

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



T E S I S

**Sostenimiento con Shotcrete en la Unidad Minera Animón de la
Compañía Minera Chungar S.A.C.**

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

Autor:

Bach. David Isaias YACHACHIN HINOSTROZA

Asesor:

Mg. Floro Pagel ZENTENO GOMEZ

Cerro de Pasco – Perú – 2022

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



T E S I S

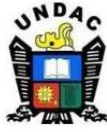
**Sostenimiento con Shotcrete en la Unidad Minera Animón de la
Compañía Minera Chungar S.A.C.**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Nieves Oswaldo GORA TUFINO
PRESIDENTE

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA
MIEMBRO

Mg. Silvestre BENAVIDES CHAGUA
MIEMBRO



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

INFORME DE ORIGINALIDAD N°107-JUIFIM-2022

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

Presentado por:

Bachiller: David Isaías, YACHACHIN HINOSTROZA

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:

Tesis

Sostenimiento con Shotcrete en la Unidad Minera Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.

Asesor:

Mg. Floro Pagel, ZENTENO GOMEZ

Índice de Similitud: 07%

Calificativo

APROBADO

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

Cerro de Pasco, 25 de noviembre 2022

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

C.c.
Archivo

DEDICATORIA

Dedico a Dios, por protegerme y darme fuerzas para continuar con el desarrollo de mis actividades y conseguir mis anhelos más deseados.

Dedico a mi Papá Teodoro y mi Mama Elvira, por su cariño y apoyo constante, gracias a ellos he logrado cumplir mis objetivos más importantes en mi vida profesional.

Dedico a mi esposa Yakira y a mi hijo Fernando por entenderme en todo, gracias a ellos, he logrado en todo momento el apoyo incondicional en mi vida, y los que me incentivaron siempre para seguir adelante.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a Dios por la fe y esperanza que siempre deposito en ella.

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

Mi agradecimiento especial mi padre Teodoro Yachachin y mi madre Elvira Hinostroza, quienes con esfuerzo y dedicación me ayudaron para culminar mi carrera universitaria que sin su apoyo no hubiera sido posible.

El agradecimiento especial a mi esposa Yakira y a mi hijo Fernando, quienes me apoyaron en todo momento.

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

El sincero agradecimiento a los directivos de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C. por brindarme la oportunidad de elaborar el presente trabajo de investigación.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se desarrolló con el objetivo de explicar el mejoramiento de la rentabilidad en la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C. mediante la implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas. El estudio explica el sostenimiento con concreto lanzado con refuerzo de fibras de acero con aplicación a las rocas inestables en las excavaciones subterráneas de la Mina Animón permitiendo incrementar la resistencia al cizallamiento de las rocas en las áreas de influencia de las excavaciones subterráneas abiertas, incrementando la seguridad al personal y equipos en las distintas labores de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

Realizando el análisis económico y de rentabilidad, de todos los elementos que componen el sostenimiento en el ciclo de minado de la Mina Animón, el componente más importantes y costosos es el concreto lanzado o llamado también shotcrete. Es necesario también indicar que el concreto lanzado define el tiempo del ciclo de minado. En consecuencia, el principal objetivo hacer mínimo el tiempo de fraguado, conservando en todo momento las propiedades iniciales de resistencia antes de proceder a colocar los otros elementos de sostenimiento, como son los pernos hidrabolt. El departamento de geomecánica de la Mina Animón ha realizado las pruebas con diferentes aditivos y las variaciones en las proporciones de los elementos que componen la mezcla final del concreto lanzado, se han obtenido como resultado un tiempo promedio de reducción de 3 horas a 2 horas de tiempo de espera de fragua. Para continuar con la operación minera se requiere un mínimo de resistencia del concreto de 25 kg/cm^2 y esto se logra en 3 horas de fragua aproximadamente.

La aplicación del concreto lanzado con fibra de acero como sostenimiento en las excavaciones subterráneas de la Mina Animón tiene como efecto el incremento de la producción de 4,200 TM/día a 4,600 TM/día, reduce el tiempo en el ciclo de minado en 4.52 horas comparado con un sistema de sostenimiento tradicional y brinda mayor

seguridad al trabajador minero reduciendo los riesgos de accidentes fatales por caída de rocas en aprox. 2 accidentes fatales/año.

El costo de sostenimiento con el sistema tradicional es de \$54.95/m², el costo de sostenimiento usando concreto lanzado con fibras de acero es de \$ 26.62/m², obteniéndose la reducción de costos de \$26.62/m².

Al implantar mejoras en el sistema de sostenimiento con concreto lanzado, se permitirá una mayor versatilidad y dinamismo acorde con el ritmo de ejecución de las labores subterráneas. Ello significa la optimización en la velocidad de minado de los trabajos y como consecuencia el efecto es el incremento de la rentabilidad de la U.M. Animón de la Mina Chungar S.A.

Palabras clave: Sostenimiento, macizo rocoso, shotcrete, soporte preventivo.

ABSTRACT

This research work was developed with the objective of explaining the improvement of profitability in the Animon Mine of Minera Chungar S.A.C. through the implementation of shotcrete in the support of subway excavations. The study explains the use of shotcrete support with steel fiber reinforcement applied to the unstable rocks in the subway excavations of the Animon Mine, allowing to increase the shear strength of the rocks in the areas of influence of the subway excavations, increasing the safety of personnel and equipment in the different works of the Animon Mine of Minera Chungar S.A.C.

In the economic and profitability analysis, of all the elements that make up the support in the mining cycle of the Animon Mine, the most important and costly component is shotcrete, also called shotcrete. It is also necessary to point out that shotcrete defines the time of the mining cycle. Consequently, the main objective is to minimize the setting time, preserving at all times the initial strength properties before proceeding to place the other support elements, such as the hydrabolts. The geomechanics department of the Animon Mine has carried out tests with different additives and variations in the proportions of the elements that make up the final mix of the shotcrete, resulting in an average reduction from 3 hours to 2 hours of setting time. To continue with the mining operation, a minimum concrete strength of 25 kg/cm^2 is required, and this is achieved in approximately 3 hours of setting time.

The application of steel fiber shotcrete as support in the subway excavations of the Animon Mine has the effect of increasing production from 4,200 MT/day to 4,600 MT/day, reduces the mining cycle time by 4.52 hours compared to a traditional support system and provides greater safety for the mine worker, reducing the risk of fatal accidents due to rock falls by approximately 2 fatal accidents/year.

The cost of support with the traditional system is $\$54.95/\text{m}^2$, the cost of support using shotcrete with steel fibers is $\$26.62/\text{m}^2$, obtaining a cost reduction of $\$26.62/\text{m}^2$.

By implementing improvements in the shotcrete reinforcement system, it will allow greater versatility and dynamism in accordance with the pace of execution of the subway work. This means the optimization in the mining speed of the works and as a consequence the effect is the increase of the profitability of the Animon Mining Unit of the Chungar S.A. Mine.

Keywords: Support, rocky mass, shotcrete, preventive support.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación titulado “Sostenimiento con Shotcrete en la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.” es el resultado de mi experiencia profesional en trabajos de sostenimiento en la mencionada Empresa Minera.

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

Finalmente tenemos las conclusiones y recomendaciones.

ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
ÍNDICE	

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

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	3
1.4. Formulación de los objetivos.....	3
1.4.1. Objetivo general	3
1.4.2. Objetivos Específicos	3
1.5. Justificación de la investigación	4
1.6. Limitaciones de la investigación.....	5

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio	6
2.2. Bases teóricas científicas.....	12
2.2.1. Orientación de las Estructuras Subterráneas	12
2.2.2. Clasificación del Macizo Rocosos (RMR).....	14
2.2.3. Factor Q.....	14
2.2.4. Concreto Lanzado.....	16
2.2.5. Sistemas de Aplicación del Concreto Lanzado	22
2.2.6. Preparación de la Superficie a Shotcretear	30
2.2.7. Propiedades Mecánicas del Shotcrete.....	31
2.2.8. Ubicación y Accesibilidad de la Mina Animón	34

2.2.9. Geología de la Mina Animón	39
2.2.10. Geología Regional.....	43
2.2.11. Geología Local	43
2.2.12. Geología Estructural.....	49
2.2.13. Geología Económica	49
2.2.14. Métodos de Minado Subterráneo.....	52
2.3. Definición de términos básicos	58
2.4. Formulación de hipótesis	63
2.4.1. Hipótesis general.....	63
2.4.2. Hipótesis Específicas	63
2.5. Identificación de variables.....	63
2.5.1. Variable Dependiente	63
2.5.2. Variables Independientes	64
2.6. Definición operacional de variables e indicadores.....	64
2.6.1. Indicadores de la Hipótesis General	64
2.6.2. Indicadores de las Hipótesis Secundarias	65

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación	67
3.2. Nivel de Investigación	67
3.3. Métodos de Investigación	67
3.4. Diseño de Investigación.....	67
3.5. Población y Muestra	67
3.5.1. Población	67
3.5.2. Muestra	68
3.6. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos.....	68
3.6.1. Técnicas.....	68
3.6.2. Instrumentos.....	68
3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación	68
3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos	68
3.9. Tratamiento Estadístico	68
3.9.1. Diseño Estadístico.....	68
3.9.2. Estrategia de la Prueba de Hipótesis.....	69
3.10. Orientación ética filosófica y epsitémica.....	70

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	72
4.1.1. Diseño del Concreto Lanzado en la Mina Animón.....	72
4.2. Presentación análisis e interpretación de resultados.....	74
4.2.1. Tiempo de Fraguado en el Concreto Lanzado Vía Húmeda	74
4.2.2. Evaluación del Concreto Lanzado en Tiempo de Fragua de 03 Horas a 02 Horas	75
4.2.3. Tecnología Aplicada para Reducción de Fragua del Concreto Lanzado en la Mina Animón	75
4.2.4. Costos Operativos por Metro Cúbico de Concreto Lanzado	76
4.3. Prueba de hipótesis	77
4.3.1. Hipótesis General.....	77
4.3.2. Hipótesis Específicas	82
4.4. Discusión de resultados.....	102

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. <i>Clasificación geo mecánica del macizo rocoso del techo (1987)</i> -----	14
Tabla 2. <i>Tiempo vs resistencia</i> -----	33
Tabla 3. <i>Consideraciones a usar para cada método de minado</i> -----	52
Tabla 4. <i>Cuadro de operacionalización de variables</i> -----	66
Tabla 5. <i>Diseño del concreto lanzado (1.0 m³)</i> -----	74
Tabla 6. <i>Costos operativos por m³ de shotcrete</i> -----	76
Tabla 7. <i>Valor actual neto</i> -----	78
Tabla 8. <i>Definición de variables</i> -----	79
Tabla 9. <i>Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)</i> -----	79
Tabla 10. <i>Prueba para muestras independientes de Mann-Whitney U</i> -----	81
Tabla 11. <i>Criterios para el coeficiente de correlación de rango biserial</i> -----	81
Tabla 12. <i>Descriptivo de los grupos</i> -----	81
Tabla 13. <i>Tiempo de instalación del sostenimiento</i> -----	83
Tabla 14. <i>Definición de variables para la prueba de hipótesis por tiempo de instalación del sostenimiento</i> -----	83
Tabla 15. <i>Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk</i> -----	84
Tabla 16. <i>Prueba de homogeneidad de varianzas (Levene´s)</i> -----	85
Tabla 17. <i>Prueba de T-Student para muestras independientes</i> -----	86
Tabla 18. <i>Criterios para la d de Cohen</i> -----	86
Tabla 19. <i>Descriptivo de las variables</i> -----	87
Tabla 20. <i>Costo de sostenimiento por m² de labor en la Mina Animón</i> -----	89
Tabla 21. <i>Definición de variables para la prueba de hipótesis por costo de sostenimiento</i> -----	90
Tabla 22. <i>Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk</i> -----	90
Tabla 23. <i>Prueba T de Mann-Whitney U para muestras independientes</i> -----	92
Tabla 24. <i>Criterios para el coeficiente de correlación de rango biserial</i> -----	92
Tabla 25. <i>Descriptivo de los grupos</i> -----	92

Tabla 26. <i>Accidentes 2000-2021 en la Mina Animón</i> -----	95
Tabla 27. <i>Definición de variables para la prueba de hipótesis por tipo de sostenimiento</i> -----	96
Tabla 28. <i>Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)</i> -----	96
Tabla 29. <i>Prueba de homogeneidad de varianzas (Levene's)</i> -----	98
Tabla 30. <i>Prueba T de Welch para muestras independientes</i> -----	98
Tabla 31. <i>Criterios para la d de Cohen</i> -----	99
Tabla 32. <i>Descriptivo de las variables</i> -----	99
Tabla 33. <i>Estadísticos descriptivos de los indicadores de rentabilidad de los sistemas tradicional y optimizado (concreto lanzado)</i> -----	103
Tabla 34. <i>Tipos de Cemento</i> -----	115
Tabla 35. <i>Tamaño estándar en % que pasa mallas ASTM</i> -----	115
Tabla 36. <i>Valor por RQD</i> -----	116
Tabla 37. <i>Valor por sistema de discontinuidades (Jn)</i> -----	116
Tabla 38. <i>Valor de rugosidad de las fracturas</i> -----	117
Tabla 39. <i>Valor de alteración de las juntas</i> -----	118
Tabla 40. <i>Factor de reducción por agua de las fisuras (Jw)</i> -----	119
Tabla 41. <i>Factor de reducción por esfuerzos (SRF)</i> -----	120
Tabla 42. <i>Factor de reducción por esfuerzos (SRF)</i> -----	120
Tabla 43. <i>Factor de reducción por esfuerzos (SRF)</i> -----	121
Tabla 44. <i>Notas acerca de (SRF)</i> -----	121
Tabla 45. <i>Tipo de excavación</i> -----	122
Tabla 46. <i>Calidad de roca definida por la clasificación NGI</i> -----	122

ÍNDICE DE FIGURAS

<i>Figura 1.</i> Incidencia de los costos de operación en mina subterránea.	2
<i>Figura 2.</i> Orientación de la estructura: a) Desfavorable; b) Optimizada	13
<i>Figura 3.</i> Comportamiento del concreto lanzado.....	18
<i>Figura 4.</i> Comportamiento del concreto lanzado en bloques de roca.....	20
<i>Figura 5.</i> Comportamiento de concreto lanzado en bloques de roca.....	21
<i>Figura 6.</i> Típica bomba de concreto lanzado de mezcla seca.....	25
<i>Figura 7.</i> Bomba de concreto lanzado de mezcla húmeda con sistema integrado de dosificación	27
<i>Figura 8.</i> Robots	29
<i>Figura 9.</i> Fibra metálica para shotcrete vía húmeda	30
<i>Figura 10.</i> Equipo lanzador robotizado Alpha 20.....	31
<i>Figura 11.</i> Tiempo versus resistencia.....	33
<i>Figura 12.</i> Mapa de ubicación nacional – departamental.	36
<i>Figura 13.</i> Mapa de localización de la Mina Animón	37
<i>Figura 14.</i> Mapa de accesibilidad a la Mina Animón.	38
<i>Figura 15.</i> Franjas metalogenéticas de plomo y zinc y distribución de las principales unidades y proyectos mineros	39
<i>Figura 16.</i> Mayores productores de plomo en el año 2013.....	40
<i>Figura 17.</i> Mayores productores de zinc en el año 2013.....	41
<i>Figura 18.</i> Producción de plomo desde 1986 y pronósticos hasta el 2020	42
<i>Figura 19.</i> Producción de zinc desde 1986 y pronósticos hasta el 2020	42
<i>Figura 20.</i> Geología regional de la Mina Animón.	46
<i>Figura 21.</i> Unidades lito estratigráficas del área de la Mina Animón	47
<i>Figura 22.</i> Geología local de la Mina Animón.....	48
<i>Figura 23.</i> Método de corte y relleno ascendente con taladros largos.....	54
<i>Figura 24.</i> Esquema del sublevel stoping.....	57
<i>Figura 25.</i> Sostenimiento con concreto lanzado en Mina Animón	77

<i>Figura 26.</i> Gráfico del Q-Q plot del VAN de la mina	80
<i>Figura 27.</i> Gráfico de la media y mediana del VAN de la instalación de los tipos de sostenimiento.....	82
<i>Figura 28.</i> Gráfico del Q-Q plot del tiempo de instalación por tipo de sostenimiento en la Mina Animón	84
<i>Figura 29.</i> Gráfico de la media y mediana del tiempo de instalación de los tipos de sostenimiento.....	87
<i>Figura 30.</i> Diagrama de barras del tiempo de instalación por tipo de sostenimiento ..	88
<i>Figura 31.</i> Histograma y densidad del tiempo de instalación mediante los tipos de sostenimiento.....	88
<i>Figura 32.</i> Gráfico del Q-Q plot del costo por tipo de sostenimiento.....	91
<i>Figura 33.</i> Gráfico de la media y mediana del costo según los tipos de sostenimiento.	93
<i>Figura 34.</i> Diagrama de barras del costo por metro cuadrado según los tipos de sostenimiento en la Mina Animón	94
<i>Figura 35.</i> Histograma y densidad del costo por metro cuadrado según los tipos de sostenimiento en la Mina Animón.	94
<i>Figura 36.</i> Gráfico del Q-Q plot del número de accidentes por tipo de sostenimiento en la Mina Animón	97
<i>Figura 37.</i> Gráfico de la media y mediana del número de accidentes con los tipos de sostenimiento.....	100
<i>Figura 38.</i> Diagrama de barras del número de accidentes mediante los tipos de sostenimiento en la Mina Animón	101
<i>Figura 39.</i> Histograma y densidad del número de accidentes mediante los tipos de sostenimiento en la Mina Animón.	102
<i>Figura 40.</i> Valor Actual Neto (VAN) con el sistema tradicional y el sistema optimizado (concreto lanzado) en la U.M. Animón.	104

Figura 41. Valor Actual Neto (VAN) con el sistema tradicional y el sistema optimizado (concreto lanzado) en la U.M. Animón.	105
Figura 42. Tasa Interna de Retorno (TIR) con el sistema tradicional y el sistema optimizado (concreto lanzado) en la U.M. Animón.	105
Figura 43. Valor Actual Neto (VAN) con el sistema tradicional y el sistema optimizado (concreto lanzado) en la U.M. Animón.	106

ABREVIATURAS

Abreviaturas	Significado
INEI	Instituto Nacional de Estadística e Informática
ISEM	Instituto de Seguridad Minera
MINEM	Ministerio de Energía y Minas
MINAM	Ministerio del Ambiente

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

En minería subterránea la mayor cantidad de accidentes que se presentan son como consecuencia de los desprendimientos de rocas, por lo que la resina combinada con el hormigón proyectado húmedo refuerza la masa rocosa a través de la restricción de la deformación dentro de la roca. El hormigón proyectado recubre completamente la superficie de la roca, bloquea los fragmentos de roca, reduce el movimiento de la roca, previene el aflojamiento alrededor de la excavación y favorece la estabilidad general. Para mejorar el diseño del concreto lanzado en la minería, es necesario tener una buena comprensión del comportamiento del hormigón proyectado húmedo como elemento de soporte que interactúa con la masa rocosa y transfiere la carga a los pernos uniformemente (Li et al., 2013).

Entre 1980 y 1995, la minería tuvo la mayor tasa de accidentes laborales mortales registrados en el Sistema Nacional de Vigilancia de Traumáticos (NTOF), con una tasa de 30.3 víctimas mortales por cada 100,000 trabajadores. Esta cifra es un 50% más alta que la siguiente división industrial más alta que viene a ser la agricultura, silvicultura y pesca, con una tasa de 20.1 por cada 100,000 trabajadores, y el doble de la tasa de mortalidad de la tercera división

industrial más alta industria, la construcción, con una tasa de 15.3 por cada 100,000 trabajadores (Camm & Girard-Dwyer, 2005). Por lo que es necesario realizar el sostenimiento de las labores subterráneas con la finalidad de evitar los accidentes de los trabajadores.

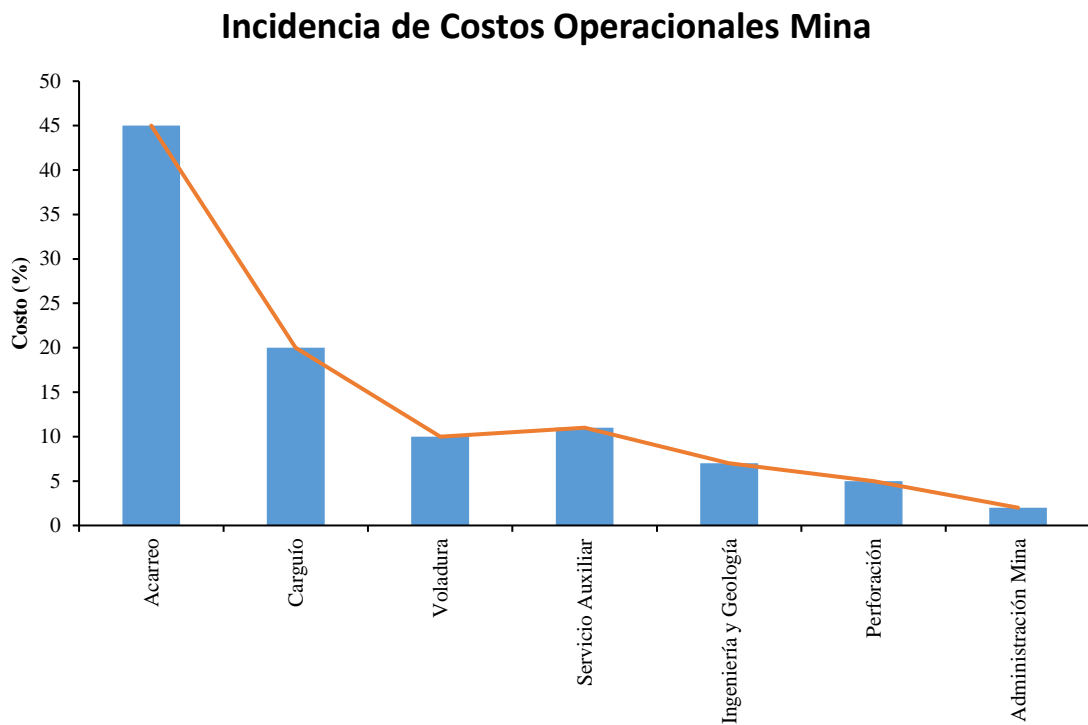


Figura 1. Incidencia de los costos de operación en mina subterránea.

1.2. Delimitación de la investigación

El presente trabajo de investigación se desarrolló en la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Cómo la implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas influye en el incremento de la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.?

1.3.2. Problemas Específicos

1.3.2.1. Primer Problema Específico

¿Cómo la reducción del tiempo de instalación del sostenimiento dentro del ciclo de minado mejorará la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.?

1.3.2.2. Segundo Problema Específico

¿Cómo la reducción del costo de sostenimiento incrementará la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.?

1.3.2.3. Tercer Problema Específico

¿Cómo la reducción del número de accidentes incrementará la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.?

1.4. Formulación de los objetivos

1.4.1. Objetivo general

Mejorar la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C. mediante la implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas.

