

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



T E S I S

**Optimización del Sostenimiento Mediante el Concreto Lanzado
Vía Seca en la Unidad Minera Americana de la Compañía
Minera Alpayana S.A.**

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

Autor:

Bach. Junior Jesús HILARIO 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 del Sostenimiento Mediante el Concreto Lanzado
Vía Seca en la Unidad Minera Americana de la Compañía
Minera Alpayana S.A.**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Joel Enrique OSCUVILCA TAPIA
PRESIDENTE

Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO
MIEMBRO

Mg. Wenceslao Julio LEDESMA VELITA
MIEMBRO



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



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 055 -2024

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 Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bach. Junior Jesus HILARIO CARHUANCHO

Escuela de Formación Profesional
Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:
Tesis

Título del trabajo
“Optimización del Sostenimiento Mediante el Concreto Lanzado Vía Seca en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.”

Asesor:
Mg. Floro Pagel ZENTENO GOMEZ

Índice de Similitud: **22 %**

Calificativo
APROBADO

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

Cerro de Pasco, 21 de octubre de 2024.

Sello y Firma del responsable
de la Unidad de Investigación

DEDICATORIA

La tesis lo dedico con mucha satisfacción a mi madre Hercilia Carhuancho por su abnegada dedicación y por ser fuente de inspiración para seguir logrando mis objetivos. También la tesis lo dedico a mi familia quienes me enseñaron y me prepararon para afrontarla la vida y ser mi apoyo emocional en todo momento.

AGRADECIMIENTO

El autor desea expresar su sincero agradecimiento a los trabajadores de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A. donde laboro actualmente por brindarme las facilidades para desarrollar el presente trabajo.

Mi agradecimiento a los profesores de la Facultad de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión por sus consejos y enseñanzas.

Mi agradecimiento al Asesor de la Tesis por su constante estímulo y valiosas sugerencias y aportes durante los días de investigación en la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión y también por la lectura crítica del manuscrito de la tesis.

RESUMEN

El concreto lanzado se utiliza habitualmente como soporte superficial de excavaciones mineras subterráneas profundas con el fin de disipar la energía de los fallos violentos del macizo rocoso. Los datos de ensayos de resistencia en laboratorio y las observaciones de campo indican que la disposición óptima del sostenimiento superficial es reforzar el hormigón proyectado con malla de acero totalmente encapsulada. La integración del concreto lanzado y la malla metálica aumenta la capacidad de disipación de energía del sistema de soporte superficial, maximiza la transferencia de carga al refuerzo y garantiza que ambos componentes del sistema de soporte superficial se carguen simultánea y equitativamente. Si finalmente se carga hasta el fallo, el hormigón proyectado reforzado con malla suele fallar en grandes bloques definidos por el patrón de refuerzo. Este modo de fallo es indicativo de la capacidad de contención del soporte superficial continuo entre los elementos de refuerzo adyacentes.

Existen diferencias estadísticamente significativas entre los porcentajes de rebote del concreto lanzado vía seca de los grupos de control de 32.9% y experimental de 16%, por lo que se demuestra que la optimización de la aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas incrementa la rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.

Luego del estudio se concluye que existen diferencias estadísticamente significativas entre los costos de los tipos de sostenimiento de los grupos de control y experimental usando el concreto lanzado vía seca en la Unidad Mineras Americana de la Empresa Minera Alpayana S.A. de 358 \$/m³ a 315 \$/m³ lo que significa la reducción de costos en la Empresa Minera Alpayana S.A.

PALABRAS CLAVES: Macizo rocoso, soporte preventivo, sostenimiento, concreto lanzado.

ABSTRACT

Shotcrete is commonly used as surface support for deep subway mine excavations in order to dissipate the energy of violent rock mass failure. Laboratory strength test data and field observations indicate that the optimum surface support arrangement is to reinforce shotcrete with fully encapsulated steel mesh. The integration of shotcrete and steel mesh increases the energy dissipation capacity of the surface support system, maximizes load transfer to the reinforcement, and ensures that both components of the surface support system are loaded simultaneously and equally. If ultimately loaded to failure, mesh-reinforced shotcrete typically fails in large blocks defined by the reinforcement pattern. This failure mode is indicative of the restraint capacity of the continuous surface support between adjacent reinforcement elements.

There are statistically significant differences between the rebound percentages of the dry shotcrete of the control group of 32.9% and the experimental group of 16%, thus demonstrating that the optimization of the application of dry shotcrete in the support of subway workings increases profitability at the American Mining Unit of Compañía Minera Alpayana S.A.

After the study, it is concluded that there are statistically significant differences between the costs of the types of support of the control and experimental groups using dry shotcrete in the American Mining Unit of Compañía Minera Alpayana S.A. from 358 \$/m³ to 315 \$/m³, which means the reduction of costs in Compañía Minera Alpayana S.A.

KEY WORDS: Rock mass, preventive support, support, shotcrete.

INTRODUCCIÓN

El concreto lanzado es un producto de soporte de superficies en el que se aplica concreto especialmente mezclado a alta velocidad sobre superficies de excavación de roca para lograr la integridad de la masa rocosa y la capacidad de carga. Resulta especialmente útil cuando el macizo rocoso es de mala calidad y en la actualidad está ampliamente aceptado en toda la industria minera mundial, sobre todo en minas profundas propensas a la rotura violenta de la roca debido a los cambios de tensión inducidos por la minería (Villaescusa, 2014). El concreto lanzado proporciona la consolidación de la zona de roca suelta alrededor del límite de la excavación, idealmente penetrando pequeñas fracturas perimetrales para proporcionar confinamiento a la masa rocosa entre los elementos de refuerzo adyacentes (Thompson et al., 2012). El diseño por lotes del hormigón proyectado puede incluir fibras finas de acero o plástico dentro de la matriz de hormigón. Estos productos se denominan hormigón proyectado reforzado con fibras. Las capas de hormigón proyectado que recubren una excavación pueden deformarse plásticamente cuando se someten a cargas dinámicas (Saw et al., 2013). Barrett & McCreath, 1995, identificaron seis posibles mecanismos de fallo del concreto lanzado. Estos incluyen pérdida de adherencia, flexión, corte directo, corte por punzonamiento, compresión y tracción. La prevalencia individual de cada mecanismo de fallo del hormigón proyectado depende en gran medida del mecanismo de fallo de la masa rocosa, que define las características de la masa de carga y sus desplazamientos asociados. La pérdida de adherencia y el fallo por flexión se consideran las formas más comunes de fallo del hormigón proyectado (Holmgren, 1977). El fallo por adherencia puede ocurrir debido a la separación del hormigón proyectado de las superficies rocosas de baja fricción. El fallo por flexión se asocia generalmente con el abultamiento de la masa rocosa y puede producirse tras una amplia variedad de mecanismos de fallo de la masa rocosa. El mecanismo de fallo por cizallamiento directo requiere que una carga diferencial actúe sobre la capa de hormigón proyectado a través de un límite muy estrecho. Los

desplazamientos asociados a la rotura por cizallamiento de discontinuidades geológicas orientadas sub perpendicularmente a la superficie de excavación podrían generar tales condiciones de carga.

ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
ÍNDICE	

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema	1
1.2. Delimitación de la investigación	2
1.3. Formulación del problema.....	2
1.3.1. Problema general	2
1.3.2. Problemas Específicos	2
1.4. Formulación de los objetivos.....	2
1.4.1. Objetivo general	2
1.4.2. Objetivos Específicos	2
1.5. Justificación de la investigación	3
1.6. Limitaciones de la investigacion.....	3

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio	4
2.2. Bases teóricas científicas.....	7
2.2.1. Concreto Lanzado de Mezcla Seca	7
2.2.2. Componentes del Shotcrete	8
2.2.3. Control de Slump.....	8
2.2.4. Estudio Granulométrico de los Áridos.....	9
2.2.5. Ubicación y Accesibilidad de la UM Americana-Alpayana	12

2.2.6. Historia.....	18
2.2.7. Geología Regional de la Unidad Minera Americana	18
2.2.8. Geología Estructural.....	20
2.2.9. Geología Local	22
2.2.10. Geología Económica	22
2.2.11. Métodos de Explotación	24
2.3. Definición de términos básicos	35
2.4. Formulación de hipótesis	39
2.4.1. Hipótesis general.....	39
2.4.2. Hipótesis Específicas	39
2.5. Identificación de variables.....	40
2.6. Definición operacional de variables e indicadores.....	40

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1. Tipo de Investigación	42
3.2. Nivel de investigación	42
3.3. Métodos de investigación	42
3.4. Diseño de investigación	42
3.5. Población y muestra	42
3.5.1. Población	42
3.5.2. Muestra	42
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	43
3.6.1. Técnicas.....	43
3.6.2. Instrumentos.....	43
3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación	43
3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos	43
3.9. Tratamiento estadístico.....	43
3.10. Orientación ética filosófica y epistémica.....	43

CAPITULO IV
RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	Descripción del trabajo de campo	45
4.1.1.	Estado Actual del Concreto Lanzado Vía Seca en la UM Americana	45
4.1.2.	Equipos	47
4.1.3.	Granulometría	51
4.1.4.	Módulo de Fineza.....	52
4.1.5.	Humedad del agregado	52
4.1.6.	Cemento.....	53
4.1.7.	Agua.....	53
4.2.	Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	54
4.2.1.	Granulometría del Agregado para el Shotcrete Antes del Estudio	54
4.2.2.	Granulometría del Agregado Después del Estudio	54
4.2.3.	Uso de Calibradores.....	56
4.2.4.	Control del Ángulo de Lanzado del Shotcrete.....	56
4.2.5.	Distancia y Movimiento del Lanzado	58
4.2.6.	Tiempo de Lanzado de Concreto Lanzado	58
4.2.7.	Costos de Lanzado de Shotcrete.....	60
4.3.	Prueba De Hipótesis	66
4.3.1.	Hipótesis General.....	66
4.3.2.	Hipótesis Específicas	72
4.4.	Discusión de resultados.....	84

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1. ESQUEMA SIMPLIFICADO DE UN SISTEMA TÍPICO DE CONCRETO LANZADO DE MEZCLA SECA.	7
FIGURA 2. CONO DE ABRAMS	8
FIGURA 3. (A) MUESTRAS DE ÁRIDOS, (B) TAMICES, (C) MÁQUINA DE TAMIZADO.	10
FIGURA 4. CURVA GRANULOMÉTRICA.	11
FIGURA 5. ABERTURA DEL TAMIZ.....	12
FIGURA 6. MAPA DE UBICACIÓN DEPARTAMENTAL DE LA UNIDAD MINERA AMERICANA. ...	14
FIGURA 7. MAPA DE LOCALIZACIÓN DE LA UNIDAD MINERA AMERICANA.....	15
FIGURA 8. MAPA DE ACCESIBILIDAD A LA UNIDAD MINERA AMERICANA.	16
FIGURA 9. ZONA EL CARMEN - UNIDAD MINERA AMERICANA DE LA COMPAÑÍA MINERA ALPAYANA S.A.	17
FIGURA 10. COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DE LA UNIDAD MINERA AMERICANA.....	19
FIGURA 11. FORMACIONES GEOLÓGICAS DE LA UNIDAD MINERA ALPAYANA.	21
FIGURA 12. PLANO GEOLÓGICO DE LA UNIDAD MINERA ALPAYANA.....	23
FIGURA 13. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL STOPING.	24
FIGURA 14. MODELAMIENTO.....	25
FIGURA 15. PERFORACIÓN EN POSITIVO DEL NIVEL INFERIOR.....	25
FIGURA 16. VOLADURA EN POSITIVO DEL NIVEL INFERIOR.	26
FIGURA 17. PERFORACIÓN EN POSITIVO Y NEGATIVO DEL NIVEL INTERMEDIO.	26
FIGURA 18. VOLADURA EN NEGATIVO DEL NIVEL INTERMEDIO.	27
FIGURA 19. LIMPIEZA DE MINERAL NIVEL INTERMEDIO.....	27
FIGURA 20. RELLENO DE TAJEO VACÍO NIVEL INTERMEDIO.	28
FIGURA 21. VOLADURA EN POSITIVO DEL NIVEL INTERMEDIO.....	28
FIGURA 22. PERFORACIÓN EN PARALELO.	29
FIGURA 23. MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL.	33
FIGURA 24. MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMIMECANIZADO.	34

FIGURA 25. LAS TRES FUNCIONES PRINCIPALES (REFORZAR, RETENER, SOSTENER) DEL SISTEMA DE APOYO.....	36
FIGURA 26. MÁQUINA LANZADORA DE CONCRETO ALIVA 257.	49
FIGURA 27. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.	51
FIGURA 28. MÓDULO DE FINEZA DEL AGREGADO.....	52
FIGURA 29. GRANULOMETRÍA DEL AGREGADO ANTES DEL ESTUDIO.....	54
FIGURA 30. GRANULOMETRÍA DEL AGREGADO DESPUÉS DEL ESTUDIO (MUESTRA 1).....	55
FIGURA 31. GRANULOMETRÍA DEL AGREGADO DESPUÉS DEL ESTUDIO (MUESTRA 2).....	55
FIGURA 32. CALIBRADOR DE POLIPROPILENO.....	56
FIGURA 33. RECOMENDACIONES PARA MINIMIZAR EL PORCENTAJE DE REBOTE.....	57
FIGURA 34. RECOMENDACIÓN DEL ÁNGULO CORRECTO PARA LANZAR EL SHOTCRETE.....	57
FIGURA 35. MOVIMIENTO DE LA BOQUILLA AL MOMENTO DEL LANZADO.	58
FIGURA 36. MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON JUMBO DE SECCIÓN 3.50X3.00 – ROCA REGULAR III A – III B (RMR 41-60) CON EMULSIÓN.	60
FIGURA 37. RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA DEL NIVEL 20 B, GL 190.....	64
FIGURA 38. RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA DEL NIVEL 21 B, GL 091.....	65
FIGURA 39. RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA DEL NIVEL 21 B, GL 091 E.....	66
FIGURA 40. DIAGRAMA DE BARRAS DEL ANÁLISIS.	68
FIGURA 41. GRÁFICO DEL PORCENTAJE DE REBOTE DEL CONCRETO LANZADO VÍA SECA..	69
FIGURA 42. GRÁFICO DE LA MEDIA Y MEDIANA DE LOS PORCENTAJES DE REBOTE DEL CONCRETO LANZADO VÍA SECA DE LOS GRUPOS DE CONTROL Y EXPERIMENTAL.	72
FIGURA 43. Q-Q PLOT DEL TIEMPO DE INSTALACIÓN POR TIPO DE SOSTENIMIENTO EN ALPAYANA.....	74
FIGURA 44. GRÁFICO DE LA MEDIA Y MEDIANA DEL TIEMPO DE INSTALACIÓN DE LOS TIPOS DE SOSTENIMIENTO.....	76
FIGURA 45. DIAGRAMA DE BARRAS DEL TIEMPO DE INSTALACIÓN DE LOS GRUPOS DE CONTROL Y EXPERIMENTAL.	77

FIGURA 46. HISTOGRAMA DE LOS TIEMPOS DE INSTALACIÓN SEGÚN EL TIPO DE SOSTENIMIENTO.....	77
FIGURA 47. Q-Q PLOT DEL TIEMPO DE INSTALACIÓN POR TIPO DE SOSTENIMIENTO EN ALPAYANA.....	79
FIGURA 48. GRÁFICO DE LA MEDIA Y MEDIANA DEL COSTO DE LOS TIPOS DE SOSTENIMIENTO.	82
FIGURA 49. DIAGRAMA DE BARRAS DE LOS COSTOS DE LOS TIPOS DE SOSTENIMIENTO....	83
FIGURA 50. HISTOGRAMA Y DENSIDAD DE LOS COSTOS DE LOS TIPOS DE SOSTENIMIENTO.	83
FIGURA 51. PLANO GENERAL DE LA ZONA VETAS NIVEL 21B DE LA UNIDAD MINERA AMERICANA.....	103
FIGURA 52. PLANO SECTOR 1 DE LA ZONA VETAS NIVEL 21B DE LA UNIDAD MINERA AMERICANA.....	104
FIGURA 53. PLANO SECTOR 2 DE LA ZONA VETAS NIVEL 21B DE LA UNIDAD MINERA AMERICANA.....	105
FIGURA 54. SLOT DE VENTILACIÓN DE LA DE LA ZONA VETAS NIVEL 21B DE LA UNIDAD MINERA AMERICANA	106
FIGURA 55. GALERÍA 091 Nv. 21 B UNIDAD MINERA AMERICANA.....	107
FIGURA 56. LABOR PARA SOSTENIMIENTO USANDO EL SHOTCRETE DE 2”	107
FIGURA 57. GL 091 PARA EL SOSTENIMIENTO USANDO EL SHOTCRETE.	108
FIGURA 58. TRABAJOS DE SOSTENIMIENTO DE LA GL 091 DEL Nv. 21 B.....	108
FIGURA 59. SOSTENIMIENTO DE LA LABOR USANDO EL CONCRETO LANZADO VÍA SECA. ..	109
FIGURA 60. TESISTA EN LA RAMPA 910 DE LA UNIDAD MINERA AMERICANA.	109

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1. CONSISTENCIA DEL HORMIGÓN.....	9
TABLA 2. MÉTODO DE COMPACTACIÓN.....	9
TABLA 3. TAMICES DE HORMIGÓN.....	10
TABLA 4. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE UNA ARENA.....	11
TABLA 5. RUTAS Y VÍAS DE ACCESO.....	13
TABLA 6. CARACTERÍSTICAS DEL DESARROLLO Y PREPARACIÓN EN EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL.....	31
TABLA 7. CUADRO DE OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.....	41
TABLA 8. TIPO DE SOSTENIMIENTO.....	46
TABLA 9. DISEÑO DE MEZCLA PARA 1 M ³ DE SHOTCRETE.....	47
TABLA 10. DATOS TÉCNICOS DEL ALIVA 257.....	50
TABLA 11. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.....	51
TABLA 12. MÓDULO DE FINEZA.....	52
TABLA 13. RELACIÓN DE LA RESISTENCIA DEL CONCRETO (MPA) CON EL CONTENIDO DE CEMENTO (KG).....	53
TABLA 14. ESTUDIO DE TIEMPOS.....	59
TABLA 15. FANELES DE 4.2 M.....	61
TABLA 16. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN, EXPLOSIVO Y ACCESORIOS.....	61
TABLA 17. PARÁMETROS TÉCNICOS, RENDIMIENTOS Y RESULTADOS.....	62
TABLA 18. DISTRIBUCIÓN DE EXPLOSIVO POR TALADRO PARA BARRA DE 10 FT.....	62
TABLA 19. DISTRIBUCIÓN DE EXPLOSIVO POR TALADRO PARA BARRA DE 14 FT.....	63
TABLA 20. BASE DE DATOS PARA LA PRUEBA DE HIPÓTESIS GENERAL.....	67
TABLA 21. DEFINICIÓN DE VARIABLES.....	67
TABLA 22. ANÁLISIS ESTADÍSTICO.....	68
TABLA 23. PRUEBA DE NORMALIDAD DE SHAPIRO-WILK.....	69
TABLA 24. PRUEBA DE HOMOCEDASTICIDAD DEL PORCENTAJE DE REBOTE DEL CONCRETO LANZADO VÍA SECA SEGÚN LEVENE´S.....	70

TABLA 25. PRUEBA T DE STUDENT PARA MUESTRAS INDEPENDIENTES.	70
TABLA 26. EVALUACIÓN DE CRITERIOS SEGÚN LA D DE COHEN.	71
TABLA 27. DESCRIPTIVO DE LOS GRUPOS: MÉTODOS DE LOS GRUPOS DE CONTROL Y EXPERIMENTAL DEL REBOTE DEL CONCRETO LANZADO VÍA SECA.	71
TABLA 28. TIEMPO DE INSTALACIÓN POR TIPO DE SOSTENIMIENTO.	73
TABLA 29. SIGNIFICADO DE LAS VARIABLES PARA LA PRUEBA DE HIPÓTESIS POR TIEMPO DE INSTALACIÓN DEL SOSTENIMIENTO.	73
TABLA 30. PRUEBA DE NORMALIDAD SEGÚN SHAPIRO-WILK.	74
TABLA 31. HOMOGENEIDAD DE VARIANZAS DE LEVENE´S.	75
TABLA 32. T-STUDENT PARA MUESTRAS INDEPENDIENTES.	75
TABLA 33. CRITERIOS PARA LA D DE COHEN.	75
TABLA 34. DESCRIPTIVO DE LAS VARIABLES.	76
TABLA 35. COSTO DE SOSTENIMIENTO POR M ² DE LABOR EN LA UNIDAD MINERA ALPAYANA.	78
TABLA 36. DEFINICIÓN DE VARIABLES.	78
TABLA 37. PRUEBA DE NORMALIDAD DE SHAPIRO-WILK.	79
TABLA 38. HOMOGENEIDAD DE VARIANZAS DE LEVENE´S.	80
TABLA 39. PRUEBA DE T DE WELCH PARA MUESTRAS INDEPENDIENTES.	80
TABLA 40. CRITERIOS PARA LA D DE COHEN.	81
TABLA 41. DESCRIPTIVO DE LAS VARIABLES.	81
TABLA 48. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.	84
TABLA 49. TIPOS DE CEMENTO.	93
TABLA 50. TAMAÑO ESTÁNDAR EN % QUE PASA MALLAS ASTM.	93
TABLA 51. VALOR POR RQD.	94
TABLA 52. VALOR POR SISTEMA DE DISCONTINUIDADES (JN).	94
TABLA 53. VALOR DE RUGOSIDAD DE LAS FRACTURAS.	95
TABLA 54. VALOR DE ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS.	96
TABLA 55. FACTOR DE REDUCCIÓN POR AGUA DE LAS FISURAS (JW).	97

TABLA 56. FACTOR DE REDUCCIÓN POR ESFUERZOS (SRF)	97
TABLA 57. FACTOR DE REDUCCIÓN POR ESFUERZOS (SRF)	98
TABLA 58. FACTOR DE REDUCCIÓN POR ESFUERZOS (SRF)	98
TABLA 59. <i>NOTAS ACERCA DE (SRF)</i>	98
TABLA 60. TIPO DE EXCAVACIÓN.....	99
TABLA 61. CALIDAD DE ROCA DEFINIDA POR LA CLASIFICACIÓN NGI.....	99

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema

Según Oraee et al. “El concreto lanzado como primera opción para el sostenimiento primario en excavaciones subterráneas se ha aplicado ampliamente, los precios razonables, la instalación rápida y sencilla y la permanencia son algunas de las características que hacen que este tipo de sostenimiento sea el más preferido entre todos los tipos de sostenimiento en el nuevo método de construcción de excavaciones subterráneas” (2011, p. 1). Aunque el uso del concreto lanzado como sostenimiento de excavaciones subterráneas fue pionero en la industria de la ingeniería civil, la industria minera se ha convertido en un usuario importante en los últimos años. Un área importante de aplicación del concreto lanzado en minería subterránea es el sostenimiento de aberturas permanentes como rampas, acarreos, estaciones de pozos y cámaras de machaqueo (Oraee et al., 2011).

Cada vez son más las excavaciones subterráneas en las que se aplica el concreto lanzado inmediatamente después de la excavación. Los ensayos y observaciones realizados sugieren que el hormigón proyectado puede proporcionar un soporte eficaz en condiciones de estallido leve de la roca (McCreath & Kaiser, 1992, LANGILL & Burtney, 1992).

1.2. Delimitación de la investigación

El estudio se desarrolló en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Cómo influye la aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas en la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.?

1.3.2. Problemas Específicos

- a. ¿Cómo influye el tiempo de instalación del sostenimiento usando el concreto lanzado vía seca en la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.?
- b. ¿Cómo influye el costo de sostenimiento usando el concreto lanzado en la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.?

1.4. Formulación de los objetivos

1.4.1. Objetivo general

Optimizar la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A. mediante la aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas.

1.4.2. Objetivos Específicos

- a. Incrementar la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A. mediante la optimización del tiempo de instalación del sostenimiento usando el concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas.

- b. Optimizar la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A. mediante la reducción del costo de sostenimiento de labores subterráneas usando el concreto lanzado.

1.5. Justificación de la investigación

La inversión en minería subterránea está disminuyendo en todo el mundo, pero hay reservas profundas disponibles para la extracción. La producción subterránea está disminuyendo en todo el mundo, mientras que las reservas restantes se encuentran a mayor profundidad. La mayoría de las empresas evitan los proyectos de minería profunda debido a los costos exorbitantes de la perforación de pozos. Según la experiencia del investigador, la voladura previa y el revestimiento con hormigón proyectado pueden ser mucho más rápidos y baratos.

Por lo que la investigación se justifica por tratarse de la reducción de costos en el sostenimiento con shotcrete vía seca en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A., los resultados del estudio pueden servir como referencia para su aplicación en las operaciones mineras subterráneas de la empresa minera a nivel nacional.

