UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS:

Implementación de la segregación para reducir la dilución y perdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Luis Fernando QUISPE LAURA

ASESOR:

Msc. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO

AYACUCHO - PERÚ

2025

Dedicatoria

La presente tesis lo dedicado A mis Padres (Moisés & Herminia), hermanos y hermanas, quienes me ayudaron en cada momento de mi vida. A mi querida Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, a los docentes por compartirme sus enseñanzas y experiencias y ser un modelo de profesional para la industria minera.

Agradecimiento

Expreso mi más profundo agradecimiento a la empresa MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A. (MARSA) y a la contratista minera TAURO S.A.C., por haberme brindado la valiosa oportunidad de formar parte de sus equipos de trabajo, permitiéndome realizar mis prácticas preprofesionales y facilitando lo necesario para la elaboración de mi proyecto de tesis.

De manera especial, deseo reconocer la guía y el apoyo constante de los profesionales que acompañaron mi crecimiento en el campo:

Al Ing. Ramiro Meza Medina, Jefe de División de Val IV y Val V, por su disposición y por compartir su experiencia técnica en la gestión de las operaciones.

Al Ing. Percy Chávez Molina, Residente de la contratista, cuya instrucción diaria y liderazgo han sido fundamentales para motivarme a seguir adelante con excelencia en esta noble profesión.

Asimismo, hago extensiva mi gratitud a todos los docentes de mi facultad, quienes con entusiasmo, esmero y dedicación nos transmiten sus conocimientos en las aulas, brindándonos las herramientas teóricas y prácticas indispensables para desenvolvernos con integridad y eficiencia en la industria minera.

A todos ellos, muchas gracias por ser pilares fundamentales en mi formación profesional.

Resumen

La presente investigación titulada “Implementación de la voladura segregada para reducir la dilución y pérdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés, 2024” tuvo como objetivo principal evaluar el efecto de la voladura segregada mediante el rediseño del diagrama de perforación y la optimización de la secuencia de iniciación, con la finalidad de reducir la dilución y mejorar la recuperación del mineral en vetas angostas. La investigación fue de tipo aplicada, con un enfoque cuantitativo y diseño cuasi experimental, donde se compararon los resultados obtenidos mediante la voladura convencional y la voladura segregada en 19 disparos realizados en la Galería 9180_N. Para el análisis de los datos se utilizaron estadísticos descriptivos y la prueba de hipótesis mediante el análisis de varianza (ANOVA) basado en la distribución probabilística de Fisher, con un nivel de significancia de $\alpha = 0.05$. Los resultados muestran que la dilución promedio obtenida con voladura convencional fue de 79.99 %, mientras que con la implementación de la voladura segregada se redujo a 29.80 %, lo que representa una reducción promedio de 50.19 %. Asimismo, la ley diluida del mineral sin aplicar voladura segregada fue de 2.76 g/t, valor inferior al cut off operacional de 6.72 g/t, lo que implicaría considerar el material como desmonte. En contraste, con la aplicación de la voladura segregada se obtuvo una ley diluida de 9.65 g/t, superando el cut off y evidenciando la viabilidad económica del método propuesto. En el análisis económico se determinó que, aunque el costo unitario de avance con voladura segregada fue ligeramente mayor (378.79 USD/m) respecto a la voladura convencional (363.92 USD/m), la recuperación de mineral permitió obtener una ganancia operativa superior a 581.61 USD/t y un margen neto aproximado de 6979.26 USD por disparo. En cuanto a la fragmentación del material, el análisis granulométrico indicó que el P80 alcanzado fue de 5.7 pulgadas para mineral y 7.4 pulgadas para desmonte, valores que garantizan una adecuada fluidez del material en parrillas de 8 pulgadas, evitando la necesidad de voladura secundaria. Finalmente, se concluye que la aplicación del rediseño del patrón de perforación y la secuencia de iniciación en la voladura segregada constituye una alternativa técnica eficiente para el control de la dilución en vetas angostas, permitiendo mejorar la recuperación del mineral y la rentabilidad de la operación minera en la Unidad Minera San Andrés.

Palabras clave: voladura segregada, dilución minera, control de dilución, vetas angostas, fragmentación, rentabilidad minera.

Abstract

This research, entitled "Implementation of segregated blasting to reduce dilution and ore loss in Gallery 9180_N of the San Andrés Mining Unit, 2024" had as its main objective to evaluate the effect of segregated blasting by redesigning the drilling diagram and optimizing the initiation sequence, with the aim of reducing dilution and improving ore recovery in narrow veins. The research was applied, with a quantitative approach and quasi-experimental design, where the results obtained through conventional blasting and segregated blasting were compared in 19 shots carried out in Gallery 9180_N. Descriptive statistics and hypothesis testing using analysis of variance (ANOVA) based on Fisher's probability distribution, with a significance level of $\alpha = 0.05$, were used for data analysis. The results show that the average dilution obtained with conventional blasting was 0.01% in the (ANOVA) based on Fisher's probability distribution, with a significance level of $\alpha = 0.05$. The results show that the average dilution obtained with conventional blasting was 79.99%, while with the implementation of segregated blasting it was reduced to 29.80%, representing an average reduction of 50.19%. Likewise, the diluted grade of the ore without segregated blasting was 2.76 g/t, which is lower than the operational cut-off of 6.72 g/t, which would imply considering the material as overburden. In contrast, the application of segregated blasting yielded a diluted grade of 9.65 g/t, exceeding the cut-off and demonstrating the economic viability of the proposed method. The economic analysis determined that, although the unit cost of advancement with segregated blasting was slightly higher (USD 378.79 $/m) than with conventional blasting (USD 363.92 $/m), ore recovery resulted in an operating profit of more than USD 581.61 /t and a net margin of approximately USD 6979.26 per blast. In terms of material fragmentation, the granulometric analysis indicated that the P80 achieved was 5.7 inches for ore and 7.4 inches for waste rock, values that guarantee adequate material flow in 8-inch grids, avoiding the need for secondary blasting. Finally, it is concluded that the application of the redesigned drilling pattern and initiation sequence in segregated blasting is an efficient technical alternative for controlling dilution in narrow veins, allowing for improved ore recovery and profitability of mining operations at the San Andrés Mining Unit.

Keywords: segregated blasting, mining dilution, dilution control, narrow veins, fragmentation, mining profitability.

Índice

Página de aprobación o conformidad i

Dedicatoria ii

Resumen iv

Abstract v

Índice vi

CAPITULO I INTRODUCCIÓN 1

1.1 Planteamiento del problema 2

1.2 Formulación del problema 3

1.2.1 Problema general 3

1.2.2 Problemas específicos 3

1.3 Objetivos de la investigación 4

1.3.1 Objetivo general 4

1.3.2 Objetivos específicos 4

1.4 Importancia y justificación del proyecto 4

1.4.1 Importancia 4

1.4.2 Justificación teórica 4

1.4.3 Justificación metodológica 5

1.4.4 Justificación práctica 5

1.5 Alcance y limitaciones 6

1.5.1 Alcance 6

1.5.2 Limitaciones 7

CAPITULO II Marco teórico 8

2.1 Antecedentes del problema 8

2.1.1 Antecedentes internacionales 8

2.1.2 Antecedentes nacionales 10

2.2 Bases teóricas 14

2.2.1 Teoría de la voladura Segregación 14

2.2.2 Dilución. 16
2.2.2.1 Existen varios tipos de dilución 16
2.2.2.2 Factores causantes de la dilución 17
2.2.2.3 Fórmulas de cálculo de dilución 17
2.2.3 Cut-Off. 19
2.2.3.1 Ley de corte marginal o de planta (Gmill). 19
2.2.3.2 Ley de corte de mina (Gmine). 19
2.2.3.3 Costo fijo. 19
2.2.3.4 Costo variable. 20
2.2.3.5 Margen Operativo 20
2.2.4 Malla de perforación y voladura 20
2.2.5 Perforación 21
2.2.5.1 Condiciones de perforación. 22
2.2.6 Explosivos 22
2.2.6.1 Explosivos de FAMESA. 23
2.2.6.2 Accesorios de voladura 24
2.2.7 Método postulado Roger Holmberg 31
2.3 Bases conceptuales 33
2.3.1 Perforación 33
2.3.2 Voladura 33
2.3.3 Sobre rotura 33
2.3.4 Voladura controlada 33
2.3.5 Factor de carga 33
2.4 Hipótesis 34
2.5 Hipótesis general 34
2.6 Hipótesis específicas 34
2.7 Variables 34

2.7.1 Variable dependiente 34
2.7.2 Variable independiente 34
CAPITULO III Materiales y métodos 35
3.1 Materiales 35
3.1.1 Generalidades 35
3.1.1.1 Ubicación y acceso: 35
3.1.2 Historia 36
3.1.3 Geología Estructural 37
3.1.4 Geología Regional 37
3.1.5 Geología Local 38
3.1.6 Geología económica 39
3.2 Métodos 40
3.2.1 Diseño de investigación 40
3.2.2 Tipo de investigación. 40
3.2.3 Nivel de Investigación 40
3.2.4 Población y muestra. 40
3.2.5 Unidad de análisis 41
3.2.6 Criterios de inclusión y exclusión. 41
3.2.7 Técnicas e instrumentos 41
3.2.7.1 Observación directa. 41
3.2.7.2 Recopilación: 42
3.2.7.3 Simulación 42
3.2.7.4 Instrumentos 42
3.2.8 Análisis de datos 42
CAPITULO IV Resultado y discusión 43
4.1 Desarrollo de la investigación 43
4.1.1 Malla de perforación y voladura actual 43

4.1.2 Diseño de malla segregación de Perforación y voladura 44
4.1.2.1 Ubicación del arranque 44
4.1.2.2 Análisis de proyección alcanzada por los fragmentos de roca 57
4.1.2.3 Análisis de fragmentación del material roto 58
4.1.3 Análisis de ley de dilución de mineral con voladura no segregada y segregada ... 60
4.1.3.1 Condiciones geológicas y geométricas 62
4.1.3.2 Voladura no segregada 63
4.1.3.3 Voladura segregada 65
4.1.3.4 Interpretación integral de resultados 68
4.1.4 Análisis de costos 69
4.1.4.1 Costos sin voladura segregada 69
4.1.4.2 Costos con voladura segregada 71
4.1.4.3 Evaluación técnica respecto al cut-off 73
4.1.4.4 Ganancia operativa neta por metro de avance 74
4.1.4.5 Interpretación técnica crítica 76
4.2 Prueba de hipótesis 77
4.3 Discusión de resultados 79
Conclusiones 82
Recomendaciones 83
Referencias Bibliográficas 84
Lista de abreviaturas 87
Glosario 88
Anexos 89

Lista de tablas

Tabla 1. Ubicación el mediante las coordenadas geográficas 35

Tabla 2. Tramo y tipo de vía hacia la unidad minera. 36

Tabla 3. Datos de campo 46

Tabla 4. Parámetros geológicos y geométricos 61

Tabla 5. Datos de labor..... 61

Tabla 6. Resultados de cálculo de dilución final e incremento de ley..... 62

Tabla 7. Cuadro de ganancias operativas 74

Tabla 8. Dilución de voladura segregada y no segregada. 77

Tabla 9. Análisis de varianza..... 79

Lista de figuras

Figura 1. ELOS Interpretación geométrica 18

Figura 2. Emulnor Encartuchada de Famesa 24

Figura 3. Carmex 25

Figura 4. Ignición Rápida O Mecha Rápida 26

Figura 5. Cordón detonante 27

Figura 6. Fanel Color Rojo Periodo Largo Y Color Amarillo Periodo Corto. 29

Figura 7. Tiempo de retardo en milisegundos de periodo corto. 30

Figura 8. Tiempo de retardo en milisegundos de periodo largo. 30

Figura 9. Nomenclatura de la sección según R. Holmberg. 32

Figura 10. Ubicación de los taladros 33

Figura 11. Ubicación de la mina 35

Figura 12. Geología regional 38

Figura 13. Diseño de malla convencional 43

Figura 14. Distribución de carga convencional 44

Figura 15. Diseño de arranque -veta en la corona 45

Figura 16. Diseño de arranque - veta centro superior de la galería 45

Figura 17. Diseño de arranque - veta centro de la galería 46

Figura 18. Arranque del curso 48

Figura 19. Diseño de malla de perforación y voladura segregada 53

Figura 20. Distribución de los faneles 54

Figura 21. Distribución de carga 54

Figura 22. Cuadro de resumen 55

Figura 23. Marcado de malla de perforación según diseño. 56

Figura 24. Delimitación de material roto por Geología. 57

Figura 25. Proyección de roca del mineral y desmonte. 58

Figura 26. Digitalización de la pila de fragmentos de roca – Mineral 58

Figura 27. Digitalización de la pila de fragmentos de roca – Desmonte. 59

Figura 28. P80 del mineral – 5.7”. 59

Figura 29. P80 del desmonte – 7.4”. 60

Figura 30. Tonelaje de mineral por disparo con voladura segregación 66

Figura 31. Análisis de la ley diluida 67

Figura 32. Precios unitarios de costos de voladura no segregada**¡Error! Marcador no definido.**

Figura 33. Precios unitarios de costos de voladura segregada 71

Figura 34. Margen neto por disparo 75

Figura 35. Columnas de cañas para la voladura controlada 76

Figura 36. Distribución probabilística de Fisher (ANOVA) 78

CAPITULO I
INTRODUCCIÓN

En minería subterránea en nuestro territorio, la dilución constituye uno de los factores técnicos que mayor impacto ejerce sobre la rentabilidad de la operación, debido a que reduce la ley de cabeza, incrementa los costos unitarios de procesamiento y distorsiona la planificación de corto y mediano plazo. Diversos estudios han demostrado que el control de la dilución no depende únicamente de parámetros geomecánicos, sino también del diseño y ejecución de la perforación y voladura, especialmente en labores angostas o vetiformes donde el contacto mineral–ganga es crítico (Hustrulid et al., 2013; Stewart & Trueman, 2001).

En este contexto, la voladura segregada surge como una alternativa técnica orientada a minimizar la mezcla indeseada entre mineral y estéril mediante la diferenciación espacial y secuencial de los taladros cargados. A diferencia de la voladura convencional, que prioriza el avance y la fragmentación global, la voladura con enfoque de segregación busca preservar la selectividad del macizo, optimizando la distribución de energía explosiva y favoreciendo la concentración del mineral en zonas controladas para su carguío selectivo. Esta estrategia se alinea con los principios de optimización económica minera, en los que pequeñas variaciones en ley pueden generar cambios significativos en el valor recuperable del yacimiento (Lane, 1988).

El fundamento técnico de la voladura segregada se sustenta en el control de la energía específica, el espaciamiento y burden adecuados, la secuencia de iniciación y la diferenciación entre taladros de mineral y de alivio. Desde la perspectiva de la ingeniería de minas, la correcta aplicación de estos parámetros permite reducir el sobre–rotura (overbreak), limitar la fracturación innecesaria de la caja y disminuir la incorporación de material subeconómico al flujo productivo (Hartman & Mutmansky, 2002). No obstante, su implementación implica un análisis integral que considere costos de perforación, consumo de explosivos, tiempos de ciclo y efectos en la productividad.

En operaciones auríferas subterráneas con leyes variables y vetas angostas, la problemática de la dilución adquiere especial relevancia, ya que la incorporación de material por debajo de la ley de corte puede comprometer directamente la viabilidad económica del proyecto. La determinación del cut-off grade representa el criterio técnico–económico que define qué material debe ser considerado mineral y cuál debe clasificarse como estéril; por tanto,

cualquier estrategia orientada a mejorar la selectividad del arranque tiene implicancias directas en la generación de valor (Rendu, 2014).

En este marco, la presente investigación aborda la implementación y evaluación técnica–económica de la voladura segregada como herramienta para reducir la dilución y optimizar la ley de cabeza en labores subterráneas. El estudio integra el análisis de parámetros de diseño de malla, comportamiento geomecánico del macizo rocoso, costos operativos y efectos en la recuperación metalúrgica, con el propósito de determinar si la aplicación de esta metodología contribuye efectivamente a mejorar el margen económico por tonelada y por metro avanzado.

El desarrollo de esta tesis no se limita a una comparación operativa entre métodos de voladura, sino que propone una evaluación crítica basada en indicadores cuantificables de ley, tonelaje, costos y valor recuperable, buscando establecer una relación directa entre control de dilución y desempeño económico. Desde esta perspectiva, la investigación se inserta en la línea de optimización minera orientada a maximizar el aprovechamiento del recurso, bajo criterios técnicos rigurosos y económicamente sostenibles.

1.1 Planteamiento del problema

La dilución es un efecto inherente a la operación de extracción en la minería, y por lo mismo siempre ha representado una preocupación para los ingenieros responsables de su control y reducción. Un bajo control operativo de los niveles de dilución puede implicar efectos negativos en los procesos de minado y procesamiento (menores cantidades netas de mineral y mayores costos metalúrgicos por la variación del material a ser tratado). Así, las empresas mineras podrían ser menos eficientes y con ello ver afectadas sus niveles de rentabilidad. Frente a esta situación, controlar y reducir los niveles de dilución permitirá que las empresas mineras puedan operar en concordancia con sus diseños y así obtener la rentabilidad prevista o incluso mejorarla. La Unidad Minera San Andrés, está dividido en 8 zonas las cuales son: Españolas, Chilcas, Chilcas bajas, Valeria 1, Valería 2, Valeria 3, Valeria 4 y Valeria 5 de los cuales la empresa Contratista Minera Tauro S.A.C viene realizando actividades en Valeria 4 y Valeria 5 que abarca desde el nivel 2470 hasta el nivel 2170.

Desde los meses de setiembre las leyes programadas diarias vienen incumpliéndose y así generando una preocupación para la empresa contratista minera Tauro S.A.C y una de las

causas de este declive aparte de desarrollar voladuras tradicionales, fue la paralización de los tajos importantes de leyes altos como 54.86 gr/tn en promedio en el nivel 2170 (profundización) producto del accidente fatal ocurrido en la mina. A la fecha viene presentadas deficiencias en las voladuras en galerías generando dilución significativa y una pérdida de mineral, debido a que se vienen mezclando el material estéril con el mineral producto de las voladuras tradicionales que afecta la calidad del mineral extraído, hasta el momento las galerías no han sido de importancia en extracción ya que se diluye en 2.76 gr/tn en promedio para una sección de 2.4*2.70 m dándole como destino desmonte o mineral de tercera para el blending, este tonelaje de pérdida de mineral puede ser recuperado a través de un diseño o implementación de voladura eficaz como la voladura segregación.

Es por esta razón la importancia de la implementación de la voladura segregación que permitirá la recuperación de mineral y minimizar la dilución en comparación de las voladuras tradicionales como el circado.

A partir de lo descrito se plantea la interrogante ¿De qué manera la implementación de la voladura segregación minimiza la dilución y perdida de mineral, en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024?

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

¿En qué medida la implementación de la voladura segregada, mediante un nuevo diseño de malla y secuencia de salida optimizada, influye en la reducción de la dilución y pérdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés, 2024?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cómo el rediseño del diagrama de perforación y la secuencia de iniciación en la voladura segregada afectan el porcentaje de ley diluida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024?
- ¿Cuál es el efecto de la voladura segregada en los costos operativos (USD/tn) y la recuperación económica del mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024?
- ¿Cómo el nuevo diseño de malla influye en la distribución granulométrica del material volado (P80) en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

Implementar la voladura segregada, mediante un nuevo diseño de malla y secuencia de salida optimizada para la reducción de la dilución y pérdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés, 2024.

1.3.2 Objetivos específicos

- Implementar el rediseño del diagrama de perforación y la secuencia de iniciación en la voladura segregada para determinar el porcentaje de ley diluida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024.
- Analizar el efecto de la voladura segregada en los costos operativos (US$/t) y la recuperación económica del mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024.
- Analizar el impacto del nuevo diseño de malla en la distribución granulométrica del material volado (P80) en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024

1.4 Importancia y justificación del proyecto

La presente investigación se justifica en la necesidad de que el mineral de las galerías de 2.40m x 2.70m de la Unidad Minera San Andrés, sean recuperables y evitar voladuras tipo circado que aumenta los costos y demoras operativas para la extracción.

1.4.1 Importancia

1.4.2 Justificación teórica

Teóricamente, se justifica por la necesidad de reforzar e incorporar conocimientos avanzados en voladura segregación. Desde el punto de vista técnico, el diseño de malla, el burden, el espaciamiento, la energía específica y la secuencia de iniciación determinan la distribución de fracturas y el grado de sobre–rotura. Una mala distribución energética favorece la rotura excesiva de las cajas y el mezclado de material, incrementando la dilución operacional (Hustrulid et al., 2013). La voladura segregada se sustenta teóricamente en la diferenciación espacial y temporal de cargas explosivas para preservar la selectividad del macizo, minimizando la mezcla mineral–estéril.

En minas auríferas subterráneas como Unidad Minera San Andrés, donde la variabilidad de ley es significativa y el ancho de veta es limitado, el control de dilución adquiere un carácter estratégico. Por tanto, la investigación se fundamenta en la necesidad de integrar

principios de diseño de voladura con criterios de evaluación económica, en coherencia con la teoría de optimización minera (Rendu, 2014).

1.4.3 Justificación metodológica

La investigación propone un enfoque cuantitativo–aplicado, basado en la comparación controlada entre dos escenarios: como partida inicial es la voladura convencional y el segundo escenario es voladura segregada. Metodológicamente, la validez del estudio se sustenta en: Medición de leyes promedio antes y después de la implementación. Determinación de tonelaje por metro avanzado. Cálculo del factor de dilución. Evaluación del margen económico por tonelada y por metro. El análisis comparativo permite establecer relaciones causales entre diseño de voladura y comportamiento de la ley diluida. Este enfoque responde a la necesidad de evaluar resultados mediante indicadores objetivos y verificables, evitando apreciaciones subjetivas.

Asimismo, el diseño metodológico integra variables independientes (parámetros de voladura, distribución de cargas, secuencia de disparo) y variables dependientes (ley diluida, tonelaje, margen económico), permitiendo analizar el impacto directo del control de dilución en la rentabilidad de la operación.

Desde la perspectiva científica, el estudio se enmarca dentro de la investigación aplicada en ingeniería, donde la validación se basa en resultados medibles y replicables (Hartman & Mutmansky, 2002).

1.4.4 Justificación práctica

En términos prácticos, la investigación responde a una problemática real en la operación de Unidad Minera San Andrés: como a la presencia de dilución significativa en labores angostas, reducción de la ley de cabeza, incremento de costos de procesamiento por tonelada de material tratado, impacto en el margen económico por metro avanzado.

La aplicación de voladura segregada permite: reducir la incorporación de material por debajo del cut-off, mejorar la selectividad del carguío, estabilizar la ley enviada a planta, optimizar el uso del recurso mineral.

Desde una perspectiva económica, pequeños incrementos en ley pueden generar variaciones exponenciales en el valor recuperable por tonelada, especialmente en minería aurífera, donde el precio del metal es elevado. En este contexto, la investigación no solo

tiene implicancias técnicas, sino también estratégicas, al contribuir a la sostenibilidad económica de la operación.

Adicionalmente, la propuesta puede servir como modelo replicable en otras unidades con características geológicas similares, fortaleciendo la gestión técnica basada en control de dilución y generación de valor.

1.5 Alcance y limitaciones

1.5.1 Alcance

La investigación se circunscribe al análisis y evaluación de la voladura segregada como técnica de control de dilución en labores subterráneas vetiformes. Comprende:

- Diseño y comparación de mallas de perforación (convencional vs. segregada).
- Evaluación de parámetros de burden, espaciamiento y secuencia de iniciación.
- Medición de ley diluida posterior a la voladura.
- Determinación del tonelaje por metro avanzado.
- Cálculo del factor de dilución.
- Análisis del margen económico por tonelada y por metro.

No se aborda el rediseño integral del método de explotación, sino específicamente la optimización del proceso de perforación y voladura como variable de control operativo.

Desde la perspectiva de la ingeniería minera, el estudio se centra en la relación entre control de energía explosiva y selectividad del arranque, en coherencia con los fundamentos descritos por Hustrulid et al. (2013).

El análisis económico comprende: La evaluación del impacto de la ley diluida sobre el margen operativo. Integración de precio del oro, recuperación metalúrgica y costo operacional. Comparación del valor generado por metro avanzado en ambos escenarios.
No incluye: Evaluación de VAN (Valor Actual Neto), modelamiento financiero de largo plazo y análisis de sensibilidad macroeconómica.

El enfoque económico se limita a un análisis operativo comparativo, coherente con la teoría de optimización basada en cut-off grade (Lane, 1988; Rendu, 2014).

1.5.2 Limitaciones

Dentro de las limitaciones geológicas podemos mencionar a la variabilidad natural de la ley dentro de la veta, cambios en potencia o estructura mineralizada, influencia de fracturamiento natural del macizo rocoso. Estas condiciones pueden afectar la ley obtenida independientemente del diseño de voladura.

Limitaciones metalúrgicas se enfoca a las fluctuaciones en la recuperación metalúrgica, cambios en condiciones de planta y posible variabilidad en la ley de cabeza por mezcla de frentes.

CAPITULO II
Marco teórico

2.1 Antecedentes del problema

2.1.1 Antecedentes internacionales

Tao et al. (2019) en su investigación "A new diversion drawing technique for controlling ore loss and dilution during longitudinal sublevel caving". Tuvo como objetivo proponer una técnica mejorada de extracción de desviación con el objetivo de controlar la pérdida y dilución de mineral cambiando la trayectoria del flujo, la velocidad del mineral y roca derrumbada. Tuvo como resultados que la función principal de la estructura de desvío era evitar por completo el contacto directo entre el mineral volado y la roca estéril derrumbada en la etapa inicial de extracción. Antes de recuperar la estructura de desvío, no había roca estéril mezclada con el mineral volado; por lo tanto, el mineral residual cerca de la pared del pie podría recuperarse por completo. Concluyeron que los resultados mostraron que la técnica mejorada podría reducir efectivamente la pérdida y dilución de mineral. Por lo tanto, puede aumentar el beneficio económico de las minas y ampliar el ámbito de aplicación del método de espeleología. Mediante el estudio se identificó que para reducir la 4 dilución se debe evitar extraer el mineral y estéril a la vez, para lo cual se debe tener un control respecto a la longitud y área que es perforada y volada

Alipov et al. (2020), en su investigación titulada "Influence of stope geometry on sloughing and dilution in open stope mining". Tuvo como objetivo establecer una base de datos de dilución que incluya el diseño de la mina y los datos geotécnicos en Kazajstán. Los resultados revelaron que la categoría de dilución tuvo un efecto significativo en el índice de dilución. Además, se calcularon los números de estabilidad para fines de comparación. Los gráficos obtenidos de los índices de dilución y el número de estabilidad para todas las categorías de cortes mostraron buenas correlaciones. Concluyeron que no solo la densidad después de la voladura se puede cuantificar en efecto a la irregularidad de la geometría, sino también se utilizó para evaluar la dilución del mineral. Este estudio identificó los parámetros, formulación y cálculo de la dilución en la labor minera, lo que fue la base para obtener los resultados y llegar a las conclusiones.