1.4.2. Objetivos Específicos

1.4.2.1. Primer Objetivo Específico

Incrementar la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C. mediante la reducción del tiempo de instalación del sostenimiento dentro del ciclo de minado.

1.4.2.2. Segundo Objetivo Específico

Incrementar la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C. mediante la reducción del costo de sostenimiento.

1.4.2.3. Tercer Objetivo Específico

Incrementar la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C. mediante la reducción del número de accidentes.

1.5. Justificación de la investigación

Vandewalle en su trabajo de investigación “The use of steel fibre reinforced shotcrete for the support of mine openings” indica lo siguiente:

En los últimos años, la industria minera se ha convertido en un importante usuario del hormigón proyectado para el sostenimiento de las excavaciones subterráneas; el trabajo simultáneo de múltiples actividades de explotación minera, la gran dificultad del acceso a las labores y las condiciones de carga que no son usuales son algunos de los problemas propios de la minería subterránea y que requieren estudios e innovadoras aplicaciones de la tecnología del concreto lanzado (Vandewalle, 1998, p. 115). Un área importante de aplicación del hormigón proyectado en la minería subterránea es el soporte de aberturas permanentes como las rampas, las galerías de transporte de personal, las estaciones de pozos y las cámaras de trituración. La rehabilitación de los sistemas de soportes convencionales puede ser muy perjudicial y costosa, en un número cada vez mayor de estas excavaciones subterráneas se están aplicando el concreto lanzado inmediatamente después de la excavación (Vandewalle, 1998, p. 115). Además la incorporación de refuerzos de fibra de acero en el concreto lanzado es un factor importante que minimiza el proceso de instalación de la malla, que requiere mucha mano de obra (Vandewalle, 1998, p. 115). El diseño de los soportes de hormigón proyectado para excavación subterránea es un proceso muy impreciso, la compleja interacción entre la masa rocosa que falla de una excavación subterránea y una capa de hormigón proyectado de espesor variable con propiedades que cambian a medida que se endurece, desafía la mayoría de los intentos de análisis teóricos (Vandewalle, 1998, 115). El hormigón proyectado rara vez se utiliza solo y su uso en combinación con pernos de roca, con pernos para roca, vigas de celosía o conjuntos de acero complica aún más el problema de analizar su contribución al soporte (Vandewalle, 1998, p. 115). La metodología actual de diseño del soporte de hormigón proyectado se basa en

gran medida en reglas generales y en la experiencia anterior (Vandewalle, 1998, p. 115). Las estaciones de pozos, cámaras de trituración subterráneas, garajes subterráneos son ejemplos de excavaciones mineras "permanentes" (Vandewalle, 1998, p. 115). Debido al uso frecuente de estas excavaciones por parte del personal de la mina y por el elevado coste de capital de los equipos alojados en estas excavaciones, se requiere seguridad significativamente mayor que en otras aperturas de la mina. Estas excavaciones suelen estar diseñadas para una vida útil de decenas de años (Vandewalle, 1998, p. 115). En consecuencia, la corrosión es un problema que no se puede ignorar, el hormigón proyectado reforzado con fibras se utiliza en las superficies expuestas y, en muchos casos, el espesor del hormigón proyectado puede ser del orden de 100 a 150 mm. (1998, p. 115)

El presente proyecto de investigación debe servir como modelo en futuros trabajos sobre la minería subterránea, que mediante el empleo adecuado del mismo se garantice el éxito en su aplicación.

Los alcances de la investigación son para los trabajos mineros en las minas del Departamento de Pasco y con proyecciones a nivel nacional.

1.6. Limitaciones de la investigación

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

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

Se ha revisado los siguientes estudios:

- **Vandewalle (1998)** en su trabajo de investigación “The use of steel fibre reinforced shotcrete for the support of mine openings” tiene como objetivo explicar una serie de aplicaciones técnicas y económicas del sostenimiento de excavaciones subterráneas mediante el uso del concreto lanzado, además indica que las aberturas de las minas tienen que sobrevivir a grandes deformaciones como resultado de las cambiantes condiciones de tensión inducidas por la minería progresiva. Además detalla que las fibras de acero confieren al concreto y al concreto lanzado alto grado de ductilidad que no sólo permite que el concreto lanzado y los revestimientos de concreto absorben los movimientos importantes de la roca, sino también aumenta su capacidad de carga mediante una redistribución de las cargas. Como conclusión del estudio indica que las especificaciones tienen que exigir que se obtengan los valores numéricos requeridos a partir de los métodos de ensayo adecuados, además las propiedades del hormigón proyectado reforzado con fibra de acero dependen en gran medida de las características

específicas de las fibras de acero, además la fibra de acero debe tener una etiqueta de calidad.

- **Li et al. (2013)** en el estudio “Mechanism of wet shotcrete interacting with rock in support systems” analiza el comportamiento del hormigón proyectado húmedo como elemento de soporte que interactúa con el macizo rocoso, se analizó el mecanismo de interacción del hormigón proyectado con la roca en los sistemas de soporte mediante un estudio teórico, numérico y análisis analítico. Se aplicó un nuevo modelo de distribución del estado de tensión de la roca después del hormigón proyectado húmedo, que incluye la capa de hormigón proyectado, capa de refuerzo, capa plástica y capa elástica. Como conclusión del estudio indica que se ha desarrollado un nuevo modelo de distribución del estado de tensión de la roca después del hormigón proyectado húmedo, que incluye capa de hormigón proyectado, capa compuesta, capa de refuerzo, capa plástica y capa elástica.
- **Seymour et al. (2010)** en su trabajo de investigación “A Practical Method of Measuring Shotcrete Adhesion Strength” desarrolla a través del El Instituto Nacional de Seguridad y Salud en el Trabajo (NIOSH) algunas prácticas seguras para el uso de concreto lanzado como soporte de las rocas en minas subterráneas, especialmente minas que operan en rocas débiles. Como parte de esta investigación, se realizaron pruebas con una mezcla de concreto lanzado reforzado con polifibras para desarrollar un medio práctico para medir la resistencia a la adherencia del concreto lanzado. Los resultados de los ensayos de campo a escala real sugieren las siguientes conclusiones: Los componentes del sistema de ensayo de adherencia son robustos, peso ligero y fiabilidad, y cuando se utilizan de acuerdo con procedimientos de ensayo sencillos producen resultados consistentes y creíbles. Se recomienda realizar más ensayos de adherencia del concreto lanzado utilizando el equipo en posiciones verticales y así como en posiciones elevadas en condiciones reales

de minería. Dependiendo de la edad de curado del hormigón proyectado, los valores medios de resistencia a la adherencia de estos ensayos de tracción directa oscilaron entre 0.44 y 1.58 MPa (64 a 229 psi). Estos resultados son comparables a los publicados anteriormente de estudios similares y están dentro del rango normal de resistencia a la adherencia de adhesión especificados para el hormigón proyectado aplicado a sustratos de hormigón. Utilizando anclajes de tracción de pernos epoxi, los ensayos tracción directa se realizaron con éxito después de que el hormigón proyectado se hubiera curado sólo durante un día. Los resultados de los ensayos indicaron un aumento sustancial de la adherencia del hormigón proyectado entre 1 y 3 días de curado (aproximadamente un 44% más que el promedio de 90 días). Este aumento de la resistencia a la adherencia parecía reflejar una tendencia similar a la de la resistencia a la tracción con el tiempo de curado.

- **Swedberg et al. (2014)** en su trabajo de investigación “Rock support testing in Luossavaara-Kiirunavaara AB’s underground mines, Sweden” tiene como objetivo realizar estudios de sostenimiento de las excavaciones subterráneas en las minas subterráneas de hierro que explota la Empresa LKAB en Kiirunavaara y Malmberget en el norte de Suecia. Ambas minas utilizan la metodología a gran escala para extraer el mineral y han estado en funcionamiento durante aproximadamente cien años. La producción total de mineral bruto de ambas minas asciende a unos 50 millones de toneladas al año. Este documento explora tres aspectos del diseño y las pruebas del sostenimiento de rocas, a saber: El desarrollo temprano de la resistencia para los bulones de roca inyectados y el hormigón proyectado. El impacto del espesor del hormigón proyectado. La colocación de la malla de acero (es decir, empotrada o externa) en la capacidad de carga de un sistema de soporte de roca. De las pruebas realizadas se pueden extraer las siguientes conclusiones: Los ensayos para determinar la resistencia a la flexión del

concreto lanzado alcanzan una capacidad de absorción de energía de 630 J luego de 36 h de curado. Esto se acerca al requisito normal de 650 J después de 28 días. Para el hormigón proyectado en condiciones de campo, se alcanza una capacidad de absorción de energía de 468 J después de 15 h. Sin embargo, dado que sólo se realizó un ensayo de campo, se necesitan más ensayos para confirmar esta conclusión. Un perno de barras de refuerzo Kiruna modificado con cemento alcanza su carga de fallo cuando la lechada ha curado durante aproximadamente 19 h. La geología tiene una gran influencia en el desarrollo temprano de la resistencia de los pernos de roca con cemento. En particular, la distribución entre las resistencias de extracción altas y bajas después de un tiempo de curado específico puede ser mucho mayor en la roca débil.

- **Camarena (2016)** realizó una investigación titulada “Optimización del sostenimiento con shotcrete vía húmeda con fines de minimizar costos y mejorar la producción de lanzado de la E.E. Robocon S.A.C. en la mina San Cristóbal – Cía. Minera Volcan S.A.C.”, el detalle de la investigación es el siguiente: Tiene como objetivo general de optimizar el sistema de concreto lanzado por vía húmeda controlando el efecto rebote de fibras y diseño de mezcla, con la finalidad de alcanzar un rendimiento estándar en la producción total de lanzado reduciendo los costos de operación. Las conclusiones del estudio de investigación son: continuar los trabajos con un buen sistema de control de calidad del concreto lanzado para evitar desviaciones en el lanzado y realizar las operaciones con los equipos que cuenta la empresa, debido a que lanzando de 40 a 50 m³ de concreto lanzado por guardia garantiza la seguridad en la operación y permite llegar a una producción estándar.

- **Vizcarra (2014)** realizó el trabajo de investigación “Análisis y aplicación del shotcrete para lograr continuidad y velocidad en el sostenimiento en la Unidad Operativa Chipmo de la compañía de Minas Buenaventura S.A.A.”:

Tiene como objetivo de estudiar la aplicación del método de sostenimiento usando concreto lanzado como una propuesta de alternativa viable de sostenimiento en las diversas labores de excavación subterránea de la mina Chipmo. Las conclusiones del estudio son: al realizar la comparación del concreto lanzado por los métodos seco y húmedo, se llega a la conclusión de que el primero debe ser utilizado para aplicaciones de volúmenes pequeños y en condiciones muy especiales como en distancias largas, interrupciones repetidas, etc., mientras que el método por vía húmeda debe utilizarse en todo trabajo de soporte de rocas, siempre y cuando se tenga las condiciones necesarias como producción del concreto lanzado y disponibilidad de equipos. (Vizcarra, 2014, p. 185)
- **Laurente (2017)** realizó la investigación “Uso de shotcrete vía húmeda con fibra metálica y su influencia en la caída de rocas en Sociedad Minera Corona S.A. – Yauricocha”, el estudio tiene como objetivo determinar la influencia del uso de sostenimiento con concreto lanzado vía húmeda con fibra metálica en las excavaciones mineras subterráneas de la Sociedad Minera Corona de la mina Yauricocha. Las conclusiones del estudio son: el uso de sostenimiento con concreto lanzado vía húmeda con fibra metálica influye de una manera positiva para evitar accidentes por caída de rocas en la mina Yauricocha.
- **Pantigozo (2013)** realizó la investigación “Comparación de rendimiento entre swellex e hydrabolt en el sostenimiento en minas subterráneas para elección óptima”, tiene como objetivo explicar la comparación del rendimiento entre pernos Swellex e Hydrabolt, para seleccionar en forma óptima como

sostenimiento activo en las labores subterráneas de minas, basado como elementos de fricción y trabajo inmediato.

Entre las conclusiones del estudio tenemos que los pernos hidrabolt y swellex proporcionan anclajes más uniformes facilitando la correcta selección de la longitud de penos. El perno de más bajo costo por m² sostenido es el Hydrabolt (10.95 \$/m²) y el de más alto costo son la barra helicoidal instalado con cartuchos de resina (50.67 \$/m²), de acuerdo a las condiciones y realidades encontradas. (Pantigozo, 2013, p. 127)

- **Vargas (2017)** realizó la investigación “Optimización del sostenimiento con shotcrete usando desmonte zarandeado como agregado, en la construcción de la rampa principal - MARSÁ”, el estudio tiene como objetivo calcular el porcentaje de agregado (desmonte zarandeado) y finos para la mezcla que es utilizada en el lanzamiento de shotcrete vía húmeda, para el sostenimiento de la rampa Patrick III el cual es una labor de desarrollo en minería subterránea. Las conclusiones del estudio son las siguientes: el agregado con desmonte zarandeado es óptimo para el lanzamiento del shotcrete vía húmeda, además cumple con los requisitos y las pruebas de resistencia practicadas a las muestras. (Vargas, 2017, p. 70)
- **Nastares-Huaman (2019)** en su trabajo de investigación “Influencia del Método de Explotación con Taladros Largos-Bench and Fill en la Optimización del Proceso Productivo de la Veta Gisela-Mina Animón-2018” tiene como objetivo establecer la influencia del método de explotación con taladros largos - Bench & Fill en la productividad de la Veta Gisela - Mina Animón – 2018 (Nastares-Huaman, 2019, p. 29). Las conclusiones del estudio son: Los costos generados en la explotación de la Veta Gisela se dan en los costos de operación, con el método de explotación con taladros largos - Bench & Fill es de \$ 41.36 por tonelada, mientras que con el método de explotación con Breasting es de \$ 62.4 por tonelada dándose una diferencia

de \$ 21.04 por tonelada Siendo el método de explotación por taladros largos – Bench & Fill es el de menor costo de inversión y menos tiempo de ejecución (Nastares-Huaman, 2019, p. 97).

2.2. Bases teóricas científicas

A través del tiempo la inestabilidad del macizo rocoso es un problema que viene siendo estudiada en minería subterráneo, en túneles y otros de almacenamiento subterráneo Con el intento de minimizar las consecuencias de ruptura de las estructuras rocosas, se viene realizando varios trabajos de investigación en la ingeniería de macizos rocosos (Brown, 2012).

2.2.1. Orientación de las Estructuras Subterráneas

La orientación de las discontinuidades estructurales es de mucho interés tener en cuenta en el proceso de excavaciones subterráneas por la formación de cuñas que se pueden generar, puede ser verificado que los bloques formados por las discontinuidades en el frente de una excavación, que existe la posibilidad cinemática de estar inestable y caer, aspecto que debe ser considerado en el cálculo del refuerzo que se necesita para proporcionar a cada cuña y bloques de roca y factor de seguridad. De la orientación y la forma favorable de una excavación subterránea respecto a la orientación de las estructuras geológicas fue presentado por Hoek & Brown (1980), mostrando en la Figura 2, la orientación desfavorable y la óptima.

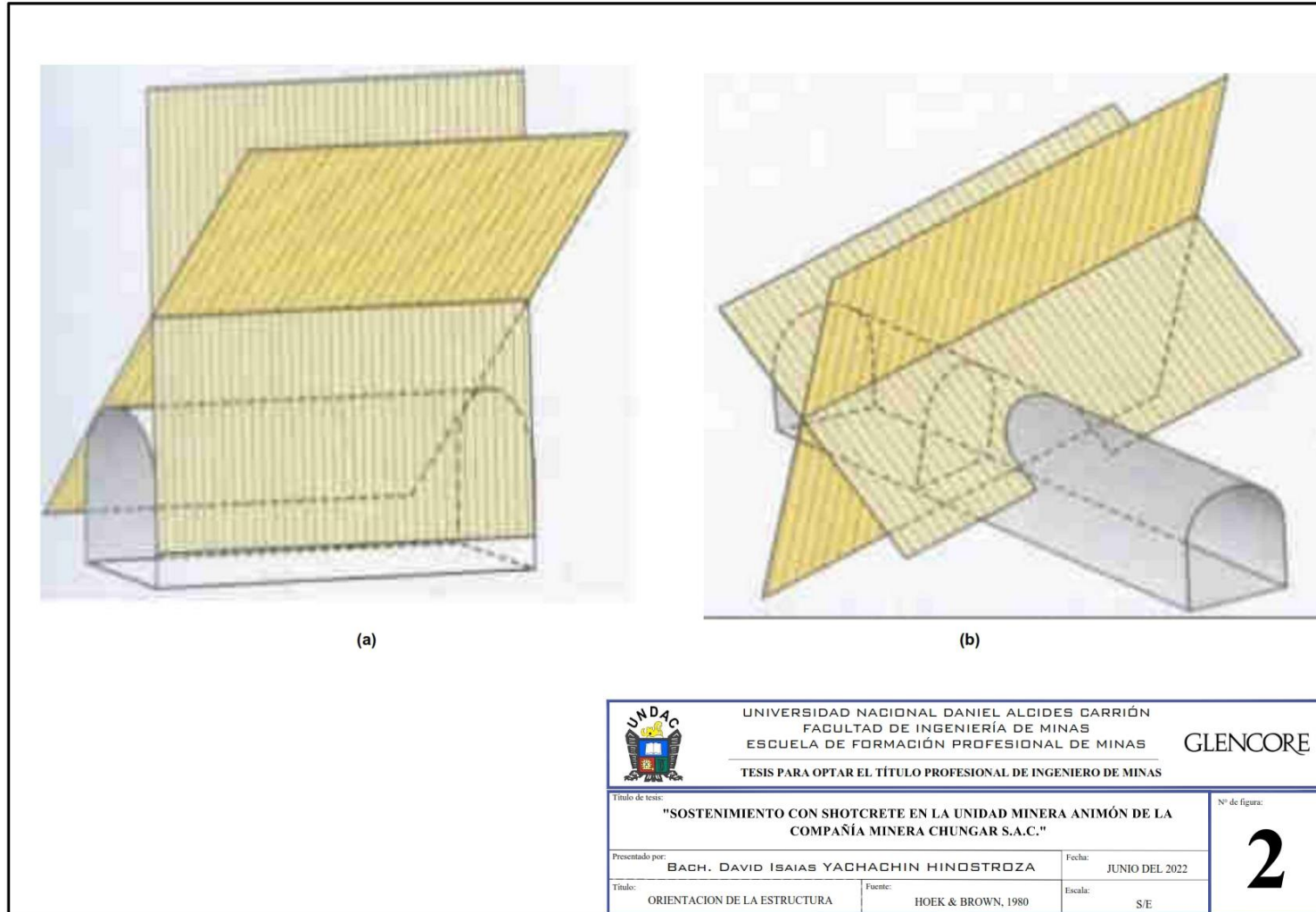


Figura 2. Orientación de la estructura: a) Desfavorable; b) Optimizada

Fuente: Hoek & Brown, 1980

2.2.2. Clasificación del Macizo Rocoso (RMR)

Según Kashyap et al. (2008) el sistema RMR, desarrollado inicialmente por Bieniawski en 1973, se basa en la calidad del macizo rocoso, se clasifica en cinco parámetros que son:

1. “la resistencia a la compresión uniaxial de la roca,
2. designación de la calidad de la roca (RQD),
3. espaciado de las discontinuidades,
4. condición de la discontinuidad,
5. condiciones del agua subterránea” (Kashyap et al., 2008, p. 2).

A estos factores se les da un valor numérico y se suman para obtener un valor de RMR. Este valor será un número entre 0 y 100, siendo cero una roca muy pobre y 100 una roca extremadamente buena. Las condiciones de las aguas subterráneas se asumieron como condiciones secas. La tabla 1 muestra los rangos de RMR (Kashyap et al., 2008).

Tabla 1. *Clasificación geo mecánica del macizo rocoso del techo (1987)*

RMR	Clase	Descripción
0-20	V	Muy pobre
20-40	IV	Pobre
40-60	III	Regular
60-80	III	Bueno
80-100	I	Muy bueno

2.2.3. Factor Q

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

- “RQD - designación de la calidad de la roca
- J_n - número del conjunto de juntas
- J_r - número de rugosidad de la junta

- J_a - número de alteración de la junta
- J_w - factor de reducción de agua en la junta
- SRF - factor de reducción de la tensión” (Kashyap et al., 2008).

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

Según Kashyap et al. (2008) el valor Q se estima a partir de la siguiente expresión (1):

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right)\left(\frac{J_r}{J_a}\right)\left(\frac{J_w}{SRF}\right) \quad (1)$$

donde RQD es el porcentaje de varillas de perforación competentes >100 mm de longitud en un dominio seleccionado, J_n la calificación para el número de conjuntos de juntas (nueve para tres conjuntos, cuatro para dos conjuntos, etc.) en el mismo dominio, J_r la calificación de la rugosidad de la menos favorable de estas juntas o discontinuidades rellenas, J_a la calificación del grado de alteración o relleno de arcilla del conjunto de juntas o discontinuidad rellena menos favorable, J_w la calificación de la afluencia de agua y los efectos de la presión, que pueden provocar el desprendimiento de los rellenos de las discontinuidades, y SRF el índice de fallas, para la relación resistencia/esfuerzo en rocas macizas duras, para la compresión o para el hinchamiento. (RQD/J_n) es el tamaño relativo

de los bloques, (J_r/J_a) es la resistencia relativa a la fricción, y (J_w/SRF) es el efecto relativo del agua, de las fallas, de la relación resistencia/estrés, de la compresión o del hinchamiento de la relación resistencia/esfuerzo, la compresión o el hinchamiento (un término de "tensión activa"). La siguiente expresión de cuatro parámetros (2) representa la calidad geológica del macizo rocoso:

$$Q' = \left(\frac{RQD}{J_n}\right)\left(\frac{J_r}{J_a}\right) \quad (2)$$

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

2.2.4. Concreto Lanzado

Con el creciente número de explotaciones mineras que utilizan grandes equipos y ejecutan trabajos de perforación y voladura es necesario garantizar la seguridad de los trabajadores y equipos que se encuentran trabajando en las excavaciones mineras subterráneas. Debido a su capacidad para evitar la liberación de tensiones y reforzar toda la superficie minera, el soporte del concreto lanzado llamado también hormigón proyectado se considera el mejor método para minimizar el riesgo de caída del techo y la roca en las explotaciones mineras subterráneas. Sin embargo, el soporte del concreto lanzado rara vez se utiliza en las explotaciones mineras nacionales, por lo que los estudios sobre el hormigón proyectado para minería no tienen precedentes. En este estudio, se ha llevado a cabo la evaluación de la aplicabilidad del concreto lanzado, que es un tipo de método de apoyo que puede minimizar el fracaso en los sitios de minería por la

liberación de la tensión inicial. En primer lugar, realizamos el análisis numérico para evaluar las características de soporte del hormigón proyectado para minería. Además, hemos realizado la prueba de proyección en el campo de la minería para obtener la proporción óptima de mezcla del hormigón proyectado, y hemos evaluado su aplicabilidad (Ma et al., 2010).

Ver la *Figura 3* de la página 18.

