

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**APLICACIÓN DEL EXPLOSIVO EMULNOR PARA MEJORAR LA
VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO EN LA EMPRESA
MINERA AURIFERA ESTRELLA DE CHAPARRA S.A. – AREQUIPA**

PRESENTADO POR:

Br. IRVIN PACHACUTEC CONDORI CAMINO

**PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

ASESOR:

Mg. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

CUSCO – PERÚ

2026



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor RAIMUNDO MOLINA DELGADO
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: APLICACION DEL EXPLOSIVO ENULNOR
..... PARA MEJORAR LA VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO EN LA
..... EMPRESA MINERA AURIFERO ESTRELLA DE CHAPONNA S.A.-
..... DREBUIPA

Presentado por: IRVEN PACHACUTEC CONDORAL CAJENO DNI N° 48384717
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 01 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de**
Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 9 %.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	☒
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	☐
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	☐

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y **adjunto**
las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 16 de SETIEMBRE de 20..26.....



Firma

Post firma..... RAIMUNDO MOLINA DELGADO

Nro. de DNI..... 23912083

ORCID del Asesor..... 0000-0003-0291-2700

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:625191975

IRVIN PACHACUTEC CONDORI CAMINO

APLICACIÓN DEL EXPLOSIVO EMULNOR PARA MEJORAR LA VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO EN LA EMPRESA M...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:625191975

Fecha de entrega

16 sep 2026, 6:40 a.m. GMT-5

Fecha de descarga

16 sep 2026, 9:57 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

TESIS_IRVIN_REP.docx

Tamaño del archivo

14.1 MB

149 páginas

23.390 palabras

127.930 caracteres

9% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 13 palabras)

Fuentes principales

- 7%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 6%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

DEDICATORIA

A Dios, por su inmenso amor, sabiduría y gracia, que ha sido guía, fortaleza e inspiración a lo largo de todo mi recorrido.

A mi querida madre, Anita Lucía Camino Moron, y a mi amado hijo Valentín, por su constante apoyo, comprensión y sacrificio a lo largo de este camino de superación.

AGRADECIMIENTOS

Expreso mi profundo agradecimiento a Dios por otorgarme la vida y la salud necesarias para continuar mis estudios superiores y alcanzar mi meta profesional como Ingeniero de Minas.

A mi alma mater, la **Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco**, por brindarme la oportunidad de realizar mi formación universitaria.

A la **Facultad de Ingeniería de Minas**, así como al personal docente y administrativo, por su dedicación al transmitir conocimientos académicos y brindar orientación vocacional que contribuyó significativamente a mi desarrollo profesional como Ingeniero de Minas.

Extiendo también mi sincero reconocimiento a la **Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. – Arequipa**, por haberme permitido llevar a cabo el presente estudio de investigación.

INTRODUCCIÓN

La Unidad Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A., ubicada en la provincia de Caravelí, Arequipa, desarrolla labores subterráneas mediante métodos convencionales de perforación y voladura. En la galería Esperanza del nivel 1240 se han identificado deficiencias asociadas al uso de ANFO y dinamita, tales como disparos soplados, fragmentación no uniforme y elevados costos operativos.

En este contexto, la presente investigación evalúa el uso de emulsiones encartuchadas como alternativa al sistema convencional, considerando el rediseño de la malla de perforación y el análisis de indicadores técnicos y económicos en labores de desarrollo.

Para su desarrollo, el estudio se organiza de la siguiente manera:

CAPÍTULO I: Se presenta el planteamiento del problema, los objetivos y las hipótesis de la investigación.

CAPÍTULO II: Se desarrolla el marco teórico, incluyendo fundamentos de la voladura subterránea, propiedades de los explosivos y antecedentes relacionados.

CAPÍTULO III: Se describe la metodología aplicada, detallando el tipo, diseño de investigación y procedimientos de recolección y procesamiento de datos.

CAPÍTULO IV: Se desarrolla la investigación, comprendiendo la evaluación del sistema de voladura actual y el diseño de la propuesta.

CAPÍTULO V: Se presentan los resultados, su análisis y discusión, así como las conclusiones y recomendaciones del estudio.

RESUMEN

El objetivo de esta investigación fue optimizar el sistema de voladura en la galería Esperanza, nivel 1240 de la Unidad Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. (Arequipa), mediante la sustitución de ANFO y dinamita por emulsiones encartuchadas EMULNOR 5000 y 3000. El estudio se sustentó en fundamentos de voladura subterránea, propiedades de los explosivos, diseño de malla de perforación e indicadores técnicos y económicos. El principal problema fue el uso de ANFO y dinamita en ambientes húmedos, que ocasionaba disparos soplados, fragmentación desigual y bajo rendimiento de avance. La metodología fue explicativa y experimental, e incluyó caracterización geomecánica, rediseño de la malla y pruebas de campo comparativas. Los resultados mostraron un incremento del avance por disparo de 1.42 m a 1.60 m y de la eficiencia de voladura de 84.5 % a 95.2 %. El consumo de explosivo disminuyó de 31.85 kg a 27.66 kg por disparo, mientras el tonelaje removido aumentó de 15.58 TM a 17.55 TM. Asimismo, el factor de carga se redujo de 4.09 kg/m³ a 3.15 kg/m³ y el factor de potencia de 2.04 kg/TM a 1.58 kg/TM. El costo unitario disminuyó de 24.19 US\$/TM a 20.00 US\$/TM, equivalente a 17.32 %, y se eliminaron los disparos soplados. En síntesis, el uso de EMULNOR optimizó técnica y económicamente la voladura, al incrementar el avance y la eficiencia, reducir el consumo específico de explosivo y disminuir el costo unitario de operación.

Palabras clave: Voladura Subterránea, EMULNOR, Factor de Carga, Eficiencia de Voladura, Costos Operativos.

ABSTRACT

The objective of this research was to optimize the blasting system in the Esperanza drift, Level 1240, at the Estrella de Chaparra S.A. Gold Mining Unit (Arequipa), by replacing ANFO and dynamite with EMULNOR 5000 and 3000 cartridge emulsions. The study was based on principles of underground blasting, explosive properties, blast pattern design, and technical and economic indicators. The main problem was the use of ANFO and dynamite under wet conditions, which caused blown-out shots, uneven fragmentation, and low advance performance. The methodology was explanatory and experimental and included geomechanical characterization, blast pattern redesign, and comparative field tests. The results showed an increase in advance per blast from 1.42 m to 1.60 m and in blasting efficiency from 84.5% to 95.2%. Explosive consumption decreased from 31.85 kg to 27.66 kg per blast, while the tonnage removed increased from 15.58 t to 17.55 t. Likewise, the powder factor decreased from 4.09 kg/m³ to 3.15 kg/m³ and the specific explosive consumption from 2.04 kg/t to 1.58 kg/t. The unit cost decreased from US\$24.19/t to US\$20.00/t, equivalent to 17.32%, and blown-out shots were eliminated. In summary, the use of EMULNOR technically and economically optimized blasting by increasing advance and efficiency, reducing specific explosive consumption, and lowering the unit operating cost.

Keywords: Underground Blasting, EMULNOR, Powder Factor, Blasting Efficiency, Operating Costs.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
INTRODUCCIÓN.....	iv
RESUMEN.....	v
ABSTRACT	vi
ÍNDICE DE ABREVIATURAS	xviii
CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA.....	1
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	2
1.2.1. Problema General	2
1.2.2. Problemas Específicos	2
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	3
1.3.1. Objetivo General	3
1.3.2. Objetivos Específicos	3
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.4.1. Finalidad.....	3
1.4.2. Justificación.....	3
1.5. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.5.1. Delimitación Temporal	4

1.5.2.	Delimitación Espacial	4
1.6.	HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.6.1.	Hipótesis General	5
1.6.2.	Hipótesis Específicos	5
1.7.	VARIABLES E INDICADORES	5
1.7.1.	Variables Independiente.....	5
1.7.2.	Variables Dependiente	6
1.7.3.	Operacionalización de Variables	6
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN.....		7
2.1.	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	7
2.1.1.	Antecedentes Internacionales	7
2.1.2.	Antecedentes Nacionales	8
2.1.3.	Antecedentes Locales	9
2.2.	BASES TEÓRICAS	9
2.2.1.	Minería Subterránea.....	9
2.2.2.	Minería Aurífera.....	10
2.2.3.	Tipos de Labores Subterráneas.....	10
2.2.4.	Galería.....	11
2.2.5.	Crucero.....	11
2.2.6.	Geomecánica y Calidad de la Roca	12

2.2.7.	Voladura en Minería Subterránea.....	13
2.2.8.	Diseño de Malla de Perforación	15
2.2.9.	Perforación en Minería Subterránea	23
2.2.10.	Equipos de Perforación y Accesorios	23
2.2.11.	Control de Calidad en Perforación	24
2.2.12.	Explosivos en Voladura Subterránea.....	25
2.2.13.	Tipos de explosivos	26
2.2.14.	Accesorios de Voladura	30
2.2.15.	Parámetros Voladura Controlada y Parámetros Técnicos.....	32
2.2.16.	Indicadores de Desempeño de Voladura.....	32
2.2.17.	Factores que Afectan el Rendimiento de la Voladura	34
2.2.18.	Vibraciones por Voladura	34
2.2.19.	Voladura Secundaria.....	34
2.2.20.	Aspectos Económicos de la Voladura	35
2.3.	MARCO CONCEPTUAL.....	36
2.3.1.	Avance por Disparo	36
2.3.2.	Factor de Carga.....	36
2.3.3.	Factor de Potencia	37
2.3.4.	Disparo Soplado	37
2.3.5.	Fragmentación de Roca.....	37

2.3.6.	P80 (Tamaño Característico de Fragmentación)	37
2.3.7.	Resistencia al Agua del Explosivo	37
2.3.8.	Acoplamiento del Explosivo	38
2.3.9.	Sobrerotura (Overbreak)	38
2.3.10.	Subrotura (Underbreak)	38
2.3.11.	Consumo Específico de Explosivo	38
2.3.12.	Costo por Disparo	38
CAPÍTULO III: METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN		39
3.1.	TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN	39
3.1.1.	Tipo de Investigación.....	39
3.1.2.	Nivel de Investigación	40
3.1.3.	Diseño de Investigación	40
3.2.	POBLACIÓN Y MUESTRA	41
3.2.1.	Unidad de análisis.....	41
3.2.2.	Población.....	41
3.2.3.	Muestra	41
3.3.	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	41
3.3.1.	Técnicas de recolección de datos.....	41
3.3.2.	Instrumentos de recolección de datos.	42
3.4.	TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS	42

CAPÍTULO IV: APLICACIÓN DEL EXPLOSIVO EMULNOR EN LA CONSTRUCCIÓN DE LABORES DE DESARROLLO.....	43
4.1. EVALUACIÓN DE LA APLICACIÓN DE EXPLOSIVOS EMULNOR EN FRENTES DE TRABAJO.....	43
4.2. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	44
4.2.1. Determinación del RQD en las Labores de Desarrollo.....	44
4.2.2. Observación Geomecánica en Campo del Macizo Rcoso	45
4.2.3. Determinación del RMR del Macizo Rcoso	46
4.3. PERFORACIÓN Y VOLADURA ACTUAL.....	47
4.3.1. Perforación	47
4.3.2. Evaluación de la Perforación y Voladura con ANFO	50
4.3.3. Evaluación de la Actual Voladura	52
4.3.4. Resumen de Parámetros de Voladura con ANFO FAMESA.....	61
4.3.5. Observaciones de la Voladura.....	63
4.4. PROPUESTA DE IMPLEMENTACIÓN DE EMULNOR EN LA VOLADURA	63
4.4.1. Perforación	63
4.4.2. Diseño de la Malla de Perforación para la Voladura con EMULNOR	63
4.4.3. Mejora en la Voladura con Emulnor	74
4.4.4. Evaluación de la Nueva Voladura	75

4.4.5.	Cálculo Vibraciones Inducidas.....	82
4.5.	Costos de Perforación y Voladura	82
4.5.1.	Costos de perforación	82
4.5.2.	Costos de Voladura.....	86
4.5.3.	Costos de Mano de Obra.....	88
4.5.4.	Costos de Equipos de Protección Personal (EPP)	88
CAPÍTULO V: ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS		90
5.1.	PRESENTACIÓN DE RESULTADOS	90
5.1.1.	Resultados del avance y eficiencia de la voladura	90
5.1.2.	Resultados del consumo y eficiencia del explosivo	91
5.1.3.	Resultados de la fragmentación de roca.....	92
5.1.4.	Resultados del control del contorno de la excavación.....	93
5.1.5.	Resultados del control de vibraciones inducidas.....	94
5.1.6.	Resultados de los costos de perforación y voladura.....	94
5.1.7.	Evidencia visual del diseño de la malla de perforación y resultados de la voladura	96
5.2.	DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	98
5.2.1.	Evaluación técnica de la voladura con ANFO y dinamita en la galería Esperanza	98

5.2.2. Evaluación de la implementación de emulsiones encartuchadas EMULNOR	98
5.2.3. Comparación de indicadores técnicos entre los sistemas de voladura	99
5.2.4. Evaluación de la viabilidad técnica y económica del uso de EMULNOR .	100
CONCLUSIONES	102
RECOMENDACIONES	104
BIBLIOGRAFÍA	105
ANEXOS	107

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	Cuadro de Operacionalización de Variables.....	6
Tabla 2	Distancia entre taladros según dureza de la roca.....	16
Tabla 3	Coeficiente de roca para el cálculo del número de taladros.....	17
Tabla 4	Distancia referencial entre taladros	18
Tabla 5	Burden y espaciamiento para los cuadrantes del arranque	19
Tabla 6	Propiedades comparativas.....	30
Tabla 7	Parámetros geomecánicos observados en campo.....	46
Tabla 8	Valoración del RMR.....	46
Tabla 9	Parámetros Integrales de la Labor de Perforación de la operación	48
Tabla 10	Reporte de Monitoreo - Operaciones de Perforación y Voladura.	50
Tabla 11	Especificaciones técnicas ANFO.....	53
Tabla 12	Distribución de carga de explosivos con ANFO e iniciador dinamita.....	54
Tabla 13	Escala de Rangos de Vibraciones en Minería Subterránea	59
Tabla 14	Resumen de parámetros de voladura con ANFO.	62
Tabla 15	Características técnicas de emulsiones encartuchadas tipo EMULNOR.....	64
Tabla 16	Características del frente	64
Tabla 17	Cálculo del Burden y espaciamiento de los cuadrantes del arranque	68
Tabla 18	Cálculo de la densidad de carga del agente de voladura.....	69
Tabla 19	Distribución de taladros de la malla de perforación propuesta	73
Tabla 20	Comparativa de características técnicas de explosivos.....	74
Tabla 21	Segunda recopilación en campo de voladura	76
Tabla 22	Análisis de taladros con EMULNOR	77
Tabla 23	Resumen de parámetros de voladura con EMULNOR.....	80

Tabla 24	Costo de equipo de perforación	83
Tabla 25	Costo de barrenos y broca	83
Tabla 26	Costo de mangueras, accesorios y materiales.....	84
Tabla 27	Consolidado del costo unitario de perforación	85
Tabla 28	Comparación de costos de perforación entre ANFO y EMULNOR	86
Tabla 29	Costo de explosivos y accesorios de voladura con ANFO.....	86
Tabla 30	Costo de explosivos y accesorios de voladura con EMULNOR	87
Tabla 31	Comparación de costos de voladura	87
Tabla 32	Costo de mano de obra por disparo	88
Tabla 33	Costos de equipos de protección personal.....	89
Tabla 34	Comparación del avance y eficiencia de la voladura.....	91
Tabla 35	Comparación del consumo y eficiencia del explosivo.....	91
Tabla 36	Comparación de vibraciones inducidas.....	94
Tabla 37	Costo total de perforación y voladura por disparo.....	95
Tabla 38	Costo unitario total por tonelada.....	95
Tabla 39	Primera vía a la Mina Aurífera Estrella de Chaparra.....	111
Tabla 40	Descripción de la mina.....	111

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	Labores de desarrollo.....	12
Figura 2	Esquema de corte en ángulo V para voladura subterránea.	14
Figura 3	Corte en taladros paralelos.....	15
Figura 4	Representación del arranque de una malla de perforación	20
Figura 5	Diagrama de taladros voladura de arranque.....	21
Figura 6	Perforación neumática tipo Jackleg.....	24
Figura 7	Explosivo ANFO granular	27
Figura 8	Dinamita S6.....	28
Figura 9	Emulsión encartuchada para voladura.....	29
Figura 10	Mecha rápida	31
Figura 11	Carmex	32
Figura 12	Diseño original de malla de perforación con ANFO	49
Figura 13	Malla de perforación – Explosivo ANFO + dinamita.....	55
Figura 14	Esquema de arranque y especificaciones técnicas.....	56
Figura 15	Diseño del arranque de la malla de perforación	69
Figura 16	Malla de perforación de la galería Esperanza (8' × 7', RMR: 40–60).....	72
Figura 17	Análisis de fragmentación de roca – uso de WipFrag	92
Figura 18	Fotografía post-voladura	93
Figura 19	Evidencia Visual del Resultado de la Explosión.	96
Figura 20	Trazo de la nueva malla de perforación para el cargado de Emulnor.....	97
Figura 21	Plano Geológico Regional de Chaparra 32-o. UTM, zona 18, banda L.	108
Figura 22	Ubicación y acceso de la Mina Estrella de Chaparra S.A.....	110

Figura 23	Columna Estratigrafía local.....	113
Figura 24	Vetas del sistema Estrella y sus limitantes estructurales	120
Figura 25	Ficha técnica de Emulnor.....	121
Figura 26	Ficha técnica de ANFO.....	122
Figura 27	Ficha técnica de dinamita.....	123
Figura 28	Ficha técnica de dinamita.....	124
Figura 29	Departamento de operaciones de Mina Estrella de Chaparra S.A.....	125
Figura 30	Bocamina y capacitación de personal.....	126
Figura 31	Estudio de campo.....	127
Figura 32	Malla de Perforación con el ANFO y Emulnor	128
Figura 33	Polvorín explosivos y dinamitas.....	129
Figura 34	Muestra de Emulnor.....	130
Figura 35	Campamento de la unidad.....	131

ÍNDICE DE ABREVIATURAS

ANFO: Ammonium Nitrate Fuel Oil (Nitrato de Amonio y Fuel Oil)

EMULNOR: Marca comercial de emulsiones explosivas encartuchadas (FAMESA)

msnm: Metros sobre el nivel del mar

FAMESA: Empresa peruana fabricante de explosivos.

EPP: Equipo de Protección Personal.

FV: Factor de Voladura (Consumo específico de explosivo).

VPP: Velocidad pico partícula.

UTM: Universal Transverse Mercator.

ρ : Densidad de roca.

EM: Energía y Minas

DS: Decreto Supremo

WipFrag: Software que permite realizar un análisis instantáneo de la distribución del tamaño de partículas (PSD) a partir de imágenes digitales obtenidas del material volado.

CAPÍTULO I:

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

La Unidad Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A., ubicada en la región Arequipa, se encuentra en una etapa inicial de operación, donde las actividades de desarrollo constituyen un factor fundamental para garantizar la continuidad de la explotación minera. Actualmente, la unidad cuenta con dos labores principales de desarrollo: un crucero de acceso y la galería Esperanza, en las cuales aún no se han establecido estándares operativos definidos para los procesos de perforación y voladura.

En la galería Esperanza, nivel 1240, se han identificado diversas deficiencias operativas que afectan el desempeño de las voladuras, entre las que destacan la presencia de humedad en los taladros perforados, un diseño inadecuado de la malla de perforación y la ocurrencia frecuente de disparos soplados. Estas condiciones generan una fragmentación deficiente, disminuyen el avance

efectivo por disparo e incrementan los costos asociados a las actividades de perforación, voladura y sostenimiento.

De los problemas identificados, la humedad en los taladros representa una de las principales limitantes para el desempeño adecuado de los explosivos convencionales utilizados en la operación, favoreciendo la ocurrencia de tiros fallidos y reduciendo la eficiencia del proceso de voladura. Esta situación evidencia la necesidad de evaluar alternativas explosivas con mejores prestaciones frente a condiciones de humedad, que permitan mejorar los indicadores técnicos y económicos del proceso de desarrollo en la galería Esperanza.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema General

- ¿El reemplazo de ANFO y dinamita por EMULNOR optimizará el sistema de voladura en la galería esperanza del nivel 1240 de la unidad minera aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cómo se evaluará la actual voladura utilizando ANFO y dinamita en la ejecución de la galería esperanza del nivel 1240 de la unidad minera aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa?
- ¿Cómo se realizará la evaluación de la implementación de los nuevos explosivos EMULNOR 5000 y 3000 en la ejecución de la galería esperanza del nivel 1240 de la unidad minera aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa??
- ¿Cómo se evidenciarán las mejoras obtenidas mediante la comparación entre indicadores técnicos de ambas voladuras realizadas en la galería esperanza del nivel 1240 de la unidad minera aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Objetivo General

- Mejorar el sistema de voladura mediante el reemplazo de los explosivos convencionales (ANFO y dinamita) por EMULNOR en la galería esperanza del nivel 1240 de la unidad minera aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Evaluar la actual voladura utilizando los explosivos ANFO y dinamita en la ejecución de la galería esperanza del nivel 1240 de la unidad minera aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa.
- Evaluar la implementación de los nuevos explosivos EMULNOR 5000 y 3000 en la ejecución de la galería esperanza del nivel 1240 de la unidad minera aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa.
- Demostrar las mejoras obtenidas mediante la comparación entre indicadores técnicos de ambas voladuras realizadas en la galería esperanza del nivel 1240 de la unidad minera aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa.

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Finalidad

La investigación tiene como finalidad dar solución a una problemática operativa, económica y estratégica que afecta directamente la eficiencia y sostenibilidad de la Mina Estrella de Chaparra S.A.

1.4.2. Justificación

Operativa: En el ámbito operativo, el uso de dinamita genera impactos negativos en la estabilidad de las galerías y túneles, ya que sus ondas expansivas producen daños en techos y

paredes, lo que obliga a colocar sostenimiento adicional no planificado. Esto afecta la seguridad de las labores y retrasa el avance de los frentes de desarrollo. Con la aplicación del explosivo Emulnor, que tiene mejores propiedades de densidad, velocidad de detonación y control en la energía liberada, se mejora la fragmentación de la roca y se reducen los daños colaterales, logrando así una mayor estabilidad en las excavaciones.

Económica: Desde el punto de vista económico, el uso de dinamita incrementa los costos operativos por la necesidad de más sostenimiento y por la baja eficiencia en la fragmentación. Al reemplazarla por Emulnor, se optimizan los costos por metro de avance, se reduce el gasto en sostenimiento y se disminuye el consumo total de explosivos. Además, una mejor fragmentación facilita la carga y el transporte del material, lo que genera ahorros adicionales en el costo por tonelada extraída.

Estratégica: En el aspecto estratégico, implementar un explosivo más eficiente y seguro como Emulnor fortalece la competitividad de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra. Su uso no solo mejora la productividad y reduce los costos, sino que también contribuye a la seguridad laboral y a una operación más responsable con el entorno. De esta manera, la investigación se vuelve estratégica porque brinda una solución aplicable a otros proyectos de la empresa y promueve la innovación tecnológica en minería subterránea.

1.5. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Delimitación Temporal

El proceso investigativo se desarrolló entre enero de 2024 a junio de 2024.

1.5.2. Delimitación Espacial

La investigación se delimita espacialmente a las labores de desarrollo minero —galerías y cruceros de la Mina Estrella de Chaparra S.A., ubicada en la región de Arequipa, Perú. Este entorno

subterráneo permite controlar las variables geomecánicas y operativas propias de la voladura, evitando la influencia de factores externos ajenos al yacimiento.

1.6. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.6.1. Hipótesis General

- El reemplazo del ANFO y dinamita por emulsiones encartuchadas EMULNOR mejora el sistema de voladura en la galería Esperanza del nivel 1240 de la Unidad Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa.

1.6.2. Hipótesis Específicos

- La voladura con ANFO y dinamita presenta deficiencias en su desempeño técnico, reflejadas en un menor avance por disparo, menor eficiencia de voladura y mayores factores de carga y potencia, en la galería Esperanza del nivel 1240 de la Unidad Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa.
- La implementación de EMULNOR 5000 y 3000 mejora el desempeño de la voladura, incrementando el avance por disparo y la eficiencia de voladura y reduciendo la ocurrencia de disparos soplados, en la galería Esperanza del nivel 1240 de la Unidad Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa.
- La voladura con EMULNOR 5000 y 3000 presenta mejores indicadores técnicos que la voladura con ANFO y dinamita, expresados en un mayor avance y eficiencia por disparo y menores factores de carga y potencia, en la galería Esperanza del nivel 1240 de la Unidad Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A., Arequipa.

