en el cumplimiento del estándar de operaciones de perforación y voladura.
5. Concientizar a los trabajadores en temas de seguridad y uso de EPP antes, durante y después de la perforación y voladura.

CAPITULO VII

7. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Agreda, C. (1993). *Cursode modelización matemática de la voladura de rocas*. Lima: Sociedad Peruana de Perforación y voladura de rocas.
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Choque, E. (2017). *Diseño de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en CÍA Minera Ares S.A.C. - U.O. ARCATA (Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
- Cieza, C., & Huancas, A. (2019). *Diseño de perforación y voladura para el incremento de avance lineal de la GL 350 S - Nv 2 en la Sociedad Minera los Osos, 3 de Mayo Bella Rica - Ecuador (Tesis de pregrado)*. Universidad César Vallejo, Chiclayo.
- Costos Mineros. (2014). En *Costos Mineros*.
- EXSA S.A. (2009). *Manual práctico de voladura*. Lima : Exsa.
- Henostroza, M. (2019). *Geomecánica en la perforación y voladura, para mejorar la fragmentación en la Unidad Minera Virgen de la Merced de la Compañía Minera Llipa SAC - 2019 (Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Huaraz.
- Hernandez, R., Fernández, C., & Baptista, P. (2014). *Metodología de la investigación*. Ciudad de México: Mc Graw Hill.
- Konya, C., & Albarrán, E. (1998). *Diseño de voladuras*. Ciudad de México: Ediciones Cuicatl.
- López, C., López , E., Pernia, J., & Ortiz , F. (2009). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España.

- López, C., López, E., & García, P. (2001). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid: Instituto Tecnológico GeoMinero de España.
- López, C., López, E., & García, P. (2003). *Manual de perforación y voladura*. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España.
- Marcañaupa, R. (agosto 2011). *Diseño de Voladura Basado en las Clasificaciones Geomecánicas. Trabajo presentado en el XVII Simposio de Ingeniería de Minas en la Universidad de Santiago de Chile*. Santiago.
- Morales, K. (2019). *Reducción de costos unitarios mediante la optimización de la malla de perforación y voladura en el inclinado – 180 Valeria Norte de la Empresa Minera Vicus S.A.C. (Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.
- Palma, E. (2019). *Optimización del proceso de perforación y voladura, mediante el diseño de la malla de perforación en la galería "GL-905" de la compañía Minera Fargo Minería y Construcción SAC, Unidad Minera "FOX", período 2019 (Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Huaraz.
- Persson, A., Holmberg, R., & Lee, J. (1994). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. Estados Unidos: CRC Press LLC.
- Quispe, D. (2016). *Optimización de costos unitarios en la explotación de la veta Raja - Minera El Solitario S.A.C. Vitor - Arequipa (Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa.
- Quispe, H. (2018). *Reducción de costos de perforación y voladura con nuevo diseño de la malla en el frente crucero 340 NW de la Empresa Minera Yansur S.A.C. - Rinconada (Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
- Unidad Minera Virgen de la Merced. (2021). *Plan de minado continuo*. Anexo La Merced.

Universidad Tecnológica de Chile. (s.f.). *Extracción Mina I: Apuntes explosivos*.

Santiago de Chile: INACAP.

Vidal, C., & Correa, I. (2017). *Modelo matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la zona alta de la Compañía Minera Lincuna S.A. - 2017 (Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Huaraz.