1.6. Limitaciones de la investigación

Existen limitaciones para obtener los datos por políticas de la Empresa Minera.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio

Como precedente consideramos los estudios:

- **Galan Garcia (2021)** en la investigación **“Optimización de los Costos de Sostenimiento Empleando Shotcrete Vía Seca en Roca Tipo IV A, en el Xc 9209-SE, del Nv. 3175 de la Compañía Minera Aurifera Retamas S.A. - Marsa – 2020”** de la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo de Huaraz, cuya conclusión general es:

“Se llegó a optimizar el costo de sostenimiento, reduciendo de S/. 97858.398 que era antes con madera a S/. 52749.873 con shotcrete vía húmeda en el xc 9209-SE del nivel 3175. Además mediante el análisis de comparación de costos tanto con shotcrete vía seca y con madera, se obtuvo una reducción de costo de 46 % en un avance proyectado de 80.6 m por la empresa minera”. (2021, p. 73)
- **León Cóndor (2018)** en el estudio **“Evaluación de la aplicación del shotcrete vía seca como método de sostenimiento en el nivel 6-xc 750 w en la unidad cuerpo Mary – Compañía Minera Casapalca 2017”** de la Universidad Continental, cuya conclusión general es:

“El resultado de la evaluación de la aplicación del shotcrete vía seca como método de sostenimiento en el Nv. 6 – XC 750W en la Unidad Cuerpo Mery se basa en minimizar el craquelamiento de los hastiales, la caja techo del XC 750W, y brindando seguridad a los trabajadores de la Unidad Cuerpo Mery. Además, se determinó que para el proceso de mezcla de shotcrete para 1m³ se requiere 10 bls de cemento, 1760 kg de arena, 2 gl. de aditivo, 4 kg de fibra metálica y 210 lt de agua (experiencia del trabajador)”. (2018, p. 103)

- **Núñez Malpartida (2021)** en la investigación “**Aplicación de shotcrete vía seca en la rehabilitación del nivel 1320 para mejorar los procesos de sostenimiento y seguridad - Mina San Cristóbal, Volcan Compañía Minera S.A.A.**” de la Universidad Nacional del Centro del Perú, cuya conclusión general es:

“La aplicación de shotcrete vía seca en la rehabilitación del nivel 1320 mejora positivamente los procesos de sostenimiento y seguridad - Mina San Cristóbal, Volcan Compañía Minera S.A.A. ya que la zona de rehabilitación del nivel 1320 se encuentra a más de 80 metros de la superficie se concluye que para una resistencia a la rotura de 210 kg/cm², se requiere aire comprimido a razón de 600 cfm, con una cantidad mínima de agua de 0,10 l/s con una presión superior a 43 psi de acuerdo con shotcrete, con una corriente alterna de 440 voltios. Se tiene un rebote del 21,1% lo cual es menor que al 40% estimado como máximo para paredes verticales, inclinadas y hastiales. Teniendo shotcrete para 2 m de avance lineal un volumen de 1,434 m³”. (2021, p. 72)

- **Matamorros Campos (2019)** en la investigación “**Mejoramiento del sostenimiento con shotcrete de labores permanentes con equipo robotizado en Cuerpo Esperanza-Compañía Minera Casapalca SA.**

2019” de la Universidad Nacional del Centro del Perú, cuya conclusión general es:

“La reducción de costos de sostenimiento se realiza con la aplicación de shotcrete en las labores permanentes, se reduce en S/. 17.806 soles por cada m³ de shotcrete lanzado vía húmeda, el sostenimiento con shotcrete vía seca cuesta S/. 817.376 el m³ lanzado en la pared de la excavación subterránea e ineficiente con el cumplimiento de 84% del programa mensual y el sostenimiento con shotcrete vía húmedo es S/. 800.57 el m³ lanzado. La resistencia a la flexión del sostenimiento con shotcrete vía húmeda se incrementa en 11.229kN con respecto al sostenimiento con shotcrete vía seca, el sostenimiento con shotcrete vía húmeda dio un óptimo resultado de 1.16Mpa en 5 horas de fraguado de acuerdo a los resultados de prueba con la pistola Hiltin. Las pérdidas de material se reducen con la aplicación de shotcrete vía húmeda con respecto al lanzado de shotcrete vía seca. Se reduce en merma el 5% y la pérdida de material en rebote en 13% con la aplicación de shotcrete vía húmeda”. (2019, p. 110)

- **Jayo & Jefferson (2021)** en el estudio de investigación “**Aplicación del shotcrete vía seca como soporte y prevención de caída de rocas en el by pass 759 NW, zona Chisay, Compañía Minera Casapalca**” de la Universidad Continental, cuya conclusión es el siguiente:

“La determinación de costos unitarios de sostenimiento con shotcrete por vía seca fue factible y viable, se realizaron los cálculos de sostenimiento en función a 95 metros lineales, lo que representa el lanzado de 66.20 m³ de shotcrete, 0.70 m³ por metro lineal, costando un total de \$ 21,050 dólares, de acuerdo a la realidad de la mina es más rentable continuar con la aplicación de shotcrete vía seca ya que tiene un costo accesible. En la actualidad existe baja producción de mineral el cual representa grandes pérdidas económicas para la empresa, a la fecha se producen 3200 t/día de

mineral, donde normalmente se producía 5000 t/día, por lo que la empresa está buscando reducir sus costos operativos de toda forma debido a la baja producción de mineral, por ello, lo más rentable en estos momentos es la aplicación de shotcrete por vía seca como soporte y prevención de caída de rocas en las labores mineras de operación”. (2021, p. 77)

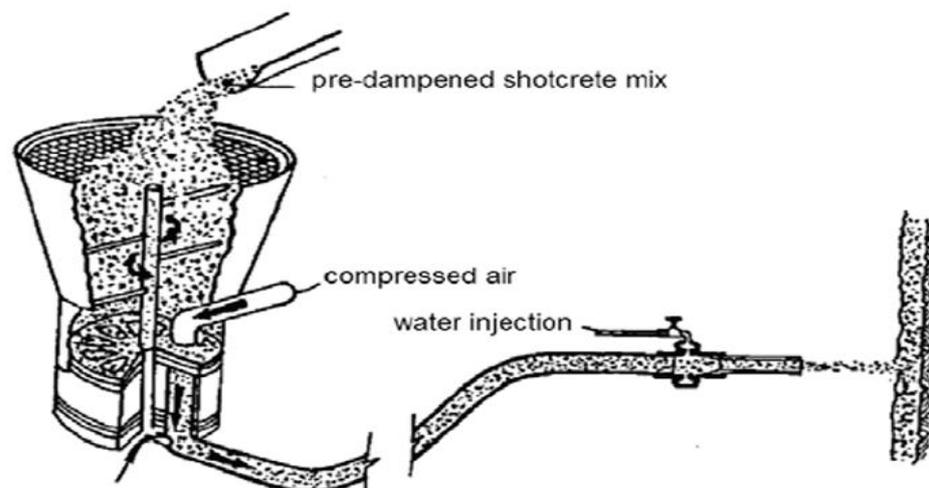
2.2. Bases teóricas científicas

2.2.1. Concreto Lanzado de Mezcla Seca

Como se ilustra en la Figura 1, los componentes secos del hormigón proyectado, que pueden estar ligeramente prehumedecidos para reducir el polvo, se introducen en una tolva con agitación continua. Se introduce aire comprimido a través de un barril giratorio o una cuba de alimentación para transportar los materiales en una corriente continua a través de la manguera de suministro. El agua se añade a la mezcla en la boquilla. La gunita, un nombre patentado para el mortero proyectado en seco utilizado a principios del siglo XX, ha caído en desuso en favor del término más general hormigón proyectado (Mahar et al., 1975).

Figura 1.

Esquema simplificado de un sistema típico de concreto lanzado de mezcla seca.



2.2.2. Componentes del Shotcrete

Los componentes del concreto son:

- Cemento portland
- Aditivos

Tipos:

- Acelerador
 - Agente inclusor de aire
 - Plastificantes
 - Superplastificante
 - impermeable
 - Retardante
 - Espesante
- Áridos
 - Fibra metálica

2.2.3. Control de Slump

“El control de slump es una prueba muy sencilla sobre la consistencia del hormigón fresco a través de un Cono de Abrams. Se coloca el hormigón en un molde cónico de metal con una altura de 30 cm y un diámetro de 10 y 20 cm.” (Chávez-Jayo, 2021, p. 35). Ver Figura 2.

Figura 2.
Cono de Abrams



Tabla 1.
Consistencia del hormigón.

Consistencia en cono		Normativa europea	
Consistencia	Asentamiento en cm	Clase	Asentamiento en mm
Seca	0 a 2	S1	10 a 40
Plástica	3 a 5	S2	50 a 90
Blanda	6 a 9	S3	100 a 150
Fluida	10 a 15	S4	≥ 160
Líquida	≥16		

Fuente: Compañía Minera Alpayana S.A.

Tabla 2.
Método de compactación.

Consistencia del hormigón	Aspecto	Asentamiento (cm)	Método de compactación
A-1 Seca	Suelto y sin cohesión	1.0 – 4.5	Vibración potente, apisonado enérgico en capas delgadas
A-2 Plástica	Levemente cohesivo	5.0 – 9.5	Vibración normal, varillado y apisonado
A-3 Blando	Levemente fluido	10 - 15	Vibración leve, varillado
A-4 Superfluidificado	Fluido	15.5 - 22	Muy leve y cuidadosa vibración, varillado

Fuente: Compañía Minera Alpayana S.A.

2.2.4. Estudio Granulométrico de los Áridos

“El análisis del tamaño de partícula del agregado consiste en separar el agregado en diferentes partes del mismo tamaño o dentro de un cierto rango de tamaños, y determinar el porcentaje de entrada en total (figura 3a)” (Chávez-Jayo, 2021, p. 38) .

“Los áridos se tamizan mediante una serie de tamices normalizados (figura 3b). Se coloca el tamiz en una tamizadora. (figura 3c)” (Chávez-Jayo, 2021, p. 38).

Figura 3.

(a) muestras de áridos, (b) tamices, (c) máquina de tamizado.

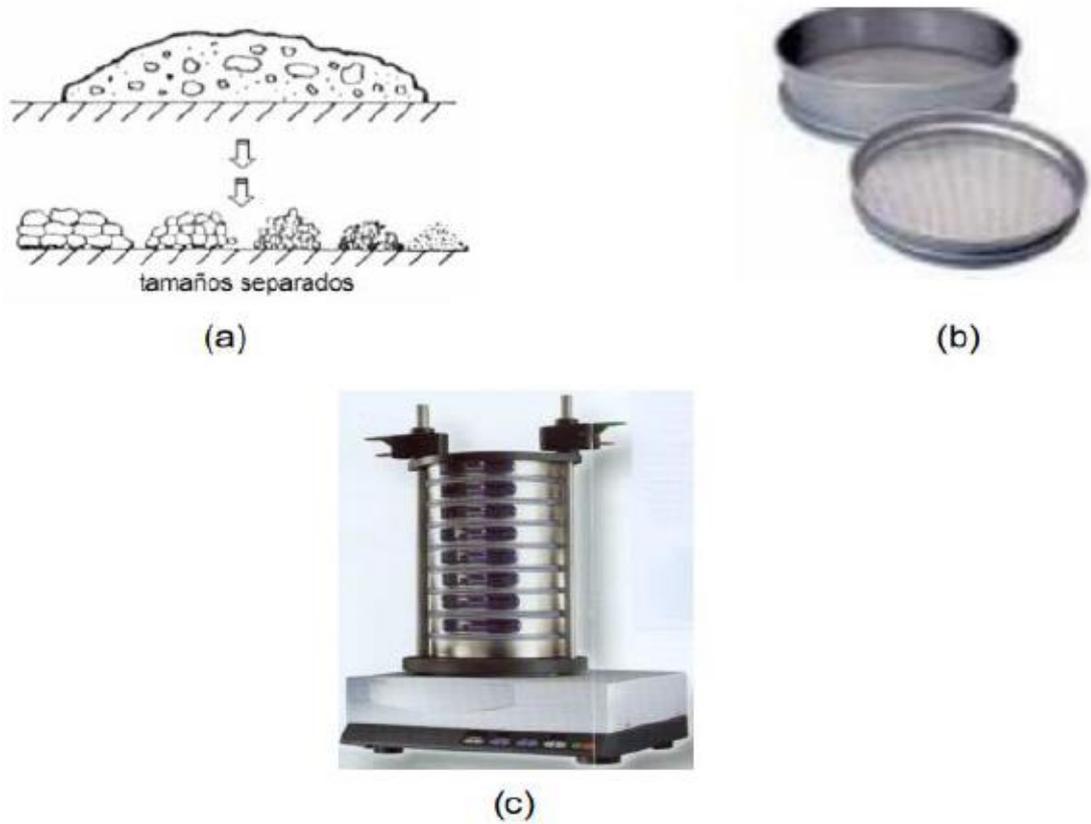


Tabla 3.

Tamices de hormigón.

Serie de tamices para hormigón		
Norma UNE 7050 Abertura (mm)	Norma AST, C33-85	
	N.º	Abertura (mm)
80.00	3 in	76.2
40.00	1 ½ in	38.1
20.00	¾ in	19
10.00	3/8 in	9.5
5.00	4	4.75
2.50	8	2.36
1.25	16	1.18
0.63	30	0.6
0.31	50	0.300
0.16	100	0.15
0.08	200	0.075

Fuente: Compañía Minera Alpayana S.A.

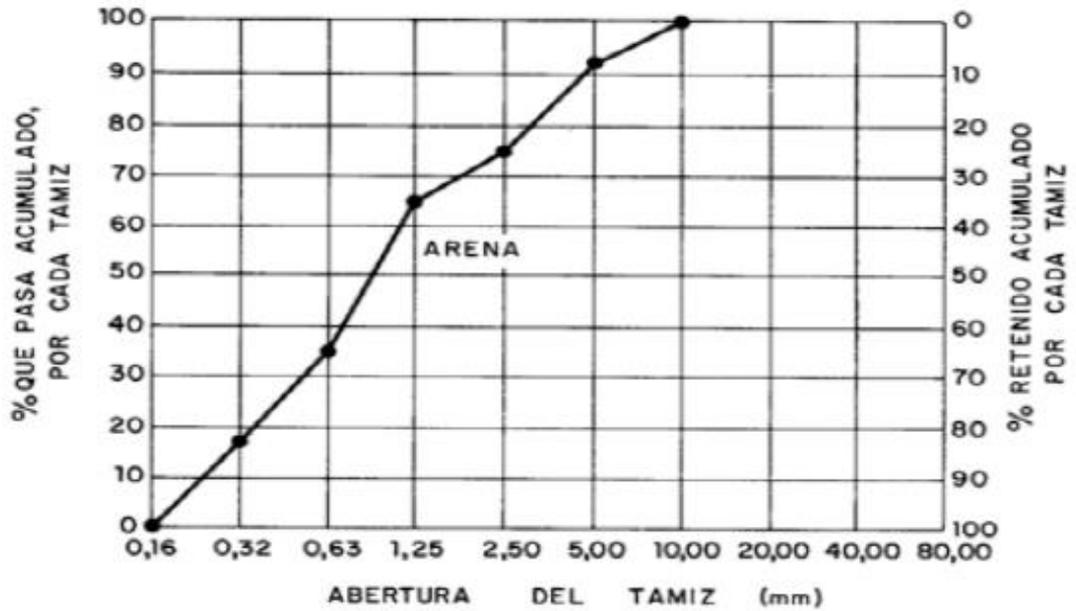
Tabla 4.
Análisis granulométrico de una arena.

Tamiz luz (mm)	Peso retenido (g)	Retenido (%)		Pasa (%) Acumulado
		Parcial	Acumulado	
5.00	80	8.0	8.0	92.0
2.50	160	16.0	24.0	76.0
1.25	110	11.0	35.0	65.0
0.63	290	29.0	64.0	36.0
0.32	195	19.5	83.5	16.5
0.16	165	16.5	100.0	0.0

Fuente: Compañía Minera Alpayana S.A.

En la Tabla 4 se muestra el análisis granulométrico de la arena con los datos para la luz del tamiz (mm), el peso retenido (g), el porcentaje retenido tanto parcial como acumulado y el porcentaje acumulado que pasa.

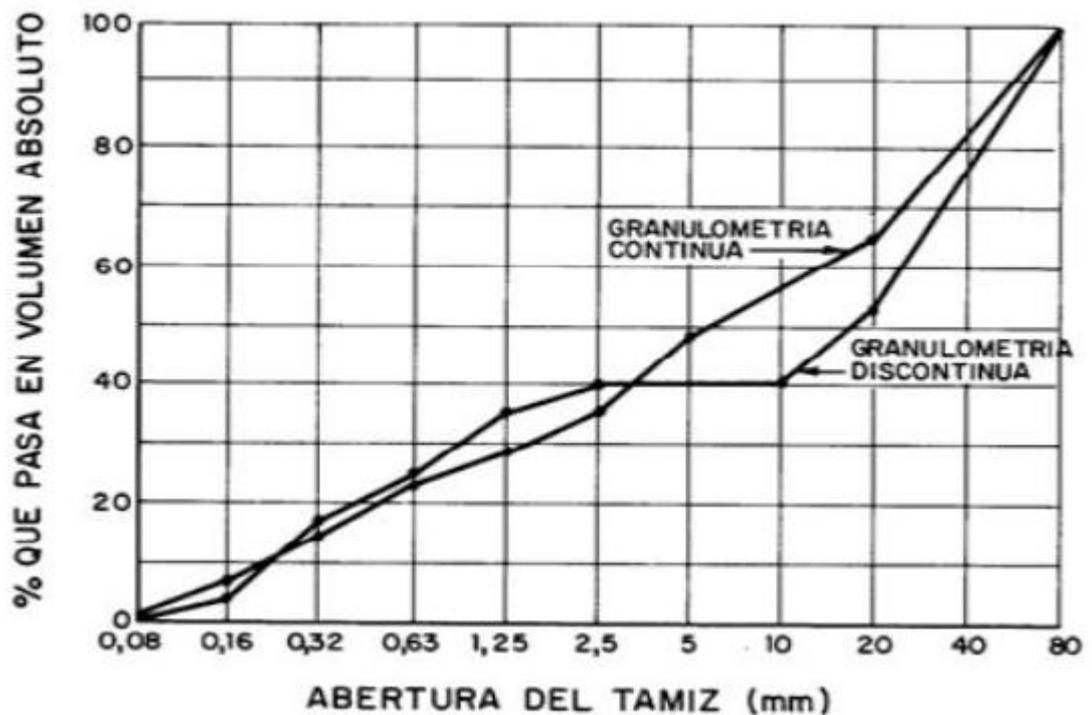
Figura 4.
Curva granulométrica.



Fuente: Compañía Minera Alpayana S.A.

En la Figura 4 se muestra la curva granulométrica para la arena, en el eje horizontal se muestra la abertura del tamiz (mm) y en el eje vertical tenemos el porcentaje que pasa acumulado por cada tamiz.

Figura 5.
Abertura del tamiz.



Fuente: Compañía Minera Alpayana S.A.

En la Figura 5, en el eje horizontal se muestra la abertura de la matriz en mm y en el eje vertical se muestra el porcentaje que pasa en volumen absoluto.

2.2.5. Ubicación y Accesibilidad de la UM Americana-Alpayana

2.2.5.1. Ubicación

La ubicación de la zona de estudio del trabajo de investigación es el siguiente:

La Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A. se encuentra ubicada en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima, con una altitud de 4,400 m.n.s.m., en

el km 115 de la carretera central. Sus coordenadas geográficas son N: 8°7'10,068 y E: 366,439. (Acuña Holguin, 2023, p. 35)

Ver Figura 6.

2.2.5.2. Accesibilidad

Es el siguiente:

“El acceso a la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A. es mediante la carretera central, ésta se encuentra ubicada en el kilómetro 115, de donde parte un ramal de carretera afirmada de 1.5 Km que conduce a la mina” (Gonzales Ponce, 2022, p. 22).

Tabla 5.
Rutas y vías de acceso.

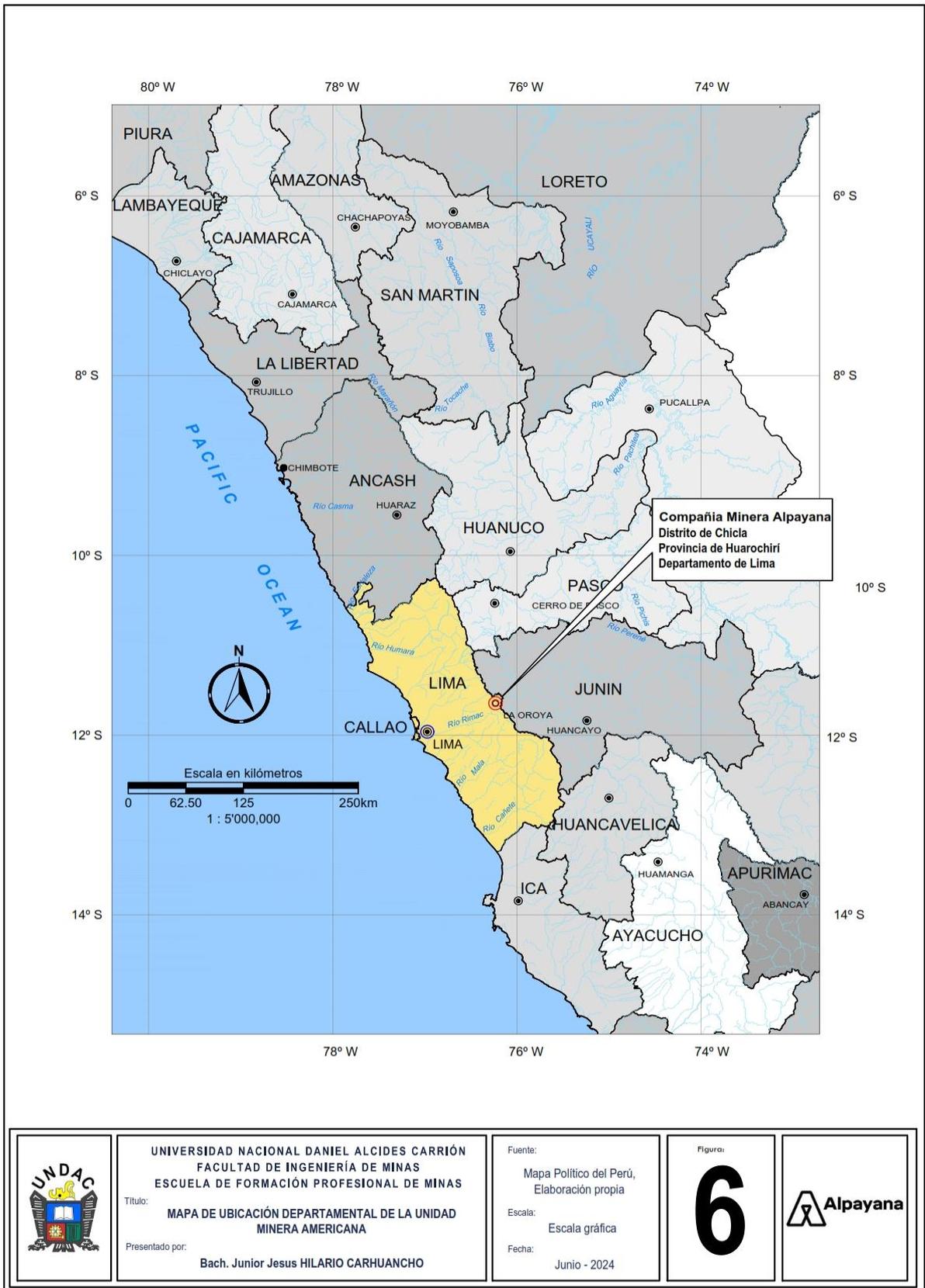
Tramo		Vía	Distancia (Km)	Tiempo
Lima	Casapalca	Terrestre asfaltado	129	4 h
Huancayo	Casapalca	Terrestre asfaltado	100	3 h 47 min
Casapalca	Piedra parada	Trochas carrozables	3	15 min

Fuente: Compañía Minera Alpayana S.A.

Ver la Figura 8.

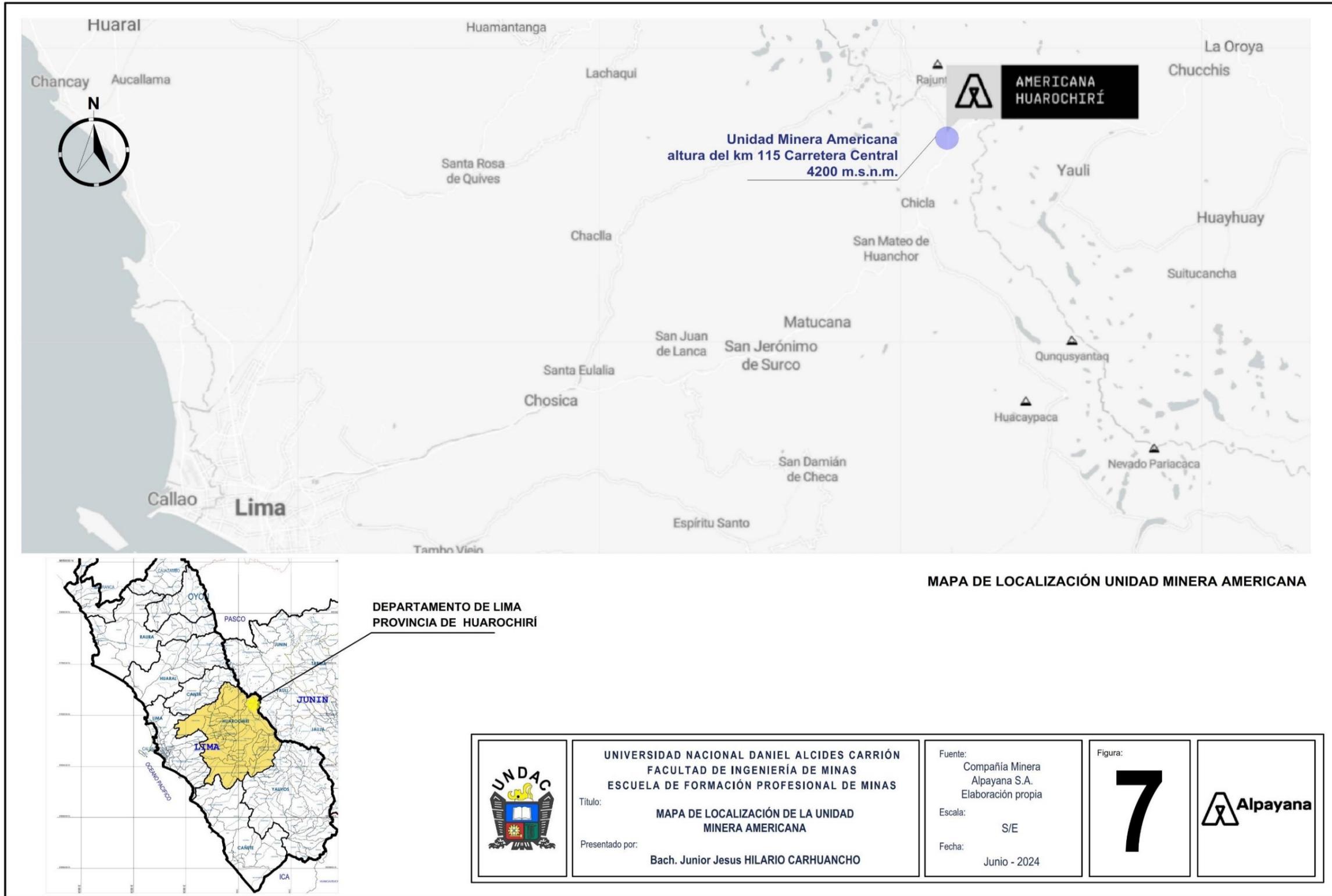
Figura 6.

Mapa de ubicación Departamental de la Unidad Minera Americana.



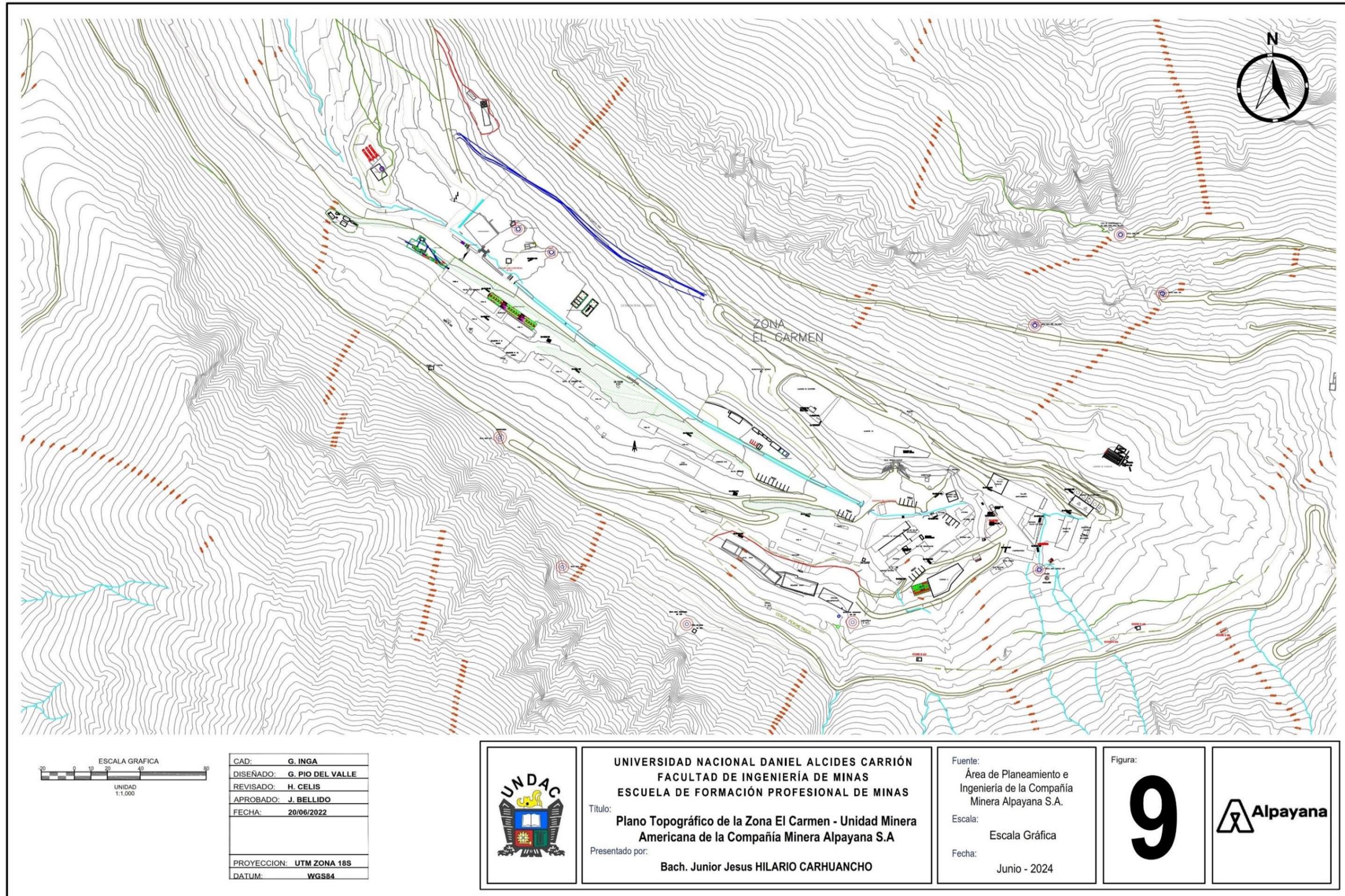
Fuente: Mapa Político del Perú. Elaboración propia.

