

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



TESIS

**ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN
EN EL FRENTE DE AVANCE DE LA GALERÍA N°3. MINA TRINIDAD II.
ALGAMARCA**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

AUTOR:

BACH. POMPA VÁSQUEZ LUIS RONALD

ASESOR:

DR. LAGOS MANRIQUE ALEJANDRO CLAUDIO

CAJAMARCA- PERÚ

2024

CONSTANCIA DE INFORME DE ORIGINALIDAD

- FACULTAD DE INGENIERÍA -

- Investigador** : LUIS RONALD POMPA VÁSQUEZ
DNI : 72194759
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
- Asesor** : ALEJANDRO CLAUDIO LAGOS MANRIQUE
Facultad : INGENIERÍA
- Grado académico o título profesional**
 Bachiller Título profesional Segunda especialidad
 Maestro Doctor
- Tipo de Investigación:**
 Tesis Trabajo de investigación Trabajo de suficiencia profesional
 Trabajo académico
- Título de Trabajo de Investigación:** ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN EN EL FRENTE DE AVANCE DE LA GALERÍA N°3. MINA TRINIDAD II. ALGAMARCA
- Fecha de evaluación:** 02 DE DICIEMBRE DE 2024
- Software antiplagio:** TURNITIN URKUND (OURIGINAL) (*)
- Porcentaje de Informe de Similitud:** 12%
- Código Documento:** oid: 3117:412026714
- Resultado de la Evaluación de Similitud:**
 APROBADO PARA LEVANTAMIENTO DE OBSERVACIONES O DESAPROBADO

Fecha Emisión: 06/01/2025

 <p>Ing. Alejandro C. Lagos Manrique</p>	 <p>FIRMA DIGITAL</p>	<p>Firmado digitalmente por: BAZAN DIAZ Laura Sofia FAU 20148258601 soft Motivo: En señal de conformidad Fecha: 06/01/2025 14:32:10-0500</p>
<p>FIRMA DEL ASESOR Alejandro Claudio Lagos Manrique DNI: 09224934</p>	<p>UNIDAD DE INVESTIGACIÓN FI</p>	

* En caso se realizó la evaluación hasta setiembre de 2023



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



ACTA DE SUSTENTACIÓN PÚBLICA DE TESIS.

TITULO : "ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN EN EL FRENTE DE AVANCE DE LA GALERÍA N° 3. MINA TRINIDAD II - ALGAMARCA."

ASESOR : Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.

En la ciudad de Cajamarca, dando cumplimiento a lo dispuesto por el Oficio Múltiple N° 0066-2025-PUB-SA-FI-UNC, de fecha 22 de enero de 2025, de la Secretaría Académica de la Facultad de Ingeniería, a los **cuatro días del mes de febrero de 2025**, siendo las once horas (11:00 a.m.) en el Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería Geológica (Ambiente 4J - 210), se reunieron los Señores Miembros del Jurado Evaluador:

Presidente : Dr. Ing. Crispín Zenón Quispe Mamani.
Vocal : M.Cs. Ing. Roberto Severino Gonzales Yana.
Secretario : M.Cs. Ing. Víctor Ausberto Arapa Vilca.

Para proceder a escuchar y evaluar la sustentación pública de la tesis titulada "ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN EN EL FRENTE DE AVANCE DE LA GALERÍA N° 3. MINA TRINIDAD II - ALGAMARCA" presentada por el Bachiller en Ingeniería de Minas **LUIS RONALD POMPA VÁSQUEZ**, asesorado por el Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique, 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 : 3 PTS.
EVALUACIÓN PÚBLICA : 11 PTS.
EVALUACIÓN FINAL : 14 PTS. CATORCO (En letras)

En consecuencia, se lo declara APROBADO con el calificativo de CATORCO acto seguido, el presidente del jurado hizo saber el resultado de la sustentación, levantándose la presente a las 12.00pm horas del mismo día, con lo cual se dio por terminado el acto, para constancia se firmó por quintuplicado.

Dr. Ing. Crispín Zenón Quispe Mamani.
Presidente

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

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

Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.
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: LUIS RONALD POMPA VÁSQUEZ.

RUBRO	PUNTAJE
	Máximo/Calificación
2. DE LA SUSTENTACIÓN PÚBLICA	
2.1. Capacidad de síntesis	3
2.2. Dominio del tema	3
2.3. Consistencia de las alternativas presentadas	3
2.4. Precisión y seguridad en las respuestas	2
PUNTAJE TOTAL (MÁXIMO 12 PUNTOS)	11

Cajamarca, 04 de febrero de 2025

Dr. Ing. Crispín Zenón Quispe Mamani.
Presidente

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

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

Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.
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.

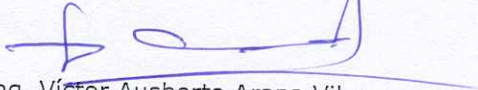
Bachiller en Ingeniería de Minas: LUIS RONALD POMPA VÁSQUEZ.

RUBRO	PUNTAJE
A.- EVALUACIÓN DE LA SUSTENTACIÓN PRIVADA	3
B.- EVALUACIÓN DE LA SUSTENTACIÓN PÚBLICA	11
EVALUACIÓN FINAL	
EN NÚMEROS (A + B)	14
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, 04 de febrero de 2025


Dr. Ing. Crispín Zenón Quispe Mamani.
Presidente


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


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


Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.
Asesor

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por sus infinitas bendiciones y guiarme por el camino de la sabiduría, con la que fue posible la culminación de este trabajo de investigación.

A la Universidad Nacional de Cajamarca y a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas y a todos mis docentes que me brindaron sus conocimientos y experiencias.

Agradezco a mi asesor, Dr. Alejandro Claudio Lagos Manrique, por sus sugerencias y correcciones oportunas para el mejoramiento de esta tesis.

Luis Ronald P. V

DEDICATORIA

A mis señores padres: Eusebio y Faustina por darme la educación que tengo y por su comprensión y apoyo durante mi etapa como estudiante en la Universidad Nacional de Cajamarca y en todo el transcurso de mi vida.

Luis Ronald P. V

ÍNDICE

	Pág.
AGRADECIMIENTO.....	i
DEDICATORIA.....	ii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xii
LISTA DE ABREVIATURAS.....	xvi
RESUMEN.....	xvii
ABSTRACT.....	xviii

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.	ANTECEDENTES TEÓRICOS.....	3
2.1.1.	INTERNACIONALES.....	3
2.1.2.	NACIONALES.....	3
2.2.	BASES TEÓRICAS.....	4
2.2.1.	Geomecánica de rocas.....	4
2.2.2.	Propiedades Físicas de la Matriz Rocosa.....	4
2.2.2.1.	Densidad.....	4
2.2.2.2.	Porosidad.....	5
2.2.2.3.	Esponjamiento.....	5
2.2.2.4.	Humedad.....	5
2.2.3.	Propiedades mecánicas de las rocas.....	5
2.2.3.1.	Resistencia a la compresión simple o resistencia uniaxial.....	5
2.2.3.2.	Cálculo de número de Taladros y Carga Explosiva.....	5
2.2.4.	Caracterización Geomecánica.....	6
2.2.5.	Macizo Rocoso.....	6

	Pág.
2.2.6. Rock Quality Designation	6
2.2.7. Clasificación de la masa rocosa Rock Mass Rating (RMR)	8
2.2.8. Resistencia uniaxial de la matriz rocosa	9
2.2.9. Diseño de malla de perforación	11
2.2.10. Perforación	11
2.2.10.1. Variables de perforación	12
2.3. Tipos de perforación de acuerdo a trabajabilidad	15
2.3.1. Perforación Manual	15
2.3.2. Perforación Mecanizada	16
2.3.3. Perforación por tipos de trabajo	16
2.4. Propiedades de las rocas que afectan la perforación	16
2.4.1. Fracturas preexistentes	18
2.4.2. Tensiones de Campo	18
2.4.3. Presencia de Agua	18
2.4.4. Temperatura del Macizo Rocosos	19
2.4.5. Caracterización de los macizos rocosos para el diseño de las mallas de perforación y voladura	19
2.4.6. Las técnicas de caracterización geomecánica	19
2.4.7. Detonación	20
2.4.8. Explosión	20
2.4.9. Voladura	20
2.4.10. Factores intervinientes en voladura subterránea	22
2.4.10.1. Parámetros de la roca no controlables	23
2.4.10.2. Parámetros del explosivo (controlables)	24
2.4.11. Propiedades de los explosivos	25
2.4.11.1. Velocidad de detonación	26

	Pág.
2.4.11.2.	Presión de detonación26
2.4.11.3.	Taco.....26
2.4.11.4.	Presión de taladro.....26
2.4.11.5.	Energía de los explosivos27
2.4.11.6.	Potencia.....27
2.4.11.7.	Clasificación de los explosivos según la velocidad de reacción27
2.4.11.8.	Iniciadores o detonadores28
2.4.11.9.	Explosivos basados en nitrato de amonio AN/FO.....28
2.4.11.10.	Emulsiones28
2.4.11.11.	Fase Interna.....28
2.4.11.12.	Fase Externa29
2.4.11.13.	Parámetros de perforación y voladura.....29
2.5.	Método científico técnico de Holmberg30
2.5.1.	Diseño en la sección del corte32
2.5.2.	Potencia relativa por peso (RWS).....32
2.5.3.	Avance Por Disparo.....32
2.5.4.	Velocidad de detonación (VOD)33
2.5.5.	Burden33
2.5.6.	Transmisión o simpatía.....34
2.5.7.	Resistencia al agua34
2.5.8.	Energía del explosivo34
2.5.9.	Sensibilidad a la iniciación.....34
2.5.10.	Diámetro de la carga diámetro del taladro35
2.5.11.	Grado de acoplamiento35
2.5.12.	Grado de confinamiento35

	Pág.
2.5.13. Taladros de alivio.....	36
2.5.14. Espaciamiento	36
2.5.15. Densidad de carga (DC)	36
2.5.16. Cebo	36
2.5.17. Distribución de energía.....	37
2.5.18. Intervalos de iniciación de las cargas ‘timing’	37
2.5.19. Constante de roca (C)	37

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN.....	40
3.2. ACCESIBILIDAD	40
3.3. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	43
3.3.1. Tipo, nivel, diseño y método de la investigación	43
3.3.2. Población de estudio	44
3.3.3. Muestras.....	44
3.3.4. Unidad de análisis	44
3.3.5. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS	44
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	44
3.4.1. Técnicas.....	44
3.4.2. Instrumentos y equipos.....	44
3.5. GEOLOGÍA LOCAL.....	46
3.5.1. Formación Chimú (Ki-chi).....	46
3.5.2. Formación Santa (Ki- Sa).....	46
3.6. GEOLOGIA ESTRUCTURAL	46

CAPÍTULO IV

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. ANÁLISIS GEOMECÁNICO EN EL FRENTE DE AVANCE	47
4.1.1.1. Cálculo del RQD	48
4.1.1.2. Cálculo del RQD con la otra formula.....	48
4.1.1.3. Cálculo del RMR de la Estación Geomecánica 1 (EGP-01).....	49
4.1.2.1. Estación geomecánica 02 (EGP-02).....	50
4.1.2.2. Cálculo del RQD	50
4.1.2.3. Cálculo del RQD con la otra formula.....	50
4.1.2.4. Cálculo del RMR de la Estación Geomecánica 2 (EGP-02).....	52
4.1.3.1. Estación geomecánica 03 (EGP-03).....	53
4.1.3.2. Cálculo del RQD	53
4.1.3.3. Cálculo del RQD con la otra formula.....	53
4.1.3.4. Cálculo del RMR de la Estación Geomecánica 3 (EGP-03).....	54
4.2. MALLA DE PERFORACIÓN INICIAL DE LA GALERÍA N° 3 TRINIDAD II	55
4.2.1. Evaluación de la situación actual de la galería.....	55
4.2.1. Avance lineal actual sin la aplicación de la nueva malla de perforación.....	59
4.2.1. Número de taladros empleados	59
4.2.2. Cantidad de explosivos utilizados	60
4.2.3. Cálculo de las Toneladas	60
4.2.4. Diseño de Malla de perforación anterior de la galería N° 3 Trinidad II.....	61
4.3. IMPLEMENTACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN EN LA GALERÍA N° 3 TRINIDAD II	61

	Pág.
4.3.1. Parámetros de la Nueva Malla de Perforación en la galería N° 3	
Trinidad	61
4.3.2. Cálculo de la potencia relativa por peso del ANFO	62
4.3.3. Cálculo de la constante de la roca corregida (C').....	62
4.3.4. Cálculo de la concentración de carga del Anfo (CCA)	63
4.3.5. Cálculo del diámetro de taladro vacío equivalente (DTVE)	63
4.3.6. Cálculo de la longitud del taladro teórico (LTT)	63
4.3.7. Cálculo de la longitud de taladro real (LTR)	63
4.3.8. Cálculo del avance real (AR).....	64
4.3.9. Cálculo de los taladros	65
4.3.9.1. Primer cuadrante.....	65
4.3.9.2. Burden máximo (BM1)	65
4.3.9.3. Burden práctico (BP1)	66
4.3.9.4. Concentración de la carga de ANFO (CCA).....	66
4.3.9.5. Longitud de carga (LC).....	66
4.3.9.6. Espaciamiento (E1).....	66
4.3.9.7. Segundo cuadrante	67
4.3.10.1. Ancho de taladro con desviación (ATD)	67
4.3.10.2. Burden máximo (BM2).....	67
4.3.10.3. Burden práctico (BP2)	68
4.3.10.4. Espaciamiento (E2)	68
4.3.11. Tercer cuadrante	69
4.3.11.1. Ancho de los taladros con desviación (ATD3)	69
4.3.11.2. Burden máximo (BM3).....	69
4.3.11.3. Burden práctico (BP3)	70
4.3.11.4. Cálculo del espaciamiento (E3)	70

	Pág.
4.3.11.5.Análisis de los datos calculados	71
4.3.12. Arrastre	71
4.3.12.1.Burden máximo (BMA)	71
4.3.12.2.Burden práctico (BPA)	71
4.3.12.3.Número de taladros de arrastre (N ^o TA)	72
4.3.12.4.Espaciamiento en el arrastre (EA).....	72
4.3.12.5.Espaciamiento para los taladros de la esquina (ETE).....	72
4.3.13. Corona	73
4.3.13.1.Espaciamiento de la corona (EC).....	73
4.3.13.2.Burden máximo de corona (BMC)	73
4.3.13.3.Burden práctico de corona (BPC).....	74
4.3.13.4.Número de taladros (N ^o TC).....	74
4.3.14. Sección A	75
4.3.14.1.Burden máximo de sección A (BMSA).....	75
4.3.14.2.Burden práctico de sección A (BPSA)	75
4.3.14.3.Longitud de la pared (LP).....	75
4.3.14.4.Número de taladros sección A (N ^o TSA).....	76
4.3.14.5.Espaciamiento (ESA)	76
4.3.16. Sección B.....	76
4.3.16.1.Distancia horizontal disponible a perforar (DHSB)	76
4.3.16.2.Burden máximo sección B (BMSB)	77
4.3.16.3.Burden practico (BPSB)	77
4.3.16.4.Cálculo del número de taladros (N ^o TSB).....	77
4.3.16.5.Espaciamiento (ESB)	78
4.3.17. Sección C.....	78

	Pág.
4.3.17.1.Distancia vertical para perforar (DVPSC)	78
4.3.17.2.Burden máximo sección C (BMSC).....	78
4.3.17.3.Burden práctico sección C (BPSC).....	79
4.3.17.4.Espaciamiento horizontal de la sección (EHSC)	79
4.3.17.5.Número de taladros de la sección C (N ^o TSC)	79
4.3.17.6.Espaciamiento del tajeo de sección C (ETSC).....	80
4.4. Análisis de los resultados obtenidos	81
4.4.1. Perforación	81
4.4.2. Cálculo de la longitud de taladro real (LTR)	81
4.4.3. Cálculo del avance efectivo (AE).....	81
4.4.4. Cálculo de las Toneladas métricas rotas	82
4.4.5. Factor de carga (FC)	82
4.4.6. Factor de energía del ANFO (FEA)	82
4.4.7. Factor de energía de emulsión (FEE).....	82
4.4.8. Factor de energía total (FET).....	82
4.4.9. Eficiencia de la voladura (EV).....	83
4.4.10. Diseño de la malla de perforación y voladura	83
4.4.11. Comparación de los costos unitarios con la antigua y nueva malla de perforación y voladura.....	89
4.4.11.1.Costo de mano de obra	89
4.4.11.2.Costo de perforación	90
4.11.2.3.Costo total por disparo.....	91
4.11.3.4.Costo total por Toneladas métricas por disparo	92
4.11.3.5.Estructuras de los precios antes y después de la implementación de la malla de perforación	92
4.12. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS	95

CAPÍTULO V**CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

5.1. CONCLUSIONES.....	96
5.2. RECOMENDACIONES	96
Referencias Bibliográficas	98

ANEXOS

ANEXO A: Planos.....	100
ANEXO B: Panel fotográfico.....	107
ANEXO C: Análisis químicos.....	120
ANEXO D: Ficha técnica de los explosivos.....	126

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 Ejemplo de cómo se calcula el RQD en un testigo.....	7
Figura 2 Ejemplo de distribución de taladros en una sección de 3.5 x 3.5.....	12
Figura 3 Efectos del Proceso de Detonación de un explosivo confinado en un taladro de Voladura de Roca.....	13
Figura 4 Ubicación de taladros según el método de Holmberg.....	31
Figura 5 Representación de la longitud de taladro y longitud de carga.....	37
Figura 6. Bocamina de la Mina Trinidad.	41
Figura 7. Georeferenciación de la UM Trinidad II.	41
Figura 8. Trayecto desde Cajamarca hacia la localidad de Algamarca.....	42
Figura 9. Equipos e instrumentos utilizados.....	45
Figura 10 Las fracturas determinadas en la Estacion EGP- 01.....	48
Figura 11 Fracturas de la estación EGP- 02,	51
Figura 12 Broca 38 mm y barreno de 5 pies mala simetría	55
Figura 13 espaciamiento entre taladros inadecuados.....	56
Figura 14 Representación de las malas técnicas utilizadas en el proceso de perforación y voladura de la mina Trinidad.	58
Figura 15 Sección del frente de avance de la galería N°3 con las deficiencias. ...	58
Figura 16 Diseño de malla empírica antes de aplicar el nuevo método	60
Figura 17 Representación de los cuadrantes, arrastre, la corona y las secciones en el frente de avance de la galería N°3 de la Mina Trinidad II	65
Figura 18 Diseño de la malla de perforación utilizando el método de Holmberg...84	
Figura 19 Diseño de la nueva malla de perforación en el frente de avance.....85	
Figura 20 perforación y diseño de la malla en el frente de avance de la galería N°3	86
Figura 21 Representación de los costos de la mano de obra antes y después de la implementación de la malla de perforación	90
Figura 22 Representación del costo de los materiales de voladura antes y después de la implementación de la malla de perforación y voladura.....	91
Figura 23 Representación de la comparación de los costos total de disparos antes y después de la implementación de la malla de perforación y voladura.	91

Figura 24 Representación de comparación de la cantidad las toneladas métricas rotas antes y después de la implementación de la malla de perforación y voladura.....92

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 Valores del RQD	7
Tabla 2 Clasificación de la roca según RMR ₈₉	9
Tabla 3 Estimación aproximada y clasificación de la resistencia a compresión simple de suelos y rocas a partir de índices de campo.	9
Tabla 4 Parámetros de clasificación para Clasificación Geomecánica RMR	10
Tabla 5 Factores controlables y no controlables	22
Tabla 6 Constante de la dureza de la roca.....	38
Tabla 7 ubicación de unidad minera Trinidad II.....	40
Tabla 8 Delimitación de la zona de investigación.....	40
Tabla 9 Accesibilidad del área de estudio	40
Tabla 10 Tipo de investigación.....	43
Tabla 11 Valores de la calidad de la roca según el RQD	48
Tabla 12 Cálculo de RMR de la Estación Geomecánica (EPG-01	49
Tabla 13 Tabla de valores del RMR	50
Tabla 14 Cálculo de RQD de la Estación Geomecánica (EPG-02)	51
Tabla 15 Cálculo de RMR de la Estación Geomecánica 2 (EG-02)	52
Tabla 16 Tabla de valores del RMR	53
Tabla 17 Tabla de valores del RQD	53
Tabla 18 Cálculo de RMR de la Estación Geomecánica 3 (EG-03)	54
Tabla 19 Tabla de valores del RMR	55
Tabla 20 Determinación de los errores detectados en la malla de perforación antes de la aplicación implementación de la nueva malla.....	56
Tabla 21 Porcentaje de las malas técnicas en el proceso de voladura antes de la implementación de la malla de voladura.	57
Tabla 22 Datos del frente de avance de la galería.....	62
Tabla 23 Valores calculados de perforación y voladura en la galería N°3	64
Tabla 24 Valores calculados del primer cuadrante de la malla de perforación.....	67
Tabla 25 Valores calculados del segundo cuadrante de la malla de perforación. .	69
Tabla 26 Valores calculados del tercer cuadrante de la malla de perforación.	70
Tabla 27 Valores calculados de la zona de arrastre de la malla de perforación y voladura.....	73

	Pág.
Tabla 28 Valores calculados de la zona de la corona de la malla de perforación y voladura.....	74
Tabla 29 Valores calculados de la zona de contorno (sección A, B, C) de la malla de perforación.	80
Tabla 30 Valores calculados para la sección de la galería N° 3.....	81
Tabla 31 Valores calculados para la nueva malla de perforación y voladura en el frente de avance de la galería N° 3 en la Mina Trinidad II.....	87
Tabla 32 Total de taladros calculados de la malla de perforación y voladura en la Mina Trinidad II.....	88
Tabla 33 Costos mano de obra	89
Tabla 34 Costos de materiales.....	90
Tabla 35 Costos de materiales.....	91
Tabla 36 Estructuras de los precios antes de la implementación de la malla de perforación	93
Tabla 37 Estructuras de los precios después de la implementación de la malla de perforación	94

LISTA DE ABREVIATURAS

AR	:	Avance real
C	:	constante
CCA	:	Concentración de carga del Anfo
cm	:	Centímetro
DTVE	:	Diámetro del taladro vacío equivalente
E	:	Este
Fc	:	Factor de Carga
GPS	:	Global Positioning System
H	:	Profundidad de Taladro
h	:	Hora
INGEMMET	:	Instituto Geológica Minero Metalúrgico del Perú
Km	:	kilómetro
LTR	:	Longitud del taladro real
m	:	Metro
m^3	:	metros cúbicos
mm	:	Milímetro
msnm	:	Metros sobre el nivel de mar
n	:	Número de taladros
N	:	Norte
NE	:	Noreste
NO	:	Noroeste
O	:	Oeste
RMR	:	Rock Mass Rating
RQD	:	Rock Quality Designation
RWS	:	potencia relativa por peso
S	:	Sur
SE	:	Sureste
SO	:	Suroeste
Ton	:	toneladas
V	:	Volumen

RESUMEN

El presente trabajo de tesis, se realizó en el frente de avance de la galería N°03 de la Mina Trinidad II ubicado en la localidad de Algamarca. El área de estudio se ubica, en el flanco occidental del Anticlinal Algamarca en donde la mineralización en vetas se ubica dentro de las rocas areniscas de la Formación Chimú- Santa. Los valores de RQD poseen valores de 78, 79 y 85% respectivamente y los valores de RMR están desde 77, 75 y 72. Estos valores indican que el macizo rocoso es de regular a buena calidad. Esta cualidad nos sirvió para adjudicarle una constante corregida de 0.37 para la aplicación, en los cálculos para la implementación de la malla de perforación. Aplicando el método de Holmberg para el diseño de la malla de perforación, dio como resultado que se necesitaron 35 taladros de los cuales 30 son los taladros cargados y 5 son los taladros de alivio, este cálculo es importante porque se evita que se utilicen más taladros, de lo necesario permitiendo que se pueda obtener mayor volumen de mineral roto, dando como consecuencia una mayor ganancia a la empresa. Antes de la implementación de la malla de perforación, se utilizaban las malas técnicas como son: deficiencia en la simetría de disparo en 30%, una mala secuencia de salida en 20%, mala utilización de explosivos en 10% y mala técnica de carga en un 20% lo que significaba pérdidas económicas para la mina. Los costos de mano de obra, con la implantación de la malla de perforación se redujeron de S/.728.7 por disparo a S/.566.32 significando un ahorro para la empresa de S/.72.24 por disparo. El costo de la perforación también se redujo de 331.22 soles a 237.75 significando, un ahorro para la empresa de 93.47 soles por disparo.

Palabras claves: Malla de perforación, taladro, disparo, constante

ABSTRACT

The present thesis work was carried out in the Avance front of the gallery N°03 of the Trinidad II Mine located in the town of Algamarca. The study area is located on the western flank of the Algamarca Anticline, where vein mineralization is located within the sandstone rocks of the Chimú-Santa Formation. The RQD values have values of 78, 79 and 85% respectively and the RMR values are from 77, 75 and 72. These values indicate that the rock mass is of fair to good quality. This quality helped us to assign a corrected constant of 0.37 for the application in the calculations for the implementation of the drill mesh. Applying Holmberg's method for the design of the drill mesh, it resulted in 35 holes being needed of which 30 are the loaded drills and 5 are the relief drills, this calculation is important because it prevents more drills from being used. Before the implementation of the drill mesh, bad techniques were used, such as: deficiency in firing symmetry in 30%, a bad exit sequence in 20%, poor use of explosives in 10% and poor loading technique in 20%, which meant economic losses for the mine. Labor costs with the implementation of the drilling mesh were reduced from 568.7 soles per shot to 496.22 soles, meaning a saving for the company of 72.48 soles per shot.

Keywords: Drill mesh, drill, shot, constant

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

El Centro Poblado de Algamarca, es una zona minera por excelencia, por lo que actualmente existen varios empresarios que explotan los minerales a través de labores mineras subterráneas. Estas actividades mineras se realizan en forma artesanal y empírica, sin aplicar un diseño de malla para la perforación y voladura y sin tener en cuenta la calidad del macizo rocoso, del frente de avance. Esta inadecuada práctica minera produce demasiada dilución, del mineral ya sea por excesiva carga de explosivo utilizado, lo que debilita las paredes y el techo de la galería o un inadecuado diseño de malla de perforación que no fragmenta la roca que genera bloques de tamaños inadecuados. Esta situación conlleva a una pérdida económica, a los inversionistas mineros.

Para efectuar esta investigación se han formulado las siguientes interrogantes: ¿Cuál es la calidad del macizo rocoso, del frente de avance para realizar el diseño de perforación de la mina Trinidad II - Algamarca? ¿Cómo cambia el diseño de perforación, adecuado teniendo en cuenta la variación, de la calidad del macizo rocoso del frente de avance?

Dentro de los objetivos planteados están Determinar la calidad del macizo rocoso, del frente de avance con la finalidad de realizar el diseño idóneo de perforación, de la mina Trinidad II - Algamarca; el de evaluar la variación del diseño de perforación, teniendo en cuenta el resultado, del análisis geomecánico del frente de avance; evaluar las ventajas al aplicar el diseño de malla de perforación adecuado, en el frente de avance teniendo en cuenta la calidad del macizo rocoso.

Esta investigación está conformada por V capítulos:

Capítulo I denominado Introducción que consiste en un informe resumido de cómo está constituida la investigación. Capítulo II denominado Marco Teórico, contiene tres subcapítulos: Antecedentes de la Investigación, Bases Teóricas y Definición de Términos Básicos. El primero se refiere a la recopilación, de todos los antecedentes teóricos sobre el tema de investigación; estos antecedentes son en el ámbito internacional, nacional y local. El segundo se refiere a todas las bases teóricas referidas a la investigación los que sirven de apoyo para el desarrollo del trabajo de

investigación y el tercero corresponde a la Definición de los Términos Básicos en donde se definen algunos términos, que se van a utilizar en la investigación. Capítulo III, el cual se denomina Materiales y Métodos, están: la ubicación geográfica y política del área de estudio, contiene también la metodología utilizada en la investigación, la identificación de las variables dependientes e independientes, las técnicas utilizadas, los instrumentos, equipos utilizados, también están descritos tanto el clima, la vegetación, la geomorfología. El Capítulo IV, titulado Análisis y Discusión de Resultados, contiene el trabajo propiamente dicho en donde se desarrollan los objetivos planteados, los resultados son contrastados con la Hipótesis que consiste en la comparación de los resultados obtenidos con la hipótesis planteada. El capítulo V, esta referido a las Conclusiones y Recomendaciones, en primer lugar, contiene las conclusiones los que deben estar relacionadas a los objetivos planteados, seguidamente las recomendaciones.

CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES TEÓRICOS

2.1.1. INTERNACIONALES

Sánchez (2012) En la tesis “Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth. El objetivo fue el de optimizar los Procesos de Perforación y Voladura en el avance de la rampa en la Mina Bethzabeth de la Empresa Minera ELIPE S.A. en Ecuador, concluye que: El análisis efectuado a la malla de perforación que actualmente se aplica para el franqueo de la Rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, demostró falencias en el número de taladros, cantidad de carga, velocidad de detonación, avance del frente y tiempo destinado a las labores de barrenación y cargado de sustancia explosiva y con ellas en el costo de explotación; el RQD del macizo rocoso que atraviesa la Rampa, se lo califica como MUY BUENO; se redujo el número de taladros (de 62 a 48) y la cantidad de sustancia explosiva requerida en cada voladura, mejoras que disminuirán (de 5.43 h a 4.42 h) el tiempo destinado a la barrenación y al cargado de la sustancia explosiva. La aplicación de la malla de perforación, propuesta en este trabajo, para el franqueo de la Rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, significará para ELIPE S.A. el ahorro de US\$ 85.12 en cada voladura.

2.1.2. NACIONALES

Palma (2019) Optimización del proceso de perforación y voladura, mediante el diseño de la malla de perforación en la Galería “GL-905” de la compañía minera Fargo Minería y construcción SAC, Unidad Minera “FOX”, Periodo 2019, en Perú, concluye que: se optimizó el proceso de perforación y voladura, mediante el diseño de la malla de perforación en la galería 905 y con el diseño de una malla de perforación, al reducir de 39 a 34 taladros se tiene un ahorro significativo de US\$ 392.10 / m. (antes de la optimización) – US\$ 380.89 / m. (después de la optimización) = US\$ 11.21 / m. y permitirá la optimización en los procesos de Perforación y Voladura en la galería 905 de la Unidad Minera Fox, periodo 2019, logrando un ahorro de US\$ 5,535.23 / al año.

2. Se redujo el tiempo de perforación, de la galería 905 en 19 minutos de 2:48h a

2.29h, generando el aumento de la vida útil de aceros y mayor avance de 1.62 a 1.68 (6 cm) por cada disparo. 3. Se mejoró la disposición de agentes de voladura, para una mejor distribución de la carga en la galería 905, disminuyendo la cantidad de dinamita 65% semigelatina en 4.88 kg (antes 31.71 Kg, después 26.83 Kg). obteniendo así una mejor fragmentación de la roca y reduciendo el daño en los hastiales.

Paucar (2012) En la tesis “Diseño de malla de perforación y voladura en frentes para optimizar la voladura en la mina San Genaro de la Cía. Minera Castrovirreyna S.A.”; El objetivo general fue evaluar la eficiencia de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura de frentes para optimizar la voladura. Dentro de las conclusiones están: se optimizó la eficiencia, de disparos y minimizó los precios unitarios, en el consumo de los explosivos y accesorios de voladura, generando mayores ingresos económicos; se capacitó al personal acerca de la importancia del diseño de la malla de perforación, haciéndoles ver la realidad de los resultados comparándolo con los resultados anteriores y actuales.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Geomecánica de rocas

La mecánica de rocas, se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamiento mecánico de los materiales rocosos, y de su respuesta ante la acción de fuerzas aplicadas, en su entorno físico. Da forma que los ensayos de laboratorio son los que permiten determinar las propiedades físicas y mecánicas de la matriz rocosa, que definen su comportamiento mecánico, del mismo modo que los ensayos in situ, las propiedades de los macizos rocosos en su estado y condición natural y a escalas representativas. (González de Vallejo, 2002)

2.2.2. Propiedades Físicas de la Matriz Rocosa

2.2.2.1. Densidad

Es la relación entre la masa de una muestra, de roca matriz en su estado natural, ósea, con un cierto contenido de humedad. Las rocas más densas, siempre requieren una mayor cantidad de energía, para lograr una fragmentación óptima dando origen

un buen desplazamiento y esponjamiento de material volado. (González de Vallejo, 2002)

2.2.2.2. Porosidad

Es la relación entre el volumen, de los poros (espacios vacíos) en la roca entre el volumen total. Esta propiedad es la que más afecta, a las características resistentes y mecánicas siendo inversamente proporcional a la resistencia y a la densidad y directamente proporcional a la deformabilidad ya que la presencia de oquedades puede dar lugar a zonas de debilidad. (González de Vallejo, 2002)

2.2.2.3. Esponjamiento

El esponjamiento del material fragmentado se establece como el aumento de su volumen a consecuencia, de la extracción como el caso de la voladura, comparado con el volumen in - situ del macizo rocoso (antes de la extracción).

2.2.2.4. Humedad

Es la relación expresada en porcentaje, entre la masa de agua contenida en la muestra y la masa de la muestra seca.

2.2.3. Propiedades mecánicas de las rocas

2.2.3.1. Resistencia a la compresión simple o resistencia uniaxial

Es la fuerza requerida para romper una muestra sometida a una carga, sin que la roca este sostenida por los demás lados. Donde este tipo de resistencia, se puede obtener a partir de los ensayos de campo, como ensayo de carga puntual, así como martillo Schmidt. (González de Vallejo, 2002)

2.2.3.2. Cálculo de número de Taladros y Carga Explosiva

Se aplica la siguiente formula:

$$N = \frac{P}{E} + K * S$$

Donde:

N: Número de taladros.

P: Circunferencia o perímetro de la sección de la galería que se obtiene con la formula.

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

Donde:

S: Área de la sección en m^2 .

E: Distancia entre los taladros periféricos.

K: Coeficiente o factor de Roca.

2.2.4. Caracterización Geomecánica

La caracterización geomecánica tiene como objetivo, proporcionar una evaluación geomecánica del macizo rocoso, que se estudia a partir de ensayos simples y de observaciones en campo.

Las clasificaciones geomecánicas de rocas, son un elemento fundamental, en la caracterización de macizo rocoso ya sea mediante toma de datos de afloramientos o mediante sondeos, con recuperación de testigo. Son fundamentales en estudios de túneles y taludes, que permiten una clasificación rápida del macizo rocoso. (Deere, 1967)

2.2.5. Macizo Rocosos

El macizo se presenta en la naturaleza afectado por una serie de planos de discontinuidad o debilidad, que separan bloques de matriz rocosa, formando los macizos rocosos.

La heterogeneidad que se presenta en el macizo rocoso se relaciona a la variabilidad de propiedades físicas y mecánicas en distintas zonas del macizo rocoso controlado por cambios de la matriz rocosa y las discontinuidades geológicas (discontinuidades de las rocas). Los cambios en la matriz rocosa pueden ser debido a cambios litológicos, grado de alteración, grado de meteorización, contenido de agua, etc., generando propiedades mecánicas diferentes. (González de Vallejo, 2002)

2.2.6. Rock Quality Designation

R.Q.D Rock Quality Designation, se determina a partir de trozos de roca, testigos mayores de 10 cm recuperados en sondeos o a partir de juntas (Jv), que indican el número de juntas por m^3 observadas en un afloramiento. Para el primer caso se utiliza la siguiente formula:

$$RQD = \frac{\sum \text{trozos de longitud} \geq 10\text{cm}}{\text{longitud total de la corrida}} * 100(\%)$$

Esta fórmula se utiliza cuando se tienen testigos de perforación.

La siguiente formula se utiliza cuando no existen testigos de perforación:

$$RQD = 115.33 * Jv$$

Dónde: Jv = número de fracturas en un m^3

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

Dónde: λ = Nro. de fisuras/ espacio.

El valor obtenido en cualquiera de los tres casos es comparado con la siguiente tabla:

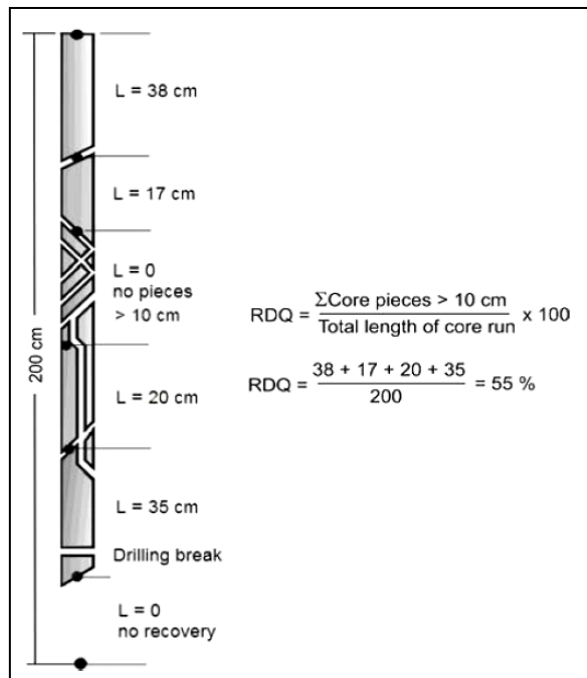


Figura 1 Ejemplo de cómo se calcula el RQD en un testigo

Fuente: Fuente: Deere, (1967)

Tabla 1 Valores del RQD

Índice de la Calidad de la roca RQD (%)	Calidad
0-25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Muy buena

Fuente: Deere, (1967)

2.2.7. Clasificación de la masa rocosa Rock Mass Rating (RMR)

Para determinar el RMR se usa el criterio de los siguientes parámetros que se determinan en terreno:

Para obtener el RMR se tiene que sumar las diferentes puntuaciones, de cada valor obtenido de las tablas de los seis parámetros, estos valores están entre 0 y 100. (Bieniawski, Tiene como objetivo el de proporcionar una evaluación geomecánica del macizo rocoso que se estudia a partir de ensayos simples, y observaciones de campo. El RMR, introducido por Bieniawski 1976, tiene en cuenta los siguientes parámetros del macizo rocoso:

- Resistencia del material intacto que se obtiene mediante ensayo de carga puntual o compresión simple.
- RQD Rock Quality Designation
- Criterios de rotura y clasificaciones geomecánicas
- Espaciado de las discontinuidades, hace referencia a la longitud entre discontinuidades dentro de la zona a estudio
- Condición de las discontinuidades, que incluye: Longitud de la discontinuidad, Abertura, Rugosidad, Relleno y Alteración
- Presencia de agua subterránea. A cada uno de los parámetros anteriores se le asigna un valor, el RMR se obtiene como la suma de todos ellos.

Fue desarrollado por Bieniawski, durante 1972 y 1973. Fue modificado años más tarde de acuerdo con los casos históricos que llegaron a estar disponibles y conforme a los estándares y procedimientos internacionales.

Según Gonzalez de Vallejo (2004), el RMR es una clasificación geomecánica de los macizos rocosos desarrollada por Bieniawski en 1973, con actualizaciones en 1979 y 1989. Esta clasificación tiene en cuenta los siguientes parámetros geomecánicos:

Resistencia uniaxial, de la matriz rocosa.

Grado de fracturación, en términos del RQD.

Espaciado, de las discontinuidades.

Condiciones de las discontinuidades.

Condiciones hidrogeológicas.

Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación.

Tabla 2 Clasificación de la roca según RMR₈₉

RMR	Clase Nº	Clasificación/ tipo
100- 81	I	Roca Muy Buena
80-61	II	Roca Buena
60-41	III	Roca Regular
40-21	IV	Roca Pobre
>20	V	Roca Muy Pobre

Fuente: (Bernaola, 2013)

2.2.8. Resistencia uniaxial de la matriz rocosa

Se calcula contando el número de golpes propinados con la picota de geólogo y compararlo a la tabla siguiente:

Tabla 3 Estimación aproximada y clasificación de la resistencia a compresión simple de suelos y rocas a partir de índices de campo.

Clase	Descripción	Identificación de campo	≈ Resistencia a la compresión (MPa)
S ₁	Suelo muy blando	El puño penetra fácilmente varios cm.	< 0,0025
S ₂	Suelo blando	El dedo penetra fácilmente varios cm.	0,0025 – 0,05
S ₃	Suelo firme	Se necesita una pequeña presión para hincar el dedo.	0,05 – 0,10
S ₄	Suelo rígido	Se necesita una fuerte presión para hincar el dedo.	0,10 – 0,25
S ₅	Suelo muy rígido	Con cierta presión puede marcarse con la uña.	0,25 – 0,50
S ₆	Suelo duro	Se marca con dificultad al presionar con la uña.	> 0,50
R ₀	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña.	0,25 – 1,0
R ₁	Roca muy blanda	Al golpear con la punta del martillo la roca se desmenuza. Con navaja se talla fácilmente.	1,0 – 5,0
R ₂	Roca blanda	Al golpear con la punta del martillo se producen ligeras marcas. Con la navaja se talla con dificultad.	5,0 – 25
R ₃	Roca moderadamente dura	Con un golpe fuerte del martillo puede fracturarse. Con la navaja no puede tallarse.	25 – 50
R ₄	Roca dura	Se requiere más de un golpe del martillo para fracturarla.	50 – 100
R ₅	Roca muy dura	Se requiere muchos golpes del martillo para fracturarla.	100 – 250
R ₆	Roca extremadamente dura	Al golpear con el martillo sólo saltan esquirlas.	> 250

Fuente: (ISRM, 1981)

Condición de las discontinuidades, obedece a cinco parámetros que son: Longitud, es decir la persistencia de las discontinuidades; Abertura, es la separación de las discontinuidades; Rugosidad, una superficie liza se puede deslizar más rápido que una rugosa; Relleno, identifica qué material relleno la discontinuidad; y Alteración, determina cual es el grado de meteorización de la discontinuidad. Las condiciones hidrogeológicas donde el agua es uno de los factores determinantes en el

comportamiento de las rocas, es así que se valora con quince cuando no hay agua y con cero cuando fluye el agua.

Cada uno de estos parámetros recibe una puntuación que la suma total toma valores del 1 al 100 que se considera como el índice de calidad RMR (rock mass rating). Los cinco primeros parámetros se utilizan en superficie y el sexto se utiliza para correcciones en túneles.

Tabla 4 Parámetros de clasificación para Clasificación Geomecánica RMR

1	Resistencia de matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga Puntual	> 10	4-10	2- 4	0- 2	Compresión simple (MPa)		
		Compresión simple	> 250	100- 250	50- 100	25- 50	5- 25	1- 5	< 1
		Puntaje	15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90-100	75- 90	50 - 75	25- 50	< 25		
	Puntaje		20	17	13	8	3		
3	Espaciado de las diaclasas		> 2 m	0.6- 2 m	200- 600 mm	60- 200 mm	< 60 mm		
	Puntaje		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud (Persistencia)	< 1 m	1- 3m	3- 10 m	10- 20 m	> 20 m		
		Puntaje	6	4	2	1	0		
		Separación (abertura)	Ninguna	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
		Puntaje	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Superficies pulidas		
		Puntaje	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	duro < 5mm	duro > 5 mm	Blando < 5mm	Blando > 5 mm		
		puntaje	6	4	2	2	0		
		Meteorización	Inalterada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta		
		Puntaje	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Flujo por cada 10 m. De longitud del túnel (l/mm)	Ninguno	< 10	10 a 25	25 - 125	> 125		
		(Presión de agua en la diaclasa)	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Tensión principal mayor o1)							
		Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
		Puntaje	15	10	7	4	0		

Fuente: (González de Vallejo, 2002)

2.2.9. Diseño de malla de perforación

Consiste en un proceso, muy importante para la realización de la distribución de los taladros de perforación, de tal manera que la cantidad de carga explosiva necesaria para fragmentar el volumen o tonelaje deseado se logre con tal diseño. Este diseño no solamente es geométrico, ni de la distribución de la carga sino también se puede incluir la secuencia de iniciación o salida de los taladros, para poder mejorar la fragmentación o evitar los daños de las coronas y hastiales de las labores subterráneas.

En el caso de la explotación se buscará evitar la excesiva dilución por los daños a las rocas encajonantes cuando se tratan de estructuras mineralizadas.

La malla de perforación viene a ser un diagrama específico muy bien estructurado y definido, que tiene la función de fragmentar y desplazar el material roto de acuerdo con las exigencias y capacidades requeridas por la operación. Para el diseño de malla, de perforación, es muy necesario tener las propiedades y características geomecánicas del macizo rocoso. (Gustafsson, 1973)

2.2.10. Perforación

Es un método que consiste en realizar agujeros en las rocas, con la finalidad colocar un receptáculo para los explosivos, con la finalidad que estos fragmenten el macizo rocoso.

Este trabajo de perforación, actualmente se realiza con el apoyo de maquinarias específicamente concebidas para ese fin, estos pueden ser neumáticos, eléctricos, hidráulicos e hidroneumáticos; percutivos, rotopercutivos, rotativos y similares. La definición de perforación para voladura, es la operación de realizar varios agujeros y/o huecos cilíndricos sobre la superficie de la roca, que ha de ser fragmentada, llamados taladros, los cuales tendrán profundidades y distribuciones geométricas específicas, diseñados con el objetivo de producir el arranque, fragmentación y desplazamiento de una parte específica, de la roca. Estos taladros alojarán las cargas explosivas, que serán voladas con una sucesión exacta de detonaciones, para conseguir un tamaño de partícula rocosa fragmentada con exiguas, proyecciones y oscilaciones (vibraciones). El principio de la perforación se fundamenta en el resultado mecánico de percusión y rotación, cuya acción de golpeo y rozamiento producen el

astillado y trituración de la roca. La eficacia de los taladros perforados está definida por cuatro factores: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad. (Gustafsson, 1973)

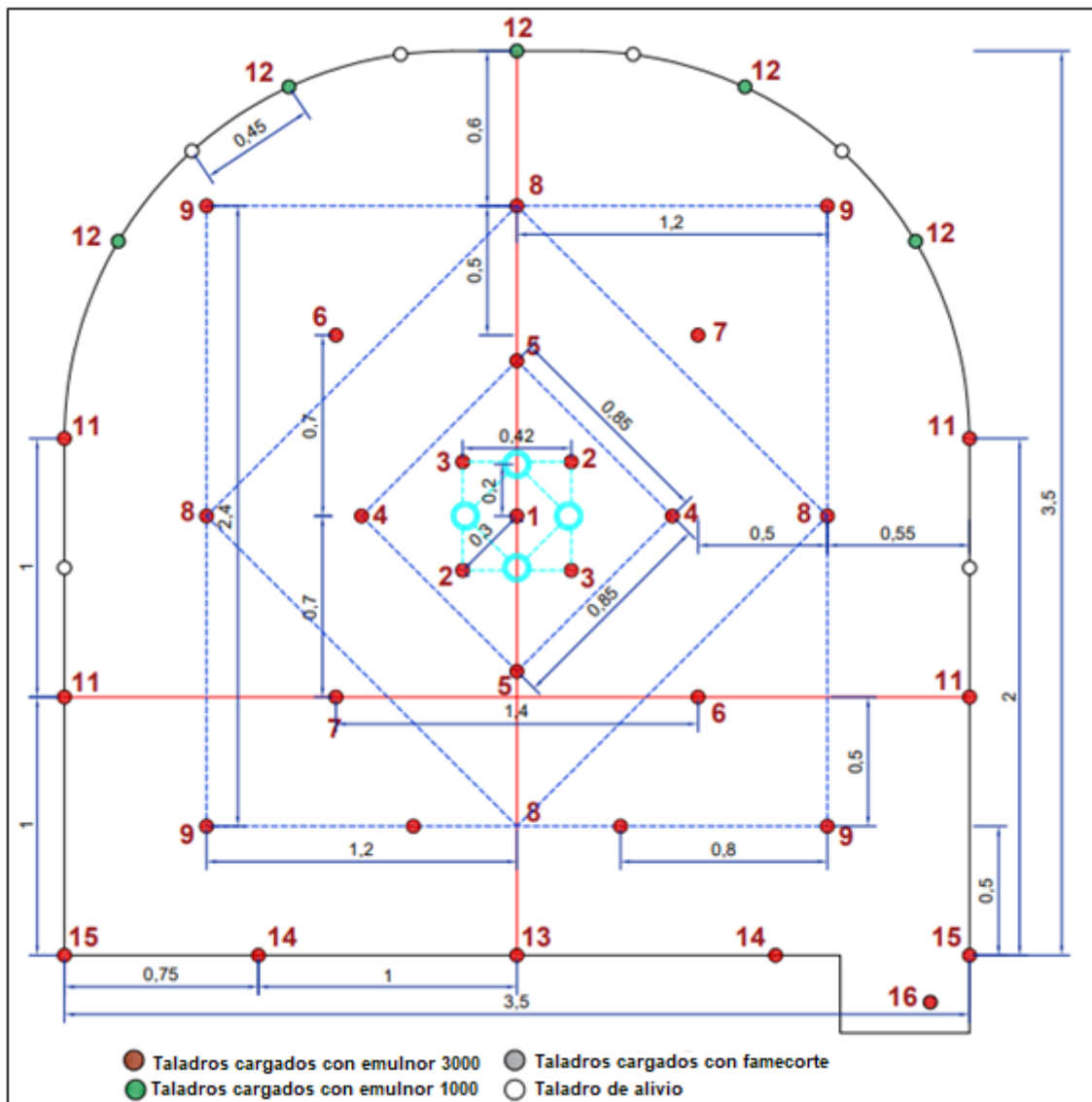


Figura 2 Ejemplo de distribución de taladros en una sección de 3.5 x 3.5 Gustafsson, (1973)

2.2.10.1. Variables de perforación

Tienen importante influencia en los resultados de la voladura:

- La profundidad del taladro respecto a la altura de banco en superficie y al avance estimado labores subterráneas de mina.

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

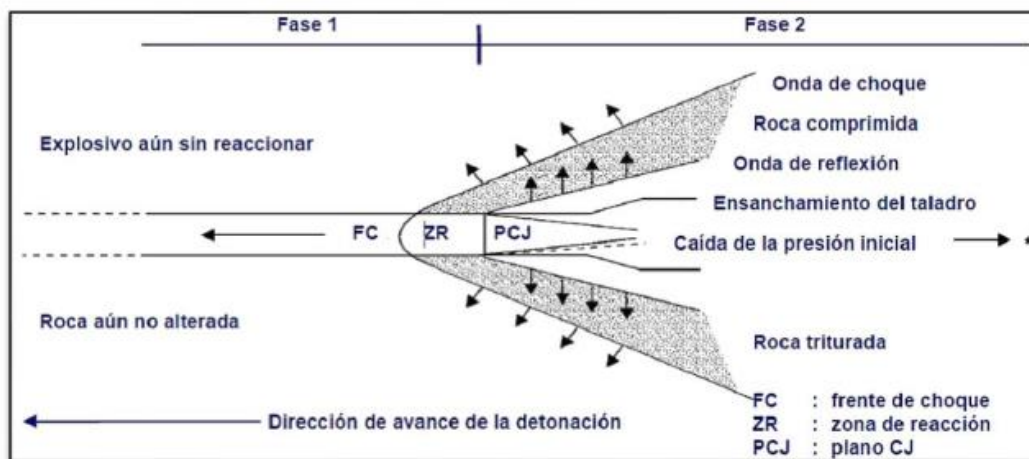


Figura 3 Efectos del Proceso de Detonación de un explosivo confinado en un taladro de Voladura de Roca.

Fuente: EXSA, (2019)

Fase 1: Por la onda de choque; impacto sobre las paredes del taladro y transferencia de la onda a la roca circundante, como fuerzas de compresión-tensión, primero y como transmisión de onda sísmica al final. (EXSA, 2019)

Fase 2: Ensanchamiento del taladro por la tensión de los gases en expansión, hasta la rotura y posterior desplazamiento, de la roca triturada. (EXSA, 2019)

Potencia Relativa. La Energía Relativa, por unidad de peso y de volumen es un procedimiento teórico, basado en el valor energético químico, del explosivo y especialmente indicado para aquellos, que son insensibles al detonador.

En este caso, la potencia se puede expresar con los siguientes parámetros:

AWS: Energía absoluta, por unidad de peso (cal/g) ó (Kcal/ kg)

ABS: Energía absoluta, por unidad de volumen (cal/cm³)

A partir de estos valores, se obtiene la Energía Relativa por unidad de Peso (RWS) y por unidad de volumen (RBS) respecto al ANFO (producto al que se le da el valor 100) que vienen determinados, por las relaciones:

$$RWS = \frac{AWS}{AWS_{anfo}} * 100$$

$$RBS = \frac{ABS}{ABS_{anfo}} * 100$$

Por último, si estas relaciones se establecen respecto, al Trabajo Útil (que es la parte de la energía que se aprovecha hasta llegar a una presión de menos de 200 li/pulg², valor bajo el cual se considera que ya no se produce trabajo contra roca), estos son:

$$REWS = \frac{AEWS}{AEWS_{anfo}} * 100$$

$$REBS = \frac{AEBS}{AEBS_{anfo}} * 100$$

Donde:

AEWS: trabajo útil absoluto, por unidad de peso del explosivo caracterizado.

AEBS: son el trabajo útil absoluto, por unidad de volumen del explosivo caracterizado.

“**AEWS_{Anfo}** y **AEBS_{Anfo}**: son el trabajo útil absoluto, por unidad de peso y de volumen respectivamente del Anfo. Este último valor, es el que más se aproxima al poder energético del explosivo, en el barreno. (Bernaola, 2013)

Velocidad de detonación: La detonación de una columna continua de explosivo, provocará la transformación del explosivo, en un gran volumen de gases a elevada temperatura y presión. La velocidad a la que se produce, esta transformación se

denomina velocidad de detonación, siendo su unidad de medida metros por segundo (m/s). Es importante distinguir, entre la velocidad de detonación (de la reacción química) y de la onda de choque (transmisión física). (Bernaola, 2013)

La velocidad de detonación, es una característica a tener en cuenta en la elección del explosivo. Se optará por explosivos, que detonan lentamente, dando lugar a que su energía se desarrolle de forma progresiva, cuando se disparen rocas blandas o se requiera una fragmentación gruesa, mientras que se debe escoger, explosivos dotados de elevada velocidad de detonación, cuando se pretendan fragmentaciones más intensas, en rocas duras. (Bernaola, 2013)

2.2.11 Los sistemas de penetración

Los sistemas de penetración que han sido desarrollados hasta la actualidad son los siguientes:

Mecánicos: Percusión, rotación y roto percusión.

Térmicos: Soplete o lanza térmica, plasma, fluidos calientes y congelación.

Hidráulicos: Chorro de agua, erosión y cavitación.

Químicos: Micro voladura y disolución.

Eléctricos: Arco eléctrico e inducción magnética.

Sísmico: Rayo láser

Nucleares: Fusión y fisión

En la actividad minera, la más utilizada es la de energía mecánica, en donde los componentes principales de un sistema de perforación, de este tipo son: la perforadora, que es la fuente de la energía mecánica; el varillaje que es el medio, de transmisión de la energía mecánica; la broca que es el elemento útil, que ejerce sobre la roca dicha energía y el fluido de barrido que realiza, la limpieza y evacuación de los detritos producidos. (Bernaola, 2013)

2.3. Tipos de perforación de acuerdo a trabajabilidad

2.3.1. Perforación Manual

Se ejecuta con equipos ligeros, manejados a mano, por los perforistas. Se utiliza en labores de dimensiones, menores que no permiten el uso de máquinas perforadoras pesadas. (Ise – Academy, 2021).

2.3.2. Perforación Mecanizada

Los equipos de perforación, van montados sobre estructuras, con los que el operador puede controlar todos los parámetros de la perforación, desde posiciones cómodas. Las estructuras o chasis pueden ir montadas sobre neumáticos u orugas y pueden ser automotrices. (Ise – Academy, 2021).

2.3.3. Perforación por tipos de trabajo

Por los tipos de trabajo, tanto en superficie como en subterráneo pueden clasificarse en los siguientes:

Perforación de Banqueo.

Perforación de Avance de Galerías.

Perforación de Producción.

Perforación de Chimeneas.

Perforación para Sostenimiento de Rocas. (Ise – Academy, 2021).

2.4. Propiedades de las rocas que afectan la perforación

Entre las principales propiedades de las rocas, que afectan en los mecanismos de penetración y en la selección de método de penetración, se tiene a los siguientes:

Dureza, resistencia, elasticidad, plasticidad, abrasividad, textura, estructuras y características de rotura.