Salgado et. al. (2019) en su investigación "Model for Dilution Control Applying Empirical Methods in Narrow Vein Mine Deposits in Perú". Tuvieron como objetivo analizar la aplicabilidad de métodos mineros hidrotermales en forma de veta (veta

estrecha) utilizando sistema de clasificación de Bieniawski y Barton. Tuvieron como resultados que, en la mayoría de los casos, estos métodos se aplican sin comprender los supuestos subyacentes y los límites de la base de datos en relación con los riesgos ocultos inherentes. Aquí, las diluciones obtenidas por los métodos empíricos oscilan entre el 8% y el 11% (según la dimensión frontal), las cuales son inferiores a la dilución operativa de la mina al 15%. Concluyeron que el modelo propuesto se puede utilizar como una herramienta práctica para predecir y reducir la dilución en vetas estrechas. Este trabajo identificó una base para el desarrollo de los resultados debido a que se evidenció que empleando la técnica y el diseño adecuado de extracción de mineral se reduce la dilución.

Bogatinovski et al. (2017) en su investigación "Gubici i razblaživanja u rudnoj žici br. 4 u rudniku Zletovo, Republika Makedonija". Tuvo como objetivo disminuir las pérdidas por la dilución presentes en la producción minera. Los resultados obtenidos fueron que la dilución que se produce al hacer un corredor de suelo con parámetros: diferente ángulo de caída (45-60°), un espesor constante de 1,47 m siendo este el espesor medio del alambre minero en las reservas mineras calculadas, estas tienen una anchura del pasillo del suelo de 1,57 m. Si se añaden 10 cm izquierda y derecha por 5 cm a la anchura de la mina, la dilución prevista al redactar el pasillo del suelo es del 26,3% del 42,3%. Concluyeron que, sobre la base de estos parámetros se hicieron modelos en los que el alambre de mineral de hierro tendría diferentes ángulos, de los cuales el valor para la dilución planificada de 6,7% a 7,8%, se destacó por debajo de la media diluida en la mina Zletovo. Este trabajo identificó los parámetros de extracción que son los pilares fundamentales 5 para la adecuada producción del mineral reduciendo el porcentaje de dilución debido a que un diseño de explotación adecuado es más selectivo.

Zou y Yang (2020), en la investigación desarrollada "Development of a Segregation Blasting Method to Reduce Ore Loss and Dilution in Open Pit Mines" implementaron un método de voladura por segregación para mejorar la segregación de materiales en el límite del mineral y los desechos, lo que puede reducir la pérdida y dilución del mineral en minas a cielo abierto. A través de análisis teóricos y de simulación, se determinaron el principio de diseño y los parámetros de voladura para la voladura por segregación. Se utilizó el tiempo de retardo de 100 ms para producir una zona de separación en el límite del mineral y los desechos. Se utilizó la tecnología de escaneo láser 3D para evaluar el rendimiento de la voladura. Después de la optimización mediante voladuras

experimentales, el tiempo de retardo de 17 ms, 64 ms y 100 ms se cambió a 9 ms, 25 ms y 65 ms, respectivamente, y la eficiencia de carga aumentó un 3,1% 17,6%. Los estudios de campo indicaron que la disminución porcentual en la pérdida de mineral fue del 2,63 5,3% y la disminución en la dilución fue de aproximadamente el 2% mediante voladura por segregación. Los análisis y experimentos indicaron que el método de voladura por segregación tiene las ventajas de una fragmentación más adecuada y una forma de pila de escombros más adecuada, un tiempo de carga más corto, menor pérdida de mineral y dilución.

2.1.2 Antecedentes nacionales

Tejada Herrera (2023) desarrolló la investigación titulada Aplicación de voladura segregada en vetas de zinc para disminuir la dilución en una mina subterránea, realizada en una mina subterránea que explota vetas angostas mediante el método de corte y relleno ascendente. El estudio parte del problema operativo de alta dilución del mineral, originada por el uso de la cara libre generada por el corte inferior durante el proceso de voladura, lo cual ocasionaba que en vetas con potencia menor a 1 m la dilución superara el 330 %, afectando significativamente la rentabilidad de la explotación minera. Frente a esta problemática, el autor propuso la implementación de voladura segregada, modificando el esquema tradicional de voladura. La técnica consistió en generar una nueva cara libre en la caja piso, mediante la proyección del material aproximadamente 15 m hacia atrás, de modo que en el frente solo permanezca la carga correspondiente a la veta y a la caja techo. Con esta estrategia se buscó separar el mineral del desmonte durante el proceso de voladura, permitiendo un control más eficiente de la dilución en vetas angostas. La investigación adoptó un enfoque experimental, donde se formularon hipótesis relacionadas con la reducción de dilución y posteriormente se realizaron pruebas de campo para validar la propuesta técnica. Además, se efectuó un análisis económico con el fin de cuantificar los beneficios operativos derivados de la aplicación de esta técnica de voladura. Los resultados mostraron que la aplicación de la voladura segregada permitió reducir la dilución de aproximadamente 330 % a cerca de 115 %, lo cual permitió que el tajo evaluado pase de ser económicamente inviable a una operación rentable. Asimismo, se evidenció un ahorro anual aproximado de 150 000 USD debido a la reducción en los costos asociados al transporte, izaje y procesamiento en planta concentradora.

Como antecedente a nivel nacional se tiene a Cruz (2018) en su investigación titulada "Reemplazo de dinamita Semexa 45% 7 7/8" por dinamita Exsablock 45% 7 7/8 según condiciones geo mecánicas de la veta esperanza r.t. para tajos con cara libre concerniente a un tipo de roca mala, con el fin de reducir la sobre dilución del mineral en E.C.M Comiluz SAC, compañía minera Marsa S.A.". Se tuvo como objetivo disminuir la dilución mediante el control de la altura del minado en base a la potencia de la veta. Respecto a la metodología. La investigación presenta un enfoque cuantitativo con un diseño experimental empleando la guía de observación como instrumento para la recolección de datos. El resultado obtenido se comprobó que empleando el explosivo Semexa se produjo 66.5 m3 a diferencia del Exsablock que produjo 55.1 m3, sin embargo, el valor mayor de producción mediante el Semexa se debe a la sobrerotura generada lo que conllevó a una mayor dilución. Se concluyó que al tener mayor sobrerotura se tiene mayor cantidad de mineral, pero con alta dilución. Es más caro el acarreo y transporte de una tonelada de mineral pobre que una tonelada de mineral con alta ley. Este trabajo evidenció una reducción de la dilución del mineral en función del tipo de explosivo en el diseño de 6 la malla de perforación y voladura de rocas y para ello se evaluaron varios parámetros operacionales que ayudaron a reducir el aumento de dilución y aumento en la rentabilidad de la empresa minera

Hinostroza y Encarnación, (2023) en su investigación "Reducción de dilución mediante la aplicación de voladura diferenciada en labores de Breasting dentro de la mina Pallancata" realizada en la facultad de Ingeniería de Minas de la Pontificia Universidad Católica del Perú. El objetivo del estudio fue aportar una metodología experimental apropiada para disminuir la dilución actual dentro de los tajeos de corte y relleno mediante el uso de voladura diferenciada. Además, la metodología tiene las siguientes características: Al final de las pruebas piloto realizadas se obtuvo una reducción de la dilución en un 88.88 % en la labor BA1905, y una reducción del 76.48 % en la GL2087, teniendo así una reducción promedio del 83.20 % en un total de 22 disparos realizados donde se logró separar 560.26 toneladas de desmonte de un inicial de 2077.50 toneladas, logrando así disminuir considerablemente la dilución (83% de reducción) y por ende la recuperación metalúrgica en la planta según el histórico de recuperaciones versus leyes de cabeza. Si bien la voladura diferenciada para el caso de aplicación realizado conlleva algunos costos adicionales en transporte y el zarandeo de las cargas, se tiene un ahorro en el tratamiento y recuperación del mineral al tener menor tonelaje con mayor ley. Un

segundo beneficio indirecto es que, al llevar menor tonelaje a la planta, la vida de la relavera es mayor, por lo que los gastos en la misma se ven afectados positivamente al tener que reducir las obras en la expansión de esta.

Moreno y Roas (2021), en su proyecto "Aplicación del método Cut & Fill con circado y su influencia en el control de la dilución en el nivel 4455 en compañía minera Santa Luisa S. A., Ancash -2021" realizada en la facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Continental. El objetivo del estudio fue aportar una metodología experimental apropiada para determinar la influencia de la aplicación del método cut & fill con circado en el control de la dilución en el nivel 4455 en compañía minera Santa Luisa S.A., Áncash - 2021. Además, la metodología tiene las siguientes características: La dilución de mineral del tajo L-598 V5 en el nivel 4455 durante el año 2020 se presentó con un promedio de 13.09 % de dilución de mineral; mientras que, en mayo del 2021 aplicando el método cut & fill con circado se obtuvo 8.47 % de la dilución de mineral, influyendo positivamente en las leyes de mineral y facilitando el proceso metalúrgico. El diseño de la malla de perforación con método cut & fill con circado es muy apropiado de acuerdo con el tipo de terreno que se presenta en el nivel 4455, ya que se logra optimizar 122 taladros. De esta manera se ahorró en los costos de perforación, aceros y explosivos; dando como resultado 421.66 dólares. Así, se influye positivamente en el proceso de minado. Los costos de operación de acuerdo con el método cut & fill y cut & fill con circado tienden a tener una diferencia de 0.75 dólares por metro cúbico ya que el método cut & fill con circado en realce es mucho más rentable a comparación de del método cut & fill.

Arteaga Espinoza, (2021) en su investigación "Minado selectivo para explotar vetas angostas de oro en la minera Marsa S.A. Pataz – Región la Libertad" realizada en la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. El objetivo del estudio fue aportar una metodología experimental apropiada para determinar un método de minado selectivo para explotar vetas de oro en la minera Marsa S.A Pataz. Región la Libertad. Además, la metodología tiene las siguientes características: Al emplear el método selectivo se mejora la productividad de la explotación de las vetas de la minera Marsa. Al aplicar el método selectivo se disminuye notablemente la dilución de un promedio de 75 % a 8 % en la explotación de las vetas de oro de la minera Marsa. Al evaluar el método selectivo se puede notar que se mejora la estabilidad de las cajas en la explotación de las vetas de oro de la minera Marsa. Al emplear el método selectivo se disminuye el consumo de

explosivo de 62.4 kilogramos por disparo a 53.33 Kilogramos por disparo en promedio. Aplicando el método selectivo se mejora la eficiencia de voladura de 90 % a 95 %. Aplicando este método selectivo se logra minimizar los costos de minado de 154.75 $/TM. a 149.12 $/TM. Que significa un menor costo de 5.63 $/TM. Acumulándose durante un año la suma de 135 120 $/24 000 TM.

De La Cruz Asalde, (2020) Tesis titulada: “Estudio del método de circado para la explotación de vetas angostas en la mina Nueva Esperanza Nivel II – Algamarca" realizada en la Universidad Cesar Vallejo. El objetivo del estudio fue realizar un estudio del método de circado para la explotación de vetas angostas en la mina Nueva Esperanza Nivel II – Algamarca. Además, la metodología tiene las siguientes características: En el trabajo se realizó un estudio del método de circado para la explotación de vetas angostas en la mina Nueva Esperanza Nivel II – Algamarca. Lo más significativo de realizar el estudio del método de circado fue evaluar las condiciones geomecánicas y geológicas porque te permiten estudiar las condiciones de la veta, y a partir de ello evaluar la manera de explotarla selectivamente. Lo difícil en este proceso fue hallar el método de explotación complementario al método de circado porque según el método de explotación considerado se tuvo que hacer un diseño de malla y secuencia de encendido que vaya acorde con las características de labor, ya que la distribución de taladros dependió de la zona, ya sea mineralizada o de la zona de desmonte evitando de esta manera la dilución. En este trabajo se efectuó el estudio geomecánico para la viabilidad del método del circado en la mina Nueva Esperanza - Nivel II. Lo más importante del estudio geomecánico son los parámetros geológicos y geomecánicos, recolectados del yacimiento de las diferentes labores, porque este es la base para la evaluación del método. En las vetas angostas es necesario desarrollar un estudio minucioso, ya que se busca la selectividad en el proceso de explotación. Lo difícil en el desarrollo de este objetivo es realizar el estudio geomecánico de la zona mineralizada, la caja techo y la caja piso ya que cada una de estas presentan características diferentes, que son fundamentales para la determinación del método de explotación selectivo.

Acosta Mendoza, (2019) Tesis titulada: "Explotación de vetas angostas con métodos de circado - corte y relleno ascendente para mejorar productividad - Unidad Minera Virgen de Chapi de Ica S.A.C. - 2019" realizada en la Universidad Nacional del Centro del Perú. El objetivo del estudio fue determinar en qué medida la explotación de vetas angostas con

métodos de circado permite mejorar la productividad en la unidad minera Virgen de Chapi de Ica S.A.C. Además, la metodología tiene las siguientes características: La explotación de vetas angostas con el método de circado en corte y relleno ascendente permite mejorar positivamente la productividad en la unidad minera Virgen de Chapi de Ica S.A.C. La clasificación geomecánica permite mejorar significativamente la productividad en la unidad minera Virgen de Chapi de Ica S.A.C. Una eficiente perforación y voladura permite mejorar la productividad adecuadamente en la unidad minera Virgen de Chapi de Ica S.A.C. El volumen de mineral roto era con anterioridad al nuevo diseño de malla era de 4tn; con el nuevo diseño se ha alcanzado a obtener hasta 5 tn. Lo cual significa un incremento del 25 % (5). De acuerdo con los cálculos realizados el rendimiento que anteriormente fue de 4 toneladas/hombre, esta ha sido mejorado a 5,5 toneladas/hombre lo cual significa un incremento del orden 37,5 % más que antes.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Teoría de la voladura Segregación

Un método de voladura de separación para un área de voladura mixta de mineral y roca se caracteriza por comprender los siguientes pasos:

1) Planificar un área de explosión en un área a explotar mezclada con mineral y roca, y organizar los pozos de voladura de acuerdo con los parámetros técnicos planificados en el sitio de acuerdo con las condiciones geológicas de ingeniería; Específicamente, los barrenos de voladura están dispuestos en los escalones de acuerdo con un triángulo, y los parámetros de una red de barrenos son los siguientes: espacio entre filas multiplicado por el espacio entre barrenos = (5,0 a 6,0) mx (8,0 a 10,0) m, el barreno de la primera fila se ajusta de acuerdo con la condición real de la línea de pendiente superior del campo y se agregan barrenos auxiliares en las partes sobresalientes locales (Huang, 2020).;

2) Determinar la ultraprofundidad del barreno de voladura de acuerdo con la litología y las condiciones geológicas de ingeniería del área de voladura planificada;

3) Perforar los barrenos uno por uno de acuerdo con los parámetros de diseño de disposición de los barrenos en el paso 1) y los parámetros de diseño ultraprofundos del barreno en el paso 2);

4) Muestreo y prueba de escombros de roca en cada barreno, determinando el grado geológico del mineral de roca y definiendo el rango límite de un área de voladura planificada como un área de mineral y un área de roca respectivamente de acuerdo con la ley de corte del mineral; (Huang, 2020).

5) Calcular la carga explosiva del barreno de voladura de acuerdo con las condiciones del barreno de voladura ultraprofundo y la litología, instalando una bomba detonante debajo del barreno de voladura, en donde se dispone un detonador electrónico industrial en la bomba detonante y un cable de pata del detonador. está conectado a un orificio en la superficie del suelo; (Huang, 2020).

6) Cargar el barreno de acuerdo con el diseño y la dosis y variedad calculadas;

7) Bloquear el barreno cargado en el paso 6) utilizando escombros de roca hasta que el nivel del suelo de la abertura del barreno sea horizontal;

8) Diseño de un modo de detonación: seleccionar barrenos de primera fila en el medio de un área de mineral y un área de roca como punto de iniciación, comenzando a detonar secuencialmente con un retardo de tiempo en una dirección alejada del punto de iniciación tomando la iniciación. punto como centro, y detonar secuencialmente los barrenos alrededor del punto de iniciación con un retardo de tiempo desde el medio hasta los dos lados según una disposición en forma de V, en donde el intervalo de retardo de tiempo entre los barrenos es de 17 a 50 ms, y el tiempo el intervalo de retardo entre las filas de los barrenos es de 50 a 135 ms; detonar simultáneamente 2 barrenos en dos lados del límite del área de mineral y el área de roca, y retrasar la detonación entre 110 y 120 ms con respecto a 2 barrenos en la misma fila que están cerca de los 2 barrenos; (Huang, 2020).

9) Y conectar y detonar cada barreno de acuerdo con el modo de detonación diseñado y la planificación de partición de los detonadores electrónicos industriales, (Huang, 2020).

2.2.2 Dilución.

Se entiende como dilución dentro del ámbito minero a la mezcla de mineral económico con estéril. El material roto generado no tiene el valor económico previsto o produce pérdidas de reservas, las cuales serán llevadas posteriormente a las desmonteras (Cebrián, 2007).

La dilución afecta directamente a uno de los pasos más importantes dentro de un proyecto minero: la planificación. Se sabe que muchos de los factores son predecibles y necesitan de ser calculados y analizados, la dilución genera discrepancias entre los resultados reportados y los que fueron estimados en gabinete.

2.2.2.1 Existen varios tipos de dilución

a) Dilución geológica. - Producida por inexactitudes en la delineación de los modelos de recursos, en los contactos de estéril con mineral, en las transiciones de minerales, etc.

b) Dilución interna. - Es la dilución existente dentro de los bloques de minado, los cuales no pueden ser separados debido a los métodos de minado o equipos utilizados.

c) Dilución externa. Es la dilución no planeada en la que material externo no económico producto de errores o caída de rocas es procesado junto con el mineral.

La dilución mineral "es la reducción en la ley de mineral por debajo de la ley mínima de corte (Cut off), debido a la mescla del material estéril (desmonte) con el mineral económico"

La dilución además de bajar la ley del mineral de las labores de explotación eleva el costo del ciclo de minado, ya que el enviar una tonelada de estéril (desmonte) a la planta es más costoso que controlar la voladura insitu, es por ello que diversas minas proponen procedimientos más eficientes con los cuales reducir el "empobrecimiento".

De todo lo que se ha hecho hasta ahora, en términos de elevación de la dilución en minas, se puede concluir que el valor aceptable de dicho parámetro está en alrededor de 10%, lo que sirve para establecer hoy el estándar mundial "benchmarking" (punto de referencia)

El grado de dilución se puede disminuir mediante la voladura controlada ,la cual consiste en cargar los taladros con explosivos especiales para voladura controlada (Exacorte, Exsaplit, Exadit, Exsablock), las cuales son de menor energía; estos cartuchos son cargados en tubos rígidos de plástico para acoplamiento lineal, en otros casos también los taladros son cargados con cartuchos de dinamita los cuales están espaciados con material inerte o aire libre y cordón detonante a lo largo del taladro (Pérez, 2015).

2.2.2.2 Factores causantes de la dilución

➢ Falta de paralelismo en la perforación: Si los taladros no son paralelos entre si y tampoco siguen la dirección del cuerpo mineralizado entonces los taladros saldrán del área de la estructura, esto provoca el aumento del material estéril en la voladura, esto se da por la falta de control en la perforación, falta de pericia del maestro perforista, inadecuado uso de guiadores o la falta de estos y en otras las mismas condiciones geológicas.

➢ Contaminación durante la limpieza: Es cuando el operador de winche no toma en cuenta el escogido previo del mineral antes de realizar la limpieza (pallaqueo). El escogido o pallaqueo es la actividad manual que realizan el maestro y ayudante perforista que consiste en separar el mineral del desmonte y esto se hace con el objetivo lograr que nuestro mineral llegue a la planta con mayor ley de cabeza.

➢ Desquinches: En minería subterránea el avance deberá ser al menos igual a la profundidad de los taladros. La periferia de la labor deberá ser igual a la proyectada; si resulta menor requerirá ensanche adicional (Desquinches).

➢ Diseño de la malla de perforación y empleo de explosivo inadecuado: Basado en el cambio del tipo de roca, buzamiento y potencia de las vetas, debido a la falta de capacitación en los estándares de perforación a los trabajadores que son promovidos a maestros perforistas. Este es un factor importante ya que se tiene que brindar un soporte técnico identificando el tipo de roca, para dar las recomendaciones de cómo realizar la perforación y distribución de taladros en el tajo o frente de avance.

2.2.2.3 Fórmulas de cálculo de dilución

Dilución, es la cantidad de desmonte extraído junto con el mineral. Se calcula de la siguiente manera:

$$Dilución = \frac{Tm\ de\ mineral}{Tm\ de\ mineral + Tm\ de\ desmonte}$$

En el caso en el que el desmonte contenga mineral, y si este tuviera un valor económico, la dilución puede ser calculada de la siguiente manera:

$$Dilución = \frac{Ley\ de\ mineral\ insitu - Ley\ de\ mineral\ extraído}{Ley\ de\ Mineral\ in\ situ - ley\ de\ mineral\ diluyente}$$

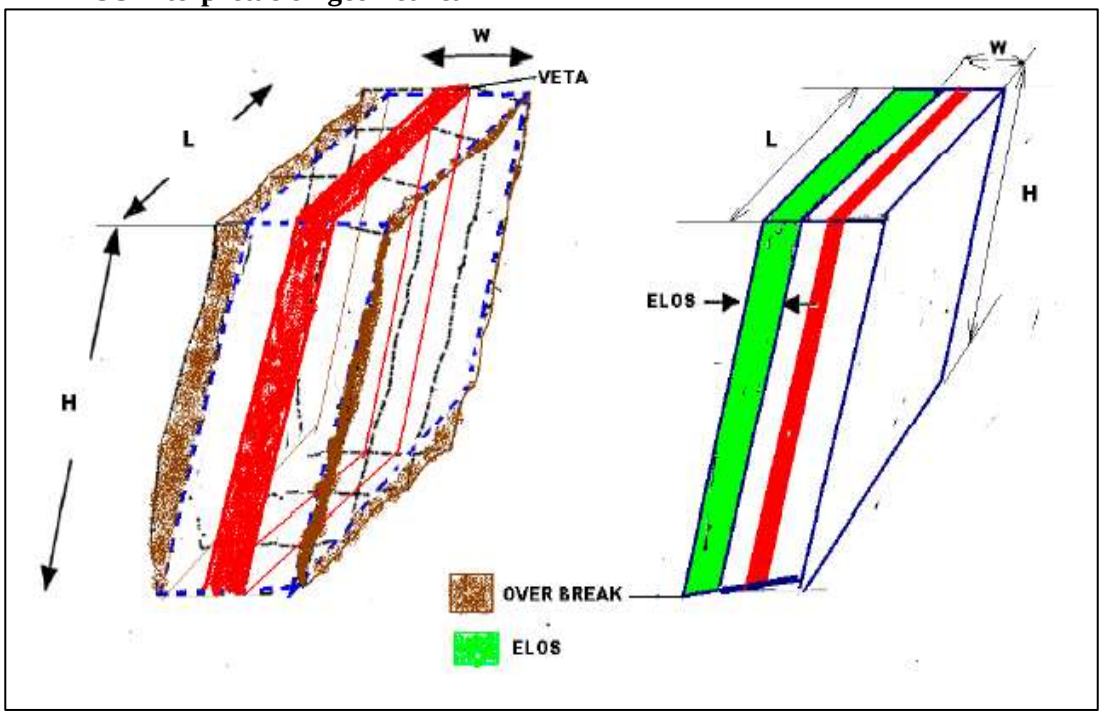
Dilución definida como ELOS (EQUIVALENT LINEAR OVERBREAK/SLOUGH (ELOS)) The Equivalent Linear Overbreak Slough, ELOS (Desprendimiento lineal equivalente por sobrerorura) El término ELOS fue introducido por Clark & Pakalnis, 1997, Dunne & Pakalnis, 1996, para representar a la dilución en términos de una densidad lineal de sobre excavación.

$$ELOS(m) = \frac{Volumen\ se\ sobre\ excavación\ \ de\ la\ pared\ (m^3)}{Area\ de\ la\ pared\ (m^2)}$$

$$\%\ Dilucion = \frac{ELOS\ \times L \times H}{W \times L \times H}$$

$$\%\ Dilucion = \frac{ELOS}{W}$$

Figura 1.
ELOS Interpretación geométrica



Nota: Fuente: Clark & Pakalnis, 1997, Dunne & Pakalnis, 1996

2.2.3 Cut-Off.

La ley de corte (cut-off grade) es el grado o ley mínimo requerido para que un mineral o metal sea extraído económicamente. El mineral o metal que se encuentra por encima de este grado se considera como mena (mineral económico), mientras que el material por debajo de este grado se considera desmonte (Freites, 2017).

La mejor forma de determinar la ley de corte es mediante el cálculo del punto de equilibrio. Esta forma es preferida como primera estimación y es más eficaz en las primeras fases de planificación de un proyecto.

Se define el concepto de ley de corte como "el contenido mínimo" de metal para discriminar el mineral y el estéril en un yacimiento. La ley de corte asume que el bloque en cuestión debe ser extraído y determina si debe ser enviado a la planta. El punto de equilibrio de la ley de corte asume que el bloque no tiene que ser extraído y clasifica el material como mineral o escombro para minar o ignorar, respectivamente (Freites, 2017)

2.2.3.1 Ley de corte marginal o de planta (Gmill).

La ley de corte marginal o de planta es el grado o ley mínimo que puede pagar los costos de procesamiento y mercadeo. La ley de corte marginal o de planta (Gmill) determina si el material extraído debería de enviarse a la planta o a la desmontera después de ser minado. La ley de corte marginal es utilizada como criterio de selección de mineral (Freites, 2017).

2.2.3.2 Ley de corte de mina (Gmine).

La ley de corte de mina (Gmine) es la ley que cubre el costo de mina y el costo de planta. Todo bloque que tenga un grado o ley por encima a la ley de corte de mina se considera como mena. Si el grado del bloque es menor que la ley de corte de mina (Gmine), el bloque no se mina si no se está en la obligación de hacerlo (factores externos). Si excava un bloque que es menor que la ley de corte de mina, puede considerar es bloque como desmonte (Freites, 2017).

2.2.3.3 Costo fijo.

Son los que no dependen del volumen de producción de una empresa; es decir, no cambian en absoluto y si lo hacen tienen que ver con el contexto y en función de las

circunstancias. Entre los ejemplos más comunes encontramos el alquiler de un local, pagos de seguros, salarios anuales, entre otros, pues al ser todos iguales durante un año pueden ser presupuestados. El negocio deberá realizar estos gastos, a pesar de que no produzca nada (Redacción Gestión, 2019).