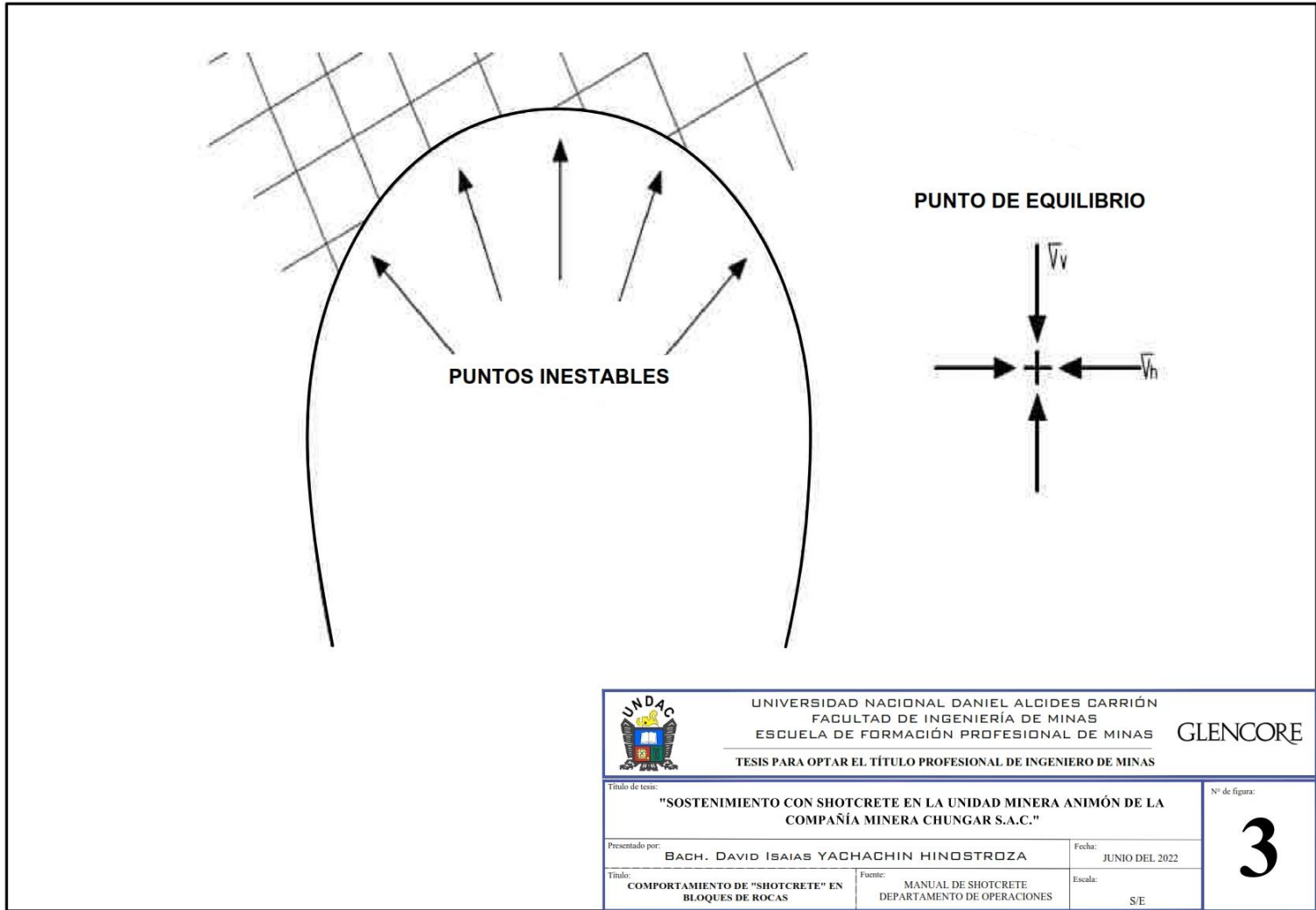


Figura 3. Comportamiento del concreto lanzado.

Fuente: Manual de concreto lanzado departamento de operaciones de Mina Chungar S.A.C., 2016.

El concreto lanzado es un sistema de sostenimiento empleado en todo el mundo en la minería subterránea, debe cumplir su función de sostenimiento no sólo durante la vida útil prevista de las aberturas subterráneas, sino también, desde el punto de vista de la seguridad y la productividad, a una edad muy temprana. El equilibrio entre la capacidad de colocación, la resistencia temprana y el rendimiento a largo plazo es delicado y se ha ido mejorando repetidamente a medida que el concreto lanzado ha proliferado en la minería y la construcción de túneles. La resistencia temprana es especialmente importante para salvaguardar la integridad de las aberturas subterráneas y de las personas y la maquinaria que necesitan volver a ellas tan pronto como las normas de seguridad lo permita (Rispien et al., 2017).

Ver la *Figura 4* de la página 20.

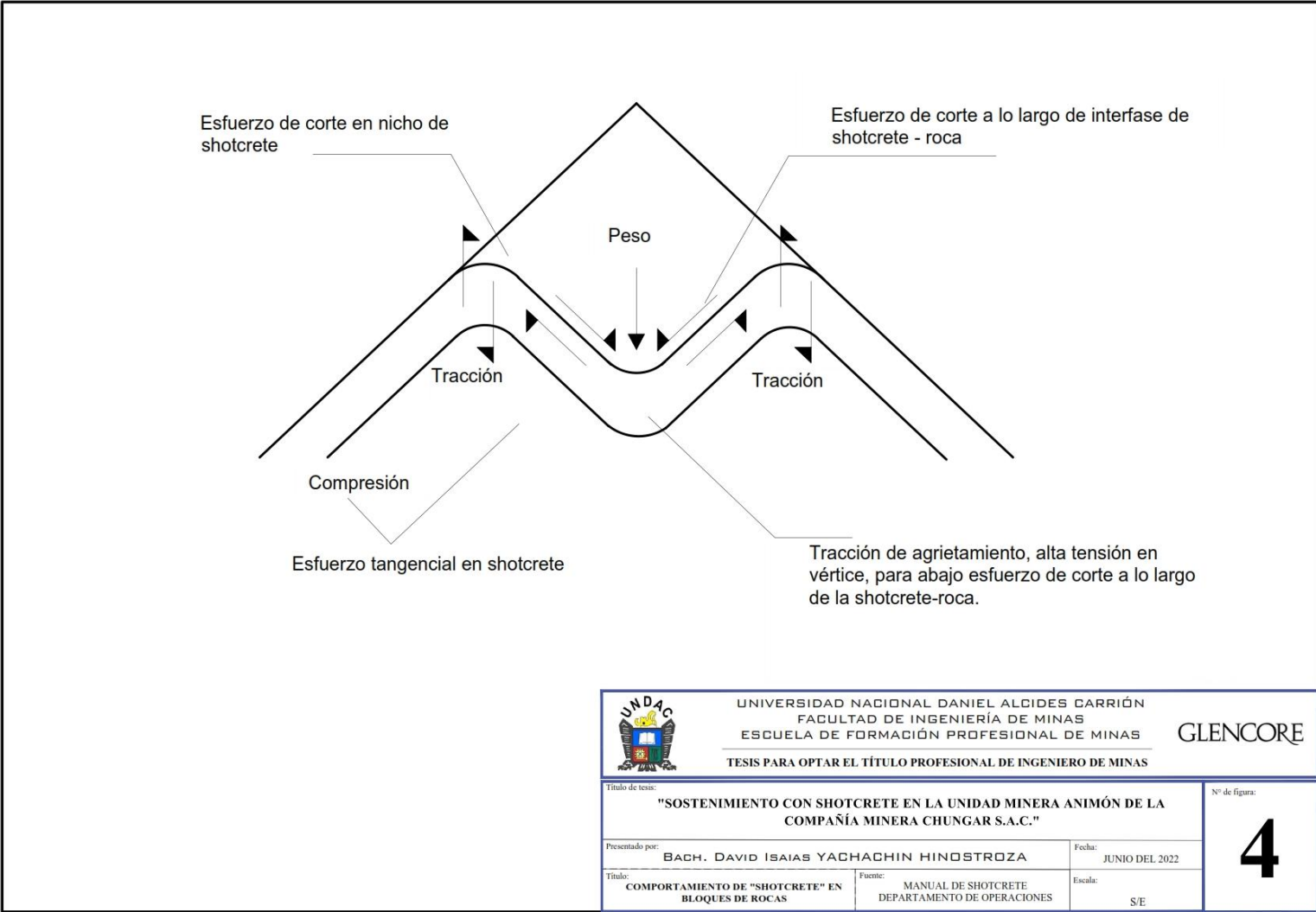


Figura 4. Comportamiento del concreto lanzado en bloques de roca.

Fuente: Manual de concreto lanzado departamento de operaciones de Mina Chungar S.A.C., 2016.

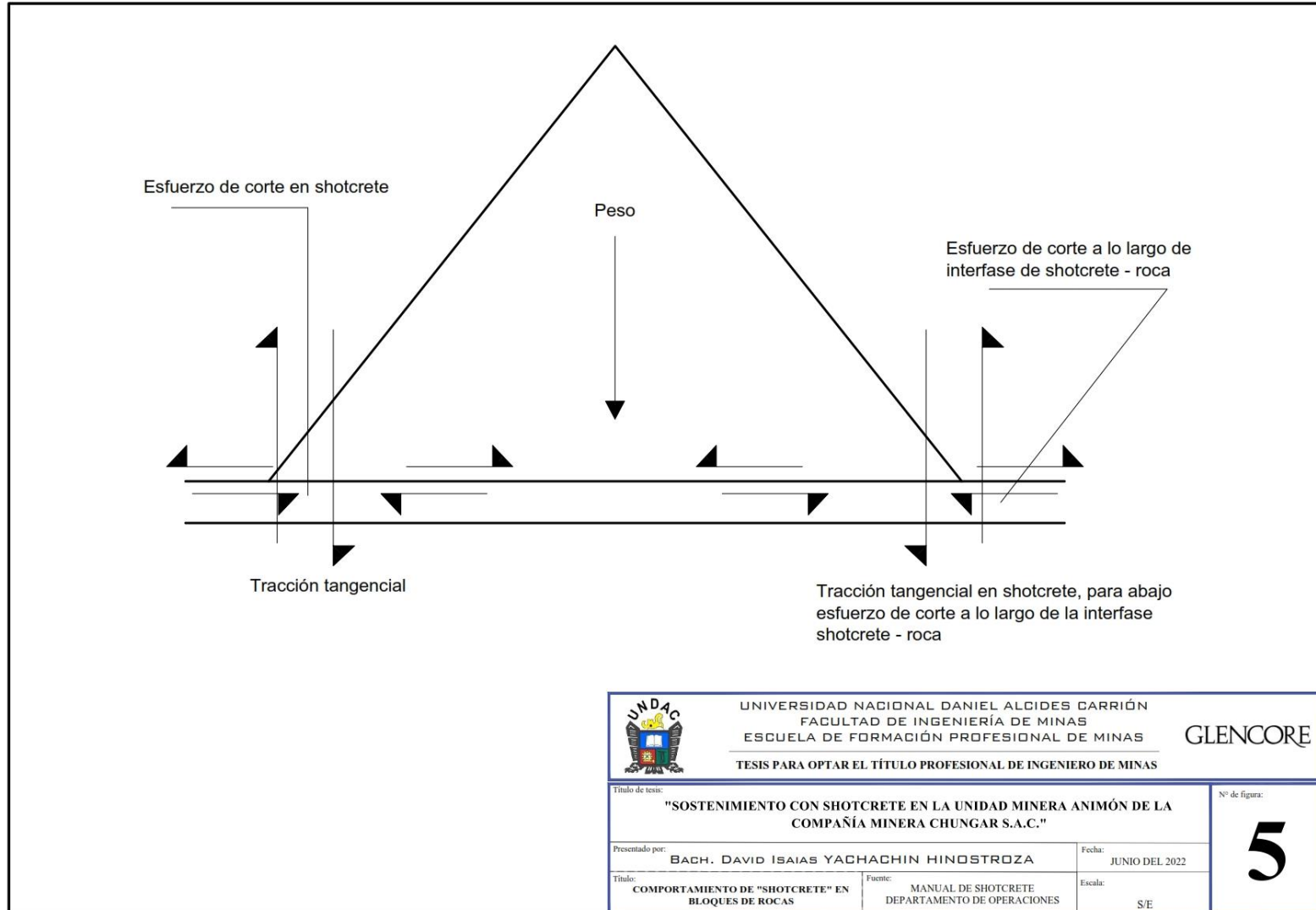


Figura 5. Comportamiento de concreto lanzado en bloques de roca.

Fuente: Manual de concreto lanzado departamento de operaciones de Mina Chungar S.A.C., 2016.

El régimen de soporte de las rocas necesario para mantener el acceso a las labores mineras subterráneas ha evolucionado a lo largo de los años debido a las malas condiciones de las rocas, y hasta hace poco comprendía una capa inicial de concreto lanzado reforzado con fibra de acero, luego malla soldada sobre todo el perfil, pernos y barras de refuerzo de 3 m de longitud, inyectados y parcialmente desprendidos, instalados en las paredes laterales y una segunda capa de 50 mm de espesor de concreto armado reforzado con fibra de acero sobre la malla. Este régimen de soporte intensivo sufre una importante deformación del orden de 100-400 mm, proceso que se inicia antes de que se complete el desarrollo de la labor (Tyler & Clements, 2004).

2.2.5. Sistemas de Aplicación del Concreto Lanzado

Según Melbye & Dimmock en el estudio de investigación “Modern Advances and Applications of Sprayed Concrete” explica lo siguiente:

El concreto lanzado puede considerarse el material de construcción más rentable y versátil, y cuando se utiliza con armadura de acero, se pueden formar prácticamente todos los elementos estructurales, incluso formas complejas. Como el hormigón convencional se coloca en su estado fluido, de acuerdo a los encofrados necesarios el concreto se mantiene en su posición mientras se fragua y se endurece. El hormigón proyectado resuelve este inconveniente al poder colocarse de la geometría estructural requerida, facilitada por las características de fraguado rápido de la mezcla de hormigón, eliminando la necesidad de encofrados. (2001, p. 2).

“La aplicación del concreto lanzado se efectúa bajo tres sistemas de dotación de agua, estos son:

- A) proceso de mezcla seca,
- B) proceso de mezcla semi húmeda y
- C) proceso de mezcla húmeda” (Lopez, 2014).

2.2.5.1 Proceso de Mezcla en Seco

“El proceso de mezcla en seco es una técnica en la que el cemento y los áridos se mezclan en una planta in situ o se premezclan y se secan en el horno en silos o sacos” (Melbye & Dimmock, 2001).

Este material se introduce en una bomba de concreto lanzado de mezcla seca, y se lleva a la boquilla mediante aire comprimido. En la boquilla, se añade el agua necesaria para la hidratación a discreción del operario de la boquilla. Los aceleradores pueden añadirse en forma de polvo en la en la tolva de la bomba o en forma líquida con el agua en la tobera. En los últimos años, el uso de cemento altamente reactivo en una mezcla premezclada ha sustituido la necesidad de aceleradores, pero los productos deben almacenarse en condiciones extremadamente secas antes de su uso, Ver Figura 6 de la página 25;

Las virtudes del sistema de mezcla en seco son que se trata de un sistema sencillo, con pocos problemas mecánicos y de diseño de la mezcla que puedan salir mal. A menudo, estos dos factores que han sido la razón de la selección del proceso de mezcla en seco en el pasado. Sin embargo, todo proceso tiene sus inconvenientes. En el caso del método de mezcla en seco, éstos pueden describirse como:

- Los elevados costes del desgaste de las juntas y los discos de fricción en las máquinas de rotor,
- Debe tenerse en cuenta el impacto medioambiental y de seguridad de las altas concentraciones de polvo generadas por el sistema,
- Otro problema importante en la pulverización en seco es el rebote, dependiendo de la superficie de aplicación, el rebote puede superar el 15% y llegar hasta el 35 o el 40%. Normalmente, el rango es del 20 al 25%. El rebote puede reducirse considerablemente mediante el uso de nuevos tipos de aditivos como la microsílíce o el sistema

Delvocrete Hydration Control. Las pérdidas medias pueden limitarse a una media del 15% en estos casos,

- El bajo rendimiento de los equipos es otro de los inconvenientes que se citan a menudo. En la actualidad, existen máquinas capaces de superar los 10 m³/hora, pero esto no es posible con métodos de aplicación manual; se necesita un manipulador de pulverización. Sin embargo, debido al aumento de los costes de desgaste, los rendimientos deben ser superiores a 8 m³/hora; se vuelven críticos desde el punto de vista económico un rendimiento típico de entre 4 y 6m³/hora,
- En términos de control de calidad, el hormigón proyectado producidas por el proceso de mezcla en seco tienen un alto grado de variación debido a una mezcla inadecuada entre la boquilla y el sustrato, relaciones agua-cemento desconocidas y variables, y posiblemente la pre hidratación de la mezcla entregada a la bomba,
- Teniendo en cuenta lo anterior, es comprensible que el hormigón proyectado producido por el método de mezcla en seco se considere "soporte temporal" en la industria de la construcción de excavaciones mineras subterráneas. (Melbye & Dimmock, 2001, p. 3)



Figura 6. Típica bomba de concreto lanzado de mezcla seca
Fuente: (Melbye & Dimmock, 2001, p. 3)

2.2.5.2. Proceso de Mezcla Semi-Húmeda

En el estudio del diseño y aplicación del concreto lanzado vía húmeda como elemento de sostenimiento en la vía. Minera Orcopampa, tenemos el uso de la mezcla semi-húmeda:

En este sistema de aplicación del concreto lanzado o gunita es muy similar a la aplicación de mezcla seca, con la única diferencia que en el primer caso el agua se mezcla totalmente con el agregado y el cemento a 5 m antes de llegar a la boquilla. (Tapia-Choquehuanca, 2017, p. 12)

“En este caso se agrega una pequeña cantidad de agua (5 a 6 litros/bolsa) durante el mezclado del cemento con los agregados, con la finalidad de humedecer la mezcla para que no levante polvo” (Tapia-Choquehuanca, 2017, p. 12). Este sistema tiene la ventaja de disminuir la cantidad de polvo de cemento en el ambiente y homogenizar la mezcla de

arena en el concreto o mortero; sin embargo tiene la desventaja de dificultar la regulación de la consistencia de la mezcla respecto de la distancia y ángulo de aplicación para disminuir desperdicios. (Tapia-Choquehuanca, 2017, p. 12)

En caso se tiene la desventaja de que si la mezcla no se aplica durante el mismo turno de trabajo en que se hizo la mezcla previa con agua, corre el peligro de fraguar y endurecer, provocando deterioro en el equipo y gran desperdicio del material. (Tapia-Choquehuanca, 2017, p. 12)

2.2.5.3. *Proceso de Mezcla Húmeda*

“Al igual que el hormigón ordinario, el hormigón premezclado procedente de una planta de hormigón. Es posible comprobar y controlar en todo momento la relación w/c y, por tanto, la calidad. La consistencia puede ajustarse, por ejemplo mediante aditivos” (Melbye & Dimmock, 2001, p. 4).

Con el método de mezcla húmeda es más fácil producir una calidad uniforme durante todo el proceso de pulverización. La mezcla preparada se vacía en una bomba y se transporta por la manguera a presión (chorro grueso transporte). En la actualidad, las bombas de pistón dominan el mercado de bombas de hormigón proyectado de mezcla húmeda. Una bomba de pistón de mezcla húmeda típica se ilustra en la Figura 7 de la página 27. (Melbye & Dimmock, 2001, p. 4)



Figura 7. Bomba de concreto lanzado de mezcla húmeda con sistema integrado de dosificación

Fuente: (Melbye & Dimmock, 2001, p. 4)

También Melbye & Dimmock en su trabajo de investigación considera lo siguiente:

En la boquilla, se añade aire al hormigón a una velocidad de 7 - 15 m/min y a una presión de 7 bar, dependiendo de si la pulverización se realiza manualmente o mediante un manipulador robotizado. El aire se añade para aumentar la velocidad del hormigón para que se consiga una buena compactación y una buena adherencia al soporte o superficie. Un error que se comete a menudo de la pulverización húmeda es que no se utiliza suficiente aire. En la mayoría de los casos sólo se añaden 4 - 8 m³/min lo que da un mal resultado en la resistencia a la compresión, adherencia y rebote. Para la pulverización robotizada, se necesita un mínimo de 12 m³/min. Además de aire, se añaden aceleradores de

fraguado líquido en la boquilla para proporcionar características de fraguado rápido y alto espesor. (2001, p. 4)

Según Melbye & Dimmock las ventajas de la mezcla húmeda son:

- Bajo rebote de los agregados 5 - 10%. Además, si se utilizan fibras, los valores de rebote son mínimos en comparación con el proceso de mezcla en seco
- Mejor entorno de trabajo, poco polvo
- Capas gruesas gracias al uso eficaz del material de mezcla
- Relación w/c controlada (hasta 0.37) y las consiguientes ventajas de durabilidad. Esto hace que el hormigón se considere un elemento permanente de la estructura
- La variación de la calidad se minimiza gracias a que el material está premezclado y se reduce significativamente la influencia negativa del operario de la boquilla
- Mayor capacidad de producción de 4 a 25m³/hora. La pulverización con manipulador robótico suele ser de entre 15 y 20 m³/hora
- Uso de fibras de acero/sintéticas y nuevos y avanzados aditivos
- Reducción del número de operarios
- Mayor economía total en el hormigón proyectado aplicado. (2001, p. 4)

Según Melbye & Dimmock las desventajas de la mezcla húmeda son:

- Distancia de transporte es limitada (máx. 300 m)
- Mayores exigencias en el diseño de la mezcla
- Costos de limpieza (pueden solucionarse con el uso de aditivos de control de la hidratación)

- Trabajabilidad limitada (se puede solucionar con utilizando aditivos de control de la hidratación)
 - Si no hay dosificación en la obra, se depende de las plantas locales de dosificación para dosificar tipos y volúmenes específicos de aditivos, y proporcionar un mayor nivel de control de calidad durante la dosificación.
- (2001, p. 4)



Figura 8. Robots

2.2.5.3. Fibras

El concreto lanzado reforzado con fibras ha avanzado significativamente en los últimos años, contando ahora con la aprobación de profesionales para el soporte de rocas; el concreto lanzado es un material frágil, se agrietan por razones estructurales principalmente por la poca resistencia a la tracción del material. El agrietamiento se produce como resultado de la combinación de los esfuerzos de contracción y las restricciones. Para evitar este problema es necesario reforzarlo con fibras.

Las fibras metálicas tienen ventajas obvias sobre la malla electro-soldada, siendo más importante el hecho de que son pequeñas y que pueden distribuirse uniformemente en toda la capa de concreto lanzado.

La adición de fibras a los morteros y hormigones mejora sus características notablemente.

Aunque hay fibras de distintas naturalezas (nylon, fibras de vidrio, polipropileno, polietileno, metálicas, etc.). Las más divulgadas y conocidas son las metálicas.



Figura 9. Fibra metálica para shotcrete vía húmeda

Fuente: Roldan, 2018

2.2.6. Preparación de la Superficie a Shotcretear

Antes de aplicar el concreto lanzado, la superficie debe estar completamente desatada, limpia de todos los materiales sueltos, del lodo y residuos sólidos, empleando un chorro de agua o aire a presión; la misma preparación será hecha cuando la aplicación sea efectuada sobre concreto lanzado anteriormente rociado.