Las propiedades del macizo rocoso, son muy importantes en las operaciones de perforación y voladura, por ser el medio en el que actuará los explosivos. Existen diferencias significativas, aún entre rocas de la misma zona en una determinada mina por lo que es necesario, cuantificar algunas de sus propiedades.

Las propiedades de las rocas, constituyen el principal obstáculo, en el camino hacia una voladura óptima. Los materiales poseen ciertas características que son función, de su origen y de los procesos geológicos posteriores, que actuaron sobre ellos. El conjunto de estos fenómenos conduce a un determinado entorno, a una litología en particular con unas heterogeneidades, debido a los agregados minerales policristalinos y a las discontinuidades de la masa rocosa (poros y fisuras), y a una estructura geológica con un gran número de discontinuidades, (planos de estratificación, fracturas, diaclasas, etc.). (EXSA, 2019).

Para seleccionar la mezcla explosiva, que mejor se adecue a las propiedades del macizo rocoso, es necesario definir las mismas desde el punto de vista físico y geológico. Las siguientes:

propiedades físicas y mecánicas influyen en la reacción, del macizo rocoso a la energía producida por la detonación de un explosivo: (Bernaola, 2013)

- Densidad.
- Resistencia a la compresión y tracción.
- Módulo de Young.
- Relación de Poisson.
- Módulo de compresibilidad.
- Velocidad de la onda longitudinal.
- Porosidad.
- Fricción interna.
- Litología.

La voladura en zonas donde se produce un cambio litológico brusco, por ejemplo, estéril y mineral, y consecuentemente una variación de las propiedades resistentes de las rocas obliga a reconsiderar el diseño, pudiendo seguir dos alternativas:

- Esquemas iguales para los dos tipos de roca y variación de las cargas unitarias.
- Esquemas distintos, pero con igual carga por taladro.

En los yacimientos estratiformes, que presentan algún horizonte muy resistente, es conveniente que las cargas estén confinadas y ubicadas en tales horizontes, a fin de aprovechar, al máximo la energía de tensión desarrollada. Cuando los taladros atraviesan un contacto de dos materiales de características diferentes, como por ejemplo una caliza competente, en contacto con arcillas muy plásticas, se tendrá una gran pérdida de energía asociada a la caída de presión y escape de los gases al producirse deformaciones rápidas, de dichos materiales blandos, dando como resultado una mala fragmentación. (Bernaola, 2013)

Para aumentar el rendimiento, de la voladura, en estos casos se recomienda: Retacar con material adecuado, aquellas zonas del taladro que estén en contacto con material plástico o próximo a ellas. Emplear cargas de explosivo, totalmente acopladas a la roca competente, con una gran velocidad de detonación. Situar los multiplicadores en

el punto medio, de la roca dura para incrementar la resultante de la onda de tensión. Evitar el escape prematuro de los gases, al aire, asegurando con una buena longitud del taco. (Bernaola, 2013)

2.4.1. Fracturas preexistentes

Todas las rocas, presentan discontinuidades, micro y macro fisuras, que influyen de manera directa, en las propiedades físicas y mecánicas de las rocas y consecuentemente en los resultados de la voladura.

Las superficies de discontinuidad, pueden ser de distintos tipos: planos de estratificación, planos de laminación y foliación primaria, planos de esquistosidad y pizarrosidad, fracturas y juntas. Las discontinuidades pueden ser abiertas, cerradas o rellenas y por ello, tienen diferentes grados de transmisión de la energía del explosivo.

Otro aspecto del diseño de voladura es el control geoestructural de la masa rocosa en referencia a la orientación relativa del frente y dirección de salida del disparo con respecto a la dirección y buzamiento de los estratos. (Bernaola, 2013)

2.4.2. Tensiones de Campo

Cuando actúan las tensiones, de cargas residuales, tectónicas y/o gravitacionales, el esquema de fracturas, generado alrededor de los taladros puede estar influenciado por la concentración no uniforme, de tensiones alrededor del mismo. En rocas masivas homogéneas, las grietas que empiezan a propagarse, radialmente desde los taladros tienden a seguir, la dirección de las tensiones principales. (Bernaola, 2013)

2.4.3. Presencia de Agua

Las rocas porosas y los macizos rocosos intensamente fracturados, cuando se encuentran saturados de agua, presentan, habitualmente algunos problemas: Obligan a seleccionar, explosivos no alterables por agua

Producen la pérdida, de taladros por hundimientos internos.

Dificultan la perforación inclinada.

Por otro lado, el agua afecta a las rocas y a los macizos rocosos, en los siguientes aspectos: Aumentan la velocidad de propagación, de las ondas elásticas en terrenos porosos y agrietados. Reduce la resistencia de compresión y tracción de las rocas.

Reduce la atenuación, de las ondas de choque. Las juntas llenas de agua, permiten el paso de las ondas de choque. (Bernaola, 2013)

2.4.4. Temperatura del Macizo Rocosó

Los yacimientos, que contienen piritas suelen presentar problemas, de altas temperaturas de la roca por efecto, de la oxidación, haciendo que los agentes explosivos del ANFO reaccionen a partir de una temperatura de 120°C. La sensibilidad de los explosivos, tipo hidrogel depende también de la temperatura de la roca con la que está en contacto. Una recomendación general, cuando se presentan estos problemas, es delimitar, el número de taladros por voladura, a fin de disminuir el tiempo que transcurre entre la carga y el disparo. (Bernaola, 2013)

2.4.5. Caracterización de los macizos rocosos para el diseño de las mallas de perforación y voladura.

Las características, de los macizos rocosos que influyen, directamente en el diseño de las mallas de perforación y voladura son los siguientes:

Resistencia dinámica, de las rocas.

Espaciamiento y orientación, de las discontinuidades.

Litología y potencia, de los estratos en formaciones sedimentarias.

Velocidades, de propagación de ondas.

Propiedades elásticas, de las rocas.

Tipos de relleno y apertura, de las discontinuidades.

Índices de anisotropía y heterogeneidad de los macizos. (EXSA, 2019)

2.4.6. Las técnicas de caracterización geomecánica

Las técnicas más aplicadas son:

Sondeos, con recuperación de testigos y ensayos geomecánicos.

Estudios estructurales, de los sistemas de discontinuidades.

Perfiles de sísmica, de refracción.

Diagrafías geofísicas, de sondeos de investigación.

Diagrafías geofísicas, en taladros de producción.

Toma de datos y tratamiento durante la perforación, de los taladros de producción.

2.4.7. Detonación

La detonación, es una reacción exotérmica específica, la cual está asociada con una onda de choque. La reacción química, empieza debido al calor, el cual es un resultado, de la compresión por la onda de choque. La energía liberada en la reacción, mantiene la onda de choque. Una característica muy importante de la detonación, es que los productos de la reacción tienen inicialmente una densidad más alta que la sustancia sin reacción. (EXSA, 2019)

2.4.8. Explosión

La explosión, es una rápida expansión, de la sustancia en un volumen más grande que su volumen original. (EXSA, 2019)

2.4.9. Voladura

La voladura, es una operación que consiste en fragmentar la roca de diferentes durezas, mediante la utilización de explosivos. Para lograr una voladura eficaz, la perforación es muy importante, así como la discriminación del explosivo, esta labor debe efectuarse con mucho cuidado. (EXSA, 2019)

Para que exista una buena voladura debe haber una cara libre. El fin, de un taladro es perforar, una gran masa rocosa, comenzando con una carga de explosivos y disparada. Para romper el macizo rocoso, la carga explosiva confinada, para una salida simultánea generando el corte o arranque, cerca de la cara libre paralela y que su energía rompa la roca. En la gran parte de casos los taladros se perforan paralelos (corte quemado), entre sí. (EXSA, 2019)

En el diseño de la voladura es necesario controlar las vibraciones:

- Para limitar la cantidad de energía liberada y evitar daños a las rocas o instalaciones circundantes con la voladura controlada.
- Para asegurar que los taladros, con retardos sean planificados para que cada taladro sucesivo, tenga una cara libre con la carga explosiva adecuada. Por lo tanto, los detonadores eléctricos de retardo y las unidades de tubo de choque se numeran con diferentes períodos de retardo, medidos en milisegundos, por ejemplo, 25 ms = 0,025 segundos. Se utilizan para cronometrar la detonación de agujeros individuales en la secuencia deseada. Los períodos de retardo

nominal, de los detonadores eléctricos, están sujetos a dispersión, es decir, variaciones relativamente grandes, que pueden provocar disparos fuera de la secuencia requerida. (EXSA, 2019)

Los retardos del tubo, de choque son mucho más precisos. Además, los tubos de choque se pueden usar para iniciarse entre sí, por lo que pueden conectarse entre ellos en secuencia para crear un número infinito de retardos diferentes. Muchas unidades tienen retardos variables de corto período fuera del taladro, donde la unidad está conectada, lo que da la sincronización y un retardo de largo período más uniforme, por ejemplo, 250 ms, dentro del taladro, de modo que todas las unidades están "encendidas" antes de la primera. (EXSA, 2019)

El taladro se dispara, lo que limita el riesgo de cortes, es decir, taladros que no detonan porque el tubo de choque se corta antes de iniciarse.

Las teorías de voladura, que han sido formuladas están basadas en pura especulación. Los mecanismos de fracturamiento principales han sido basados en:

- Energía de la onda, de esfuerzo de compresión y tensión.
- Reflexiones de la onda, de choque en una cara libre.
- Presurización del gas, en la masa rocosa circundante.
- Rotura por flexión.
- Ondas de corte.
- Liberación, de carga.
- Nucleación, de las grietas en fallas y discontinuidades.
- Colisiones, en vuelo.

Diseño de voladura de rocas en minería subterránea

La voladura en minería subterránea puede ser dividida en dos categorías:

Voladuras en chimeneas, frentes, galerías o túneles

En los que solamente hay una cara libre es la superficie donde los taladros son perforados.

Voladuras en bancos o tajeos.

En el que existe uno o más caras libres además de la cara en el que se perforan los taladros. (EXSA, 2019)

Las voladuras que están incluidas en la segunda categoría pueden ser diseñadas de forma similar como en las voladuras en superficie. (EXSA, 2019)

2.4.10. Factores intervinientes en voladura subterránea

Existe una serie de factores que intervienen, en forma directa o indirecta en el proceso de voladura, unos son controlables y no son controlables. (EXSA, 2019)

Tabla 5 Factores controlables y no controlables

Factores controlables	
Parámetros del explosivo	Propiedades físico químicas: Densidad Velocidad de detonación Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga Resistencia al agua Energía del explosivo Sensibilidad a la iniciación Volumen normal de gases Presión de taladro Categoría de humos
Condiciones de carga	Diámetro del taladro Grado de acoplamiento Grado de confinamiento Densidad de carga Distribución de carga en el taladro Tipo y ubicación del cebo Distribución de energía Intervalos de iniciación de las cargas Variables de perforación: 1. Profundidad del taladro respecto a la altura de banco en superficie y al avance estimado en túneles. 2. La malla de perforación, relación de burden y espaciamiento entre taladros, importante para la interacción entre ellos. 3. Diámetro del taladro, importante para determinar el burden y el consumo de explosivo. Inclinación del taladro
Factores no controlables	
Propiedades físicas de las rocas	Dureza de la roca Tenacidad de la roca Textura de la roca Porosidad de la roca Variabilidad en composición química de la roca Módulo de Young Grado de alteración de la roca
Propiedades elásticas o de Resistencia dinámica de las rocas	Frecuencia sísmica o velocidad de propagación de ondas sísmicas y de sonido Resistencia mecánica Fricción interna
Condiciones geológicas	Estructuras Grado de fracturamiento Presencia de agua

Fuente EXSA, 2003

2.4.10.1. Parámetros de la roca no controlables

Propiedades físicas

Dureza

Indica aproximadamente, la dificultad de perforar la roca. (González de Vallejo, 2002).

Tenacidad

Indica la facilidad o dificultad de fracturarse bajo el efecto de fuerzas de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable 'fácil), intermedia a tenaz (difícil). (González de Vallejo, 2002).

Densidad

Indica aproximadamente entre la dificultad para fragmentarla y varía entre 1.0 a 4.5 g/cm³ en promedio. Las rocas densas requieren también explosivos densos y rápidos para fracturarse. (González de Vallejo, 2002).

Textura

Es la trama o la forma de amarre de los cristales o granos y su grado de cementación o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura. (González de Vallejo, 2002).

Porosidad

Es la proporción, de poros u oquedades y su capacidad de captar agua

Variabilidad

Las rocas no son homogéneas, en su composición y textura. Tienen un alto índice de anisotropía o heterogeneidad. (González de Vallejo, 2002).

Grado de alteración

Es el deterioro, de las rocas producido por efecto del intemperismo, aguas freáticas y de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas

Frecuencia sísmica o velocidad de propagación de las ondas sísmicas y de sonido: velocidad con la que estas ondas, atraviesan las rocas. (González de Vallejo, 2002).

Resistencia mecánica

Es la resistencia, a las fuerzas de compresión y tensión.

Fricción interna

Facilidad, de las superficies internas, para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas) (González de Vallejo, 2002).

Módulo de Young

Es la resistencia elástica, a la deformación.

Radio de Poisson

Es el radio de contracción, transversal o extensión longitudinal del material bajo tensión.

Condiciones geológicas

Estructura

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

Grado de fracturamiento

Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación 'rumbo y buzamiento (de los sistemas de fracturas y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades. (González de Vallejo, 2002).

Presencia de agua

Define incluso el tipo de explosivo a usar

2.4.10.2. Parámetros del explosivo (controlables)

Densidad

Es el peso específico en g/cm³, a mayor densidad, mayor potencia (varía entre 0.7 a 1.6 g/cm³. Todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona. (Bernaola, 2013)

Sustancias Explosivas

La sustancia explosiva, alcanza un rango muy amplio de químicos. Un explosivo es un compuesto químico o una mezcla de compuestos químicos a los cuales cuando se les da un estímulo correcto (o incorrecto) ellos sufren una reacción química violenta exotérmica. Un explosivo puede quemar o detonar de acuerdo al método de iniciación o la cantidad del material involucrado. De acuerdo a Taylor si la masa de explosivo es pequeña, la iniciación térmica usualmente lleva al quemado. Sin embargo, si la masa excede un valor crítico, es posible que el quemado alcance a ser tan rápido que la onda de choque, se propaga y ocurre la detonación. La masa crítica depende del tipo de explosivo. (Bernaola, 2013)

Explosivos iniciadores (o primarios)

Los explosivos, tales como el fulminato de mercurio, Hg (ONC)₂, el cual fue usado en los detonadores iniciales, o azida de plomo Pb (N₃)₂, usado comúnmente en detonadores, son típicos de este tipo de explosivos. En esta categoría, el quemado resulta en una detonación aún en cantidades pequeñas. Los explosivos primarios son muy peligrosos porque ellos son iniciados, rápidamente mediante contacto directo con la llama o chispa eléctrica. Ellos imponen problemas, significativos en la manufactura por lo que un cuidado extremo tiene que ser tomado, para controlar el medio ambiente y el crecimiento de los cristales de estas sustancias. (EXSA, 2019)

Explosivos secundarios

Llamados altos explosivos, son menos fáciles de detonar; sin embargo, los mismos son más manipulables en cantidades mayores que los explosivos primarios. Los altos explosivos típicos son: (EXSA, 2019)

TNT(C₇H₅N₃O₆) Trinitrotolueno

RDX (C₃H₆N₆O₆) Monóxido De Carbono + Agua + Dinitrógeno

PETN (C₅H₈N₄O₁₂) Tetranitrato de pentaeritritol

Explosivos comerciales

Son mezclas basadas, en nitrato de amonio (NH₄NO₃). Son considerados los más seguros que los altos explosivos. Sin embargo, se debería ser un poco más cuidadoso de modo que uno interprete los datos de sensibilidad disponible apropiadamente. El tamaño de la muestra, en muchos ensayos es pequeño y la forma del explosivo no es representativa en su forma al granel. (Bernaola, 2013)

2.4.11. Propiedades de los explosivos

Los explosivos, son usados bajo una variedad de condiciones. Con las técnicas de carguío actual ellos pueden ser bombeados o cargados a granel en los taladros, simplificando las operaciones, pero, al mismo tiempo, permitiendo que los explosivos sean afectados directamente por el medio ambiente de los taladros. El explosivo, en estos casos, no puede ser asumido de ser “puro” con características uniformes. Este podría ser afectado por el medio ambiente y las condiciones del campo y este efecto podrían modificar el performance, sensibilidad y espectro de humos. (EXSA, 2018)

2.4.11.1. Velocidad de detonación

La velocidad de detonación, varía de 2400 a 7950 m/s, para la mayoría de los explosivos comerciales. La onda de detonación empieza en el punto de iniciación de la columna explosiva viaja a una velocidad supersónica. La velocidad de detonación se puede incrementar de las formas siguientes:

Aumentando, el diámetro de carga

Incremento, de densidad (no en exceso)

Disminuyendo, el tamaño de las partículas

Proveyendo, un buen confinamiento

Alta relación de acoplamiento

Usando, iniciador más grande (aumenta la velocidad de detonación, pero no altera la velocidad estable). (Bernaola, 2013)

2.4.11.2. Presión de detonación

La presión de detonación, es una medida de la presión de la onda de detonación, es una función de la velocidad de detonación y densidad, se puede determinar por la teoría de la termo hidrodinámica.

Los valores obtenidos son aproximaciones, debido a que no es posible medir la presión de detonación, porque la altísima presión de choque en el frente de detonación destruiría cualquier dispositivo de medición. Esta presión varía de 5 a 150 kBar. (Bernaola, 2013)

2.4.11.3. Taco

Es el relleno, de la parte superior del taladro con material estéril. Su misión es la de confinar los gases producto de la explosión, durante fracciones de segundos, suficientes para evitar, que los gases se escapen por la boca del taladro y de esta manera trabaje al 100% en el proceso, de la fragmentación de la roca. (EXSA, 2019)

2.4.11.4. Presión de taladro

La presión de taladro, conocido también como presión de explosión, es la presión ejercida sobre las paredes de los taladros por expansión de los gases de la detonación, después de haber completado la reacción química. Es función del confinamiento, cantidad y temperatura de los gases de la detonación. Se considera

que esta presión es 50% de la presión de detonación, aunque también puede variar desde 30% hasta 70% lo cual demuestra, que no hay una relación adecuada. (EXSA, 2019)

2.4.11.5. Energía de los explosivos

Los explosivos son sustancias que rápidamente liberan su energía química como calor para formar productos gaseosos y sólidos en descomposición a altas temperaturas y presiones. El calor y los productos densos de la detonación producen ondas de choque en el medio circundante y en su expansión imparte energía cinética hacia a dicho medio. La energía, o calor, liberado por la reacción química del explosivo éste mismo y sus productos de la reacción son llamados comúnmente “calor de detonación”.

Típicamente se puede asumir que:

Todo el nitrógeno, forma N_2 .

El aluminio, va al Al_2O_3 antes que la formación de agua.

Todo el hidrógeno combustiona con el oxígeno para H_2O .

El oxígeno, dejado oxida al C para CO.

El oxígeno, dejado oxida CO para CO_2

El exceso de carbono forma sólidos de C

La energía, por unidad de peso, es llamada la potencia por peso del explosivo. La energía por unidad de volumen, es llamada la potencia por volumen del explosivo. Algunas veces, es usual expresar las potencias por peso y por volumen como valores relativos obtenidos, dividiendo la potencia (por peso o por volumen) a la potencia correspondiente de un explosivo estándar. La industria comercial normalmente usa el AN/FO como el explosivo estándar. (Bernaola, 2013)

2.4.11.6. Potencia

La potencia es el trabajo útil realizado por un explosivo. Está relacionado al contenido de su energía. (EXSA, 2018)

2.4.11.7. Clasificación de los explosivos según la velocidad de reacción

Según la velocidad, de la reacción explosiva, se tienen los siguientes tipos de explosivos. (EXSA, 2018)

2.4.11.8. Iniciadores o detonadores

Son muy sensibles a las acciones externas. El más característico es el fulminato de mercurio. Detonan, y el fenómeno se propaga a alta velocidad, aproximadamente a 10 000 m/s. (EXSA, 2018)

2.4.11.9. Explosivos basados en nitrato de amonio AN/FO

Al inicio, de la década de los 50, se descubrió que al mezclar el petróleo diésel N° 2, en una proporción entre 5.5% a 6.0% por peso con el AN. Por lo general, los porcentajes van del 90% al 97% de nitrato de amonio y del 3% al 10% de combustible, siendo el más común elaborar ANFO sobre la base de una mezcla de 94% de nitrato de amonio y 6% de Diesel N° 2, se producía un agente de voladura práctico y económico. Esta relación óptima provee la mejor performance explosiva y pocos humos tóxicos después de la voladura.

Es importante señalar que no se debe emplear el petróleo N° 1, kerosene y gasolina por que incrementan el peligro de la explosión del vapor debido a su volatilidad y bajo punto de iniciación; tampoco debe utilizarse el petróleo crudo, porque podría contener impurezas volátiles e incluir partículas arenosas que aumentarían la sensibilidad. (José Antonio Huamán Vilcahuaman, 2014).

2.4.11.10. Emulsiones

Una emulsión explosiva, es del tipo de aceite en agua, es decir es una mezcla de pequeñas gotas de agua dispersas en aceite, es decir que es una solución saturada de sales, en el cual el soluto, son los nitratos y el solvente el agua; los combustibles y emulsificantes constituyen la fase aceitosa.

La emulsión explosiva se empezó a producir debido al descubrimiento que, al atrapar aire en forma de burbujas, dentro de los ingredientes básicos: Nitrato de amonio, agua combustible que conforman una emulsión de agua en petróleo, hace que ésta sea más sensible y llegue a ser detonable. Las emulsiones constan de dos fases: (EXSA, 2019)

2.4.11.11. Fase Interna

Está compuesta de una solución de sales oxidantes (agua-nitrato de amonio), suspendidos como burbujas microscópicamente finas.

2.4.11.12.Fase Externa

Es aquella fase continúa de combustible(petróleo), que rodea a las burbujas de la fase interna. La emulsión así formada es estabilizada, para evitar la separación líquida, mediante un agente emulsificador. Para el control del volumen se dispersa un agente a través de toda la matriz básica de la emulsión y éstos pueden ser burbujas de aire ultrafinos o burbujas artificiales de vidrio, resina, etc. Esto también controla la sensibilidad de la emulsión, por lo que puede ser sensible al fulminante común (alto explosivo) o al booster (agente de voladura). Una de sus características importantes es su alta densidad y resistencia al agua, por lo que se puede usar en taladros húmedos. También puede ser usado como iniciador de otros explosivos. (José Antonio Huamán Vilcahuaman, 2014).

2.4.11.13.Parámetros de perforación y voladura

Número de taladros (Nt)

Diámetro del taladro (ϕ)

Profundidad de taladro (Lt)

Burden (B)

Espaciamiento (E)

Presión de detonación (PoD)

Factor de carguío (FC)

Acoplamiento del explosivo (Ae)

Longitud de carga explosiva (Lc)

Distribución de los taladros en el frente

Distribución de carga. (Roger Holmberg, 2004).

Diámetro del taladro (ϕ)

El diámetro de taladro es el diámetro de la broca, que puede variar de 30 mm a 42 mm. (Roger Holmberg, 2004).

Presión de detonación del explosivo (PoD)

La presión de detonación varía según el tipo de explosivo a utilizarse en la voladura que varía desde los 30 kbar a 202 kbar. (Roger Holmberg, 2004).

Diseño de Malla

El diseño de mallas de perforación, es un conjunto de taladros que se perforan en un frente y que su diseño debe tener una geometría, simetría, ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinada. (EXSA, 2019).

El diseño de la malla de perforación se realiza para lograr reducir los gastos de perforación que incluye el uso de la perforadora, el desgaste de los aceros de perforación y también los costos de voladura que incluye los explosivos, así como los accesorios de voladura para obtener un avance adecuado, mantener la sección uniforme, así como una fragmentación adecuada del material a volar. La malla de perforación y voladura es la forma, en que se distribuye la energía de los explosivos almacenados en los taladros, considerando básicamente, a la relación del espaciamiento y burden y su directa vinculación con la profundidad del taladro. En las operaciones subterráneas, se tiene sólo una cara en la cual se perfora varias secciones, considerando la más importante la sección donde se creará la cara libre denominado, arranque, siendo este indispensable para lograr una voladura óptima. Si no se crea un arranque adecuado, cuando detona, el resto de la voladura provocará muy poca fragmentación y se soplará. Por lo que la secuencias, en las que se inicia la malla, podrá ser simultanea o rotativa, siendo la más efectiva la rotativa. El objeto del disparo, rotativo es la de encontrar un lugar, donde el material pueda salir, por la cual se usa este método en las labores, de minería de subterránea debido a que los frentes presentan solo una o dos caras libres. (EXSA, 2019)

2.5. Método científico técnico de Holmberg

Tomaremos en consideración, al método de Holmberg que fue desarrollado en 1982 por ser el más confiable y aplicación en labores de túneles. Este Método, es aplicado para calcular la distribución de la carga, en el diagrama de disparo del túnel se divide en 5 partes y es desarrollado en forma individual, para el mismo tomaremos la forma de baúl. Para facilitar, los cálculos tanto en minería subterránea, Holmberg dividió el frente en 5 secciones (A, B, C, D, E). Cada una de estas secciones deben ser tratados de forma especial durante los cálculos; estas secciones son las siguientes secciones: (Roger Holmberg, 2004).

A: Sección de Corte (Cut)

B: Sección de Tajeo (Stoping Section)

C: Sección de Alza (Stoping)

D: Sección de Contorno (Contour)

E: Sección de Arrastre (Lifters)

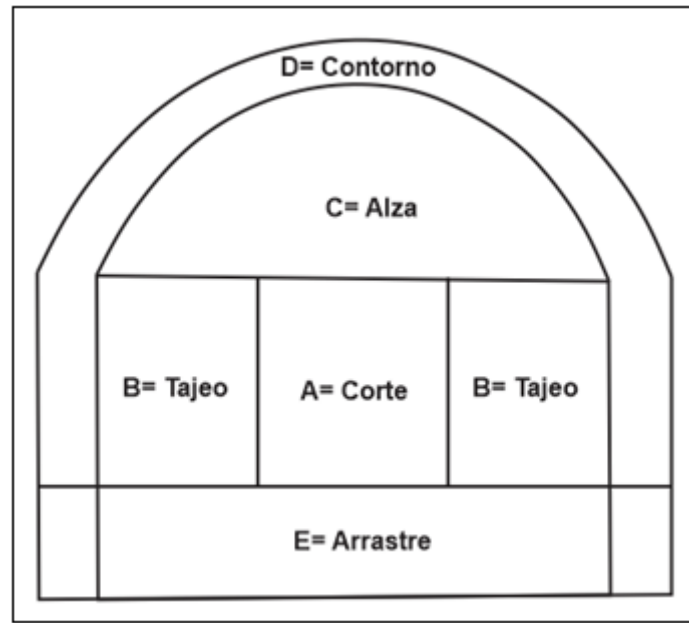


Figura 4 Ubicación de taladros según el método de Holmberg

Fuente: Holmberg, (1982)

La operación más importante en el proceso de voladura en túneles es la creación de la cara libre en el frente del túnel. Los cálculos típicos de carga explosiva de acuerdo al método, se llevan a cabo mediante las siguientes formulas. (Roger Holmberg, 2004).

Cálculo para determinar el avance.

Cálculo del corte

Primer Cuadrante.

Segundo Cuadrante.

Tercer Cuadrante.

Cuarto Cuadrante

Cálculo de Arrastres

Cálculos de Taladros de Contorno (Piso)

Cálculos de Taladros de Contorno (paredes)

Cálculos de Zonas de tajeo (Stoping)

2.5.1. Diseño en la sección del corte

El éxito o fracaso de la voladura de rocas en labores subterráneas está en función directa de la creación de las caras libres; esto significa: que el arranque o corte (sección A) debe ser muy bien diseñado. La disposición y secuencia de retardos, en el corte deben ser tal que permitan hacer una abertura, con un incremento gradual, en su tamaño hasta que los taladros de ayuda puedan tener caras libres apropiadas. El tipo de corte será elegido de acuerdo al equipo de perforación disponible, el ancho del túnel y el avance deseado. En el corte en V el avance está limitado por el ancho del túnel; cosa que no sucede con los cortes paralelos (corte quemado). (Roger Holmberg, 2004).