Figura 7.
 Mapa de localización de la Unidad Minera Americana.



Fuente: Compañía Minera Alpayana S.A.. Elaboración propia.

Figura 9.
Zona El Carmen - Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.



Fuente: Compañía Minera Alpayana S.A.

2.2.6. Historia

- Alpayana, anteriormente Compañía Minera Casapalca, es una empresa minera ubicada en la sierra central del país productora de metales como zinc, cobre, plomo y plata (Inga Villazana, 2020, p. 21).
- Ha sido constituida en el año de 1,889 por la empresa Backus & Johnston. Luego en 1,919 por la empresa de los estados unidos Cerro de Pasco Corporation, luego debido a la nacionalización de las empresas mineras pasó a manos de Centromín Perú (Inga Villazana, 2020, p. 21).
- La Compañía Minera Casapalca S.A. inició sus operaciones en 1986, posteriormente, después de más de 30 años de operaciones, en el año 2019, la Compañía Minera Casapalca cambia su nombre como Alpayana (Inga Villazana, 2020, p. 22).

2.2.7. Geología Regional de la Unidad Minera Americana

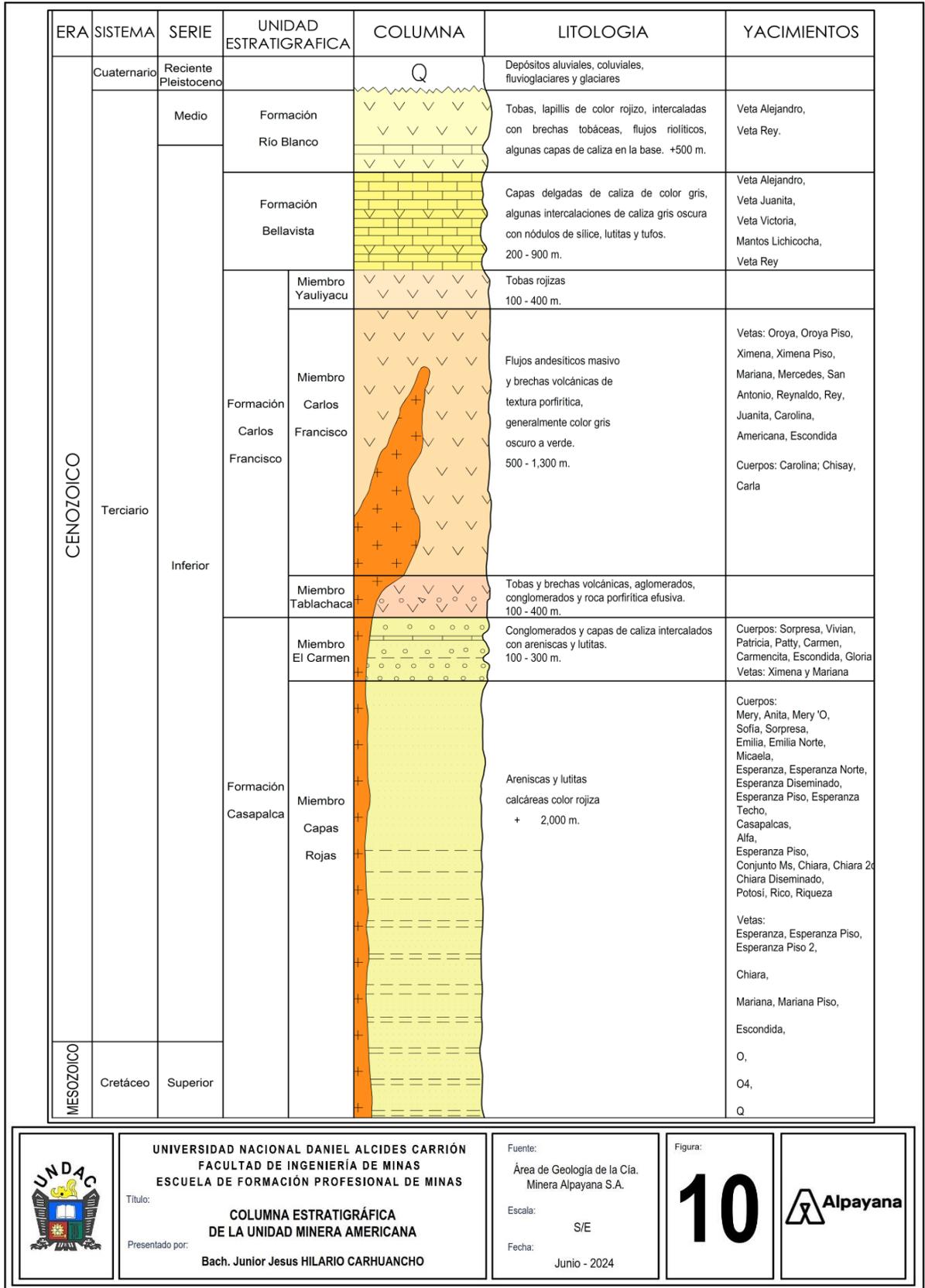
Según Ipurre Suarez la “Unidad Minera Alpayana tiene como relieve fuertes pendientes y una profunda erosión, como consecuencia de la acción glaciar y presencia de nieve permanente en las costas más elevadas” (2023, p. 26).

2.2.7.1. Estratigrafía

Respecto a la columna estratigráfica Ipurre Suarez manifiesta lo siguiente: “La Columna estratigráfica de la región se encuentra conformada principalmente por areniscas, calizas, rocas volcánicas, tufos y lavas, que llegan alcanzar hasta un espesor de 5,400 m aproximadamente” (2023, p. 27). Ver la Figura 10.

Figura 10.

Columna estratigráfica de la Unidad Minera Americana.



	<p>UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS</p>	<p>Fuente: Área de Geología de la Cía. Minera Alpayana S.A.</p>	<p>Figura: 10</p>	
	<p>Título: COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DE LA UNIDAD MINERA AMERICANA</p> <p>Presentado por: Bach. Junior Jesus HILARIO CARHUANCHO</p>	<p>Escala: S/E</p> <p>Fecha: Junio - 2024</p>		

Fuente: Área de Geología de la Cía. Minera Alpayana S.A.

2.2.7.2. Rocas Ígneas

Según Ipurre Suarez las rocas ígneas: “Proviene de magmas que son expulsados por las lavas, su composición es mediante una compleja fase líquida silicatada que predominan en muchos casos” (2023, p. 28).

Entre los tipos de rocas ígneas tenemos:

- Las rocas ígneas plutónicas, llamado también intrusivas.
- Las rocas ígneas volcánicas, llamado también extrusivas.

2.2.8. Geología Estructural

2.2.8.1. Anticlinales – Sinclinales

Según Ipurre Suarez “Entre los más importantes tenemos el gran sinclinal Pumatará – Aguascocha, el anticlinal Casapalca y Antupuquio. Este conjunto de plegamientos controla el fallamiento y fracturamiento transversal al eje del sinclinal, que viene a ser la principal estructura, como consecuencia de que la mineralización se realizó en estas estructuras” (2023, p. 28).

2.2.8.2. Fallas y Fracturas

Según Ipurre Suarez tenemos lo siguiente: “Entre las estructuras más predominantes del distrito tenemos las fallas perpendiculares al eje del sinclinal Pumatará - Aguascocha, éstas tienen dirección Norte-Sur los cuales se encuentran rellenadas por soluciones hidrotermales” (2023, p. 28).

2.2.9. Geología Local

En la zona tenemos las siguientes unidades morfológicas:

2.2.9.1. Piso Valle

Según Ipurre Suarez el piso valle: “Se encuentra ubicada a lo largo de la quebrada Carmen, ésta se emplaza entre los 4,100 y 4,500 m.s.n.m. con pendientes de 25° a 30° y con una longitud de 2 km. hasta su cruce con el valle del río Rímac. El piso Valle se encuentra caracterizado por estar compuesto de materiales coluviales y morrénicos” (2023, p. 29).

2.2.10. Geología Económica

Según Ipurre Suarez tenemos lo siguiente: “La mina es un yacimiento poli metálico, cuya mineralización parte de los fluidos hidrotermales que traen los iones metálicos los cuales rellenaron las fracturas con sulfuros de Ag, Pb, Zn y Cu, los cuales dieron lugar a las vetas y cuerpos mineralizados” (2023, p. 30).

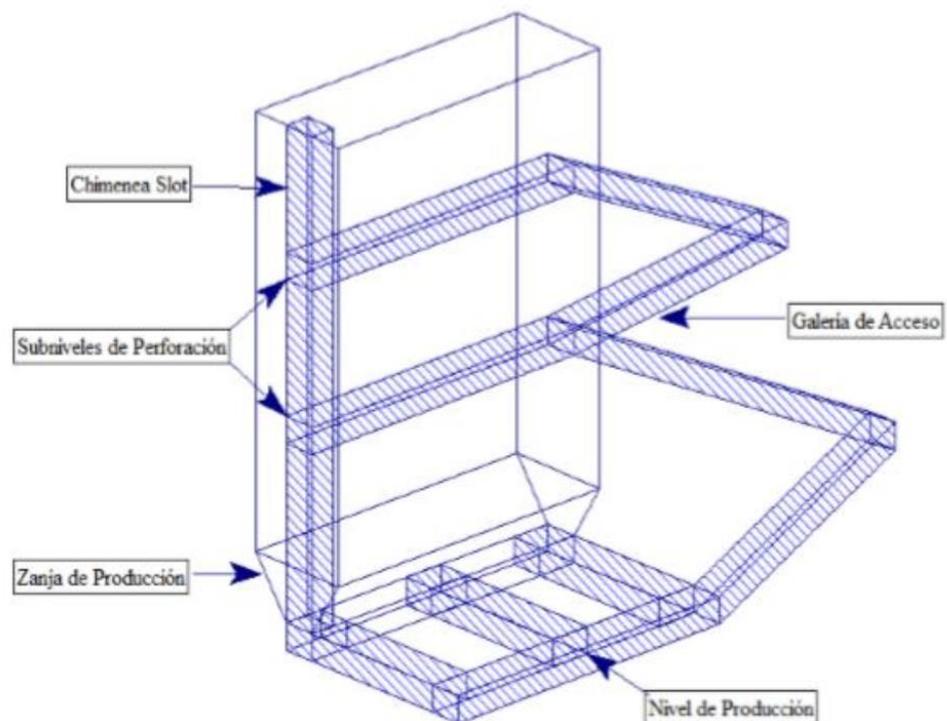
2.2.11. Métodos de Explotación

Entre los métodos de explotación de la Unidad Minera Americana, tenemos:

2.2.11.1. Método de Minado con Taladros Largos

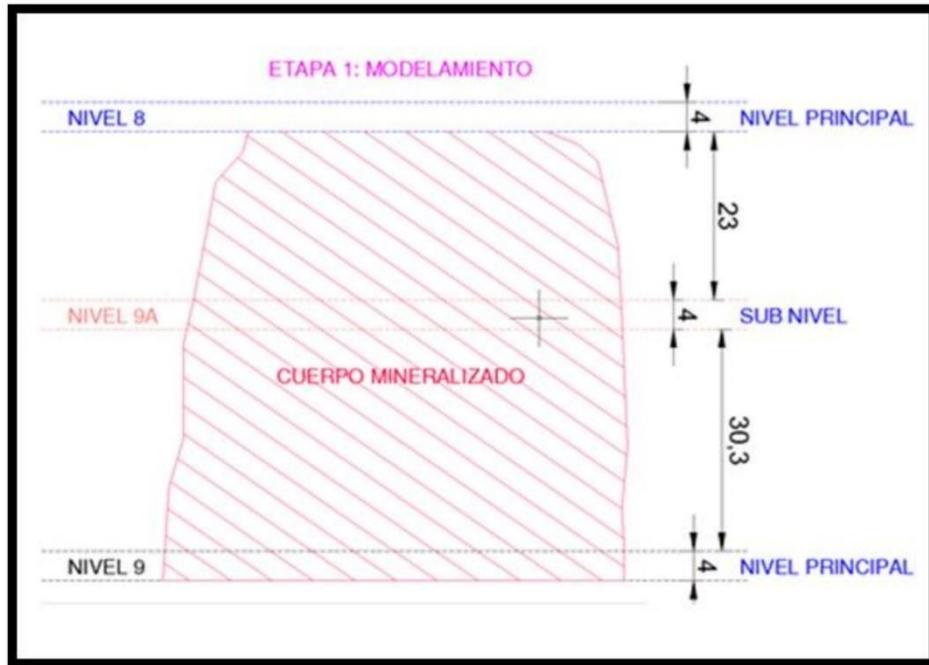
El método de explotación en cuerpos es mediante el sublevel stoping por ser el método que mejor se adecua a las condiciones del yacimiento en la Unidad Minera Americana con minado mecanizado. Por lo que en zona de cuerpos se puede realizar la explotación con el uso de taladros largos, la voladura y el slot se ejecuta con el VCR (Riveros Gutarra, 2022, p. 30).

Figura 13.
Método de explotación Sublevel Stopping.



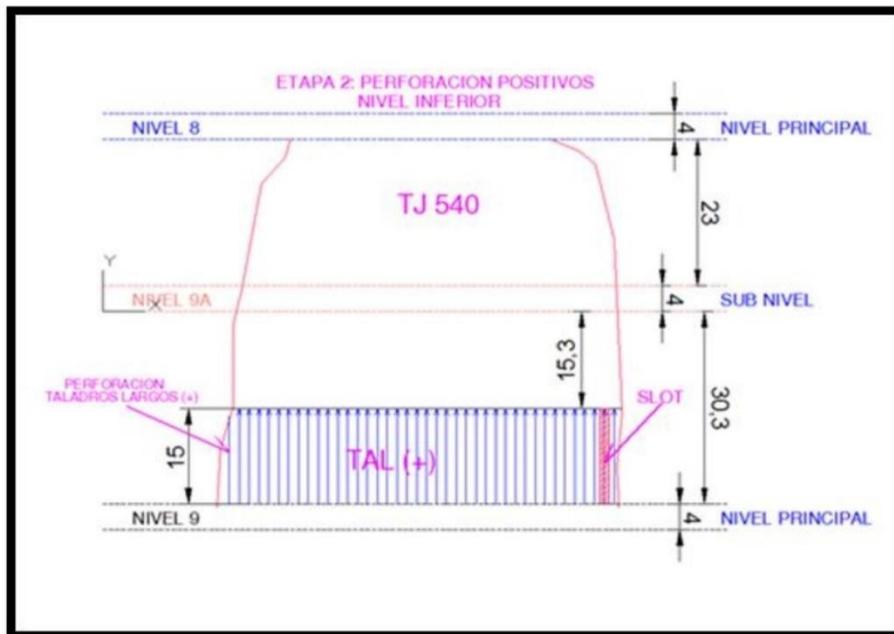
Fuente: (Riveros Gutarra, 2022).

Figura 14.
Modelamiento.



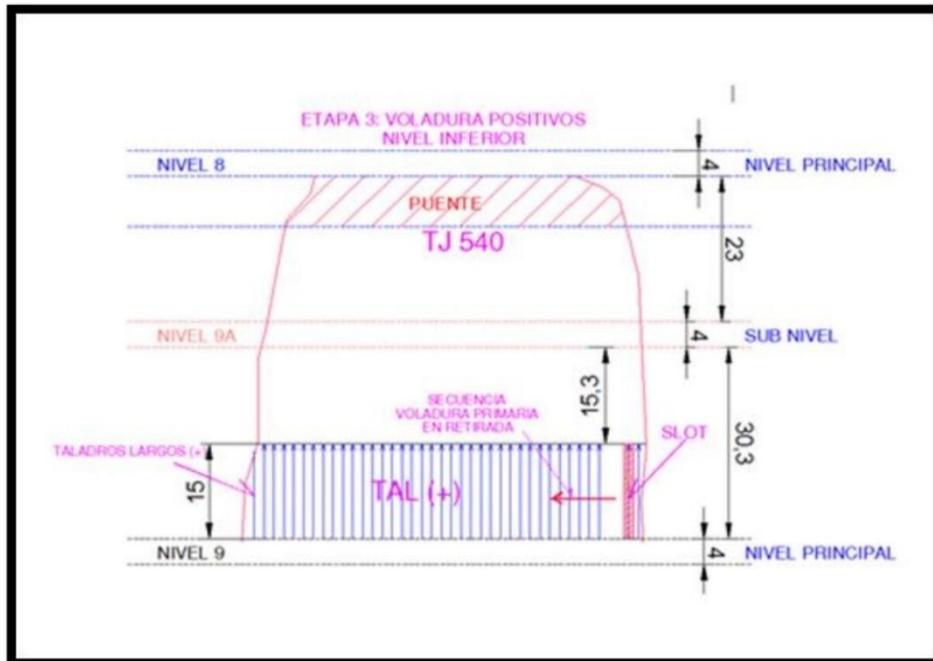
Fuente: (Lavado Cardenas, 2020)

Figura 15.
Perforación en positivo del nivel inferior.



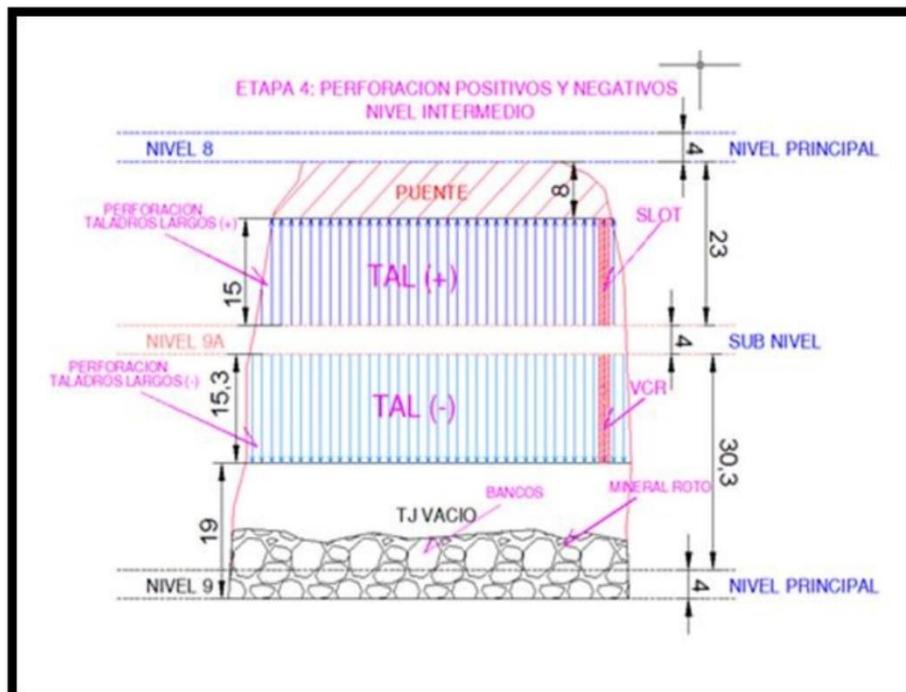
Fuente: (Lavado Cardenas, 2020).

Figura 16.
Voladura en positivo del nivel inferior.



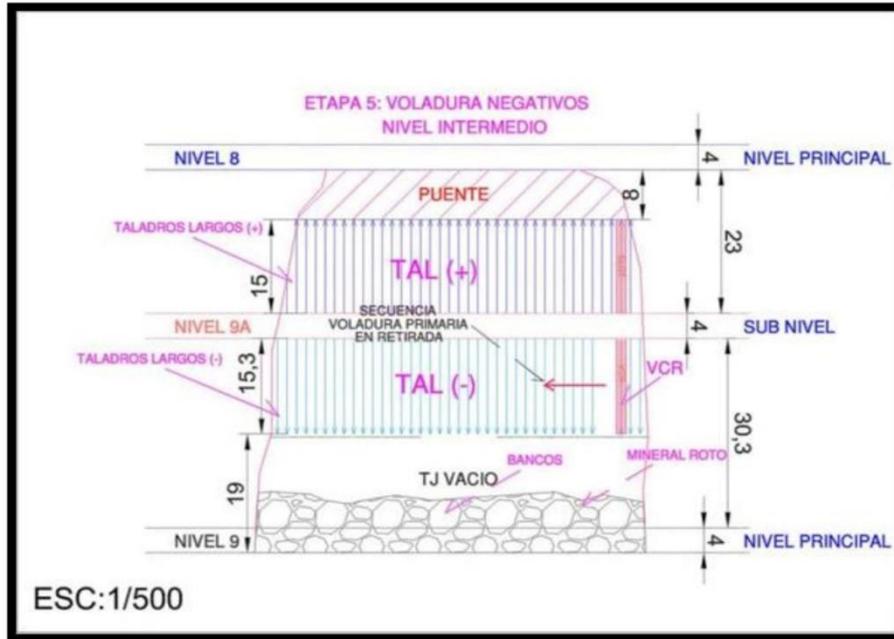
Fuente: (Lavado Cardenas, 2020).

Figura 17.
Perforación en positivo y negativo del nivel intermedio.



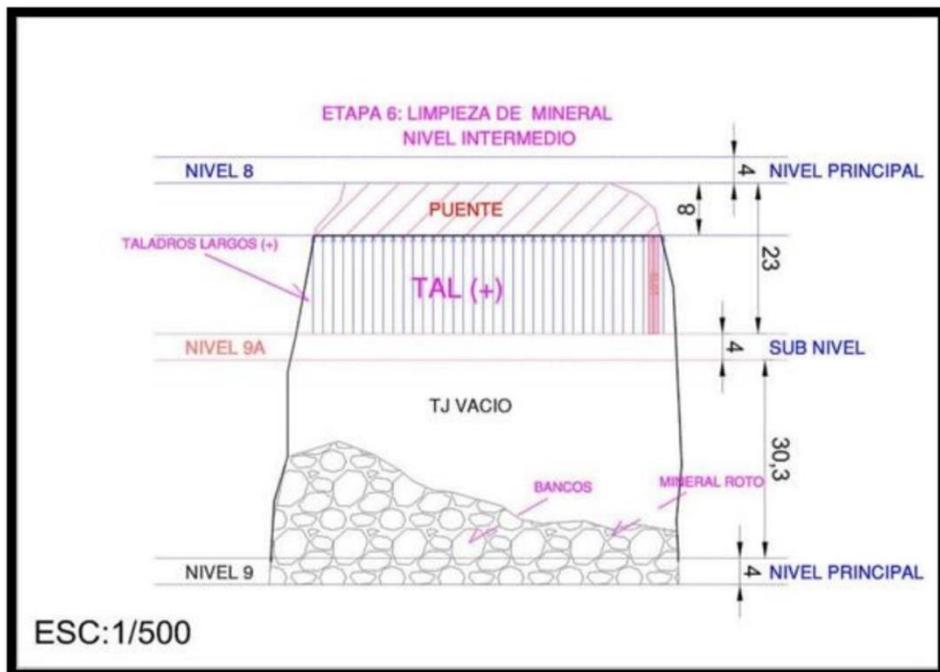
Fuente: (Lavado Cardenas, 2020).

Figura 18.
Voladura en negativo del nivel intermedio.



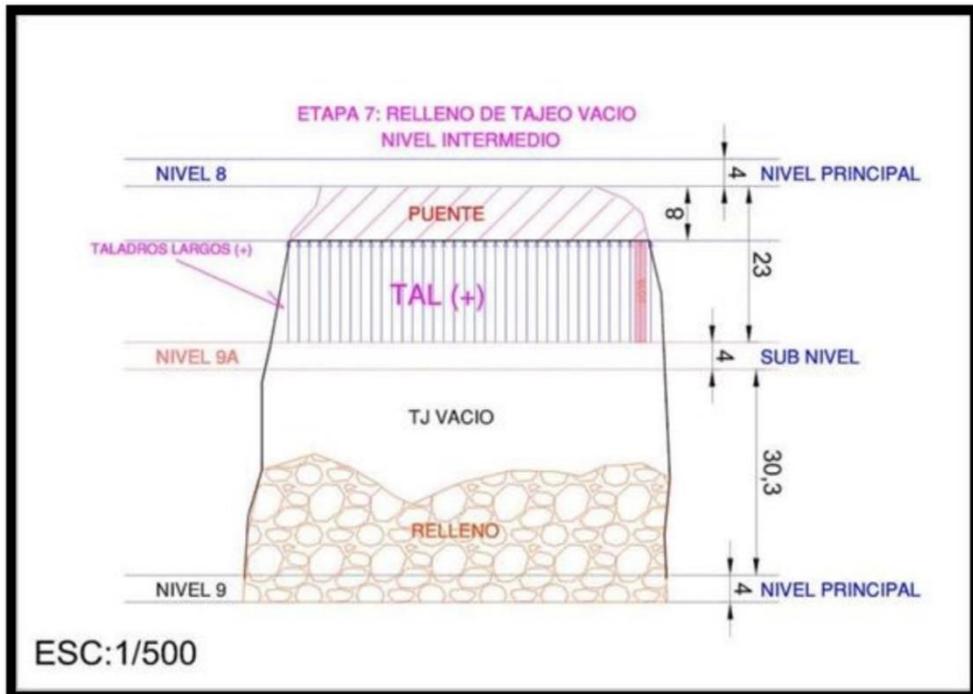
Fuente: (Lavado Cardenas, 2020).

Figura 19.
Limpieza de mineral nivel intermedio.