1.7. VARIABLES E INDICADORES

1.7.1. Variables Independiente

X1: Implementación de emulsiones encartuchadas EMULNOR en la voladura.

1.7.2. Variables Dependiente

Y1: Desempeño de la voladura en labores de desarrollo.

1.7.3. Operacionalización de Variables

Tabla 1

Cuadro de Operacionalización de Variables

Variable (tipo)	Dimensión	Indicador	Unidad de medida
Independiente: Implementación de emulsiones encartuchadas EMULNOR en la voladura.	Características técnicas	Tipo de sistema de explosivo empleado	Cualitativo (ANFO + dinamita / EMULNOR)
	Propiedades físico-químicas	Densidad del explosivo	g/cm ³
		Velocidad de detonación (VOD)	m/s
		Resistencia al agua	Cualitativo
	Aplicación en la labor	Sistema de carga y acoplamiento	Descriptivo (granel / encartuchado)
	Avance lineal	Longitud real de avance por disparo	m/disparo
Dependiente: Desempeño de la voladura en labores de desarrollo.	Consumo de explosivo	Factor de carga	kg/m ³
		Factor de potencia	kg/t
	Eficiencia de voladura	Relación avance real / avance teórico	Adimensional
	Fragmentación	Tamaño de fragmentación (P80)	Centímetros (cm)
	Costos operativos	Costo de voladura por disparo	US\$/disparo
		Costo por metro de avance	US\$/m

Nota: Elaboración Propia

CAPÍTULO II:

MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. Antecedentes Internacionales

- Chosi, R.; Leeuw, P.; Nong, M. (2025). **“The Performance Analysis of Pumpable Emulsion Explosives in Narrow-Reef Gold Mines”** Publicado en Mining (MDPI).

Este artículo científico evaluó el desempeño de explosivos emulsión bombeable en minas subterráneas de oro de bajo espesor (narrow-reef) en Sudáfrica. En 33 voladuras observadas se analizó la velocidad de avance, factor de potencia y distribución de fragmentación. Los resultados mostraron que el uso de emulsiones puede mejorar la probabilidad de alcanzar el avance objetivo por disparo, aunque las métricas de factor de potencia fueron variables según la geología y el patrón de taladros. Este estudio internacional ofrece evidencia comparativa de que las emulsiones

mejoran la eficiencia en labores subterráneas complejas, un argumento útil para validar tu investigación en contexto global.

2.1.2. Antecedentes Nacionales

- Narciso, E. (2018). **“Optimización de la voladura al reducir el factor de carga cambiando la dinamita por Emulnor en la Mina Consuelo de Poderosa, La Libertad”** Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Trujillo.

En esta investigación, desarrollada en la Unidad Minera Poderosa. En la Rampa 2650 de la Mina Consuelo se desarrolló un estudio orientado a mejorar las operaciones de voladura y optimizar la rentabilidad. Inicialmente, con el uso de dinamita Semexsa al 45 %, 65 % y 80 %, se obtuvieron resultados aceptables en granulometría y desempeño operativo; sin embargo, el consumo de explosivo superó lo presupuestado, generando un factor de carga elevado y mayores costos. El macizo rocoso, clasificado como tipo I y II según el RMR, presentaba alta dureza y presencia de agua. Al aplicar Emulnor como explosivo alternativo, se consiguió reducir el consumo por taladro y disminuir el factor de carga en un 10 %, logrando así menores costos de voladura sin afectar el rendimiento ni el avance lineal, demostrando su eficiencia técnica y económica frente al uso de dinamita.

- Paucar Ojeda, P. M. (2023). **“Aplicación de emulsión bombeable gasificada para mejorar indicadores de voladura en mina Andaychagua de Volcan Compañía Minera S.A. – 2023”** Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú.

La investigación desarrolla ensayos de voladura en la galería GAL 250 con el objetivo de evaluar el desempeño de la emulsión bombeable gasificada frente a explosivos convencionales. En ocho pruebas se alcanzó un avance por disparo del 98,47 % respecto a la longitud efectiva de la labor, una reducción del factor de potencia de 2,57 a 2,46 kg/m³ y un nivel de sobrerotura

aproximado de 4,63 %. Estos indicadores demuestran que el uso de emulsiones mejora la eficiencia de la voladura, reduce costos asociados al consumo de explosivo y disminuye daños al macizo rocoso. En el marco de los objetivos de la presente investigación, estos resultados permiten inferir que el empleo de Emulnor, adecuadamente diseñado a las condiciones geomecánicas del yacimiento, podría replicar o superar estos beneficios, optimizando tanto el rendimiento como la estabilidad de las labores.

2.1.3. Antecedentes Locales

- Quispe Mamani, G. D. (2024). **“Reducción del costo de voladura optimizando la carga explosiva en el desarrollo de la rampa 115 de mina Las Bravas N°2, Arequipa”** Tesis de pregrado. Universidad Nacional del Altiplano Puno (UNAP).

Esta investigación se centró en analizar la optimización de la carga explosiva en la rampa 115 de la mina Las Bravas N°2, con el objetivo de disminuir costos de voladura sin comprometer la efectividad. A través de un proceso de recolección de datos, análisis y ajuste de factores de carga, el estudio identificó que la disminución de la cantidad de explosivo por taladro (de 151 a 141 unidades) junto con el uso controlado de emulsiones, permitió una reducción del factor de carga de 2.93 a 2.74 kg/m³ y una disminución del costo total de voladura por frente, generando un ahorro operativo significativo. Estos resultados aportan evidencia de que la optimización técnica de voladuras con emulsiones puede reducir costos sin afectar la eficiencia operacional en contextos mineros arequipeños.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Minería Subterránea

La minería subterránea es una red compleja de excavaciones. Su objetivo es acceder a los sectores mineralizados situados en la profundidad del macizo rocoso. Luego, extrae el mineral para

procesarlo y comercializarlo en el mercado. Así se generan utilidades para los accionistas de la empresa (Song, 2013). Según Hartman (2002), los métodos de explotación subterránea se clasifican en tres grandes grupos: autosoportados, con relleno y caving.

2.2.2. Minería Aurífera

La minería aurífera es la actividad orientada a la extracción y procesamiento de yacimientos de oro, la cual implica una serie de operaciones que generan impactos sobre los recursos naturales debido a los procesos de perforación, voladura, carguío, transporte y beneficio del mineral. Los métodos de explotación empleados varían en función de la geometría del yacimiento, la ley del mineral y las condiciones geológicas del macizo rocoso (Hartman Howard L., 2002).

2.2.3. Tipos de Labores Subterráneas

Para extraer minerales de forma subterránea, es necesario planificar una red de labores mineras. En este sentido, preparar la mina consiste en realizar estas labores para acceder al material explotable. Así, una mina está formada por todas estas labores (Hartman Howard L., 2002):

- Acceso: Pique Rampa, Galería principal.
- Lab. de preparación: Bypass, Chimenea.
- Lab. Auxiliares: Chimeneas de ventilación, Cortadas.

2.2.3.1. Labores de Desarrollo

Las labores de desarrollo son trabajos subterráneos que buscan preparar el lugar donde se encuentra el mineral para que pueda extraerse de forma segura, eficiente y rentable. Estos trabajos se realizan antes y durante la etapa de extracción del mineral, permitiendo llegar directamente al área donde se encuentra, así como la ventilación, el transporte de personas, materiales y mineral, y la instalación de los servicios necesarios para la mina.

Desde la perspectiva de la minería técnica, las labores de desarrollo son trabajos que atraviesan roca que no contiene mineral valioso hasta llegar al depósito que sí puede extraerse de manera rentable. La forma, la dirección y el tamaño de estos trabajos dependen de las condiciones de la roca, de la forma del depósito y del método de extracción elegido (Hartman Howard L., 2002).

2.2.4. Galería

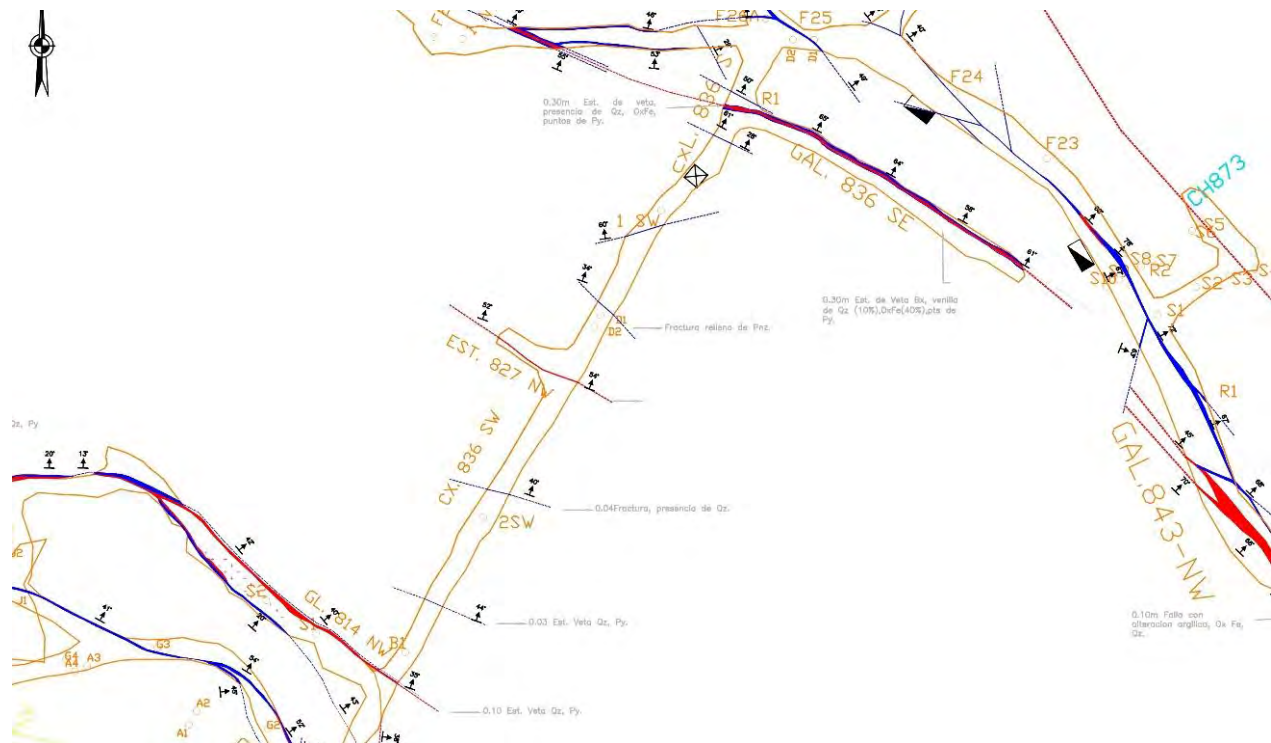
La galería es una labor fundamental en el desarrollo de una unidad minera. El trazado de las galerías de acceso y preparación se realiza sobre la veta, y su principal función es el transporte de mineral mediante carros mineros sobre rieles o maquinaria de bajo perfil. El gradiente de aproximadamente +3 % facilita el desplazamiento de los carros cargados. Además, se requiere instalar servicios de aire comprimido y de agua para operar las máquinas perforadoras en los frentes de trabajo. La ventilación del frente se realiza mediante aire comprimido y ventilación natural (Hartman Howard L., 2002).

2.2.5. Crucero

Labores subterráneas de desarrollo y exploración horizontales, con dirección y gradiente definida, que sirven para la apertura de galerías y subniveles, ilustradas en la Fig. 1 (Hartman Howard L., 2002).

Figura 1

Labores de desarrollo



Fuente: Elaboración Propia

2.2.6. Geomecánica y Calidad de la Roca

La geomecánica analiza el comportamiento del macizo rocoso ante las excavaciones mineras subterráneas, resulta esencial para garantizar la estabilidad y la seguridad de las operaciones. El macizo rocoso se compone de roca intacta y de discontinuidades, cuyas características afectan directamente el diseño de la voladura y del sostenimiento.

La calidad de la roca depende de sus propiedades mecánicas, del grado de fracturamiento, de la presencia de agua y de la orientación de las estructuras geológicas. Para evaluarla, se utiliza el sistema RMR, desarrollado por Bieniawski (1974), ampliamente empleado en minería para clasificar el macizo rocoso y respaldar el diseño de excavaciones subterráneas.

Una caracterización geomecánica precisa permite optimizar la voladura, reducir la sobrerrotura y minimizar el daño en el contorno de la labor. En este contexto, el uso de explosivos

tipo EMULNOR facilita una fragmentación más controlada, lo que mejora la estabilidad y la seguridad en la minería subterránea.

2.2.7. Voladura en Minería Subterránea

En la minería subterránea, la voladura impulsa el avance de galerías, cruceros y frentes de desarrollo, en los que normalmente solo se cuenta con una cara libre. Esta condición limita la expansión de los gases de detonación, lo que dificulta la fragmentación eficiente de la roca. Por ello, es necesario crear una nueva cara libre mediante un arranque o un corte, lo que permite liberar tensiones y maximizar el efecto del explosivo sobre el macizo rocoso (Jimeno, 1995).

2.2.7.1. Arranque

El arranque constituye la parte más crítica de una voladura, pues determina la eficiencia del avance y la calidad del perfil obtenido. Los tipos más comunes de cortes utilizados en minería subterránea son los siguientes (Jimeno Carlos et al., 2002):

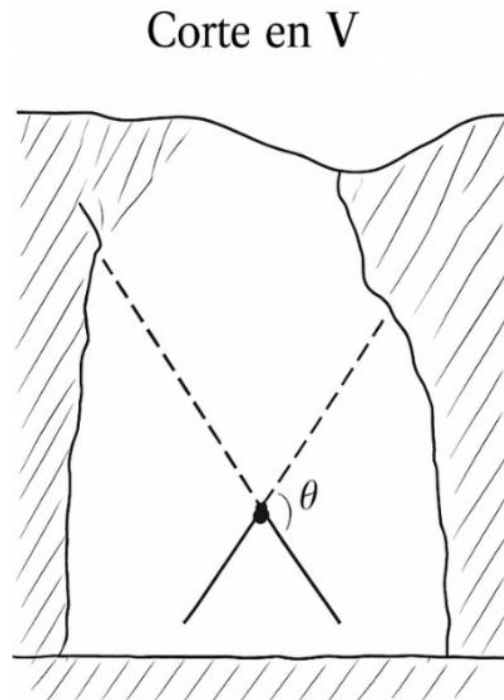
2.2.7.2. Tipos de arranque

2.2.7.2.1. Cortes en Ángulo

El corte en V es el más empleado en labores con secciones pequeñas o medianas. Consiste en perforar dos grupos de taladros convergentes que forman un ángulo, de modo que al detonar los primeros taladros se genera una cuña o vacío inicial que actúa como cara libre para los demás. Este tipo de corte permite una buena fragmentación, aunque requiere precisión en la orientación y profundidad de los taladros para asegurar que los ejes se encuentren en el punto deseado. Su ejecución en campo demanda personal experimentado y equipos bien calibrados, mostrados en la Fig. 2 (Jimeno Carlos et al., 2002).

Figura 2

Esquema de corte en ángulo V para voladura subterránea.



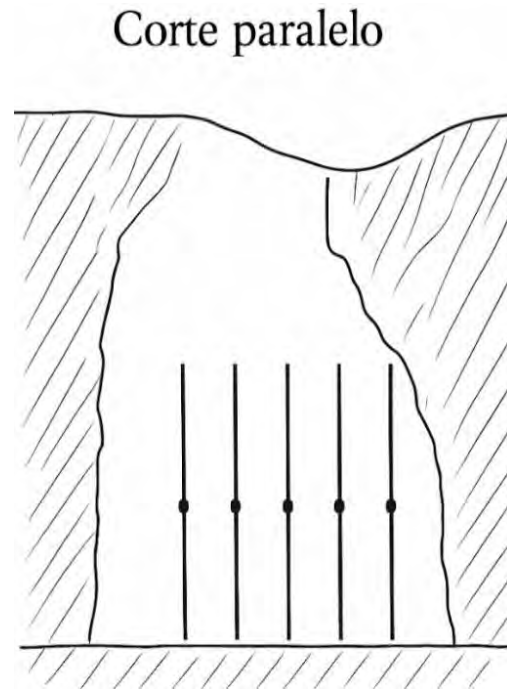
Fuente: elaboración propia 2024

2.2.7.2.2. Corte en taladros paralelos

El corte paralelo se caracteriza por disponer todos los taladros en dirección paralela entre sí, separados por distancias cortas y, generalmente, con uno o varios taladros centrales sin carga, que actúan como vacíos de alivio o “cut holes”. Este método produce una cavidad de forma cilíndrica que facilita la salida de los gases y la expansión del frente. Aunque exige un alto control en la perforación para mantener el paralelismo, ofrece una mayor regularidad del perfil y un mejor aprovechamiento del explosivo, ilustrado en la Fig. 3 (Jimeno Carlos et al., 2002).

Figura 3

Corte en taladros paralelos



Fuente: Elaboración propia 2024

2.2.8. Diseño de Malla de Perforación

2.2.8.1. Número de taladros

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende de las características de la roca, las dimensiones de la labor, el grado de confinamiento, el diámetro de perforación y el tipo de explosivo empleado. Estos factores determinan la cantidad y distribución de los taladros necesarios para obtener una fragmentación adecuada.

De acuerdo con el Manual Práctico de Voladura de EXSA, el número total de taladros puede estimarse mediante una expresión empírica que relaciona las dimensiones de la sección de la labor con las condiciones del macizo rocoso.

$$Nt = 10\sqrt{A * H}$$

Donde:

- Nt = Número total estimado de taladros.
- A = Ancho de la labor, en m.
- H = Altura de la labor, en m.

Para una estimación más precisa del número de taladros, se emplea la siguiente relación:

$$Nt = \left(\frac{P}{dt}\right) * (c * S)$$

Donde:

- Nt = Número total de taladros.
- P = Perímetro de la sección de la labor, en m.
- dt = Distancia entre los taladros periféricos, en m.
- c = Coeficiente o factor de roca.
- S = Área de la sección de la labor, en m².

De esta manera, el número total de taladros puede estimarse directamente a partir del área de la sección de la labor, la distancia entre los taladros periféricos y el coeficiente correspondiente al tipo de roca.

La distancia entre los taladros periféricos varía en función de la dureza y competencia del macizo rocoso, conforme a los valores referenciales establecidos por EXSA.

Tabla 2

Distancia entre taladros según dureza de la roca.

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	0.50 – 0.55
Intermedia	0.60 – 0.65
Friable	0.70 – 0.75

Fuente: Manual Práctico de Voladura de EXSA.

Asimismo, el coeficiente de roca empleado en la estimación del número de taladros depende de las características resistentes del macizo rocoso.

Tabla 3

Coeficiente de roca para el cálculo del número de taladros.

Dureza de roca	Coeficiente de roca, c
Tenaz	2.00
Intermedia	1.50
Friable	1.00

Fuente: Manual Práctico de Voladura de EXSA.

2.2.8.2. Distancia entre taladros

La distancia entre taladros corresponde a la separación establecida entre perforaciones consecutivas dentro de la malla de voladura. De acuerdo con el Manual Práctico de Voladura de EXSA, esta distancia se determina principalmente en función del número de taladros y del área del frente de voladura.

En labores subterráneas, la separación varía según la función que cumplen los taladros dentro de la sección. Para los taladros de ayuda, EXSA considera normalmente distancias entre 0.15 y 0.30 m, mientras que para los taladros cuadradores la separación puede variar entre 0.50 y 0.70 m.

Como regla práctica, el manual señala que puede estimarse una distancia aproximada de 2 pies (0.60 m) por cada pulgada del diámetro de la broca.

Tabla 4*Distancia referencial entre taladros*

Tipo de taladro	Distancia entre taladros
Taladros de ayuda	0.15 – 0.30 m
Taladros cuadradores	0.50 – 0.70 m
Regla práctica general	Aproximadamente 0.60 m

Fuente: Manual Práctico de Voladura de EXSA.

Asimismo, los taladros periféricos, tales como los de corona y cuadradores, deben ubicarse próximos al límite de la sección proyectada, con el propósito de conservar la geometría del frente y controlar la rotura en los contornos de la excavación. La correcta determinación de la separación entre taladros contribuye a obtener una distribución adecuada de las perforaciones dentro de la malla de voladura.

2.2.8.3. Arranque o corte

El arranque constituye la primera zona de rotura dentro de una voladura subterránea y tiene como finalidad generar una abertura inicial que proporcione una cara libre para el desplazamiento de la roca fragmentada.

De acuerdo con el Manual Práctico de Voladura de EXSA, en los cortes con taladros paralelos se emplean taladros cargados y uno o varios taladros vacíos o de alivio. Estos últimos proporcionan el espacio necesario para que la roca fragmentada pueda desplazarse durante la detonación. La eficiencia del arranque depende principalmente de la ubicación de los taladros, la distancia entre los taladros cargados y los de alivio, el diámetro equivalente de los taladros vacíos y la longitud de perforación.

Para cortes con varios taladros vacíos, EXSA establece el diámetro equivalente mediante:

$$\varnothing_2 = \varnothing_1 \sqrt{N^\circ \text{ tal.}}$$

Donde:

- $\varnothing_2$ = Diámetro equivalente de los taladros vacíos, en mm.
- $\varnothing_1$ = Diámetro de cada taladro de alivio, en mm.
- N°tal. = Número de taladros de alivio.

El diámetro equivalente permite representar varios taladros de alivio mediante un solo diámetro teórico, facilitando el cálculo de los parámetros geométricos del arranque.

2.2.8.4. Burden y espaciamiento de los cuadrantes

El burden y el espaciamiento constituyen parámetros fundamentales para el diseño del arranque en una voladura subterránea. El burden corresponde a la distancia entre un taladro cargado y la cara libre disponible, mientras que el espaciamiento representa la distancia entre taladros pertenecientes a una misma sección o cuadrante.

De acuerdo con el Manual Práctico de Voladura de EXSA, en los cortes con taladros paralelos el arranque se desarrolla progresivamente mediante cuadrantes sucesivos, cuyos valores de burden y espaciamiento aumentan conforme se amplía la cavidad inicial.

Tabla 5

Burden y espaciamiento para los cuadrantes del arranque

Cuadrante	Burden	Espaciamiento
Primero	$B_1 = 1.5 \times D_2$	$E_1 = B_1 \times \sqrt{2}$
Segundo	$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$	$E_2 = 1.5 \times B_2 \times \sqrt{2}$
Tercero	$B_3 = 1.5 \times B_2 \times \sqrt{2}$	$E_3 = 1.5 \times B_3 \times \sqrt{2}$
Cuarto	$B_4 = 1.5 \times B_3 \times \sqrt{2}$	$E_4 = 1.5 \times B_4 \times \sqrt{2}$

Fuente: Manual Práctico de Voladura de EXSA.

Donde:

- B_1, B_2, B_3 y B_4 = Burden correspondiente a cada cuadrante.
- E_1, E_2, E_3 y E_4 = Espaciamiento correspondiente a cada cuadrante.

- D_2 = Diámetro equivalente del taladro de alivio.

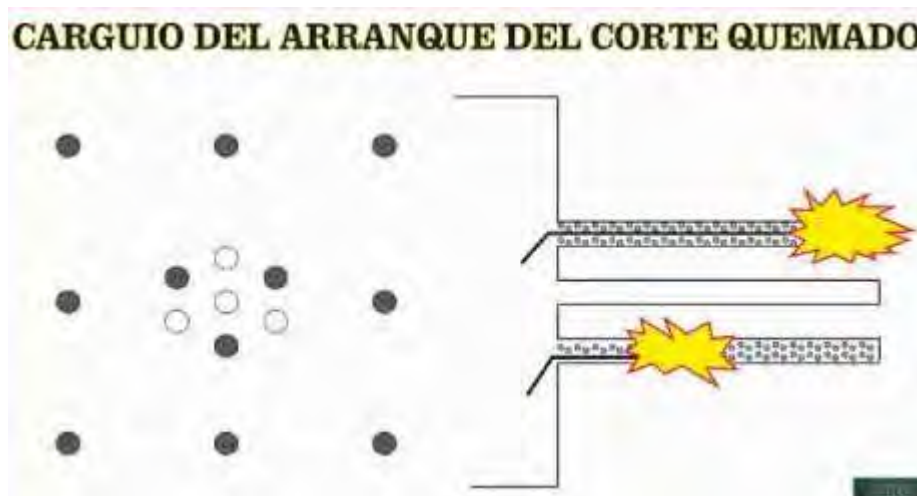
La aplicación progresiva de estas relaciones permite ampliar la abertura generada por el arranque y proporcionar el espacio necesario para la rotura de los taladros posteriores.