2.5.2. Potencia relativa por peso (RWS)

Es la medida de la energía disponible de explosivo comparado a un peso igual de ANFO. Esta se calcula dividiendo la A WS del explosivo, por la A WS del ANFO y multiplicado por 100. (Roger Holmberg, 2004).

2.5.3. Avance Por Disparo

La longitud del barrenos, limita el avance del disparo; se debe tener como máximo una desviación del 2% en los taladros y el avance promedio, será producto de un factor estimado del 95%.

$$I = 0.95 * L$$

Donde:

L = Longitud del taladro (metros)

I = Avance por disparo (metros)

Para todas las secciones, del frente del túnel, la profundidad de los taladros se puede estimar con la siguiente fórmula.

$$L = 0.15 + 34.1 * D_1 - 39.4 * D_1^2$$

Donde:

L = Profundidad del taladro (m)

D_1 = Diámetro del taladro de alivio (metros), siempre que se cumpla a $0,05 \leq D_2 \leq 0,25$ m; si los avances son inferiores a 95%, la excavación resultará económicamente muy costosa.

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

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

Donde:

D_1 = Diámetro del taladro, de alivio (metros)

D_2 = Diámetro del taladro, alivio equivalente (metros)

n = Número de taladros, vacíos en el arranque

2.5.4. Velocidad de detonación (VOD)

Es la velocidad de la onda de choque, en m/s, califica a los explosivos como detonantes y deflagrantes, a mayor velocidad mayor poder rompedor. (López Jimeno, C. 2001).

2.5.5. Burden

Es el recorrido entre la cara libre de una malla de perforación y un taladro saturado con explosivos. El burden depende del diámetro de perforación, de las características del macizo y de las particularidades del material explosivo. Es la variable geométrica, más crítica en el diseño de la voladura. Para calcular podemos utilizar: (López Jimeno, C. 2001).

La teoría de Andersen (1952)

$$B = \frac{39}{100} K * \sqrt{D * L}$$

Donde:

B: burden (m)

D: diámetro (m)

L: longitud del taladro (m)

K: constante empírica (= 1)

Por la teoría de Hino (1959)

$$B = \frac{D}{4} \left(\frac{PD}{RT} \right)^{1n}$$

Donde:

B: Burden (m)

PD: Presión de detonación (kg/cm²)

RT: Resistencia a la tracción del macizo rocoso (kg/cm²)

D: Diámetro del barreno (mm)

n: Coeficiente en función a explosivo/roca

2.5.6. Transmisión o simpatía

Es la transmisión de la onda, de detonación en la columna de carga. Una buena simpatía asegura la explosión total, de la columna de carga. (Roger Holmberg, 2004).

2.5.7. Resistencia al agua

Varia desde nula, hasta excelente (varias horas). (Roger Holmberg, 2004).

2.5.8. Energía del explosivo

Se puede dar en cal/g o J/g calculada sobre la base de su formulación, aplicable para estimar su capacidad de trabajo. (Roger Holmberg, 2004).

2.5.9. Sensibilidad a la iniciación

Cada explosivo, requiere un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N° 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles) por lo que requieren un cebo más potente. (Roger Holmberg, 2004).

2.5.10. Diámetro de la carga diámetro del taladro

Influye directamente, sobre el rendimiento del explosivo y la amplitud de la malla de perforación. Todo explosivo tiene un diámetro crítico por debajo de ese diámetro no detonan, como para el anfo el diámetro de taladro es de 42 mm. (López Jimeno, C. 2001).

2.5.11. Grado de acoplamiento

Es el radio del diámetro de carga al diámetro del taladro. El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento. El efecto de trituración depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca. El desacoplamiento tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo, ya que la presión de taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento. Esta condición puede incluso ocasionar que los gases liberados por la explosión se aceleren más rápidamente que la onda de detonación en la columna de carga, acumulándola al descomponer al explosivo por el fenómeno denominado efecto canal o presión de muerte (dead pressing). El desacoplamiento es recomendable sólo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigua el impacto, con lo que disminuye la fragmentación. Para voladura convencional se recomienda que la relación entre diámetro de taladro y diámetro de cartucho no sea mayor que 1,2:1. Como, por ejemplo: cartuchos de 32 mm de diámetro para taladros de 40 mm de diámetro, o cartuchos de 48 mm de diámetro para taladro de 50 mm de diámetro. (Bernaola, 2013)

2.5.12. Grado de confinamiento

Depende del acoplamiento, del taqueo o acabado, del uso de taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga burden y distancia entre los taladros. Un confinamiento demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura. Por otro lado, un alto grado de confinamiento por excesivo atacado del explosivo puede incrementar tanto su densidad que lo puede hacer insensible a la transmisión de la onda de detonación y fallar. Los explosivos a granel ANFO, emulsión (en bancos se confinan por sí solos). (Bernaola, 2013)

2.5.13. Taladros de alivio

Son los taladros, no cargados que se perforan en el centro de la cara de la roca. Estos taladros son a menudo de diámetro más grandes, que los taladros cargados y forman zonas de debilidad que ayuda a los taladros cargados adyacentes a estas. Los taladros de alivio, comúnmente en minería subterránea para crear la cavidad inicial denominada corte, o arranque destinado 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 puedan trabajar fragmentando la roca en dirección hacia dicha cavidad. (Bernaola, 2013)

2.5.14. Espaciamiento

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan en un mismo retardo o con retardos diferentes o mayores en la misma fila. Espaciamientos muy pequeños producen exceso de trituración y caracterización en la boca del taladro, lomos al pie de la cara libre y bloques de gran tamaño en el tramo de burden. Espaciamientos excesivos, producen fracturación inadecuada y unas nuevas caras libres frontal muy irregular. (Bernaola, 2013)

2.5.15. Densidad de carga (DC)

Da la medida, de llenado de un taladro. En el caso de un llenado perfecto sin dejar el menor espacio desocupado, tendremos por definición una densidad de carga = 1. En general, cuando un taladro se llena al X% de su espacio ocupado por explosivo tendremos $DC=0.92$. (Bernaola, 2013)

2.5.16. Cebo

Se denomina cebo, a la introducción del fulminante con la mecha de seguridad en el taco de dinamita, para iniciar la detonación de la carga explosiva distribuida en el interior de un barreno. Puede emplearse el cebo único, el cebado múltiple (dos o más en rosario en la misma columna de carga, o una en cada deck en cargas espaciadas y el cebado longitudinal (axial), este generalmente con cordón detonante. (López Jimeno, C. 2001).

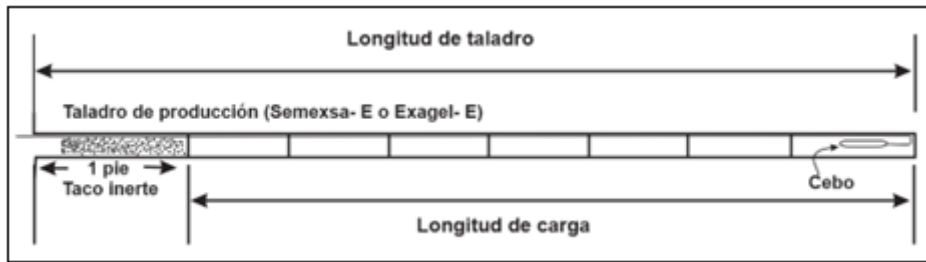


Figura 5 Representación de la longitud de taladro y longitud de carga
Fuente: EXSA, (2003)

2.5.17. Distribución de energía

La energía aplicada, sobre la roca dependerá de la distribución de la carga en el taladro, de la densidad del carguío, del punto de iniciación y del tipo de explosivo utilizado, mientras que el consumo útil de energía está vinculado, al confinamiento y tiempo de duración del proceso de rotura antes que los gases se disipen en el ambiente. Alrededor de la columna explosiva, la fracturamiento presenta cierta zonificación, el área de cráter o de cavidad de la explosión donde procesos hidrodinámicos, asociados a la detonación producen, la volatilización y pulverización de la roca, la zona de transición donde la presión y tensión se reducen rápidamente originando, un flujo plástico o viscoso de la roca, acompañado por trituración y desintegración, finalmente la zona sísmica, donde la tensión se encuentra ya por debajo del límite elástico de la roca y donde ya no se presenta fragmentación si no hay caras libres. La densidad de carga y la distribución del explosivo, tienen influencia en esta zonificación. Así, un taladro, con carga normal de columna con refuerzo de carga de fondo tendrá un buen rompimiento al piso. (Persson, 2003)

2.5.18. Intervalos de iniciación de las cargas 'timing'

Los taladros, deben ser disparados manteniendo, una secuencia ordenada y correcta, para crear las caras libres necesarias para la salida de cada taladro, lo que se logra con los detonadores de retardo o con métodos de encendido convencional escalonados. (Persson, 2003)

2.5.19. Constante de roca (C)

Es la constante específica de la roca, se refiere a la cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m³ de roca. Se utiliza los valores de la siguiente tabla:

Tabla 6 Constante de la dureza de la roca

Fuente: EXSA (2022)

Dureza de la Roca	Constante de la Roca
Intermedia	0.3
Dura	0.4

2.6. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Broca: Elemento cortante del barreno, universalmente muy duro o extremadamente duro, hecha de diamante artificial (carborundo) o carburo de tungsteno. (EXSA, 2002)

Burden: Es el recorrido entre la cara libre de una malla de perforación y un taladro saturado con explosivos. El burden depende fundamentalmente, del diámetro de perforación, de las características del macizo y de las particularidades del material explosivo. (EXSA, 2002).

Dinamita: **Material** explosivo, sensitivo al fulminante como vector primordial para desplegar energía. Prioritariamente en las dinamitas el sensibilizador es la nitroglicerina. (EXSA, 2019)

Discontinuidades: Geológicamente vienen a ser planos de origen metamórfico o sedimentario que aíslan las unidades geológicas del macizo rocoso. (EXSA, 2002)

Emulsión: Son explosivos, formado por dos fases líquidas; una fase continua que está formada por una fusión de hidrocarburos y otra fase dispersa compuesta de una solución acuosa de sales oxidantes en forma de gotas del nitrato de amonio. (EXSA, 2002)

Explosivos: Son combinaciones químicas, capaces de desintegrarse velozmente y que instantáneamente generan, un inmenso volumen de gases a altas presiones y temperaturas originando efectos demoledores. (EXSA, 2002).

Fulminante común Es un receptáculo tubular, de aluminio sellado en uno de sus extremos, y que en su interior transporta una explícita, cuantía de explosivo primordial demasiado sensible al centello de la mecha común (de seguridad) y/o a otro explosivo, secundario de mayor poder detonante. (EXSA, 2002)

Proceso de voladura: Constituyen las diversas etapas cuyo fin es causar una explosión (voladura).

Macizo rocoso: Se denomina macizo rocoso, a una unidad geológica conformada por la matriz rocosa y sus discontinuidades.

Espaciamiento: Es la separación existente entre taladros de una misma fila o área de influencia colmados de explosivos, en una malla de perforación. (EXSA, 2002)

Voladura de rocas: Es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados, dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración, de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento. (EXSA, 2002)

Fragmentación: Esta referido, al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños. (EXSA, 2002)

CAPÍTULO III MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN

El estudio se ubica en la parte Nor- Occidental del territorio peruano, dentro del Cuadrángulo de Cajabamba (16- g). A una altura de 2650 msnm; dentro de la localidad llamada San Blas de Algamarca, en el distrito de Cachachi, provincia de Cajabamba, departamento de Cajamarca.

Tabla 7 ubicación de unidad minera Trinidad II

Ubicación	Este (m).	Norte (m).	Cota (msnm.)
Bocamina Trinidad II	804,962.37	9'157,365.07	2,650.00

Se delimita la zona de estudio según la siguiente tabla.

Tabla 8 Delimitación de la zona de investigación.

Vértice	Este (m.)	Norte (m.)
A	804859	9157425
B	805040	9157356
C	805141	9157494
D	804918	9157487

3.2. ACCESIBILIDAD

Para llegar a la zona de estudio se utilizan las siguientes rutas:

Tabla 9 Accesibilidad del área de estudio

Tramo		km	Tipo	Tiempo (hrs)
De	A			
Cajamarca	Algamarca	132 km	Asfaltado	3.12
San Marcos	Algamarca	65.8 km	Asfaltado	2:00
La Grama	Algamarca	40 km	Asfaltado	1:30
Pomabamba	Algamarca	23 km	Trocha	00:50
Cajabamba	Algamarca	61 km	Asfaltado	2.0



Figura 6. Bocamina de la Mina Trinidad.



Figura 7. Georeferenciación de la UM Trinidad II.

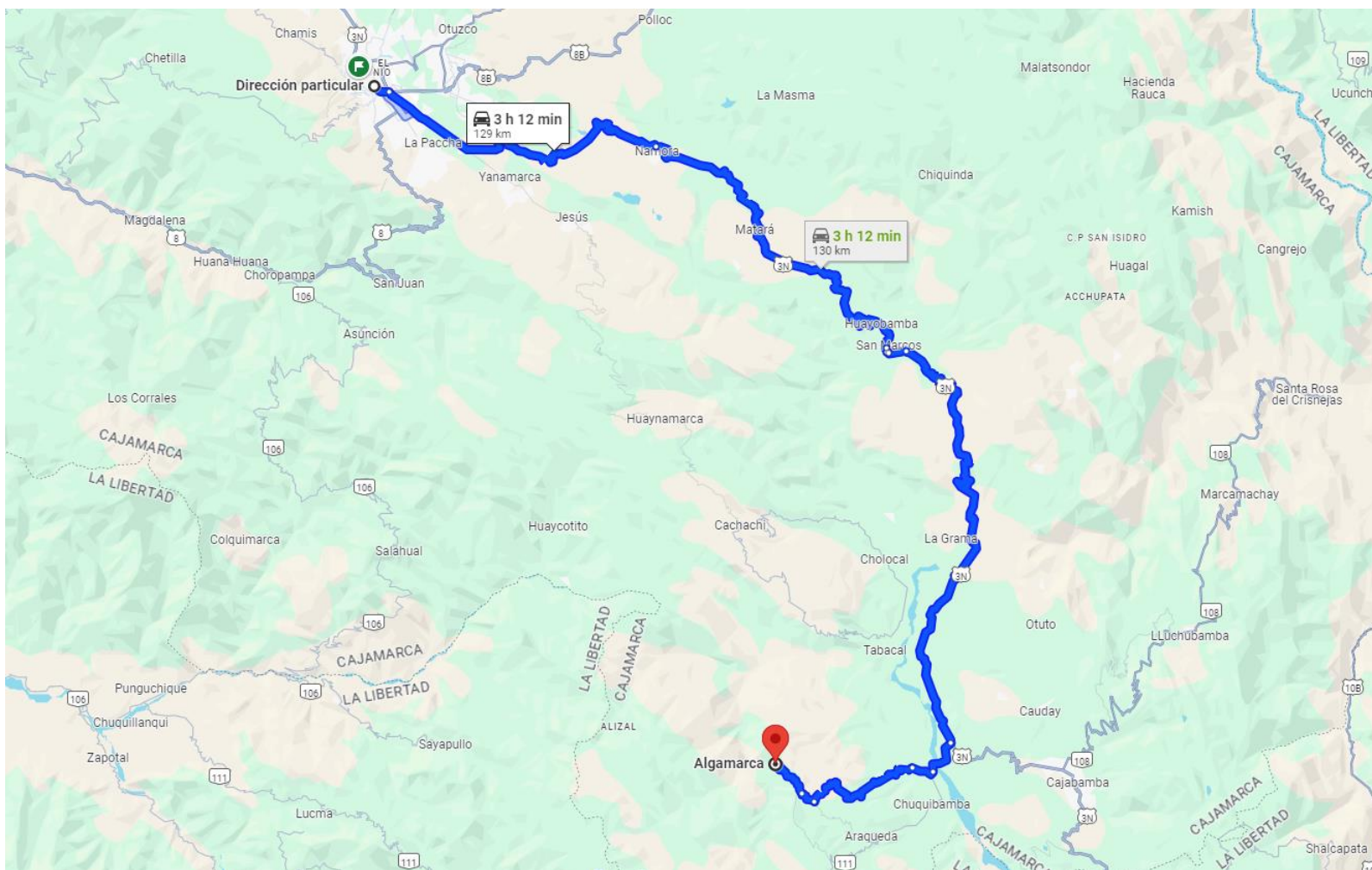


Figura 8. Trayecto desde Cajamarca hacia la localidad de Algamarca

Fuente: Google Earth, (2022).

3.3. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

La metodología empleada en la labor subterránea Galería 3, está conformada por técnicas y métodos de carácter científico, necesarios para adquirir información de campo, seleccionar y procesar datos, así como: la redacción de datos y emisión de resultados finales enfocados en: caracterización del macizo rocoso, diseño de malla, perforación y voladura.

3.3.1. Tipo, nivel, diseño y método de la investigación

Tabla 10 Tipo de investigación

Clasificación	Tipos de investigación
Según tipo	cuantitativo
Según la finalidad	aplicativa
Según su nivel	Transversal en el tiempo

Fuente: Modificado de (Supo, 2016)

La investigación es de tipo cuantitativo: Está conformada por información numérica de campo y gabinete, la cual está relacionada con el modelo geomecánico y matemático; para contrastar la hipótesis se emplea herramientas de análisis: Matemático (Modelo de Roger Holmberg), para describir, explicar y predecir las ocurrencias en las labores subterráneas.

Nivel Transversal: Se basa en las observaciones de campo en un momento específico, el tipo del macizo rocoso que genera mala distribución de taladros, lo que genera una mala voladura, como consecuencia una inestabilidad en el techo y hastiales de la galería N° 3

Finalidad Aplicativa: Consiste en los trabajos originales realizados, como consecuencia emplear nuevos conocimientos, con un propósito específico y práctico, como, es el modelo matemático Holmberg en el nuevo diseño de malla en la Galería N°3.

3.3.2. Población de estudio

Las labores que se ubican en la unidad minera Trinidad II. Ubicado en el Centro Poblado de Algamarca. La galería tiene una longitud de 50 metros de longitud y el polígono a de estudio es de 3.8 Hectáreas en superficie.

3.3.3. Muestras

Corresponderá a las muestras obtenidas en la galería de avance N°3 de la Unidad Minera Trinidad II– Algamarca.

3.3.4. Unidad de análisis

Las unidades, de análisis se refieren son las características del macizo rocoso, (grado de alteración, tipo de roca).

3.3.5. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS

Los datos obtenidos, en campo serán analizados y procesados mediante los métodos RQD y RMR para determinar la calidad, del macizo rocoso para así poder asignar un coeficiente y reemplazarlo en las fórmulas para la determinación de la malla de perforación.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas

La presente investigación, se iniciará con una recopilación bibliográfica de todos los trabajos referidos al tema. Después se realizarán salidas al campo para obtener datos del macizo rocoso del frente de avance. Estos datos serán valorados según las tablas existentes de los métodos del análisis geomecánico.

3.4.2. Instrumentos y equipos

Instrumentos

GPS Navegatorio

Este instrumento, utiliza la información dada por 24 satélites en órbita sobre la tierra que envía información sobre la posición de un objeto en cualquier horario y condiciones climáticas.

Google Earth

Es un Sistema de información, geográfica que permite visualizar la topografía en base a imágenes satelitales, de cuya información se puede confeccionar mapas temáticos

Brújula tipo Brunton

Instrumento que se utiliza para determinar la orientación y la inclinación de las estructuras geológicas y poder representarlas en los diferentes mapas.

Picota del geólogo

Instrumento, del geólogo y sirve para obtener una muestra de mano fresca de roca con la finalidad de realizar, una serie de estudios.

Protáctor a escala 1/10000

Es una especie, de regla que sirve para representar los rumbos y buzamientos en el plano de una manera fácil y práctica.

Wincha 10 m

Es una cinta flexible, enrollada dentro de una caja de plástico o metal, que generalmente está graduada en centímetros en un costado de la cinta y en pulgadas en el otro.

Libreta de campo

Es una herramienta usada por investigadores de varias áreas para hacer, anotaciones cuando ejecutan trabajos de campo

Cámara fotográfica digital Marca Canon HD 120 Mpx

Sirve para tomar fotografías que se utilizaran para confeccionar el informe de la investigación.

Figura 9. Equipos e instrumentos utilizados



3.5. GEOLOGÍA LOCAL

El área de estudio se encuentra dentro de una geología local plegada y corrida de rocas sedimentarias del mesozoico. El grupo Goyllarisquizga del Cretácico inferior es la unidad predominante y consta de dos formaciones geológicas distintas, formación Chimú (Ki-Chi), Formación Santa (Ki-Sa).

3.5.1. Formación Chimú (Ki-chi)

Formada por areniscas de color gris blanquecinos estratos gruesos, macizos, típicos de un ambiente playero a continental. Sobreyace a la Fm. Santa.

3.5.2. Formación Santa (Ki- Sa)

Constituida, por una alternancia de arcillitas, limonitas y areniscas finas de coloración gris oscuras, con esporádicos horizontales calcáreos. Sobreyace a la Formación Chimú, en forma concordante y transicional e infrayace a la Formación Carhuaz en la misma relación. Estratigráficamente, se reconoce por estar constituida por estratos delgados. Se depósito en un ambiente marino somero.

3.6. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Estructuralmente, la zona de estudio está ubicada en el núcleo del Anticlinal del centro poblado de Algamarca. Este pliegue, se formó como consecuencia de esfuerzos tectónicos de dirección SO- NE durante la Tectónica Incaica, a causa de la convergencia de las Placas tectónicas de Nazca y Continental. Se considera, que esta actividad tectónica originó fallas y fracturas de dirección Esta acción, de las placas, genero fracturas y fallas compresivas de dirección compresivas NO- SE, fallas y fracturas distintivas de dirección SO- NE y fallas y fracturas oblicuas de dirección NEE- SOO.

CAPÍTULO IV

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. ANÁLISIS GEOMECÁNICO EN EL FRENTE DE AVANCE

Para la determinación de la caracterización geomecánica, del macizo rocoso en el frente de avance, se consideraron tres estaciones, denominadas como estaciones geomecánicas: EGP- 01, EGP- 02 y EGP- 03. Estas estaciones, fueron ubicadas alrededor del frente de avance. Se aplicaron, los métodos de RQD y RMR con la finalidad de conocerla calidad del macizo rocoso en los términos de roca dura, roca semidura y roca blanda y aplicar el factor de corrección y reemplazar este, valor en las fórmulas de voladura.

A continuación, se enumeran las fórmulas aplicadas:

Para el caculo de RQD

$$RQD = 115 - 3,3 * Jv(\%)$$

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

Para el caculo de RMR se ha tenido en cuenta los siguientes parámetros.

- Resistencia a la Compresión Uniaxial
- RQD Rock Quality Designation
- Espaciamiento de las discontinuidades
- Condiciones de las discontinuidades
- Condiciones hidrogeológicas

4.1.1. Estación geomecánica 01 (EGP-01)

Esta estación geomecánica, se encuentra ubicada en rocas areniscas de la Formación Chimú del cretácico inferior y cerca del frente de avance. Las fracturas, rellenas con mineral, están dispuestas en dirección preferencial NE- SO y se clasifican como fracturas distintivas. Estas fracturas generan un patrón de mineralización en esa misma dirección NE- SO.

4.1.1.1. Cálculo del RQD

El RQD se ha calculado aplicando la siguiente formula:

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv(\%)$$

Donde:

Jv= número de fracturas: 10

RQD= 115- 3.3 (10) = 82%

4.1.1.2. Cálculo del RQD con la otra formula

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

Dónde: λ = Nro. de fisuras/ espacio.

RQD=74%

Se efectúa el promedio dando el siguiente resultado:

Promedio= (74+82) /2

Promedio= 78%

Obteniéndose un promedio de 78% por lo que lo que se clasifica como roca buena

Tabla 11 Valores de la calidad de la roca según el RQD

Fuente Deere, (1967)

Índice de la Calidad de la roca RQD (%)	Calidad
0-25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Muy buena



Figura 10 Las fracturas determinadas en la Estacion EGP- 01.
Estas fracturas estan orientadas en una sola direccion.
Foto tomada en el frente de avance en la Galeria N°3 de la mina Trinidad II.

4.1.1.3. Cálculo del RMR de la Estación Geomecánica 1 (EGP-01)

Para el cálculo del RMR se consideran 5 parámetros, los cuales se detallan a continuación:

Tabla 12 Cálculo de RMR de la Estación Geomecánica (EPG-01)

Fuente: Bieniawski, (1989)

1	Resistencia de matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga Puntual Compresión simple	> 10	4-10	2- 4	1- 2	Compresión simple (MPa)
			> 250	100- 250	50- 100	25- 50	5- 1- < 25 5 1
	Puntaje		15	12	7	4	2 1 0
2	RQD		90-100	75- 90	50 - 75	25- 50	< 25
	Puntaje		20	17	13	8	3
3	Espaciado de las diaclasas		> 2 m	0.6- 2 m	200- 600 mm	60- 200 mm	< 60 mm
	Puntaje		20	15	10	8	5
4	Longitud (Persistencia)		< 1 m	1- 3m	3- 10 m	10- 20 m	> 20 m
	Puntaje		6	4	2	1	0
	Separación (abertura)		Ninguna	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
	Puntaje		6	5	4	1	0
	Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Superficies pulidas
	Puntaje		6	5	3	1	0
	Relleno		Ninguno	duro < 5mm	duro > 5 mm	Blando < 5mm	Blando > 5 mm
	puntaje		6	4	2	2	0
	Meteorización		Inalterada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta
	Puntaje		6	5	3	1	0
5	Agua freática	Flujo por cada 10 m. De longitud del túnel (1/mm)	Ninguno	< 10	10 a 25	25 - 125	> 125
		(Presión de agua en la diaclasa) Tensión principal mayor σ_1)	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5
		Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo
	Puntaje		15	10	7	4	0

$$\text{Cálculo del RMR}_{89} = 12+17+15+4+5+5+4+5+10= 77$$

Tabla 13 Tabla de valores del RMR

Fuente: Bieniawski, (1989)

RMR	Clase	Clasificación/ tipo
100- 81	I	Roca Muy Buena
80-61	II	Roca Buena
60-41	III	Roca Regular
40-21	IV	Roca Pobre
>20	V	Roca Muy Pobre

4.1.2.1. Estación geomecánica 02 (EGP-02)

Esta estación geomecánica, se encuentra ubicada en rocas areniscas de la Formación Chimú del cretácico inferior y cerca al frente de avance. Las fracturas, poseen una orientación al NE- SO y se clasifican como fracturas distintivas. Estas fracturas, generan un patrón de mineralización, en esa misma dirección NE- SO.

4.1.2.2. Cálculo del RQD

El RQD se ha calculado aplicando la siguiente formula:

$$RQD = 115 - 3,3 * J_v(\%)$$

Donde:

J_v = número de fracturas: 11

$RQD = 115 - 3.3 (11) = 79\%$ (buena)

4.1.2.3. Cálculo del RQD con la otra formula

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

Dónde $\lambda = 11$

$RQD = 82\%$

Se efectúa el promedio dando el siguiente resultado:

Promedio= $(79+82) / 2$

Promedio= 80%

Obteniéndose un promedio de 80% por lo que se clasifica como roca buena



Figura 11 Fracturas de la estación EGP- 02, ubicada en el hastial izquierdo del frente de avance.