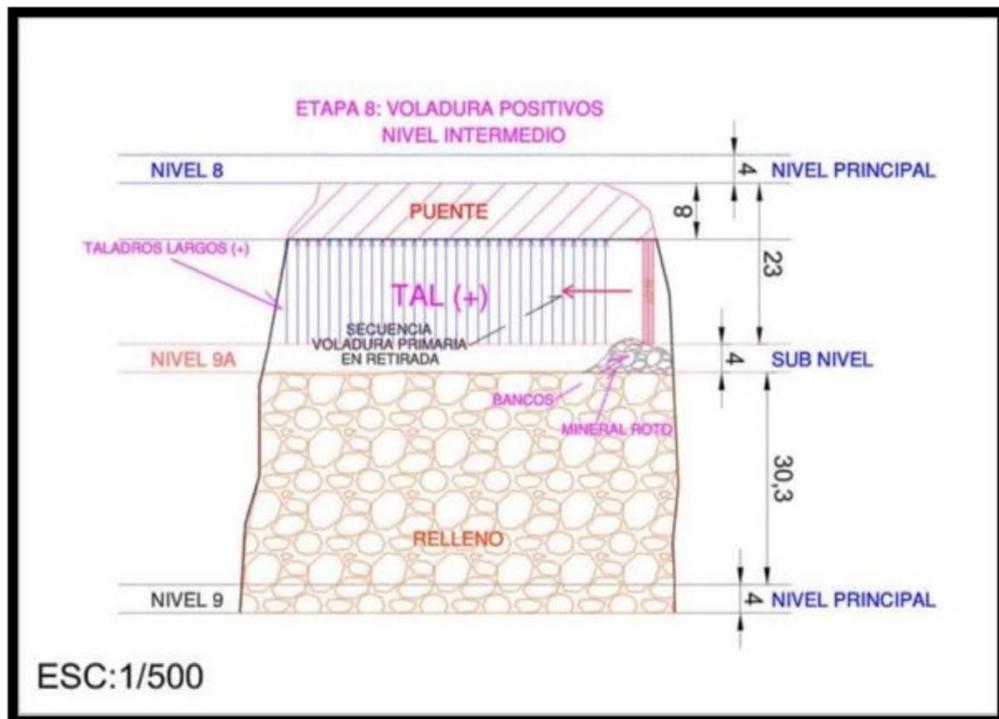
Fuente: (Lavado Cardenas, 2020).

Figura 20.
Relleno de tajeo vacío nivel intermedio.



Fuente: (Lavado Cardenas, 2020).

Figura 21.
Voladura en positivo del nivel intermedio.



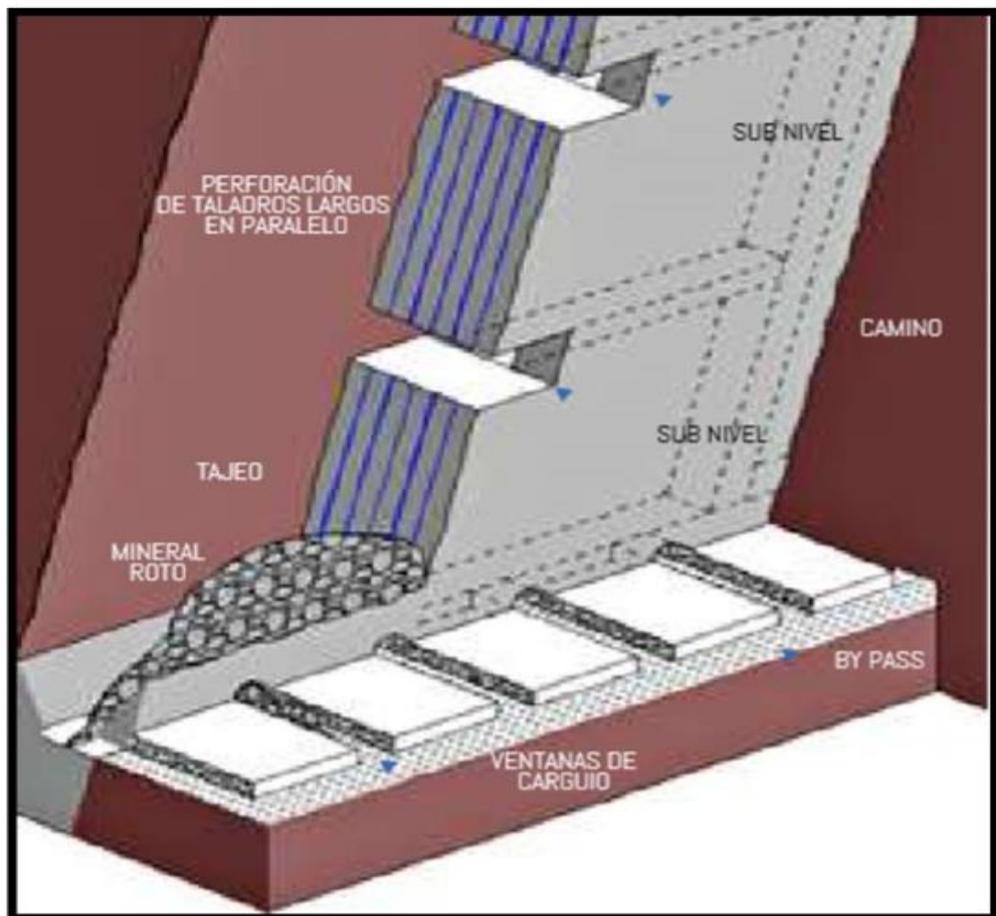
Fuente: (Lavado Cardenas, 2020).

2.1.11.2. Taladros Largos en Paralelo

Este tipo de perforación es generalmente aplicado en vetas donde el ancho de minado es de 1.50 m hasta 3.00 m, la ejecución de los subniveles se hace con sección de 3.50 x 3.50 m, estos sirven como nivel de perforación y carguío, así como también para el traslado de los equipos de perforación y acarreo. (Lavado Cardenas, 2020, p. 23)

La distancia entre subniveles varía de 10 m a más, es en estos subniveles donde se realizan perforaciones de taladros acorde al buzamiento de la veta, con longitudes de 12 a 15 m como máximo en positivo o negativo con brocas de mayor diámetro, para reducir la desviación de taladros. (Lavado Cardenas, 2020, p. 23)

Figura 22.
Perforación en paralelo.



Fuente: (Lavado Cardenas, 2020).

2.2.11.3. Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional

Existe una condición generalizada para optar por el método de explotación de corte y relleno ascendente cuando se presentan características como fuerte buzamiento (superior a los 50° de inclinación), o características geomecánicas de la roca de caja que no cumplan con las condiciones adecuadas para su extracción (potencia de veta de 2.5 m en promedio).

La etapa de preparación del bloque para el método de corte y relleno ascendente convencional inicia con la construcción de chimeneas sobre las vetas, deben estar distanciadas en promedio 40 metros, Pérez realiza una descripción detallada acerca de las consideraciones mínimas en el diseño de chimeneas (Perez Flores, 2019).

Las chimeneas deben tener una sección de 4' x 8', su inclinación es respecto a la veta, el sostenimiento es generalmente con cuadros de madera, la preparación de subniveles, se inicia a partir de la chimenea central de doble compartimiento (chut y camino), el subnivel se sella centrado en el mineral con sección de 1.2 x 1.8 m en ambas alas (sur y norte) dejando un puente de mineral de 3 m del techo o corona de la galería y al finalizar el laboreo del subnivel se construye una loza de cemento anclado con fierros corrugados a las cajas del subnivel para luego empezar la explotación del tajeo. También vale recalcar que algunas veces no se deja el pilar (considerando la calidad de terreno) y se explota desde la galería colocando cámaras de 7" de diámetro sobre los cuadros de galería para empezar la explotación (Perez Flores, 2019, p. 18).

Otras consideraciones expuestas para la aplicación del método de explotación por corte y relleno ascendente son expuestas en la Tabla 6.

Tabla 6.
Características del desarrollo y preparación en el método de corte y relleno ascendente convencional.

DESARROLLO Y PREPARACIONES	Unidad	C & R CONVENCIONAL
VARIABLES DE YACIMIENTO		
Potencia de Veta Promedio	m	2.5
Buzamiento de Veta	°	50
Longitud de Tajo	m	50
Altura de Tajo	m	40
p.e. Mineral	ton/m ³	3
p.e. Desmonte	ton/m ³	2.5
Reservas	ton	18750
Ley geológica	gr/ton	15
Ley diluida	gr/ton	14.3
VARIABLES DE PRODUCCIÓN		
Ancho de Minado	m	1.2
Altura de corte	m	1.8
Longitud de perforación	m/tal	1.2 - 1.6
Producción por disparo	ton/disparo	12.5
Producción x día	ton/día	37.2
Producción x mes	ton/mes	1041
Periodo de explotación - Vida de tajo	meses	8
PERFORACION VOLADURA		
Diámetro taladro	mm	38
Taladros por disparo	unid	9 - 12
Longitud de perforación	m/disparo	1.2 - 1.5
LIMPIEZA		
Equipo de limpieza	20 HP	Winche
Producción horaria equipo limpieza	ton/hr	5
Tiempo limpieza	hr/disparo	2.5
SOSTENIMIENTO		
Instalación de cuadro	hr/unid	1.5
PRODUCCION MENSUAL		
Frentes de operación		1
disparos por día	disparos/día	2
Periodo por corte	días/corte	25
Cortes por mes	corte/mes	0.9
TMS x Método Exploración mes	ton/mes	1041

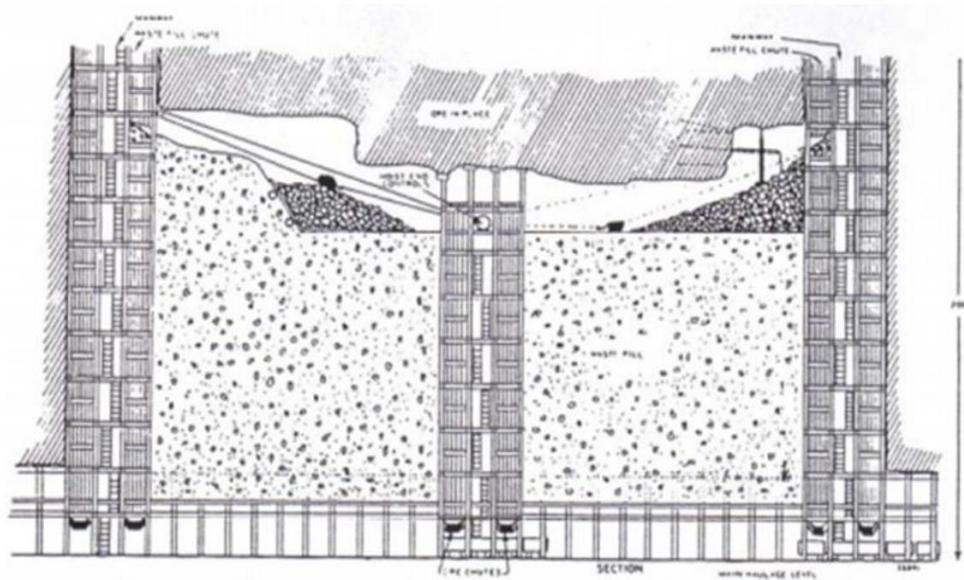
Fuente: (Perez Flores, 2019)

Para la extracción del mineral se puede optar por la perforación horizontal o vertical (breasting y bancos invertidos respectivamente), la elección para el tipo de extracción dependerá de las dimensiones del cuerpo mineralizado, de la disposición de los espacios y sobre todo de la capacidad productiva que se pueda alcanzar, en todo caso, esta etapa suma una evaluación para mejorar el ciclo de minado. Por otro lado, en cuanto al manejo del material se puede hacer uso de winches que transportan el material extraído a través de las chimeneas de traspaso, por lo que se debe considerar la inclusión de sistemas de rieles u otros medios de transporte para acercar la roca extraída hacia los puntos de extracción. (Sucasaca Pacombia, 2018)

En cuanto a la evaluación por rendimiento del método de corte y relleno ascendente convencional se establecen algunas desventajas, sobre todo, en la posible incidencia de un ritmo de producción lento debido a los tiempos muertos entre las operaciones de relleno del material estéril, la discontinuidad en los trabajos de conformación del relleno se ven plasmados en la variación de los equipos y herramientas usados para estas operaciones, además, la mano de obra requerida para actividades no productivas es alto, lo que desemboca en un alto costo (Gonzalez Arevalo, 2022).

Figura 23.

Método de corte y relleno ascendente convencional.



Fuente: (Lavado Cardenas, 2020).

2.2.11.4. Método de Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado

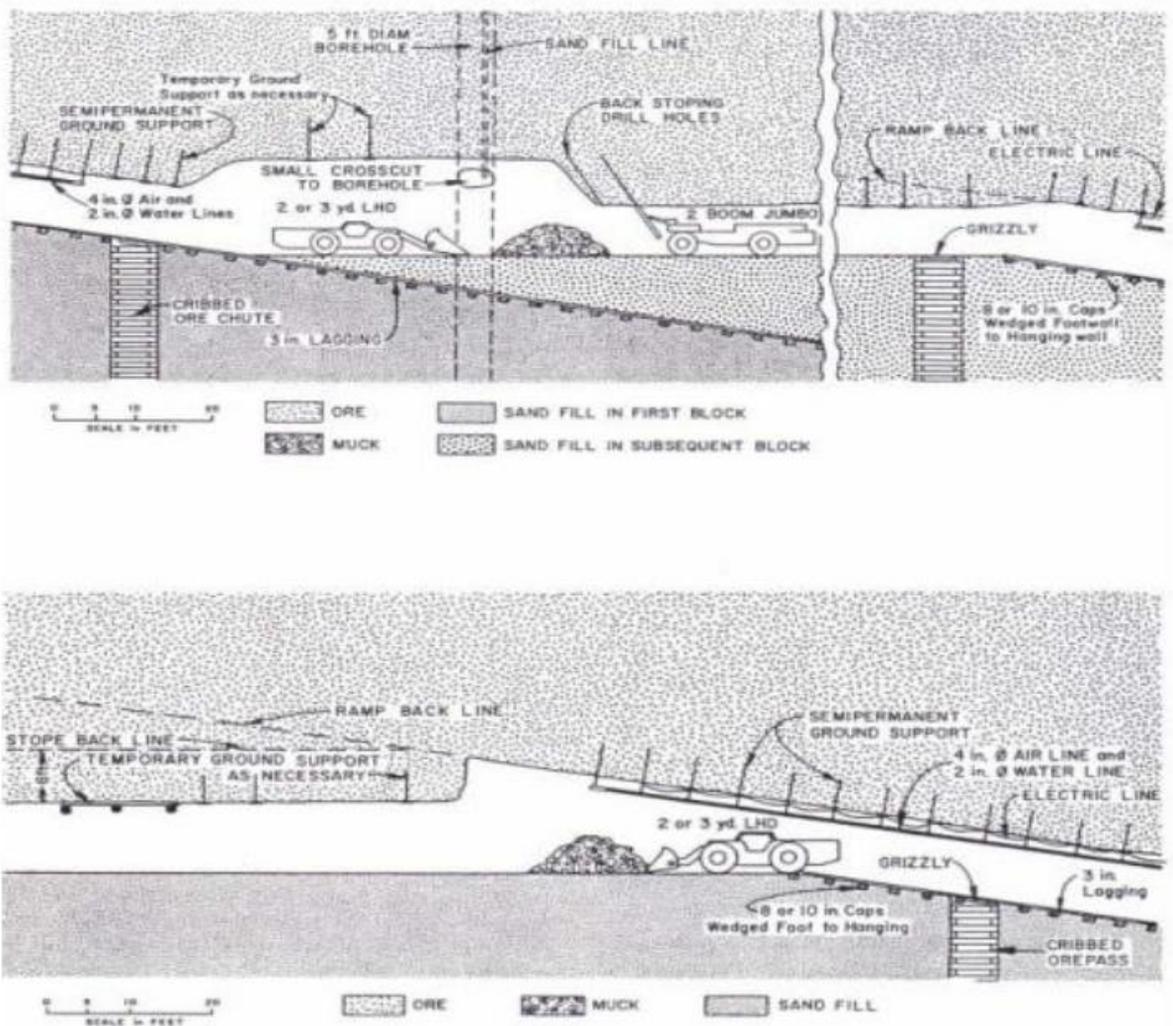
En contraste al método de corte y relleno ascendente convencional, la mecanización de procesos o la progresiva implementación tecnológica de equipos mecanizados para el desarrollo de operaciones viene a ser una alternativa de innovación que permite una mayor versatilidad en el ciclo de minado. (Matos Rojas, 2022, p. 33).

Mayormente, las aplicaciones tecnológicas realizadas al método de corte y relleno ascendente se realizan en la inclusión de máquinas Jack Leg para trabajos de perforación y uso de scooptram como equipo de limpieza. Por lo que, la mecanización de estos procesos requiere una mejor condición de la rampa operativa que permita asegurar un tránsito óptimo hacia la estructura o galería a lo largo del rumbo de la veta y por la longitud del tajo. Para los trabajos de relleno con material estéril se hace uso de la misma maquinaria que realiza estas actividades mediante desmontes. (Córdova Mondragón, 2019)

Una de las ventajas de mecanizar operaciones como la perforación y limpieza es que la dilución de mineral está altamente controlada y las pérdidas de esta forma se minimizan. Aunque este método requiere de mayores tiempos de preparación en cuanto a las rampas y accesos, una vez terminado tales trabajos, la efectividad de la mecanización permite compensar los tiempos muertos generados en el método convencional. (Guevara Suarez, 2019)

Figura 24.

Método de corte y relleno ascendente semimecanizado.



Fuente: (Lavado Cardenas, 2020).

En la unidad americana de Alpayana S. A., el área de planeamiento y costos determinó las características que se emplearían en este método y que como optimización consistirá en romper en franjas horizontales el mineral económico, empezando por la parte inferior del tajo y avanzando verticalmente en cada corte; cuando se ha extraído la franja completamente, se rellenará el espacio libre con relleno detrítico o hidráulico; esto dependerá del RQD que presente la roca, de acuerdo a los estudios geomecánicas previos realizados en la zona mineralizada. (Matos Rojas, 2022, p. 34)

El acceso al tajo será a través de un brazo pivotante que se irá rebatiendo para cada corte desde la rampa auxiliar, la perforación se realiza en forma horizontal (breasting) con Jackleg con barreno de 8 pies y la limpieza del mineral roto se realiza con scooptram Diesel de 2.2 yd³ evacuando el mineral a través del brazo basculante hasta el echadero de mineral, luego será extraído desde el nivel inferior mediante sistema de rieles compuesta por locomotoras de 30 t y carros mineros tipo gramby. (Matos Rojas, 2022, p. 34)

2.3. Definición de términos básicos

- Concreto Lanzado (Shotcrete):

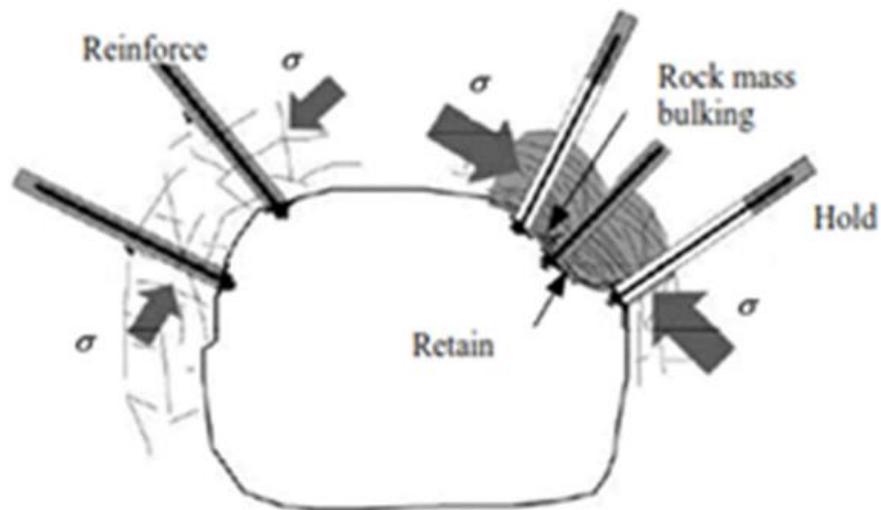
Según el American Concrete Institute (ACI), el concreto lanzado se define como mortero u hormigón colocado mediante una proyección neumática a alta velocidad desde una boquilla. En esta definición, se da a entender que este proceso creará un material de autoconsolidación bajo una alta velocidad de disparo. La naturaleza de esta técnica la convierte en un método adecuado para la minería, la construcción de túneles, la reparación estructural y la estabilización de taludes, donde el encofrado tradicional para el vertido de hormigón es relativamente costoso y lento, peligroso y menos eficiente (Wang, 2021, p. 1).

- **Sostenimiento:**

El objetivo principal de un sistema de sostenimiento es movilizar y conservar la resistencia inherente del macizo rocoso para que sea autoportante (Brown, 2012). El mecanismo del sistema de sostenimiento subterráneo es muy complejo y no existe ningún modelo que pueda explicar completamente la relación entre los diversos elementos de sostenimiento de un sistema de sostenimiento. Brown (2012) definen dos características del sistema de sostenimiento, a saber, sostenimiento activo y sostenimiento pasivo. El apoyo activo actúa como refuerzo del macizo rocoso. Como su nombre indica, se utiliza para aumentar la resistencia a fin de evitar el comportamiento de deformación de la masa rocosa y es la misma función que el refuerzo de acero utilizado para reforzar el hormigón. El apoyo pasivo se utiliza para evitar que la roca suelta se separe, lo que no puede hacer la función de refuerzo (Putra, 2021, 56).

Figura 25.

Las tres funciones principales (reforzar, retener, sostener) del sistema de apoyo.



Fuente: (Putra, 2021).

Otros investigadores, en concreto como (Kaiser et al., 1996), también intentaron formular tres distinciones de la función del sistema de apoyo que se ilustran en la Figura 25, a saber:

- Para reforzar la masa rocosa,
- Para retener la roca suelta y evitar que caiga, y
- Para sujetar una capa de roca menos estable a otra más estable.

El sistema de soporte instalado debe ser capaz de absorber toda la energía dinámica en la masa rocosa derivada de las actividades en el subsuelo, ya sea durante el período de construcción o durante el período de servicio. Las tres funciones principales de los elementos de soporte deben formar un sistema de soporte integrado para la estabilidad de la estructura subterránea (Putra, 2021, p. 56).

- **Estabilidad:**

El macizo rocoso es una formación de bloques de material separados por diversos tipos de discontinuidades geológicas. La inestabilidad de las discontinuidades de la roca puede ser la causa de la deformación del terreno. Cinco factores importantes de inestabilidad en masas rocosas articuladas se deben a características geológicas desfavorables, tensiones excesivamente altas, secuencias incorrectas de extracción, propiedades físicas deficientes de las rocas y presión excesiva del agua subterránea (Putra, 2021, p. 2).

- **Discontinuidad:**

Una discontinuidad se define aquí como cualquier rotura o fractura mecánica significativa de resistencia a la tracción insignificante en una roca. Los tipos de discontinuidades se definen como fallas, juntas, estratificación, fracturas, grietas y fisuras (Priest, 1993).

- **Energía Interna:**

Se denomina energía interna a la fuerza acumulada en el interior del macizo rocoso in-situ y que puede actuar violentamente debido a una excavación subterránea (Rustan, 1998).

El sistema de soporte instalado debe ser capaz de absorber toda la energía dinámica en el macizo rocoso derivada de las actividades en el subsuelo, ya sea durante el periodo de construcción o durante el periodo de servicio. Las tres funciones principales de los elementos de soporte deben formar un sistema de soporte integrado para la estabilidad de la estructura subterránea.

- **Esfuerzo:**

Se denomina esfuerzo a las fuerzas que se producen inevitablemente alrededor de una excavación subterránea, los cuales son las responsables de producir los desprendimientos de las rocas en una excavación subterránea en laboreo minero (Rustan, 1998).

- **Geomecánica:**

La geomecánica es una ciencia que estudia las deformaciones de la roca debidas a los cambios de presión y temperatura de los poros resultantes de la producción y la inyección de fluidos. La deformación de la roca puede afectar a la permeabilidad y a la compresibilidad de los poros de la roca. A su vez, las presiones de poro variarán debido a los cambios en el volumen de poro. La geomecánica también es necesaria para tener en cuenta el efecto de la roca de sobrecarga que rodea el yacimiento sobre la compresibilidad global del yacimiento y las cargas transmitidas al yacimiento por el peso de la roca de sobrecarga (Gutierrez & Lewis, 1998).

- **Discontinuidades:**

Discontinuidades es la interrupción en el estado físico de una estructura, como juntas, grietas, fallas, inclusiones o porosidades (Rustan, 1998).

- **Falla:**

Las fallas son aspectos típicos relacionados con las rocas, como la formación de las grietas en compresión. El recurso para el análisis de estructuras rocosas fisuradas resulta necesario debido a la complejidad geométrica de la mayoría de los problemas de aplicación (Castelli & Scavia, 2004).

- **Estallido de Roca:**

Es la liberación repentina de energía debida a la falla de una roca frágil de alta resistencia debido a una tensión muy elevada de la masa rocosa y que ésta supere la resistencia de la roca. Los estallidos de roca son inducidos mediante las actividades mineras subterráneas (Rustan, 1998).

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

La optimización de la aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas incrementa la rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.

2.4.2. Hipótesis Específicas

- a. El tiempo de instalación del sostenimiento usando el concreto lanzado vía seca optimiza la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.
- b. La reducción del costo de sostenimiento usando el concreto lanzado vía seca incrementa la rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.

2.5. Identificación de variables

2.5.1. Variable Dependiente

- $Y =$ Rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.
- $Y_1 =$ Costos unitarios de sostenimiento antes de la optimización.
- $Y_2 =$ Costos unitarios de sostenimiento después de la optimización.

2.5.2. Variables Independientes

- $X =$ La aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.
- $X_1 =$ Tiempo de instalación usando el concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.
- $X_2 =$ Costo de sostenimiento de labores subterráneas usando el concreto lanzado vía seca en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Ver la Tabla 7 donde se muestra el cuadro de operacionalización de variables.

Tabla 7.
Cuadro de Operacionalización de variables.

Variables	Dimensiones	Indicadores	Técnica de análisis	Instrumento de análisis	Fuentes
<p>Variable Independiente:</p> <p>X = Aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p>	<p>X₁ = Tiempo de instalación usando el concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p> <p>X₂ = Costo de sostenimiento de labores subterráneas usando el concreto lanzado vía seca en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p>	<p>X₁ = Tiempo de instalación usando el concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p> <p>X₂ = Costo de sostenimiento de labores subterráneas usando el concreto lanzado vía seca en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p>	Con documentos	Informe mensual de la Unidad Minera Americana	Compañía Alpayana S.A. Minera
<p>Variable Dependiente:</p> <p>Y = Rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p>	<p>Y₁= Costos unitarios de sostenimiento antes de la optimización.</p> <p>Y₂= Costos unitarios de sostenimiento después de la optimización.</p>	<p>Y₁= Costos unitarios de sostenimiento antes de la optimización.</p> <p>Y₂= Costos unitarios de sostenimiento después de la optimización.</p>	Con documentos	Informe mensual Informe mensual	Compañía Alpayana S.A. Minera

Fuente: Elaboración propia.

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1. Tipo de Investigación

Es aplicada.

3.2. Nivel de investigación

Es descriptivo y explicativo.

3.3. Métodos de investigación

Método científico.

3.4. Diseño de investigación

Se trata de una investigación experimental.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

Conformado por las labores del Nv. 21 B, Zona de Vetas – Subzona Esperanza de la Unidad Minera Americana.

3.5.2. Muestra

La muestra se selecciona en forma aleatoria, seleccionándose la labor GL. 091 de 3.50 m x 3.00 m de sección.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.6.1. Técnicas

Se realizará mediante la observación directa mediante el seguimiento de las actividades realizadas en el sostenimiento mediante el concreto lanzado vía seca.