2.2.3.4 Costo variable.

Son los que cambian en nivel a la producción y varían todos los días, meses y años. Así tenemos el precio de la materia prima que varía constantemente. Por ejemplo, agua para elaborar gaseosa; tela, hilo y botones para una prenda de vestir; cacao para chocolates; etc.

Estos pueden dividirse en: costos de operación que incluyen servicios como agua y luz, suministros de oficina, servicios profesionales cobrados por hora, entre otros; y los costos de bienes vendidos; es decir, a medida que aumenta la producción, los costos variables también aumentarán como mayores gastos en materia prima, costos laborales directos y comisiones por ventas (Redacción Gestión, 2019).

2.2.3.5 Margen Operativo

El margen operativo es un indicador de gestión que se puede definir en algunos casos como:

$$MgO = \frac{UO_i}{I_i}$$

Donde:

MgO: Margen operativo

UOi: Utilidad trimestral del sujeto i

Ii: Ingresos generados por ventas realizadas de los recursos minerales metálicos y no metálicos en cada trimestre calendario del sujeto i.

(Fuente:MEF)

2.2.4 Malla de perforación y voladura

La malla de perforación corresponde a la disposición ordenada de los taladros que se realizan en los frentes o tajos tanto en minería superficial como subterránea. Esta configuración no solo define la ubicación de cada perforación dentro del macizo rocoso,

sino que también determina cómo se distribuirá la energía de los explosivos durante la voladura para lograr una fragmentación eficiente de la roca.

En términos operativos, puede entenderse como el esquema geométrico que establece la ubicación relativa de los taladros dentro de una voladura, considerando principalmente la relación entre el burden y el espaciamiento, así como la orientación y profundidad de las perforaciones. Estos parámetros permiten controlar la propagación de la energía explosiva dentro del macizo rocoso y, en consecuencia, optimizar el proceso de fragmentación.

2.2.5 Perforación

De acuerdo con Pernía et al. (1987), la perforación representa la primera actividad dentro de las operaciones de voladura. Esta etapa consiste en realizar perforaciones en el macizo rocoso con una distribución y geometría adecuadas, de manera que permitan alojar las cargas explosivas y los accesorios necesarios para la detonación. Tanto en minería como en proyectos de construcción, la perforación se ejecuta principalmente mediante el empleo de energía mecánica, a pesar de que existen diversas tecnologías disponibles para la perforación de rocas. En aquellos casos donde la roca presenta suficiente competencia y el empleo de maquinaria de excavación resulta poco viable desde el punto de vista económico, se recurre al método de perforación y voladura como alternativa para la remoción del material rocoso. Por ello, esta técnica se aplica ampliamente tanto en actividades mineras como en obras de ingeniería civil.

En relación con las características de los taladros, su diámetro y longitud pueden variar según las condiciones del trabajo. El diámetro está determinado por el tamaño de la broca utilizada durante la perforación, mientras que la profundidad del taladro depende de la longitud de la barra de perforación. Asimismo, uno de los objetivos principales del proceso es alcanzar la mayor velocidad de penetración posible con el menor costo operativo. Para lograrlo, las perforadoras emplean principalmente los principios mecánicos de percusión y rotación, los cuales generan esfuerzos que provocan el astillamiento y trituración de la roca.

Por otro lado, las propiedades del macizo rocoso influyen significativamente en la eficiencia del proceso de perforación. Factores como la abrasividad, la resistencia al corte

o la dureza de la roca condicionan la rapidez y facilidad con que se pueden ejecutar los taladros. Estas características también inciden en el desgaste de la broca; con el uso continuo, la herramienta pierde diámetro progresivamente, fenómeno que en la práctica minera se conoce como “broca chupada”, lo que puede modificar el diámetro final del taladro perforado (Méndez, 2019).

2.2.5.1 Condiciones de perforación.

La perforación constituye una etapa tan importante como la selección del explosivo para lograr una voladura eficiente. Por esta razón, su ejecución debe realizarse con un alto nivel de control técnico, aplicando criterios adecuados de planificación y supervisión. No obstante, en muchas operaciones mineras la supervisión durante la perforación no siempre se desarrolla con el rigor necesario, lo que puede originar deficiencias en la calidad del trabajo realizado. Entre los problemas más frecuentes se encuentran los barrenos desviados, espaciamientos incorrectos o profundidades que no corresponden al diseño previsto, situaciones que finalmente reducen la eficiencia en el aprovechamiento de la energía liberada por los explosivos.

En términos técnicos, la calidad de los barrenos se evalúa generalmente a partir de cuatro aspectos fundamentales: el diámetro del taladro, que debe corresponder al diseño establecido; la estabilidad del barreno, relacionada con su capacidad de mantenerse abierto sin colapsar; la longitud, que determina la profundidad efectiva de la perforación; y la rectitud, que asegura que el taladro siga la dirección prevista dentro del macizo rocoso. El control adecuado de estos criterios permite mantener la precisión del patrón de perforación y optimizar los resultados del proceso de voladura.

- Diámetro.
- La longitud del taladro.
- El paralelismo entre orificios.
- Estabilidad de los taladros para evitar atoros al emplear explosivos.

2.2.6 Explosivos

De acuerdo con Bernal (2013), los explosivos pueden entenderse como compuestos químicos cuyas moléculas presentan un alto grado de inestabilidad en sus enlaces atómicos. Cuando estas sustancias son sometidas a ciertas condiciones o reciben un

estímulo externo —como calor, impacto o una señal de iniciación—, se desencadena una reacción extremadamente rápida en la que las moléculas se descomponen y sus átomos se reorganizan formando compuestos más estables.

Este proceso corresponde a una reacción de oxidación-reducción que se inicia en zonas localizadas conocidas como puntos calientes. A partir de estos puntos, la reacción se propaga rápidamente generando una liberación masiva de energía. Debido a la velocidad con la que ocurre este fenómeno, se denomina detonación, ya que produce grandes volúmenes de gases a temperaturas y presiones muy elevadas.

Como resultado, se generan ondas de compresión o de choque que se transmiten a través del macizo rocoso. En este proceso, la energía química almacenada en el explosivo se transforma en energía mecánica, capaz de fracturar y fragmentar la roca. La expansión de los gases producidos durante la reacción incrementa considerablemente su volumen, lo que proporciona la fuerza necesaria para provocar la rotura del material rocoso.

2.2.6.1 Explosivos de FAMESA.

El Emulnor es un tipo de emulsión explosiva que, según FAMESA (2019), se caracteriza por ofrecer una adecuada calidad de gases de voladura, buena potencia energética, elevados niveles de seguridad en su manipulación y una alta resistencia al agua. Este explosivo se presenta generalmente encapsulado en cartuchos recubiertos por una carcasa de plástico, lo que facilita su manejo y su aplicación en diferentes condiciones de trabajo.

Su uso se encuentra orientado principalmente a las operaciones del sector minero, tanto en labores de explotación como en desarrollos subterráneos. Puede emplearse en taladros secos, húmedos o incluso inundados, lo que le otorga una gran versatilidad dentro de las operaciones de perforación y voladura. Dependiendo del diseño de la voladura, el Emulnor puede utilizarse como carga principal formando la columna de explosivo dentro del taladro o también como cebo o iniciador para activar otros explosivos.

Una de sus ventajas operativas radica en la calidad de los gases residuales generados tras la detonación. Al tratarse de una emulsión libre de nitroglicerina, los gases producidos presentan menores niveles de toxicidad, lo que permite que los trabajadores retomen sus

actividades en menor tiempo y con condiciones de seguridad más adecuadas en el frente de trabajo.

Asimismo, los cartuchos de emulsión se fabrican en diferentes presentaciones y características técnicas, dependiendo del tipo de aplicación requerida. Para facilitar su identificación en campo, cada variante suele estar envuelta en cubiertas plásticas de distintos colores, lo que permite diferenciar rápidamente sus propiedades y usos, tal como se muestra en la figura 2.

Figura 2.
Emulnor Encartuchada de Famesa



Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

2.2.6.2 Accesorios de voladura

El accesorio es esencial para generar una explosión que inicie adecuadamente en todas las operaciones con explosivos, para que una serie de barrenos exploten en un orden determinado debe tener los accesorios elegidos correctamente.

- **Sistema de abastecedor de energía Carmex**

Según FAMESA (2019) Carmex es un accesorio de voladura que cuenta con una tecnología diseñada para iniciar voladuras convencionales de forma segura y eficaz. Lo montan trabajadores calificados y consta de un tramo de mecha de seguridad, un fulminante número 8, un conector de fusible rápido y un bloque de sujeción que funciona como seguro de plástico, como se aprecia en figura 3. Tiene las particularidades como;

color verde, tiempo de combustión de 160 s/m con un rango de error de 10 s/m. se encuentra en el mercado con longitud de 7 y 8 pies.

Figura 3.
Carmex



Nota: Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

- **Mecha rápida.**

Dentro de los sistemas tradicionales de iniciación de voladuras, los dispositivos pirotécnicos como las mechas rápidas y los conectores cumplen la función de transmitir la llama o señal de ignición hacia el fusible de seguridad o hacia otros elementos del sistema de disparo. Estos dispositivos están conformados generalmente por un núcleo pirotécnico protegido por recubrimientos plásticos y refuerzos que permiten una combustión controlada y segura. La velocidad de combustión constituye una característica fundamental, ya que determina el tiempo disponible para la evacuación y el control del proceso de encendido en operaciones de voladura (Meyer et al., 2007; Jimeno, Jimeno & Carcedo, 1995)

Este elemento forma parte del sistema convencional de iniciación de voladuras, el cual incluye diversos componentes diseñados para garantizar el encendido seguro del explosivo. Entre sus partes principales se encuentran dos alambres conductores, una cubierta exterior de material plástico y una composición pirotécnica que permite la propagación de la llama.

Cuando se produce la combustión del material pirotécnico, se genera una llama incandescente de alta temperatura, capaz de activar la pasta pirotécnica presente en el conector del fusible rápido. De esta manera, se asegura que el fusible de seguridad se

encienda de forma confiable y continua, permitiendo la correcta transmisión de la señal de iniciación dentro del sistema de voladura.

Entre sus características técnicas más relevantes se puede mencionar que la mecha rápida tipo Z-18 presenta color rojo, cuenta con una envoltura exterior de plástico que protege el núcleo pirotécnico y posee un tiempo promedio de combustión de aproximadamente 35 segundos por metro, lo que proporciona un intervalo de tiempo controlado para la ejecución segura de la voladura.

Figura 4.
Ignición Rápida O Mecha Rápida



Nota: Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

- **Cordón detonante o Pentacord:**

El cordón detonante es un accesorio ampliamente utilizado en sistemas de iniciación no eléctricos de voladuras. Este dispositivo contiene un núcleo explosivo —generalmente pentrita o PETN (pentaeritritol tetranitrato)— que se encuentra recubierto por materiales protectores como plásticos y fibras sintéticas, los cuales le proporcionan resistencia mecánica y protección frente a la humedad y la abrasión. Su función principal es transmitir la detonación a alta velocidad a lo largo de la línea de voladura, permitiendo iniciar cargas explosivas o conectar diferentes taladros dentro del diseño de disparo. Debido a su alta velocidad de detonación y facilidad de manipulación, el cordón detonante se utiliza frecuentemente como línea troncal de iniciación o para activar sistemas de iniciación no eléctricos como los detonadores tipo Fanel (Jimeno, Jimeno & Carcedo, 1995; Meyer et al., 2007).

Este elemento constituye uno de los accesorios utilizados en los sistemas de iniciación no eléctricos de voladura, los cuales no requieren el uso de energía eléctrica para activar el

proceso de detonación. Entre sus principales características destacan su alta velocidad de detonación, su facilidad de manipulación en campo y un nivel elevado de seguridad durante su uso.

El dispositivo está conformado por un núcleo explosivo de pentrita (PETN) ubicado en su parte central, el cual se encuentra protegido por una cubierta plástica y reforzado externamente mediante fibras sintéticas. Este diseño permite mejorar su resistencia mecánica y proteger el explosivo interno frente a condiciones de trabajo exigentes. En algunos casos, el cordón se refuerza mediante la incorporación de hilos adicionales y resinas parafinadas, lo que incrementa su resistencia al desgaste y mejora su capacidad de tracción durante la manipulación.

En la unidad minera se emplean comúnmente los tipos Pentacord 5P y 5PE, los cuales se utilizan principalmente como línea troncal de voladura, especialmente en configuraciones de iniciación descendente en taladros de diámetros pequeños o intermedios. Asimismo, este cordón puede emplearse para iniciar detonadores no eléctricos del tipo Fanel, permitiendo transmitir la señal de detonación de manera eficiente a lo largo del sistema de voladura. Una de sus propiedades más relevantes es su velocidad de detonación aproximada de 7000 m/s, lo que garantiza una propagación rápida y confiable de la onda detonante.

Figura 5.
Cordón detonante



Nota: Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

- **Detonador no eléctrico**

Los sistemas de iniciación no eléctricos, como el FANEL, se utilizan ampliamente en minería y obras civiles debido a su confiabilidad y seguridad operativa. Estos sistemas emplean un tubo de choque que transmite una señal de iniciación en forma de onda de choque de baja energía hasta un detonador de retardo, evitando el uso de electricidad y reduciendo los riesgos asociados a corrientes parásitas o errores en las conexiones. Además, permiten establecer secuencias de detonación con intervalos de tiempo controlados mediante detonadores con retardos específicos, lo que favorece un mejor control de la fragmentación y de la vibración generada durante la voladura (Jimeno, Jimeno & Carcedo, 1995; Meyer et al., 2007).

El FANEL constituye un sistema de iniciación no eléctrico ampliamente utilizado en minería subterránea, minería superficial y obras de ingeniería civil. Este sistema se caracteriza por su confiabilidad y por permitir una sincronización precisa de las detonaciones, reduciendo el riesgo de errores en las conexiones y mejorando la seguridad durante las operaciones de voladura.

Este sistema está compuesto por varios elementos que trabajan de forma integrada para transmitir la señal de iniciación hasta el explosivo principal.

Fulminante de retardo.

Este componente corresponde a un fulminante N.° 12, el cual contiene en su interior un explosivo primario altamente sensible, seguido de un explosivo secundario de mayor potencia, además de un elemento retardador que controla el tiempo de detonación. Dicho mecanismo permite que la explosión se produzca en intervalos previamente establecidos. En el mercado se dispone generalmente de dos escalas de retardo: periodo corto (MS, milisegundos) y periodo largo (LP, segundos).

Manguera Fanel o tubo de choque.

La manguera Fanel está elaborada con materiales termoplásticos de alta resistencia mecánica. En su interior presenta una fina capa de sustancia reactiva que, al ser activada, transmite una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar el fulminante de retardo. Uno de sus extremos se encuentra sellado mediante ultrasonido, mientras que el otro está ensamblado al fulminante. El color de esta manguera permite

identificar el tipo de retardo: en los sistemas de periodo corto (MS) se utiliza generalmente color rojo o naranja, mientras que para el periodo largo (LP) se emplea color amarillo.

Etiqueta de identificación.

Cada unidad cuenta con una etiqueta donde se indica el número de serie y el tiempo de retardo, expresado en milisegundos o segundos. Asimismo, incorpora un código de barras, lo que facilita la trazabilidad del producto durante su distribución y uso en campo.

Conectador plástico tipo "J".

Este componente corresponde a un bloque plástico diseñado para asegurar la conexión entre la manguera Fanel y el cordón detonante. Su forma permite mantener un contacto firme entre ambos elementos, garantizando la transmisión efectiva de la señal de detonación. De manera similar a la manguera, el color del conectador permite identificar el tipo de retardo: para periodos cortos el conectador tipo "J" es rojo, mientras que para periodos largos es de color azul.

Figura 6.

Fanel color rojo periodo largo y color amarillo periodo corto.



Nota: Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

Figura 7.

Tiempo de retardo en milisegundos de periodo corto.

	SERIE ESTÁNDAR		SERIE UNIVERSAL
	PERIODO CORTO		PERIODO CORTO
N° SERIE	TIEMPO DE RETARDO (ms)	N° SERIE	TIEMPO DE RETARDO (ms)
0	0	0	0
1	25	1	25
2	50	2	50
3	75	3	75
4	100	4	100
5	125	5	125
6	150	6	150
7	175	7	175
8	200	8	200
9	225	9	250
10	250	10	300
11	300	11	350
12	350	12	400
13	400	13	450
14	450	14	500
15	500	15	600
16	600	16	700
17	700	17	800
18	800	18	900
19	900	19	1000
20	1000	20	1100
		21	1200

Nota: Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

Figura 8.

Tiempo de retardo en milisegundos de periodo largo.

	PERIODO LARGO		PERIODO LARGO
N° SERIE	TIEMPO DE RETARDO (s)	N° SERIE	TIEMPO DE RETARDO (s)
1	0,5	0	0
2	1,0	1	0,2
3	1,5	2	0,4
4	2,0	3	0,6
5	2,5	4	1,0
6	3,0	5	1,4
7	3,5	6	1,8
8	4,0	7	2,4
9	4,5	8	3,0
10	5,0	9	3,8
11	5,6	10	4,6
12	6,2	11	5,5
13	6,8	12	6,4
14	7,4	13	7,4
15	8,0	14	8,5
16	8,6	15	9,6

Nota: Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

2.2.7 Método postulado Roger Holmberg

El diseño de voladuras en frentes de avance subterráneo ha sido ampliamente desarrollado a partir de los llamados métodos suecos de perforación y voladura, los cuales buscan optimizar la fragmentación, el avance por disparo y el uso eficiente de los explosivos. Uno de los aportes relevantes es el método propuesto por Rolf Holmberg, quien formuló principios físico-matemáticos para el cálculo del diseño de cargas en túneles y galerías. Este enfoque considera el uso de barrenos de alivio de mayor diámetro, combinaciones adecuadas de explosivos y una subdivisión del frente de excavación en varias zonas para facilitar el cálculo de los parámetros de perforación y carga. La precisión en la perforación —incluyendo alineamiento, diámetro, profundidad y paralelismo— es fundamental para que el diseño funcione correctamente y permita alcanzar avances cercanos a la longitud efectiva del taladro (Holmberg, 2001; Jimeno et al., 1995).

Con el objetivo de obtener resultados técnicamente eficientes y económicamente viables en las operaciones de voladura, Holmberg (2001) desarrolló un conjunto de fundamentos físico-matemáticos orientados al diseño de cargas en frentes de avance. Estos planteamientos se basan en experiencias aplicadas principalmente en minas de Suecia, donde se desarrollaron métodos sistemáticos para optimizar la perforación y voladura en galerías subterráneas.

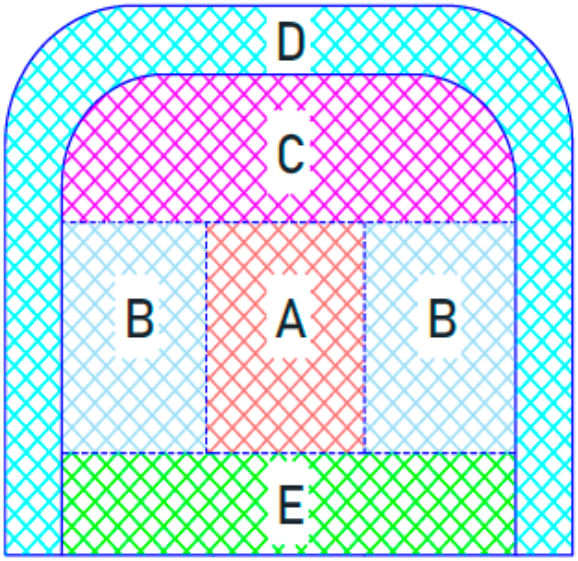
Una de las ideas centrales de este enfoque consiste en utilizar explosivos de alta potencia junto con barrenos de alivio de mayor diámetro que los taladros de producción. Esta configuración facilita la creación de un espacio inicial de expansión durante la detonación, lo que mejora la fragmentación del macizo rocoso y el rendimiento del disparo. A partir de estos principios, el método propone dividir el frente de excavación en cinco secciones, tal como se muestra en la figura correspondiente, lo cual permite simplificar los cálculos y diseñar de manera más precisa la malla de perforación para cada zona del frente.

Asimismo, el diámetro de los barrenos de alivio y las posibles desviaciones en la perforación influyen directamente en el avance que puede lograrse en cada disparo. Por esta razón, el método establece que el avance efectivo debería aproximarse al 95 % de la longitud total del taladro perforado, siempre que las condiciones de diseño y ejecución se mantengan dentro de los parámetros previstos.

En este contexto, para lograr un desarrollo continuo de las galerías puede ser necesario emplear combinaciones de explosivos en mayores cantidades y utilizar taladros de mayor diámetro, especialmente cuando las condiciones del macizo rocoso lo requieran. No obstante, el éxito del diseño depende en gran medida de la precisión en la ejecución de la perforación, particularmente en la correcta distribución de los barrenos, su longitud, diámetro y paralelismo. Del mismo modo, es indispensable que cada taladro sea cargado con el explosivo adecuado y que la secuencia de detonación se realice conforme al diseño de retardos en intervalos de milisegundos, ya que solo bajo estas condiciones los cálculos y observaciones del método mantienen su validez operativa.

Figura 9.

Nomenclatura de la sección según R. Holmberg



Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg

Dónde:

A : sección de corte (cut). ARRANQUE

B : sección de tajeo (stoping). AYUDA DE LOS HASTIALES

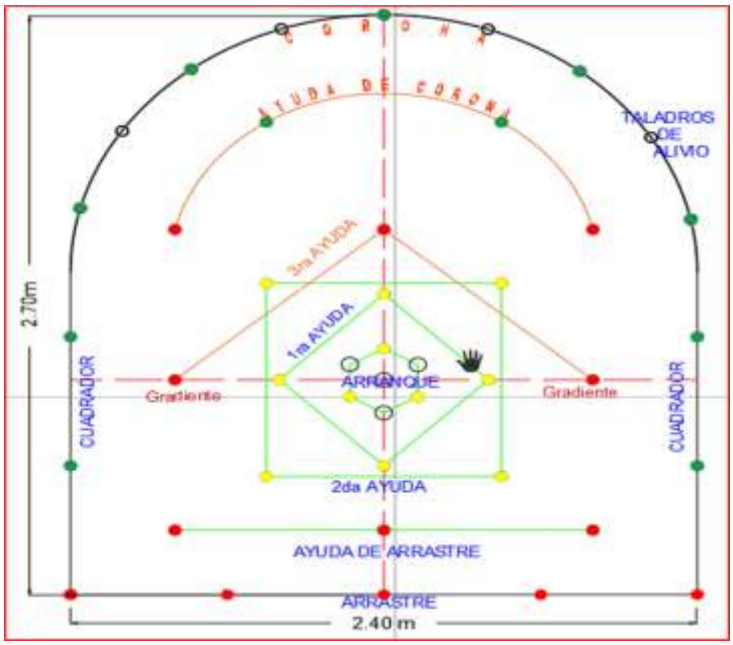
C : sección de alza (stoping). AYUDADE LA CORONA

D : sección de contorno (contour). HASTIALES Y CORONA

E : sección de arrastre (lifters). ARRASTRE

Figura 10.

Ubicación de los taladros



Nota: Fuente Planeamiento MARSA

2.3 Bases conceptuales

2.3.1 Perforación

Proceso mecánico mediante el cual se generan taladros en el macizo rocoso con geometría y orientación definidas, destinados a alojar explosivos para la fragmentación controlada de la roca (Jimeno et al., 1995)

2.3.2 Voladura

Proceso de fragmentación de la roca mediante la detonación controlada de explosivos, orientado a lograr el arranque eficiente del material respetando el diseño geométrico de la labor minera (Persson et al., 1994).

2.3.3 Sobre rotura

Excavación no planificada del macizo rocoso que excede el perfil teórico de diseño de una labor subterránea, generada por un diseño inadecuado de perforación y voladura o por condiciones geomecánicas no consideradas (Brady & Brown, 2006).

2.3.4 Voladura controlada

Conjunto de técnicas de voladura orientadas a limitar el daño inducido en el macizo rocoso circundante, tales como precorte y smooth blasting (Jimeno et al., 1995).

2.3.5 Factor de carga

Relación entre la cantidad de explosivo utilizado y el volumen de roca a fragmentar, expresada generalmente en kg/m³, considerada un parámetro crítico en el control de la sobre rotura (Persson et al., 1994).

2.4 Hipótesis

2.5 Hipótesis general

La voladura segregada, mediante un nuevo diseño de malla y secuencia de salida optimizada, reduce la dilución y pérdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés, 2024

2.6 Hipótesis específicas

- El rediseño del diagrama de perforación y la secuencia de iniciación en la voladura segregada, reduce el porcentaje de ley diluida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024.
- El efecto es positivo al aplicar la voladura segregada en los costos operativos (US$/t) y en la recuperación económica del mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024.
- El impacto es positivo del nuevo diseño de malla en la distribución granulométrica del material volado (P80) en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024

2.7 Variables

2.7.1 Variable dependiente

Dilución y perdida de mineral

- Y1: Concentración de ley de mineral
- Y2: Evaluación de los costos unitarios de operación
- Y3: Fragmentación y distribución granulométrica.

2.7.2 Variable independiente

Voladura segregación

- X1: Diagrama de perforación y voladura.
- X2: Secuencia de iniciación.
- X3: Parámetros de carga de explosivo.
- X2: Caracterización geomecánica

CAPITULO III
Materiales y métodos

3.1 Materiales

3.1.1 Generalidades

3.1.1.1 Ubicación y acceso:

La minera aurífera marsa se encuentra ubicado se ubica en el "Batolito de Pataz" en el flanco oriental de la cuenca hidrográfica del rio marañón, en el sector norte de la cordillera central en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, provincia de Pataz en el departamento de La Libertad a una altitud de 3170 msnm en promedio.

