

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

**Optimización de la perforación y voladura para minimizar costos
en la construcción de la rampa 2450 en la UEA Huanzalá de la
Compañía Minera Santa Luisa S.A.**

**Para optar el título profesional de:
Ingeniero de Minas**

Autor:

Bach. Jean Franco BUENO CARHUANCHO

Asesor:

Mg. Floro Pagel ZENTENO GOMEZ

Cerro de Pasco – Perú – 2024

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

**Optimización de la perforación y voladura para minimizar costos
en la construcción de la rampa 2450 en la UEA Huanzalá de la
Compañía Minera Santa Luisa S.A.**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Vicente Cesar DÁVILA CÓRDOVA

PRESIDENTE

Mg. Silvestre Fabian BENAVIDES CHAGUA

MIEMBRO

Mg. Wenceslao Julio LEDESMA VELITA

MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión
Facultad de Ingeniería de Minas
Unidad de Investigación

INFORME DE ORIGINALIDAD N°157-JUIFIM-2023

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Similarity, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bachiller: Jean Franco Bueno Carhuanchu

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:

Tesis

Optimización de la Perforación y Voladura para Minimizar Costos en la Construcción de la Rampa 2450 en la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

Asesor:

Msc. Ing. Floro Pagel ZENTENO GOMEZ

Índice de Similitud: 19%

Calificativo

APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 15 de diciembre de 2023

.....
Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO
JEFE DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION DE LA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

C.c.
Archivo

DEDICATORIA

Dedico a Dios, por protegerme y darme la oportunidad para cumplir mis objetivos en el campo profesional de la Ingeniería de Minas.

A mis padres por haberme apoyado en mis estudios universitarios.

A los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas de la UNDAC por sus valiosas enseñanzas y recomendaciones.

AGRADECIMIENTO

Mi gratitud a los docentes de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión por compartir sus experiencias académicas durante los estudios de pregrado y la cristalización de la presente investigación.

Mi agradecimiento al asesor y revisores de la tesis, por sus orientaciones llegando a cumplir el desarrollo del trabajo de investigación.

El sincero agradecimiento a los directivos de la Mina Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa por brindarme la oportunidad de elaborar el presente trabajo de investigación.

RESUMEN

El objetivo fundamental del presente trabajo de investigación es optimizar las actividades de perforación y voladura con la finalidad de minimizar los costos de operación en la construcción de la Rampa (-) 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

La tesis se justifica porque en el proceso de optimización se incrementó la eficiencia de las operaciones de 90% a 95% con una malla de perforación y voladura estandarizada ahorrando los recursos económicos en 17.83 US\$/m en perforación y 34.3 US\$/m en voladura.

Se concluyó que el costo unitario de la perforación y voladura antes de la optimización fueron de 222.86 US\$/m y 401.34 US\$/m respectivamente y el programado para la perforación y voladura después de la optimización fueron de 205.03 US\$/m y 367.04 US\$/m respectivamente, lo que significa un ahorro de 52.13 US\$/m tanto en perforación y voladura de la rampa.

Palabras Claves: Optimización, perforación, voladura, minimizar costos, rampa.

ABSTRACT

The main objective of this research work is to optimize the drilling and blasting activities in order to minimize the operating costs in the construction of Ramp (-) 2450 of the Huanzalá Mining Unit of Compañía Minera Santa Luisa S.A.

The thesis is justified because in the optimization process the efficiency of the operations was increased from 90% to 95% with a standardized drilling and blasting mesh saving economic resources in 17.83 US\$/m in drilling and 34.3 US\$/m in blasting.

It was concluded that the unit cost of drilling and blasting before optimization were 222.86 US\$/m and 401.34 US\$/m respectively and the programmed for drilling and blasting after optimization were 205.03 US\$/m and 367.04 US\$/m respectively, which means a saving of 52.13 US\$/m in both drilling and blasting of the ramp.

Key words: Optimization, drilling, blasting, minimize costs, ramp.

INTRODUCCIÓN

En los últimos años la industria minera viene desarrollando los trabajos de perforación y voladura con equipos totalmente automatizados, sin embargo a pesar de los avances en la automatización de la industria minera sigue siendo un problema (Clarkson, 2022, p. 1). Esto eliminaría el personal de las zonas de perforación y voladura, pero en armonía con las unidades de limpieza totalmente automatizadas, como los LHD, eliminaría personal de la mayoría de las zonas de explotación, tanto en las minas a cielo abierto como en las subterráneas, para la roca dura (Clarkson, 2022, p. 1). La perforación y voladura con equipos automatizados no sólo mejoran la seguridad, sino que eliminarán muchos de los sistemas de gestión de la seguridad y la salud que actualmente se diseñan para proteger al personal de los riesgos operativos (Clarkson, 2022, p. 1).

Para el desarrollo de la tesis he considerado cuatro partes: Capítulo Primero sobre el problema de investigación, que comprende la identificación, determinación y formulación del problema, objetivos y justificación de la investigación. En el capítulo segundo hemos desarrollado el marco teórico, que considera los antecedentes del estudio, las bases teóricas científicas, la formulación de hipótesis y la identificación de variables. En el capítulo tercero tenemos la metodología, tipo de investigación, los métodos de investigación, el tratamiento estadístico y la validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación. En el capítulo cuarto se tienen los resultados. Finalmente tenemos las conclusiones y recomendaciones.

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

| | |
|---|----|
| 1.1. Identificación y determinación del problema..... | 1 |
| 1.2. Delimitación de la investigación..... | 2 |
| 1.2.1. Entorno Físico | 2 |
| 1.2.2. Entorno Geológico | 7 |
| 1.3. Formulación del problema | 14 |
| 1.3.1. Problema general..... | 14 |
| 1.3.2. Problemas Específicos | 14 |
| 1.4. Formulación de los objetivos | 14 |
| 1.4.1. Objetivo general | 14 |
| 1.4.2. Objetivos Específicos..... | 14 |
| 1.5. Justificación de la investigación | 15 |
| 1.6. Limitaciones de la investigación..... | 16 |

CAPÍTULO II
MARCO TEÓRICO

| | | |
|--------|--|----|
| 2.1. | Antecedentes de estudio | 17 |
| 2.1.1. | Antecedentes Internacionales | 17 |
| 2.1.2. | Antecedentes Nacionales | 27 |
| 2.2. | Bases teóricas - científicas | 28 |
| 2.2.1. | Construcción de Rampas en Minería Subterránea | 28 |
| 2.2.2. | Ventilación y Seguridad en Minería Subterránea | 28 |
| 2.2.3. | Índice de Calidad de la Roca (RQD)..... | 33 |
| 2.2.4. | Clasificación Geomecánica de Bieniawski (RMR)..... | 35 |
| 2.2.5. | Minería | 37 |
| 2.2.6. | Fragmentación..... | 38 |
| 2.2.7. | Impacto de la Voladura de Rocas en la Industria Minera | 38 |
| 2.2.8. | Diseño de Malla de Perforación de Holmberg´s | 40 |
| 2.2.9. | Factor Q..... | 46 |
| 2.3. | Definición De Términos Básicos | 48 |
| 2.4. | Formulación de hipótesis | 52 |
| 2.4.1. | Hipótesis general | 52 |
| 2.4.2. | Hipótesis Específicas | 53 |
| 2.5. | Identificación de variables | 53 |
| 2.5.1. | Variable Dependiente..... | 53 |
| 2.5.2. | Variables Independientes | 53 |
| 2.6. | Definición operacional de variables e indicadores | 54 |
| 2.6.1. | Indicadores de la Hipótesis General..... | 54 |
| 2.6.2. | Indicadores de las Hipótesis Secundarias | 54 |

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

| | |
|---|----|
| 3.1. Tipo de Investigación..... | 58 |
| 3.2. Nivel de investigación..... | 58 |
| 3.3. Métodos de investigación..... | 58 |
| 3.4. Diseño de investigación | 59 |
| 3.5. Población y muestra | 59 |
| 3.5.1. Población..... | 59 |
| 3.5.2. Muestra..... | 59 |
| 3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos..... | 59 |
| 3.6.1. Técnicas..... | 59 |
| 3.6.2. Instrumentos | 59 |
| 3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación | 59 |
| 3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos | 59 |
| 3.9. Tratamiento estadístico | 60 |
| 3.10. Orientación ética filosófica y epistémica | 60 |

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

| | |
|--|----|
| 4.1. Descripción del trabajo de campo..... | 62 |
| 4.1.1. KPI de Perforación y Voladura | 62 |
| 4.1.2. Indicadores de Gestión de Perforación y Voladura..... | 63 |
| 4.1.3. Mecanización de las Operaciones Unitarias en la UEA Huanzalá..... | 63 |
| 4.1.4. Equipos en Interior Mina | 64 |
| 4.1.5. Ciclo de Minado | 65 |
| 4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados | 85 |

| | |
|---|-----|
| 4.2.1. Datos Técnicos del Análisis de Costos Unitarios | 86 |
| 4.2.2. Análisis de Costos Unitarios y Presupuesto de la Rampa antes de la Optimización..... | 87 |
| 4.2.3. Análisis de Costos Unitarios y Presupuesto de la Rampa Después de la Optimización..... | 89 |
| 4.3. Prueba de Hipótesis..... | 92 |
| 4.3.1. Hipótesis General | 92 |
| 4.3.2. Hipótesis Específicas | 98 |
| 4.4. Discusión de resultados..... | 110 |
| CONCLUSIONES | |
| RECOMENDACIONES | |
| REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS | |
| ANEXOS | |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1. Incidencia de los costos en las operaciones mineras..... | 2 |
| Figura 2. Mapa de ubicación de la UEA Huanzalá | 4 |
| Figura 3. Mapa de localización de la UEA Huanzalá | 5 |
| Figura 4. Mapa de accesibilidad de la UEA Huanzalá..... | 6 |
| Figura 5. Formaciones geológicas de la UEA Huanzalá..... | 8 |
| Figura 6. Plano geológico regional de la UEA Huanzalá | 9 |
| Figura 7. Geología local de la UEA Huanzalá..... | 10 |
| Figura 8. Sistema de fallas principales de la UEA Huanzalá..... | 11 |
| Figura 9. Sistema de formaciones de la UEA Huanzalá | 13 |
| Figura 10. Selección del sistema de transporte subterráneo de mineral utilizando la capacidad de producción y la profundidad de la mina | 27 |
| Figura 11. Ciclo de excavación en minería subterránea | 30 |
| Figura 12. Tipos de incidentes | 31 |
| Figura 13. Procedimiento de medición y cálculo del RQD (deere & deere, 1989) | 33 |
| Figura 14. Valores de RQD para núcleos de perforación (deere & deere, 1989) | 34 |
| Figura 15. Área calculada usando integrales | 42 |
| Figura 16. Gráfico de distribución granulométrica para un área de 4 m x 4 m..... | 44 |
| Figura 17. Diagrama de flujo del proceso de cálculo de la perforación y diseño de malla basado en el modelo matemático de holmberg's..... | 45 |
| Figura 18. Investigación no experimental | 58 |
| Figura 19. Perforación del subnivel | 68 |
| Figura 20. Diseño de malla de perforación | 70 |
| Figura 21. Secciones de la unidad minera Huanzalá..... | 76 |
| Figura 22. Diseño de la cámara de carguío | 77 |

| | |
|---|-----|
| Figura 23. Diseño de echaderos | 78 |
| Figura 24. Diseño de tolvas, vista de perfil | 79 |
| Figura 25. Relleno de tajeos | 81 |
| Figura 26. Malla de perforación para frentes de 4m x 4m | 85 |
| Figura 27. Diseño de malla de perforación de la rampa (-) 2450 de 5m x 4 m de la unidad minera Huanzalá..... | 89 |
| Figura 28. Resumen del procesamiento del presupuesto..... | 91 |
| Figura 29. Presupuesto de la rampa antes de la optimización | 92 |
| Figura 30. Análisis de costos unitarios para la partida de perforación antes de la optimización..... | 93 |
| Figura 31. Análisis de costos unitarios para la partida de voladura antes de la optimización..... | 94 |
| Figura 32. Resumen del procesamiento del presupuesto..... | 95 |
| Figura 33. Presupuesto de la rampa después de la optimización..... | 96 |
| Figura 34. Análisis de costos unitarios para la partida de perforación..... | 97 |
| Figura 35. Análisis de costos unitarios para la partida de voladura | 98 |
| Figura 36. Gráfico de barras para el sistema de excavación tradicional y optimizado de la rampa (-) 2450 DE LA UNIDAD MINERA SANTA LUISA | 101 |
| Figura 37. Histograma de los sistemas de excavación tradicional y optimizado de la rampa (-) 2450 DE LA UNIDAD MINERA HUANZALÁ..... | 101 |
| Figura 38. Gráficos q-q plot del van de la mina para la excavación tradicional y optimizado..... | 102 |
| Figura 39. Gráfico de la media y mediana del van de la implementación de los tipos de excavación..... | 105 |
| Figura 40. Q-q plot del costo unitario de perforación (m3) en la unidad minera | |

| | |
|--|-----|
| Huanzalá de la COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A. | 108 |
| Figura 41. Gráfico de la media y mediana del costo unitario de perforación..... | 111 |
| Figura 42. Diagrama de barras del costo unitario de perforación por tipo de excavación | 112 |
| Figura 43. Histograma y densidad del costo unitario de perforación mediante los tipos de excavación..... | 112 |
| Figura 44. Gráfico del q-q plot del costo/m de perforación de la rampa..... | 115 |
| Figura 45. Gráfico de la media y mediana del costo/m de voladura según los tipos de excavación utilizados..... | 118 |
| Figura 46. Diagrama de barras del costo/m de voladura de rampa según los tipos de excavación en la unidad minera Huanzalá | 119 |
| Figura 47. Histograma y densidad del costo por metro lineal de voladura de rampa según los tipos de excavación en la unidad minera Huanzalá..... | 119 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|---|-----|
| Tabla 1. Profundidad de cambio y ritmo de producción del transporte por rampa al transporte vertical..... | 25 |
| Tabla 2. Profundidad de cambio y tasa de producción del arrastre por rampa a la elevación del pozo..... | 26 |
| Tabla 3. Cuadro estadístico del informe del departamento de seguridad y salud ocupacional de la UNIDAD MINERA HUANZALÁ..... | 31 |
| Tabla 4. Rqđ classification index..... | 34 |
| Tabla 5. Clasificación de RMR (oscila entre 0 y 100)..... | 35 |
| Tabla 6. Clasificación de RMR (oscila entre 0 y 100)..... | 35 |
| Tabla 7. Cuadro de operacionalización de variables | 57 |
| Tabla 8. Equipos en interior mina de la UEA Huanzalá..... | 66 |
| Tabla 9. Factor de potencia y factor de carga en voladura | 69 |
| Tabla 10. Diseño de carguío..... | 71 |
| Tabla 11. Sistema de transporte de mineral y desmonte desde los tajos de mina hasta la planta de procesos..... | 74 |
| Tabla 12. Distancias en promedio de la unidad minera Huanzalá..... | 80 |
| Tabla 13. Zonas de explotación y líneas de referencia..... | 82 |
| Tabla 14. Niveles y cotas de referencia..... | 82 |
| Tabla 15. Reservas de mineral UEA Huanzalá – compañía minera Santa Luisa S.A..... | 83 |
| Tabla 16. Programa anual de producción 2018 de la UEA Huanzalá..... | 86 |
| Tabla 17. Programa anual de avances | 87 |
| Tabla 18. Datos técnicos de la construcción de la rampa (-) 2450 antes de la optimización | 90 |
| Tabla 19. Datos técnicos de la construcción de la rampa (-) 2450 después de la optimización..... | 90 |
| Tabla 20. Valor actual neto..... | 99 |
| Tabla 21. Definición de variables..... | 100 |
| Tabla 22. Estadísticos de la variable van – valor actual neto en US \$..... | 100 |

| | |
|--|-----|
| Tabla 23. Prueba de normalidad de shapiro-wilk | 102 |
| Tabla 24. Prueba de homocedasticidad (homogeneidad de varianzas). Prueba de levene's..... | 103 |
| Tabla 25. Prueba de t de student..... | 104 |
| Tabla 26. Criterios para la d de cohen | 104 |
| Tabla 27. Descriptivo de los datos..... | 104 |
| Tabla 28. Costo de la perforación en US\$/m en la construcción de la rampa (-) 2450. | 106 |
| Tabla 29. Definición de variables para la prueba de hipótesis por costo de perforación/m ³ por tipo de excavación..... | 106 |
| Tabla 30. Prueba de normalidad (shapiro-wilk y otros). | 107 |
| Tabla 31. Prueba de homogeneidad de varianzas (levne's). | 109 |
| Tabla 32. T de student para muestras independientes..... | 109 |
| Tabla 33. Criterios para la d de cohen | 110 |
| Tabla 34. Descriptivo de las variables..... | 110 |
| Tabla 35. Costo de voladura por metro en la construcción de la rampa (-) 2450..... | 113 |
| Tabla 36. Definición de variables para la prueba de hipótesis por costo de tipo de excavación ... | 114 |
| Tabla 37. Prueba de shapiro-wilk..... | 114 |
| Tabla 38. Prueba de homogeneidad de varianzas de levene's..... | 116 |
| Tabla 39. Prueba paramétrica de t de student | 116 |
| Tabla 40. Criterios para evaluar el tamaño del efecto | 117 |
| Tabla 41. Descriptivo de los grupos | 117 |
| Tabla 42. Discusión de resultados con los autores del marco teórico | 120 |
| Tabla 43. matriz de consistencia..... | 129 |
| Tabla 44. Valor por RQD | 131 |
| Tabla 45. Valor por sistema de discontinuidades (jn) | 131 |
| Tabla 46. Valor de rugosidad de las fracturas | 131 |
| Tabla 47. Valor de alteración de las juntas..... | 132 |
| Tabla 48. Factor de reducción por agua de las fisuras (jw)..... | 133 |

| | |
|--|-----|
| Tabla 49. Factor de reducción por esfuerzos (srf) | 134 |
| Tabla 50. Factor de reducción por esfuerzos (srf) | 134 |
| Tabla 51. Factor de reducción por esfuerzos (srf) | 135 |
| Tabla 52. Notas acerca de (srf)..... | 135 |
| Tabla 53. Tipo de excavación | 135 |
| Tabla 54. Calidad de roca definida por la clasificación ngi..... | 136 |

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

En los trabajos de ejecución de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá se ha tenido algunos problemas en el desarrollo de las actividades referentes a perforación y voladura los cuales han dado como resultado el incremento de los costos de operación, además algunas demoras operativas en equipos generando menor rendimiento en producción de avance y especialmente una baja eficiencia en el avance por guardia.

El objetivo de la tesis es de minimizar los costos de operación de perforación y voladura en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

En la siguiente figura, a manera de referencia se muestra un diagrama con la incidencia del costo de operaciones en mina.

Incidencia de Costos Operacionales Mina

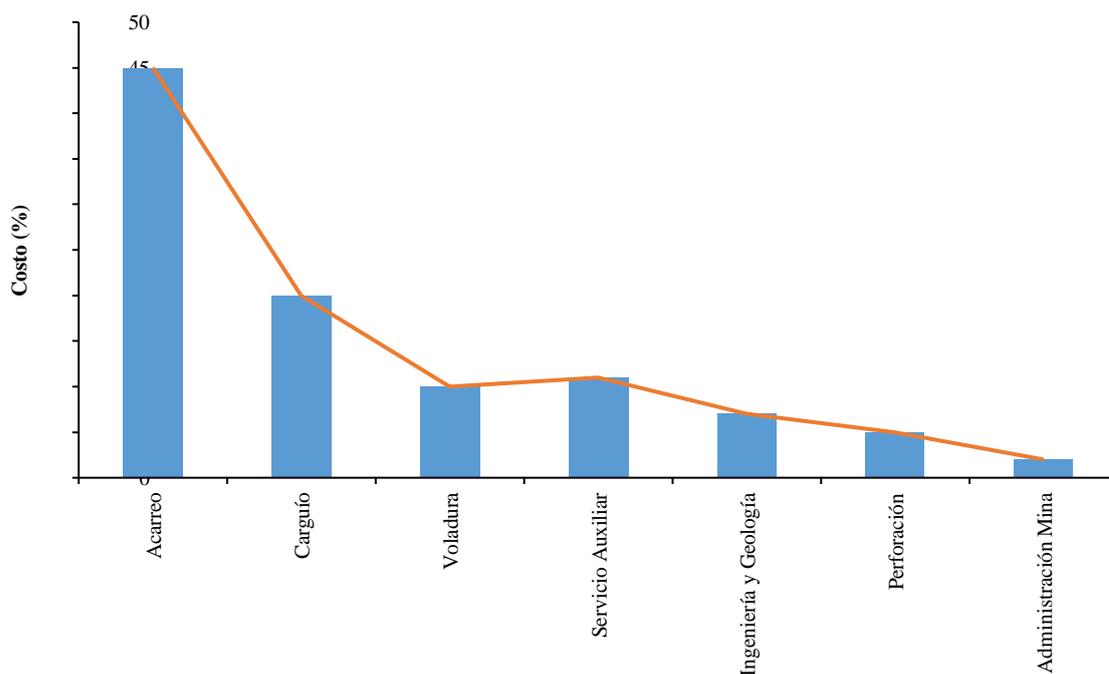


Figura 1. Incidencia de los costos en las operaciones mineras.

En la tesis solo desarrollaremos el tema de costos de perforación y voladura en la construcción de la rampa materia de estudio.

La construcción de una rampa, además de incrementar el tonelaje de extracción de la mina, proporciona también una mejor ventilación siendo la solución más adecuada para el futuro de la mina.

1.2. Delimitación de la investigación

El presente trabajo de investigación se desarrolla en la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

1.2.1. Entorno Físico

1.2.1.1. Ubicación

El área de estudio corresponde a la Unidad Minera Huanzalá, ésta se encuentra ubicado en el distrito de Huallanca, Provincia de

Bolognesi, Departamento de Ancash a una distancia de 8 km en línea recta al NW del pueblo de Huallanca.

En la *Figura 2* se muestra la ubicación de la UEA Huanzalá (Caballero Zavala & Calixto Sotelo, 2022, p. 45).

1.2.1.2. Acceso

- Desde Lima por la Panamericana Norte hasta Pativilca, luego a Huaraz, llegando a un desvío a la altura de la localidad de Conococha, con un tramo final a la mina haciendo un recorrido de 420 km con un promedio de 6 a 7 horas aproximadamente (Caballero Zavala & Calixto Sotelo, 2022, 46).
- Desde Lima - Cerro de Pasco - Huánuco - La Unión - Huallanca y Unidad Minera Huanzalá (Caballero Zavala & Calixto Sotelo, 2022, p. 46). Ver *Figura 4* de la página 6.

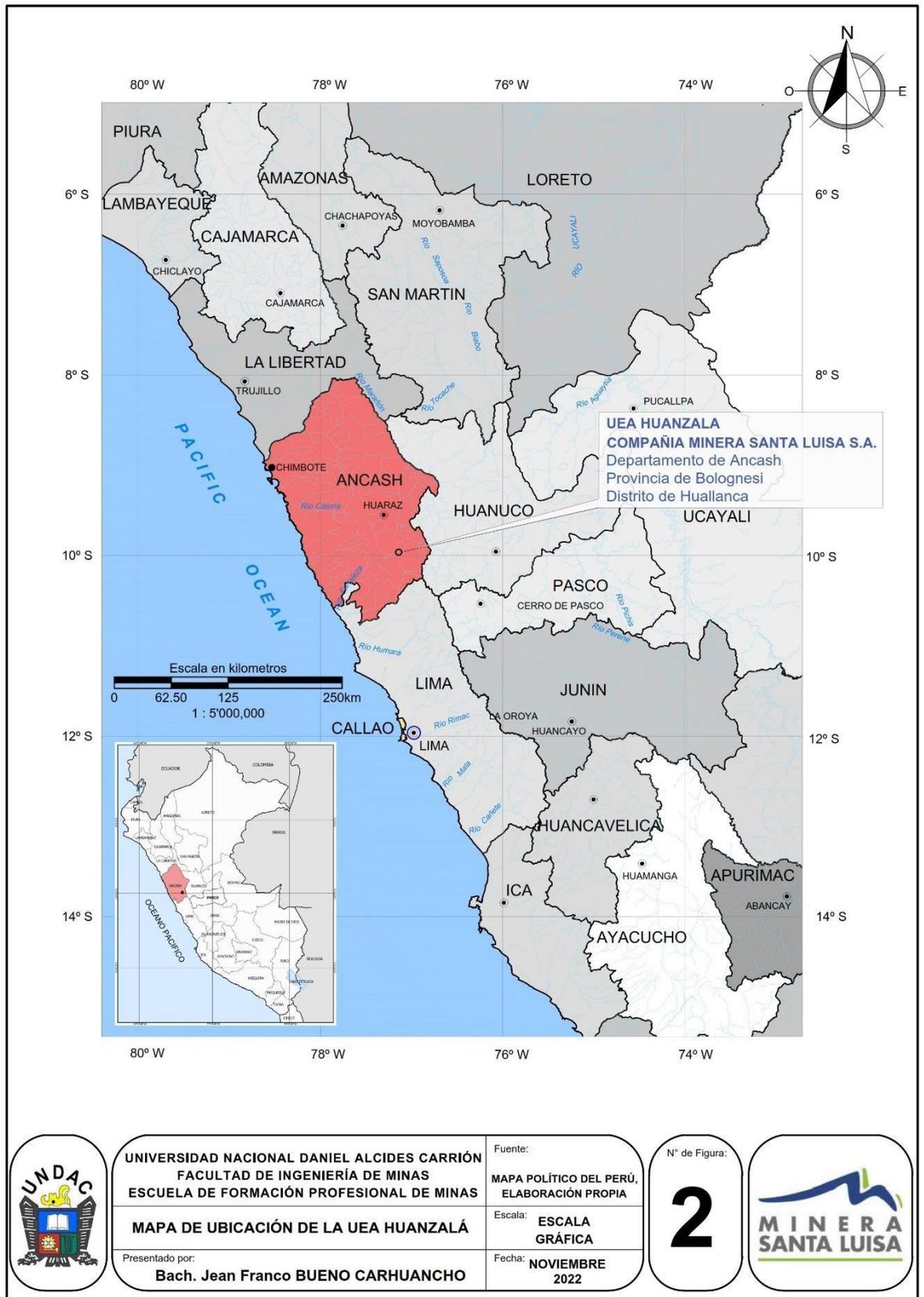


Figura 2. Mapa de ubicación de la UEA Huanzala.

Fuente: Mapa Político del Perú. Elaboración propia.

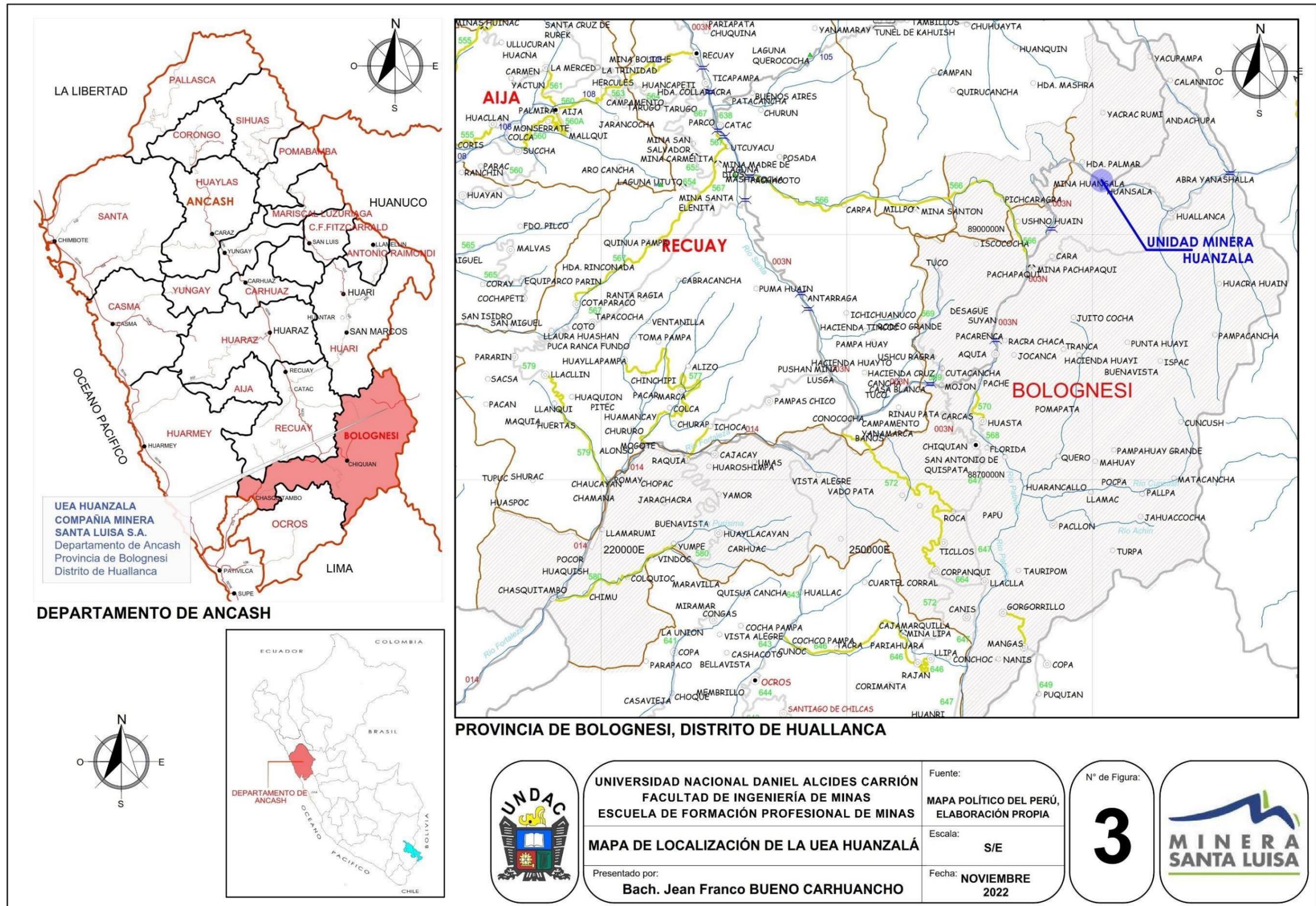
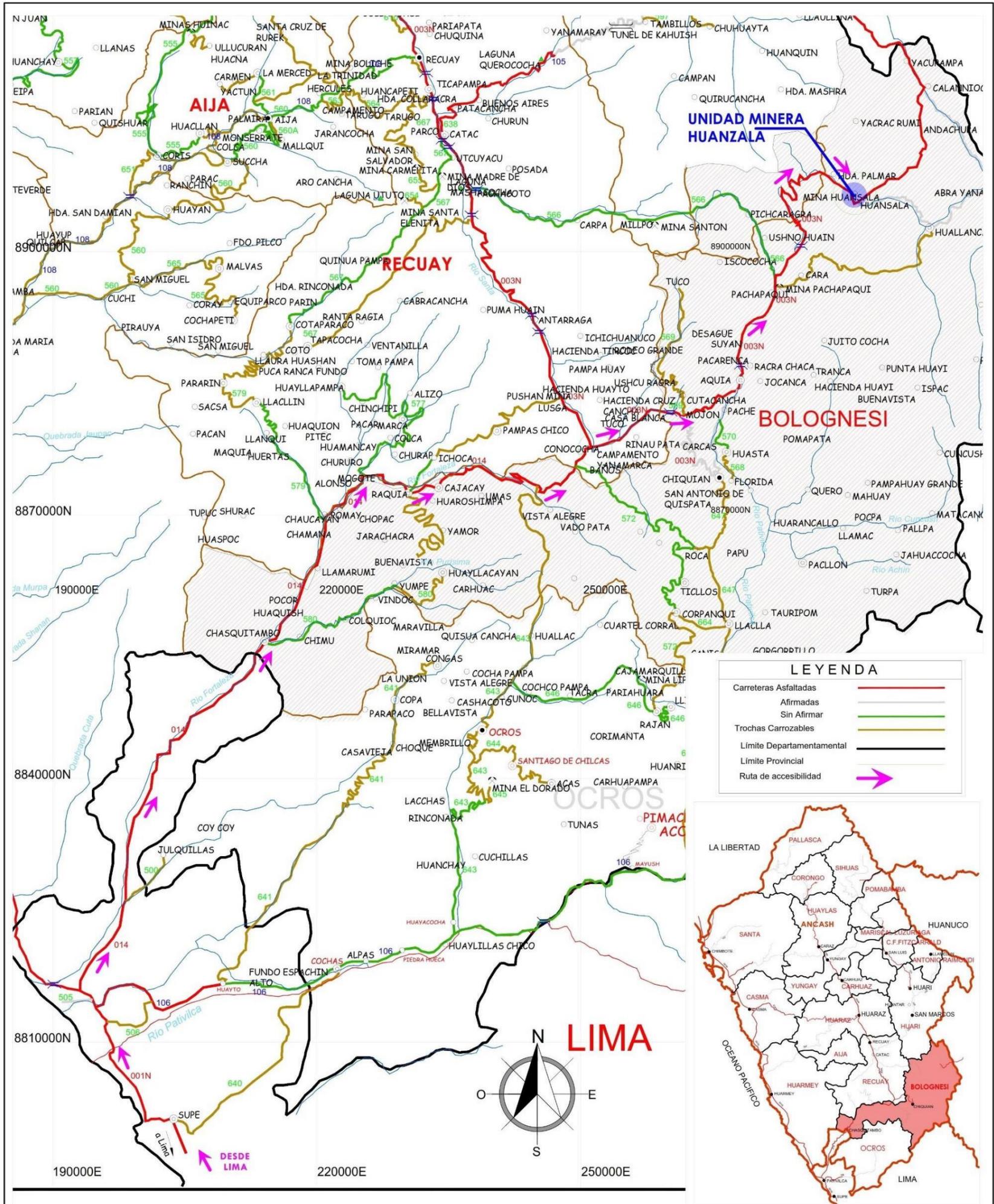


Figura 3. Mapa de Localización de la UEA Huanzalá.