3.6.2. Instrumentos

Los principales instrumentos utilizados son la guía de observación.

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

Se realizará mediante el programa estadístico Jamovi.

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

El procesamiento de datos se realizará en forma manual y electrónica usando la hoja de cálculo y el programa estadístico Jamovi.

3.9. Tratamiento estadístico

Estudio comparativo con sostenimiento de labores subterráneas usando el concreto lanzado y otros sistemas de sostenimiento.

3.10. Orientación ética filosófica y epistémica

El plagio es una violación de los derechos de propiedad intelectual (DPI) del autor original en forma de derechos de autor, a veces también conocido como la paternidad. El plagiarlo intenta hacer pasar la obra copiada como propia. Los derechos de autor protegen los trabajos de investigación (Saha, 2017, p. 2375).

Teorizar es argumentar, dar sentido al mundo, nombrar y crear. Es reivindicarse en y sobre el mundo. Puede ser un acto ético. Pero no siempre lo ha sido. Pensar la teoría como ética, y no como práctica intelectual, requiere un replanteamiento del propósito y no sólo el contenido de la teoría. No se trata de prescripción teórica, sino el reconocimiento de un cambio que se está

produciendo en todas las disciplinas. A medida que reevaluamos la teoría como forma de conocimiento etnográfico, ¿cómo y cuándo entra en juego la ética?, ¿Cuáles son nuestras responsabilidades no sólo la verdad al poder, sino también la ética a la teoría? (McGranahan, 2022, p. 289).

Los compromisos éticos en los estudios se vienen considerando desde hace algunas décadas. Sin embargo, las preocupaciones a las que suelen limitarse los investigadores se consideran propias de la llamada ética formal (por ejemplo, el anonimato, el consentimiento informado y la ausencia de fraude). Al tiempo que defendemos la necesidad de superar este tipo de ética, también llamada burocrática, compartimos e ilustramos un ejemplo materializado de ética defendida en la investigación científica, a saber, la ética emancipadora. Este ejemplo lo proporciona bajo la dirección de la segunda, y se presenta con consideraciones epistemológicas, ontológicas, metodológicas y éticas desde el inicio del proceso de investigación hasta su final. Principios de investigación emancipadora (CAMERON et al., 1992), cuidado del otro (NODDINGS, 1984) y consideraciones éticas y metodológicas de Denzin (1997) y Christians (2006) para la investigación social y humana sustentan este texto. En resumen se pretende demostrar formas de distribuir el poder e incorporar las voces de los participantes en la práctica de la investigación (Chimentao & Reis, 2019).

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

4.1.1. Estado Actual del Concreto Lanzado Vía Seca en la UM Americana

El sostenimiento usando el concreto lanzado vía seca en la Unidad Minera Americana es de suma importancia debido al requerimiento de la necesidad por el tipo de roca que se cuenta en las labores de preparación y desarrollo (Monge Porras, 2022).

En el Nv. 21 B GL 091 se tiene como tipo de roca REGULAR IIIB, el RMR es de 41 a 50, por lo que según recomendación geomecánica para el sostenimiento se debe realizar usando perno helicoidal o Split set de una longitud de 5 o 7 pies con shotcrete de 2 pulgadas de espesor.

Tabla 8.
Tipo de sostenimiento

TIPO DE SOSTENIMIENTO	
A	ROCA BUENA TIPO II A (RMR 71-80) SIN SOPORTE Ó PERNO OCASIONAL. (CONTROL DE BLOQUES INESTABLES). Perno Helicoidal ó Split Set de 5 ó 7 pies.
B	ROCA BUENA TIPO II B (RMR 61-70) PERNO SISTEMÁTICO. (Perno Helicoidal ó Split Set) de 5 ó 7 pies. A 1.80 x 1.80 m.
C	ROCA REGULAR TIPO III A (RMR 51-60) PERNO SISTEMÁTICO. (Perno Helicoidal ó Split Set) de 5 ó 7 pies. A 1.50 x 1.50 m.
C1	ROCA REGULAR TIPO III B (RMR 41-50) PERNO SISTEMÁTICO. (Perno Helicoidal ó Split Set de 5 ó 7 pies. A 1.50 x 1.50 m. y SHOTCRETE 2" Pulg.) ó PERNO SISTEMÁTICO. (Perno Helicoidal ó Split Set) A 1.0 x 1.0 m. y MALLA.
D	ROCA POBRE TIPO IV A (RMR 31-40) PERNO SISTEMÁTICO. (Perno Helicoidal ó Split Set de 5 ó 7 pies) A 1.0 x 1.0 m. con MALLA y SHOTCRETE 3" Pulg. ó CUADRO DE MADERA Esp. 1.30 a 1.60 m. y Marchavantes.
D1	ROCA POBRE TIPO IV B (RMR 21-30) CIMBRAS METALICAS ó CUADRO DE MADERA Esp. 1.00 A 1.20 m. y Marchavantes ó SHOTCRETE 2" Pulg. Preventivo. Mas PERNO SISTEMATICO (Perno Helicoidal ó Split Set) A 1.0 x 1.0 m. CON MALLA y SHOTCRETE 2" Pulg.
E	ROCA MUY POBRE TIPO V B (RMR < 21) CIMBRAS METALICAS CONCRETADO ó CUADRO DE MADERA Esp. 0.70 a 0.90 m. y Marchavantes.

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Compañía Minera Alpayana S.A.

El diseño de mezcla para el sostenimiento usando shotcrete se muestra en la **Tabla 9**.

Tabla 9.

Diseño de mezcla para 1 m³ de Shotcrete.

MATERIAL	CANTIDAD	UNIDAD
ARENA	1610	KG
CEMENTO	425	KG
AGUA	185	LT
FIBRA METALICA	20	KG
ADITIVO	3.50	GAL
AIRE	4	BAR

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Compañía Minera Alpayana S.A.

4.1.2. Equipos

ALIVA 257:

La AL-257 es la máquina universal para la aplicación de concreto lanzado seco y húmedo con el método de chorro fino. El nuevo y muy compacto diseño de la máquina impresiona por sus dimensiones, peso y rendimiento. Con sólo 750 kg y unas dimensiones tan reducidas como las de una pequeña máquina de hormigón proyectado en seco, la AL-257 cabe en cualquier obra y es fácil de instalar y manejar. Con su increíble rango de capacidad de producción de 0.7 a 9.6 m³/h (con 3 tamaños de rotor), la máquina funciona tanto en pequeños trabajos de renovación de hormigón como en la protección de grandes taludes o en minas. Sus reducidos costos de mantenimiento y desgaste la convierten en la máquina de hormigón proyectado ideal para todo tipo de aplicaciones (Multicrete, 2024).

Campos de aplicación:

- Aplicación de hormigón proyectado húmedo y seco
- Renovación del hormigón
- Relleno de juntas
- Protección de taludes, consolidación de rocas
- Aplicaciones en minería y túneles

Con la AL-257, universal y de nuevo desarrollo, el hormigón proyectado seco y húmedo son igualmente posibles. No es necesario cambiar en la máquina de hormigón proyectado seco a húmedo (Multicrete, 2024).

Para cambiar de hormigón proyectado húmedo a seco, es necesario limpiar y secar la máquina. El sistema de escape integrado y una tolva de nuevo diseño permiten un alto grado de llenado de las cámaras del rotor, lo que se traduce en una baja pulsación y un menor rebote (Multicrete, 2024).

La AL-257 está equipada con un sistema de lubricación totalmente automático para los discos del rotor. La velocidad del rotor se ajusta con un convertidor de frecuencia y, por lo tanto, puede ajustarse a cada necesidad específica del trabajo (Multicrete, 2024).

La máquina dispone de un botón de emergencia que detiene el giro del rotor y cierra la válvula principal del suministro de aire (Multicrete, 2024).

Con un peso de sólo 750 kg y unas medidas compactas, la AL- 257 cabe en cualquier sitio, es fácil de manejar y se ajusta a cualquier aplicación. Con un enorme espectro de capacidad de transporte de 0,7-9,6 m³/h, no hay trabajo que no pueda realizarse de forma económica (Multicrete, 2024).

La máquina está equipada con rotores fabricados en aluminio de alta tecnología y funciona con placas de desgaste y rotor de acero. La experiencia ha demostrado hasta 10 veces menos desgaste en las placas de acero, dependiendo del material, la capacidad de producción, el diámetro de la manguera y el suministro de aire comprimido. Esto también reduce el tiempo de parada y los costes de desgaste y, por lo tanto, hace que la pulverización sea más económica (Multicrete, 2024).

Figura 26.
Máquina lanzadora de concreto Aliva 257.



Fuente: (Multicrete, 2024).

Tabla 10.
Datos técnicos del ALIVA 257.

Tipo de máquina	Proceso	Variante/ accionamiento	Tensión/ Consumo de aire del motor	Tamaño del rotor en litros	Rendimiento teórico en m ³ /h*	Diámetro de manguera recomenda da en mm	Tamaño máx. del grano en mm	Distancia máxima de transporte en m horizontal/ve rtical**	Peso en kg	Dimensiones en mm	
Equipo de motor ALIVA-257	Flujo diluido, para concreto seco o húmedo	TOP: Eléctrica	3x380-480v	25	0.7 - 2.0	DN 38	12	Seco: 300/100 Húmedo: 40/15	650	Largo	1579
			50 - 60 Hz	60	1.9 - 5.0	DN 50	12			Altura	1321
		AIR: Neumática		90	2.7 - 7.2	DN 50	16			Ancho	800
				12	3.6 - 9.6	DN 60	20				

Fuente: (Multicrete, 2024)

4.1.3. Granulometría

Para la dosificación del concreto lanzado, las características del agregado es muy importante tener en cuenta.

Tabla 11.

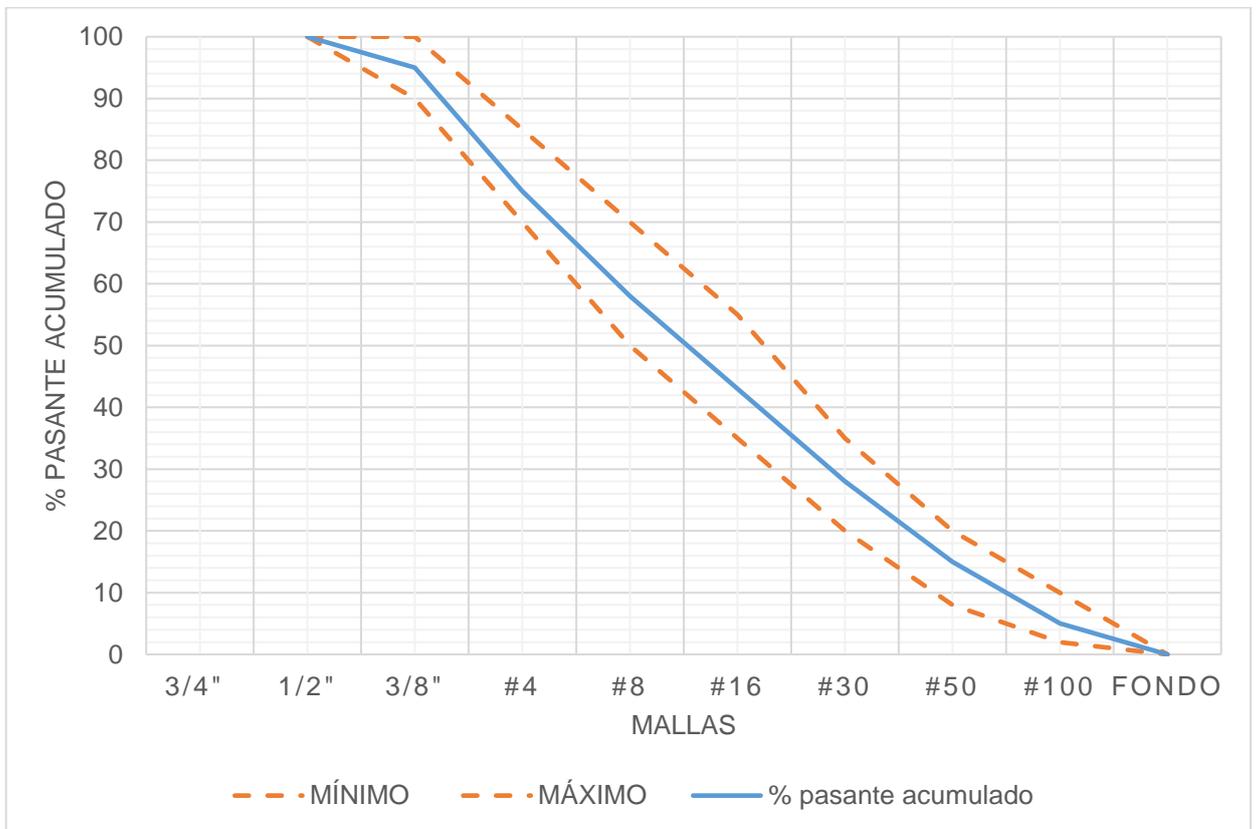
Análisis granulométrico.

	MÍNIMO	Curva Granulométrica	MÁXIMO
3/4"			
1/2"	100	100	100
3/8"	90	95	100
#4	70	75	85
#8	50	58	70
#16	35	43	55
#30	20	28	35
#50	8	15	20
#100	2	5	10
Fondo	0	0	0

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Compañía Minera Alpayana S.A.

Figura 27.

Análisis granulométrico.



Fuente: Departamento de Geomecánica de la Compañía Minera Alpayana S.A.

4.1.4. Módulo de Fineza

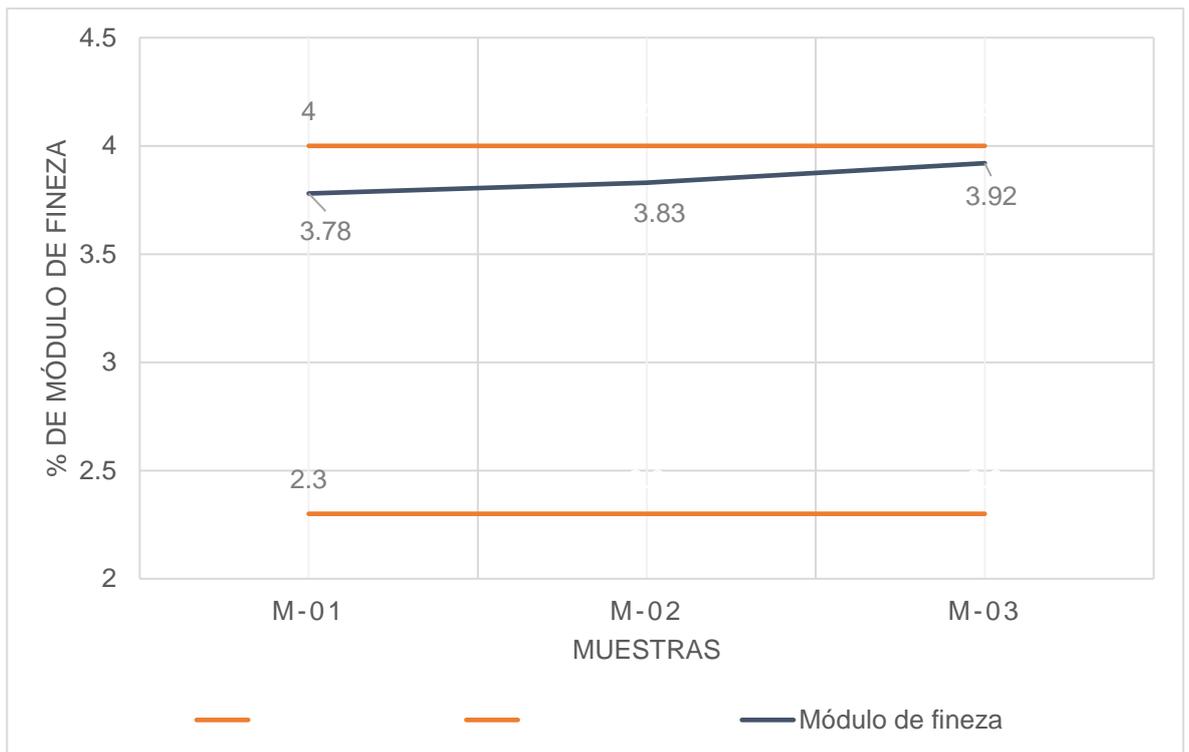
El módulo de fineza nos indica si el agregado se encuentra dentro de los parámetros de calidad que se requiere según la norma ASTM C 33. Para el caso de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A., se considera que el módulo de fineza sea de 2.3% hasta 4.0%.

Tabla 12.
Módulo de fineza.

	Límite mínimo	Módulo de fineza	Límite máximo
M-01	2.3	3.78	4
M-02	2.3	3.83	4
M-03	2.3	3.92	4

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Compañía Minera Alpayana S.A.

Figura 28.
Módulo de fineza del agregado.



Fuente: Departamento de Geomecánica de la Compañía Minera Alpayana S.A.

4.1.5. Humedad del agregado

En la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A. el contenido máximo de humedad para los agregados será de 8%, dependiendo éste de las condiciones de almacenamiento.

4.1.6. Cemento

De acuerdo a la norma ACI 506R-16 la cantidad de cemento es directamente proporcional a la resistencia a obtener. En la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana la cantidad de cemento es de 425 kg/m³ lo que proporciona una resistencia de diseño de 300 kg/cm².

Tabla 13.

Relación de la resistencia del concreto (MPa) con el contenido de cemento (kg).

Resistencia a los 28 días (Mpa)	Contenido de cemento (kg)
21	295 - 385
28	325 - 415
35	385 - 505

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Compañía Minera Alpayana S.A.

4.1.7. Agua

En Unidad Minera Americana el cálculo de la cantidad de agua se realiza mediante la siguiente fórmula:

$$Relación \frac{A}{C} = \frac{Agua}{Cemento} \quad (1)$$

Según normas ACI 506, la relación agua/cemento = 0.45, además

La cantidad de cemento del shotcrete es de 425 kg/cm³.

Reemplazando datos a la ecuación y resolviendo tenemos:

$$0.45 = \frac{Agua}{425} \quad (2)$$

Despejando:

Agua = 191.25 litros, redondeando

Agua ≈ 190 litros.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

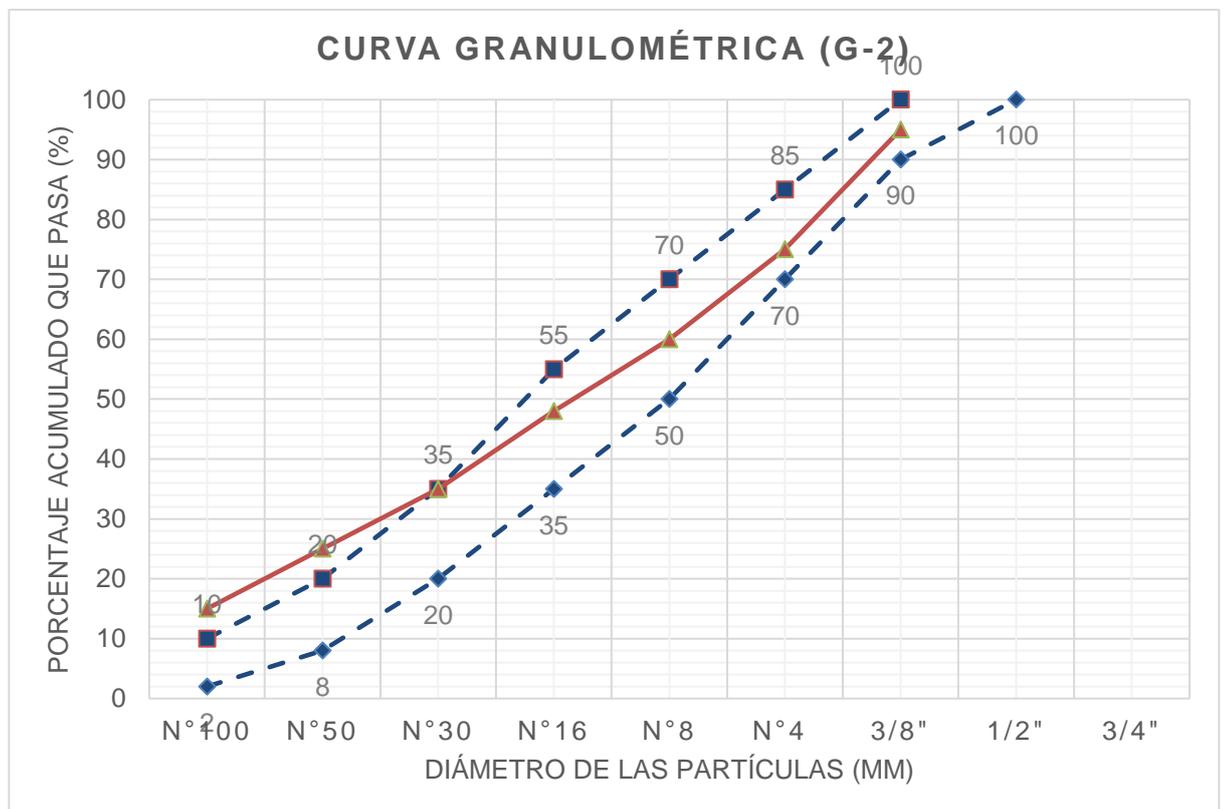
En las labores del Nv. 21 B, de la zona de vetas- subzona Esperanza de la Unidad Minera Americana, GL 091, el indicador de sostenimiento con shotcrete vía seca es de 1 m³ por metro lineal de avance con rebote promedio de 33.2%, siendo este valor bastante alto.

4.2.1. Granulometría del Agregado para el Shotcrete Antes del Estudio

Las deficiencias encontradas en el muestreo de agregados antes del estudio de investigación se muestran en la Figura 29.

Figura 29.

Granulometría del agregado antes del estudio.



4.2.2. Granulometría del Agregado Después del Estudio

La granulometría del agregado después del estudio se muestra en las Figura 30 y Figura 31.

Figura 30.

Granulometría del agregado después del estudio (muestra 1).

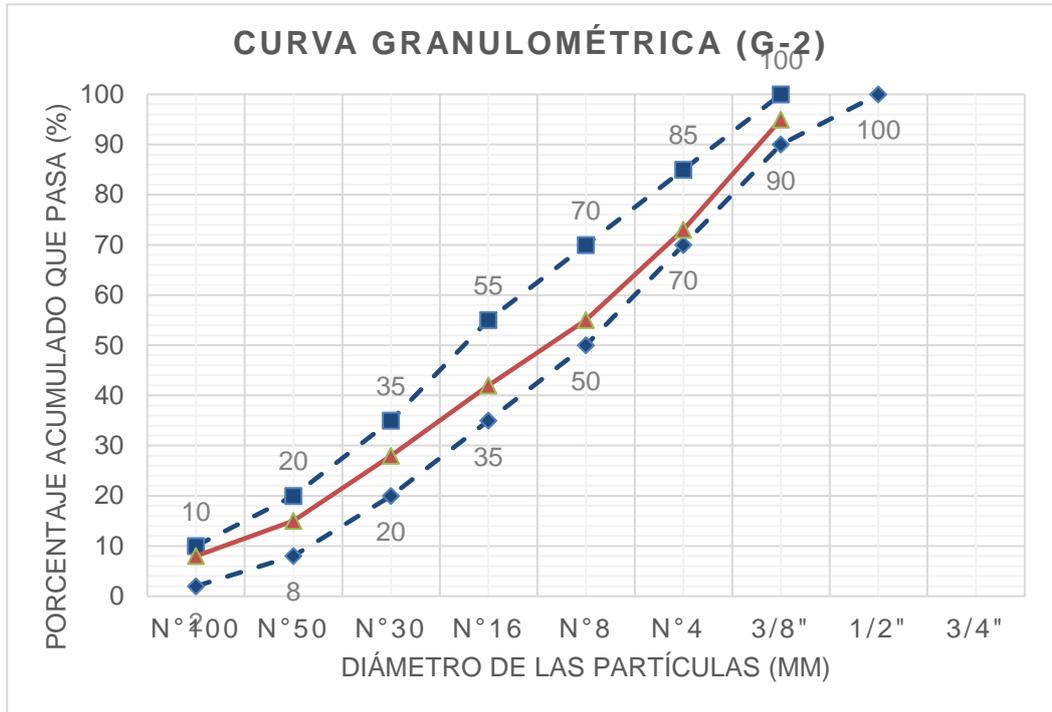
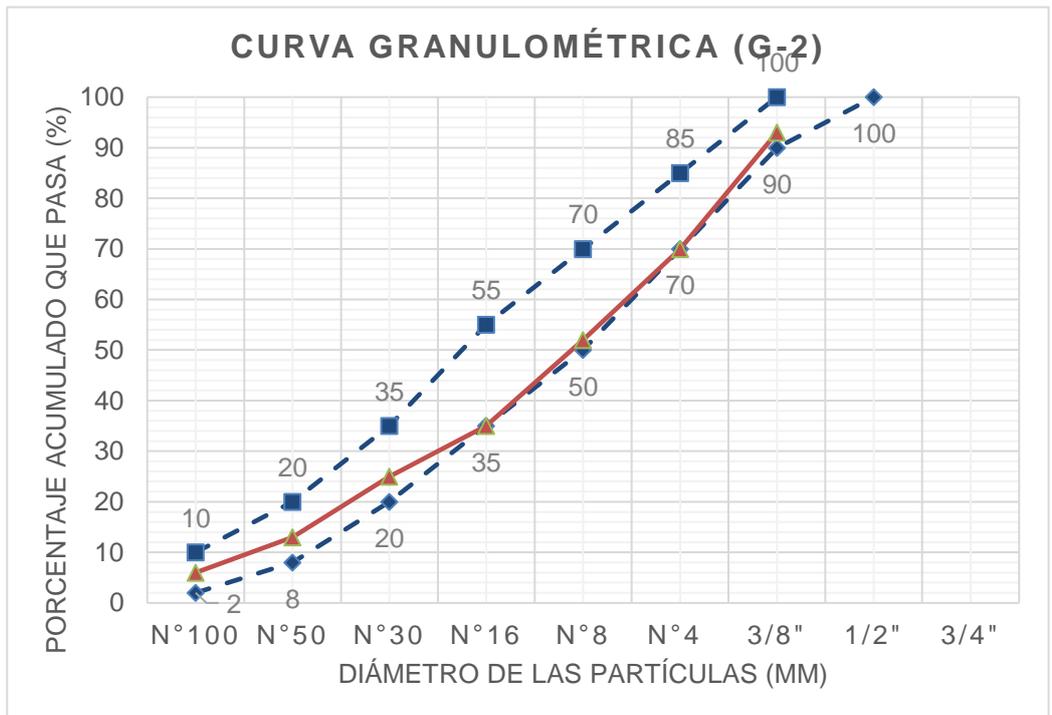


Figura 31.

Granulometría del agregado después del estudio (muestra 2).



4.2.3. Uso de Calibradores

Con la finalidad de controlar el espesor del shotcrete según evaluación geomecánica, en los lugares a realizar el sostenimiento usando el concreto lanzado, se encontró deficiencias en el uso de la cantidad de calibradores por metro cuadrado para el control del espesor de shotcrete de manera eficiente (Monge Porras, 2022, p. 51).

Figura 32.
Calibrador de polipropileno.