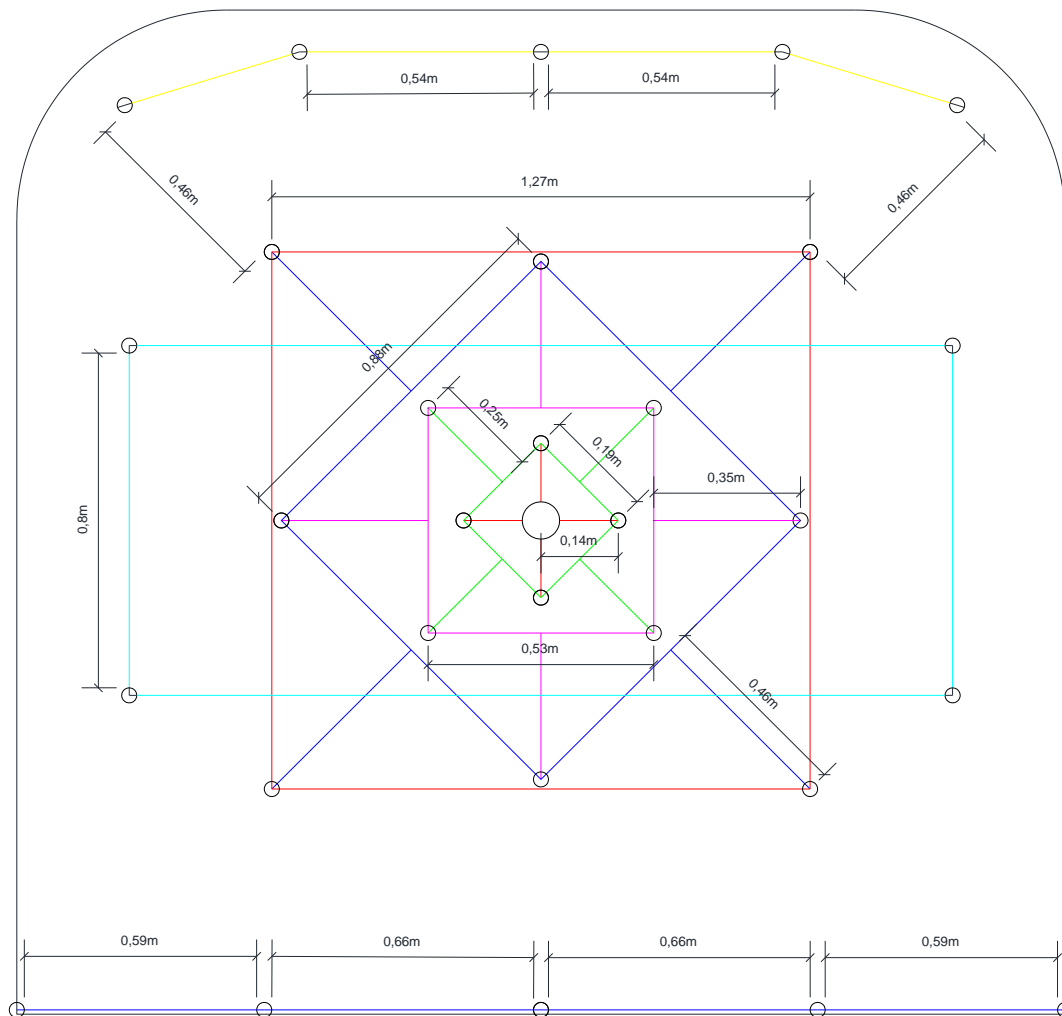
CAPITULO VIII

8. ANEXOS

8.1. Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	METODOLOGÍA	POBLACIÓN
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General		
<ul style="list-style-type: none"> ■ ¿Cómo diseñar una malla de perforación y voladura con el método de Roger Holmberg para reducir costo de operación en la Unidad Minera Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021? 	<ul style="list-style-type: none"> ■ Diseñar una malla de perforación y voladura con el método de Roger Holmberg para reducir costos de operación en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021. 	<ul style="list-style-type: none"> ■ El diseño de la malla de perforación y voladura con el método de Roger Holmberg reducirá costos de operación en la Unidad Minera Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021. 	Tipo	Población y Muestra
			El presente trabajo de investigación tiene las condiciones metodológicas de una: Investigación Aplicada.	Población
Problemas secundarios	Objetivos específicos	Hipótesis específicas		
<ul style="list-style-type: none"> ■ ¿Cómo influye el diseño de la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la reducción de costos de operación en la Unidad Minera Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021? ■ ¿Cómo inciden las propiedades del macizo rocoso y de las mezclas explosivas comerciales en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unida Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021? ■ ¿En qué porcentaje disminuirá el factor de carga y el número de taladros en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Minera Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021? 	<ul style="list-style-type: none"> ■ Determinar la influencia del diseño de malla de perforación y voladura en la reducción de costos de operación en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021. ■ Señalar cómo inciden las propiedades del macizo rocoso y de las mezclas explosivas en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021. ■ Calcular en qué porcentaje disminuirá el factor de potencia y el número de taladros en la malla de perforación por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021. 	<ul style="list-style-type: none"> ■ El diseño de la malla de perforación y voladura influirá de forma positiva en la reducción de costos de operación en la Unidad Virgen de la Merced de la Compañía Minera Llipa SAC, año 2021. ■ Las propiedades del macizo rocoso y de las mezclas explosivas comerciales inciden directamente en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, 2021. ■ El factor de carga y el número de taladros se reducirán en la malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en la Unidad Virgen de la Merced - Compañía Minera Llipa SAC, año 2021. 	Diseño y alcance de la investigación	Muestra
			La investigación que se desarrolla es <i>descriptiva – correlacional</i> .	La población estará representada por la Unidad Virgen de la Merced.
				Se tomará como muestra a la galería del nivel 2580.

