

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LA PERFORACIÓN
Y VOLADURA PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD
EN EL NIVEL 4 – MINA GUTY, CENTRO POBLADO SAN
MIGUEL DE ALGAMARCA**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

AUTOR:

Bach. PEREZ SANGAY, MANUEL MOISES.

ASESOR:

M.Cs. Ing. ARAPA VILCA, VÍCTOR AUSBERTO

Cajamarca - Perú

2024

CONSTANCIA DE INFORME DE ORIGINALIDAD

- FACULTAD DE INGENIERÍA -

1. Investigador : MANUEL MOISES PEREZ SANGAY
2. DNI : 47490343
3. Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
4. Asesor : Victor Ausberto Arapa Vilca
Facultad : Ingeniería
5. Grado académico o título profesional
 Bachiller Título profesional Segunda especialidad
 Maestro Doctor
6. Tipo de Investigación:
 Tesis Trabajo de investigación Trabajo de suficiencia profesional
 Trabajo académico
1. Título de Trabajo de Investigación: OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN EL NIVEL 4 – MINA GUTY, CENTRO POBLADO SAN MIGUEL DE ALGAMARCA”
2. Fecha de evaluación : 05 de enero 2025
3. Software antiplagio: TURNITIN URKUND (OURIGINAL) (*)
4. Porcentaje de Informe de Similitud : 21%
5. Código Documento : Oid: 3117:419405501
6. Resultado de la Evaluación de Similitud:
 APROBADO PARA LEVANTAMIENTO DE OBSERVACIONES O DESAPROBADO

Fecha Emisión : 08 de enero 2025

		Firmado digitalmente por: BAZAN DIAZ Laura Sofia FAU 20148258601 soft Motivo: En señal de conformidad Fecha: 08/01/2025 12:26:04-0500
FIRMA DEL ASESOR Nombres y Apellidos: Victor Ausberto Arapa Vilca DNI : 29552145	UNIDAD DE INVESTIGACIÓN FI	



ACTA DE SUSTENTACIÓN PÚBLICA DE TESIS.

TITULO : "OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN EL NIVEL 4 - MINA GUTY, CENTRO POBLADO SAN MIGUEL DE ALGAMARCA"

ASESOR : M.Cs. Ing. Víctor Ausberto Arapa Vilca.

En la ciudad de Cajamarca, dando cumplimiento a lo dispuesto por el Oficio Múltiple N° 0080-2025-PUB-SA-FI-UNC, de fecha 27 de enero de 2025, de la Secretaría Académica de la Facultad de Ingeniería, a los **cinco días del mes de febrero de 2025**, siendo las diez horas (10:00 a.m.) en el Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería Geológica (Ambiente 4J - 210), de la Facultad de Ingeniería se reunieron los Señores Miembros del Jurado Evaluador:

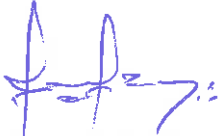
Presidente : Dr. Ing. Segundo Reinaldo Rodríguez Cruzado.
Vocal : Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.
Secretario : M.Cs. Ing. Roberto Severino Gonzales Yana

Para proceder a escuchar y evaluar la sustentación pública de la tesis titulada "OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN EL NIVEL 4 - MINA GUTY, CENTRO POBLADO SAN MIGUEL DE ALGAMARCA", presentado por el Bachiller en Ingeniería de Minas MANUEL MOISES PEREZ SANGAY, asesorado por el M.Cs. Ing. Víctor Ausberto Arapa Vilca., para la obtención del Título Profesional

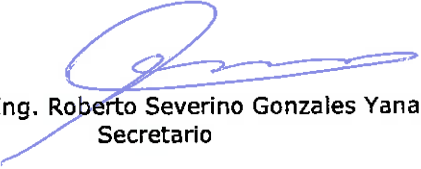
Los Señores Miembros del Jurado replicaron al sustentante debatieron entre sí en forma libre y reservada y lo evaluaron de la siguiente manera:


EVALUACIÓN PRIVADA : 03:00 PTS.
EVALUACIÓN PÚBLICA : 11:00 PTS.
EVALUACIÓN FINAL : 14:00 PTS. **CATORCE** (En letras)

En consecuencia, se lo declara **APROBADO** con el calificativo de **CATORCE** acto seguido, el presidente del jurado hizo saber el resultado de la sustentación, levantándose la presente a las **11:00 a.m.** horas del mismo día, con lo cual se dio por terminado el acto, para constancia se firmó por quintuplicado.


Dr. Ing. Segundo Reinaldo Rodríguez Cruzado.
Presidente


Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.
Vocal


M.Cs. Ing. Roberto Severino Gonzales Yana.
Secretario


M.Cs. Ing. Víctor Ausberto Arapa Vilca.
Asesor



Universidad Nacional de Cajamarca

"Norte de la Universidad Peruana"

Fundada por Ley 14015 del 13 de Febrero de 1962

FACULTAD DE INGENIERÍA

Teléf. N° 365976 Anexo N° 1129-1130



EVALUACIÓN FINAL DE LA SUSTENTACIÓN DE TESIS.

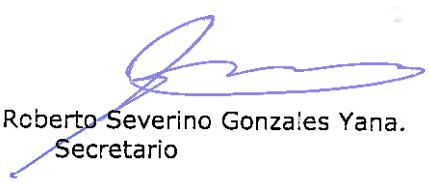
Bachiller en Ingeniería de Minas: MANUEL MOISES PEREZ SANGAY.


RUBRO	PUNTAJE
A.- EVALUACIÓN DE LA SUSTENTACIÓN PRIVADA	03.00
B.- EVALUACIÓN DE LA SUSTENTACIÓN PÚBLICA	11.00
EVALUACIÓN FINAL	
EN NÚMEROS (A + B)	14.00
EN LETRAS (A + B)	CATORCE
- Excelente 20 - 19	BUENO
- Muy Bueno 18 - 17	
- Bueno 16 - 14	
- Regular 13 a 11	
- Desaprobado 10 a menos	

Cajamarca, 05 de febrero de 2025


Dr. Ing. Segundo Reinaldo Rodríguez Cruzado.
Presidente


Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.
Vocal


M.Cs. Ing. Roberto Severino Gonzales Yana.
Secretario


M.Cs. Ing. Víctor Ausberto Arapa Vilca.
Asesor



Universidad Nacional de Cajamarca

"Norte de la Universidad Peruana"

Fundada por Ley 14015 del 13 de Febrero de 1962

FACULTAD DE INGENIERÍA

Teléf. N° 365976 Anexo N° 1129-1130



EVALUACIÓN DE LA SUSTENTACIÓN PÚBLICA DE TESIS.

Bachiller en Ingeniería de Minas: MANUEL MOISES PEREZ SANGAY.

RUBRO	PUNTAJE
	Máximo/Calificación
2. DE LA SUSTENTACIÓN PÚBLICA	
2.1. Capacidad de síntesis	4.00
2.2. Dominio del tema	4.00
2.3. Consistencia de las alternativas presentadas	2.00
2.4. Precisión y seguridad en las respuestas	1.00
PUNTAJE TOTAL (MÁXIMO 12 PUNTOS)	11.00

Cajamarca, 05 de febrero de 2025

Dr. Ing. Segundo Reinaldo Rodríguez Cruzado.
Presidente

Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.
Vocal

M.Cs. Ing. Roberto Severino Gonzales Yana.
Secretario

M.Cs. Ing. Víctor Ausberto Arapa Vilca.
Asesor

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por protegerme durante todo mi camino y darme fuerzas para superar obstáculos y dificultades a lo largo de toda mi vida.

Agradezco a la Universidad Nacional de Cajamarca, por brindarme pertenecer a la ciudad y hermandad universitaria, y también a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por la enseñanza brindada por docentes e ingenieros formadores de Profesionales Mineros mediante sus clases mostrando: Experiencia, conocimiento y profesionalismo.

A mi madre que me cuida y guía desde el cielo, fue un pilar fundamental para mi formación profesional, con su demostración de una mujer ejemplar me ha enseñado a no desfallecer ni rendirme ante nada y siempre perseverar a través de sus sabios consejos.

A mis hermanos, Miguel, Sarita, Luis y Gladys por su apoyo incondicional y por demostrarme la gran fe que tienen en mí.

De forma especial al M.Cs. Ing. Arapa Vilca Víctor Ausberto por su confianza y esfuerzo en la ejecución y culminación de la tesis.

A todas las personas que ayudaron directa e indirectamente en la realización de esta investigación.

DEDICATORIA

Dedico este trabajo principalmente a Dios, por haberme dado la vida y permitirme haber llegado hasta este momento tan importante de mi formación profesional.

A mi madre que me cuida y guía desde el cielo, a pesar de nuestra distancia física siento que estás conmigo siempre, que fue el pilar más importante y por demostrarme siempre su cariño y apoyo incondicional, sé que este momento hubiera sido tan especial para ti como lo es para mí.

A mi padre que me cuida y guía desde el cielo, a pesar de nuestra distancia física, siento que estás conmigo siempre y aunque nos faltaron muchas cosas por vivir juntos, sé que este momento hubiera sido tan especial para ti como lo es para mí.

A mis hermanos por brindarme su apoyo incondicional.

ÍNDICE

	Pág.
AGRADECIMIENTO.....	ii
DEDICATORIA.....	iii
ÍNDICE.....	iv
LISTA DE TABLAS.....	vii
LISTA DE FIGURAS.....	ix
LISTA DE ABREVIATURAS	xii
RESUMEN.....	xiii
ABSTRAC.....	xiv
CAPITULO I: INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO II: MARCO TEORICO	3
2.1 Antecedentes teóricos.....	3
2.1.1 Antecedentes internacionales	3
2.1.2 Antecedentes nacionales	4
2.1.3 Antecedentes locales	4
2.2 Bases teóricas.....	5
2.2.1 Propiedades físicas y mecánicas de los materiales rocosos	5
2.2.2 Clasificaciones Geomecánicas	6
2.2.3 Perforación.....	15
2.2.4 Dinamita.....	20
2.2.5 Anfo.....	21
2.2.6 Emulsiones.....	22
2.2.7 Fulminante.....	22
2.2.8 Mecha de seguridad convencional (mecha lenta)	23
2.2.9 Densidad de los explosivos	23
2.2.10 Masa crítica del explosivo.....	23
2.2.11 Resistencia al agua de los explosivos.....	23
2.2.12 Sensibilidad de los explosivos.....	24
2.2.13 Condiciones de la perforación.....	24
2.2.14 Procedimiento de la perforación	26

	Pág.
2.2.15	Perforación convencional30
2.2.16	Distribución y denominación de taladros30
2.2.17	Errores en la perforación33
2.2.18	VARIABLES DE DISEÑO DE LAS VOLADURAS.....36
2.2.19	Criterios de la selección de los explosivos.....37
2.2.20	Diseño de la malla de Perforación y Voladura.....41
2.2.21	Secuencia de iniciación de la voladura en túneles62
2.2.22	Ventilación en minería subterránea.....63
2.2.23	Dilución.....68
2.2.24	Pallaqueo.....69
2.3	Definición de Términos básicos69
CAPÍTULO III: MATERIALES Y MÉTODOS72	
3.1	Ubicación y accesibilidad de la investigación.....72
3.1.1	Ubicación geográfica.....72
3.1.2	Accesibilidad.....72
3.1.3	Hidrografía.....74
3.2	Metodología de la Investigación74
3.2.1	Tipo, nivel, diseño y método de investigación.....74
3.2.2	Población de estudio.....74
3.2.3	Muestra.....74
3.2.4	Unidad de análisis.....74
3.2.5	Definición de Variables.....74
3.2.6	Operacionalización de variables.....75
3.3	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....76
3.3.1	Técnicas.....76
3.3.2	Materiales, equipos y programas.....76
3.4	Procedimiento.....77
3.4.1	Etapa preliminar.....77
3.4.2	Etapa de recolección de datos77
3.4.3	Etapa de gabinete77

	Pág.
3.5	Geología.....78
3.5.1	Geología local.....78
3.5.2	Geología estructural79
CAPITULO IV: ANALISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS81	
4.1	Análisis Geomecánico del macizo rocoso.....81
4.2	Malla de Perforación y Voladura actual.....88
4.3	Propuesta para la nueva malla de perforación y voladura.....89
4.3.1	Nuevo diseño malla de perforación y voladura.....109
4.4	Aplicación de la nueva malla de perforación y voladura112
4.5	Descripción de ciclo de minado112
4.5.1	Avance de nuestro frente de trabajo.....113
4.5.2	Aspecto del material fragmentado.....113
4.5.3	Medidas y aspecto del túnel115
4.5.4	Comparación de la malla actual y la nueva malla.....116
CAPITULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES117	
5.1	CONCLUSIONES117
5.2	RECOMENDACIONES118
BIBLIOGRAFÍA.....119	
ANEXOS.....121	

LISTA DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. RQD 1968 (calidad del macizo rocoso)	8
Tabla 2. RMR 1989: Clasificación Geomecánica de Bieniawski.	9
Tabla 3. Corrección por orientación de discontinuidades	10
Tabla 4. Características geotécnicas del macizo rocoso.....	10
Tabla 5. Orientación de las discontinuidades.....	11
Tabla 6. Calidad del macizo rocoso en relación al Índice RMR 1989.....	11
Tabla 7. Resistencia a la compresión Uniaxial.....	12
Tabla 8. Valores para el RQD	12
Tabla 9. Estimación del Índice de Resistencia geológica	13
Tabla 10. Clasificación de Deere y Miller	14
Tabla 11. Resistencia a partir de índices de campo.....	15
Tabla 12. Propiedades de la dinamita gelatinosa	21
Tabla 13. Características de los explosivos.....	22
Tabla 14. Característica de los gases más frecuentes en la mina.....	65
Tabla 15. Accesibilidad a la zona de estudio	72
Tabla 16. Operacionalización de variables.....	75
Tabla 17. Valores obtenidos en la zona de estudio	81
Tabla 18. Valor promedio del RQD (%)	82
Tabla 19. Cálculo de la resistencia a la compresión Uniaxial del macizo rocoso.....	82
Tabla 20. Resistencia a la compresión simple en MPa	83
Tabla 21. Resultados de la Resistencia a la Compresión Uniaxial.....	83
Tabla 22. Corrección por orientación de las fracturas o fallas	85
Tabla 23. Resultados de la Clasificación Geomecánica del RMR	85
Tabla 24. Cálculo del RMR en nuestro frente de trabajo.....	85
Tabla 25. Datos iniciales.....	87
Tabla 26. Resultados de la primera sección del cuele	91
Tabla 27. Resultados de la segunda sección del cuele	91
Tabla 28. Resultados de la segunda sección del cuele	92
Tabla 29. Resultados de la cuarta sección del cuele.....	92
Tabla 30. Resultados para los taladros de los hastiales o contorno.....	96
Tabla 31. Resultados del cálculo de las zapateras.....	103

	Pág.
Tabla 32. Resultados del cálculo de la corona	108
Tabla 33. Resultados finales del diseño de la malla de perforación y voladura.....	109
Tabla 34. Comparaciones del diseño empírico con el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura.	116

LISTA DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Macizo rocoso para la clasificación geomecánica.	8
Figura 2. Principios de la perforación.....	16
Figura 3. Perforadora Jackleg S 250.....	17
Figura 4. Soportes utilizados en Algamarca.	17
Figura 5. Compresora de dos martillos Kaeser.....	18
Figura 6. Broca Boart de 7 botones de 36 mm.	19
Figura 7. Barrenos cónicos.....	19
Figura 8. Máquina perforadora.	28
Figura 9. Método de Circado, vista frontal.....	29
Figura 10. Método de Circado, vista lateral	29
Figura 11. Ubicación del arranque en la malla de perforación.....	31
Figura 12. Ejemplos de corte quemado.	31
Figura 13. Distribución de taladros	32
Figura 14. Fallas de disparo por hueco de alivio de pequeño diámetro	33
Figura 15. Fallas de disparo por desviación en el paralelismo	33
Figura 16. Espaciamientos irregulares entre taladros	34
Figura 1. Irregular longitud de los taladros	34
Figura 2. Intersección de taladros	35
Figura 3. Sobre carga de taladros (excesiva densidad de carga)	35
Figura 4. Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso.....	38
Figura 5. Sección de un túnel	41
Figura 6. Desviación del barreno en la primera sección del cuele	45
Figura 7. Desviación de los barrenos en la segunda y demás secciones del cuele	47
Figura 8. Cuele formado por cuatro secciones	49
Figura 9. Retacado de un barreno	49
Figura 10. Posición del cuele en el centro de la parte inferior del túnel.....	50
Figura 11. Posición del cuele parte inferior derecha o izquierda del túnel.....	51
Figura 12. Fuente: (Sena, 2013)	51
Figura 13. Posición del cuele en el centro de la parte superior del túnel	51
Figura 14. Esquema de zapateras.....	54

	Pág.
Figura 15. Dirección de salida de los barrenos de destroza.....	60
Figura 16. Secuencia de disparo	63
Figura 17. Pulmón afectado por la neumoconiosis.....	64
Figura 18. Ventiladores de hélice	66
Figura 19. Partes de un ventilador axial	67
Figura 20. Ventilador axial de 5.5 Hp trifásico	67
Figura 21. Partes de un ventilador centrífugo o radial.....	68
Figura 22. Pallaqueo en pequeña minería Subterránea.....	69
Figura 23. Acceso terrestre para llegar a la zona de estudio, desde la ciudad de Cajamarca.....	73
Figura 24. Acceso al Nivel 4 – Mina Guty	73
Figura 25. Anticlinal de Algamarca.....	78
Figura 26. Vista del flanco oeste del Anticlinal de Algamarca	79
Figura 27. Plano geológico de Algamarca.....	80
Figura 28. Esfuerzos principales: Mayor vs. Menor (H-B).....	86
Figura 29. El espectro muestra afectaciones deformacionales cortantes máximos.....	87
Figura 30. Variación del campo tensodeformacional alrededor de la excavación.....	87
Figura 31. Malla actual de perforación y voladura	88
Figura 32. Dimensiones de la sección de perforación y voladura	89
Figura 33. Distribución de los taladros del cuele	93
Figura 34. Distribución de los taladros de ayuda.	97
Figura 35. Distribución de los taladros de las zapateras.....	103
Figura 36. Resultados del cálculo de los taladros de la corona	108
Figura 37. Distribución y detonación de los taladros.	110
Figura 38. Secuencia de salida de los taladros en la voladura.....	111
Figura 39. Material fragmentado después de la voladura con el antiguo diseño.....	114
Figura 40. Roca fragmentada después de la voladura con el nuevo diseño	115

	Pág.
Figura 41. Bocamina del Nivel 4 – Mina Guty.	125
Figura 42. Reconocimiento del contorno de nuestro frente de avance.....	125
Figura 43. Medición de rumbo y buzamiento.....	126
Figura 44. Transporte del mineral o material estéril.....	126
Figura 45. Reconocimiento de minerales como pirita, etc.	127
Figura 46. Regulación del PH del Agua.	127

LISTA DE ABREVIATURAS

L	: Profundidad de los barrenos.
ϕ	: Diámetro de los barrenos.
Ep	: Errores de perforación.
Dmáx	: Densidad máxima del explosivo.
D1	: Diámetro del barreno vacío.
Btx	: Burden de la sección.
D1,2	: Diámetro de la perforación.
q 1	: Concentración lineal de carga.
q 2	: Concentración lineal de columna.
C	: Constante de la roca.
S	: Potencia relativa en peso del explosivo.
Qt	: Carga total del taladro.
Ahx	: Espaciado entre taladros.
f	: Factor de fijación.
hf	: Longitud carga de fondo.
hc	: Longitud carga de columna.
Qc	: Carga total de columna.
Qf	: Carga total de fondo.
GSI	: Índice de resistencia geológica.
RQD	: Índice de calidad de roca.
RMR	: Calidad del macizo rocoso.
ANFO	: Combustible de alta potencia.
mi	: Constante roca intacta.
mb	: Constante para macizo rocoso.
s, a	: Constantes del macizo rocoso.
φ	: Ángulo de Fricción.
Mpa	: Unidades en megapascal.
Em	: Módulo de deformación.

RESUMEN

En el yacimiento polimetálico del Centro Poblado San Miguel de Algamarca, provincia de Cajabamba, departamento de Cajamarca, encontramos vetas de alta sulfuración sobre rocas sedimentarias (cuarcitas y areniscas) como roca caja, y rocas volcánicas como la dacita y minerales como calcopirita, pirita, bornita, galea, plata, oro, cobre, etc. Así mismo su extracción es utilizando la perforación y voladura principalmente por el método de corte y relleno ascendente y descendente; aplicando nuevos conocimientos, técnicas y procesos ayudará a mejorar la productividad, aprovechado las propiedades del explosivo y optimizando el diseño de las mallas de perforación y voladura, lo cual ocasionará la disminución del factor de carga. En esta investigación determinamos la optimización del diseño de la perforación y voladura para mejorar la productividad en el Nivel 4 – Mina Gutú obteniendo los siguientes resultados: el nuevo diseño está dado por un total de 34 taladros, 1 taladro de alivio y 33 taladros cargados utilizando 16.13 kg de explosivo. Al aplicar el nuevo diseño podemos llegar a las siguientes conclusiones: Con la optimización del diseño de la malla de perforación y voladura se aumentó la eficiencia de avance en un 11% ya que en el nuevo diseño se tiene una eficiencia de avance del 93 % y en el anterior diseño se tiene un avance con eficiencia del 82%, así mismo podemos ver que con el nuevo diseño se logró desprender 3.30 m³ de roca, en el anterior diseño se tuvo un desprendimiento de roca de 2.92 m³ y comparando ambos resultados podemos ver que el desprendimiento de roca aumentó en 0.38 m³. Se obtuvo una granulometría adecuada de la roca ya que está entre 7 cm 13 cm, esto permite una mayor facilidad en su transporte y le da estética al avance de nuestro túnel que está acorde a nuestro diseño.

PALABRAS CLAVE: macizo rocoso, optimización, voladura, productividad, factor de carga y avance.

ABSTRAC

In the polymetallic deposit of the Centro Poblado San Miguel de Algamarca, Province of Cajabamba, Department of Cajamarca, we find high sulfidation veins on sedimentary rocks (quartzite and sandstone) such as box rock and minerals such as chalcopyrite, pyrite, bornite, galea, silver, gold, copper, etc. Likewise, its extraction is using drilling and blasting mainly by the ascending and descending cut and fill method; Applying new knowledge, techniques and processes will help improve productivity, taking advantage of the properties of the explosive and optimizing the design of the drilling and blasting meshes, which will cause a decrease in the load factor. In this research we determined the optimization of the drilling and blasting design to improve productivity at Level 4 – Guty Mine, obtaining the following results: the new design is given by a total of 34 drills, 1 relief drill and 33 loaded drills using 16.13 kg of explosive. By applying the new design we can reach the following conclusions: With the optimization of the design of the drilling and blasting mesh, the advance efficiency was increased by 11% since the new design has a advance efficiency of 93% and In the previous design there was an advance with efficiency of 82%, likewise we can see that with the new design it was possible to detach 3.55 m³ of rock, in the previous design there was a rock detachment of 2.92 m³ and comparing With both results we can see that the rockfall increased by 0.63 m³. An adequate granulometry of the rock was obtained since it is between 7 cm and 13 cm, this allows greater ease in its transportation and gives aesthetics to the progress of our tunnel that is in accordance with our design.

KEYWORDS: rock mass, optimization, blasting, productivity, load factor and advance.

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

Desde la aparición del hombre hasta la actualidad el oro ha sido uno de los metales más preciosos, deseados y valiosos, se hacía su extracción por métodos artesanales y se utilizaba una gran cantidad de mano de obra, sin control de la contaminación en el medio ambiente, en la actualidad se hace su extracción de este metal entre otros por métodos más mecanizados con una mejor tecnología haciendo un buen control de la contaminación del medio ambiente. Es por ello que en este trabajo haremos una comparación del diseño de la malla de perforación de voladura que se utiliza empíricamente con el nuevo diseño obtenido de utilizar técnicas y métodos más avanzados como es el caso del método de Langefors y Kihlstrom en el centro poblado San Miguel de Algamarca para mejorar la productividad.

En el yacimiento polimetálico del Centro Poblado San Miguel de Algamarca, provincia de Cajabamba, departamento de Cajamarca, encontramos vetas de alta sulfuración sobre rocas sedimentarias (cuarcitas y areniscas) como roca caja, rocas volcánicas como la dacita y minerales como calcopirita, pirita, bornita, galea, plata, oro, cobre, etc. Así mismo su extracción es utilizando la perforación y voladura principalmente por el método de corte y relleno ascendente y descendente; aplicando nuevos conocimientos, técnicas y procesos ayudará a mejorar la productividad, aprovechado las propiedades del explosivo y optimizando el diseño de las mallas de perforación y voladura, lo cual ocasionará la disminución del factor de carga (cantidad de explosivo a usar/volumen de material a ser afectado por la detonación).

Esta investigación se enfoca en la optimización de la perforación y voladura para la explotación del yacimiento a través de sus galerías, tajos, chimeneas y piques para mejorar la productividad en cada voladura, es por ello la presente investigación pretende determinar ¿Cuál será la optimización del diseño de la perforación y voladura para mejorar la productividad en el nivel 4 – Mina Gutu, centro poblado San Miguel de Algamarca? cuya hipótesis es: la optimización del diseño de la perforación y voladura permitirá mejorar la productividad en el nivel 4 – mina Gutu, centro poblado San Miguel de Algamarca.

La empresa Mina Gutu viene realizando la explotación a través de la perforación y voladura, esto nos conlleva a analizar y medir la influencia de los resultados en los procesos de fragmentación, proponiendo nuevas alternativas. En toda actividad minera se busca reducir, minimizar costos de producción y mejorar la productividad, siendo la actividad de perforación y voladura una de las operaciones claves para generar un mayor beneficio en una empresa minera, lo cual servirá de sustento para esta y otras investigaciones similares, ya que enriquece el marco teórico y/o cuerpo de conocimientos que existe sobre el tema en mención.

Nuestro objetivo principal es determinar la optimización del diseño de la perforación y voladura para mejorar la productividad en el nivel 4 - Mina Gutu, Centro Poblado San Miguel de Algamarca y los objetivos específicos son: determinar las características en el macizo rocoso, evaluar la malla de perforación y voladura actual y diseñar la nueva malla de perforación y voladura acorde al Nivel 4 - Mina Gutu.

La presente tesis consta de cinco capítulos. Dentro del Capítulo I denominado Introducción, aquí están contenidos los objetivos, la hipótesis. Dentro del Capítulo II, denominado Marco Teórico se encuentran los antecedentes de la investigación en donde están los internacionales, nacionales y locales. El siguiente subcapítulo es el Marco Teórico en donde están las bases teóricas relacionadas al tema de investigación que va a reforzar a la investigación y en el tercer subcapítulo esta la definición de los términos básicos, en donde se definen algunos términos básicos que se usaran en la tesis exclusivamente. Dentro del capítulo III, denominado Materiales y Métodos están: la ubicación del área de estudio, la accesibilidad, el clima y la vegetación, también se describe la metodología de la investigación, los procedimientos, las variables, las técnicas utilizadas, los instrumentos y los equipos, dentro de este capítulo se presenta el desarrollo de los objetivos planteados que generarán las conclusiones. Dentro del capítulo IV, denominado Análisis y Discusión de Resultados, están los resultados de la investigación el cual debe estar en concordancia con los objetivos. Además, debe contener la parte de la contratación de la hipótesis. Dentro del Capítulo V, denominado Conclusiones y Recomendaciones están las conclusiones obtenidas en base a los objetivos planteados y realizados. En la parte final de este informe están las referencias bibliográficas utilizadas en la tesis y los anexos.

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes teóricos

2.1.1 Antecedentes internacionales

Díaz (2017), en su tesis denominada “impacto de la variabilidad Geotécnica del Macizo Rocoso en el diseño de caserones en minería por Sublevel Stopping”. Concluye que el impacto que tiene la variabilidad en el diseño se considera relevante por el hecho de que se puede generar una mayor cantidad de casos posibles para una sola excavación y se puede obtener la probabilidad de que cierto escenario ocurra, con lo cual se pueden tomar decisiones acordes a esto y asegurar buenos resultados en cuanto a la seguridad de las personas que trabajan en minería y al negocio minero en sí.

Varela (2019), en su tesis denominada “Análisis Geológico-Geomecánico de Pilares de roca mediante perforaciones de Auscultación, en los Sectores Productivos Mina Esmeralda y Mina Pilar Norte, pertenecientes a la División El Teniente de Codelco, Región del Libertador General Bernardo O'higgins, Chile”. Concluye que Al realizar el análisis de pilares a partir de perforaciones de auscultación por medio de Borehole Camera se puede establecer que existe una correlación entre el parámetro Geomecánico IDP y el parámetro RQD. Altos valores de RQD se asocian a valores IDP tipo I, II y III lo que indica que en estos sectores ubicados principalmente hacia la zona interna y hacia el núcleo del pilar, son los que aún se encuentran aceptando carga. Esta carga a su vez es diferenciada, es decir, no es pareja a lo largo del pilar. Caso contrario se observa hacia los bordes del pilar donde valores bajos de RQD se relacionan con un IDP tipo IV, lo cual demuestra un deterioro y una baja capacidad de tomar carga según la curva esfuerzo-deformación.

2.1.2 Antecedentes nacionales

Ricse (2020), en su tesis denominada “diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de roca en Mina Paola de compañía minera San Lucas S.A.C.”. Concluye que se ha diagramado una nueva y mejor malla de perforación y voladura; esta malla ha sido realizada empleando la teoría de Roger Holmberg, malla en la cual se ha calculado y estandarizado los parámetros correspondientes: Se ha disminuido la cantidad de taladros de 41 a 31, lo que representa una mejora eficiente de 32,26 por ciento, la longitud del taladro se ha aumentado de 3,22 m a 3,51 m, esto representa un incremento de avance en cada disparo de 9 por ciento, la medida del taco se ha disminuido de 0,5 m a 0,43 m, lo que nos indica que se ha mejorado en 14 por ciento, y por tanto se ha mejorado su efectividad.

Berrospi (2019), en su tesis denominada “Optimización de la perforación y voladura para mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía. minera Volcan S.A.A.”. Concluye que en las pruebas con EBG Quantex Sub se ha logrado mejorar las eficiencias de metros por disparo, al margen de los factores limitantes (las características de la roca) el rendimiento óptimo logrado en perforación de 14 pies es 3.64 mt/disp. y en perforación de 12 pies el rendimiento óptimo logrado es 3.21 mt/disp. En las pruebas con EBG Quantex Sub se ha logrado mejorar las eficiencias de metros por disparo, al margen de los factores limitantes (las características de la roca) el rendimiento óptimo logrado en perforación de 14 pies es 3.64 mt/disp. y en perforación de 12 pies el rendimiento optima logrado es 3.21 mt/disp.

2.1.3 Antecedentes locales

Portal (2021), en su tesis denominada “Análisis Técnico Económico en el proceso de Perforación y Voladura en el Tajo Quecher Main – Cajamarca – 2021”. Concluye que el diseño de malla (B X E) 8.5m x 9.5m, obtuvo mejores resultados referente a la Velocidad de Excavación (Dig Rate) ya que se obtuvo un resultado de 589.93tn/hr por encima al target, y se logró mantener el nivel de vibraciones por debajo al límite, 2.64mm/s. El número de taladros empleado fue de 295, con un factor de potencia de 0.206kg/ton. Logrando que la cantidad de explosivo MEQ-73 (Kg) sea 10,220.00kg menor al de la malla inicial.

Cayao (2021), en su tesis denominada “Evaluación Geomecánica de los Niveles 1665 Y 1720 de la Mina Esperanza de Minera Croacia E.I.R.L”. Concluye que La evaluación

geomecánica de las galerías GAL 455E y GAL 486E nos determina un ambiente homogéneo, presentando desde el inicio hasta el final macizo rocoso Tipo IV o roca mala. Geomecánicamente la zona más inestable se encuentra en la Estación 2, debido a la filtración de agua por las principales diaclasas aumentando los parámetros de inestabilidad en la excavación.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Propiedades físicas y mecánicas de los materiales rocosos

Para optimizar el diseño de la malla de perforación y mejorar la productividad en la obtención de los recursos minerales se debe de tener en cuenta las propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso.

Las propiedades y en el comportamiento mecánico de los macizos rocosos competentes influye el grado de fracturación y de meteorización, la presencia de agua, la orientación y tipo de discontinuidades, el tamaño de los bloques, etc. (Gonzales de Vallejo, 2002).

○ Peso específico

El peso específico de la roca está definido por el peso de la parte dura con respecto a su unidad de volumen.

$$\rho = \frac{g}{Vd}$$

Dónde:

ρ = Peso específico de la roca (g/m³)

g = Peso de la parte dura de la roca (g)

Vd = Volumen de la parte dura de la roca (m³)

Fuente: (Sánchez, 2012)

○ **Densidad**

La densidad es la relación entre la masa que contiene la unidad de volumen (m^3).

$$\delta = \frac{M}{V}$$

Dónde:

δ = Densidad de la roca (kg/m³)

M = Masa de la roca (kg)

V = Volumen de la roca (m³)

Fuente: (Sánchez, 2012)

2.2.2 Clasificaciones Geomecánicas

Para optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura para mejorar la productividad se debe hacer la clasificación de los macizos rocosos que tienen como finalidad obtener parámetros geomecánicos para su empleo en el diseño y proyecto de obras de ingeniería. Los macizos rocosos, como medios discontinuos presentan un comportamiento Geomecánico complejo que, de una forma simplificada puede ser estudiado para la utilización en los métodos de explotación. Estas clasificaciones geomecánicas aportan mediante la observación directa de las características de los macizos rocosos y la realización de ensayos, índices de calidad relacionados con los parámetros Geomecánicos del macizo rocoso y sus características frente a los sostenimientos de túneles y taludes, chimeneas y la excavabilidad de las rocas. (Gonzales de Vallejo, 2002).