Fuente: Mapa Político del Perú. Elaboración propia.



MAPA DE ACCESIBILIDAD



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS
MAPA DE ACCESIBILIDAD DE LA UEA HUANZALÁ
 Presentado por:
Bach. Jean Franco BUENO CARHUANCHO

Fuente:
MINISTERIO DE TRANSPORTES Y COMUNICACIONES, ELABORACIÓN PROPIA
 Escala:
ESCALA GRÁFICA
 Fecha:
NOVIEMBRE 2022

N° de Figura:
4



Figura 4. Mapa de accesibilidad de la UEA Huanzalá.
 Fuente: Ministerio de Transportes y Comunicaciones. Elaboración propia.

1.2.1.3. Fisiografía

La zona donde se encuentra ubicada la Unidad Minera Huanzalá presenta rasgos morfológicos de algunas montañas con laderas empinadas y con poca presencia de superficies planas a inclinadas (Murillo Marroquin, 2019, p. 17).

1.2.1.4. Clima

La zona de estudio presenta un clima de mucho frío casi la mayor parte del año, llega hasta 5° durante los meses de junio a setiembre. Durante los meses de abril a octubre presenta temperaturas mínimas de -6°C y -8°C llegando hasta un máximo de 12°C a 14°C, durante los meses de noviembre a marzo el clima es lluvioso con algunas tormentas eléctricas (Caballero Zavala & Calixto Sotelo, 2022, p. 51).

1.2.2. Entorno Geológico

1.2.2.1. Geología Regional

En el área de la Unidad Minera Huanzalá afloran mayormente una secuencia sedimentaria mesozoica, donde predomina las formaciones chicama, chimú, santa, carhuaz, farrat, pariahuanca, chulee, pariatambo, Jumasha y chota (Cotrina Leyva, 2015, p. 2). Ver *Figura 5* y *Figura 6*.



*Figura 5. Formaciones geológicas de la UEA Huanzalá.
Fuente: Área de geología de la Compañía Minera Santa Luisa.*

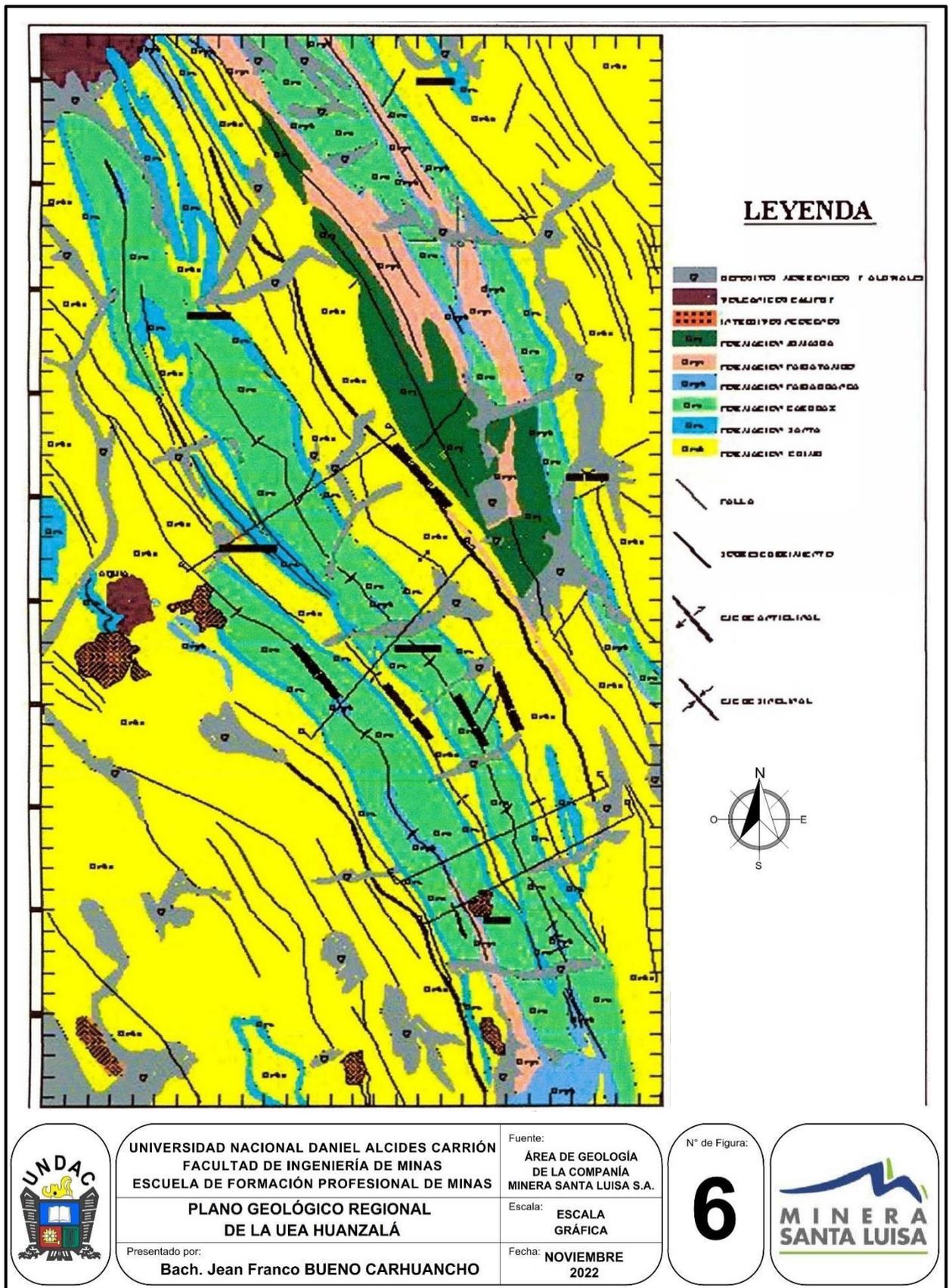


Figura 6. Plano geológico regional de la UEA Huanzalá.

Fuente: Área de geología de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

1.2.2.2. Geología Local

En el área de la Unidad Minera Huanzalá se observan las formaciones chimú, santa, carhuaz, farrat y pariahuanca del Jurásico Superior Cretáceo Inferior (Grupo Goyllarisquizga). En la zona se observa que el pórfido cuarcífero al parecer intruye a la Formación Chimú a manera de un Lacolito y en la Formación Santa está presente a manera de Diques y Sills relativamente paralelos a la estratificación (Cotrina Leyva, 2015, p. 3). Ver *Figura 7*.

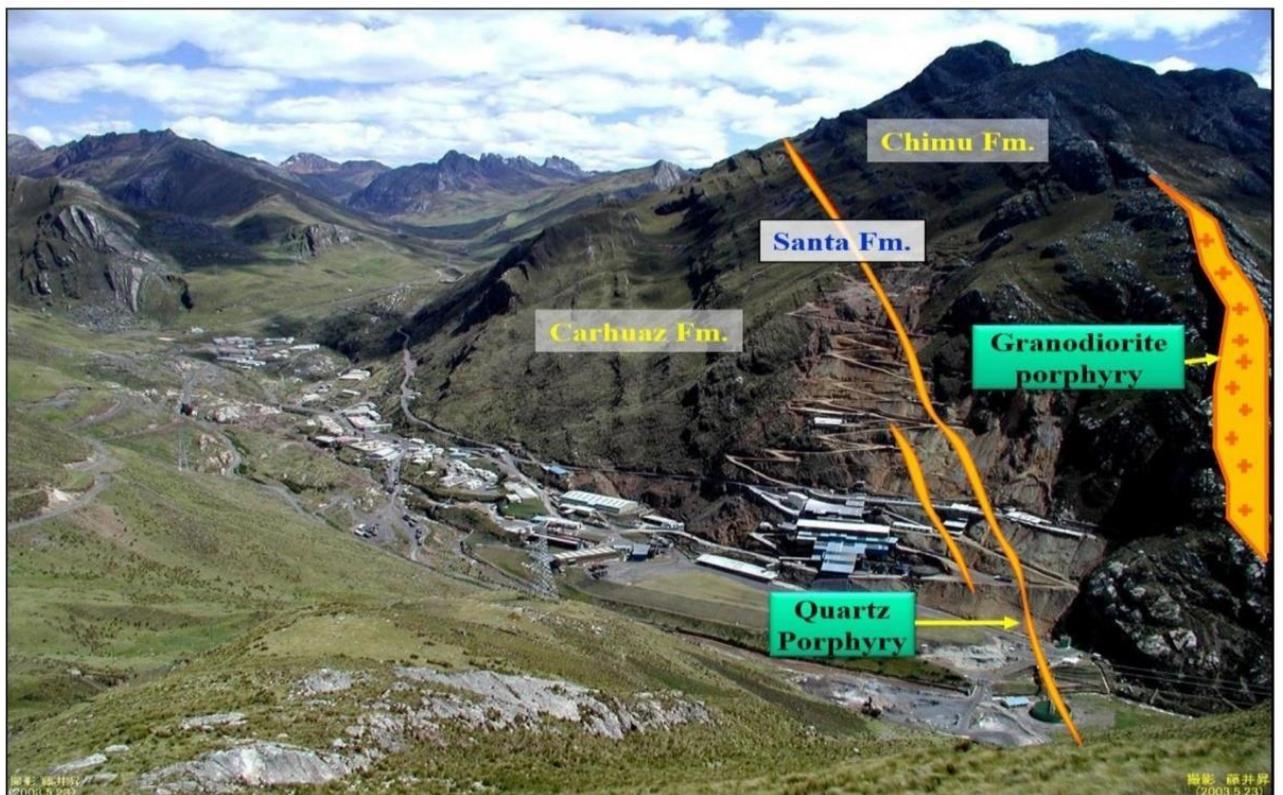


Figura 7. Geología local de la UEA Huanzalá.

Fuente: Área de geología de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

1.2.2.3. Geología Estructural

La estructura de la zona de la Unidad Minera Huanzalá, está delimitada por dos fallas regionales paralelas y por plegamientos (Cotrina Leyva, 2015, p. 5).

Entre las fallas tenemos las fallas de Casacancha y las fallas Yanashallash.

Respecto a los plegamientos las rocas sedimentarias se encuentran fuertemente plegadas observando sinclinales y anticlinales (Cotrina Leyva, 2015, p. 6). Ver *Figura 8*.

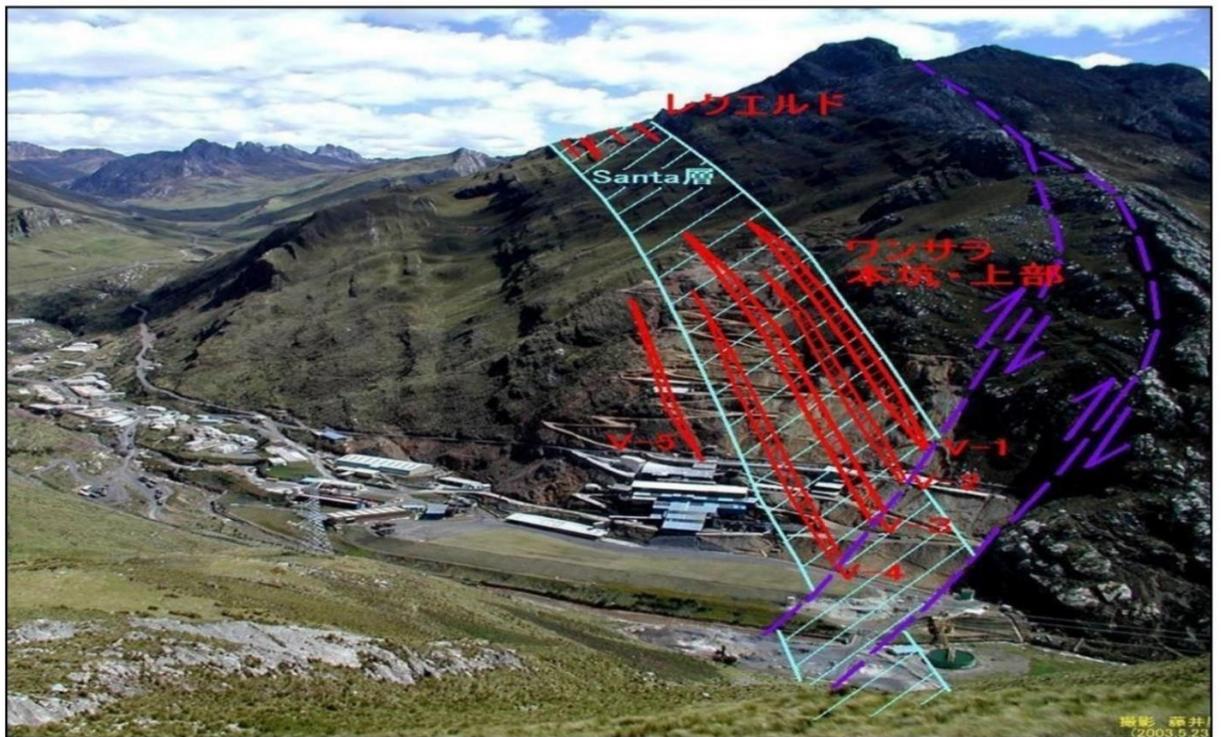


Figura 8. Sistema de fallas principales de la UEA Huanzalá.

Fuente: Área de geología de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

1.2.2.4. Geología Económica

La unidad Minera Huanzalá cuenta con un yacimiento que se presenta en la forma de vetas con dimensiones que varían entre 30 a 50 m de extensión, el buzamiento promedio es de 62° y con rumbo norte 30° oeste. Las reservas de mineral entre probadas y probables alcanzan a 4'000,000 TM con leyes promedio de 0.9% Cu, 6% Zn, 1.5% Pb y 3 Oz Ag. El peso específico del mineral es de 3.4 t/m³ y del desmonte 2.6 t/m³ (Cotrina Leyva, 2015, p. 9).

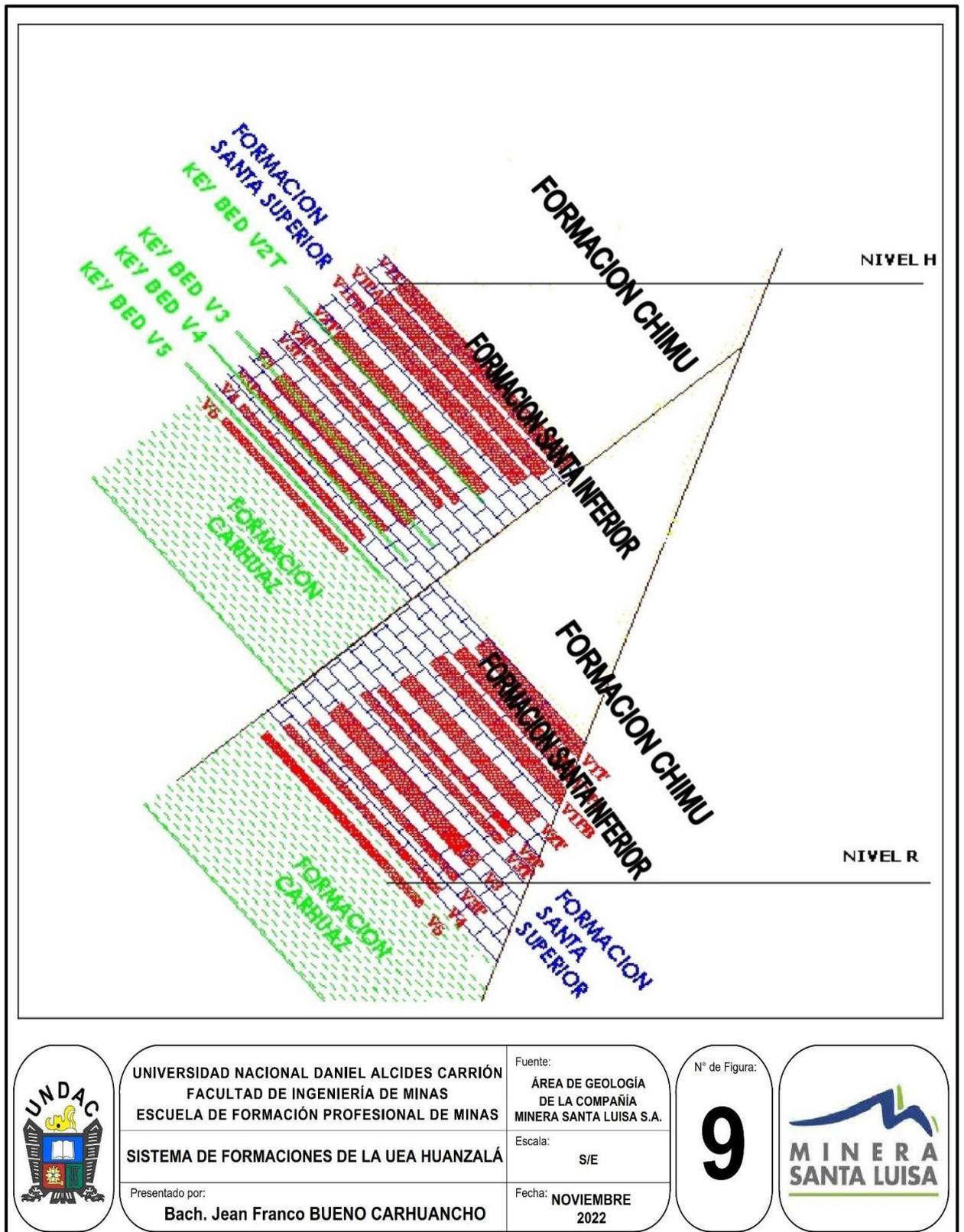


Figura 9. Sistema de formaciones de la UEA Huanzala.
 Fuente: Área de geología de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Cómo la optimización de la perforación y voladura influye en la minimización de los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.?

1.3.2. Problemas Específicos

Primer Problema Específico

¿Cómo la optimización de los costos de perforación influye en la minimización de los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.?

Segundo Problema Específico

¿Cómo la optimización de los costos de voladura influye en la minimización de los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.?

1.4. Formulación de los objetivos

1.4.1. Objetivo general

Minimizar los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. mediante la optimización de la perforación y voladura.

1.4.2. Objetivos Específicos

Primer Objetivo Específico

Minimizar los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. mediante la optimización de la perforación.

Segundo Objetivo Específico

Minimizar los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. mediante la optimización de la voladura.

1.5. Justificación de la investigación

Según Sobko et al. se tiene que al realizar los cálculos para determinar la viabilidad económica de los trabajos de perforación y voladura en minería subterránea, deben tenerse en cuenta los siguientes factores:

- 1) La reducción de las emisiones de polvo.
- 2) La reducción del ruido.
- 3) La reducción de las vibraciones y de la influencia sísmica.
- 4) La ausencia de emisiones de gases tóxicos.
- 5) La reducción del impacto nocivo sobre el estado del medio ambiente.
- 6) La posibilidad de extraer roca dura dentro de los límites de las zonas pobladas.
- 7) En algunos casos, la posibilidad de evitar la fragmentación del exceso de tamaño.
- 8) La reducción del desperdicio de recursos minerales debido a un aumento de los volúmenes de las fracciones comercializables.
- 9) La simplificación de la explotación minera.
- 10) La posibilidad de la extracción selectiva de minerales. (2019, p. 24)

Por lo que tomando en cuenta los factores indicados y por tener como objetivo incrementar la rentabilidad de la Empresa Minera mediante la optimización de la perforación y voladura, el trabajo de investigación se justifica.

El trabajo de investigación se justifica porque en el proceso de optimización se recomienda que es mejor optar por la estandarización de la malla de perforación y voladura y con estos datos estandarizados se procede a economizar ahorrando los recursos económicos y técnicos (Romero Cadillo, 2018, p. 4).

Además, la información recopilada y procesada servirá de sustento para esta y otras investigaciones similares, para mejorar la perforación y voladura en la construcción de labores similares empleando el método científico como base (Romero Cadillo, 2018, p. 45).

1.6. Limitaciones de la investigación

No se ha tenido ninguna limitación en el desarrollo del trabajo de investigación, más al contrario se ha contado con información y datos de la Empresa Minera.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

2.1.1. Antecedentes Internacionales

Han et al. (2022) en el estudio de investigación “Application of Energy-Concentrated Hydraulic Blasting Technology in Tunnel Construction in China” tiene como objetivo desarrollar la tecnología existente en la construcción de túneles en China. En la actualidad, la construcción de túneles en roca sigue estando dominada por la perforación y la voladura. Las voladuras convencionales plantean algunos problemas, como la sobreexcavación y la infraexcavación, el daño de la roca circundante, la gran vibración de la voladura y el alto contenido de polvo del túnel. La tecnología de voladura hidráulica concentrada en energía (ECHBT) combina las ventajas de la tecnología de voladura concentrada en energía (ECBT) y la tecnología de voladura hidráulica (HBT) y compensa los defectos de la voladura convencional. Este artículo resume el principio de la ECHBT y su efecto de aplicación en la construcción de túneles en China. Además de resolver los problemas existentes en la

tecnología de voladura convencional, la ECHBT también puede mejorar la eficiencia en la construcción de túneles, puede ser utilizada en túneles de estratos especiales y puede ahorrar costes de construcción (Han et al., 2022). Sin embargo, también hay algunos factores que afectan al efecto de la voladura en las aplicaciones prácticas, a los que hay que prestar atención. Las conclusiones del estudio son las siguientes:

El efecto de concentración de energía produce una alta temperatura, alta presión y alta velocidad a lo largo de una dirección específica, dando lugar a la concentración de tensiones en la roca y las grietas, con el fin de formar un contorno de excavación en la cara del túnel (Han et al., 2022). El HBT tiene las funciones de absorción de energía, amortiguación y cuña de agua, lo que puede ampliar y extender la grieta, promover la penetración de la grieta y reducir la vibración y la concentración de polvo durante la voladura. En los últimos años, la ECHBT ha logrado buenos resultados en la ingeniería de túneles. De acuerdo con la literatura existente, la ECHBT se ha aplicado en túneles de autopistas, túneles ferroviarios, metros urbanos y minas de carbón. Desde el punto de vista del efecto de la voladura en el sitio, en comparación con la tecnología de voladura convencional, la ECHBT tiene las ventajas de un contorno de excavación más suave, un control eficaz de la sobreexcavación y la subexcavación, un mayor metraje cíclico, una menor concentración de polvo y una menor perturbación de los alrededores. En la actualidad, el software de simulación numérica ANSYS/LS-DYNA se utiliza principalmente para la optimización de los parámetros de voladura, lo que se debe a la falta de demostración conjunta del método analítico y el método de prueba (Han et al., 2022). Tomar en cuenta las variables usadas en el trabajo como:

Energy concentrated hydraulic blasting technology (ECHBT)=
Tecnología de voladura hidráulica concentrada en energía (ECHBT)

Energy-concentrated blasting technology (ECBT) = Tecnología de
voladura con concentración de energía (ECBT)

Hydraulic blasting technology (HBT) = Tecnología de voladura
hidráulica (HBT). (Han et al., 2022, p. 15)

Hermansson (1973) en el trabajo de investigación “Trackless mining at LKAB, Sweden” hace una descripción de la mina Kiirunavaara donde debido a que los medios habituales de transporte de hombres y materiales a los lugares de trabajo eran lentos y poco económicos, se instalaron en la mina de Kiirunavaara unos túneles inclinados que permitían el acceso de vehículos con ruedas de goma a todos los lugares de trabajo subterráneos. Los hombres y el material podían ahora ser transportados directamente al lugar de trabajo sin recarga. El uso de este nuevo sistema de transporte ha permitido aumentar la productividad subterránea entre un 8% y un 12%. Los vehículos con ruedas de goma también se utilizan en el desarrollo, la perforación de producción y la carga. En diciembre de 1958, la dirección de la mina de Luossavaara decidió reducir los costes del transporte de roca estéril. El sistema de transporte de residuos era el convencional de vagón lanzadera, transporte por ferrocarril y elevación de contenedores. Tras considerar otros métodos, se decidió reequipar la mina por completo con un sistema de transporte sin vías. Los resultados muestran que los costes de extracción por tonelada de mineral se redujeron en un 27%, y los costes de extracción por tonelada de residuos se redujeron en un espectacular 80%. El nuevo sistema ha demostrado ser más flexible y la clasificación del mineral se

ha simplificado, ya que no hay mezcla en los pasos de mineral y en las tolvas.
(Hermansson, 1973, p. 11)

Montané Lobos (2017) en el trabajo de investigación “Metodología para Diseño Óptimo Semiautomático de Rampas en Minería Subterránea” explica que el objetivo es determinar el método que permite diseñar rampas para minería subterránea minimizando los costos y tiempos de construcción (Montané Lobos, 2017, p. 32).

Mantell (1973) en su trabajo de investigación “Trackless Mining” describe respecto a la elección del método de extracción por subniveles como método de extracción porque el yacimiento era ideal para este método y el coste de producción era primordial. Tras un cuidadoso estudio, se desarrolló un método de minería sin orugas desarrollado por las siguientes razones (Mantell, 1973, p. 39).

- (1) para romper con las operaciones tradicionales de África meridional, que requieren mucha mano de obra, teniendo en cuenta el inevitable aumento de los salarios y la posibilidad de que la mano de obra aumente;
- (2) el sistema de rampa de apertura de la mina se consideraba más barato que la excavación convencional de pozos;
- (3) la mina podía entrar en desarrollo del subnivel y podría llevarse a cabo simultáneamente con el hundimiento del declive; y
- (4) se podría acelerar la explotación en gran medida (Mantell, 1973, p. 39)

Las conclusiones del trabajo de investigación son los siguientes: Una vez que exista un núcleo territorial de personal operativo y de mantenimiento

capacitado para los equipos pesados de L.H.D. se sugiere que un sistema de declive sin vías de acceso para operar la mayor parte de las prospecciones de poca profundidad y de profundidad media sería una solución. La solución óptima es la que ofrece un buen rendimiento de capital y reduce los costes de infraestructura. La minería sin orugas es un método muy método de extracción muy eficaz para ciertos tipos de yacimientos tipos de yacimientos, y reduce los costes laborales y la fiabilidad de la mano de obra (Mantell, 1973, p. 43).

Elevi Demirci, A. Dayi, O**(2002)** en el estudio de investigación “Underground haulage selection: Shaft or ramp for a small-scale underground mine”. Este trabajo trata de la selección de accesos alternativos a un yacimiento de cromita podiforme en Turquía. Las más importantes alternativas estudiadas en un proyecto relacionado han sido un nuevo pozo vertical y un sistema de rampa. La comparación de estas alternativas se ha llevado a cabo sobre la base de los costes totales de inversión, el coste unitario de transporte del mineral y el valor actual neto (VAN) del proyecto para varias profundidades. Los resultados muestran que hasta la profundidad de 700 m, el coste de inversión total y el VAN favorecen el acceso por rampa mientras que el coste unitario de transporte de mineral hace preferible el acceso por pozo (Elevi Demirci, A.** Dayi, O**, 2002, p. 255).

De este estudio se pueden extraer las siguientes conclusiones:

- El coste total de la inversión para la elevación del pozo y el transporte por rampa aumenta casi linealmente con la profundidad. Sin embargo la pendiente de la elevación del pozo es mayor que la pendiente del arrastre por rampa.
- El coste total del transporte de mineral por la rampa es mayor que el coste

de la elevación del pozo después del nivel de -370 m. Este criterio indica que el transporte por rampa tiene un coste de la rampa tiene un coste superior al de la elevación del pozo para los niveles superiores en profundidad más temprana. A partir de los 370 m de profundidad, la elevación del pozo es superior al transporte por rampa.

- En el supuesto de que la reserva y la producción de producción se extienden hasta la profundidad de 700 m, se ha realizado un análisis del VAN se ha llevado a cabo. Para este análisis la vida del proyecto se considera de 21 años para el izado del pozo y de 17 años para el acarreo por rampa, ya que la producción tiene que ser por hundimiento del pozo. Los resultados muestran que el VAN del transporte por rampa es mayor que el VAN de la alternativa de elevación del pozo con una tasa de descuento del 10%. Los valores VAN correspondientes tienen una diferencia del 15 por ciento.
- Por otra parte, el enfoque general de las aplicaciones mineras muestran que las minas subterráneas cercanas a la superficie son más adecuadas para los sistemas de rampa. Los cálculos realizados en este estudio confirman aproximadamente este punto de vista. Además, se han tenido en cuenta otros criterios como la flexibilidad del sistema, la selectividad y la idoneidad para la mecanización apoyan estos enfoques en general (Elevi Demirci, A.** Dayi, O**, 2002, 260).

Elevli A (2004)** en el estudio de investigación “Multicriteria choice of ore transport system for an underground mine: application of PROMETHEE methods”. El objetivo de este trabajo es demostrar la aplicación de análisis multicriterio en la selección del sistema de transporte subterráneo de mineral más adecuado para una mina de cromita en Turquía. El problema incluye cinco posibles sistemas de transporte de mineral y seis criterios para evaluarlos. El

método de evaluación y clasificación adoptado para este estudio es PROMETHEE. PROMETHEE I reveló un orden parcial de alternativas donde existe incomparabilidad. PROMETHEE II dio la ordenación absoluta de las alternativas. Los resultados han demostrado que el PROMETHEE puede utilizarse con éxito en la resolución de problemas de ingeniería. PROMETHEE significa (Preference Ranking Ordering Methods Enrichment Evaluation) (Elevli A**, 2004, p. 251).

Las conclusiones del estudio son las siguientes:

La mina de cromita de Dedeman ha previsto un cuello de botella relativo al transporte de mineral desde los niveles principales inferiores en las operaciones subterráneas. Los planteamientos de este problema han revelado varias alternativas de transporte y varios criterios a tener en cuenta en la toma de decisiones. La aplicación de los métodos de toma de decisiones multicriterio de PROMETHEE a un sistema de transporte de mineral subterráneo en esta mina mostró el siguiente orden en términos de preferencias decrecientes preferencias: alternativa IRH (pozo actual y una rampa), alternativa ERH (rampa desde la superficie), alternativa SIS (pozo interno), alternativa DES (profundización del pozo actual), y alternativa SNS (nuevo pozo de elevación). Este orden completo se ha obtenido mediante PROMETHEE II. Cuando las técnicas más refinadas de PROMETHEE I, se puso de manifiesto la existencia de alternativas incomparables salió a la luz para demostrar la importancia del peso de cada alternativa. No obstante, ambos métodos utilizados confirman la superioridad de la alternativa IRH sobre las demás alternativas.

Por último, este estudio ha demostrado que los métodos de decisión multicriterio pueden utilizarse con éxito en la resolución de problemas de ingeniería minera.

Gonen et al. (2012) en el trabajo de investigación “Selection of Ore Transport System for a Metalliferous Underground Mine Dobór Systemu Transportu Rud W Kopalni Podziemnej Rud Metalu” indica que las condiciones de la creciente competencia en la industria minera actual, la profundización de las minas y también la disminución de las reservas de mineral y los parámetros de calidad (ley, ppm, etc.) obligan a reducir el coste unitario para obtener el máximo beneficio. En este contexto, la optimización de la maquinaria y los equipos en sentido técnico y económico es necesaria en términos de minería económica. En la minería subterránea, la operación de transporte de mineral afecta significativamente a la rentabilidad, la optimización del sistema cobra importancia técnica y económica. En este trabajo, los autores estudiaron capacidades de producción de hasta 1'000,000 de toneladas/año y profundidades de los yacimientos de hasta 1,000 m en función de diferentes sistemas de transporte: elevación de pozo convencional, transporte en camión de mina y aplicaciones de cintas verticales de pozos flexibles. En el estudio del modelo, los costos unitarios de transporte de cada alternativa, en función de la capacidad de producción y la profundidad de la mina, se han calculado de cada alternativa en función de la capacidad de producción y la profundidad de la mina (Gonen et al., 2012, p. 779).

En la Tabla 1., se han indicado la profundidad de cambio y la tasa de producción del transporte en rampa al transporte vertical y se han indicado. Como se ve en la tabla, con una capacidad de producción de 360,000

toneladas/año, el punto de cambio de la rampa al transportador vertical se encuentra a 160 m de profundidad. Por encima de 360,000 toneladas/año a 160 m de profundidad de la mina, el transporte de mineral con cinta transportadora vertical se convierte en el sistema más económico.

Tabla 1. *Profundidad de cambio y ritmo de producción del transporte por rampa al transporte vertical.*

| Capacidad de producción (ton/año) | Profundidad de la mina (m) |
|--|---------------------------------------|
| 350 000 | 250 |
| 360 000 | 160 |
| 385 000 | 75 |
| 400 000 | 50 |
| 425 000 | 25 |
| 440 000 | 10 |

Fuente: (Gonen et al., 2012, p. 783).

En la Tabla 2, se han indicado la profundidad de cambio y la tasa de producción desde el arrastre por rampa hasta el izado del pozo de la rampa a la elevación del pozo. Con una capacidad de producción de 400,000 toneladas al año, el punto de cambio del transporte por rampa a la elevación del pozo es de 425 m de profundidad. Por encima de la capacidad de producción de 400,000 toneladas/año a 425 m de profundidad de la mina, el transporte de mineral con elevación de pozo se convierte en el sistema más económico.

Tabla 2. *Profundidad de cambio y tasa de producción del arrastre por rampa a la elevación del pozo.*

| Capacidad de producción (ton/año) | Profundidad de la mina (m) |
|--|---------------------------------------|
| 300 000 | 750 |
| 400 000 | 425 |
| 600 000 | 250 |
| 800 000 | 165 |
| 1 000 000 | 130 |

Fuente: (Gonen et al., 2012, p. 783).