Para superficies nuevas se debe realizarse un minucioso desate, el mismo que se repetirá inmediatamente después del lavado; el no realizar esta operación puede crear condiciones inestables y desprendimiento de rocas sueltas que fueron aflojados con el lavado, el lanzado debe ser lo más inmediato posible.



Figura 10. Equipo lanzador robotizado Alpha 20

Fuente: Roldan, 2018

2.2.7. Propiedades Mecánicas del Shotcrete

Las propiedades se definen con los siguientes parámetros:

Aspecto. La superficie natural del hormigón proyectado es rugosa. Esta rugosidad depende sobre todo del tamaño del árido grueso utilizado y de la técnica de proyección, o sea del operador.

Color: Depende de muchos factores del cemento, agua, aditivos y sobre todo cuando se ejecuta el tratamiento en varias fases.

Adherencia. La adherencia está en función a condiciones en que la roca sea sólida, limpia y exenta de partes sueltas. La mezcla choca a la superficie del

terreno a una velocidad elevada, y sella las irregularidades, las fisuras y los poros con la ayuda de las partículas más finas. A la vez, sobre el soporte se forma una fina capa de pasta de cemento, a la cual se incrustan los granos de áridos gruesos, efectuándose un puente o arco de adherencia. Su resistencia al desprendimiento viene dada por la variación de la naturaleza de la superficie de aplicación. Se admite que la adherencia del concreto lanzado con la roca permite la absorción de los esfuerzos de flexión el cual se mejora con la adición de fibras. La unión del concreto lanzado con la roca debe ser lo más fuerte para evitar el proceso de aflojamiento y descompresión o relajación del macizo rocoso.

Porosidad. El hormigón proyectado generalmente contiene más cantidad de áridos finos y más cantidad de cemento que el hormigón tradicional; por lo que, la porosidad es menor; además, la relación agua/cemento es menor y la compacidad alta, se crean poros bajo forma de inclusiones de aire que no se comunican entre sí. La porosidad es creada por el aire encerrado durante el proceso de la operación.

Densidad aparente. Varían entre 2.0 a 2.5 kg/dm³ que dependen del contenido del cemento y la porosidad. La experiencia demuestra que densidades menores a 2.2 kg/dm³, conducen a la obtención de resistencias menores a 250 kg/cm², mientras que densidades superiores a 2.25 kg/dm³ permiten obtener resistencias superiores a 250 kg/cm².

Resistencia a la compresión. Está en función al diseño, según el requerimiento la de operación minera. El requerimiento mínimo para un concreto lanzado 210 Kg/cm² es de 35 Kg/cm² a las 3 horas, a las 24 horas debe estar por encima de 100 Kg/cm², a los 7 días debe sobrepasar los 210 Kg/cm², mientras que a los 28 días está por muy encima de los 350 Kg/cm²; con esto se logra optimizar y reducir tiempos en una operación minera. Sin embargo, una característica fundamental del concreto lanzado es el incremento de resistencia con el tiempo a causa del contenido elevado del cemento, mínimo 500 kg/cm² a

los 12 meses y 600 kg/cm² a los 4 años. Algunas veces se ha reportado hasta 700 kg/cm².

Por el uso de los acelerantes de fragua se puede conseguir altos valores de resistencia inicial. Así, se puede tener la progresión de resistencias en base a mezcla de concreto prevista para obtener a la compresión de 28 días. Se encuentra en los siguientes valores. (Roldan, 2016)

Tabla 2. *Tiempo vs resistencia*

TIEMPO TRANSCURRIDO	RESISTENCIA
2 Horas	25 a 35 Kg/cm ²
24 Horas	> 100 Kg/cm ²
3 Días	> 180 Kg/cm ²
7 Días	> 210 Kg/cm ²
28 Días	> 350 Kg/cm ²

Fuente: Departamento de geomecánica de la unidad minera Animón.

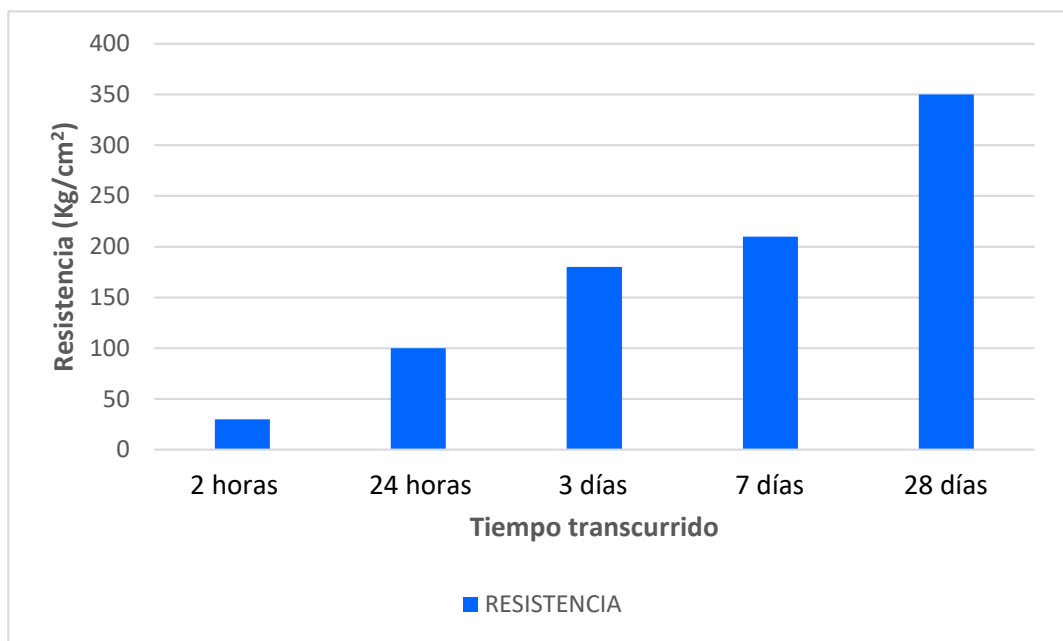


Figura 11. Tiempo versus resistencia

Resistencia a tracción - flexión. Varía entre 20 - 30 kg/cm² a los 28 días y 30 - 55 kg/cm² a los 3 años. Esta resistencia mejora con la utilización de la fibra.

Permeabilidad. En el caso del hormigón proyectado alcanza valores entre 10 - 25 x 10⁻¹⁰ m/s que es inferior al de un hormigón normal que es de 50x10⁻¹⁰ m/s.

La relación agua/cemento para el concreto lanzado está comprendida entre 0.35 a 0.5 por peso, que es más baja que la mayoría de los valores para las mezclas convencionales.

La contracción por secado depende de las proporciones de mezclas empleadas, pero se encuentran entre 0.06 - 0.10 %. (Roldan, 2016)

2.2.8. Ubicación y Accesibilidad de la Mina Animón

2.2.8.1. Ubicación

“La Mina Animón es un yacimiento polimetálico de zinc, plomo, plata y cobre de propiedad de la Empresa Administradora Chungar S.A.C.” (Quiñones-Contreras, 2013, p. 17).

La Mina Animón se encuentra ubicada al Oeste de los Andes Centrales del Perú en el departamento de Pasco, Provincia de Cerro de Pasco, distrito de Huayllay, anexo de San José, a una altitud de 4,600 msnm, a una distancia de 46 km al sureste desde la ciudad de Cerro de Pasco. (Quiñones-Contreras, 2013, p. 17)

La Mina Animón se encuentra enmarcada en las coordenadas UTM: N-8°780,728 y E-344,654 a una altura de 4,600 msnm dentro de la hoja 23-K-Ondores. (Quiñones-Contreras, 2013, p. 17)

La vía de acceso a la mina se realiza mediante tres ingresos:

“La primera es por carretera asfaltada por la carretera central hasta el distrito de Huayllay, de ahí en adelante por carretera afirmada 36 km hasta el lugar de San José, lugar donde se encuentra ubicada la Mina Animón” (Quiñones-Contreras, 2013, p. 17).

“La segunda es por vía afirmada por la ruta canta lima, desde lima hasta San José y la tercera es por la ruta de Huaral, con carretera asfaltada hasta Huaral y de ahí hasta San José por carretera afirmada” (Quiñones-Contreras, 2013, p. 17).

Ver Figura 12 y Figura 13 de las páginas 36 y 37.

2.2.8.2. Accesibilidad

“La mina es accesible por tres vías:

- Lima – Oroya – Cerro de Pasco - Chungar +/- 304 Km
- Lima – Huaral – Chungar +/- 225 Km
- Lima – Canta – Chungar +/- 219 km” (Quiñones-Contreras, 2013, p. 17).

Ver la Figura 14.

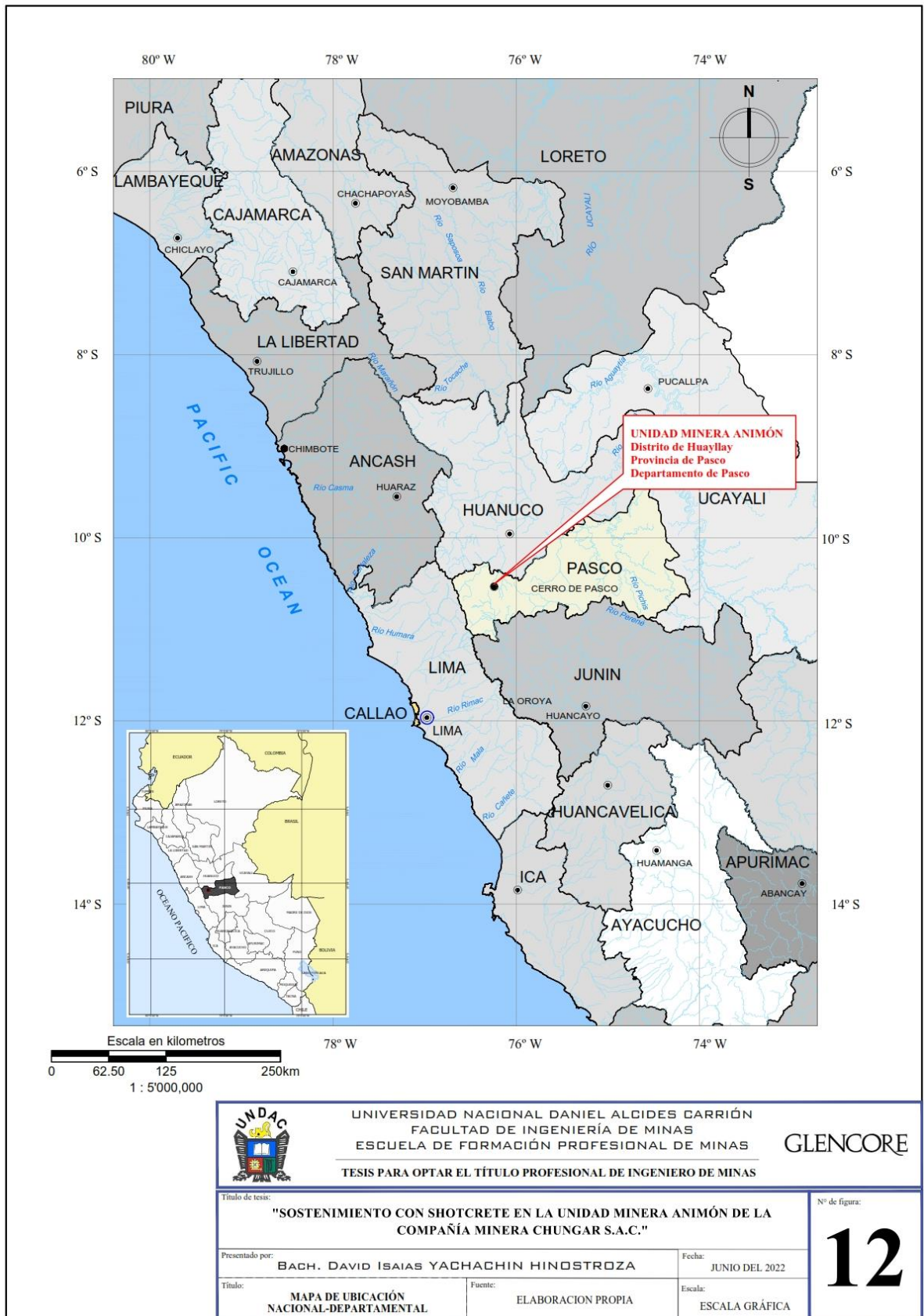
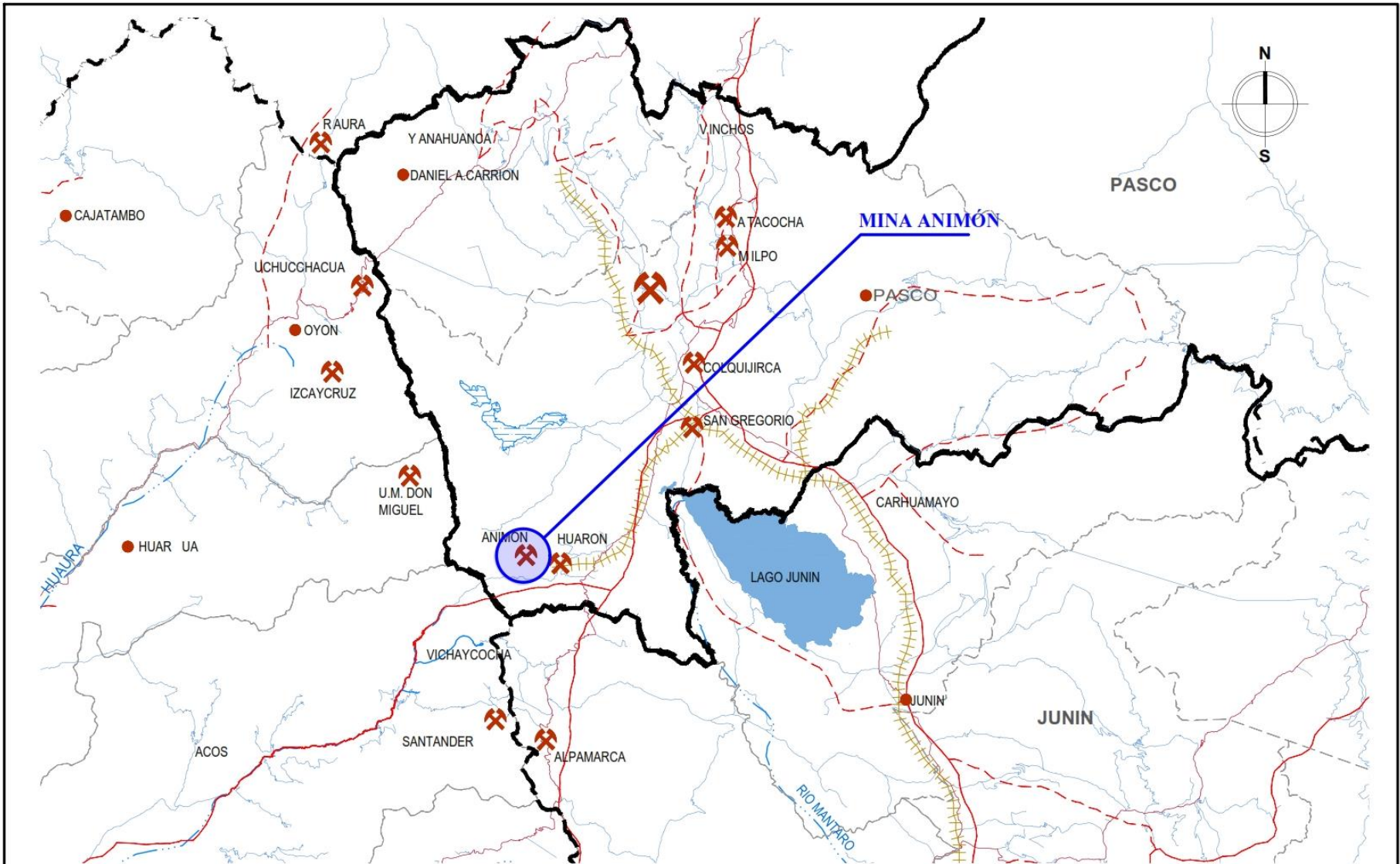


Figura 12. Mapa de ubicación nacional – departamental.

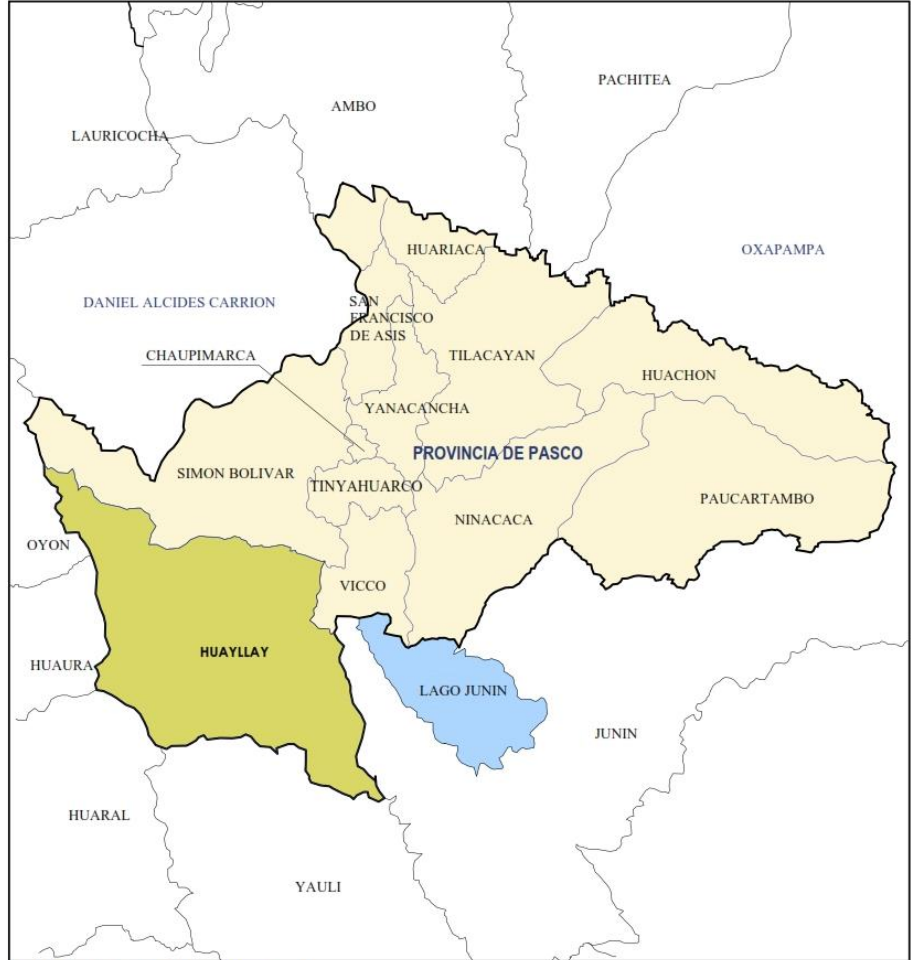
Fuente: elaboración propia.



MAPA DE LOCALIZACION MINA ANIMÓN



DEPARTAMENTO DE PASCO

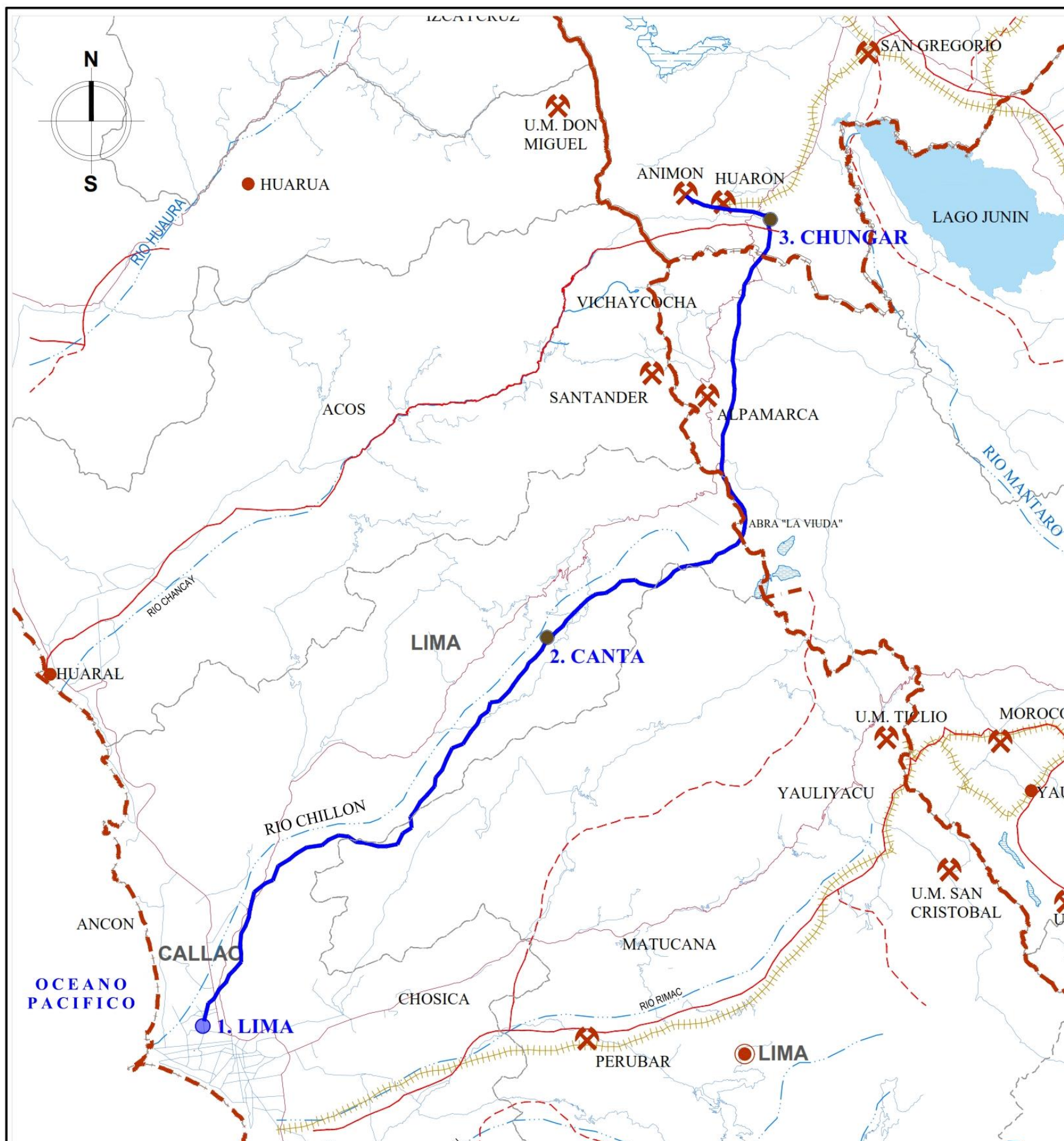


PROVINCIA DE PASCO

LEYENDA	
	Límite departamental
	Límite provincial
	Límite distrital
	Vías
	Ríos y lagos
	Zona de estudio
	Unidad Minera

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Título de tesis:		N° de figura:	
"SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE EN LA UNIDAD MINERA ANIMÓN DE LA COMPAÑÍA MINERA CHUNGAR S.A.C."		13	
Presentado por:		Fecha:	
BACH. DAVID ISAIAS YACHACHIN HINOSTROZA		JUNIO DEL 2022	
Título:		Escala:	
MAPA DE LOCALIZACIÓN DE LA MINA ANIMÓN		S/E	
Fuente:		Escala:	
MINISTERIO DE TRANSPORTES Y COMUNICACIONES, ELABORACION PROPIA		S/E	

Figura 13. Mapa de localización de la Mina Animón
Fuente: Elaboración propia.