A continuación, presentamos algunas de las características de los macizos rocosos que se utilizan en las distintas clasificaciones geomecánicas:

- Resistencia del material rocoso (GSI).
- Índice RQD.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Orientación de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades.
- Estructura geológica y fallas.

- Filtraciones y presencia de agua.
- Estado tensional.

Las clasificaciones geomecánicas más utilizadas en la actualidad son la RMR de Bieniawski y la Q de Barton. La RMR de Bieniawski se emplea tanto para la caracterización de los macizos rocosos y sus propiedades como para su aplicación en túneles. La clasificación Q de Barton se emplea casi exclusivamente para túneles, chimeneas al igual que la clasificación SRC. Estas clasificaciones geomecánicas permiten mejorar la optimización de la perforación y voladura para mejorar la productividad en la extracción de minerales en labores subterráneas. (Gonzales de Vallejo, 2002).

○ **RQD (Índice De Calidad De Roca).**

El Índice RQD (Rock Quality Designation), es una clasificación geomecánica que nos indica el grado de fracturamiento y clasifica el macizo rocoso en diferentes grados de calidad, que nos muestra la frecuencia lineal de discontinuidades. Este índice se utiliza como parámetro para las clasificaciones geomecánicas RMR de Bieniawski y Q de Barton.

Para el RQD se encuentra calculando la siguiente expresión es:

$$RQD = 100 - (4 \times N^\circ \text{ fracturas por metro}) \dots\dots\dots(i) \text{ (Sánchez, 2012)}$$

$$RQD = 115 - 3.3 * j_v \dots\dots\dots(ii)$$

$$\text{Para } J_v < 4,5 \text{ RQD} = 100 \dots\dots\dots(iii)$$

Donde J_v está definido como cantidad de diaclasas por m^2 . O también se puede aplicar la siguiente expresión:

$$RQD = 100 \cdot e^{-0.1\lambda} \cdot (0.1\lambda + 1) \dots\dots\dots(iv)$$

$$\lambda = \frac{\text{número de discontinuidades}}{L \text{ (metros)}}$$

$$\lambda = \frac{1}{\text{espacio medio de discontinuidades (m)}}$$

Tabla 1. RQD 1968 (calidad del macizo rocoso).

RQD (%)	Calidad
< 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Media
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

Fuente: (Gonzales de Vallejo, 2002).



Figura 1. Macizo rocoso para la clasificación geomecánica.

o **Calidad del Macizo Rcoso (RMR, 1989)**

Desarrollado por Bieniawski en 1973, con actualizaciones en 1979 y 1989, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite a su vez relacionar índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo y de excavación y sostenimiento en túneles. Esta clasificación tiene en cuenta los siguientes parámetros geomecánicos.

Tabla 2. RMR 1989: Clasificación Geomecánica de Bieniawski.

1	Resistencia de la matriz	Ensayo de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión Simple (Mpa)		
	rocosa (Mpa)	compresión	> 250 R6	250 - 100 R5	100 - 50 R4	50 - 25 R3	25 - 5 R2	5 - 1 R1	< 1 R0
		Puntuación		15	12	7	4	2	1
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m.	0.6 - 2 m.	0.2 - 0.6 m.	0.06 - 0.2 m.	< 0.06 m.		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m.	1 - 3 m.	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m.		
		Puntuación	6	5	3	2	0		
		Abertura	Nada	< 0.1	0.1 - 1.0 mm.	1 - 5 mm.	> 5 mm.		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugoso	Rugoso	Ligeramente Rug.	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm.	Relleno duro > 5 mm.	Relleno blando < 5 mm.	Relleno blando > 5 mm.		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Alterada	Ligeramente alterada	Moderadamente Alterada	Muy Alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 100 m de túnel	Nula	< 10 litros/min.	10 - 25 litros/min.	25 - 125 litros/min.	> 125 litros/min.		
		Relación: Presión de agua/Tensión principal mayor	0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

Fuente: (Gonzales de Vallejo, 2002).

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- Grado de fracturación en términos del RQD.
- Espacio de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades (longitud, abertura, rugosidad,

relleno y alteración).

- Condiciones hidrogeológicas.
- Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación.

La incidencia de estos parámetros en el comportamiento Geomecánico de un macizo se expresa por medio del **índice de calidad RMR**, rock mass rating, que varía entre 0 y 100. Para aplicar la clasificación RMR se divide el macizo rocoso en zonas o tramos que presenten características geológicas más o menos uniformes de acuerdo con las observaciones hechas en campo, en la que se lleva a cabo la toma de datos y medidas referentes a la propiedades y características de la matriz rocosa y de las discontinuidades. (Gonzales de Vallejo, 2002).

Para la optimización de la perforación y voladura para mejorar la productividad en el centro Poblado San Miguel de Algamarca es necesario determinar el RMR del macizo rocoso teniendo en cuenta cada uno de sus parámetros.

Tabla 3. Corrección por orientación de discontinuidades.

Dirección y buzamiento		Muy favorable	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentación	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Fuente: (Gonzales de Vallejo, 2002)

Tabla 4. Características geotécnicas del macizo rocoso.

Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de mantenimiento y longitud	10 años con 15 m. de vano	6 meses con 8 m. de vano	1 semana con 5 m. de vano	10 horas con 2.5 de vano	30 minutos con 1 m. de vano
Cohesión	> 4Kp/cm ²	3-4Kp/cm ²	2-3Kp/cm ²	1-2Kp/cm ²	<1Kp/cm ²
Ángulo de rozamiento	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°

Fuente: (Gonzales de Vallejo, 2002)

Tabla 5. Orientación de las discontinuidades.

Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buz. 0° - 20° cualquier dirección
excavación con buz.		Excavación contra buz.		Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	
Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°			
Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorables	Media	Desfavorable

Fuente: (Gonzales de Vallejo, 2002)

Por último, el índice RMR se obtiene al realizar la suma de los seis parámetros. Dependiendo del estado de las características mencionadas anteriormente, por ende, una puntuación determinada y conseguirán unos valores, que se situarán entre 0 y 100. (Sánchez, 2012).

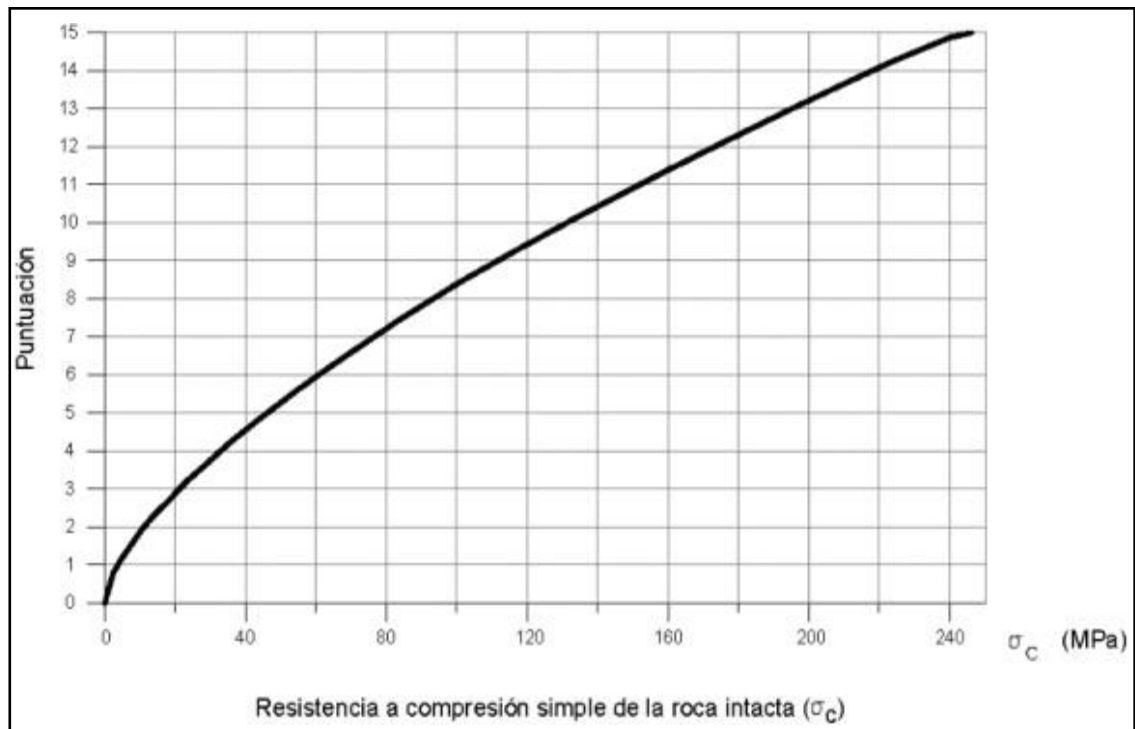
Tabla 6. Calidad del macizo rocoso en relación al Índice RMR 1989.

Clases	Calidad	Valoración RMR89	Cohesión	Ángulo de rozamiento
I	Muy buena	81 – 100	> 4 kg/ cm ²	> 45°
II	Buena	61 – 80	3 – 4 Kg/ cm ²	35° - 45°
III	Media	41 – 60	2 – 3 Kg/ cm ²	25° - 35°
IV	Mala	21 – 40	1 – 2 Kg/ cm ²	15° - 25°
V	Muy mala	< 20	< 1 kg/ cm ²	< 15°

Fuente: (Gonzales de Vallejo, 2002).

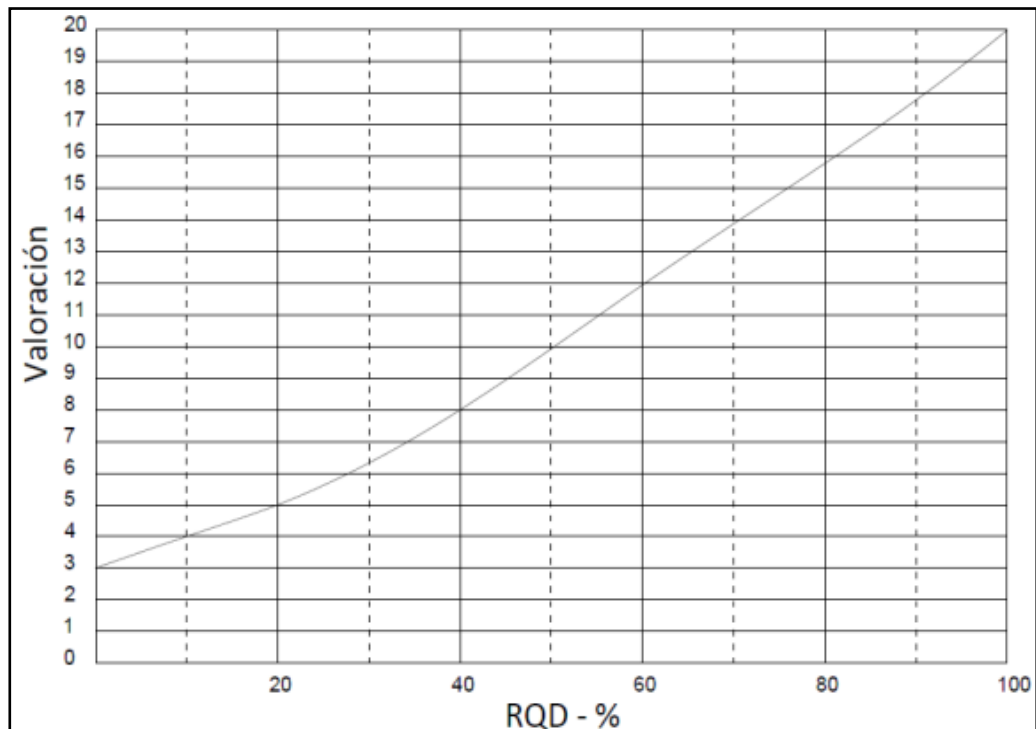
Curvas de correlación

Tabla 7. Resistencia a la compresión Uniaxial.



Fuente: (Adrade & Gavilanes, 2004)

Tabla 8. Valores para el RQD

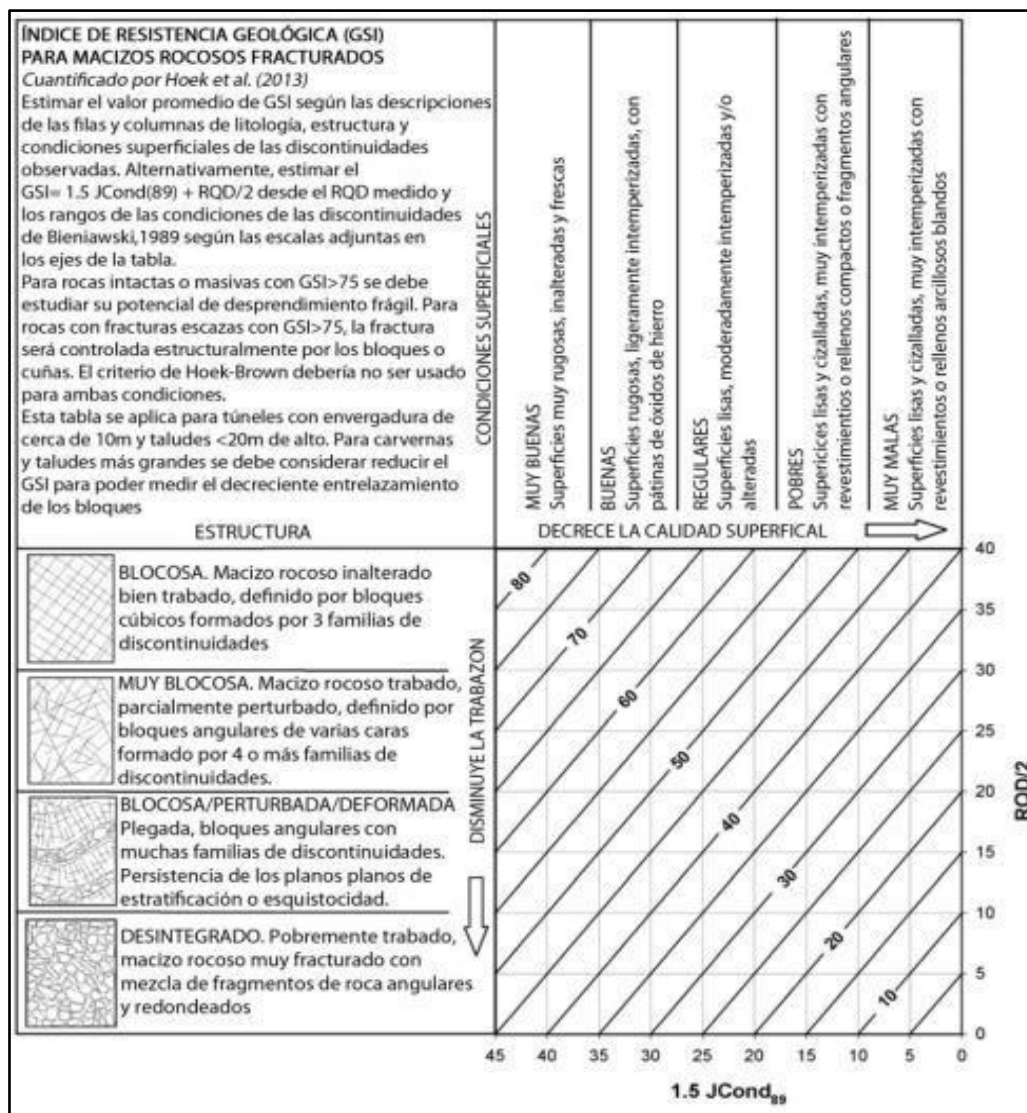


Fuente: (Adrade & Gavilanes, 2004)

o **Índice de resistencia Geológica (GSI, 1994)**

El Índice de Resistencia Geológica es una herramienta empírica para escalar las propiedades de la roca intacta a la escala de macizo rocoso, basado en la observación visual del grado de fracturamiento del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades. El gráfico propuesto para estimar GSI consideró un grado de fracturamiento hasta Blocoso, correspondiente a un macizo rocoso con tres joint sets, posteriormente Marinós & Hoek (2000) modificaron el gráfico GSI introduciendo una nueva categoría correspondiente a Intacto o Masivo correspondiente a un macizo rocoso con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas. (Hoek, 1994).

Tabla 9. Estimación del Índice de Resistencia geológica.



Fuente: (Marinos & Hoek, 2013)

La valoración del GSI también puede determinarse por medio de los valores del RMR.

Para $RMR > 23$, el índice de resistencia geológica es:

$$GSI = RMR89 - 5. \dots\dots\dots (i)$$

La tabla original del GSI fue modificada en el año 2013 a fin de facilitar el uso por personas con poco conocimiento geológico de las variables del macizo rocoso; en esta se realizó una propuesta para dicha cuantificación en base a las condiciones de dichas discontinuidades, el RQD. En la Figura 5 la escala horizontal que presenta sus condiciones de las discontinuidades dado por (1.5 JCond89), definida por Bieniawski (1989); por su parte la escala vertical, se refiere al macizo rocoso en bloques (RQD), definido por Deere (1963); por lo tanto, el valor del GSI viene dado por la siguiente relación (Hoek et al. 2013).

$$GSI = 1.5 JCond89 + RQD/2. \dots\dots\dots (ii)$$

o **Resistencia a la compresión Uniaxial o I_s (50)**

Según Feijoo este ensayo permite determinar la resistencia de la roca desde muy baja a muy alta, cuyos valores se miden desde 10 hasta 2000 kg/cm² manifestando la calidad y tipo de roca, la misma que se clasifica en cinco categorías; cómo se puede observar en la siguiente tabla:

Tabla 10. Clasificación de Deere y Miller.

Descripción	Resistencia a la compresión uniaxial. MPa	Ejemplos de roca
Resistencia muy baja	1-25	Yeso, sal de roca
Resistencia baja	25-50	Carbón, limolita, esquisto
Resistencia media	50-100	Arenisca, pizarra, lutita
Resistencia alta	100-200	Mármol, granito, gneiss
Resistencia muy alta	>200	Cuarcita, gabro, basalto

Fuente: (Feijoo & Donoso, 1997).

La prueba consiste en determinar la resistencia máxima a la compresión de una muestra de roca, la cual es sometida a una carga o fuerza axial que es aplicada a cierta presión produciendo la rotura de la misma cuyos datos obtenidos son conocidos como la resistencia a la compresión simple. (Osinergmin, 2017).

Tabla 11. Resistencia a partir de índices de campo.

Clase	Descripción	Identificación de campo	= Resistencia a la compresión (Mpa)
R0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña	0.25 – 1.0
R1	Roca muy blanda	Al golpear con la punta del martillo la roca se desmenuza. Con navaja se talla fácilmente.	1.0 – 5.0
R2	Roca blanda	Al golpear con la punta del martillo se producen ligeras marcas. Con la navaja se talla con dificultad.	5.0 – 25
R3	Roca moderadamente dura	Con un golpe fuerte del martillo puede fracturarse. Con la navaja no puede tallarse.	25 – 50
R4	Roca dura	Se requiere más de un golpe del martillo para fracturarla.	50 – 100
R5	Roca muy dura	Se requiere muchos golpes del martillo para fracturarla.	100 – 250
R6	Roca extremadamente dura	Al golpear con el martillo solo saltan esquirlas.	>250

Fuente: (Gonzales de Vallejo, 2002).

2.2.3 Perforación

La perforación de rocas se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo. (Exsa, 2014)

o Equipos manuales de perforación

De percusión con aire comprimido, para huecos pequeños (25 a 50 mm de diámetro), para trabajo horizontal o al piso (pick hammer) o para huecos verticales al techo (stoppers). Emplean barrenos de acero integrales terminados en una broca fija tipo bisel, o barrenos con broca acoplable. (Exsa, 2014)

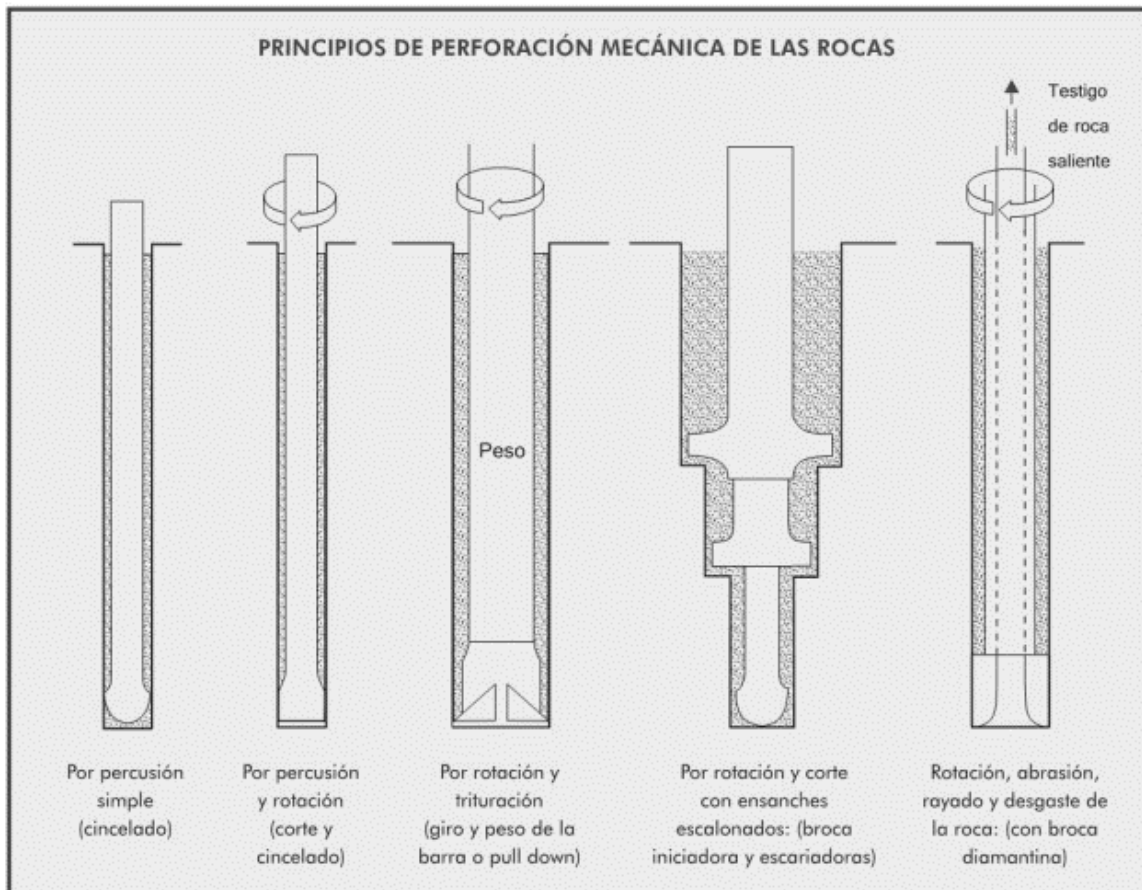


Figura 2. Principios de la perforación
Fuente: (Exsa, 2014)

o Martillos

Son las máquinas que accionan la barra o barreno de perforación y pueden ser:

- Neumáticos: accionados por aire comprimido o hidráulicos, accionados por aceite a alta presión.
- Manuales o portátiles: para taladros de 1 a 3 m de profundidad, o de gran capacidad, para huecos de hasta 30 metros. (Exsa, 2014)

Para mejorar la optimización de la perforación y voladura logrando una mayor productividad en Algamarca se utiliza martillos que funcionan con aire comprimido como maquinas Jackleg S 250, Toyo 280, YT 29, etc.



Figura 3. Perforadora Jackleg S 250.

- **Soportes**

También llamados castillos, pueden ser simples trípodes o patas tabulares de avance automático como las de stoper y Jack hammer. (Exsa, 2014).



Figura 4. Soportes utilizados en Algamarca.

- **Las compresoras**

Pueden ser estacionarias, portátiles (móviles) y carrozadas, éstas últimas montadas en el mismo carro perforador. Su accionamiento puede ser eléctrico o con motor a explosión (mayormente Diesel). (Exsa, 2014)

En la mina nivel 4 – Mina Gutu se utiliza compresora móviles que funcionan con Diesel.

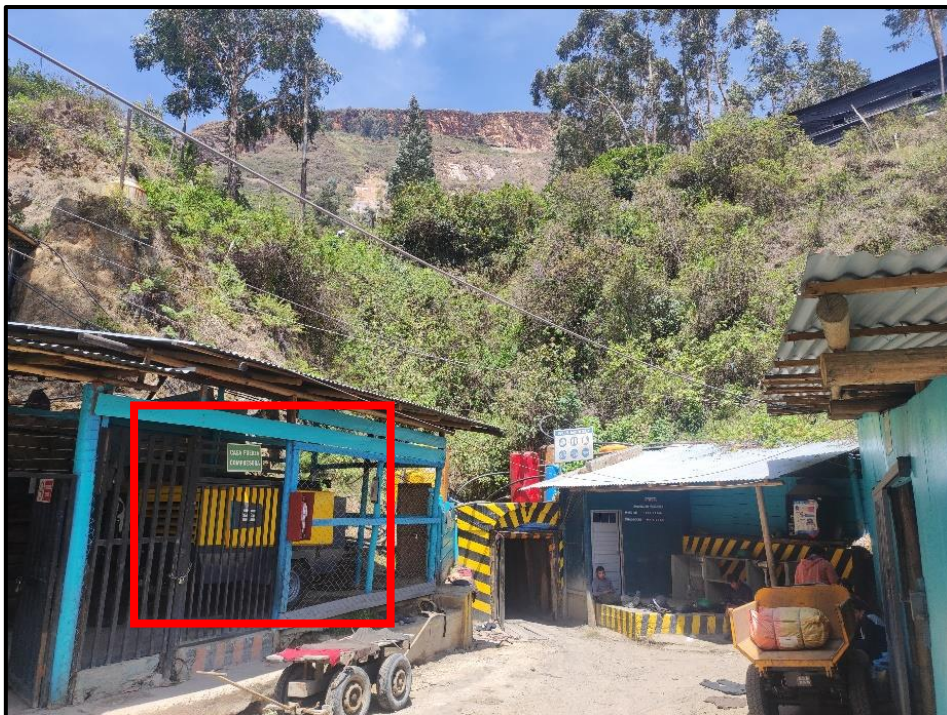


Figura 5. Compresora de dos martillos Kaeser.

- **Brocas**

Las brocas son las herramientas cortantes, generalmente de acero altamente resistente al impacto, reforzadas en sus filos con insertos o botones de material muy duro resistente a la abrasión (carburo de tungsteno). (Exsa, 2014)

En la mina nivel 4 – Mina Gutu se utilizan principalmente brocas Boart de 7 botones de 36 mm.



Figura 6. Broca Boart de 7 botones de 36 mm.
Fuente: Foto de catálogo de importaciones Sudáfrica.

o **Barrenos**

Barras o barrenos son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos. Las barras pueden ser tabulares, hexagonales, rígidas, etc. Y sus acoplamientos de rosca, rosca corrida, sogá, cono roscado, cono de embone liso, etc. (Exsa, 2014)



Figura 7. Barrenos cónicos
Fuente: Foto de catálogo de importaciones Sudáfrica.

2.2.4 Dinamita

Este tipo de explosivos, reciben su nombre por su consistencia gelatinosa y se obtiene al mezclar nitroglicerina/nitroglicol (NG) con nitrocelulosa. Esta mezcla es aún más energética que el propio NG. Lleva en su composición, como elemento predominante el nitrato amónico, además de combustible y otros aditivos minoritarios. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

o Dinamita pulverulenta

La dinamita pulverulenta está compuesta básicamente por nitrato amónico, un combustible que corrige un exceso de oxígeno y una pequeña cantidad de sensibilizador (generalmente próxima a un 10%), presenta las siguientes características.

- Baja potencia
- Densidad media/baja (de 1,0 a 1,2)
- Regular o mala resistencia al agua
- Velocidad de detonación de 2.000 a 4.000 m/s
- Poca sensibilidad al choque o a la fricción. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

Por todo ello es recomendable su uso en rocas de dureza media – baja sin presencia a agua.

o Dinamita gelatinosa

Es recomendable utilizar este explosivo en rocas de dureza alta e incluso con presencia de agua; una forma de corregir la mala resistencia al agua de las dinamitas pulverulentas y al mismo tiempo aumentar su potencia es incrementar su contenido de Nitroglicerina (o nitroglicol) y añadir una cierta cantidad de nitrocelulosa, que actúa como gelificante, formando una pasta gelatinosa, se caracteriza por:

- Elevada potencia
- Alta densidad (de 1,4 a 1,51)
- Buena o excelente resistencia al agua

- Alta velocidad de detonación (de 4.000 a 7.000 m/s)
- Cierta sensibilidad al choque o a la fricción (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

Tabla 12. Propiedades de la dinamita gelatinosa.

Propiedades	Hoja de datos de seguridad
Densidad (g/cm ³)	1.14
Energía (cal/g – cal/cm ³)	1 055 – 1 510
Potencia relativa por peso	0.75
Potencia relativa por volumen	2.10
Velocidad m/s – pies/s	5 300 – 17 400
Presión de la detonación	106
Volumen de gas	32
Resistencia al agua	Excelente
Clase de humo	IME1 y NRCan1 ^d

Fuente: Unimax

2.2.5 Anfo

Para reducir el contenido de nitroglicerina (o nitroglicol) del explosivo para incrementar su seguridad, surgieron los explosivos tipo ANFO (Ammonium Nitrate + Fuel Oil), explosivos compuestos por un 94 % aproximadamente de Nitrato Amónico que actúa como oxidante y en torno a un 6% de gasoil que actúa como combustible, tiene las siguientes características.

- Baja / media potencia
- Muy baja densidad (0,8)
- Nula resistencia al agua.
- Baja velocidad de detonación (2.000 a 3.000 m/s)
- No son sensibles al detonador, por lo que necesitan de otro explosivo para iniciarse correctamente, lo que puede conseguirse con cordones detonantes, cebos de dinamita gelatinosa, cartuchos de hidrogel o multiplicadores. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

2.2.6 Emulsiones

Los agentes de voladura emulsión no son sensibles al detonador por lo que también requieren ser detonados con un cebo reforzador de alta presión de detonación. (Exsa, 2014)

Sus características como la potencia y resistencia al agua han sido mejoradas, obteniendo voladuras eficientes, de gran seguridad y bajo costo, son del tipo agua en aceite lo cual presente una fase acuosa constituida por sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua y una fase aceitosa por combustible líquido inmiscible con el agua del tipo hidrocarbonado. (Vilela, 2014)

Tabla 13. Características de los explosivos.

Explosivo	Tamaño (mm)	Estado	Velocidad de detonación (km/s)
ANFO	2	Sólido	3.2
Dinamita	0.2	Sólido	4
Hidrogel	0.2	Sólido - Líquido	3.3
Emulsión	0.001	Líquido	5 - 6

Fuente: (Mejía, 2019)

2.2.7 Fulminante

Llamado también detonador simple, instantáneo, formado por una cápsula de aluminio con sus cargas inflamable y explosiva, abierta por unos de sus extremos para introducir la mecha y ponerla en contacto con la carga inflamable. (Exsa, 2014)

Los fulminantes contienen explosivos iniciadores que detonan fácilmente con chispa o fuego, iniciando su encendido con la mecha se seguridad; por el cual se debe tener mucho cuidado y evitar el contacto con fuego, golpe o cualquier efecto de fricción durante el proceso de conexión del fulminante con la mecha. (López, 2003)

2.2.8 Mecha de seguridad convencional (mecha lenta)

Es un accesorio lineal flexible con núcleo de pólvora negra forrado con material textil y cobertura plástica impermeable, que transmite por su interior a una llama controlada denominada “dardo”, el tiempo de quemado es de 150 a 200 s/m. (Exsa, 2014)

2.2.9 Densidad de los explosivos

La densidad es una característica muy importante de los explosivos industriales. Depende del tipo de componentes empleados en su fabricación, ya que cuanto mayor es la densidad del explosivo, mayor es la concentración de carga para un diámetro de barreno determinado. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

La densidad es también un parámetro a tener en cuenta en la carga de barrenos con agua en su interior. La carga de explosivos de densidad inferior a 1,1 g/cm³ en barrenos con agua resulta muy laboriosa, ya que se hace muy difícil llenar completamente los barrenos dado que los cartuchos tienden a flotar. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

2.2.10 Masa crítica del explosivo

Es la mínima cantidad de explosivo que se necesita para que se produzca la detonación por efecto de una llama. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

2.2.11 Resistencia al agua de los explosivos

Se entiende por resistencia al agua a la característica por lo cual un explosivo, sin necesidad de cubierta especial, mantiene sus propiedades inalterables durante un periodo de tiempo en contacto con el agua. Las dinamitas gelatinosas, hidrogeles y emulsiones resisten perfectamente cuando son cargados en barrenos con agua y por ello permiten su utilización en barrenos con agua en su interior. Sin embargo, los productos pulverulentos y Anfos no resisten al agua por el carácter soluble del nitrato amónico. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

2.2.12 Sensibilidad de los explosivos

Se puede definir la sensibilidad de un explosivo como el mayor o menor grado de energía de iniciación que hay que transmitirle para que se produzca su iniciación y a continuación su detonación. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

- **Sensibilidad al detonador**

Los explosivos industriales se inician generalmente mediante la detonación de una pequeña carga de explosivo de alta potencia. Este explosivo puede estar ubicado en un detonador, en un cordón detonante, o en un multiplicador, según el procedimiento que se utilice para su iniciación. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

- **Sensibilidad a la onda explosiva**

Esta característica consiste en la capacidad de transmisión de la detonación entre los cartuchos de explosivo, bien sea colocados en línea y uno a continuación del otro o bien separados entre sí una determinada distancia. Este hecho se denomina detonación por simpatía. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

- **Sensibilidad al choque y al rozamiento**

Algunos explosivos industriales se inician cuando son sometidos a acciones de impacto fricción. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

2.2.13 Condiciones de la perforación

Tenemos que tener en cuenta las condiciones de la perforación para que la voladura resulte eficiente y precisa por lo cual es necesario considerar no solo el tipo de explosivo y su carga, sino también la calidad de la perforación.