Tabla 14 Cálculo de RQD de la Estación Geomecánica (EPG-02)
Fuente Deere, (1967)

Índice de la Calidad de la roca RQD (%)	Calidad
0-25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Muy buena

4.1.2.4. Cálculo del RMR de la Estación Geomecánica 2 (EGP-02)

Para el cálculo del RMR se consideran 5 parámetros, los cuales se detallan a continuación:

Tabla 15 Cálculo de RMR de la Estación Geomecánica 2 (EG-02)

1	Resistencia de matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga Puntual Compresión simple	> 10	4-10	2- 4	2	Compresión simple (MPa)		
			> 250	100- 250	50- 100	25- 50	5- 25	1- 5	< 1
	Puntaje		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90-100	75- 90	50 - 75	25- 50	< 25		
	Puntaje		20	17	13	8	3		
3	Espaciado de las diaclasas		> 2 m	0.6- 2 m	200- 600 mm	60- 200 mm	< 60 mm		
	Puntaje		20	15	10	8	5		
4	Longitud (Persistencia)		< 1 m	1- m	3- 10 m	10- 20 m	> 20 m		
	Puntaje		6	4	2	1	0		
	Separación (abertura)		Ninguna	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
	Puntaje		6	5	4	1	0		
	Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Superficies pulidas		
	Puntaje		6	5	3	1	0		
	Relleno		Ninguno	duro < 5mm	duro > 5 mm	Blando < 5mm	Blando > 5 mm		
	puntaje		6	4	2	2	0		
	Meteorización		Inalterada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta		
	Puntaje		6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Flujo por cada 10 m. De longitud del túnel (1/mm)	Ninguno	< 10	10 a 25	25 - 125	> 125		
		(Presión de agua en la diaclasa) Tensión principal mayor o1)	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
	Puntaje		15	10	7	4	0		

$$\text{Cálculo del RMR}_{\text{básico}} = 12+17+15+4+5+5+2+5+10= 75$$

Tabla 16 Tabla de valores del RMR

Fuente: Bieniawski, (1989)

RMR	Clase	Clasificación/ tipo
100- 81	I	Roca Muy Buena
80-61	II	Roca Buena
60-41	III	Roca Regular
40-21	IV	Roca Pobre
>20	V	Roca Muy Pobre

4.1.3.1. Estación geomecánica 03 (EGP-03)

Esta estación geomecánica se encuentra ubicada en rocas areniscosas de la Formación Chimú del cretácico inferior y cerca al frente de avance. Las fracturas, poseen una orientación al NE- SO y se clasifican como fracturas comprensivas.

4.1.3.2. Cálculo del RQD

El RQD se ha calculado aplicando la siguiente formula:

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v(\%)$$

Donde:

J_v = número de fracturas: 14

$RQD = 115 - 3.3 (14) = 69\%$ (buena)

4.1.3.3. Cálculo del RQD con la otra formula

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

Dónde $\lambda = 14$

$RQD = 82\%$

Se efectúa el promedio dando el siguiente resultado:

Promedio= $(69+82) / 2$

Promedio= 75.5%

Obteniéndose un promedio de 75.5% por lo que lo clasificamos como roca buena

Tabla 17 Tabla de valores del RQD

Fuente Deere (1967)

Índice de la Calidad de la roca RQD (%)	Calidad
0-25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Muy buena

4.1.3.4. Cálculo del RMR de la Estación Geomecánica 3 (EGP-03)

Para el cálculo del RMR se consideran 5 parámetros, los cuales se detallan a continuación:

Tabla 18 Cálculo de RMR de la Estación Geomecánica 3 (EG-03)

1	Resistencia de matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga Puntual	> 10	4-10	2- 4	0- 2	Compresión simple (MPa)	1- <	5	1
		Compresión simple	> 250	100- 250	50- 100	25- 50	5- 25	1- <	5	1
	Puntaje		15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90-100	75- 90	50 - 75	25- 50	< 25			
	Puntaje		20	17	13	8	3			
3	Espaciado de las diaclasas		> 2 m	0.6- 2 m	200- 600 mm	60- 200 mm	< 60 mm			
	Puntaje		20	15	10	8	5			
4	Longitud (Persistencia)		< 1 m	1- 3m	3- 10 m	10- 20 m	> 20 m			
	Puntaje		6	4	2	1	0			
	Separación (abertura)		Ninguna	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm			
	Puntaje		6	5	4	1	0			
	Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Superficies pulidas			
	Puntaje		6	5	3	1	0			
	Relleno		Ninguno	duro < 5mm	duro > 5 mm	Blando < 5mm	Blando > 5 mm			
	puntaje		6	4	2	2	0			
	Meteorización		Inalterada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta			
	Puntaje		6	5	3	1	0			
5	Agua freática	Flujo por cada 10 m. De longitud del túnel (l/mm)	Ninguno	< 10	10 a 25	25 - 125	> 125			
		(Presión de agua en la diaclasa)	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5			
		Tensión principal mayor o1)								
	Condiciones generales		Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo			
	Puntaje		15	10	7	4	0			

$$\text{Cálculo del RMR}_{\text{básico}} = 12+17+15+4+5+5+2+5+7= 72$$

Tabla 19 Tabla de valores del RMR

Fuente: Bieniawski, (1989)

RMR	Clase	Clasificación/ tipo
100- 81	I	Roca Muy Buena
80-61	II	Roca Buena
60-41	III	Roca Regular
40-21	IV	Roca Pobre
>20	V	Roca Muy Pobre

4.2. MALLA DE PERFORACIÓN INICIAL DE LA GALERÍA N° 3 TRINIDAD II

4.2.1. Evaluación de la situación actual de la galería

Después, de realizar el análisis de la situación actual de las operaciones de perforación y voladura en La galería N°3 Mina Trinidad II se obtuvo las siguientes deficiencias, en el manejo de los taladros: notándose una clara mala distribución de taladros, una variación constante en la longitud del taladro y una cara libre inadecuada, esto ha generado una mala simetría que representa un 30%. También se ha observado una constante variación de la longitud de la guía de seguridad, una constante imprecisión de la secuencia del encendido, una mala distribución de la columna explosiva. A continuación, se muestra la tabla donde se describen las deficiencias detectadas en la galería:

observaciones para realizar el diagnóstico:



Figura 12 Broca 38 mm y barreno de 5 pies mala simetría



Figura 13 espaciamento entre taladros inadecuados.

Tabla 20 Determinación de los errores detectados en la malla de perforación antes de la aplicación implementación de la nueva malla.

Situación	Observaciones	Diagnostico
1	Mala distribución de taladros	Mala simetría (MSI)
2	Variación de la longitud de taladro	Mala simetría (MSI)
3	Cara libre inadecuada	Mala simetría (MSI)
4	Variación de la longitud de guía de seguridad	Mala secuencia de salida (MSS)
5	Variación de la longitud de guía de arranque	Mala secuencia de salida (MSS)
6	Imprecisión de secuencia de encendido	Mala técnica de carga (MTC)
7	Mala distribución de columna explosiva	Mala técnica de carga (MTC)
8	Fracturas en el macizo rocoso	Comportamiento desigual del macizo rocoso (CDMR)
9	Macizo rocoso alterado	Comportamiento desigual del macizo rocoso (CDMR)
10	Explosivos no detonados	Mala utilización de explosivos (MUEX)

$$x = \frac{\text{Sumatoria diagnóstico}}{\text{Total disparos evaluados}} \%$$

X= Mala simetría/Total de disparos evaluados* %

$$X_{MSI} = 3/10 * 100$$

X_{MSI} = 30% Deficiente simetría.

X= Mala secuencia de salida/Total de disparos evaluados* %

$$X_{MSEC} = 2/10 * 100$$

X_{MSEC} = 20% Mala secuencia de salida.

X= Mala técnica de carga/Total de disparos evaluados* %

$$X_{MTC} = 2/10 * 100$$

X_{MTC} = 20% Mala técnica de carga.

X= Comportamiento desigual del macizo rocoso/Total de disparos evaluados* %

$$X_{CDMR} = 2/10 * 100$$

X_{CDMR} = 20% Comportamiento desigual del macizo rocoso.

X= Mala utilización de explosivos/Total de disparos evaluados* %

$$X_{MUEX} = 1/10 * 100$$

X_{MUEX} = 10% Mala utilización de explosivos.

Tabla 21 Porcentaje de las malas técnicas en el proceso de voladura antes de la implementación de la malla de voladura.

Técnicas utilizadas	Porcentaje (%)
Deficiente simetría del disparo	30
Mala secuencia de salida	20
Mala utilización de explosivos	10
Malas técnicas de carga	20
Comportamiento desigual del macizo rocoso	20

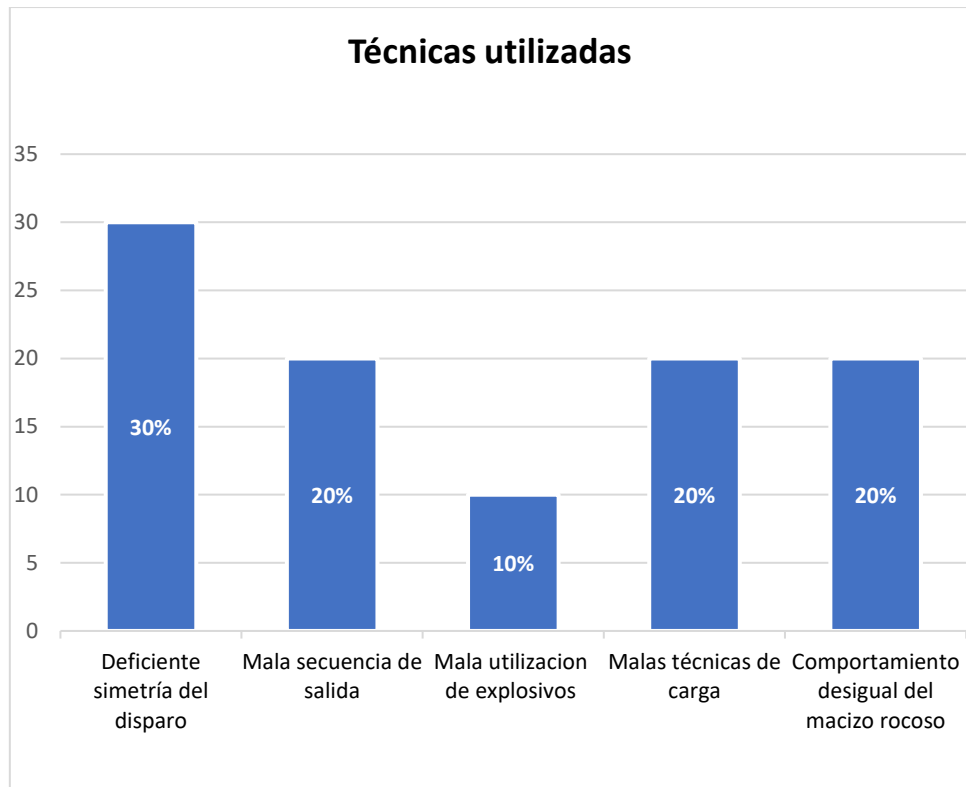


Figura 14 Representación de las malas técnicas utilizadas en el proceso de perforación y voladura de la mina Trinidad.

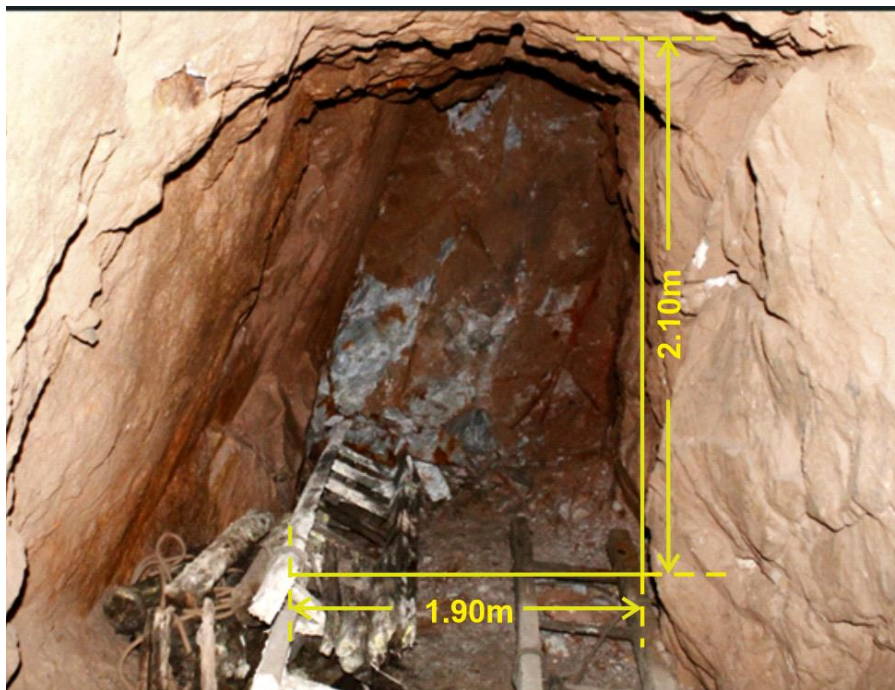


Figura 15 Sección del frente de avance de la galería N°3 con las deficiencias.

En el proceso de perforación y voladura, que se está realizando en la galería N° 3 Trinidad II se está produciendo, una serie de deficiencias en el avance lineal por disparo, debido a que se trabaja en forma artesanal, por tal motivo se optó por recolectar datos de la mencionada galería, con la finalidad de corregir las deficiencias de los metros lineales de avance por disparo.

El ancho de la labor es de 1.9m y la altura de 2.1m

4.2.1. Avance lineal actual sin la aplicación de la nueva malla de perforación

El avance lineal se ha calculado empíricamente considerando, el ancho de 1.90m y una altura de 2.10m de la galería y el promedio del material arrancado diariamente que bordea los 5.5 m³. El avance se calcula empíricamente, de la siguiente manera:

$$V = A * H * AV$$

Siendo:

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

$$A = \text{Ancho del socavón (m)}$$

$$H = \text{Altura del sacavón(m)}$$

$$AV = \text{Avance lineal (m)}$$

Reemplazando se tiene:

$$5.5 = 1.9 * 2.1 * AV$$

$$AV = \frac{5.5}{2.1 * 1.9}$$

$$AV = 1.37m$$

Por lo que el avance lineal, calculado empíricamente es de 1.37m

4.2.1. Número de taladros empleados

Durante el recorrido, realizado por el investigador en el frente de avance ha observado que los trabajos de perforación y voladura lo realizan los maestros perforistas sin ningún criterio técnico, y utilizan un promedio de 40 taladros para cada disparo.

4.2.2. Cantidad de explosivos utilizados

La cantidad de explosivos, utilizados dentro de la galería N° 3 Trinidad II es demasiado, porque el trabajo se hace en forma empírica y artesanal.



Figura 16 Diseño de malla empírica antes de aplicar el nuevo método

4.2.3. Cálculo de las Toneladas

Al realizarse, una explotación artesanal y empírica no se tiene un tonelaje fijo en cada disparo, por lo que se ha obtenido, un promedio de 5.5 m³ de mineral roto por disparo.

Con este valor se puede calcular el tonelaje y el avance:

Datos:

$$\text{Volumen} = 5.5 \text{ m}^3$$

$$\text{Densidad } \rho = 2.75 \text{ t/m}^3$$

$$\text{Ton} = V * \rho$$

$$\text{Ton} = 5.5 \text{ m}^3 * 2.75 \text{ t/m}^3$$

$$\text{Ton} = 15.13 \text{ t}$$

4.2.4. Diseño de Malla de perforación anterior de la galería N° 3 Trinidad II

El espaciamiento, del trazo de la malla y los búrdenes con los que se trabaja actualmente en la galería son totalmente empíricos, puesto que no se han realizado los cálculos debidos.

4.3. IMPLEMENTACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN EN LA GALERÍA N° 3 TRINIDAD II

4.3.1. Parámetros de la Nueva Malla de Perforación en la galería N° 3 Trinidad

Un rediseño, de la malla de perforación y una adecuada distribución de explosivos nos permitirá reducir costos en perforación y voladura, por ello se tiene que cumplir, una correcta aplicación del burden y espaciamiento de los taladros, la longitud de taladro, determinación del número de taladros, para el tipo de roca en el que se trabaja, debido a esto el factor de carga se verá afectado de acuerdo al uso de explosivo que debe ser el adecuado, al tipo de broca. Se tomó en cuenta las características físicas y químicas que los explosivos y los accesorios adecuados de voladura. (Gustafsson, 1993).

Para la implementación de una buena malla, de perforación en la galería N° 3 Trinidad se tendrá en cuenta lo siguiente:

- Definir los diseños de la malla para la adecuada perforación, así como la carga explosiva de acuerdo, a la dureza de la roca.
- Determinar los parámetros, de voladura.

Para la implementación, de la malla de perforación se continuó utilizando la misma cantidad de trabajadores; es decir: un maestro perforista ayudante y un peón.

Para el rediseño de la malla de perforación se utilizó el método de Holmberg.

Tabla 22 Datos del frente de avance de la galería.

Nº	Datos del frente de avance de la labor	Unidad
1	Ancho de la galería	1.90 m
2	Altura de la galería	2.10 m
3	Diámetro promedio del taladro	35 mm
4	Diámetro de taladro en vacío de alivio promedio (DTV)	35 mm
5	Nº Taladro de alivio	5und
6	Longitud de barreno	4 pies
8	Eficiencia de perforación	95%
9	Eficiencia de voladura	95%
10	Desviación angular (α)	0.01mm
11	Error de emboquillamiento (β)	0.02m
12	Potencia relativa por peso del explosivo (RWS)	100%
13	Constante de la roca	0.3
14	Factor de fijación (f)	0.90
15	Relación para arrastres E/B	1
16	Calor de explosión del explosivo	3.82MJ/kg
17	Volumen de gas del explosivo	1.05 m ³ /kg
18	Densidad del explosivo	770Kg/m ³

4.3.2. Cálculo de la potencia relativa por peso del ANFO

$$RWS = \frac{\frac{5}{6} + \frac{Q}{5} + \frac{1}{6} + \frac{V}{0.85}}{0.84}$$

Donde:

RWS: Potencia relativa, por peso del anfo

Q: Calor del explosivo, del Anfo= 3.82 MJ/kg

V: Volumen de gases del Anfo= 1.05m³/kg

Reemplazando se tiene:

$$RWS = 1.0$$

4.3.3. Cálculo de la constante de la roca corregida (C')

$$C' = c + \frac{0.07}{0.6 * LTR}$$

Donde:

C': Constante de la roca corregida (m)

C: constante de la roca (m)= 0.3 (roca intermedia) de acuerdo a los cálculos del RQD y RMR.

LTR: Longitud de taladro real (m)= 1.20m

Remplazando:

$$C' = 0.3 + \frac{0.07}{0.6 * 1.20}$$

$$C' = 0.39$$

4.3.4. Cálculo de la concentración de carga del Anfo (CCA)

$$CCA = p * A$$

Donde:

CCA: Concentración de carga del anfo

p: Densidad del anfo **770 kg/m³**

A: Área del orificio del taladro **3.1416((0.035²)/4**

$$CCA = 770 \text{ kg/m}^3 * 3.1416 * \frac{(0.035^2)}{4}$$

$$CCA = 0.74 \text{ kg/m}$$

4.3.5. Cálculo del diámetro de taladro vacío equivalente (DTVE)

$$DTVE = \sqrt{n} * do$$

Donde

DTVE: Diámetro de taladro vacío equivalente (mm)

n: Número de taladros vacíos en el corte

do: Diámetro de los taladros vacíos (mm)

$$DTVE = \sqrt{4} * 35\text{mm}$$

$$DTVE = 70\text{mm}$$

4.3.6. Cálculo de la longitud del taladro teórico (LTT)

$$LTT = 0.15 + 34.1 * DTV - 39.4 * DTV^2$$

Donde:

DTVE: Diámetro de taladro vacío equivalente (m)

$$LTT = 0.15 + 34.1 * 0.035 - 39.4 * 0.035^2$$

$$LTT = 1.29\text{m}$$

4.3.7. Cálculo de la longitud de taladro real (LTR)

$$LTR = Lb * \%EF$$

Donde:

LTR: Longitud del taladro real (m)

Lb: Longitud de barreno (m)

%EF: Eficiencia de perforación= 95%

LTR= 1.20 m x 0.95

LTR= 1.14m

4.3.8. Cálculo del avance real (AR)

$$AR = 0.95 * LTR$$

Donde:

AR: Avance (m)

LTR: Longitud de taladro real (m)

$$AR = 0.95 (1.14)$$

$$AR = 1.083 \text{ m}$$

Tabla 23 Valores calculados de perforación y voladura en la galería N°3

Nº	ITEM	Valores calculados
1	Potencia relativa por peso (RWS)	100 %
2	Constante de la roca corregida (c')	0.39 m
3	Concentración de carga de anfo (CCA)	0.74 kg/m
4	Diámetro de taladro vacío equivalente (DTVE)	70.0 mm
5	Longitud de taladro teórico (LTT)	1.29 m
6	Longitud del taladro real (LTR)	1.14 mm
7	Avance real (AR)	1.083 m
8	Avance teórico (AT)	1.29 m

4.3.9. Cálculo de los taladros

Seguidamente, se va a proceder a calcular la cantidad de los taladros en el arrastre, la corona, los cuadrantes y las secciones:

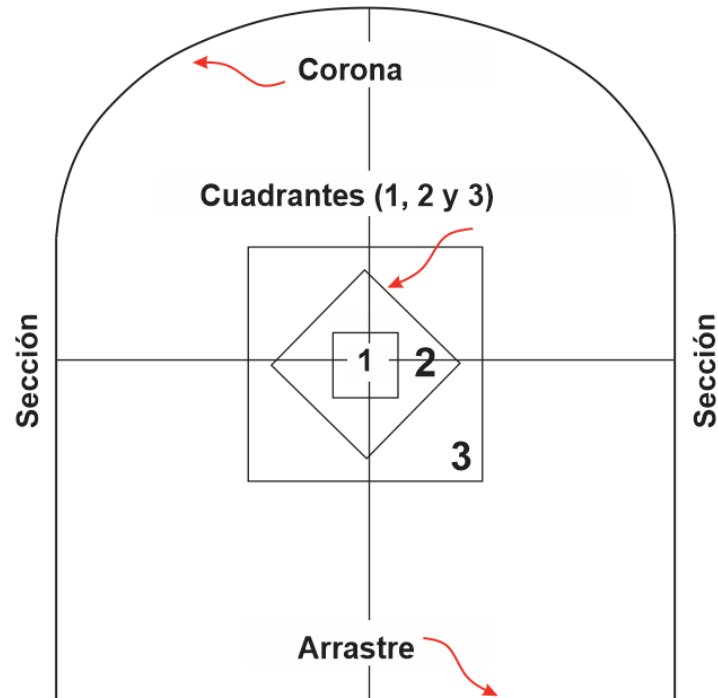


Figura 17 Representación de los cuadrantes, arrastre, la corona y las secciones en el frente de avance de la galería N°3 de la Mina Trinidad II

4.3.9.1. Primer cuadrante

Dato:

Concentración mínima de carga= 0.59kg/m

Cálculos

4.3.9.2. Burden máximo (BM1)

$$BM1 = 1.7 * DTVE$$

Donde:

BM₁: Burden máximo

DTVE: Diámetro del taladro vacío equivalente= 0.07m

Reemplazando

$$BM1 = 1.7 * 0.07$$

$$BM1 = 0.12m$$

4.3.9.3. Burden práctico (BP1)

$$BP1 = 1.7 * DTVE - \alpha LTR + \beta$$

Donde:

BP1: Burden practico

DTVE: Diámetro del taladro vacío equivalente=0.07m

LTR: Longitud del taladro real (m)= 1.14m

α : Desviación angular=0.01m/m

β : Error de emboquillado= 0.02m

Reemplazando

$$BP1 = 1.7 * 0.07 - \alpha * 1.14 + \beta$$

$$BP1 = 1.7 * 0.07 - 0.01 * 1.14 + 0.02$$

$$BP1 = 0.127 \text{ m}$$

4.3.9.4. Concentración de la carga de ANFO (CCA)

$$CCA = \rho A$$

CCA= concentración de carga de ANFO

ρ = densidad del ANFO= 770kg/m³

A= área de orificio del taladro= 3.1416 ((0.035²) /4)

Reemplazando:

$$CCA = 770 \text{ kg/m}^3 * 3,1416 * \frac{(0.035^2)}{4}$$

$$CCA = 0.74 \text{ kg/m}$$

Esta concentración de carga se utilizará en todo el frente de avance

4.3.9.5. Longitud de carga (LC)

$$LC = LTR - 10 * DTVE$$

Donde:

LC: Longitud de carga (m)

LTR: Longitud de taladro real (m)

DTVE: Diámetro de los taladros vacíos equivalente (m)

$$LC = 1.14 - 10 * 0.07$$

$$LC = 0.44 \text{ m}$$

4.3.9.6. Espaciamiento (E1)

$$E1 = \sqrt{2} * BM1$$

Donde:

E_1 : Espaciamiento (m)

BM_1 : Burden máximo (m)

$$E_1 = \sqrt{2} * 0.12m$$

$$E_1 = 0.17m$$

Tabla 24 Valores calculados del primer cuadrante de la malla de perforación.

Nº	Primer cuadrante	Valores
1	Burden máximo (BM1)	0.12m
2	Burden práctico (BP1)	0.12m
3	Concentración de carga anfo (CCA1)	0.74kg/m
4	Longitud de carga (LC1)	0.44m
5	Espaciamiento (E1)	0.17m
6	Concentración mínima de carga (CMC1)	0.74kg/m

4.3.9.7. Segundo cuadrante

4.3.10.1. Ancho de taladro con desviación (ATD)

$$ATD2 = (BP1 - F)\sqrt{2}$$

$$ATD2 = (BP1 - LTR * \alpha + \beta)\sqrt{2}$$

Donde:

ATD2: Ancho de taladros con desviación segundo cuadrante (m)

BP1: Burden práctico del primer cuadrante (m)

F: Desviación máxima de perforación

LTR: Longitud de taladro real (m)

α : 0.01

β : 0.02

$$ATD2 = (0.12 - 1.14 * 0.01 + 0.02)\sqrt{2}$$

$$ATD2 = 0.18 m$$

4.3.10.2. Burden máximo (BM2)

$$BM2 = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{ATD2 * CCA1 * RWS}{DTVE * C}}$$

Donde:

ATD2: Ancho de taladro con desviación (m)

CCA: Concentración de carga del Anfo (kg/m)

RWS: Potencia relativa por peso del Anfo

DTVE: Diámetro de los taladros vacíos (m)

C: Constante corregida de la roca (m)

$$BM2 = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.18 * 0.74 * 1}{0.035 * 0.37}}$$

$$BM_2 = 0.34m$$

4.3.10.3. Burden práctico (BP2)

$$BP2 = BM2 - F$$

$$BP2 = BM2 - (LTR * \alpha + \beta)$$

Donde:

BP₂: Burden practico de segundo cuadrante (m)

BM₂: Burden máximo del segundo cuadrante (m)

LTR: Longitud del taladro real (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m)

$$BP2 = 0.34 - (1.14 * 0.01 + 0.02)$$

$$BP_2 = 0.31m$$

4.3.10.4. Espaciamiento (E2)

$$E2 = \left(BP2 + \frac{E1}{2} \right) * \sqrt{2}$$

Donde:

E₂: Espaciamiento del segundo cuadrante (m)

BP₂: Burden práctico del segundo cuadrante (m)

E₁: Espaciamiento del primer cuadrante (m)

$$E2 = \left(0.31 + \frac{0.17}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$E2 = 0.56m$$

Tabla 25 Valores calculados del segundo cuadrante de la malla de perforación.

Nº	Segundo cuadrante	Valores
1	Ancho de taladros con desviación (ATD)	0.18 m
2	Burden máximo (BM2)	0.34 m
3	Burden práctico (BP2)	0.31m
4	Espaciamiento (E2)	0.56m
5	Longitud de carga (Lc)	0.44 m

4.3.11. Tercer cuadrante

4.3.11.1. Ancho de los taladros con desviación (ATD3)

$$ATD3 = \left(BP2 + \frac{E1}{2} - F \right) * \sqrt{2}$$

Donde:

ATD₃: Ancho de taladros con desviación (m)

B₂: Burden práctico del segundo cuadrante (m)

F: Desviación máxima de perforación

E1: Espaciamiento primer cuadrante (m)

LTR: Longitud de taladro real (m)

BP2: Burden práctico del segundo cuadrante (m)

$$ATD3 = \left(0.31 + \frac{0.17}{2} - (1.14 * 0.01 + 0.02) \right) * \sqrt{2}$$

$$ATD3 = 0.51m$$

4.3.11.2. Burden máximo (BM3)

$$BM2 = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{ATD3 * CCA * RWS}{DTVE * C}}$$

$$BM3 = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{ATD3 * 0.74 * 1}{0.035 * 0.37}}$$

BM₃: Ancho de taladro con desviación del tercer cuadrante(m)

CCA: Concentración de carga del Anfo (kg/m)

RWS: Potencia relativa por peso del Anfo

DTVE: Diámetro de los taladros vacíos de alivio (m)

C: Constante de la roca (m)

Reemplazando:

$$BM3 = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.51 * 0.74 * 1}{0.035 * 0.37}}$$

$$BM3 = 0.18$$

4.3.11.3. Burden práctico (BP3)

$$BP3 = BM3 - F)$$

$$BP3 = BM3 - (LTR * \alpha + \beta)$$

Donde:

BP₃ : Burden práctico del tercer cuadrante (m)

BM₃: Burden máximo del tercer cuadrante (m)

LTR: Profundidad de taladro real (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m)

$$BP3 = 0.18 - (1.14 * 0.01 + 0.02)$$

$$BP3 = 0.14 \text{ m}$$

4.3.11.4. Cálculo del espaciamiento (E3)

$$E3 = \left(BP3 + \frac{E2}{2} \right) * \sqrt{2}$$

Donde:

E₃: Espaciamiento del tercer cuadrante (m)

BP₃₃: Burden práctico del tercer cuadrante (m)

E₂ : Espaciamiento del segundo cuadrante (m)

$$E3 = \left(0.14 + \frac{0.56}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$E3 = 0.59 \text{ m}$$

Tabla 26 Valores calculados del tercer cuadrante de la malla de perforación.