Figura 11.
Ubicación de la mina

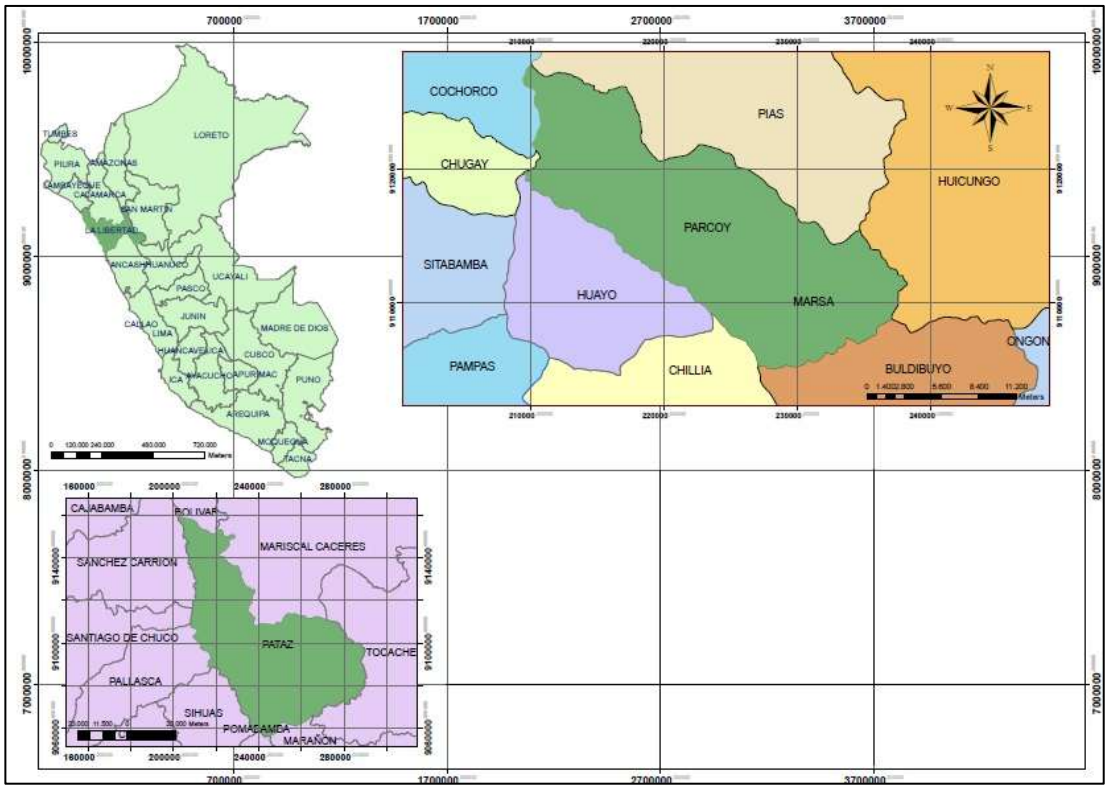


Tabla 1.
Ubicación el mediante las coordenadas geográficas

COORDENADAS GEOGRÁFICAS	
LATITUD	8° 1′ 17″ S
LONGITUD	77° 28′ 32.16″ W

La distancia de la ciudad de Lima a la mina es de 928 km en un promedio de 22 horas en la cual se recorren los siguientes tramos

Tabla 2.
Tramo y tipo de vía hacia la unidad minera.

Tramo	Tipo de Vía	Distancia (km)
Lima - Trujillo	Asfaltado	558
Trujillo - Huamachuco	Asfaltado	183
Huamachuco - Llacuabamba	carretara sin asfalto	187
		928

3.1.2 Historia

La Compañía Minera Aurífera Santa Rosa S.A. (MARSA) fue creada en 1981 por Andrés Marsano Porras como una empresa peruana dedicada a la minería subterránea. Desde entonces, desarrolla la explotación del yacimiento denominado Cerro El Gigante, emplazado en el Batolito de Pataz, unidad geológica perteneciente al complejo del Marañón, reconocido por su significativa mineralización aurífera y argentífera.

A lo largo de más de tres décadas de operación continua, la compañía ha consolidado una producción anual aproximada de 187 600 onzas de oro, posicionándose entre las principales operaciones subterráneas auríferas del país. Su producción acumulada alcanza alrededor de 5,8 millones de onzas (MOz), mientras que los recursos medios se estiman en 0,6 MOz. Asimismo, los recursos indicados e inferidos superan las 3,6 MOz, lo que la sitúa como uno de los yacimientos orogénicos de mayor relevancia en la región.

En la etapa inicial de sus actividades, la operación contaba con una planta de tratamiento de 50 toneladas métricas secas por día (TMS/día). Con el transcurso del tiempo y mediante un proceso sostenido de expansión operativa, la empresa incrementó significativamente su capacidad instalada, alcanzando actualmente 1 800 TMS/día. En paralelo, la organización ha experimentado un crecimiento en su fuerza laboral, empleando aproximadamente a 4 200 personas en la actualidad.

3.1.3 Geología Estructural

3.1.4 Geología Regional

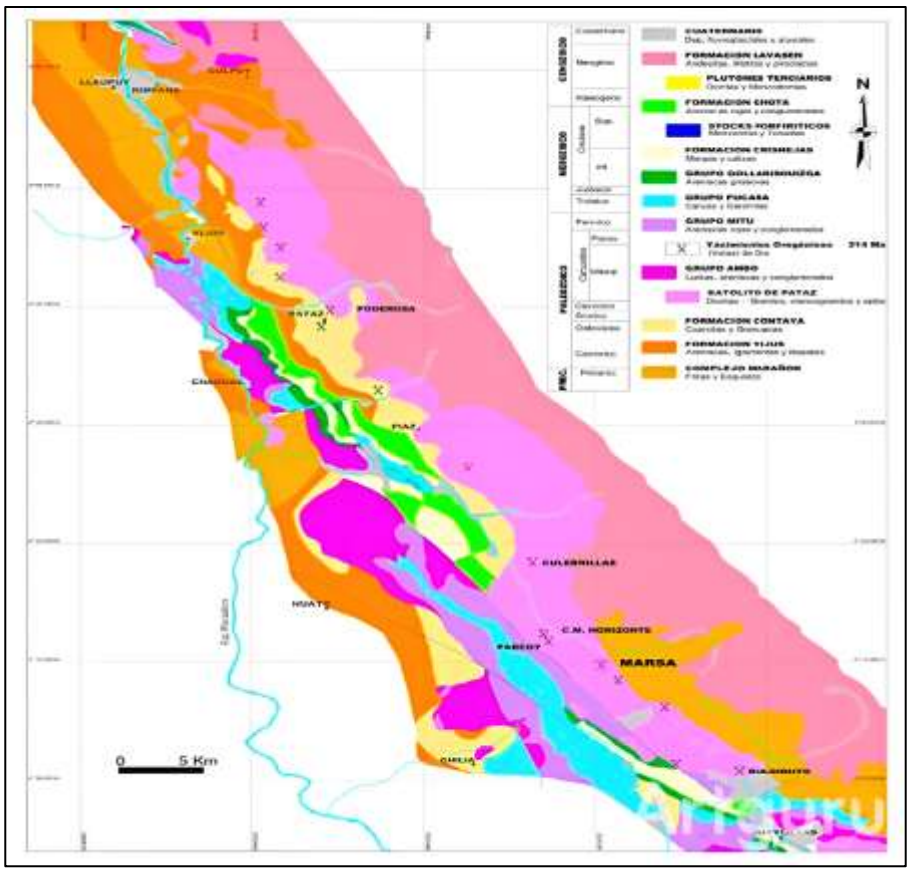
Las condiciones geológicas del área se encuentran estrechamente relacionadas con la evolución estructural y estratigráfica de la Cordillera Nororiental, la cual ha sido modelada por eventos tectónicos que se remontan al Precámbrico y, de manera predominante, a la orogenia Andina.

Durante el Precámbrico se configuró la base estratigráfica mediante el Complejo Marañón, integrado principalmente por filitas y esquistos, además de potentes secuencias volcánicas que superan los 2 000 metros de espesor. Posteriormente, en el Paleozoico, sobre este basamento se desarrolló el ciclo Hercínico, responsable de la Formación Contaya, localizada al este del Batolito de Pataz. A inicios del Carbonífero tuvo lugar un proceso de sedimentación continental identificado como el Grupo Ambo, compuesto por niveles de conglomerados y areniscas con espesores que exceden los 300 metros. Hacia el final del Paleozoico se depositó el Grupo Mitu, caracterizado por areniscas de tonalidad rojiza.

En el Mesozoico se registró la acumulación de las calizas y dolomitas correspondientes al Grupo Pucará. Posteriormente, en el Cretácico Inferior, se formó la Formación Goyllarisquizga, constituida esencialmente por areniscas. A continuación, se desarrolló la Formación Crisnejas, integrada por calizas y margas de coloración gris, sobre la cual se depositó la Formación Chota, compuesta por lutitas rojizas.

En cuanto al magmatismo, los Volcánicos Lavasen están conformados por andesitas y riolitas. El Batolito de Pataz constituye el principal cuerpo intrusivo de la región, con una orientación promedio de N 30° O, y se reconocen además pequeños intrusivos en el área, originados mayormente durante el Mesozoico.

Figura 12.
Geología regional



Nota: Fuente Alvaro Infante 2024

3.1.5 Geología Local

El área minera El Gigante se distingue por la presencia de complejos intrusivos de edad paleozoica que caracterizan su configuración geológica. En el sector sureste predominan litologías como la granodiorita y la monzonita, mientras que hacia el noreste se reconocen principalmente dioritas, acompañadas en la parte superior por una secuencia de andesitas asociadas a la zona de falla.

En este contexto estructural se identifica una importante zona de cizalla regional, cuya longitud supera los 3 000 metros y que se prolonga hacia los sectores de Parcoy y Balibuyo. Esta estructura presenta anomalías tectónicas con un rumbo promedio de 27° N y buzamientos que varían entre 30° y 60° hacia el norte, generando una franja de debilidad periódica con espesores que oscilan entre 20 y 50 metros.

Dicha zona estructural fue inicialmente rellenada por un sistema primario de vetas de cuarzo; posteriormente, experimentó nuevos episodios de fracturamiento que permitieron la precipitación de pirita aurífera de tonalidad oscura, acompañada por cantidades menores de otras variedades de pirita. Estas mineralizaciones se disponen en cuerpos agrupados de aproximadamente 20 metros de longitud, con orientaciones heterogéneas y ángulos de buzamiento variables.

3.1.6 Geología económica

El principal mineral económico corresponde a la pirita aurífera, caracterizada por su grano fino y textura microfracturada. En proporciones menores se identifican arsenopirita, galena y marmatita, además de la presencia ocasional de oro libre alojado en cuarzo de textura sacarosa.

El cuarzo lechoso constituye el mineral de ganga predominante, acompañado por cantidades subordinadas de calcita y caolín. Las rocas encajonantes de los filones cuarzosos, especialmente en sectores donde se concentran las mineralizaciones auríferas de interés económico, presentan evidencias de alteración hidrotermal, manifestada mediante procesos de silicificación, sericitización y cloritización.

En cuanto a la mineralogía específica:

- Oro (Au): Se presenta macroscópicamente en estado libre dentro del cuarzo y, de manera poco frecuente, asociado a pirita o arsenopirita.
- Electrum (Au–Ag): Su ocurrencia es escasa; se reconoce principalmente a nivel microscópico, vinculado a la pirita aurífera. Corresponde a una aleación natural de oro y plata, generalmente con predominio de plata en proporción aproximada de 1:4.
- Pirita (FeS_2): Se distinguen varias generaciones. Una fase temprana se observa macroscópicamente bien cristalizada, formando pequeños cubos alojados en las cajas o dentro de la estructura mineralizada.
- Galena (PbS): Es relativamente común en las vetas de la región, presentándose con frecuencia variable.
- Esfalerita (ZnS): Predomina en su variedad marmatita. Se identifica macroscópicamente como cristales pequeños de tonalidad marrón, rellenando

microfracturas del cuarzo y asociándose a pirita que puede contener inclusiones de oro nativo.

- Calcopirita ($CuFeS_2$): Después de la pirita, es uno de los sulfuros más frecuentes en las vetas del distrito de Pataz, apareciendo en agregados de grano medio a grueso.

3.2 Métodos

3.2.1 Diseño de investigación.

En el diseño cuasi experimental, el investigador manipula las variables sin un control sobre ellas para ver una relación de causa y efecto, y en ciertas ocasiones se tiene una muestra de control. (Torres, 2010).

3.2.2 Tipo de investigación.

La investigación desarrollada fue aplicada porque buscó la aplicación y práctica de los conocimientos respecto a la voladura selectiva y la importancia de los tiempos de retardo, el trabajo se realizó en las galerías de la unidad minera con el objetivo de resolver los problemas relacionados a la reducir la dilución y perdida de mineral en la Unidad Minera San Andrés (Ruiz, 2012)

3.2.3 Nivel de Investigación

La investigación es de un nivel aplicada y explicativo, ya que se centró en indagar las razones detrás de los hechos a través de la identificación de relaciones de causa y efecto. En este sentido, los estudios explicativos pueden abordar tanto la identificación de las causas (investigación) como de los efectos (investigación experimental), a través de la evaluación de hipótesis, resultados y conclusiones. (Ruiz, 2012)

3.2.4 Población y muestra.

a. Población

Según Tamayo y Tamayo (1997) “La población es el conjunto del fenómeno estudiado, en el que las unidades de población comparten una característica que es el objeto del estudio y la fuente de los datos de la investigación” (p.114). Para la presente investigación se consideró como población a las galerías y sub niveles de la CIA Minera Marsa.

b. Muestra

Según Hernández (2018) “Los datos pertinentes se obtienen de la muestra, que es un subconjunto de la población o universo de interés y debe ser representativa de este último” (p.196), se consideró19 disparos en la Gal 9180_N como muestra de la investigación

3.2.5 Unidad de análisis

En el presente estudio, la unidad de análisis está constituida por: El disparo ejecutado por metro lineal de avance en la Gl 9180_N con vetiformes donde se aplica voladura segregada. De manera más específica, la unidad observacional comprende: El frente de explotación (labor) por disparo, el metro lineal avanzado, el tonelaje generado por metro (t/m) y la ley diluida obtenida posterior al disparo (g/t Au).

3.2.6 Criterios de inclusión y exclusión.

Criterios de inclusión

Se consideran los disparos realizados en la Gl 9180_N que cumplan con: Labores vetiformes activas en explotación subterránea, aplicación documentada de voladura convencional o voladura segregada. Registro confiable de ley de mineral posterior al disparo, tonelaje por metro avanzado, diseño de malla y carga explosiva.

Criterios de exclusión

Se excluyen del análisis:

Frentes con cambios simultáneos de reducción de la potencia de la veta menores a 0.30 m, labores con eventos geomecánicos extraordinarios (derrumbes, fallas mayores), disparos sin registro confiable de ley o tonelaje, avances realizados fuera del periodo de evaluación,

3.2.7 Técnicas e instrumentos

3.2.7.1 Observación directa.

La observación se realizará la recolección de datos en campo, mediante la técnica observacional y procesamiento de datos actuales de la perforación y voladura, representado en las labores de galería 9180_N, Unidad Minera San Andrés.

3.2.7.2 Recopilación:

la recolección de datos de la perforación, factores y parámetros, control de uso y consumo utilizando programa Excel y hacer uso de tesis, libros y laptop para el procesamiento de los datos.

3.2.7.3 Simulación

Una de las técnicas utilizadas es la simulación mediante programas que permiten observar el tipo de comportamiento del macizo rocoso a find e determinar que no se produzca un daño al macizo rocoso.

3.2.7.4 Instrumentos

Se considera los instrumentos los siguientes:

Registro de datos, son los reportes de las voladuras y vales de explosivos autorizados

Programa JK Simblast: Permite realizar un análisis y simulación de la distribución de la carga de energía y el cálculo de la velocidad pico partícula.

Diseño de malla de perforación y voladura con Roger Holmberg

Permite realizar los cálculos para el diseño del arranque y el primer cuadrante los cuales serán ajustados en función a la potencia de la veta

3.2.8 Análisis de datos.

El trabajo de campo genera la información primaria, que incluye las observaciones en los frentes de disparo, verificación del diseño de malla de perforación en el terreno, registro de la cantidad de explosivo, evaluación de la sobre rotura (overbreak), registros de avance y evaluación preliminar del material volado

El trabajo de gabinete procesa y modela los datos. Donde se organiza los datos, leyes, registro de las toneladas de recuperación y se realiza el análisis estadístico descriptivo como el análisis y la evaluación económica comparando con el cut off operacional.

Todo lo mencionado se sintetiza y de realiza una data center que es analizada mediante los programas como el Excel, se utilizará el software JK Simblast para simular voladuras para analizar la distribución de explosivos. Y por último con el SPSS para su mejor comprensión inferencial para la prueba de hipótesis, entre otros, los cuales presentaremos en los resultados

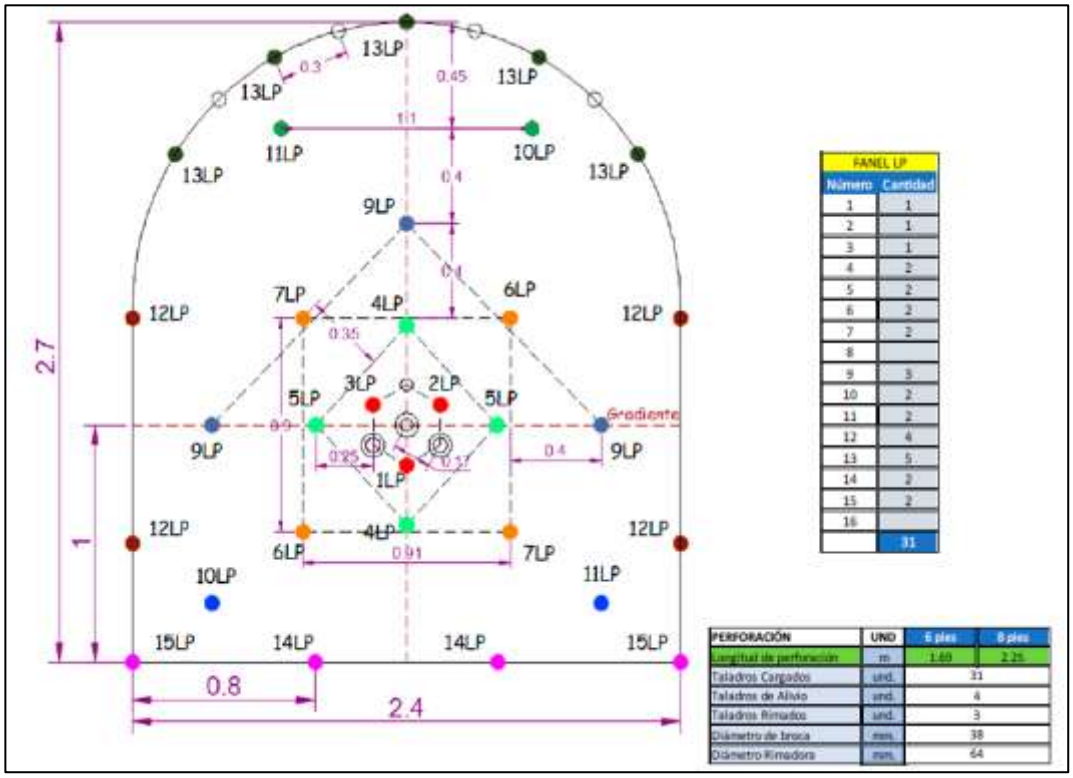
CAPITULO IV
Resultado y discusión

4.1 Desarrollo de la investigación

4.1.1 Malla de perforación y voladura actual

Para poder desarrollar el análisis de los costos de voladura es necesario describir la malla actual utilizada en la Unidad Minera San Andrés que consta de 39 taladros perforados entre taladros de alivio y taladros de producción.

Figura 13.
Diseño de malla convencional



Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Figura 14.

Distribución de carga convencional



SECCIÓN	2.4 m x 2.7 m	DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA 8 pies				DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA 6 pies			
RMR	31-40								
UBICACIÓN DE TALADROS		E 5000 1 1/8"x16"	E 3000 1 1/8"x16"	E 1000 1 1/8"x16"	E 500 1"x12"	E 5000 1 1/8"x16"	E 3000 1 1/8"x16"	E 1000 1 1/8"x16"	E 500 1"x12"
Arranque	3		5				4		
1º Ayuda	4		4				3		
2º Ayuda	4		4				3		
3º Ayuda	1		4				3		
Ay. Cuadrador	2			4				3	
Cuadrador	4			4				3	
Ay. Corona	2			4				3	
Corona	5				4				3
Ay. Arrastre	2		4				3		
Arrastre	4		4				3		
TOTAL	31	0	75	32	20	0	57	24	15

VOLADURA	UND	6 pies	8 pies
Emulnor 500 1"x12"	cart.	15	20
Emulnor 1000 1 1/8"x16"	cart.	24	32
Emulnor 3000 1 1/8"x16"	cart.	57	75
Emulnor 5000 1 1/8"x16"	cart.	0	0
Total explosivo	kg.	25.3	33.5
Cordón detonante 5P	m.		25
Mecha Rápida	m.	20	0.1
Fanel LP	pzs.		31
Det. Ensamblado 7'	pzs.	31	2

RESULTADOS	UND	6 pies	8 pies
Avance	m	1.55	2.07
Eficiencia de Avance	%	92.0%	92.0%
Factor de Avance	kg/m	16.3	16.1
Factor de Carga	kg/m3	2.7	2.7
Factor de Potencia	kg/TN	0.9	0.9

Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Antes de la aplicación de la voladura segregación se venía aplicando la malla en las diversas galerías la que no permitía la recuperación del mineral de los frentes de avance.

4.1.2 Diseño de malla segregación de Perforación y voladura

Con el objetivo de separar las cargas de desmonte y mineral en una misma disparo y voladura, se diseñó la malla de perforación considerando como uno de los factores de importancia la proyección de roca, que está sujeta a la sincronización de retardos, orientación de los detonadores (fulminantes) y uso de decks (tacos de arcilla).

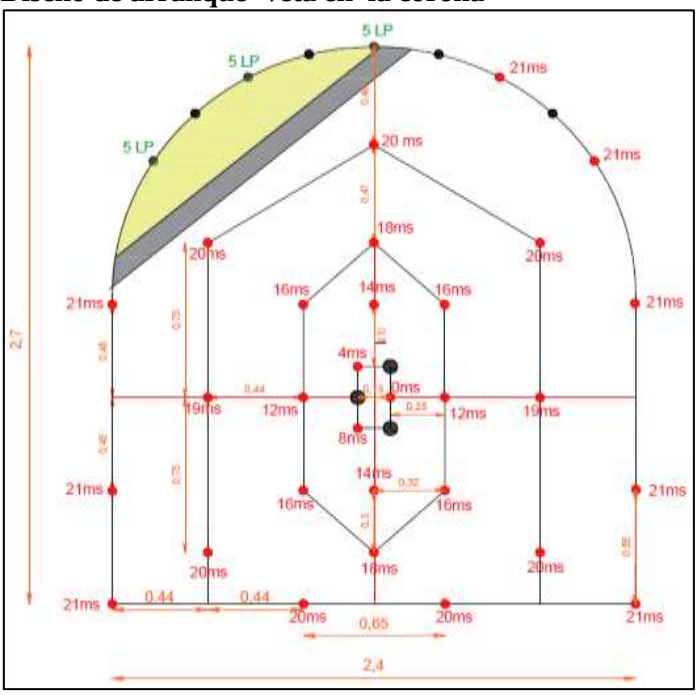
4.1.2.1 Ubicación del arranque

Como primer paso es la ubicación del arranque que se puede dar en varios escenarios y puede variar en función a la ubicación de la veta.

a) Diseño de arranque en la parte estéril cuando la veta está en la corona de la galería, donde el proceso de segregación es pulverizado y lanzado de desmonte y caída y banqueo de mineral

Figura 15.

Diseño de arranque -veta en la corona

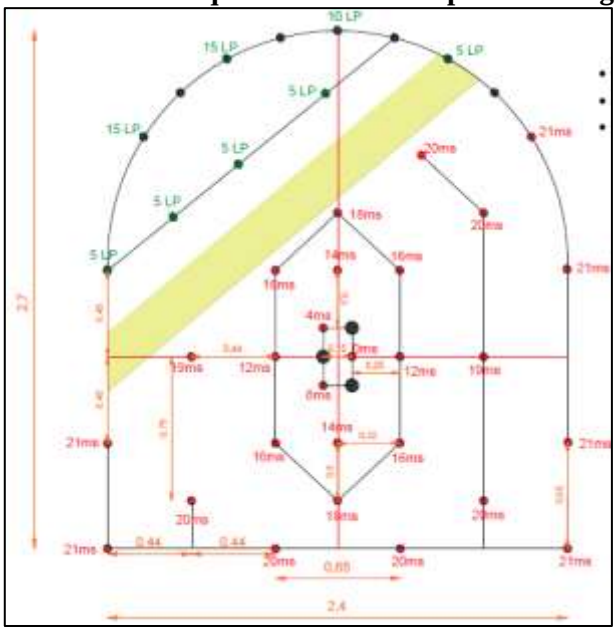


Nota: Fuente Planeamiento Marsa

b) Diseño de arranque en la parte estéril cuando la veta está en la parte superior de la galería, donde el proceso de segregación es pulverizado y lanzado de desmonte, caída y banqueo de mineral y por último caída y banqueo de desmonte remanente

Figura 16.

Diseño de arranque - veta centro superior de la galería

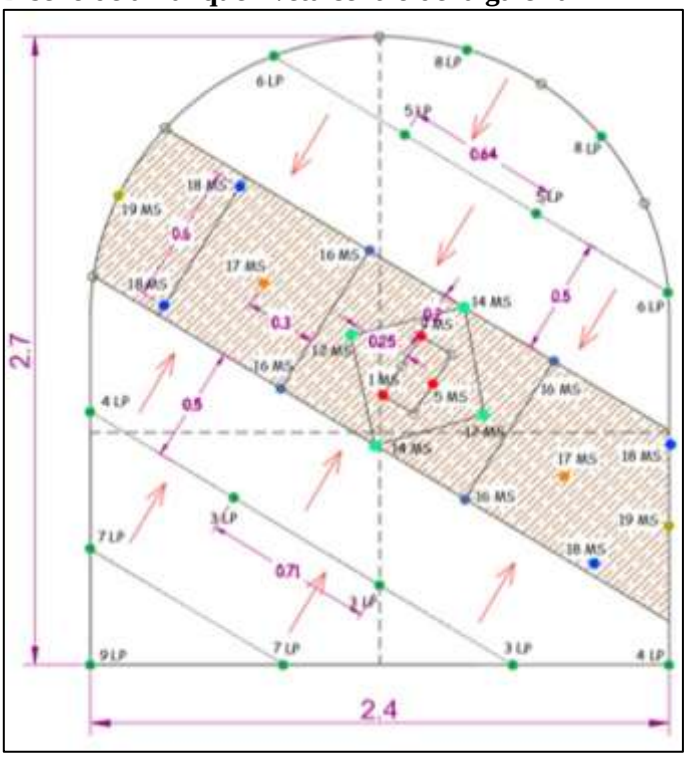


Nota: Fuente Planeamiento Marsa

c) Diseño de arranque en la parte veta cuando la veta está en la parte intermedia de la galería, donde el proceso de segregación es pulverizado y lanzado de veta, y por caída y banqueo de desmonte remanente

Figura 17.

Diseño de arranque - veta centro de la galería



Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Para el análisis de la presente investigación tomaremos como referencia la última cauística y usaremos la teoría de Roger Holmberg para diseñar el arranque, con barras cónicas 8’ de longitud con brocas de 38 mm y 36 mm para la perforación. Para los taladros de alivio, emplear una barra piloto de 8' con una broca de 64 mm.

Tabla 3.