- **Diámetro**

Para determinar el diámetro debemos de tener en cuenta las condiciones de trabajo y el tipo de barreno y broca a utilizar.

- **Longitud**

Depende del avance de disparo que requiera la empresa y de la capacidad del equipo de perforación. (Exsa, 2014)

- **Rectitud**

A mayor rectitud mejor es la distribución del explosivo, pero depende del tipo de roca, método de perforación y características del equipo. (Exsa, 2014)

- **Estabilidad**

Los taladros se deben de mantener abiertos hasta el momento de su aplicación. (Exsa, 2014)

- **Velocidad de penetración y barrido**

La velocidad de penetración no solamente depende de la aplicación de fuerza; también depende del barrido o limpieza de los detritos del taladro con aire comprimido y/o con agua a presión, a través de la misma barra conforme avanza la perforación. (Exsa, 2014)

- **Fragmentación de roca**

Es el proceso de conminución del material en donde es reducido de tamaño al cual es requerido. (Quispe, 2018)

Medir la fragmentación de la roca tiene como finalidad verificar la calidad de la voladura, mejor dicho, de verificar si los resultados obtenidos cumplen con la

granulometría adecuada y así los procesos puedan funcionar de una manera más eficiente. (Quispe, 2018)

○ **Evaluación de detritus**

Obtenemos un buen avance en la perforación y sea eficiente, es necesario evacuar el detritus después de que se hayan formado; para luego realizar la limpieza del taladro, evitando el desgaste de la broca y los barrenos. (Palomino, 2016)

○ **Factor de carga**

Mediante este término se describe la cantidad de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca, se indica mediante unidades de kg/m³ o kg/ton. (Exsa, 2014)

○ **Mecanismo de fragmentación de rocas por explosivos**

En el proceso de rompimiento y desplazamiento de material, que ocurre durante y después de la detonación completa de una carga confinada está dada por 4 etapas. (Palomino, 2016)

- Detonación
- Propagación de las ondas de choque y/o de esfuerzo.
- Expansión del gas a presión.
- Movimiento del material

2.2.14 Procedimiento de la perforación

Se realiza el trabajo de perforación y voladura en interior mina para utilizar el material excavado que se le conoce como **explotación minera**, el ciclo básico de excavación comprende las siguientes operaciones. (Exsa, 2014)

- Perforación de los taladros.
- Carga de explosivo y tendido del sistema de iniciación.

- Disparo de la voladura.
- Evacuación de los humos y ventilación del área de trabajo.
- Desprendimiento de rocas aflojadas, resaltos y lomos, que hayan quedado remanentes después del disparo (desquinche)
- Eventual eliminación de tacos quedados resultantes de tiros fallados.
- Carguío y transporte del material arrancado
- Eventual disparo adicional para rotura secundaria de rocas grandes sobredimensionados.
- Medición del avance logrado, control de alineamiento y nivelación, replanteo de taladros para el siguiente disparo. (Exsa, 2014)

El esquema o forma en que se ataca el frente de los túneles y galerías, es decir el método de avance, depende de los siguientes factores:

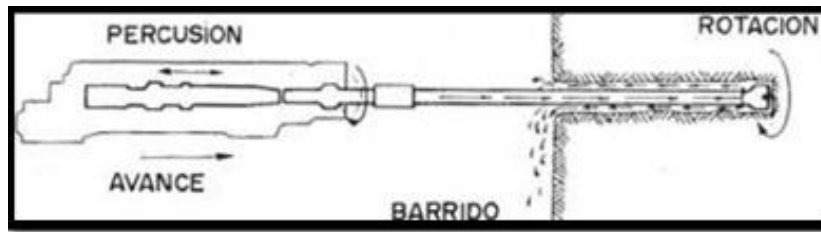
- Equipo de perforación empleado (parámetro básico es el diámetro del taladro)
- tiempo disponible para la ejecución.
- Tipo de roca y condiciones del frontón.
- Tipo de sostenimiento necesario.
- Sistema de ventilación. (Exsa, 2014)

o **Fases de la perforación**

Esta acción se realiza mediante el efecto de la máquina perforadora, donde se emplea una fuerza de impacto en el proceso. (Palomino, 2016)

- Percusión: impacto de la broca contra la roca.
- Rotación: movimiento giratorio de la broca para que se genere impacto sobre la roca.
- Avance: fuerza de avance de la perforación.
- Barrido: el fluido del barrido permite extraer todo el detrito del fondo del taladro con el fin de dejarlo limpio. (Palomino, 2016)

Figura 8. Máquina perforadora.



Fuente: (Palomino, 2016).

o Métodos de perforación

- **Métodos rotativos:** la perforación se realiza únicamente por la rotación de un elemento cortante sobre al que ejerce un empuje. Para este método se puede utilizar brocas tipo tricono o especiales, el tipo de broca dependerá de la dureza de la roca a perforar. (Pernia, 2003)
- **Método por percusión:** Se perfora utilizando un movimiento alternativo de bajada y subida de un balancín, que al caer fractura y disgrega a la roca. Luego, los fragmentos de roca se extraen por medio de una válvula o cuchara de limpieza.
- **Métodos rotopercutivos:** Para que la perforación tenga lugar, es necesario mantener limpio el fondo del barreno, es decir, los trozos de roca se deben evacuar de forma continua. Esto se consigue con un agente de barrido – aire, agua o espuma, que se inyecta a presión hasta el fondo del barreno a través de un orificio central en la barra y en los ductos de barrido que tiene la broca. Son los más utilizados en casi todos los tipos de roca, tanto si el martillo se sitúa en cabeza como en el fondo del barreno. (Exsa, 2014)
- **Método de Circado:** Es un método que se aplica para zonas mineralizadas con potencia de (<50cm), para nuestra zona de estudio la potencia de las vetas se encuentra en un rango de 10cm a 30cm, vetas angostas con un mineral más limpio o menos contaminado (menos diluido) que cuando se realiza una sola voladura en la labor, o sea, mineral y desmonte (De La Cruz & Valdivia, 2020).

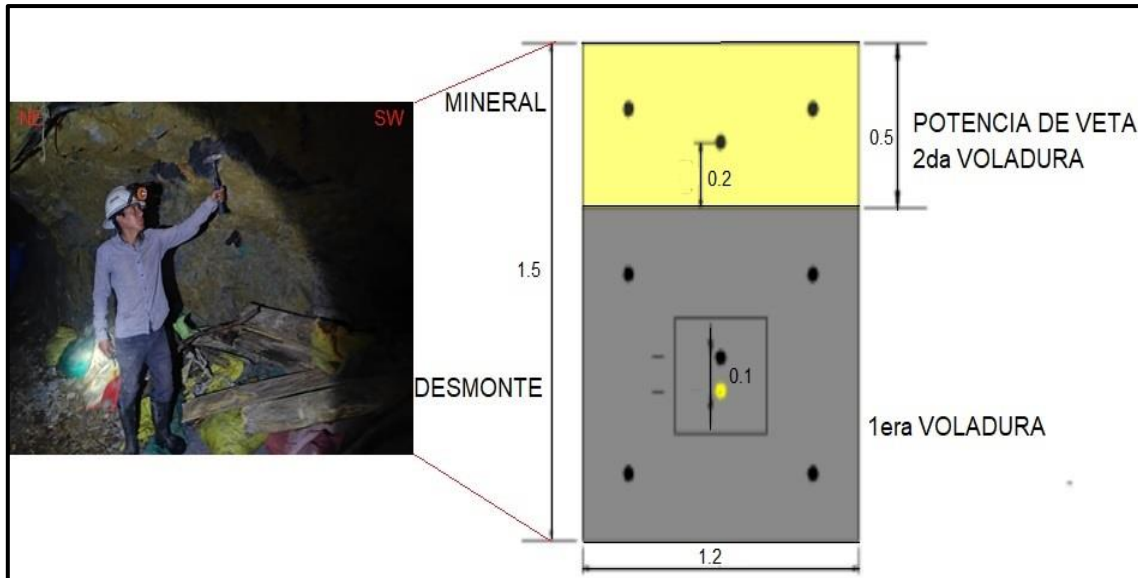


Figura 9. Método de Circado, vista frontal
 Fuente: (De La Cruz & Valdivia, 2020)

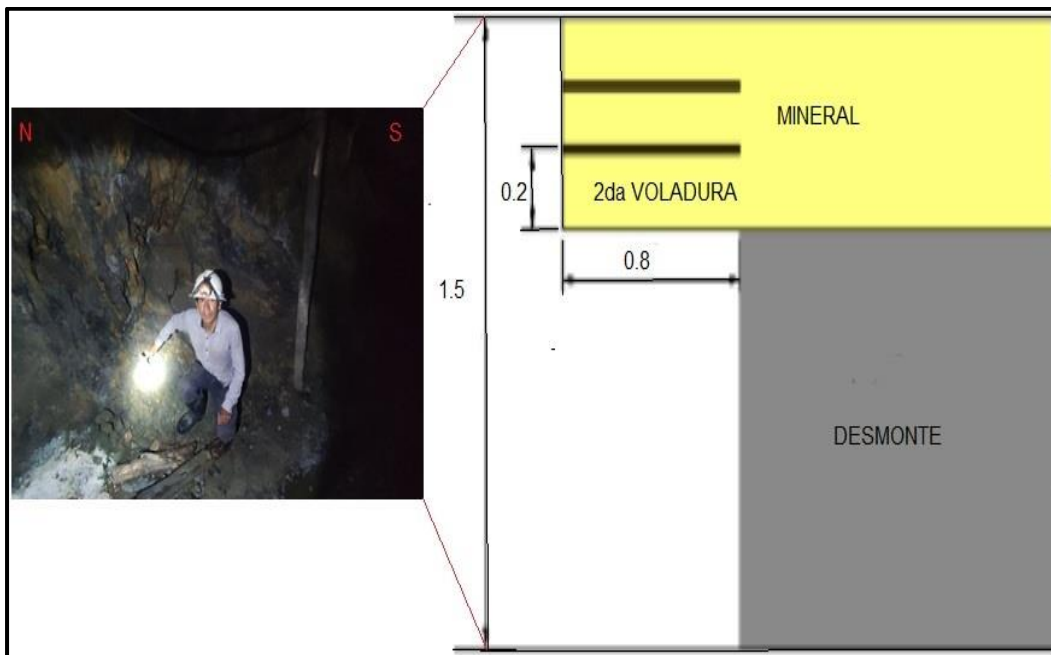


Figura 10. Método de Circado, vista lateral
 Fuente: (De La Cruz & Valdivia, 2020)

o **Emboquillado**

Es cuando el barreno presiona la broca contra la roca, aplicando un barrido en el barreno, aumentando la energía de impacto y la fuerza de avance para que la broca penetre en la roca. (Palomino, 2016)

2.2.15 Perforación convencional

La sección transversal del túnel es pequeña, debido a esto los taladros solamente pueden ser perforados en forma perpendicular a la cara libre (a lo más con pequeña inclinación). Esta dificultad se subsana haciendo uso de un cierto número de taladros (que se disparan primero) específicamente para abrir una cavidad inicial cuyas paredes actuarán como caras libres para los tiros subsiguientes, lo que se denomina el “corte” o “arranque”. (Exsa, 2014)

La única superficie libre en voladura de túneles, piques, o chimeneas viene a ser el frente de ataque, por lo que ésta se efectúa en condiciones de gran confinamiento. Cuanto más pequeña sea el área del frente, la roca estará más confinada, requiriéndose por tanto mayor carga específica de explosivo por m³ a romper cuanto más reducida sea la sección a valorar.

Como las dimensiones del Burden y espaciamiento son cortas, especialmente en el área del arranque, los explosivos deberán ser lo suficientemente insensibles para evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero sí tener una velocidad de detonación lo suficientemente elevada, superior a 3,000 m/s. (Exsa, 2014)

2.2.16 Distribución y denominación de taladros

o Cortes o arranques

Es la apertura de una cavidad inicial, en algunos casos también denominado cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, de modo que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar de destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad, la mejor ubicación del arranque es al centro de la sección ligeramente por debajo del punto medio, como se muestra el punto “d” en la figura. (Exsa, 2014)

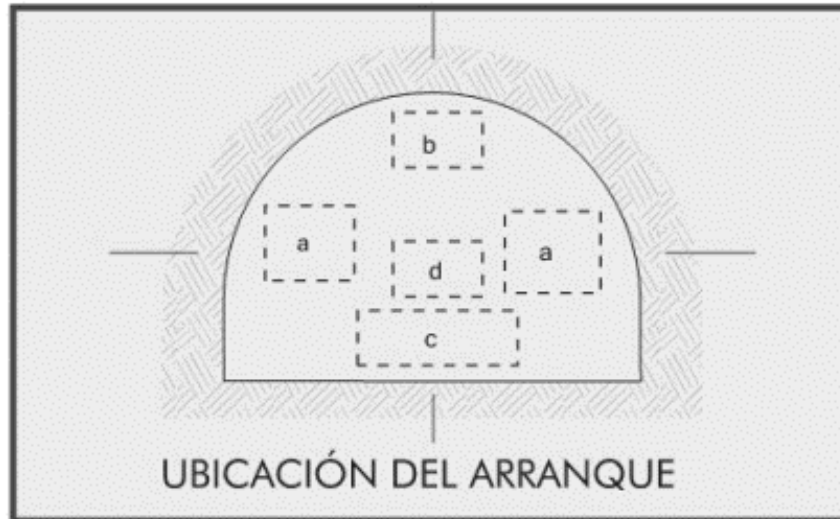


Figura 11. Ubicación del arranque en la malla de perforación
 Fuente: (Exsa, 2014)

- **Corte quemado:** comprende a 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 de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan. (Exsa, 2014)

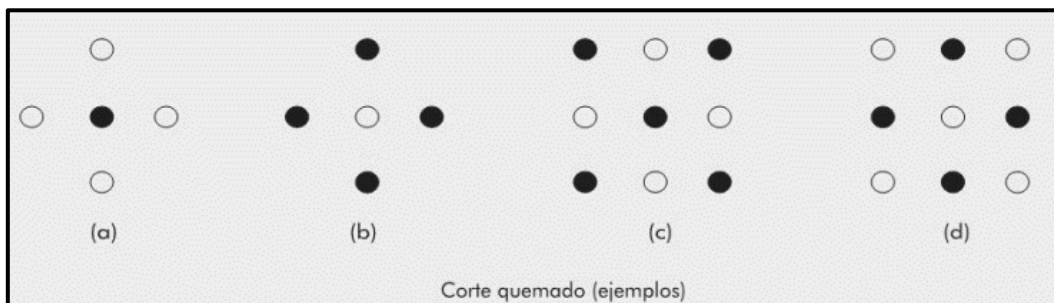


Figura 12. Ejemplos de corte quemado.
 Fuente: (Exsa, 2014)

o **Ayudas**

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. (Exsa, 2014)

- **Cuadradores**

Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel. (Exsa, 2014)

- **Alzas o Techos**

Son los que forman el techo o bóveda del túnel, también se les denomina taladros de la corona. (Exsa, 2014)

- **Arrastre o pisos**

Son los que corresponden al piso del túnel o galería, se disparan al final de toda la ronda. (Exsa, 2014)

- **Alivio**

Es el taladro sin cargar que está presente en la malla de perforación que funciona como cara libre. (Exsa, 2014)

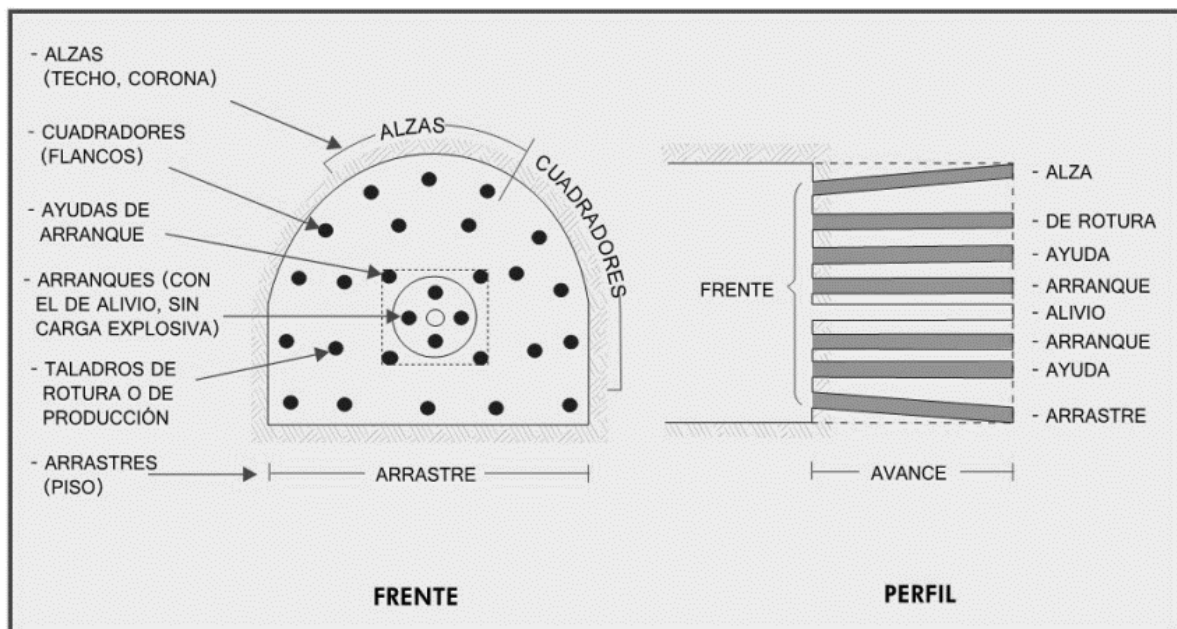


Figura 13. Distribución de taladros
Fuente: (Exsa, 2014)

2.2.17 Errores en la perforación

Los errores en la perforación son significativos, especialmente si afectan al arranque del disparo, a continuación, presentamos los más frecuentes. (Exsa, 2014)

- **En arranques**

Insuficiente diámetro o número de taladros de alivio. (Exsa, 2014)

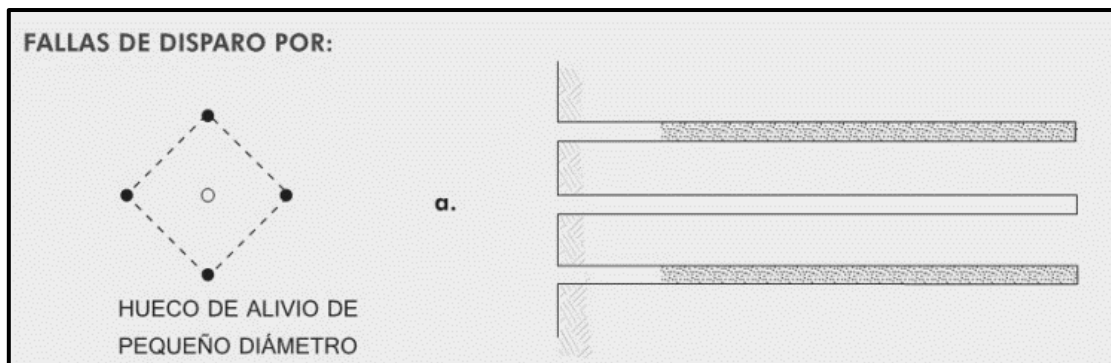


Figura 14. Fallas de disparo por hueco de alivio de pequeño diámetro
Fuente: (Exsa, 2014)

- **Desviación en el paralelismo**

En este caso el Burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo, lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías. (Exsa, 2014)

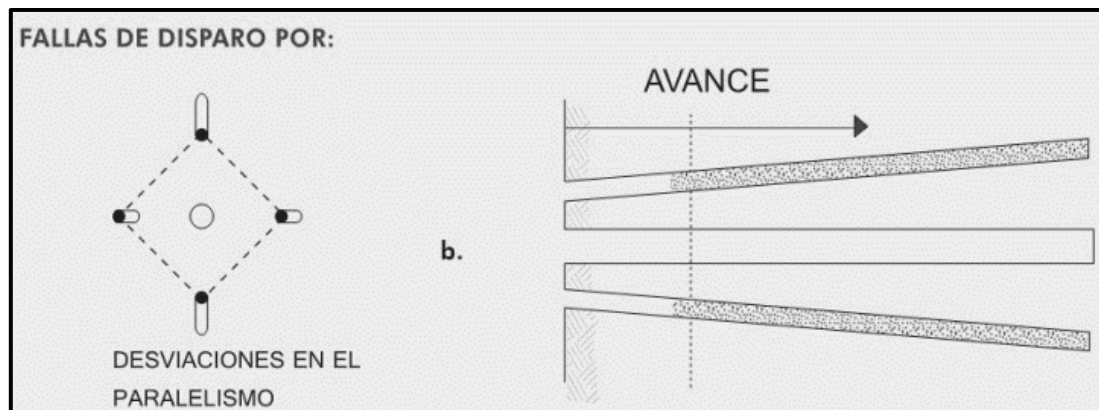


Figura 15. Fallas de disparo por desviación en el paralelismo
Fuente: (Exsa, 2014)

- **Espaciamientos irregulares entre taladros**

Los espaciamientos irregulares entre taladros son los que propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo, pero es solucionable con un adecuado orden de salida de los taladros. (Exsa, 2014)

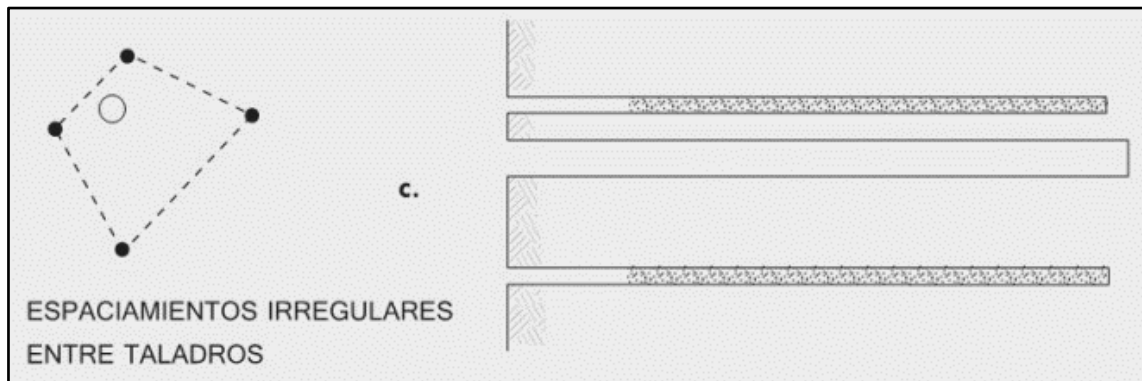


Figura 16. Espaciamientos irregulares entre taladros
Fuente: (Exsa, 2014)

- **La irregular longitud de taladros**

Influye en el avance (especialmente si el alivio es muy corto) y también determina una nueva cara libre muy irregular. (Exsa, 2014)

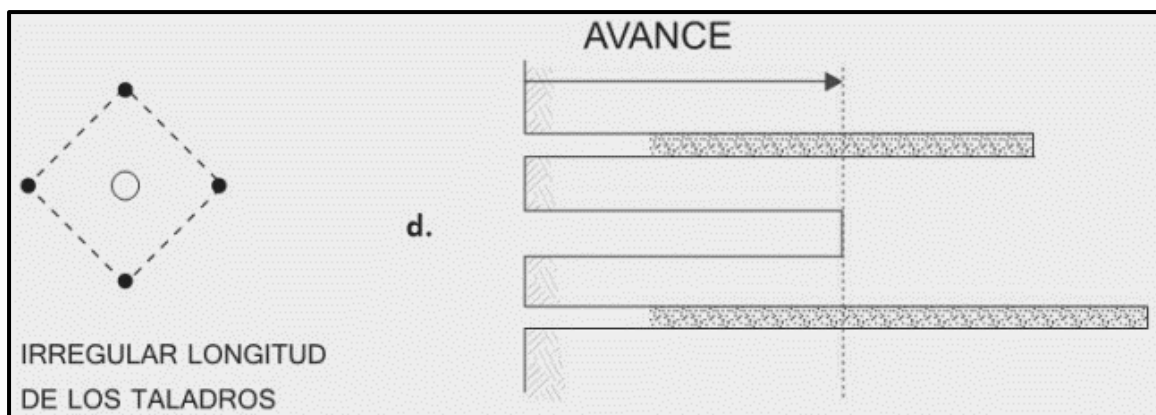


Figura 1. Irregular longitud de los taladros
Fuente: (Exsa, 2014)

- **Intercepción de taladros**

La intercepción de taladros afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper. (Exsa, 2014)

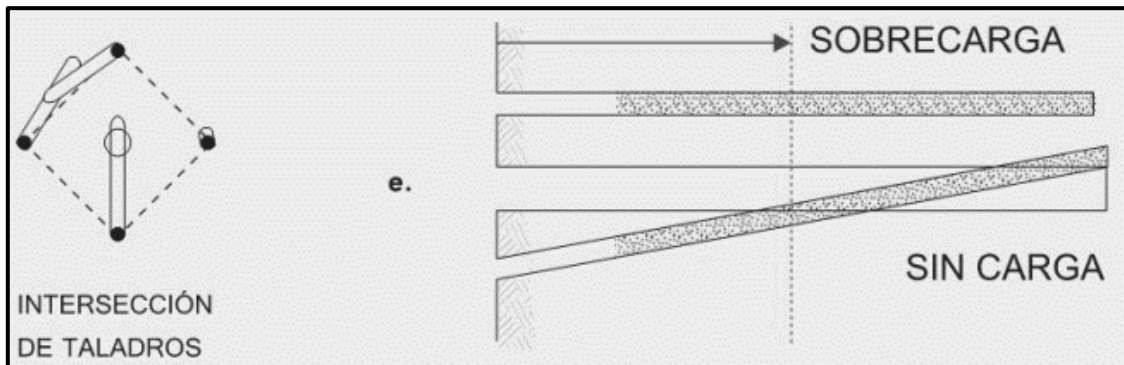


Figura 2. Intersección de taladros
Fuente: (Exsa, 2014)

- **Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante. (Exsa, 2014)**

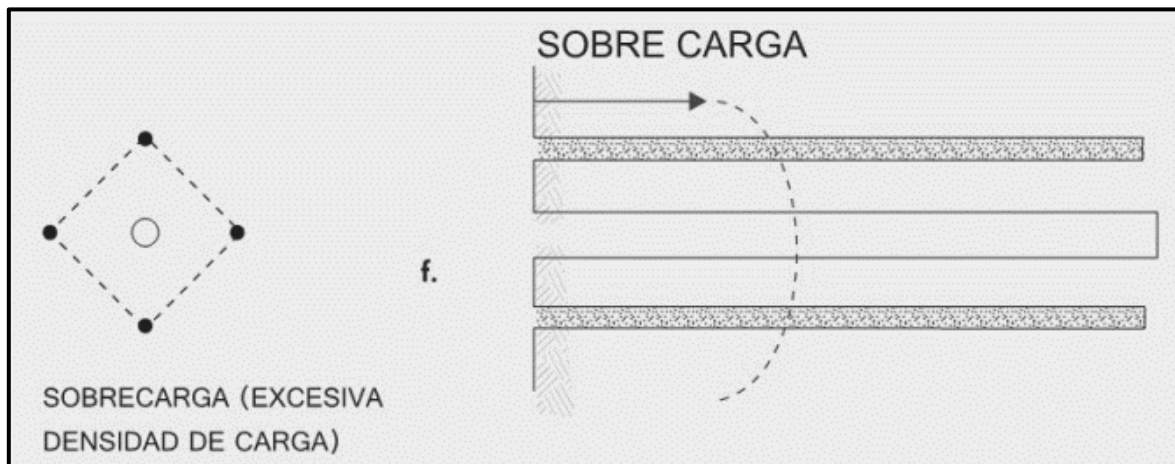


Figura 3. Sobre carga de taladros (excesiva densidad de carga)
Fuente: (Exsa, 2014)

2.2.18 Variables de diseño de las voladuras.

- **Diámetro del pozo (D)**

Es el diámetro con el que se construye el barreno de perforación, este depende principalmente del equipo que se emplea para su construcción. (Exsa, 2014)

- **Inclinación de la perforación**

El componente principal del movimiento de las rocas es perpendicular al eje de los barrenos, por lo que cuando estos se inclinan el material se proyecta hacia arriba y hacia adelante. (Exsa, 2014)

En teoría, el desplazamiento horizontal es máximo cuando el ángulo de los barrenos es de 45°, pero en la práctica lo habitual es utilizar inclinaciones no superiores a los 30°. Esto es debido a las características de los equipos de perforación que, en algunos casos, incluso aconsejan la perforación vertical, como sucede con los grandes equipos rotativos con rocas duras. (Exsa, 2014)

- **Densidad del Explosivo**

Es el peso específico g/ cm³ (a mayor densidad, mayor potencia), varía entre 0,7 a 1,6 g/cm³. Todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona. (Exsa, 2014)

- **Resistencia a la compresión de la roca (σ_c)**

Es la propiedad mecánica de la roca de oponerse a las fuerzas de compresión y tensión. (Gonzales de Vallejo, 2002)

Esta propiedad determina la energía que se necesita aplicar para la perforación del macizo rocoso y condiciona en gran parte los parámetros y características de la operación de perforación y voladura. (Exsa, 2014)

- **Dimensiones de la voladura**

Comprende el área superficial delimitada por el largo del frente y el ancho o profundidad del avance proyectado (m^2) por la altura de bando o de corte (H), en m^3 . (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

- **Voladura de Rocas**

La voladura de rocas es la fragmentación instantánea que se produce en la roca producto de la detonación de agentes explosivos depositados en su interior. (Osinermin, 2017)

2.2.19 Criterios de la selección de los explosivos

Para hacer una buena selección de los explosivos para utilizar en nuestro frente de perforación para el arranque del mineral de interés, permite a la empresa a obtener resultados satisfactorios, a continuación, presentamos alguno de ellos.

- **Precio del explosivo**

La finalidad de cada empresa es realizar sus operaciones con costos mínimos garantizando la seguridad y eficiencia, es por ello que se debe hacer un análisis exhaustivo del precio de del explosivo.

Para el desarrollo del sistema de voladura, la selección del explosivo puede ser de un costo bajo, pero con potencia alta, debemos de recalcar que no siempre se debe escoger el más barato, si no aquel que consigue el menor costo en el proceso con óptimos resultados. (Sánchez, 2012)

- **Diámetro de Carga**

Algunos explosivos pueden variar su velocidad de detonación con el diámetro del barreno empleado; como es el caso del ANFO, donde se debe considerar que, si el

barreno tiene un diámetro inferior a 50 mm, es preferible emplear el uso de hidrogeles o dinamitas encartuchadas a pesar del costo que tenga. (Sánchez, 2012)

Para nuestro caso de estudio, utilizaremos la dinamita como explosivo, considerando el diámetro de los taladros.

o Características de la Roca

Es un factor crucial el análisis de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en el arranque del material, permitiendo conocer el tipo de explosivo a aplicarse en base al tipo de roca que se tenga; ya que esto no solo tiene influencia en el resultado de la voladura, sino también en otras variables del diseño. (Vilela, 2014)

En nuestra zona de trabajo encontramos rocas como: areniscas, cuarcita, pizarras, entre otras.

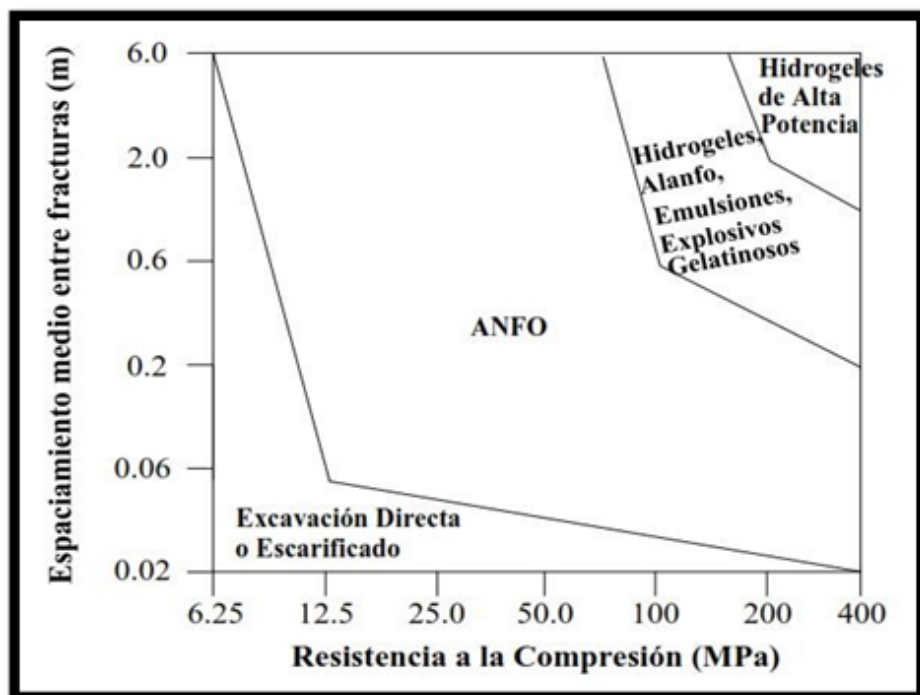


Figura 4. Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso. Fuente: (Vilela, 2014)

- **Volumen de la Roca a volar**

Los volúmenes de excavación a realizar y ritmos de trabajo marcan los consumos de explosivo a efectuar dentro de las operaciones de arranque. En obras de mayor extensión las cantidades de explosivos usados pueden llegar aconsejar la utilización de los mismos a granel, posibilitando la carga mecanizada, reduciendo los costos de mano de obra y mejor volumen de roca. (López, 2003)

- **Condiciones Atmosféricas**

Las bajas temperaturas ambientales influyen fuertemente en los explosivos que contienen NG, ya que tienden a congelarse a temperaturas inferiores a 8°C. Para regular este problema se utilizan sustancias como el Nitroglicol que hacen que el punto de congelación pase a 20°C. El ANFO no se ve afectado por las bajas temperaturas si el cebado es eficiente, pero en ambientes calurosos es preciso controlar la evaporación del combustible líquido. (López, 2003)

- **Presencia de agua**

Es un factor importante para la elección del explosivo ya que el agua deteriora al explosivo y no deja que el explosivo reaccione eficientemente.