A medida que aumenta la capacidad de producción y la profundidad de la mina, el sistema de elevación por pozo se convierte en el más económico. Mientras que para una capacidad de producción de 400,000 toneladas/año, el transporte por rampa es económico hasta 425 m de profundidad de la mina, para una capacidad de producción de 1'000,000 de toneladas/año, la profundidad económica de la mina para el transporte por rampa disminuye a 130 m.

Para capacidades de producción inferiores, con su bajo coste de inversión, se debería preferir el transporte por rampa. Al aumentar la capacidad de producción y la profundidad de la mina, el transporte por rampa pierde completamente su viabilidad económica. Para una mayor capacidad de producción con una menor profundidad de la mina especialmente por debajo de los 250 m, el transportador vertical parece ser el sistema de transporte más económico que es el límite de aplicabilidad técnica de los sistemas de transporte vertical.

El gráfico de la *Figura 10* se ha compuesto utilizando los valores (Tabla 1 y Tabla 2) de varias alternativas de transporte para cambiar las capacidades de producción. Como se observa en el gráfico que se presenta a continuación;

- En general, para todas las profundidades de operación, el transporte por rampa es económico hasta una capacidad de 300.000 toneladas al año.
- En el caso de capacidades de producción elevadas, especialmente hasta el valor límite de 250 m, el sistema de transporte vertical por cinta parece más económico debido a que el sistema de transporte por cinta es el más adecuado.
- Para minas de gran capacidad y profundidad, el sistema de elevación de pozos es el más predominante (Gonen et al., 2012, p. 784).

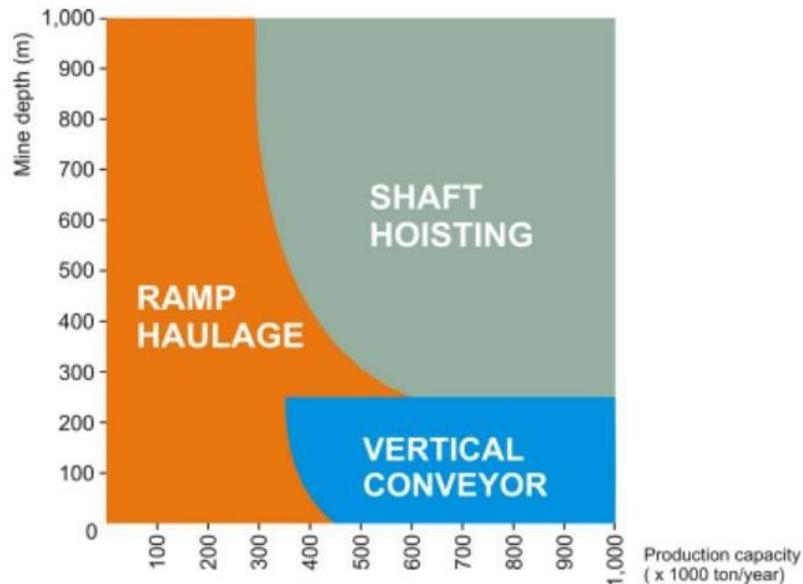


Figura 10. Selección del sistema de transporte subterráneo de mineral utilizando la capacidad de producción y la profundidad de la mina.

Fuente: (Gonen et al., 2012, p. 784)

2.1.2. Antecedentes Nacionales

Para el trabajo de investigación se ha revisado los siguientes estudios:

Ramírez Malca & Sandoval Rivera (2020) en el trabajo de investigación “Evaluación Técnica de Perforación y Voladura para Reducir Costos Operativos de una Mina Subterránea en Cajamarca – 2020” tiene como objetivo de analizar la situación actual de la perforación y voladura en la galería de la contrata JA (Ramírez Malca & Sandoval Rivera, 2020, p. 23). Una de las conclusiones del trabajo es tener una eficiencia del 95% en los trabajos de perforación y voladura de rocas (Ramírez Malca & Sandoval Rivera, 2020, p. 98).

Méndez Barzola (2019) en el trabajo de investigación “Mejoramiento de la Perforación y Voladura en la Construcción de la Rampa 2705 de la UEA Parcoy Consorcio Minero Horizonte S.A.” tiene como objetivo de realizar un análisis concreto y específico de la mejora de la perforación y voladura en la

rampa 2705 en la UEA Parcoy perteneciente a Consorcio Minero Horizonte, con el fin de una distribución óptima de energía en el macizo rocoso basándonos en las características geomecánicas de la roca (Méndez Barzola, 2019, p. 7). Entre las conclusiones del trabajo, es lograr el incremento del rendimiento de los trabajos de perforación y voladura de 82% a 96.89% (Méndez Barzola, 2019, p. 156).

Cruz Lucano & Tovar Huamán (2015) en el trabajo de investigación “Pérdidas en Perforación y Voladura en la Rampa Carmen, Nivel 125 de la Unidad Chungar de Compañía Minera Volcan S.A.A.” tiene como objetivo de realizar el análisis la perforación y voladura en la Rampa Carmen en el nivel 125 de la Unidad Minera Chungar de la Compañía Minera Volcan S.A.A. (Cruz Lucano & Tovar Huamán, 2015, p. 14).

2.2. Bases teóricas - científicas

2.2.1. Construcción de Rampas en Minería Subterránea

En el programa de desarrollo de la Unidad Minera Huanzalá, la construcción de labores como rampas, chimeneas, galerías y otros tipos de excavaciones, son de vital importancia en la explotación minera, pues estas labores brindan ventilación y generan los accesos a las zonas mineralizadas y formar parte de las unidades de explotación (Montané Lobos, 2017, p. 10). Ver *Figura 11* de la página 31.

2.2.2. Ventilación y Seguridad en Minería Subterránea

La ventilación y la seguridad son importantes en los trabajos de minería subterránea. La contaminación del aire y los accidentes por desprendimiento de rocas pone en riesgo la salud de los trabajadores (Montané Lobos, 2017, p. 11). Ver Tabla 3 y *Figura 12*.

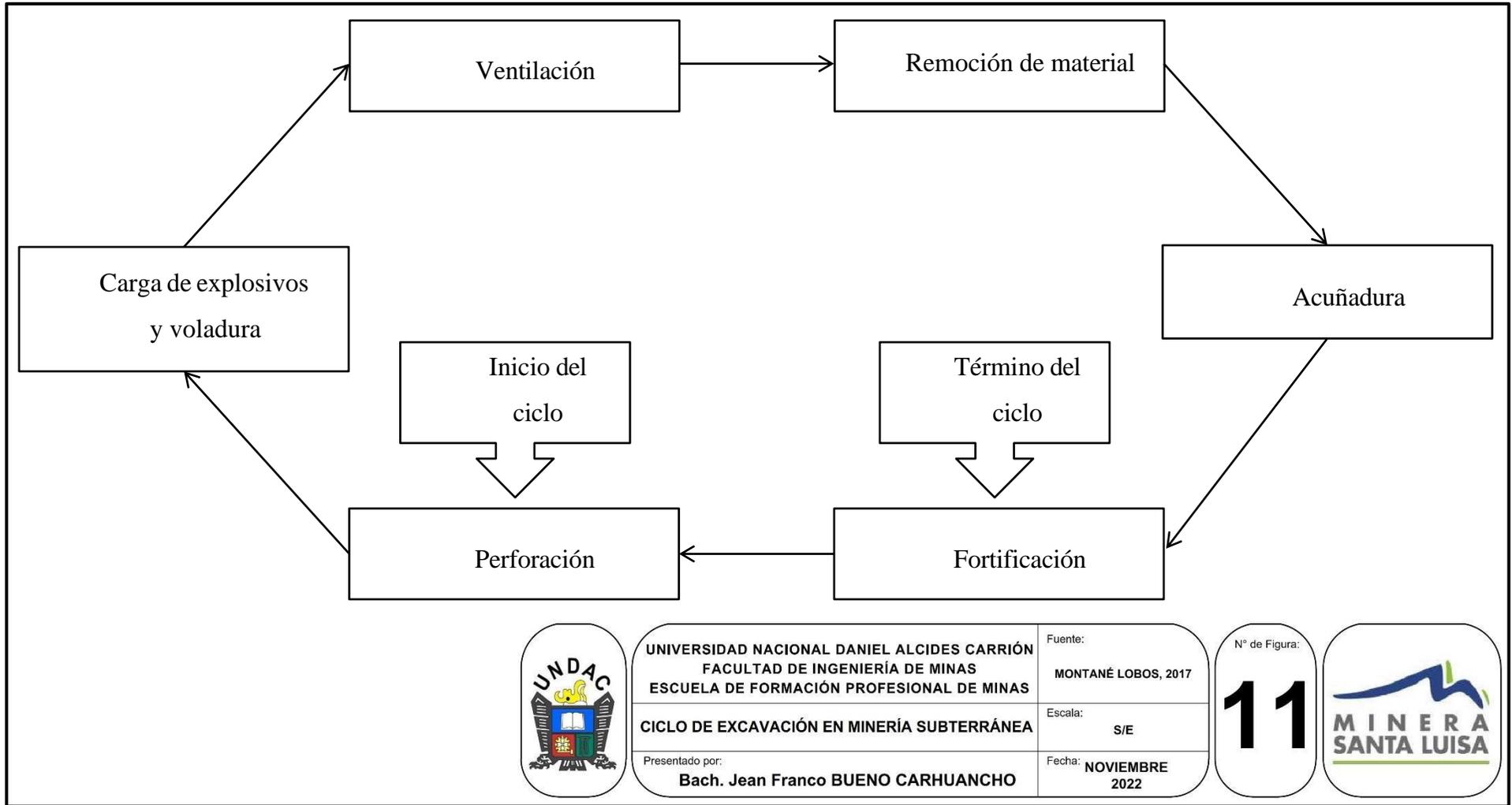


Figura 11. Ciclo de excavación en minería subterránea.

Fuente: (Montané Lobos, 2017, p. 10)

En el siguiente cuadro se muestra el reporte estadístico del Departamento de Seguridad y Salud Ocupacional de acuerdo con los indicadores de la gestión de riesgos (Carbajal Veramendi, 2020, p. 56). Ver Tabla 3.

Tabla 3. Cuadro estadístico del informe del Departamento de Seguridad y Salud Ocupacional de la Unidad Minera Huanzalá.

| Incidente | % | Número |
|----------------------|---------------|---------------|
| Alumbrado | 2.19 | 7 |
| Caída de rocas | 6.58 | 21 |
| Comunicación | 0.63 | 2 |
| Condición de Trabajo | 17.24 | 55 |
| EPPs | 39.18 | 125 |
| Equipos | 4.70 | 15 |
| Explosivos | 5.64 | 18 |
| Herramientas | 10.97 | 35 |
| Orden y limpieza | 3.13 | 10 |
| Sostenimiento | 1.88 | 6 |
| Ventilación | 7.84 | 25 |
| Total | 100.00 | 319 |

Fuente: Departamento de Seguridad y Salud Ocupacional de la Unidad Minera Huanzalá de la Cía. Minera Santa Luisa S.A.

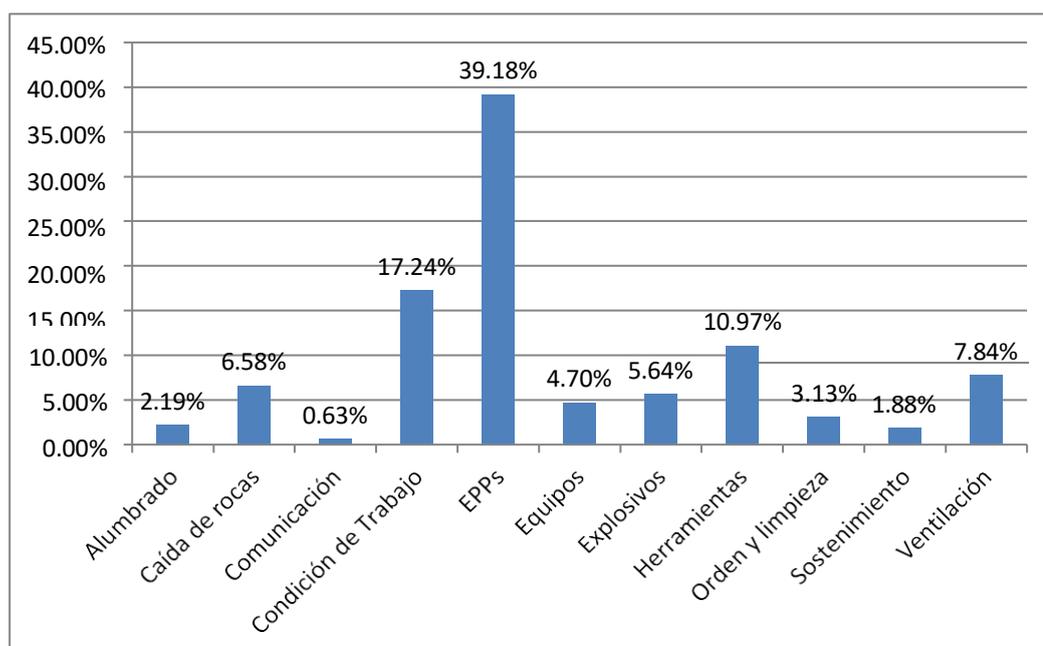


Figura 12. Tipos de incidentes.

Fuente: Área de Seguridad y Salud Ocupacional de la UEA Huanzalá de la Cía. Minera Santa Luisa S.A.

2.2.3. Índice de Calidad de la Roca (RQD)

Según Deere & Deere (1989) la Designación de la Calidad de la Roca (RQD) se desarrolló como un índice de la calidad de la roca y se utilizó por primera vez en un trabajo de diseño y construcción en 1964. La primera publicación que dio a conocer el RQD a los profesionales de la ingeniería y la geología fue el artículo publicado en 1967 por Deere y sus colegas de la Universidad de Illinois (Deere et al., 1967). Los posteriores sistemas de clasificación de rocas con fines de ingeniería desarrollados por Bieniawski (1973) y por Barton et al., (1974) incluyen ambos el RQD como parámetro de entrada. Debido a que estos sistemas se utilizan cada vez más, existe interés en las técnicas y aplicaciones de registro de RQD (Deere & Deere, 1989).

El RQD se define como la relación (en porcentaje) de la longitud total del núcleo sonoro piezas de 0.1 m (4 pulgadas) o más de la longitud del recorrido del testigo. Además del método directo para determinar RQD a partir de la extracción de testigos, diferentes métodos indirectos son también disponible para evaluar RQD (L. Zhang, 2016).

Para la determinación de RQD utilizando testigos, la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM) recomendó un tamaño de testigo de al menos 54.7 mm (L. Zhang, 2016).

El correcto el procedimiento para determinar la RQD a partir de la extracción de núcleos se muestra en la *Figura 13* (L. Zhang, 2016).

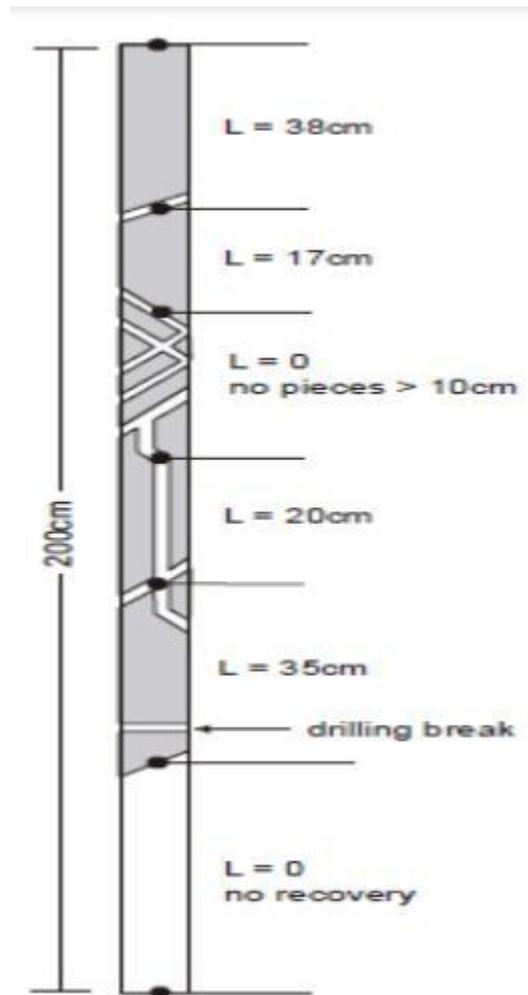


Figura 13. Procedimiento de medición y cálculo del RQD (Deere & Deere, 1989)

Longitud total del recorrido del testigo = 200 cm.

RQD

$$\frac{\sum \text{longitud}(L) \text{ de piezas del testigo } > 10\text{cm de longitud}}{\text{Longitud total del recorrido del testigo}} \quad (1)$$

$$RQD = \frac{38 + 17 + 20 + 35}{200} \times 100\% = 55\%$$

Tabla 4. RQD Classification index.

| RQD | Calidad del macizo rocoso |
|-----------|---------------------------|
| < 25% | muy mala |
| 25 - 59% | mala |
| 50 - 75% | regular |
| 75 - 90% | buena |
| 90 - 100% | excelente |

Fuente: (Lucian & Wangwe, 2013, p. 37)

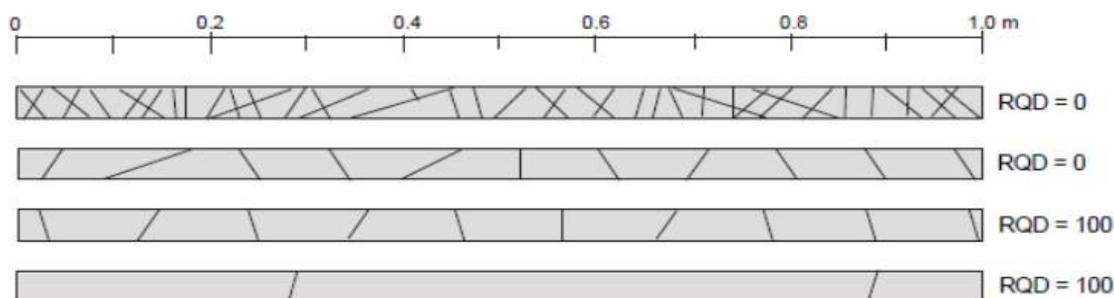


Figura 14. Valores de RQD para núcleos de perforación (Deere & Deere, 1989).

2.2.4. Clasificación Geomecánica de Bieniawski (RMR)

Las clasificaciones del macizo rocoso constituyen la columna vertebral del enfoque de diseño empírico que relaciona la experiencia práctica adquirida en proyectos anteriores con las condiciones previstas en un emplazamiento propuesto. Se emplean ampliamente en ingeniería de rocas. De hecho, en muchos proyectos, el enfoque de clasificación sirve como única base sistemática y práctica para el diseño de excavaciones complejas en roca. La mayoría de las excavaciones subterráneas como rampas, galerías, túneles que se construyen en la actualidad utilizan un sistema de clasificación. El sistema de clasificación más conocido es la clasificación de cargas en roca de Terzaghi, introducida hace más de 45 años. Desde entonces, esta clasificación se ha modificado y se han propuesto nuevos sistemas de clasificación de macizos rocosos como el RMR. Estos sistemas tienen en cuenta los nuevos avances en la tecnología de

sostenimiento de rocas, como el concreto lanzado, y abordan diferentes proyectos de ingeniería, como rampas, túneles, cámaras, taludes y cimentaciones (Bieniawski, 1988).

Se valora una serie de parámetros:

- 1) “Resistencia del material intacto Valor máximo = 15 (Ensayo carga puntual o compresión simple)
- 2) R.Q.D. Valor máximo = 20
- 3) Distancia entre las discontinuidades Valor máximo = 20
- 4) Condición de las discontinuidades Valor máximo = 30
- 5) Agua subterránea Valor máximo = 15” (Gonzales Fernández, 2016).

$$RMR = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 \quad (1)$$

Tabla 5. Clasificación de RMR (Oscila entre 0 y 100).

| Clase | Calidad de Roca | RMR |
|--------------|------------------------|------------|
| I | muy buena | 81-100 |
| II | buena | 61-80 |
| III | regular | 41-60 |
| IV | mala | 21-40 |
| V | muy mala | 0-20 |

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications, Bieniawski Z.T.

Tabla 6. Clasificación de RMR (Oscila entre 0 y 100).

| Clase | Calidad | RMR | Cohesión (kPa) | Ángulo de fricción (°) |
|--------------|----------------|------------|-----------------------|-------------------------------|
| I | muy buena | 81-100 | >400 | >45 |
| II | buena | 61-80 | 300-400 | 35-45 |
| III | regular | 41-60 | 200-300 | 25-35 |
| IV | mala | 21-40 | 100-200 | 15-25 |
| V | muy mala | 0 - 20 | < 100 | < 15 |

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications, Bieniawski Z.T.

2.2.5. Minería

Las operaciones unitarias son los pasos básicos necesarios para realizar una función, en este caso, la minería (extraer material de valor de su fuente y entregarlo a una planta de procesamiento) (Gertsch et al., 1997, p. 470). El procesamiento se define como la extracción de la fracción de interés del material, con transformaciones químicas opcionales (Gertsch et al., 1997, p. 470). Los medios de las operaciones unitarias y su importancia relativa, pueden o no ser muy diferentes, dependiendo de los procesos físicos implicados (Gertsch et al., 1997, p. 470).

La minería terrestre consta de cuatro operaciones unitarias:

- (1) la fragmentación rompe el material en tamaño móvil, luego
- (2) la excavación (también llamada carga) lo traslada a un
- (3) sistema de transporte, mientras que
- (4) el sostenimiento de la excavación subterránea evita los derrumbes y desprendimientos. El soporte del suelo adquiere nuevas dimensiones en gravedad cero. El control de los fragmentos de roca en gravedad cero se aborda parcialmente en el apartado de manipulación de materiales, pero la integridad del cuerpo que se extrae también puede convertirse en un problema (Gertsch et al., 1997, p. 470).

Dependiendo de las características mecánicas y el tamaño del yacimiento, la tasa de producción y el entorno, pueden combinarse varias operaciones unitarias en una sola máquina, o pueden necesitarse dos máquinas para una sola operación (por ejemplo, la fragmentación mediante perforación y voladura). Una de las operaciones unitarias puede ser fácil, incluso trivial, mientras que

otra puede ser muy difícil; sin embargo, todas deben ser para que la minería tenga éxito (Gertsch et al., 1997, p. 470).

2.2.6. Fragmentación

La fragmentación libera el mineral de la masa rocosa circundante y lo rompe en fragmentos lo suficientemente pequeños para las etapas posteriores de extracción y procesamiento. Sólo hay dos métodos económicos para fragmentar la roca en la tierra: el ataque mecánico y la perforación y voladura (Gertsch et al., 1997, p. 471). Este último es, con mucho, la opción más común, aunque los métodos mecánicos generan menos partículas finas. Los investigadores estudian constantemente métodos de fragmentación exóticos, como los chorros de agua, microondas, detonación térmica, irradiación láser y arco electrostático, que no son rentables en la mayoría de las condiciones terrestres (Gertsch et al., 1997, p. 471). Sin embargo, en el entorno enormemente diferente del espacio, algunas de estas técnicas pueden resultar muy ventajosas, mientras que otras, como los chorros de agua pueden ser menos útiles (Gertsch et al., 1997, p. 471).

2.2.7. Impacto de la Voladura de Rocas en la Industria Minera

Con el fin de mostrar una imagen nítida del impacto de las voladuras en la industria minera, para hacer que la investigación relacionada con las voladuras sea más práctica y, por último, para mejorar la producción minera y la economía correspondiente, se investiga los efectos de las voladuras en la minería desde cuatro aspectos: (1) economía, (2) productividad, (3) seguridad laboral y (4) medio ambiente (Zhang, 2008, p. 671).

En relación con estos aspectos, se hace hincapié en los siguientes temas:

- (1) efectos del plan de voladura, como la colocación del detonador, el tiempo de retardo, etc., en la recuperación del mineral;

- (2) papel de la voladura en la fragmentación óptima;
- (3) efectos de la voladura en la velocidad de extracción del mineral, el rendimiento del molino, la rotura de la ceja y el desprendimiento de la roca en la minería;
- (4) la reducción de las vibraciones del suelo causadas por las voladuras.

El objetivo más importante de una empresa minera es ganar el máximo dinero posible con una buena seguridad laboral y sin degradar el medio ambiente. En las minas de metales, la voladura de rocas se emplea para romper el mineral virgen en fragmentos de diferentes tamaños, para luego triturarlos y molerlos para obtener los productos finales. Sin embargo, ¿cómo influye la voladura en la producción minera y en los beneficios de una empresa en concreto? ¿Afecta la voladura a la la seguridad laboral y el medio ambiente? ¿Hay un gran espacio para mejorar las voladuras actuales para conseguir un gran beneficio y una mayor seguridad laboral? Estas preguntas son interesantes no sólo para el mundo científico sino también para la industria minera (Zhang, 2008, p. 671).

Los avances en los estudios teóricos, los experimentos de laboratorio y las pruebas de campo sobre las voladuras han permitido debatir e incluso responder a estas preguntas (Zhang, 2008, p. 671). Por lo tanto, este artículo pretende presentar las influencias de las voladuras en la industria minera desde varios aspectos: la recuperación del mineral, el consumo de energía en la conminación, la seguridad laboral y las vibraciones del suelo. El documento trata de discutir estos aspectos sobre la base de antecedentes teóricos y de la minería, para mostrar el enorme potencial económico que supone la mejora de las voladuras e introducir las técnicas correspondientes, y mostrar a los

científicos que trabajan en la minería cuáles son los problemas importantes en la producción minera y hacia dónde deben dirigir sus estudios teóricos (Zhang, 2008, p. 671).

2.2.8. Diseño de Malla de Perforación de Holmberg's

A lo largo de los años, la ingeniería de voladuras en la minería peruana es un proceso que ha evolucionado. Sin embargo, en la actualidad todavía existen diversos resultados de fragmentación, que se obtienen y comparados con los esperados y provocan una falta de eficiencia en los procesos de extracción de minerales económicos (Vasquez & Arauzo, 2021, p. 144). La implementación de un nuevo diseño de malla basado en el modelo matemático de Holmberg modelo matemático de Holmberg, basado en la energía explosiva de un nuevo explosivo (Vasquez & Arauzo, 2021, p. 144). Cuando se aplica el modelo, los resultados demuestran una reducción de la fragmentación respecto a la historia generada. En resumen, el modelo propuesto produjo una fragmentación adecuada en la voladura de rocas (Vasquez & Arauzo, 2021, p. 144).

El diseño de la malla de perforación se desarrolla utilizando el modelo matemático de Holmberg. Este modelo fue creado específicamente para la minería subterránea, la construcción de túneles construcción de túneles, cortes y fachadas que utilizan cortes con perforaciones en paralelo. Asimismo, el frente se divide en cinco secciones que se calculan individualmente: cortes, arrastres o ascensores, un perfil y dos frontales (uno a cada lado de los cortes). El diseño se basa en las longitudes y diámetros de los agujeros, las características geológicas de los macizos rocosos, la concentración de cargas explosivas cargas lineales y el tipo de explosivo aplicado. El modelo con

agujeros paralelos depende de los agujeros vacíos para producir una cara libre. Sin embargo, si el diámetro de coincidencia no está correctamente especificado, los agujeros de arranque pueden no funcionar. Este modelo se aplica principalmente a zonas con secciones pequeñas y medianas porque han demostrado la capacidad de producir avances profundos, y contribuyen a diluir los minerales y proporcionan una mayor fragmentación de la roca (Vasquez & Arauzo, 2021, p. 145).

2.2.8.1. *Determinación del área de la sección mediante integrales*

Las secciones de área se determinaron calculando la integral (el área bajo la curva). Esto se basa en el hecho de que las estimaciones múltiples consideran perfiles frontales superiores con valores específicos del radio de la circunferencia (Vasquez & Arauzo, 2021, p. 146).

$$A(S) = A1 + A2 \quad (2)$$

$$A1 = b \times h \quad (3)$$

$$A2 = \int f(x)dx \quad (4)$$

donde

A(s) = Área de la sección

b = Base de la sección

h = Altura del área 1

A2 = Valor integral para calcular el área bajo la curva (en la parte superior de la sección).

De este modo, la sobreexplotación y la dilución mineral se limita a la parte de la corona de dicha sección (*Figura 15*). (Vasquez & Arauzo, 2021, p. 146)

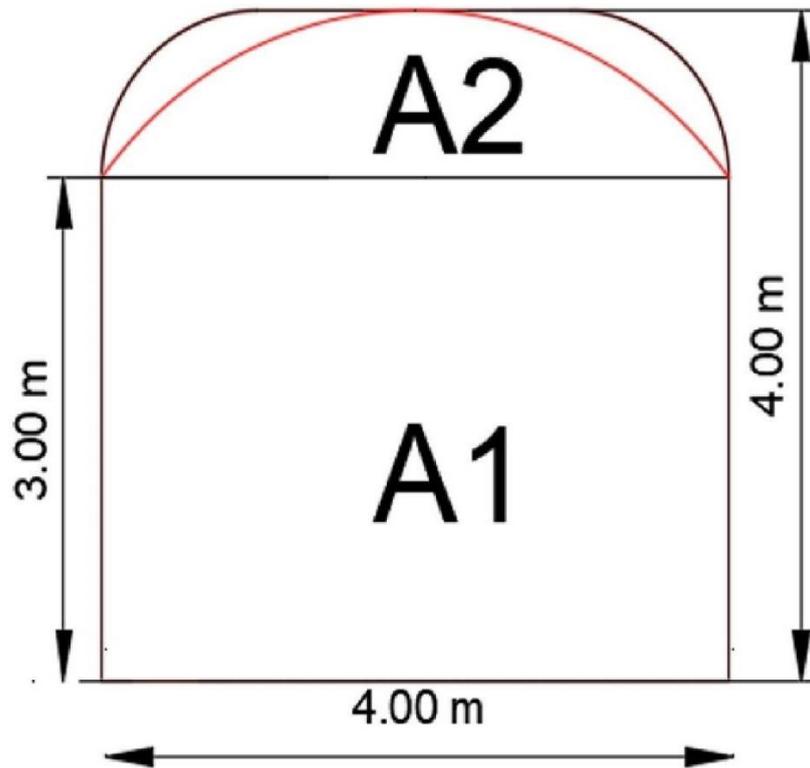


Figura 15. Área calculada usando integrales.

Fuente: (Vasquez & Arauzo, 2021, p. 146)

Si la sección se limita mediante integrales, un perfil similar al propuesto en el diseño de la división frontal de Holmberg. Además, el modelo propone la generación de una cara libre utilizando agujeros vacíos y creando un diámetro equivalente que se extienda desde el agujero vacío hasta el primer cuadrante de agujeros cargados de explosivos (Vasquez & Arauzo, 2021, p. 146). El factor principal para determinar la profundidad del diámetro equivalente es el diámetro del agujero vacío y su longitud.

El diámetro equivalente producido por los agujeros de alivio se calcula como sigue:

$$\phi_e = \phi_a \times \psi \tag{5}$$

donde

ϕ_e = Diámetro equivalente del agujero.

ϕ_a = Diámetro del orificio

de alivio n = Número de

agujeros.

La profundidad del agujero con un diámetro equivalente se calcula de la siguiente manera:

$$H = 0.15 + 34.1 * \phi_e - 39.4 * \phi_e^2 \tag{6}$$

donde

H = Profundidad del agujero

ϕ_e = Diámetro equivalente del agujero

La propuesta de Holmberg se basa en una longitud de avance del 95% con respecto a una profundidad de 5 m. Sin embargo, no es un verdadero avance en la aplicación debido a limitaciones como la eficacia de la perforación del equipo, los factores de dilución, las sobrecargas desviaciones de perforación, desviaciones de encaje y estabilidad. Por lo tanto, como buena regla general, la limitación de la profundidad de perforación para los agujeros de alivio con respecto a las áreas de las secciones reales se incluye (Vasquez & Arauzo, 2021, p. 146).

$$H \leq \sqrt{As} \tag{7}$$

Donde

H : Diámetro equivalente de la profundidad del agujero.

As : Área de la sección. Esta restricción tiene en cuenta las características geológicas de la zona, como la densidad, la dureza

y la existencia de agua.