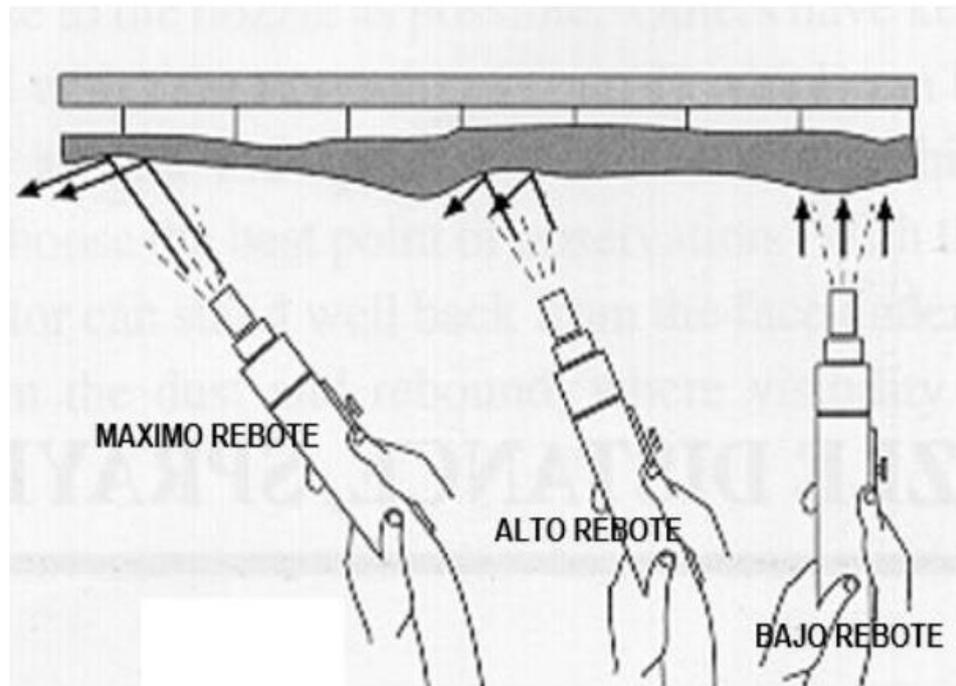


4.2.4. Control del Ángulo de Lanzado del Shotcrete

Con la finalidad de generar menor rebote, el ángulo correcto para el lanzamiento del shotcrete es de 90° hacia a superficie a lanzar (Monge Porras, 2022, p. 53).

Figura 33.

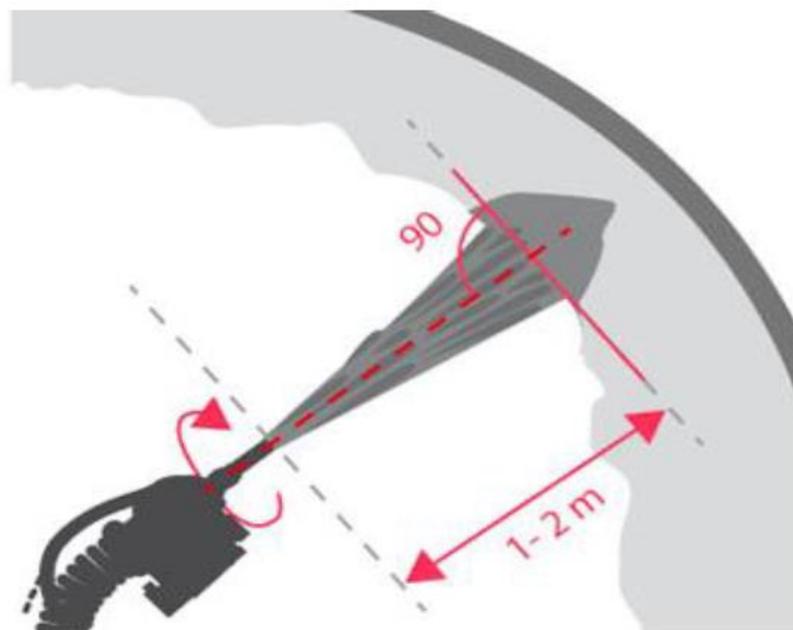
Recomendaciones para minimizar el porcentaje de rebote.



Fuente: (Monge Porras, 2022).

Figura 34.

Recomendación del ángulo correcto para lanzar el shotcrete.



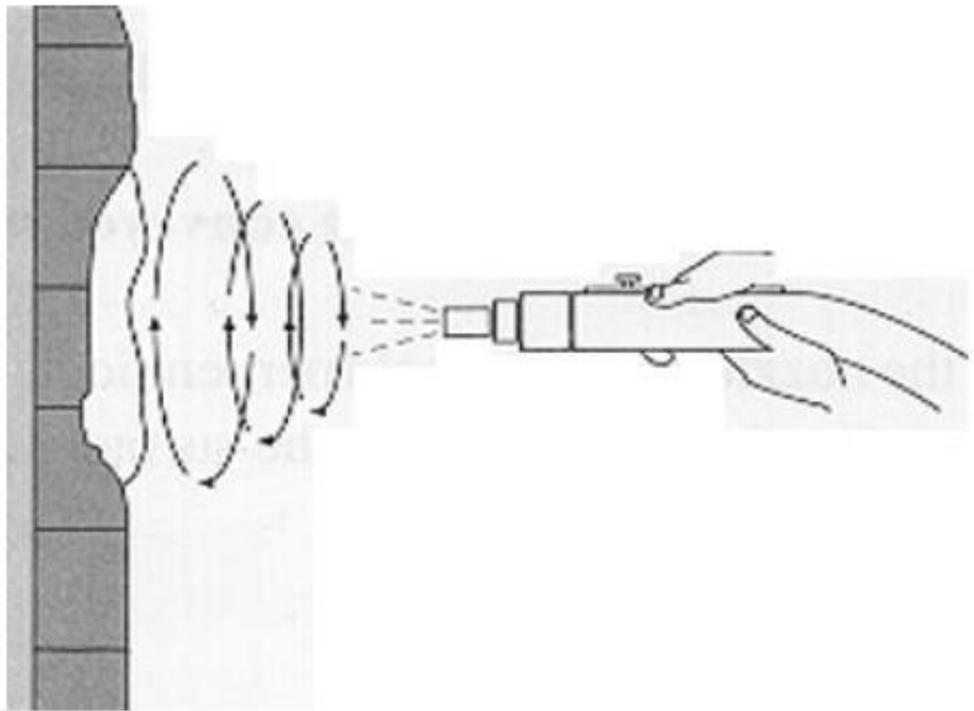
Fuente: (Monge Porras, 2022).

4.2.5. Distancia y Movimiento del Lanzado

Para optimizar las operaciones de aplicación del concreto lanzado la distancia óptima de la boquilla a la superficie a lanzar debe ser de 1 a 2 mts. En el momento a lanzar se debe realizar un movimiento circular en la boquilla, el lanzado se debe iniciar desde abajo hacia arriba (Monge Porras, 2022, p. 54).

Figura 35.

Movimiento de la boquilla al momento del lanzado.



Fuente: (Monge Porras, 2022).

4.2.6. Tiempo de Lanzado de Concreto Lanzado

El tiempo de lanzado del shotcrete es de 3.5 horas a 4.5 horas para 1 m³ de shotcrete, este parámetro depende de la experiencia de los trabajadores y del área de trabajo.

Tabla 14.
Estudio de tiempos.

TIEMPO DE LANZADO DE SHOTCRETE EN EL Nv 21 B - GL 091		
Descripción	Tiempo	Unidades
Transporte de materiales al Nv 21 B - GL 091	20	min
Transporte de agregado al Nv 21 B - GL 091	25	min
Descarga de material en la GL 091	10	min
Limpieza de labor	7	min
Desquinche de rocas sueltas	12	min
Regado de agua en los hastiales y techo de la labor	10	min
Preparación de la mezcla del shotcrete vía seca	35	min
Instalación del Aliva para el lanzamiento de shotcrete	5	min
Lanzado de shotcrete vía seca en el Nv 21 B - GL 091	140	min
Total del tiempo lanzado	264	min
Total Hr	4.40	Hr
Total de tiempo efectivo	185	min
Total de demoras operativas	79	min

4.2.7. Costos de Lanzado de Shotcrete

Figura 36.

Malla de perforación y voladura con jumbo de sección 3.50x3.00 – Roca regular III A – III B (RMR 41-60) con emulsión.

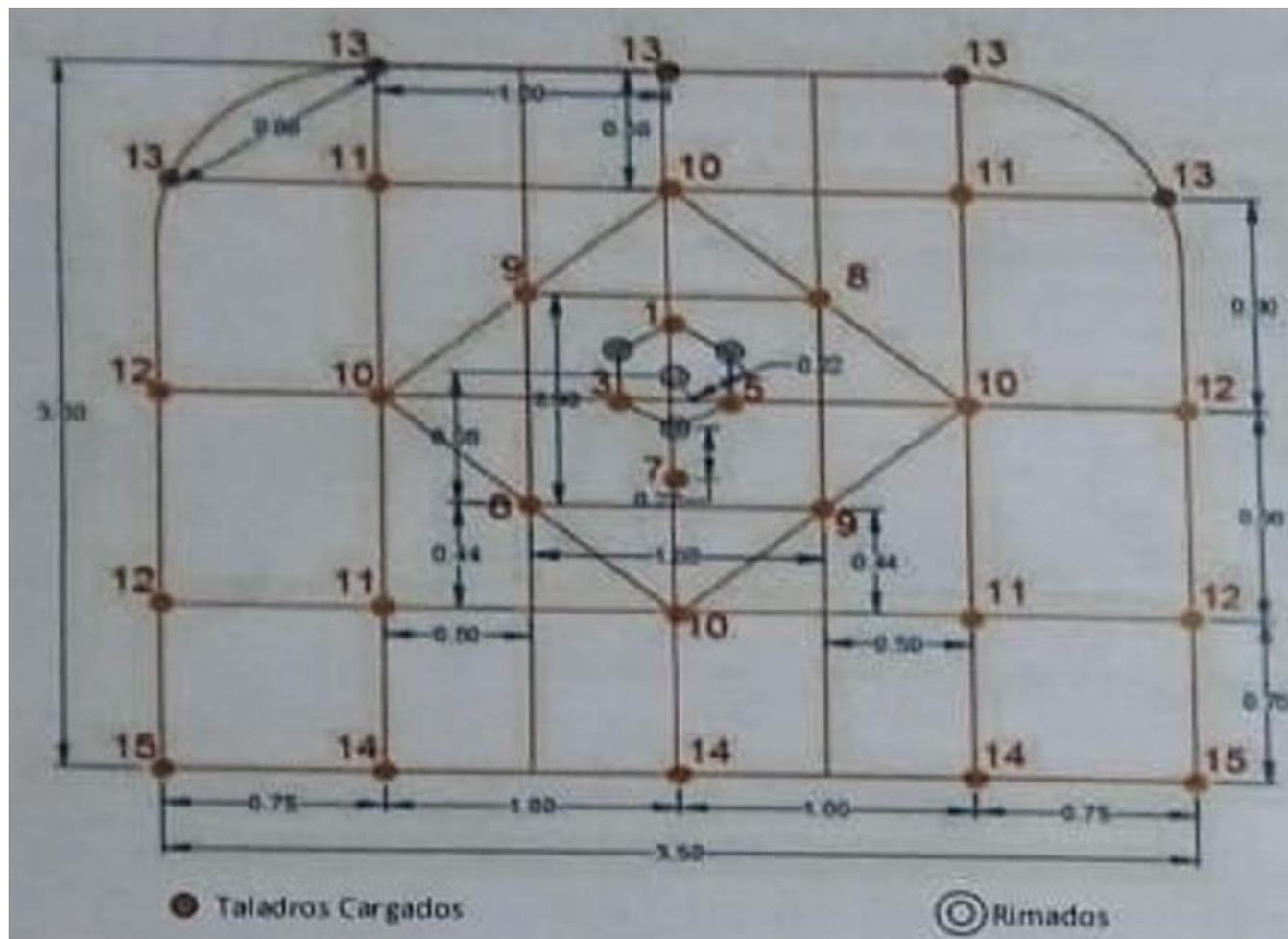


Tabla 15.

Faneles de 4.2 m.

FANELES DE 4.2 m.	
SEC.	CANT.
N° 1	1
N° 2	
N° 3	1
N° 4	
N° 5	1
N° 6	
N° 7	1
N° 8	2
N° 9	2
N° 10	4
N° 11	4
N° 12	4
N° 13	5
N° 14	3
N° 15	2
N° 16	
TOTAL	30

Tabla 16.

Parámetros de perforación, explosivo y accesorios.

PARAM. DE PERFORACION			
LONG. BARRA	ft	10	14
LONG. BARRA	m	3.05	4.27
LONG. PERFORACION	m	2.7	3.7
EF. PERFORACION		89%	87%
N° TAL. PERFORADOS		34	34
N° RIMADOS		4	4
DIAM. BROCA	mm	51 y 45	51 y 45
DIAM. RIMADO	mm	89	102
EXPLOSIVO Y ACCESORIOS			
EMULNOR 5000 1 1/2°XB°	cart	285	414
EMULNOR 3000 1 1/B°X12°	cart	25	35
EMULNOR 1000 1 1/B°X12°	cart	-	-
CORDÓN DETONANTE		35	38
CARMEX		2	2
MECHA RÁPIDA		0.2	0.2

Tabla 17.

Parámetros técnicos, rendimientos y resultados.

PARAM. TECNICOS		10 ft	14 ft
TIPO DE ROCA	REGULAR		
SECCIÓN (BXA)	3.5	3.0	
DENSIDAD ROCA	Ton/m ³	2.7	
VOL. INSITU ROTO	m ³	24.72	33.99
RENDIMIENTOS			
MTS PERF. X DISP	mp/disp	91.8	125.8
MTS PERF. X AVANCE	mp/ml	38.3	38.1
MTS PERF. X TON	mp/ton	1.4	1.4
RESULTADOS			
AVANCE POR DISP.	m	2.4	3.3
EF. VOLADURA		89%	89%
F. AVANCE	kg/m	33.87	35.69
F. CARGA	kg/m ³	3.29	3.46
F. POTENCIA	kg/ton	1.22	1.28

Tabla 18.

Distribución de explosivo por taladro para barra de 10 ft.

Para Barra de 10 ft		N° Cart/Taladro			Total Explosivo Kg
DISTRIBUCION DE TALADROS	Nro Taladros	E- 1000 1 1/8° x 12°	E- 3000 1 1/8° x 12°	E- 5000 1 1/2° x 8°	
Arranque	4			12	12.8
1ra Ayuda	4			12	12.8
2da Ayuda	4			12	12.8
3ra Ayuda	4			11	11.7
Ayuda arrastre	-			-	-
Corona (cañas)	5		5	1	6.8
Hastiales	4			8	8.5
Alivios de corona	-		-	-	-
Arrastre	5			12	16.0
TOTAL CARGADOS	30	-	25	285	81.3

Tabla 19.

Distribución de explosivo por taladro para barra de 14 ft.

Para Barra de 14 ft		N° Cart/Taladro			Total Explosivo Kg
DISTRIBUCION DE TALADROS	Nro Taladros	E- 1000 1 1/8° x 12°	E- 3000 1 1/8° x 12°	E- 5000 1 1/2° x 8°	
Arranque	4			17	18.1
1ra Ayuda	4			17	18.1
2da Ayuda	4			17	18.1
3ra Ayuda	4			16	17.0
Ayuda arrastre	-			-	-
Corona (cañas)	5		7	1	9.0
Hastiales	4			14	14.9
Alivios de corona	-		-	-	-
Arrastre	5			17	22.6
TOTAL CARGADOS	30	-	35	414	117.8

RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA:

Fecha: 05/02/2024

Nivel: 20 B

Labor: GL 190

Macizo muy fracturado, veta falla con relleno alterado. Discontinuidades con persistencia, orientados en forma paralela y subparalela en la estructura.

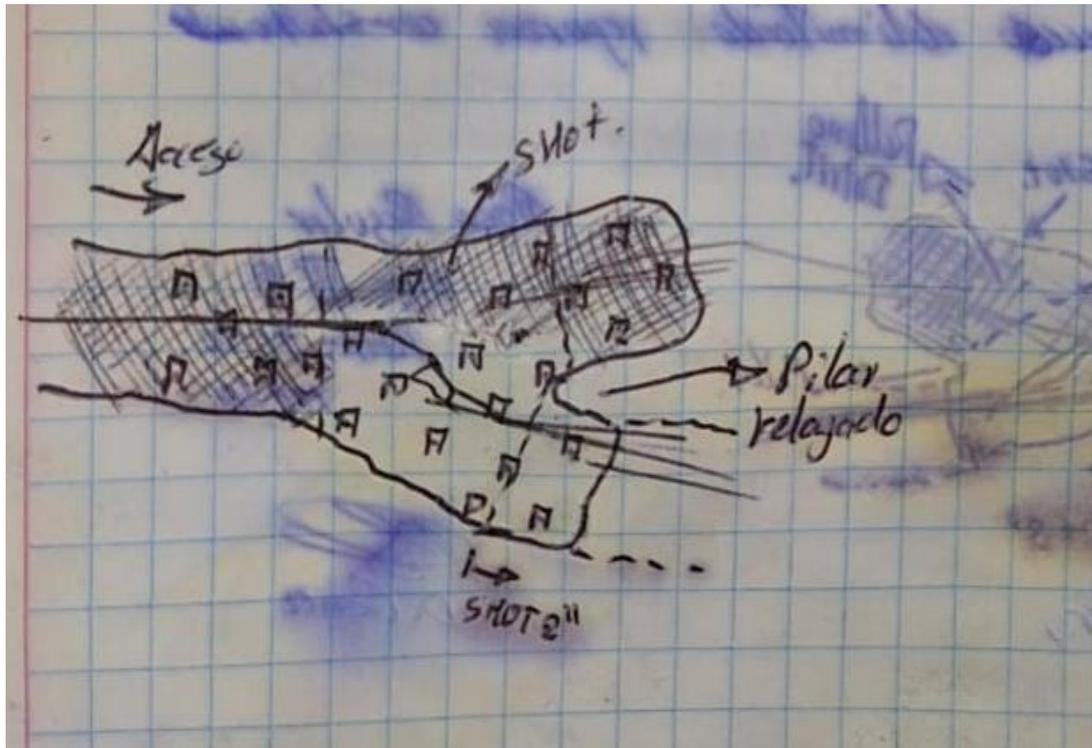
Relajamiento moderado en el pilar en formación.

Recomendación:

Realizar desatado manual de rocas en toda el área, aplicar sostenimiento con shotcrete de 2" y perno helicoidal sistemático de 7' a 1.5 m x 1.5 m, reforzando el pilar en formación. Realizar voladura controlada, mantener la estructura hacia el hastial izquierdo.

Roca Regular Tipo III B, RMR = 41-50.

Figura 37.
Recomendación geomecánica del Nivel 20 B, GL 190.



RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA:

Fecha: 29/01/2024

Nivel: 21 B

Labor: GL 091

Macizo muy fracturado, relajamiento leve/moderado en los hastiales (caja piso). Sistema de fracturamiento paralelo y subparalelo. Material recargado sobre la malla. Hidrología húmedo.

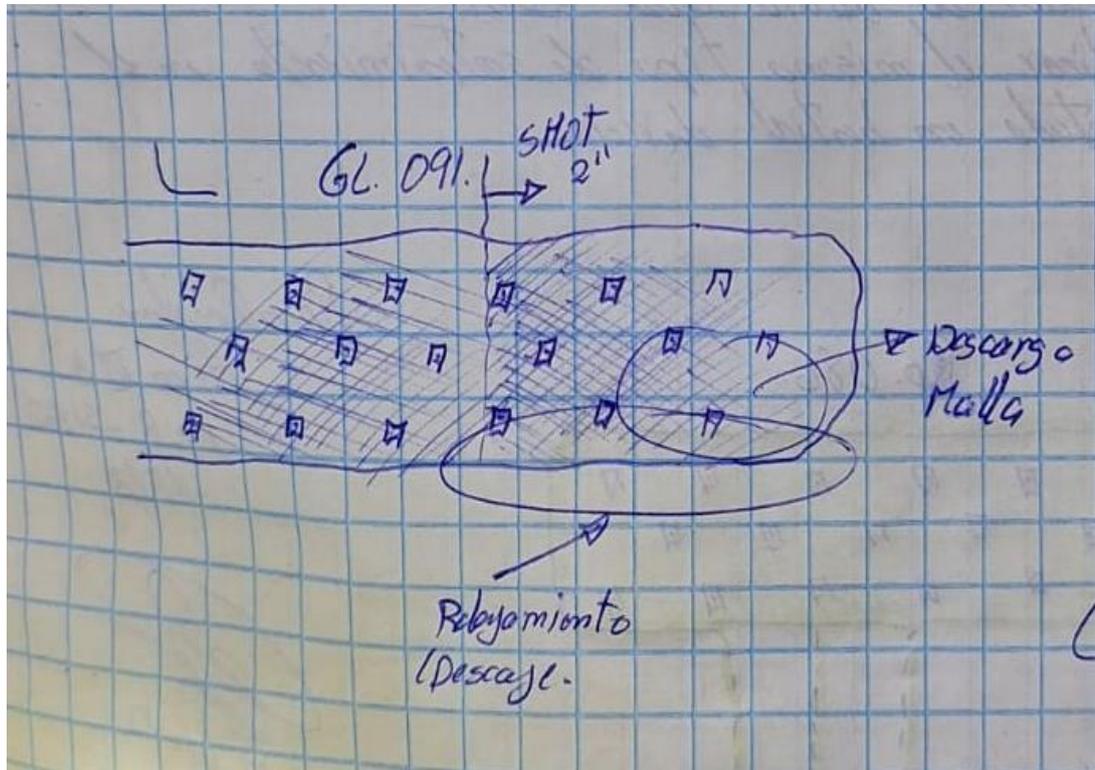
Recomendación:

Realizar desatado manual de rocas en toda el área, descarga de malla deteriorada y retiro de paños remangados. Realizar el corte y ajuste de pernos helicoidales. Aplicar refuerzos con shotcrete de 2" en el tramo final delimitado.

Roca Regular Tipo III B.

RMR = 41-50.

Figura 38.
Recomendación geomecánica del Nivel 21 B, GL 091.



RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA:

Fecha: 03-12-23

Labor: GL 091 E

Nivel: 21 B

Labor en rehabilitación, al ingreso de la galería se evidencia moderado fracturamiento en los hastiales. Hacia la caja piso se evidencia fracturamiento abierto con bancos. Tramo de roca tipo III-B. Fracturamiento predominante con orientación paralela.

Recomendación:

- Al ingreso de la galería reforzar el sostenimiento con con shotcrete de 2" en un tramo de 8 m.
- Completar el sostenimiento con malla electrosoldada hasta el nicho.

- Hacia el tope reforzar el sostenimiento con shotcrete de 2" en un tramo de 6 m y el avance de la galería aplicar el sostenimiento con pernos helicoidales de 7' y malla electrsoldada,

Roca Tipo: III-B

RMR: 41-50

Figura 39.

Recomendación geomecánica del Nivel 21 B, GL 091 E.



4.3. Prueba De Hipótesis

4.3.1. Hipótesis General

La optimización de la aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas incrementa la rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.

Para lo cual tenemos la base de datos que se muestra en la Tabla 20.

Tabla 20.

Base de datos para la prueba de hipótesis general.

Id	Rebote (%)	Sost_cl_vs
1	32	1
2	33	1
3	34	1
4	35	1
5	31	1
6	30	1
7	36	1
8	31	1
9	34	1
10	33	1
11	15	2
12	16	2
13	14	2
14	18	2
15	15	2
16	16	2
17	15	2
18	14	2
19	19	2
20	18	2

Tabla 21.

Definición de variables.

Variables	Significado	Código
Sost_cl_vs	Sostenimiento mediante concreto lanzado vía seca	
	Grupo de control	1
	Grupo experimental	2
Rebote (%)	Porcentaje de rebote del concreto lanzado	

1) Análisis estadístico de los resultados

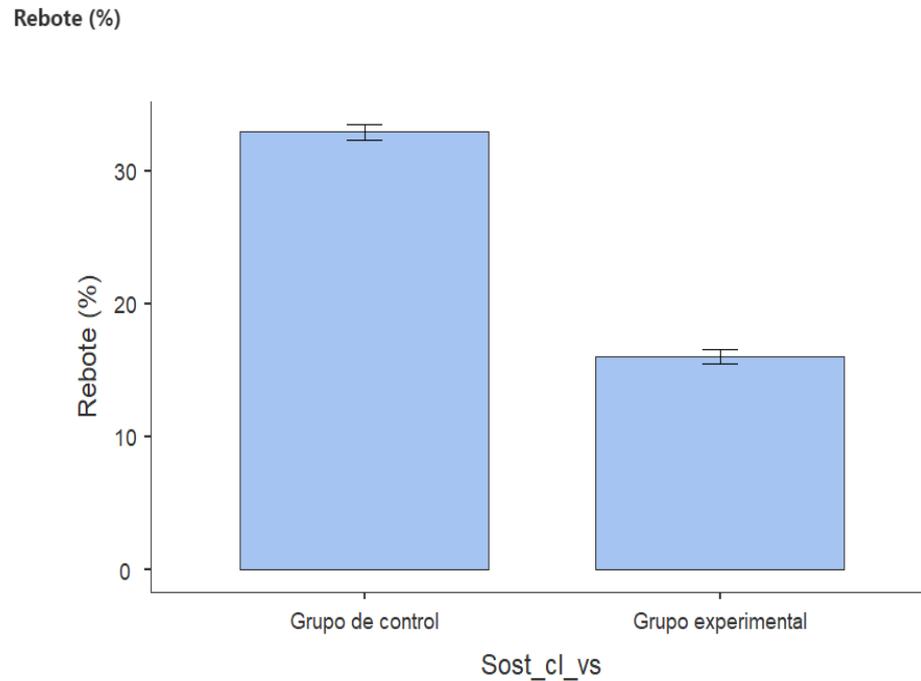
Tabla 22.
Análisis estadístico.

		Sost_cl_vs	Rebote (%)
Número de muestras	n	Grupo de control	10
		Grupo experimental	10
Promedio	\bar{X}	Grupo de control	32.9
		Grupo experimental	16
Desviación estándar	σ	Grupo de control	1.91
		Grupo experimental	1.76
Varianza	σ^2	Grupo de control	3.66
		Grupo experimental	3.11
Rango	R	Grupo de control	6
		Grupo experimental	5

Fuente: Elaboración propia.

Figura 40.
Diagrama de barras del análisis.

Plots



Fuente: Elaboración propia.

2) Prueba de normalidad

Sea:

- H_0 : La distribución de datos tiene tendencia a la curva normal.
- H_1 : La distribución de datos no tiene tendencia a la curva normal.

Considerando un nivel de significancia de 0.05

Ver resultados en la siguiente tabla:

Tabla 23.
Prueba de normalidad de Shapiro-Wilk.

	Sost_cl_vs	Median	Shapiro-Wilk	
			W	p
Rebote (%)	Grupo de control	33	0.969	0.883
	Grupo experimental	15.5	0.889	0.167

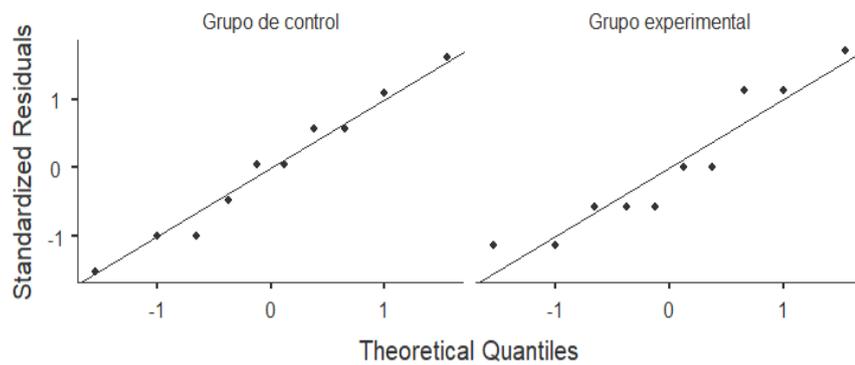
De la tabla $p > 0.05$, por lo que se acepta la H_0 ,

En consecuencia, los datos tiene tendencia a la curva normal.