Cuando el ANFO se encuentra en un ambiente que le aporta una humedad superior al 10% se produce su alteración que impide la detonación de la mezcla explosiva. (López, 2003)

- **Problemas del entorno**

Las principales perturbaciones que inciden sobre el área próxima a las voladuras son las vibraciones y onda aérea. En cuanto a la onda aérea, se recomienda que el explosivo tenga una relación ET/EB equilibrada y que se controle el diseño geométrico de la voladura. (López, 2003)

- **Humos**

Los explosivos están preparados para que tengan un equilibrio de oxígeno que maximice la energía desarrollada y minimice los gases tóxicos de detonación, es inevitable la formación de humos nocivos con un cierto contenido en gases nitrosos y CO. Los humos intervienen como criterio de elección sólo en los trabajos subterráneos y es preciso señalar que más que un problema propio del explosivo suele ser un problema de insuficiencia de ventilación en las labores. (López, 2003)

- **Condiciones de seguridad**

El punto de equilibrio no es fácil de lograr en un explosivo, el punto de equilibrio del binomio sensibilidad y seguridad. Los explosivos gelatinosos tienen una alta sensibilidad, pero si queda restos de explosivos durante la voladura, puede producirse la detonación con riesgo para el personal de operación, es por ello que este problema en algunos casos se resuelve con el uso de hidrogeles y emulsiones que son insensibles a los golpes, fricciones y estímulos subsónicos, pero poseen una sensibilidad adecuada para la iniciación. (López, 2003)

- **Atmósferas explosivas**

Las excavaciones que se realizan con atmósferas potencialmente inflamables con grisú o polvo pueden dar lugar a grandes catástrofes si se producen explosiones secundarias, por ello, es preciso efectuar un estudio de la atmósfera y entorno próximo a la voladura para tomar la decisión de utilizar explosivos de seguridad y/o inhibidores en el material de recatado. (López, 2003)

2.2.20 Diseño de la malla de Perforación y Voladura por el método sueco de Langefors y Kilstrom (1963)

o Esquema de voladura

Para conseguir una correcta perforación se debe de tener en cuenta los elementos de la perforación y voladura, carga y secuenciación de los mismos barrenos utilizando el equipamiento disponible. (Sena, 2013)

Luego de terminar el explosivo a usar, el tipo de equipamiento a emplear y las características de la roca, se debe hacer el cálculo de la posición de los barrenos que van a ocupar en la sección del túnel, a continuación, presentamos las diferentes secciones en que se divide la cara del túnel. (Sena, 2013)

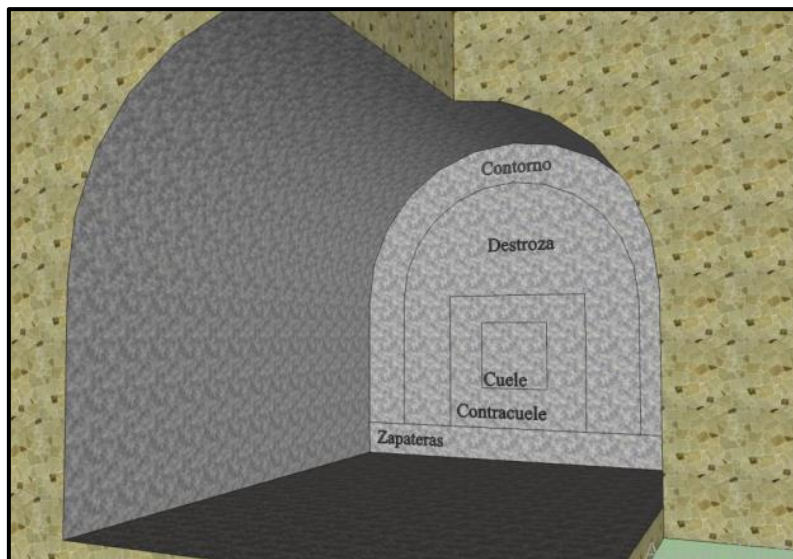


Figura 5. Sección de un túnel
Fuente: (Sena, 2013)

o Determinación de la constante de roca

El valor “c”, es un número empírico que representa la cantidad de explosivo para romper 1 m³ de roca. Después de realizar varias pruebas en Suecia se determinó que el valor de “c” es de 0,4 Kg/m³ desde rocas arenitas hasta granitos. (Sena, 2013)

$c = \text{cantidad de explosivo minimo usado} * m^3 \text{ de roca}$

$$c = 5.73 * 10^{-3} * RMR + 0.057$$

- **Avance de perforación**

Para obtener un avance óptimo del túnel, depende mucho del tipo de cuele o ayuda usado y del tamaño del barrenos vacío o de alivio, casi siempre los errores de perforación son inferiores que el 2% de la longitud del barrenos (L). (Sena, 2013)

$$L = 0.15 + 34.1 * \phi - 39.4 * \phi^2$$

Donde:

L = profundidad de los barrenos (m)

ϕ = diámetro del barrenos vacío o de alivio (m)

- **Avance real de perforación**

$$L_{real} = 0.95 * L$$

Donde:

L real = avance real de perforación

- **Estimación de los errores de perforación (Ep)**

$$Ep = \alpha * L_{real} + e'$$

Donde:

Ep = error de perforación (m)

α = desviación angular (m/m)

e' = error de emboquille (m)

- **Densidad del explosivo**

Es importante calcular la densidad del explosivo, ya que el resultado influye en el diseño de la malla de perforación. (Sena, 2013)

$$D_{m\acute{a}x} = \frac{\pi * d^2}{4} * D$$

Donde:

$D_{m\acute{a}x}$ = densidad máxima del explosivo (Kg/m³)

d = diámetro del barreno (m)

D = densidad del explosivo (Kg/m³)

- **Concentración lineal del explosivo a utilizar (q1)**

Para tener un control eficaz de los parámetros acerca de la insensibilización de los barrenos muy cerca unos de los otros, hay la necesidad de determinar la concentración lineal del explosivo a utilizar. (Sena, 2013)

$$q_1 = 55 * D_1 * \left(\frac{Bt_1}{D_2}\right)^{1.5} * \left(Bt_1 - \frac{D_2}{2}\right) * \frac{c}{0.4} * \frac{1}{S}$$

Donde:

D1 = diámetro del barreno vacío (m)

Bt1 = piedra teórica de la prime sección (m)

D2 = diámetro de la perforación (m)

q 1 = concentración lineal de carga (Kg/m)

c = constante de la roca

S = potencia relativa en peso del explosivo.

- **Carga del barreno (Q1)**

$$Q_1 = q_1 * L_{real}$$

Donde:

Q1 = Carga del barreno (Kg)

q 1 = concentración lineal de carga (Sena, 2013)

o **Primera sección del cuele**

El Burden de la primera sección necesita tener una atención específica. Este Burden es la distancia entre el centro del barreno vacío y el centro del barreno de la primera sección. (Sena, 2013)

El Burden estaría entre 1.5 y 1.7 veces el diámetro del barreno vacío. Cuando los errores de perforación son pequeños (menores que 1% de la longitud de los barrenos) el Burden está dado por:

$$Bt1 = 1.5 * D2$$

Donde:

Bt1 = Burden teórico de la primera sección (m)

D2 = diámetro del taladro vacío

Por otro lado, si hay errores de perforación mayores que 1%.

$$B1 = 1.5 * D2 - Ep$$

Donde:

B1 = Burden práctico de la primera sección (m)

Ep = errores de la perforación

D2 = diámetro del taladro vacío

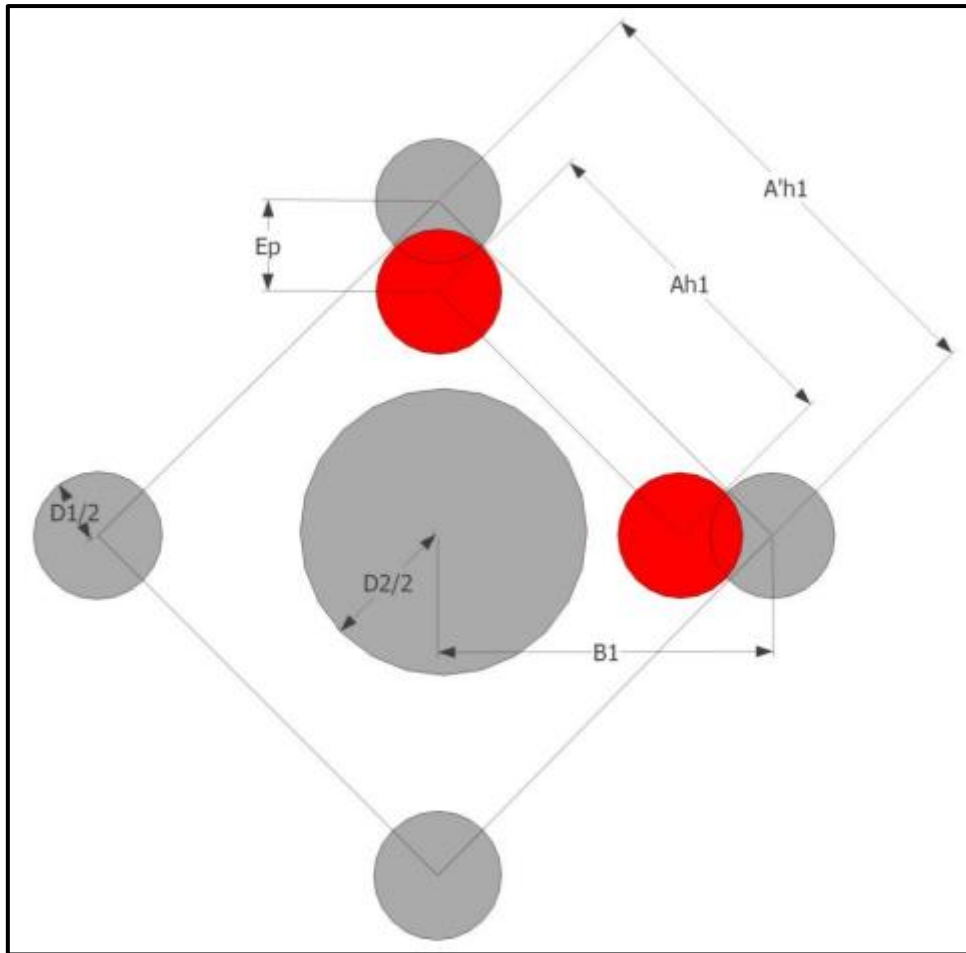


Figura 6. Desviación del barreno en la primera sección del cuele
Fuente: (Sena, 2013)

- **Cálculo del espaciado ($A'h1$)**

En la figura 29. Se observa la influencia de la desviación de los barrenos en la primera sección.

$$A'h1 = B1 * \sqrt{2}$$

Donde:

$A'h1$ = espacio de la primera sección (m).

$B1$ = Burden práctico de la primera sección (m)

Considerando el caso en que la posición de los barrenos de la primera sección del cuele toman una apertura menor que $Ah1$ (caso más desfavorable pues implica el

menor ángulos de arranque) el espaciado, teniendo en cuenta la desviación de los barrenos, se calcula por: (Sena, 2013)

$$Ah1 = (B1 - Ep) * \sqrt{2}$$

Donde:

Ah1 = espaciado de la primera sección (m).

B1 = Burden práctico de la primera sección (m).

Ep = error de la perforación (m).

o Segunda y demás secciones de cuele

Los barrenos de las demás secciones del cuele figura 30. Se disparan contra la cara libre generada por la primera sección del cuele. Asumiendo que se conoce la concentración lineal para esta sección, el Burden es: (Sena, 2013)

$$Btx = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{Ah(x-1) * q1 * s}{D1 * c}}$$

Donde:

Btx = Burden teórico de la sección x (m)

Ah(x-1) = espacio desfavorable de los barrenos de la sección anterior (m)

Así, el Burden practico será dado por:

$$Bx = Btx - Ep$$

Donde:

Bx = Burden práctico (m)

Btx = Burden teórico de la sección x (m)

Ep = erros de la perforación

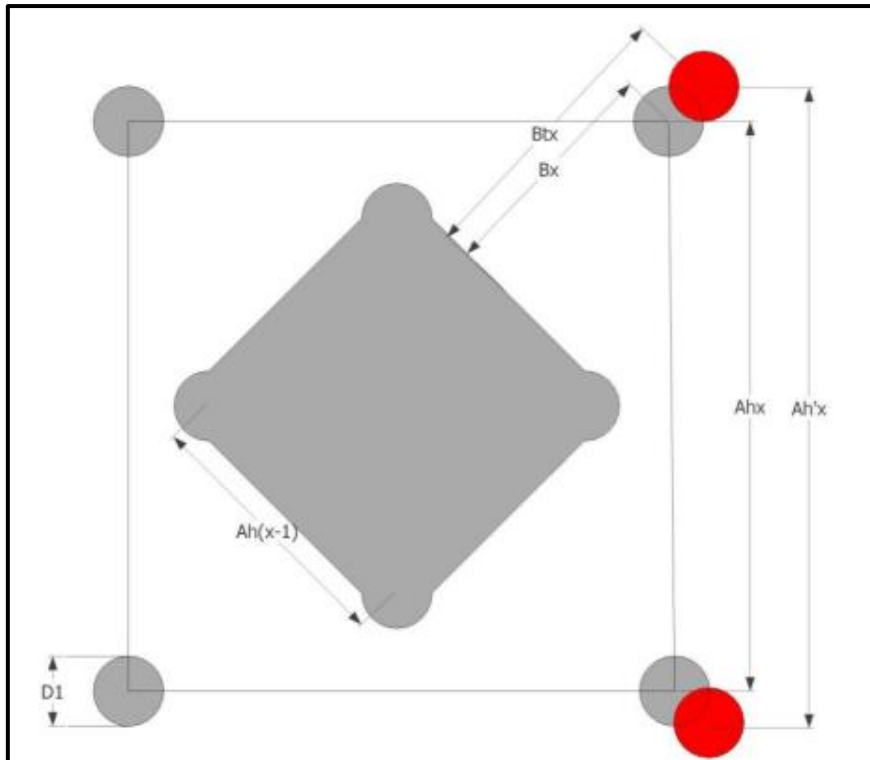


Figura 7. Desviación de los barrenos en la segunda y demás secciones del cuele
Fuente: (Sena, 2013)

El control del Burden debe tenerse en atención (en las secciones 2, 3 y 4) que no debería ser mayor que $2 * Ah(x - 1)$. Esta restricción impide que se produzca una deformación plástica de la roca, al revés de una fragmentación.

$$0.5 * Ah(x - 1) \leq Bx \leq 2 * Ah(x - 1)$$

Donde:

Bx = Burden teórico de la sección correspondiente (m)

$Ah(x - 1)$ = espaciado de la sección anterior(m)

Si esta restricción no se cumple, hay que disminuir la potencia y/o densidad lineal del explosivo recalculando una nueva carga $q1x$:

$$q1x = \frac{540 * D1 * c * Ah(x - 1)}{s}$$

Donde:

q 1x = concentración lineal corregida de la sección x (m⁹)

- **Cálculo de las demás secciones del cuele**

$$Ahx = 2 * \left(Bx + \frac{A'h(x-1)}{2} \right) * \sqrt{2}$$

Donde:

Ahx = espaciado de la sección correspondiente (m)

A'hx = espaciado de la sección anterior (m)

Bx = Burden óptimo de la sección correspondiente (m) (Sena, 2013)

- **Número de secciones**

Se conoce una regla bastante empírica para determinar el número de secciones, que está limitado por: (Sena, 2013)

$$Ah(x-1) \leq \sqrt{L}$$

Donde:

L = longitud de la última sección calculada (m)

Si, la longitud de la última sección calcula excede la raíz cuadrada del avance, no hay que calcular las demás.

- **Cuele de cuatro secciones**

En la siguiente figura presentamos un cuele conformado por cuatro secciones

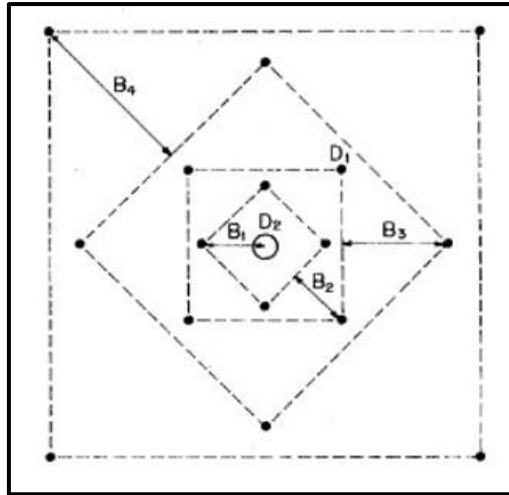


Figura 8. Cuele formado por cuatro secciones
 Fuente: (López, 2003)

- **Retacado de un barreno**

El retacado de un barreno del cuele y de las otras áreas de voladura debe tener longitud igual a $10 \cdot D1$. (Sena, 2013)

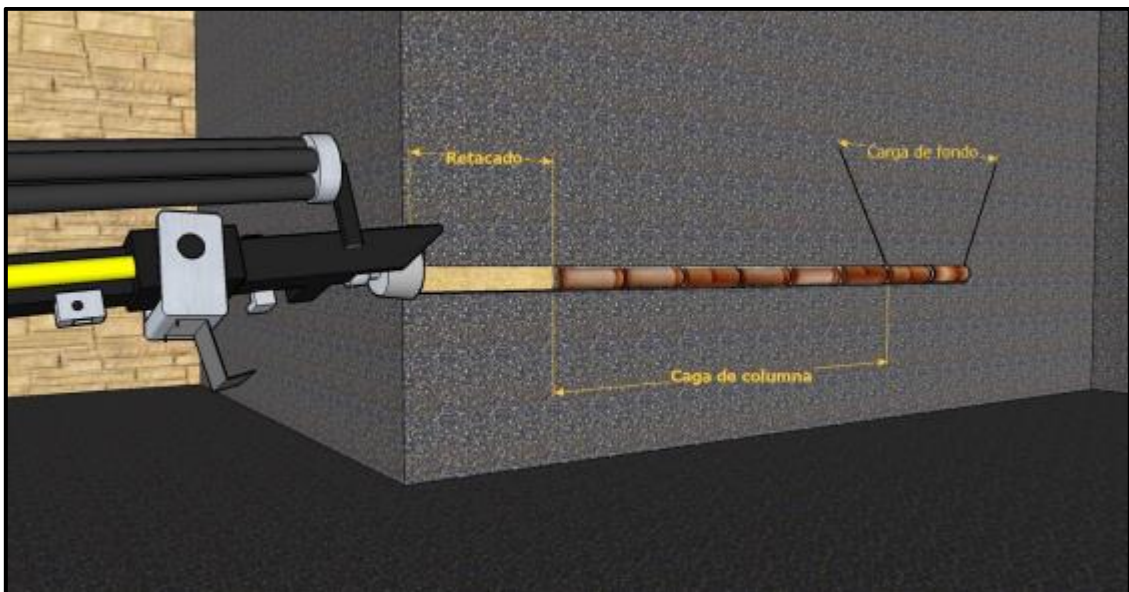


Figura 9. Retacado de un barreno
 Fuente: (Sena, 2013)

- Posicionamiento de cuele

El posicionamiento del cuele es importante y puede ser colocado en cualquier parte del túnel, que va a ser determinado por: (Sena, 2013)

Cantidad y alcance máximo del escombros.

Número de barrenos perforados.

El coste por unidad voladura.

Para evitar perforaciones en el fondo de un barreno de la voladura anterior se debe alternar la posición del cuele de voladura en voladura. El cuele representa la zona del túnel con más concentración lineal, pero que el avance es más pronunciado que en las otras zonas del túnel. Y si alternamos la posición del cuele el túnel avanzará uniformemente.



Figura 10. Posición del cuele en el centro de la parte inferior del túnel
Fuente: (Sena, 2013)

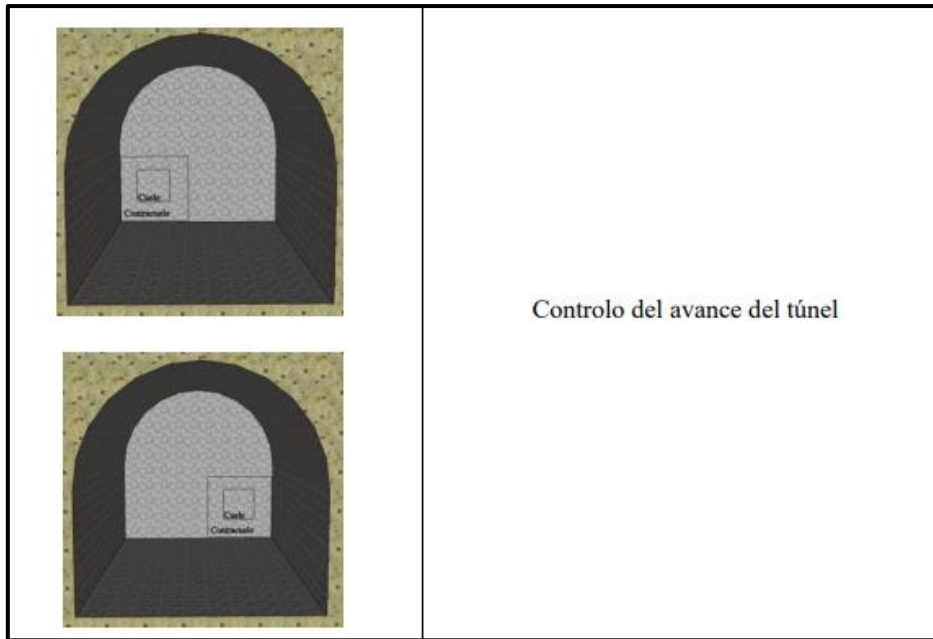


Figura 11. Posición del cuele parte inferior derecha o izquierda del túnel.
 Figura 12. Fuente: (Sena, 2013)

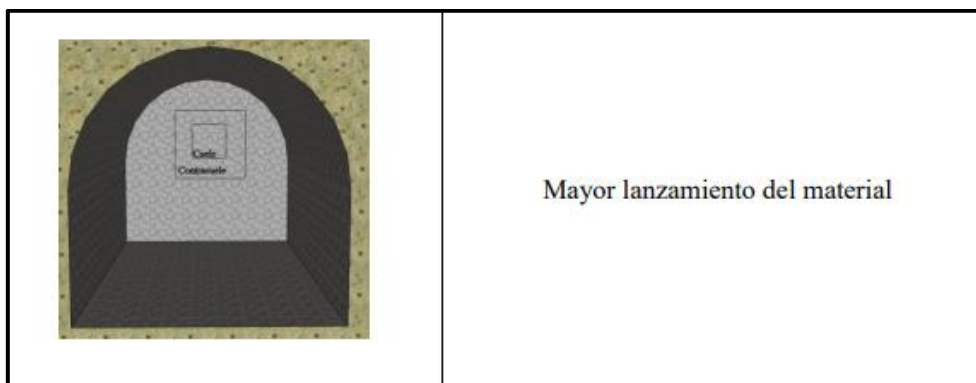


Figura 13. Posición del cuele en el centro de la parte superior del túnel
 Fuente: (Sena, 2013)

o **Ayudas**

Estos barrenos tienen la función de incrementar la cara libre, facilitando el desplazamiento del resto de voladura. (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

Para calcular las ayudas se considera el factor de fijación $f = 1.45$, donde la relación de espaciamiento con el Burden (E/B), debe de tener un aconsejado de 1.25; cuyo resultado no debe ser mayor a dicho valor. (Sena, 2013)

- **Cálculo de la constante de la roca corregida (c')**

$$c' = c + 0.05, \text{ si } B > 1.4$$

$$c' = c + \frac{0.07}{B}, \text{ si } B < 1.4$$

Donde:

C' = constante de la roca corregida

C = constante de roca

B = Burden (m)

- **Concentración lineal de fondo (q_1)**

$$q_1 = \frac{f * c' * \left(\frac{E}{B}\right) * B^2}{0.81 * S}$$

Donde:

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

f = factor de fijación

(E/B) = relación espacio sobre Burden

B = Burden (m)

S = potencia relativa en peso del explosivo

- **Concentración lineal de columna (q_2)**

$$q_2 = 0.5 * q_1$$

Donde:

q_2 = concentración lineal de columna (Kg/m)

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

- **Longitud carga de fondo hf (m)**

$$hf = 1.25 * Btz$$

donde:

h_f = longitud carga de fondo (m)

Btz = Burden teórico de la zapatera (m)

- **Longitud carga de columna h_c (m)**

$$h_c = L_{real} - h_f - 10 * D_1$$

Donde:

h_c = longitud carga de columna (m)

L = longitud de avance (m)

h_f = longitud carga de fondo (m)

D_1 = diámetro del taladro (m)

- **Carga de columna Q_c (Kg)**

En algunas ocasiones se puede reducir hasta 70% de la carga de fondo.

$$Q_c = h_c * q_2$$

Donde:

Q_c = carga de columna (Kg)

h_c = longitud carga de columna (m)

q_2 = concentración lineal de columna (Kg/m)

- **Carga de fondo Q_f (kg)**

$$Q_f = h_c * q_1$$

Donde:

Q_f = carga de fondo (Kg)

h_c = longitud de carga columna (m)

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

- **Cálculo de las zapateras**

Para el cálculo de las zapateras debemos tener en cuenta el factor de fijación (f) que toma el valor de 1.45, este elevado factor de fijación se debe a que los barrenos ejercen un trabajo en roca confinada y contra la gravedad. (Sena, 2013)

Para los barrenos de contorno de un túnel se emplea un determinado ángulo de realce (Y), en la determinación de este ángulo interfiere el equipo de perforación disponible y la profundidad del barreno y su objetivo es evitar que cierre el túnel. Para un avance de 3m el ángulo de 3° (5cm/m) es suficiente para permitir la perforación de la próxima sección del túnel. (Sena, 2013)

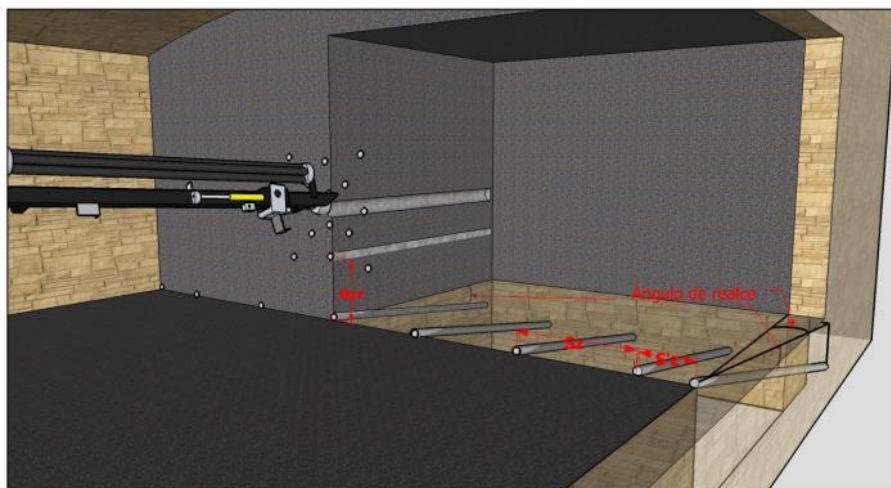


Figura 14. Esquema de zapateras
Fuente: (Sena, 2013)

El Burden de las zapateras (Bpz) se determina por:

- **Cálculo del Burden teórico**

$$Btz = 0.9 * \sqrt[2]{\frac{q1 * S}{f * \left(\frac{E}{B}\right) * C}}$$

Donde:

Btz = Burden teórico de los barrenos de las zapateras(m)

q 1 = carga lineal del explosivo utilizado en las zapateras (Kg/m³)

f = factor de fijación

E/B = relación espacio/Burden (1 para zapateras)

- **Cálculo del Burden práctico**

$$B_{pz} = B_{tz} - L \cdot \text{sen}(\gamma) - E_p$$

Donde:

B_{pz} = Burden práctico de la zapatera (m)

B_{tz} = Burden teórico de la zapatera(m)

L = avance de la perforación (m)

γ = ángulo de realce de la perforación

E_p = errores de la perforación (m)

- **Cálculo del número de barrenos de la zapatera (NB)**

$$NB = \text{número entero mayor de } \left(\frac{\text{anchura del túnel} + 2L * \text{sen}\gamma}{B_{tz}} + 2 \right)$$

Por la dificultad de romper la roca en esquinas, se calculan dos espacios.

$$S_z = \frac{\text{anchura del túnel} + 2L * \text{sen}\gamma}{NB - 1}$$

Donde:

S_z = espacio para los barrenos centrales de las zapateras(m)

$$S'_z = S_z - L * \text{sen}\gamma$$

Donde:

S'_z = espacio para los barrenos de la esquina

- **Cálculo de la constante de la roca corregida (c')**

$$c' = c + 0.05, \text{ si } B > 1.4$$

$$c' = c + \frac{0.07}{B}, \text{ si } B < 1.4$$

Donde:

C' = constante de la roca corregida

C = constante de roca

B = Burden (m)

- **Concentración lineal de fondo (q_1)**

$$q_1 = \frac{f * c' * \left(\frac{E}{B}\right) * B^2}{0.81 * S}$$

Donde:

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

f = factor de fijación

(E/B) = relación espacio sobre Burden

B = Burden (m)

S = potencia relativa en peso del explosivo

- **Concentración lineal de columna (q_2)**

$$q_2 = 0.5 * q_1$$

Donde:

q_2 = concentración lineal de columna (Kg/m)

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

- **Longitud carga de fondo hf (m)**

$$hf = 1.25 * Btz$$

Donde:

h_f = longitud carga de fondo (m)

Btz = Burden teórico de la zapatera (m)

- **Longitud carga de columna h_c (m)**

$$h_c = L_{real} - h_f - 10 * D1$$

Donde:

h_c = longitud carga de columna (m)

L = longitud de avance (m)

h_f = longitud carga de fondo (m)

D1 = diámetro del taladro (m)

- **Carga de columna Q_c (Kg)**

En algunas ocasiones se puede reducir hasta 70% de la carga de fondo.

$$Q_c = h_c * q_2$$

Donde:

Q_c = carga de columna (Kg)

h_c = longitud carga de columna (m)

q_1 = concentración lineal de columna (Kg/m)

- **Carga de fondo Q_f (kg)**

$$Q_f = h_c * q_1$$

Donde:

Q_f = carga de fondo (Kg)

h_c = longitud de carga columna (m)

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

- **Retacado (m)**

$$R = 10 * D1$$

Donde:

R = retacado (m)

D1 = diámetro del barreno (m)

- **Carga total (Qt)**

$$Qt = Qc + Qf$$

Donde:

Qt = carga total (kg)

Qc = carga de columna (Kg)

Qf = carga de fondo (Kg)

o **Cálculo del contorno (hastiales y techo)**

La estabilidad del perfil de un túnel es de suma importancia. Para lograr eso se utilizan un conjunto de prácticas (detonación controlada) cuyo objetivo es reducir la fragmentación sobre el macizo rocoso del túnel. Si la roca es suficientemente competente y el recorte no es requerido, el Burden y el espaciado de los barrenos de contorno se determinan como los barrenos de destroza que trabajan hacia abajo, pero si existe la necesidad de controlar este sobre la fragmentación la experiencia indica que el espaciado debe ser igual a: (Sena, 2013)

$$Ec = k * D1$$

Donde:

Ec = espaciado de los barrenos de contorno (m)

K = factor de espaciado (15/16 para recorte)

D1 = diámetro del taladro (m)

Para el recorte, la relación de E/B toma el valor de 0.8, también es importante que toda la longitud del barreno este cargada para evitar que quede alguna parte sin volar.