Nº	Tercer cuadrante	Valores
1	Ancho de taladros con desviación (ATD3)	0.51m
2	Burden máximo (BM3)	0.18m
3	Burden práctico (BP3)	0.14m
4	Longitud de carga (Lc)	0.44 m
5	Espaciamiento (E3)	0.59m

4.3.11.5. Análisis de los datos calculados

Al realizar el análisis del espaciamiento vs el avance se debe cumplir que E3 debe ser menor o igual a la \sqrt{I} , por lo tanto:

0.59 menor o igual $\sqrt{1.53}$

0.59 menor a 1.23

Donde efectivamente se cumple esta condición

4.3.12. Arrastre

4.3.12.1. Burden máximo (BMA)

$$BMA = 0.9 * \sqrt{\frac{Cc * RWS}{C' * \frac{E}{B} * f}}$$

Donde:

BMA: Burden máximo de arrastre (m)

Cc: Concentración de la carga con respecto al Anfo (kg/m)

RWS: Potencia relativa por peso del Anfo

C': Constante corregida de la roca (m)

E/B: Relación de espaciamiento y burden para el arrastre

f: Factor de fijación

$$BMA = 0.9 * \sqrt{\frac{0.74 * 1}{0.37 * 1 * 0.9}}$$

BMA = 1.34 m

4.3.12.2. Burden práctico (BPA)

$$BPA = BMA - LTR * \sin 3^\circ - F$$

Donde:

BPA: Burden práctico del arrastre (m)

BMA: Burden máximo del arrastre (m)

LTR: longitud de taladro real (m)

F: Desviación máxima de perforación: (1.14*0.01+0.02)

$$BPA = 1.0 - 1.14 * \sin (3^\circ) - 0.03$$

$$BPA = 1.0 - 1.14 * 0.0523 - 0.03$$

$$BPA = 0.91 \text{ m}$$

4.3.12.3. Número de taladros de arrastre (N^oTA)

$$N^{\circ}TA = \frac{AL + (2 * LTR * \text{sen}(3^{\circ}))}{BMA} + 2$$

Donde:

N^oTA: Número de taladros de arrastre

AL: Ancho de la labor (m)

PTR: Profundidad de taladro real (m)

BMA: Burden máximo de arrastre(m)

$$N^{\circ}TA = \frac{1.90 + (2 * 1.14 * \text{sen}(3^{\circ}))}{1} + 2$$

$$N^{\circ}TA = 4$$

4.3.12.4. Espaciamiento en el arrastre (EA)

$$EA = \frac{A + (2 * LTR * \text{sen}(3^{\circ}))}{N^{\circ}T - 1}$$

Donde:

EA: Espaciamiento en el arrastre (m)

A: Ancho de la labor (m)

LTR: Longitud de taladro real (m)

NT^o: Número de taladros

$$EA = \frac{1.9 + (2 * 1.14 * \text{sen}(3^{\circ}))}{4 - 1}$$

$$EA = 0.67 \text{ m}$$

Para nuestro caso el Espaciamiento en el arrastre será de 0.66 m

4.3.12.5. Espaciamiento para los taladros de la esquina (ETE)

$$ETE = EA - LTR * \text{sen } 3^{\circ}$$

Donde:

ETE: Espaciamiento para taladros de la esquina del arrastre (m)

EA: Espaciamiento en el arrastre (m)

LTR: longitud del taladro real (m)

$$ETE = 0.67 - 1.14 * 0.05$$

$$ETE = 0.61\text{m}$$

Para nuestro caso el espaciamiento en las esquinas de nuestro arrastre será de 0.58 cm.

Tabla 27 Valores calculados de la zona de arrastre de la malla de perforación y voladura.

Nº	Arrastre	Valores
1	Burden máximo (BMA)	1,0m
2	Burden practico (BPA)	0.91m
3	Número de taladros (NºTA)	4 unidades
4	Espaciamiento arrastre (EA)	0.67m
5	Espaciamiento para taladros de las esquinas (ETE)	0.61m
6	Longitud de carga (LC)	0.44m

4.3.13. Corona

Se utilizarán los siguientes datos:

Factor de fijación: 1.2

Relación de espaciamento/burden: 0.8

Constante k: 15

4.3.13.1. Espaciamiento de la corona (EC)

$$EC = k * \emptyset$$

EC: Espaciamiento en la corona (m)

K: Constante

\emptyset : diámetro de taladro (m)

$$EC = 15 * 0.035$$

$$EC = 0.53m$$

4.3.13.2. Burden máximo de corona (BMC)

$$BMC = \frac{EC}{E/B}$$

Donde:

BMC: Burden máximo de corona (m)

Ec: Espaciamiento en la carona (m)

E/B: Relación espaciamento/burden

$$BMC = \frac{0.53}{0.8}$$

$$BMC = 0.66m$$

4.3.13.3. Burden práctico de corona (BPC)

$$BPC = BMC - LTR * \text{sen } 3^\circ - F$$

$$BPC = BMC - LTR * \text{sen } 3^\circ - (LTR\alpha + \beta)$$

Donde:

BPC: Burden practico (m)

BMC: Burden máximo de corona (m)

LTR: longitud de taladro real (m)

F: Desviación máxima de perforación (m)

α : Desviación angular

β : Error de emboquillado (m)

$$BPC = 0.66 - 1.14 * \sin 3^\circ - (1.14 * 0.01 + 0.02)$$

$$BPC = 0.56\text{m}$$

4.3.13.4. Número de taladros (N^oTC)

$$N^{\circ}TC = \frac{A + (2 * \text{sen}(3^\circ))}{BMC} + 2$$

Donde:

N^oTC: Número de taladros en la corona

A: Ancho de la labor (m)

BMC: Burden máximo de corona (m)

$$N^{\circ}TC = \frac{1.9 + (2 * \text{sen}(3^\circ))}{0.66} + 2$$

$$N^{\circ}T = 5$$

Tabla 28 Valores calculados de la zona de la corona de la malla de perforación y voladura.

Nº	Corona	Valores
1	Espaciamiento de corona (EC)	0.53m
2	Burden máximo (BMC)	0.66m
3	Burden práctico (BPC)	0.56m
4	Número de taladros (N ^o TC)	5
5	Factor de fijación (f)	1.2
6	Relación de arrastre (E/B)	0.8
7	Constante (K)	15
8	Factor de fijación (f)	1.2
9	Concentración mínima de carga (I)	0.12kg/m
10	Concentración de la carga con respecto al ANFO	0.86kg/m

4.3.14. Sección A

Factor de fijación (f): 1.2

Relación de espaciamiento/ burden (E/B): 1.25

Concentración mínima de carga: 0.59kg/m

Constante de la roca corregida: 0.38

4.3.14.1. Burden máximo de sección A (BMSA)

$$BMSA = 0.9 * \sqrt{\frac{Cc * RWS}{C' * \frac{E}{B} * f}}$$

Donde:

BMSA: Burden máximo sección A (m)

Cc: Concentración de la carga mínima (kg/m)

RWS: Potencia relativa por peso

C': constante corregida de la roca

f: Factor de fijación

E/B: Relación de espaciamiento / burden

$$BMSA = 0.9 * \sqrt{\frac{0.59 * 1}{0.38 * 1.2 * 1.25}}$$

BMSA = 0.91 m

4.3.14.2. Burden práctico de sección A (BPSA)

$$BPSA = BMSA - LTR * \text{sen } 3^\circ - F$$

Donde:

BPSA: Burden práctico de sección A (m)

BMSA: Burden máximo de sección A (m)

LTR: longitud del taladro real (m)

F: Desviación máxima del taladro

$$BPSA = 0.91 - 1.14 * \text{sen } 3^\circ - (1.14 * 0.01 + 0.02)$$

$$BPSA = 0.82 \text{ m}$$

4.3.14.3. Longitud de la pared (LP)

$$LP = AL - BPA - BPC - \frac{AL}{5}$$

Donde:

LP: Longitud de la pared (m)

AL: Altura de la labor (m)

BPA: Burden práctico del arrastre (m)

BPC: Burden practico de la corona (m)

$$LP = 2.10 - 0.82 - 0.56 - \frac{2.10}{5} \quad LP = 0.3m$$

4.3.14.4. Número de taladros sección A (N°TSA)

$$N^{\circ}TSA = \frac{LP}{BMC * EV} + 2$$

Donde:

N°TSA: Número de taladros

LP: Longitud de la pared (m)

BMC: Burden máximo de corona (m)

E/V: Relación de espaciamento / Burden para la sección A

$$N^{\circ}TSA = \frac{0.3}{0.66 * 1.25} + 2$$

$$N^{\circ}TSA = 2$$

4.3.14.5. Espaciamento (ESA)

$$ESA = \frac{LP}{N^{\circ}TSA - 1}$$

ESA: Espaciamento en el contorno de la sección A (m)

LP: Longitud de la pared (m)

N°TSA: Número de talados

$$ESA = \frac{0.3}{2 - 1}$$

$$ESA = 0.3 m$$

4.3.16. Sección B

Datos:

Factor de fijación (f): 1.45

Relación de espaciamento/ burden (E/B): 1.2

4.3.16.1. Distancia horizontal disponible a perforar (DHPSB)

$$DHPSB = AL - E3 - 2 * BPSA$$

Donde:

DHPSB: Distancia horizontal a perforar (m)

A: Ancho de la labor (m)

E3: Espaciamiento del tercer cuadrante (m)

BPSB: Burden practico de la sección A del contorno (m)

$$DHSB = 1.9 - 0.72 - 2 * 0.80$$

$$DHPSB = -0.42 \text{ m}$$

4.3.16.2. Burden máximo sección B (BMSB)

$$BMSB = 0.9 * \sqrt{\frac{Cc/2 * 1}{C * f * E/B}}$$

Donde:

BMSB: Burden máximo (m)

Cc: Concentración de la carga del Anfo al 50% (kg/m)

RWS: Potencia relativa por peso del Anfo

C': Constante corregida de la roca

f: Factor de fijación

E/V: Relación de espaciamento / Burden para la sección B

$$BMSB = 0.9 * \sqrt{\frac{0.86/2 * 1}{0.38 * 1.45 * 1.2}}$$

$$BMSB = 0.65 \text{ m}$$

4.3.16.3. Burden practico (BPSB)

$$BPSB = B - F$$

Donde:

BPSB: Burden practico de la sección B del contorno

BMSB: Burden máximo de la sección B

F: Desviación máxima del taladro

$$BPSB = 0.65 - (1.61 * 0.01 + 0.02)$$

$$BPSB = 0.61 \text{ m}$$

4.3.16.4. Cálculo del número de taladros (N°TSB)

$$N^{\circ}TSB = \frac{E3}{BMSB * E/B} + 2$$

Donde:

N°TSB: Número de taladros de sección B

E3: Espaciamiento del tercer cuadrante (m)

B: Burden máximo (m)

E/V: Relación de espaciamento / Burden para la sección B

$$N^{\circ}\text{TSB} = \frac{0.72}{0.65 * 1.2} + 2$$

$$N^{\circ}\text{TSB} = 3$$

4.3.16.5. Espaciamento (ESB)

$$\text{ESB} = \frac{\text{E3}}{N^{\circ}\text{TSB} - 1}$$

Donde:

ESB: Espaciamento en el contorno de la sección B (m)

E3: Espaciamento en el tercer cuadrante (m)

N°TSB: Número de talados de la sección B

$$\text{ESB} = \frac{0.72}{3 - 1}$$

$$\text{ESB} = 0.36$$

4.3.17. Sección C

Factor de fijación (f): 1.2

Relación de espaciamento/ burden (E/B): 1.25

4.3.17.1. Distancia vertical para perforar (DVPSC)

$$\text{DVPSC} = \text{AL} - \text{E3} - \text{BPC} - \text{BPSA}$$

Donde:

DVPSC: Distancia vertical a perforar (m)

Al: Altura de la labor (m)

E3: Espaciamento del tercer cuadrante (m)

BPC: Burden practico de la corona (m)

BPA: Burden práctico del arrastre

$$\text{DVPSC} = 2.10 - 0.72 - 0.54 - 0.8$$

$$\text{DVPSC} = 0.05 \text{ m}$$

4.3.17.2. Burden máximo sección C (BMSC)

$$\text{BMSC} = 0.9 * \sqrt{\frac{Cc * RWS}{C * f * E/B}}$$

Donde:

BMSC: Burden máximo de sección C (m)

Cc: Concentración de la carga de Anfo (kg/m)

RWS: Potencia relativa por peso del Anfo

C': Constante corregida de la roca

f: Factor de fijación

E/V: Relación de espaciamento/Burden para la sección C

$$BMSC = 0.9 * \sqrt{\frac{0.86 * 1}{0.37 * 1.2 * 1.25}}$$

$$BMSC = 1.1m$$

4.3.17.3. Burden práctico sección C (BPSC)

$$BPSC = BMSC - F$$

Donde:

BPSC: Burden practico de la sección C del contorno

BMSC: Burden máximo de la sección C

F: Desviación máxima del taladro

$$BPSC = 1,1 - (1.61 * 0.01 + 0.02)$$

$$BPSC = 1.06m$$

4.3.17.4. Espaciamento horizontal de la sección (EHSC)

$$EHSC = AL - 2BPSC$$

Donde:

Eh: Espaciamento horizontal en la sección C del contorno (m)

A: Ancho de la labor (m)

Bca: Burden practico de la sección a del contorno (m)

$$EHSC = 1.90 - 2 * 0.79$$

$$EHSC = 0.32m$$

4.3.17.5. Número de taladros de la sección C (N°TSC)

$$N^{\circ}TSC = \frac{EHSC}{BMSC * E/B} + 2$$

Donde:

N°TSC: Número de taladros

Eh: Espaciamento horizontal a perforar en la sección C

B: Burden máximo de la Sección C del contorno

E/B: Relación de espaciamento/ Burden para la sección C

$$N^{\circ}TSC = \frac{0.32}{1.1 * 1.25} + 2$$

$$N^{\circ}TSC = \frac{0.32}{1.1*1.25} + 2 \qquad N^{\circ}TSC = 2$$

4.3.17.6. Espaciamiento del tajeo de sección C (ETSC)

$$ETSC = \frac{EHSC}{N^{\circ}TSC - 1}$$

Donde:

ETSC: Espaciamiento del tajeo de la sección C (m)

Eh: Espaciamiento horizontal de la sección C (m)

N°TSC: Número de taladro de la sección C

$$ETSC = \frac{0.32}{2 - 1} \qquad ETSC = 0.32m$$

El espaciamiento a utilizar en la sección C del tajeo será de 28 cm para asegurar la voladura.

Tabla 29 Valores calculados de la zona de contorno (sección A, B, C) de la malla de perforación.

Contorno	
Sección A	Valores
Factor de fijación (f)	1.2
Relación para el arrastre E/B	1.25
Burden máximo (BMSA)	0.91m
Burden práctico (BPSA)	0.79m
Longitud de pared (LP)	0.26m
Número de taladros (N°TSA)	3
Espaciamiento en el contorno (ESA)	0.26m
Sección B	
Distancia horizontal disponible a perforar (DHPSB)	0.42 m
Factor de fijación (f)	1.45
Relación para el arrastre E/B	1.25
Burden máximo (BMSB)	0.65m
Burden práctico (BPSB)	0.61m
Número de taladros en la sección (N°TSB)	3
Espaciamiento del tajeo (ESB)	0.36m
Sección C	
Factor de fijación (f)	1.2
Relación para el arrastre E/B	1.25
Distancia vertical para perforar (DVPSC)	0.05m
Burden máximo de tajeo (BMT)	0.98m
Burden práctico sección c(BPSC)	1.06m
Espaciamiento horizontal de sección c (EHSC)	0.32m
Número de taladros (N°TSC)	2
Espaciamiento de tajeo (ETSC)	0.32m

4.4. Análisis de los resultados obtenidos

Para la utilización de los parámetros de la malla de perforación calculada mediante el método de Holmberg se contará con un maestro perforista y un ayudante de perforista y un peón. A continuación, se detallan los resultados obtenidos:

4.4.1. Perforación

La perforación en la galería se realizará con una maquina Jack leg marca RNP modelo RN-250X. Ver Anexos.

4.4.2. Cálculo de la longitud de taladro real (LTR)

$$LTR = Lb * \%EF$$

Donde:

LTR: Longitud del taladro real (m)

Lb: Longitud de barreno (pies)

%EF: Eficiencia de perforación= 95%

$$LTR = 1.20 \text{ m} \times 0.95$$

$$LTR = 1.14 \text{ m}$$

4.4.3. Cálculo del avance efectivo (AE)

$$AE = 0.95 * LTR$$

Donde:

AE: Avance efectivo (m)

LTR: Longitud de taladro real (m)

$$AR = 0.95 (1.14)$$

$$AR = 1.09 \text{ m}$$

Tabla 30 Valores calculados para la sección de la galería N° 3

Ítem	Cantidad	Unidad
Longitud de taladro real	1.14	m
Avance efectivo	1.09	m
Longitud del barreno	1.20	m
Eficiencia de perforación	95	%
Factor de corrección	0.9	Unidimensional
Peso específico de la roca	2.75	TM/m ³
Peso de anfo utilizado	20	kg
Peso total de emulsiones	3	kg
Presión de Emulsión EMULNOR encarchutada 500 FAMESA.	0.90	gr/cm ³
Densidad de anfo a granel	0.77	gr/cm ³

4.4.4. Cálculo de las Toneladas métricas rotas

Volumen se calculó mediante la formula:

$$V = SEC * FC * AE$$

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

$$AE = \text{Avance efectivo (m)}$$

$$V = 2.1 * 1.9 * 1.53$$

$$V = 6.11\text{m}^3$$

$$TM = V * PE$$

$$TM = 6.11\text{m}^3 * 2.75\text{TM/m}^3$$

$$TM = 16.80\text{TM}$$

4.4.5. Factor de carga (FC)

$$FC = \frac{\text{Kg de explosivo total}}{\text{Volumen}}$$

$$FC = \frac{(20 + 3)\text{kg}}{6.11\text{m}^3}$$

$$FC = 3.76 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

4.4.6. Factor de energía del ANFO (FEA)

FEA = Densidad del anfo * Peso de anfo utilizado

$$FEA = 770\text{cal/gr} * 20000\text{gr}$$

$$FEA = 15400000\text{cal}$$

$$FEA = 15400\text{kcal}$$

4.4.7. Factor de energía de emulsión (FEE)

FEE = Densidad de emulsion * Peso de emulsion utilizado

$$FEE = 900\text{cal/gr} * 3000\text{gr}$$

$$FEE = 2700000\text{cal}$$

$$FEE = 2700\text{kcal}$$

4.4.8. Factor de energía total (FET)

$$FET = \frac{FEA + FEE}{\text{TM rotas}}$$

$$FET = \frac{18100\text{kcal}}{15.09\text{TM}}$$

$$FET = 1199.5\text{kcal/TM}$$

4.4.9. Eficiencia de la voladura (EV)

$$EV = \frac{AE}{LT} * 100$$

EV = eficiencia de voladura

AE = Avance efectivo(m)

LT = longitud real de taladro (m)

$$EV = \frac{1.09}{1.14} * 100$$

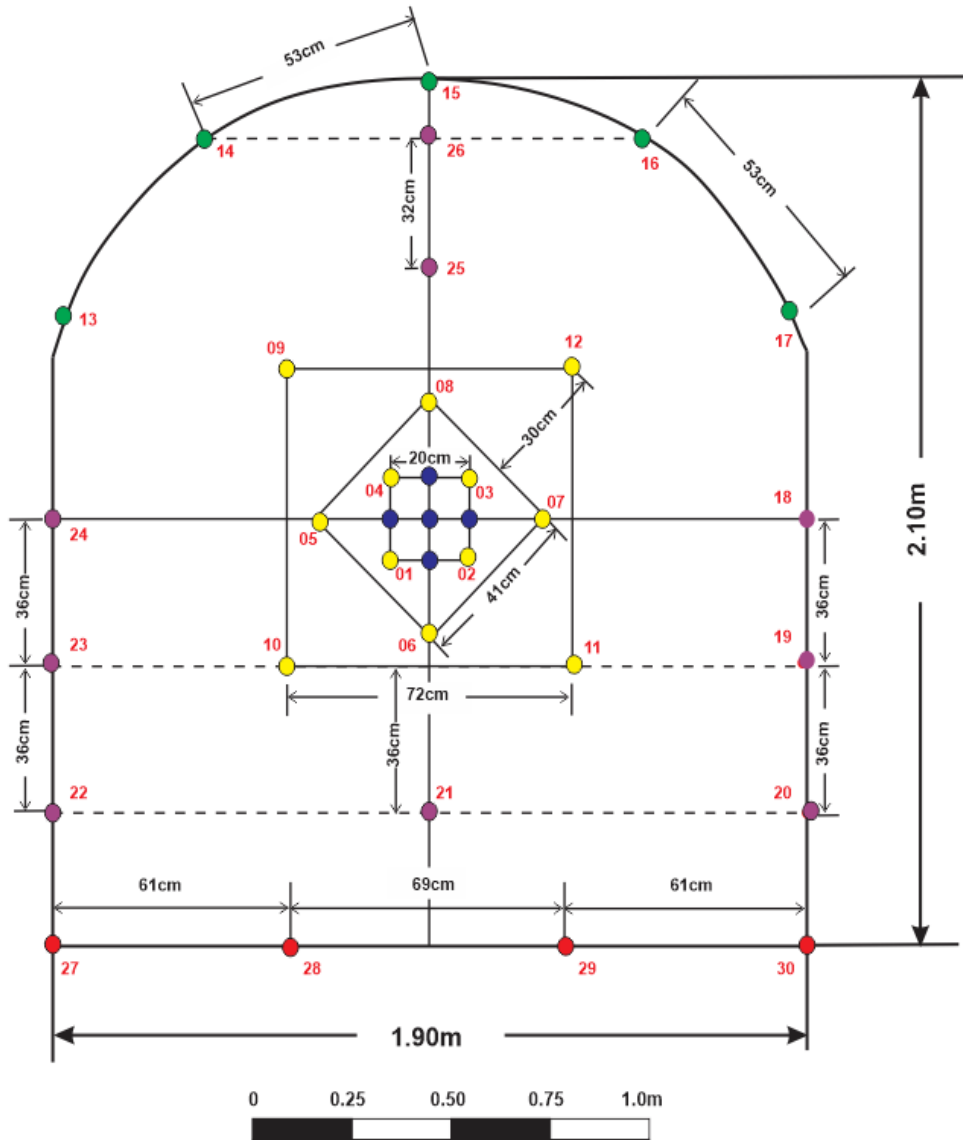
$$EV = 96\%$$

4.4.10. Diseño de la malla de perforación y voladura

Con los cálculos obtenidos anteriormente se procedió a diseñar la malla de perforación para el frente de avance de la Mina Trinidad. En la figura 13 se representa la malla de perforación que consta con un total de 30 taladros cargados y cinco (05) taladros de alivio. Dichos taladros están distribuidos según los espaciamientos calculados.

En las tablas 28 se representan los valores calculados y en la tabla 29 se representan en forma detallada los 35 taladros distribuidos en los cuadrantes, la corona, el arrastre y las secciones A, B y C.

Diseño de la malla de perforación y voladura



Leyenda

Taladros cargados	Nº
● Corona	05
● Cuadrantes	12
● Arrastres	04
● Secciones A, B y C	09
Total	30

● Taladros de alivio	05
----------------------	----

Figura 18 Diseño de la malla de perforación utilizando el método de Holmberg



Figura 19 Diseño de la nueva malla de perforación en el frente de avance.



Figura 20 perforación y diseño de la malla en el frente de avance de la galería N°3

Tabla 31 Valores calculados para la nueva malla de perforación y voladura en el frente de avance de la galería N° 3 en la Mina Trinidad II

Ancho de la galería	1.90m
Altura de la galería	2.10m
Ø del taladro	35mm
Ø del taladro de alivio	35mm
N.º de taladros de alivio	05
N.º de taladros cargados	30
Longitud del barreno	4 pies
Eficiencia de perforación	96%
Desviación angular	0.01mm
Error de emboquillamiento	0.02
Potencia relativa por peso de explosivo	100%
Constante de la roca	0.37m
Factor de fijación	1.45m
Relación de arrastre (E/B)	1
Densidad de explosivo anfo	770 kg/m ³
Densidad de emulsión	900 kg/cm ³

Tabla 32 Total de taladros calculados de la malla de perforación y voladura en la Mina Trinidad II

Cuadrante	Burden máximo (m)	Burden práctico (m)	Espaciamiento (m)	Concentración de carga (kg/m)	Longitud de carga (pies)	Número de taladros (Nº)
Primer cuadrante	0.12	0.12	0.20	0.86	0.91	4
Segundo cuadrante	0.22	0.19	0.41	0.86	1.06	4
Tercer cuadrante	0.33	0.30	0.72	0.86	1.06	4
Arrastre	Medio	1.0	0.88	0.66	0.86	2
	Esquinas	1.0	0.88	0.66	0.86	2
Corona	0.66	0.54	0.53	0.86	1.06	5
Contorno	Sección A	0.91	0.79	0.26	0.86	3
	Sección B	0.65	0.61	0.36	0.86	3
	sección C	0.98	1.06	0.32	0.86	3
Total						30
De Alivio						5

4.4.11. Comparación de los costos unitarios con la antigua y nueva malla de perforación y voladura.

Con la aplicación, de la nueva malla de perforación y voladura en el frente de avance de la galería N°3. Mina Trinidad II. Algamarca se logró: disminuir los costos en el proceso de perforación y voladura, una adecuada simetría y una buena distribución de energía, en los taladros y con ello se logró evitar los tiros cortados, anillados y sopladados lográndose obtener un mayor tonelaje de mineral roto por disparo.

4.4.11.1. Costo de mano de obra

En la siguiente figura, se representa una comparación entre los costos de la mano de obra antes y después de la implementación de la malla de perforación y voladura. Se observa, un mayor gasto en el pago a los trabajadores antes de la implementación de la malla de perforación, siendo el costo total de 728.7 soles por disparo mientras que el costo con la implementación fue de 656.3 soles significando un ahorro de la empresa de 72.48 soles (\$. 19.4) por disparo.

Se necesita de un ayudante de perforista y un peón, ya que uno solo, no se abastecería para realizar la extracción del mineral hacia el acopio, en acarreo, limpieza, traslado del explosivo hacia el frente, ya que por norma o seguridad una sola persona, no puede realizar el traslado.