2.2.8.5. Arranque

El arranque constituye la fase inicial y más crítica del proceso de voladura en minería subterránea, pues su función es generar la primera cara libre que permitirá la expansión de los gases de detonación y el posterior desplazamiento del macizo rocoso. Los taladros de arranque suelen cargarse con una mayor cantidad de explosivo, aproximadamente entre 1.3 y 1.5 veces la carga de los taladros restantes del frente, con el fin de vencer la resistencia inicial del terreno (Jimeno et al., 2002).

Figura 4

Representación del arranque de una malla de perforación



Fuente: Elaboración propia

Esta disposición permite la formación del hueco inicial que actúa como punto de partida para los taladros adyacentes. La correcta alineación y profundidad son esenciales para asegurar

una rotura controlada del macizo rocoso, minimizando la generación de zonas no rotas o sobreexcavaciones (Konya & Walter, 1990).

2.2.8.5.1. Taladros de ayuda

Los taladros de ayuda rodean al arranque y son los siguientes en detonar según la secuencia de disparo. Su función es ampliar la cavidad inicial y facilitar la expulsión del material hacia la zona libre. Generalmente, estos taladros se disponen en filas concéntricas alrededor del arranque, pudiendo variar su cantidad en función del tamaño del frente y del tipo de roca (Konya & Walter, 1990), esta se representa en la fig. 5.

Figura 5

Diagrama de taladros voladura de arranque



Fuente: Mundo Minero.

El diseño progresivo de burden permite controlar la energía liberada, reduciendo la sobreexcavación y asegurando una fragmentación homogénea.

2.2.8.5.2. Taladros cuadradores

Los taladros cuadradores se ubican en los hastiales o paredes laterales del túnel y sirven para mantener la geometría de la sección proyectada. Estos taladros son detonados al final de la secuencia para limitar la zona de rotura, preservando la estabilidad de las paredes.

Una buena disposición de los cuadradores garantiza una excavación precisa y reduce los requerimientos de sostenimiento, contribuyendo a la seguridad operativa (Jimeno et al., 2002).

2.2.8.5.3. Taladros de corona

Los taladros de corona se perforan en el techo o parte superior de la galería, con el objetivo de controlar la excavación y evitar sobre roturas en la zona superior. En algunos casos, su detonación se combina con los taladros de hastiales o de arrastre, formando un conjunto denominado taladros de recorte.

Este tipo de diseño permite mantener un contorno estable y minimizar desprendimientos posteriores al disparo (Konya & Walter, 1990).

2.2.8.5.4. Taladros de arrastre

Los taladros de arrastre se ubican en el piso de la labor, constituyen los últimos en detonar dentro de la secuencia. Su función es levantar el material fragmentado, permitiendo una adecuada carga y limpieza del frente.

El correcto diseño de esta zona mejora la eficiencia del ciclo de minado, facilitando la remoción del material detonado y evitando zonas sin fragmentar (Jimeno et al., 2002).

2.2.9. Perforación en Minería Subterránea

2.2.9.1. Fundamentos de Perforación

La perforación consiste en la creación de taladros para alojar los explosivos. Su objetivo primario es crear taladros de diámetro, longitud, inclinación y dirección específicos en el macizo rocoso para alojar los explosivos que lograrán la fragmentación y el avance deseados.

El mecanismo fundamental consiste en la aplicación de energía (impacto, rotación y empuje) mediante un elemento de corte (botón o inserto de carburo de tungsteno) para fracturar y desprender la roca (Hustrulid William A., 1999).

2.2.10. Equipos de Perforación y Accesorios

2.2.10.1. Perforadora Neumática (Jackleg)

- **Descripción:** Equipos portátiles más ligeros, accionados por aire comprimido. Requieren soporte manual o mecánico (Jackleg) representada en la fig. 6.
- **Ventajas:** Versatilidad, movilidad en espacios reducidos, menor inversión inicial.
- **Desventajas:** Menor productividad, mayor esfuerzo físico del operador, mayor ruido y polvo, menor precisión.
- **Aplicaciones:** Perforación de fortificación (pernos cortos), tareas menores, labores de desarrollo pequeñas, zonas de difícil acceso para jumbos.

Figura 6

Perforación neumática tipo Jackleg



Fuente: Mundo Dotaciones, 2025

2.2.10.2. Accesorios de Perforación

- Brocas (Bits): De botones o insertos cruzados. Material: Carburo de Tungsteno (WC) con matriz de acero.
- Barras (Drill Steel): Transmiten energía de rotación/impacto y empuje a la broca.
- Acoples (Couplings/Shank Adaptors): Conectan barras entre sí o la primera barra al martillo.
- Sistemas de Control de Polvo: Fundamentales para salud y visibilidad. Sistemas de inyección de agua (central o periférica), Requieren mantenimiento constante.

2.2.11. Control de Calidad en Perforación

2.2.11.1. Error en el Paralelismo de los Taladros

La desviación angular o error de paralelismo se expresa en milímetros desviados por metro perforado y se evalúa comparando la trayectoria de un taladro patrón respecto a los demás. Este

error puede deberse a una mala alineación al emboquillar la broca, vibraciones del equipo o falta de experiencia del operador (Jimeno et al., 2002).

2.2.11.2. Longitud de los Taladros

La longitud de los taladros influye directamente en el avance real por disparo. Taladros con longitudes desiguales ya sea más cortos o más largos que los de alivio— alteran el patrón de carga y la distribución de energía, generando un avance irregular.

La longitud depende del tipo de equipo de perforación utilizado: los equipos manuales suelen emplear barrenos de hasta 6 pies (1.8 m), según las condiciones del terreno y el diseño de la labor.

De acuerdo con el modelo de Holmberg, la longitud máxima de perforación está en función del diámetro equivalente del taladro de alivio, expresándose mediante la ecuación:

$$L_{\max} = 0.15 + 34.1 D_a - 39.4 D$$

Donde D_a es el diámetro equivalente en metros (Jimeno et al., 2002).

El cumplimiento de esta relación asegura un equilibrio entre profundidad, diámetro y energía liberada, optimizando el rendimiento de la voladura y reduciendo el desgaste de equipos y herramientas (Hustrulid, 1999).

2.2.12. Explosivos en Voladura Subterránea

2.2.12.1. Concepto y Propiedades Fundamentales

Los explosivos son mezclas de sustancias químicas —en estado sólido o líquido— que, al recibir un estímulo adecuado, reaccionan violentamente generando una liberación instantánea de gases, calor y presión (Jimeno et al., 2002).

Las propiedades más relevantes para selección de explosivos en minería subterránea son:

2.2.12.1.1. Velocidad de detonación (VOD)

La velocidad de detonación (VOD) es la rapidez con que la onda de choque se propaga a través del explosivo, expresada en metros por segundo. Este parámetro determina la energía liberada por unidad de tiempo y, por tanto, la capacidad del explosivo para fracturar la roca (Jimeno et al., 2002).

2.2.12.1.2. Densidad

La densidad del explosivo representa la cantidad de masa contenida en un volumen determinado y se expresa en g/cm³. Una densidad mayor implica una mayor concentración de energía dentro del taladro, aumentando la potencia efectiva de la voladura (Jimeno et al., 2002).

2.2.13. Tipos de explosivos

2.2.13.1. ANFO

El ANFO es una mezcla granular de nitrato de amonio y combustible (diésel) ampliamente utilizada por su simplicidad y bajo costo. Sus rasgos relevantes para voladuras son:

- Económico y versátil: coste por unidad de energía muy competitivo; idóneo en labores donde la logística favorece productos granulares.
- Seguridad operativa: baja sensibilidad a impacto y fricción; requiere iniciadores adecuados para detonar.
- Densidad y acoplamiento: densidad típica baja (aprox. 0.8–1.0 g/cm³); el acoplamiento (llenado efectivo del barreno) condiciona la transferencia de energía a la roca.
- VOD y presión: velocidad de detonación moderada (orden de 3 000–4 000 m/s); adecuada en rocas blandas a medias, limitada en rocas muy competentes.
- Vulnerabilidad al agua: su comportamiento se deteriora si se satura el taladro; requiere condiciones secas o sistemas de colocación que protejan contra humedad.

- Gases de voladura: normalmente genera N_2 , CO_2 y vapor de agua; detonaciones incompletas pueden producir CO y NO_x , por lo que en subterráneo se exige ventilación adecuada.

Figura 7

Explosivo ANFO granular



Fuente: Famesa Explosivos, 2023

2.2.13.2. Dinamita S6

La dinamita (tipo gelatinosa o semi-gel) sigue siendo el iniciador estándar y, en ciertas configuraciones, explosivo principal en voladuras finas o de arranque. Para la dinamita S6 en formato cartucho, se puede considerar lo siguiente:

- Densidad típica: 1.1 1.4 g/cm³.
- Velocidad de detonación (VOD): Alta, la S6 suele presentar VOD que permiten uso como cebos e iniciadores confiables.

- Sensibilidad: Mayor sensibilidad relativa al iniciador; adecuada para iniciar ANFO o emulsiones en condiciones controladas.
- Resistencia al agua: Variable; ciertas dinamitas frente a humedad, pero menos que emulsiones específicamente diseñadas como.
- Aplicaciones: Iniciadores para cargas de ANFO; voladuras de recorte y donde se requiera iniciación confiable en presencia de material de menor acoplamiento.
- Manejo y seguridad: Requiere cumplimiento estricto de normas de transporte, almacenaje y manipuleo por su mayor sensibilidad relativa.

Figura 8

Dinamita S6



Fuente: Famesa

2.2.13.3.Emulsiones

Las emulsiones explosivas son compuestos de alta eficiencia desarrollados para superar las limitaciones del ANFO, especialmente en ambientes húmedos o con presencia de agua. Están formadas por una mezcla de dos fases líquidas: una disolución supersaturada de nitrato de amonio

en agua (fase oxidante) y un aceite mineral (fase combustible), estabilizadas mediante emulsionantes o surfactantes. Estas formulaciones surgieron en las décadas de 1970 y 1980 como resultado de la necesidad de combinar alta potencia, seguridad y resistencia al agua (Hustrulid & Kuchta, 1999).

La composición típica incluye 70–85 % de nitrato de amonio, 8–12 % de agua, 4–8 % de aceite mineral y 1–3 % de emulsificantes, además de microesferas huecas que favorecen la sensibilidad y mejoran la detonación (Jimeno, López & Bernaola, 2002). Estas microcavidades permiten una rápida propagación de la reacción, garantizando una velocidad de detonación (VOD) uniforme y estable, en el rango de 4,000–6,000 m/s según el tipo de formulación y confinamiento.

Figura 9

Emulsión encartuchada para voladura



Fuente: FAMESA Explosivos, 2023

2.2.13.4. Características y Propiedades de Emulnor

El Emulnor es una emulsión explosiva encartuchada fabricada por FAMESA Explosivos, que presenta mayor densidad y velocidad de detonación en comparación con el ANFO, lo que se traduce en una mayor presión de detonación y mejor capacidad de fragmentación. Asimismo, posee resistencia al agua, lo que garantiza su estabilidad y eficiencia en condiciones de humedad,

donde el ANFO pierde sensibilidad y rendimiento. En la Tabla 6 se presentan las propiedades comparativas de los explosivos evaluados.

Tabla 6

Propiedades comparativas

Característica	ANFO	Emulnor 5000	Emulnor 3000
Densidad (g/cm ³)	0.82	1.16	1.14
VOD (m/s)	3,200	4,500	4,400
Presión de detonación (kbar)	45	88	93
Resistencia al agua	Nula	Excelente	Excelente

Fuente: FAMESA Explosivos (2023)

2.2.13.5. Ventajas operativas de Emulnor

- Eficiencia operativa: Excelente resistencia al agua evita pérdidas de energía en taladros húmedos
- Seguridad: Mayor seguridad relativa frente a dinamita por contenido de agua como flegmatizante
- Acoplamiento: Textura semilíquida facilita el llenado completo del barreno
- Ventilación: Reduce generación de gases tóxicos (CO y NOx) en comparación con ANFO

2.2.14. Accesorios de Voladura

2.2.14.1. Mecha rápida

La mecha rápida es un cordón pirotécnico flexible. Se utiliza para transmitir el fuego de forma instantánea entre los puntos de iniciación. Cuando se emplea junto con el conector para mecha rápida, su función principal es eliminar el chispeo individual de las armadas o primas. Además, reduce la exposición del operador a gases tóxicos durante el encendido.

La velocidad de combustión suele oscilar entre 130 y 200 m/s. Esto permite una sincronización precisa del disparo y proporciona al operador tiempo suficiente para evacuar la zona en caso de una iniciación prematura (FAMESA, 2023).

Figura 10

Mecha rápida



Fuente: FAMESA (2023)

2.2.14.2.Carmex

El CARMEX® (Cartucho de Mecha de Seguridad) es un sistema de iniciación ensamblado industrialmente en condiciones controladas, que combina fulminante, mecha de seguridad y conector. Su diseño garantiza hermeticidad, resistencia al agua y estabilidad térmica, factores determinantes para lograr una transmisión de fuego segura y uniforme.

Al ser un sistema prearmado, el CARMEX reduce los errores humanos y los tiempos de preparación en campo, lo que aumenta la seguridad y la eficiencia de las voladuras convencionales. Su aplicación es común en labores de desarrollo y producción subterránea, donde se busca precisión y uniformidad en la iniciación (FAMESA, 2023).

Figura 11

Carmex



Fuente: Famesa Explosivos, 2023.

2.2.15. Parámetros Voladura Controlada y Parámetros Técnicos

2.2.15.1. Voladura Controlada

La voladura controlada busca minimizar el daño al macizo rocoso. Esto se logra mediante una distribución lineal de cargas, un desacoplamiento adecuado y una sincronización precisa. Esta técnica se basa en el control de parámetros como la presión del taladro (P_b). Esta presión depende de la densidad del explosivo (ρ), de la velocidad de detonación (D) y de la relación de desacoplamiento.

2.2.16. Indicadores de Desempeño de Voladura

2.2.16.1. Factor de Voladura

El Factor de Voladura (FV), también denominado "consumo específico de explosivo" o "ratio de explosivo", es una métrica fundamental para evaluar la eficiencia y la rentabilidad de las operaciones de voladura en minería. Se define como la cantidad de explosivo consumido por unidad de volumen o de masa de roca removida o fragmentada. Este parámetro resulta esencial para analizar la relación entre la energía liberada por el explosivo y el trabajo efectivo realizado

en la roca, lo que facilita la optimización del diseño de la voladura, la reducción de costos operativos y el aumento de la productividad (Jimeno Carlos et al., 2002).

El FV suele expresarse en kilogramos de explosivo por metro cúbico de roca volada (kg/TM) o en gramos por tonelada (g/TM). Su cálculo se realiza de la siguiente manera:

Fórmula:

$$FV = \text{Masa total de explosivo utilizado (kg)} / \text{Masa de roca volada (TM)}$$

2.2.16.2.Factor de Carga Lineal

Describe la cantidad de explosivo necesaria para romper un volumen o un peso unitario de roca. Se mide en kg/m (Zavala Loli, 2017).

2.2.16.3.Eficiencia por Disparo

La eficiencia de disparo en minería es la relación entre el resultado de la voladura, en términos de fragmentación y control, y los objetivos establecidos para la roca objetivo. En esta investigación, se evaluará la eficiencia considerando la longitud de avance obtenida por disparo (Jimeno Carlos et al., 2002).

2.2.16.4.Avance por disparo

El incremento del avance se refiere a la mejora de la longitud de avance por disparo en la voladura de actividades mineras. Se expresa en metros lineales y depende directamente de la longitud de los taladros perforados y de la eficiencia de la voladura.

Cálculo del avance por disparo

El avance por disparo se determina mediante la siguiente expresión:

$$\text{Avance por disparo (m)} = L_p \times \eta$$

Donde:

$$L_p = \text{Longitud perforada del barreno (m)}$$

η = Eficiencia de la voladura

2.2.17. Factores que Afectan el Rendimiento de la Voladura

Según Bernaola Alonso et al. (2013), el objetivo principal de la operación unitaria de voladura es la fragmentación y desplazamiento de la roca. Los factores críticos incluyen:

- **Cantidad de energía:** Necesidad de cantidad adecuada de explosivo
- **Distribución de energía:** Mala distribución puede ocasionar fragmentación inadecuada
- **Confinamiento de energía:** Importancia del confinamiento de gases en el barreno

2.2.18. Vibraciones por Voladura

Las vibraciones son movimientos cíclicos que ocurren dentro de un medio, debido al paso de fases alternativas de compresión y tensión causadas por la explosión de explosivos (Cano Mucha, 2019).

La Velocidad Pico Partícula (VPP) es el parámetro más utilizado para medir la intensidad de vibración y su potencial de daño (Zapata Porras, 2012).

2.2.19. Voladura Secundaria

Es una operación complementaria que se ejecuta después de la voladura primaria, con el objetivo de reducir el tamaño de fragmentos de roca sobredimensionados (bloques o bolones) que no cumplen con las dimensiones adecuadas para su manipulación, carguío.

La voladura secundaria puede realizarse mediante perforación puntual y carga localizada, uso de explosivos encartuchados, o sistemas no explosivos, dependiendo de las condiciones de seguridad. Su aplicación busca restablecer la continuidad del ciclo productivo, minimizar tiempos muertos y evitar riesgos operativos asociados a la manipulación manual de bloques de gran tamaño (Jimeno et al., 1995).

2.2.20. Aspectos Económicos de la Voladura

2.2.20.1. Costos de Voladura

Los costos de voladura constituyen un componente esencial dentro de la economía minera, ya que representan entre el 20 % y 40 % del costo total de minado, dependiendo del método de explotación, las condiciones geológicas y el tipo de explosivo utilizado (Jimeno Carlos et al., 2002).

Una adecuada gestión de estos costos permite maximizar la rentabilidad operativa, mantener una fragmentación óptima y evitar gastos adicionales en operaciones posteriores como carguío, acarreo y chancado.

El costo total de voladura puede expresarse como la suma de sus componentes principales:

Costo de Voladura (CV):

$$CV = C_{\text{exp}} + C_{\text{acc}} + C_{\text{mo}} + C_{\text{eq}}$$

Donde:

C_{exp} = Costo de explosivos

C_{acc} = Costo de accesorios de voladura (detonadores, mecha, cordón, etc.)

C_{mo} = Costo de mano de obra

C_{eq} = Costo de equipos y herramientas

Asimismo, el costo unitario de voladura puede evaluarse mediante:

Costo por tonelada:

$$C_t = CV / T$$

Costo por metro avanzado:

$$C_m = CV / L$$

Donde:

T = Tonelaje volado (t)

L = Avance por disparo (m)

2.2.20.2. Rentabilidad

La rentabilidad minera es el indicador económico que mide la capacidad de una operación para generar utilidades en relación con los costos de producción. En la minería subterránea, la rentabilidad está estrechamente vinculada a la eficiencia técnica de las operaciones, especialmente de perforación y voladura, que determinan el avance lineal, la recuperación de mineral y el consumo energético (Jimeno et al., 2002).

La ejecución eficiente de la voladura reduce los costos operativos, incrementa la productividad global, acorta los ciclos de minado y disminuye los riesgos asociados a la inestabilidad del macizo rocoso. Desde una perspectiva económica, una operación se considera rentable cuando permite superar los costos totales y generar excedentes destinados a la reinversión, la sostenibilidad y el crecimiento (FAMESA, 2023).

2.3. MARCO CONCEPTUAL

2.3.1. Avance por Disparo

La longitud efectiva de avance obtenida tras una voladura en labores subterráneas, medida en metros, depende directamente de la calidad de la perforación, del diseño de la malla, de la eficiencia del explosivo y de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso (Jimeno Carlos et al., 2002).

2.3.2. Factor de Carga

La relación entre la masa total de explosivo utilizado y el volumen de roca fragmentada, expresada en kg/m^3 , permite evaluar la cantidad de energía aplicada al macizo rocoso y su influencia en la fragmentación y estabilidad del contorno (Hustrulid William A., 1999).

2.3.3. Factor de Potencia

La cantidad de explosivo requerida para fragmentar una tonelada de roca, expresada en kg/t, representa la eficiencia energética del proceso de voladura y permite comparar el desempeño de diferentes tipos de explosivos en condiciones similares (Jimeno, 2002).

2.3.4. Disparo Soplado

Fenómeno operativo que ocurre cuando el explosivo no detona adecuadamente o pierde su capacidad energética, generalmente debido a la presencia de agua o a una iniciación deficiente, lo que genera baja fragmentación, pérdida de avance y la necesidad de reprocesos (FAMESA Explosivos, 2023).

2.3.5. Fragmentación de Roca

Proceso en el que el macizo rocoso se reduce a manejables por efecto de la voladura. Una fragmentación adecuada optimiza las operaciones posteriores de carguío, acarreo y procesamiento del mineral (Hustrulid William A., 1999).

2.3.6. P80 (Tamaño Característico de Fragmentación)

Es el tamaño de partícula para el cual el 80 % del material fragmentado pasa por una parrilla determinada se utiliza como indicador estándar para evaluar la calidad de la fragmentación obtenida en voladura (Jimeno, 2002).

2.3.7. Resistencia al Agua del Explosivo

La capacidad del explosivo para mantener sus propiedades físico-químicas y su capacidad de detonación en presencia de agua constituye un factor crítico en operaciones subterráneas donde existen barrenos húmedos (FAMESA Explosivos, 2023). AMESA Explosivos, 2023).

2.3.8. Acoplamiento del Explosivo

El grado de contacto entre el explosivo y las paredes del taladro determina la transmisión de la energía de detonación al macizo rocoso, lo que incrementa la eficiencia de la voladura cuando el acoplamiento es adecuado (Jimeno Carlos et al., 2002).

2.3.9. Sobrerotura (Overbreak)

La excavación excedente del perfil teórico de la labor minera, causada por una sobrecarga de energía o una distribución inadecuada del explosivo, genera inestabilidad en el macizo rocoso y mayores costos de sostenimiento (Hustrulid William A., 1999).

2.3.10. Subrotura (Underbreak)

La porción de roca que no ha sido completamente fragmentada durante la voladura permanece adherida al frente, lo que reduce el avance efectivo y requiere reprocesos (Jimeno Carlos et al., 2002).

2.3.11. Consumo Específico de Explosivo

Cantidad de explosivo utilizada por unidad de volumen o tonelaje de roca, empleada como indicador de eficiencia en la operación de voladura y optimización de costos (Jimeno Carlos et al., 2002).

2.3.12. Costo por Disparo

Es el costo total asociado a la ejecución de una voladura, incluyendo explosivos, accesorios, mano de obra y equipos. Este indicador permite evaluar la eficiencia económica del proceso de voladura dentro del ciclo de minado (Hustrulid William A., 1999).

CAPÍTULO III:

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN

3.1.1. Tipo de Investigación

La presente investigación es de tipo aplicada, ya que está orientada a la solución de un problema específico en una operación minera real, mediante la evaluación del uso de emulsiones explosivas como alternativa al ANFO en labores de desarrollo.

Asimismo, presenta un enfoque cuantitativo, debido a que se basa en la recopilación, medición y análisis de datos numéricos como avance por disparo, factor de carga, consumo de explosivo y costos asociados.

Según Roberto Hernández Sampieri et al. (2014), la investigación cuantitativa utiliza la recolección de datos para probar hipótesis con base en la medición numérica y el análisis

estadístico, mientras que la investigación aplicada busca resolver problemas prácticos en contextos reales.

3.1.2. Nivel de Investigación

La investigación es de nivel explicativo, ya que tiene como finalidad determinar la relación de causa–efecto entre el tipo de explosivo utilizado y los resultados obtenidos en la operación de voladura, tales como avance por disparo, fragmentación y costos.

De acuerdo con Roberto Hernández Sampieri et al. (2014), los estudios explicativos están orientados a identificar las causas de los fenómenos y explicar por qué ocurren, estableciendo relaciones entre variables.