- **Concentración lineal mínima, para barrenos de diámetros inferior a 150mm se determina por:**

$$q_{1m} = 90 * D1^2$$

Donde:

q_{1m} = concentración lineal de carga mínima (Kg/m³)

D1 = diámetro del taladro (m)

- **Burden de los barrenos de contorno (Bc)**

$$Bc = \frac{Ec}{0.8}$$

Donde:

Bc = Burden de los barrenos de contorno (m)

Ec = espaciado de los barrenos de contorno (m)

- **Carga del barreno (Qb)**

$$Qb = (hc + hf) * q1$$

Donde:

Qb = carga del barreno (Kg)

hf = longitud carga de fondo (m)

hc = longitud carga de columna (m)

q1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

- **Retacado (R)**

$$R = 10 * D1$$

Donde:

R = retacado

D1 = diámetro del taladro.

o **Cálculo de Destroza**

Para calcular el diseño de los barrenos de destroza, hay que tener en cuenta los tiros de destroza van a tener dos direcciones de apertura, cuyos movimientos serán afectados de manera distinta por la gravedad. Los barrenos que trabajan horizontalmente están más confinados y requieren de un menor Burden para que los que trabajan verticalmente en sentido descendente (a favor de la gravedad). (Sena, 2013)

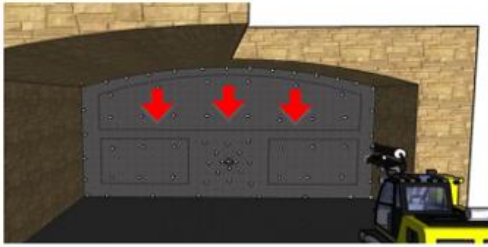
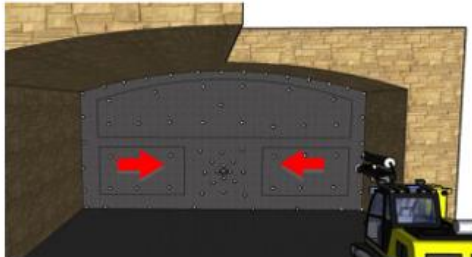
Dirección de salida	<i>f</i>	S/B
	1,20	1,25
	1,45	1,25

Figura 15. Dirección de salida de los barrenos de destroza

Fuente: (Sena, 2013)

- **Burden práctico de los barrenos de destroza**

Los valores para aplicar la siguiente fórmula se encuentran en la figura 37.

$$Bpd = 0.9 * \sqrt{\frac{q1 * s}{f * \left(\frac{E}{B}\right) * C} - Ep}$$

Donde:

Bpd = Burden práctico de los barrenos de la destroza(m)

q_1 = carga lineal del explosivo utilizado en la destroza (Kg/m^3)

f = factor de fijación

E/B = relación espacio/Burden

- **Espaciado de la destroza (E_d)**

$$E_d = 1.25 * B_{pd}$$

Donde:

E_d = espaciado de la destroza (m)

B_{pd} = Burden práctico de la destroza(m)

- **Longitud carga de fondo h_f (m)**

$$h_f = 1.25 * B_{tz}$$

Donde:

h_f = longitud carga de fondo (m)

B_{tz} = Burden teórico de la zapatera (m)

- **Longitud carga de columna h_c (m)**

$$h_c = L_{real} - h_f - 10 * D_1$$

Donde:

h_c = longitud carga de columna (m)

L = longitud de avance (m)

h_f = longitud carga de fondo (m)

D_1 = diámetro del taladro (m)

- **Carga de columna Q_c (Kg)**

En algunas ocasiones se puede reducir hasta 70% de la carga de fondo.

$$Q_c = h_c * q_2$$

Donde:

Q_c = carga de columna (Kg)

h_c = longitud carga de columna (m)

q_1 = concentración lineal de columna (Kg/m)

- **Carga de fondo Q_f (kg)**

$$Q_f = h_c * q_1$$

Donde:

Q_f = carga de fondo (Kg)

h_c = longitud de carga columna (m)

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

- **Retacado (m)**

$$R = 10 * D_1$$

Donde:

R = retacado (m)

D_1 = diámetro del barreno (m)

2.2.21 Secuencia de iniciación de la voladura en túneles

Las voladuras subterráneas, la secuencia de detonación de barrenos es de gran importancia, un buen diseño de la secuencia de encendido define el tamaño de fragmentación, forma de pila de desmonte, vibración, ruido y cantidad de roca proyectada, una buena secuencia de salida de los barrenos sería: (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

- Cuele
- Destroza

- Contorno
- Zapatera

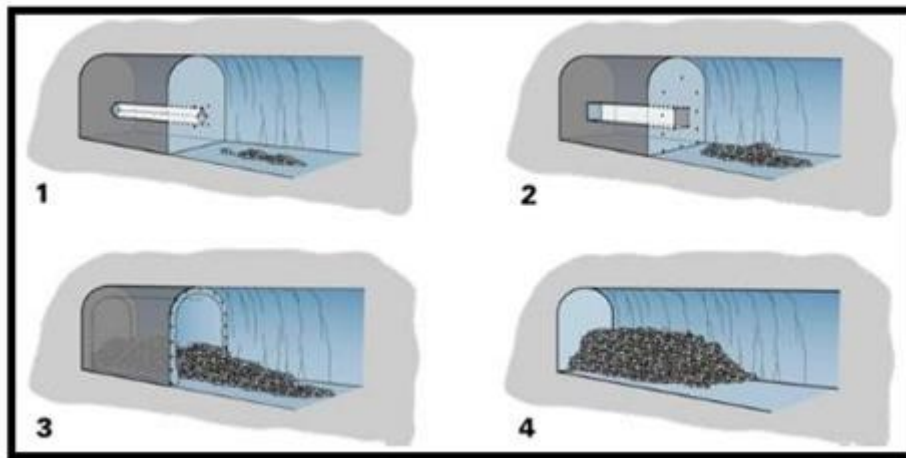


Figura 16. Secuencia de disparo
 Fuente: (Bernaloa, Castilla, & Herrera, 2013)

2.2.22 Ventilación en minería subterránea

El aire o atmósfera de mina es la mezcla de gases existentes en los huecos o labores de la misma, tenemos los siguientes:

- Fresco: cuando resulta plenamente apropiado para la respiración
- Viciado: cuando no es apto para respirarlo plenamente
- Tóxico: cuando contiene gases o polvo que pueden producir enfermedades
- Explosivo: cuando contiene gases o polvos que, en la proporción adecuada, puede producir explosiones. (Herrera, 2019)

En la mina subterránea es el aspecto más importante de la operación, pues influye en:

- Salud del personal de la operación.
- Productividad de la mina, que mejora cuando se consiguen condiciones atmosféricas más confortables para el trabajo.
- Seguridad en conjunto de las operaciones. (Herrera, 2019)

Las funciones básicas de la ventilación en interior mina son.

- Aporte del oxígeno necesario para la respiración.
- Mantenimiento de una temperatura adecuada.
- Dilución y extracción del polvo generado.
- Dilución y extracción de aquellos gases que son producto de las operaciones subterráneas (voladura de arranque, carga, transporte, trituración y conminución, etc.).
- Dilución de gases inflamables o tóxicos desprendidos o generados en interior mina. (Herrera, 2019)

o **El polvo en la atmósfera de mina**

En interior mina las partículas de polvo de carbón y de roca son agentes contaminantes muy peligrosos en sus efectos, la acumulación de polvo en los pulmones origina diversas enfermedades profesionales conocidas con el nombre genérico de neumoconiosis, las más conocida es la “silicosis” que es originado por el polvo de la sílice.

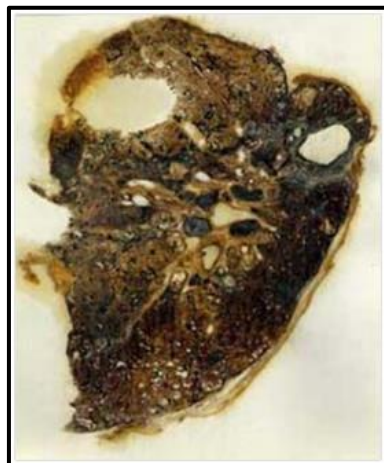


Figura 17. Pulmón afectado por la neumoconiosis
Fuente: (Herrera, 2019)

o **Características de los gases más frecuentes en las minas**

Tabla 14. Característica de los gases más frecuentes en la mina

GAS	FORMULA QUIMICA	PESO ESPECIFICO Kg/m3	PROPIEDADES FISICAS	EFECTOS NOCIVOS	ORIGEN EN LOS TRABAJOS MINEROS	DETECCION Y APARATOS USADOS	VLP		PUNTO FATAL O VALOR PELIGROSO		OBSERVACIONES
							%	PPM	%	PPM	
OXIGENO	O2	1.1056	INCOLORO INODORO INSABORO	NO ES TOXICO	AIRE NORMAL	RESPIRACION LAMPARA DE BENCINA OXIGENOMETRO MULTIDECTOR	Min. 19		< 6%		El reglamento establece 6m3 min. por cada hombre en un frente subterráneo
NITROGENO	N2	0.9673	INCOLORO INODORO INSABORO SOFOCANTE	ASFIXIANTE	AIRE NORMAL Y EN ESTRATOS ENTRE LAS CAPAS DE ROCA	UN AUMENTO POR ENCIMA DEL VALOR NORMAL EXTINGUE LA LLAMA	80				
GAS CARBONICO	CO2	1.5291	INCOLORO INODORO SABOR LIGERAMENTE ACIDO, IRRITA LA VISTA	ASFIXIANTE	RESPIRACION ESTRATOS INCENDIOS VOLADURAS COMBUSTION INTERNA DE MAQUINAS, CUALQUIER COMBUSTION	RESPIRACION, EXTINGUICION DE LA LLAMA EN LA LAMPARA DE BENCINA, BOMBA DE ASPIRACION Y TUBOS	0.5	5.000	>12 %		Por ser más pesado que el aire se le encuentra en el piso de las vías en bajo tierra
METANO	CH4	0.5545	INCOLORO INODORO INSABORO	EXPLOSIVO ASFIXIANTE	ESTRATOS, MANTOS DE CARBON, PUTREFACCION ATERIAS ORGANICAS	LAMPARA DE BENCINA METANOMETRO, MULTIDECTOR Y MEDIDOR DE MEZCLAS EXPLOSIVAS	Max. 1.0		5 a 15% mezcla explosiva		Por ser más liviano que el aire se le encuentra en las partes altas de las vías bajo tierra
MONOXIDO DE CARBONO	CO	0.9672	INCOLORO INODORO INSABORO	VENENOSO Y EXPLOSIVO	VOLADURAS, MOTORES DE COMBUSTION, INCENDIOS	BOMBA DE ASPIRACION Y TUBOS, MULTIDECTOR	0.005	50	13-75% mezcla explosiva		Tiene mucha más afinidad por la hemoglobina de la sangre que el oxígeno, forma con ella la carboxihemoglobina
OXIDOS DE NITROGENO	NO2 N2 O NO	1.589 5 1.519 2 1.035 8	OLOR IRRITANTE, PARDO ROJIZO, SABOR AMARGO	VENENOSO	VOLADURAS MOTORES DE COMBUSTION, COMBUSTION INCOMPLETA	OLOR, COLOR, BOMBA DE ASPIRACION Y TUBOS, MULTIDECTOR	0.0005	5	0.005%	50	Es el gas más peligroso. En minas debe controlarse periódicamente en los frentes donde se produzca en voladuras con ANFO ventilar bien
ACIDO SUFHDRIICO	H2S	1.1912	OLOR A HUEVOS PODRIDOS, SABOR ACIDO	VENENOSO Y EXPLOSIVO	AGUA DE ESTRATOS, VOLADURAS	OLOR, BOMBA DE ASPIRACION, MULTIDECTOR	0.002	20	4-46% mezcla explosiva	1000 ppm causa muerte inmediata	Ocupa el segundo lugar de peligrosidad. Los frentes donde aparezca deben ser bien ventilados

Fuente: (Herrera, 2019)

- **Clasificación de los ventiladores**

Tenemos tres tipos de clasificación de los ventiladores.

- **Ventiladores de hélice**

Los ventiladores de hélice están formados por un rodete dentro de un anillo o carcasa de montaje, la dirección de la corriente de aire es paralela a la flecha del ventilador. Se emplea para movilizar aire en circuitos cuya resistencia es muy pequeña y puede manejar grandes volúmenes de aire a una presión estática baja. (Herrera, 2019)

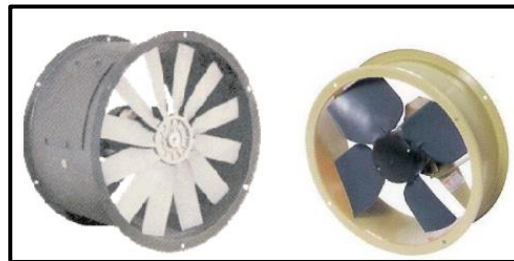


Figura 18. Ventiladores de hélice
Fuente: (Herrera, 2019)

- **Ventiladores axiales**

Consiste en un rodete alojado en un envolvente cilíndrica o carcasa. Se caracteriza porque el aire entra y sale en dirección axial. Consta básicamente de un rotor accionado por el motor sobre el cual van montadas unas paletas, que proporcionan al aire una aceleración tangencial, este movimiento rotativo ha de transformarse en otro lineal tan pronto como el aire abandona el rotor. (Herrera, 2019)

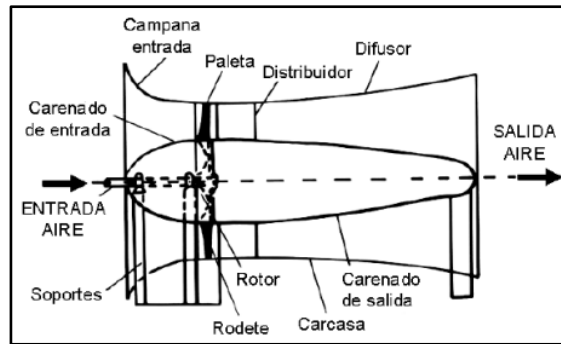


Figura 19. Partes de un ventilador axial
Fuente: (Herrera, 2019)



Figura 20. Ventilador axial de 5.5 Hp trifásico
Fuente: Nivel 4 – Mina Guty

- Ventiladores centrífugos o radiales

Estos ventiladores consisten en un rotor encerrado en una envolvente de forma espiral; el aire que entra a través del ojo del rotor en la dirección del eje y paralelo a la flecha del ventilador, es succionado por el rotor y arrojado contra el envolvente se descarga por la salida en ángulo recto perpendicularmente al eje. (Herrera, 2019)

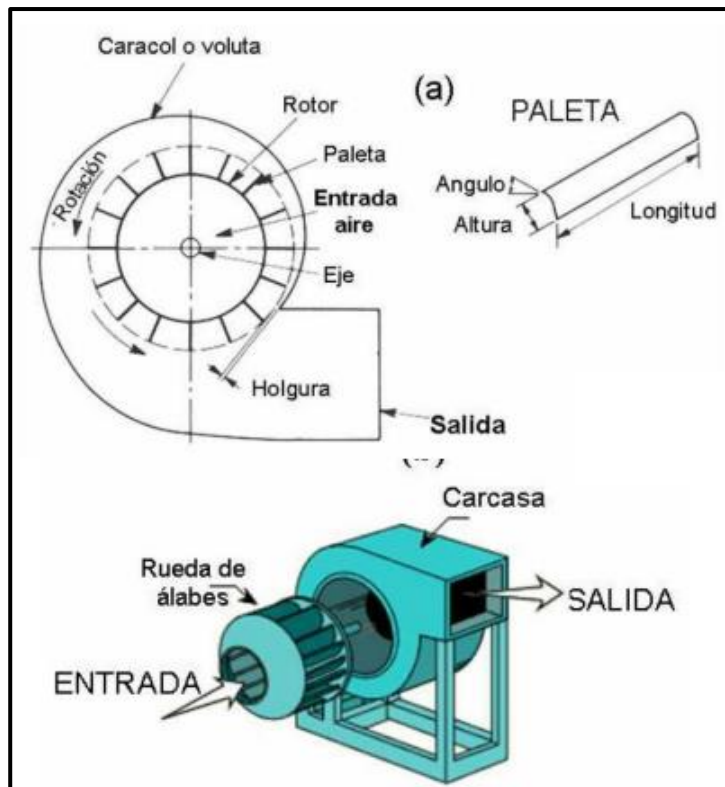


Figura 21. Partes de un ventilador centrífugo o radial
Fuente: (Herrera, 2019)

2.2.23 Dilución

Es la mezcla de mineral con estéril, mediante la cual lleva bien a procesar un material que no tiene valor económico previsto, o bien se arroja a los escombros de mineral, con la que es una pérdida de aprovechamiento de las reservas. (Rivas, 2018)

- Dilución geológica: Producida por inexactitudes en la delineación de los modelos de recursos, en los contactos de estéril con mineral, en las transiciones de minerales. (Rivas, 2018)
- Dilución interna: Es la dilución existente dentro de los bloques de minado, los cuales no pueden ser separados debido a los métodos de minado o equipos utilizados. (Rivas, 2018)
- Dilución externa: Es la dilución no planeada en la que material externo no económico producto de errores o caída de rocas es procesado junto con el mineral. (Rivas, 2018)

2.2.24 Pallaqueo

El pallaqueo consiste en seleccionar manualmente, con la ayuda de un pequeño rastrillo, las pequeñas rocas con contenido de mineral de oro, plata, cobre, entre otros que se pueden hallar en los desmontes desechados por los mineros en la extracción. (Orozco, 2016)



Figura 22. Pallaqueo en pequeña minería Subterránea
Fuente: (Orozco, 2016)

2.3 Definición de Términos básicos

- **Broca:** es una herramienta metálica de corte que hace orificios circulares en diversos frentes o tipos de roca cuando se coloca en una herramienta metálica.
- **Barreno:** se le conoce a la herramienta que se coloca a la máquina de perforación y en la punta se coloca la broca para realizar huecos en el frente de perforación, realizado en la roca con recuperación de núcleos de roca o detrito (recortes, roca fragmentada o triturada); se emplea para exploración minera y geotécnica, así como para introducir explosivos con el fin de realizar voladuras.

- **Taladros:** la percusión y giro continuo de un barreno, de tal manera que cada giro produce un corte en la roca en diferente posición que son huecos cilíndricos se les denomina taladros.
- **Burden:** es la distancia perpendicular del taladro a la cara libre.
- **Cara libre:** se denomina cara libre de labor a una zona o roca que se quiere volar, a cada uno de los lados que están en contacto con el aire.
- **Detonador:** se llama detonador al dispositivo que tiene una carga detonante para iniciar un explosivo, normalmente se le conoce como fulminante, pueden ser eléctricos o no.
- **Diámetro del taladro:** viene a ser el diámetro del agujero que se va a perforar y tiene forma de cilindro alargado.
- **Explosivo:** el explosivo es la sustancia que por causas externas se transforman en gas, liberando calor y presión en un tiempo inmediato.
- **Eficiencia:** normalmente es expresado en porcentaje, que indica el alcance de las metas estimadas en la producción de un acción o empresa.
- **Espaciamiento:** es la distancia de taladro a taladro cargados en una misma área de influencia.
- **Frente:** es el lugar donde se lleva a cabo la acción de la perforación y voladura.
- **Mapeo Geomecánico:** se ejecuta a través de la identificación de las características del macizo rocoso, las características de las principales familias de discontinuidades. Para cada una de las familias se determina el tipo de discontinuidad, orientación, resistencia de la pared, espaciamiento, persistencia, apertura, relleno, rugosidad y grado de alteración o meteorización.

- **Macizo rocoso:** se llama macizo rocoso a la composición de rocas intactas y estructuradas.
- **Malla de perforación:** es la que indica la distribución de los taladros a perforar, considerando el Burden, el espaciamiento, dirección y la profundidad de cada taladro.
- **Optimización:** trata de mejorar los resultados en un proceso logrando mayor eficiencia.
- **Perforación:** su propósito es la realización de huecos en la roca, para posteriormente alojar explosivo y sus accesorios iniciadores denominados como taladros.
- **Paralelismo:** se le denomina paralelismo a la dirección de las rectas de los taladros que se perforan en el frente de avance.
- **Voladura:** Es el proceso de fragmentación de la roca mediante explosivos confinados.
- **Perforación neumática:** Se realiza mediante el empleo de una perforadora convencional. Se usa como energía el aire comprimido para realizar huecos de diámetro pequeño con los barrenos integrales que poseen una punta de bisel (cincel), que se encarga de triturar la roca al interior del taladro. En cada golpe que la perforadora da al barreno y mediante el giro automático hace que la roca sea rota en un círculo que corresponde a su diámetro; produciéndose así un taladro.

CAPÍTULO III MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Ubicación y accesibilidad de la investigación

3.1.1 Ubicación geográfica

La zona de estudio se encuentra ubicada geográficamente en el nivel 4 Mina – Guty, esta se localiza a una altitud de 2500 y 3000 m.s.n.m., políticamente se encuentra en el centro poblado San Miguel de Algamarca, distrito de Cachachi, en la provincia de Cajabamba del departamento de Cajamarca. Correspondiente a la zona N°17, con coordenadas (UTM Datum WGS – 84). La boca mina se ubica en la coordenada E: 803575, N: 9158214, cota 2850 m.s.n.m.

3.1.2 Accesibilidad

Para llegar a nuestra zona de estudio tomamos como punto de partida la provincia de Cajamarca, que se realiza mediante una carretera asfaltada hasta Cajabamba, de Cajabamba a San Miguel de Algamarca es mediante carretera afirmada.

Tabla 14. Accesibilidad a la zona de estudio.

Origen - destino	Distancia (km)	Tiempo (h)	Tipo de carretera
Cajamarca – Cajabamba	124	2:30	Asfaltada
Cajabamba – Algamarca	39	1:00	Trocha
Total	163	3:30	Asfaltada – trocha

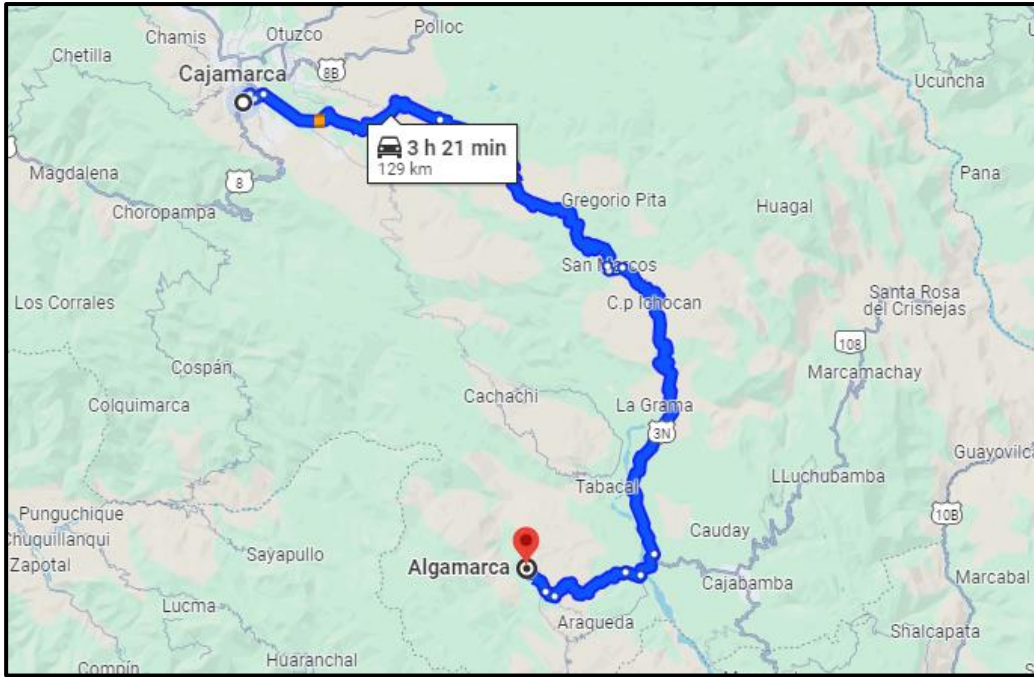


Figura 23. Acceso terrestre para llegar a la zona de estudio, desde la ciudad de Cajamarca.
Fuente: Google Maps



Figura 24. Acceso al Nivel 4 – Mina Guty

3.1.3 Hidrografía

La zona de estudio está ubicada en la cuenca del río Crisnejas es un afluente por la margen izquierda del río Marañón, el cual a su vez se ubica en la región hidrográfica del Amazonas en la vertiente del Atlántico. A nivel local, el área del proyecto se emplaza sobre las quebradas Descubridora, Santo Cristo y Sausicucho, las mismas que forman parte de la microcuenca del río Algamarca (río Cañaris).

3.2 Metodología de la Investigación

3.2.1 Tipo, nivel, diseño y método de investigación

La investigación es cuantitativa, correlacional-explicativa, diseño no experimental, método deductivo – inductivo.

3.2.2 Población de estudio

Nivel 4- Mina Guty, Centro Poblado San Miguel de Algamarca

3.2.3 Muestra

Frentes de trabajo (galería, tajos, chimeneas, piques y rampas) en zonas definidas para la investigación.

3.2.4 Unidad de análisis

La litología, mecánica de rocas, voladura, carguío de taladros.

3.2.5 Definición de Variables

Variables independientes

- Diseño de la malla de perforación
- Factor de carga
- Operación de voladura

- Litología

Variable dependiente

- Productividad de la perforación y voladura

3.2.6 Operacionalización de variables

Tabla 15. Operacionalización de variables

Variab les	Definición conceptual	Indicador	Índice /Ítem
Independientes			
Diseño de malla de perforación.	Espesor de tajeo de 2 metros y un largo de 10 metros, cuya distancia a cara libre – taladro (Burden) es de 0,45 m y el espaciamiento cada 0,45 m	Malla de perforación.	El efecto sobre voladura
Factor de carga	Kilogramos de explosivo a utilizar para avanzar un metro lineal en el tajeo	Explosivo	Metro lineal
Operación de voladura	Tiempos de Perforación como el ciclo de perforación y velocidad de perforación	Tiempo	Ciclo de la perforación
Litología	Composición, textura, tamaño de grano, color, estructura y dureza, superficial de alteración que se pueda presentar	Tipo de litología	Cuarcita
Dependientes			
Productividad de la Perforación y voladura	Se refiere a las primeras operaciones de producción, que tienen por finalidad el arranque del mineral o estéril desde el macizo rocoso. Con estas operaciones se generan excavaciones o bancos, según se trate de minería subterránea o a rajo abierto.	Perforación y voladura	Tiempo, Diámetro, fragmentos, Velocidad de la Onda P, Concentración de Gases

3.3 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.3.1 Técnicas

Se procede a la recopilación de estudios existentes a fines de la perforación y voladura, luego se empleará técnicas directas, como la observación y descripción de las variables, a fin de obtener información para el análisis de datos correspondientes, en esta investigación se utilizara un análisis estadístico, empleando la técnica de la observación de los disparos y la granulometría en calidad de trozos producto de la voladura y el método de extracción aplicado en la mina donde los tajeos son subterráneos.

3.3.2 Materiales, equipos y programas

Materiales

- Plano geológico
- Plano topográfico
- Plano satelital
- Fichas y formatos

Equipos

- Brújula geotécnica
- GPS Garmin
- Cámara fotográfica
- Martillo de geólogo
- Lupa
- Protactor
- Rayador
- Wincha
- Flexómetro
- Linterna
- Equipos de protección personal
- Laptop

Programas computacionales

- AutoCAD 2021
- ArcGIS 10.3
- Excel 2023

3.4 Procedimiento

3.4.1 Etapa preliminar

En esta primera etapa se hizo la revisión bibliográfica, referente a la optimización del diseño de la perforación y voladura en minería subterránea, evaluaciones geomecánicas y sistemas de ventilación, de informes y trabajos anteriores los que fueron mencionados en los antecedentes e información del marco teórico, para realizar esta investigación y la recolección de datos la que nos ayudará a mejorar la productividad en Nivel 4 – Mina Gutu.

3.4.2 Etapa de recolección de datos

Esta etapa se llevó a cabo haciendo la recolección de datos utilizando el mapeo Geomecánico de línea de detalle en nuestro frente de trabajo, usando las clasificaciones Geomecánico RMR89, también GSI para determinar la calidad del macizo rocoso, ya que estos resultados nos ayudan en el diseño de la malla de perforación y voladura.

3.4.3 Etapa de gabinete

Obteniendo la información necesaria en campo se hizo el diseño de la malla de perforación y voladura, teniendo en cuenta cada uno de los parámetros para el cálculo de los taladros de nuestra malla. Utilizamos los programas como: Civil 3D 2019, ArcGIS 10.3 y Excel 2023.

3.5 Geología

3.5.1 Geología local

o Formación chimú

Es la unidad basal del Grupo Goyllarrisquizga, esta formación se emplaza en todo el núcleo del Anticlinal de Algamarca, siendo la roca caja de la mineralización. Litológicamente está constituida por potentes estratos de lutitas, areniscas y cuarcitas, de color blanquecino, duras, con granos de cuarzo de tamaño medio a grueso. Los estratos tienen una dirección de N 137° y un buzamiento de 61°. Es de edad cretácica del Berresiano y Valanginiano inferior.



Figura 25. Anticlinal de Algamarca.

o Formación Santa

Está constituida litológicamente por arcillolitas grises, oscuras a negras en estratos delgados laminares con niveles de areniscas limosas finas gris oscuras, caracteriza esta unidad la presencia de niveles de calizas gris oscuras de granos medio a fino en estratos definidos. Esta Formación está ampliamente distribuida en el área de estudio, con azimut promedio de N 137°, buzamiento de 61 °, con un espesor de

aproximadamente 500 m. Esta formación se les aprecia en los flancos del anticlinal, la cual ha servido como sello y que han permitido el entrapamiento de la mineralización en las areniscas cuarzosas de la Formación Chimú. Es de edad cretácica del Valenginiano superior y Hauteriaviano inferior.



Figura 26. Vista del flanco oeste del Anticlinal de Algamarca

3.5.2 Geología estructural

o Pliegues y fallas

El anticlinal Algamarca tiene un azimut de $N125^\circ$, rumbo NO, consiste en vetas que cortan a un anticlinal de cuarcita en la formación chimú, el cual a su vez ha sido afectado por fallas pre minerales casi concordantes al aje del anticlinal (falla Algamarca), transversales a dicho eje (fallas Santo Cristo y La Cruz) y oblicuo (falla Los Alisos) que controlan el emplazamiento de los stocks intrusivos de Caupur, San José, y La Cruz, del terciario superior.

El intrusivo Caupur es causante de la mineralización de las vetas en Algamarca, las que se forman en fallas dextrales y sinestrales originadas por la fuerza de compresión perpendicular al eje del anticlinal. La mineralización en cada veta ocurre en una franja de 250m de ancho, formando un zonamiento a manera de un arco concordante al anticlinal de Algamarca.

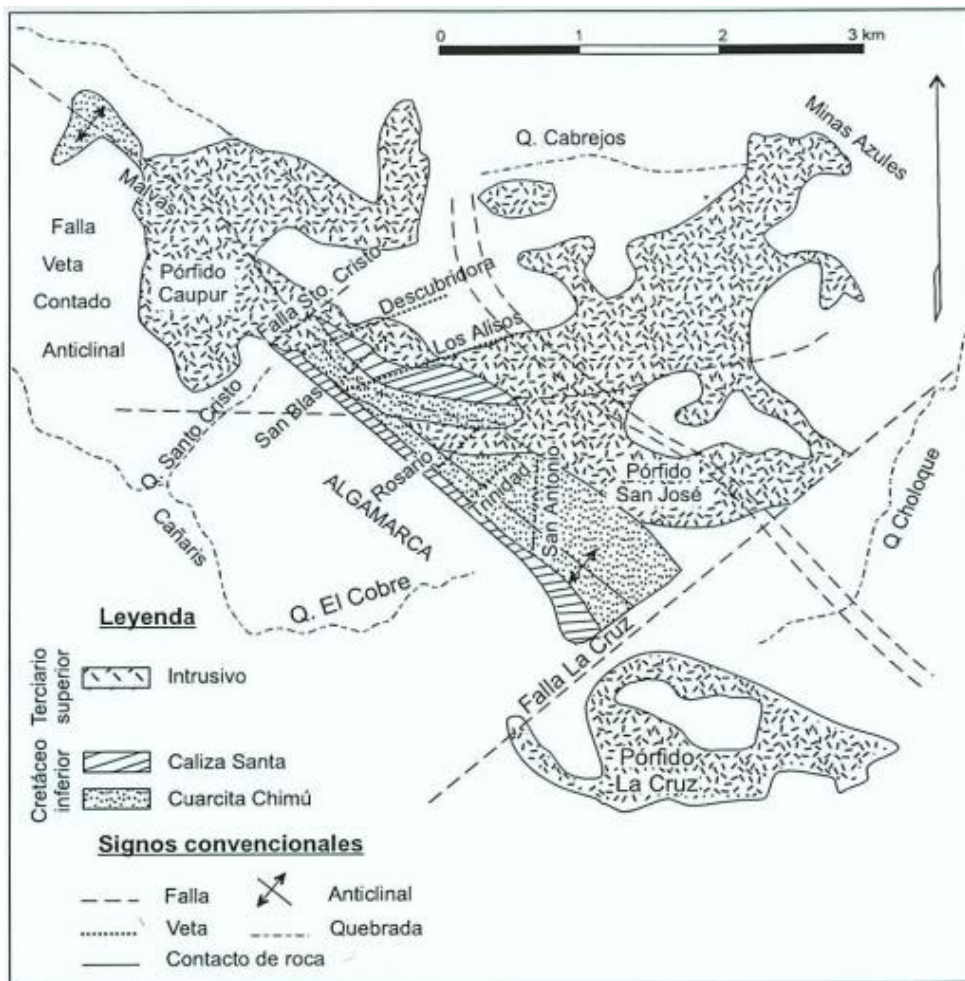


Figura 27. Plano geológico de Algamarca
 Fuente: (Tumialan De La Cruz, 2003)

CAPITULO IV
ANALISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1 Análisis Geomecánico del macizo rocoso

o **Análisis del RQD**

En nuestro frente de trabajo hemos tomado 5 metros de longitud para el análisis del RQD, tomando de metro en metro hasta completar los 5 metros, en los cuales contabilizamos la cantidad de fracturas.

La fórmula que se consideró para la designación del RQD es la siguiente:

$$RQD = 100 - (4 \times N^{\circ} \text{ fracturas por metro})$$

(Sánchez, 2012)

Tabla 16. Valores obtenidos en la zona de estudio.