Figura 41.

Gráfico del porcentaje de rebote del concreto lanzado vía seca.

Rebote (%)



3) Prueba de homocedasticidad (homogeneidad de varianzas)

Tenemos lo siguiente:

H_0 : La varianza poblacional es homogénea.

H_1 : La varianza poblacional es variable.

Usando el programa estadístico tenemos:

Tabla 24.

Prueba de homocedasticidad del porcentaje de rebote del concreto lanzado vía seca según Levene's.

	F	df	df2	p
Rebote (%)	0.0712	1	18	0.793

De la tabla se tiene que $p > 0.05$ por lo que se acepta la H_0 . Por lo tanto, la varianza poblacional es homogénea del porcentaje de rebote del concreto lanzado vía seca de los grupos de control y experimental.

4) Comparación de Grupos Independientes

Sea:

H_0 : Las diferencias de medias es igual a 0.

H_1 : La diferencia de medias es diferente de 0.

Tenemos:

Tabla 25.

Prueba t de Student para muestras independientes.

		Statistic	df	p	Mean difference	SE difference	Effect Size
Rebote (%)	Student's t	20.5	18	< .001	16.9	0.823	Cohen's d 9.19

Note. $H_a \mu$ Grupo de control $\neq \mu$ Grupo experimental

De la Tabla 25 el valor de $p < 0.05$, por lo que se rechaza la H_0 , por lo que existen diferencias estadísticamente significativas entre el porcentaje de rebote del concreto lanzado vía seca entre los grupos de control y experimental.

La evaluación del tamaño del efecto se realiza mediante los criterios de d de Cohen. Ver la siguiente tabla:

Tabla 26.
Evaluación de criterios según 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

Según los resultados obtenidos podemos concluir que el tamaño del efecto es grande.

Además, mostramos los indicadores descriptivos de los datos, en la Tabla 27.

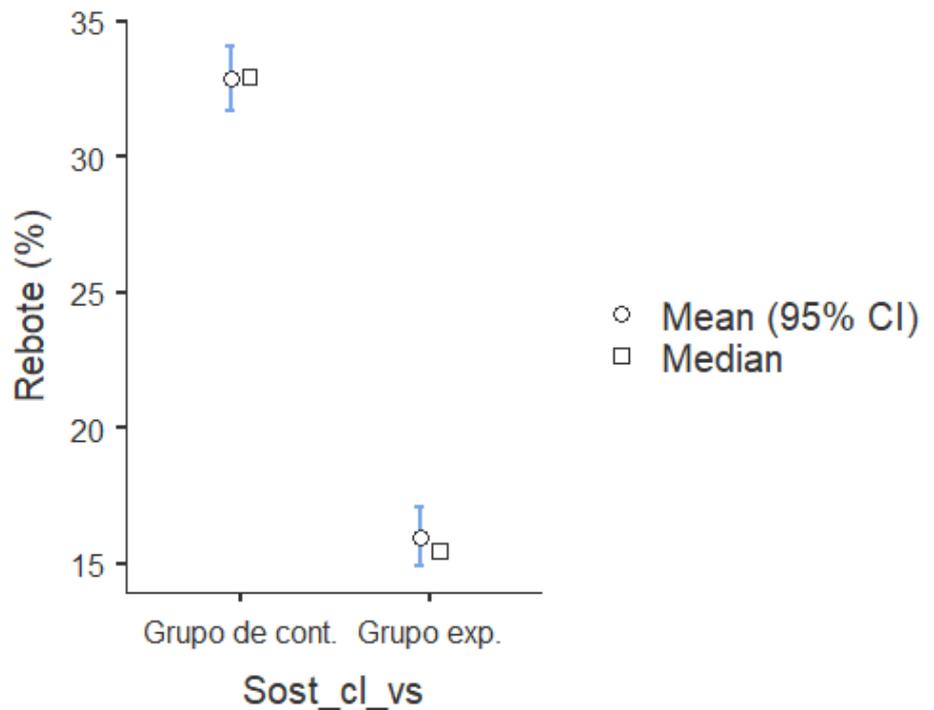
Tabla 27.
Descriptivo de los grupos: métodos de los grupos de control y experimental del rebote del concreto lanzado vía seca.

	Sost_cl_vs	N	Mean	Median	SD	Variance	Range	Min	Max
Rebote (%)	Grupo de control	10	32.9	33	1.91	3.66	6	30	36
	Grupo experimental	10	16	15.5	1.76	3.11	5	14	19

En la Tabla 27 y en la Figura 42 se observan la media y la mediana de los costos de operaciones de los dos métodos en estudio.

Figura 42.

Gráfico de la media y mediana de los porcentajes de rebote del concreto lanzado vía seca de los grupos de control y experimental.



Conclusión:

La comparación de medias que es $\neq 0$ por lo que existen diferencias estadísticamente significativas entre los porcentajes de rebote del concreto lanzado vía seca de los grupos de control y experimental, por lo que se demuestra que la optimización de la aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas incrementaría la rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.

4.3.2. Hipótesis Específicas

4.3.2.1. Primera Hipótesis Específica

El tiempo de instalación del sostenimiento usando el concreto lanzado vía seca optimiza la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.

Ver Tabla 28 donde se muestra el tiempo de instalación según el tipo de sostenimiento.

Tabla 28.
Tiempo de instalación por tipo de sostenimiento.

id	tipo sost.	tiempo (hrs)
1	1	6.0
2	1	6.5
3	1	6.6
4	1	6.8
5	1	7.1
6	1	7.3
7	1	6.9
8	1	7.5
9	1	7.0
10	1	7.4
11	2	2.0
12	2	2.4
13	2	2.2
14	2	2.8
15	2	2.7
16	2	2.5
17	2	2.8
18	2	2.7
19	2	2.9
20	2	2.6

En la siguiente tabla se muestra la definición de variables.

Tabla 29.
Significado de las variables para la prueba de hipótesis por tiempo de instalación del sostenimiento.

Variables	Significado	Código
id	Identificador	
Tipo sost.	Tipo de sostenimiento	
	Grupo de control	1
	Grupo experimental	2

1) Prueba de normalidad

Tenemos:

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

Tenemos:

Tabla 30.
Prueba de normalidad según Shapiro-Wilk.

	W	p
Tiempo (hrs)	0.968	0.704

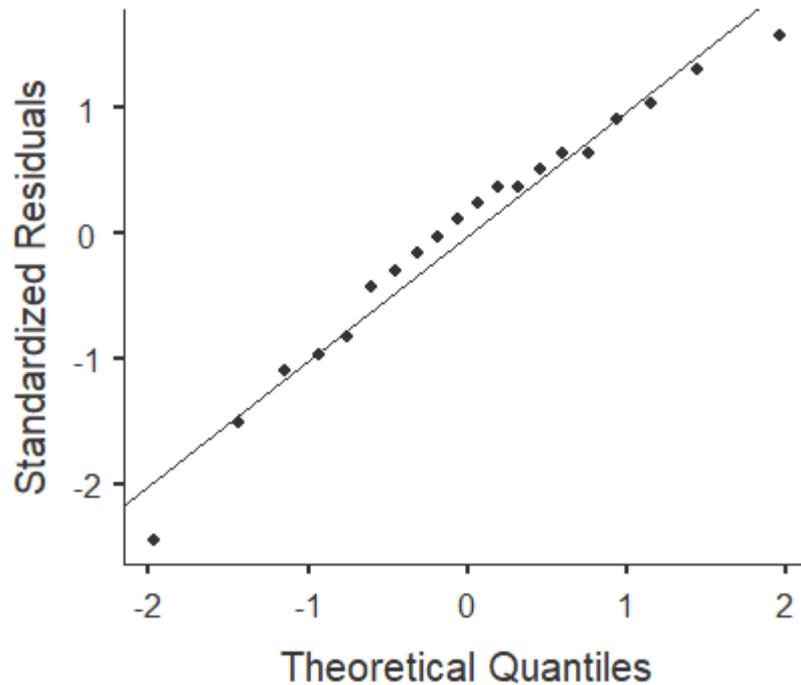
$p = 0.704$

Como $p = 0.704 > 0.05$, se acepta la H_0 ,

Por lo que podemos concluir que los datos tienen tendencia a la curva normal.

Figura 43.

Q-Q plot del tiempo de instalación por tipo de sostenimiento en Alpayana.



2) Prueba de homocedasticidad

Se refiere a la igualdad de varianzas.

- H_0 : La varianza es homogénea según tipo de sostenimiento.

- H_1 : La varianza varía según tipo de sostenimiento.

Tenemos:

Tabla 31.
Homogeneidad de varianzas de Levene's.

	F	df	df2	p
Tiempo (hrs)	1.51	1	18	0.235

$p=0.235$

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

Se concluye que las varianzas son homogéneas en cada tipo de sostenimiento.

3) Comparación de grupos independientes

Sean:

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

Tenemos:

Tabla 32.
T-Student para muestras independientes.

		Statistic	df	p		Effect Size
Tiempo (hrs)	Student's t	25.4	18	< .001	Cohen's d	11.4

Note. $H_a \mu_{\text{Grupo de control}} \neq \mu_{\text{Grupo experimental}}$

De la Tabla 32 se concluye que existen diferencias estadísticamente significativas entre el tiempo de instalación de los tipos de sostenimiento.

Tabla 33.
Criterios para la d de Cohen.

Coficiente	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

Con los resultados obtenidos podemos concluir que el tamaño del efecto es grande.

Ver Tabla 34.

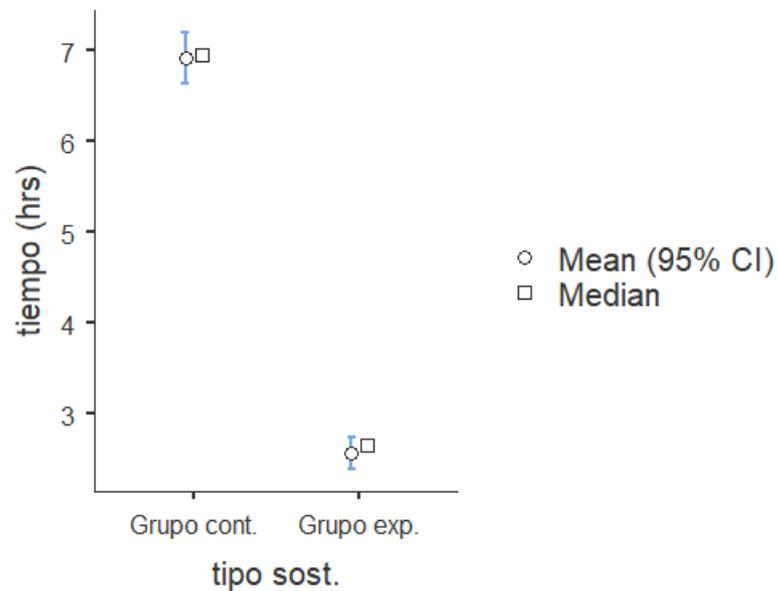
Tabla 34.
Descriptivo de las variables.

	Group	N	Mean	Median	SD	SE
Tiempo (hrs)	Grupo de control (cuadros de madera)	10	6.91	6.95	0.458	0.145
	Grupo experimental (concreto lanzado vía seca)	10	2.56	2.65	0.288	0.0909

Ver Figura 44.

Figura 44.

Gráfico de la media y mediana del tiempo de instalación de los tipos de sostenimiento.



Finalmente, se concluye que el uso del concreto lanzado vía seca influye en la reducción de costos de la Empresa Minera Alpayana.

Ver Figura 45 y Figura 46.

Figura 45.

Diagrama de barras del tiempo de instalación de los grupos de control y experimental.

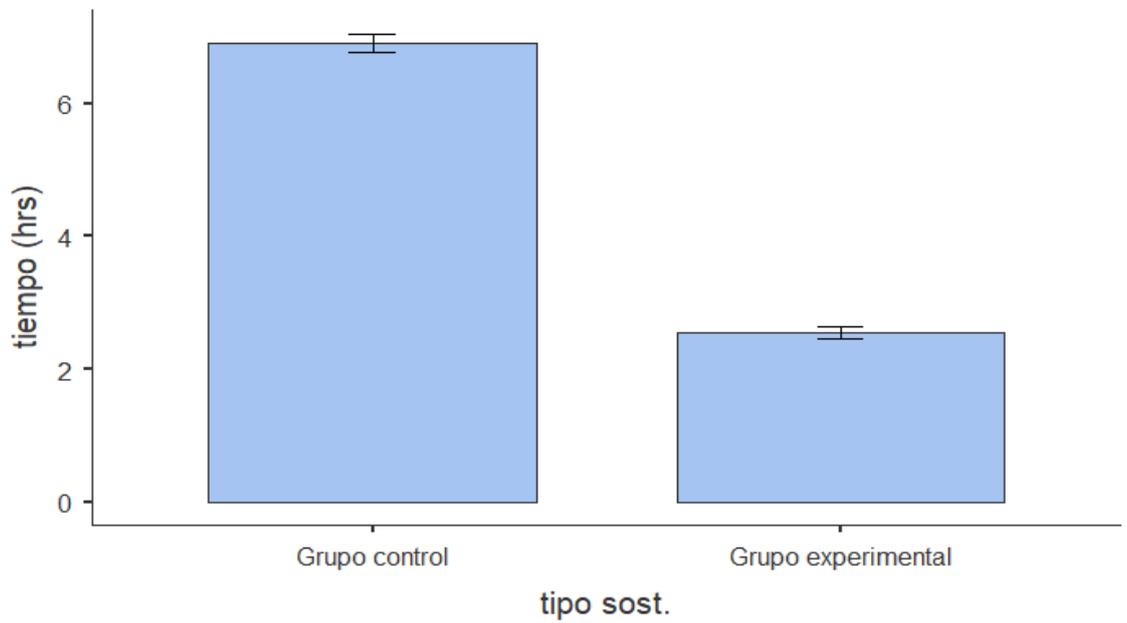
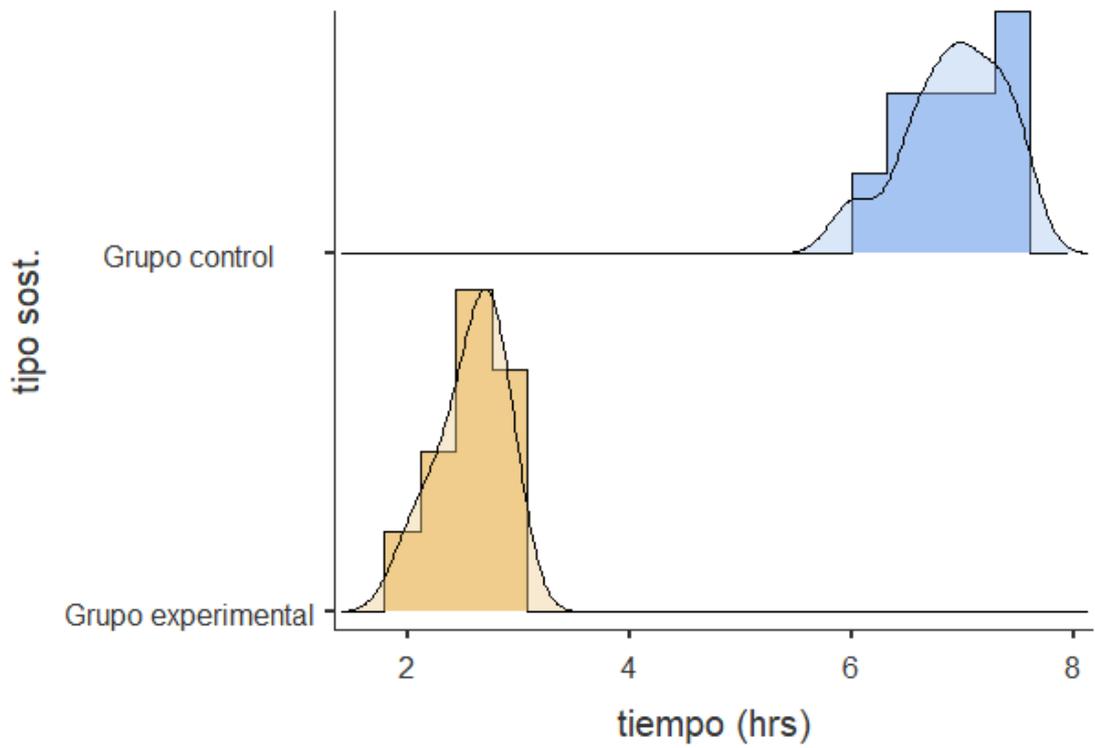


Figura 46.

Histograma de los tiempos de instalación según el tipo de sostenimiento.



4.3.2.2. Segunda Hipótesis Específica

La reducción del costo de sostenimiento usando el concreto lanzado vía seca incrementa la rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.

Ver la Tabla 35 donde se muestra la base de datos:

Tabla 35.

Costo de sostenimiento por m² de labor en la Unidad Minera Alpayana.

id	costo/m ³ (\$)	tipo_sost
1	350.00	1
2	355.00	1
3	360.00	1
4	357.00	1
5	365.00	1
6	352.00	1
7	367.00	1
8	358.50	1
9	358.00	1
10	354.00	1
11	314.42	2
12	315.00	2
13	315.50	2
14	316.00	2
15	314.50	2
16	316.50	2
17	313.00	2
18	313.50	2
19	317.00	2
20	318.00	2

Tabla 36.

Definición de variables.

Variabes	Significado	Indicadores	Código
tipo_sost	Tipo de sostenimiento		
	Sostenimiento con shotcrete vía seca	Grupo de control	1
	Sostenimiento con shotcrete vía seca	Grupo experimental	2
Costo/m ³ (\$)	Costo de sostenimiento/m ³		

1) Prueba de normalidad

Tenemos:

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

Usando el programa estadístico, tenemos:

Tabla 37.
Prueba de normalidad de Shapiro-Wilk.

	W	p
Costo/m ³	0.944	0.289

Como $p > 0.05$

Se acepta la H_0 ,

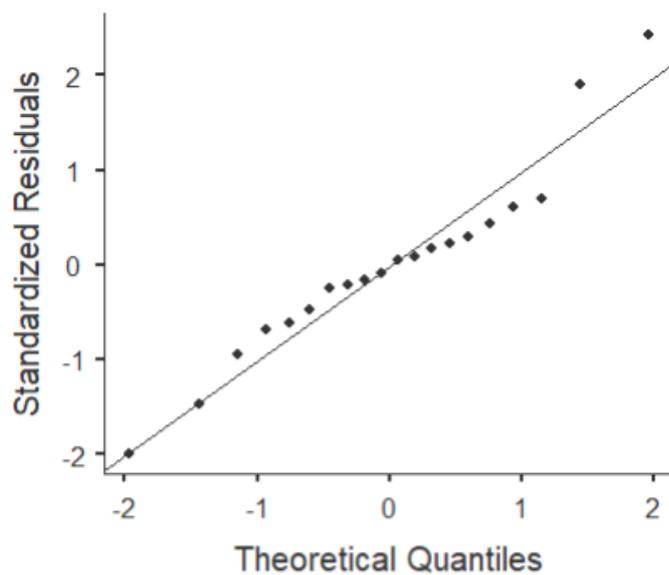
Por tanto, los datos se ajustan a la curva normal.

Figura 47.

Q-Q plot del tiempo de instalación por tipo de sostenimiento en Alpayana.

Plots

costo/m3



2) Prueba de homocedasticidad

Se refiere a la igualdad de varianzas.

- H_0 : La varianza es homogénea según tipo de sostenimiento.
- H_1 : La varianza varía según tipo de sostenimiento.

Tenemos:

Tabla 38.

Homogeneidad de varianzas de Levene's.

	F	df	df2	p
Costo/m ³	6.92	1	18	0.017

$p=0.017$

Como $p < 0.05$ se rechaza la H_0 ,

Se concluye que las varianzas no son homogéneas en cada tipo de sostenimiento.

3) Comparación de grupos independientes

Sean:

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

Tenemos:

Tabla 39.

Prueba de T de Welch para muestras independientes.

		Statistic	df	p	Effect Size
costo/m ³	Welch's t	23.9	10.5	< .001	Cohen's d 10.7

Note. $H_a \mu$ Grupo de control $\neq \mu$ Grupo experimental

De la Tabla 39 tenemos el valor de $p=0.001$,

Como $p < 0.05$ se rechaza la H_0 , por lo tanto, existen diferencias estadísticamente significativas entre el tiempo de instalación de los grupos de control y experimental usando el concreto lanzado vía seca.

Para evaluar el efecto, usamos los criterios de d de Cohen:

Tabla 40.

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

Según los resultados de la Tabla 39 el tamaño del efecto es de 10.7, además según la Tabla 40, este valor es mayor que 0.80, por lo que podemos concluir que el tamaño del efecto es grande.

Además, mostramos los indicadores descriptivos de los datos, en la Tabla 41.

Tabla 41.

Descriptivo de las variables.

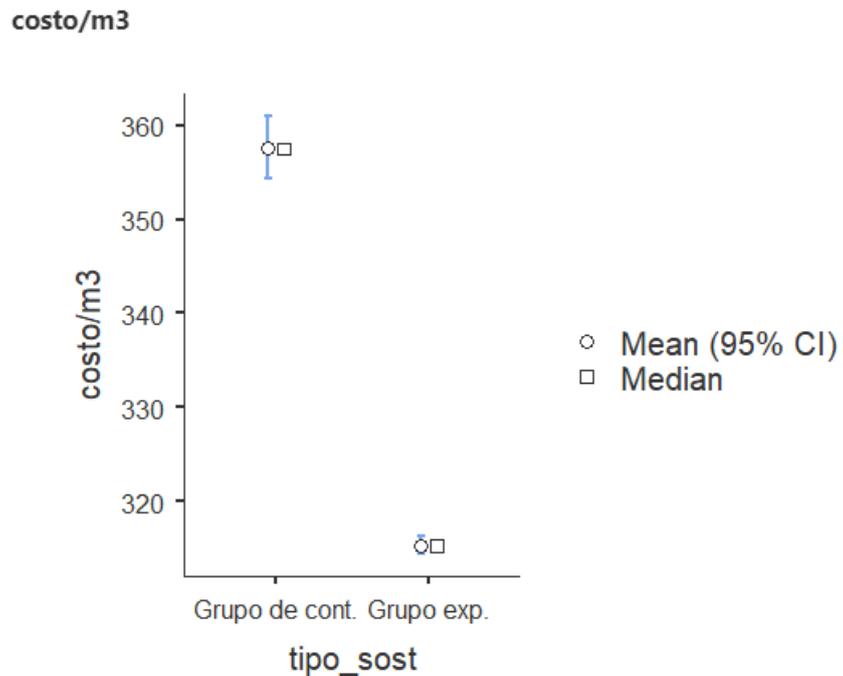
	tipo_sost	N	Mean	Median	SD	Minimum	Maximum
Costo/m ³	Grupo de control	10	358	358	5.36	350	367
	Grupo experimental	10	315	315	1.57	313	318

En la Tabla 41 y en la Figura 48 se observan la media y la mediana del tiempo de instalación según los métodos de sostenimientos utilizados.

Figura 48.

Gráfico de la media y mediana del costo de los tipos de sostenimiento.

Plots



Finalmente, habiéndose demostrado mediante la comparación de medias que es $\neq 0$ por lo que existen diferencias estadísticamente significativas entre los costos de los tipos de sostenimiento de los grupos de control y experimental usando el concreto lanzado vía seca en la Unidad Mineras Americana de la Empresa Minera Alpayana S.A., por lo que se demuestra que el uso del concreto lanzado vía seca influye en la reducción de costos de la Empresa Minera Alpayana. Ver la Figura 49 y la Figura 50.

Figura 49.

Diagrama de barras de los costos de los tipos de sostenimiento.

Plots

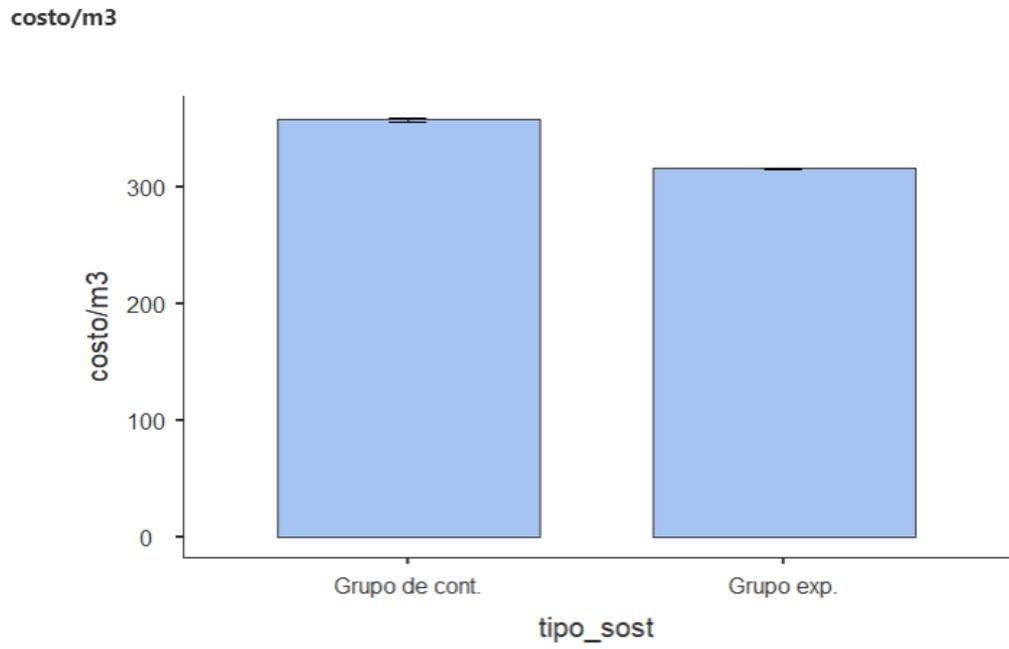
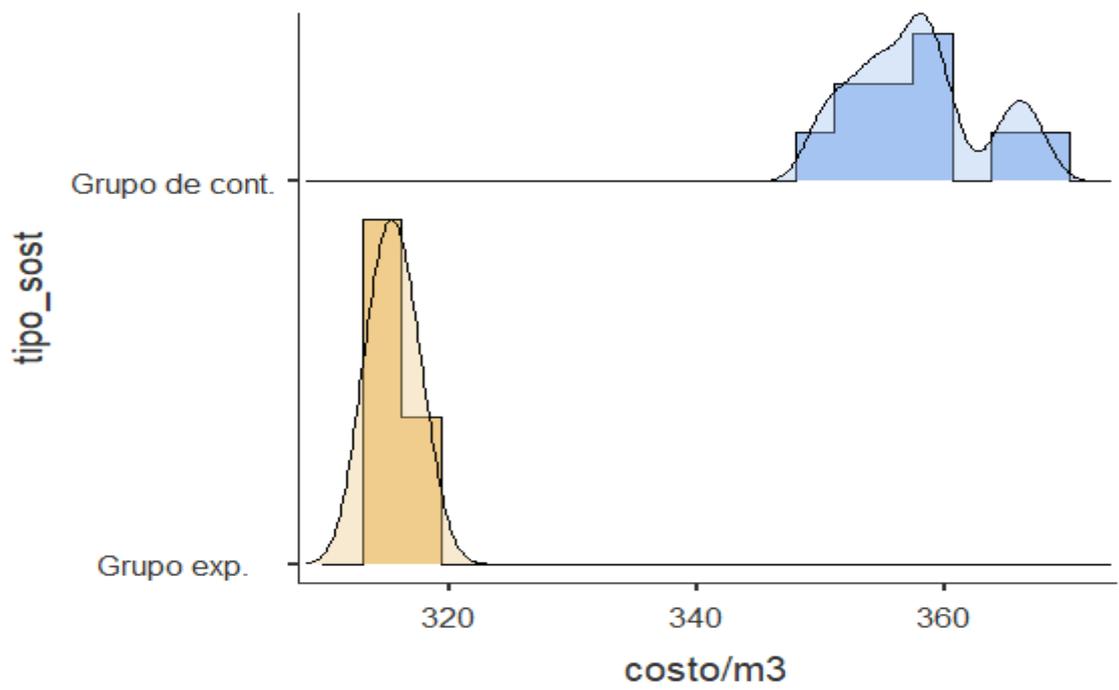


Figura 50.