3.1.3. Diseño de Investigación

El diseño de la investigación es experimental, debido a que se manipula deliberadamente la variable independiente mediante la sustitución del explosivo convencional (ANFO) por emulsión explosiva en condiciones reales de operación, evaluando sus efectos sobre las variables dependientes.

Este diseño permite comparar los resultados obtenidos entre ambos tipos de explosivo bajo condiciones similares de trabajo, garantizando la validez de los resultados. Según Roberto Hernández Sampieri et al. (2014), en los diseños experimentales el investigador controla y manipula una variable independiente para observar su efecto sobre una o más variables dependientes.

3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.2.1. Unidad de análisis

La unidad de análisis está constituida por cada disparo de perforación y voladura ejecutado en la galería Esperanza del nivel 1240 de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A., considerando los parámetros técnicos y operativos obtenidos en cada voladura.

3.2.2. Población

La población de estudio está constituida por todos los disparos de perforación y voladura realizados en la galería Esperanza del nivel 1240 de la Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. durante el periodo de estudio.

3.2.3. Muestra

La muestra está conformada por 26 disparos de perforación y voladura ejecutados en la galería Esperanza del nivel 1240, considerados para la evaluación y comparación del sistema convencional con ANFO y dinamita frente al sistema propuesto con emulsiones encartuchadas EMULNOR 5000 y 3000.

El muestreo es no probabilístico por conveniencia, debido a que los disparos fueron seleccionados considerando la disponibilidad operativa, accesibilidad al frente de trabajo y disponibilidad de información técnica necesaria para evaluar los indicadores de desempeño de la voladura en condiciones reales de operación.

3.3. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.3.1. Técnicas de recolección de datos.

- **Fuentes documentales:** consistirá en obtener información proporcionada por la empresa operadora que tienen programas y proyectos sobre el ámbito; además de la información bibliográfica.

- **Trabajo de campo:** consistirá en la observación directa para la toma de datos, se recopilará la información de las operaciones de perforación y voladura y los datos obtenidos de las pruebas realizadas con el explosivo.

3.3.2. Instrumentos de recolección de datos.

Para la recolección de datos, se hará uso de diarios de campo, donde se tomará nota de todos los datos necesarios para la evaluación de las variables en estudio.

3.4. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS

Para el procesamiento de datos de la presente investigación, se emplearán programas de Excel, y softwares, como Auto Cad y WIPFRAG. Los datos obtenidos se procesarán mediante el uso de mediciones en campo, ecuaciones matemáticas e introducción de datos al computador haciendo uso de programas informáticos tales como Microsoft Excel.

CAPÍTULO IV:

APLICACIÓN DEL EXPLOSIVO EMULNOR EN LA CONSTRUCCIÓN DE LABORES DE DESARROLLO

4.1. EVALUACIÓN DE LA APLICACIÓN DE EXPLOSIVOS EMULNOR EN FRENTES DE TRABAJO

En la Mina Estrella de Chaparra S.A. (Arequipa) las voladuras con sistemas convencionales ANFO cargado en tolva acompañado de cartuchos de dinamita iniciadora han provocado ondas de choque que dañan el contorno de las galerías (paredes, techo y piso), generan sobreexcavación y obligan a implementar sostenimientos adicionales no planificados. Esos daños incrementan la exposición de personal y equipos, elevan los costos operativos por tonelada extraída y deterioran la rentabilidad del yacimiento. Ante esta realidad, se plantea evaluar y validar técnicamente el uso de emulsiones encartuchadas EMULNOR (5000 y 3000) en frentes de desarrollo; la meta es controlar mejor la liberación energética en el barreno, mejorar el acoplamiento y la fragmentación, eliminar fallas por humedad (disparos sopladados) y reducir tanto

el consumo específico de explosivo como los costos asociados a perforación, sostenimiento y reprocesos. La evaluación incluirá pruebas de campo, análisis de indicadores clave (factor de carga, factor de potencia, avance por disparo, coste por metro/tonelada) y una verificación geomecánica de la estabilidad post-voladura.

4.2. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

En el presente apartado se desarrolla la caracterización geomecánica del macizo rocoso en la galería Esperanza del nivel 1240, como parte del análisis previo a la evaluación de las operaciones de perforación y voladura.

Para ello, la investigación contempla inicialmente la determinación del índice de calidad de roca (RQD) a partir de la información obtenida en campo; posteriormente, mediante el mapeo geomecánico de las labores de desarrollo, se recopilan los parámetros necesarios que permiten caracterizar el macizo rocoso. Con base en estos datos, se procede a determinar la calidad del macizo mediante la clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating), lo que permite establecer su comportamiento en la zona de estudio.

4.2.1. Determinación del RQD en las Labores de Desarrollo

La determinación del RQD en la galería Esperanza del nivel 1240 se realizó mediante el método de línea de detalle, considerando el espaciamiento promedio entre discontinuidades observado en campo.

Para el cálculo se aplicó la siguiente expresión:

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

Donde:

- $\lambda = 1 / x$
- x = espaciamiento promedio entre discontinuidades (m)

De acuerdo con el levantamiento realizado, se consideró:

$$x = 0.15 \text{ m} = 15 \text{ cm}$$

Entonces:

$$\lambda = \frac{1}{0.15} = 6.67$$

Reemplazando en la fórmula:

$$RQD = 100e^{-0.1 \times 6.67}(0.1 \times 6.67 + 1)$$

$$RQD = 100e^{-0.667}(1.667)$$

$$RQD = 85.6\% \%$$

Por lo tanto, el RQD estimado para la galería Esperanza del nivel 1240 es de 86 %, valor que corresponde a una calidad de roca buena y será considerado para la posterior clasificación geomecánica RMR del macizo rocoso.

4.2.2. Observación Geomecánica en Campo del Macizo Rcoso

A partir del levantamiento geomecánico realizado en la galería Esperanza del nivel 1240, se registraron las principales características del macizo rocoso mediante observación directa en campo, considerando los parámetros necesarios para la clasificación geomecánica. (Véase en la tabla 7).

Tabla 7*Parámetros geomecánicos observados en campo*

Parámetro	Observación en campo
Tipo de roca	Roca de buena calidad
Resistencia de la roca intacta	Alta (estimada entre 100 – 250 MPa)
RQD	86 %
Espaciamiento de discontinuidades	0.06 – 0.20 m
Persistencia de discontinuidades	Menor a 1 m
Apertura	Cerrada a ligeramente abierta (< 1 mm)
Rugosidad	Ligeramente rugosa
Relleno	Ausente
Alteración	Ligeramente alterada
Condición de agua	Húmedo (presencia de filtraciones)
Orientación de discontinuidades	Regular respecto a la labor

Fuente: Elaboración Propia

4.2.3. Determinación del RMR del Macizo Rocoso

Con base en los parámetros geomecánicos obtenidos en campo, se procedió a la determinación del índice RMR mediante el sistema de clasificación de Bieniawski. (Véase en la Tabla 8).

Tabla 8*Valoración del RMR*

Parámetro	Condición	Puntaje
Resistencia de la roca intacta	100 – 250 MPa	12
RQD	86 %	17
Espaciamiento de discontinuidades	0.06 – 0.20 m	8
Condición de discontinuidades	Buena	24
Agua subterránea	Húmedo	10
Ajuste por orientación	Regular	-5

Fuente: Elaboración Propia

Cálculo del RMR

$$RMR = 12 + 17 + 8 + 24 + 10 - 5$$

$$RMR = 66$$

El valor obtenido de $RMR = 66$ corresponde a un macizo rocoso de buena calidad, caracterizado por un elevado índice RQD, una resistencia alta de la roca intacta y condiciones favorables de las discontinuidades. A pesar de la presencia de humedad y de una orientación regular de las discontinuidades respecto a la labor, el macizo mantiene condiciones geomecánicas adecuadas para el desarrollo de la galería Esperanza del nivel 1240.

4.3. PERFORACIÓN Y VOLADURA ACTUAL

4.3.1. Perforación

La perforación en el frente de la galería esperanza se ejecuta mediante equipos Jackleg, seleccionados por su versatilidad, maniobrabilidad y eficiencia en labores de desarrollo de sección media. Este método es adecuado para las condiciones geomecánicas del macizo rocoso identificadas en el sector. A continuación, se consolida la información técnica relevante para la planificación y control de la operación de perforación en la tab. 9.

Tabla 9*Parámetros Integrales de la Labor de Perforación de la operación*

Parámetro	Valor	Unidad	Relevancia
1. Geometría de la Labor			
Altura de la sección	8	pies	Define el límite vertical de trabajo y la altura de los hastiales.
Ancho de la sección	7	pies	Define el span (luz) de la labor, crítico para evaluar la estabilidad del techo.
Área de Sección Transversal	4.72	m ²	Calculado: en función a una media circunferencia + rectángulo
Gradiente/Pendiente	0.5	%	Permite el drenaje natural de agua del frente. Es una pendiente suave.
2. Parámetros de Perforación			
Equipo de Perforación	Jackleg	-	Equipo neumático versátil para galerías de esta dimensión. Ideal para patrones de taladros cortos.
Longitud de Perforación	6	pies	Convertido a metros: 1.80 m. Define la profundidad del barreno y el avance teórico por disparo.
Diámetro de Broca	38	mm	Diámetro estándar para perforación con Jackleg. Influye en el factor de carga del explosivo.
Avance Efectivo por Disparo	1.42	m	eficiencia del 85% (avance real/long. taladro).
3. Características del Macizo Rocoso			
Densidad de la Roca	2.3	TM/m ³	Importante: Utilizado para calcular el tonelaje de roca volada por disparo.
Clasificación Geomecánica RMR	66	-	Clasifica el macizo rocoso como Clase II: "Buena". Indica que la labor requiere soporte sistemático (pernos de anclaje y malla soldada, típicamente).
Tipo/Calidad de Roca	Buena	-	Descripción cualitativa coherente con el RMR 66. Comportamiento predecible, con posibles bloques sueltos.

Fuente: Elaboración propia basada en datos de campo

4.3.1.1. Actual Malla de Perforación

Malla de perforación actual Como parte de esta evaluación se logró representar el esquema de la malla de perforación actualmente utilizada en la labor minera.

Figura 12

Diseño original de malla de perforación con ANFO



Fuente: Elaboración propia, 2024. Se aprecia sobre perforación.

4.3.2. Evaluación de la Perforación y Voladura con ANFO

Para realizar una evaluación técnica del ciclo de perforación y voladura en el frente de la galería esperanza, se ejecutó un monitoreo sistemático durante 5 días en ambas guardias. El objetivo fue recopilar datos operativos que permitan analizar la eficiencia del proceso y identificar oportunidades de mejora. A continuación, se presenta el reporte técnico consolidado con la nueva longitud de barreno de 1.80 metros

Tabla 10

Reporte de Monitoreo - Operaciones de Perforación y Voladura.

Fecha	Guardia	Equipo	Barreno	Long.Perf.	Diámetro	Explosivo	Eficiencia de Explo.	Observación
15/03/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68	38 mm	ANFO	91.7%	-
15/03/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.65	38 mm	ANFO	90.0%	Disparo Soplado
16/03/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68	38 mm	ANFO	91.1%	-
16/03/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.65	38 mm	ANFO	91.7%	-
17/03/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.65	38 mm	ANFO	91.7%	Disparo Soplado
18/03/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.64	38 mm	ANFO	91.1%	-
18/03/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68	38mm	ANFO	90.0%	-
19/03/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.65	38 mm	ANFO	91.7%	Disparo Soplado

Fuente: Elaboración propia en base a monitoreo de campo.

Se observa variación en la longitud de perforación entre disparos, asociada al desempeño de los perforistas. Esta diferencia se debe a la falta de control durante la perforación, la celeridad en la ejecución y la ausencia de verificación por parte de supervisión, lo que genera taladros con longitudes no uniformes. Asimismo, la presencia de disparos “soplados” evidenciada en el monitoreo confirma estas deficiencias operativas, afectando directamente el desempeño de la voladura.

4.3.2.1. Evaluación de la Perforación

4.3.2.1.1. Tiempo de Perforación/Disparo

La perforación en la galería Esperanza del nivel 1240 se realiza mediante equipo neumático tipo Jackleg, utilizando taladros de 6 pies (1.80 m), con un total de 39 taladros por disparo.

De acuerdo con rendimientos operativos típicos para este tipo de equipo en macizos rocosos de calidad RMR 55 (roca regular), el tiempo promedio de perforación se considera en 3.2 minutos por metro perforado.

Cálculo del tiempo de perforación:

Longitud total perforada:

$$L = 39 \times 1.68 = 65.52 \text{ m}$$

Tiempo total de perforación:

$$T = 65.52 \times 3.2 = 209.66 \text{ min}$$

Conversión a horas:

$$T = \frac{209.66}{60} = 3.494 \text{ h}$$

El tiempo total de perforación por disparo es aproximadamente:

$$\mathbf{T = 3.49 \text{ horas}}$$

4.3.2.1.2. Desviación

La desviación de los taladros es un factor crítico en galerías angostas, ya que altera la geometría del corte y la distribución de la energía durante la voladura.

Para el presente caso, se consideran las siguientes condiciones operativas:

- **Diámetro de broca:** 38 mm
- **Longitud del taladro:** 1.80 m
- **Equipo de perforación:** Jackleg manual

En perforación manual, la desviación típica aceptable se encuentra en el rango de 2 % a 5 % de la longitud del taladro.

Cálculo de la desviación máxima esperada

$$Desviación = 1.80 \times 0.05$$

$$Desviación = 0.09 \text{ m} = 9 \text{ cm}$$

4.3.3. Evaluación de la Actual Voladura

En el frente de la galería Esperanza del nivel 1240, la voladura se ejecuta empleando ANFO como agente explosivo, cuya evaluación se realiza a partir de su aplicación en campo, considerando las condiciones de carguío, su comportamiento durante la detonación y los resultados obtenidos en términos de avance y eficiencia; si bien en labores de desarrollo podría asumirse que el objetivo principal es el avance, en este caso, al tratarse de una labor asociada a la explotación de mineral, también es necesario asegurar una fragmentación adecuada que permita su manejo y optimice el ciclo productivo, por lo que se busca evaluar y mejorar integralmente el desempeño del explosivo, contrastando las especificaciones técnicas del producto (ficha FAMESA) con las observaciones operativas registradas durante la ejecución de la voladura.

Tabla 11*Especificaciones técnicas ANFO.*

Especificación técnica	Unidad	Valor
Densidad aparente	g/cm ³	0.82
Velocidad de detonación (VD)	m/s	3 200
Presión de detonación	kbar	45
Energía (valor calorífico / energía)	kcal/kg ó KJ/kg	Alrededor 900
Potencia relativa por peso (RWS)	%	70 - 75
Potencia relativa por volumen (RBS)	%	85 - 90
Resistencia al agua	—	Nula (no resistente).
Clasificación / denominación	—	Denominación genérica

Fuentes: Fichas técnicas FAMESA.

4.3.3.1. Reporte de Voladura con ANFO

La distribución de carga y los parámetros operativos del disparo con ANFO se presentan de forma resumida en la siguiente tabla, donde se detallan los tipos de taladros, cantidades de explosivo y configuración de la malla aplicada en el frente.

Tabla 12*Distribución de carga de explosivos con ANFO e iniciador dinamita*

Ubicación de Taladros	Nº de taladros	Longitud de carga (m)	Densidad ANFO (g/cm ³)	Carga de ANFO por taladro (kg)	Carga de iniciador (dinamita) (kg)	Longitud de carga de dinamita (m)	Densidad de dinamita (g/cm ³)	Carga total por tipo (kg)
Tal. Alivio	4	-	-	0.00	0.000	-	-	0.00
Tal. Arranque	3	1.10	0.85	0.83	0.080	0.18	1.12	2.73
Tal. Ayuda	4	1.10	0.85	0.83	0.080	0.18	1.12	3.64
Tal. Sobreayuda	4	1.10	0.85	0.83	0.080	0.18	1.12	3.64
Tal. Producción	8	1.10	0.85	0.83	0.080	0.18	1.12	7.28
Tal. Cuadradores	4	1.10	0.85	0.83	0.080	0.18	1.12	3.64
Tal. Corona	5	1.10	0.85	0.83	0.080	0.18	1.12	4.55
Tal. Ayuda corona	2	1.10	0.85	0.83	0.080	0.18	1.12	1.82
Tal. Arrastre	5	1.10	0.85	0.83	0.080	0.18	1.12	4.55
TOTAL	39	-	-	-	-	-	-	31.85

Fuente: Fichas técnicas de FAMESA.

De acuerdo con la tabla 12, se emplean 39 taladros con un consumo total de 31.85 kg de explosivo por disparo, manteniendo una distribución uniforme de carga, excepto en los taladros de alivio. Esta configuración corresponde a un esquema convencional; sin embargo, el uso de ANFO puede presentar limitaciones en la eficiencia de la voladura, afectando la fragmentación y el avance obtenido. La malla de perforación y distribución de taladros es deficiente. (Véase en la Figura 13).

Malla de perforación – Explosivo ANFO + dinamita

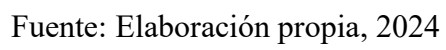
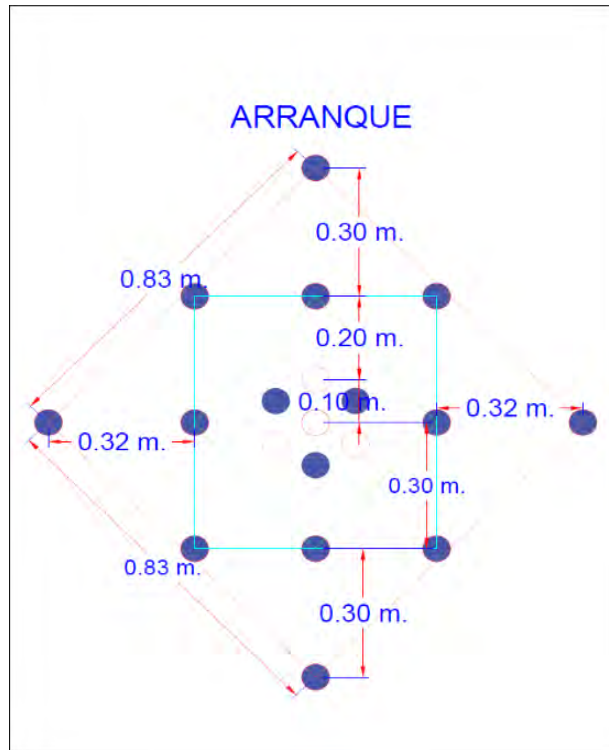


Figura 14

Esquema de arranque y especificaciones técnicas



Fuente: Elaboración propia.

4.3.3.2. Granulometría

La granulometría del material volado condiciona la eficiencia del carguío y la necesidad de voladura secundaria. Con un factor de potencia de 1.72 kg/TM, se evidencia un consumo elevado de explosivo para labores de desarrollo, indicando una baja eficiencia en la distribución de la energía.

Esta condición genera fragmentación heterogénea, con material fino en zonas sobrecargadas y presencia de bolones en sectores afectados por humedad o fallas de detonación. La ocurrencia de disparos soplados confirma una pérdida de energía, afectando la uniformidad de la fragmentación.

4.3.3.3. Proyección de partícula (Fly Rock)

La proyección de partículas se asocia a una liberación de energía mal confinada. En este caso, se presentan las siguientes condiciones:

- Desviación de taladros
- Presencia de humedad en taladros

Estas condiciones favorecen la proyección de fragmentos hacia el frente y hastiales, incrementando el riesgo para el personal, el daño al sostenimiento y la necesidad de reingreso controlado al frente.

4.3.3.4. Evaluación de vibraciones inducidas por la voladura

Las vibraciones generadas por la voladura dependen directamente de la masa de explosivo detonada por retardo, por lo que su correcta estimación requiere identificar los grupos de taladros que detonan simultáneamente dentro de la secuencia de disparo.

De acuerdo con la distribución de carga presentada en la Tabla 10, cada taladro contiene una carga total aproximada de:

$$Carga\ por\ taladro = ANFO + iniciador = 0.83 + 0.08 = 0.91\ kg$$

En la secuencia de voladura aplicada en el frente, se considera que los taladros de producción y ayuda detonan en el mismo retardo, constituyendo el grupo con mayor carga simultánea. Por lo tanto, la masa máxima por retardo se determina como:

- Taladros de producción: $8 \times 0.91 = 7.28\ kg$
- Taladros de ayuda: $4 \times 0.91 = 3.64\ kg$

4.3.3.4.1. Masa máxima por retardo (W)

$$W = 7.28 + 3.64 = 10.92\ kg$$

La estimación de la vibración se realiza mediante el modelo empírico de velocidad pico de partícula (PPV), propuesto por el United States Bureau of Mines (USBM) (Duvall & Fogelson, 1962):

$$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt{W}} \right)^{-n}$$

Donde:

- PPV = Velocidad pico de partícula (mm/s)
- W = Masa máxima de explosivo por retardo (kg)
- D = Distancia desde la voladura al punto de control (m)
- K, n = Constantes empíricas del macizo rocoso
- Se adoptan valores típicos para roca subterránea:
 - K = 700
 - n = 1.6

Se considera una distancia representativa en labores subterráneas de:

D=20m

Cálculo de la distancia escalada

$$SD = \frac{D}{\sqrt{W}} = \frac{20}{\sqrt{10.92}} = 6.06$$

Cálculo de la PPV

$$PPV = 700(6.06)^{-1.6}$$

$$PPV = 700 \times 0.056 = \mathbf{39.3mm/s}$$

El valor obtenido de PPV ≈ 39.3 mm/s corresponde a un nivel de vibración bajo a moderado, dentro de rangos aceptables para labores subterráneas; sin embargo, en macizos rocosos

fracturados puede generar efectos acumulativos sobre el contorno. Este resultado se explica por la consideración de la secuencia de retardos, donde la masa máxima por retardo está definida por la detonación conjunta de los taladros de producción y ayuda, lo que permite controlar la energía liberada y reducir las vibraciones respecto a un escenario de detonación simultánea.

Tabla 13

Escala de Rangos de Vibraciones en Minería Subterránea

Rango de PPV (mm/s)	Interpretación del efecto en excavaciones subterráneas
0 – 10 mm/s	Vibraciones muy bajas; operación normal sin impacto en la estabilidad del túnel.
10 – 50 mm/s	Vibraciones bajas a moderadas; pueden afectar estructuras débiles o geología con fracturas si no se controla.
50 – 100 mm/s	Vibraciones moderadas a altas; potencial de micro-daños a roca o soporte si se repiten.
100 – 200 mm/s	Vibraciones altas; riesgo de inestabilidad en techos o paredes no reforzadas.
> 200 mm/s	Vibraciones muy altas; efectos severos, riesgo significativo de daño estructural y fracturamiento.

Fuente: Dowding (1996) y Siskind et al. (1980).

4.3.3.5. Tonelaje por Disparo

El tonelaje por disparo se determina a partir del volumen de roca removida, considerando la geometría de la labor, el avance efectivo y la densidad in situ del macizo rocoso.

Primero se determina el volumen de roca in situ:

$$V = S * L$$

Donde:

- V = Volumen de roca in situ (m³)
- S = Área de la sección transversal (m²)
- L = Longitud de avance (m)

$$V = 4.72 * 1.42$$

$$V = 6.70 \text{ m}^3$$

Posteriormente, se determina el volumen de roca esponjada considerando el factor de esponjamiento:

$$V_e = V * F_e$$

Donde:

V_e = Volumen de roca esponjada (m^3)

V = Volumen de roca in situ (m^3)

F_e = Factor de esponjamiento

$$V_e = 7.79 m^3$$

Finalmente, el tonelaje por disparo se determina a partir del volumen in situ y la densidad de la roca:

$$T = V * \rho$$

Donde:

T = Tonelaje por disparo (TM)

V = Volumen de roca in situ (m^3)

ρ = Densidad de la roca (t/m^3)

$$T = 6.77 * 2.3$$

$$T = 15.58 TM$$

4.3.3.6. Evaluación del consumo y eficiencia del explosivo

4.3.3.6.1. Factor de Carga

El factor de carga se determina como la relación entre la masa de explosivo y el volumen de roca volada.

$$FC = \frac{Me}{V}$$

$$\frac{31.85kg}{7.79 m^3} = 4.09 kg/m^3$$

4.3.3.6.2. Factor de Carga Lineal

El factor de carga lineal relaciona la masa total de explosivo con el avance por disparo.

$$FCL = \frac{Me}{L}$$

$$\frac{31.85kg}{1.42m} = 22.43 kg/m$$

4.3.3.6.3. Factor de Potencia

El factor de potencia relaciona la masa de explosivo con el tonelaje de roca volada.

$$FP = \frac{Me}{T}$$

$$\frac{31.85kg}{15.58 TM} = 2.04 kg/TM$$

4.3.4. Resumen de Parámetros de Voladura con ANFO FAMESA

En la Tabla 14 se presenta el resumen de los principales parámetros obtenidos a partir de la evaluación de la voladura con ANFO en el frente de la galería Esperanza del nivel 1240, los cuales permiten analizar el desempeño operativo del proceso.