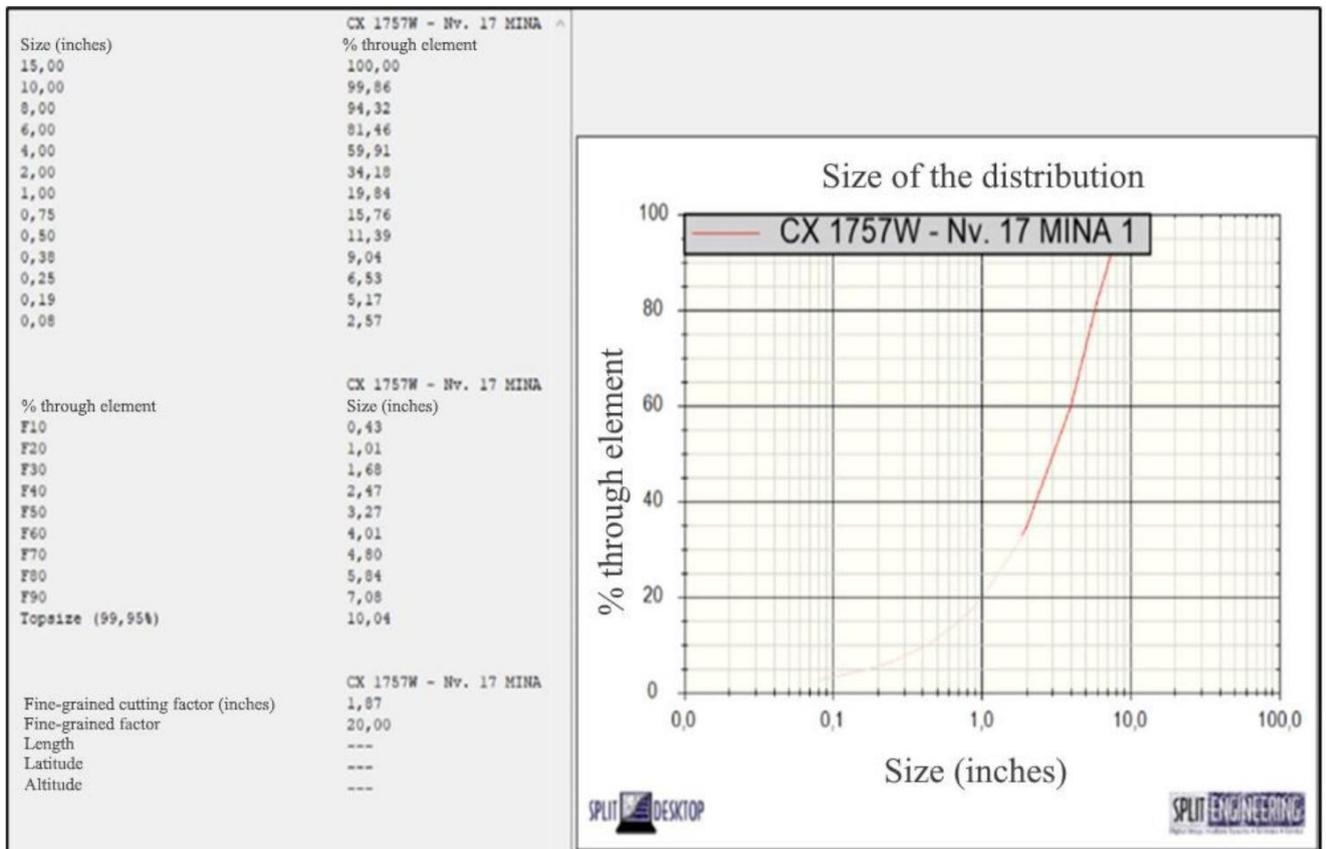
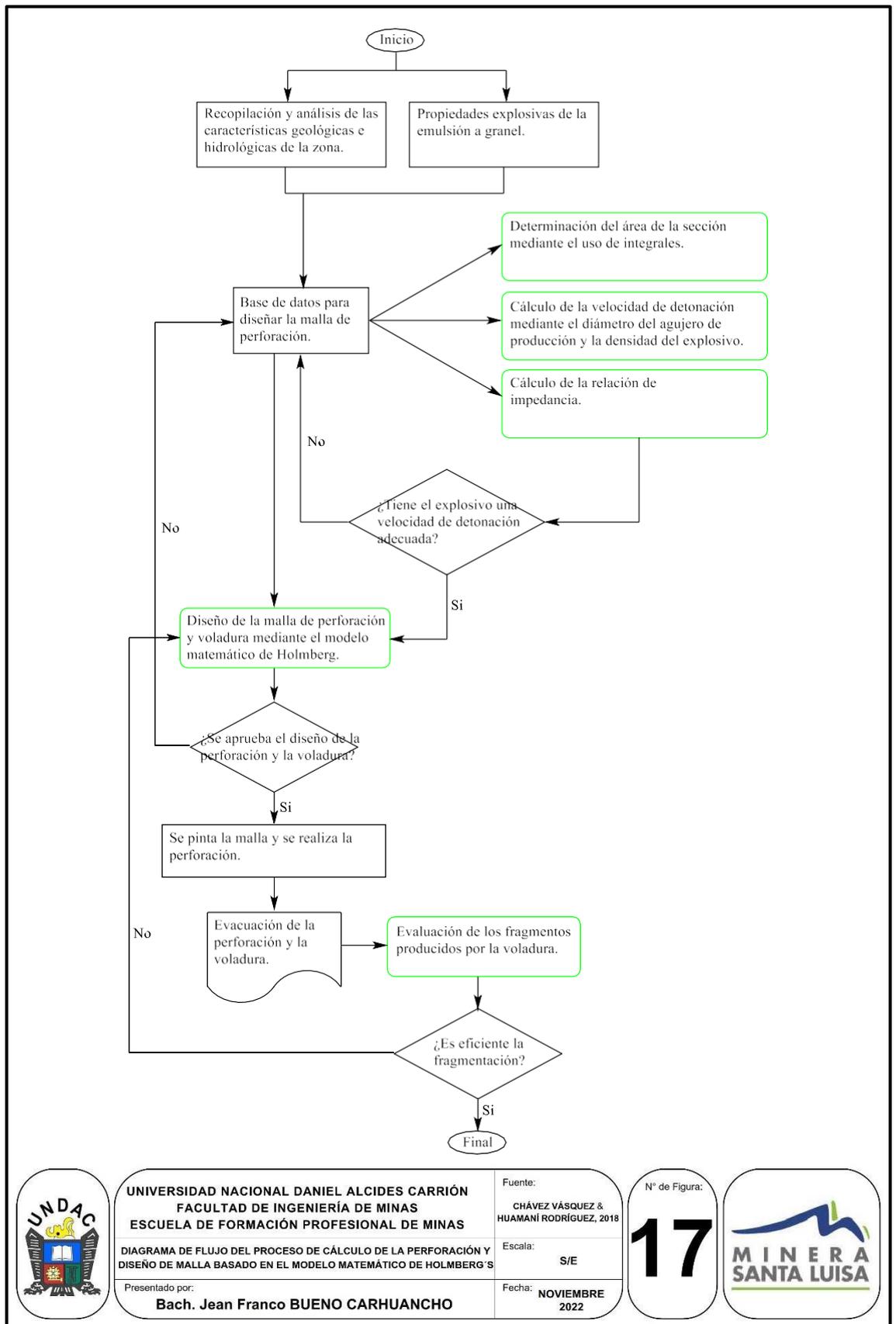


Figura 16. Gráfico de distribución granulométrica para un área de 4 m x 4 m.

Fuente: (Vasquez & Arauzo, 2021, p. 149).



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS
 DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO DE CÁLCULO DE LA PERFORACIÓN Y DISEÑO DE MALLA BASADO EN EL MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG'S
 Presentado por:
Bach. Jean Franco BUENO CARHUANCHO

Fuente:
 CHÁVEZ VÁSQUEZ & HUAMANI RODRÍGUEZ, 2018
 Escala:
 S/E
 Fecha:
 NOVIEMBRE 2022



Figura 17. Diagrama de flujo del proceso de cálculo de la perforación y diseño de malla basado en el modelo matemático de Holmberg's.

Fuente: (Chávez Vásquez & Huamaní Rodríguez, 2018, p. 148)

2.2.9. Factor Q

Según Kashyap et al. (2008) el factor Q se refiere al índice de calidad de la roca para la excavación de túneles, ha sido desarrollado en 1974 por Barton, Lien y Lunde, del Instituto Geotécnico Noruego, el factor Q se basa en seis factores, que son:

- “RQD - designación de la calidad de la roca
- J_n - número del conjunto de juntas
- J_r - número de rugosidad de la junta
- J_a - número de alteración de la junta
- J_w - factor de reducción de agua en la junta
- SRF - factor de reducción de la tensión” (Kashyap et al., 2008).

“El factor J_w/SRF se supone que es 1.0 para condiciones secas” (Kashyap et al., 2008). El factor Q varía en una escala logarítmica que va de 0.001 a 1.000, donde 0.001 es roca extremadamente pobre y 1.000 es una roca prácticamente perfecta. Las clasificaciones empíricas del macizo rocoso (como los sistemas RMR y Q) predicen el soporte necesario para estabilizar una abertura subterránea. La predicción se basa principalmente en la calidad del macizo rocoso y el tamaño de la abertura. El índice numérico de la calidad del macizo rocoso se obtiene tras aplicar una calificación numérica a varios parámetros (Kashyap et al., 2008).

Según Kashyap et al. (2008) el valor Q se estima a partir de la siguiente expresión (8):

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right) \left(\frac{J_r}{J_a}\right) \left(\frac{J_w}{SRF}\right) \quad (8)$$

donde RQD es el porcentaje de varillas de perforación competentes >100 mm de longitud en un dominio seleccionado, J_n la calificación para el número de conjuntos de juntas (nueve para tres conjuntos, cuatro para dos conjuntos, etc.) en el mismo dominio, J_r la calificación de la rugosidad de la menos favorable de estas juntas o discontinuidades rellenas, J_a la calificación del grado de alteración o relleno de arcilla del conjunto de juntas o discontinuidad rellena menos favorable, J_w la calificación de la afluencia de agua y los efectos de la presión, que pueden provocar el desprendimiento de los rellenos de las discontinuidades, y SRF el índice de fallas, para la relación resistencia/esfuerzo en rocas macizas duras, para la compresión o para el hinchamiento. (RQD/J_n) es el tamaño relativo de los bloques, (J_r/J_a) es la resistencia relativa a la fricción, y (J_w/SRF) es el efecto relativo del agua, de las fallas, de la relación resistencia/estrés, de la compresión o del hinchamiento de la relación resistencia/esfuerzo, la compresión o el hinchamiento (un término de "tensión activa"). La siguiente expresión de cuatro parámetros (9) representa la calidad geológica del macizo rocoso:

$$Q' = \left(\frac{RQD}{J_n}\right)\left(\frac{J_r}{J_a}\right) \quad (9)$$

En el sistema Q, el soporte se elige a partir de un gráfico de diseño que traza la amplitud/importancia de la abertura con la calidad del macizo rocoso Q, por consiguiente, los sistemas de clasificación de macizos rocosos son sistemas expertos que utilizan los conocimientos recopilados de expertos y casos anteriores, manipulan este conocimiento experto mediante reglas "si... entonces" para llegar a una conclusión y predecir las medidas de apoyo.

2.3. Definición De Términos Básicos

- **Acarreo:**

“Transporte de material mediante un medio de transporte del sitio en que estaba a otro” (Skempton & Chrimes, 2002).

- **Bomba de cavidad a presión:**

“Tipo de bomba de un solo tornillo utilizada para líquidos con cantidades significativas de sólidos, como la lechada de cemento o de arena” (Rustan, 1998).

- **Buzamiento:**

“Ángulo de inclinación de un yacimiento respecto a la horizontal” (Hamrin et al., 2001).

- **Chimenea:**

“Abertura subterránea conducida hacia arriba desde un nivel a otro superior o a la superficie; una elevación puede ser vertical o inclinada” (Hamrin et al., 2001).

- **Crucero:**

“Abertura subterránea horizontal o casi horizontal desarrollada para intersectar un yacimiento mineral” (Hamrin et al., 2001).

- **Chute:**

“Dispositivo de carga que utiliza la gravedad para mover el material de un nivel superior a un nivel inferior” (Hamrin et al., 2001).

- **Frente:**

“Excavación subterránea realizada mediante la extracción de mineral de la roca circundante” (Hamrin et al., 2001).

- **Galería:**
“Abertura subterránea horizontal o casi horizontal” (Hamrin et al., 2001).
- **Nivel:**
“Sistema de trabajos subterráneos horizontales conectados al pique. Un nivel constituye la base para la excavación del mineral” (Hamrin et al., 2001).
- **Ore Pass:**
“Abertura subterránea vertical o inclinada por la que se transporta el mineral” (Hamrin et al., 2001).
- **Pique:**
“Abertura subterránea vertical o inclinada a través de la cual se trabaja en una mina” (Skempton & Chrimes, 2002).
- **Rampa:**
“Abertura subterránea inclinada que comunica niveles o zonas de producción; las rampas están inclinadas para permitir el paso de vehículos motorizados. Las rampas suelen ser impulsadas hacia abajo” (Hamrin et al., 2001).
- **Shotcrete:**
El hormigón proyectado es un método de colocación del concreto aplicando toda la tecnología. Mezcla compuesta por cemento, agregados y agua con tamaño máximo de 8 mm, además puede contener aditivos. La mezcla es proyectada neumáticamente a alta velocidad a través de una boquilla, con la finalidad de producir una masa homogénea densa (Yoggy, 2000).

- **Sostenimiento:**

El sostenimiento es el soporte que requiere una labor subterránea cuando las condiciones de seguridad e inestabilidad lo requieren. Para diseñar un sostenimiento adecuado se requiere de una adecuada evaluación del macizo rocoso a fin de elegir el correcto elemento de soporte (Yoggy, 2000).

- **Estabilidad:**

Los fallos en el frente de la labor siguen siendo un importante peligro para el control del terreno y la seguridad en excavaciones mineras subterráneas. Los resultados muestran: 1) la mayor parte de la deformación se produce en la parte superior del frente; 2) la estabilidad del frente se ve más afectada por las características de carga de las rocas adyacentes. Por lo que la estabilidad de las labores subterráneas se logran utilizando métodos de sostenimiento, pueden ser con soporte metálico, de madera o con relleno, con pernos, malla y otros elementos que fortifique la labor minera (Song et al., 2017).

- **Perforación a presión:**

Proceso de perforación rotativa en el que el fluido de perforación se mantiene bajo presión en un sistema cerrado (Rustan, 1998).

- **Presión:**

“Es la fuerza por unidad de superficie. (1 Pa = 1 N/m² unidades no métricas 1 bar = 0.1 Pa, 1 lbf/in² (psi) = 0,00689 MPa, 1 atm = 0,101 MPa)” (Rustan, 1998).

- **Geomecánica:**

La geomecánica es la ciencia que trata del estudio del comportamiento mecánico del macizo rocoso y de las fuerzas inducidas como consecuencia de una excavación subterránea, ésta ciencia sirve para resolver de manera favorable al diseño de un adecuado sistema de sostenimiento de la labores mineras subterráneas (Rustan, 1998).

- **Discontinuidades:**

Es una interrupción en el estado físico de una estructura o configuración, como inducida por juntas, grietas, planos de estratificación, fallas, solapamientos, costuras, inclusiones o porosidades. Una discontinuidad puede afectar o no a la utilidad de una pieza. Una discontinuidad tiene una resistencia a la tracción nula o una resistencia a la tracción relativamente baja. En gran medida, el carácter discontinuo de la roca tiene un efecto significativo sobre la cohesión y la transferencia de esfuerzos a través de las interfaces de la roca, y, por lo tanto, en su resistencia y comportamiento deformante

(Brown, 2012). Una discontinuidad se clasificada según su orientación, espaciado, persistencia, rugosidad, resistencia de la pared apertura, relleno, filtración, número de conjuntos y tamaño del bloque (Rustan, 1998).

- **Falla:**

Es el proceso que tiene lugar cuando se alcanza la máxima resistencia de un material o diseño específico y se producen grietas visibles. Véase también la definición de "daño". Aplicado es cuando un elemento de la estructura ya no puede cumplir el propósito para el que fue diseñado. Cualquier estructura probablemente dará muestras de ser insegura antes de

que se produzca el colapso (Skempton & Chrimes, 2002). El fallo no es una propiedad única del material. Es una propiedad del sistema porque depende no sólo de diferentes tipos de cargas, por ejemplo, compresión, corte, tracción flexión o torsión. También depende del confinamiento, la tensión desviadora y la velocidad de deformación en el espécimen ensayado. (Rustan, 1998).

- **Falla del Macizo Rocoso:**

Desprendimiento o caída de la roca del macizo rocoso. En realidad, el fallo de un macizo rocoso está casi siempre dominado por debilidades preexistentes o de nueva creación y puede agruparse en dos clases de fractura frágil y dúctil (Rustan, 1998).

- **Estallido de Roca:**

Liberación repentina de energía de tipo explosivo debida al fallo de una roca frágil de alta resistencia debido a una tensión de la masa rocosa muy elevada que supera la resistencia de la roca. Crea un sonido que, en parte, está en el rango audible para el ser humano. Un micro estallido de roca también puede ser causada por un pequeño deslizamiento a lo largo de los contactos de la roca. Los estallidos de roca suelen ser inducidos por actividades mineras (Rustan, 1998).

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

La adecuada optimización de la perforación y voladura minimiza los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

2.4.2. Hipótesis Específicas

Primera Hipótesis Específica

La optimización de la perforación minimiza los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

Segunda Hipótesis Específica

La optimización de la voladura minimiza los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

2.5. Identificación de variables

Tenemos:

2.5.1. Variable Dependiente

La variable dependiente del estudio es:

- *Y = Minimizar los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera San Luisa S.A.*

2.5.2. Variables Independientes

Para la presente investigación, tenemos:

- *X = Optimización de los costos de perforación y voladura en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.*
- *X₁ = Optimización de los costos de perforación en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.*
- *X₂ = Optimización de los costos de voladura en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa*

Luisa S.A.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

2.6.1. Indicadores de la Hipótesis General

Los indicadores son:

- **Variables Independientes**

X = Optimización de los costos de perforación y voladura en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

- **Variables Dependientes**

Y = Minimizar los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera San Luisa S.A.

2.6.2. Indicadores de las Hipótesis Secundarias

Los indicadores del trabajo de investigación se detallan a continuación:

- **Variables Independientes**

X = Optimización de los costos de perforación y voladura en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

Dimensiones:

X_1 = Optimización de los costos de perforación en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. X_2 = Optimización de los costos de voladura en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

- **Variables Dependientes**

Y = Minimizar los costos de la construcción de la rampa 2450 de la

Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera San Luisa S.A.

Indicadores:

Y_1 = Costo de la rampa con el sistema tradicional (CT). Y_2 = Costo de la rampa con el sistema optimizado (CO). Ver Tabla 7 de la página 58.

Tabla 7. Cuadro de operacionalización de variables.

| Variables | Dimensiones | Indicadores | Técnica de análisis | Instrumento de análisis | Fuentes |
|---|--|--|---------------------|--------------------------------------|--|
| <p>Variable Independiente:</p> <p>X = Optimización de los costos de perforación y voladura en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.</p> | <p>X₁ = Optimización de los costos de perforación en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.</p> <p>X₂ = Optimización de los costos de voladura en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.</p> | <p>X₁ = Optimización de los costos de perforación en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.</p> <p>X₂ = Optimización de los costos de voladura en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.</p> | Documental | Informe mensual de la Unidad Minera. | Datos del área de Planeamiento de la Unidad Minera en estudio. |
| <p>Variable Dependiente:</p> <p>Y = Minimizar los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera San Luisa S.A.</p> | <p>Y₁= Costo de la rampa con el sistema tradicional (CT).</p> <p>Y₂= Costo de la rampa con el sistema optimizado (CO).</p> | <p>Y₁= Costo de la rampa con el sistema tradicional (CT).</p> <p>Y₂= Costo de la rampa con el sistema optimizado (CO).</p> | Documental. | Informe | Unidad Minera. |
| | | | Documental. | Informe | Ministerio de Energía y Minas. |

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación

La investigación es cuantitativa.

3.2. Nivel de investigación

La investigación es de nivel descriptivo.

3.3. Métodos de investigación

El método de investigación es no experimental transeccional. Ver *Figura 18*.

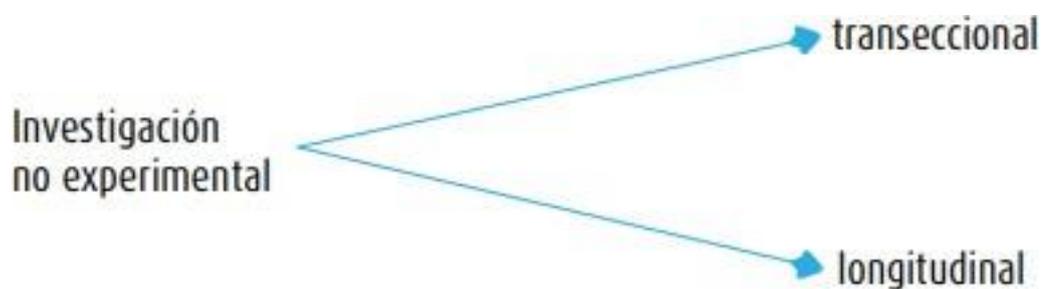


Figura 18. Investigación no experimental.

Fuente: (Hernández-Sampieri, 2010, p. 154).

3.4. Diseño de investigación

El diseño de la investigación es transversal.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

El total de labores de excavación subterránea de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

3.5.2. Muestra

La muestra, está constituido por la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.6.1. Técnicas

Según Hernández-Sampieri (2010) las técnicas a usar son:

- Revisión documental,
- La observación,
- Medición en trabajos de campo, etc. (Hernández-Sampieri, 2010)

3.6.2. Instrumentos

Los principales instrumentos utilizados son:

- Guía de análisis documental,
- Guía de observación. (Hernández-Sampieri, 2010)

3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

La validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación se realizará mediante consulta a expertos y para el procesamiento de los datos usaremos el programa estadístico Jamovi. (Hernández-Sampieri, 2010)

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

La información de la base de datos de procesará usando la hoja de cálculo y el programa estadístico Jamovi para probar las hipótesis.

3.9. Tratamiento estadístico

Estudio comparativo con diseños de mallas de perforación. Uno con diseño de malla tradicional y otro con diseño de malla optimizado para la perforación y voladura de la rampa.

3.10. Orientación ética filosófica y epistémica

La investigación científica publicada debe seguir los principios éticos para establecer la cultura de la investigación y la publicación éticas. En la actualidad, la competencia académica se evalúa mediante diversos métodos de evaluación de la originalidad para garantizar la publicación legítima y demarcar los contenidos de investigación falsos o defectuosos. Los datos defectuosos pueden conducir a un despilfarro de recursos, crear una duplicación de información y devaluar a los autores en la comunidad científica. Los autores, editores y revisores, para ser éticos en la publicación científica, deben ser auténticos a la hora de realizar, analizar y publicar la investigación científica. Las editoriales y las instituciones de investigación. Las editoriales y las instituciones de investigación deben ser diligentes a la hora de evaluar la investigación y las publicaciones, ya que esto también afecta a su reputación. Los dilemas éticos se observan con frecuencia en el ámbito de la autoría y la edición. La presentación duplicada, la publicación redundante o duplicada, el plagio la falsificación y la fabricación de datos son algunos de los problemas éticos más comunes en todo el mundo. Sin embargo, una revisión por pares mal gestionada y la obtención de beneficios económicos, si los hay, suponen una mala conducta científica y una corrosión artesanal en la

confidencialidad, además de crear un conflicto de intereses (Mohapatra et al., 2018, p. 73).

La publicación de un trabajo de investigación representa la etapa final de un proyecto científico, éste significa la culminación de muchos meses y, a veces años de planificación meticulosa, ejecución y análisis de cientos de experimentos (Benos et al., 2005). En muchos casos, los fondos que apoyan el proyecto proceden de fondos públicos, por lo tanto, se espera que el trabajo se lleve a cabo y que se informe de él de forma honesta, objetiva y justa. Sin embargo, a veces se producen desviaciones de este ideal (Benos et al., 2005). Las infracciones éticas pueden ser intencionadas, como la fabricación de datos, o pueden surgir simplemente por ignorancia, sin embargo, en el lenguaje jurídico, la ignorancia no es ni puede ser una excusa (Benos et al., 2005). Por lo tanto, todo investigador debe conocer todos los requisitos éticos para llevar a cabo estudios científicos, además, el científico debe desarrollar un sentido de la responsabilidad ética para aplicarlo en todas las etapas de la investigación científica; el desvío de la ética durante la realización de una investigación se manifiesta, sin duda, en la fase de publicación (Benos et al., 2005). Se analizan las infracciones éticas más comunes, como la falsificación de datos, el plagio y la publicación redundante y duplicada (Benos et al., 2005).

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

4.1.1. KPI de Perforación y Voladura

Para incrementar la eficiencia de la perforación y voladura de 90% a 95% en la construcción de la rampa en la Mina Huanzalá se ha tenido en cuenta el KPI que significa de las iniciales del inglés, Key Performance Indicator, por lo que la traducción al castellano significa Indicador Clave de Desempeño, o Rendimiento, que son medidas para ayudar a una organización a definir y medir el logro de sus planificaciones(Cuellar Gonzales & Valverde Camero, 2022, p. 27). Las características de los KPI son:

- Medibles.
- Específicos.
- Relevantes.
- Alcanzables, y
- Temporales.

4.1.2. Indicadores de Gestión de Perforación y Voladura

Los principales indicadores de la gestión de la perforación y voladura en la construcción de la rampa son los siguientes:

- Los costos de la perforación y voladura.
- La fragmentación.
- La velocidad de la perforación.
- Las fallas de los sistemas de iniciación.
- El control de las vibraciones.
- La mecanización.

4.1.3. Mecanización de las Operaciones Unitarias en la UEA Huanzalá

En la UEA Huanzalá se realiza el minado mediante el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado con relleno detrítico que corresponde al sistema trackless con operaciones mecanizadas, obteniendo mayor productividad mediante la optimización de las actividades en labores de explotación o labores de preparación de la mina (Murillo Marroquin, 2019, p. 48).

Para los trabajos de perforación se hacen uso de los equipos mecanizados electro- hidráulicos tipo Jumbo y para desarrollar los taladros verticales en positivo se emplea el equipo jumbo Simba. El carguío de los taladros es también mecanizado para lo cual se hacen uso de los equipos diesel, tipo Anfotruck. Para los trabajos de limpieza y carguío de mineral, se emplean los equipos scoop de 6 yd³ de capacidad (Murillo Marroquin, 2019, p. 48).

Los trabajos de sostenimiento de las labores subterráneas se realizan con pernos cementados de 7 pies, la instalación de los pernos cementados se realizan con equipos tipo jumbo empernador o Robolt, además en el sostenimiento se

combina con concreto proyectado o shotcrete, la instalación se realizan con Robots lanzadores contando la Empresa con modelos Putzmeister, además la mezcla de concreto es trasladada a la labor con equipos Mixer (Murillo Marroquin, 2019, p. 48).

Luego, el mineral roto de los tajeos, se almacena en los ore pass, luego, este mineral es descargado directamente a los volquetes de 4 ejes de 12 m³ de capacidad para su transporte hasta la planta concentradora. Además el movimiento interno de desmote para el relleno de los tajos es realizado usando los mismos volquetes (Murillo Marroquin, 2019, p. 48).

4.1.4. Equipos en Interior Mina

La flota de equipos calculada para los trabajos de la Unidad Minera Huanzalá que garantiza la producción sostenible de 2,000 TPD, se resume en la Tabla 8, donde se muestra la relación de los equipos utilizados en operaciones mina para el ciclo de minado.

Tabla 8. *Equipos en interior mina de la UEA Huanzalá.*

| No. | CLASE | CAPACIDAD |
|------------|---------------------------------|------------------|
| 1 | Jumbo Tamrock H105D 07 | 77 (HP) |
| 2 | Jumbo Tamrock H105D 08 | 77 (HP) |
| 3 | Jumbo Rocket Boomer 281 | 55 (HP) |
| 4 | Jumbo T2AM Furukawa | 119 (HP) |
| 5 | Jumbo T2AM Furukawa | 119 (HP) |
| 6 | Robolt No 1 | 77 (HP) |
| 7 | Robolt No 2 | 77 (HP) |
| 8 | Robolt No 3 | 77 (HP) |
| 9 | Robolt No 4 | 150 (HP) |
| 10 | Mixer (Variomec) 01 | 120 (KW) |
| 11 | Mixer 02 | 77 (HP) |
| 12 | Mixer 03 | 120 (KW) |
| 13 | Spraymec MF 1500 | 120 (KW) |
| 14 | Scoop ST1030 ST-121 | 6 (Yd3) |
| 15 | Simba H157 01 | 55 (HP) |
| 16 | Simba S7D 02 | 55 (HP) |
| 17 | Anf. Normet Charmec 6705 B (05) | 77 (HP) |

| | | |
|----|--------------------------------|-----------|
| 18 | Anfotruck Charmec 6605B (07) | 96 (KW) |
| 19 | Cargador de Anfo # 1 | 77 (HP) |
| 20 | Scoop R1600G N° 01 | 6.2 (Yd3) |
| 21 | Scoop R1600G N° 02 | 6.2 (Yd3) |
| 22 | Scoop R1600G N° 03 | 6.2 (Yd3) |
| 23 | Scoop R1600G N° 04 | 6.2 (Yd3) |
| 24 | Scoop R1600G N° 05 | 6.2 (Yd3) |
| 25 | Scoop R1600H N° 06 | 6.2 (Yd3) |
| 26 | Tractor D5C | 55 (HP) |
| 27 | Cargador Frontal 06 | 3.1 (m3) |
| 28 | Minicargador 01 | 0.44 (m3) |
| 29 | Volquete N°01 | 30 (Tns) |
| 30 | Volquete N°02 | 30 (Tns) |
| 31 | Volquete N°03 | 30 (Tns) |
| 32 | Volquete N°04 | 30 (Tns) |
| 33 | Volquete N°05 | 30 (Tns) |
| 34 | Volquete N°06 | 30 (Tns) |

Fuente: Área de operaciones de la Compañía Minera Santa Luisa.

4.1.5. Ciclo de Minado

4.1.5.1. Perforación

Para los trabajos de perforación de las labores de avance y de tajeo se hacen uso de los equipos jumbo electrohidráulicos de marca Tamrock con barra de 12 pies y/o Boomer con barras de 14 pies de longitud y las brocas son de 45 pulgadas o de 51 pulgadas de diámetro.

Además, se realizan taladros para la instalación de servicios auxiliares para las diversas actividades de las operaciones mineras (Murillo Marroquin, 2019, p. 51). Para el caso de realces o minado por subniveles se usan equipos de perforación vertical Simba con taladros de 7.0 metros (Murillo Marroquin, 2019, p. 51). Las actividades de perforación de avance se realizan con los equipos jumbo electrohidráulicos de marca Tamrock con barra de 12 pies o 14 pies, además los equipos Boomer con barras de 14 pies y también equipos Furukawa de 14pies de longitud y brocas de 45 pulgadas o 51 pulgadas de Ø. Ver *Figura 19* (Murillo Marroquin, 2019, p. 51).

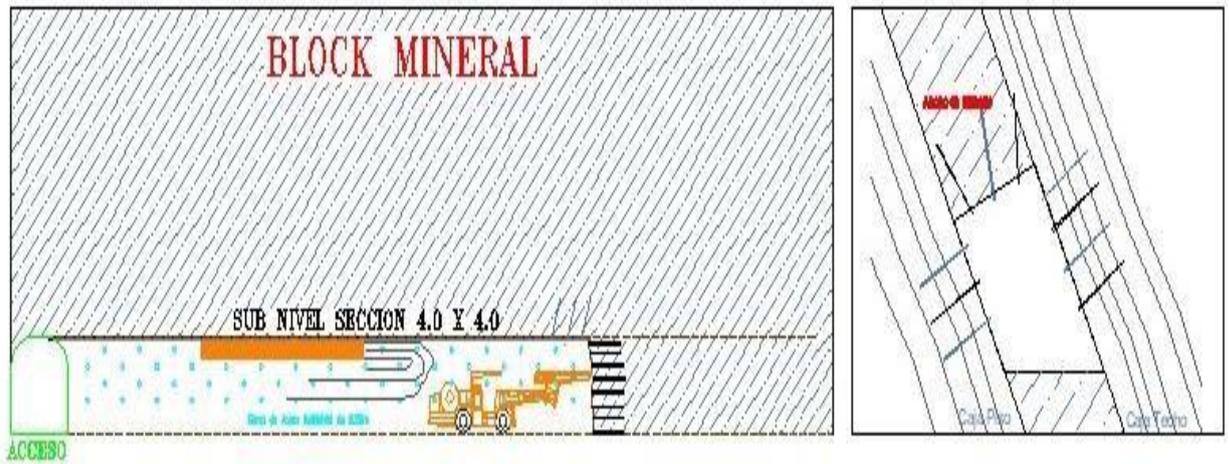


Figura 19. Perforación del subnivel.

Fuente: Área de operaciones de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

A manera de referencia para el presente estudio, toda vez que se trata del estudio de la rampa, se hace una descripción del diseño de de la malla de perforación para una sección de 4.0 metros x 4.0 metros en la Unidad Minera Huanzalá.

4.1.5.2. Voladura

En la Unidad Minera Huanzalá para los trabajos de voladura en las labores de tajeos y avances se viene usando el ANFO, EMULSION y como los accesorios de la voladura tenemos el fulminante FANEL no eléctrico de período corto para el caso de los tajeos y de periodo largo para las labores de avances; además las guías de seguridad, el cordón detonante (pentacord 3P). Para los taladros, el carguío de explosivos se realiza con equipo Anfotruck que cuenta con una capacidad de recipiente de 150 Kg. de explosivo. Además se usa explosivo granulado tipo ANFO como carga principal, además la emulsión encartuchada como cebo. En los accesorios se usa el cordón detonante, la mecha lenta, la mecha rápida y además fulminantes no eléctricos.

A continuación se muestra el factor de potencia y carga utilizados en el año 2020 (ver Tabla 9).

Tabla 9. *Factor de potencia y factor de carga en voladura.*

| Indicadores | Unidad | Período | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN |
|---|---------------|----------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|
| Factor de Potencia en Voladura Primaria (Kg/t) - Producción | kg/tn | Mes | 0.53 | 0.57 | 0.58 | 0.58 | 0.58 | 0.59 |
| Factor de Carga en Frentes de Avance | kg/m | Mes | 37.46 | 53.98 | 58.45 | 51.25 | 58.20 | 48.19 |

También se describe el diseño de carguío para la malla de perforación 4.0 m x 4.0 m en la Unidad Minera Huanzalá. Ver Tabla 10.