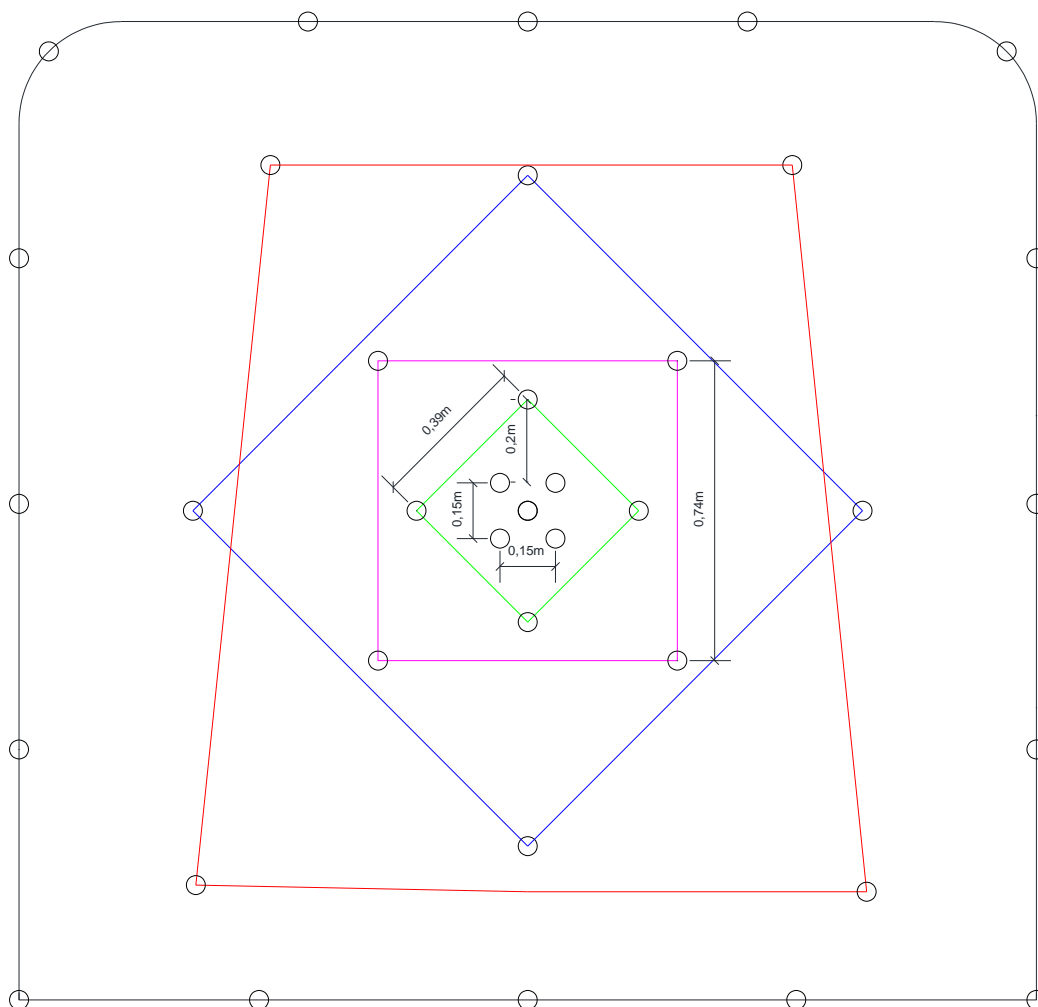
8.2. Malla de perforación y voladura propuesta – Galería del nivel 2580