Tabla 14*Resumen de parámetros de voladura con ANFO.*

Parámetro	Valor	Unidad
Avance lineal promedio	1.42	m
Volumen removido	7.79	m ³
Toneladas removidas	15.58	TM
Factor de carga	4.09	kg/m ³
Factor de carga lineal	22.43	kg/m
Factor de potencia	2.74	kg/TM

Fuente: Elaboración propia basada en análisis técnico

Los resultados muestran un elevado consumo de explosivo, reflejado en los valores de factor de carga y factor de potencia, los cuales se incrementan al considerar el avance real por disparo. Esta condición indica baja eficiencia en el uso de la energía, evidenciada por disparos sopladados, fragmentación no uniforme y pérdidas de avance. En conjunto, estos resultados reflejan limitaciones del ANFO en las condiciones del frente.

4.3.4.1. Eficiencia de Voladura

La eficiencia de la voladura se determina como la relación entre el avance real obtenido y la longitud perforada.

$$Eficiencia = \frac{Avance\ real}{Longitud\ perforada}$$

$$Eficiencia = \frac{1.42}{1.68} = 85\%$$

Este valor indica una eficiencia baja para labores de desarrollo, evidenciando pérdidas en el aprovechamiento del barreno. La presencia recurrente de disparos sopladados confirma la ineficiencia del proceso.

4.3.4.2. Avance por Disparo

Avance promedio: 1.42 m

Avance teórico: 1.68 m

La diferencia de 0.26 m por disparo, acumulada en 30 disparos mensuales, representa:

$$0.26 \times 30 = 7.8 \text{ m/mes de avance perdido}$$

4.3.5. Observaciones de la Voladura

El volumen removido por disparo se determinó considerando la sección de la labor (7'x8'), el avance real de 1.42 m, un factor de esponjamiento de 1.15, obteniéndose valores coherentes con la evaluación realizada.

Se identifican disparos soplados, variabilidad en la fragmentación y pérdidas de avance, lo que afecta directamente el desempeño de la voladura.

4.4. PROPUESTA DE IMPLEMENTACIÓN DE EMULNOR EN LA VOLADURA

4.4.1. Perforación

La operación de perforación mantendrá los mismos equipos y accesorios, pero la implementación de los nuevos explosivos EMULNOR requiere una reconfiguración del diseño de voladura para optimizar el aprovechamiento de sus características técnicas y garantizar la eficiencia operativa.

4.4.2. Diseño de la Malla de Perforación para la Voladura con EMULNOR

El diseño del arranque se realiza mediante el método de Holmberg, el cual permite establecer las condiciones necesarias para la generación de la cara libre inicial en la voladura subterránea. Este procedimiento considera la disposición de taladros de alivio sin carga, cuya función es facilitar la expansión de los gases de detonación y reducir el confinamiento del macizo rocoso.

Tabla 15*Características técnicas de emulsiones encartuchadas tipo EMULNOR*

Especificaciones Técnicas	Unidad	EMULNOR 5000	EMULNOR 3000	EMULNOR 1000
Densidad	g/cm ³	1.16	1.14	1.13
Potencia relativa	%	105	100	85
Presión de detonación	Kbar	88	93	95
Energía	Kcal/kg	1010	920	785
Volumen de gases	L/kg	870	880	920
Resistencia al agua	-	Excelente	Excelente	Excelente

Fuente: FAMESA Explosivos S.A.C.

4.4.2.1. Diseño de los Parámetros de Perforación y Voladura según el Manual de EXSA

Para realizar los cálculos de los parámetros de perforación y voladura se toma como base la galería Esperanza del nivel 1240, donde la roca corresponde a granodiorita de calidad buena, con un RMR de 66. En las coronas se considera voladura controlada utilizando explosivos de menor energía. Se tienen los siguientes datos de campo: (Véase Tabla 16)

Tabla 16*Características del frente*

DATOS DE CAMPO	VALOR
Tipo de roca	Clase II – Buena
RMR	66
Densidad	2.3 TM/m ³
Ancho	7 pies
Largo	8 pies
Diámetro taladro de producción	38 mm
Diámetro taladro de alivio	38 mm
Longitud de barra	6 pies – 1.80 m
Desviación de taladros de contorno	3°
Desviación angular	0.01
Desviación del collar	0.02

Fuente: Elaboración propia

4.4.2.2. Cálculo del Perímetro

Para determinar el perímetro de la sección de la galería se considera su geometría, conformada por el piso, dos hastiales verticales y una corona en forma de media circunferencia.

Datos:

$$B = 2.13 \text{ m}$$

$$H = 2.44 \text{ m}$$

El radio de la corona se determina mediante:

$$r = \frac{B}{2}$$
$$r = \frac{2.13}{2} = 1.07 \text{ m}$$

La altura del hastial es:

$$h = 1.37 \text{ m}$$

La longitud del arco de la corona se calcula mediante:

$$L_a = \pi * r$$
$$L_a = \pi(1.07) = 3.36 \text{ m}$$

Finalmente, el perímetro de la sección es:

$$P = B + 2 * h + L_a$$
$$P = 2.13 \text{ m} + 2(1.37) + 3.36$$
$$P = 8.23 \text{ m}$$

Por tanto, el perímetro de la sección de la galería es 8.23 m.

4.4.2.3. Cálculo del número de taladros

De acuerdo con el Manual Práctico de Voladura de EXSA, el número de taladros puede determinarse mediante:

$$N_t = \frac{P}{d_t} + (c * S)$$

Donde:

Nt = número total de taladros.

P = perímetro de la sección, m.

dt = distancia entre taladros, m.

c = coeficiente de roca.

S = área de la sección, m².

Para el presente cálculo se consideran:

P = 8.23 m

dt = 0.50 m

c = 2.00

Debido a que la sección de la galería está conformada por un tramo rectangular y una corona en forma de media circunferencia, el área de la sección S se determina considerando ambas geometrías:

$$S = (B * h) + \left(\pi * \frac{r^2}{2} \right)$$

$$S = (2.13 * 1.37) + \left(\pi * \frac{1.07^2}{2} \right)$$

$$S = 4.72 \text{ m}^2$$

Con el área y el perímetro determinados, se reemplazan los valores en la ecuación del número de taladros:

$$N_t = \frac{8.23}{0.5} + (2.0 * 4.72)$$

$$N_t = 25.9 = 26 \text{ taladros}$$

4.4.2.4. Cálculo del volumen de roca

El volumen de roca a romper por disparo se determina mediante:

$$V = S * L$$

Donde:

- V = Volumen de roca, en m³
- S = Área de la sección transversal, en m².
- L = Longitud efectiva del taladro, en m.

Considerando:

$$S = 4.72 \text{ m}^2$$

$$L = 1.68 \text{ m}$$

$$V = 4.72 * 1.68$$

$$V = 8.011 \text{ m}^3 = 8.01 \text{ m}^3$$

4.4.2.5. Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio

Según el Manual Práctico de Voladura de EXSA, cuando se emplean varios taladros vacíos, el diámetro equivalente se determina mediante:

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

Si consideramos:

$$\phi_1 = 38 \text{ mm}$$

N = 4 taladros de alivio

$$\phi_2 = 76 \text{ mm} = 0.076 \text{ m}$$

4.4.2.6. Cálculo del burden y espaciamiento de los cuadrantes del arranque

Para determinar el burden y el espaciamiento de los cuadrantes del arranque se emplean las relaciones propuestas en el Manual Práctico de Voladura de EXSA. (Véase en la Tabla 17).

Tabla 17

Cálculo del Burden y espaciamiento de los cuadrantes del arranque

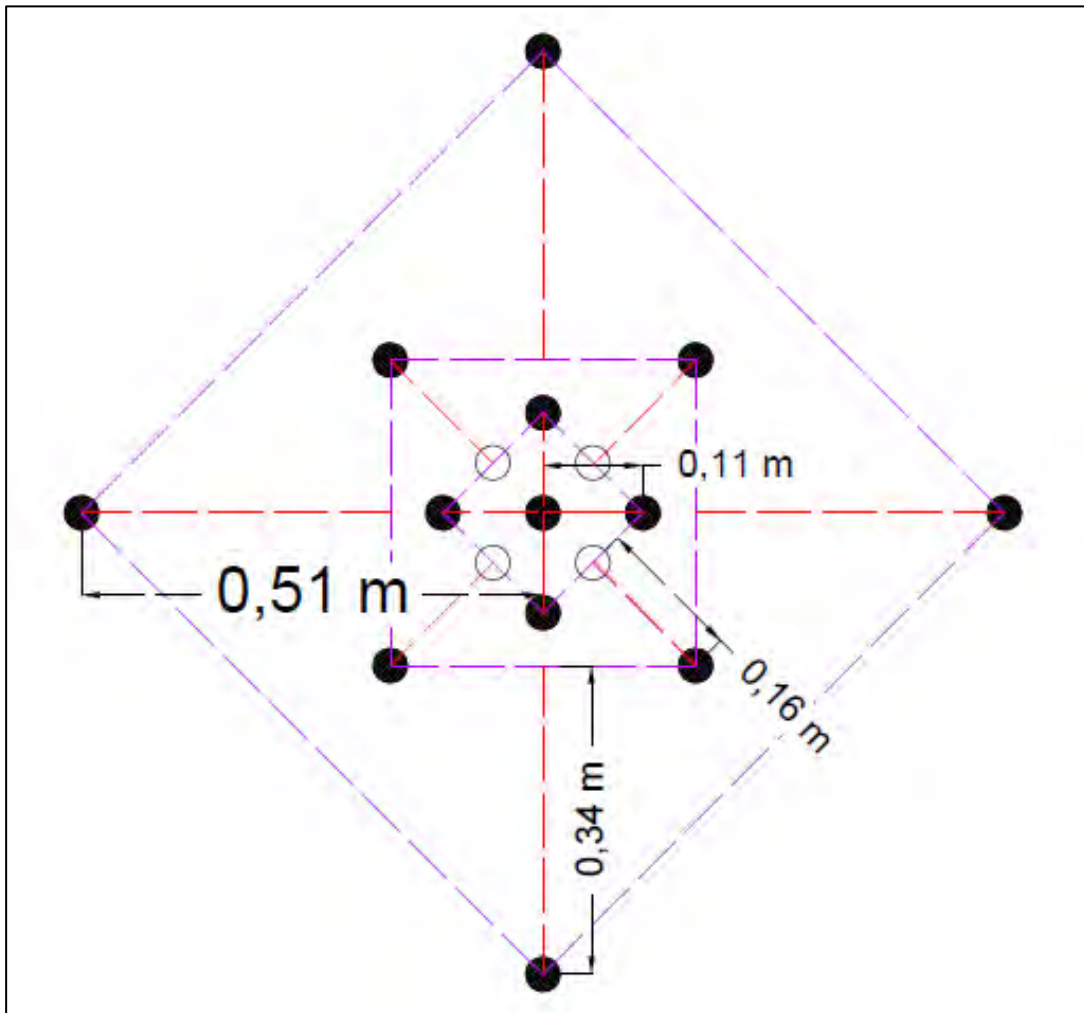
Sección	Parámetro	Fórmula	Reemplazo	Resultado
Primera	Burden	$B_1 = 1.5 \times \varnothing_2$	$B_1 = 1.5 \times 0.076$	0.11 m
Primera	Espaciamiento	$E_1 = B_1 \times \sqrt{2}$	$E_1 = 0.11 \times \sqrt{2}$	0.16 m
Segunda	Burden	$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$	$B_2 = 0.11 \times \sqrt{2}$	0.16 m
Segunda	Espaciamiento	$E_2 = 1.5 \times B_2 \times \sqrt{2}$	$E_2 = 1.5 \times 0.16 \times \sqrt{2}$	0.34 m
Tercera	Burden	$B_3 = 1.5 \times B_2 \times \sqrt{2}$	$B_3 = 1.5 \times 0.16 \times \sqrt{2}$	0.34 m
Tercera	Espaciamiento	$E_3 = 1.5 \times B_3 \times \sqrt{2}$	$E_3 = 1.5 \times 0.34 \times \sqrt{2}$	0.72 m

Fuente: Manual Práctico de Voladura de EXSA.

Debido a que la labor presenta una sección transversal pequeña, para el diseño del arranque se consideran únicamente tres cuadrantes, ya que estos permiten generar y ampliar progresivamente la abertura necesaria para la rotura del frente. En consecuencia, los valores correspondientes al cuarto cuadrante se presentan únicamente como referencia teórica y no serán considerados en el diseño final de la malla de perforación, para ello se muestra el arranque en la Figura 15.

Figura 15

Diseño del arranque de la malla de perforación



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 18

Cálculo de la densidad de carga del agente de voladura

Explosivo	Densidad (gr/cm ³)	Peso/Unid Kg	Diámetro (mm)	Kg/m (q)
Emulnor 5000 1 ¼" x 12"	1.16	0.266	31.75	0.92
Emulnor 3000 1 ¼" x 12"	1.14	0.266	31.75	0.90

Fuente: Ficha técnica FAMESA

4.4.2.7. Cálculo de la cantidad de explosivo por taladro

Para el cálculo de la carga explosiva se considera una longitud efectiva del taladro de 1.68 m y un factor de carguío de 2/3.

$$L_t = 1.68 \text{ m}$$

La longitud de carga se determina mediante:

$$L_c = L_t * \left(\frac{2}{3}\right)$$

$$L_c = 1.68 \text{ m} * \left(\frac{2}{3}\right)$$

$$L_c = 1.12 \text{ m}$$

La concentración lineal de carga considerada en función de la ficha técnica es:

- EMULNOR 5000: 0.92 kg/m
- EMULNOR 3000: 0.90 kg/m

4.4.2.7.1. Taladros con EMULNOR 5000

$$Q = 0.92 * 1.12$$

$$Q = 1.03 \text{ kg/taladro}$$

Considerando 0.266 kg por cartucho:

$$N_c = \frac{1.03}{0.266} = 3.87 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

$$Q_{real} = 4 * 0.266 = 1.06 \frac{\text{kg}}{\text{taladro}}$$

4.4.2.7.2. Taladros con EMULNOR 5000 y EMULNOR 3000

Se considera la mitad de la longitud de carga para cada explosivo:

$$L_{5000} = L_{3000} = 0.56 \text{ m}$$

Para EMULNOR 5000:

$$Q_{5000} = 0.92 * 0.56 = 0.52 \text{ kg}$$

Para EMULNOR 3000:

$$Q_{3000} = 0.90 * 0.56 = 0.50 \text{ kg}$$

$$Q_T = 0.52 + 0.50 = 1.02 \frac{\text{kg}}{\text{taladro}}$$

$$N_C = \frac{1.02}{0.266} = 3.83 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

Por tanto, se consideran 2 cartuchos de EMULNOR 5000 y 2 cartuchos de EMULNOR 3000, equivalentes a:

$$Q_{real} = 4 * 0.266 = 1.06 \frac{\text{kg}}{\text{taladro}}$$

4.4.2.7.3. Taladros con EMULNOR 3000

$$Q = 0.90 * 1.12$$

$$Q = 1.01 \text{ kg/taladro}$$

$$N_C = \frac{1.01}{0.266} = 3.79 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

$$Q_{real} = 4 * 0.266 = 1.06 \frac{\text{kg}}{\text{taladro}}$$

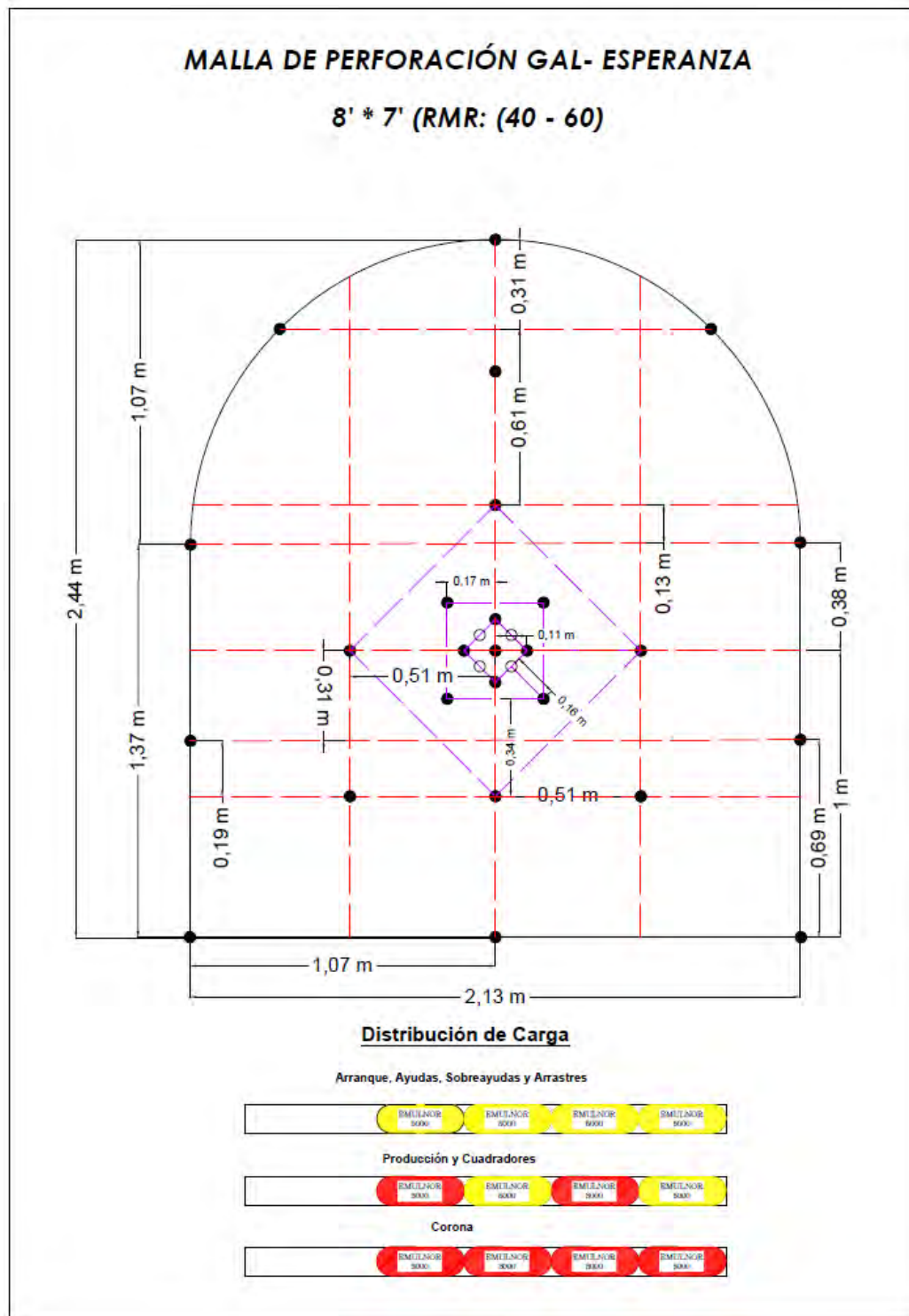
Por tanto, se consideran tres tipos de carga: 4 cartuchos de EMULNOR 5000; 2 cartuchos de EMULNOR 5000 + 2 cartuchos de EMULNOR 3000; y 4 cartuchos de EMULNOR 3000.

4.4.2.8. Nueva Malla de Perforación

Con los resultados obtenidos en la Tabla 17, se procede a presentar la malla de perforación junto con la distribución de taladros y carga. (Véase Fig. 16)

Figura 16

Malla de perforación de la galería Esperanza (8' × 7', RMR: 40–60)



Fuente: Elaboración Propia

El nuevo diseño de la malla de perforación para la galería Esperanza se desarrolló tomando como referencia los criterios establecidos en el Manual Práctico de Voladura de EXSA, considerando la geometría de la sección, las características del macizo rocoso y la distribución funcional de los taladros. La malla propuesta está conformada por 26 taladros cargados y 4 taladros vacíos, haciendo un total de 30 perforaciones. Los 4 taladros vacíos corresponden exclusivamente a los taladros de alivio del arranque, cuya función es generar la cara libre inicial necesaria para favorecer la rotura progresiva del frente.

Tabla 19

Distribución de taladros de la malla de perforación propuesta

Tipo de taladro	Cantidad
Tal. Vacíos	4
Tal. Arranque	5
Tal. Ayuda	4
Tal. Sobreayuda	4
Tal. Producción	3
Tal. Cuadradores	2
Tal. Arrastres	3
Tal. Corona	5
Total	30

Fuente: Elaboración propia.

4.4.2.9. Tiempo de Perforación

- Taladros cargados: 26
- Taladros vacíos: 4
- Total de taladros perforados: 30
- Longitud por taladro: 1.68 m
- Rendimiento del Jackleg: 3.2 min/m

Cálculo de longitud total perforada:

$$L = 30 \times 1.68 = 50.40 \text{ m}$$

Tiempo de perforación:

$$T = 50.40 \times 3.2 = 161.28 \text{ min}$$

$$T = 2.69 \text{ h}$$

4.4.3. Mejora en la Voladura con Emulnor

El uso de EMULNOR permite una mejor transmisión de energía, especialmente en condiciones de humedad, logrando mayor eficiencia con menor consumo de explosivo.

4.4.3.1. Consumo de explosivo por disparo

La solución técnica propuesta reemplaza el ANFO convencional por emulsiones EMULNOR 5000 y 3000 de 1 ¼" * 12", eliminando los problemas de resistencia al agua y optimizando la fragmentación mediante su mayor densidad energética y presión de detonación, manteniendo la geometría de perforación existente.

Tabla 20

Comparativa de características técnicas de explosivos

Característica técnica	Unidad	ANFO convencional	Emulnor 5000	Emulnor 3000
Densidad relativa	g/cm ³	0.82 ± 0.10	1.16	1.14
Velocidad de detonación	m/s	3,200 ± 300	4,500	4,400
Presión de detonación	kbar	35–45	95	93
Energía	kcal/kg	~900	1010	920
Potencia relativa en peso	%	70–75	87	102
Potencia relativa en volumen	%	85–90	120	142
Resistencia al agua	—	Nula	Excelente	Excelente
Categoría de humos	—	Aceptable	Primera categoría	Primera categoría

Fuente: Catálogo FAMESA y especificaciones técnicas

4.4.4. Evaluación de la Nueva Voladura

La selección del explosivo Emulnor como sustituto se fundamenta en su alta resistencia al agua, lo que lo convierte en una alternativa confiable frente al ANFO convencional. Para validar su desempeño se realizaron pruebas controladas en campo con este nuevo explosivo y la malla de perforación propuesta. Las principales condiciones de ensayo fueron:

- Registro de avance por disparo.
- Periodo: 05 al 14 de abril de 2024.
- Evaluación en ambas guardias.
- Equipo: Jackleg manual.
- Longitud nominal: 1.80 m.
- Longitud efectiva: 1.68 m.
- Explosivo: EMULNOR 5000 y 3000.

Los datos recabados se muestran la tabla 21.

Tabla 21*Segunda recopilación en campo de voladura*

Labor	Fecha	Guardia	Equipo	Long. Nominal	Long. Perf.	Diámetro	Explosivo
Ga esperanza	05/04/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	05/04/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	06/04/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	06/04/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	07/04/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Esperanza	07/04/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	08/04/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza.	08/04/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	09/04/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	09/04/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	10/04/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	10/04/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	11/04/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	11/04/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	12/04/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	12/04/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	13/04/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	13/04/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	14/04/2024	Día	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000
Ga esperanza	14/04/2024	Noche	Jackleg	6 pies	1.68 m	38 mm	Emulnor 5000-3000

Fuente: Elaboración propia

En los días de prueba con el explosivo Emulnor se evidenció que no se presentó ningún disparo soplado en ninguna fecha ni guardia. Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, expresadas en el RMR, se mantuvieron entre 60-70, clasificándolo como roca competente.