MAPA DE ACCESIBILIDAD - MINA ANIMÓN



LEYENDA	
	Límite departamental
	Límite provincial
	Ríos
	Lagos
	Vías
	Ferrocarril
	Unidad Minera
	Ruta de Accesibilidad

RUTA 1: LIMA - CANTA - ANIMON (CHUNGAR) - 219 km - 5 horas
 RUTA 2: LIMA - HUARAL - ANIMON (CHUNGAR) - 225 km - 5 horas

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		GLENCORE
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Título de tesis: "SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE EN LA UNIDAD MINERA ANIMÓN DE LA COMPAÑÍA MINERA CHUNGAR S.A.C."			N° de figura: 14
Presentado por: BACH. DAVID ISAIAS YACHACHIN HINOSTROZA		Fecha: JUNIO DEL 2022	
Título: MAPA DE ACCESIBILIDAD DE LA MINA ANIMÓN		Fuente: MINISTERIO DE TRANSPORTES Y COMUNICACIONES, ELABORACION PROPIA Escala: S/E	

Figura 14. Mapa de accesibilidad a la Mina Animón.
 Fuente: Elaboración propia.

2.2.9. Geología de la Mina Animón

La Mina Animón es uno de los principales productores de plomo:

Los yacimientos de plomo y zinc del Perú están distribuidos en las franjas metalogenéticas del Cretácico inferior Paleoceno y del Mioceno, las cuales ya han tenido una producción histórica de 14 y 39 millones de toneladas de plomo y zinc respectivamente (Acosta-Ale et al., 2015, p. 1). El año 2013 la producción de plomo fue de 266 mil toneladas, siendo el mayor productor Animón con el 11% de la producción nacional, la producción de zinc fue 1.4 millones de toneladas, donde el mayor productor fue Antamina con cerca de 316 mil toneladas que representa el 23% de la producción nacional (Acosta-Ale et al., 2015, p. 1).

Ver Figura 15.

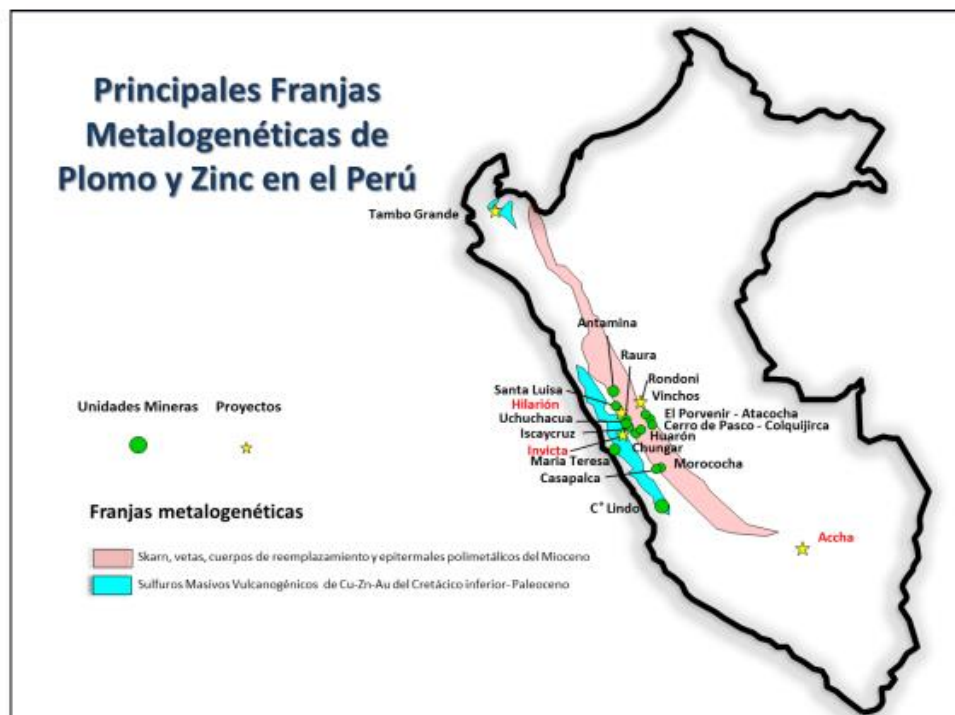


Figura 15. Franjas metalogenéticas de plomo y zinc y distribución de las principales unidades y proyectos mineros

Fuente: modificado de INGEMMET. Mapa Metalogenético del Perú 2014

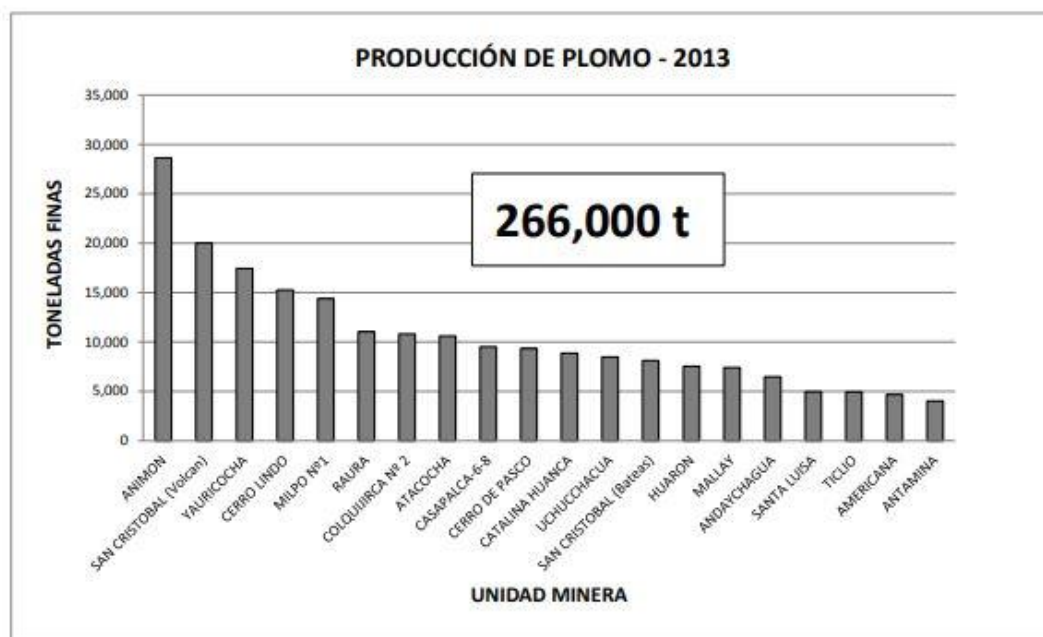


Figura 16. Mayores productores de plomo en el año 2013

Fuente: Ministerio de Energía y Minas del Perú

“Se ha estimado que la producción histórica del plomo (1903 – 2013) y zinc (1924-2013) ha sido de 14 y 39 millones de toneladas respectivamente” (Acosta-Ale et al., 2015, p. 4). “Esta producción ha provenido principalmente del centro del Perú y ha sido obtenida de registros oficiales del Ministerio de Energía y Minas” (Acosta-Ale et al., 2015, p. 4). El año 2013 la producción de plomo fue de 266 mil toneladas. El mayor productor de plomo en el Perú fue Animón, el cual ha representado el 11% de la producción nacional, seguido de San Cristóbal, Yauricocha, Cerro Lindo, Milpo, Raura, Colquijirca, Atacocha y Cerro de Pasco, que en conjunto producen el 52% de plomo en el Perú. (Acosta-Ale et al., 2015, p. 4). Ver Figura 16.

La producción de zinc fue 1.4 millones de toneladas, donde el mayor productor fue Antamina con cerca de 316 mil toneladas que ha representado el 23% de la producción nacional (Acosta-Ale et al., 2015, p. 4). Las operaciones que le siguieron fueron Cerro Lindo, Animón, San Cristóbal, Iscaycruz y Milpo que

juntos representan el 60% de la producción nacional, como puede ver en la Figura 17. (Acosta-Ale et al., 2015, p. 4)

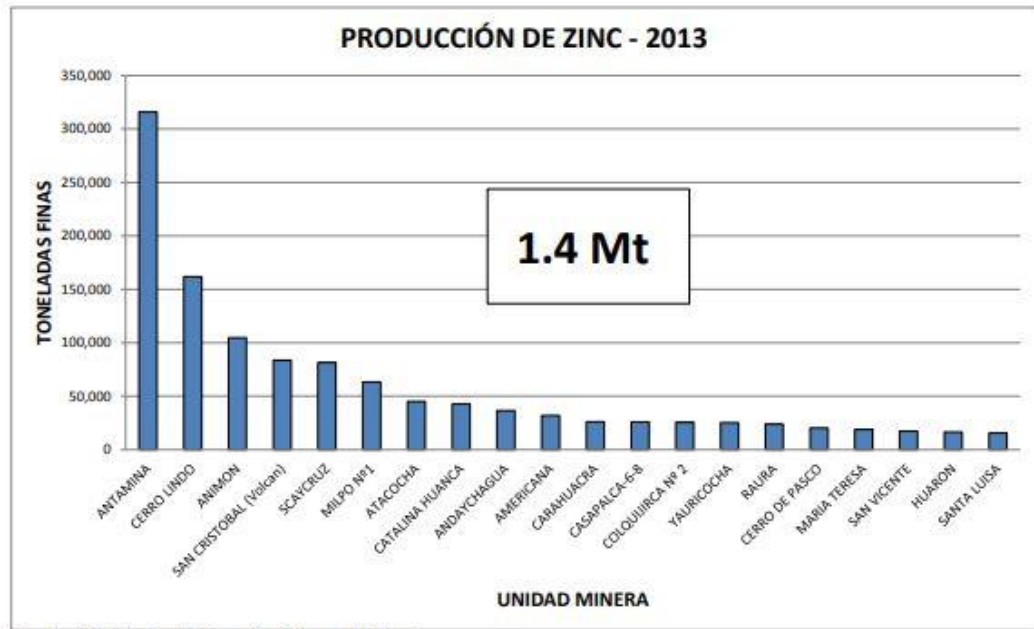


Figura 17. Mayores productores de zinc en el año 2013
Fuente: Ministerio de Energía y Minas del Perú

“En efecto, con la ampliación de Colquijirca, y Uchuchacua, se estima que la producción de plomo se incrementaría en 29,500 toneladas y para el 2015 se llegaría a producir 308,000 toneladas” (Acosta-Ale et al., 2015, p. 4). El 2016, con la ampliación de Cerro Lindo, estaríamos produciendo 312,000 mil toneladas y para el 2017 con el inicio de producción de Accha la producción sería de 352,000 toneladas de plomo, ver Figura 18 y Figura 19. (Acosta-Ale et al., 2015)

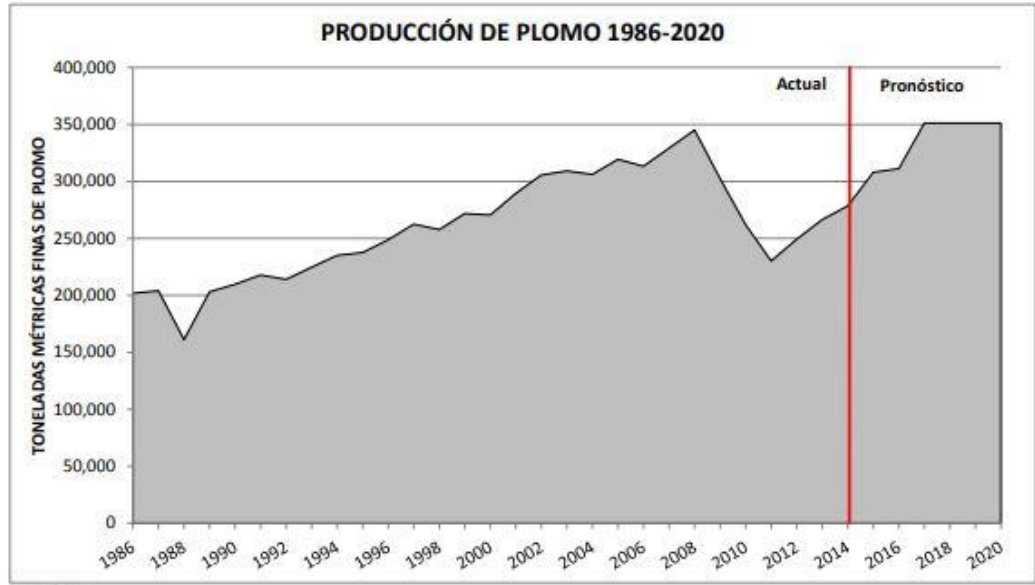


Figura 18. Producción de plomo desde 1986 y pronósticos hasta el 2020

Fuentes:

Ministerio de Energía y Minas del Perú

Memorias anuales de Cías. Mineras

Notas de prensa especializada

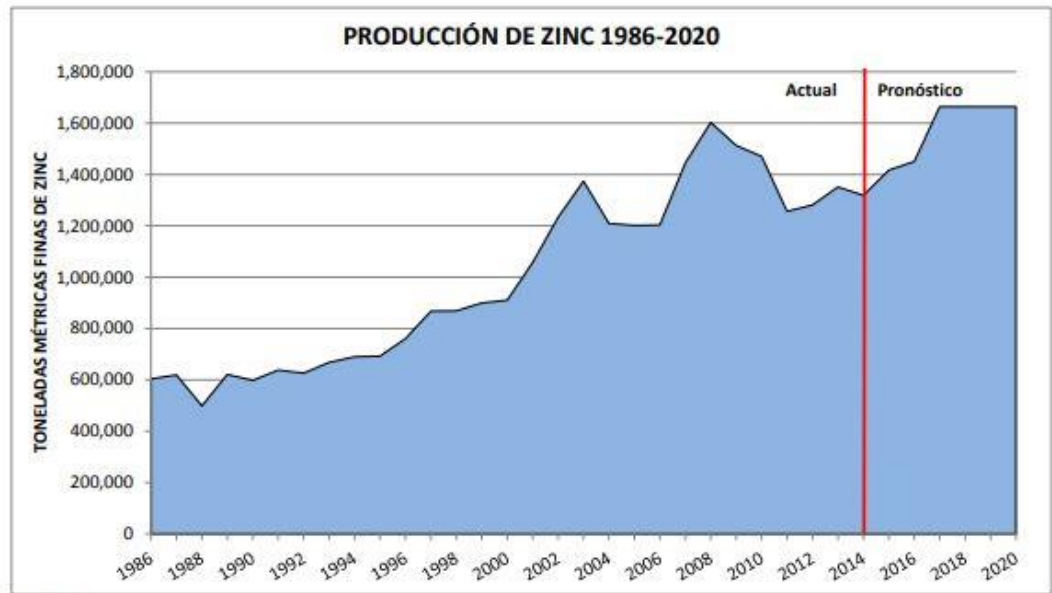


Figura 19. Producción de zinc desde 1986 y pronósticos hasta el 2020

Fuentes:

Ministerio de Energía y Minas del Perú

Memorias anuales de Cías. Mineras

Notas de prensa especializada

2.2.10. Geología Regional

“Las Unidades lito estratigráficas que afloran en la región minera de Animón –Huarón están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo molásico conocidos como capas rojas, rocas volcánicas andesíticas y dactílicas con plutones hipabisales” (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 37).

En la región abunda las capas rojas pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la Cordillera Occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza o verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un grosor de 2,385 metros datan al cretáceo superior terciario inferior (Eoceno). (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 37)

En forma discordante a las “Capas Rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una estratificación sub horizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 37). Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 37). Datán al cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la Mina Animón. (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 37)

Ver la Figura 20 de la página 46.

2.2.11. Geología Local

Respecto a la geología local de la Mina Animón tenemos los siguientes:

“El yacimiento de Animón litológicamente está conformado por sedimentitas que reflejan un periodo de emersión y una intensa

denudación” (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 39) . Las capas rojas del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: el ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros, cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 39). La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la Cordillera Oriental de los Andes. (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 39)

“En el distrito minero de Animón se distinguen dos formaciones bien marcadas: Formación Inferior y Formación Superior:

a. Formación inferior

Está conformado por tres unidades, como” (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020)

“A1. Unidad Inferior

Está constituida por margas y areniscas se ubica en la parte central y más profunda del anticlinal de Huarón su grosor debe sobrepasar los 800 m” (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 39).

“A2. Unidad Media

Existe un afloramiento en el flanco este del anticlinal y es continuo por varios kilómetros con un grosor de 485 m, se distinguen los siguientes horizontes:” (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020).

- “Horizonte Base.- conformada por el conglomerado Bernabé que es un “metalotecto” importante de la región con un grosor de 40 metros y está constituido por clastos de cuarcita de 10 cm de diámetro y matriz arenosa” (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 39).
- Horizonte Central.- Constituido por areniscas y margas rojas tiene una potencia de 420 metros. (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 39)

- Horizonte Techo.- “Metalotécto” calcáreo chertico de Sevilla y Córdoba de color violáceo y gris claro, masivo, lacustrino con un grosor de 25 metros. (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 39)

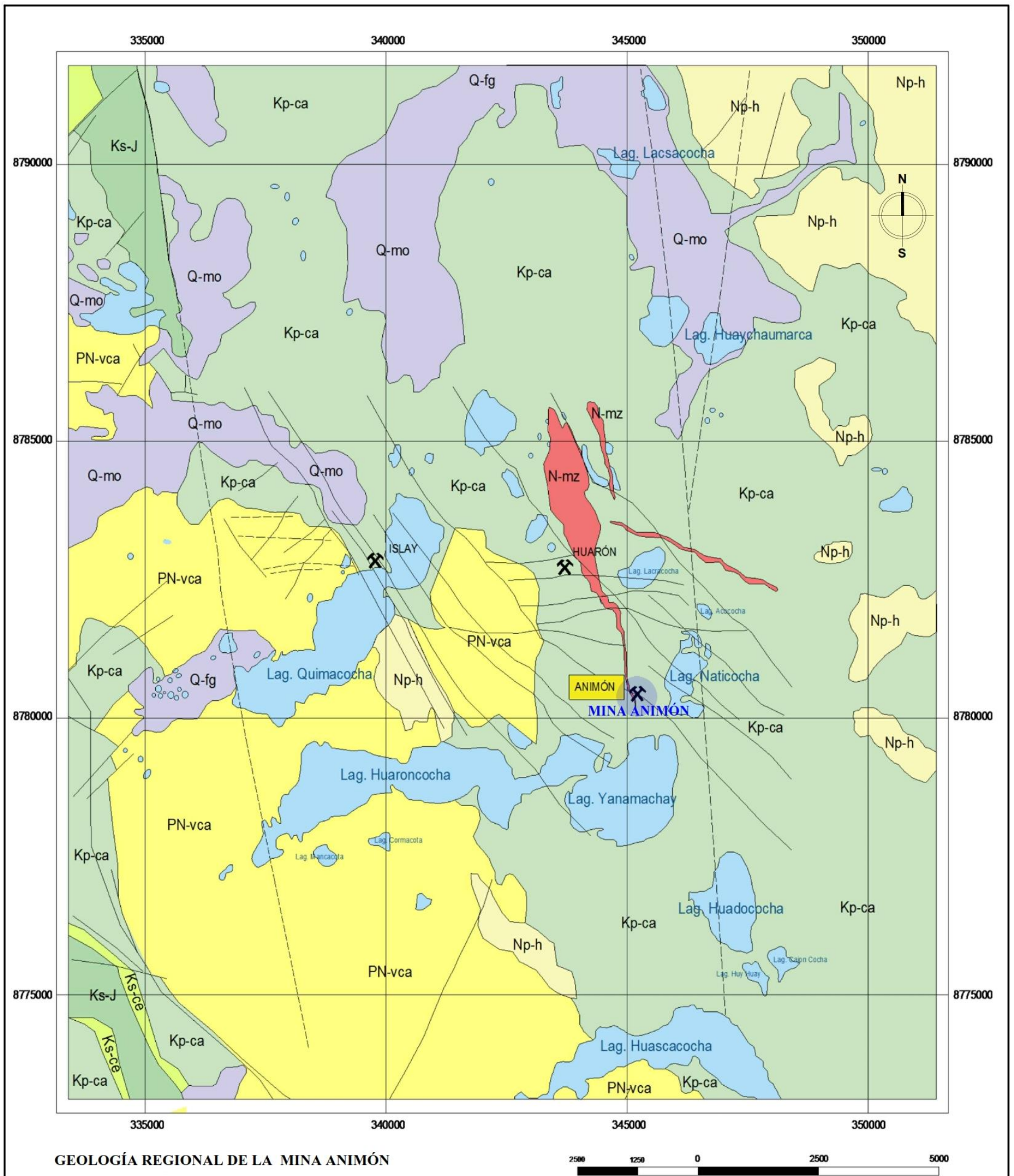
A3. Unidad Superior

En la base tiene 5 niveles de conglomerados que juntos alcanzan un grosor de 80 metros, sus sedimentos son detríticos provenientes de la erosión de la Unidad media; se tienen grandes bloques de chert “re depositados”, sigue una secuencia de areniscas moradas y niveles calcáreos. (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 39)

b. Formación superior (Serie Abigarrada)

“Tiene un grosor de 800 metros, es la única masa rocosa presente en ambos flancos del anticlinal” (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 40). En el flanco Este es poco silicificada, se inicia con conglomerados gruesos favorables para la mineralización, es otro de los “metalotectos” importantes de la región conocida como “Conglomerado San Pedro” se tiene clastos grandes de cuarcita y caliza estos últimos son fácilmente reemplazados por sulfuros (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 40). El Conglomerado San Pedro tiene un grosor de 20 a 50 metros, luego se tiene una alternancia de areniscas con detritos volcánicos, conglomerados intermedios, arcosas, areniscas conglomerádicas, areniscas y niveles calcáreos chérticos de 30 metros y areniscas margosas (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 40). Esta “serie abigarrada” se encuentra mayormente en la zona de Quimacocha. (Cruz-Rivas & Oré-Barja, 2020, p. 40)

Ver Figura 21 y Figura 22 de las páginas 47 y 48 respectivamente.



LEYENDA

	FALLA
	FALLA INFERIDA
	OPERACIONES MINERAS

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS	
Título de tesis: "SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE EN LA UNIDAD MINERA ANIMÓN DE LA COMPAÑÍA MINERA CHUNGAR S.A.C."		N° de figura: <h1 style="font-size: 48px; margin: 0;">20</h1>
Presentado por: BACH. DAVID ISAIAS YACHACHIN HINOSTROZA		Fecha: JUNIO DEL 2022
Título: GEOLOGÍA REGIONAL DE LA MINA ANIMÓN		Escala: ESCALA GRÁFICA
Fuente: COMPAÑÍA MINERA CHUNGAR S.A.C.		