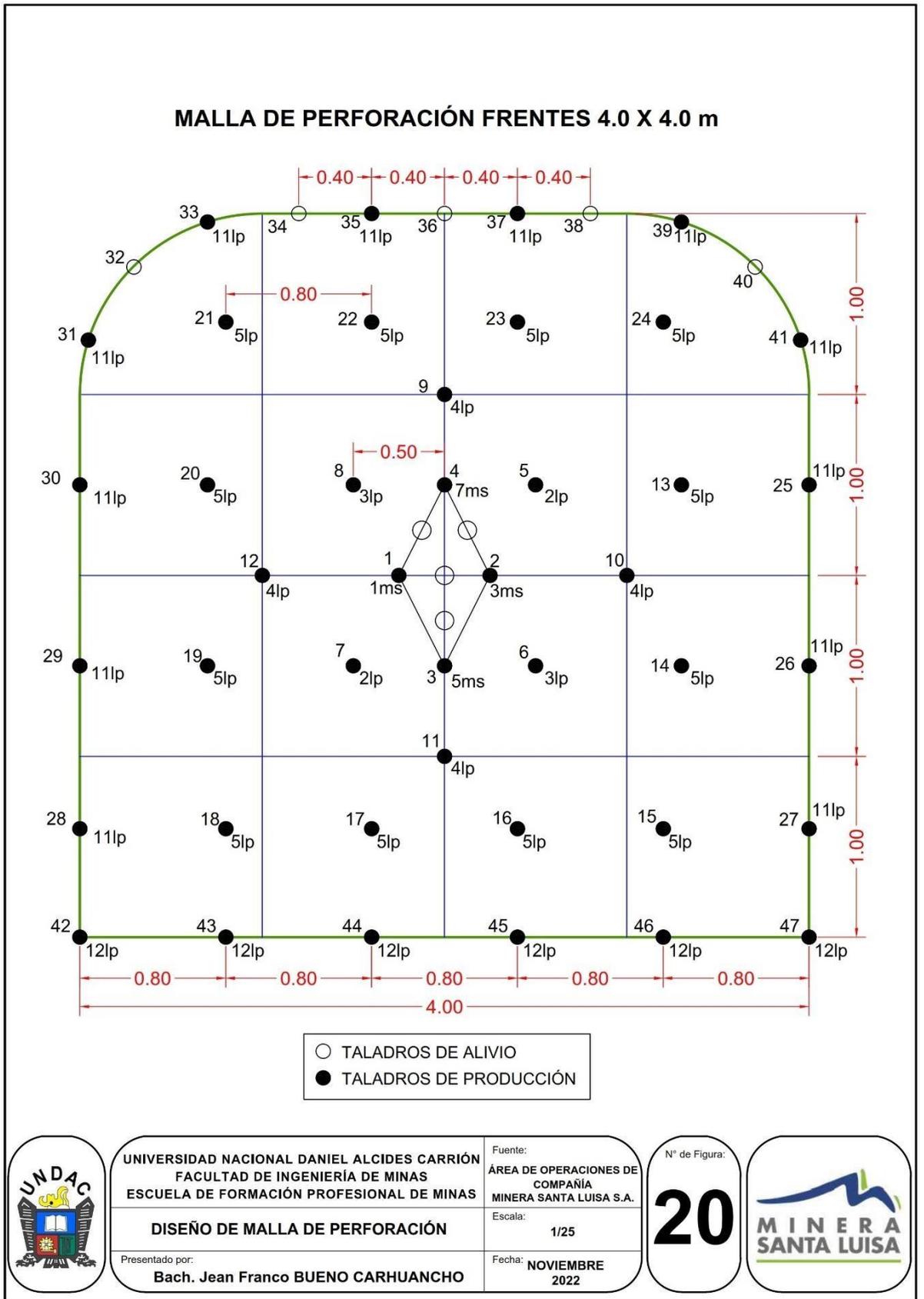


Figura 20. Diseño de malla de perforación.

Fuente: Área de operaciones de Compañía Minera Santa LUISA S.A.

Tabla 10. Diseño de carguío.

| TAL | UBICACION | L. TAL | CARGA FONDO | CANT | FANEL N° | KG ANFO | LONG. CARGA | LONG. VACIO |
|-----|-----------|--------|--------------|------|----------|---------|-------------|-------------|
| 1 | Arranque | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 1 ms | 4.58 | 3.60 | 0.40 |
| 2 | Arranque | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 3 ms | 4.58 | 3.60 | 0.40 |
| 3 | Arranque | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 5 ms | 4.58 | 3.60 | 0.40 |
| 4 | Arranque | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 7 ms | 4.58 | 3.60 | 0.40 |
| 5 | I Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 2 lp | 4.07 | 3.20 | 0.80 |
| 6 | I Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 3 lp | 4.07 | 3.20 | 0.80 |
| 7 | I Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 2 lp | 4.07 | 3.20 | 0.80 |
| 8 | I Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 3 lp | 4.07 | 3.20 | 0.80 |
| 9 | II Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 4 lp | 4.07 | 3.00 | 1.00 |
| 10 | II Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 4 lp | 3.81 | 3.00 | 1.00 |
| 11 | II Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 4 lp | 3.81 | 3.00 | 1.00 |
| 12 | II Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 4 lp | 3.81 | 3.00 | 1.00 |
| 13 | III Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 5 lp | 3.81 | 3.00 | 1.00 |
| 14 | III Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 5 lp | 3.81 | 3.00 | 1.00 |
| 15 | III Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 5 lp | 3.81 | 3.00 | 1.00 |
| 16 | III Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 5 lp | 3.81 | 3.00 | 1.00 |
| 17 | IV Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 8 lp | 3.81 | 3.00 | 1.00 |
| 18 | IV Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 7 lp | 3.81 | 3.00 | 1.00 |
| 19 | IV Corte | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 8 lp | 3.81 | 3.00 | 1.00 |
| 20 | Hastial | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 3.18 | 2.50 | 1.50 |
| 21 | Hastial | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 3.18 | 2.50 | 1.50 |
| 22 | Hastial | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 3.18 | 2.50 | 1.50 |
| 23 | Hastial | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 3.18 | 2.50 | 1.50 |
| 24 | Hastial | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 3.18 | 2.50 | 1.50 |
| 25 | Hastial | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 3.18 | 2.50 | 1.50 |
| 26 | Alzas | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 0.76 | 0.60 | 3.40 |
| 27 | Alivio | 4.00 | | 1 | | | | 4.00 |
| 28 | Alzas | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 0.76 | 0.60 | 3.40 |
| 29 | Alivio | 4.00 | | 1 | | | | 4.00 |
| 30 | Alzas | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 0.76 | 0.60 | 3.40 |
| 31 | Alivio | 4.00 | | 1 | | | | 4.00 |
| 32 | Alzas | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 0.76 | 0.60 | 3.40 |
| 33 | Alivio | 4.00 | | 1 | | | | 4.00 |
| 34 | Alzas | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 0.76 | 0.60 | 3.40 |
| 35 | Alivio | 4.00 | | 1 | | | | 4.00 |
| 36 | Alzas | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 11 lp | 0.76 | 0.60 | 3.40 |
| 37 | Arrastre | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 12 lp | 4.83 | 3.80 | 0.20 |
| 38 | Arrastre | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 12 lp | 4.83 | 3.80 | 0.20 |
| 39 | Arrastre | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 12 lp | 4.83 | 3.80 | 0.20 |
| 40 | Arrastre | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 12 lp | 4.83 | 3.80 | 0.20 |
| 41 | Arrastre | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 12 lp | 4.83 | 3.80 | 0.20 |

| TAL | UBICACION | L. TAL | CARGA FONDO | CANT | FANEL N° | KG ANFO | LONG. CARGA | LONG. VACIO |
|-------------------------|---------------|--------|--------------|------|--------------------|---------|------------------------|-------------|
| 42 | Arrastre | 4.00 | Emulnor 3000 | 1 | 12 lp | 4.83 | 3.80 | 0.20 |
| 43 | Alivio rimado | 4.30 | | | | | | |
| 44 | Alivio rimado | 4.30 | | | | | | |
| 45 | Alivio rimado | 4.30 | | | | | | |
| 46 | Alivio rimado | 4.30 | | | | | | |
| Metros perforados | | | 185.2 m | | Avance proyectado | | 3.80 m | |
| Pies perforados | | | 603.67 pies | | Factor de avance | | 34.17 kg/m | |
| Emulsión 3000 1/4' x 8' | | | 42 cartuchos | | Factor de carga | | 2.13 kg/m ³ | |
| Kilos de ANFO | | | 123.28 kilos | | Pentacord | | 16 m | |
| Total kilos de explos. | | | 129.88 kilos | | Guías, fulminantes | | 12.1 pies, und | |

Fuente: Área de operaciones de Compañía Minera Santa Luisa S.A.

4.1.5.3. Desate y Sostenimiento

Para los trabajos de desate, por el método tradicional, es empleando un juego de barretillas de 5 pies, 8 pies, 10 pies y 12 pies (Murillo Marroquin, 2019). En labores de alto riesgo de desprendimiento de roca y las dimensiones de la labor no brindan las condiciones para realizar la actividad manual, se usarán equipos de perforación “Jumbos o Robolt” (Murillo Marroquin, 2019, p. 56).

El sostenimiento como parte del ciclo de minado, es una actividad muy importante para el control de accidentes por desprendimiento de rocas y se hace indispensable en todas sus variantes, se utilizan elementos de refuerzo tales como la barra de acero helicoidal con lechada / cartuchos de cemento y shotcrete (Murillo Marroquin, 2019, p. 56).

- Los trabajos de instalación de la barra de acero helicoidal, se realiza mediante la confinación en el taladro con lechada de

cemento. La dimensión del taladro para la instalación del perno debe ser: Diámetro del taladro: 34 a 39 mm, en Huanzalá el diámetro es de 38 mm. Longitud del taladro: 2.05 a 2.15 m (Murillo Marroquin, 2019, p. 57).

- La mezcla de cemento y agua debe ser de 10 a 12 litros de agua por bolsa de cemento, para lo cual se recomienda rellenar por lo menos 90% del volumen del taladro (Murillo Marroquin, 2019, p. 57).
- Según los ensayos de tracción realizada la capacidad de anclaje debe ser superior a 3 Tn/pie en roca tipo II y III y 2 Tn/pie para rocas tipo IV y V (Murillo Marroquin, 2019, p. 57).
- El trabajo de instalación se realiza con equipo electrohidráulico Robolt, con inyección de lechada de cemento (Murillo Marroquin, 2019, p. 57).
- Es necesario indicar que el uso de placas es importante y depende de la deformación del terreno así como del desplazamiento de cajas y/o condiciones desfavorables (Murillo Marroquin, 2019, p. 57).

4.1.5.4. Limpieza y Acarreo

Esta actividad se realiza mediante equipos Scooptrams (CAT 1600G y Atlas Copco ST 1000 de 6.2 yd³), desde las labores de explotación hasta las cámaras de carguío y chimeneas de transferencia (ore pass) (Murillo Marroquin, 2019).

Tabla 11. *Sistema de transporte de mineral y desmonte desde los tajos de mina hasta la planta de procesos.*

| Descripción | Equipos usados | Pendientes | Ruta |
|---|---|--|---|
| Sistema de transporte de mineral de la mina Carlos Alberto a la Planta de procesos | Scoops 3.5 yd ³ / Locomotoras activadas por línea trolley | Cruceros: 1/1000, rampas 13% principales y 15% secundarias. | Se realiza con scoops hacia chimeneas de transferencia hasta llegar a las chimeneas OP 3010 y OR 3050. La extracción de las mismas es por el nivel A 3810 a través de un sistema de con locomotoras con rieles activadas con energía a través de línea trolley hasta la cancha de acumulación de mineral o descarga directa a la tolva de gruesos en la planta de procesos. |
| Sistema de transporte de mineral de las minas Huanzalá Principal y Superior a la Planta de procesos | Scoops 3.5 yd ³ / Locomotoras activadas por línea trolley | Cruceros: 1/1000, rampas 13% principales y 15% secundarias. | Se realiza con scoops hacia chimeneas de transferencia hasta llegar a las chimeneas OP 4, OP 5, OP 950 y OP 600. La extracción de las mismas es por el nivel A 3810 a través de un sistema de con locomotoras con rieles activadas con energía a través de línea trolley hasta la cancha de acumulación de mineral o descarga directa a la tolva de gruesos en la planta de procesos. |
| Sistema de transporte de mineral de la mina Huanzalá profundización. | Scoops 3.5 yd ³ / Camiones de 30 t. | Cruceros: 1/1000, rampas 13% principales y 15% secundarias. | Se realiza con scoops hasta cámaras de acumulación cercanas a la labor. El mineral es cargado a camiones de 30t los cuales transportan el mineral a través de la rampa principal S 300 y salen por la bocamina del nivel P. Por superficie suben hasta el nivel 3810 donde descargan en la cancha de acumulación de mineral o descarga directa a la tolva de gruesos en planta |

| Descripción | Equipos usados | Pendientes | Ruta |
|--|--|---|---|
| Sistema de transporte de desmonte en la mina Huanzalá: Carlos Alberto, Superior y Principal. | Scoops 3.5 yd ³ | Cruceros: 1/1000, rampas 13% principales y 15% secundarias. | El desmonte producido en los avances de la mina Huanzalá es destinado a rellenar los tajos vacíos más cercanos producto de la explotación. El traslado se realiza con scoops directamente al tajo o haciendo un doble manipuleo a través de chimeneas de transferencia. |
| Sistema de transporte de desmonte en la mina Huanzalá: Profundización. | Scoops 3.5 yd ³ / Camiones de 30 t. | Cruceros: 1/1000, rampas 13% principales y 15% secundarias, Vias en superficie máximo 11%. | El desmonte producido en los avances de la Profundización mina Huanzalá es destinado a rellenar los tajos vacíos más cercanos producto de la explotación. El traslado se realiza con scoops directamente al tajo o con camiones de 30 t a tajos más alejados. |

Fuente: Área de operaciones de Compañía Minera Santa Luisa S.A.

En la *Figura 22*, *Figura 23* y *Figura 24* se muestran el diseño de la cámara de carguío y los diseños respectivos de los echaderos y las tolvas de mineral.

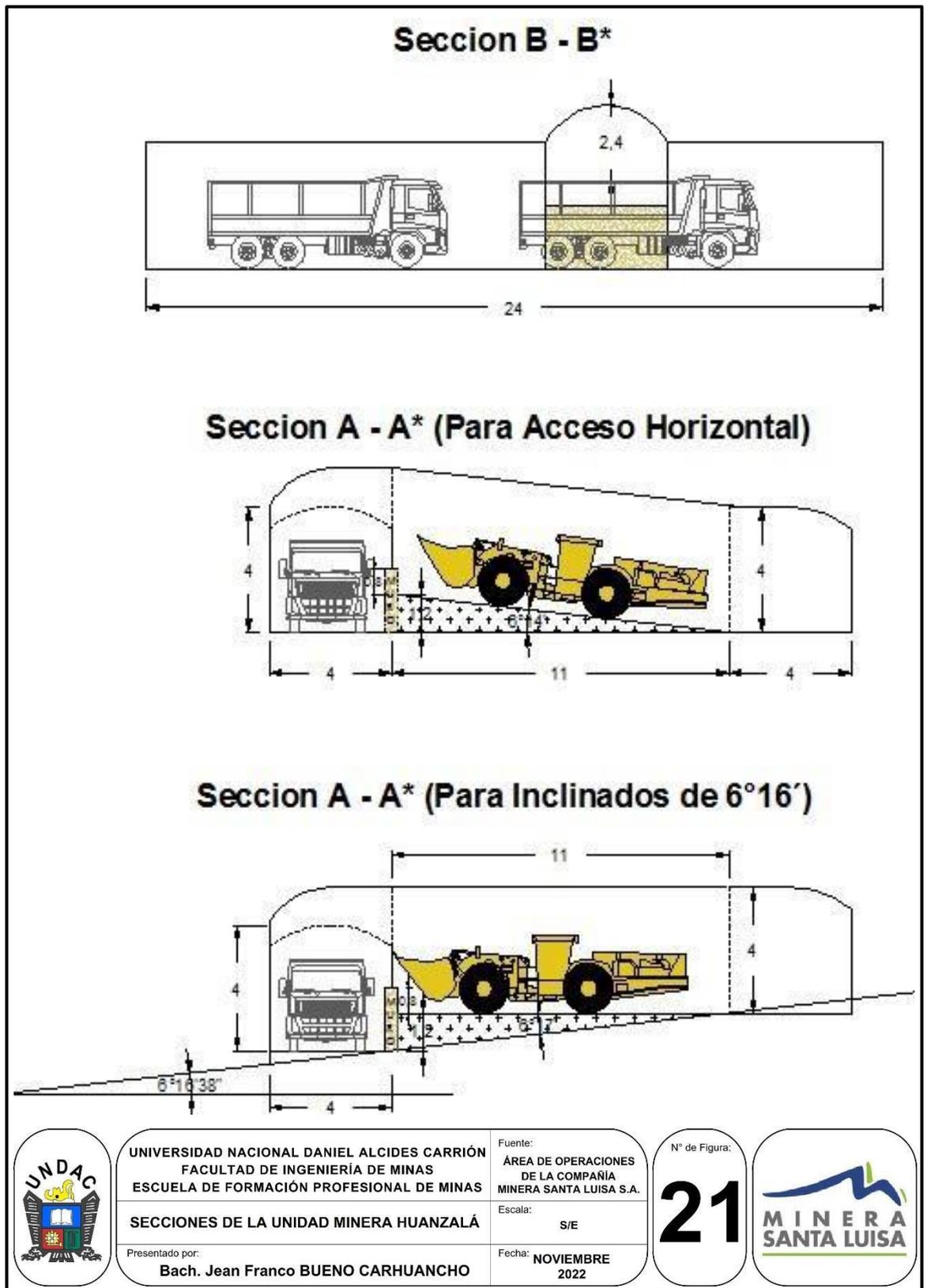


Figura 21. Secciones de la Unidad Minera Huanzalá.

Fuente: Área de operaciones de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

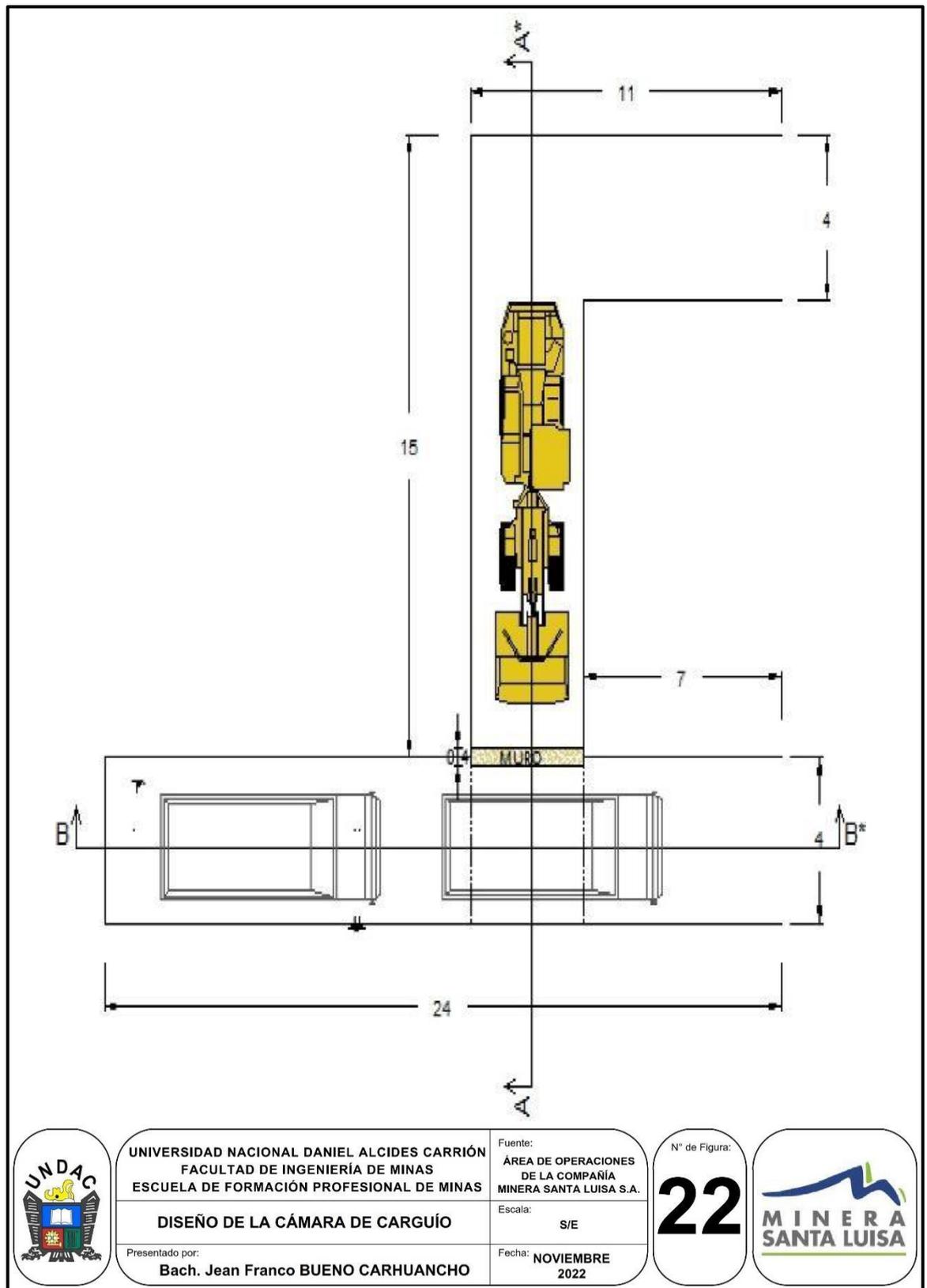


Figura 22. Diseño de la cámara de carguío.

Fuente: Área de operaciones de la Compañía Minera Santa LUISA S.A.

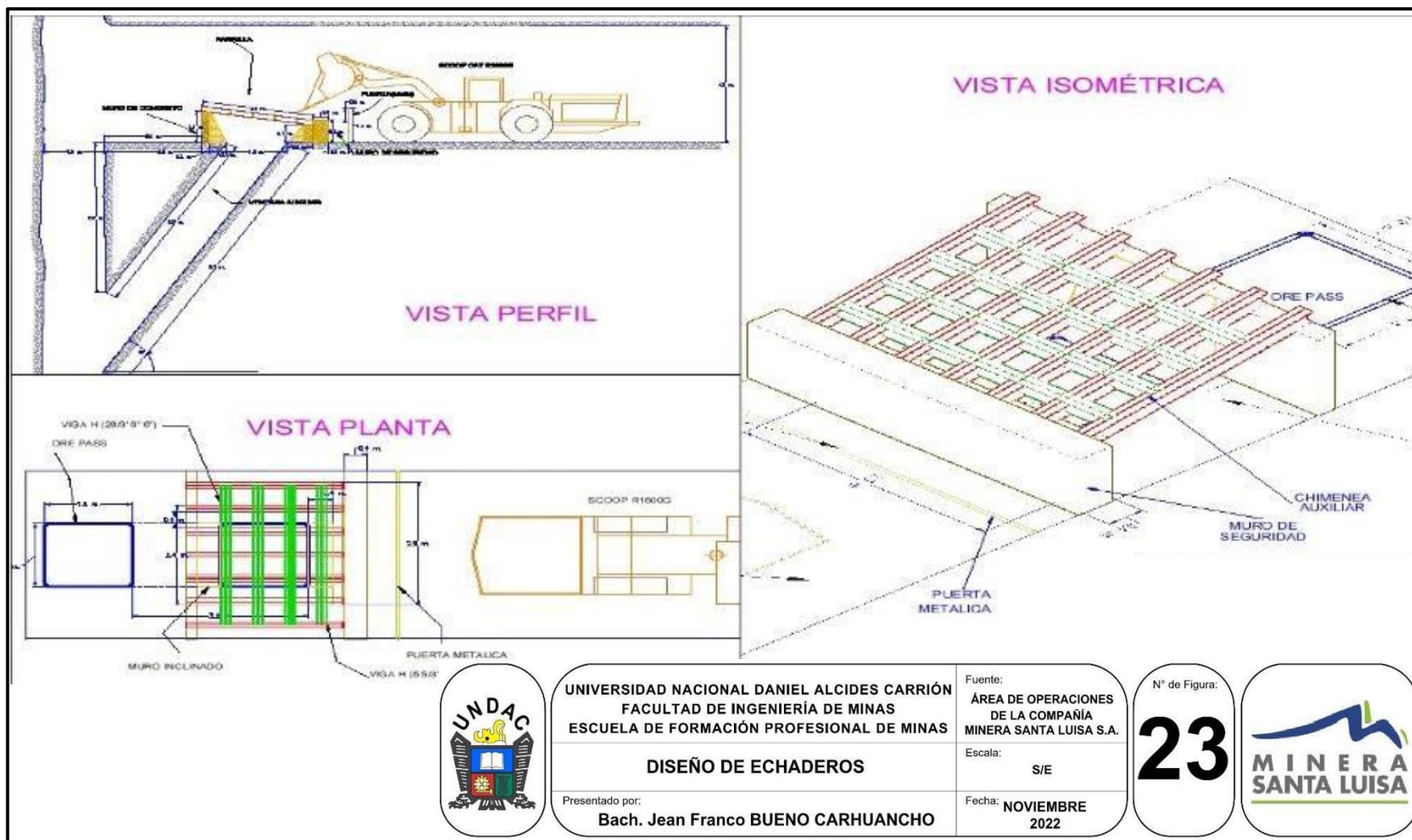


Figura 23. Diseño de echaderos.

Fuente: Área de operaciones de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

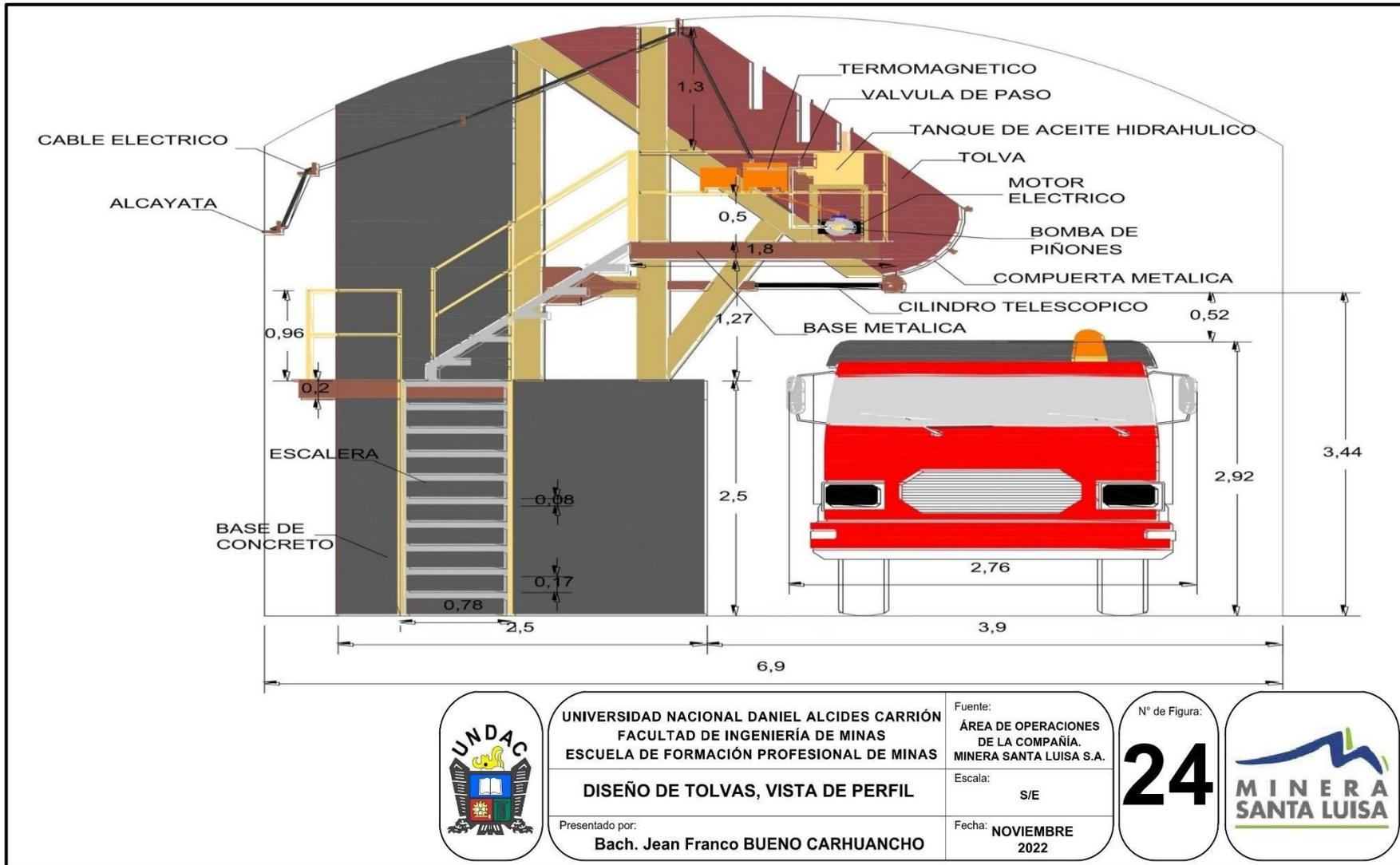


Figura 24. Diseño de tolvas, vista de perfil.

Fuente: Área de operaciones de Compañía Minera Santa LUISA S.A.

Ver Tabla 12 donde se muestran las distancias promedio.

Tabla 12. Distancias en promedio de la Unidad Minera Huanzalá.

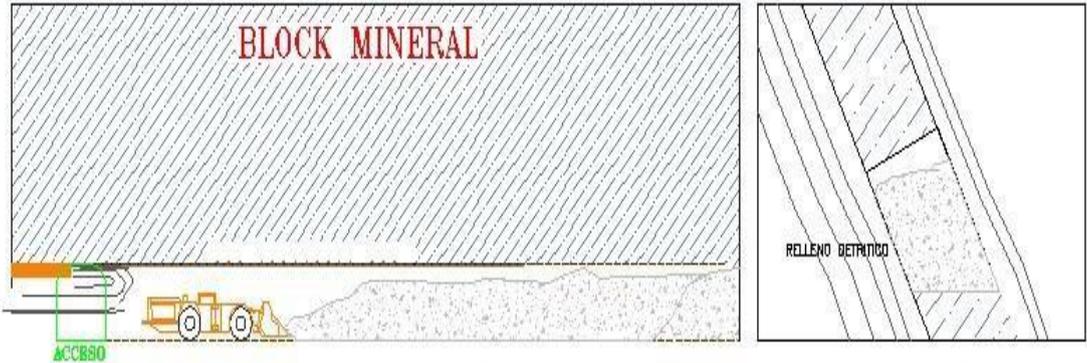
| DISTANCIA PROMEDIO EN UEA HUANZALA | |
|---|---------|
| Interior mina – cancha de mineral | 3.1 Km |
| Interior mina – botaderos desmonte | 5.85 Km |
| Planta de concreto – interior mina | 2.5 Km |
| Taller mecánico – interior mina | 2.8 Km |

Fuente: (Murillo Marroquin, 2019)

4.1.5.5. Relleno de Tajeos

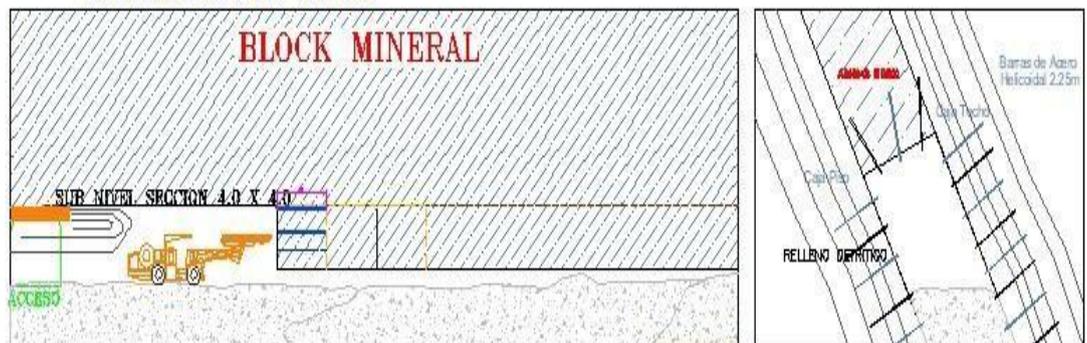
Luego de haber culminado con los trabajos de extracción en toda la longitud del subnivel y luego de haber dejado limpio de mineral se procede al relleno (ver *Figura 25*); en la Unidad Minera Huanzalá se emplea el relleno detrítico al 95 % seco y con una buena fragmentación. El traslado del material se realiza con Scoop de 6.2 Yd³ hasta los tajeos a rellenar.

7.- RELLENO DEL SUBNIVEL.



Se debe rellenar procurando un adecuado topeado de las cajas, evitando dejar vacíos. Se debe dejar una luz de 0.50m entre la corona y el relleno.

8.- INICIO DE NUEVO CORTE



La perforación para tajeos se realiza en breasting, manteniendo una altura de tajo de 4.0m. El perno no debe sobre salir más de 0.20m



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS

RELLENO DE TAJEOS

Presentado por:

Bach. Jean Franco BUENO CARHUANCHO

Fuente:

ÁREA DE OPERACIONES
DE LA COMPAÑÍA
MINERA SANTA LUISA S.A.

Escala:

S/E

Fecha: **NOVIEMBRE
2022**

N° de Figura:

25



Figura 25. Relleno de tajeos.

Fuente: Área de operaciones de Compañía Minera Santa Luisa S.A.

4.1.5.6. Programa de Producción y Avances

La Unidad Minera Huanzalá se encuentra dividida en dos U.E.A. (Santa Luisa y El Recuerdo), cuyos niveles, cotas y líneas de referencia se muestran a continuación en la Tabla 13 y Tabla 14 (Murillo Marroquin, 2019, p. 71).