4.4.4.1. Reporte de Voladura

Se realizó la evaluación integral de perforación y voladura, considerando el número de taladros, la distribución según su ubicación, la cantidad de cartuchos por taladro y el peso total de explosivo por disparo.

- Conteo de taladros según su ubicación (arranque, ayuda, sobreayuda, producción, cuadradores, corona y arrastre).
- Determinación del número de cartuchos por taladro.
- Cálculo del peso total de explosivo por disparo.

Tabla 22

Análisis de taladros con EMULNOR

Ubicación de taladros	N.º de taladros	Cartuchos por taladro	Peso por taladro (kg)	Peso total (kg)
Tal. Vacíos	4	0	0.000	0.000
Tal. Arranque	5	4	1.064	5.320
Tal. Ayuda	4	4	1.064	4.256
Tal. Sobreayuda	4	4	1.064	4.256
Tal. Producción	3	4	1.064	3.192
Tal. Cuadradores	2	4	1.064	2.128
Tal. Corona	5	4	1.064	5.320
Tal. Arrastre	3	4	1.064	3.192
TOTAL	30			27.664 kg

Fuente: Elaboración propia.

Con base en estos resultados, se recalcularon los parámetros de perforación y voladura. Para el volumen y tonelaje total se consideró el nuevo avance lineal registrado, manteniendo las dimensiones originales de la labor. Asimismo, el factor de carga y potencia se determinó a partir del peso total en kilogramos por cada malla, calculado en la Tabla 22.

4.4.4.2. Cálculos de Voladura

Datos de cálculo:

- Sección de la labor: 4.72 m²
- Avance real: 1.60 m
- Factor de esponjamiento: 1.15
- Densidad del macizo rocoso: 2.3 t/m³
- Taladros cargados: 26
- Taladros vacíos: 4
- Total de perforaciones: 30
- Cartuchos totales por frente: 104
- Peso por cartucho: EMULNOR 3000 (0.266 kg) y EMULNOR 5000 (0.266 kg)

4.4.4.2.1. Volumen por disparo

Para determinar el volumen de roca por disparo se utiliza el área real de la sección transversal obtenida previamente mediante el cálculo geométrico por integración.

$$V = S * L$$

Reemplazando:

$$V = 4.72 * 1.60$$

$$V = 7.6304 = 7.63 \text{ m}^3$$

Posteriormente, considerando el factor de esponjamiento de 1.15:

$$V_e = V * F_e$$

$$V_e = 7.63 * 1.15$$

$$V_e = 8.77 \text{ m}^3$$

Por lo tanto, el volumen de roca in situ por disparo es de 7.63 m³ y el volumen de roca esponjada es de 8.77 m³.

4.4.4.2.2. Tonelaje por disparo

$$T = 7.63 \times 2.3$$

$$T = 17.54992 \text{ TM} = 17.55 \text{ TM}$$

4.4.4.2.3. Peso total de explosivo por frente

De acuerdo con la Tabla 22, la malla propuesta está conformada por 26 taladros cargados, considerando 4 cartuchos de explosivo por cada taladro. Por tanto, el número total de cartuchos empleados por frente es:

$$N = 26 * 4$$

$$N = 104 \text{ cartuchos}$$

Considerando un peso unitario de 0.266 kg por cartucho, el peso total de explosivo por frente se determina mediante:

$$P_{total} = 104 \times 0.266$$

$$P_{total} = 27.664 \text{ kg}$$

Por tanto:

Peso total de explosivo por frente = 27.66 kg

4.4.4.2.4. Factor de carga (kg/m³)

Cálculo:

$$\frac{27.66 \text{ kg}}{8.77 \text{ m}^3} = 3.15 \text{ kg/m}^3$$

Resultado:

Factor de carga = 3.15 kg/m³

4.4.4.2.5. Factor de carga lineal (kg/m)

Cálculo:

$$\frac{27.66 \text{ kg}}{1.60 \text{ m}} = 17.29 \text{ kg/m}$$

Resultado:

Factor de carga lineal = 17.29 kg/m

4.4.4.2.6. Factor de potencia (kg/ton)

Cálculo:

$$\frac{27.66 \text{ kg}}{17.55 \text{ TM}} = 1.58 \text{ kg/TM}$$

Resultado:

Factor de potencia = 1.58 kg/TM

4.4.4.2.7. Resumen de resultados

Tabla 23

Resumen de parámetros de voladura con EMULNOR

Parámetro	Valor	Unidad
Volumen por disparo	8.77	m ³
Tonelaje por disparo	17.55	TM
Cartuchos totales por frente	104	unid.
Peso total de explosivo	27.66	kg
Factor de carga o voladura	3.15	kg/m ³
Factor de carga lineal	17.29	kg/m
Factor de potencia	1.58	kg/TM

Fuente: Elaboración propia

4.4.4.2.8. Avance por disparo

Está directamente relacionado con la eficiencia de la voladura, el diseño de la malla y el tipo de explosivo utilizado.

Datos utilizados:

- Longitud perforada efectiva: 1.68 m
- Avance real medido después de la voladura: 1.60 m
- Número de disparos evaluados: 20
- Explosivo: EMULNOR 5000 y 3000

Cálculo del avance por disparo:

El avance por disparo se obtiene directamente de la medición post-voladura:

Avance por disparo = **1.60 m**

4.4.4.2.9. Eficiencia de voladura

La eficiencia de voladura se define como la relación entre el avance real obtenido y la longitud perforada.

Datos:

- Longitud perforada promedio: 1.68 m
- Avance efectivo promedio: 1.60 m
- Disparos soplados: 0

Cálculo:

Eficiencia = (Avance real) / (Longitud perforada)

Eficiencia = 1.60 / 1.68 = 0.95

Eficiencia = 95%

4.4.5. Cálculo Vibraciones Inducidas

Para la estimación de las vibraciones generadas por la voladura en minería subterránea se emplea el modelo empírico propuesto por el United States Bureau of Mines (USBM):

$$PPV = K \left(\frac{W^{0.5}}{D} \right)^n$$

Donde:

PPV = velocidad pico de partícula (mm/s)

W = carga máxima por retardo (kg)

D = distancia al punto de control (m)

K, n = constantes empíricas (roca dura: $K = 700, n = 1.6$)

ANFO (sobrecarga):

$W = 5.32 \text{ kg}$

$D = 20 \text{ m}$

$$PPV = 700 * \left(\frac{\sqrt{5.32}}{20} \right)^{1.6} = 22.09 \text{ mm/s}$$

El menor valor de PPV obtenido se debe a la reducción de la carga máxima por retardo y a una mejor distribución de la energía de detonación, lo que disminuye la amplitud de las ondas sísmicas transmitidas al macizo rocoso en comparación con el uso de ANFO.

4.5. Costos de Perforación y Voladura

4.5.1. Costos de perforación

En el presente apartado se determinan los costos de perforación asociados al ciclo operativo, considerando el equipo de perforación, el consumo de acero (barrenos y broca), mangueras, accesorios y herramientas utilizadas durante la operación. El cálculo se desarrolla en función del costo por metro perforado.

Tabla 24*Costo de equipo de perforación*

Descripción	P.U. (US\$)	Vida útil (pies)	Costo unitario (US\$/pie)	Costo US\$/m
Máquina perforadora (Jackleg)	4,950.00	120,000	0.041	0.18
Costo Total por Equipo				0.18 US\$/m

Fuente: Elaboración Propia

El costo asociado al equipo de perforación asciende a 0.18 US\$/m, determinado en función del valor de adquisición de la máquina y su vida útil operativa.

Tabla 25*Costo de barrenos y broca*

Descripción	Precio (US\$)	Vida útil (ft)	Costo (US\$/ft)	Uso real (ft)	Proporción	Costo US\$/ft equivalente	Costo US\$/m
Barra cónica 4 ft	90.00	1000	0.09	3.60	0.65	0.0585	0.19
Barra cónica 6 ft	120.00	1000	0.12	1.91	0.35	0.0420	0.14
Subtotal barras cónicas						0.1005	0.33
Broca 38 mm	35.00	350	0.10	5.51	1.00	0.1000	0.33
Total barrenos y broca						0.2005	0.66 US\$/m

Fuente: Elaboración Propia

El costo de barrenos y broca asciende a 0.66 US\$/m, siendo el componente de mayor incidencia dentro del costo de perforación. Este valor considera el uso real de las barras cónicas durante el avance del taladro: primero se emplea la barra de 4 ft y posteriormente la barra de 6 ft para completar la longitud efectiva de perforación. Asimismo, la broca de 38 mm se considera durante toda la longitud perforada. Adicionalmente, se consideran los costos de mangueras, accesorios y materiales auxiliares empleados durante la perforación. Estos elementos se calculan

en función de su precio unitario, vida útil y consumo por disparo, para luego expresarlos en costo por metro perforado.

Tabla 26

Costo de mangueras, accesorios y materiales

Descripción	Precio (US\$)	Vida útil	Costo por disparo (US\$)	Costo US\$/m
Manguera 1/2"	1.60	110	0.36	0.009
Manguera 1"	3.36	90	0.90	0.022
Aceite de perforación	11.18	1	3.08	0.077
Subtotal mangueras y accesorios			4.34	0.108
Lampas	8.89	35	0.25	0.006
Picos	11.05	70	0.16	0.004
Llave francesa 16"	25.82	150	0.17	0.004
Sacabarrenos	10.14	150	0.07	0.002
Alambre de amarre N°16	1.49	1	0.37	0.009
Barretillas 4"	16.58	60	0.28	0.007
Barretillas 6"	18.95	60	0.32	0.008
Barretillas 8"	23.42	60	0.39	0.010
Cucharilla	2.93	180	0.02	0.001
Punzón de cobre	2.72	180	0.02	0.001
Soplete para barrido	13.68	180	0.08	0.002
Guiadores de perforación	0.87	45	0.10	0.002
Comba de 8 lb	14.96	120	0.00	0.000
Flexómetro	2.29	45	0.05	0.001
Adaptador split set	100.03	150	0.00	0.000
Plataforma de perforación	394.21	180	2.19	0.054
Alicate	3.95	150	0.03	0.001
Pintura	5.53	1	0.11	0.003
Subtotal materiales			4.59	0.114
TOTAL GENERAL			8.93	0.222 US\$/m

Fuente: Elaboración Propia

El costo total de mangueras, accesorios y materiales asciende a 0.222 US\$/m, conformado por 0.108 US\$/m correspondientes a mangueras y accesorios, y 0.114 US\$/m correspondientes a materiales y herramientas auxiliares.

A partir de los componentes evaluados, se procede a consolidar el costo unitario de perforación.

Tabla 27

Consolidado del costo unitario de perforación

Concepto	Costo (US\$/m)
Equipo de perforación (Jackleg)	0.18
Barrenos y broca	0.66
Mangueras, accesorios y materiales	0.22
Costo total de perforación	1.06 US\$/m

Fuente: Elaboración Propia

El costo unitario de perforación se determina en 1.06 US\$/m perforado, valor obtenido a partir de la suma de los componentes operativos analizados. Este valor constituye la base para la evaluación del costo de perforación en los diferentes diseños de malla.

4.5.1.1. Comparación de costos de perforación

El costo de perforación se calcula en función del costo unitario por metro y los metros perforados por disparo en cada sistema de voladura. Para el sistema con ANFO se consideran 39 taladros, mientras que con EMULNOR se emplean 30 taladros, manteniendo una longitud efectiva de 1.68 m por taladro.

Tabla 28*Comparación de costos de perforación entre ANFO y EMULNOR*

Parámetro	ANFO	EMULNOR
Número de taladros	39	30
Longitud por taladro (m)	1.68	1.68
Metros perforados (m)	65.52	50.40
Costo unitario (US\$/m)	1.06	1.06
Costo por disparo (US\$)	69.45	53.42
Tonelaje por disparo (TM)	15.58	17.55
Costo de perforación (US\$/TM)	4.46	3.04

Fuente: Elaboración Propia

El sistema con ANFO presenta un mayor costo de perforación por disparo debido al mayor número de taladros, alcanzando un valor de 69.45 US\$, mientras que con EMULNOR este costo se reduce a 53.42 US\$.

Al relacionar el costo de perforación con el tonelaje removido, se obtiene un costo de 4.46 US\$/TM para ANFO y 3.04 US\$/TM para EMULNOR.

4.5.2. Costos de Voladura

4.5.2.1. Costos de voladura con ANFO

Se determina el costo de voladura con ANFO en función del consumo de explosivos y accesorios por disparo.

Tabla 29*Costo de explosivos y accesorios de voladura con ANFO*

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U. (US\$)	Costo (US\$)
ANFO (granel)	kg	29.05	0.95	27.60
Dinamita iniciadora	cart	35	3.32	116.20
Carmex 2.10 m	und	35	0.82	28.70
Mecha rápida	m	6	0.43	2.58
Total explosivos y accesorios				175.08 US\$/disparo

Fuente: Elaboración Propia

Costo total de voladura con ANFO: 175.08 US\$/disparo. (Véase la Tabla 29)

4.5.2.2. Costos de voladura con EMULNOR

Se determina el costo de voladura con EMULNOR, considerando el consumo de emulsiones encartuchadas y accesorios por disparo.

Tabla 30

Costo de explosivos y accesorios de voladura con EMULNOR

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U. (US\$)	Costo (US\$)
EMULNOR 5000 1 1/4" × 12"	cart	74	1.50	111.00
EMULNOR 3000 1 1/4" × 12"	cart	30	0.98	29.40
Carmex 2.10 m	und	26	0.82	21.32
Mecha rápida Z-18	m	8	0.43	3.44
Total explosivos y accesorios				165.16 US\$/disparo

Fuente: Elaboración Propia

Costo total de voladura con EMULNOR: 165.16 US\$/disparo.

4.5.2.3. Comparación de Costos de Voladura

Se compara el costo de voladura entre el sistema con ANFO y el sistema con EMULNOR, en función del consumo de explosivos y accesorios por disparo.

Tabla 31

Comparación de costos de voladura

Parámetro	ANFO	EMULNOR
Costo de voladura (US\$/disparo)	175.08	165.16
Tonelaje por disparo (TM)	15.58	17.55
Costo de voladura (US\$/TM)	11.24	9.41

Fuente: Elaboración Propia

El sistema con EMULNOR presenta un costo de voladura de 165.16 US\$/disparo, inferior a los 175.08 US\$/disparo correspondientes al sistema con ANFO. Al relacionar estos costos con el tonelaje removido, el costo unitario de voladura es de 9.41 US\$/TM para EMULNOR, frente a 11.24 US\$/TM para ANFO.

4.5.3. Costos de Mano de Obra

Se considera una producción de 2 disparo por día; por tanto, el costo diario de mano de obra se adopta como costo fijo por disparo para ambos sistemas de voladura.

Tabla 32

Costo de mano de obra por disparo

Obreros	Horas	Tareas	Jornal S/.	Jornal US\$	Subtotal US\$
Capataz de mina	2.25	0.21	100.00	26.32	5.64
Perforista	10.50	1.00	95.00	25.00	25.00
Ayudante A	10.50	1.00	85.00	22.37	22.37
Ayudante B	10.50	0.50	70.00	18.42	9.21
Bodeguero	1.50	0.14	80.00	21.05	3.01
Sub total	35.25	2.86			65.23
Leyes sociales		86.99 %			56.74
Costo total mano de obra				121.97 US\$/disparo	

Fuente: Elaboración propia.

El costo de mano de obra es 121.97 US\$/disparo, manteniéndose constante para ANFO y EMULNOR.

4.5.4. Costos de Equipos de Protección Personal (EPP)

Se determina el costo de los equipos de protección personal en función del precio unitario, la cantidad de implementos utilizados y su vida útil, la cual se expresa en número de disparos. El costo por disparo se obtiene dividiendo el costo total de cada implemento entre su vida útil.

Tabla 33*Costos de equipos de protección personal*

Descripción	Unidad	Cant.	Precio (US\$)	Vida útil (disparos)	Costo por disparo (US\$)
Protector	Pza.	5	14.21	320	0.22
Guantes de cuero	Par	5	3.68	20	0.92
Guantes de jebe neoprene	Par	5	6.98	25	1.40
Correas portalámparas	Pza.	5	4.93	350	0.07
Lentes de seguridad	Pza.	5	3.42	90	0.19
Botas de jebe	Par	5	23.19	120	0.97
Camizón (polo y pantalón)	Pza.	5	34.74	120	1.45
Respiradores 3M	Pza.	5	24.53	120	1.02
Filtro respirador 3M	Par	5	8.47	20	2.12
Tapón de oídos	Pza.	5	0.79	115	0.03
Pantalón de jebe	Pza.	5	13.16	85	0.77
Saco de jebe	Pza.	5	11.55	85	0.68
Sujetador de casco/carrilera	Pza.	5	0.95	90	0.05
Tafilete de protector	Pza.	5	4.91	120	0.20
Lámpara de baterías	Pza.	5	78.95	500	0.79
Total implementos de seguridad 					10.45 US\$/disparo

Fuente: Elaboración propia.

El costo total de equipos de protección personal asciende a 10.45 US\$/disparo, valor que se mantiene constante para los sistemas de voladura con ANFO y EMULNOR, debido a que no depende del tipo de explosivo utilizado.

CAPÍTULO V:

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1. PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

En la presente sección se presentan los resultados obtenidos a partir de la evaluación de la voladura con explosivos convencionales (ANFO + dinamita) y su posterior reemplazo por emulsiones encartuchadas EMULNOR 5000 y 3000 en la galería Esperanza del nivel 1240.

Los resultados se organizan en función de los principales indicadores técnicos y económicos evaluados en campo, permitiendo establecer una comparación directa entre ambos sistemas de voladura y verificar el cumplimiento de los objetivos de la investigación.

5.1.1. Resultados del avance y eficiencia de la voladura

El avance por disparo y la eficiencia de voladura permiten evaluar el aprovechamiento de la longitud perforada y el desempeño del explosivo en el frente.

A partir de los datos de campo, se presenta la siguiente comparación:

Tabla 34*Comparación del avance y eficiencia de la voladura*

Parámetro	ANFO + dinamita	EMULNOR 5000–3000	Variación
Longitud perforada (m)	1.68	1.68	—
Avance real por disparo (m)	1.42	1.60	+0.18 m
Eficiencia de voladura (%)	84.5 %	95.2 %	+10.7 %
Pérdida de avance (m)	0.26	0.08	-0.18 m
Disparos sopladados	Frecuentes	No registrados	Eliminado

Fuente: Elaboración propia.

Como se aprecia en la Tabla 35, el sistema con EMULNOR presenta mayor avance efectivo por disparo y menor pérdida de longitud perforada respecto al sistema con ANFO. Asimismo, la eficiencia de voladura es superior, evidenciando un mejor aprovechamiento de la energía del explosivo. La ausencia de disparos sopladados indica un comportamiento más estable en condiciones de humedad.

5.1.2. Resultados del consumo y eficiencia del explosivo

El consumo y la eficiencia del explosivo se evalúan mediante indicadores como el peso total por disparo, factor de carga, factor de potencia y carga lineal, los cuales permiten analizar el aprovechamiento energético en la fragmentación del macizo rocoso.

A partir de los datos obtenidos, se presenta la siguiente comparación:

Tabla 35*Comparación del consumo y eficiencia del explosivo*

Parámetro	ANFO + dinamita	EMULNOR 5000–3000	Variación
Peso total de explosivo (kg)	31.85	27.66	-13.15 %
Tonelaje por disparo (TM)	15.58	17.55	+12.64 %
Factor de carga (kg/m³)	4.09	3.15	-22.98 %
Factor de potencia (kg/TM)	2.04	1.58	-22.55 %
Factor de carga lineal (kg/m)	22.43	17.29	-22.92 %

Fuente: Elaboración propia

Como se aprecia en la Tabla 35, el sistema con EMULNOR presenta una reducción de 13.15 % en el peso total de explosivo por disparo, pasando de 31.85 kg a 27.66 kg. Asimismo, el tonelaje por disparo aumenta de 15.58 TM a 17.55 TM, equivalente a un incremento aproximado de 12.64 %.

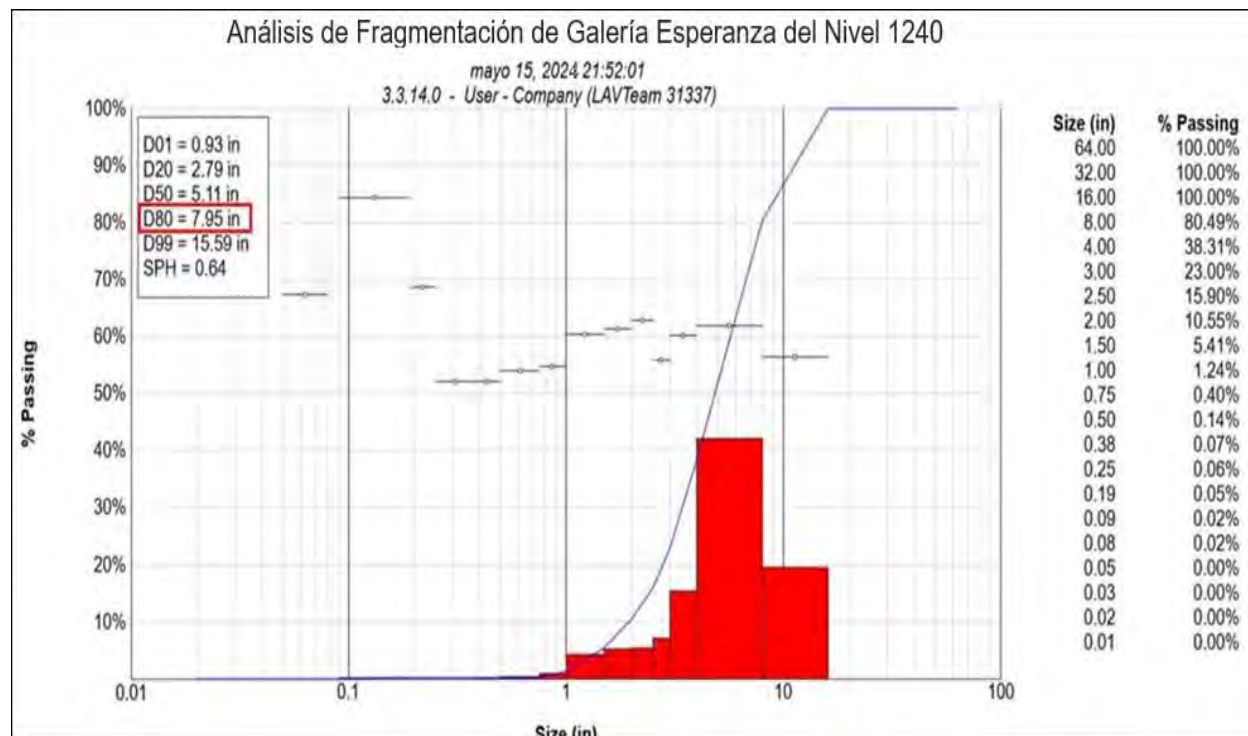
El factor de carga disminuye de 4.09 a 3.15 kg/m³, mientras que el factor de potencia se reduce de 2.04 a 1.58 kg/TM. Asimismo, el factor de carga lineal disminuye de 22.43 a 17.29 kg/m. Estos resultados evidencian un menor consumo específico de explosivo por unidad de roca removida y un mejor aprovechamiento del explosivo con la malla propuesta.

5.1.3. Resultados de la fragmentación de roca

La fragmentación de roca fue evaluada mediante análisis digital utilizando el software WipFrag, a partir de imágenes post-voladura en la galería Esperanza del nivel 1240.