Estación		1 m	1 m	1 m	1 m	Total (5m lineales)
1	Fracturas	6	6	5	7	24
	RQD (%)	76	76	80	72	76
2	Fracturas	5	6	8	7	26
	RQD (%)	80	76	68	72	74
3	Fracturas	8	7	5	5	25
	RQD (%)	68	72	80	80	75

Luego de hacer los cálculos en cada una de las 3 estaciones, sacamos el promedio para obtener el valor de RQD (%).

Tabla 17. Valor promedio del RQD (%).

Sitio	RQD (%)
1	76
2	74
3	75
RQD Promedio	75

Luego de hacer los cálculos en cada una de las 5 estaciones, sacamos el promedio y obtenemos un valor de RQD = 75, de lo cual podemos concluir que la roca es de buena calidad.

o **Análisis para la Resistencia a la Compresión Uniaxial**

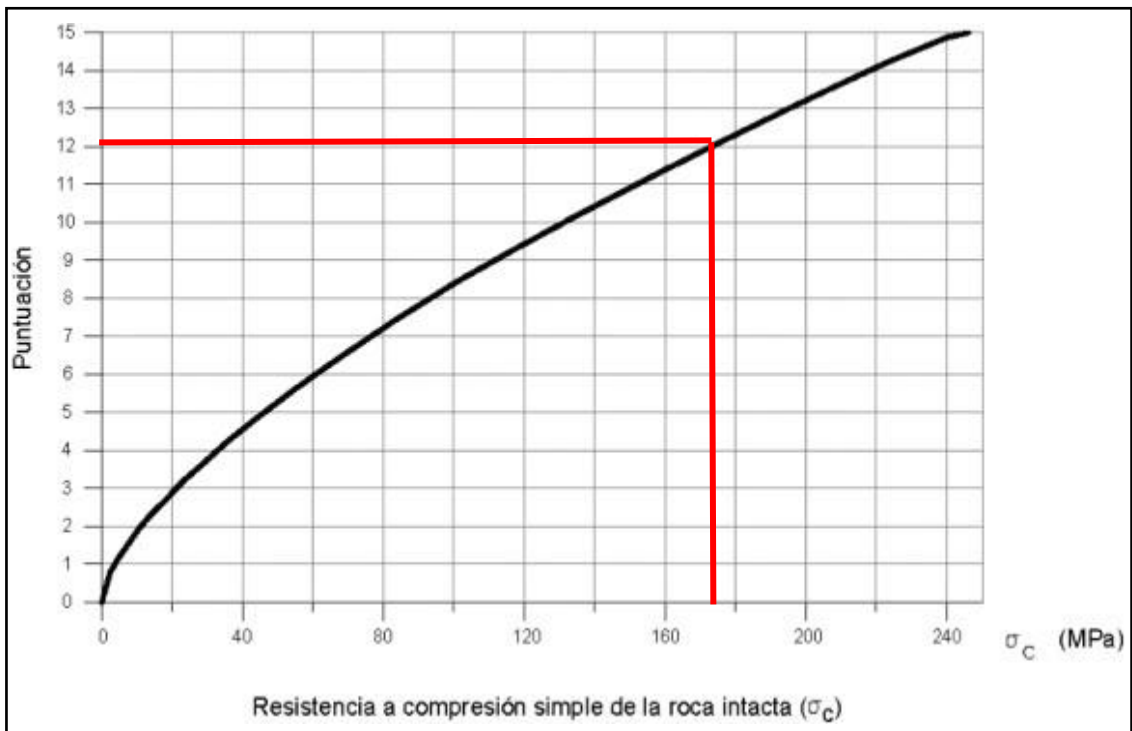
En nuestro frente de trabajo hicimos la prueba de resistencia a la compresión Uniaxial, dando como resultado que se requiere de muchos golpes del martillo para fracturarla.

Tabla 18. Cálculo de la resistencia a la compresión Uniaxial del macizo rocoso.

Clase	Descripción	Identificación de campo	Resistencia compresión uniaxial (MPa)
R0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña	0.25 – 1.0
R1	Roca muy blanda	Al golpear con la punta del martillo la roca se desmenuza. Con navaja se talla fácilmente.	1.0 – 5.0
R2	Roca blanda	Al golpear con la punta del martillo se producen ligeras marcas. Con la navaja se talla con dificultad.	5.0 – 25
R3	Roca moderadamente dura	Con un golpe fuerte del martillo puede fracturarse. Con la navaja no puede tallarse.	25 – 50
R4	Roca dura	Se requiere más de un golpe del martillo para fracturarla.	50 – 100
R5	Roca muy dura	Se requiere muchos golpes del martillo para fracturarla.	100 – 250
R6	Roca extremadamente dura	Al golpear con el martillo solo saltan esquirlas.	>250

Fuente: (Gonzales de Vallejo, 2002)

Tabla 19. Resistencia a la compresión simple en MPa



Fuente: (Adrade & Gavilanes, 2004)

Según la tabla N° 20, la resistencia a la compresión Uniaxial es de 171 MPa.

Tabla 20. Resultados de la Resistencia a la Compresión Uniaxial

Resistencia a la compresión uniaxial		
σ_c	171.00	kg/cm ²
σ_c	16.77	Mpa

o **Determinación del RMR**

1	Resistencia de la matriz	Ensayo de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión Simple (Mpa)		
	rocosa (Mpa)	compresión Simple	> 250 R6	250 - 100 R5	100 - 50 R4	50 - 25 R3	25 - 5 R2	5 - 1 R1	< 1 R0
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m.	0.6 - 2 m.	0.2 - 0.6 m.	0.06 - 0.2 m.	< 0.06 m.		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m.	1 - 3 m.	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m.		
		Puntuación	6	5	3	2	0		
		Abertura	Nada	< 0.1	0.1 - 1.0 mm.	1 - 5 mm.	> 5 mm.		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugoso	Rugoso	Ligeramente Rug.	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm.	Relleno duro > 5 mm.	Relleno blando < 5 mm.	Relleno blando > 5 mm.		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Alterada	Ligeramente alterada	Moderadamente Alterada	Muy Alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 100 m de túnel	Nula	< 10 litros/min.	10 - 25 litros/min.	25 - 125 litros/min.	> 125 litros/min.		
		Relación: Presión de agua/Tensión principal mayor	0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

Tabla 21. Corrección por orientación de las fracturas o fallas

Orientación de discontinuidades.	Muy favorable	Favorable	Discreta	Des-favorable	Muy des-favorable
Túnel	0	-2	-5	-10	-12
Fundición	0	-2	-7	-15	-25
Talud	0	-5	-25	-50	-60

Fuente: (Feijoo & Donoso, 1997)

Tabla 22. Resultados de la Clasificación Geomecánica del RMR

Parámetro	Puntaje
RCU	12
RQD	17
Distancia entre diaclasas	10
Condición de discontinuidades	24
Condiciones Hidrológicas	4
Puntaje	67
Corrección por orientación de fallas	- 5
Puntaje Total	62

Tabla 23. Cálculo del RMR en nuestro frente de trabajo

Clases	Calidad	Valoración RMR89	Cohesión	Ángulo de rozamiento
I	Muy buena	81 – 100	> 4 kg/ cm ²	> 45°
II	Buena	61 – 80	3 – 4 Kg/ cm ²	35° - 45°
III	Media	41 – 60	2 – 3 Kg/ cm ²	25° - 35°
IV	Mala	21 – 40	1 – 2 Kg/ cm ²	15° - 25°
V	Muy mala	< 20	< 1 kg/ cm ²	< 15°

Fuente: (Gonzales de Vallejo, 2002)

El valor del RMR que es de 62 se encuentra dentro del intervalo de 61 a 80, podemos concluir que el macizo rocoso es de calidad buena.

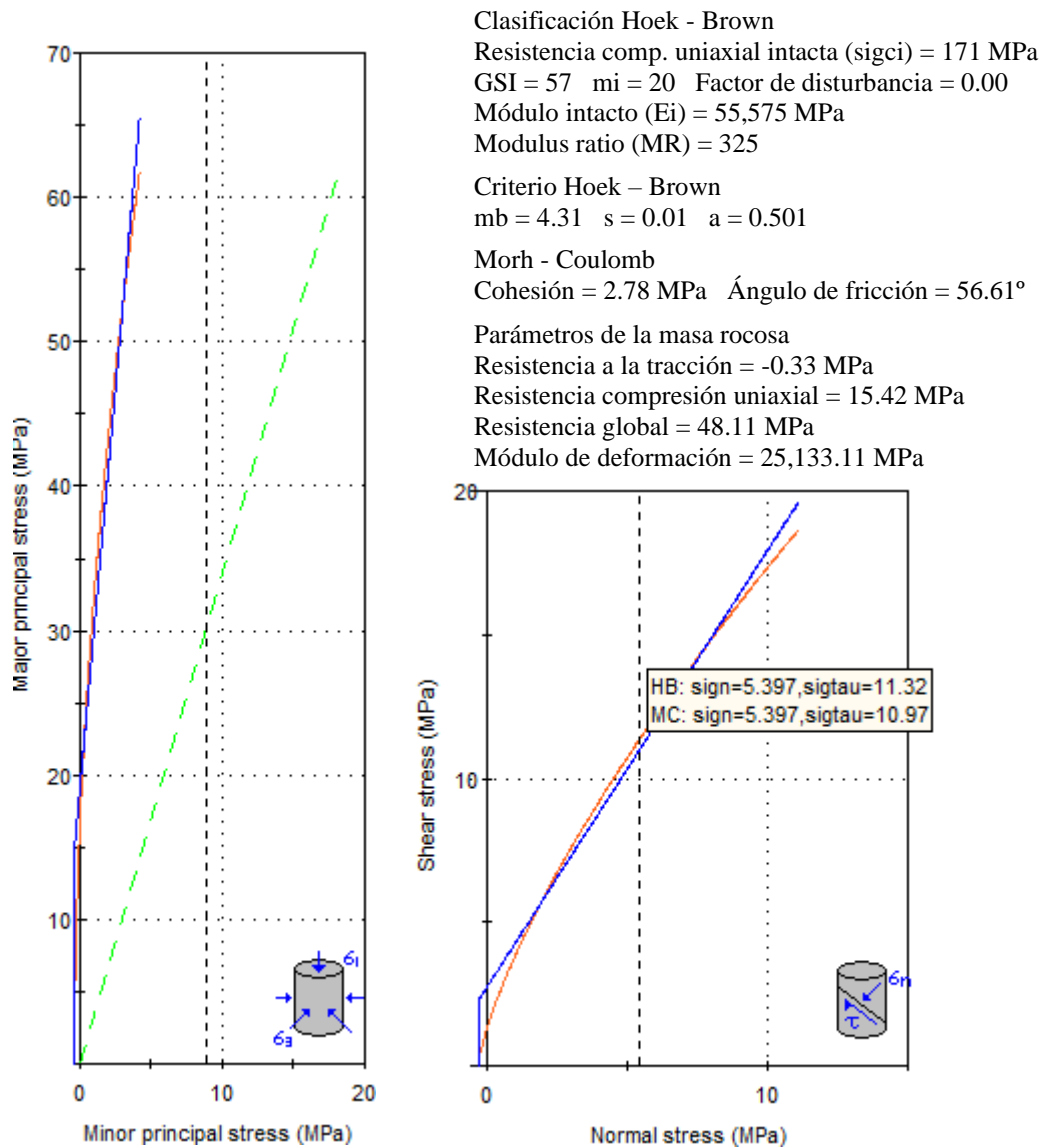


Figura 28. Esfuerzos principales: Mayor vs. Menor (H-B) y esfuerzo: Corte y normal (M-C); método equivalencia de áreas, estación geomecánica EG-01.

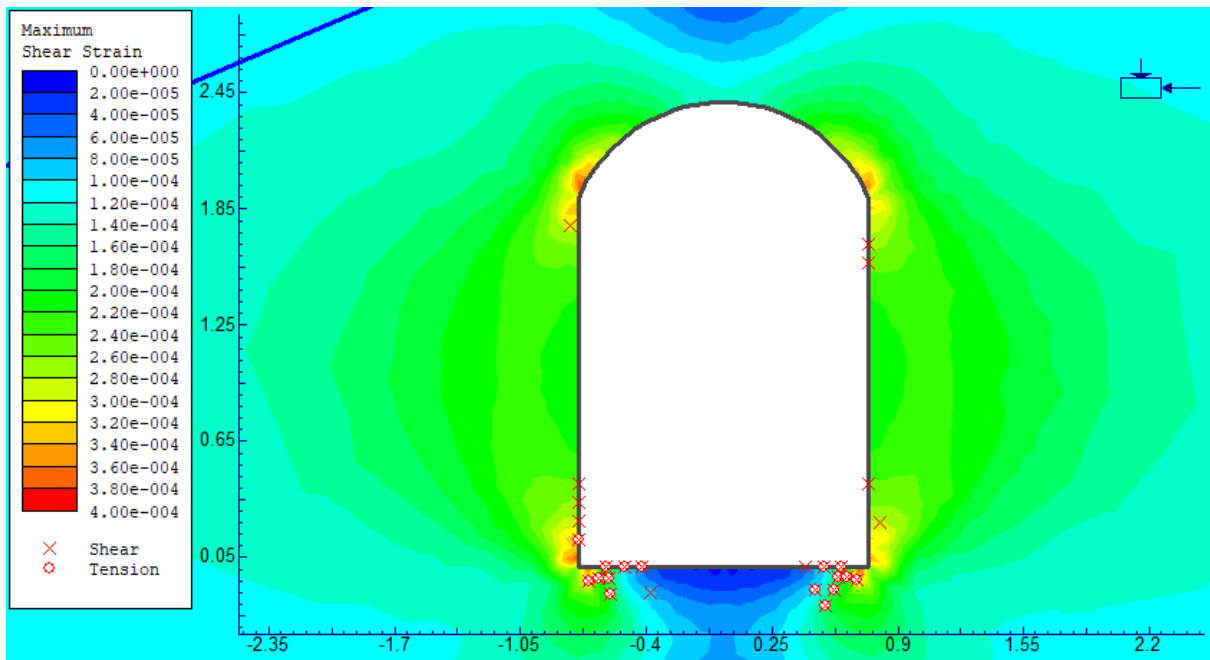


Figura 29. El espectro muestra afectaciones deformacionales cortantes máximas en hastiales desde: 0.00004 MPa a 0.00036 MPa, siendo muy imperceptibles los cambios de la roca por las actividades subterráneas, proyectando en hastiales por la presión constante ubicándose a $H = 289$ m.

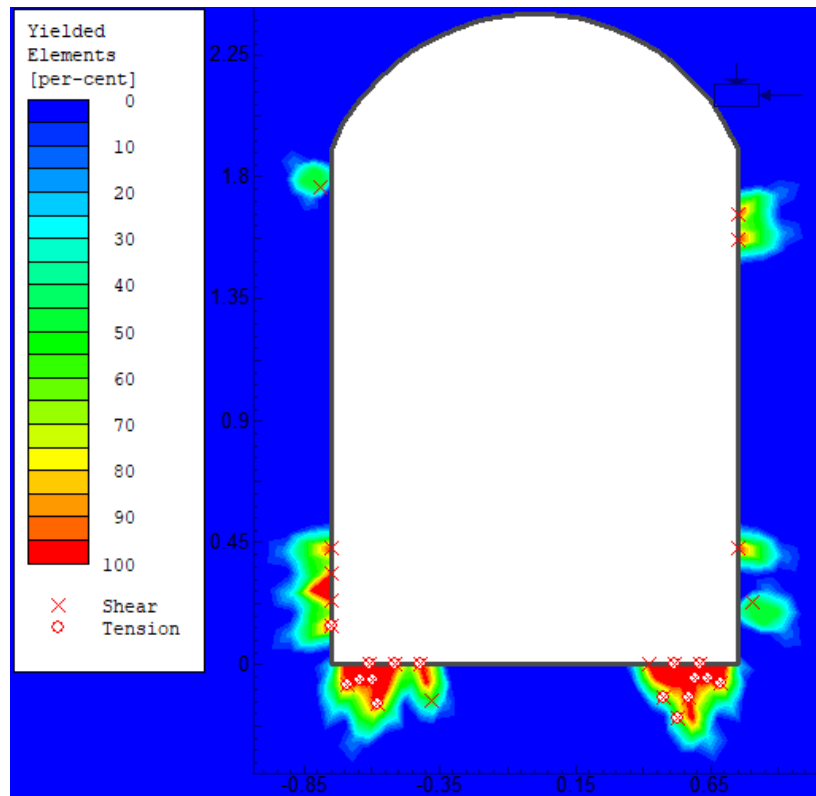


Figura 30. Variación del campo tensodeformacional alrededor de la excavación subterránea formando aureolas del medio plástico, afectando la solera y parte baja de los hastiales desde: 0.15 m. a 0.35 m., ocasionado desprendimiento y deformaciones de rocas en la periferie de la excavación.

4.2 Malla de Perforación y Voladura actual.

Dentro de la labor minera el diseño de la malla de perforación y voladura se realiza de manera empírica al igual que el uso de las sustancias explosivas y su sistema de encendido. Para la perforación de los taladros se hace uso de barrenos de un solo diámetro cuya longitud son 4 y 6.

En la zona de estudio se utiliza barrenos de 4 pies con broca de 36 mm, la sección es de 1.50 m por 1.90 m para lo cual se está utilizando 37 taladros cargados con explosivo y 12 taladros sin cargar que hacen la función de cara libre haciendo un total de 49 taladros.



Figura 31. Malla actual de perforación y voladura

4.3 Propuesta para la nueva malla de perforación y voladura

Para el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se va a utilizar el método de Langefors y Kihlstrom, el cual nos permite conocer la adecuada distribución de los taladros en base a las propiedades del área; los mismos que serán ordenados correctamente en cuatro grupos (cuele, ayudas, zapateras y destroza o corona).

Las dimensiones de la sección del túnel son las siguientes: ancho de 1.50 m por altura de 2.10 m, con un área total de 2.60 m².

o Área del túnel

La sección del túnel se divide en dos áreas: A1 y A2 para hallar el total se deben sumar estas dos áreas.

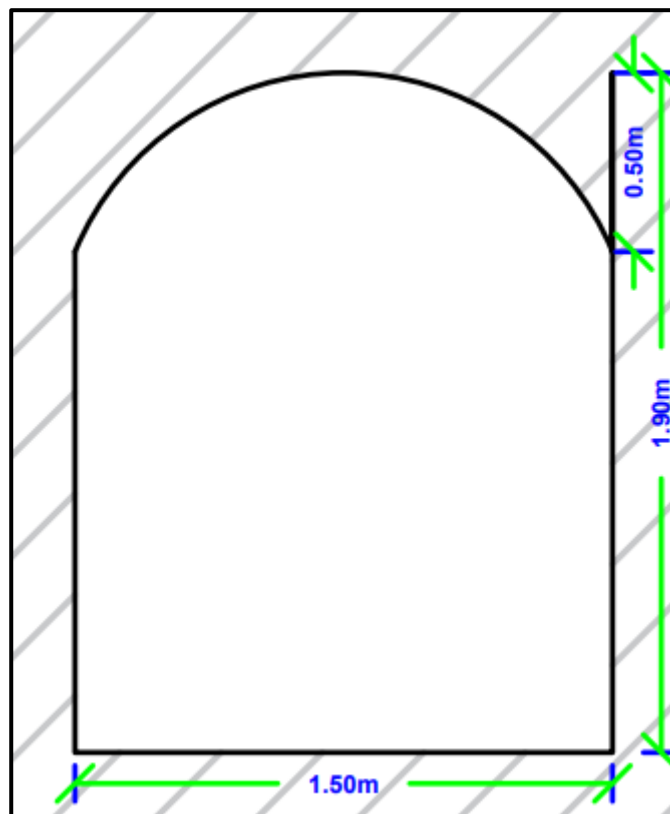


Figura 32. Dimensiones de la sección de perforación y voladura

$$A1 = B * h1$$

$$A2 = B * h2 - 2 * \left(\frac{h2 * r}{3}\right)$$

$$At = A1 + A2$$

Donde:

A1 = área 1 (m²)

A2 = área 2(m²)

At = área total de la sección (m²).

B = base de la sección (m).

h1 = altura antes del quiebre de la sección circular (m).

h2 = altura después del quiebre de la sección circular (m).

r = radio de la sección circular (m).

$$A1 = 1.50 * 1.40$$

$$A1 = 2.10 \text{ m}^2$$

$$A2 = 1.50 * 0.5 - 2 * \left(\frac{0.5 * 0.75}{3}\right)$$

$$A2 = 0.5 \text{ m}^2$$

$$At = A1 + A2$$

$$At = 2.10 \text{ m}^2 + 0.5 \text{ m}^2$$

$$At = 2.60 \text{ m}^2$$

o **Determinación de la constante de roca**

*c = cantidad de explosivo minimo usado * m3 de roca*

$$c = 5.73 * 10^{-3} * RMR + 0.057$$

$$c = 5.73 * 10^{-3} * 62 + 0.057$$

$$c = 0.41 \text{ Kg/m}^3$$

o **Avance de la perforación**

Tabla 24. Datos iniciales

Diámetro del barreno (d)	0.036 m
Constante de la roca (c)	0.41 kg/m ³
Potencia relativa (s)	2.10
Error de la perforación (E_p)	0.021 m
Diámetro de perforación (ϕ)	0.036 m

$$L = 0.15 + 34.1 * \phi - 39.4 * \phi^2$$

Donde:

L = profundidad de los barrenos (m)

ϕ = diámetro del barreno vacío o de alivio (m)

$$L = 0.15 + 34.1 * 0.036 - 39.4 * 0.036^2$$

$$L = 1.32 \text{ m}$$

- **Avance real de perforación**

$$L_{real} = 0.90 * L$$

Donde:

L_{real} = avance real de perforación

$$L_{real} = 0.90 * 1.32$$

$$L_{real} = 1.19 \text{ m}$$

o **Estimación de los errores de perforación (E_p)**

$$E_p = \alpha * L_{real} + e'$$

Donde:

E_p = error de perforación

α = desviación angular (m/m)

e' = error de emboquille (m)

$$E_p = \frac{0.01m}{m} * 1.19m + 0m$$

$$E_p = 0.011m$$

o **Densidad del explosivo**

Es importante calcular la densidad del explosivo, ya que el resultado influye en el diseño de la malla de perforación.

$$D_{m\acute{a}x} = \frac{\pi * d^2}{4} * D$$

Donde:

$D_{m\acute{a}x}$ = densidad máxima del explosivo (Kg/m^3)

d = diámetro del barreno (m)

D = densidad del explosivo (Kg/m^3)

$$D_{m\acute{a}x} = \frac{\pi * (0.036m)^2}{4} * (1140Kg/m^3)$$

$$D_{m\acute{a}x} = 1.16 kg/m$$

- **Concentración lineal del explosivo a utilizar (q_1)**

Para tener un control eficaz de los parámetros acerca de la insensibilización de los barrenos muy cerca unos de los otros, hay la necesidad de determinar la concentración lineal del explosivo a utilizar.

$$q_1 = 55 * D_1 * \left(\frac{Bt_1}{D_2}\right)^{1.5} * \left(Bt_1 - \frac{D_2}{2}\right) * \frac{c}{0.4} * \frac{1}{S}$$

Donde:

D1 = diámetro del barrenado vacío (m)

Bt1 = Burden teórico de la prime sección (m)

D2 = diámetro de la perforación (m)

q 1 = concentración lineal de carga (Kg/m)

c = constante de la roca

S = potencia relativa en peso.

$$q_1 = 55 * 0.036m * \left(\frac{0.054m}{0.036m}\right)^{1.5} * \left(0.054 - \frac{0.036}{2}\right) * \frac{0.41Kg/m^3}{0.4} * \frac{1}{0.75}$$

$$q_1 = 0.18 Kg/m$$

- Carga del barrenado (Q1)

$$Q_1 = q_1 * L_{real}$$

Donde:

Q1 = Carga del barrenado (Kg)

q 1 = concentración lineal de carga

$$Q_1 = 0.18 Kg/m * 1.19m$$

$$Q_1 = 0.21 kg$$

o Cálculo de los taladros del cuele

Para el diseño de la malla de perforación y voladura, la disposición de los barrenos del cuele se la realizará mediante tres cuadros de 4 barrenos cada uno.

- **Cálculo de la primera sección del cuele**

$$Bt1 = 1.5 * D2$$

Donde:

Bt1 = Burden teórico de la primera sección (m)

D2 = diámetro del taladro vacío

$$Bt1 = 1.5 * 0.036m$$

$$Bt1 = 0.054m$$

Por otro lado, si hay errores de perforación mayores que 1%.

$$B1 = 1.5 * D2 - Ep$$

Donde:

B1 = Burden práctico de la primera sección (m)

Ep = errores de la perforación

D2 = diámetro del taladro vacío

$$B1 = 1.5 * 0.036m - 0.011m$$

$$B1 = 0.043m$$

Espaciado de la primera sección:

$$A`h1 = B1 * \sqrt{2}$$

Donde:

A`h1 = espacio de la primera sección

$$A`h1 = 0.054 * \sqrt{2}$$

$$A`h1 = 0.076m$$

Tabla 25. Resultados de la primera sección del cuele

Número de taladros	4
Burden óptimo (B1)	0.054 m
Espaciado (A'h1)	0.076m
Carga del barreno (Q ₁)	0.21 kg

- **Cálculo de la segunda sección del cuele**

Concentración lineal del explosivo a utilizar (q1)

$$q_1 = 55 * 0.036m * \left(\frac{0.076m}{0.036m}\right)^{1.5} * \left(0.076 - \frac{0.036}{2}\right) * \frac{0.41Kg/m^3}{0.4} * \frac{1}{0.75}$$

$$q_1 = 0.48 Kg/m$$

Carga del barreno (Q1)

$$Q_1 = q_1 * L_{real}$$

Donde:

Q1 = Carga del barreno (Kg)

q 1 = concentración lineal de carga

$$Q_1 = 0.48 Kg/m * 1.19m$$

$$Q_1 = 0.57 kg$$

Tabla 26. Resultados de la segunda sección del cuele

Número de taladros	4
Burden óptimo (B2)	0.076 m
Espaciado (A'h2)	0.16m
Carga del barreno (Q ₂)	0.57 kg

- **Cálculo de la tercera sección del cuele**

Tabla 27. Resultados de la segunda sección del cuele

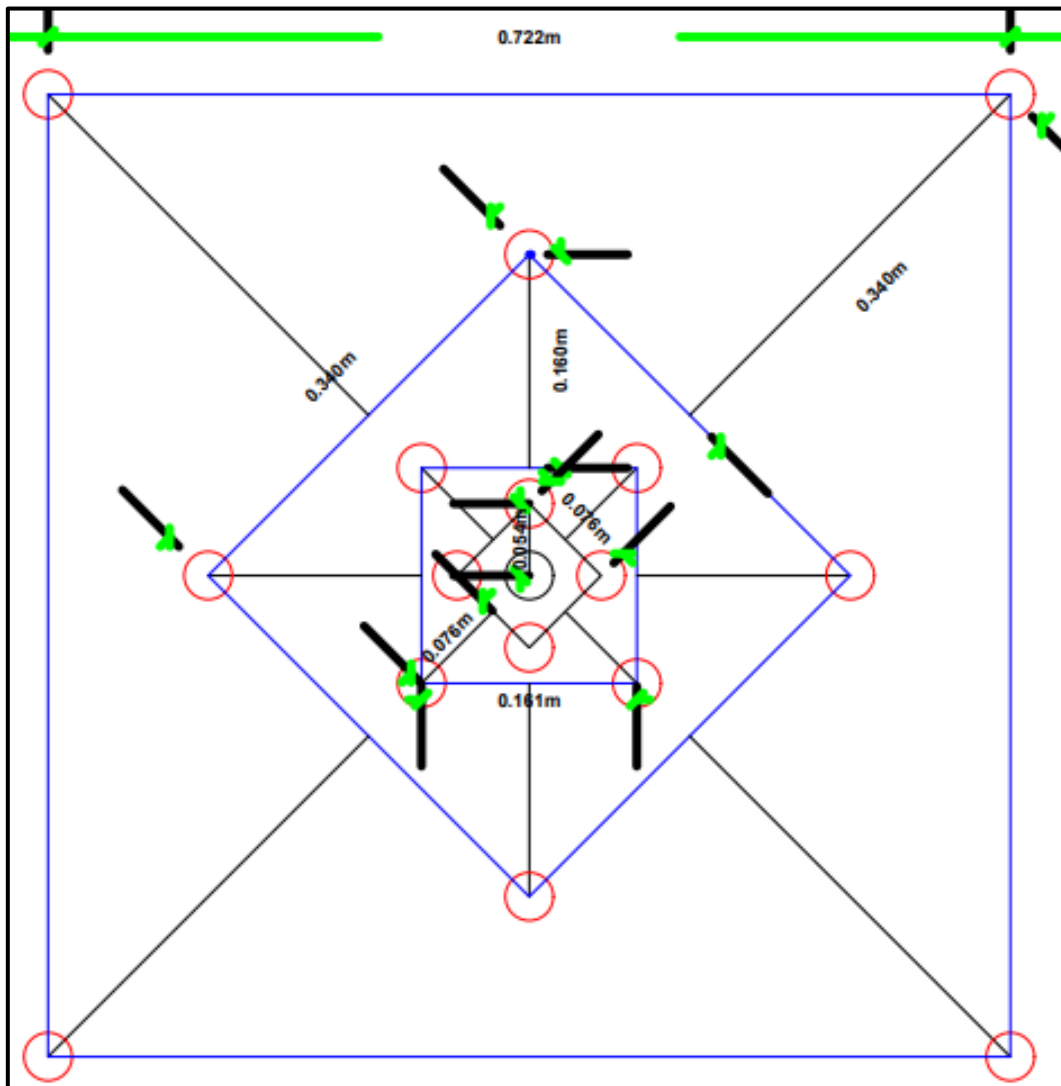
Número de taladros	4
Burden óptimo (B3)	0.16 m
Espaciado (A'h3)	0.34m
Carga del barreno (Q3)	0.50 kg

- **Cálculo de la cuarta sección del cuele**

Tabla 28. Resultados de la cuarta sección del cuele

Número de taladros	4
Burden óptimo (B4)	0.34m
Espaciado (A'h4)	0.73m
Carga del barreno (Q4)	0.53 kg

Figura 33. Distribución de los taladros del cuele



o **Cálculo de los taladros de los hastiales o contorno**

- **Cálculo de la constante de la roca corregida (c')**

$$c' = c + 0.05, \text{ si } B > 1.4$$

$$c' = c + \frac{0.07}{B}, \text{ si } B < 1.4$$

Donde:

C' = constante de la roca corregida

C = constante de roca

B = Burden (m)

- **Concentración lineal de fondo (q1)**

$$q1 = \frac{f * c' * \left(\frac{E}{B}\right) * B^2}{0.81 * S}$$

Donde:

q 1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

f = factor de fijación

(E/B) = relación espacio sobre Burden

B = Burden (m)

S = potencia relativa en peso del explosivo

$$q1 = \frac{1.45 * 0.41 * \left(\frac{0.50}{0.39}\right) * 0.39^2}{0.81 * 0.75}$$

$$q1 = 0.19Kg/m$$

- **Concentración lineal de columna (q2)**

$$q2 = 0.5 * q1$$

Donde:

q 2 = concentración lineal de columna (Kg/m)

q 1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

$$q2 = 0.5 * 0.19$$

$$q2 = 0.10Kg/m$$

- **Longitud carga de fondo hf (m)**

$$hf = 1.25 * Bta$$

Donde:

h_f = longitud carga de fondo (m)

Bta = Burden teórico de la ayuda (m)

$$hf = 1.25 * 0.39$$

$$hf = 0.48m$$

- **Longitud carga de columna h_c (m)**

$$hc = L_{real} - hf - 10 * D1$$

Donde:

h_c = longitud carga de columna (m)

L = longitud de avance (m)

h_f = longitud carga de fondo (m)

D1 = diámetro del taladro (m)

$$hc = 1.19 - 0.48 - 10 * 0.036$$

$$hc = 0.78m$$

- **Carga de columna Q_c (Kg)**

En algunas ocasiones se puede reducir hasta 70% de la carga de fondo.

$$Qc = hc * q_2$$

Donde:

Q_c = carga de columna (Kg)

h_c = longitud carga de columna (m)

q_1 = concentración lineal de columna (Kg/m)

$$Qc = 0.78 * 0.10$$

$$Q_c = 0.078Kg$$

- **Carga de fondo Qf (kg)**

$$Q_f = h_f * q_1$$

Donde:

Qf = carga de fondo (Kg)

h f = longitud de carga de fondo (m)

q 1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

$$Q_f = 0.48 * 0.19$$

$$Q_f = 0.10Kg$$

Tabla 29. Resultados para los taladros de los hastiales o contorno

Número de taladros	8
Burden óptimo	0.39 m
Espaciado	0.50 m
Carga del taladro (Q_t)	0.17 kg

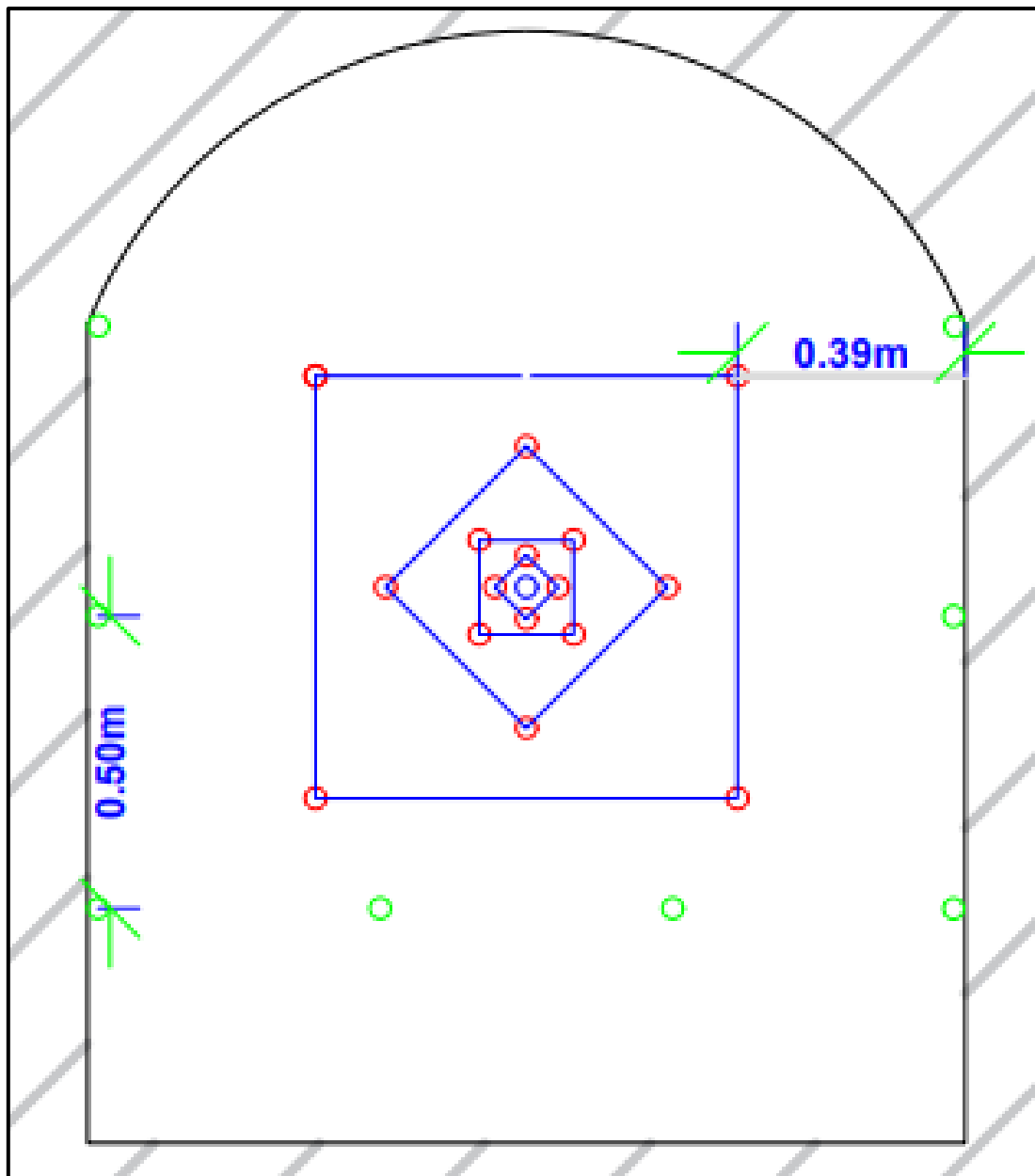


Figura 34. Distribución de los taladros de ayuda.