Datos de campo

Datos de Campo		
Labor minera	GL 9180-N	
Nivel	2420	
Tipo de equipo	JACK LEG	
Sección de la labor	2.40 m x 2.70 m	
Ancho	2.40	m
Alto	2.70	m

Altura de bóveda	1.20	m
Diámetro de producción	38	mm
Diámetro de taladros de alivio	64	mm
Longitud de taladro	8	pies
N.º de taladros vacíos en el arranque	3	Und
Densidad de roca	2.85	tn/m³
RQD	55	%
RMR	40	
GSI	36	

Datos de Voladura		
Tipo de voladura	Convencional	
Tipo de explosivo	Emulnor 3000 1 ⅛" x 16"	
Tipo de explosivo cebo	Emulnor 5000 1 ⅛" x 16"	
Tipo de fulminante	Fanel N°8	
PRP - RWS	104	%
Densidad del explosivo	1.14	gr/cm³

Constante para Corregir Perforación		
Desviación de angular de perforación	10	mm/m
Desviación por empate o emboquillado	18	mm/m
Constante de roca	C	
Angulo de los taladros de contorno y piso	3	°
Eficiencia de perforación	95%	

d) Diseño de Arranque

Diámetro equivalente: con la siguiente ecuación se calcula, donde se emplean rimadoras de 64 mm, tres taladros de alivio.

$$\emptyset_e = \emptyset_1 * \sqrt{N}$$

$$\emptyset_e = 64\sqrt{3}$$

$$\emptyset_e = 111mm = 0.111m$$

Profundidad de avance (L): el avance de disparo es de 95% de longitud de barra de 8 ft se calcula con la ecuación.

$$L = 0.95H$$

$$L = 0.95 * 2.44$$

$$L = 2.32\ m$$

Error de perforación (E_p). Cuando es mayor el error o desviación, menor será la eficacia del disparo, está representado en la ecuación, donde desviación angular α es 0.01 m, y error de emboquille es 0.018 m y L es 2.32 m.

$$\mathrm{Ep} = (\alpha * \mathrm{L}) + \beta$$

$$\mathrm{Ep} = (0.01 * 2.32) + 0.018$$

$$\mathrm{Ep} = 0.041 \text{ m}$$

Burden equivalente máximo: se determina con el principio de longitud de arco en la ecuación.

$$\mathrm{B}_{e\,max} = 1.7\emptyset_e$$

$$\mathrm{B}_{e\,max} = 1.7 * 0.111$$

$$\mathrm{B}_{e\,max} = 0.189$$

Burden práctico (B_{P1}): Calculamos el burden practico con la ecuación

$$\mathrm{B}_{P1} = \mathrm{B}_{e\,max} - \mathrm{Ep}$$

$$\mathrm{B}_{P1} = 0.189 - 0.041$$

$$\mathrm{B}_{P1} = 0.15$$

Ancho de abertura (A_h): se calcula con las siguientes ecuaciones.

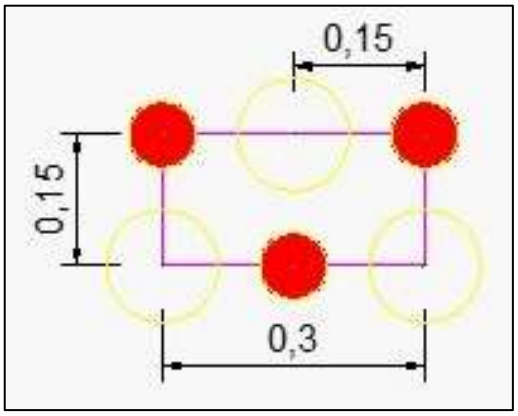
$$Xa = 2 * \mathrm{B}_p$$

$$Xa = 2 * 0.15$$

$$Xa = 0.30$$

Figura 18.

Arranque del curso



Consumo especifico C.E. de explosivos, Ashby (1977): Se calcula con la ecuación

$$C.E. = \frac{0.56 * \rho_r * Tan(\frac{GSI + 15}{2})}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

C.E: Consumo específico de explosivos

ρ_r: Densidad de la roca

GSI: Índice de resistencia de la roca

RQD: Índice de calidad de la roca

$$C.E. = \frac{0.56 * \rho_r * Tan(\frac{GSI + 15}{2})}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$C.E. = \frac{0.56 * 2.85 * Tan(\frac{36 + 15}{2})}{\sqrt[3]{\frac{115 - 55}{3.3}}}$$

$$C.E. = 0.289\ kg/m^3$$

Constante de roca "C" sueco: se determina en la ecuación

$$C = 0.8784 * (C.E.) + 0.052$$

$$C = 0.8784 * 0.289 + 0.052$$

$$C = 0.306\ kg/m^3$$

Concentración de carga en el arranque "q_o": Se determina con la fórmula

$$q_o = \frac{55 * Ø_0 * \left(\frac{B_{max}}{Ø_2}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(B_{max} - \frac{Ø_2}{2}\right) * \frac{C}{0.4}}{PRP\ del\ explosivo\ usado}$$

Donde:

q_o: Concentración de carga inicial de cuele

$Ø_0$: Diámetro de taladro de producción

$Ø_2$: Diámetro equivalente

C: Constante de roca

PRP: Potencia relativa en peso del explosivo utilizado (RWS_{Anfo})

La potencia relativa en peso del explosivo de emulnor de 5000 es 100% con (RWS_{Anfo})

$$q_o = \frac{55 * 0.038 * \left(\frac{0.189}{0.111}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(0.189 - \frac{0.111}{2}\right) * \frac{0.306}{0.4}}{1}$$

$$q_o = 0.474 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Longitud de taco: Se determina en función al taco de arcilla.

$$L_{taco} = 0.30 \text{ m}$$

Cálculo de (L_{carga}) longitud de carga en el arranque: se calcula con la ecuación.

$$L_{carga} = L - L_{taco}$$

$$L_{carga} = 2.32 - 0.3$$

$$L_{carga} = 2.02\text{m}$$

N° de cartuchos por barreno en el cuele

Se determina con la fórmula para el explosivo emulnor de 5000 $1\frac{1}{8}$*16"

$$Nº\ cart/tal = \frac{L - 0.5 * \text{B}_{\text{max}}}{\text{lungitud}\ de\ explosivo 1(\frac{1}{8}*16)}$$

Donde:

L: Longitud del barreno

B_{max} : burden máximo

$$Nº\ de\ cart/tal = \frac{2.02 - 0.5 * 0.189}{0.406}$$

$$Nº\ de \frac{cart}{tal} = 4.74 = 4\ cartuchos\ de\ emulnor\ de\ 5000\ 1\frac{1}{8}*16$$

Masa explosiva " $\mathbf{Q_e}$ ": se calcula con la ecuación

$$Q_e = peso\ del\ explosivo * Nº\ cart/tal$$

$$Q_e = 0.298 * 4$$

$$Q_e = 1.192 \frac{kg}{tal}$$

e) Cálculos para el primer cuadrante.

Burden máximo $B_{Max\,1}$ en el primer cuadrante: Se calcula con la ecuación.

$$B_{Max\,1} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{Anfo}}{C * \emptyset_0}}$$

Para los cálculos tenemos los siguientes datos:

$$B_{Max\,1} = 0.088 * \sqrt{\frac{0.30 * 0.474 * 1.04}{0.306 * 0.038}}$$

$$B_{Max\,1} = 0.314m$$

Burden práctico(B_{p1}) en primer cuadrante: Se determina con la fórmula.

$$B_{p1} = B_{Max\,1} - \text{Ep}$$

$$B_{p1} = 0.314 - 0.041$$

$$B_{p1} = 0.273\text{m}$$

Ancho de abertura (A_{h1}): Se determina con la fórmula.

$$A_{h1} = \sqrt{(X_x)^2 + (X_y)^2}$$

$$X_x = X_y = B_{p1} + B_{p1}/2$$

$$A_{h1} = \sqrt{(0.41)^2 + (0.41)^2}$$

$$A_{h1} = 0.58\,m$$

Concentración de carga en el primer cuadrante: La densidad de carga lineal en el taladro. Se determina con la fórmula.

$$q_1 = \text{De} * \frac{\pi * \left(\emptyset_{\text{explosivo}}\right)^2}{4} * 10^6$$

De = Densidad de explosivo

$\emptyset_{\text{explosivo}} = Diametro\ de\ explosivo$

$$q_1 = 1.14 * \frac{\pi * (0.029)^2}{4} * 10^6$$

$$q_1 = 0.75\ kg/m$$

Longitud de taco: Se determina en función al taco de arcilla.

$$L_{taco} = 0.30\ \text{m}$$

Cálculo de (L_{carga}) longitud de carga en el primer cuadrante: se calcula con la ecuación.

$$L_{carga} = L - L_{taco}$$

$$L_{carga} = 2.32 - 0.3$$

$$L_{carga} = 2.02\text{m}$$

N° de cartuchos por barreno en el primer cuadrante

Se determina con la fórmula para el explosivo emulnor de 3000 $1\frac{1}{8}$*16"

$$Nº\ cart/tal = \frac{L - 0.5 * \text{B}_{\max}}{\text{longitud}\ de\ explosivo 1(\frac{1}{8}*16)}$$

Donde:

L: Longitud del barreno

$\text{B}_{\max}$: burden máximo

$$Nº\ de\ cart/tal = \frac{2.02 - 0.5 * 0.189}{0.406}$$

$$Nº\ de\ \frac{cart}{tal} = 4.74 = 4\ cartuchos\ de\ emulnor\ de\ 3000\ 1\frac{1}{8}*16$$

Masa explosiva " $\mathbf{Q_e}$": se calcula con la ecuación

$$Q_e = peso\ del\ explosivo * Nº\ cart/tal$$

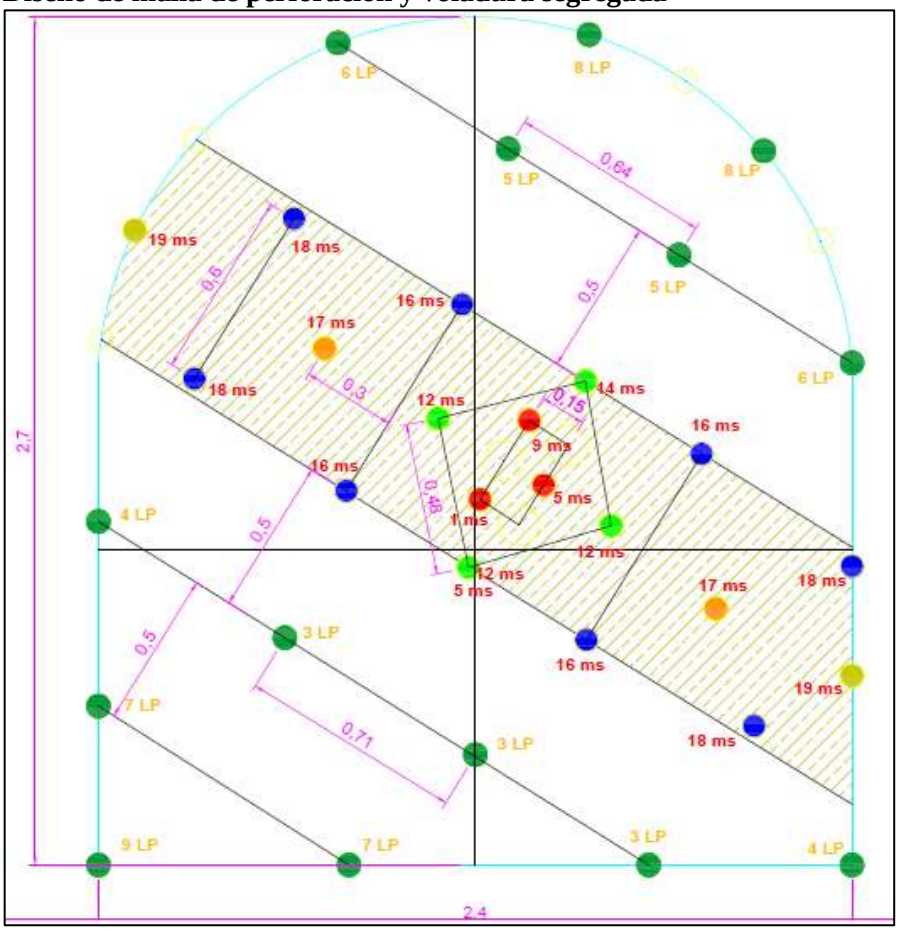
$$Q_e = 0.291 * 4$$

$$Q_e = 1.164\frac{kg}{tal}$$

Para luego continuar con la distribución de taladros bajo un arreglo 2:1 con un burden de 0.27m equivalente a 30 cm y espaciamiento de 0.58cm equivalente a 60 cm como se muestra en la figura 19. De esta forma, se busca la salida de toda la estructura mineralizada proyectando los fragmentos de roca más allá del desmonte por medio del carguío con faneles de periodo corto. Seguidamente, se busca retener y disminuir la proyección de roca en los taladros ubicados en las cajas (techo y piso), siguiendo una salida por filas e iniciados con faneles de periodo largo. La malla de perforación y diseño de carga aplicado se muestra a continuación:

Figura 19.

Diseño de malla de perforación y voladura segregada



Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Figura 20.

Distribución de los faneles

FANEL MS	
Periodo corto	
N° serie (ms)	Cantidad
1	1
2	
3	
4	
5	1
6	
7	
8	
9	1
10	
11	
12	2
13	
14	2
15	
16	4
17	2
18	4
19	2
20	
	19

FANEL LP	
Periodo largo	
N° serie (LP)	Cantidad
1	0
2	
3	3
4	2
5	2
6	2
7	2
8	2
9	1
10	
11	
12	
13	
14	
15	
16	
	14

Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Figura 21.

Distribución de carga

UBICACIÓN DE TALADROS			Emulnor 5000 1 1/8"x16"	Emulnor 3000 1 1/8"x16"	Emulnor 1000 1 1/8"x16"	Emulnor 500 1"x12"
Veta	Arranque	3	1	3		
	Primera ayuda	4		4		
	Segunda ayuda	4		4		
	Tercera ayuda	2		4		
	Cuarta ayuda	4			4	
	Quinta ayuda	2			4	
Caja piso	Fila 1	1			4	
	Fila 2	3			4	
	Arrastre	4		1	3	
Caja techo	Fila 3	2			4	
	Corona	4			1	3
TOTAL		33	3	53	64	12

Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Figura 22.

Cuadro de resumen

PERFORACION	CANTIDAD	UND
Longitud de perforacion	2,40	m
Taladros cargados	33,00	unid.
Taladros de alivio	5,00	unid.
Taladros Rimados	3,00	unid.
EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS		
Exadit 45 7/8"x7"		unid.
Emulnor 500 1"x12"	12,00	unid.
Emulnor 500 1 1/8"x12"		unid.
Emulnor 1000 1 1/8" x 16"	64,00	unid.
Emulnor 1000 1 1/4" x 16"		unid.
Emulnor 3000 1 1/8" x 16"	53,00	unid.
Emulnor 3000 1 1/4" x 24"		unid.
Emulnor 5000 1 1/8" x 16"	3,00	unid.
Emulnor 5000 1 1/4" x 24"		unid.
Total explosivo	36,03	kg
Cordon Detonante 5P (m)	25,00	m
Mecha Rápida (m)	1,00	m
Fanel MS	19,00	unid.
Fanel LP	14,00	unid.
RESULTADOS		
Avance lineal	2,07	m
Factor carga	2,93	kg/m3
Factor de avance	17,40	kg/m
Factor potencia	0,98	kg/tn
Seccion de labor	5,94	m2
Volumen de labor	12,2958	m3
Tonelaje de labor	36,8874	Tn
Seccion de la veta en campo	1,68	m2
Volumen de veta	3,4776	m3
Tonelada de mineral	10,4328	Tn
Tonelada de desmonte	26,4546	Tn

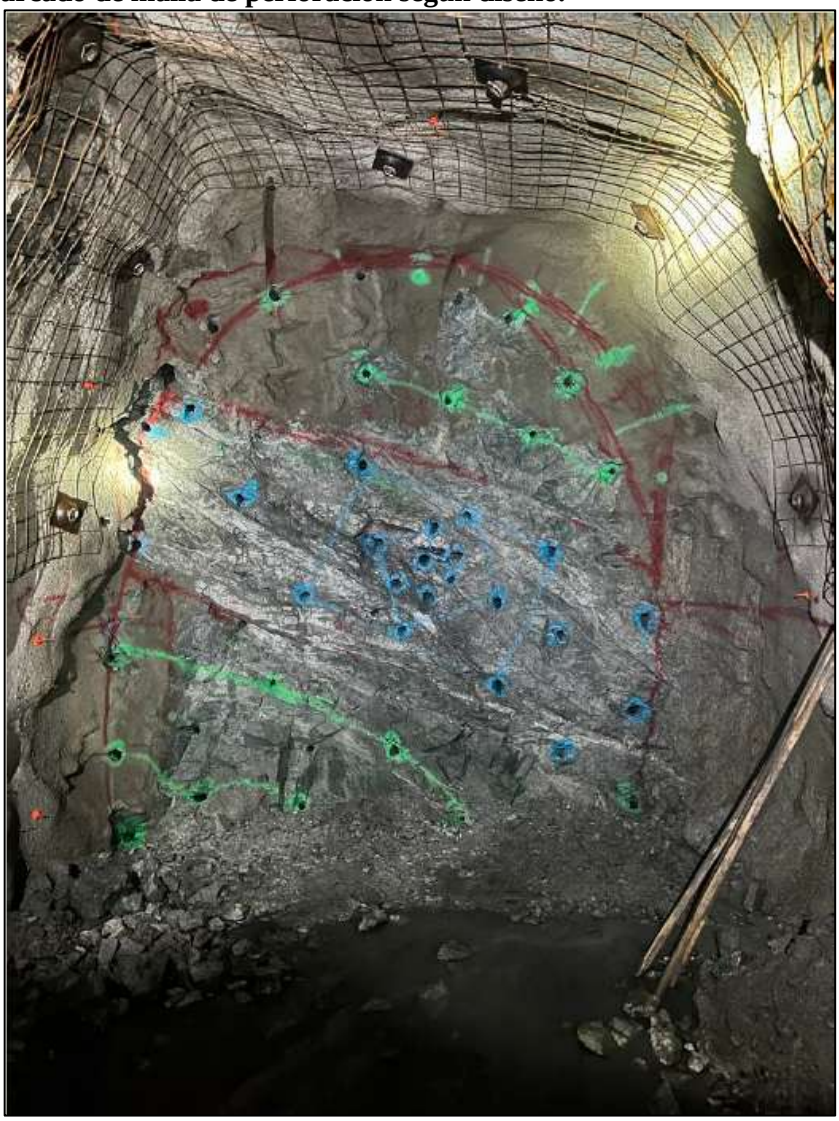
Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Algunos ajustes en el burden , espaciamientos y determinación de la secuencia de salida se realiza en esta etapa de pruebas están relacionados a la distribución de taladros en la veta, ya que la potencia es variable entre un disparo y otro, además de cambiar su rumbo y buzamiento lo que permite aumentar o disminuir los taladros según sea el caso. Para el caso de la GL 9180_N la potencia de veta osciló entre 0.38m – 0.6m en promedio.

Antes de la perforación, fue necesario contar con el contorneo de la veta para así definir la malla. A partir de ahí, se realiza el marcado de los taladros, uno a uno conforme se indicó en la figura 23. En la siguiente imagen, se muestra el pintado completo de la malla:

Figura 23.

Marcado de malla de perforación según diseño.



Posterior a la voladura el geólogo de turno realiza la delimitación, este personal conocido como Ore Control separa las cargas de mineral y desmonte comprendidas entre las flechas rojas:

Figura 24.

Delimitación de material roto por Geología.



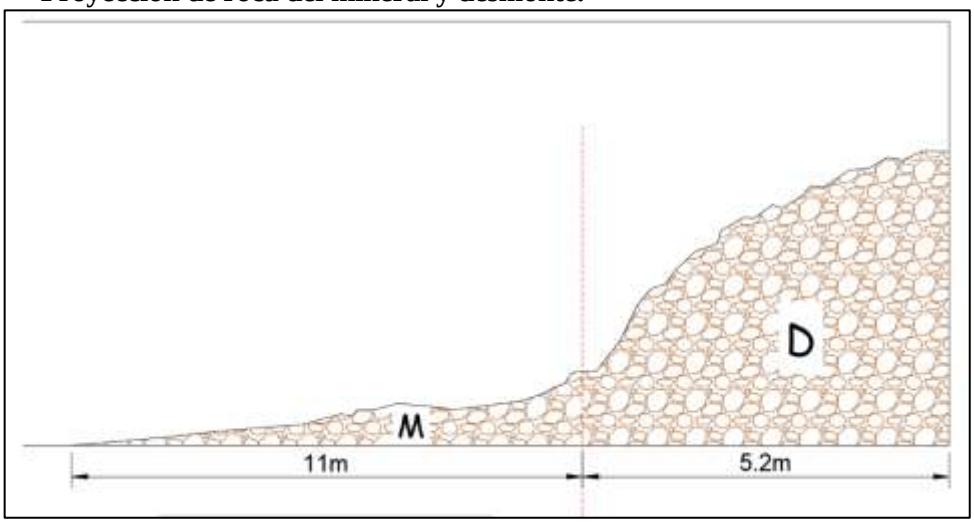
Nota: Fuente Planeamiento Marsa

4.1.2.2 Análisis de proyección alcanzada por los fragmentos de roca

La proyección del material es en dos tiempos, primeramente, sale el mineral y posteriormente el desmonte, tiene una distancia de proyección en un promedio de 16 metros, las cuales los primeros 5 metros es de desmonte y los 11 metros restantes es de mineral.

Figura 25.

Proyección de roca del mineral y desmonte.



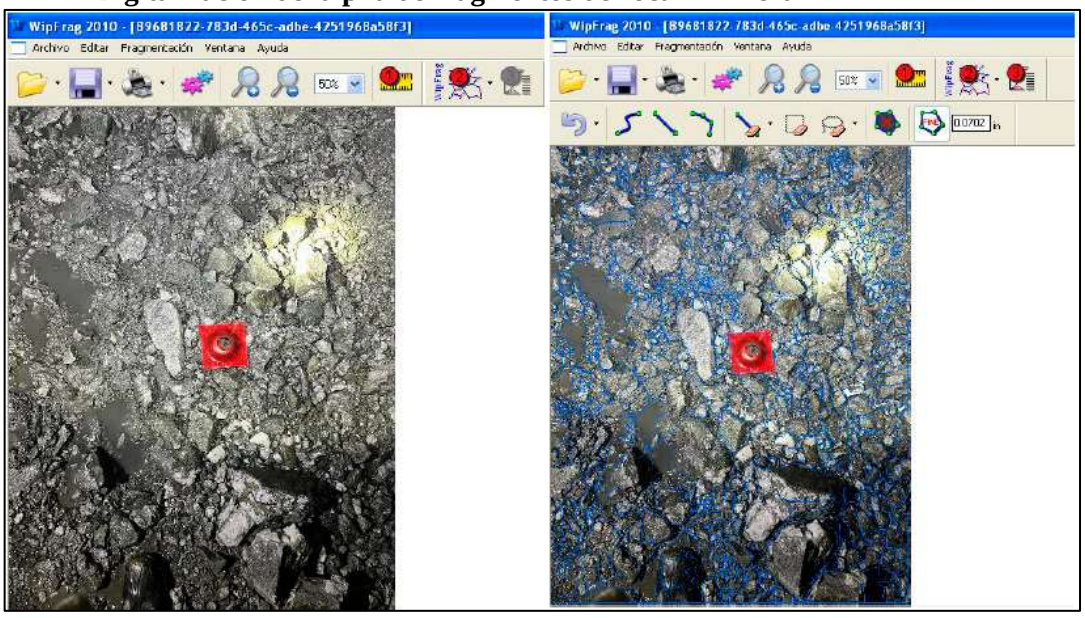
Nota: Fuente Planeamiento Marsa

4.1.2.3 Análisis de fragmentación del material roto

Como parte del análisis, se realizó el procesamiento digital de imágenes en el software Wipfrag para determinar las curvas de distribución granulométrica de los fragmentos de roca mineral y desmonte. Para ello, se utilizó como escala una placa pintada en rojo de 8” de diámetro que servirá como referencia durante el delineado de los fragmentos:

Figura 26.

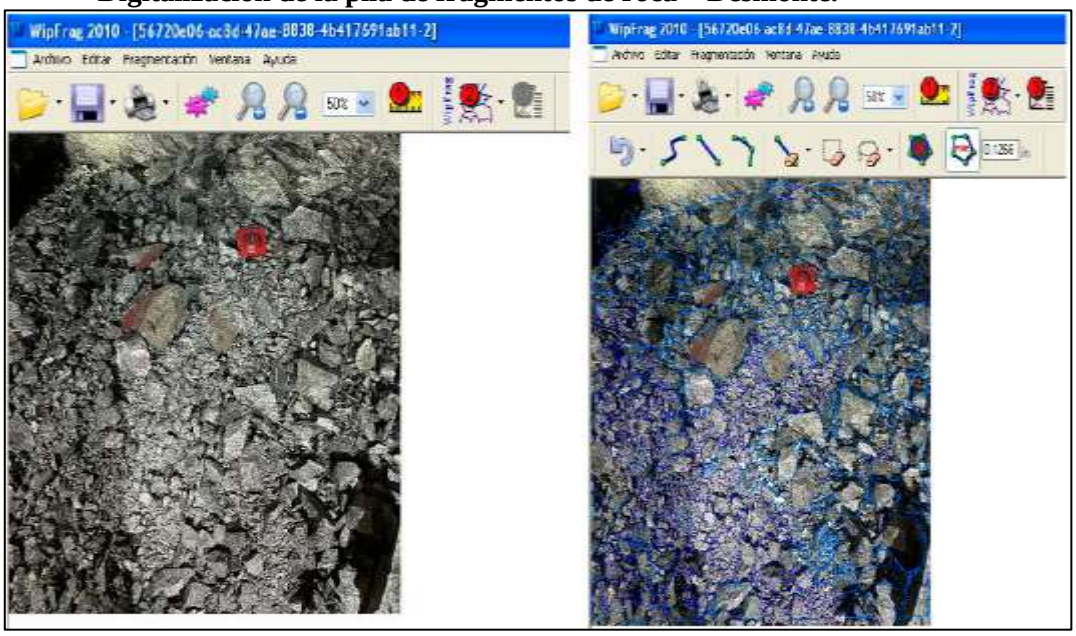
Digitalización de la pila de fragmentos de roca – Mineral



Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Figura 27.