Figura 20. Geología regional de la Mina Animón.
 Fuente: Cía. Minera Chungar S.A.C.

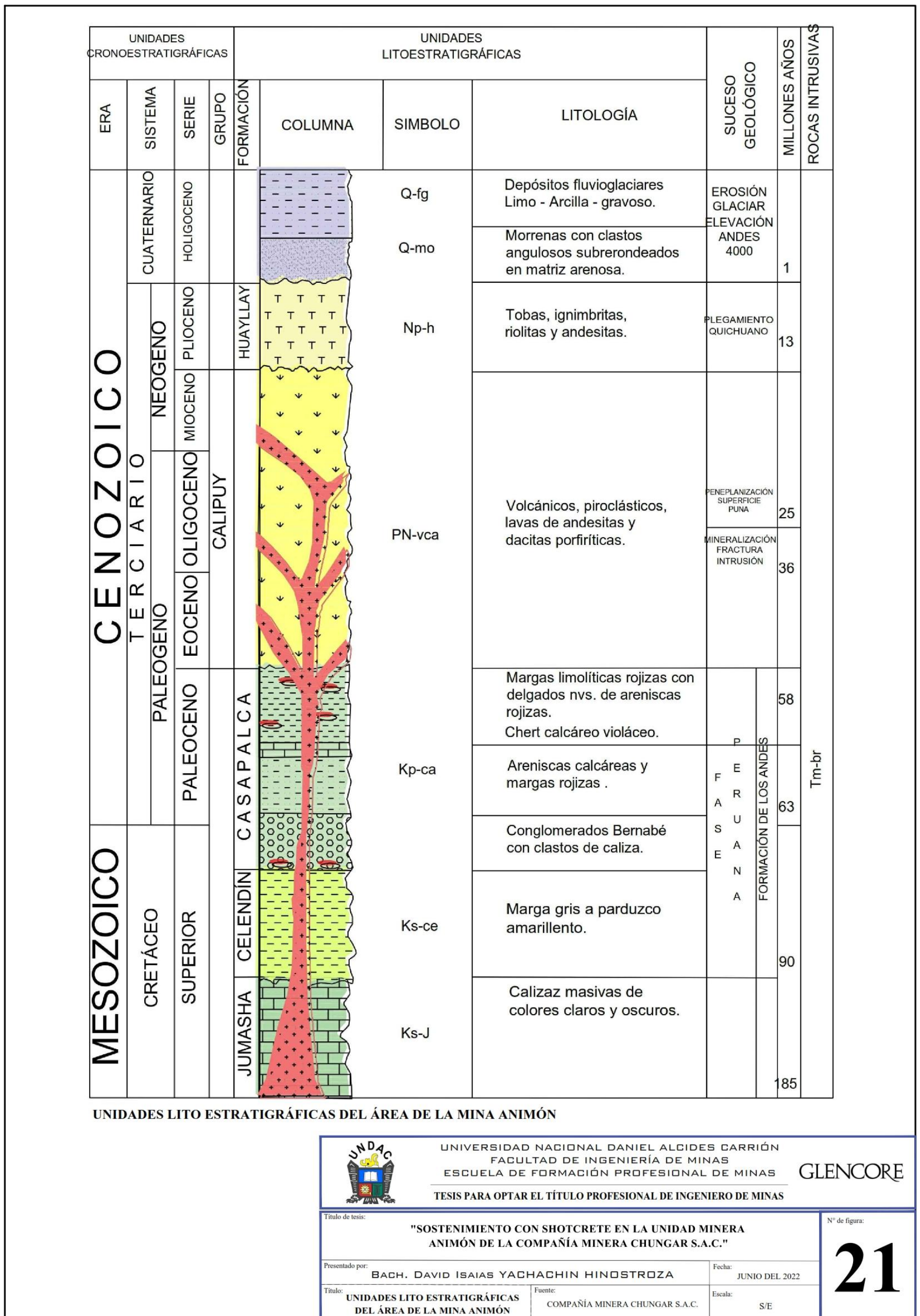


Figura 21. Unidades lito estratigráficas del área de la Mina Animón
Fuente: Cía. Minera Chungar S.A.C.

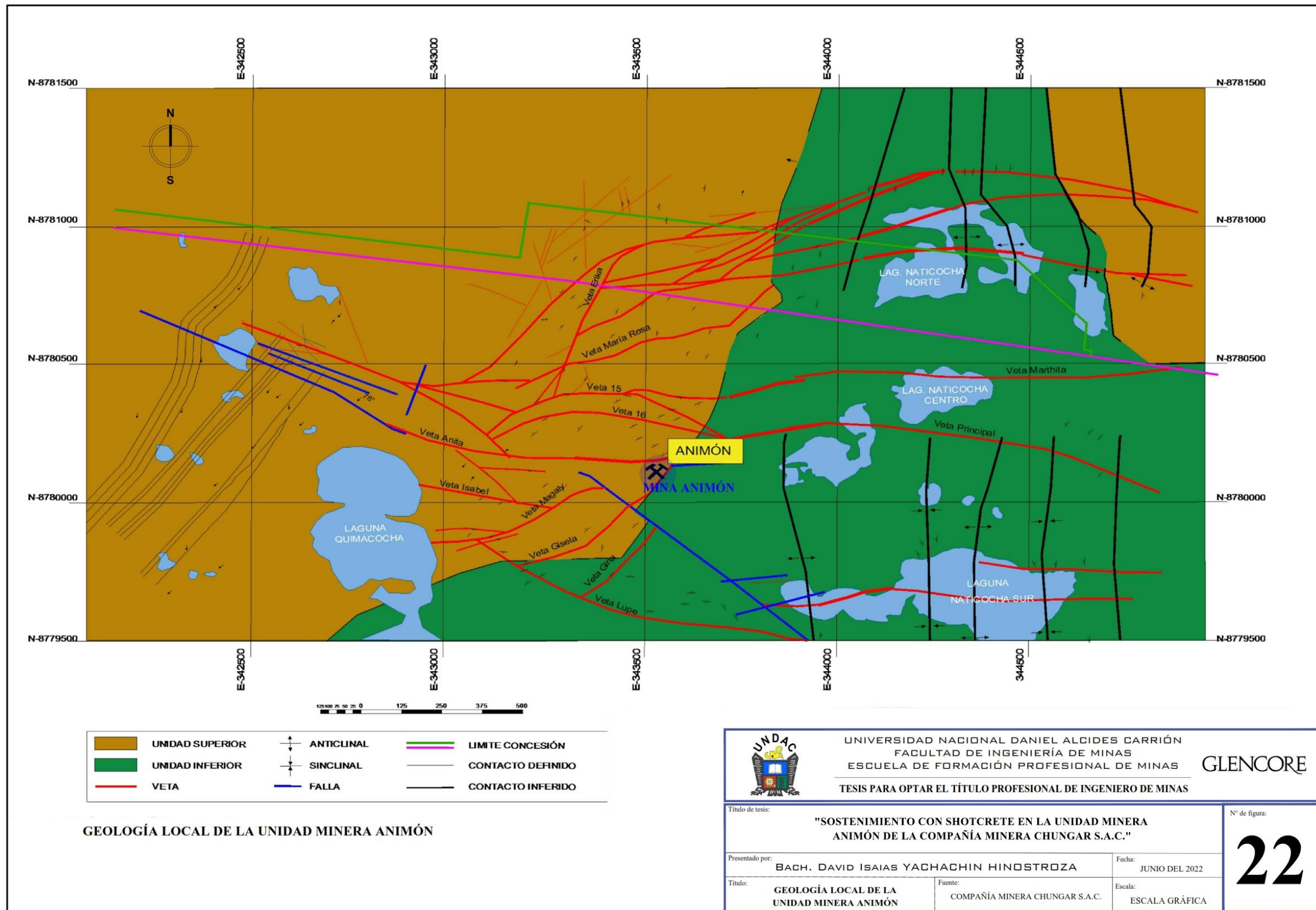


Figura 22. Geología local de la Mina Animón
 Fuente: Cía. Minera Chungar S.A.C.

2.2.12. Geología Estructural

La estructura que marca la tectónica del área es el anticlinal Huarón, el cual fue levantado por intrusión de un cuerpo, fracturando los estratos sedimentarios del Cretáceo Superior – Terciario, constituido por margas, lutitas, areniscas, conglomerados, sedimentos calcáreos, chert y arcosas, todos estos sedimentos, fueron plegados y fallados ante la intensa actividad tectónica del Eoceno – Plioceno, con las siguientes características: pliegue asimétrico, el flanco oriental tiene un buzamiento (50° - 60° E) y el occidental (35 – 42° W); el plano axial orientado al $N20^{\circ}$ - 30° W.

El área de Huarón – Chungar fue parte de un gran volcán, hoy erosionado hasta su base, donde los diques intrusivos son los que dibujan el cuello volcánico.

La Mina Animón está compuesta por rocas sedimentarias de distintos tipos como marga gris, marga roja, areniscas, conglomerados y el intrusivo cuarzo monzonita, las rocas sedimentarias se encuentran en secuencias alternas y gradacionales, observadas desde la superficie; estas rocas después de millones de años de sedimentación y con un movimiento ascendente del techo oceánico han elevado al macizo, dando lugar a la cordillera y las características topográficas actuales; este movimiento ha provocado que las formaciones de roca sobresalgan en pliegues y anticlinales donde se encuentra emplazada la mineralización (Mendoza-Lloza, 2019).

2.2.13. Geología Económica

El yacimiento se ubica en la franja polimetálica, la cual es una franja epitermal de Au-Ag de Eoceno y depósitos polimetálicos del Eoceno-Oligoceno-Mioceno, la franja está controlada por sistemas de fallas y cabalgamientos NW-SE. Dentro de esta franja polimetálica se ubican los yacimientos de Huarón, Islay, Animón y Shalca; las cuales son los primeros productores de plomo, plata y zinc del país. (Ccama-Hanco, 2017, p. 53)

Mineralización

“La mineralización es variada, el yacimiento presenta minerales de menas como: esfalerita (SZn), galena (SPb) y minerales de ganga como cuarzo(Si2O), calcita (CO3Ca), Pirita (S2Fe), Rodocrosita (CO3Mn) y calcopirita (S2CFe)” (Ccama-Hancco, 2017, p. 56).

Tipos de mineralización

Estructuras Vetiformes:

Las vetas son las fracturas preliminares que han sido rellenadas con minerales de Fe, Cu, Zn, Pb y Ag. Las vetas que afloran en todo el distrito son más de 50; pero los más importantes que han sido proyectados y desarrollados en Animón son alrededor de 4 y en Huarón alrededor de 25, estos depósitos contienen el mayor volumen de la mineralización económica del distrito (Ccama-Hancco, 2017, p. 56). La amplitud de los desarrollos horizontales en cada una de las estructuras va desde unas pocas centenas de metros en las vetas de menor importancia como la Veta Nor Este y con 300 metros hasta 1,800 en las vetas de mayor importancia como: La Veta Principal y Precaución, en general estos depósitos son parcialmente conocidos desde superficie hasta profundidad, la potencia de las vetas varía desde unas decenas de centímetros hasta 8 a 10 metros (Ccama-Hancco, 2017, p. 56). La Veta Principal en el nivel 270 tiene una potencia de 3.20 m. Las Vetas Este Oeste tienen buzamientos entre 75° a 90°, las Vetas al cruzar los diques monzoníticos tienden a ramificarse y al ingresar a los conglomerados reemplazan a clastos calcáreos. (Ccama-Hancco, 2017, p. 56)

Cuerpos Mineralizados:

Los cuerpos mineralizados se ubican en la parte Este y Oeste del anticlinal y se han formado en el área de intersección de las Vetas E-W con el conglomerado Bernabé y con el chert Córdova en la zona Este y con el conglomerado San Pedro en la zona de Quimacocha; además estos cuerpos mineralizados tienen contornos horizontales irregulares y elongados en dirección

Norte-Sur; mineralización en los conglomerados se presenta diseminada y reemplazamiento de la matriz calcárea. (Ccama-Hancco, 2017, p. 57)

Veta Manto:

Son estructuras mineralizadas concordantes con la estratificación en el flanco oeste del anticlinal se han desarrollado 2 Vetas mantos en la zona de Huarón: San Narciso y Fastidiosa y en la zona de Quimacocha con cerca al pique del mismo nombre, se observan estratos calcáreos de 0.30 m de grosor con mineralización diseminada (Ccama-Hancco, 2017, p. 58). En cuanto a su mineralogía es muy irregular y parece estar ligado a su cercanía o lejanía de las Vetas Este-Oeste, la ganga es cuarzo rodocrosita y el mineral económico y las cajas están fuertemente laminadas y trituradas. (Ccama-Hancco, 2017, p. 58)

Zoneamiento:

“En el distrito minero Animón-Huarón, los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización se han distribuido en zonas concéntricas tridimensionales asimétricas” (Ccama-Hancco, 2017, p. 59).

Los minerales de mayor temperatura, correspondientes al 1er ciclo de mineralización, se ubican en la parte central y se caracterizan por estar distribuidos en dos sub zonas: Una en la parte central o núcleo compuesta esencialmente de pirita-enargita y otra que rodea a la anterior compuesta de abundante piritatetraedrita. (Ccama-Hancco, 2017, p. 59)

Los minerales de mediana temperatura, correspondientes al 2do ciclo de mineralización se ubican en la zona intermedia, estos precipitados intruyen y traslapan a los minerales del 1er ciclo y originan las asociaciones de minerales de cobre-zinc y plomo o minerales triples (Ccama-Hancco, 2017, p. 59). El mineral característico es la marmatita acompañada de cristales triglifos de pirita y de poca galena; en esta zona se ubican la mayor cantidad de depósitos minerales del distrito. (Ccama-Hancco, 2017, p. 59)

Los minerales de baja temperatura que han sido originados durante el 3er ciclo de mineralización (Ccama-Hancco, 2017, 59). Se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito, estos precipitados conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son: esfalerita rubia clara y esfalerita rubia rojiza, galena en megacrístales y ganga botroidales de siderita, baritina y rodocrosita (Ccama-Hancco, 2017, p. 59). Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores. (Ccama-Hancco, 2017, 59)

2.2.14. Métodos de Minado Subterráneo

En la Mina Animón se utilizan dos métodos de minado: el método de subniveles con taladros largos y el método de corte y relleno ascendente con breasting. Las consideraciones técnicas para el diseño de estos métodos de explotación se muestran en la Tabla 3 de la página 52. (Mendoza-Lloza, 2019, 29)

Tabla 3. *Consideraciones a usar para cada método de minado*

Criterios	Subniveles con taladros largos	Corte y relleno con breasting
1.-Calidad de Rocas encajonantes	De Regular B a Mala A, con RMR de 31 a 45	De Mala A a Mala B, con RMR de 21 a 33
2.- Calidad del mineral	Regular B a Mala A, con RMR de 31 a 50	Mala A a Mala B, con RMR de 25 a 40
3.- Buzamiento de la veta	De 60° a 90°	De 40° a 60°
4.-Potencia de la veta	De 1.0 m a 7.0 m	De 1.0 a 4.5 m

Fuente: (Mendoza-Lloza, 2019, p. 29)

2.2.14.1. Subniveles con taladros largos y relleno

“El método mediante subniveles con taladros largos y relleno detrítico, para bancos de 8.5 metros de alto con 3 subniveles de 4 metros de alto, con un puente de seguridad de 5 metros de alto” (Mendoza-Lloza, 2019, p. 30) .

El diseño de la Mina contempla una Rampa principal de profundización de 4.5 x 4.5 m., con -13% de gradiente y para definir los bancos de 8.5 m. se desprenden subniveles y niveles intermedios definidos por un crucero y by pass de 4.5 x 4.5 m del cual se realizan accesos de 4.0 x 4.5 m con una gradiente de +1%, -15% y +15%, formando de esta manera 2 bancos y tres subniveles. (Mendoza-Lloza, 2019, p. 30)

Estos accesos se encuentran distribuidos a 75 metros hacia el subnivel en mineral y funcionan como límites de cada tajo, asimismo para bancos de 8.5 m de altura la longitud de estos accesos es de 90m desde los by pass se ejecutan chimeneas raise borer con un diámetro de 2.1 m., para ventilación y 1.8 m., para echaderos y servicios. (Mendoza-Lloza, 2019, p. 30)

Después del disparo, la evacuación de los gases es por las chimeneas que conectan de nivel a nivel llegando a los circuitos principales definidos por el área de ventilación y los cuales llegan hasta superficie, manteniendo con aire fresco los caminos de tránsito de personal. (Mendoza-Lloza, 2019, p. 30)

La limpieza y extracción de mineral se realiza utilizando scoops diesel de 6 yardas con telemando y en los puntos de carguío despachan a volquetes de 25 m³ que transportan el mineral en interior mina hacia el Pique Esperanza o J. Timmers. Una vez realizada la etapa de limpieza de mineral se utiliza el relleno detrítico proveniente principalmente de los desarrollos y preparaciones para continuar con el ciclo de minado. Considerando previo a la siguiente voladura (3 filas = 5.0 m adicional de abertura) una capa para cubrir el relleno (de acuerdo a la altura del banco formando un ángulo de reposo de 43°), este paso es necesario para no contaminar el mineral con el relleno, el minado es en forma ascendente. (Mendoza-Lloza, 2019, p. 30)

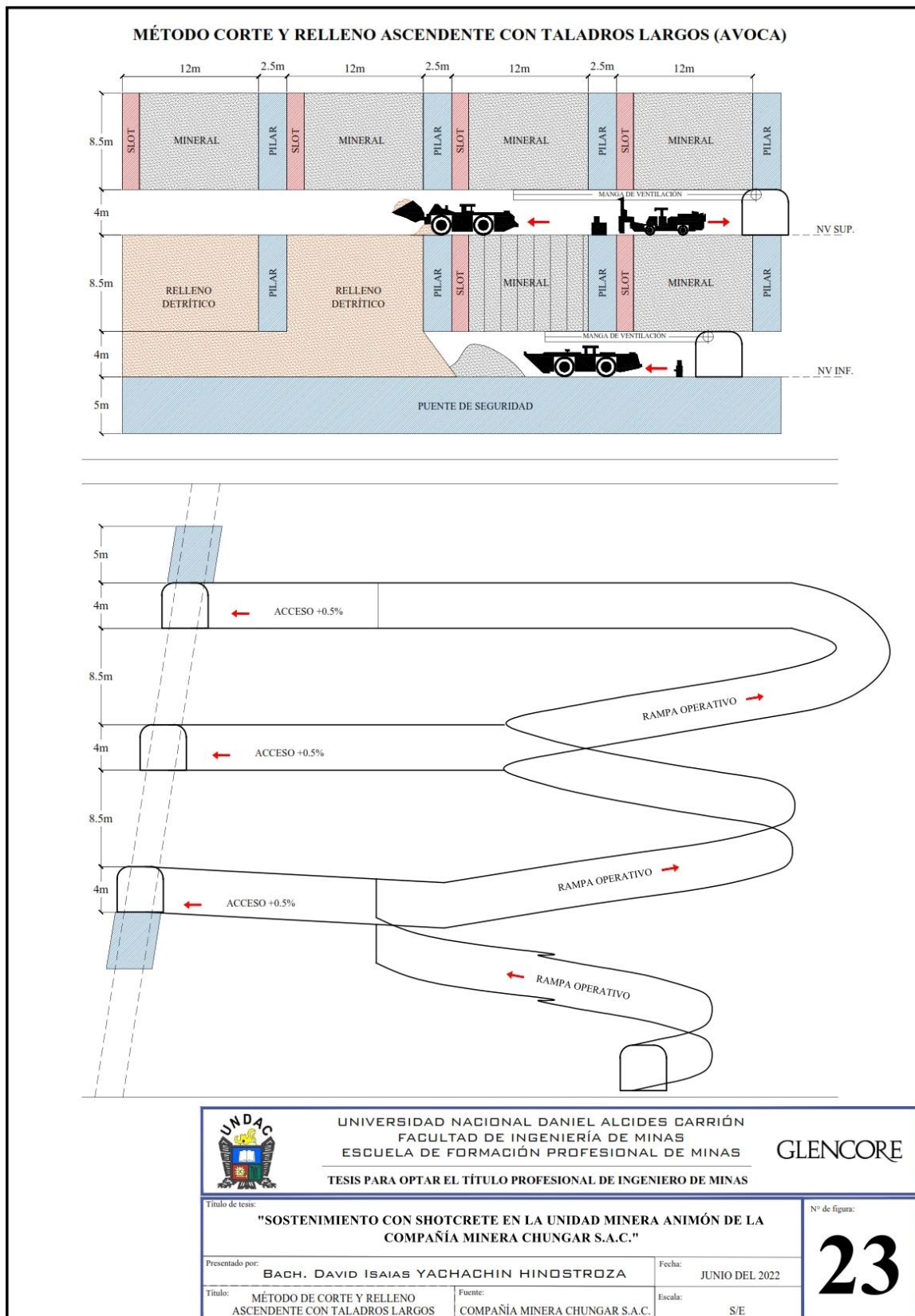


Figura 23. Método de corte y relleno ascendente con taladros largos.

Fuente: Cía. Minera Chungar S.A.C.