○ **Cálculo de los taladros de las zapateras**

Consideramos $f = 1.45$, este elevado factor de fijación se debe a los barrenos ejercieren un trabajo en roca confinada y contra la gravedad, como el avance es de 1.19m consideramos un ángulo de realce de 1.5° (2.5cm/m) es suficiente para permitir la perforación de la próxima sección del túnel.

El Burden de las zapateras (Bpz) se determina por:

- **Cálculo del Burden teórico**

$$Btz = 0.9 * \sqrt[2]{\frac{q1 * S}{f * \left(\frac{E}{B}\right) * C}}$$

Donde:

Btz = Burden teórico de los barrenos de las zapateras(m)

q1 = carga lineal del explosivo utilizado en las zapateras (Kg/m³)

f = factor de fijación

E/B = relación espacio/Burden (1 para zapateras)

$$Btz = 0.9 * \sqrt[2]{\frac{0.17 * 0.75}{1.45 * \left(\frac{0.43}{0.40}\right) * 0.41}}$$

$$Btz = 0.40m$$

- **Cálculo del Burden práctico**

$$Bpz = Btz - Lsen(\gamma) - Ep$$

Donde:

Bpz = Burden práctico de la zapatera (m)

Btz = Burden teórico de la zapatera(m)

L = avance de la perforación (m)

γ = ángulo de realce de la perforación

Ep = errores de la perforación

$$Bpz = 0.40 - 1.19sen(1.5) - 0.011$$

$$Bpz = 0.36m$$

- **Cálculo del número de barrenos de la zapatera (NB)**

$$NB = \text{número entero mayor de } \left(\frac{\text{anchura del túnel} + 2L * \text{sen} \gamma}{Btz} + 2 \right)$$

$$NB = \text{número entero mayor de } \left(\frac{1.50 + 2 * 1.19 * \text{sen} 1.5}{0.40} + 2 \right)$$

$$NB = 6$$

Por la dificultad de romper la roca en esquinas, se calculan dos espacios.

$$Sz = \frac{\text{anchura del túnel} + 2L * \text{sen} \gamma}{NB - 1}$$

Donde:

Sz = espacio para los barrenos centrales de las zapateras(m)

$$Sz = \frac{1.50 + 2 * 1.19 * \text{sen} 1.5}{6 - 1}$$

$$Sz = 0.31m$$

$$S'z = Sz - L * \text{sen} \gamma$$

Donde:

Sz = espacio para los barrenos de la esquina

$$S'z = 0.31 - 1.19 * \text{sen} 1.5$$

$$S'z = 0.28m$$

- **Concentración lineal de fondo (q1)**

$$q1 = \frac{f * c' * \left(\frac{E}{B} \right) * B^2}{0.81 * S}$$

Donde:

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

f = factor de fijación

(E/B) = relación espacio sobre Burden

B = Burden (m)

S = potencia relativa en peso del explosivo

$$q_1 = \frac{1.45 * 0.41 * \left(\frac{0.43}{0.40}\right) * 0.40^2}{0.81 * 0.75}$$

$$q_1 = 0.17 \text{ Kg/m}$$

- **Concentración lineal de columna (q_2)**

$$q_2 = 0.5 * q_1$$

Donde:

q_2 = concentración lineal de columna (Kg/m)

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

$$q_2 = 0.5 * 0.17$$

$$q_2 = 0.085 \text{ Kg/m}$$

- **Longitud carga de fondo hf (m)**

$$hf = 1.25 * Btz$$

Donde:

hf = longitud carga de fondo (m)

Btz = Burden teórico de la zapatera (m)

$$hf = 1.25 * 0.40$$

$$hf = 0.5m$$

- **Longitud carga de columna hc (m)**

$$hc = Lreal - hf - 10 * D1$$

Donde:

hc = longitud carga de columna (m)

L = longitud de avance (m)

hf = longitud carga de fondo (m)

D1 = diámetro del taladro (m)

$$hc = 1.19 - 0.5 - 10 * 0.036$$

$$hc = 0.33m$$

- **Carga de columna Qc (Kg)**

En algunas ocasiones se puede reducir hasta 70% de la carga de fondo.

$$Qc = hc * q2$$

Donde:

Q c = carga de columna (Kg)

h c = longitud carga de columna (m)

q 2 = concentración lineal de columna (Kg/m)

$$Qc = 0.33 * 0.085$$

$$Qc = 0.028Kg$$

- **Carga de fondo Qf (kg)**

$$Qf = hf * q1$$

Donde:

Q_f = carga de fondo (Kg)

h_f = longitud de carga fondo (m)

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

$$Q_f = 0.5 * 0.17$$

$$Q_f = 0.085Kg$$

- **Retacado (m)**

$$R = 10 * D1$$

Donde:

R = retacado (m)

$D1$ = diámetro del barreno (m)

$$R = 10 * 0.036$$

$$R = 10 * 0.36m$$

- **Carga total (Q_t)**

$$Q_t = Q_c + Q_f$$

Donde:

Q_t = carga total

Q_c = carga de columna (Kg)

Q_f = carga de fondo (Kg)

$$Q_t = 0.028 + 0.085$$

$$Q_t = 0.113Kg$$

Tabla 30. Resultados del cálculo de las zapateras

Número de barrenos de la zapatera	6
Concentración lineal de fondo (q1)	0.17 Kg/m
Longitud de carga de fondo (hf)	0.5 m
Carga de fondo (Qf)	0.085 kg
Concentración lineal de columna (q2)	0.085 kg/m
Longitud de carga de columna (hc)	0.33 m
Carga de columna (Qc)	0.028 Kg
Espaciamiento (E)	0.31 m - 0.28 m
Burden (B)	0.40 m
Carga total (Qt)	0.113 Kg

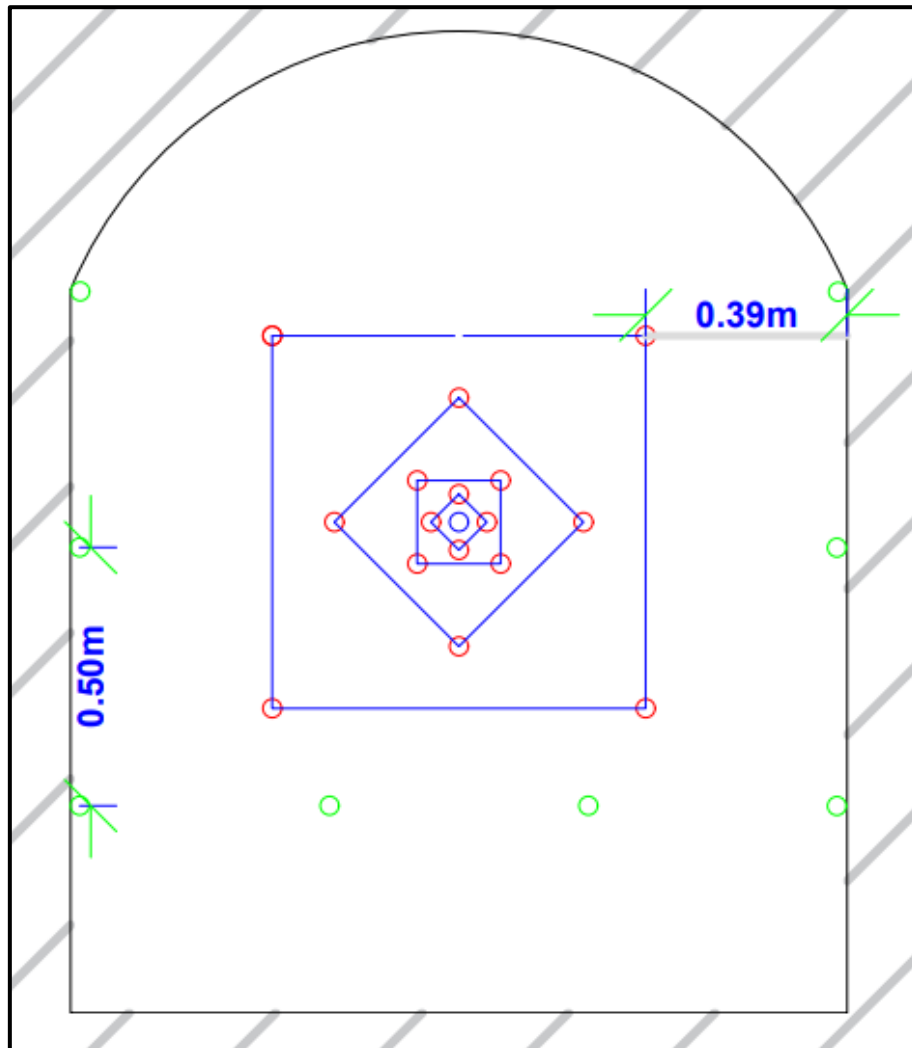


Figura 35. Distribución de los taladros de las zapateras

o **Cálculo de los taladros de destroza o corona**

A continuación, hacemos el cálculo de la corona tomando el valor de fijación $f = 1.20$ y el valor de $(E/B = 1.25)$.

- **Concentración lineal de fondo (q_1)**

$$q_1 = \frac{f * c' * \left(\frac{E}{B}\right) * B^2}{0.81 * S}$$

Donde:

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

f = factor de fijación

(E/B) = relación espacio sobre Burden

B = Burden (m)

S = potencia relativa en peso del explosivo

$$q_1 = \frac{1.20 * 0.41 * (1.25) * 0.59^2}{0.81 * 0.75}$$

$$q_1 = 0.35 \text{ Kg/m}$$

- **Concentración lineal de columna (q_2)**

$$q_2 = 0.5 * q_1$$

Donde:

q_2 = concentración lineal de columna (Kg/m)

q_1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

$$q_2 = 0.5 * 0.35$$

$$q_2 = 0.175 \text{ Kg/m}$$

- **Burden práctico de los barrenos de destroza**

Los valores para aplicar la siguiente fórmula se encuentran en la figura 37.

$$Bpd = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * s}{f * \left(\frac{E}{B}\right) * C} - Ep}$$

Donde:

Bpd = Burden práctico de los barrenos de la destroza(m)

q 1 = carga lineal del explosivo utilizado en la destroza (Kg/m³)

f = factor de fijación

E/B = relación espacio/Burden

$$Bpd = 0.9 * \sqrt{\frac{0.49 * 0.75}{1.20 * (1.25) * 0.41} - 0.011}$$

$$Bpd = 0.58m$$

- **Espaciado de la destroza (Ed)**

$$Ed = 1.25 * Bpd$$

Donde:

Ed = espaciado de la destroza (m)

Bpd = Burden práctico de la destroza(m)

$$Ed = 1.25 * 0.58$$

$$Ed = 0.725m$$

- **Longitud carga de fondo hf (m)**

$$hf = 1.25 * Btz$$

Donde:

hf = longitud carga de fondo (m)

Btz = Burden teórico de la zapatera (m)

$$hf = 1.25 * 0.58m$$

$$hf = 0.725m$$

- **Longitud carga de columna hc (m)**

$$hc = Lreal - hf - 10 * D1$$

Donde:

hc = longitud carga de columna (m)

L = longitud de avance (m)

hf = longitud carga de fondo (m)

D1 = diámetro del taladro (m)

$$hc = 1.19 - 0.725 - 10 * 0.036$$

$$hc = 0.11m$$

- **Carga de columna Qc (Kg)**

En algunas ocasiones se puede reducir hasta 70% de la carga de fondo.

$$Qc = hc * q2$$

Donde:

Qc = carga de columna (Kg)

hc = longitud carga de columna (m)

q1 = concentración lineal de columna (Kg/m)

$$Q_c = 0.11 * 0.175$$

$$Q_c = 0.019 \text{ Kg}$$

- **Carga de fondo Qf (kg)**

$$Q_f = h_f * q_1$$

Donde:

Qf = carga de fondo (Kg)

h f = longitud de carga fondo (m)

q 1 = concentración lineal de fondo (Kg/m)

$$Q_f = 0.725 * 0.35$$

$$Q_f = 0.25 \text{ Kg}$$

- **Retacado (m)**

$$R = 10 * D1$$

Donde:

R = retacado (m)

D1 = diámetro del barreno (m)

$$R = 10 * 0.036$$

$$R = 0.36 \text{ m}$$

Tabla 31. Resultados del cálculo de la corona

Número de barrenos de la corona	3
Concentración lineal de fondo (q1)	0.035 Kg/m
Longitud de carga de fondo (hf)	0.0725 m
Carga de fondo (Qf)	0.025 kg
Concentración lineal de columna (q2)	0.0175 kg/m
Longitud de carga de columna (hc)	0.11 m
Carga de columna (Qc)	0.019 kg
Espaciamiento (E)	0.45 m
Burden (B)	0.58 m
Carga total (Qt)	0.269 kg

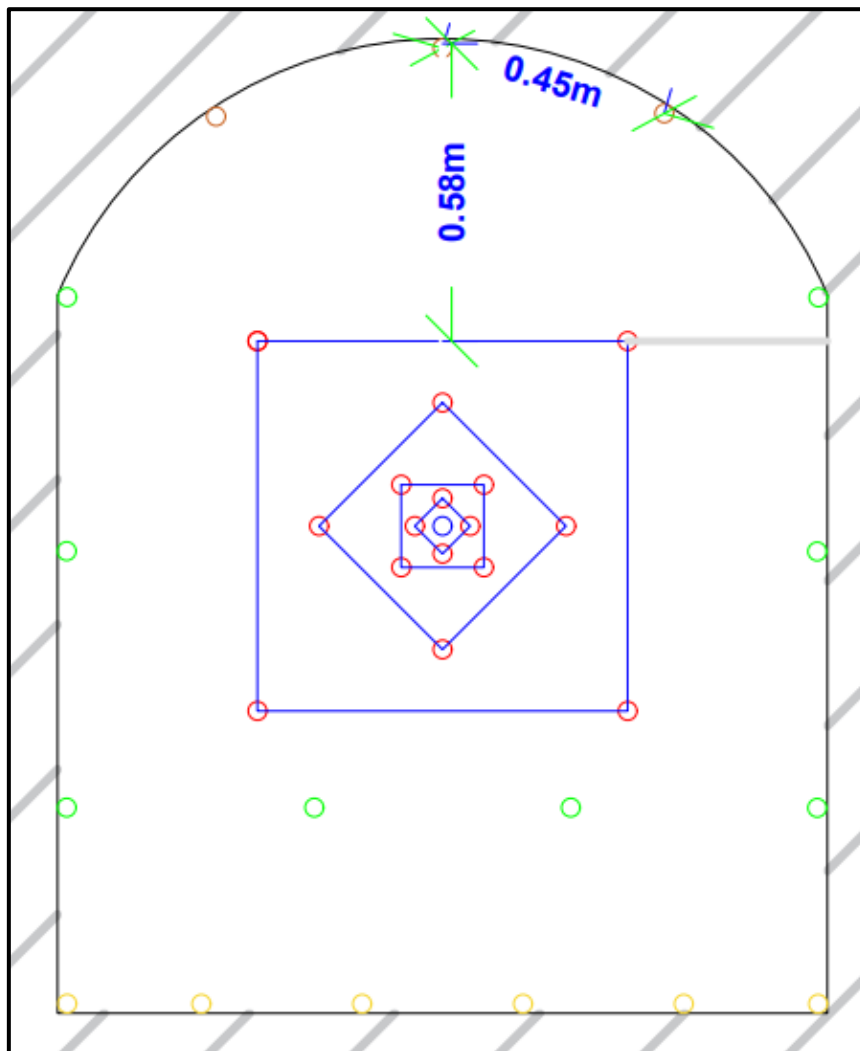


Figura 36. Resultados del cálculo de los taladros de la corona

o **Relación consumo específico y perforación específica**

Con las variables de diseño ya obtenidas, se procede a analizar si la malla de perforación y voladura realizada tiene un consumo específico dentro de los rangos teóricos, el volumen de arranque que se obtendrá durante la voladura y su perforación específica.

Con estos datos finales se señala si la voladura es optimizada, la misma que será aplicada en la mina Oro Sol Uno con el objetivo de comparar que diseño es el más conveniente para las labores de avance de explotación entre el diseño actual con el nuevo diseño a ser presentado.

Al determinar la carga de los barrenos en base a su peso y calidad, especificamos cuanto explosivo vamos a utilizar en su totalidad; dando lo siguiente:

Tabla 32. Resultados finales del diseño de la malla de perforación y voladura

Total, de la Carga (Q)	10.085 kg
Longitud total de la Perforación	1.19 m
Número de Taladros	33
Numero de barrenos de alivio	1
Volumen del avance	3.30 m ³
Toneladas de roca extraída en el avance (Tn)	9.41 Tn

4.3.1 Nuevo diseño malla de perforación y voladura

La distribución de nuestro nuevo diseño de malla de perforación y voladura está dada de la siguiente manera: por 1 taladro de alivio, 16 taladros del cuele, 8 taladros de hastiales o contorno, 6 taladros de zapatera y 3 taladros de destroza o corona.

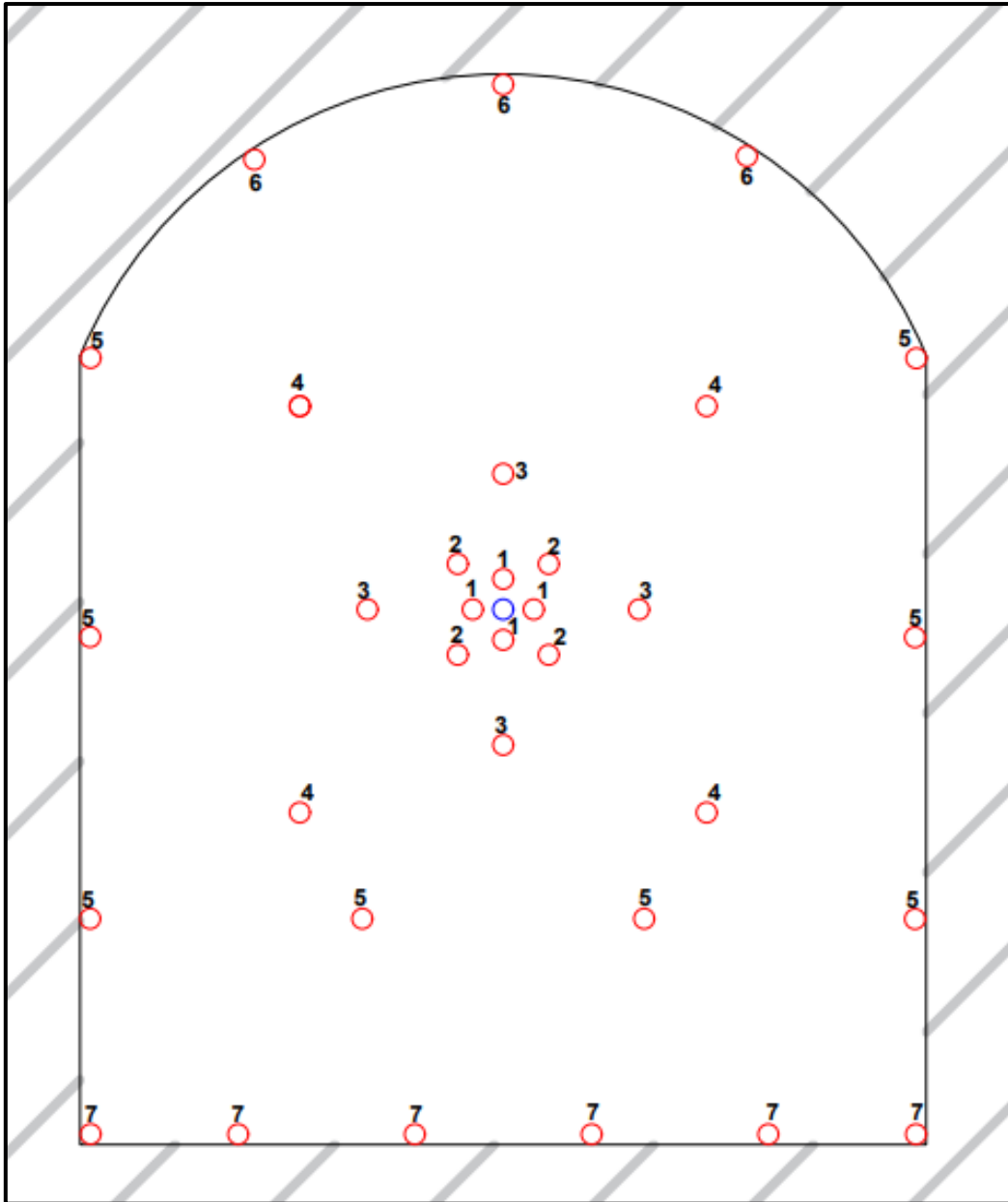


Figura 37. Distribución y detonación de los taladros.

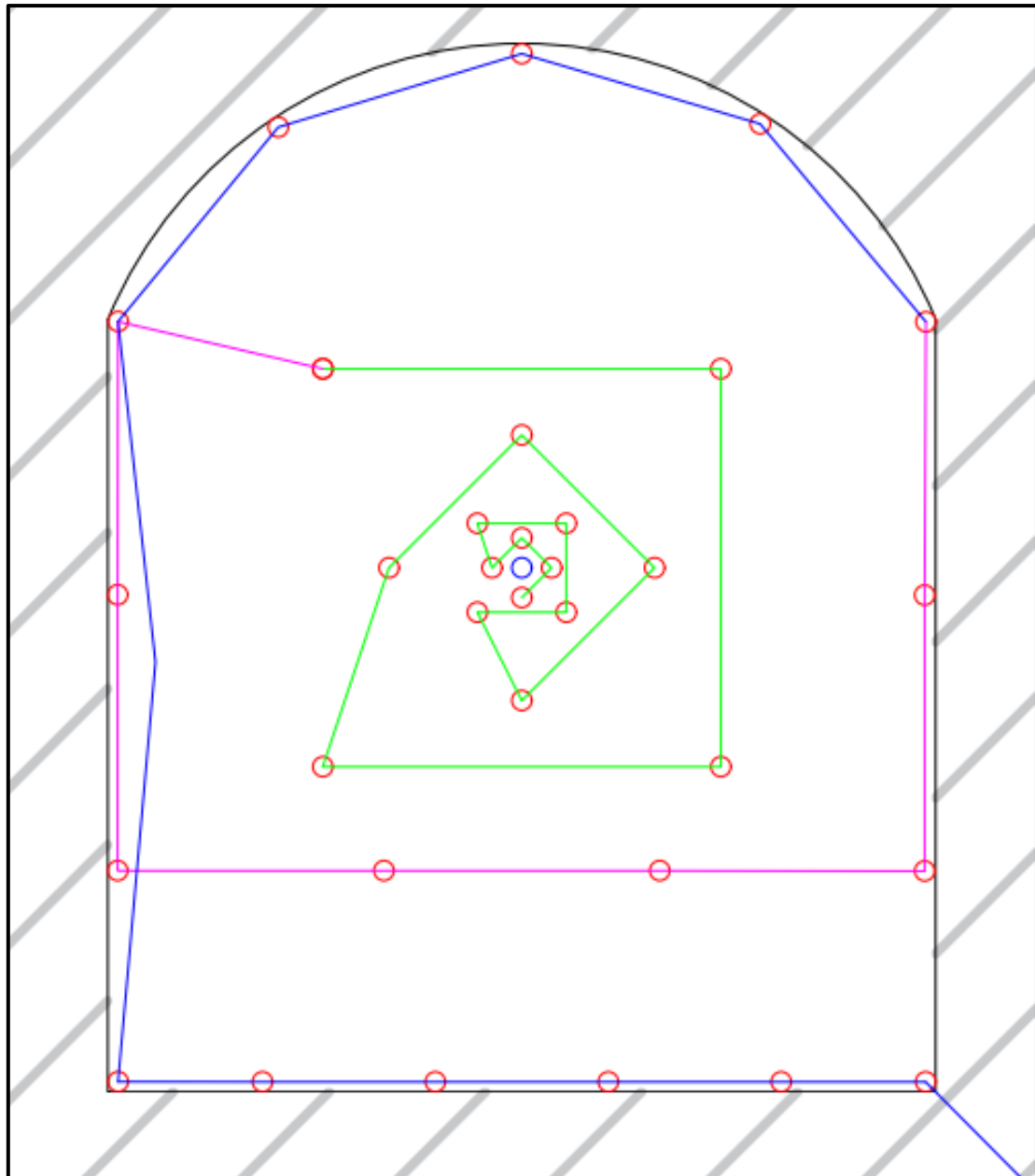


Figura 38. Secuencia de salida de los taladros en la voladura

4.4 Aplicación de la nueva malla de perforación y voladura en el nivel 4 – Mina Guty

Para aplicar nuestra malla de perforación y voladura se señaló la ubicación de los taladros con espray de color rojo, luego se procedió a cargar los barrenos con la sustancia explosiva para luego realizar la secuencia de detonación.

4.5 Descripción de ciclo de minado

Perforación

La perforación de nuestro frente se realizó con la perforadora neumática tipo Jakleg YT 29 mediante rotoperCUSión, con barrenos de 4 pies, utilizando agua y aire comprimido enviado desde la compresora haciendo 34 taladros.

Voladura

Una vez limpiados los taladros estos son cargados con explosivo (dinamita) armados con fulminante N° 8 como detonador y mecha lenta como guía de seguridad, estos taladros son cargados individualmente por lo que el chispeo se realiza taladro por taladro.

Ventilación

Una vez realizada la voladura se producen gases nitrosos, estos son ventilados con la ayuda de ventilador axial eléctrico, enviando aire a los frentes de trabajo mediante mangas de ventilación, sujeta en alcayatas y estacas de anclaje en el techo de las galerías.

Desatado

Una vez realizada la voladura, esta deja rocas sueltas y atrapadas en diaclasas tipo cuña, presentando un riesgo alto para los trabajadores, con ayuda de las barras desquinchadoras comúnmente llamadas chotanas se procede a desatar todas las rocas

que presenten cierto riesgo de inestabilidad tanto en el frente de trabajo, hastiales y techo de la labor.

Sostenimiento

Después de hacer la voladura no es necesario colocar sostenimiento ya que por la calidad del macizo rocoso no lo requiere.

Transporte y acarreo

El material fragmentado producto de la voladura es cargado mediante palanas a las carretillas o carros mineros y alojados a tajos vacíos antiguos o botaderos que estén designados para tal fin.

4.5.1 Avance de nuestro frente de trabajo.

Según los cálculos de nuestro avance es de 1.19 metros, pero según la primera voladura realizada obtuvimos un avance de 1.10 metros lo que nos indica que nuestro nuevo diseño nos da una efectividad del 93%.

1.19100%

1.10.....x%

X = 93 %

4.5.2 Aspecto del material fragmentado

La voladura del método empírico que se utiliza en Algamarca te da una fragmentación que varía de 8cm a 24cm en algunos casos cuando la cantidad de taladros no es lo suficiente y la fragmentación varia de 3cm a 12 cm cuando hay un exceso en la cantidad de taladros o cantidad de carga.



Figura 39. Material fragmentado después de la voladura con el antiguo diseño

Después de hacer la voladura con nuestro actual diseño de malla de perforación y voladura se presentó una fragmentación de dimensiones regulares que están entre 1 cm y 14 cm, que no es el adecuado para su transportación, como se muestra en la figura 52 y se obtuvo 6.7 Tn. de roca.



Figura 40. Roca fragmentada después de la voladura con el nuevo diseño

Después de hacer la voladura con nuestro nuevo diseño de malla se presentó una fragmentación de dimensiones regulares que están entre 7cm y 13 cm, que es el adecuado para su transportación, como se muestra en la figura 53 y se obtuvo 7.6 Tn. de roca.

4.5.3 Medidas y aspecto del túnel

Luego de efectuar el saneamiento y limpieza del frente de trabajo, quedando completamente libre para la próxima voladura y circulación, se pudo visualizar la forma y aspecto del túnel, se pudo constatar una forma similar del túnel respecto al diseño planteado y el arco del túnel quedó uniforme y no existe un sobre dimensionamiento en su forma, así mismo las paredes y techos no presentaron mucha roca suelta.

Obteniendo estos resultados después de la voladura podemos decir que el aspecto y forma prestando favoreció a la determinación de nuestra malla de perforación y voladura diseñada.

4.5.4 Comparación con la malla de perforación que utilizan empíricamente con el nuevo diseño.

Luego de emplear el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura en nuestro frente de trabajo podemos hacer las siguientes comparaciones con respecto a un disparo.

Tabla 33. Comparaciones del diseño empírico con el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura.

NIVEL 4 – MINA GUTY		
Parámetros	Diseño empírico	Nuevo diseño
Ancho (m)	1.50	1.50
Altura (m)	1.90	1.90
Diámetro del barreno (m)	0.036	0.036
Área del frente (m ²)	2.60	2.60
Número de taladros	49	34
Numero de taladros de alivio	12	1
Avance (m)	0.98	1.10
Eficiencia de avance	82%	93%
Volumen de roca obtenida después de la voladura (m ³)	2.92	3.30
Carga de sustancia explosiva (kg)	13.172	10.085

CAPITULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 CONCLUSIONES

La litología que presenta nuestro frente de trabajo en el Nivel 4 – Mina Guty labor la descubridora es una roca arenisca cuarzosa, con estructuras poco fracturadas y en algunas zonas con presencia de agua, el valor del RMR obtenido es igual a 62 y RQD igual a 75 que nos da una clasificación de roca en clase II de calidad buena.

En el actual diseño de la malla de perforación y voladura se utilizó 13.172 kg de explosivo, 49 taladros con los que se obtuvo un avance de 0.98 metros y 6.7 Tn. de roca desprendida que es equivalente al 82% de eficiencia.

En el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se utilizó 10.085 kg de explosivo, 34 taladros con los que se obtuvo un avance de 1.10 metros y 7.6 Tn de roca desprendida. que es equivalente al 93% de eficiencia.

Comparando el actual y el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se disminuyó en 3.087 kg de explosivo por disparo, se aumentó la eficiencia de avance en un 11% y se tiene 0.9 Tn más de roca desprendida.

5.2 RECOMENDACIONES

Nivel 4 – Mina Gutty debe continuar con las investigaciones en el diseño de la malla de perforación y voladura, porque a medida que se avanza el frente nos encontramos con diferentes tipos de roca y litología.

Nivel 4 – Mina Gutty debe capacitar permanente a los operarios de la perforación y voladura y realizar seguimiento en cuanto al cumplimiento de los estándares y controles en la perforación y voladura para lograr paralelismo, simetría y correcto carguío del frente.

Nivel 4 – Mina Gutty debe capacitar e interactuar más con el área de geomecánica para conocer con mayor certeza las características geomecánicas de cada labor que nos permitirá tomar mejores decisiones durante el proceso de la perforación y voladura.