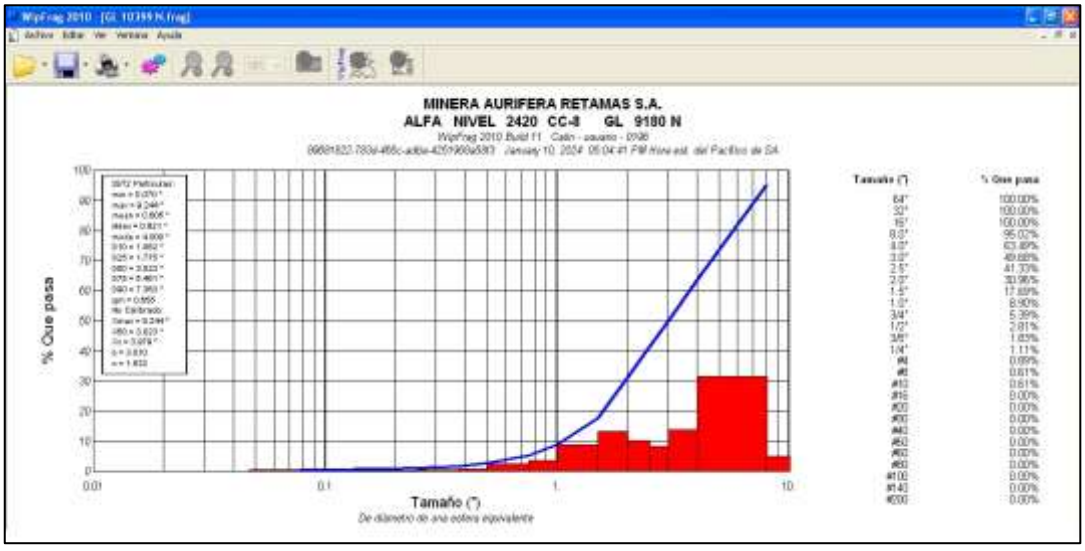
Digitalización de la pila de fragmentos de roca – Desmonte.



Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Figura 28.

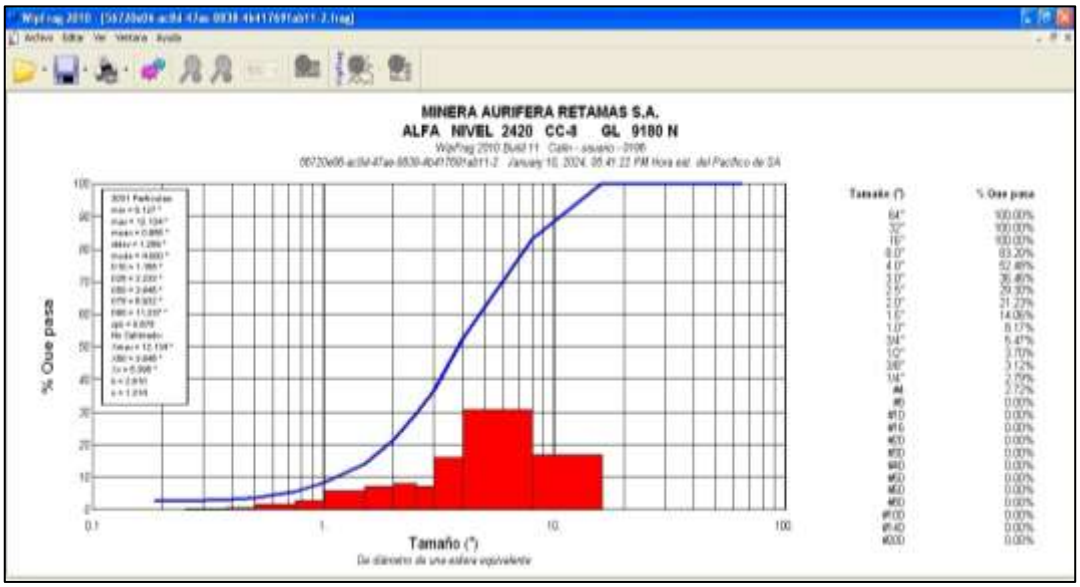
P80 del mineral – 5.7”.



Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Figura 29.

P80 del desmonte – 7.4".



Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Los resultados muestran que el P80 del desmonte llegó a 7.4", mientras que la zona de mineral a 5.7". Si bien los fragmentos de mineral y desmonte pasarían sin problemas por una abertura de 8" como son las parrillas de los echaderos, los resultados muestran la fragmentación más menuda del mineral a consecuencia de la salida violenta de los taladros cargados con MS, que a su vez ayudan a la conminución

4.1.3 Análisis de ley de dilución de mineral con voladura no segregada y segregada

Se procede a comparar el desempeño de dos escenarios operativos en labores subterráneas: Voladura no segregada (escenario base) y voladura segregada (escenario mejorado).

Para cada galería (GAL 9180-N) se evalúan parámetros geológicos, geométricos, productivos y metalúrgicos, destacando: Ley de la veta, ley diluida, dilución (%), tonelaje de mineral y desmonte, ley final, reducción de dilución, incremento de ley.

Tabla 4.

Parámetros geológicos y geométricos

Parámetros geológicos y geométricos		Und.
Avance lineal	2.07	m
Densidad de mineral	3	gr/cm3
Densidad roca	2.85	gr/cm3
Ancho teórico	2.4	m
Altura teórica	2.7	m
Area pre voladura	5.940	m2
Buzamiento de veta	30	grados
Potencia de veta programada	0.4	m
Porcentaje de dilución de tonelaje por voladura segregada	12%	

Tabla 5.

Datos de labor

DATOS DE LABOR

Disparos GAL 9180-AN	Potencia de Veta	Ley de Canal	Sección de Labor (Post Voladura)		Avance Real
	m	(g/t Au)	Ancho	Altura	m
1	0.4	14.50	2.55	2.95	2.05
2	0.5	13.45	2.53	2.88	2.1
3	0.45	14.50	2.50	2.85	2.12
4	0.4	13.20	2.55	2.90	2.09
5	0.38	11.48	2.50	2.95	2.15
6	0.4	12.02	2.60	3.00	2.13
7	0.45	13.45	2.55	3.10	2.09
8	0.5	10.25	2.50	2.95	2.1
9	0.55	11.20	2.48	2.90	2.15
10	0.6	11.87	2.50	2.88	2.16
11	0.6	12.60	2.53	2.85	2.05
12	0.6	14.20	2.55	2.80	2.09
13	0.6	15.02	2.55	2.90	2.1
14	0.55	15.50	2.53	2.85	2.15
15	0.5	14.80	2.55	2.90	2.13
16	0.5	14.20	2.55	2.80	2.11
17	0.6	16.02	2.60	2.90	2.14

18	0.55	17.50	2.53	2.85	2.09
19	0.45	14.80	2.55	2.90	2.14
Promedio	**0.50**	**13.71**	**2.54**	**2.90**	**2.11**

Tabla 6.
Resultados de cálculo de dilución final e incremento de ley

DATOS DE LABOR						VOLADURA NO SEGREGADA						VOLADURA SEGREGADA					RESULTADOS		
Disparos GAL 9180-N	Potencia de Veta	Ley de Canal	Sección de Labor (Post Voladura)		Avance real	Area Post Voladura	Tonelaje Real Escavado	Tonelaje Mineral	Tonelaje Esteril	Dilución Geométrica Teórica (Dg)	Ley de Au Diluida	Factor de segregación (Fs)	Tonelaje Real Mineral(Tm)	Tonelaje Mineral Mezclado (Tme)	Tonelaje de desmonte Real	Ley de Au Diluida Final	Dilución Final (Df)	Reducción de dilucion	Incremento de Ley
	m	(g/t Au)	Ancho	Altura	m	m2	Tn	Tn	Tn	%	gr/t Au		Tn	Tn	Tn	gr/t Au	%	%	gr/t Au
1	0,4	14,50	2,55	2,95	2,05	6,90	40,29	6,27	34,01	84,43%	2,258	0,86	7,24	4,08	28,96	9,27	36,04%	48,39%	7,02
2	0,5	13,45	2,53	2,88	2,1	6,68	39,98	7,97	32,01	80,06%	2,681	0,85	9,20	3,84	26,93	9,49	29,45%	50,62%	6,81
3	0,45	14,50	2,50	2,85	2,12	6,53	39,46	7,16	32,31	81,87%	2,629	0,85	8,26	3,88	27,32	9,87	31,94%	49,93%	7,24
4	0,4	13,20	2,55	2,90	2,09	6,78	40,38	6,40	33,98	84,16%	2,091	0,86	7,38	4,08	28,91	8,50	35,58%	48,59%	6,41
5	0,38	11,48	2,50	2,95	2,15	6,76	41,42	6,13	35,30	85,21%	1,698	0,86	7,08	4,24	30,11	7,18	37,45%	47,76%	5,48
6	0,4	12,02	2,60	3,00	2,13	7,15	43,40	6,65	36,76	84,69%	1,840	0,86	7,67	4,41	31,32	7,63	36,50%	48,19%	5,79
7	0,45	13,45	2,55	3,10	2,09	7,25	43,16	7,19	35,97	83,33%	2,242	0,86	8,31	4,32	30,54	8,85	34,19%	49,14%	6,61
8	0,5	10,25	2,50	2,95	2,1	6,76	40,46	7,88	32,59	80,54%	1,995	0,85	9,09	3,91	27,46	7,17	30,07%	50,47%	5,17
9	0,55	11,20	2,48	2,90	2,15	6,59	40,40	8,80	31,60	78,22%	2,439	0,85	10,16	3,79	26,45	8,16	27,18%	51,04%	5,72
10	0,6	11,87	2,50	2,88	2,16	6,60	40,63	9,72	30,91	76,08%	2,840	0,84	11,22	3,71	25,70	8,92	24,84%	51,24%	6,08
11	0,6	12,60	2,53	2,85	2,05	6,61	38,62	9,34	29,28	75,82%	3,046	0,84	10,78	3,51	24,32	9,50	24,58%	51,24%	6,46
12	0,6	14,20	2,55	2,80	2,09	6,55	38,99	9,59	29,39	75,39%	3,494	0,84	11,08	3,53	24,38	10,77	24,15%	51,24%	7,28
13	0,6	15,02	2,55	2,90	2,1	6,78	40,57	9,64	30,93	76,24%	3,569	0,84	11,13	3,71	25,73	11,26	25,01%	51,23%	7,70
14	0,55	15,50	2,53	2,85	2,15	6,61	40,50	8,98	31,53	77,84%	3,435	0,85	10,36	3,78	26,35	11,36	26,74%	51,10%	7,92
15	0,5	14,80	2,55	2,90	2,13	6,78	41,15	8,15	33,00	80,20%	2,930	0,85	9,41	3,96	27,78	10,42	29,63%	50,58%	7,49
16	0,5	14,20	2,55	2,80	2,11	6,55	39,36	8,07	31,29	79,49%	2,912	0,85	9,32	3,75	26,28	10,12	28,72%	50,78%	7,21
17	0,6	16,02	2,60	2,90	2,14	6,91	42,15	10,02	32,14	76,24%	3,806	0,84	11,56	3,86	26,73	12,01	25,01%	51,23%	8,21
18	0,55	17,50	2,53	2,85	2,09	6,61	39,37	8,72	30,65	77,84%	3,878	0,85	10,07	3,68	25,62	12,82	26,74%	51,10%	8,94
19	0,45	14,80	2,55	2,90	2,14	6,78	41,34	7,37	33,98	82,18%	2,637	0,85	8,51	4,08	28,76	10,00	32,40%	49,78%	7,37
Promedio	**0,50**	**13,71**	**2,54**	**2,90**	**2,11**	**6,75**	**40,61**	**8,11**	**32,51**	**79,99%**	**2,76**	**0,85**	**9,36**	**3,90**	**27,35**	**9,65**	**29,80%**	**50,19%**	**6,89**

4.1.3.1 Condiciones geológicas y geométricas

Ley de la veta (g/t Au)

- Promedio ≈ 13.71 g/t Au.
- Representa la ley "in situ" del yacimiento, sin influencia de la dilución.
- Se observa variabilidad entre 10.25 y 17.5 g/t, lo cual evidencia heterogeneidad del cuerpo mineralizado.

Sección de la labor (post voladura)

Sección teórica = 11/12* Ancho*Altura

= 11/12* 2.4*2.7= 5.94 m²

Sección real =11/12*Ancho*Altura

=11/12*2.55*2.95=6.90 m²

Volumen real $V_r = A_r * L_{avance}$

$= 6.90 * 2.05 = 14.14\ m^3$

Volumen mineral $= Potencia * Ancho * L_{avance}$

$= 0.40 * 2.55 * 2.05 = 2.091\ m^3$

Volumen estéril $V_e = V_t - V_m$

$V_e = 14.14 - 2.091 = 12.05\ m^3$

4.1.3.2 Voladura no segregada

En una **voladura convencional**, el mineral y el waste se fragmentan y cargan como una sola masa, por lo que la dilución depende casi exclusivamente de la **sobre-rotura geométrica**.

- Todo el material volado (mineral + estéril) se envía a planta.
- La dilución está controlada únicamente por la geometría real post-voladura.

Cálculo de tonelaje

Tonelaje real excavado $T_r = V_r \times \rho_{roca}$

$T_r = 14.14 * 2.85 = 40.29$ tn

Tonelaje real mineral

Debido al **buzamiento de la veta (30°)**, el tonelaje de mineral se calcula **en función a la potencia de veta**, no a la altura de la labor:

Tonelaje real mineral $T_m = V_m \times \rho_{mineral}$

$T_m = 2.091 * 3 = 6.27$ tn

Tonelaje estéril

La diferencia indica sobre rotura, lo que implica incorporación de material estéril (desmonte), fenómeno directamente asociado a la dilución. Esto es consistente con la literatura, donde se establece que el sobredimensionamiento de la excavación incrementa la dilución y reduce la eficiencia metalúrgica (Hustrulid, 1999; Konya & Walter, 2003).

Tonelaje estéril $T_e = T_r - T_m = 34.01$ tn

Dilución por tonelaje

Este valor representa la dilución potencial generada por la geometría post-voladura, no necesariamente la enviada a planta si existe segregación efectiva en carguío.

Dilución (%)

$$D(\%) = \frac{\text{Te}}{\text{Tr}} = \frac{34.01}{40.29} = 84.43\ \%$$

En la tabla 6, los valores oscilan entre 75.39 % y 85.21 %, evidenciando una fuerte influencia de la geometría post-voladura sobre la calidad del mineral enviado cuando no existe segregación.

Ley diluida promedio

$$\text{Ley diluida (no segregada)} = \frac{\boldsymbol{T_m} * \boldsymbol{Ley\ de\ canal}}{\boldsymbol{T_r}}$$

Donde:

Tonelaje real mineral T_m

Tonelaje real excavado T_r

$$\text{Ley diluida (no segregada)} = \frac{6.27 * 14.50}{40.29} = 2.258\ \text{gr/ton Au}$$

Dilución promedio

≈ 2.76 gr/ton Au

Esto significa que:

- Se usa la sección real excavada por labor.
- Incluye sobre-rotura, contacto estéril–mineral y pérdida de control del contorno.
- Este escenario refleja la condición operativa real tradicional.
- Produce una reducción drástica de la ley

En promedio, la ley cae de 13.71 g/t Au a ≈ 2.76 g/t Au, lo que confirma el efecto crítico de la dilución no controlada.

Toneladas promedio

- Mineral programado ≈ 8.11t
- Desmonte programado ≈ 32.51 t

La relación mineral/desmonte es desfavorable, lo que evidencia un proceso con baja selectividad.

En términos económicos y operativos, esto implica:

- Mayores costos de transporte.
- Mayores costos de procesamiento.
- Menor recuperación de metal.
- Disminución del valor del mineral tratado.

4.1.3.3 Voladura segregada

La aplicación de voladura segregada muestra mejoras evidentes:

- Se discrimina mineral y desmonte en el frente.
- Solo una fracción del estéril acompaña al mineral (dilución residual).
- Se introduce el factor de segregación (Fs) como parámetro de control.

Tonelaje real mineral

Este tonelaje es el que efectivamente se envía a planta en el escenario segregado, para lo cual se calculó el porcentaje de dilución de tonelaje por voladura segregada y el porcentaje de mezcla al momento de la limpieza del frente. Para lo cual el área de geología luego de las evaluaciones y seguimiento determino un factor de 12% del mineral que se mezcla con el desmonte al desarrollar esta voladura segregada.

Tonelaje de mineral real ($T_{m,real}$)

$$\boldsymbol{T_{m,real}} = Pot.veta * Ancho\ real * \sec(B) * Avance\ real * \rho_m$$

Donde:

Tonelaje real mineral $T_{m,real}$

Sec (B)= secante de buzamiento

$$\boldsymbol{T_{m,real}} = 0.40 * 2.55 * \sec(30^{a}) * 2.05 * 3$$

$$\boldsymbol{T_{m,real}} = 7.24 \text{ tn}$$

Tonelaje de mineral mezclado (T_{me})

Este tonelaje es el que efectivamente se envía a planta en el escenario segregado.

$$T_{me} = T_e * Factor\ de\ dilucion\ de\ segregación$$

Donde:

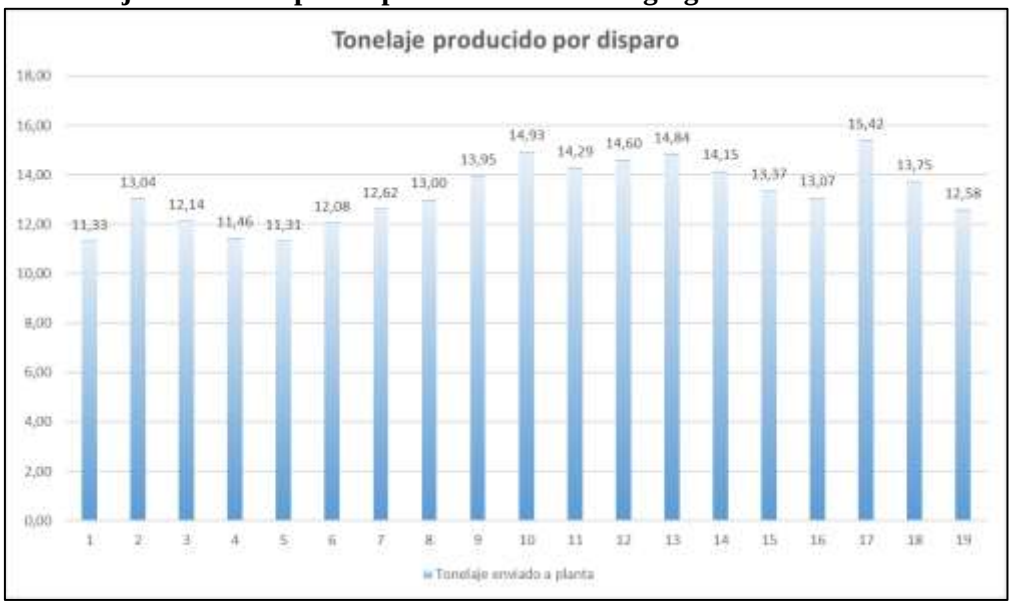
Tonelaje real mineral mezclado T_{me}

Tonelaje de estéril T_e

$$T_{me} = 34.01 * 12\% = 4.08\ tn$$

Figura 30.

Tonelaje de mineral por disparo con voladura segregación



Como su puede observar de los 19 disparos realizados en la galería se tiene un promedio de 13.26 tn económicamente rentable.

Factor de segregación (Fs)

El **Fs** representa el desmonte geométricamente generado fue segregado en la selección en el frente Este enfoque está alineado con prácticas de "selective mining" descritas por Villaescusa (2014).

$$F_s = 1 - \frac{D_e}{D_g}$$

Donde :

Dilución Geométrica Teórica (Dg)

Factor de dilución segregación (De)

$$F_s = 1 - \frac{12}{84.43} = 0.86$$

El 86% significa que el estéril geométricamente generado fue efectivamente segregado y solo el 14% de estéril ingresa al mineral que se envía a planta

Dilución final por tonelaje

Este valor representa la dilución potencial generada por la geometría post-voladura, enviada a planta si existe segregación efectiva en carguío.

Dilución (%)

$$Df(\%) = \frac{\text{Tme}}{\text{Tme+ Tm}} = \frac{4.08}{4.08+7.24} = 36.04\ \%$$

Ley diluida final

La dilución porcentual se calcula mediante la expresión clásica:

$$\text{Ley diluida (segregada)} = \frac{\boldsymbol{T_m} \ * \ \boldsymbol{Ley\ de\ canal}}{\boldsymbol{T_m + T_{me}}}$$

Donde:

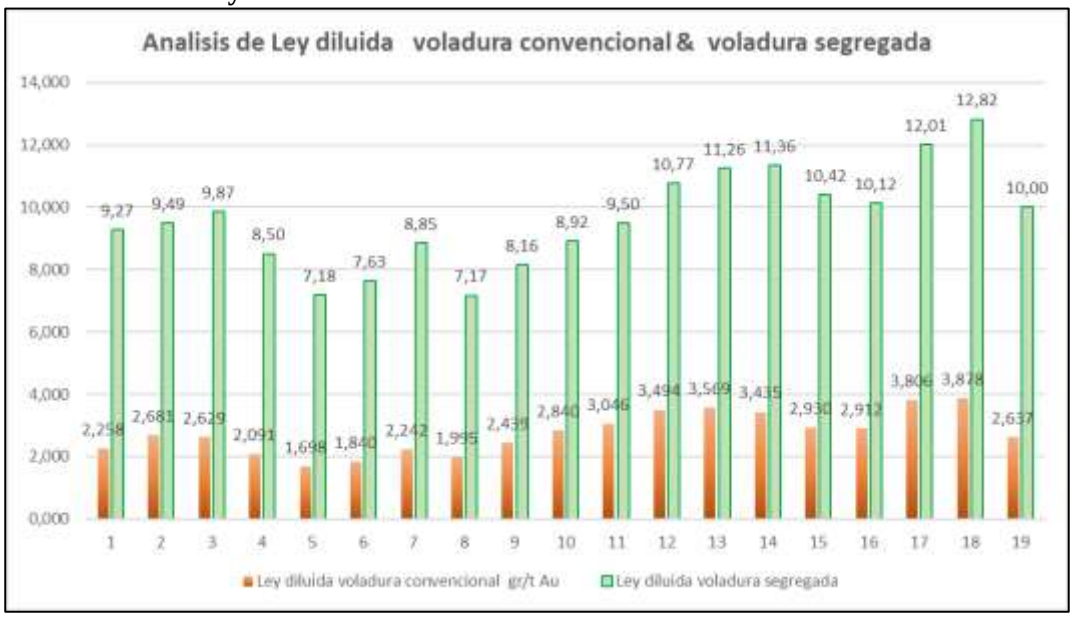
Tonelaje real mineral T_m

Tonelaje de mineral mezclado T_{me}

$$\text{Ley diluida (voladura segregada)} = \frac{7.24 * 14.50}{7.24+4.08} = 9.27\ \text{gr/tn Au}$$

Figura 31.

Análisis de la ley diluida



La ley diluida promedio con voladura segregación es de ≈ 9.65 g/t Au, comparado con la ley diluida sin voladura segregación es promedio de ≈ 2.76 g/t Au, se evidencia un incremento sustancial del contenido metálico efectivo.

Es decir, el proceso logra:

- Separar con mayor eficiencia mineral y desmonte.
- Reducir la incorporación de material estéril.
- Mejorar la calidad del mineral enviado a planta.

4.1.3.4 Interpretación integral de resultados

Desde una perspectiva técnica–operativa, la tabla 06 evidencia que la **voladura segregada**:

1. **Reduce significativamente la dilución**
    - De ≈ 79.99 % a ≈ 29.80 %.
    - Mejora la eficiencia del aprovechamiento del recurso.

2. **Incrementa la ley del mineral procesado**
    - Recupera gran parte del valor metálico perdido en la voladura convencional de un promedio 2.76 gr/tn Au a 9.65 gr/tn Au recuperando 6.89 gr/tn Au más al aplicar la voladura segregación.
3. **Optimiza la relación mineral/desmonte**
    - Menor transporte de material estéril.
    - Menor consumo energético en planta.
    - Mejora de indicadores económicos.
4. **Mejora la eficiencia operativa**
    - Mayor selectividad.
    - Menor impacto de la sobre rotura.
    - Mejor control del proceso de extracción.

En términos de gestión minera, los resultados sugieren que la implementación de técnicas de segregación en voladura constituye una **estrategia técnica efectiva para el control de dilución**, fenómeno ampliamente reconocido como uno de los principales factores de pérdida de valor en minería subterránea (Villaescusa, 2014; Darling, 2011).

4.1.4 Análisis de costos

Para el análisis estrictamente operativo, este incremento es marginal y esperable, ya que la voladura segregada suele requerir: mayor control de la malla, secuencias de disparo diferenciadas, mayor tiempo de supervisión y marcaje de mineral–estéril.

Este aumento de costo, por sí solo, no es un criterio suficiente para descartar la técnica, ya que en minería el análisis debe centrarse en el valor generado, no únicamente en el costo unitario.

4.1.4.1 Costos sin voladura segregada

Antes del estudio el costo unitario de frente por disparo es 363.92 $/m de acuerdo a la figura 32.

Figura 32.