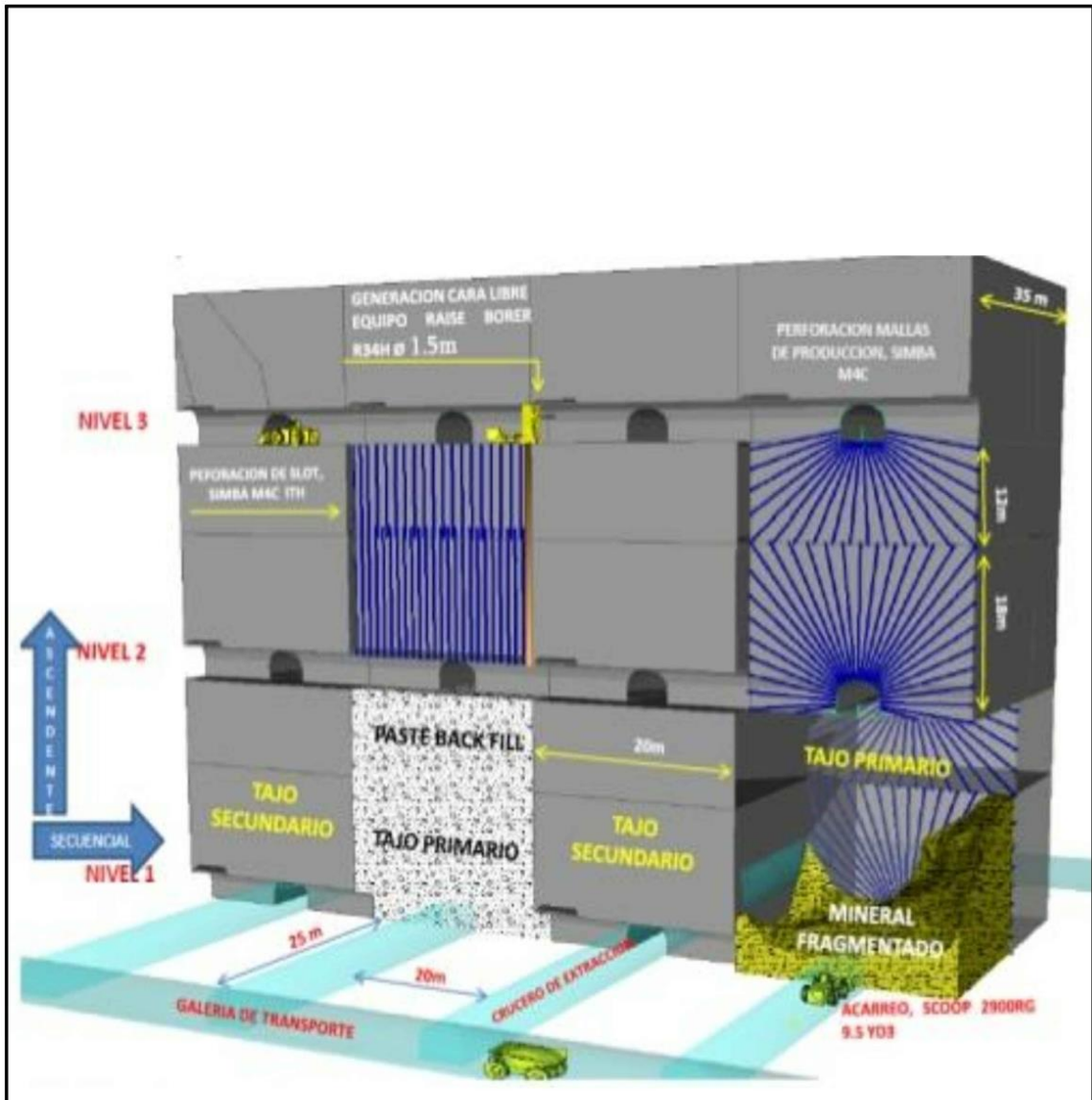
2.2.14.1.1 Sostenimiento utilizado

Debido a las propiedades geo mecánicas del macizo rocoso de la Mina Animón que tienen calidades que varían desde regular (IIIA) hasta mala (IVB), todas las labores de la mina necesitan ser sostenidas para equilibrar los esfuerzos inducidos provocados por el intenso laboreo de preparación y explotación a la que se encuentran sometidos. (Mendoza-Lloza, 2019, 32)

La litología predominante es la marga gris, cuya resistencia a la compresión uniaxial varía desde 10 MPa para los tramos muy alterados y cercanos a las estructuras de las vetas hasta 75 MPa para los sectores silicificados, también se presenta la marga roja cuya resistencia a la compresión simple es de 80 MPa. (Mendoza-Lloza, 2019)

El macizo rocoso de la Mina Animón, se presenta desde Fracturada (F) a Muy Fracturada (MF) e Intensamente Fracturada (IF), además, presenta relleno arcilloso argilizado en capas finas al interior de sus fracturas, muchas de ellas de espesores menores a 1 mm y predominantemente con superficies de discontinuidades lisas (Mendoza-Lloza, 2019, p. 32). Finalmente, paralela a las estructuras mineralizadas se presentan fallas o discontinuidades que delimitan las falsas cajas de potencias variables desde 0.5 m a 1.5 m o 2.0 m en algunos casos (Mendoza-Lloza, 2019, p. 32). En tales condiciones, el sostenimiento se realiza mediante la combinación de elementos de sostenimiento como el concreto lanzado, la malla electrosoldada, y los pernos de roca tipo hydrabolts y split sets. (Mendoza-Lloza, 2019, 32)

Debido a la calidad del macizo rocoso y a los estándares de seguridad de la operación, cada avance debe ser sostenido de inmediato, por tanto bajo condiciones críticas, se aplica el denominado sostenimiento pesado que consiste en aplicar una capa de shotcrete de 2" de espesor en todo el arco, luego instalar malla electrosoldada con pernos split sets o pernos hydrabolts de 7' espaciado a 1.3 m y una segunda capa de shotcrete de 1" de espesor para roca Tipo IVB y de 2" de espesor para roca Tipo V. Este sostenimiento pesado también se aplica en masa rocosa de calidad Mala A (IVA), con RMR 31 a 38, cuando esta presenta fuerte filtración de agua a manera de goteras. (Mendoza-Lloza, 2019, 32)



ESQUEMA DEL SUBLEVEL STOPING



	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
	Título de tesis: "SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE EN LA UNIDAD MINERA ANIMÓN DE LA COMPAÑÍA MINERA CHUNGAR S.A.C."		
Presentado por:	BACH. DAVID ISAIAS YACHACHIN HINOSTROZA	Fecha:	JUNIO DEL 2022
Título:	ESQUEMA DEL SUBLEVEL STOPING	Fuente:	MINING HANDBOOK
		Escala:	S/E

Figura 24. Esquema del sublevel stoping
Fuente: Mining Handbook

2.2.14.2. Métodos corte y relleno ascendente

El mineral se arranca por cortes horizontales, en sentido ascendente, desde la galería de fondo. Una vez volado, se extrae completamente de la cámara efectuándose a continuación el relleno de la labor creada con material estéril, logrando crear una plataforma de trabajo estable. (Mendoza-Lloza, 2019, p. 36)

El material de relleno puede ser el desmonte procedente de las labores de preparación de la mina o el que con esa finalidad se extrae en superficie de alguna cantera próxima y, una vez triturado, se mezcla con agua para transportarlo hidráulicamente por tubería. Este material se drena para separar el agua, quedando así un relleno compacto. La consolidación puede aumentarse mediante la adición de una cierta cantidad de cemento. (Mendoza-Lloza, 2019, p. 36)

Las principales ventajas que presenta son: la alta selectividad, la buena recuperación del mineral, la facilidad de aplicación en condiciones cuando los macizos rocosos de los hastiales no son competentes. Los inconvenientes que presenta son: el costo del material de relleno, el tamaño limitado de las voladuras y las interrupciones en la producción que son necesarias para distribuir el material de relleno dentro de las cámaras. Los yacimientos deben tener un buzamiento superior a los 50° y leyes altas para compensar los elevados costos de explotación. (Mendoza-Lloza, 2019, p. 36)

2.3. Definición de términos básicos

Los utilizados en el desarrollo del trabajo de investigación se definen a continuación:

- **Acarreo:**
 “Transporte de material mediante un medio de transporte del sitio en que estaba a otro” (Skempton & Chrimes, 2002).
- **Bomba de cavidad a presión:**
 “Tipo de bomba de un solo tornillo utilizada para líquidos con cantidades significativas de sólidos, como la lechada de cemento o de arena” (Rustan, 1998).
- **Buzamiento:**
 “Ángulo de inclinación de un yacimiento respecto a la horizontal” (Hamrin et al., 2001).
- **Chimenea:**
 “Abertura subterránea conducida hacia arriba desde un nivel a otro superior o a la superficie; una elevación puede ser vertical o inclinada” (Hamrin et al., 2001).
- **Crucero:**
 “Abertura subterránea horizontal o casi horizontal desarrollada para intersectar un yacimiento mineral” (Hamrin et al., 2001).
- **Chute:**
 “Dispositivo de carga que utiliza la gravedad para mover el material de un nivel superior a un nivel inferior” (Hamrin et al., 2001).
- **Frente:**
 “Excavación subterránea realizada mediante la extracción de mineral de la roca circundante” (Hamrin et al., 2001).
- **Galería:**
 “Abertura subterránea horizontal o casi horizontal” (Hamrin et al., 2001).
- **Nivel:**
 “Sistema de trabajos subterráneos horizontales conectados al pique. Un nivel constituye la base para la excavación del mineral” (Hamrin et al., 2001).

- **Ore pass:**
 “Abertura subterránea vertical o inclinada por la que se transporta el mineral” (Hamrin et al., 2001).
- **Pique:**
 “Abertura subterránea vertical o inclinada a través de la cual se trabaja en una mina” (Skempton & Chrimes, 2002).
- **Rampa:**
 “Abertura subterránea inclinada que comunica niveles o zonas de producción; las rampas están inclinadas para permitir el paso de vehículos motorizados. Las rampas suelen ser impulsadas hacia abajo” (Hamrin et al., 2001).
- **Shotcrete:**
 El hormigón proyectado es un método de colocación del concreto aplicando toda la tecnología. Mezcla compuesta por cemento, agregados y agua con tamaño máximo de 8 mm, además puede contener aditivos. La mezcla es proyectada neumáticamente a alta velocidad a través de una boquilla, con la finalidad de producir una masa homogénea densa (Yoggy, 2000).
- **Sostenimiento:**
 Es el refuerzo que requiere una excavación subterránea cuando las condiciones de inestabilidad y seguridad sean necesarios. Para conseguir un sostenimiento adecuado es necesario una adecuada evaluación del macizo rocoso a fin de elegir el adecuado elemento de soporte (Yoggy, 2000).
- **Estabilidad:**
 Los fallos en el frente de la labor siguen siendo un importante peligro para el control del terreno y la seguridad en excavaciones mineras subterráneas. Los resultados muestran: 1) la mayor parte de la deformación se produce en la parte superior del frente; 2) la estabilidad del frente se ve más afectada por las características de carga de las rocas adyacentes. Por lo que la estabilidad de las labores subterráneas se logran utilizando métodos de sostenimiento,

pueden ser con soporte metálico, de madera o con relleno, con pernos, malla y otros elementos que fortifique la labor minera (Song et al., 2017).

- **Perforación a presión:**

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

- **Presión:**

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

- **Energía interna:**

Es la fuerza acumulada in-situ en el interior del macizo rocoso y que puede actuar violentamente al producirse una excavación subterránea (Rustan, 1998).

- **Esfuerzos:**

Son las fuerzas que aparecen inevitablemente alrededor de cualquier excavación subterránea y son las responsables de producir los desprendimientos de las rocas en una labor subterránea en minería (Rustan, 1998).

- **Geomecánica:**

Es la ciencia que se encarga del estudio del comportamiento mecánico del macizo rocoso y de las fuerzas inducidas como resultado de una excavación minera subterránea, dando una solución más favorable al problema de sostenimiento en las labores mineras subterráneas (Rustan, 1998).

- **Discontinuidades:**

Es una interrupción en el estado físico de una estructura o configuración, como inducida por juntas, grietas, planos de estratificación, fallas, solapamientos, costuras, inclusiones o porosidades. Una discontinuidad puede afectar o no a la utilidad de una pieza. Una discontinuidad tiene una

resistencia a la tracción nula o una resistencia a la tracción relativamente baja. En gran medida, el carácter discontinuo de la roca tiene un efecto significativo sobre la cohesión y la transferencia de esfuerzos a través de las interfaces de la roca, y, por lo tanto, en su resistencia y comportamiento deformante (Brown, 2012). Una discontinuidad se clasificada según su orientación, espaciado, persistencia, rugosidad, resistencia de la pared apertura, relleno, filtración, número de conjuntos y tamaño del bloque (Rustan, 1998).

- **Falla:**

Es el proceso que tiene lugar cuando se alcanza la máxima resistencia de un material o diseño específico y se producen grietas visibles. Véase también la definición de "daño". Aplicado es cuando un elemento de la estructura ya no puede cumplir el propósito para el que fue diseñado. Cualquier estructura probablemente dará muestras de ser insegura antes de que se produzca el colapso (Skempton & Chrimes, 2002). El fallo no es una propiedad única del material. Es una propiedad del sistema porque depende no sólo de diferentes tipos de cargas, por ejemplo, compresión, corte, tracción flexión o torsión. También depende del confinamiento, la tensión desviadora y la velocidad de deformación en el espécimen ensayado. (Rustan, 1998).

- **Falla del macizo rocoso:**

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

- **Estallido de roca:**

Liberación repentina de energía de tipo explosivo debida al fallo de una roca frágil de alta resistencia debido a una tensión de la masa rocosa muy elevada que supera la resistencia de la roca. Crea un sonido que, en parte, está en el

rango audible para el ser humano. Un micro estallido de roca también puede ser causada por un pequeño deslizamiento a lo largo de los contactos de la roca. Los estallidos de roca suelen ser inducidos por actividades mineras (Rustan, 1998).

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

La adecuada implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas mejoraría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

2.4.2. Hipótesis Específicas

2.4.2.1. Primera Hipótesis Específica

La reducción del tiempo de instalación del sostenimiento dentro del ciclo de minado incrementaría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

2.4.2.2. Segunda Hipótesis Específica

La reducción del costo de sostenimiento incrementaría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

2.4.2.3. Tercera Hipótesis Específica

La reducción del número de accidentes incrementaría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

2.5. Identificación de variables

Para la investigación se consideran las variables dependientes e independientes, con el fin de obtener respuesta a los problemas de investigación (Pino, 2018).

2.5.1. Variable Dependiente

La variable dependiente del estudio es:

- *Y = Incremento de la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.*

2.5.2. Variables Independientes

Para la presente investigación, tenemos:

- X = *Implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.*
- X_1 = *Reducción del tiempo de instalación del sostenimiento dentro del ciclo de minado de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.*
- X_2 = *Reducción del costo de sostenimiento de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.*
- X_3 = *Reducción del número de accidentes de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.*

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Es aquella que permite observar y medir la manifestación empírica de las variables, en otras palabras es la definición por desagregación o descomposición de las variables en sus referentes empíricos, mediante un proceso de deducción, es decir, de lo más general a lo más específico.

A efectos de analizar las variables de la investigación, se deberá conocer los resultados del estudio de los indicadores contemplados, para ello se detalla a continuación (Hernández-Sampieri, 2010).

2.6.1. Indicadores de la Hipótesis General

Los indicadores son:

▪ Variables Independientes

X = *Implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.*

- **Variables Dependientes**

Y = Incremento de la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

2.6.2. Indicadores de las Hipótesis Secundarias

Los indicadores del trabajo de investigación se detallan a continuación:

- **Variables Independientes**

X = La implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

DIMENSIONES:

X₁ = Reducción del tiempo de instalación del sostenimiento dentro del ciclo de minado de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

X₂ = Reducción del costo de sostenimiento de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

X₃ = Reducción del número de accidentes de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

- **Variables Dependientes**

Y = El incremento de la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

INDICADORES:

Y₁ = Valor Actual Neto (VAN).

Y₂ = Tasa Interna de Retorno (TIR).

Ver Tabla 4 de la página 66.

Tabla 4. Cuadro de operacionalización de variables

Variables	Dimensiones	Indicadores	Técnica de análisis	Instrumento de análisis	Fuentes
<p>Variable Independiente:</p> <p>X = La implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p>	<p>X₁ = Reducción del tiempo de instalación del sostenimiento dentro del ciclo de minado de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p> <p>X₂ = Reducción del costo de sostenimiento de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p> <p>X₃ = Reducción del número de accidentes de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p>	<p>X₁ = Reducción del tiempo de instalación del sostenimiento dentro del ciclo de minado de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p> <p>X₁ = Reducción del costo de sostenimiento de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p> <p>X₂ = Reducción del número de accidentes de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p>	Documental	Informe mensual de la Mina Animón.	Datos del área de Planeamiento de la Mina Animón.
<p>Variable Dependiente:</p> <p>Y = El incremento de la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p>	<p>Y₁ = Valor Actual Neto (VAN)</p> <p>Y₂ = Tasa Interna de Retorno (TIR)</p>	<p>Y₁ = Valor Actual Neto (VAN)</p> <p>Y₂ = Tasa Interna de Retorno (TIR)</p>	Documental.	Informe	Mina Animón. Ministerio de Energía y Minas.

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación

La investigación es de tipo descriptiva ya que permite establecer el cálculo de los costos de sostenimiento y relacionar con el incremento de la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C. (Hernández-Sampieri, 2010)

3.2. Nivel de Investigación

La investigación es descriptiva.

3.3. Métodos de Investigación

Para el presente estudio de tipo descriptivo se optó por un diseño no experimental por ser el más adecuado para la presente investigación y se encuentra clasificado como un estudio transversal.

3.4. Diseño de Investigación

No experimental. (Hernández-Sampieri, 2010)

3.5. Población y Muestra

3.5.1. Población

El total de labores donde se realiza el sostenimiento usando el concreto lanzado en la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

3.5.2. Muestra

La muestra, está constituido por los frentes donde se realizó las pruebas del sostenimiento mediante el concreto lanzado en la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

3.6. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

3.6.1. Técnicas

Las principales técnicas a usar son:

- Análisis documental,
- Observación,
- Medición, etc. (Hernández-Sampieri, 2010)

3.6.2. Instrumentos

Los principales instrumentos utilizados son:

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

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

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

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

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

3.9. Tratamiento Estadístico

3.9.1. Diseño Estadístico

Estudio comparativo con grupos independientes de sostenimiento de labores subterráneas. Un grupo de labores usando el sostenimiento mediante el concreto lanzado y otro grupo de labores usando el sistema tradicional de sostenimiento.

3.9.2. Estrategia de la Prueba de Hipótesis

3.9.2.1. Hipótesis General

- H_0 : La adecuada implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas NO mejoraría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

3.9.2.2. Hipótesis Secundarias

- H_{01} : La reducción del costo de sostenimiento incrementaría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.
- H_{02} : La reducción del número de accidentes NO incrementaría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

3.9.2.3. Procedimiento de la Estrategia

Se empleará la estadística inferencial para las afirmaciones con respecto a la población completa (Lind et al., 2015). La hipótesis estadística es la afirmación con respecto al parámetro de la aplicación de un sistema para el estudio de la implementación del sostenimiento en las excavaciones subterráneas de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C. (Lind et al., 2015)

Los pasos son los siguientes:

“Paso 1: Definición de la hipótesis nula y la hipótesis alterna

- $-H_0$: Las variables en estudio son independientes.
- $-H_a$: Las variables en estudio no son independientes.

Paso 2: Determinación del nivel de significancia

El nivel de significancia a considerar será de 95% ($p < 0.05$)” (Lind et al., 2015).

“Paso 3: Utilización del estadístico de prueba

El estadístico de prueba a utilizar será “Chi cuadrado”

$$X^2_{calc} = \sum \frac{(f_o - f_e)^2}{f_e}$$

- f_o : Frecuencia del valor observado
- f_e : Frecuencia del valor esperado” (Lind et al., 2015).

“Paso 4: Definición de la regla de decisión

- Si $p < 0.05$ entonces se rechaza la hipótesis nula
- Si $p > 0.05$ entonces se aceptará la hipótesis nula” (Lind et al., 2015).

“Paso 5: Toma de decisiones

Conforme a la regla anterior se aprueba o rechaza la hipótesis propuesta” (Lind et al., 2015).

3.10. Orientación ética filosófica y epsitémica

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

como la falsificación de datos, el plagio y la publicación redundante y duplicada (Benos et al., 2005).

Hoy en día la investigación es una herramienta fundamental para el desarrollo del conocimiento, por esta razón es necesario que se tenga información en la cual se pueda confiar, para lo cual se debe ser cuidadoso en los aspectos éticos relacionados con la publicación de un trabajo (Laguna Sanjuanelo et al., 2007). La parte final del proceso de investigación debe incluir la presentación de los datos en forma de una publicación científica, por lo tanto, es necesario que tengamos una formación apropiada que nos permita presentar la información obtenida a través del proceso de investigación de la mejor manera posible (Laguna Sanjuanelo et al., 2007). Se considera que un buen investigador debe tener un adecuado conocimiento sobre cómo se debe escribir un artículo, además de las normas generales establecidas para las publicaciones (Laguna Sanjuanelo et al., 2007).

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

4.1.1. Diseño del Concreto Lanzado en la Mina Animón

La Cía. Minera Chungar S.A.C en el año 2001, decide aplicar en sus operaciones mineras el concreto lanzado vía seca para sostener los accesos principales y mejorar la producción en los niveles 540, 500 y 465 (Roldan, 2016).

Entre los años 2001 y 2002, se aplicó algunos metros cúbicos de concreto lanzado vía seca; para ello se contaba con máquinas shotcreteras de rotor de marca Aliva y estuvo centrado principalmente al sostenimiento de las labores permanentes de desarrollo, como rampas, crucero y “by pass”, la aplicación promedio fue de 176 m³/mes, la preparación de la mezcla se realizaba en los frentes del avance, para el cual se realizaba el transporte de todo el material necesario (Roldan, 2016).

Realizando la evaluación y considerando las pérdidas en el transporte de materiales y no habiendo comodidad en la preparación de la mezcla en los frentes de avance, el año 2003 se decide preparar la mezcla en superficie, para el cual se construye un ambiente para la acumulación de materiales y preparado con un trompo mezclador de 9 pies³, donde la dosificación se realizaba a mano por

paladas, y el cemento en bolsas, esta práctica se desarrolló hasta febrero del 2005, además la aplicación fue similar a los años anteriores, para el concreto lanzado vía seca (Roldan, 2016).

El mes de marzo del 2004, se inicia la aplicación del concreto lanzado vía húmeda, con la E.E Unicon, principalmente en labores principales y algunos tajos más grandes e importantes; para el lanzado del concreto lanzado vía húmeda, se contó con una planta de dosificación de concreto, un camión hormigonero Marca volvo de 8 m³ para el mezclado, dos camiones hormigoneros Marca Nissan Cándor de 2 m³ para el transporte y 2 lanzadores robotizados; el rendimiento promedio fue de 250 m³/mes hasta el mes de diciembre del 2005 (Roldan, 2016).

En el mes de febrero del 2005, entra en funcionamiento la planta de concreto de la EE Inpecon, con la finalidad de preparar mezcla para el concreto lanzado vía seca, mejorando de esta manera la homogeneidad de la mezcla y reduciendo el tiempo de mezclado; se mejoró las proporciones de insumos, principalmente el de cemento, ya que anteriormente se utilizaba las bolsas, que fue reemplazado por granel, esto permitió la optimización de costos; considerando el bajo rendimiento de Unicon en vía húmeda, se recomienda otra EE, y en el mes de Agosto del 2005 ingresa la EE Robocon, cuyo abastecimiento con la planta de concreto de Inpecon y con el diseño del departamento de geomecánica, mejorando de esta manera la velocidad del sostenimiento (Roldan, 2016).

El año 2006, se optimiza el lanzado vía húmeda principalmente con los equipos de la EE Robocon, cuyo lanzador robotizado (Alpha 20) es de gran rendimiento. En agosto del 2006, termina el contrato de la EE Unicon; quedándose para las operaciones de sostenimiento de la EE Robocon, por su puesto, con incremento de su flota, con dos Alpha 20 y tres camiones Hormigoneros de 4 m³, el abastecimiento de mezcla es en la planta de Inpecon (Roldan, 2016).

A partir de Noviembre del 2006, ingresa la EE Firth, quien reemplazara a la EE Inpecon a partir de Enero del 2007, con una planta de concreto para el preparado de mezcla vía seca y húmeda (Roldan, 2016).

A partir de enero del 2009 hasta la fecha, el departamento de geomecánica administra la operación de la planta de concreto, mejorando el diseño y disminuyendo notablemente los costos de operación y rendimiento (Roldan, 2016).

4.2. Presentación análisis e interpretación de resultados

4.2.1. Tiempo de Fraguado en el Concreto Lanzado Vía Húmeda

El diseño actual, está en proceso de mejora, debido a las últimas pruebas, por el momento el diseño que se maneja es el siguiente.