Tabla 13. Zonas de explotación y líneas de referencia.

| MINA HUANZALA | | | |
|-----------------------|-------------|---------------|-------------|
| ZONA | U.E.A | LINEA | COTA (m) |
| Huanzalá Principal | Santa Luisa | (-600) ~ 1600 | 3850 ~ 4195 |
| Huanzalá Superior | | (-300) ~ 1600 | 4195 ~ 4500 |
| Principal Profundidad | | (-600) ~ 1600 | 3500 ~ 3850 |
| Recuerdo | Recuerdo | 800 ~ 2800 | 3850 ~ 4500 |
| Carlos Alberto | | 1600 ~ 3600 | 3500 ~ 3850 |

Fuente: Área de operaciones de Compañía Minera Santa Luisa S.A.

Tabla 14. Niveles y cotas de referencia.

| No | Galería | Cota del Nivel | Diferencia |
|----|-----------|----------------|--|
| 1 | Nivel "J" | 4415 m.s.n.m. | Entre el nivel "J" y "I" dif. De cotas 40 mts. |
| 2 | Nivel "I" | 4375 m.s.n.m. | Entre el nivel "I" y "H" dif. De cotas 60 mts. |
| 3 | Nivel "H" | 4315 m.s.n.m. | Entre el nivel "H" y "G" dif. De cotas 60 mts. |
| 4 | Nivel "G" | 4255 m.s.n.m. | Entre el nivel "G" y "F" dif. De cotas 60 mts. |
| 5 | Nivel "F" | 4195 m.s.n.m. | Entre el nivel "F" y "E" dif. De cotas 40 mts. |
| 6 | Nivel "E" | 4155 m.s.n.m. | Entre el nivel "E" y "D" dif. De cotas 30 mts. |
| 7 | Nivel "D" | 4125 m.s.n.m. | Entre el nivel "D" y "C" dif. De cotas 30 mts. |
| 8 | Nivel "C" | 4095 m.s.n.m. | Entre el nivel "C" y "B" dif. De cotas 40 mts. |
| 9 | Nivel "B" | 4055 m.s.n.m. | Entre el nivel "B" y "A" dif. De cotas 40 mts. |
| 10 | Nivel "A" | 4015 m.s.n.m. | Entre el nivel "A" y "P" dif. De cotas 65 mts. |
| 11 | Nivel "P" | 3950 m.s.n.m. | Entre el nivel "P" y "R" dif. De cotas 60 mts. |
| 12 | Nivel "R" | 3890 m.s.n.m. | Entre el nivel "R" y "S" dif. De cotas 40 mts. |
| 13 | Nivel "S" | 3850 m.s.n.m. | Entre el nivel "S" y "T" dif. De cotas 50 mts. |
| 14 | Nivel "T" | 3800 m.s.n.m. | Entre el nivel "T" y "U" dif. De cotas 50 mts. |
| 15 | Nivel "U" | 3750 m.s.n.m. | Entre el nivel "U" y "V" dif. De cotas 50 mts. |
| 16 | Nivel "V" | 3700 m.s.n.m. | Entre el nivel "V" y "W" dif. De cotas 50 mts. |
| 17 | Nivel "W" | 3650 m.s.n.m. | Entre el nivel "W" y "X" dif. De cotas 50 mts. |

Fuente: Área de operaciones de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

En la Tabla 15 se muestra las reservas de mineral de la Mina Huanzalá de la Empresa Minera Santa Luisa S.A. (Murillo Marroquin, 2019, p. 72).

Tabla 15. Reservas de mineral UEA Huanzalá – Compañía Minera Santa Luisa S.A.

| PRODUCTO | CANT. | % Cu | % Pb | % Zn | % Fe | % Ag |
|-----------------------------------|--------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Reservas – Mineral (probadas) TM | 818,600 | 0.87 | 5.7 | 12.4 | - | 3.72 |
| Reservas – Mineral (probables) TM | 2.444.26 | 1.19 | 3.6 | 9.4 | - | 4.03 |
| Mineral de Cabeza (TM/mes) | 56800 | 0.46 | 1.76 | 6.64 | 14.4 | 1.85 |
| Concentración de Plomo (TM/mes) | 993 | 3.25 | 54.6 | 7.4 | 7.5 | 41.17 |
| Concentración de Zinc (TM/mes) | 5857 | 1.76 | 2.3 | 47.6 | 10.1 | 3.58 |
| Concentración de Cobre (TM/mes) | 223 | 18.7 | 13.8 | 15.1 | 14.3 | 30.57 |
| Relave TMS/Mes | 39727 | 0.09 | 0.29 | 0.53 | 15.2 | 0.46 |
| Desmonte (m3) | 18853 | - | - | - | - | - |

Fuente: Área de operaciones de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

4.1.5.7. Producción

La producción de mineral en la UEA Huanzalá se realiza por el método de explotación empleado que es de “Corte y relleno ascendente” en breasting mecanizado (Murillo Marroquin, 2019, p. 72).

Según el Departamento de Planeamiento de la Unidad Minera Huanzalá, el plan de minado para el 2019 se ha sustentado en 4'932,630 TMS, con leyes de 3.58 oz Ag, 3.68% Pb, 9.41% Zn y 1.02% Cu. Además para cumplir los objetivos de la Empresa Minera el programa de producción considera una producción de 2,000 TMSD.

El avance programado total para el 2019 es de 3,189 m, de los cuales 1,165 m son de desarrollo; 2,204 m en preparaciones y accesos hacia los tajos (Murillo Marroquin, 2019, p. 73).

4.1.5.8. Avances

Para el programa de avances de la Empresa Minera se muestra en la Tabla 17 de la página 87 (Murillo Marroquin, 2019, p. 75).

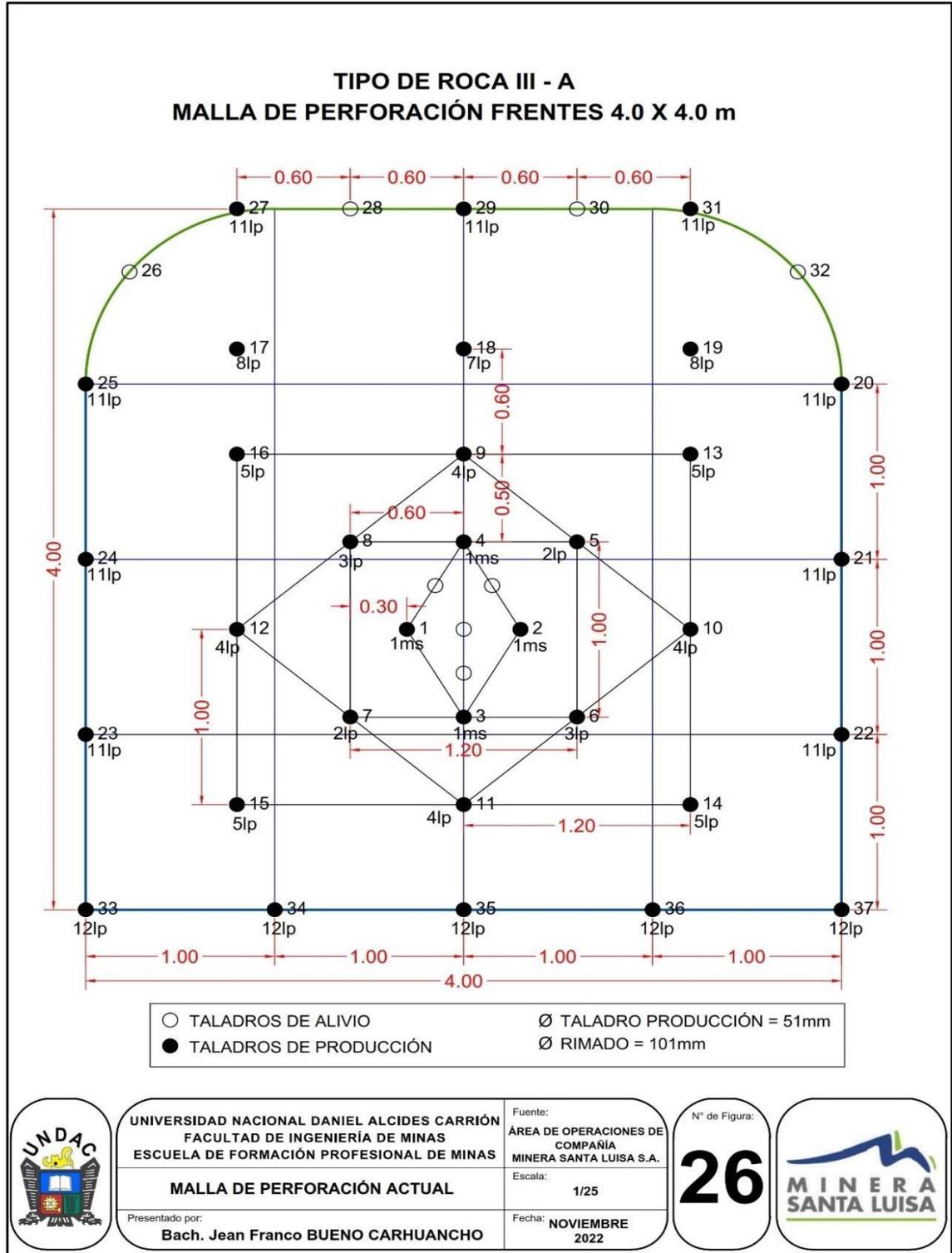


Figura 26. Malla de perforación para frentes de 4m x 4m.

Fuente: Área de operaciones de Compañía Minera Santa Luisa S.A.

Tabla 16. Programa anual de producción 2018 de la UEA Huanzalá.

| ITEM | UNIDAD | ENE | FEB | MAR | ABR | MAY | JUN | JUL | AGO | SEP | OCT | NOV | DIC | 2018 |
|-------------------|--------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|
| Mineral de tajeos | Tn | 46563.2 | 47597.3 | 47892.8 | 48786.4 | 47941.1 | 48588.2 | 47396 | 48546 | 47167 | 48592 | 47281 | 46553 | 572906 |
| Días operación | Días | 29 | 27 | 29 | 29 | 29 | 28 | 29 | 28 | 29 | 28 | 28 | 29 | 340 |
| Producción diaria | Tn | 1605.63 | 1762.97 | 1651.48 | 1681.93 | 1653.45 | 1735.36 | 1634.34 | 1733.79 | 1626.45 | 1735.43 | 1688.61 | 1605.28 | 1676.22 |
| Ley cabeza Cu | % | 0.49 | 0.44 | 0.53 | 0.6 | 0.52 | 0.47 | 0.61 | 0.65 | 0.61 | 0.48 | 0.5 | 0.58 | 0.54 |
| Ley cabeza Pb | % | 1.97 | 2.25 | 1.75 | 1.89 | 2.32 | 1.81 | 1.41 | 1.29 | 1.32 | 1.43 | 1.64 | 1.57 | 1.72 |
| Ley cabeza Zn | % | 6.06 | 6.17 | 6.24 | 6.61 | 6.79 | 5.82 | 5.97 | 6.18 | 6.02 | 6.12 | 6.12 | 6.14 | 6.19 |
| Ley cabeza Ag | gr/Tn | 1.92 | 2.13 | 2.08 | 2.12 | 2.26 | 2.26 | 1.84 | 1.8 | 2.08 | 2.03 | 2.1 | 1.93 | 2.05 |
| Ley equiv. Zn | %EQ | 10.17 | 10.65 | 10.31 | 10.93 | 11.54 | 10.02 | 9.6 | 9.7 | 9.75 | 9.76 | 10.06 | 9.96 | 10.21 |
| N de tajeos | UNID | 30 | 31 | 30 | 32 | 31 | 30 | 31 | 30 | 32 | 33 | 27 | 27 | 30 |

Fuente: Área de Operaciones de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

Tabla 17. Programa anual de avances.

| Tipo de avance | Zona | Nivel | Linea | Veta | No. | Color | Ene | Feb | Mar. | Abr | May | Jun | Jul | Ago | Set | Oct | Nov | Dic | Total |
|----------------|------|-------|-------|------|-----|--------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|-------------|
| Acceso | ALB | A | 3230 | 3 | 325 | AZ | 20 | 20 | | | 20 | 20 | | | 20 | 20 | | | 120 |
| Acceso | ALB | A | 3325 | 3 | 511 | AM | | | | | | 20 | | | | | | | 20 |
| Acceso | ALB | G | 3300 | 3 | 478 | AM | | | 20 | | | | | | 15 | 15 | | | 50 |
| Acceso | ALB | H | 3230 | 2T | 85 | AZ | 20 | 20 | 20 | | | | | | 15 | 15 | | | 90 |
| Acceso | ALB | P | 2735 | 3 | 552 | AM | | | | 20 | | | | | 15 | 15 | | | 50 |
| Rampa | ALB | P | 2780 | 3 | 548 | AM | | | | 20 | 20 | 20 | 20 | | | | 20 | 20 | 120 |
| Acceso | PPF | U | -230 | 2P | 142 | AZ | | 20 | | | | | | | | | | | 20 |
| Acceso | PPF | U | -85 | 4 | 137 | AZ | | | 20 | | | | | | | 15 | | | 35 |
| Acceso | PPF | V | -260 | 2T | 280 | AM | 20 | 25 | | | | | | | | | | | 45 |
| Rampa | PPF | V | -240 | 4 | 208 | AM | | | 30 | | | | | | | 15 | | | 45 |
| Acceso | PPF | W | 665 | 1PB | 468 | AM | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | | | | | 160 |
| Desquinche | PRI | A | 1340 | 3P | 324 | AZ | | | 20 | 20 | | | 20 | 20 | 20 | 30 | 30 | 30 | 190 |
| Desquinche | PRI | B | 280 | 2P | 25 | AZ | | | | 30 | | | | 30 | | | | 30 | 90 |
| Desquinche | PRI | B | 460 | 1PB | 177 | AM | | 40 | 40 | 30 | | | | | | | | | 110 |
| Desquinche | PRI | B | 920 | 2P | 30 | AZ | | | | | 30 | 30 | | | | | 30 | 30 | 120 |
| Acceso | PRI | B | 1090 | 1T | 29 | AZ | 20 | 20 | | | | | | | | | | | 40 |
| Desquinche | PRI | B | 1095 | 3P | 540 | AM | 30 | 30 | 30 | 30 | | | | | | | | | 120 |
| Acceso | PRI | B | 1110 | 4 | 151 | AM | | | | | | | | | | | | | 0 |
| Acceso | PRI | B | 1140 | 5 | 21 | AM | | | | 15 | 15 | | | | | | | | 30 |
| Acceso | PRI | B | 1210 | 5 | 74 | AM | 20 | | | | | | | | 20 | | 20 | 20 | 80 |
| SN | PRI | C | 235 | 2P | 18 | AZ | | | | | | | | 20 | 21 | | | 20 | 61 |
| SN | PRI | C | 325 | 2P | 20 | AZ | | | | | | | 20 | 4 | | | 20 | 4 | 48 |
| Acceso | PRI | C | 970 | 4 | 72 | AM | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | | | | | | | | 100 |
| Acceso | PRI | C | 1050 | 4 | 155 | AM | 10 | 10 | | | | | | | | | | | 20 |
| Rampa | PRI | D | 235 | 2P | 8 | AZ | 15 | 20 | 20 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 190 |
| Desquinche | PRI | P | -120 | 3T | 201 | AM | 10 | 10 | | | | | | | | | | | 20 |
| Rampa | PRI | P | 725 | 3T | 475 | AM | | | | | | | | | 30 | 30 | 30 | 30 | 120 |
| Acceso | PRI | P | 730 | 2T | 54 | AZ | | | | | | 15 | | | | | | | 15 |
| Desquinche | PRI | P | 730 | 2T | 55 | AM | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | | | | | 160 |
| Acceso | REC | F | 2560 | 3 | 221 | AZ | | | | | | | 20 | 20 | | | | | 40 |
| Rampa | RPF | V | 2195 | 3T | 516 | AM | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 720 |
| Rampa | SUP | F | 1410 | 1PB | 54 | AM | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | | | | | 160 |
| | | | | | | TOT AL | 305 | 355 | 340 | 320 | 240 | 240 | 215 | 229 | 231 | 230 | 225 | 259 | 3189 |

Fuente: Contratista M&B.

4.2.1. Datos Técnicos del Análisis de Costos Unitarios

En la siguiente tabla se muestran los datos técnicos de la construcción de la rampa.

Tabla 18. *Datos técnicos de la construcción de la rampa (-) 2450 antes de la optimización.*

| Datos técnicos | | |
|-------------------------------------|-----------------|-------------------------|
| Parámetros | Cantidad | Unidad |
| A) Parámetros técnicos | | |
| Tipo de Labor. | Rampa (-) 2450 | |
| Sección Ancho de Labor: | 5.00 | m |
| Altura de Labor: | 4.00 | m |
| Área del frente | 19.379 | m ² |
| Metrado: | 250 | m |
| Clasificación Geomecánica | Regular | |
| Densidad roca: | 3.00 | TM/m ³ |
| Volumen roca por disparo: | 67.05 | m ³ /disparo |
| Tonelaje roca por disparo: | 201.15 | TM/disparo |
| B) Eficiencia de perforación | | |
| Nº Total de taladros/disparo: | 57 | Tal |
| Longitud de barra: | 14 | pies/barra |
| | 4.27 | m/barra |
| Eficiencia en perforación: | 90% | |
| Longitud de perforación efectiva: | 3.84 | m/taladro |
| Eficiencia en avance de disparo: | 90% | |
| Avance por disparo: | 3.46 | m/disparo |

Tabla 19. *Datos técnicos de la construcción de la rampa (-) 2450 después de la optimización.*

| Datos técnicos | | |
|-------------------------------|-----------------|-------------------------|
| Parámetros | Cantidad | Unidad |
| A) Parámetros técnicos | | |
| Tipo de Labor. | Rampa (-) 2450 | |
| Metrado: | 250 | m |
| Sección Ancho de Labor: | 5.00 | m |
| Altura de Labor: | 4.00 | m |
| Área del frente | 19.379 | m ² |
| Clasificación Geomecánica | Regular | |
| Densidad roca: | 3.00 | TM/m ³ |
| Volumen roca por disparo: | 75.19 | m ³ /disparo |
| Tonelaje roca por disparo: | 225.57 | TM/disparo |

| Datos técnicos | | |
|-------------------------------------|-------------|------------------|
| Parámetros | Cantidad | Unidad |
| B) Eficiencia de perforación | | |
| Nº Total de taladros/disparo: | 57 | Tal |
| Longitud de barra: | 14 | pies/barra |
| | 4.27 | m/barra |
| Eficiencia en perforación: | 95% | |
| Longitud de perforación efectiva: | 4.06 | m/taladro |
| Eficiencia en avance de disparo: | 95% | |
| Avance por disparo: | 3.88 | m/disparo |

4.2.2. Análisis de Costos Unitarios y Presupuesto de la Rampa antes de la Optimización

Resumen del procesamiento del presupuesto

Presupuesto 1401003 CONSTRUCCIÓN DE UNA RAMPA DE 5.00 m x 4.00 m
 Subpresupuesto 001 Excavación antes de la optimización

| ESTADÍSTICAS | | Faltantes | Verificados |
|----------------------|--|------------|-------------|
| ITEMS | | | 3 |
| METRADOS | | 0 | 2 |
| ANÁLISIS DE COSTOS | | 0 | 2 |
| PRECIOS | | 0 | 26 |
| ITEMS | | | Total |
| PARTIDAS | | | 2 |
| FORMATOS | | | 0 |
| TÍTULOS Y SUBTÍTULOS | | | 1 |
| COSTOS | | Monto US | |
| COSTO DIRECTO | | 155,252.20 | |
| COSTO INDIRECTO | | 73,744.80 | |
| TOTAL | | 228,997.00 | |
| MANO DE OBRA | | 86,619.08 | |
| MATERIAL | | 36,288.00 | |
| EQUIPOS | | 32,286.50 | |
| SUBCONTRATOS | | 0.00 | |

Figura 28. Resumen del procesamiento del presupuesto.

4.2.2.1. Presupuesto de la rampa antes de la optimización.

En la siguiente figura se muestra el presupuesto de la rampa (-) 2450 de la UEA Huanzalá.

Presupuesto

Presupuesto **1401003 CONSTRUCCIÓN DE UNA RAMPA DE 5.00 m x 4.00 m**
 Subpresupuesto **001 Excavación antes de la optimización**
 Cliente **COMPAÑIA MINERA SANTA LUISA S.A. UEA HUANZALÁ** Costo al **31/03/2023**
 Lugar **ANCASH - BOLOGNESI - HUALLANCA**

| Item | Descripción | Und. | Metrado | Precio U\$ | Parcial U\$ |
|-------|-------------------------------|------|----------|-------------------|-------------|
| 01 | EXCAVACION DE ROCAS | | | | 155,252.20 |
| 01.01 | PERFORACION | m3 | 4,820.00 | 11.50 | 55,430.00 |
| 01.02 | VOLADURA | m3 | 4,820.00 | 20.71 | 99,822.20 |
| | Costo Directo | | | @Precio1 (Número) | 155,252.20 |
| | Gastos Generales (15%) | | | | 23,287.83 |
| | Utilidad (10%) | | | | 15,525.22 |
| | Sub Total | | | | 194,065.25 |
| | IGV (18%) | | | | 34,931.75 |
| | TOTAL PRESUPUESTO | | | | 228,997.00 |

SON : DOSCIENTOS VEINTIOCHO MIL NOVECIENTOS NOVENTISIETE Y 00/100 DOLARES AMERICANOS

Figura 29. Presupuesto de la rampa antes de la optimización.

4.2.2.2. Análisis de costos unitarios antes de la optimización.

Partida: Perforación.

Análisis de precios unitarios

| Presupuesto | 1401003 CONSTRUCCIÓN DE UNA RAMPA DE 5.00 m x 4.00 m | | | Fecha presupuesto | 31/03/2023 | |
|---------------------|--|-------------|-------------|------------------------------|------------|-------------|
| Subpresupuesto | 001 Excavación antes de la optimización | | | | | |
| Partida | 01.01 PERFORACION | | | | | |
| Rendimiento | m3/DIA | MO. 67.0500 | EQ. 67.0500 | Costo unitario directo por : | m3 11.50 | |
| Código | Descripción Recurso | Unidad | Cuadrilla | Cantidad | Precio U\$ | Parcial U\$ |
| Mano de Obra | | | | | | |
| 0101010002 | CAPATAZ | hh | 0.2500 | 0.0447 | 36.92 | 1.65 |
| 01010100060003 | AYUDANTE DE PERFORISTA | hh | 0.2500 | 0.0447 | 21.54 | 0.96 |
| 0101010007 | OPERADOR DE JUMBO | hh | 0.2500 | 0.0447 | 30.77 | 1.38 |
| 01010200010016 | SUPERVISION | hh | 0.1500 | 0.0268 | 55.38 | 1.48 |
| | | | | | | 5.47 |
| Materiales | | | | | | |
| 02450100010008 | BROCA DE 45 mm | und | | 0.0055 | 83.12 | 0.46 |
| 02450100010010 | BROCA DE 101 mm | und | | 0.0055 | 263.76 | 1.45 |
| 02450200010018 | ADAPTADOR PILOTO | und | | 0.0007 | 254.30 | 0.18 |
| 02450200010020 | BARRA DE PERFORACIÓN DE 14 PIES | und | | 0.0014 | 536.00 | 0.75 |
| 0271040051 | SHANK ADAPTER | und | | 0.0007 | 221.92 | 0.16 |
| 0271040053 | COPLA | und | | 0.0011 | 118.91 | 0.13 |
| | | | | | | 3.13 |
| Equipos | | | | | | |
| 0301010006 | HERRAMIENTAS MANUALES | %mo | | 5.0000 | 5.47 | 0.27 |
| 0301160004 | JUMBO ELECTROHIDRAULICO DE UN BRAZO | hm | 0.1300 | 0.0233 | 112.68 | 2.63 |
| | | | | | | 2.90 |

Figura 30. Análisis de costos unitarios para la partida de perforación antes de la optimización.

Partida: Voladura:

**M I N E R A
SANTA LUISA**

S10

Página : 2

Tesista: Bach. Jean Franco BUENO CARHUANCHO

Análisis de precios unitarios

| Presupuesto | 1401003 CONSTRUCCIÓN DE UNA RAMPA DE 5.00 m x 4.00 m | | | Fecha presupuesto | 31/03/2023 | | |
|---------------------|--|-------------|-------------|---------------------------------|------------|-------------|--------------|
| Subpresupuesto | 001 Excavación antes de la optimización | | | | | | |
| Partida | 01.02 VOLADURA | | | | | | |
| Rendimiento | m3/DIA | MO. 67.0500 | EQ. 67.0500 | Costo unitario directo por : m3 | | | 20.71 |
| Código | Descripción Recurso | Unidad | Cuadrilla | Cantidad | Precio U\$ | Parcial U\$ | |
| Mano de Obra | | | | | | | |
| 0101010002 | CAPATAZ | hh | 0.2500 | 0.0447 | 36.92 | 1.65 | |
| 0101010008 | MAESTRO CARGADOR DE TALADRO | hh | 1.0000 | 0.1790 | 30.77 | 5.51 | |
| 0101010009 | AYUDANTE CARGADOR DE TALADRO | hh | 1.0000 | 0.1790 | 21.54 | 3.86 | |
| 01010200010016 | SUPERVISION | hh | 0.1500 | 0.0268 | 55.38 | 1.48 | |
| | | | | | | | 12.50 |
| Materiales | | | | | | | |
| 02040100020001 | ALAMBRE NEGRO N° 16 | kg | | 0.2251 | 1.68 | 0.38 | |
| 0240020016 | PINTURA SPRAY | lat | | 0.0074 | 2.00 | 0.01 | |
| 02410200010005 | CINTA AISLANTE 3/4" x 20 m | und | | 0.0750 | 0.89 | 0.07 | |
| 0246250002 | TUBO PVC 1" | und | | 0.0750 | 1.23 | 0.09 | |
| 0255100005 | CORDON DETONANTE | m | | 0.3001 | 0.12 | 0.04 | |
| 0255100008 | FULMINANTE N° 6 | und | | 0.7803 | 0.09 | 0.07 | |
| 0255100011 | EXAMON | kg | | 3.1513 | 0.48 | 1.51 | |
| 0255100012 | DINAMITA 1 1/2" x 12" 65% | kg | | 0.2650 | 1.95 | 0.52 | |
| 0255100013 | DINAMITA 1 1/8" x 7" 60% | kg | | 0.1775 | 1.88 | 0.33 | |
| 0255100014 | GUIA DE SEGURIDAD | p | | 0.6891 | 0.02 | 0.01 | |
| 0255100015 | FANEL MS | und | | 0.8703 | 1.11 | 0.97 | |
| 0292010004 | COSTAL DE YUTE | m | | 0.3001 | 1.35 | 0.41 | |
| | | | | | | | 4.41 |
| Equipos | | | | | | | |
| 0301220010 | CAMION JDT | hm | 0.2500 | 0.0447 | 85.00 | 3.80 | |
| | | | | | | | 3.80 |

Figura 31. Análisis de costos unitarios para la partida de voladura antes de la optimización.

4.2.3. Análisis de Costos Unitarios y Presupuesto de la Rampa Después de la Optimización

4.2.3.1. Presupuesto de la Rampa Después de la Optimización

| Resumen del procesamiento del presupuesto | | | |
|---|----------------------|--|-------------|
| Presupuesto | 1401003 | CONSTRUCCIÓN DE UNA RAMPA DE 5.00 m x 4.00 m | |
| Subpresupuesto | 001 | Excavación después de la optimización | |
| ESTADISTICAS | | | |
| | | Faltantes | Verificados |
| | ITEMS | | 3 |
| | METRADOS | 0 | 2 |
| | ANALISIS DE COSTOS | 0 | 2 |
| | PRECIOS | 0 | 26 |
| ITEMS | | | |
| | | | Total |
| | PARTIDAS | | 2 |
| | FORMATOS | | 0 |
| | TITULOS Y SUBTITULOS | | 1 |
| COSTOS | | | |
| | | Monto U\$ | |
| | COSTO DIRECTO | 142,286.40 | |
| | COSTO INDIRECTO | 67,586.04 | |
| | TOTAL | 209,872.44 | |
| | MANO DE OBRA | 77,260.87 | |
| | MATERIAL | 36,288.00 | |
| | EQUIPOS | 28,765.64 | |
| | SUBCONTRATOS | 0.00 | |

Figura 32. Resumen del procesamiento del presupuesto.

En la siguiente figura se muestra el presupuesto de la rampa después de la optimización.



S10

Tesista: Bach. Jean Franco BUENO CARHUANCHO

Página

1

Presupuesto

Presupuesto 1401003 CONSTRUCCIÓN DE UNA RAMPA DE 5.00 m x 4.00 m
 Subpresupuesto 001 Excavación después de la optimización
 Cliente COMPAÑIA MINERA SANTA LUISA S.A. UEA HUANZALÁ Costo al 31/03/2023
 Lugar ANCASH - BOLOGNESI - HUALLANCA

| Item | Descripción | Und. | Metrado | Precio U\$ | Parcial U\$ |
|-------|------------------------|------|----------|------------|-------------|
| 01 | EXCAVACION DE ROCAS | | | | 142,286.40 |
| 01.01 | PERFORACION | m3 | 4,820.00 | 10.58 | 50,995.60 |
| 01.02 | VOLADURA | m3 | 4,820.00 | 18.94 | 91,290.80 |
| | Costo Directo | | | | 142,286.40 |
| | Gastos Generales (15%) | | | | 21,342.96 |
| | Utilidad (10%) | | | | 14,228.64 |
| | Sub Total | | | | 177,858.00 |
| | IGV (18%) | | | | 32,014.44 |
| | TOTAL PRESUPUESTO | | | | 209,872.44 |

SON : DOSCIENTOS NUEVE MIL OCHOCIENTOS SETENTIDOS Y 44/100 DOLARES AMERICANOS

Figura 33. Presupuesto de la rampa después de la optimización.

4.2.3.2. Análisis de Costos Unitarios Después de la Optimización

Partida: Perforación:

**M I N E R A
SANTA LUISA**

S10 Página : 1
 Tesista: Bach. Jean Franco BUENO CARHUANCHO

Análisis de precios unitarios

Presupuesto **1401003 CONSTRUCCIÓN DE UNA RAMPA DE 5.00 m x 4.00 m**
 Subpresupuesto **001 Excavación después de la optimización** Fecha presupuesto **31/03/2023**
 Partida **01.01 PERFORACION**

| Rendimiento | m3/DIA | MO. 75.1900 | EQ. 75.1900 | Costo unitario directo por: m3 | | | 10.58 |
|---------------------|-------------------------------------|-------------|-------------|--------------------------------|-------------|--------------|-------------|
| Código | Descripción Recurso | Unidad | Cuadrilla | Cantidad | Precio US\$ | Parcial US\$ | |
| Mano de Obra | | | | | | | |
| 0101010002 | CAPATAZ | hh | 0.2500 | 0.0399 | 36.92 | 1.47 | |
| 01010100060003 | AYUDANTE DE PERFORISTA | hh | 0.2500 | 0.0399 | 21.54 | 0.86 | |
| 0101010007 | OPERADOR DE JUMBO | hh | 0.2500 | 0.0399 | 30.77 | 1.23 | |
| 01010200010016 | SUPERVISION | hh | 0.1500 | 0.0239 | 55.38 | 1.32 | |
| | | | | | | | 4.88 |
| Materiales | | | | | | | |
| 02450100010008 | BROCA DE 45 mm | und | | 0.0055 | 83.12 | 0.46 | |
| 02450100010010 | BROCA DE 101 mm | und | | 0.0055 | 263.76 | 1.45 | |
| 02450200010018 | ADAPTADOR PILOTO | und | | 0.0007 | 254.30 | 0.18 | |
| 02450200010020 | BARRA DE PERFORACIÓN DE 14 PIES | und | | 0.0014 | 536.00 | 0.75 | |
| 0271040051 | SHANK ADAPTER | und | | 0.0007 | 221.92 | 0.16 | |
| 0271040053 | COPLA | und | | 0.0011 | 118.91 | 0.13 | |
| | | | | | | | 3.13 |
| Equipos | | | | | | | |
| 0301010006 | HERRAMIENTAS MANUALES | %mo | | 5.0000 | 4.88 | 0.24 | |
| 0301160004 | JUMBO ELECTROHIDRAULICO DE UN BRAZO | hm | 0.1300 | 0.0207 | 112.68 | 2.33 | |
| | | | | | | | 2.57 |

Figura 34. Análisis de costos unitarios para la partida de perforación.

Partida: Voladura.