Precios unitarios de costos de voladura no segregada

DATOS					
Unidad de Medida	m		Horas/gdia	240.00	Hr
Ancho	2.40	m	N° tal. Perf.	39.00	
Alto	2.70	m	N° tal. De Alivio	4.00	
Long. Perf.PP	8.00	Pies	N° tal. Disparados	31.00	
Efic. Perf.	95.00%		N° tal. Serv. (pp)	2.00	Total PP
Efic. Vol.	89.00%		Total PP	328.80	PP
Long. Perf. Efec. (ft)	7.60	f t	Volumen	12.30	m3
Long. Efectiva (m)	2.07	m	Tonelaje	36.90	Ton
Factor Boveda	1.20		Explosivo	33.50	Kg
Burden	0.00	m	Factor de Carga	2.70	Kg/m3
Espaciamiento	0.00	m	Factor de Potencia	0.90	Kg/Ton
Material	Mineral		Factor de Avance	16.17	Kg/m
Peso Especifico	3.00	Ton/m3	Rendimiento	1.55	m / Disparo

Nota: Fuente Planeamiento Marsa

					Tipo de Cambi	3.65			
Partida	A.1.7.1	GALERIA - 2.4 x 2.7 - GRAD. ± 1 % - JACK LEG			**Unidad**	m		**Rendimiento**	1.55
	Detalle	P, V, L con Pala y Acarreo pulso (hasta 100 m.). Servicios (15.0 m. del tope)			**Tipo**	Laboreo Minero		**Cuadrilla**	6

	Codigo	Descripcion	Cantidad	Unidad	Incidencia	P. U. $	P. Parcial	Sub Total	Total (US$)/Und.
1. Mano de Obra									**96.72**
	MAES1	Perforista	1.00	Tarea	1.00	63.21	63.21	40.78	
	A. M2	Ayudante Perforista	1.00	Tarea	1.00	56.06	56.06	36.16	
	SUPE1	Residente	0.00	Tarea	0.00	191.15	0.00	0.00	
	SUPE4	Ingeniero de Guardia	1.00	Tarea	0.09	143.96	13.09	8.44	
	TECN1	Capataz	1.00	Tarea	0.09	73.93	6.72	4.34	
	TECN3	Mecanico de perforadoras	1.00	Tarea	0.09	63.21	5.75	3.71	
	A. M6	Bodeguero	1.00	Tarea	0.09	56.06	5.10	3.29	
2. Materiales									**59.85**
	ACER7	BARRA CONICA 78766112-11 G.11°, 108 X 22 X 4	220.30	PP	1.00	0.10	22.03	14.21	
	ACER8	BARRA CONICA 78766118-11 G.11°, 108 X 22 X 6	108.50	PP	1.00	0.12	13.02	8.40	
	ACER29	BROCAS DESCART. 77764438-B45 38MM. 11°	328.80	PP	1.00	0.09	29.59	19.09	
	ACER26	BROCA RIMADORA 64MM 2 1/2" GDO 6.5°	30.40	PP	1.00	0.35	10.64	6.86	
	ACER31	BARRA PILOTO 79226120-11 G. 6.5° 108 x 22MM 6'	30.40	PP	1.00	0.22	6.69	4.31	
	LUBR2	ACEITE SHELL TORCULA 100	0.30	GLN	1.00	19.23	5.77	3.72	
	HERR75	MANGUERA JEBE Y LONA 1" 300 PSI	30.00	MTS	1.00	0.05	1.50	0.97	
	HERR76	MANGUERA JEBE Y LONA 1/2" 300 PSI	30.00	MTS	1.00	0.04	1.20	0.77	
	HERR81	CADENA DE 1/4	1.50	MTS	1.00	0.03	0.05	0.03	
	HERR82	ABRAZADERA REGULABLE 1" 1/2 C/2 PERNOS	1.00	PZA	1.00	0.01	0.01	0.01	
	ACER27	SACA BROCA 22MM	6.00	PZA	1.00	0.38	2.28	1.47	
3. EPP									**6.95**
	EPP1	Perforista	1.00	Tarea	1.00	4.73	4.73	3.05	
	EPP7	Ayudante perforista	1.00	Tarea	1.00	4.73	4.73	3.05	
	EPP18	Empleado - Mina	0.00	Tarea	0.00	3.39	0.00	0.00	
	EPP18	Empleado - Mina	1.00	Tarea	0.09	3.39	0.31	0.20	
	EPP13	Capataz	1.00	Tarea	0.09	3.80	0.35	0.22	
	EPP14	Mecanico de perforadoras	1.00	Tarea	0.09	3.92	0.36	0.23	
	EPP15	Bodeguero	1.00	Tarea	0.09	3.33	0.30	0.20	
4. HERRAMIENTAS									**4.12**
	HER1	PERF. Y VOL. JACK LEG	1.00	Tarea	1.00	6.38	6.38	4.12	
5. MAQUINARIA Y EQUIPO									**27.69**
	EQUI1	PERFORADORA JACK LEG SECO S250 + MANTTO	328.80	PP	1.00	0.13	42.74	27.58	
	EQUI24	MOTOSIERRA ELECTRICA	0.50	HORA	1.00	0.35	0.18	0.11	
6.EXPLOSIVOS									**52.24**
		Emulnor 500 1"x 12"	20.0	Cart	1.00	0.33	6.58	4.24	
		Emulnor 1000 1 1/8 x 16"	32.0	Cart	1.00	0.61	19.46	12.56	
		Emulnor 3000 1 1/8 x 16"	75.0	Cart	1.00	0.65	48.70	31.42	
		Emulnor 5000 1 1/8 x 16"	0.0	Cart	1.00	0.70	0.00	0.00	
		Pentacord 5P	25.0	m	1.00	0.25	6.23	4.02	
7. ACCESORIOS									**27.09**
		Fanel LP (3.0 m)	31.0	Pza	1.00	1.31	40.51	26.14	
		Carmex (2.1 m)	2.0	Pza	1.00	0.72	1.44	0.93	
		Mecha Rapida	0.1	m	1.00	0.47	0.05	0.03	

SUBTOTAL				**274.66**
Factor Distancia Vertical	**0%**			**0.00**
TOTAL COSTO DIRECTO				**274.66**
UTILIDAD	**15%**			**41.20**
GASTOS GENERALES	**17%**			**48.06**
	COSTO UNITARIO	**m**		**363.92**

4.1.4.2 Costos con voladura segregada

Al implementar la voladura segregada el estudio el costo unitario de frente por disparo es 378.79 $/m de acuerdo a la figura 33.

Figura 33.
Precios unitarios de costos de voladura segregada

DATOS					
Unidad de Medida	m		Horas/gdia	240.00	Hr
Ancho	2.40	m	N° tal. Perf.	41.00	
Alto	2.70	m	N° tal. De Alivio	5.00	
Long. Perf.PP	8.00	Pies	N° tal. Disparados	33.00	
Efic. Perf.	95.00%		N° tal. Serv. (pp)	2.00	Total PP
Efic. Vol.	89.00%		Total PP	344.00	PP
Long. Perf. Efec. (ft)	7.60	f t	Volumen	12.29	m3
Long. Efectiva (m)	2.07	m	Tonelaje	36.88	Ton
Factor Boveda	1.20		Explosivo	36.03	Kg
Burden	0.00	m	Factor de Carga	2.93	Kg/m3
Espaciamiento	0.00	m	Factor de Potencia	0.98	Kg/Ton
Material	Mineral		Factor de Avance	17.40	Kg/m
Peso Especifico	3.00	Ton/m3	Rendimiento	1.55	m / Disparo

Nota: Fuente Planeamiento Marsa

Partida	A.1.7.2	GALERIA SEGREGADA - 2,4 x 2,7 - GRAD. ± 1 % - JACK LEG			Unidad	m		Rendimiento	1.55
	Detalle	P, V, L con Pala y Acarreo pulso (hasta 100 m.). Servicios (15.0 m. del tope)			Tipo	Laboreo Minero		Cuadrilla	6

	Codigo	Descripcion	Cantidad	Unidad	Incidencia	P. U. $	P. Parcial	Sub Total	Total (US$)/Und.
1. Mano de Obra									**96.72**
	MAES1	Perforista	1.00	Tarea	1.00	63.21	63.21	40.78	
	A. M2	Ayudante Perforista	1.00	Tarea	1.00	56.06	56.06	36.16	
	SUPE1	Residente	0.00	Tarea	0.00	191.15	0.00	0.00	
	SUPE4	Ingeniero de Guardia	1.00	Tarea	0.09	143.96	13.09	8.44	
	TECN1	Capataz	1.00	Tarea	0.09	73.93	6.72	4.34	
	TECN3	Mecanico de perforadoras	1.00	Tarea	0.09	63.21	5.75	3.71	
	A. M6	Bodeguero	1.00	Tarea	0.09	56.06	5.10	3.29	
2. Materiales									**64.58**
	ACER7	BARRA CONICA 78766112-11 G.11°, 108 X 22 X 4	230.48	PP	1.00	0.10	23.05	14.87	
	ACER8	BARRA CONICA 78766118-11 G.11°, 108 X 22 X 6	113.52	PP	1.00	0.12	13.62	8.79	
	ACER29	BROCAS DESCART. 77764438-B45 38MM. 11°	344.00	PP	1.00	0.09	30.96	19.97	
	ACER26	BROCA RIMADORA 64MM 2 1/2" GDO 6.5°	38.00	PP	1.00	0.35	13.30	8.58	
	ACER31	BARRA PILOTO 79226120-11 G. 6.5° 108 x 22MM 6'	38.00	PP	1.00	0.22	8.36	5.39	
	LUBR2	ACEITE SHELL TORCULA 100	0.30	GLN	1.00	19.23	5.77	3.72	
	HERR75	MANGUERA JEBE Y LONA 1" 300 PSI	30.00	MTS	1.00	0.05	1.50	0.97	
	HERR76	MANGUERA JEBE Y LONA 1/2" 300 PSI	30.00	MTS	1.00	0.04	1.20	0.77	
	HERR81	CADENA DE 1/4	1.50	MTS	1.00	0.03	0.05	0.03	
	HERR82	ABRAZADERA REGULABLE 1" 1/2 C/2 PERNOS	1.00	PZA	1.00	0.01	0.01	0.01	
	ACER27	SACA BROCA 22MM	6.00	PZA	1.00	0.38	2.28	1.47	
3. EPP									**6.95**
	EPP1	Perforista	1.00	Tarea	1.00	4.73	4.73	3.05	
	EPP7	Ayudante perforista	1.00	Tarea	1.00	4.73	4.73	3.05	
	EPP18	Empleado - Mina	0.00	Tarea	0.00	3.39	0.00	0.00	
	EPP18	Empleado - Mina	1.00	Tarea	0.09	3.39	0.31	0.20	
	EPP13	Capataz	1.00	Tarea	0.09	3.80	0.35	0.22	
	EPP14	Mecanico de perforadoras	1.00	Tarea	0.09	3.92	0.36	0.23	
	EPP15	Bodeguero	1.00	Tarea	0.09	3.33	0.30	0.20	
4. HERRAMIENTAS									**4.12**
	HER1	PERF. Y VOL. JACK LEG	1.00	Tarea	1.00	6.38	6.38	4.12	
5. MAQUINARIA Y EQUIPO									**28.96**
	EQUI1	PERFORADORA JACK LEG SECO S250 + MANTTO	344.00	PP	1.00	0.13	44.72	28.85	
	EQUI24	MOTOSIERRA ELECTRICA	0.50	HORA	1.00	0.35	0.18	0.11	
6.EXPLOSIVOS									**55.23**
		Emulnor 500 1"x 12"	12.0	Cart	1.00	0.33	3.95	2.55	
		Emulnor 1000 1 1/8 x 16"	64.0	Cart	1.00	0.61	38.93	25.11	
		Emulnor 3000 1 1/8 x 16"	53.0	Cart	1.00	0.65	34.41	22.20	
		Emulnor 5000 1 1/8 x 16"	3.0	Cart	1.00	0.70	2.10	1.35	
		Pentacord 5P	25.0	m	1.00	0.25	6.23	4.02	
7. ACCESORIOS									**29.32**
		Fanel LP (3.0 m)	14.0	Pza	1.00	1.31	18.30	11.80	
		Fanel MS (2.6 m)	19.0	Pza	1.00	1.35	25.72	16.59	
		Carmex (2.1 m)	2.0	Pza	1.00	0.72	1.44	0.93	
		Mecha Rapida	0.1	m	1.00	0.47	0.05	0.03	

SUBTOTAL			**285.88**
Factor Distancia Vertical	**0%**		**0.00**
TOTAL COSTO DIRECTO			**285.88**
UTILIDAD	**15%**		**42.88**
GASTOS GENERALES	**17%**		**50.03**
	COSTO UNITARIO	**m**	**378.79**

4.1.4.3 Evaluación técnica respecto al cut-off

a) Voladura sin segregación

Ley promedio diluida: **2.76 g/t Au**

Cut-off: **6.72 g/t Au**

Relación:

$$2.76 < 6.72$$

Desde el punto de vista económico–minero, este material **no califica como mineral** sino como **material subeconómico o estéril**, ya que no cubre los costos totales de extracción, transporte y procesamiento. Según la teoría del cut-off, procesar material por debajo de la ley de corte **destruye valor económico** aun cuando se tenga producción física (Rendu, 2014).

Esto implica que la voladura sin segregación:

- Incrementa la dilución,
- Introduce material que **no debería ingresar a planta**,
- Eleva costos unitarios aguas abajo (izaje, chancado, molienda, lixiviación).

b) Voladura con segregación

Ley promedio: **9.65 g/t Au**

Cut-off: **6.72 g/t Au**

Relación:

$$9.65 > 6.72$$

Aquí el mineral **supera en 43.6 %** la ley de corte:

$$\frac{9.65 - 6.72}{6.72} \times 100 = 43.6\%$$

Desde un enfoque técnico, esto significa que:

- El material es **económicamente explotable**,
- Genera margen operativo,
- Contribuye positivamente al valor presente del proyecto.

La voladura segregada, por tanto, **convierte material marginal en mineral rentable**, lo que constituye uno de los principales objetivos del control de dilución en minería subterránea

4.1.4.4 Ganancia operativa neta por metro de avance

En economía minera, la ganancia por tonelada se determina a partir del valor del metal recuperado, no solo del contenido metálico. Ese valor depende de:

Precio del oro (USD/oz) = 2500

Recuperación metalúrgica (%) según el reporte de planta se tiene un 77%

Ley del mineral (g/t)

Costos operacionales (USD/tn) =15.52 USD/tn

Costo unitario de voladura segregada (USD/m) = 378.79 USD/m

Tabla 7.

Cuadro de ganancias operativas

GANANCIA OPERATIVA						
Disparos GAL 9180-N	Oro recuperable por tonelada	Ingreo bruto por tonelada	Ganacia operativa	Tonelaje por disparo	Ganacia operativa	Margen neto
	gr/t Au	USD/tn	USD/tn	tn/disparo	USD/disparo	USD/Disparo
1	7.14	573.97	558.45	11.33	6324.54	5548.02
2	7.31	587.31	571.79	13.04	7457.84	6662.39
3	7.60	610.80	595.28	12.14	7225.88	6422.84
4	6.55	526.32	510.80	11.46	5855.09	5063.42
5	5.53	444.44	428.92	11.31	4851.54	4037.14
6	5.88	472.38	456.86	12.08	5521.04	4714.22
7	6.82	547.82	532.30	12.62	6719.73	5928.06
8	5.52	443.61	428.09	13.00	5566.72	4771.26
9	6.28	504.76	489.24	13.95	6825.27	6010.88
10	6.87	552.16	536.64	14.93	8013.57	7195.38
11	7.32	588.12	572.60	14.29	8184.53	7408.01
12	8.29	666.59	651.07	14.60	9508.39	8716.72
13	8.67	697.11	681.59	14.84	10116.14	9320.68
14	8.74	702.77	687.25	14.15	9722.25	8907.86
15	8.02	644.61	629.09	13.37	8409.68	7602.85
16	7.79	626.46	610.94	13.07	7987.27	7188.02
17	9.25	743.52	728.00	15.42	11226.69	10416.08
18	9.87	793.45	777.93	13.75	10697.95	9906.28
19	7.70	619.20	603.68	12.58	7596.54	6785.93
	141.15	**11345.38**	**11050.50**	**251.96**	**147810.66**	**132606.03**

Para el cálculo de oro recuperables de AU es igual:

$$Au\ recuperado = \ Ley\ de\ Au\ diluida * Recuperación\ metalúrgica$$

$$Au\ recuperado = \ 9.27 * 0.77 = 7.14\ gr/tn$$

Ganancia operativa USD/tn

$$G_{op} = \text{ Ingreso bruto por tonelada} - \text{Costos operacional}$$

$$I\text{ngreso bruto por tonelada} = \text{Au recuperado} * \text{ Precio por gramo de Au}$$

Ingreso bruto por tonelada $= 7.14 * \ 80.38 = 573.97$ USD/tn

$$G_{op} = \ 572.7 - 15.52 = 558.45 \frac{\text{USD}}{\text{tn}}$$

Ganancia operativa USD/disparo

$G_{op.m} = \ G_{op} *$ Tonelaje por disparo

$G_{op.m} = \ 558.45 * 11.36 = 6324.54$ USD/disparo

Margen neto con voladura segregada

$M_{neto} = \ G_{op.m} -$ Costo unitario por metro $*$ Long avance

$$M_{neto} = \ 6324.54 - 378.79 * 2.05 = 5548.02 \text{ \$/disparo}$$

Figura 34.

Margen neto por disparo



Como se puede apreciar en la figura 34 se tiene un promedio de ganancia por disparo de 6979.26 $/disparo, este es un margen económica mente rentable lo que permite garantizar la aprobación por parte de gerencia de mina el desarrollo de este tipo de voladura en los frentes.

4.1.4.5 Interpretación técnica crítica

Desde el punto de vista económico–minero, el margen sigue siendo ampliamente positivo, confirmando que la voladura segregada no solo es técnicamente válida, sino económicamente dominante frente a la alternativa sin segregación.

Con la incorporación del cut-off, se puede afirmar que:

- El control de dilución es la variable que genera valor, no el costo unitario de voladura.
- El margen obtenido supera ampliamente el cut-off de 6.72 g/t, validando la decisión operativa.
- La relación costo adicional de voladura vs. valor generado es altamente favorable.
- La ganancia por metro evidencia que el impacto económico ocurre en la fuente, no en planta.

Figura 35.

Columnas de cañas para la voladura controlada



4.2 Prueba de hipótesis

Hipótesis Nula (H_0): La aplicación de la voladura segregada no produce cambios significativos en la dilución del mineral en comparación con la voladura convencional.

Hipótesis Alternativa (H_A): La aplicación de la voladura segregada reduce significativamente la dilución del mineral respecto a la voladura convencional.

Para validar la hipótesis se comparan los datos obtenidos de las 19 pruebas realizadas y se compara la dilución total en el caso que se utilizó la voladura segregada y en el caso que no se utilizó la voladura segregada.

Tabla 8.
Dilución de voladura segregada y no segregada.

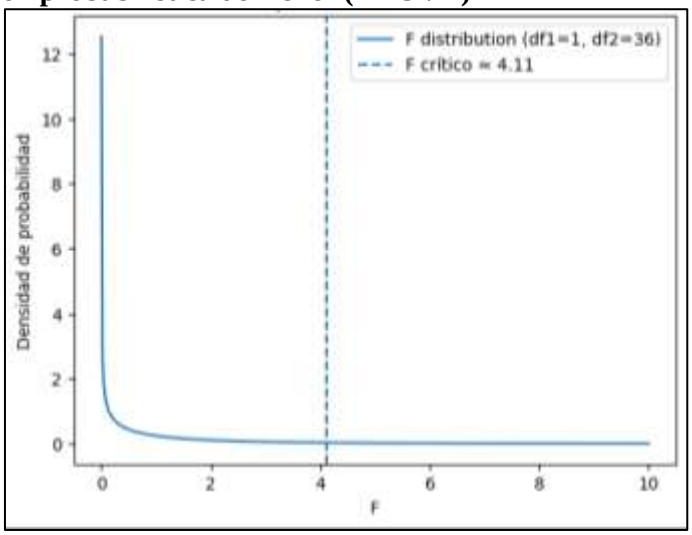
Nª Pruebas	Voladura convencional	Voladura segregacion
	Dilución inicial (%)	Dilución Final (%)
1	84.43%	36.04%
2	80.06%	29.45%
3	81.87%	31.94%
4	84.16%	35.58%
5	85.21%	37.45%
6	84.69%	36.50%
7	83.33%	34.19%
8	80.54%	30.07%
9	78.22%	27.18%
10	76.08%	24.84%
11	75.82%	24.58%
12	75.39%	24.15%
13	76.24%	25.01%
14	77.84%	26.74%
15	80.20%	29.63%
16	79.49%	28.72%
17	76.24%	25.01%
18	77.84%	26.74%
19	82.18%	32.40%

Para validar la hipótesis se utilizó el **análisis de varianza (ANOVA)** y la **función de distribución probabilística de Fisher (F)**, la cual permite determinar si existen diferencias significativas entre los promedios de los grupos evaluados.

Graficando la función de distribución probabilística de Fisher para un nivel de significancia de 0.05

Figura 36.

Distribución probabilística de Fisher (ANOVA)



El estadístico F de Fisher se determina mediante:

$$F = \frac{CM_{entre}}{CM_{dentro}}$$

Donde:

- **CMentre** = Cuadrado medio entre grupos
- **CMdentro** = Cuadrado medio dentro de los grupos

Grados de libertad

$$gl_{entre} = k - 1$$
$$gl_{dentro} = N - k$$

donde:

- **k** = número de grupos
- **N** = número total de datos

En este caso:

- k = 2 grupos
- N = 38 datos

Entonces:

$$gl_{entre} = 2 - 1 = 1$$
$$gl_{dentro} = 38 - 2 = 36$$

Tabla 9.
Análisis de varianza.

Origen de las variaciones	*Suma de cuadrados (SC)*	*Grados de libertad (gl)*	*Promedio de los cuadrados*	*F*	*Valor crítico para F*
Entre grupos	2.39321061	1	2.39321061	1528.419868	4.113165277
Dentro de los grupos	0.056369054	36	0.001565807		
Total	2.449579664	37			

Valor crítico de F (α = 0.05):

$$F_{crit} = 4.11$$

Regla de decisión

Si:

$$F_{calculado} > F_{crítico}$$

Se **rechaza la hipótesis nula**.

Como:

$$1528.419868 > 4.11$$

En conclusión, se **rechaza H_0**.

Interpretación

Los resultados del análisis de varianza muestran que existe una diferencia estadísticamente significativa entre la dilución obtenida con voladura convencional y la voladura segregada.

La dilución promedio con voladura convencional fue de 79.99 %, mientras que con voladura segregada fue de 29.80 %, evidenciando una reducción promedio de 50.19 %.

La implementación de la voladura segregada reduce significativamente la dilución del mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés.

4.3 Discusión de resultados

De acuerdo a los resultados obtenidos, en la veta BB de la mina Unidad Minera San Andrés al desarrollar una voladura de frente completo se encontraba con una dilución del 79.99%, una dilución por encima de los estándares internacionales y hace que no se considere como mineral el frente disparado, lo cual fue causado por las condiciones

geológicas (vetas angostas) y sobre todo, por el método de explotación que se le ha estado aplicando, por lo cual al implementar la voladura segregada, mediante un nuevo diseño de malla y secuencia de salida optimizada para la reducción de la dilución y pérdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés, 2024, los resultados de la dilución (enfocados en la ley de Au) sin voladura segregada es de 79.99% y con voladura segregada es de 29.80%, teniendo una diferencia de 50.19%. Resultados que son similares al obtenido por Tejada (2023), donde puede observar que tuvieron una dilución sin voladura segregada de 330% y con voladura segregada un promedio de 115% haciendo una diferencia de 115% en vetas de Zinc, sin embargo, los cálculos de dilución se enfocaron en función al tonelaje. Estos resultados concuerdan con el estudio realizado por Hinostroza & Encarnacion (2023), quienes también obtiene resultados similares y los cálculos de la dilución se enfocaron en la ley equivalente, donde la dilución inicial sin voladura segregada fue de 208.5% y la dilución con voladura segregada es de 125.3%, haciendo una reducción de 83.20%. Así mismo, Zou & Yang en el 2020, también concluye que la disminución de la dilución en la voladura segregación es de 2% este valor es mínima aparentemente, sin embargo, se justifica debido a que la voladura segregación es realizada en una minera superficial.

Para el objetivo específico 01 busca implementar el rediseño del diagrama de perforación y la secuencia de salida e iniciación en la voladura segregada, con el fin de determinar el porcentaje de ley diluida del mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024. Los resultados obtenidos evidencian que la ley diluida sin aplicar voladura segregada alcanza 2.76 gr/tn, mientras con la implementación de esta técnica se incrementa significativamente a 9.65 gr/tn. Como primer paso se entiende que el cut off operacional es de 6.72 gr/tn lo que hace inviable recuperar mineral sin voladura segregada, sin embargo, con voladura segregada la ley obtenida es superior al cut off lo que indica que es viable el proyecto. Estos resultados alcanzados son similares al de Hinostroza & Encarnacion (2023), donde muestran resultados similares respecto a la ley diluida equivalente como inicio se tenia una ley de 114.56 gr/tn y al aplica la voladura segregada se obtuvo 197.95 gr/tn haciendo una diferencia de 53.39 gr/tn

En cuanto al objetivo específico 2, se analizó el efecto de la voladura segregada en los costos operativos (US$/t) y la recuperación económica del mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024, los resultados muestran que sin voladura segregada la ganancia operativa no sería económicamente rentable estaría en perdida, es

decir se desecharía como desmonte a pesar el costo unitario de avance es 363.92$/m menor que una voladura segregación y en una voladura segregada el costo unitario de avance es 378.79 $/m y se puede deducir en desarrollo a la propuesta la ganancia operativa estará superior a 581.61 USD/tn y un margen neto de 6979.26 USD/Disparo. Esta misma situación se evidencio en el trabajo realizado por Hinostroza & Encarnacion (2023), donde muestran resultados respecto al costo de en explotación de 90.01 $/tonelada para el corte y relleno mecanizado y por otro lado 93.52 $/ton para la voladura diferenciada, estudio que es expresado en márgenes operativos, donde concluyen que hay una diferencia positiva y significativa para desarrollar una la voladura diferenciada.

Por último, el objetivo específico 3 se determinó analizar el impacto del nuevo diseño de malla en la distribución granulométrica del material volado (P80) en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024, los resultados muestran que en una voladura segregación el P80 para desmonte llego a 7.4” y en mineral a 5.7” lo que garantiza no desarrollar voladura secundaria y la fluidez en la extracción del mineral en las parrillas de 8” de abertura que es para una minería convencional. De igual forma el estudio desarrollado por Zou & Yang en el 2020, concluyen en el proceso de voladura segregada realizada en minería superficial indican una fragmentación adecuada lo que la eficiencia de carga aumento de un 3.1% a 17.6%, considerando que en minería superficial la granulometría es un factor determinante en los costos de carguío y transporte.

Conclusiones

La implementación de la voladura segregada mediante el rediseño del diagrama de perforación y la optimización de la secuencia de iniciación permitió reducir significativamente la dilución del mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés. Los resultados muestran que la dilución inicial sin aplicar la técnica alcanzaba 79.99 %, mientras que con la aplicación de la voladura segregada se redujo a 29.80 %, lo que representa una disminución de 50.19 %. Esta reducción evidencia que la técnica aplicada permite controlar la mezcla entre mineral y desmonte en vetas angostas, optimizando la recuperación del mineral económicamente explotable.

Respecto al primer objetivo específico, el rediseño del diagrama de perforación y la secuencia de iniciación permitió mejorar la ley diluida del mineral extraído. Sin la aplicación de la voladura segregada, la ley diluida alcanzaba 2.76 g/t de Au, valor inferior al cut off operacional de 6.72 g/t, lo que hacía inviable la recuperación del mineral. Sin embargo, al aplicar la voladura segregada se obtuvo una ley diluida promedio de 9.65 g/t, superando el límite económico de explotación y permitiendo que el material extraído sea considerado mineral aprovechable.

En relación con el segundo objetivo específico, el análisis económico demuestra que, a pesar de que el costo unitario de avance de la voladura segregada (378.79 USD/m) es ligeramente mayor que el de la voladura convencional (363.92 USD/m), la reducción de la dilución y el incremento de la ley del mineral generan una mejora significativa en la rentabilidad del proceso. Bajo las condiciones evaluadas, la operación alcanza una ganancia operativa superior a 581.61 USD/t y un margen neto aproximado de 6979.26 USD por disparo, lo que demuestra la viabilidad económica de implementar esta técnica de voladura.