Figura 17

Análisis de fragmentación de roca – uso de WipFrag



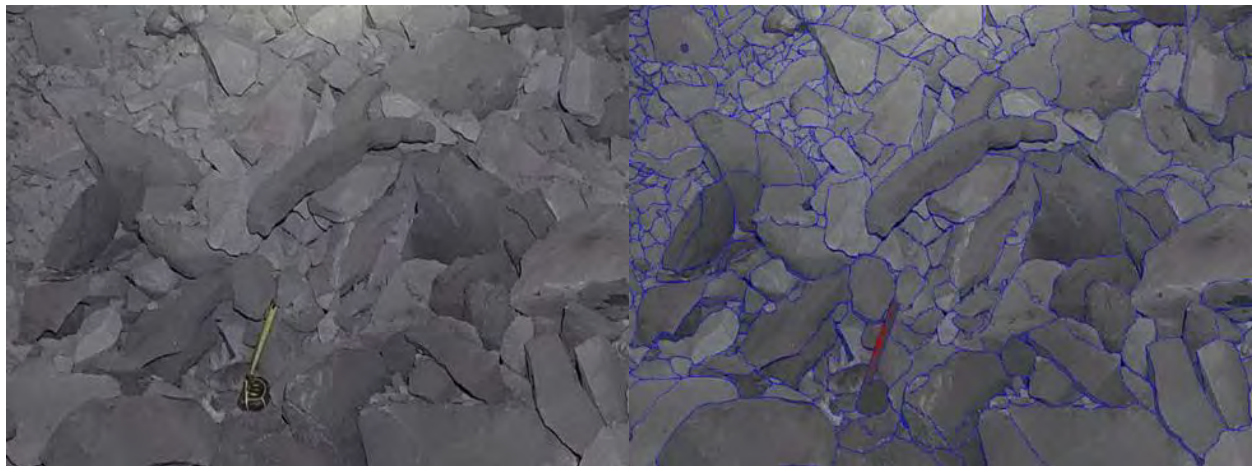
Fuente: Elaboración propia

Como se observa en la Figura 17, el análisis granulométrico presenta un valor de $P_{80} = 7.95''$, indicando un tamaño de fragmentación adecuado para las condiciones de operación. La distribución de tamaños muestra una tendencia uniforme, con predominancia de fragmentos dentro de rangos manejables para las operaciones de carguío.

Asimismo, la fragmentación obtenida evidencia un comportamiento homogéneo, con baja presencia de material sobredimensionado y control en la generación de finos. Esto permite una mejor eficiencia en las operaciones posteriores, reduciendo la necesidad de voladura secundaria.

Figura 18

Fotografía post-voladura



Fuente: Elaboración Propia

Como se aprecia en la Figura 18, el material volado presenta un adecuado apilamiento y tamaño de fragmentos, facilitando las labores de limpieza y carguío en el frente.

5.1.4. Resultados del control del contorno de la excavación

El control del contorno de la excavación fue evaluado mediante observación directa en campo, considerando el grado de sobrerotura y el estado de estabilidad en hastiales, techo y piso después de la voladura.

Se observó que, con el uso de ANFO, la excavación presenta mayor daño en el contorno, evidenciado por irregularidades en hastiales, desprendimientos en la corona y sobreexcavación

localizada, asociada a una deficiente distribución de la energía y a la presencia de humedad en los taladros.

En contraste, con la implementación de EMULNOR, se aprecia un contorno más uniforme y estable, con menor evidencia de sobrerotura y mejor conservación de la geometría de la labor. Este comportamiento está asociado a una liberación de energía más controlada y a un mejor acoplamiento del explosivo en el barreno.

5.1.5. Resultados del control de vibraciones inducidas

El control de vibraciones inducidas se evaluó mediante la velocidad pico de partícula (PPV), considerando la carga máxima por retardo y la distancia al punto de control.

Tabla 36

Comparación de vibraciones inducidas

Parámetro	ANFO + dinamita	EMULNOR 5000–3000
Carga máxima por retardo, W (kg)	10.92	5.32
Distancia al punto de control, D (m)	20	20
Constante K	700	700
Exponente n	1.6	1.6
PPV calculado (mm/s)	39.3	22.09

Fuente: Elaboración Propia

La reducción de las vibraciones está relacionada con la disminución de la carga operante considerada para el disparo. En el sistema con EMULNOR, la carga operante correspondiente al arranque es de 5.32 kg, inferior a los 10.92 kg considerados para el sistema con ANFO + dinamita. Como resultado, el PPV calculado disminuye de 39.30 mm/s a 22.09 mm/s.

5.1.6. Resultados de los costos de perforación y voladura

Los costos de perforación y voladura fueron evaluados considerando perforación, explosivos, accesorios, mano de obra y equipos de protección personal (EPP), obteniendo el costo total por disparo y el costo unitario por tonelada.

Tabla 37*Costo total de perforación y voladura por disparo*

Concepto	ANFO + dinamita (US\$/disparo)	EMULNOR 5000– 3000 (US\$/disparo)
Costo de perforación	69.45	53.42
Explosivos y accesorios	175.08	165.16
Mano de obra	121.97	121.97
EPP	10.45	10.45
Costo total por disparo	376.95	351.00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 38*Costo unitario total por tonelada*

Parámetro	ANFO + dinamita	EMULNOR 5000–3000
Costo total por disparo (US\$)	376.95	351.00
Tonelaje por disparo (TM)	15.58	17.55
Costo unitario total (US\$/TM)	24.19 US\$/TM	20.00 US\$/TM

Fuente: Elaboración propia

Como se aprecia en la Tabla 38, el costo unitario total disminuye de 24.19 US\$/TM con ANFO + dinamita a 20.00 US\$/TM con EMULNOR 5000–3000, lo que representa una reducción aproximada de 17.32 %.

El resultado más relevante de la implementación de EMULNOR se encuentra tanto en el desempeño técnico como económico de la voladura, debido a que el avance efectivo por disparo se incrementó de 1.42 m a 1.60 m, mientras que la eficiencia de voladura aumentó de 84.5 % a 95.2 %. Asimismo, el peso total de explosivo pasó de 31.85 kg a 27.66 kg, mientras que el costo unitario total disminuyó de 24.19 US\$/TM a 20.00 US\$/TM. Por tanto, la mejora obtenida se sustenta en un mayor aprovechamiento de la longitud perforada, una reducción de los indicadores

específicos de consumo de explosivo, la eliminación de los disparos soplados y una disminución del costo unitario por tonelada removida.

5.1.7. Evidencia visual del diseño de la malla de perforación y resultados de la voladura

Con el objetivo de respaldar los resultados obtenidos en la investigación, se presentan evidencias visuales correspondientes al diseño de la malla de perforación del sistema convencional y al resultado de la voladura en campo. Estas permiten identificar las condiciones de ejecución, la distribución de los taladros y el comportamiento del macizo rocoso posterior al disparo.

Figura 19

Evidencia Visual del Resultado de la Explosión.



Fuente: Elaboración propia 2024

Figura 20

Trazo de la nueva malla de perforación para el cargado de Emulnor.



Fuente: elaboración propia 2024.

5.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.2.1. Evaluación técnica de la voladura con ANFO y dinamita en la galería Esperanza

En la voladura con ANFO y dinamita se obtuvo un avance efectivo de 1.42 m por disparo, equivalente a una eficiencia de voladura de 84.5 %, evidenciando un bajo aprovechamiento de la longitud perforada de 1.68 m. Este comportamiento estuvo asociado principalmente a la presencia de disparos soplados y a las condiciones de humedad registradas en los taladros. El resultado es consistente con lo reportado por Muñoz Huamán M. (2020), quien obtuvo menores avances con explosivos convencionales frente a mejores resultados mediante el empleo de emulsiones.

El sistema convencional presentó un consumo total de explosivo de 31.85 kg por disparo, con un factor de carga de 4.09 kg/m³, un factor de potencia de 2.04 kg/TM y un factor de carga lineal de 22.43 kg/m. Estos indicadores, conjuntamente con la pérdida de 0.26 m de avance respecto a la longitud perforada, evidencian un menor aprovechamiento del disparo.

Asimismo, la fragmentación obtenida presentó mayor variabilidad, asociada a una distribución irregular de la energía y a la pérdida de desempeño del ANFO en presencia de humedad. Esta condición coincide con lo señalado por Llacma Llallacachi O. (2017), quien reporta un menor control granulométrico en voladuras realizadas con explosivos convencionales.

Finalmente, la ocurrencia de disparos soplados constituye la principal deficiencia técnica identificada en el sistema con ANFO y dinamita, debido a que afecta directamente el avance efectivo de la labor y genera la necesidad de realizar trabajos adicionales en el frente.

5.2.2. Evaluación de la implementación de emulsiones encartuchadas EMULNOR

Con la implementación de emulsiones encartuchadas EMULNOR 5000 y 3000 se obtuvo un avance efectivo de 1.60 m por disparo, equivalente a una eficiencia de voladura de 95.2 %. En

comparación con la voladura convencional, se logró aprovechar una mayor proporción de la longitud perforada y reducir la pérdida de avance de 0.26 m a 0.08 m por disparo.

El principal resultado técnico de la implementación fue, por tanto, el incremento del avance y la eliminación de los disparos sopladados durante las pruebas realizadas. Este comportamiento es consistente con Muñoz Huamán M. (2020), quien también reportó mayores avances mediante el empleo de emulsiones respecto a explosivos convencionales.

El consumo total de explosivo con EMULNOR fue de 27.66 kg/disparo, obteniéndose un factor de carga de 3.15 kg/m³, un factor de potencia de 1.58 kg/TM y un factor de carga lineal de 17.29 kg/m. Estos indicadores presentan valores inferiores a los obtenidos con ANFO y dinamita, evidenciando una reducción del consumo específico de explosivo por unidad de volumen, tonelaje y avance, además del mayor avance obtenido y de la estabilidad de la detonación en presencia de humedad.

Asimismo, la fragmentación obtenida presentó una distribución más uniforme, con un valor de $P_{80} = 7.95"$, facilitando las operaciones posteriores de limpieza y carguío. La ausencia de disparos sopladados durante las pruebas evidencia, además, un comportamiento más estable de las emulsiones encartuchadas frente a las condiciones de humedad existentes en la galería Esperanza.

5.2.3. Comparación de indicadores técnicos entre los sistemas de voladura

Al comparar ambos sistemas, el avance efectivo aumentó de 1.42 m con ANFO y dinamita a 1.60 m con EMULNOR, representando un incremento de 0.18 m por disparo. Asimismo, la eficiencia de voladura aumentó de 84.5 % a 95.2 %, equivalente a una mejora de 10.7 puntos porcentuales. Este resultado coincide con Narciso Paredes (2018), quien también reportó un incremento del avance por disparo al implementar EMULNOR.

El consumo total de explosivo disminuyó de 31.85 kg/disparo a 27.66 kg/disparo, equivalente a una reducción aproximada de 13.14 %. El factor de carga disminuyó de 4.09 a 3.15 kg/m³, mientras que el factor de potencia pasó de 2.04 a 1.58 kg/TM. Asimismo, el factor de carga lineal disminuyó de 22.43 a 17.29 kg/m. Estos resultados evidencian una reducción del consumo específico de explosivo por unidad de volumen, tonelaje y avance obtenido.

El tonelaje calculado por disparo aumentó de 15.58 TM con ANFO a 17.55 TM con EMULNOR, equivalente a un incremento aproximado de 12.64 %. Este comportamiento se relaciona directamente con el mayor avance efectivo alcanzado con EMULNOR, de 1.60 m por disparo frente a los 1.42 m obtenidos con el sistema convencional.

Asimismo, la carga operante considerada para el cálculo de vibraciones disminuyó de 10.92 kg a 5.32 kg, reduciendo el PPV calculado de 39.30 mm/s a 22.09 mm/s, equivalente a una disminución aproximada de 43.79 %.

En consecuencia, la mejora técnica obtenida con EMULNOR se evidencia en el incremento del avance y de la eficiencia de voladura, la reducción de los indicadores de consumo específico de explosivo, el incremento del tonelaje removido, la disminución de las vibraciones inducidas y la eliminación de los disparos sopladados, mostrando un mejor comportamiento de la voladura bajo las condiciones de humedad de la labor. Chosi, Leeuw y Nong (2025) también señalan que el empleo de emulsiones puede incrementar la probabilidad de alcanzar el avance objetivo en labores subterráneas.

5.2.4. Evaluación de la viabilidad técnica y económica del uso de EMULNOR

Desde el punto de vista técnico, la implementación de EMULNOR resultó viable debido a que permitió incrementar el avance efectivo de 1.42 m a 1.60 m por disparo y mejorar la eficiencia de voladura de 84.5 % a 95.2 %. Asimismo, se eliminaron los disparos sopladados registrados con el

sistema convencional, evidenciando un comportamiento más estable del explosivo frente a las condiciones de humedad existentes en la galería Esperanza.

El consumo total de explosivo disminuyó de 31.85 kg a 27.66 kg por disparo, mientras que el factor de carga se redujo de 4.09 a 3.15 kg/m³ y el factor de potencia de 2.04 a 1.58 kg/TM. Asimismo, el factor de carga lineal disminuyó de 22.43 a 17.29 kg/m. Por tanto, la ventaja técnica del EMULNOR se evidencia tanto en el mayor aprovechamiento de la perforación como en la reducción de los indicadores de consumo específico de explosivo.

Desde el punto de vista económico, el costo total por disparo disminuyó de 376.95 US\$/disparo con ANFO y dinamita a 351.00 US\$/disparo con EMULNOR, equivalente a una reducción aproximada de 6.88 %. Al relacionar este costo con el tonelaje removido, el costo unitario disminuyó de 24.19 US\$/TM a 20.00 US\$/TM, equivalente a una reducción aproximada de 17.32 %.

Esta diferencia evidencia una mejora económica del sistema con EMULNOR, debido a que permite remover un mayor tonelaje por disparo con un menor costo total de operación. De esta manera, la reducción del costo unitario complementa las mejoras técnicas obtenidas en avance, eficiencia y consumo específico de explosivo.

Por tanto, la viabilidad del uso de EMULNOR se sustenta tanto en su desempeño técnico como económico: se incrementó el avance en 0.18 m por disparo, se elevó la eficiencia de voladura en 10.7 puntos porcentuales, el tonelaje removido aumentó de 15.58 TM a 17.55 TM, se redujeron los indicadores de consumo específico, se eliminaron los disparos sopladados y el costo unitario disminuyó de 24.19 US\$/TM a 20.00 US\$/TM. En estas condiciones, el empleo de EMULNOR permite mejorar el rendimiento de la voladura y reducir el costo unitario de operación en la galería Esperanza.

CONCLUSIONES

- La evaluación de la voladura con ANFO y dinamita evidenció un bajo desempeño operativo, con un avance efectivo de 1.42 m respecto a 1.68 m perforados, equivalente a una eficiencia de 84.5 %. Asimismo, se registró un consumo de explosivo de 31.85 kg/disparo, con un factor de carga de 4.09 kg/m³ y un factor de potencia de 2.04 kg/TM. La presencia de disparos soplados y las condiciones de humedad limitaron el aprovechamiento de la longitud perforada y afectaron el rendimiento de la voladura.
- La implementación de emulsiones encartuchadas EMULNOR 5000 y 3000 permitió alcanzar un avance efectivo de 1.60 m/disparo y una eficiencia de voladura de 95.2 %, sin registrarse disparos soplados durante las pruebas realizadas. El consumo de explosivo fue de 27.66 kg/disparo, con un factor de carga de 3.15 kg/m³ y un factor de potencia de 1.58 kg/TM, evidenciando un comportamiento estable de la voladura en las condiciones de humedad presentes en la galería Esperanza.
- La comparación entre ambos sistemas demostró que la mejora técnica obtenida mediante el uso de EMULNOR corresponde al incremento del avance en 0.18 m por disparo y al aumento de la eficiencia de voladura en 10.7 puntos porcentuales, pasando de 84.5 % a 95.2 %. El consumo total de explosivo disminuyó de 31.85 kg/disparo a 27.66 kg/disparo, mientras que el factor de carga pasó de 4.09 a 3.15 kg/m³ y el factor de potencia de 2.04 a 1.58 kg/TM. Asimismo, el tonelaje por disparo aumentó de 15.58 TM a 17.55 TM, se eliminaron los disparos soplados y se obtuvo una fragmentación adecuada para las operaciones posteriores de limpieza y carguío.
- El reemplazo de ANFO y dinamita por EMULNOR permitió optimizar técnica y económicamente el sistema de voladura en la galería Esperanza del nivel 1240. El costo

total por disparo disminuyó de 376.95 US\$/disparo a 351.00 US\$/disparo, mientras que el costo unitario por tonelada se redujo de 24.19 US\$/TM a 20.00 US\$/TM, equivalente a una reducción aproximada de 17.32 %. En consecuencia, la implementación de EMULNOR permitió obtener un mayor avance, una mayor eficiencia de voladura, menores indicadores de consumo específico de explosivo y una reducción del costo unitario de operación.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda al personal de operaciones mantener un control permanente de la perforación, verificando la longitud, alineamiento y paralelismo de los taladros, así como las condiciones de humedad del frente, con la finalidad de mantener el avance obtenido y evitar pérdidas de eficiencia durante la voladura.
- Se recomienda continuar utilizando las emulsiones encartuchadas EMULNOR 5000 y 3000 en la galería Esperanza y en labores de desarrollo que presenten condiciones similares de humedad, debido al comportamiento estable observado durante las pruebas, a la eliminación de los disparos soplados y a la reducción de los indicadores de consumo específico de explosivo.
- Se recomienda al responsable de perforación y voladura mantener el diseño de malla propuesto de 30 perforaciones, conformadas por 26 taladros cargados y 4 taladros vacíos de alivio, controlando la distribución de carga por tipo de taladro y la aplicación de 4 cartuchos por taladro cargado, con la finalidad de conservar el avance de 1.60 m/disparo y la eficiencia alcanzada de 95.2 %.
- Se recomienda realizar un seguimiento continuo de los indicadores de avance por disparo, eficiencia de voladura, consumo de explosivo, fragmentación, tonelaje removido y costo unitario, debido a que la implementación de EMULNOR mostró mejoras tanto en el desempeño técnico como económico, reduciendo el costo unitario de 24.19 US\$/TM a 20.00 US\$/TM respecto al sistema convencional.

BIBLIOGRAFÍA

- Bieniawski, Z. (1989). Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering. Estados Unidos: John Wiley & Sons, Inc.
- Corepsa. (2024). Catálogo de productos, fabricación & distribución. Lima: Corporación de Empresas Peruanas S.A.C.
- De Salas, J. (2010). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España.
- Duvall, W. I., & Fogelson, D. E. (1962). Review of criteria for estimating damage to residences from blasting vibrations (Report of Investigations No. 5968). United States Bureau of Mines.
- EXSA. (2019). Manual práctico de voladura (5.^a ed.). Perú: EXSA Soluciones Exactas.
- Famesa. (2023). Emulnor, Carmex, Mecha Rápida Z-18. Famesa.
- Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (2000). Support of Underground Excavations in Hard Rock. CRC Press / Taylor & Francis.
- Industrias IMIM S.A.C. (2025, 20 de marzo). Winches. <https://www.imim.com.pe/producto/winches/>
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., & García Bermúdez, P. (2003). Manual de perforación y voladura de rocas. Universidad Politécnica de Madrid.
- Medina Ayque, A. (2014). Sistema de extracción de mineral del pique 718 con winche de izaje e incremento de producción en la mina Calpa - Arequipa. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.

- Ministerio de Energía y Minas. (2016). D.S. N.º 024-2016-EM, Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. Lima: Dirección de Promoción Minera.
- Mutmansky, H. L. (2002). Introductory Mining Engineering. Estados Unidos de América: John Wiley & Sons, Inc.
- Osinermin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima, Perú: OSINERGMIN.
- Pinto Apaza, J. (2024). Comunicación del pique inclinado Esperanza al Nv. 734, para incrementar la extracción de mineral; U.O. Ores - San Juan de Chorunga - Arequipa. Cusco: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
- Prodinsa. (2020). Información técnica de cables de acero. Chile: Bridon Bekaert.
- Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2014). Metodología de la investigación. España: McGraw-Hill.
- Zienkiewicz, O. (1968). Rock Mechanics in Engineering Practice. Estados Unidos: John Wiley & Sons.

ANEXOS

ANEXO 1:

DESCRIPCION DE MINERA ESTRELLA DE CHAPARRA S.A.

Estrella de Chaparra S.A., conocida también como UME (Unidad Minera Estrella), es una operación minera aurífera ubicada en el valle de Chaparra, provincia de Caravelí, departamento de Arequipa, que combina métodos de explotación convencionales y semi-mecanizados para la extracción de oro. Desde tiempos coloniales, se ha identificado la existencia de vetas de oro y plata en la región de Chaparra. Durante el siglo XVIII, se desarrollaron extensas labores extractivas: grandes obras mineras antiguas, escombreras y molinos de beneficio aún visibles en las cercanías del poblado son testimonio de aquella intensa actividad. Se estima que se procesaron decenas de miles de toneladas de mena, destinadas a extraer los metales preciosos.

Tras esa etapa colonial, la minería en Chaparra entró en un largo período de inactividad durante el siglo XIX, efecto de factores como los cambios económicos, la desorganización de la mano de obra tras la independencia y la disminución de inversiones en infraestructura minera.

No obstante, el resurgimiento llegó en el siglo XX. En 1952 se registran los primeros indicios de reapertura de operaciones mineras formales en la zona, con estudios geológicos, reorganización del laboreo y puesta en marcha de actividades modernas de extracción.

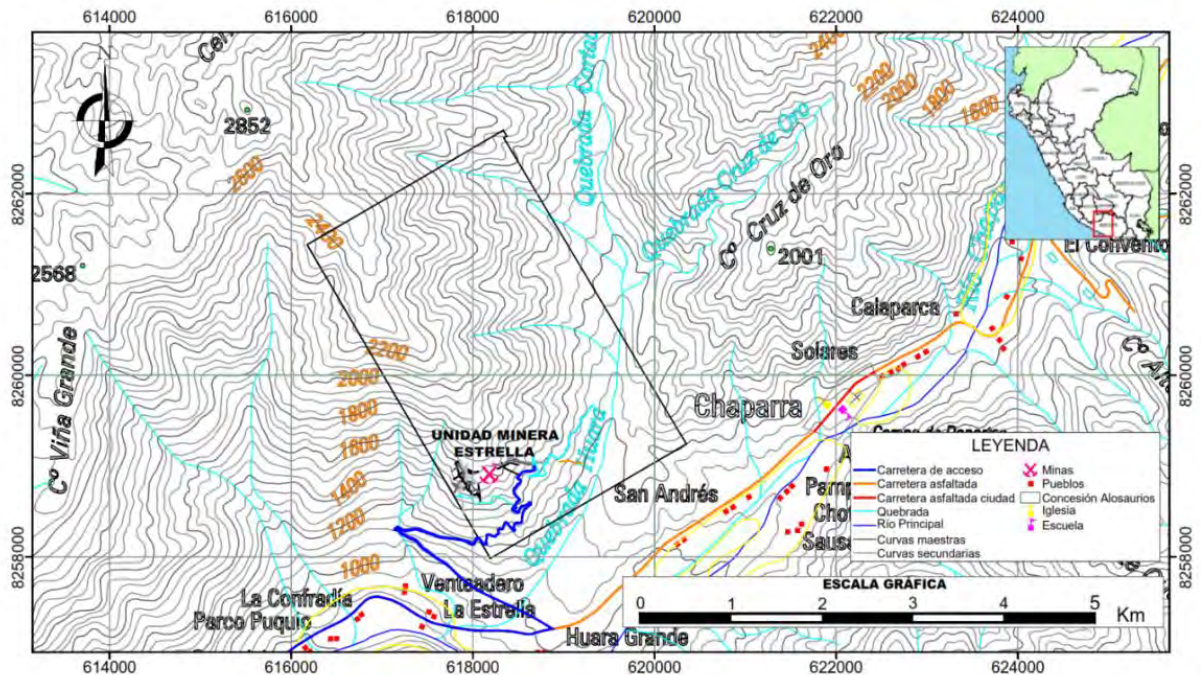
GENERALIDADES DE LA EMPRESA

La Empresa Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. (EMAECSA) es una organización dedicada a la explotación y beneficio de oro, que ha desarrollado un crecimiento sostenido mediante la diversificación de sus operaciones. Entre sus principales unidades se encuentra la Concesión Alosaurios 116, además de las áreas operativas de explotación minera, chancado y conminución de minerales, y la planta de beneficio, donde se realizan los procesos de molienda, lixiviación, adsorción y desorción. Asimismo, la empresa cuenta con un campamento minero que

brinda soporte logístico al personal y con oficinas administrativas que gestionan las actividades técnicas, económicas y ambientales de la operación.

Figura 21

Plano Geológico Regional de Chaparra 32-o. UTM, zona 18, banda L.



Fuente: Gerencia general de Mina Aurífera Estrella de Chaparra.

Actividades Económicas

La Unidad Minera Estrella de Chaparra S.A. opera en el sector Chaparra, Arequipa. Se trata de una unidad minera de explotación subterránea orientada a la extracción de mineral aurífero en vetas filoneas de tipo epimesotermal. La mineralización está alojada en cuerpos vetiformes (veta Patricia y ramales asociados) controlados por un sistema de fallas regionales (Sistema de Fallas Calpa–Achanizo) y emplazados en rocas intrusivas del Batolito de la Costa (granodiorita-tonalita-diorita). La explotación es de carácter discontinuo y en laboreo estrecho, con desarrollo en galerías y subniveles y con procesos de preparación y sostenimiento adaptados a secciones pequeñas.