**M I N E R A
SANTA LUISA**

S10 Página : 2
 Tesista: Bach. Jean Franco BUENO CARHUANCHO

Análisis de precios unitarios

Presupuesto **1401003 CONSTRUCCIÓN DE UNA RAMPA DE 5.00 m x 4.00 m**
 Subpresupuesto **001 Excavación después de la optimización** Fecha presupuesto **31/03/2023**
 Partida **01.02 VOLADURA**

| Rendimiento | m3/DIA | MO. 75.1900 | EQ. 75.1900 | Costo unitario directo por: m3 | | | 18.94 |
|---------------------|------------------------------|-------------|-------------|--------------------------------|-------------|--------------|--------------|
| Código | Descripción Recurso | Unidad | Cuadrilla | Cantidad | Precio US\$ | Parcial US\$ | |
| Mano de Obra | | | | | | | |
| 0101010002 | CAPATAZ | hh | 0.2500 | 0.0399 | 36.92 | 1.47 | |
| 0101010008 | MAESTRO CARGADOR DE TALADRO | hh | 1.0000 | 0.1596 | 30.77 | 4.91 | |
| 0101010009 | AYUDANTE CARGADOR DE TALADRO | hh | 1.0000 | 0.1596 | 21.54 | 3.44 | |
| 01010200010016 | SUPERVISION | hh | 0.1500 | 0.0239 | 55.38 | 1.32 | |
| | | | | | | | 11.14 |
| Materiales | | | | | | | |
| 02040100020001 | ALAMBRE NEGRO N° 16 | kg | | 0.2251 | 1.68 | 0.38 | |
| 0240020016 | PINTURA SPRAY | lat | | 0.0074 | 2.00 | 0.01 | |
| 02410200010005 | CINTA AISLANTE 3/4" x 20 m | und | | 0.0750 | 0.89 | 0.07 | |
| 0246250002 | TUBO PVC 1" | und | | 0.0750 | 1.23 | 0.09 | |
| 0255100005 | CORDON DETONANTE | m | | 0.3001 | 0.12 | 0.04 | |
| 0255100008 | FULMINANTE N° 6 | und | | 0.7803 | 0.09 | 0.07 | |
| 0255100011 | EXAMON | kg | | 3.1513 | 0.48 | 1.51 | |
| 0255100012 | DINAMITA 1 1/2" x 12" 65% | kg | | 0.2650 | 1.95 | 0.52 | |
| 0255100013 | DINAMITA 1 1/8" x 7" 60% | kg | | 0.1775 | 1.88 | 0.33 | |
| 0255100014 | GUIA DE SEGURIDAD | p | | 0.6891 | 0.02 | 0.01 | |
| 0255100015 | FANEL MS | und | | 0.8703 | 1.11 | 0.97 | |
| 0292010004 | COSTAL DE YUTE | m | | 0.3001 | 1.35 | 0.41 | |
| | | | | | | | 4.41 |
| Equipos | | | | | | | |
| 0301220010 | CAMION JDT | hm | 0.2500 | 0.0399 | 85.00 | 3.39 | |
| | | | | | | | 3.39 |

Figura 35. Análisis de costos unitarios para la partida de Voladura.

4.3. Prueba de Hipótesis

4.3.1. Hipótesis General

La adecuada optimización de la perforación y voladura minimiza los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

Los datos se muestran en la Tabla 20.

Tabla 20. Valor actual neto.

| id | van_ \$ | tipo_excav |
|----|--------------|------------|
| 1 | 1,446,981.20 | 1 |
| 2 | 1,522,797.10 | 1 |
| 3 | 1,598,615.80 | 1 |
| 4 | 1,474,428.50 | 1 |
| 5 | 1,551,240.30 | 1 |
| 6 | 1,445,980.40 | 1 |
| 7 | 1,521,798.10 | 1 |
| 8 | 1,598,616.80 | 1 |
| 9 | 1,474,431.50 | 1 |
| 10 | 1,550,245.30 | 1 |
| 11 | 1,446,980.20 | 1 |
| 12 | 1,322,799.10 | 1 |
| 13 | 1,398,615.80 | 1 |
| 14 | 1,474,432.50 | 1 |
| 15 | 1,550,248.30 | 1 |
| 16 | 1,446,981.50 | 1 |
| 17 | 1,522,799.50 | 1 |
| 18 | 1,598,615.60 | 1 |
| 19 | 1,574,435.20 | 1 |
| 20 | 1,550,250.30 | 1 |
| 21 | 1,642,525.10 | 2 |
| 22 | 1,618,341.80 | 2 |
| 23 | 1,694,158.50 | 2 |
| 24 | 1,769,975.40 | 2 |
| 25 | 1,845,792.20 | 2 |
| 26 | 1,942,530.20 | 2 |
| 27 | 1,718,348.17 | 2 |
| 28 | 1,894,163.50 | 2 |

| id | van_ \$ | tipo_excav |
|----|--------------|------------|
| 29 | 1,969,980.40 | 2 |
| 30 | 1,845,797.20 | 2 |
| 31 | 1,842,535.20 | 2 |
| 32 | 1,718,351.80 | 2 |
| 33 | 1,994,168.50 | 2 |
| 34 | 1,669,986.70 | 2 |
| 35 | 1,845,805.13 | 2 |
| 36 | 1,642,542.70 | 2 |
| 37 | 1,718,357.88 | 2 |
| 38 | 1,794,174.10 | 2 |
| 39 | 1,769,992.30 | 2 |
| 40 | 1,845,808.10 | 2 |

Tabla 21. Definición de variables.

| Variables | Significado | Indicadores | Código |
|------------|-------------------------|-------------|--------|
| tipo_excav | Tipo de excavación | | |
| | Excavación tradicional | Tradicional | 1 |
| | Excavación optimizado | Optimizado | 2 |
| van_ \$ | Valor actual neto en \$ | VAN (\$) | |

1) Estadísticos de la variable rentabilidad (VAN)

Tabla 22. Estadísticos de la variable VAN – Valor Actual Neto en US \$.

| | tipo_excav | N | Missing | Mean | Median | SD |
|---------|--------------------|----|---------|--------------|--------------|------------|
| van_ \$ | excav. tradicional | 20 | 0 | 1,503,564.65 | 1,522,297.60 | 72,970.11 |
| | excav. optimizado | 20 | 0 | 1,789,166.74 | 1,782,083.20 | 111,487.72 |

En la Tabla 22 se observa que el promedio del VAN para el método de excavación tradicional es de US\$ 1,503,564.65 y para el método de excavación optimizado es de US\$ 1,782,083.20.

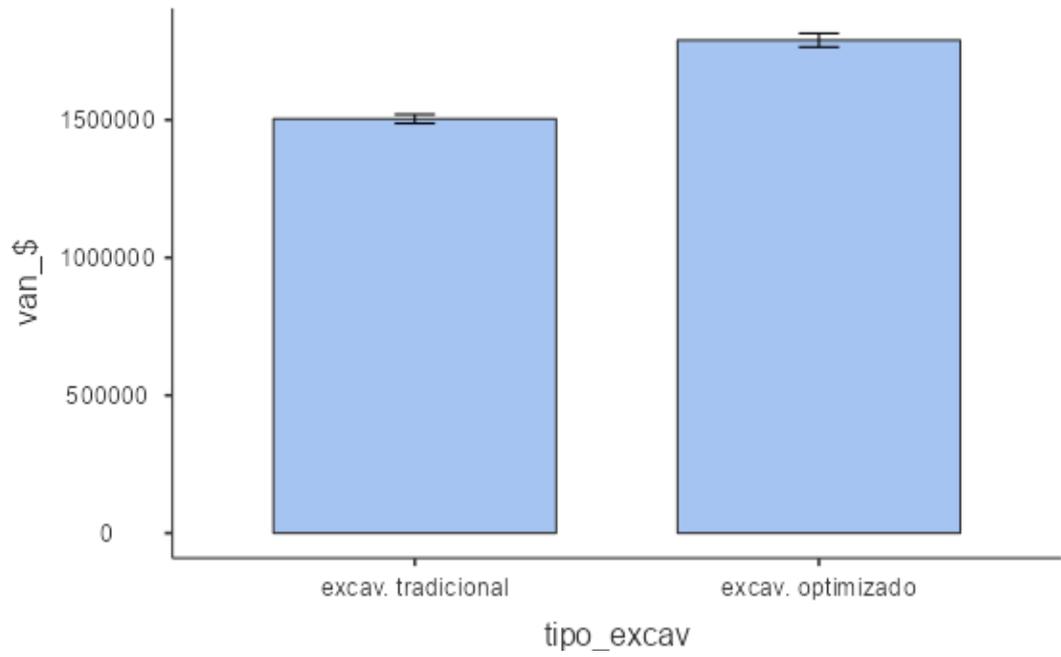


Figura 36. Gráfico de barras para el sistema de excavación tradicional y optimizado de la rampa (-) 2450 de la Unidad Minera santa Luisa.

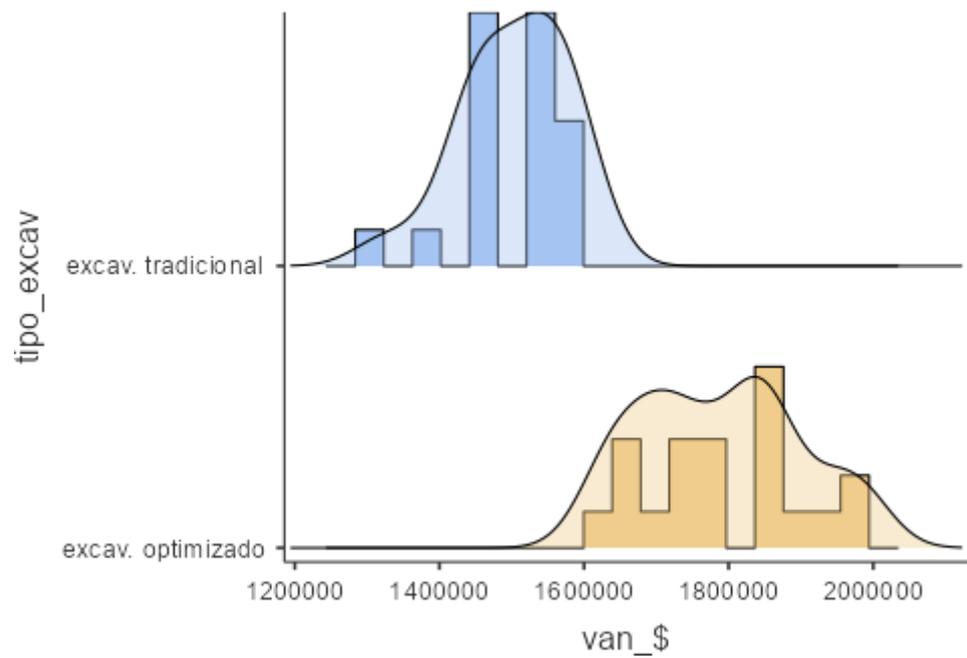


Figura 37. Histograma de los sistemas de excavación tradicional y optimizado de la rampa (-) 2450 de la Unidad Minera Huanzalá.

2) Prueba de normalidad

Sea:

- H_0 : Los datos siguen la tendencia de una curva normal.
- H_1 : Los datos no siguen la tendencia de una curva normal.

Por el programa estadístico tenemos:

Tabla 23. Prueba de normalidad de Shapiro-Wilk.

| | tipo_excav | Mean | Variance | Shapiro-Wilk | |
|--------|--------------------|--------------|-------------------|--------------|-------|
| | | | | W | p |
| van_\$ | excav. tradicional | 1,503,564.65 | 5,324,637,256.65 | 0.932 | 0.167 |
| | excav. optimizado | 1,789,166.74 | 12,429,511,307.14 | 0.954 | 0.434 |

Se obtiene $p > 0.05$

Entonces no se rechaza la hipótesis nula (H_0), en consecuencia los datos siguen la tendencia de la curva normal.

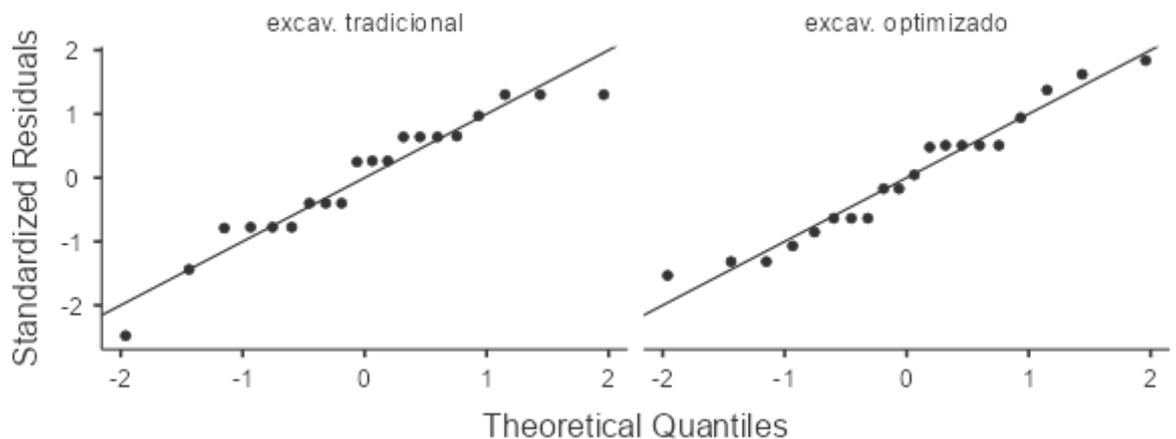


Figura 38. Gráficos Q-Q plot del VAN de la mina para la excavación tradicional y optimizado.

3) Prueba de homocedasticidad (Homogeneidad de varianzas)

Para lo cual tenemos:

- H_0 : La varianza poblacional es homogénea de acuerdo al grupo de comparación.
- H_1 : La varianza poblacional varía de acuerdo al grupo de comparación.

Usando el programa estadístico Jamovi, tenemos:

Tabla 24. Prueba de homocedasticidad (homogeneidad de varianzas). Prueba de Levene's.

| | | F | df | df2 | p |
|--------|----------------|----------|-----------|------------|----------|
| van_\$ | Levene's | 4.433 | 1 | 38 | 0.0419 |
| | Variance ratio | 0.428 | 19 | 19 | 0.0722 |

Note. Additional results provided by *moretests*

Se obtiene $p < 0.05$, por lo que se rechaza la hipótesis nula (H_0), lo que significa que existen diferencias entre el VAN de la Empresa considerando los tipos de excavación tradicional y optimizado en la construcción de la rampa (-) 2450 de la Unidad Minera de Huanzalá.

4) Comparación de grupos independientes

Sean:

- H_0 : La diferencia de las medias es igual a 0.
- H_1 : La diferencia de las medias es diferente de cero.

Usando el programa, tenemos:

Tabla 25. Prueba de t de Student.

| | | Statistic | ±% | df | p | Effect Size |
|--------|----------------------------|------------------|-----------|-----------|----------|--------------------|
| van_\$ | Student's t | -9.586 | | 38 | 1.09E-11 | Cohen's d -3.031 |
| | Bayes factor ₁₀ | 498163616.1 | 0 | | | |

De la Tabla 25 tenemos el valor de $p < 0.05$,

Se obtiene $p < 0.05$ rechazándose la hipótesis nula (H_0), por lo que existen diferencia entre el VAN de la Empresa considerando los tipos de excavación tradicional y optimizado.

La evaluación del tamaño del efecto se realiza mediante el análisis de los criterios de d de Cohen. Ver Tabla 26.

Tabla 26. Criterios para la *d* de Cohen.

| Coefficiente | Interpretación |
|-------------------|----------------|
| Menor a 0.20 | Nulo o Trivial |
| Entre 0.20 y 0.50 | Pequeño |
| Entre 0.50 y 0.80 | Mediano |
| Mayor a 0.80 | Grande |

Observando la Tabla 25, el tamaño del efecto = 3 en valor absoluto, según la Tabla 26, el tamaño del efecto es grande.

Se muestran los indicadores descriptivos de los datos en la Tabla 27.

Tabla 27. Descriptivo de los datos.

| | tipo_excav | N | Mean | Median | SD |
|------|--------------------|----|--------------|--------------|------------|
| van_ | excav. tradicional | 20 | 1,503,564.65 | 1,522,297.60 | 72,970.11 |
| | excav. optimizado | 20 | 1,789,166.74 | 1,782,083.20 | 111,487.72 |

En la Tabla 27 y en la Figura 39 se observan la media y la mediana del VAN de los tipos de excavación utilizados.

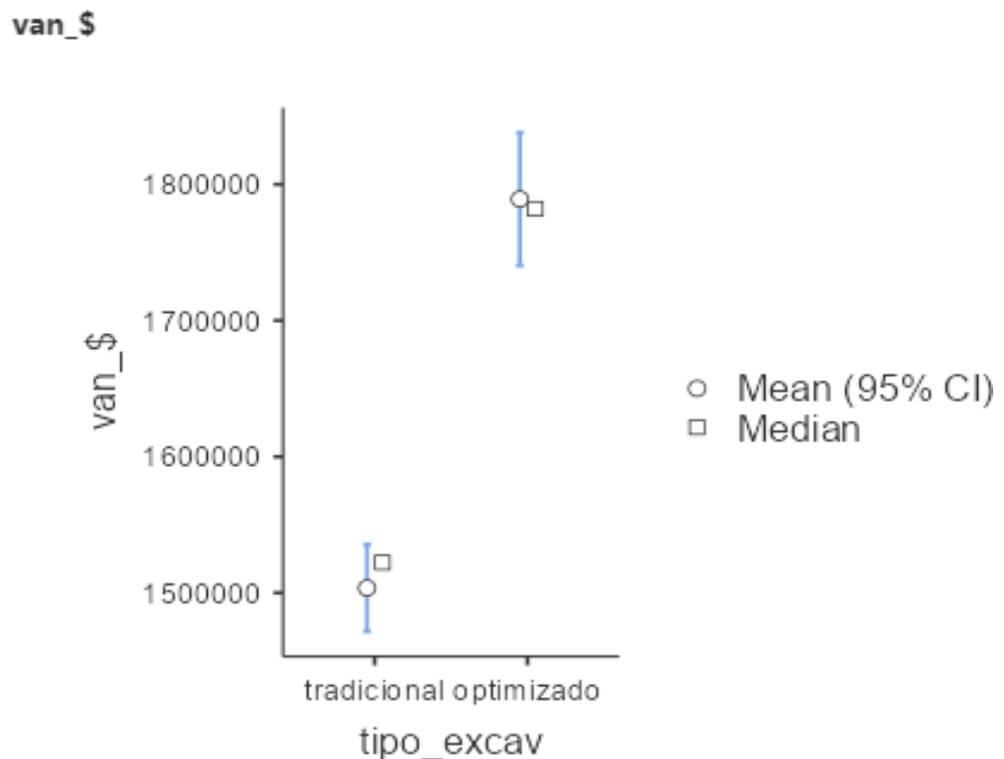


Figura 39. Gráfico de la media y mediana del VAN de la implementación de los tipos de excavación.

Finalmente, por demostración de la comparación de las medias que es $\neq 0$ existen diferencias significativas entre los Valores Actuales Netos de los tipos de excavación tradicional y optimizado, por lo que se demuestra que la optimización de la perforación y voladura influye en la minimización de los costos en la construcción de la rampa (-) 2450 de la Unidad Económica Administrativa de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. y como consecuencia influye en el incremento de la rentabilidad de la mencionada Empresa Minera.

4.3.2. Hipótesis Específicas

4.3.2.1. Primera Hipótesis Específica

La optimización de la perforación minimiza por costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

Ver datos de la Tabla 28.

Tabla 28. Costo de la perforación en US\$/m en la construcción de la rampa (-) 2450.

| id | costop_US\$/m | tipo_excav |
|----|---------------|------------|
| 1 | 222.9 | 1 |
| 2 | 228.7 | 1 |
| 3 | 226.7 | 1 |
| 4 | 234.5 | 1 |
| 5 | 217.0 | 1 |
| 6 | 242.2 | 1 |
| 7 | 248.1 | 1 |
| 8 | 236.4 | 1 |
| 9 | 246.1 | 1 |
| 10 | 230.6 | 1 |
| 11 | 217.0 | 1 |
| 12 | 209.3 | 2 |
| 13 | 203.5 | 2 |
| 14 | 197.7 | 2 |
| 15 | 189.9 | 2 |
| 16 | 191.9 | 2 |
| 17 | 188.0 | 2 |
| 18 | 211.2 | 2 |

| | | |
|----|-------|---|
| 19 | 195.7 | 2 |
| 20 | 199.6 | 2 |
| 21 | 184.1 | 2 |
| 22 | 188.0 | 2 |

Tabla 29. Definición de variables para la prueba de hipótesis por costo de perforación/m³ por tipo de excavación.

| Variables | Significado | Indicadores | Código |
|------------|-----------------------------------|-------------|--------|
| tipo_excav | Tipo de excavación | | |
| | Costo/m de excavación tradicional | tradicional | 1 |
| | Costo/m de excavación optimizada | optimizado | 2 |

1) Prueba de normalidad

Para lo cual tenemos:

- H_0 : Los datos tienen tendencia a una curva normal.
- H_1 : Los datos no tienen tendencia a una curva normal.

El resumen de la prueba se muestra en la Tabla 30.

Tabla 30. Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk y otros).

| | | statistic | p |
|---------------|--------------------|------------------|----------|
| costop_US\$/m | Shapiro-Wilk | 0.952 | 0.352 |
| | Kolmogorov-Smirnov | 0.093 | 0.991 |
| | Anderson-Darling | 0.288 | 0.585 |

Como $p=0.352 > 0.05$

No se rechaza la hipótesis nula (H_0), por lo que la distribución de los datos siguen la tendencia de una curva normal.

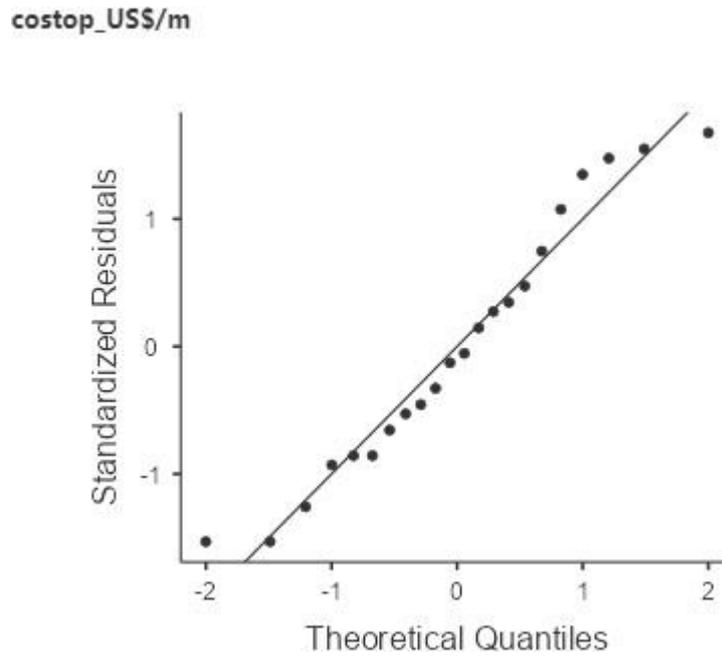


Figura 40. Q-Q plot del costo unitario de perforación (m3) en la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

En la Figura 40 la línea recta representa la curva normal y los puntos representan los residuales, además se observa que los puntos siguen la tendencia de la curva normal.

2) Prueba de homocedasticidad

La prueba de homocedasticidad se refiere a la igualdad de varianzas, para lo cual tenemos:

- H0: La varianza poblacional es homogénea de acuerdo al tipo de excavación.
- H1: La varianza poblacional varía de acuerdo al tipo de excavación.

Usando el programa estadístico, tenemos:

Tabla 31. Prueba de homogeneidad de varianzas (Levene's).

| | | F | df | df2 | p |
|---------------|----------------|----------|-----------|------------|----------|
| costop_US\$/m | Levene's | 0.442 | 1 | 20 | 0.514 |
| | Variance ratio | 1.441 | 10 | 10 | 0.574 |

p=0.514.

Como $p > 0.05$ no se rechaza la H_0 ,

Por tanto se concluye que no existen diferencias estadísticamente significativas entre los grupos de tipo de excavación empleados en la Unidad Minera Huanzalá, entonces las varianzas son homogéneas en cada tipo de excavación.

3) Comparación de grupos independientes

Para lo cual calculamos el pvalor para el t de Student para una prueba paramétrica, así como también el tamaño del efecto de Cohen's d, con las siguientes datos:

- H_0 : La diferencia de las medias = 0.
- H_1 : La diferencia de las $\neq 0$.

Usando el programa estadístico, tenemos:

Tabla 32. T de Student para muestras independientes.

| | | Statistic | df | p | | Effect Size |
|---------------|-------------|-----------|----|----------|-----------|-------------|
| costop_US\$/m | Student's t | 8.424 | 20 | 5.20E-08 | Cohen's d | 3.592 |

De la Tabla 32 tenemos el valor de $p = 5.2 \times 10^{-8}$,

Como $p < 0.05$ se rechaza la hipótesis nula (H_0), por lo que se demuestra la existencia de diferencias significativas entre el costo unitario de perforación con el tipo de excavación tradicional y optimizado.

Para evaluar el tamaño del efecto, tenemos los coeficientes y la interpretación de los criterios de d de Cohen que se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 33. Criterios para la *d* de Cohen.

| Coeficiente | Interpretación |
|-------------------|----------------|
| Menor a 0.20 | Nulo o Trivial |
| Entre 0.20 y 0.50 | Pequeño |
| Entre 0.50 y 0.80 | Mediano |
| Mayor a 0.80 | Grande |

Por lo resultados obtenidos se concluye que el tamaño del efecto es grande.

En la Tabla 34 se muestran los indicadores descriptivos de los datos materia de análisis.

Tabla 34. Descriptivo de las variables.

| | Group | N | Mean | Median | SD | SE |
|---------------|-------------|----|---------|---------|--------|-------|
| costop_US\$/m | Tradicional | 11 | 231.843 | 230.61 | 10.764 | 3.246 |
| | Optimizado | 11 | 196.256 | 195.728 | 8.969 | 2.704 |

En la Tabla 34 y en la Figura 41 se observan la media y la mediana del costo unitario por metro cúbico de perforación según el tipo de excavación utilizados.

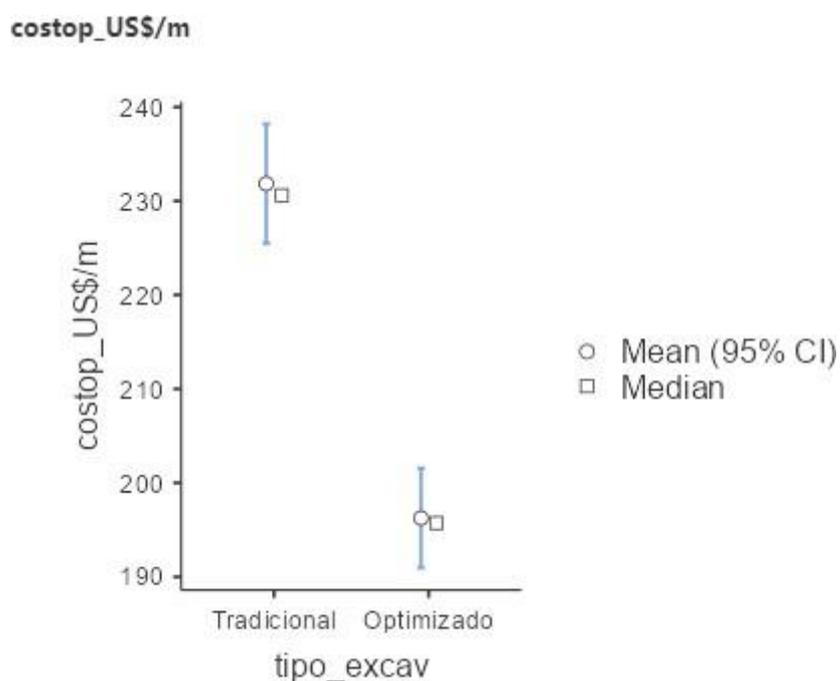


Figura 41. Gráfico de la media y mediana del costo unitario de perforación.

Finalmente, haciendo la comparación de medias se demuestra que este valor es $\neq 0$ existiendo diferencias significativas entre los costos unitarios de perforación mediante los sistemas de excavación tradicional y optimizado, por lo que se concluye que el uso del sistema optimizado influye en la rentabilidad de la Empresa Minera. Ver *Figura 42* y *Figura 43*.

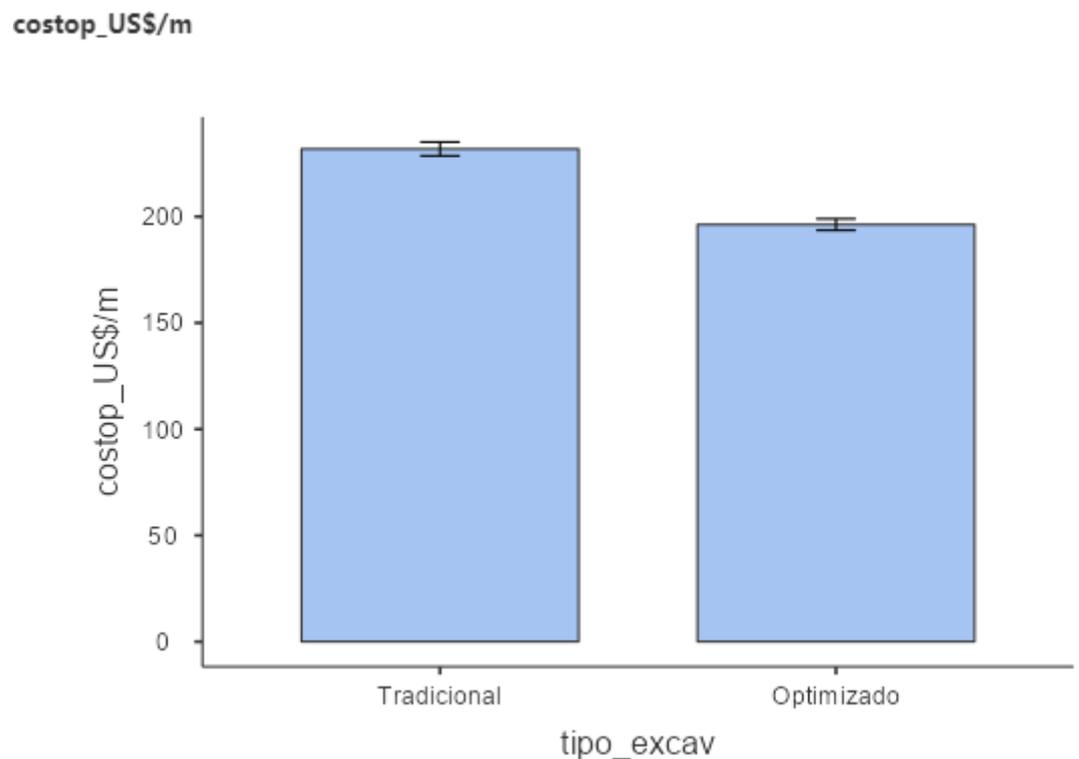


Figura 42. Diagrama de barras del costo unitario de perforación por tipo de excavación.

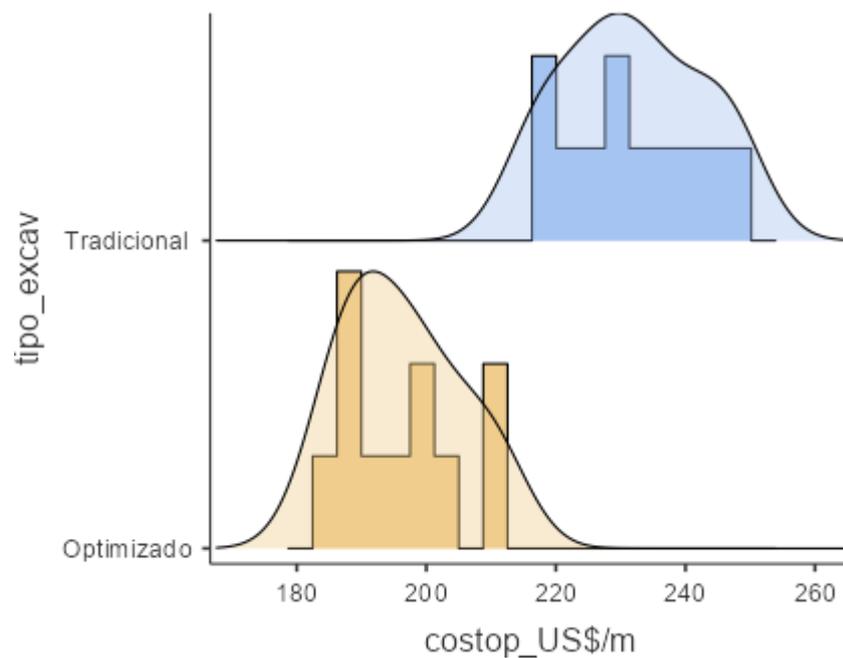


Figura 43. Histograma y densidad del costo unitario de perforación mediante los tipos de excavación.

4.3.2.2. Segunda Hipótesis Específica

La optimización de la voladura minimiza los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

Ver datos de la Tabla 35.

Tabla 35. Costo de voladura por metro en la construcción de la rampa (-) 2450.

| id | costov_US\$/m | tipo_excav |
|----|---------------|------------|
| 1 | 401.3 | 1 |
| 2 | 403.1 | 1 |
| 3 | 404.1 | 1 |
| 4 | 383.7 | 1 |
| 5 | 384.7 | 1 |
| 6 | 420.5 | 1 |
| 7 | 397.3 | 1 |
| 8 | 426.3 | 1 |
| 9 | 416.6 | 1 |
| 10 | 391.5 | 1 |
| 11 | 399.2 | 1 |
| 12 | 367.0 | 2 |
| 13 | 358.5 | 2 |

| | | |
|----|-------|---|
| 14 | 348.8 | 2 |
| 15 | 329.4 | 2 |
| 16 | 339.1 | 2 |
| 17 | 352.7 | 2 |
| 18 | 333.3 | 2 |
| 19 | 310.1 | 2 |
| 20 | 319.8 | 2 |
| 21 | 325.6 | 2 |
| 22 | 368.2 | 2 |

Tabla 36. Definición de variables para la prueba de hipótesis por costo de tipo de excavación.

| Variables | Significado | Indicadores | Código |
|---------------|------------------------------|-------------|--------|
| tipo_excav | Tipo de excavación | | |
| | Excavación tradicional | tradicional | 1 |
| | Excavación optimizado | optimizado | 2 |
| Costov_US\$/m | Costo unitario/m de voladura | | |

1) Prueba de normalidad

Sean:

- H_0 : Los datos se ajustan a una curva normal.
- H_1 : Los datos no se ajustan a una curva normal.

Ver la prueba de normalidad de la Tabla 37.

Tabla 37. Prueba de Shapiro-Wilk.

| | | statistic | p |
|---------------|--------------------|-----------|-------|
| costov_US\$/m | Shapiro-Wilk | 0.968 | 0.672 |
| | Kolmogorov-Smirnov | 0.101 | 0.963 |
| | Anderson-Darling | 0.235 | 0.763 |

Como $p > 0.05$

No se rechaza la hipótesis nula (H_0), por lo que los datos se ajustan a una curva normal.