Histograma y densidad de los costos de los tipos de sostenimiento.



4.4. Discusión de resultados

Revisando los resultados de los estudios de los autores citados en el marco teórico, se pasa a comparar los resultados estadísticos obtenidos de manera conjunta.

Tabla 42.
Discusión de resultados.

Variable	Autor	Similitud	Diferencia	Resultado
Costo del sostenimiento mediante el concreto lanzado vía seca y variables afines.	Galan Garcia, Leonardo Joel	XC 9209-SE del nivel 3175 de Cía. Minera Aurífera Retamas S.A.	Con shotcrete vía húmeda (S/)	Antes: S/. 97'858.398 Ahora: S/. 52'749.873
	León Cóndor, Luisín Armando	Nv. 6 – XC 750W en la Unidad Cuerpo Mery, Mina Casapalca.	Mpa.; hr.	Se determinó la resistencia del lanzado del shotcrete vía seca de 10Mpa. El tiempo de lanzado del shotcrete es de 4hr.
	Chávez Jayo Pool Jefferson	By Pass 759 NW, zona Chisay, compañía minera Casapalca.	US\$.	Sostenimiento con shotcrete por vía seca en 95 metros lineales, lo que representa el lanzado de 66.20 m ³ de shotcrete, 0.70 m ³ por metro lineal, costando un total de \$ 21,050 dólares.

Variable	Autor	Similitud	Diferencia	Resultado
	El presente estudio	Sección de la galería de 3.50 m x 3.00 m.	% de rebote de shotcrete vía seca.	Antes: 32.9%. Ahora: 16%.

Fuente: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

1. La aplicación del shotcrete vía seca es más económico, aumenta la producción. El aumento de producción hace que se incremente la rentabilidad de la Empresa Minera.
2. Habiéndose demostrado mediante la comparación de medias que es $\neq 0$ se llega a la conclusión que existen diferencias estadísticamente significativas entre los porcentajes de rebote del concreto lanzado vía seca de los grupos de control de 32.9% y experimental de 16%, por lo que se demuestra que la optimización de la aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas incrementa la rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.
3. Existen diferencias estadísticamente significativas entre los tiempos de instalación del sostenimiento tradicional (grupo de control) y sostenimiento usando el concreto lanzado vía seca (grupo experimental)
4. Existe un tiempo de diferencia de 4.35 horas entre los tiempos de instalación del grupo de control y el grupo experimental en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.
5. Existen diferencias estadísticamente significativas entre los costos de los tipos de sostenimiento de los grupos de control y experimental usando el concreto lanzado vía seca en la Unidad Mineras Americana de la Empresa Minera Alpayana S.A. de $358 \text{ \$/m}^3$ a $315 \text{ \$/m}^3$ lo que significa la reducción de costos en la Empresa Minera Alpayana S.A.
6. Existe reducción del número de accidentes entre el grupo de control y experimental usando los métodos tradicionales y el concreto lanzado vía seca.

RECOMENDACIONES

1. Implantar mejoras en el sistema de sostenimiento con concreto lanzado vía seca que tendrá como efecto el incremento de la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.
2. El sostenimiento mediante el concreto lanzado por vía seca se debe seguir utilizándose en la Unidad Minera Americana.
3. Se debe verificar la calidad de instalación de los elementos de sostenimiento de las labores mineras con la finalidad de evitar accidentes por errores en el sostenimiento.
4. La capacitación del personal de sostenimiento debe tener una permanente capacitación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Acuña Holguin, S. (2023). Implementación de la fibra sintética en el shotcrete en el sostenimiento de la rampa 565 del nivel 23, en la Cia. minera Alpayana Casapalca-Lima.
- Barrett, S. V. L., & McCreath, D. R. (1995). Shortcrete support design in blocky ground: Towards a deterministic approach. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 10(1), 79–89.
- Brown, H. Y. (2012). Clasificaciones Geomecánicas de los Macizos Rocosos según Bieniawski. Barton. Universidad de los Andes.
- Castelli, M., & Scavia, C. (2004). Fracture mechanics approach to the study of failure in rock. *Revue Française de Génie Civil*, 8(5–6), 653–682.
- Chávez-Jayo, P. J. (2021). Aplicación del shotcrete vía seca como soporte y prevención de caída de rocas en el by pass 759 NW, zona Chisay, Compañía Minera Casapalca.
- Chimentao, L. K., & Reis, S. (2019). Beyond bureaucratic ethics in qualitative research involving human beings. *Alfa: Revista de Linguística (São José Do Rio Preto)*, 63, 691–710.
- Córdova Mondragón, M. L. (2019). Análisis del método de corte y relleno ascendente semimecanizado, frente al método Long Wall en la producción de mineral del tajo 6520, NV 2760, Compañía Minera Poderosa SA.
- Galan Garcia, L. J. (2021). Optimización de los costos de sostenimiento empleando shotcrete vía seca en roca tipo IV a, en el XC 9209-SE, del NV. 3175 de la compañía minera aurífera retamas SA-Marsa–2020.
- Gonzales Ponce, J. L. (2022). Transición del sistema de gestión de seguridad y salud laboral según lineamientos de ISO 45001: 2018 en la Unidad Americana de Alpayana SA.
- Gonzalez Arevalo, J. (2022). Comparación del método de explotación corte y relleno ascendente semi–mecanizado y el método Long Wall Mining en la veta Valeria

de una mina subterránea, La Libertad–2020.

Guevara Suarez, J. J. (2019). Ventajas económicas del método de explotación corte y relleno ascendente semi-mecanizado, sobre el método long wall, Cia Minera Poderosa.

Gutierrez, M., & Lewis, R. W. (1998). The role of geomechanics in reservoir simulation. SPE/ISRM Rock Mechanics in Petroleum Engineering, SPE-47392.

Holmgren, J. (1977). Thin shotcrete layers subjected to punch loads. Special Publication, 54, 443–459.

Inga Villazana, W. N. (2020). El diseño de malla de perforación y su influencia en la calidad de fragmentación de roca en la Compañía Minera Alpayana SA Lima 2020.

Ipurre Suarez, F. D. (2023). Evaluación geomecánica del Pique 650 para la aplicación de mejoras del sostenimiento en su rehabilitación, Alpayana SA-2022.

Jayo, C., & Jefferson, P. (2021). Aplicación del shotcrete vía seca como soporte y prevención de caída de rocas en el by pass 759 NW, zona Chisay, Compañía Minera Casapalca.

Kaiser, P. K., Tannant, D. D., & McCreath, D. R. (1996). OVERVIEW OF THE CANADIAN ROCKBURST SUPPORT HANDBOOK.

LANGILL, C. C., & Burtney, M. W. (1992). Effectiveness of shotcrete and mesh support in low energy rockburst conditions at INCO's Creighton mine. International Symposium on Rock Support, 633–638.

Lavado Cardenas, P. J. (2020). Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos para el minado de veta esperanza en Alpayana SA-2020.

León Córdor, L. A. (2018). Evaluación de la aplicación del Shotcrete vía seca como método de sostenimiento en el nivel 6-xc750w en la unidad cuerpo Mery-Compañía Minera Casapalca 2017.

Mahar, J. W., Parker, H. W., & Wuellner, W. W. (1975). Shotcrete practice in underground construction.

- Matamorros Campos, J. A. (2019). Mejoramiento del sostenimiento con shotcrete de labores permanentes con equipo robotizado en Cuerpo Esperanza-Compañía Minera Casapalca SA.
- Matos Rojas, K. (2022). Aplicación del método de explotación corte y relleno ascendente semimecanizado para mejorar la productividad en la veta Ximena en los niveles 18 y 19 en la ECM Gestión Minera Integral SAC-Compañía Minera Alpayana.
- McCreath, D. R., & Kaiser, P. K. (1992). Evaluation of current support practices in burst-prone ground and preliminary guidelines for Canadian hardrock mines. *International Symposium on Rock Support*, 611–619.
- McGranahan, C. (2022). Theory as ethics. *American Ethnologist*, 49(3), 289–301.
- Monge Porras, K. A. (2022). Reducción de rebote de Shotcrete Via Seca mediante la optimización del sostenimiento en la zona cuerpos de la Unidad Americana Alpayana SA–2022.
- Multicrete, S. (2024). Catálogo Aliva 257. Syca.
- Núñez Malpartida, D. I. (2021). Aplicación de shotcrete vía seca en la rehabilitación del nivel 1320 para mejorar los procesos de sostenimiento y seguridad-Mina San Cristóbal, Volcan Compañía Minera SAA.
- Oraee, B., Tavassoli, M., & Oraee, K. (2011). Designing shotcrete as primary support in tunnels.
- Perez Flores, C. J. (2019). Mecanización del método de minado corte y relleno ascendente en el tajo 2590 de la Mina Rosa nv. 2430, unidad Parcoy–Consorcio Minero Horizonte SAC. para incrementar el volumen de producción.
- Priest, S. D. (1993). *Discontinuity analysis for rock engineering*. Springer Science & Business Media.
- Putra, R. A. M. (2021). Underground Support System Determination: A Literature Review. *Undergr. Support Syst. Determin. A Lit. Rev*, 83, 14. <https://www.researchgate.net/publication/354109158>

- Riveros Gutarra, E. (2022). Mallas de perforación y su influencia en avances lineales en zona cuerpos de unidad americana-Compañía Minera Alpayana SA.
- 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.
- Saha, R. (2017). Plagiarism, research publications and law. *Current Science*, 2375–2378.
- Saw, H., Villaescusa, E., Windsor, C. R., & Thompson, A. G. (2013). Laboratory testing of steel fibre reinforced shotcrete. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 57, 167–171.
- Sucasaca Pacombia, D. L. (2018). Incremento de la producción del mineral en los tajeos Carlota y San José mediante el método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado en la minera Arirahua SA–Arequipa.
- Thompson, A. G., Villaescusa, E., & Windsor, C. R. (2012). Ground support terminology and classification: an update. *Geotechnical and Geological Engineering*, 30, 553–580.
- Villaescusa, E. (2014). *Geotechnical design for sublevel open stoping*. CRC Press.
- Wang, X. (2021). *Understanding the Placement Mechanism of Wet-Mix Shotcrete and the Influence of Material Properties*. The Florida State University.

ANEXOS

Instrumentos de Recolección de datos

Tabla 43.
Tipos de Cemento.

Tipos de Cementos Portland	
Tipo I	Es el cemento destinado a obras de concreto en general, cuando en las mismas no se especifican la utilización de otros 4 tipos de cemento; este cemento se emplea en Chungar para el concreto lanzado.
Tipo II	Es el cemento destinado a obras de concreto en general y obras expuestas a la acción moderada de sulfatos o donde se requiere moderado calor de hidratación.
Tipo III	Es el cemento de alta resistencia inicial, el concreto hecho con el cemento tipo III desarrolla una resistencia en tres días igual a la desarrollada en 28 días por concreto hechos con cemento tipo I o tipo II.
Tipo IV	Es el cemento del cual se requiere bajo calor de hidratación.
Tipo V	Es el cemento del cual se requiere alta resistencia a la acción de los sulfatos. Las aplicaciones comprenden las estructuras hidráulicas expuestas a aguas con alto contenido de álcalis y estructuras expuestas al agua de mar

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Chungar, 2016

Tabla 44.
Tamaño estándar en % que pasa mallas ASTM.

TAMIZ	N°-1 9 mm	N°-2 12.5 mm	N°-3 19 mm
3/4"	-	-	100
1/2"	-	100	80 – 95
3/8"	100	90 – 100	70 – 90
N°-4	95 – 100	70 – 85	50 – 70
N°-8	80 – 100	50 – 70	35 – 55
N°-16	50 – 85	35 – 55	20 – 40
N°-30	25 – 60	20 – 35	10 – 30
N°-50	10 – 30	8-20	5-17
N°-100	2-10	2-10	2-10

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Chungar, 2016

Tabla 45.
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. Chungar, 2016

Tabla 46.
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. Chungar, 2016

Tabla 47.
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	
C. Suaves, corrugación suave.	2	II. Añade 1.0 si espaciamiento promedio de la familia principal es > de 3 m.
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. Chungar, 2016

Tabla 48.
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°)	
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	
R. las condiciones de la arcilla	(6° - 24°)	

Fuente: Departamento de Geomecánica de la U.M. Chungar, 2016

Tabla 49.
Factor de reducción por agua de las fisuras (J_w).

Descripción	J_w	Presión H_2O	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. Chungar, 2016

Tabla 50.
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 (profunda 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. Chungar, 2016

Tabla 51.
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. Chungar, 2016

Tabla 52.
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. Chungar, 2016

Tabla 53.
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.
II.	Para un campo de esfuerzos virgen, fuertemente anisotrópicos (si es medido): 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. Chungar, 2016

Tabla 54.
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. Chungar, 2016

Tabla 55.
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. Chungar, 2016

Anexo 2. Matriz de consistencia.

Optimización del Sostenimiento Mediante el Concreto Lanzado Vía Seca en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.

Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Metodología
General	General	General	Variable Independiente	
¿Cómo influye la aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas en la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.?	Optimizar la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A. mediante la aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas.	La optimización de la aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas incrementa la rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.	(X) X = Aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A. Variable Dependiente (Y) Y = Rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.	Nivel: Descriptivo y explicativo. Enfoque: Cuantitativo. Método: Científico. Diseño: Experimental.
Específico 1	Específico 1	Específico 1	Variable Independiente (X)	
¿Cómo influye el tiempo de instalación del sostenimiento usando el concreto lanzado vía	Incrementar la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera	El tiempo de instalación del sostenimiento usando el concreto lanzado vía seca optimiza la	X = Aplicación del concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas	

Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Metodología
<p>seca en la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.?</p>	<p>Alpayana S.A. mediante la optimización del tiempo de instalación del sostenimiento usando el concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas.</p>	<p>rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p>	<p>en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p>	
<p>Específico 2</p> <p>¿Cómo influye el costo de sostenimiento usando el concreto lanzado en la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.?</p>	<p>Específico 2</p> <p>Optimizar la rentabilidad de la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A. mediante la reducción del costo de sostenimiento de labores subterráneas usando el concreto lanzado.</p>	<p>Específico 2</p> <p>La reducción del costo de sostenimiento usando el concreto lanzado vía seca incrementa la rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p>	<p>INDICADORES:</p> <p>X_1 = Tiempo de instalación usando el concreto lanzado vía seca en el sostenimiento de labores subterráneas en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p> <p>X_2 = Costo de sostenimiento de labores subterráneas usando el concreto lanzado vía seca en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p>	
			<p>Variable Dependiente (Y)</p> <p>Y = Rentabilidad en la Unidad Minera Americana de la Compañía Minera Alpayana S.A.</p>	

Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Metodología
			<p><u>INDICADORES:</u></p> <p>Y_1= Costos unitarios de sostenimiento antes de la optimización.</p> <p>Y_2= Costos unitarios de sostenimiento después de la optimización.</p>	

Fuente: Elaboración propia.

Anexo 3. Planos de la Unidad Minera Americana

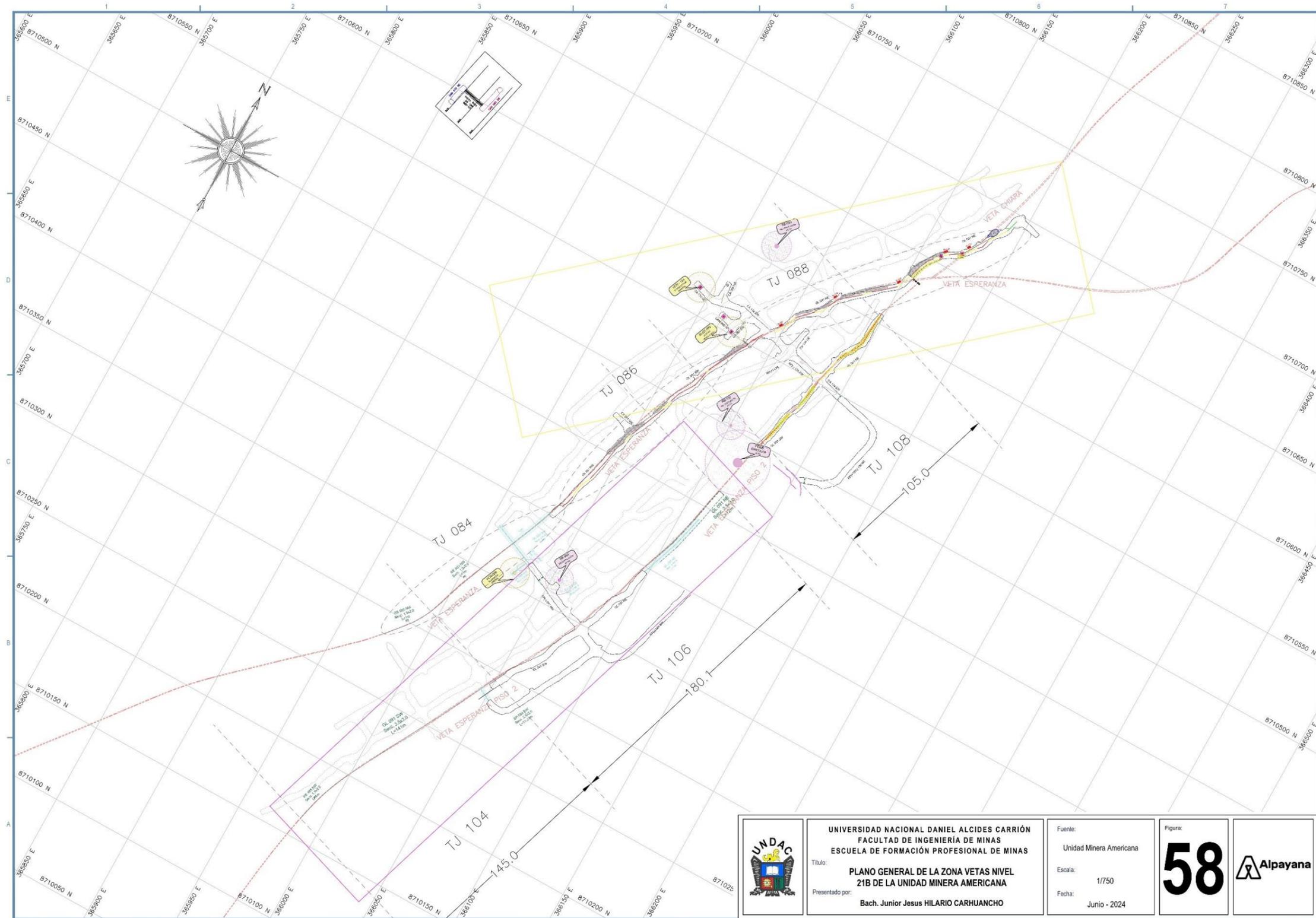


Figura 51. Plano General de la Zona Vetas Nivel 21B de la Unidad Minera Americana
Fuente: Unidad Minera Americana

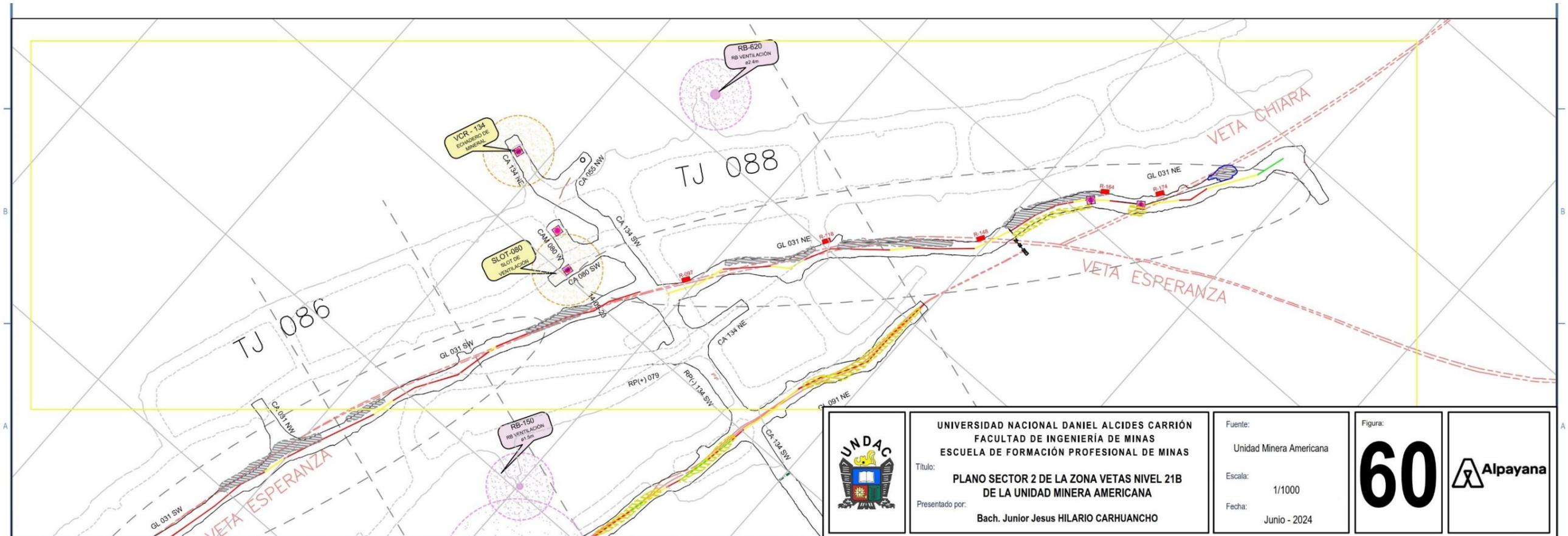


Figura 53. Plano Sector 2 de la Zona Vetos Nivel 21B de la Unidad Minera Americana
 Fuente: Unidad Minera Americana

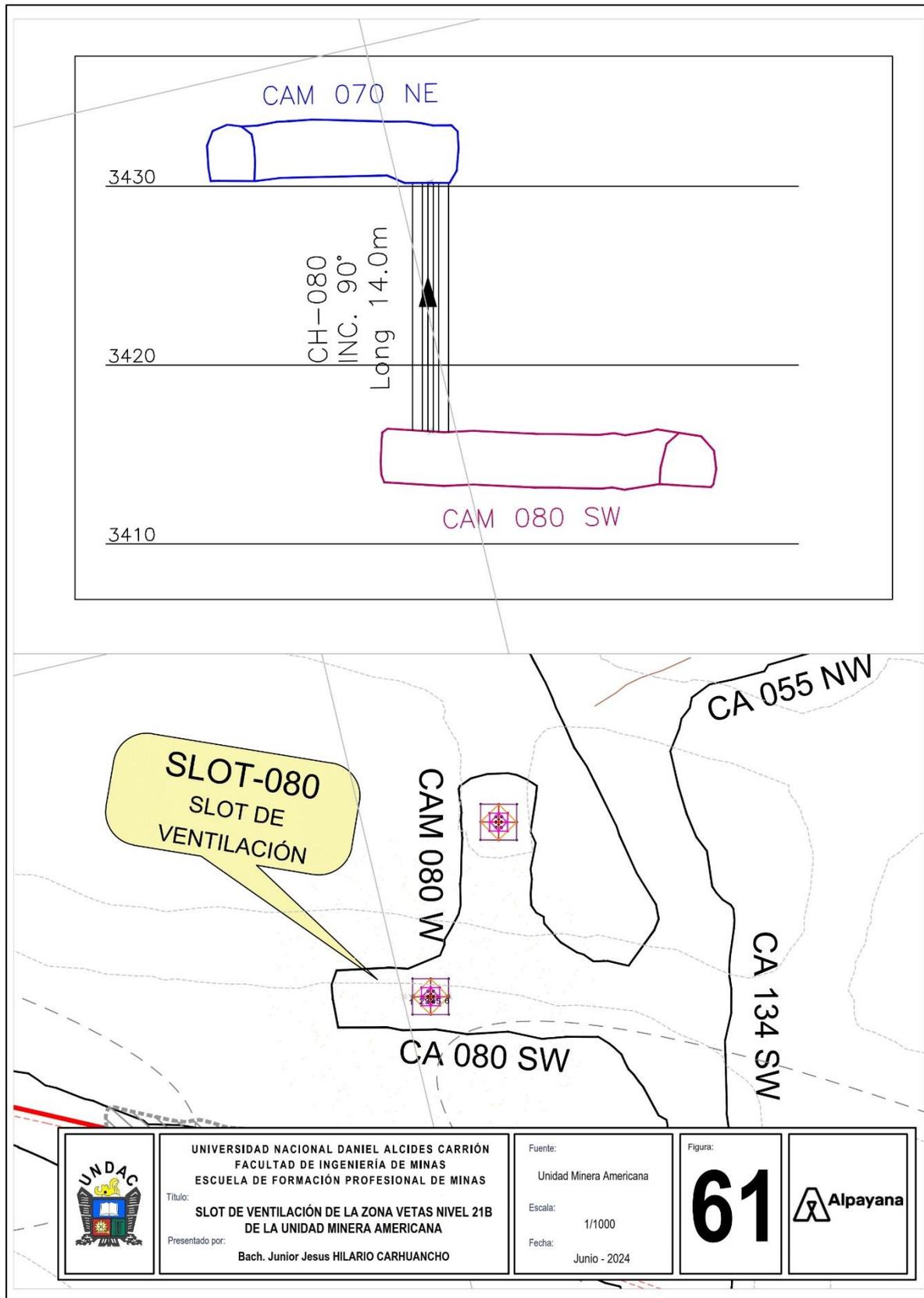


Figura 54. Slot de Ventilación de la de la Zona Vetas Nivel 21B de la Unidad Minera Americana

Fuente: Unidad Minera Americana

Anexo 1. Panel fotográfico.



Figura 55. Galería 091 Nv. 21 B Unidad Minera Americana



Figura 56. Labor para sostenimiento usando el shotcrete de 2\".



Figura 57. GL 091 para el sostenimiento usando el shotcrete.



Figura 58. Trabajos de sostenimiento de la GL 091 del Nv. 21 B.



Figura 59. Sostenimiento de la labor usando el concreto lanzado vía seca.



Figura 60. Tesista en la Rampa 910 de la Unidad Minera Americana.