Tabla 33 Costos mano de obra

Personal	Costo anterior (\$)	Costo anterior (S/.)	Costo actual (\$)	Costo actual (S/.)
Perforista	48.7	181.5	42.5	158.4
Ayudante perforista	32.4	121	28.3	105.6
Peón	32.4	121	28.3	105.6
Capataz	38.9	145.2	34.0	126.72
Ingeniero de Guardia	42.9	160	42.9	160
TOTAL	195.4	728.7	176.0	656.3

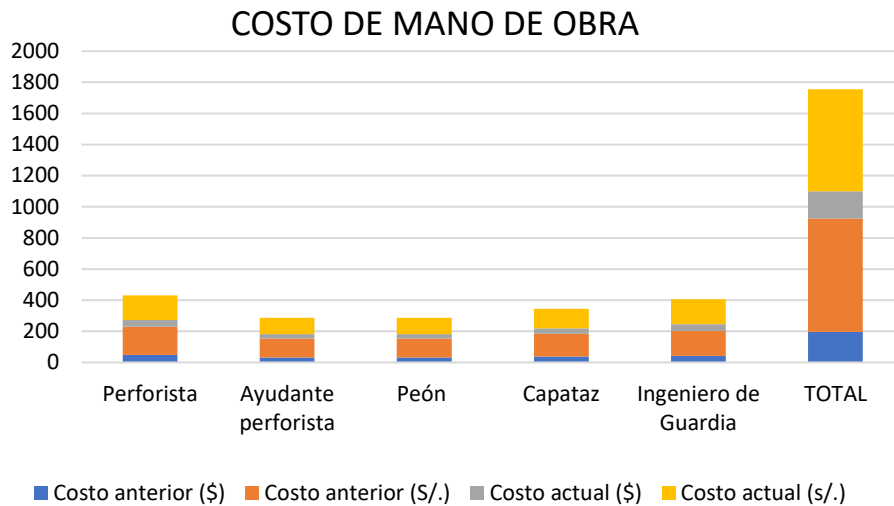


Figura 21 Representación de los costos de la mano de obra antes y después de la implementación de la malla de perforación

4.4.11.2. Costo de perforación

En la figura inferior está representada una comparación entre los costos de materiales antes y después de la implementación de malla de perforación y voladura. Se observa un mayor gasto en los materiales de voladura debido a que se estuvo trabajando en forma empírica debido a ello se ha venido utilizando mayor cantidad de explosivos. Se observa un gasto de 331.22 soles en materiales de voladura vs 237.75 soles después de la aplicación de la malla de perforación y voladura significando un ahorro para la empresa minera de o con la implementación fue de 496.22 soles significando un ahorro a la empresa de 93.47 soles por disparo.

Tabla 34 Costos de materiales

Materiales	Costo Anterior (\$)	Costo Anterior (S/.)	Costo Actual (\$)	Costo Anterior (S/.)
Anfo	46.5	173.28	36.7	136.8
Emulnor	8.6	32.1	7.2	26.75
Carmex	17.7	66.12	15.3	57.01
Mecha rápida	2.8	10.32	1.8	6.88
Pentacord	3.8	14	2.7	10
Total	79.3	295.8	63.7	237.4

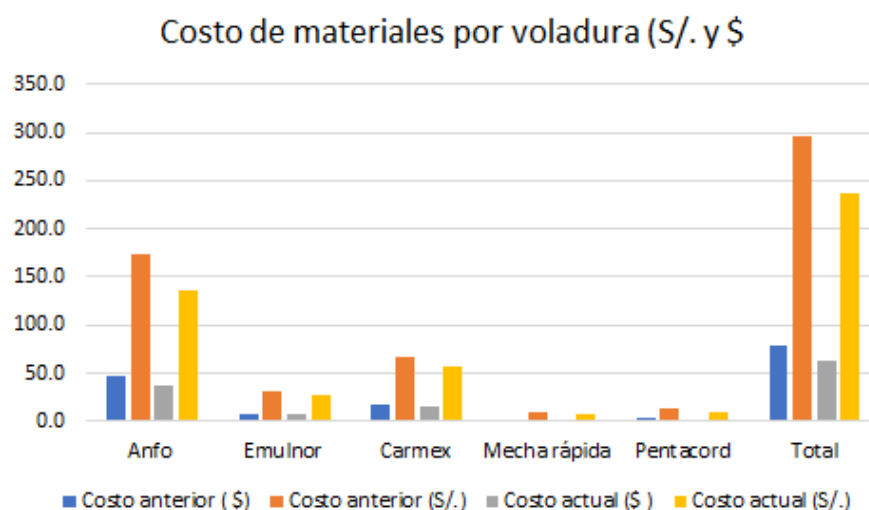


Figura 22 Representación del costo de los materiales de voladura antes y después de la implementación de la malla de perforación y voladura.

4.11.2.3. Costo total por disparo

En la figura inferior está representada una comparación entre los costos totales por disparo antes y después de la implementación de malla de perforación y voladura. Se observa una diferencia de 130.8 soles (\$35), por disparo significando un ahorro significativo para la empresa minera.

Tabla 35 Costos de materiales

	Antes (\$)	Después (\$)	Antes (S/.)	Después(S/.)
Costo total por disparo	274.7	1024.5	1024.5	893.7
Diferencia		35		130.8

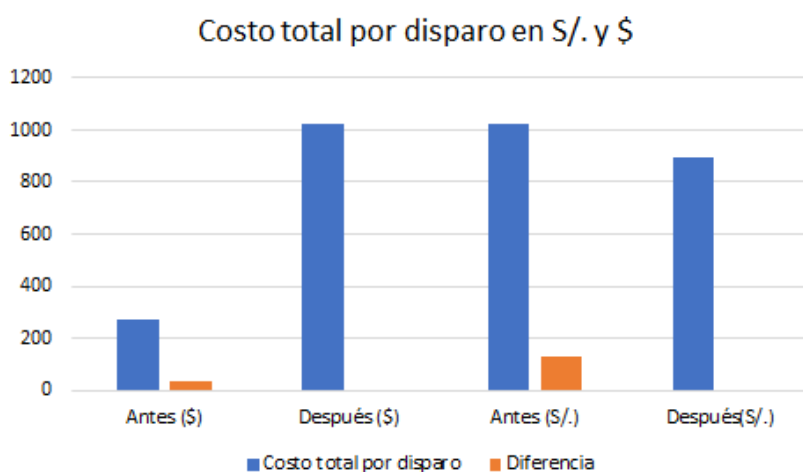


Figura 23 Representación de la comparación de los costos total de disparos antes y después de la implementación de la malla de perforación y voladura.

4.11.3.4. Costo total por Toneladas métricas por disparo

En la figura inferior se representa, la comparación entre el total de toneladas de mineral roto por disparo, en la galería del nivel 3, siendo mayor el tonelaje logrado con la implementación de la malla de perforación y voladura siendo el incremento de 1.67 toneladas por disparo lográndose una mayor producción de mineral por consiguiente una mayor ganancia a la empresa.



Figura 24 Representación de comparación de la cantidad las toneladas métricas rotas antes y después de la implementación de la malla de perforación y voladura.

4.11.3.5. Estructuras de los precios antes y después de la implementación de la malla de perforación

A continuación, se muestran las estructuras de los precios antes y después de la implementación de la malla de perforación y voladura. Al realizar un análisis comparativo se puede observar que con dicha implementación se produce un ahorro significativo para la empresa además se produce un mayor tonelaje de mineral roto.

Tabla 36 Estructuras de los precios antes de la implementación de la malla de perforación

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS					
GALERIA N°3. MINA TRINIDAD II. ALGAMARCA SIN LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN					
Altura de galería	2.1m				
Ancho de la galería	1.9m				
Área de labor	2.1m* 1.9m				
Densidad de la roca	2.75 TM/m3				
Tipo de roca	Semidura				
Longitud de taladro	1.45m				
Nº Taladros cargados	42				
Nº Taladros de alivio	05				
Nº Total de taladros	47				
Eficiencia de avance	90%				
Avance	1.37m				
Volumen roto por disparo	5.5 m3				
Toneladas métricas rotas	15.13 TM/m3				
Factor de carga	5.45kg/m3				
Rendimiento	94%				
Gastos Generales (mensual)	S/. 10 000	\$ 2681			
Mano de obra por disparo	Precio jornada (S/.)	Precio jornada (\$)	Tarea (S/.)	Tarea (\$)	
Perforista	150.00	40.2	181.5	48.7	
Ayudante perforista	100.00	26.8	121.0	32.4	
Peón	80.00	21.62	100.0	27.02	
Capataz	120.00	32.2	145.2	38.9	
Ingeniero de Guardia	160.00	42.9	160.00	42.9	
Sub Total por disparo	630.00	168.9	707.7	191.2	
Costo mano de obra por tonelada por disparo					48.16
Materiales para voladura por disparo	Unidad	Cantidad	Precio por unidad (S/.)	Precio total (soles)	Precio total (\$)
Anfo	kg	38.00	4.56	173.28	46.5
Emulsión	Unidad	30.00	1.07	32.10	8.6
Carmex	Pieza= 0.1kg	29=2.9kg	2.28	66.12	17.7
Mecha rápida	m	6.0	1.72	10.32	2.8
Pentacord	m	7.0	2.00	14.00	3.8
Sub Total por disparo		40.9kg		313.22	
Costo de materiales por tonelada por disparo					20.70
Costo total por disparo				881.92	
Costo total de tonelada por disparo					68.86

Tabla 37 Estructuras de los precios después de la implementación de la malla de perforación

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS					
GALERIA N°3. MINA TRINIDAD II. ALGAMARCA CON LA UTILIZACIÓN DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN					
1.Parametros					
Altura de galería	2.1m				
Ancho de la galería	1.9 m				
Área de labor	2.1m* 1.9m				
Densidad de la roca	2.75 TM/m3				
Tipo de roca	Semidura				
Longitud de taladro	1.20m				
N°Taladros cargados	30				
N°Taladros de alivio	05				
N°Total de taladros	35				
Eficiencia de avance	90%				
Avance	1.53m				
Volumen roto por disparo	6.11 m3				
Toneladas métricas rotas	16.80 TM/m3				
Factor de carga	3.76kg/m3				
Rendimiento	96%				
Mano de obra por disparo	Precio jornada (soles)	Precio jornada (\$)	Tarea (S/.)	Tarea (\$)	
Perforista	150.00	40.2	158.40	42.5	
Ayudante perforista	100.00	26.8	105.60	28.3	
Peón	80.00	21.62	100.0	27.02	
Capataz	120.00	32.2	126.72	34.0	
Ingeniero de Guardia	160.00	42.9	160.00	42.9	
Sub Total por disparo	630.00	168.9	656.32	176.0	
Costo de mano de obra por tonelada por disparo					39.06
Materiales para voladura por disparo	Unidad	Cantidad	Precio por unidad (S/.)	Precio total (soles)	Precio total (\$)
Anfo	kg	30.00	4.56	136.8	
Emulsión	Unidad	25.00	1.07	26.75	
Carmex	Pieza = 0.1kg	25=2.5kg	2.28	57,00	
Mecha rápida	m	4.0	1.72	6.88	
Pentacord	m	5.0	2.00	10.00	
Sub Total por disparo		32.5kg		237.43	
Costo de materiales por tonelada por disparo					14.13
Costo total por disparo				733.75	
Costo total de tonelada por disparo					53.19

4.12. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS

Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, cálculo del RQD y el RMR se logró caracterizar al macizo rocoso, del frente de avance de la Mina Trinidad II. Esta caracterización, sirvió para efectuar los diversos cálculos y con ello fue posible la implementación, del nuevo diseño de malla de perforación y voladura.

Este nuevo diseño de nueva malla, implementada hará posible que la unidad minera Trinidad II, sea factible para la minimización de las deficiencias de perforación y voladura.

La aplicación del método matemático Roger Holmberg, será factible y viable para reducir los costos unitarios de perforación y voladura, por lo que la hipótesis se contrasta positivamente, en la unidad minera Trinidad II.

El estudio realizado por Sánchez (2012), en su investigación enfatizo, optimizar los procesos de perforación y voladura, al implementar un nuevo diseño de malla implementando tres variables como la calidad del macizo rocoso, el control de las actividades de perforación y el explosivo, con lo cual se logra reducir los daños a las paredes de la labor, y como resultado se obtiene un mejor avance.

Según Paucar (2012) en su investigación fue evaluar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura para minimizar los costos unitarios. En la cual se logró distribuir los espaciamientos adecuados de los que se redujeron de 45 taladros a 35 taladros dándose como resultado una optimización significativa con el nuevo diseño de malla y aplicando el cálculo de Roger Holmberg.

CAPÍTULO V CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES

La calidad del macizo rocoso del frente de avance de la galería N° 3 de la Mina Trinidad II, se determinó mediante la ubicación de tres (03) Estaciones Geomecánicas denominadas: (EGP-01: RQD = 78; RMR= 77), (EGP- 02: RQD = 79; RMR = 75) y (EGP.03: RQD = 85; RMR = 72). Estos valores indican que el macizo rocoso es de regular a buena calidad.

La Unidad Minera Trinidad II, está el núcleo del Anticlinal del centro poblado de Algamarca la cual está conformada por rocas areniscas cuarzosas de tipo III según RQD y RMR calculado.

Aplicando el método de Holmberg para el diseño de la malla de perforación, dio como resultado que se necesitaron 35 taladros de los cuales 30 son cargados y 5 son de alivio. Este cálculo es importante porque permite que no se utilicen más taladros de lo necesario tal como se realizaba anteriormente. Además, esta cantidad permite que se pueda obtener mayor volumen de mineral roto y a la vez reducir costos de S/.331.22 a S/.237.75 significando un ahorro para la empresa de S/.93.47 soles por disparo.

El nuevo diseño de malla de perforación y voladura, los costos de mano de obra se minimizaron de S/.568.7 por disparo a S/.496.22 soles significando un ahorro para la empresa de S/.72.48 por disparo.

5.2. RECOMENDACIONES

A la Unidad Minera Trinidad II continuar con la aplicación del método Holmberg en la implementación de la malla debido a que es de fácil utilización.

Después de haber aplicado el nuevo diseño de malla de perforación y voladura, siendo factible y para la mejora de la estabilidad del macizo rocoso, se recomienda aplicar a todas las labores de la unidad minera Trinidad II.

Cada vez que se va profundizando debido al cambio o variabilidad del macizo rocoso se recomienda mejorar el diseño de la malla de perforación y voladura.

Elaborar una estructura de costos para el análisis de la comparación y en cuanto se va reduciendo el costo total de la perforación y voladura (S/. por metro de avance), en la unidad minera Trinidad II.

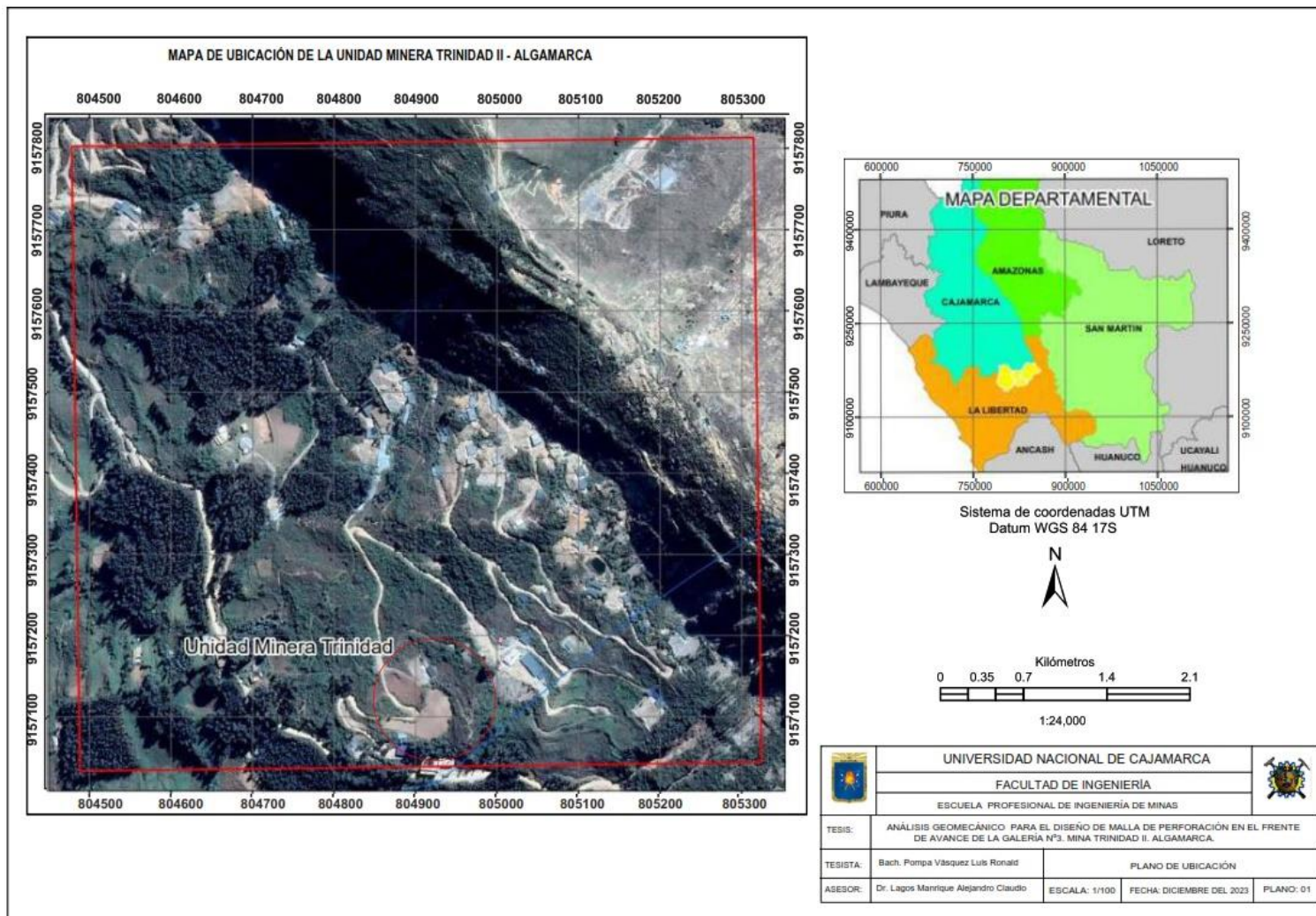
Referencias Bibliográficas

- Alonso, J. B., Gomez, J. C., & Herbert, J. H. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía.* Madrid.
- Benavides, V. (1957). *Geología de la Región de Cajamarca. Tesis Doctoral.* Cajamarca.
- Bernaola, J. C. (2013). *Perforación y voladura de rocas en Minería.* . Madrid.
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications.* EE. UU: Wiley - Interscience .
- Cartaya , M. (2001). Tesis. *Caracterización Geomecánica de macizos rocosos en obra subterráneas de la región oriental del país Cuba.* Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, Cuba.
- Deere, D. (1989). *Rock Quality Designation (RQD) after twenty years. U.S. Army Corps of Engineers Contract Report GL-89-1. Waterways Experiment Station, Vicksburg. USA.*
- EXSA. (2019). *Manual Práctico de Voladura.* Lima: 5ta Edición.
- EXSA. (2022). *Manual Práctico de Voladura.* . Lima: Soluciones exactas Lima: 5ta Edición.
- Gustafsson. (1973). *diseño de malla para Perforacionj y voladura subterranea.*
- Gustafsson, R. (1973). *Swedish Blasting Technique.* Gothenburg, Sweden: SPI.
- Holmberg, R. (1975). *Fragmentation as a Function of Charge Concentration and Hole Pattern.* Stockholm, Sweden.: The Swedish Rock Blasting Committee.
- Konya, C. (1972). *Diseño de Voladura.* España.: (6 ed.).
- López Jimeno, C. (2001). *Manual de perforación y voladura de rocas.* . España.
- Paucar, M. (2012). *Diseño de malla de perforación y voladura en frentes para optimizar la voladura en la Mina San Genaro de la Cía. Minera Castrovirreyrna S.A. Universidad Nacional del Centro del Perú. Facultad de Ingeniería de Minas.* Huancayo - Peru.
- Per-Anders Persson, R. H. (2004). *Rock Blasting and Explosives.* Engineering. CRC Press LLC. En R. H. Per-Anders Persson, *Rock Blasting and Explosives. Engineering.* CRC Press LLC. (pág. 215).

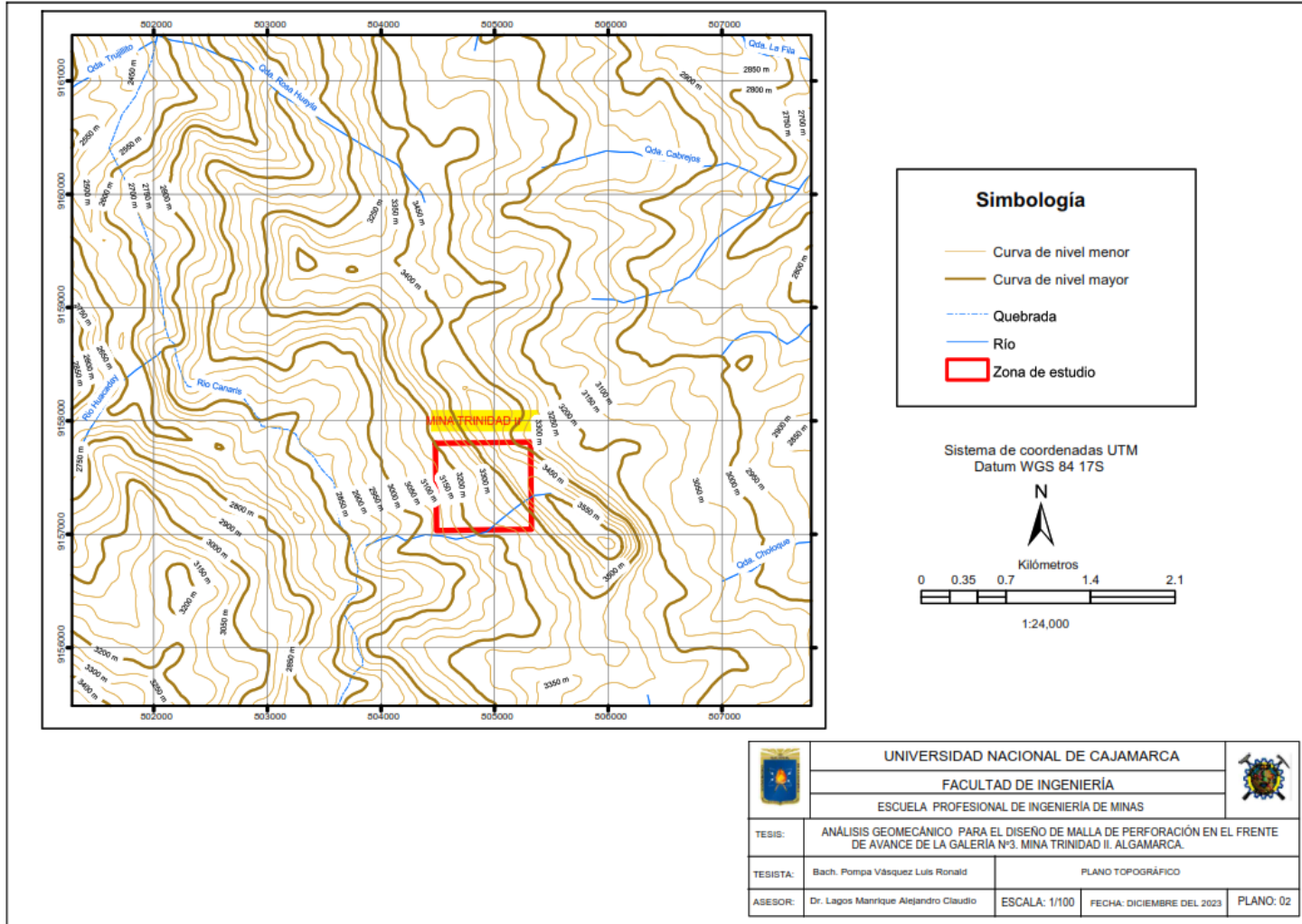
- Reyes, L. (1980). *Geología de los cuadrángulos de Cajamarca (15-f), San Marcos (15-g) y Cajabamba (16-g)*. Boletín N°31. Peru: INGEMMET.
- Sánchez, Y. (2012). *Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la Mina Bethzabeth*. Universidad Central del Ecuador. 100 facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiental. Carrera de Ingeniería de Minas. Quito - Ecuador.
- Vallejo., G. d. (2002). *Ingenieria Geologica Mecanica de Rocas*. Madrid.

ANEXOS

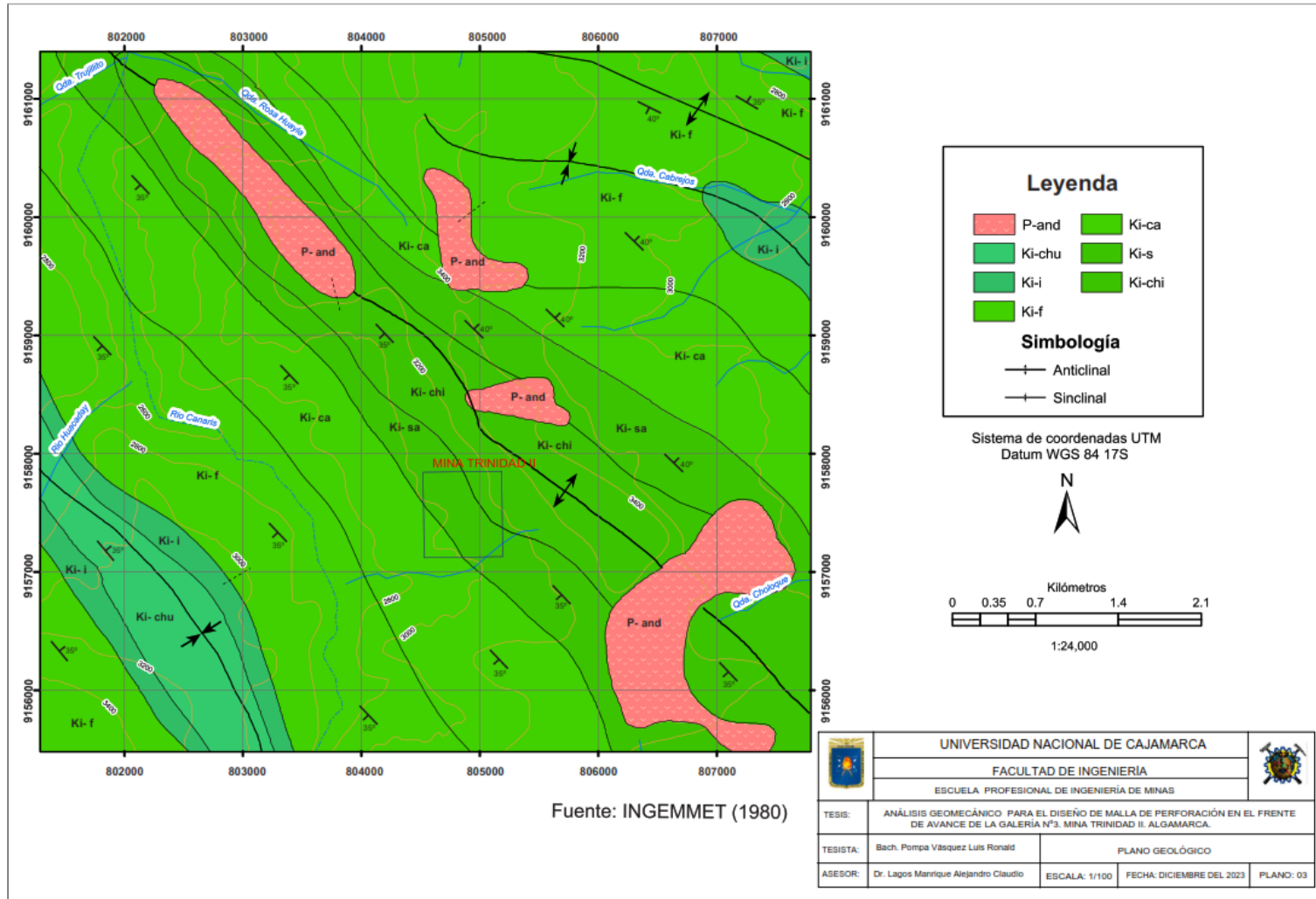
- A. Plano de ubicación**
- B. Plano topográfico**
- C. Plano geológico**
- D. Plano de componentes principales y auxiliares**
- E. Panel fotográfico**
- F. Análisis químicos**
- G. Fichas técnicas de los explosivos**