Cantidad de carga para un taladro de 5 pies				
SEMIGELATINA 65 (7/8" x 7")				
Descripción	# Taladros	# Cart/tal	# Cartuchos	Kg explosivo
Alivio	1	0	0	0
Arranque	4	7	28	2,24
1er Cuadrante	4	5	20	1,60
2do Cuadrante	4	5	20	1,60
3er Cuadrante	4	5	20	1,60
Hastiales	4	5	20	1,60
Corona	5	2	10	0,80
Arrastre	5	7	35	2,80
TOTAL	31	-	153	12,24
Peso unitario del explosivo		0,080 Kg	(Total)	(Total)
N° de Cartuchos		153		
Total de Kg de explosivo		12,24 Kg		

Fuente: Elaborado por el tesista.

8.3. Malla de perforación y voladura empírica - Galería del nivel 2580



Cantidad de carga para un taladro de 5 pies				
SEMIGELATINA 65 (7/8" x 7")				
Descripción	# Taladros	# Cart/tal	# Cartuchos	Kg explosivo
Alivio	5	0	0	0
Arranque	4	7	28	2,24
1era Ayuda	4	6	24	1,92
2da Ayuda	4	6	24	1,92
3era Ayuda	4	6	24	1,92
Hastiales	6	5	30	2,40
Corona	5	5	25	2,00
Arrastre	5	5	25	2,00
TOTAL	37	-	180	14,40
Peso unitario del explosivo		0,080 Kg	(Total)	(Total)
N° de Cartuchos		180		
Total de Kg de explosivo		14,40 Kg		

Fuente: Elaborado por el tesista.

8.4. Modelo de reportes de voladura – Galería del nivel 2580

PARAMETROS TECNICOS		
PARTIDA	5	PIES
Labor	Galería del nivel 2580	
Dimensión de la Labor	2.50	2.40
Unidad de Medida	metros	
Elaborado por:	Ing. Antonny Lunarejo Garay	
Unidad de Producción	Virgen de la Merced	
TIPO DE MATERIAL		
Tipo de Roca	Andesita	
RMR	Buena	
Rendimiento	1.40	m
Longitud barra	1.52	m
Longitud efectiva	1.45	m
Diametro de Taladro	36	mm
Eficiencia voladura	90.00	%
N° taladros perforados	31	tal / frente
N° taladros disparados	30	tal / frente
Volumen calculado	8.70	m3 / disparo
Volumen roto	8.40	m3 / disparo
Tonelaje roto	21.00	ton / disparo
Peso específico del material	2.50	ton / m3
Numero de alivios (Arranque)	1.00	tal

CALCULO DE NUMERO TOTAL DE TALADROS		
Para el calculo de numero de taladros Se empleara la siguiente formula		
$N^{\circ} \text{ TALADROS} = (P/DT) + (C \times S)$		
P = Circunferencia o perímetro de la sección del túnel en (m) que se obtiene con la formula		
$P = \text{RAIZ}(A \times 4)$	P =	9.80
DATOS DE TABLA		
DT= Distancia entre los taladros de la circunferencia periféricos que usualmente es de		
DUREZA DE ROCA	DISTANCIA ENTRE TALADROS (m)	
Tenaz	0.50	a 0.55
Intermedia	0.60	a 0.65
Friable	0.70	a 0.75
C = Coeficiente o factor de roca, usualmente de		
DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)	
Tenaz	2.00	
Intermedia	1.50	
RESULTADOS		
N° TALADROS	ROCA DURA	31.60

Fuente: Elaborado por el tesista.

8.5. Entrada al polvorín de la Unidad Virgen de la Merced.



Fuente: Tomada por el tesista.

8.6. Conexiones de la malla de perforación y voladura – empírico



Fuente: Tomada por el tesista.

8.7. Marcado de la malla de perforación y voladura - propuesto



Fuente: Tomada por el tesista.

8.8. Material fragmentado de la galería del nivel 2580



Fuente: Tomada por el tesista.