UBICACIÓN

La zona de estudio tiene la siguiente ubicación política:

- Centro Poblado: Mina Estrella
- Distritos: Chaparra
- Provincias: Caravelí
- Departamento: Arequipa

La Unidad Minera Estrella de Chaparra se sitúa aproximadamente al noroeste del casco del distrito de Chaparra, distribuyéndose en altitudes alrededor de 2,200 m.s.n.m. (dependiendo del frente de explotación). Las concesiones mineras abarcan zonas del cerro Estrella y colindancias, con terreno superficial del distrito de Chaparra. Sus coordenadas son:

- Latitud: -15.435171
- Longitud: -75.535100
- Altitud: 2,300 – 2,670 m.s.n.m

Figura 22

Ubicación y acceso de la Mina Estrella de Chaparra S.A.



Fuente: Google. (s. f.). Oficina Minera Aurífera Estrella de Chaparra S.A. – Emaecsa: ruta desde Cusco. Google Maps.

ACCESO

El acceso principal se logra mediante la red vial regional de Arequipa hacia Caravelí y luego por caminos secundarios hacia el distrito de Chaparra. Desde Chaparra el acceso a la mina se efectúa por trochas y rutas locales que conectan al cerro Estrella y zonas de concesión minera. En época de lluvias algunos tramos pueden volverse difíciles de transitar por acumulación de barro o desprendimientos de material coluvial. Se requiere planificación logística previa para transportar insumos, explosivos y equipos hacia los frentes de trabajo internos.

Tabla 39*Primera vía a la Mina Aurífera Estrella de Chaparra*

Tramo	Distancia (km)	Tiempo (hr)	Observaciones
Cusco – Arequipa	515	10	Carretera Asfaltada
Arequipa – Desvió Chaparra	385	8	Carretera Asfaltada
Desvió Chaparra – Estrella	41	1.5	Carretera Asfaltada
Desvió Estrella – Estrella	5	0.5	Carretera firmada

Fuente: elaboración Propia.

Tabla 40*Descripción de la mina*

Inicio de operaciones	2002
Ubicación	Valle de Chaparra, provincia de Caravelí, departamento de Arequipa
Altitud	Entre los 1,400 y 2,200 msnm
Fuerza laboral	191 trabajadores
Sistema de trabajo empleados y obreros	20x10
Producto	oro
Yacimiento	convencional semi-mecanizada
Recurso	7,731 toneladas
Método de explotación	Corte y relleno ascendente
Tratamiento	Lixiviación con cianuro, recuperación con carbón activado

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N°2**GEOLOGÍA****Geología regional**

La geología regional del área de estudio se encuentra descrita en el Cuadrángulo de Cháparra, hoja 32-O, según el Boletín Serie A – Geología de los cuadrángulos de Ático y Cháparra del INGEMMET (2017). Este cuadrángulo comprende una secuencia estratigráfica compleja,

constituida por rocas sedimentarias, volcanosedimentarias y carbonatadas, con edades que varían desde el Paleozoico hasta el Cenozoico.

Los contactos entre las unidades geológicas están frecuentemente controlados por fallas de orientación este-oeste (E–O), las cuales influyen en la disposición estructural del macizo rocoso. Asimismo, se reconocen inconformidades y discordancias angulares que evidencian procesos tectónicos y erosionales sucesivos a lo largo del tiempo geológico. Estas características indican una evolución estructural activa, que ha condicionado tanto la morfología regional como la distribución de las mineralizaciones auríferas y polimetálicas presentes en la zona.

Figura 23

Columna Estratigrafía local.

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	EDAD	LITOLOGIA	DESCRIPCIÓN
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO			Depositos aluviales, coluviales, proluviales y eólicos
			0.01		
	PALEOGENO	MIOCENO			Tobas y cenizas blancas a grises de la Formación Parinacochas
			23.03		Conglomerados polimicticos en una matriz de arenisca arcósica soportada del Moquegua Superior
MESOZOICO	CRETACICO	OLIGOCENO			Arenisca arcósica de grano fino en una matriz rica en arcillas y limos del Moquegua Inferior
		EOCENO			
			56.0		
		SUPERIOR			Diques andesíticos afaníticos de color verde oscuro del complejo Bella Unión
	JURASICO	INFERIOR			Sienogranito del Stock Sausales con tonalidades grises y rosaceas
			100.5		
					Granodioritas y tonalitas de la Superunidad Sacota
			145		Cuarzodiorita y granodiorita de la Superunidad Torrecillas
		SUPERIOR			Secuencias volcano-sedimentarias, derrames andesíticos intercalados con piroclastos andesíticos con intercalaciones de areniscas lutitas grises y caliza. Fm Rio Grande
		INFERIOR			Secuencias volcánicas, lavas andesíticas de textura porfídica, con algunos niveles de brechas volcánicas. Fm Chocolate

Fuente: base a la data de INGEMMET

Geología local

Localmente, la zona donde se emplaza la Unidad Minera Estrella de Chaparra S.A. está conformada principalmente por rocas ígneas del Cretácico pertenecientes al Batolito de la Costa,

compuestas predominantemente por granodioritas, tonalitas y dioritas. Estas litologías presentan una mineralogía característica integrada por plagioclasas, cuarzo y anfíboles, con zonas localmente propilitizadas, lo que indica procesos de alteración hidrotermal de baja temperatura. Los afloramientos muestran una coloración pardo-rojiza debido al intemperismo superficial y a la oxidación de minerales ferrosos.

Sobre estas rocas intrusivas se disponen depósitos volcánicos del Complejo Caldera Parinacochas, constituidos por tobas y cenizas volcánicas de textura fina, y en menor proporción por depósitos cuaternarios coluviales y aluviales, que en algunos sectores dificultan la observación directa del macizo rocoso.

En la parte central de la concesión Alosaurios 116, se identifica además un complejo de cuerpos hipabisales de composición andesítica a dacítica, de grano fino y tonalidad gris verdosa, que intruyen las rocas granodioríticas. Estos cuerpos se disponen a lo largo de dos ejes estructurales bien definidos, con rumbos N 30°–40° E y E–W, formando el denominado Complejo Bella Unión, el cual está asociado a zonas de fracturamiento y alteración hidrotermal con potencial mineralizado.

GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

La región donde se emplaza la Unidad Minera Estrella de Chaparra S.A., en la provincia de Caravelí, presenta una tectónica compleja asociada al Batolito de la Costa y al sistema de deformaciones andinas que afectaron el macizo rocoso desde el Cretácico Superior hasta el Cuaternario.

El marco estructural está dominado por fallas de orientación predominante E–O y NE–SO, que controlan el emplazamiento de cuerpos intrusivos y la disposición de las unidades volcánicas más jóvenes. Estas estructuras principales han generado bloques levantados y hundidos, favoreciendo la circulación de fluidos hidrotermales mineralizantes.

Adicionalmente, se observan fracturas secundarias de orientación NW–SE y N–S, asociadas a sistemas de diaclasas abiertas que actúan como conductos preferenciales de mineralización aurífera. Dichas estructuras se encuentran rellenas por vetillas de cuarzo con sulfuros diseminados (pirita, calcopirita y galena).

En el ámbito local, la deformación se expresa mediante fallas inversas y normales, producto de la superposición de esfuerzos compresivos y distensivos en distintos episodios tectónicos. Estas estructuras controlan la morfología de los cuerpos mineralizados y la distribución de los filones, condicionando la geometría de las labores subterráneas actuales.).

GEOLOGÍA ECONÓMICA

Desde el punto de vista económico, la Unidad Minera Estrella de Chaparra S.A. se localiza dentro de una franja metalogenética aurífera y polimetálica vinculada al Batolito de la Costa, cuya evolución magmática y tectónica favoreció la formación de vetas hidrotermales de cuarzo con oro libre y sulfuros metálicos.

Los depósitos mineralizados son de tipo filoniano y epitermal de baja sulfuración, con estructuras vetiformes que siguen los sistemas de fallas regionales E–O y NE–SO. Los minerales metálicos principales identificados en la zona son oro nativo, pirita, galena, calcopirita y esfalerita, asociados a gangas de cuarzo lechoso y calcita.

El control estructural de las vetas está estrechamente relacionado con los contactos entre rocas granodioríticas del Batolito de la Costa y los cuerpos volcánicos del Complejo Bella Unión, zonas donde se concentran los procesos de silicificación y sericitización, evidenciando una intensa alteración hidrotermal.

La mineralización se desarrolla generalmente en vetas angostas (0.2 a 1.5 m de potencia), con rumbo E–O y buzamiento de 60° a 80° hacia el sur, siendo las más representativas las vetas

denominadas Estrella, Bella Unión y Central, explotadas mediante labores subterráneas de avance y cámaras de explotación.

GENESIS DEL DEPOSITO

El depósito mineral de la Unidad Minera Estrella de Chaparra corresponde a un yacimiento filoneano o vetiforme de tipo epitermal a mesotermal, clasificado como un subsistema estructuralmente controlado dentro del Sistema de Fallas Calpa–Achanizo (SFCA). Este sistema regional de fallas, de orientación predominantemente E–O y N–E, generó zonas de cizallamiento y fracturamiento que actuaron como conductos preferenciales para la circulación de fluidos hidrotermales mineralizantes. Dichos procesos dieron lugar al emplazamiento del sistema de vetas Patricia, el cual se formó durante sucesivos eventos tectónicos que favorecieron la apertura, relleno y reactivación de fracturas con soluciones hidrotermales ricas en sílice y sulfuros.

Tipo de Deposito

El yacimiento es epigenético, ya que la roca encajonante (granodiorita-tonalita del Batolito de la Costa) se formó antes del proceso de mineralización. La etapa hidrotermal estuvo caracterizada por la circulación de aguas magmáticas que, bajo condiciones de temperatura y presión intermedias, promovieron la precipitación de cuarzo, pirita y oro en vetas y fracturas abiertas, conformando así un ambiente epimesotermal aurífero. Este tipo de depósito se asocia con una evolución tectono-magmática vinculada al emplazamiento de cuerpos intrusivos del Cretácico Superior, los cuales aportaron el calor y los fluidos necesarios para la mineralización.

EL SISTEMA ESTRELLA

forma parte del cinturón mineralizado denominado La Estrella (Torres et al., 2017), un corredor aurífero regional con más de 200 km de longitud y 3–4 km de espesor, donde se emplazan múltiples vetas de oro de naturaleza orogénica. En este sistema, la asociación mineral típica es “cuarzo–pirita–oro”, con variaciones locales de óxidos de hierro (hematita, jarosita y goethita)

hacia las zonas superiores de oxidación. Estructuralmente, el sistema Patricia está conformado por una veta principal (Veta Patricia) y dos ramales secundarios (Ramal Patricia I y II), los cuales se alojan dentro de intrusivos tonalíticos y graníticos pertenecientes a la Súper Unidad Sacota y al Stock Sausales, posteriormente cortados por diques andesíticos y dacíticos del Complejo Bella Unión.

VETA ESTRELLA

Principal se emplaza en una falla normal con componente siniestral, evidenciada por estrías y escamas de falla. Su mineralogía se compone de cuarzo tipo crackle con pirita fina y gruesa en forma de piritoedros, acompañada de hematita y jarosita en zonas superficiales. La veta presenta una extensión promedio de 900 metros y una profundidad de 205 metros, desde el nivel 1455 hasta el 1240, con rumbos promedio de N65°–N68°E y buzamientos entre 30° y 75°NW. En niveles superiores, la estructura muestra geometrías subhorizontales (“mantos mineralizados”), mientras que, en niveles profundos, el buzamiento se acentúa, indicando un control estructural asociado al cambio de régimen tensional. Las potencias varían entre 0.10 y 1.00 metros, con zonas de alta ley (“clavos mineralizados”) en intersecciones de vetas o cambios de rumbo y buzamiento.

Ramal Patricia I

Representa una estructura secundaria de dirección E–O y buzamiento 60°–75°N, que mantiene una fuerte relación estructural con la veta principal. Se compone de cuarzo crackle y hialino, hematita, jarosita y pirita granular, con una disminución de óxidos hacia profundidad. En los niveles 1455, 1410 y 1355 se han identificado tramos mineralizados continuos, donde destacan clavos auríferos asociados a las intersecciones con la veta principal y a zonas de inflexión estructural. La continuidad vertical sugiere una reactivación tardía de la estructura, posiblemente relacionada con pulsos magmáticos del Complejo Bella Unión.

RAMAL PATRICIA II

Podría representar la prolongación estructural del Ramal Patricia I, desplazada por el movimiento sinistral de la falla principal Patricia. Se ha reconocido en el nivel 1410, con una extensión de 90 metros y potencias que alcanzan hasta 1.50 metros, configurando un clavo mineralizado de alta ley. La disminución de buzamiento desde 80°N a 20°N hacia niveles superiores sugiere una rotación estructural o una etapa de relajamiento tectónico posterior a la mineralización, lo que limita su continuidad hacia la superficie.

En conjunto, el sistema de vetas Patricia constituye un modelo de mineralización controlado por fallamiento y reactivaciones tectónicas sucesivas, donde los procesos de circulación hidrotermal, silicificación y sulfidización han definido la distribución de las zonas de alta ley. Su entendimiento estructural y mineralógico permite proyectar la continuidad de las vetas hacia niveles más profundos, donde podrían hallarse nuevos cuerpos mineralizados.

Mineralogía

La mineralogía del área de Chaparra–Bella Unión está dominada por minerales metálicos de origen hidrotermal, alojados principalmente en fracturas y zonas de cizalla dentro de las rocas ígneas del Batolito de la Costa. Los minerales primarios identificados son pirita (FeS_2), arsenopirita (FeAsS), galena (PbS), esfalerita (ZnS), calcopirita (CuFeS_2) y tetraedrita ($(\text{Cu,Fe})_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$).

El oro nativo se presenta en forma diseminada y finamente granular, frecuentemente asociado a pirita y arsenopirita, mientras que la plata aparece como electrum o en solución sólida dentro de sulfuros complejos. Los minerales secundarios más comunes incluyen goethita, limonita, hematita y malaquita, productos de oxidación supergénica.

El ensamblaje mineral indica un ambiente hidrotermal mesotermal a epitermal de baja sulfuración, lo que sugiere una génesis vinculada a la exsolución de fluidos magmáticos durante la etapa tardía de consolidación del batolito. Este marco mineralógico sustenta el potencial aurífero

de la Unidad Minera Estrella de Chaparra S.A., donde la mineralización sigue un control estructural definido por fracturas de rumbo NE–SO y E–O.

Vetas del sistema Estrella y sus limitantes estructurales



C:\Users\Usuario\AppData\Local\Packages\5319275A.WhatsAppDesktop_cv1g1gvanyigm\LocalState\sessions\D135ECC693AC88704922AD10EA18BF3927F1FCAB\transfers\21

ANEXO 3

Figura 25
Ficha técnica de Emulnor.



Abrimos paso
al progreso

FICHA TÉCNICA

EMULNOR

Denominación Genérica SUCAMEC: EMULSIÓN O HIDROGEL 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.

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.

USOS:

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.

El rango de temperatura de manipulación del EMULNOR es de -8°C hasta 50°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactarse con el área de Asistencia Técnica.



CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

	UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa	g/cm³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
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 (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	---	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de hierro 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.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

FT-040-PE/ES | Rev. 12 | 17/10/2024

Fuente: FAMESA Explosivos, 2024.

Figura 26

Ficha técnica de ANFO.



Abrimos paso
al progreso

FICHA TÉCNICA

SUPERFAM DOS AE

Denominación Genérica SUCAMEC: ANFO

DESCRIPCIÓN Y COMPOSICIÓN:

El SUPERFAM DOS AE es un agente explosivo granular compuesto de Nitrato de Amonio Prills grado ANFO, un combustible líquido y un colorante. La mezcla se realiza en equipos modernos de alta precisión que, sumados a la alta calidad de los componentes, nos permite producir un agente de voladura de óptima calidad.

El SUPERFAM DOS AE se caracteriza porque tiene un aditivo antiestático que permite el carguo neumático eliminando las cargas estáticas generadas durante la operación.

El Nitrato de Amonio Prills con el cual se fabrica el SUPERFAM DOS AE presenta una alta capacidad de retención de petróleo, con lo cual obtenemos un producto más estable, de manera que no migre el combustible después de un prolongado tiempo de fabricación.



USOS:

El SUPERFAM DOS AE se utiliza principalmente en minería superficial como también en minería subterránea, obras civiles y trabajos de tunelería donde no haya presencia de agua y el tipo de roca sea blanda o semidura. El SUPERFAM DOS AE es recomendable usarlo en labores donde exista una buena ventilación y ausencia de afloramiento de agua.

El rango de temperatura de manipulación del SUPERFAM DOS AE es de 0°C hasta 30°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactarse con el área de Asistencia Técnica.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

	UNIDAD	SUPERFAM DOS AE
Densidad aparente	g/cm³	0,82 ± 0,10
Velocidad de detonación (*)	m/s	3 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	54
Energía	kcal/kg	1 049
Potencia relativa en peso (RWS) (**)	%	110
Potencia relativa en volumen (RBS) (**)	%	113
Resistencia al agua	---	Nula

(*) Confinado en tubo de fierro de 1 ½ pulgadas de diámetro x 50 cm de longitud.
(**) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.
Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

PRESENTACIÓN:

Se presenta envasado en doble bolsa: la bolsa interior es de polietileno con características impermeables, mientras que la bolsa exterior es de polipropileno, material resistente al manipuleo y almacenamiento en la cual se exhibe la identificación del producto.

FT-020-PE/ES | Rev. 02 | 24/07/2023

Fuente: FAMESA Explosivos, 2023.

Figura 27

Ficha técnica de dinamita.



Abrimos paso
al progreso

FICHA TÉCNICA

DINAMITA FAMESA SEMIGELATINA

Denominación Genérica SUCAMEC: DINAMITA

DESCRIPCIÓN Y COMPOSICIÓN:

La DINAMITA FAMESA SEMIGELATINA es un explosivo fabricado a base de Nitroglicerina y es sensible al Fulminante Común N° 6, presenta un alto poder rompedor y tiene buena resistencia al agua.

TIPOS Y USOS:

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

- DINAMITA FAMESA SEMIGELATINA 45.
- DINAMITA FAMESA SEMIGELATINA 65.
- DINAMITA FAMESA SEMIGELATINA 80.

Esta DINAMITA se emplea en todo tipo de trabajos de voladura en minería superficial, subterránea y obras civiles, utilizándose con éxito en rocas de dureza intermedia a dura, proporcionando buenos resultados en cuanto a la fragmentación.

Puede utilizarse como iniciadores de columnas de nitro-carbonitratos (ANFO), en taladros de diámetros pequeños o intermedios.

El rango de temperatura de manipulación de la DINAMITA FAMESA SEMIGELATINA es de 0°C hasta 40°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactarse con el área de Asistencia Técnica.



CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

		UNIDAD	DINAMITA SEMIGELATINA 45	DINAMITA SEMIGELATINA 65	DINAMITA SEMIGELATINA 80
Densidad relativa		g/cm ³	1,12 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación	Confinado (*)	m/s	5 200 ± 300	5 400 ± 300	5 600 ± 300
	Sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	3 700 ± 300	3 900 ± 300
Presión de detonación		kbar	76	83	91
Potencia relativa en peso (***)		%	65	70	75
Fuerza Hess		mm	22	22	23
Volumen normal de gases		l/kg	880	910	920
Resistencia al agua		---	Buena	Buena	Buena
Categoría de humos		---	Clase 1	Clase 1	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de hierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad de detonación como cartucho de 7/8 pulgadas de diámetro.

(***) Potencia relativa referida a la Gelatina explosiva (Trauzl) con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Fuente: FAMESA Explosivos, 2023.

Figura 28

Ficha técnica de dinamita.



Abrimos paso
al progreso

FICHA TÉCNICA



CARMEX

Denominación Genérica SUCAMEC: DETONADOR ENSAMBLADO

DESCRIPCIÓN Y COMPOSICIÓN:

El CARMEX ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales.

El CARMEX está compuesto por los siguientes componentes: un Fulminante Común N° 8, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para Mecha Rápida y un Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida.

El CARMEX es ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas, garantizando con ello la hermeticidad del Fulminante – Mecha de Seguridad – Conector.

USOS:

El CARMEX se utiliza para iniciar los taladros en la minería tradicional o para iniciar la voladura.

El rango de temperatura de manipulación del CARMEX es de 5°C hasta 35°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactar con el área de Asistencia Técnica.



CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

• DEL FULMINANTE COMÚN

	UNIDAD	CARMEX
Diámetro del Fulminante	mm	6,3
Longitud del Fulminante	mm	45
Prueba de esopo, diámetro de perforación	mm	Min. 9,0
Volumen trauzi	cm ³	Min. 23
Resistencia al impacto 2kg/1m	—	No detona

• DE LA MECHA DE SEGURIDAD

	UNIDAD	CARMEX
Color de recubrimiento plástico	—	Verde
Núcleo de pólvora	g/m	6,1 ± 0,7
Tiempo de combustión a.n.m.	s/m	160 ± 10
Diámetro externo	mm	5,2 ± 0,2

a.n.m. = a nivel del mar

FT-035-PE/ES | Rev. 05 | 10/06/2025

Fuente: FAMESA Explosivos, 2025.

ANEXO 4: PANEL FOTOGRÁFICO DE LA MINA

Figura 29

Departamento de operaciones de Mina Estrella de Chaparra S.A.



Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

Bocamina y capacitación de personal.

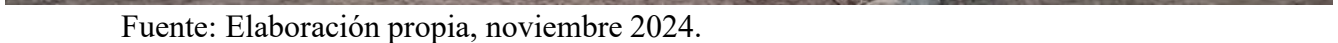


Figura 31

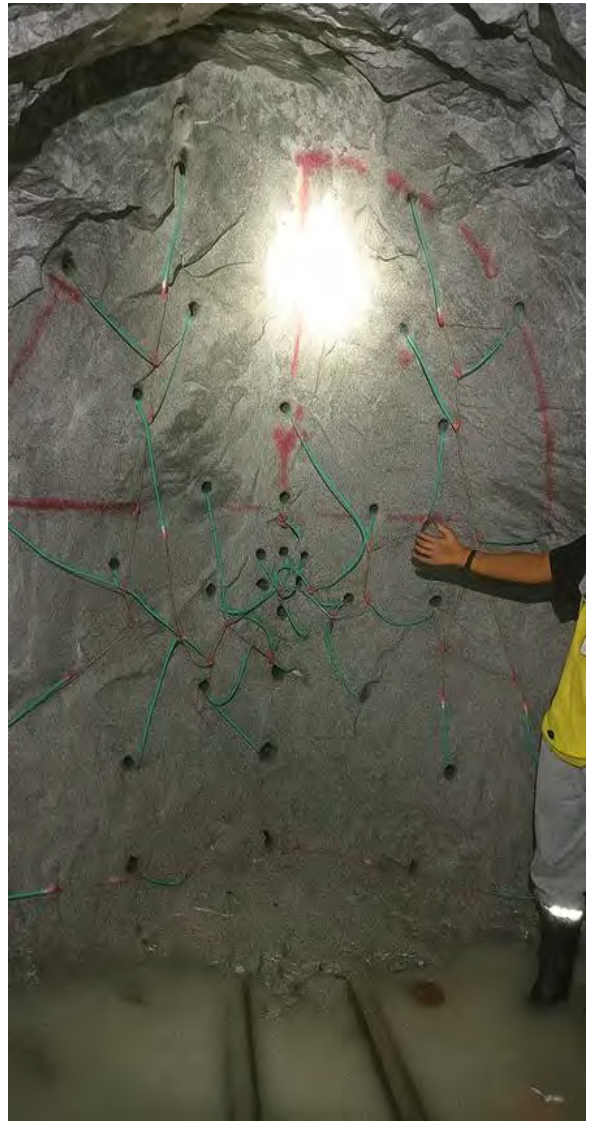
Estudio de campo



Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

Figura 32

Malla de Perforación con el ANFO y Emulnor



Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

Figura 33

Polvorín explosivos y dinamitas



Fuente: Elaboración propia, noviembre 2024.

Figura 34

Muestra de Emulnor



Fuente: Elaboración propia

Figura 35

Campamento de la unidad



Fuente: Elaboración propia