BIBLIOGRAFÍA

- Andrade, H., y Gavilanes, J. 2004. *Introducción a la ingeniería de túneles, caracterización, clasificación y análisis geomecánicos de macizos rocosos*. Quito, Ecuador: Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador, AIME Quito - Ecuador.
- Bernaloa, J., Castilla, J., y Herrera, J. 2013. *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*. Madrid - España.
- Berrosipi, V. 2019. *Optimización de la perforación y voladura para mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía minera Volcan S.A.A*. Pasco - Perú.
- Bustamante, E. 2015. *Modelamiento Geológico y cálculo de reservas minerales en Algamarca*. Cajamarca - Perú.
- Cayao, J. 2021. *Evaluación Geomecánica de los niveles 1665 y 1720 de la Mina Esperanza de minera Croacia E.I.R.L*. Cajamarca - Perú.
- De La Cruz, K., y Valdivia, N. 2020. *Estudio del Método de Circado para la explotación de Vetas Angostas en la Mina nueva Esperanza Nivel II - Algamarca*. Chiclayo - Perú.
- Díaz, L. 2017. *Impacto de la variabilidad Geotécnica del Macizo Rocosos en el diseño de caserones en minería por Sublevel Stopping*. Santiago de Chile - Chile.
- Exsa. 2014. *Manual Práctico de voladura*. Lima - Perú.
- Feijoo, E., y Donoso, J. 1997. *Manual de mecánica de rocas y estabilidad de tuneles y taludes*. Ecuador.
- Gonzales de Vallejo, L. 2002. *Ingeniería Geológica*. Madrid - España: Sonia Ayerra.
- Herrera, J. 2019. *Introducción a la Ventilación Minera*. Madrid - España: copyright.
- Hoek, E. 1994. *Strength of jointed rock masses*. London, Canada: Published in Geotechnique.
- López, C. 2003. *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid - España: ETIMSA.
- Marinos, P., & Hoek, E. 2013. *The geolgical strength index (GSI): A characterization tool for Assessing engineering properties for rock masees*. Canada.
- Mejía, K. P. (2019). *Optimización del proceso de perforación y voladura subterránea para la sociedad Minera Oro Sol Uno*. Cuenca - Ecuador.
- Orozco, O. 2016. *Pallaqueras: "Entre piedras y oro"*. Arequipa - Perú.
- Osinermin. 2017. *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores suvterráneas*. Lima, Perú: Inversiones Lakob S.A.C.
- Palomino, H. 2016. *Optimización del proceso de perforación y voladura en las labores de desarrollo para mejorar la eficiencia en compañía minera Poderosa S.A*. Trujillo - Perú.

- Pernia, J. 2003. *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid - España.
- Portal, M. 2021. *Análisis técnico económico en el proceso de perforación y voladura en el tajo Quecher Main - Cajamarca -2021*. Cajamarca - Perú.
- Quispe, F. 2018. *Determinación de fracturación del mineral en voladura de Tajeos aplicando la teoría de conminución de la Unidad minera Untuca Cori Puno SAC*. Puno - Perú.
- Ricse, K. 2020. *Diseño de la Malla de Perforación y Voladura para mejorar la Fragmentación de roca en Mina Paola de compañía Minera San Lucas S.A.C*. Huancayo - Perú.
- Rivas, J. 2018. *Control Geológico en la Dilución Mineral*. Chile.
- Sánchez, Y. 2012. *Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth*. Quito - Ecuador.
- Sena, F. 2013. *Desarrollo de una Herramienta para Diseño de Voladuras en Túneles*. Madrid - España.
- Torres, F. 2019. *Barrenos Integrales*. Ecuador.
- Tumialan De La Cruz, P. 2003. *Compendio de Yacimientos Minerales del Perú*. Lima - Perú: INGEMMET.
- Varela, J. 2019. *Análisis geológico - Geomecánico de Pilares de roca mediante perforaciones de Auscultación, en los sectores productivos Mina Esmeralda y Mina Pilar norte, perteneciente a la división el teniente, codelco, libertador general bernardo o "Higgins", Chile*. Concepción, Chile.
- Vilela, W. 2014. *Análisis de factibilidad para el uso de Anfo pesado a base de emulsión Gasificable en Minera Yanacocha*. Lima - Perú.

ANEXOS

- A. AUTORIZACIÓN DE LA EMPRESA
- B. FOTOS DE LA ZONA DE ESTUDIO
- C. PLANO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
- D. PLANOS
- E. REGISTRO GEOMECÁNICO

ANEXOS A



“Año de la Unidad, La PAZ y el Desarrollo”

Cajabamba, 13 de octubre del 2023

Yo, **LUZ MARLENYMARQUINA CARRIÓN**, titular minero de la Mina “Nivel 4 – Mina Gutu” con RUC: 10431009558.

Mediante el presente documento se le brinda al señor **MANUEL MOISES PEREZ SANGAY**, identificado con DNI: 47490343, **AUTORIZACIÓN POR PARTE DE LA EMPRESA NIVEL 4 – MINA GUTY**, para utilizar los datos recolectados en el periodo de pruebas realizadas en el frente de trabajo para la ejecución de su tesis profesional denominada “**OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN EL NIVEL 4 – MINA GUTY, CENTRO POBLADO SAN MIGUEL DE ALGAMARCA**”

Con el fin de aportar en la educación y la formación de nuevos profesionales en el rubro minero.

Atentamente:

Luz Marleny Marquina Carrión
DNI: 43100955
Titular

ANEXOS B



Figura 41. Bocamina del Nivel 4 – Mina Gutu.



Figura 42. Reconocimiento del contorno de nuestro frente de avance.



Figura 43. Medición de rumbo y buzamiento.



Figura 44. Transporte del mineral o material estéril.



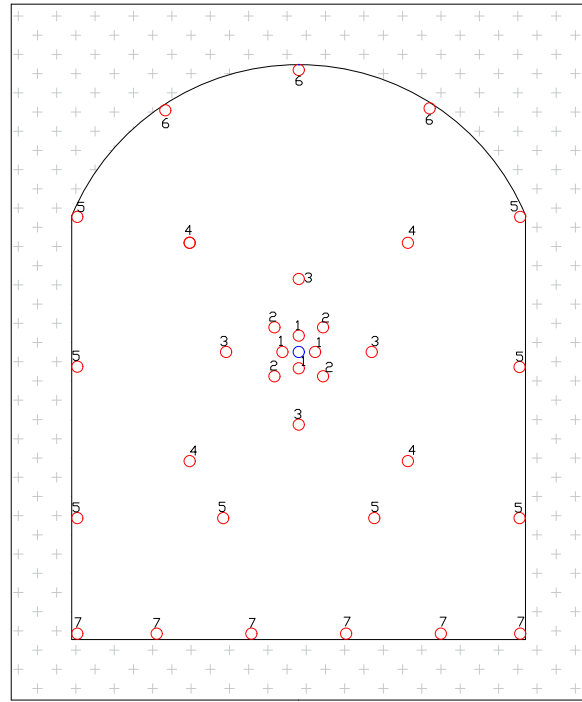
Figura 45. Reconocimiento de minerales como pirita, etc.



Figura 46. Regulación del PH del Agua.

ANEXOS C

DISTRIBUCIÓN Y DETONACIÓN DE LOS TALADROS

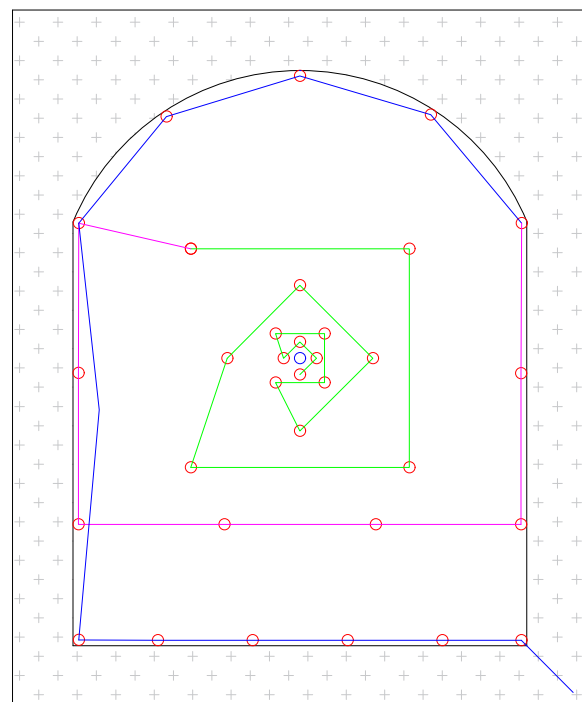


ESCALA: 1/25

LEYENDA

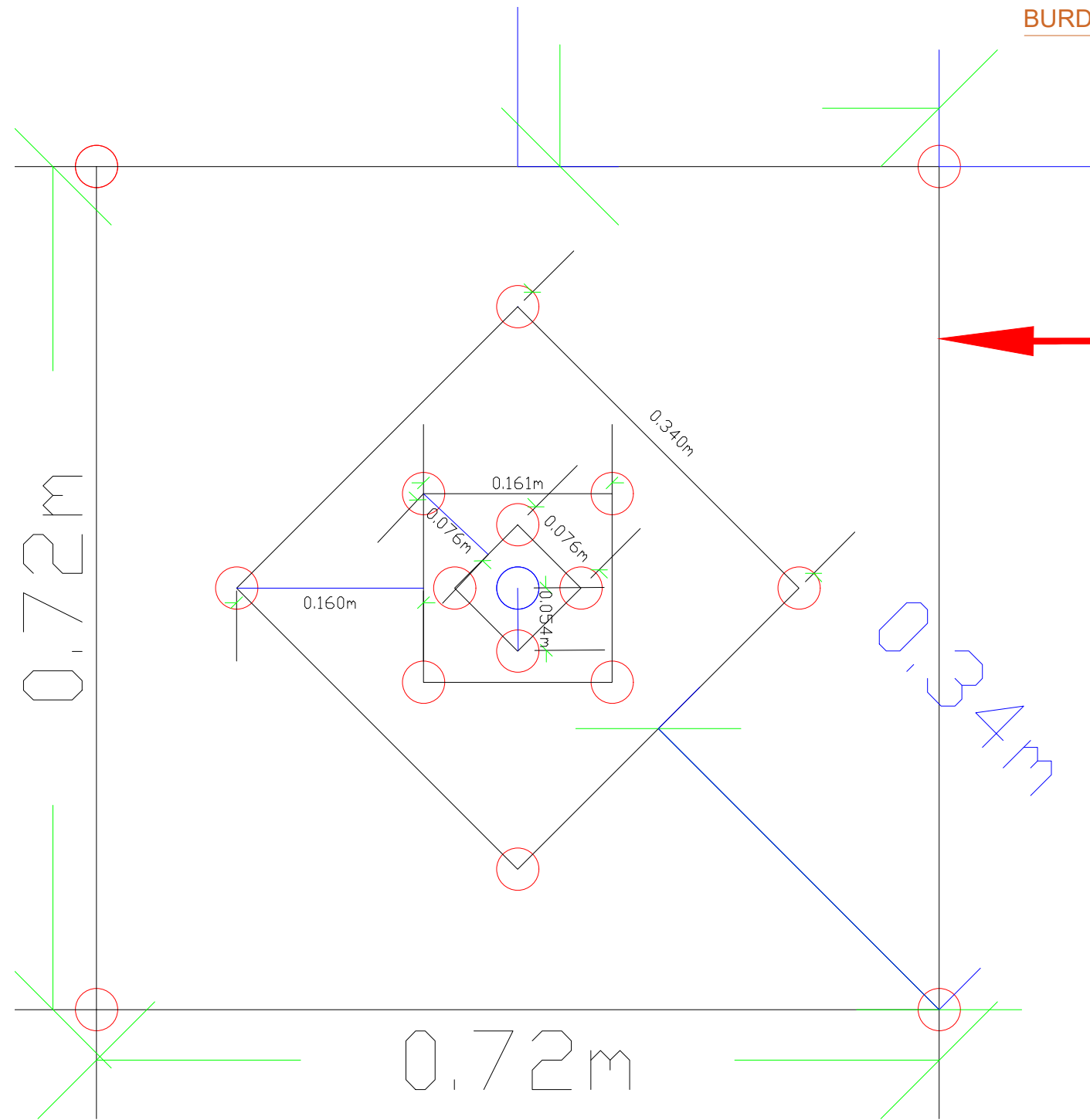
- Primera detonación 1
- Segunda detonación 2
- Tercera detonación 3
- Cuarta detonación 4
- Quinta detonación 5
- Sexta detonación 6
- Sétima detonación 7

SECUENCIA DE SALIDA DE LOS TALADROS



ESCALA: 1/25

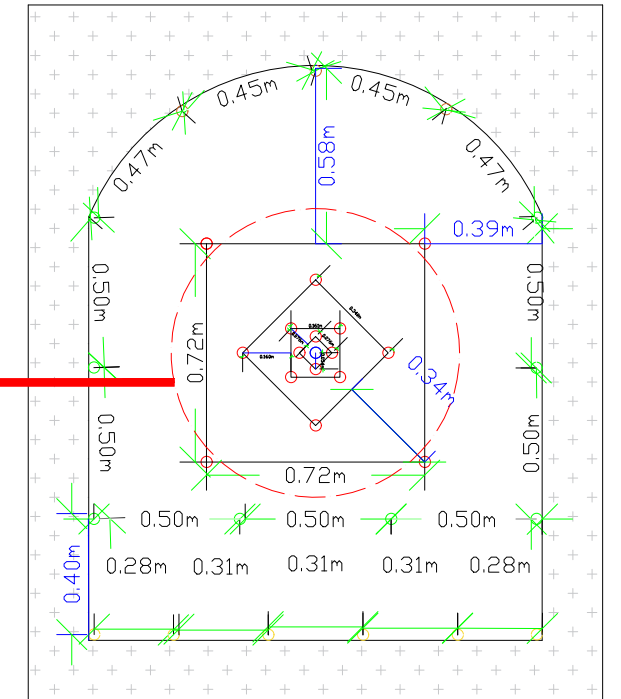
BURDEN Y ESPACIAMIENTO EN LA MALLA DE PERFORACIÓN



ESCALA: 1/5

LEYENDA



- Primera secuencia —
- Segunda secuencia —
- Tercer secuencia —



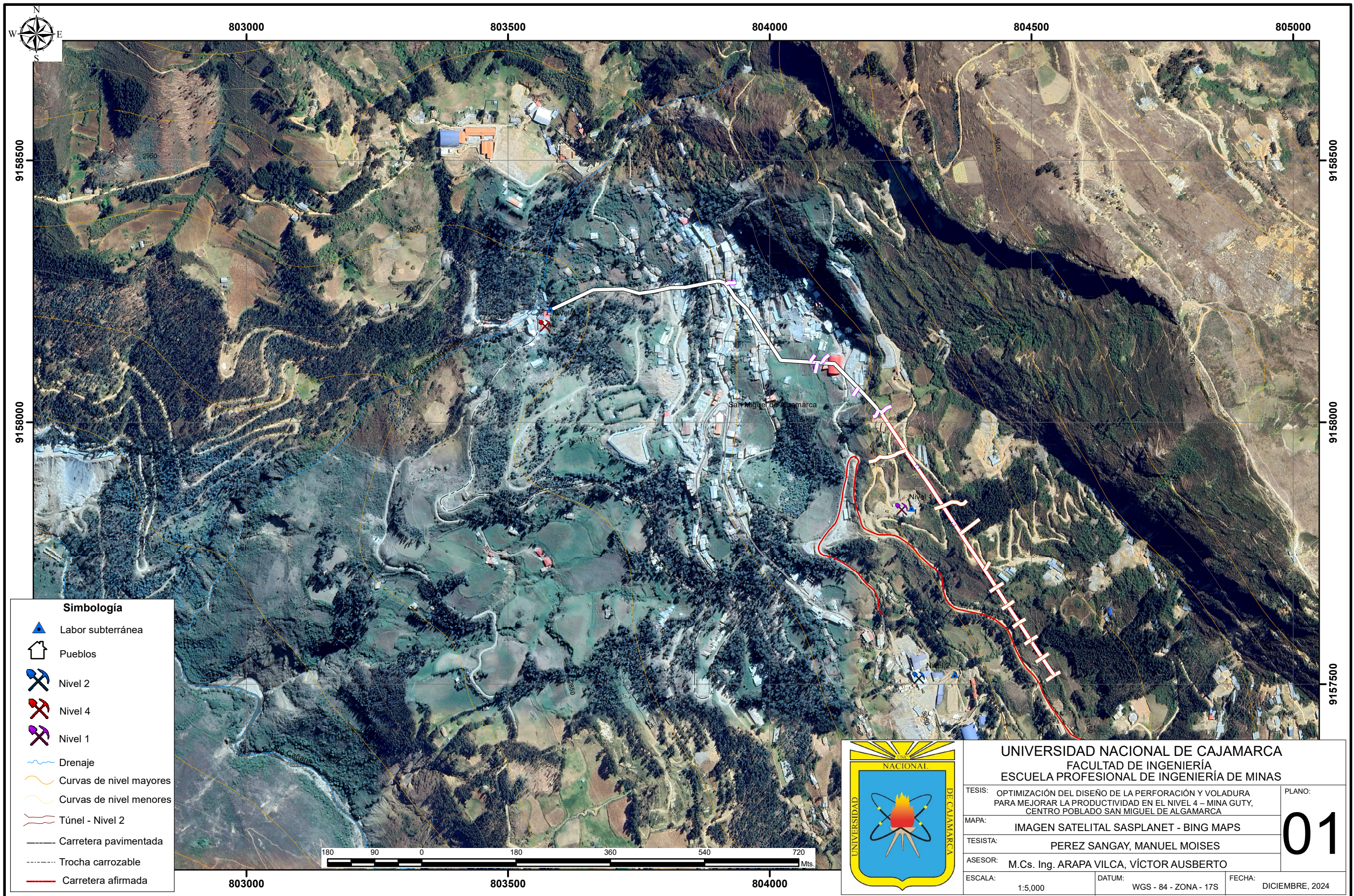
ESCALA: 1/25

LEYENDA

- Tal. del cuele ○
- Tal. de los Hastiales ○
- Tal. Corona ○
- Tal. Zapateras ○
- Tal. Alivio ○
- Burden —
- Espaciamiento —

	UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		 PLANO: 05
	TESIS: OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN EL NIVEL 4 - MINA GUTY, CENTRO POBLADO SAN MIGUEL DE ALGAMARCA.		
	PLANO: MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA		
	TESISTA: Bach. PEREZ SANGAY MANUEL MOISES	ESCALA: Indicada	
ASESOR: M. Cs. Ing. VÍCTOR AUSBERTO ARAPA VILCA		FECHA: Julio, 2024	

ANEXOS D

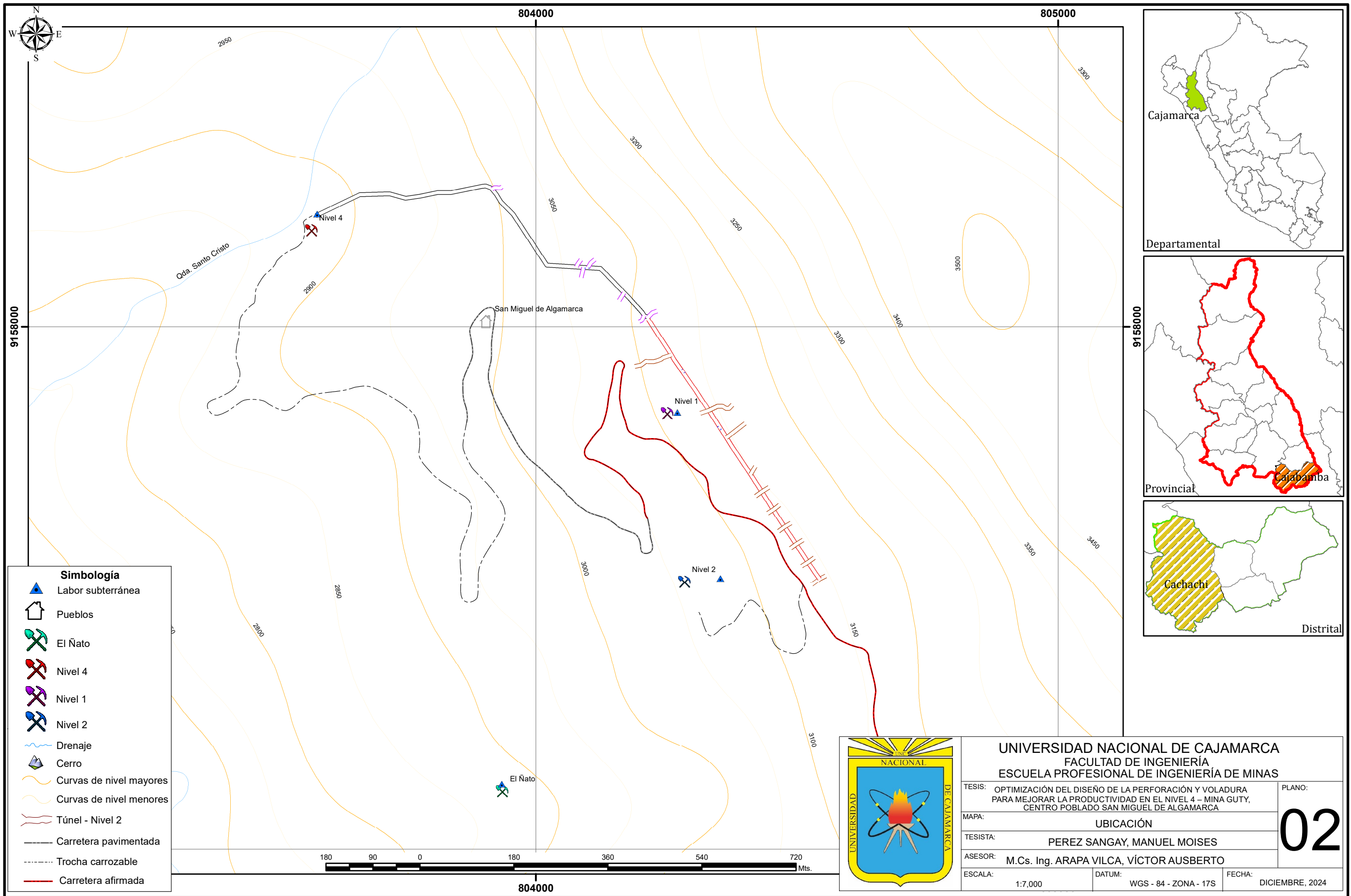


Simbología

	Labor subterránea
	Pueblos
	Nivel 2
	Nivel 4
	Nivel 1
	Drenaje
	Curvas de nivel mayores
	Curvas de nivel menores
	Túnel - Nivel 2
	Carretera pavimentada
	Trocha carrozable
	Carretera afirmada



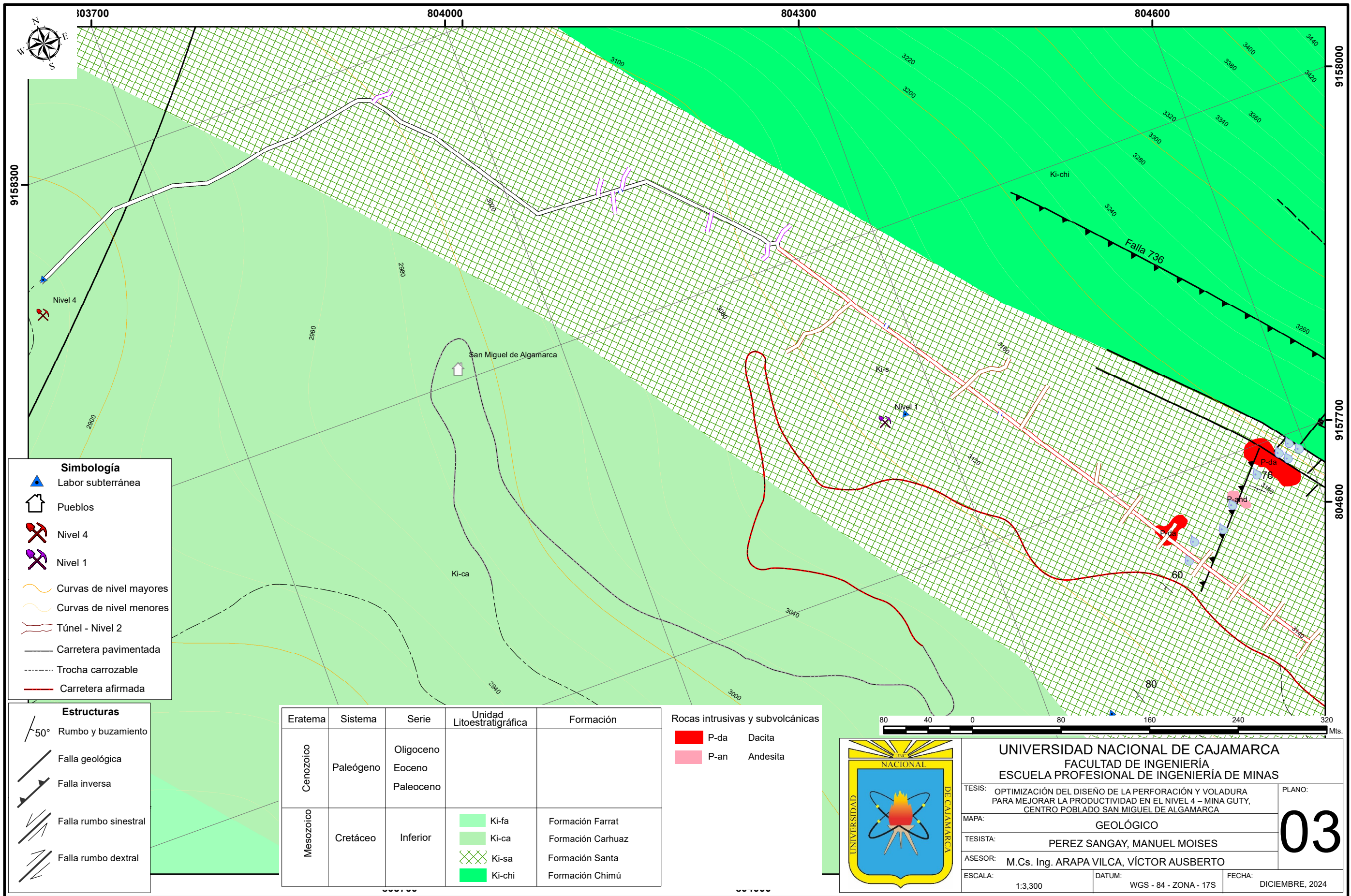
UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
TESIS: OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN EL NIVEL 4 – MINA GUTY, CENTRO POBLADO SAN MIGUEL DE ALGAMARCA	PLANO: <h1 style="font-size: 2em;">01</h1>	
MAPA: IMAGEN SATELITAL SASPLANET - BING MAPS		
TESISTA: PEREZ SANGAY, MANUEL MOISES		
ASESOR: M.Cs. Ing. ARAPA VILCA, VÍCTOR AUSBERTO		
ESCALA: 1:5,000	DATUM: WGS - 84 - ZONA - 17S	FECHA: DICIEMBRE, 2024



- Simbología**
- Labor subterránea
 - Pueblos
 - El Nato
 - Nivel 4
 - Nivel 1
 - Nivel 2
 - Drenaje
 - Cerro
 - Curvas de nivel mayores
 - Curvas de nivel menores
 - Túnel - Nivel 2
 - Carretera pavimentada
 - Trocha carrozable
 - Carretera afirmada



UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
TESISTA: OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN EL NIVEL 4 - MINA GUTY, CENTRO POBLADO SAN MIGUEL DE ALGAMARCA		PLANO: 02
MAPA: UBICACIÓN		
TESISTA: PEREZ SANGAY, MANUEL MOISES		
ASESOR: M.Cs. Ing. ARAPA VILCA, VÍCTOR AUSBERTO		
ESCALA: 1:7,000	DATUM: WGS - 84 - ZONA - 17S	FECHA: DICIEMBRE, 2024



Simbología

- Labor subterránea
- Pueblos
- Nivel 4
- Nivel 1
- Curvas de nivel mayores
- Curvas de nivel menores
- Túnel - Nivel 2
- Carretera pavimentada
- Trocha carrozable
- Carretera afirmada

Estructuras

- 50° Rumbo y buzamiento
- Falla geológica
- Falla inversa
- Falla rumbo sinistral
- Falla rumbo dextral

Eratema	Sistema	Serie	Unidad Litoestratigráfica	Formación
Cenozoico	Paleógeno	Oligoceno		
		Eoceno		
		Paleoceno		
Mesozoico	Cretáceo	Inferior	Ki-fa Ki-ca Ki-sa Ki-chi	Formación Farrat Formación Carhuaz Formación Santa Formación Chimú

Rocas intrusivas y subvolcánicas

- P-da Dacita
- P-an Andesita



UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
 FACULTAD DE INGENIERÍA
 ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESISTA: OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN EL NIVEL 4 – MINA GUTY, CENTRO POBLADO SAN MIGUEL DE ALGAMARCA

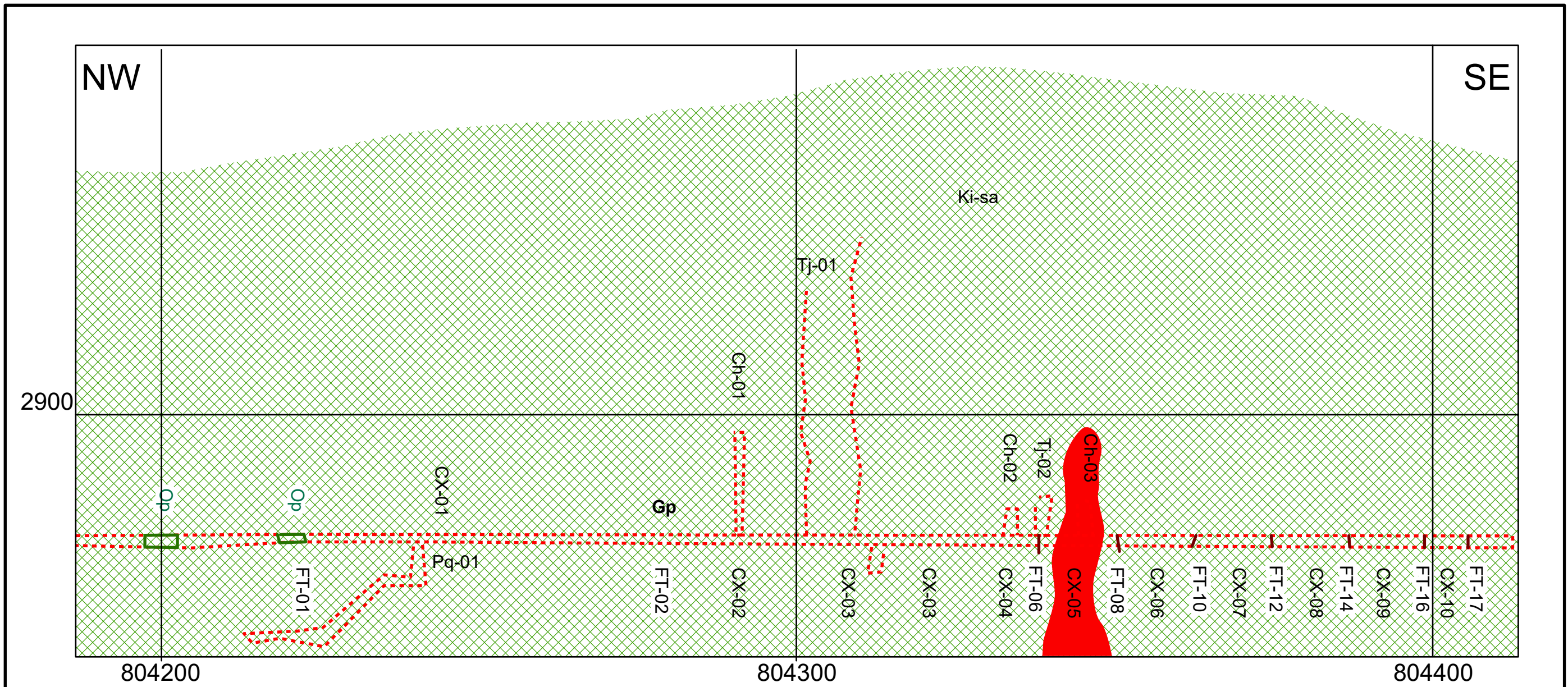
MAPA: **GEOLOGICO**

TESISTA: **PEREZ SANGAY, MANUEL MOISES**

ASESOR: **M.Cs. Ing. ARAPA VILCA, VÍCTOR AUSBERTO**

ESCALA: 1:3,300 DATUM: WGS - 84 - ZONA - 17S FECHA: DICIEMBRE, 2024

PLANO: **03**



Eratema	Sistema	Serie	Unidad Litoestratigráfica	Formación
Cenozoico	Paleógeno	Oligoceno		
		Eoceno		
		Paleoceno		
Mesozoico	Cretáceo	Inferior	Ki-sa	Formación Santa

Rocas intrusivas y subvolcánicas
■ P-da Dacita



UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS: OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN EL NIVEL 4 – MINA GUTY, CENTRO POBLADO SAN MIGUEL DE ALGAMARCA

MAPA: SECCIÓN LONGITUDINAL - VISTA DE PERFIL

TESISTA: PEREZ SANGAY, MANUEL MOISES

ASESOR: M.Cs. Ing. ARAPA VILCA, VÍCTOR AUSBERTO

ESCALA: Eh = 1:3,300 / Ev = 1:500 DATUM: WGS - 84 - ZONA - 17S FECHA: DICIEMBRE, 2024

PLANO: 04

ANEXOS E