En cuanto al tercer objetivo específico, el análisis granulométrico del material volado evidenció que el nuevo diseño de malla permitió obtener una fragmentación adecuada del material. Los resultados indican que el P80 del desmonte alcanzó 7.4 pulgadas y el del mineral 5.7 pulgadas, valores que permiten un adecuado flujo del material en las parrillas de 8 pulgadas utilizadas en la operación minera, evitando la necesidad de realizar voladura secundaria y favoreciendo la eficiencia en las operaciones de carguío y transporte.

Recomendaciones

Implementar de manera permanente la técnica de voladura segregada en la explotación de la veta BB de la Unidad Minera San Andrés, debido a que los resultados obtenidos evidencian una reducción significativa de la dilución y una mejora en la recuperación del mineral económicamente explotable.

Es recomendable aplicar el rediseño del diagrama de perforación y la secuencia de iniciación optimizada en otras galerías de características geológicas similares, especialmente en zonas donde las vetas presentan potencias reducidas y alta susceptibilidad a la dilución durante el proceso de voladura.

Se sugiere realizar monitoreos periódicos de los parámetros de voladura, tales como burden, espaciamiento, factor de carga y tiempos de retardo, con el fin de mantener la estabilidad del proceso y garantizar que los niveles de dilución se mantengan dentro de rangos operacionales aceptables.

Se recomienda complementar futuras investigaciones con el uso de herramientas de simulación de voladura y análisis de fragmentación, lo que permitiría optimizar aún más el diseño de mallas y mejorar la predictibilidad del comportamiento del macizo rocoso frente al proceso de voladura.

Finalmente, se propone desarrollar estudios adicionales que evalúen el comportamiento de la voladura segregada en diferentes condiciones geomecánicas y métodos de explotación, con el fin de establecer lineamientos técnicos que permitan generalizar su aplicación en otras operaciones de minería subterránea.

Referencias Bibliográficas

Agreda, Carlos. (1996). Operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas.

Alvarado Villanueva, I. (2019). Diseño de malla de perforación para optimización del proceso operativo de perforación y voladura en la zona Chino II de la Compañía Minera Caraveli SAC 2015. [Tesis de grado, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo]. https://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/3317/T033_70143813_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Arteaga Espinoza, Jhosmell George. Minado selectivo para explotar vetas angostas de oro en la Minera Marsa S.A. Pataz – Región la Libertad. Cerro de Pasco : Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, 2021

Bernaloa Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). Perforacion y Voladuras de Rocas en Mineria. Madrid, España. Obtenido de https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf

Borísov, S., Klókov, M., & Gornovói, B. (1976). Labores Mineras. In Moscú. Editorial Mir.

Darling, P. (2011). SME Mining Engineering Handbook (3rd ed.). Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

Exsa, S. A. (2009). Manual práctico de voladura 3ra edición.

Gamarra Bedón, J. E. (2021). Diseño de la malla de perforación utilizando el modelo matemático de Holmberg para mejorar la fragmentación de la voladura en la construcción de la inclinada virgen de la Puerta 2, mina Santa Barbara de Trujillo SAC–2020.

Freites, J., 2017. Ley de corte/ cut-off grade. Curso Geomin [en línea]. Disponible en: https://www.cursosgeomin.com.ve/ley-corte-cutoff-grade/#:~:text=La ley de corte (cut,éste grado se considera escombro.

Hartman, H. L., & Mutmansky, J. M. (2002). Introductory Mining Engineering (2nd ed.). John Wiley & Sons.

Holmberg, R. (2001). Explosives and blasting technique. Stockholm: Swedish Detonic Research Foundation.

Holmberg, R., & Persson, P. A. (2002). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. CRC Press.

Hinostroza Araujo, F., & Yabar Encarnacion, G. P. (2023). Reducción de dilución mediante la aplicación de voladura diferenciada en labores de Breasting dentro de la mina Pallancata. https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/20.500.12404/24638

Huang Shao Ze (2020) Separation blasting method for mixed blasting area of ore and rock https://patents.google.com/patent/CN112378300B/en

Huamani Bustina, F., & Soto Mamani, R.G. (2018), Aplicación de voladura controlada para reducir el porcentaje de dilución y costos en tajos convencionales (corte y relleno ascendente y tajos largos) utilizando explosivo exablock y cojin de agua, minera aurífera retamas S.A marsa 2017. Tesis de grado, Universidad del Micaela Bastidas]. https://repositorioslatinoamericanos.uchile.cl/handle/2250/6586892

Hustrulid, W. (1999). Blasting principles for open pit mining (Vol. 1). CRC Press.

Hustrulid, W., Bullock, R., & McCarter, M. (2013). Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies. Society for Mining, Metallurgy & Exploration.

Hustrulid, W., & Bullock, R. (2001). *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. SME.

Jimeno, C. L., Jimeno, E. L., & Carcedo, F. J. (1995). Drilling and blasting of rocks. Rotterdam: A.A. Balkema.

Konya, C., & Walter, E. (2003). Surface blast design. Prentice Hall.

Lane, K. F. (1988). The economic definition of ore: Cut-off grades in theory and practice. Mining Journal Books.

Méndez Barzola, M. R. (2019). Mejoramiento de la Perforación y Voladura en la Construcción de la Rampa 2705 de la Unidad Minera Parcoy Consorcio Minero Horizonte S.A. Tesis, Universida Nacional San Cristobal de Huamanga, Escuela profesional de ingeniería de minas, Ayacucho. Obtenido de http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/3542

Meyer, R., Köhler, J., & Homburg, A. (2007). Explosives (6th ed.). Weinheim: Wiley-VCH.

Moreno Gaspar, Erika Aracely y Rojas Álvarez, Erick Santiago. Aplicación del método Cut & Fill con circado y su influencia en el control de la dilución en el nivel 4455 en Compañía Minera Santa Luisa S. A., Ancash -2021. Huancayo : Universidad Continental, 2021.

Ministerio de Energía y Minas del Perú. (2020). Informe sobre la estabilidad del macizo rocoso en la minería peruana.

Oscategui Rivero, E. B. (2020). Aplicación del software 2dface para optimizar los estándares de perforación voladura en la rampa-205 SMC Toropunto Ltd

Pareschi Pastén, D. E. (2018). Revisión y ajuste del diagrama de disparo en Compañía Minera Lomas Bayas.

Pernia Llera, J. M., Lopez Jimeno, C., Ortiz De Urbina, F. P., & Lopez Jimeno, E. (1987). Manual de Perforación y Voladura de Rocas . Madrid , España: Istituto Geologico y Minero de

España. Obtenido de https://www.geologiaviva.info/wp-content/uploads/2021/07/Manual-de-Perforacion-y-Voladura-de-Rocas.pdf

Redacción Gestión. (2019). Costos fijos y costos variables: ¿cuáles son sus diferencias? Recuperado 08 de enero de 2022, de Gestión Sitio web: https://gestion.pe/economia/empresas/costos-fijos-costos-variables-sondiferencias-empresa-emprendimiento-negocio-nnda-nnlt-263127-noticia/.

Rendu, J. M. (2014). An introduction to cut-off grade estimation. Society for Mining, Metallurgy & Exploration.

Ruíz Olabuenaga, J. I. (2012). Teoría y práctica de la investigación cualitativa.

Rodríguez, A., & Pérez, L. (2019). Evaluación de nuevas tecnologías en la minería subterránea. Revista de Minería y Desarrollo, 29(1), 67-80.

Yanaquihua S.A.C. [Tesis de grado, Universidad Nacional San Agustín de Arequipa].

Stewart, P. C., & Trueman, R. (2001). The importance of dilution control in underground mining. Mining Technology, 110(2), 65–72.

Silva, P., & Vargas, E. (2021). Análisis comparativo de métodos de fragmentación en minería subterránea. Journal of Mining Science, 47(3), 200-215.

Vara, A. (2012). Siete pasos para una tesis exitosa. Un método efectivo para las ciencias empresariales. Lima, Peru: Instituto de Investigación de la Facultad de Ciencias Administrativas y Recursos Humanos. Universidad de San Martín de Porres

Villaescusa, E. (2014). Geotechnical design for underground mines. CRC Press.

Torres, C. A. (2010). Metodología de la investigación administración, economía, humanidades y ciencias sociales. PEARSON

Tejada Herrera, R. A. (2023). Aplicación de voladura segregada en vetas de zinc para disminuir la dilución en una mina subterránea (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de Ingeniería.

Zou, Z., & Yang, J. (2020). Development of a segregation blasting method to reduce ore loss and dilution in open pit mines. Journal of Applied Science and Engineering, 23(3), 397-404. http://jase.tku.edu.tw/articles/jase-202009-23-3-0003

Lista de abreviaturas

Glosario

Anexos

Anexo 01

Anexo 01: Matriz: "IMPLEMENTACIÓN DE LA VOLADURA SEGREGACIÓN PARA REDUCIR LA DILUCIÓN Y PERDIDA DE MINERAL EN LA GALERÍA 9180_N DE LA UNIDAD MINERA SAN ANDRÉS 2024"

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODO DE INVESTIGACIÓN
PROBLEMA GENERAL ¿En qué medida la implementación de la voladura segregada, mediante un nuevo diseño de malla y secuencia de salida optimizada, influye en la reducción de la dilución y pérdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés, ¿2024? **PROBLEMAS ESPECÍFICOS** • ¿Cómo el rediseño del diagrama de perforación y la secuencia de iniciación en la voladura segregada afectan el porcentaje de ley diluida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024? • ¿Cuál es el efecto de la voladura segregada en los costos operativos (US$/t) y la recuperación económica del mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024? • ¿Cómo el nuevo diseño de malla influye en la distribución granulométrica del material volado (P80) en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024?	**OBJETIVO GENERAL** Implementar la voladura segregada, mediante un nuevo diseño de malla y secuencia de salida optimizada para la reducción de la dilución y pérdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés, 2024 **OBJETIVOS ESPECÍFICOS** • Implementar el rediseño del diagrama de perforación y la secuencia de iniciación en la voladura segregada para determinar el porcentaje de ley diluida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024. • Analizar el efecto de la voladura segregada en los costos operativos (US$/t) y la recuperación económica del mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024. • Analizar el impacto del nuevo diseño de malla en la distribución granulométrica del material volado (P80) en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024.	**HIPÓTESIS GENERAL** La voladura segregada, mediante un nuevo diseño de malla y secuencia de salida optimizada, reduce la dilución y pérdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés, 2024 **HIPÓTESIS ESPECÍFICAS** • El rediseño del diagrama de perforación y la secuencia de iniciación en la voladura segregada, reduce el porcentaje de ley diluida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024. • El efecto es positivo al aplicar la voladura segregada en los costos operativos (US$/t) y en la recuperación económica del mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024. • El impacto es positivo del nuevo diseño de malla en la distribución granulométrica del material volado (P80) en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024	VARIABLE **VARIABLE INDEPENDIENTE** X: Voladura segregación **Dimensiones** X1: Diagrama de perforación y voladura. X2: Secuencia de iniciación. X3: Parámetros de carga de explosivo. X2: Caracterización geomecánica **VARIABLE DEPENDIENTE** Y: Dilución y perdida de mineral **Dimensiones** Y1: Concentración de ley de mineral Y2: Evaluación de los costos unitarios de operación Y3: Fragmentación y distribución granulométrica.	TIPO DE INVESTIGACIÓN Aplicativa NIVEL DE INVESTIGACIÓN Explicativo DISEÑO Cuasi experimental POBLACIÓN La población está compuesta por las Galerías y sub niveles de la Unidad Minera San Andrés 2024. MUESTRA Muestra, 19 disparos de la Galería 9180_N, de la Unidad Minera San Andrés 2024 TÉCNICA Observacional Recopilación INSTRUMENTO Planos de mina Planos geotécnicos Registros

Anexo 02

Plano de la labor



Anexo 04

02

Noviembre 2024

MARSA

ESTUDIO GEOMECÁNICO DE LABOR

DATOS GENERALES:

Codigo: 037465 **Labor:** GAL 9180-AN (XC 9179-AN) **Nivel:** 2420 **Zona:** VALERIA IV
Tipo de Labor: E **Programa:** 10m **Sección:** 8x9 2.40 m. x 2.70 m. **Veta:** BB
Ing. Geomecanico Espinoza Rosado Juan **Jefe de Dvisión:** Meza Medina, Hugo Ramiro

DATOS GEOMECANICOS:

Parametros	1. Resistencia a la Compresión	2. RQD	3. Espaciamiento (m)	4. CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES					5. Agua Subterranea	6. Ajuste por Orientacion	VALOR TOTAL RMR BASICO (Suma de valoracion 1 a 5)	VALOR TOTAL RMR AJUSTADO (Suma de valoracion 1 a 6)
				Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración				
Punto de Mapeo	1 - > 250 Mpa 2 - 100-250 Mpa 3 - 50-100 Mpa 4 - 25-50 Mpa 5 - < 25 Mpa	1 - 90-100% 2 - 75-90% 3 - 50-75% 4 - 25-50% 5 - < 25%	1 - > 2 m 2 - 0.6-2 m 3 - 200-600 mm 4 - 60-200 mm 5 - < 60 mm	1 - < 1m 2 - 1-3 m 3 - 3-10 m 4 - 10-20 m 5 - > 20 m	1 - Cerrado 2 - Muy Angosta < 0.1 mm 3 - Angosta 0.1 - 1.0 mm 4 - Abierta 1.0 - 5.0 mm 5 - Muy abierta > 5.0 mm	1 - Muy rugosa 2 - Rugosa 3 - Ligeramente rugosa 4 - Lisa 5 - Muy lisa	1 - Ninguna 2 - Relleno duro <5mm 3 - Relleno duro >5mm 4 - Relleno blando <5mm 5 - Relleno blando >5mm	1 - Inalterada 2 - Ligeramente 3 - Moderadamente 4 - Altamente alterada 5 - Descompuesta	1 - Completamente seco 2 - Húmedo 3 - Mojado 4 - Flujo 5 - Flujo	1 - Muy favorable 2 - Favorable 3 - Regular 4 - Desfavorable 5 - Muy desfavorable		
INICIO	4	8	8	2	1	3	2	3	10	-2	41	39

RMR	Tipo de Roca	Calidad de Roca	GSI	Observación
39	IV - A	MALA - A	IF/R - MF/P - T/R - IF/P - MF/MP	Influenciado por falla Los Loros

Objetivo
EXPLORACIÓN

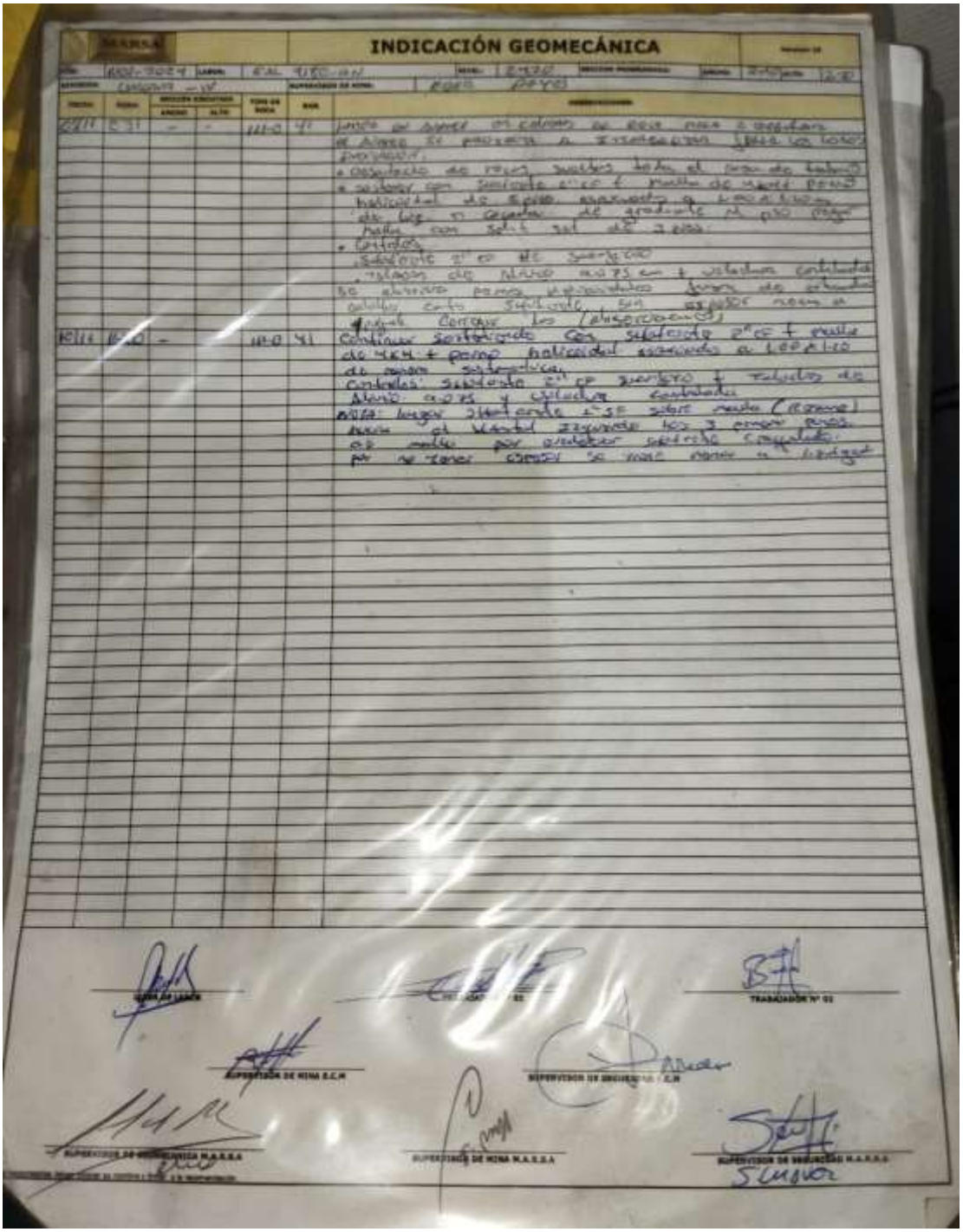
Documento Adjunto
Plano Geomecánico

Analisis Geológico
Su estructura principal se encuentra en litología pórfido dioritico en calidad de roca mala, presenta sistema de fallas locales de manera transversal al avance de la excavación.

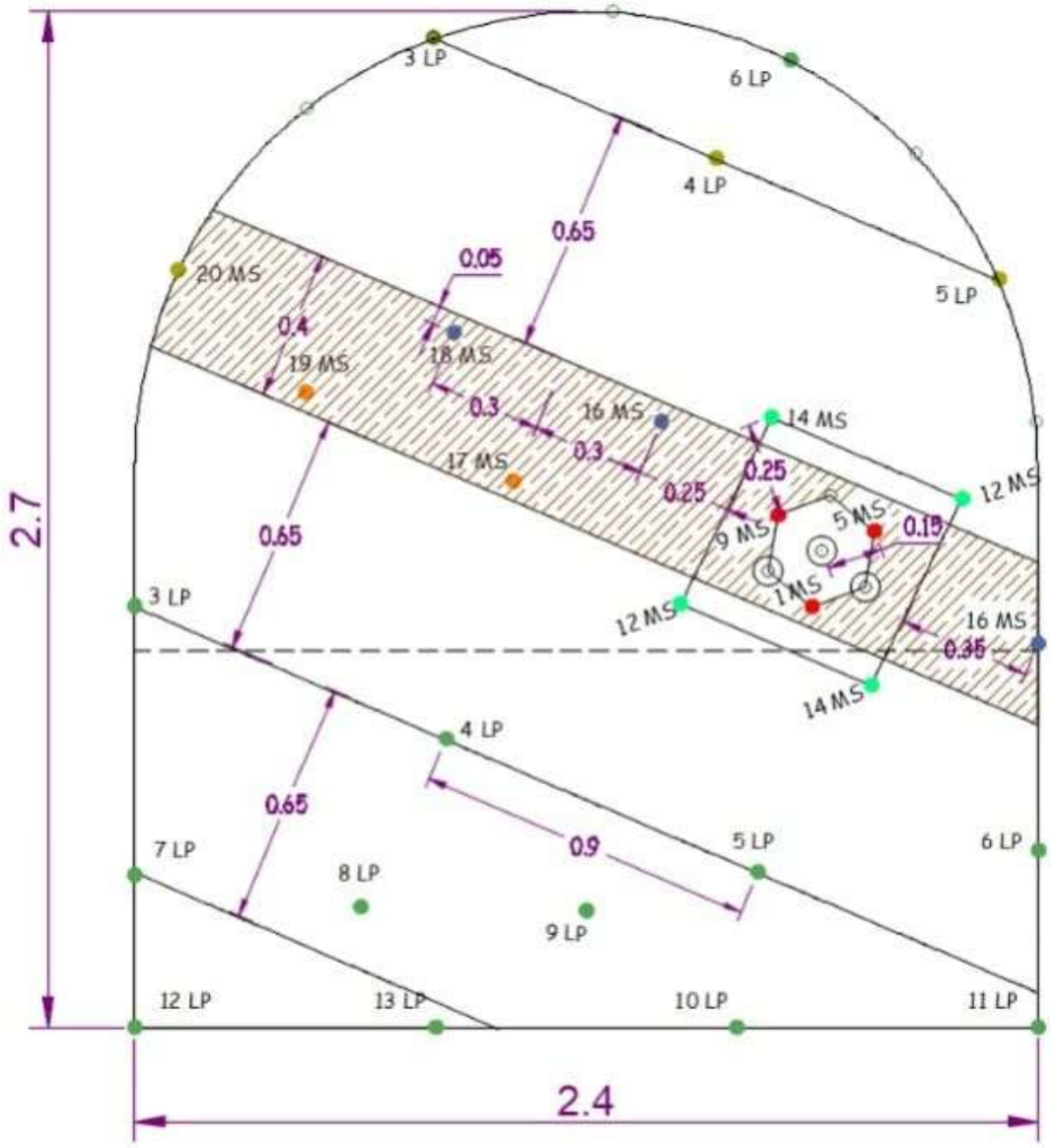
Indicaciones Geomecanicas
Desatado minucioso de rocas sueltas antes, durante y después de cada actividad de acuerdo a la frecuencia de desatado.
Sostenimiento: Shotcrete de 2" C/F + Malla electrosoldada de 4x4 pulg. Reforzado con Barra helicoidal de 5 pies diámetro de 22 mm. espaciado a 1.20x1.00 m (en cocada) según estándar de piso a piso + shotcrete de 2" S/F sobre malla según evaluación.
Controles:
- Shotcrete de sacrificio de 2" C/F y Taladros de alivio en forma escalonada espaciados a 0.75m.
- Voladura controlada
- Cualquier cambio litológico o estructural se revaluará el tipo de sostenimiento.
- De evidenciar registro de eventos microsísmicos se incrementará los controles de mitigación según el E-PLI-2.

MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.
Ing. Juan Espinoza Rosado
Asistente de Geomecánica
C.I.P. 111233
Espinoza Rosado Juan
Asistente de Geomecanica

Meza Medina, Hugo Ramiro
Jefe de División



INDICACIÓN GEOMECÁNICA


3 LP
6 LP
4 LP
5 LP
20 MS
0.65
0.05
0.4
19 MS
18 MS
0.3
16 MS
14 MS
17 MS
0.3
0.25
0.25
12 MS
5 MS
0.15
9 MS
1 MS
2.7
0.65
3 LP
12 MS
16 MS
0.35
14 MS
4 LP
0.65
0.9
5 LP
6 LP
7 LP
8 LP
9 LP
12 LP
13 LP
10 LP
11 LP
2.4





UNSCH FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS Nº 28-2026-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 132-2026-FIMGC-D**, a los **veintiocho días del mes de mayo de 2026**, siendo las **5:19 p.m.**, reunidos en el **Auditorio del Centro Cultural UNSCH**, bajo la presidencia del **MSc. José Ernesto ESTRADA CARDENAS**, y los miembros: **Ing. Andrés PORTUGAL PAZ, Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO** y **Ing. Grover RUBINA SALAZAR**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

LUIS FERNANDO QUISPE LAURA

Quien presentó la tesis denominada:

Implementación de la segregación para reducir la dilución y perdida de mineral en la Galería 9180-N de la Unidad Minera San Andrés 2024

Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

Aprobado con 17 (Diecisiete)

Siendo las **6:51 p.m.** del día **28 de mayo del 2026**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

MSc. José Ernesto ESTRADA CARDENAS
Presidente

Ing. Andrés PORTUGAL PAZ
Miembro

Ing. Grover RUBINA SALAZAR
Miembro

Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO
Miembro - Asesor

Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ
Secretario docente de la FIMGC

FACULTAD DE INGENIERÍA
DE MINAS Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : QUISPE LAURA, Luis Fernando
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Implementación de la segregación para reducir la dilución y perdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024
- Evaluación de la originalidad : 19% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 02 de julio de 2026

.....

MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

Implementación de la segregación para reducir la dilución y perdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024

por Luis Fernando QUISPE LAURA

Fecha de entrega: 02-jul-2026 11:31a. m. (UTC-0500)
Identificador de la entrega: 2992624687
Nombre del archivo: Tesis_Luis_Fernando_QUISPE_LAURA.pdf (2.11M)
Total de palabras: 25113
Total de caracteres: 136365

Implementación de la segregación para reducir la dilución y perdida de mineral en la Galería 9180_N de la Unidad Minera San Andrés 2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

19%	19%	1%	10%
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	hdl.handle.net	Fuente de Internet
2	repositorio.continental.edu.pe	Fuente de Internet
3	repositorio.ucv.edu.pe	Fuente de Internet
4	Submitted to Universidad Continental	Trabajo del estudiante
5	repositorio.unsch.edu.pe	Fuente de Internet
6	cybertesis.uni.edu.pe	Fuente de Internet
7	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	Trabajo del estudiante
8	repositorio.uni.edu.pe	Fuente de Internet
9	tesis.pucp.edu.pe	Fuente de Internet
10	repositorio.undac.edu.pe	Fuente de Internet
11	repositorio.unsaac.edu.pe	Fuente de Internet
12	dspace.unitru.edu.pe	Fuente de Internet
13	Submitted to Universidad Peruana Los Andes	Trabajo del estudiante
14	Submitted to Universidad Católica de Santa María	Trabajo del estudiante

15 Submitted to Instituto de Educación Superior Tecnologico Privado de la Construccion CAPECO S.A.C.
Trabajo del estudiante

16 pdfcookie.com
Fuente de Internet

17 repositorio.utp.edu.pe
Fuente de Internet

18 idoc.tips
Fuente de Internet

19 repositorio.unap.edu.pe
Fuente de Internet

20 revistas.unaaa.edu.pe
Fuente de Internet

21 Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru
Trabajo del estudiante

22 Submitted to Corporación Los Pinos
Trabajo del estudiante

Excluir citas	Activo	Excluir coincidencias	< 30 words
Excluir bibliografía	Activo		