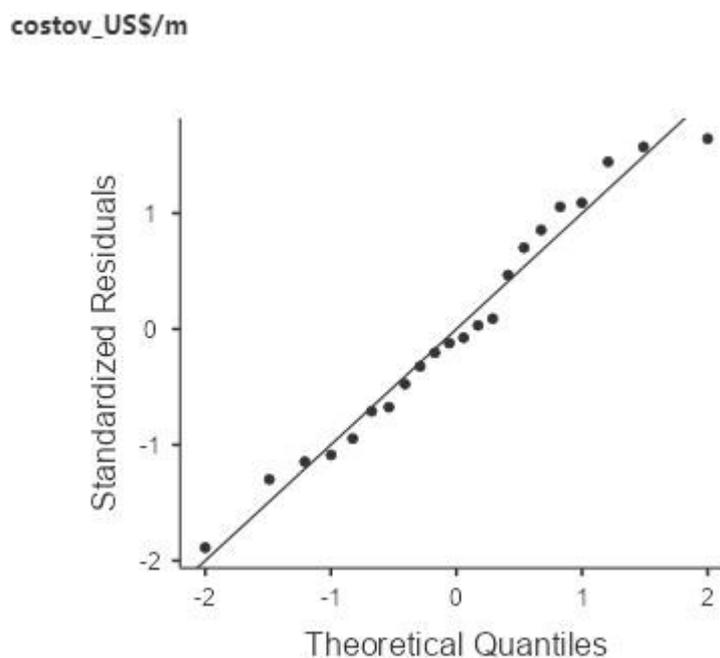


Figura 44. Gráfico del Q-Q plot del costo/m de perforación de la rampa.

En la figura se observa una línea recta con pendiente positiva que representa la curva normal y los puntos representan los residuales, además se observa que los puntos siguen la tendencia de la curva normal.

2) Prueba de homocedasticidad

Para lo cual tenemos:

- H0: La varianza muestral es homogénea de acuerdo al grupo de comparación.
- H1: La varianza muestral varía de acuerdo al grupo de comparación.

Usando el programa estadístico, tenemos:

Tabla 38. Prueba de homogeneidad de varianzas de Levene's.

| | | F | df | df2 | p |
|---------------|----------------|----------|-----------|------------|----------|
| costov_US\$/m | Levene's | 2.351 | 1 | 20 | 0.141 |
| | Variance ratio | 0.512 | 10 | 10 | 0.307 |

Como $p > 0.05$ no se rechaza la H_0 .

Se concluye que la variable en estudio presenta homogeneidad en su varianza entre los grupos tradicional y optimizado.

3) Comparación de grupos independientes

Para lo cual tenemos:

- H0: La diferencia de medias es igual a 0.
- H1: La diferencia de medias es distinto de 0.

Usando el programa estadístico, tenemos:

Tabla 39. Prueba *paramétrica de T de Student*.

| | Statistic | df | p | | Effect Size | |
|---------------|------------------|-----------|----------|----------|--------------------|-------|
| costov_US\$/m | Student's t | 8.539 | 20 | 4.20E-08 | Cohen's d | 3.641 |

De la Tabla 39 tenemos el valor de $p < 0.05$, por lo que se rechaza la H_0 , en consecuencia existen diferencias estadísticamente significativas entre los costos de las labores con tipo de excavación tradicional y optimizado.

Para la evaluación del tamaño del efecto, analizamos los datos de la Tabla 40.

Tabla 40. *Criterios para evaluar el tamaño del efecto*.

| Coefficiente | Interpretación |
|---------------------|-----------------------|
| Menor a 0.10 | Nulo o Trivial |
| Entre 0.10 y 0.30 | Pequeño |
| Entre 0.30 y 0.50 | Mediano |
| Mayor a 0.50 | Grande |

Según los resultados de la Tabla 39, el tamaño del efecto es de 3.64, además según la Tabla 40, este valor es mayor que 0.50, por lo que podemos concluir que el tamaño del efecto es grande.

Además mostramos los indicadores descriptivos de los grupos, en la siguiente tabla:

Tabla 41. *Descriptivo de los grupos*.

| | Group | N | Mean | Median | SD | SE |
|---------------|--------------|----------|-------------|---------------|-----------|-----------|
| costov_US\$/m | Tradicional | 11 | 402.572 | 401.339 | 13.887 | 4.187 |
| | Optimizado | 11 | 341.141 | 339.133 | 19.404 | 5.85 |

En la Tabla 41 y en la Figura 45 se observan la media y la mediana del costo/m de voladura según los tipos de excavación utilizados.

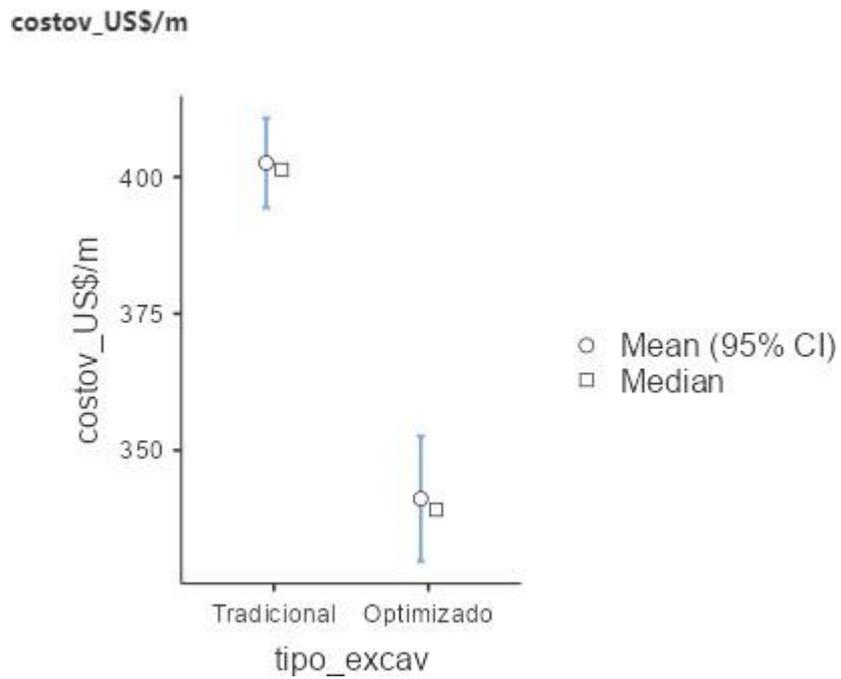


Figura 45. Gráfico de la media y mediana del costo/m de voladura según los tipos de excavación utilizados.

Se concluye por la comparación de medias que es $\neq 0$ la existencia de diferencias significativas entre los costos unitarios de voladura tradicional y optimizado demostrando que el tipo de excavación de la rampa en la Unidad Minera Huanzalá influye en la rentabilidad de la Empresa Minera Huanzalá.

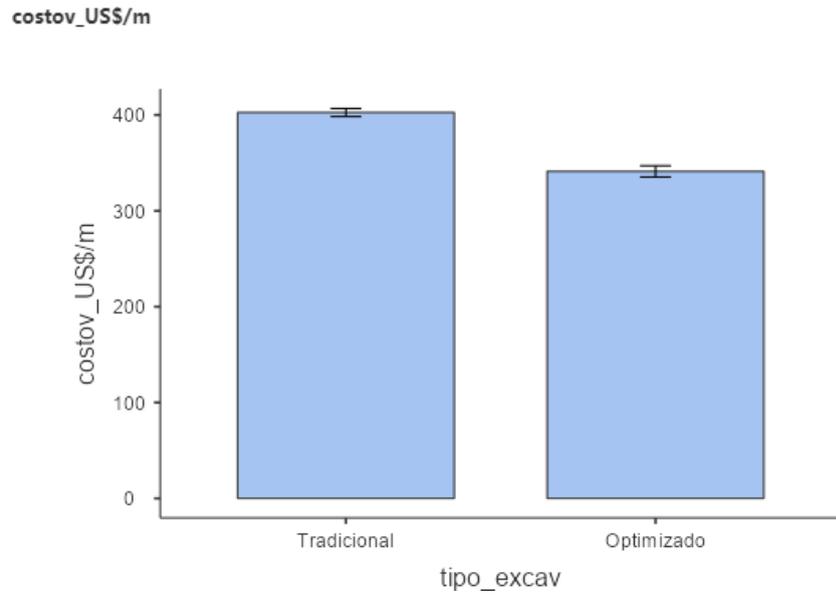


Figura 46. Diagrama de barras del costo/m de voladura de rampa según los tipos de excavación en la Unidad Minera Huanzalá.

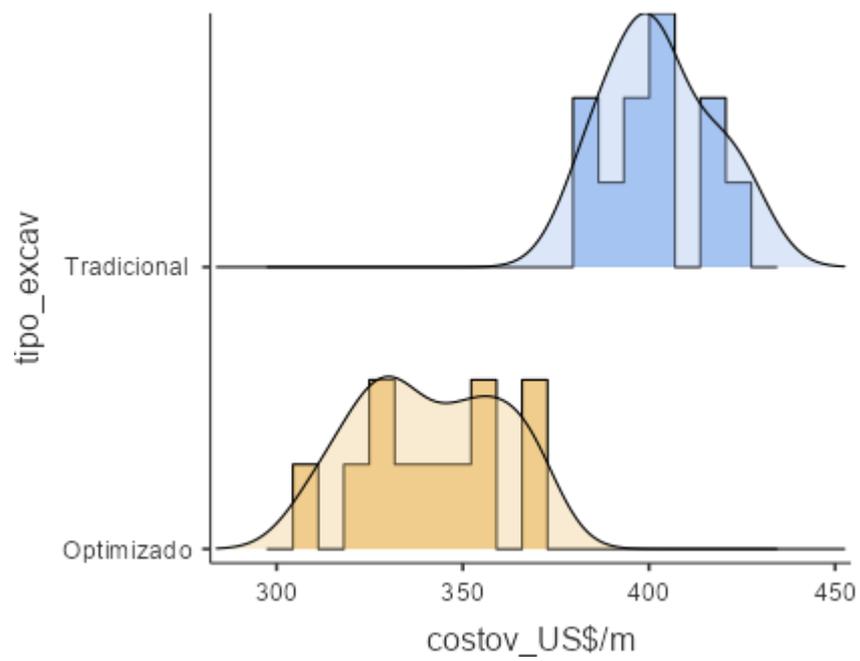


Figura 47. Histograma y densidad del costo por metro lineal de voladura de rampa según los tipos de excavación en la Unidad Minera Huanzalá.

4.4. Discusión de resultados

Teniendo en consideración a los autores citados en el marco teórico, a continuación, se pasa a discutir los resultados estadísticos de manera conjunta.

Tabla 42. Discusión de resultados con los autores del marco teórico.

| Variable | Autor | Similitud | Diferencia | Resultado |
|---------------------------------|---------------------|-------------------------------------|----------------------------------|-----------------------|
| Costo de perforación y voladura | Ramirez Malca | Sección de la galería de 2m x 2.5m | \$/disparo | 175.831 \$/disparo |
| | Meléndez Barzola | Sección de la rampa de 5m x 4m. | Metros/disparo | 3.60 m/disp.. |
| | Cruz Lucano | Sección de la rampa de 4.5m x 4.5m. | Costo por metro lineal | 61.29 US\$/ml |
| | El presente estudio | Sección de la rampa de 5.0m x 4.0m. | Costo unitario por metro cúbico. | US\$ 32.21/m3. |

En el presente estudio se logra la optimización con los siguientes parámetros:

1. El costo tradicional de perforación de la construcción de la rampa es de

222.86 US\$/m, mientras que el costo optimizado de perforación es de 205.03 US\$/m, lográndose un ahorro de 17.83 US\$/m, y en los 250 metros se logra ahorrar la cantidad de US\$ 4,457.50.

2. El costo tradicional de voladura de la construcción de la rampa es de 401.34 US\$/m, mientras que el costo optimizado de la voladura es de 367.04 US\$/m, lográndose un ahorro de 34.3 US\$/m, y en los 250 metros de rampa con metrado de 4820 m³ se obtiene un ahorro de US\$ 8,575.
3. El total ahorrado es de US\$ 13,032.50 en los trabajos de construcción de 250 metros de la rampa.
4. Después del proceso optimización del avance mediante el diseño de la perforación y voladura de rocas se minimizo los costos operacionales en la construcción de la rampa (-) 2450 en la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa lográndose un ahorro de US\$ 13,032.50.

CONCLUSIONES

Las conclusiones de la tesis son las siguientes:

1. El costo de la perforación con el método tradicional es de 222.86 US\$/m, mientras que el costo de la perforación con el método optimizado es de 205.03 US\$/m, obteniendo un ahorro de 17.83 US\$/m, y en los 250 metros se logra ahorrar la cantidad de US\$ 4,457.50.
2. El costo de la voladura con el método tradicional es de 401.34 US\$/m, y el costo de la voladura con el método optimizado es de 367.04 US\$/m, obteniendo un ahorro de 34.3 US\$/m, y en los 250 metros de rampa se obtiene un ahorro de US\$ 8,575.00.
3. El total ahorrado es de US\$ 13,032.50 en los trabajos de construcción de 250 metros de la rampa.
4. Después del proceso optimización del avance mediante el diseño de la perforación y voladura de rocas se minimizo los costos operacionales en la construcción de la rampa (-) 2450 en la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa lográndose un ahorro de US\$ 13,032.50.
5. Se mejoró la eficiencia del disparo pasando de 90 % antes a 95 %.

RECOMENDACIONES

Las recomendaciones son:

1. Es importante realizar un control de la perforación con la finalidad de evitar la sobre rotura de las cajas.
2. Se recomienda realizar una supervisión continua durante la construcción de la rampa.
3. Realizar la capacitación permanente al personal para garantizar la optimización de los trabajos.
4. Exigir a los trabajadores el uso de los implementos de seguridad así como realizar charlas permanentes con la finalidad de evitar accidentes.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Benos, D. J., Fabres, J., Farmer, J., Gutierrez, J. P., Hennessy, K., Kosek, D., Lee, J. H., Olteanu, D., Russell, T., & Shaikh, F. (2005). Ethics and scientific publication. *Advances in Physiology Education*, 29(2), 59–74.
- Bieniawski, Z. (1988). The rock mass rating (RMR) system (geomechanics classification) in engineering practice. In *Rock Classification Systems for Engineering Purposes*. ASTM International.
- Brown, H. Y. (2012). *Clasificaciones Geomecánicas de los Macizos Rocosos según Bieniawski. Barton*. Universidad de los Andes.
- Caballero Zavala, E. E., & Calixto Sotelo, R. (2022). *Implementación de un Modelo Integral de Voladura para optimizar los procesos de ingeniería de la voladura de rocas en galerías de sección de 4x4 m en Compañía Minera Santa Luisa, Unidad Huanzalá*.
- Carbajal Veramendi, E. L. (2020). *Implementación del sistema de gestión de la seguridad y salud ocupacional en base a la norma iso 45001: 2018 para cumplir con el DS 023-2017- EM de M&B minera SAC-compañía Minera Santa Luisa SA-año 2019*.
- Chávez Vásquez, C. J., & Huamaní Rodríguez, J. C. (2018). *Optimización de los tiempos operativos de los equipos trackless para el logro de la productividad en la compañía minera volcan, unidad chungar-2017*.
- Clarkson, M. A. (2022). *Fully Automated Drill and Blast for Mining. Thesis*. University of Southern Queensland.
- Cotrina Leyva, L. E. (2015). *Predicción de fragmentación del macizo rocoso utilizando el modelo predictivo de kuz-ram y chung and katsabanis en la mina huanzalácia. Minera Santa Luisa SA-2013*.

- Cruz Lucano, J. E., & Tovar Huamán, J. L. (2015). *Pérdidas en perforación y voladura en la rampa Carmen, nivel 125 de la unidad Chungar de Compañía Minera Volcan SAA*.
- Cuellar Gonzales, J. L., & Valverde Camero, E. (2022). *Optimización de los Índices de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa Patrick IV para la Reducción de Costos Operacionales, en la UM San Andrés CIA. Minera Marsa 2021*.
- Deere, D. U., & Deere, D. W. (1989). *Rock Quality Designation (RQD) after Twenty Years*.
- DEERE (DON U) CONSULTANT GAINESVILLE FL.
- Elevi Demirci, A.** Dayi, O**, B. . (2002). Underground haulage selection: shaft or ramp for a small-scale underground mine. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 102(5), 255–260.
- Elevli A**, B. . & D. (2004). Multicriteria choice of ore transport system for an underground mine: application of PTOMETHEE methods. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 104(5), 251–256.
- Gertsch, R., Remo, J. L., & Gertsch, L. S. (1997). Near-Earth Resources. *Annals of the New York Academy of Sciences*, 822(1), 468–510.
- Gonen, A., Malli, T., & Kose, H. (2012). Selection of ore transport system for a metalliferous underground mine/Dobór systemu transportu rud w kopalni podziemnej rud metalu. *Archives of Mining Sciences*.
- Gonzales Fernández, C. W. (2016). *Evaluación de la voladura en el método de cámaras y pilares en la Compañía Minera Marsa*.
- Hamrin, H., Hustrulid, W., & Bullock, R. (2001). Underground mining methods and applications. *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*, 3–14.

- Han, F., Li, J., Cai, Y., Wang, Q., & Qiu, J. (2022). Application of Energy-Concentrated Hydraulic Blasting Technology in Tunnel Construction in China. *Shock and Vibration*, 2022.
- Hermansson, L. (1973). Trackless mining at LKAB, Sweden. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 74(1), 11–17.
- Hernández-Sampieri, R. (2010). *Metodología de la investigación* (Mc Graw Hill (ed.); Quinta edi).
- Herrera Barrios, A. F. (2021). *Influencia de la carga operante en taladros largos en la reducción de vibraciones en la Compañía Minera Alpayana SA*.
- Kashyap, S. K., Parhi, D. R. K., Sinha, A., Singh, M. K., & Singh, B. K. (2008). Optimization of Mine Support Parameters Using Neural Network Approach. *Proceedings of the 12th International Conference on Computer Methods and Advances in Geomechanics*, 1770.
- Leon Flores, E. F. (2021). *Propuesta de implementación del proyecto: transición de “Dumper a volquete” en una mina subterránea con análisis de costo y simulación de riesgo*.
- Lucian, C., & Wangwe, E. M. (2013). The usefulness of rock quality designation (RQD) in determining strength of the rock. *International Refereed Journal of Engineering and Science*, 2(9), 36–40.
- Mantell, K. E. (1973). Trackless mining. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 74(1), 39–55.
- 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 SA*. Mohapatra, S. C., Chaudhry, A., & Dogra, T. D. (2018). Ethics in Scientific Publication. *Indian*

Journal of Health Sciences and Care, 5(2), 73–76.

Montané Lobos, S. L. A. (2017). *Metodología para diseño óptimo semiautomático de rampas en minería subterránea*.

Murillo Marroquin, H. A. (2019). *Incremento de Producción de 1700 TM a 2000 TM Para el Plan de Minado 2019 en UEA Huanzala Compañía Minera Santa Luisa S.A.*

Onifade, M., Adebisi, J. A., Shivute, A. P., & Genc, B. (2023). Challenges and applications of digital technology in the mineral industry. *Resources Policy*, 85, 103978.

Ramírez Malca, W. S., & Sandoval Rivera, J. R. (2020). *Evaluación técnica de perforación y voladura para reducir costos operativos de una mina subterránea en Cajamarca–2020*.

Romero Cadillo, N. S. (2018). *Optimización de la perforación y voladura para minimizar costos en la construcción de la rampa (-) 4640 de la mina Pallca, compañía minera Santa Luisa SAC-2018*.

Rustan, A. (1998). *Rock Blasting Terms and Symbols: A Dictionary of Symbols and Terms in Rock Blasting and related areas like drilling, mining and rock mechanics*. CRC Press.

Skempton, A. W., & Chrimes, M. (2002). *A Biographical Dictionary of Civil Engineers in Great Britain and Ireland: 1500-1830* (Vol. 1). Thomas Telford.

Sobko, B., Lozhnikov, O., Levytskyi, V., & Skyba, G. (2019). Conceptual development of the transition from drill and blast excavation to non-blasting methods for the preparation of mined rock in surface mining. *Rudarsko Geolosko Naftni Zbornik*, 34(3), 21–28. <https://doi.org/10.17794/rgn.2019.3.3>

Song, G., Chugh, Y. P., & Wang, J. (2017). A numerical modelling study of longwall

face stability in mining thick coal seams in China. *International Journal of Mining and Mineral Engineering*, 8(1), 35–55.

Vasquez, D., & Arauzo, L. (2021). *Drilling Mesh Design based on Holmberg's Mathematical Model to Decrease Mineral Fragmentation of Blasting Processes at Underground Mines in Peru*.

Yoggy, G. D. (2000). The history of shotcrete. *Shotcrete (American Shotcrete Association)*, 2(4), 28–29.

Zhang, L. (2016). Determination and applications of rock quality designation (RQD). *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(3), 389–397.

Zhang, Z. X. (2008). Impact of rock blasting on mining engineering. *Proceedings of 5th*.

ANEXOS

Tabla 43. Matriz de consistencia.

“Optimización de la Perforación y Voladura para Minimizar Costos en la Construcción de la Rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.”

| Problema | Objetivos | Hipótesis | Variables | Metodología |
|--|---|---|--|---|
| General | General | General | Variable Independiente (X) | |
| ¿Cómo la optimización de la perforación y voladura influye en la minimización de los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.? | Minimizar los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. mediante la optimización de la perforación y voladura. | La adecuada optimización de la perforación y voladura minimiza los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. | X = Optimización de los costos de perforación y voladura en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. Variable Dependiente (Y) Y = Minimizar los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera San Luisa S.A. | Nivel: Descriptivo. Enfoque: Cuantitativo. Método: No experimental. Hipotético deductivo. Diseño: No experimental. |
| Específico 1 | Específico 1 | Específico 1 | Variable Independiente (X) | |
| ¿Cómo la optimización de los costos de perforación influye en la minimización de los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.? | Minimizar los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. mediante la optimización de la perforación. | La optimización de la perforación minimiza los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. | X = Optimización de los costos de perforación y voladura en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. | |
| <u>INDICADORES:</u> | | | | |

Específico 2

¿Cómo la optimización de los costos de voladura influye en la minimización de los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.?

Específico 2

Minimizar los costos en la construcción de la rampa 2450 de la UEA Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. mediante la optimización de la voladura.

Específico 2

La optimización de la voladura minimiza los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

X_1 = Optimización de los costos de perforación en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

X_2 = Optimización de los costos de voladura en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera Santa Luisa S.A.

Variable Dependiente (Y)

Y = Minimizar los costos en la construcción de la rampa 2450 de la Unidad Minera Huanzalá de la Compañía Minera San Luisa S.A.

INDICADORES:

Y_1 = Costo de la rampa con el sistema tradicional (CT).

Y_2 = Costo de la rampa con el sistema optimizado (CO).

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 44. Valor por RQD

| Descripción | RQD | Notas |
|--------------|----------|--|
| A. Muy mala | 0 – 25 | 1. Donde RQD < 10 (incluso cero) asignar el valor 10. |
| B. Mala | 25 – 50 | |
| C. Regular | 50 – 75 | 2. Los valores de RQD son suficientes en intervalos de 5. Ejemplo: 100, 95, 90. Son suficientemente precisos |
| D. Buena | 75 – 90 | |
| E. Muy buena | 90 – 100 | |

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Santa Luisa, 2016

Tabla 45. Valor por sistema de discontinuidades (Jn)

| Número de sistemas de fisuras | Jn | Notas |
|---|-----------|-------------------------------------|
| A. Masivo, sin o con pocas fisuras | 0.5 - 1.0 | |
| B. Un sistema de fisuras. | 2 | |
| C. Un sistema de fisuras más una aislada | 3 | |
| D. Dos sistemas de fisuras. | 4 | 1. Para cruces en túneles (3.0* Jn) |
| E. Dos sistemas de fisuras más una aislada | 6 | |
| F. Tres sistemas de fisuras. | 9 | 2. Para portales utilizar (2.0* Jn) |
| G. Tres sistemas de fisuras más una aislada. | 12 | |
| H. Cuatro o más sistemas de fisuras, fisuración, I. Roca triturada, suelos. | 15 | |
| I. Roca triturada, suelos. | 20 | |

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Santa Luisa, 2016

Tabla 46. Valor de rugosidad de las fracturas

| Descripción | Jr | Notas |
|---|-----|---|
| a) Contacto en las paredes y b) Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm. | | I. Las descripciones están referidas a caracteres en órdenes de pequeña a mediana escala. |
| A. Fisuras sin continuidad. | 4 | |
| B. Rugosas o irregulares, corrugadas. | 3 | II. Añade 1.0 si espaciamiento promedio de la familia principal es > de 3 m. |
| C. Suaves, corrugación suave. | 2 | |
| D. Reliz de falla, o superficie de fricción ondulación* | 1.5 | |

| | | |
|--|-----|---|
| E. Rugosas o irregulares pero planas. F. Lisas y planas. | 1.5 | III. Jr = 0.5 para juntas lisas y planos con alineaciones orientadas según la dirección del esfuerzo. |
| F. Lisas y planas. | 1.0 | |
| G. Reliz de falla o superficie de fricción* plano | 0.5 | |
| c) Sin contacto de roca después de un cizalleo de 10 cm. | | |
| H. Zona que contiene numerales arcillosos de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes. | 1.0 | |
| I. Zona arenosa, de grava o roca triturada espesor suficiente para impedir el contacto de paredes. | 1.0 | |

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Santa Luisa, 2016

Tabla 47. Valor de alteración de las juntas

| Descripción | Ja | Notas |
|--|----------------|---|
| a) Contacto en las paredes de roca. | | |
| A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable. | 0.75 | |
| B. Paredes inalteradas, sólo con manchas de superficie. | 1.0 (25 -35°) | I. Los valores de Q El ángulo de fricción residual, se indica como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración si es que están presentes. |
| C. Paredes ligeramente alteradas con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca triturada sin arcilla | 2.0 (25 - 30°) | |
| D. Recubrimiento limosos o arenosos arcillosos pequeñas partículas de arcilla (inablandable) | 3.0 (20°-25°) | |
| E. Recubrimiento ablandables o con arcilla de baja fricción o sea kaolinita o mica. También clorita, talco, yeso y grafito, etc. y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimientos sin continuidad de 1-2 mm de espesor o menos). | 4.0 (8°-16°) | |
| b) Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm. | | |
| F. Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla, etc. | 5.0(25° - 30°) | |
| G. Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables (continuos < 5mm de espesor) | 6.0(16° - 25°) | |
| H. Rellenos de minerales arcillosos de consolidación media o baja (continuos < 5mm de espesor) | 7.0 (8° - 16°) | |

| Descripción | Ja | Notas |
|--|--------------------------|-------|
| J. Rellenos de arcillas expansivas, o sea montomorillonita. (Continuos < 5mm de espesor). El valor J. depende del porcentaje de partículas expansivas y del acceso al agua. | 8.0 - 12 (6° - 12°) | |
| c) Sin contacto de las paredes después del cizalleo. | | |
| K. Zonas o capas de roca y arcilla desintegrada. | 6.0 – 8.0 | |
| L. o triturada (véase G. H y J para la descripción condiciones de arcilla) | 0.8 – 12.0 (6° - 24°) | |
| N. Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa. pequeñas fracciones de arcilla (inablandable) | 5 | |
| Q. Zonas o capas gruesas y condiciones | 10 -13 | |
| P. de arcilla (véase G. H. y J. Para las condiciones de la arcilla) | 13 - 20 (6° - 24°) | |

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Santa Luisa, 2016

Tabla 48. Factor de reducción por agua de las fisuras (J_w)

| Descripción | J_w | Presión H ₂ O | Notas |
|--|----------|--------------------------|---|
| A. Excavación seca o poca infiltración o sea <5 Lt/min. Localmente | 1 | <1.0 | I. Los factores C a F son estimaciones aproximadas. Aumenta J_w si se instalan drenes. |
| B. Infiltración o presión medianas con lavado ocasional de los rellenos. | 0.66 | 1.0-2.5 | |
| C. Gran infiltración o presión alta en roca competente con juntas sin relleno. | 0.5 | 2.5-10. | II. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración. |
| D. Gran infiltración a presión alta. Lavado importante de los rellenos. | 0.33 | 2.5-10 | |
| E. Infiltración o presión excepcionalmente altas con las voladuras. disminuyendo con el tiempo | 0.2-0.1 | >10 | |
| F. Infiltración o presión excepcionalmente altas en todo momento. | 0.1-0.05 | >10 | |

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Santa Luisa, 2016

Tabla 49. Factor de reducción por esfuerzos (SRF)

| Descripción | Valor SRF |
|--|-----------|
| a) Intersección de zonas de debilidad con la excavación, los cuales podrían causar la caída de bloques de roca durante la excavación. | |
| A) Presencia de múltiples zonas de debilidad con arcillas o roca descompuesta; roca circundante bastante suelta (cualquier profundidad). | 10.00 |
| B) Zonas de debilidad aisladas con arcilla o roca descompuesta químicamente (profundidad de excavación <50 m). | 5.00 |
| C) Zona de debilidad aisladas con arcilla o roca descompuesta químicamente (profundidad de excavación > 50). | 2.50 |
| D) Múltiples zonas de cizalla en roca competente sin arcilla, roca suelta circundante (cualquier profundidad). | 7.50 |
| E) Zona de cizalla aislada de rocas competentes, sin arcilla (profundidad de excavación < 50). | 5.00 |
| F) Zona de cizalla aisladas en roca competente, sin arcilla (prof. de excavación > 50). | 2.50 |
| G) Juntas abiertas sueltas, densamente fracturada (cualquier profundidad) | 5.00 |

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Santa Luisa, 2016

Tabla 50. Factor de reducción por esfuerzos (SRF)

| Descripción | Valor SRF | σ_c/σ | σ_t/σ_1 |
|--|-----------|-------------------|---------------------|
| b) Roca competente: roca con problemas de esfuerzos. | | | |
| H) Esfuerzos bajo; cerca de la superficie. | 2.5 | > 200 | > 13 |
| J) Esfuerzo moderado. | 1 | 200 -10 | 13 – 0.6 |
| K) Esfuerzo elevado, estructura bastante apretadas; por la general favorable para la estabilidad, podría ser desfavorable para la estabilidad de la pared. | 0.5 -2 | 10 – 5 | 0.66 -0.33 |
| L) Suave estallido de roca (para masiva). | 5 – 10 | 5 – 2.5 | 0.33 -0.16 |
| M) Fuerte estallido de roca (roca masiva). | 10 – 20 | <2.5 | 0.16 |

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Santa Luisa, 2016

Tabla 51. Factor de reducción por esfuerzos (SRF)

| Descripción | Valor SRF |
|--|-----------|
| c) Roca deformable: flujo plástico en roca incompetente bajo elevadas presiones del macizo. | |
| N) Suave presión de deformación. | 5 – 10 |
| O) Fuerte presión de deformación. | 10 – 20 |
| d) Roca expansiva: expansión química dependiendo de deformación. | |
| P) Baja presión de expansión. | 5 – 10 |
| R) Elevada presión de expansión. | 10 – 20 |

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Santa Luisa, 2016

Tabla 52. Notas acerca de (SRF)

| Notas acerca de SRF | |
|---------------------|---|
| I. | Reducción de valores de SRF de 25 – 50 % si las zonas de fracturas importantes ejercen influencia pero no cruzan la excavación. |
| | Para un campo de esfuerzos virgen, fuertemente anisotrópicos (si es medido): |
| II. | Cuando: $5 \leq \sigma_1 / \sigma_2 \leq 10$, reduce σ_c a $0.8 \sigma_c$ y σ_t a $0.8 \sigma_t$ Cuando: Donde σ_c = Esfuerzo de no confinada. |
| III. | Hay pocos casos registrados donde la profundidad del techo sea menor que el ancho del claro. Se sugiere el incremento del SRF de 2.5 a 5 para tales casos (ver H) |

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Santa Luisa, 2016

Tabla 53. Tipo de excavación.

| Tipo de excavación | ESR |
|---|-----|
| A. Excavación minera provisional. | 3-5 |
| B. Excavación minera permanente, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con la excepción de las cámaras de alta presión para compuerta), túneles piloto (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes. | 1.6 |
| C. Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles, carreteras y ferrocarriles pequeños. Cámaras de alta presión, túneles auxiliares. | 1.3 |
| D. Casas de máquinas, túneles, carreteras y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel. | 1.0 |
| E. Estaciones núcleo-eléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes, reuniones y fábricas. | 0.8 |

La ESR es más o menos análoga al inverso del “factor de seguridad” empleado en el diseño de talud. La relación entre el índice de calidad para túneles Q y la dimensión equivalente de una excavación que se sostendrá sin ademe. Barton, Lien, y Lunde y Barton, presentaron unas graficas mucho más complicadas a partir de las cuales se pueden estimar las necesidades del sistema ademe; mediante estas graficas mostradas a continuación.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Santa Luisa, 2016

Tabla 54. Calidad de roca definida por la clasificación NGI

| Calidad de roca | Valor de Q |
|--|-------------------|
| Macizo de calidad excepcionalmente mala | 0.01 – 0.01 |
| Macizo de calidad extremadamente mala | 0.01 – 0.1 |
| Macizo de calidad muy mala | 0.1 – 1.0 |
| Macizo de calidad mala | 1.0 – 4.0 |
| Macizo de calidad regular | 4.0 – 10.0 |
| Macizo de la calidad buena | 10.0 – 40.0 |
| Macizo de calidad muy buena | 40.0 – 100.0 |
| Macizo de calidad extremadamente buena | 100.0 – 400.0 |
| Macizo de calidad excepcionalmente buena | 400.0 – 1000.0 |

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Santa Luisa, 2016