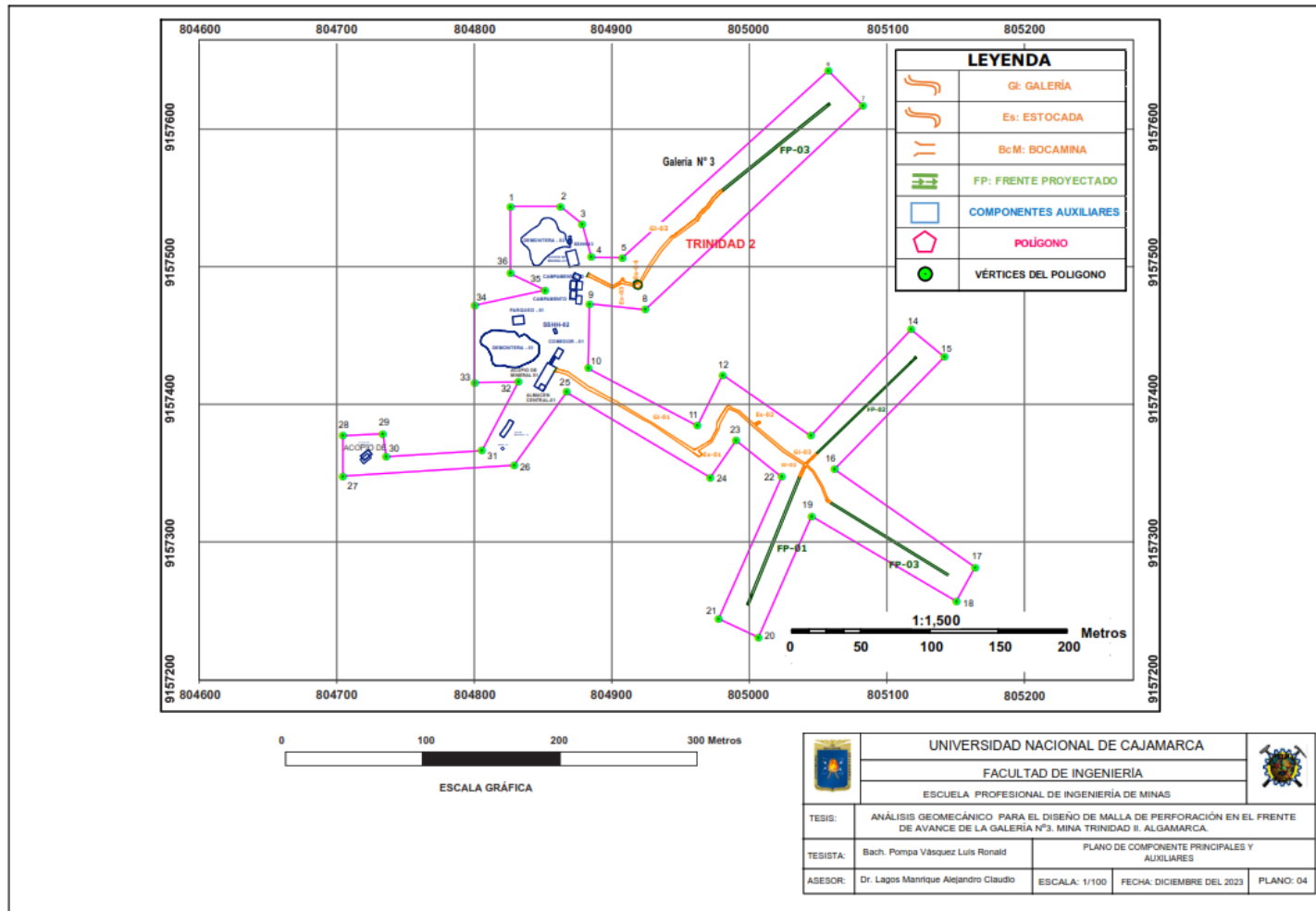
1. Plano de ubicación



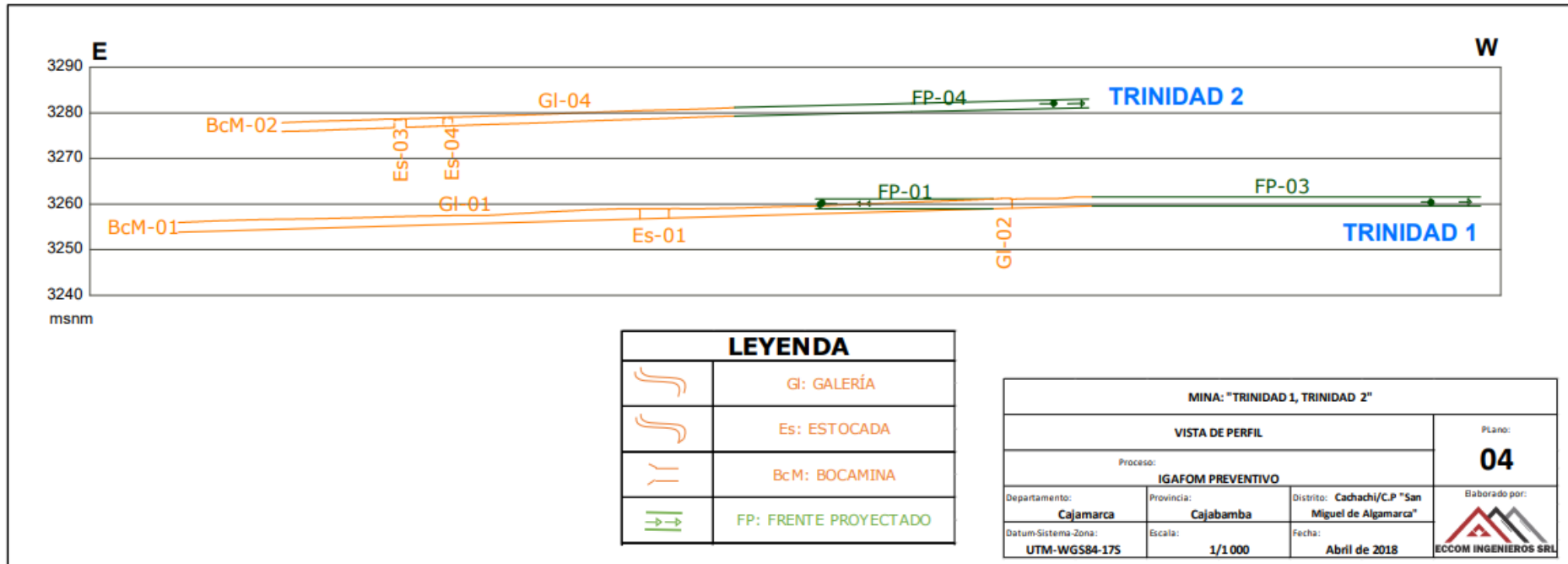
2. Plano topográfico



3. Plano geológico

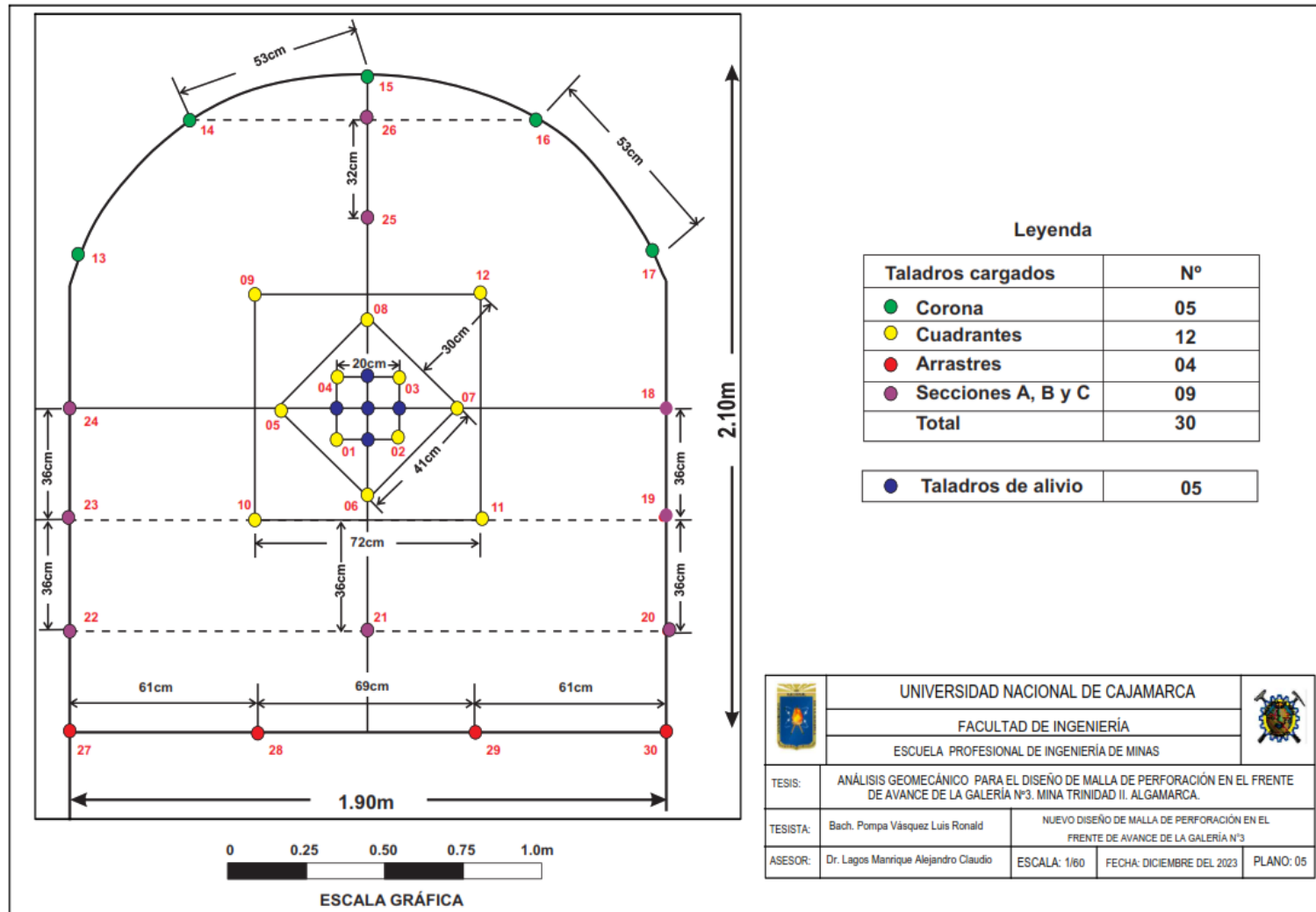


4. Plano de componentes principales y auxiliares




 Ing. Benjamín J. Carranza Corcuera
 CIP. N° 125397

5. Plano Vista en perfil



Leyenda

Taladros cargados	N°
● Corona	05
● Cuadrantes	12
● Arrastres	04
● Secciones A, B y C	09
Total	30

● Taladros de alivio	05
----------------------	----

	UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA	
	FACULTAD DE INGENIERÍA	
	ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS	
TESIS:	ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN EN EL FRENTE DE AVANCE DE LA GALERÍA N°3. MINA TRINIDAD II. ALGAMARCA.	
TESISTA:	Bach. Pompa Vásquez Luis Ronald	NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN EN EL FRENTE DE AVANCE DE LA GALERÍA N°3
ASESOR:	Dr. Lagos Manrique Alejandro Claudio	ESCALA: 1/60 FECHA: DICIEMBRE DEL 2023 PLANO: 05

6. Nuevo diseño de malla de perforación para el frente de avance de la galería N°3 de la mina Trinidad II

PANEL FOTOGRÁFICO



1. Entrada de la Mina Trinidad II tomando la georeferenciación de ubicación.

Ubicación	Este (m).	Norte (m).	Cota (msnm.)
Trinidad II	804,962.37	9'157,365.07	2,650.00



2. Bocamina de la Mina Trinidad II, con señalización de prevención



3. Trabajos realizados en forma rudimentaria en la Mina Trinidad II, se observa en el hastial derecho taladros soplados.



4. Zona e acopio de mineral en la Unidad Minera Trinidad II



5. Cuadros de madera cerca al sector de la bocamina de la Mina Trinidad

II.



6. Zona de oxidación gris rojiza en la Mina Trinidad.



7. Malla de perforación en forma artesanal.



8. Tesista y ayudante midiendo la sección del frente de avance de la Galería N° 3 Mina Trinidad II, para el nuevo diseño de malla de perforación con el método Holmberg



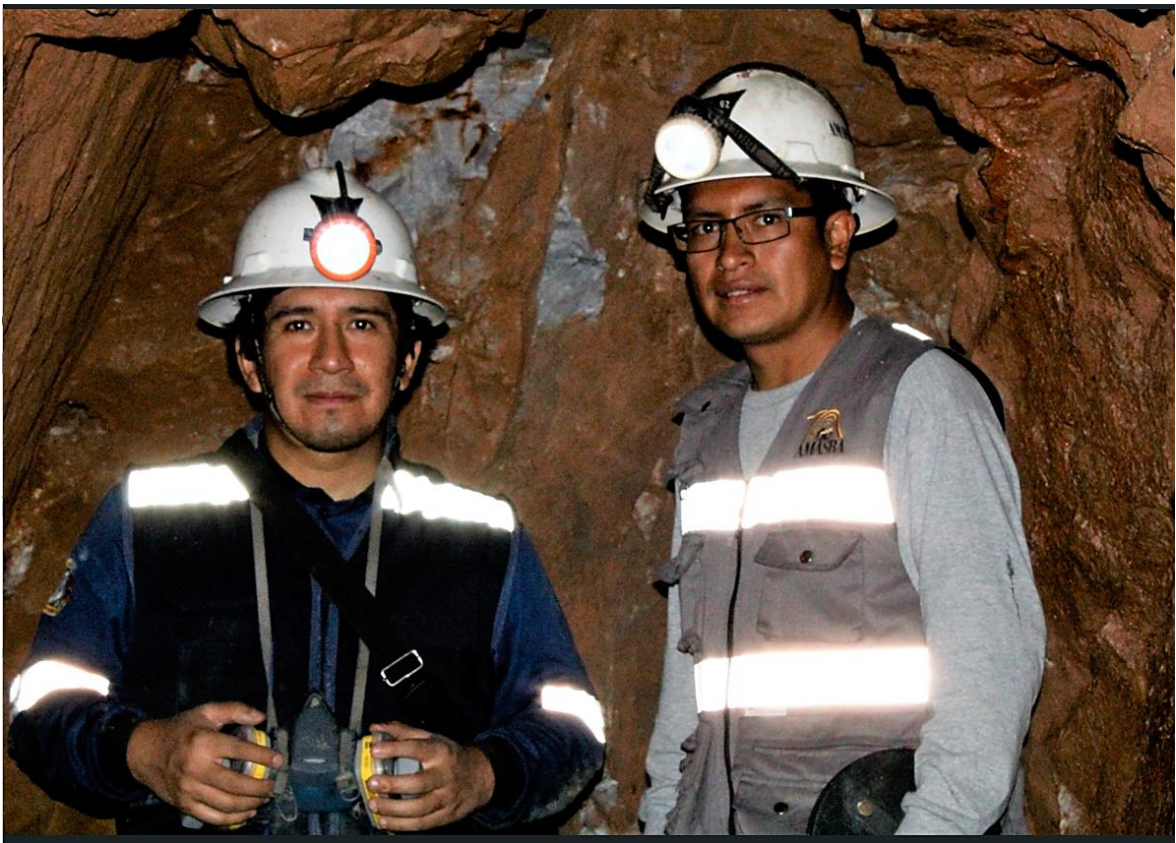
9. Nuevo diseño de malla de perforación aplicando el método Holmberg



10. Aplicando la nueva malla de perforación, taladros ya cargados.



11. El tesista con el trabajador de turno de la Mina Trinidad.



12. El tesista con el técnico de guardia de la Mina Trinidad.

ANÁLISIS QUÍMICO

DENSIDAD RELATIVA DE LA ROCA ARENISCA

SOLICITA	: POMPA VASQUEZ LUIS RONALD
TESIS	: ANALISIS GEOMECANICO PARA EL DISENO DE ALLA DE PERFORACION EN EL FRENTE DE AVANCE DE LA GALERIA N°3. MINA TRINIDAD II. ALGAMARCA
PROCEDENCIA	: CENTRO POBLADO ALGAMARCA
UNIDAD	: FORMACION CHIMU
GRUPO	: GRUPO GOYLLARISQUIZGA
EDAD	: CRETACICO INFERIOR
FECHA	: 21/12/2023

I. PROCEDIMIENTOS

A solicitud del Sr. Pompa Vásquez Luis Ronald, se realizaron pruebas de laboratorio con la finalidad de hallar la densidad relativa de 03 muestras de rocas areniscas. Se realizó siguiendo el procedimiento siguiente:

- 1 Se obtienen un fragmento de la muestra de arenisca.
- 2 se coloca el fragmento sobre la balanza para el pesaje respectivo.
- 3 se llena el vaso de prueba con agua hasta la mitad aproximadamente.
- 4 Se mide y se registra el volumen del agua en el vaso de precipitación.
- 5 Luego se introduce el fragmento de roca dentro del vaso con agua.
- 6 Se mide y se registra el volumen de agua más el fragmento de roca.

II. DATOS OBTENIDOS

Luego de haber realizado el mismo procedimiento para las tres muestras se obtuvieron los siguientes resultados:

Muestra MP-01

Peso de la masa de roca arenisca= 206.21gr

Volumen de H₂O sin muestra de roca= 370.44cm³

Volumen de H₂O con muestra de roca= 445.22cm³



Ing. Hugo Mosquera Estrayer
JEFE DE LABORATORIO
CIP 27564

Muestra MP-02

Peso de la masa de roca arenisca= 203.19gr

Volumen de H₂O sin muestra de roca= 374.44cm³

Volumen de H₂O con muestra de roca= 448.33cm³

Muestra MP-03

Peso de la masa de roca arenisca= 203.17gr

Volumen de H₂O sin muestra de roca= 371.33cm³

Volumen de H₂O con muestra de roca= 445.33cm³

III. APLICACIÓN DE LAS FORMULAS

Volumen requerido= Volumen de H₂O con fragmento de roca- Volumen sin fragmento de roca

IV. REEMPLAZANDO DATOS

DV1 = 445.33cm³ – 370.44cm³ = 74.78cm³ (diferencia de volúmenes)

DV2 = 448.32cm³ – 374.43cm³ = 73.89cm³ (diferencia de volúmenes)

DV3 = 445.22cm³ – 371.33cm³ = 74.00cm³ (diferencia de volúmenes)

V. DETERMINACIÓN DE LA DENSIDAD RELATIVA DE LABORATORIO

Densidad relativa= peso de la masa gr/diferencia de volumen cm³

DR1 = 206.21gr/74.78cm³ = 2.7535gr/cm³

Densidad relativa2

DR2 = 203.19gr/73.89cm³ = 2.7498gr/cm³

Densidad relativa3

DR3 = 203.17gr/74.00cm³ = 2.7455gr/cm³



Ing. Hugo Mosquera Estriver
JEFE DE LABORATORIO
CIP 27564

Ensayos Físicos, Químicos y de Mecánica de Suelos,
 Concreto y Pavimentos, Análisis Químicos de Minerales y Agua.
 Estudio de: Mecánica de Suelos y Rocas, Concreto y Pavimentos.
 Impacto ambiental, construcción de edificios, obras de Ingeniería Civil.
PROYECTOS- ASESORIA Y CONSULTORÍA
 RPM: 696826 CELULAR 976026950 TELEFONO: 354793

RESULTADO DE LA DENSIDAD RELATIVA DE LABORATORIO

Muestra	Densidad relativa (gr/cm ³)
MP- 01	2.7535

Muestra	Densidad relativa (gr/cm ³)
MP- 02	2.7498

Muestra	Densidad relativa (gr/cm ³)
MP- 03	2.7455

Nota: la muestra fue alcanzada al laboratorio por el interesado para su respectivo análisis.

NOMAS UTILIZADAS:
 ASTM C25-96
 NTP 334.131- 2008



Ing. Msc. Hugo Mosquera Estróver
 JEFE DE LABORATORIO
 CIP 27564



1. PERFORADORA NEUMÁTICA

MARCA : RNP
TIPO : JACK LEG
MODELO : RN-250X



Incluye Lubricadora y pie de avance

La máquina perforadora viene con sus respectivas conexiones, gamarilla, llave para extraer la glándula de agua y su respectivo calibrador de broquero.



Cal. Los Talladores N° 131 Urb. Los Artesanos - Ate Telf: 51 - 4367370 R.P.C. 989096280 R.P.M. #945478306 ✉ lima@rnpmexico.pe
Calle Sánchez Trujillo N° 210 - Urb. La Perla, Cercado - Arequipa Telf.: (054) 20 1415 R.P.C: 958313927 RPM: #956611719 ✉ arequipa@rnpmexico.pe
Av. Ricardo Palma N° 439 Urb. Palermo - Trujillo Telf.: (044) 22 1838 / R.P.C: 994 738 494 / RPM: #956 609 821 / ✉ trujillo@rnpmexico.pe
www.rnpmexico.pe



2. DESCRIPCIÓN.

- ✓ Fabricada con materias primas certificadas que garantizan un mejor desempeño en condiciones extremas de trabajo.
- ✓ Sus cuerpos principales forjados la convierten en la más resistente de su tipo.
- ✓ Alto grado de penetración.
- ✓ Bajo costo de mantenimiento por su excelente calidad.

3. ESPECIFICACIONES TÉCNICAS RN-250X JACKLEG

ESPECIFICACIONES	US/IMP	MÉTRICO
Diámetro del Cilindro	3.125"	79.38 mm.
Carrera del Pistón	2.875"	73.03 mm.
Frecuencia de Impacto	2 200 bpm	2 200 gpm.
Long. De la Perforadora	28"	711 mm.
Torque	90 lbs-ft	122 Nm
Revoluciones	225 rpm	225 rpm
Consumo de Aire (90 PSI)	170 cfm	80 lit. /seg.
Peso de la Perforadora (incluye el empujador Standard)	115.1 lbs	52.20 kg.
Peso de la Perforadora (incluye el empujador Modificado)	121.25 lbs	55.00 kg
Peso de la Perforadora	79.59 lbs	36.10 kg.
Peso del Empujador Standard	37.48 lbs	17.00 kg
Peso del Empujador Modificado	41.23	18.70 kg
Long. Del Empujador Contraído (Standard)	67.50"	1 714.5 mm.
Long. Del Empujador Extendido (Standard)	118"	2 997 mm.
Dimensiones del Barreno	0.866" X4.25"	22 108 mm.

FICHAS TÉCNICAS DE LOS EXPLOSIVOS

(Emulsor y ANFO)

EMULNOR®

EMULSION ENCARTUCHADA Emulsión explosiva encartuchada

Descripción y composición

El EMULNOR® es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

Tipos y usos

Para satisfacer los requerimientos del mercado, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. cuenta con los siguientes tipos:

- **EMULNOR® 500**.- Para la voladura de rocas muy suaves.
- **EMULNOR® 1000**.- Para la voladura de rocas suaves a intermedias.
- **EMULNOR® 3000**.- Para la voladura de rocas intermedias a duras.
- **EMULNOR® 5000**.- Para la voladura de rocas muy duras.

Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo, en explotaciones y desarrollos mineros, en obras de ingeniería civil, en canteras, en taladros secos, húmedos e inundados, con una modalidad de aplicación similar a las dinamitas convencionales, pudiendo trabajar como columna explosiva o como "cebos" de iniciación de columnas de nitro-carbonitratos.

Debido a la buena calidad de los gases residuales y al no contener nitroglicerina en su composición, permite que el personal reingrese a la labor en menor tiempo; obteniéndose mejoras en los ciclos de trabajo, sin desmedro de la seguridad.

EMULNOR®

EMULSION ENCARTUCHADA

Características técnicas

		EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm³)		0,90	1,13	1,14	1,16
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	CONFINADO *	4 400	5 800	5 700	5 500
	S/CONFINAR **	3 500	4 500	4 400	4 200
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)		44	95	93	88
ENERGÍA (kcal/kg)		628	785	920	1010
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)		952	920	880	870
POTENCIA RELATIVA EN PESO *** (%)		63	85	100	105
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN *** (%)		75	120	145	155
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS		Primera	Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro.

** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

*** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Presentación

	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pza.)	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
EMULNOR® 500 1" x 7"	Cartón	318	25,0	28,5	45,0 x 37,0 x 33,7
EMULNOR® 500 1" x 8"	Cartón	294	25,0	28,5	45,0 x 37,0 x 33,7
EMULNOR® 1000 1" x 7"	Cartón	264	25,0	28,5	45,5 x 38,8 x 28,8
EMULNOR® 1000 1" x 8"	Cartón	230	25,0	28,5	45,5 x 38,8 x 28,8
EMULNOR® 1000 1" x 12"	Cartón	148	25,0	28,5	47,0 x 34,5 x 31,0
EMULNOR® 3000 1" x 7"	Cartón	260	25,0	28,5	45,5 x 38,8 x 28,8
EMULNOR® 3000 1" x 8"	Cartón	228	25,0	28,5	45,5 x 38,8 x 28,8
EMULNOR® 3000 1" x 12"	Cartón	144	25,0	28,5	47,0 x 34,5 x 31,0
EMULNOR® 5000 1" x 7"	Cartón	248	25,0	28,5	45,5 x 38,8 x 28,8
EMULNOR® 5000 1" x 8"	Cartón	216	25,0	28,5	45,5 x 38,8 x 28,8
EMULNOR® 5000 1" x 12"	Cartón	142	25,0	28,5	47,0 x 34,5 x 31,0

Otras formas de embalaje de acuerdo a pedido.

MANIPULEO Y ALMACENAMIENTO

Los explosivos y accesorios de voladura de FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. son productos seguros, pero en manos inexpertas se constituyen en elementos peligrosos.

El adquirente o usuario debe cumplir con lo establecido por las normas correspondientes, al momento de su transporte, almacenaje y uso, así como entrenar debidamente a todo el personal encargado de su manipuleo.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., no asume responsabilidad alguna por el transporte, almacenaje y/o uso inadecuado que pudiera darse a sus productos.

El transporte, almacenamiento, manipuleo y uso debe hacerse en concordancia con las regulaciones y aprobaciones por la autoridad competente.

Debe ser almacenado en polvorines ubicados en zonas seguras, protegidos de la lluvia y el calor, y en concordancia con la tabla de compatibilidad vigente de la autoridad competente.

ATENCIÓN

La información y recomendación aquí descrita no cubren necesariamente todas las aplicaciones del producto ni las distintas condiciones bajo las cuales éste sea utilizado. Estas se basan en la experiencia, investigación y pruebas realizadas por Famesa Explosivos S.A.C., quien no garantiza resultados favorables ni asume responsabilidad alguna, expresa o implícita en conexión con el uso de estas sugerencias. Este producto puede ser modificado sin previo aviso.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.

Plantas de Producción, Oficinas Administrativas y Comercialización

Km. 28 Autopista Ancón - Puente Piedra - Lima 22 - Perú

Teléfonos: (51-1) 6139800 - 6139855 - 6139865 Fax: (51-1) 6139806 - 6139867

E-mail Central: famesa@famesa.com.pe

E-mail Ventas: famventas@famesa.com.pe

Web Site: www.famesa.com.pe



Anfo a Granel

Agente de voladura de alta calidad

DESCRIPCIÓN

Agente de voladura de alta calidad, fabricado con nitrato de amonio grado explosivo de baja densidad y alta absorción de petróleo. Se mezcla y carga in-situ mediante camiones especialmente diseñados.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Densidad (g/cc)	0,77 ± 3%
Velocidad de detonación	
m/s (*)	3.500 - 3.900
m/s (**)	2.600 - 3.000
m/s (***)	3.800 - 4.100
Presión de detonación**** (Kbar)	30
Energía (KJ/Kg)	3.818
Volumen de gases (L/Kg)	1.050
Diámetro mínimo**** (pulgadas)	2 1/2
Resistencia al agua	Nula

* Confinado en 3 pulgadas

** No Confinado en 6 pulgadas (Iniciado con Tronex Plus 1 x 6")

*** Mediciones in-situ, 4 1/2" a 11" (Iniciado con APD 450)

**** Confinado

INFORMACIÓN DE TRANSPORTE

Agente de Voladura
Clase 1, División 1.5 D
N° NU: 0332
HDS-NCN-01



USOS

El Anfo a Granel es un agente de voladura de bajo costo, recomendable para minería subterránea, en zonas con buena ventilación, y para voladuras de superficie, especialmente cuando se desea una moderada concentración de carga. Se recomienda utilizarlo en perforaciones mayores a 3" de diámetro, sin presencia de agua.

PRESENTACIÓN

El Agente de voladura Anfo a Granel se entrega en forma mecanizada, directamente en las perforaciones de mediano o gran diámetro, mediante camiones fábrica vaciadores ("Auger" o "Quadra"), por lo que es recomendable cuando el volumen de consumo lo justifica.

FABRICACIÓN

- In Situ