Tabla 5. *Diseño del concreto lanzado (1.0 m³)*

N	DESCRIPCIÓN	210 Kg/Cm ²	Unida d	Observacione s
	Cemento Portland	400	Kg	Cemento Andino Tipo I
	Relación a/c	0.44	Lt/Kg	Agua/Cemento
	Agua de diseño	176	Lt	Aproximado
G#2	Agregados	159	Kg	Peso Seco
3330	Viscocrete	2.80	Lt	Super plastificante reductor agua
	Fibra Dramix	20.0	Kg	Fibra metálica 65/35
L30	Aditivo Sigunit	3.0	Gal	Acelerante: 2.5-4.5%; Alcalino

Fuente: Departamento de geomecánica U.M. Animón, 2016

La dosificación de acelerante podrá incrementarse en función de las características de estabilidad de la superficie del macizo rocoso y necesidades tempranas de fragua. Se utilizará mayor dosificación en casos de roca deleznable, superficies cercanas a los frentes de disparo o superficies con filtraciones de agua. No siempre a mayor volumen de acelerante de fragua es más rápida; además cuan mayor sea el aditivo acelerante se genera resistencia con el tiempo. Se tiene las siguientes condiciones:

- La cantidad de agua para 1.0 m³ de concreto lanzado es de 177 Lt, esto se corrige mediante el factor de humedad de la arena.
- La resistencia a la compresión del concreto lanzado a los 28 días es de 30 MPa.

4.2.2. Evaluación del Concreto Lanzado en Tiempo de Fragua de 03 Horas a 02 Horas

La determinación de las propiedades del concreto lanzado, son más complicadas que para el concreto normal. Los resultados más confiables se obtienen por el examen de testigos cilíndricos de más o menos 50 mm de diámetro, también se deben conseguir probetas cúbicas de 10 x 10 x 10 cm.

Normalmente para la toma de muestra directa en la obra se confeccionan cajones de 50 x 50 x 12 cm provistos de un fondo el cual pueden ser fijados en la superficie de aplicación. Donde se debe aplicar exactamente de la misma manera que la superficie. Posterior al desencofrado, se podrá obtener la cantidad y tipos de muestras (vigas, testigos o cubos) requeridos.

Durante el control, se examinará su resistencia, su permeabilidad, adherencia con la superficie de aplicación, tensión, flexión, cizallamiento, etc.

4.2.3. Tecnología Aplicada para Reducción de Fragua del Concreto Lanzado en la Mina Animón

Dentro de la minería, el factor tiempo es uno de los componentes más relevantes, por lo cual, la Mina Chungar viene desarrollando diseños alternativos para la reducción del tiempo de fraguado del concreto lanzado, siendo nuestros principales objetivos mantener la seguridad, mejorar el ciclo de minado, optimizar los costos de producción y controlar la estabilidad de las excavaciones.

Gracias al avance de la tecnología, ahora se dispone de equipos adecuados para la determinación de resistencia a edades tempranas, logrando

obtener la curva de evolución de la resistencia desde minutos hasta horas y días con mayor exactitud.

4.2.4. Costos Operativos por Metro Cúbico de Concreto Lanzado

Los costos operativos del concreto lanzado están dados por la fabricación del concreto en superficie, el traslado con mixer al interior mina y el lanzamiento de shotcrete de la labor por medio de los Robot Alpha 20, los precios unitarios a saber son:

Tabla 6. Costos operativos por m^3 de shotcrete

Sostenimiento con shotcrete vía húmeda	Costo US\$
Elaboración de concreto	160.00
Transporte en mixer (con una distancia promedio a la labor de 10 km)	55.00
Lanzado con robot Alpha 20	65.00
Costo total por metro cúbico	280.00

Fuente: E.E Robocon S.A.C.

Los componentes variables del costo de elaboración están dados principalmente por los insumos, siendo los de mayor incidencia para la elaboración por metro cúbico: el cemento, el aditivo acelerante y la fibra. El enfoque para la reducción de costos estará dado por la mejora continua en el diseño del shotcrete (Camarena-Cosme, 2016).

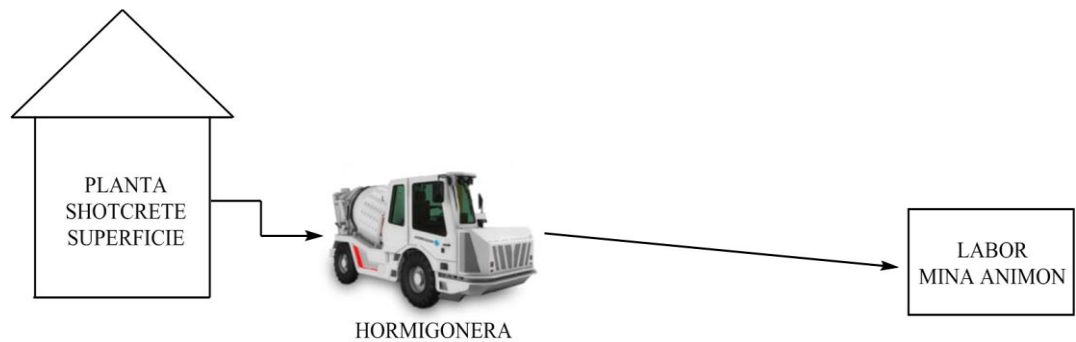


Figura 25. Sostenimiento con concreto lanzado en Mina Animón

Para el sostenimiento de 1 m² de labor con espesor de 4" para el tipo de roca V se requiere 0.1016 m³ de concreto lanzado, por tanto, el costo por metro cuadrado de labor será de \$ 28.45.

4.3. Prueba de hipótesis

4.3.1. Hipótesis General

La adecuada implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas mejoraría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

Para la prueba de hipótesis haremos uso de la base de datos de la Tabla 7 que se muestra a continuación.

Tabla 7. *Valor actual neto*

id	van_ \$	tipo_sost
1	1,446,982.40	1
2	1,522,798.14	1
3	1,598,613.87	1
4	1,674,429.61	1
5	1,750,245.34	1
6	1,446,983.40	1
7	1,522,799.14	1
8	1,598,614.87	1
9	1,674,430.61	1
10	1,750,246.34	1
11	1,446,983.40	1
12	1,522,799.14	1
13	1,598,615.87	1
14	1,674,431.61	1
15	1,750,247.34	1
16	1,446,982.40	1
17	1,522,799.20	1
18	1,598,616.88	1
19	1,674,432.61	1
20	1,750,250.34	1
21	1,542,525.19	2
22	1,618,341.92	2
23	1,694,158.66	2
24	1,769,975.39	2
25	1,845,792.13	2
26	1,542,530.19	2
27	1,618,346.92	2
28	1,694,163.66	2
29	1,769,980.39	2
30	1,845,797.13	2
31	1,542,535.19	2
32	1,618,351.92	2
33	1,694,168.66	2
34	1,769,985.39	2
35	1,845,802.13	2
36	1,542,540.19	2
37	1,618,356.92	2
38	1,694,173.66	2
39	1,769,990.39	2
40	1,845,807.13	2

Tabla 8. *Definición de variables*

Variables	Significado	Indicadores	Código
tipo_s	Tipo de		
ost	sostenimiento		
	Sostenimiento tradicional	Tradicional	1
	Sostenimiento con shotcrete	Shotcrete	2
van_	Valor actual neto	VAN	
\$	en \$	(\$)	

1) Prueba de normalidad

Para lo cual tenemos:

- H_0 : La distribución de los datos se ajustan a la curva normal.
- H_1 : La distribución de los datos no se ajustan a la curva normal.

Usando el programa estadístico Jamovi, tenemos:

Tabla 9. *Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)*

	W	p
Valor Actual Neto (US\$)	0.89	< .001

Note. A low p-value suggests a violation of the assumption of normality

Como $p < 0.001$

Se rechaza la H_0 ,

Por lo tanto la distribución de los datos no se ajusta a la curva normal.

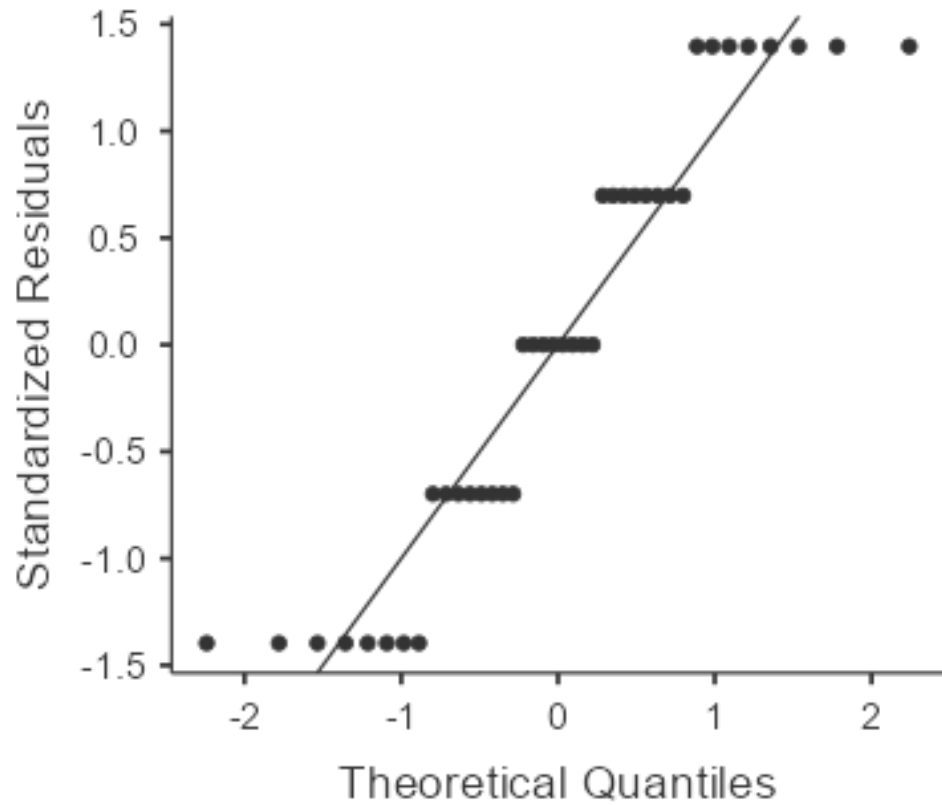


Figura 26. Gráfico del Q-Q plot del VAN de la mina

En la Figura 26 se observa que los puntos no siguen la tendencia de la curva normal.

2) Comparación de grupos independientes

Para lo cual calculamos el p_{valor} para la prueba no paramétrica de U de Mann Whitney para una prueba no paramétrica, así como también el tamaño del efecto según los criterios para el coeficiente de correlación de rango biserial.

- H_0 : La diferencias de medias es igual a 0.
- H_1 : La diferencia de medias es distinto a 0. Es decir hay diferencias.

Usando el programa estadístico Jamovi, tenemos:

Tabla 10. Prueba para muestras independientes de Mann-Whitney U

		Statistic	p	Mean difference		Effect Size
Valor Actual Neto (\$)	Mann-Whitney U	96	0.005	-95551.79	Rank biserial correlation	0.52

De la Tabla 10 tenemos el valor de $p=0.005$,

Como $p < 0.05$ se rechaza la H_0 , por lo tanto existen diferencias estadísticamente significativas entre el VAN de la Empresa considerando los tipos de sostenimiento tradicional y usando el concreto lanzado.

Para evaluar el tamaño del efecto, tenemos los criterios para el coeficiente de correlación de rango biserial que se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 11. Criterios para el coeficiente de correlación de rango biserial

Coeficiente	Interpretación
Menor a 0.10	Nulo o Trivial
Entre 0.10 y 0.30	Pequeño
Entre 0.30 y 0.50	Mediano
Mayor a 0.50	Grande

Según los resultados de la Tabla 10, el tamaño del efecto es de 0.52, además según la Tabla 11, este valor es mayor que 0.50, por lo que podemos concluir que el tamaño del efecto es grande.

Además, mostramos los indicadores descriptivos de los datos, en la Tabla 12.

Tabla 12. Descriptivo de los grupos

	Group	N	Mean	Median	SD	SE
Valor Actual Neto (US\$)	Tradicional	20	1,598,615.13	1,598,615.37	110,005.57	24,597.99
	Shotcrete	20	1,694,166.16	1,694,166.16	110,006.48	24,598.20

En la Tabla 12 y en la Figura 27 se observan la media y la mediana del VAN de los sostenimientos utilizados.

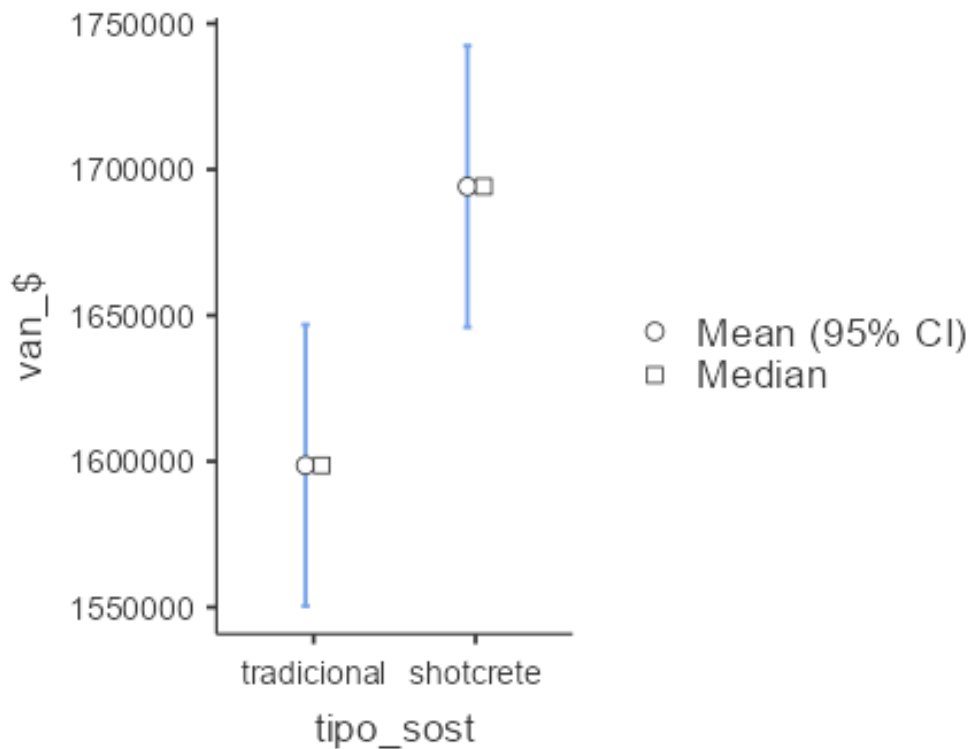


Figura 27. Gráfico de la media y mediana del VAN de la instalación de los tipos de sostenimiento.

Finalmente, habiéndose demostrado mediante la comparación de medias que es $\neq 0$ por lo que existen diferencias estadísticamente significativas entre los Valores Actuales Netos del sostenimiento tradicional y sostenimiento usando el concreto lanzado, por lo que se demuestra que el uso del concreto lanzado influye en la rentabilidad de la Empresa Minera.

4.3.2. Hipótesis Específicas

4.3.2.1. Primera Hipótesis Específica

La reducción del tiempo de instalación del sostenimiento dentro del ciclo de minado incrementaría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

Para la prueba de hipótesis haremos uso de la base de datos de la Tabla 13 que se muestra a continuación (Santos-Arizapana, 2019).

Tabla 13. *Tiempo de instalación del sostenimiento*

id	tiempo_hrs	tipo_sost
1	6.6	1
2	6.7	1
3	6.8	1
4	6.9	1
5	7.0	1
6	7.1	1
7	7.2	1
8	7.3	1
9	7.4	1
10	7.5	1
11	7.6	1
12	2.1	2
13	2.2	2
14	2.3	2
15	2.4	2
16	2.5	2
17	2.6	2
18	2.5	2
19	2.8	2
20	2.9	2
21	3.0	2
22	3.1	2

Tabla 14. *Definición de variables para la prueba de hipótesis por tiempo de instalación del sostenimiento*

Variables	Significado	Indicadores	Código
tipo_sost	Tipo de Sostenimiento		
	tradicional	Tradicional	1
	Sostenimiento con shotcrete	Shotcrete	2

1) Prueba de normalidad

Para lo cual tenemos:

- H_0 : La distribución de los datos se ajustan a la curva normal.

- H_1 : La distribución de los datos no se ajustan a la curva normal.

Usando el programa estadístico Jamovi, tenemos:

Tabla 15. Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)

	W	p
tiempo_hrs	0.95	0.328

Note. A low p-value suggests a violation of the assumption of normality

$p = 0.328$

Como $p = 0.328 > 0.05$

No se rechaza la H_0 ,

Por lo tanto la distribución de los datos se ajusta a la curva normal.

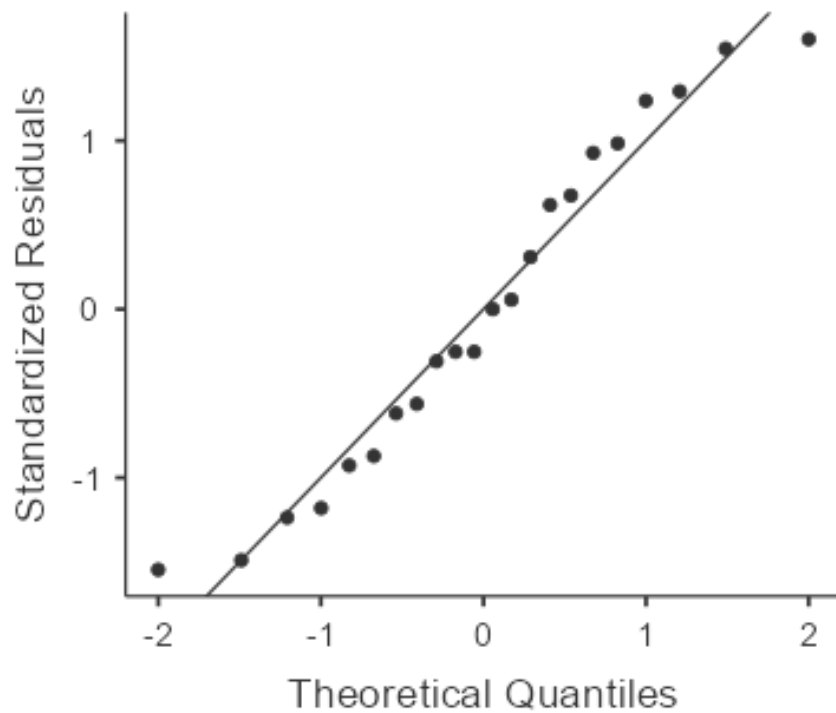


Figura 28. Gráfico del Q-Q plot del tiempo de instalación por tipo de sostenimiento en la Mina Animón

En la Figura 28 la línea recta representa la curva normal y los puntos representan los residuales, además se observa que los puntos siguen la tendencia de la curva normal.

2) Prueba de homocedasticidad

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

- H_0 : La varianza poblacional es homogénea de acuerdo al tipo de sostenimiento.
- H_1 : La varianza poblacional varía de acuerdo al tipo de sostenimiento.

Usando el programa estadístico Jamovi, tenemos:

Tabla 16. Prueba de homogeneidad de varianzas (Levene's)

	F	df	df2	p
tiempo_hrs	0	1	20	0.982

Note. A low p-value suggests a violation of the assumption of equal variances

$p=0.982$

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

Por tanto se concluye que no existen diferencias estadísticamente significativas entre los grupos de tipo de sostenimiento empleados en la Mina Animón, entonces las varianzas son homogéneas en cada tipo de sostenimiento.

3) Comparación de grupos independientes

Para lo cual calculamos el p_{valor} para el t de Student para una prueba paramétrica, así como también el tamaño del efecto de Cohen's d, con los siguientes datos:

- H_0 : La diferencias de medias es igual a 0.
- H_1 : La diferencia de medias es distinto a 0. Es decir hay diferencias.

Usando el programa estadístico Jamovi, tenemos:

Tabla 17. Prueba de T-Student para muestras independientes

		Statistic	df	p		Effect Size
Tiempo de instalación del sostenimiento	Student's t	31.97	20	< .001	Cohen's d	13.63

De la Tabla 17 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 tipos de sostenimiento tradicional y usando el concreto lanzado.

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

Tabla 18. 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 30, el tamaño del efecto es de 13.63, además según la Tabla 31, 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 19.

Tabla 19. *Descriptivo de las variables*

	Group	N	Mean	Median	SD	SE
Tiempo de instalación en horas	Cuadros de madera	11	7.1	7.1	0.33	0.1
	Shotcrete	11	2.58	2.5	0.33	0.1

En la Tabla 19 y en la Figura 29 se observan la media y la mediana del tiempo de instalación según los métodos de sostenimientos utilizados.

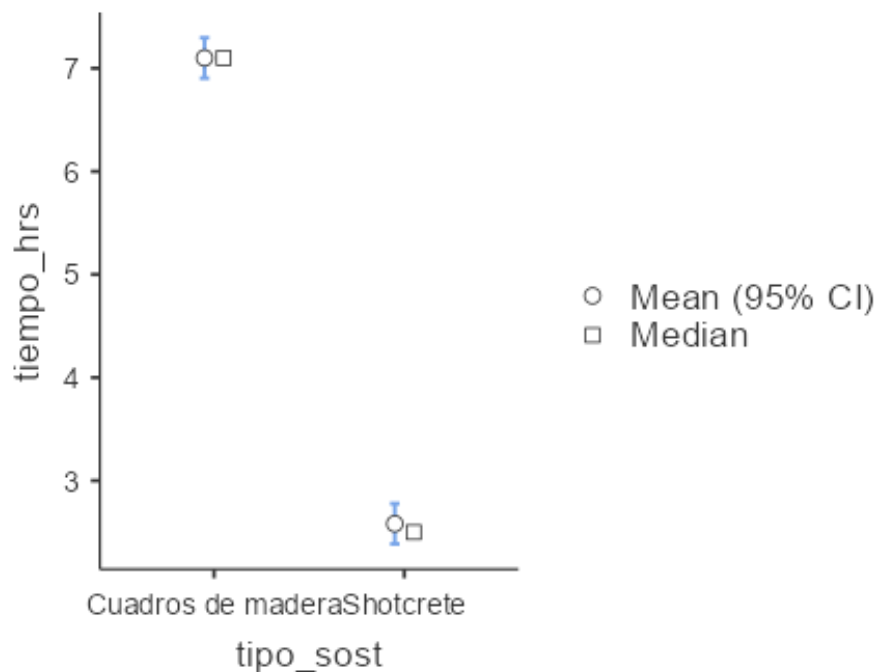


Figura 29. Gráfico de la media y mediana del tiempo de instalación de los tipos de sostenimiento.

Finalmente, habiéndose demostrado mediante la comparación de medias que es $\neq 0$ por lo que existen diferencias estadísticamente significativas entre los tiempos de instalación del sostenimiento tradicional y sostenimiento usando el concreto lanzado existe un tiempo de diferencia de 4.51 horas, por

lo que se demuestra que el uso del concreto lanzado influye en la rentabilidad de la Empresa Minera. Ver Figura 30 y Figura 31.

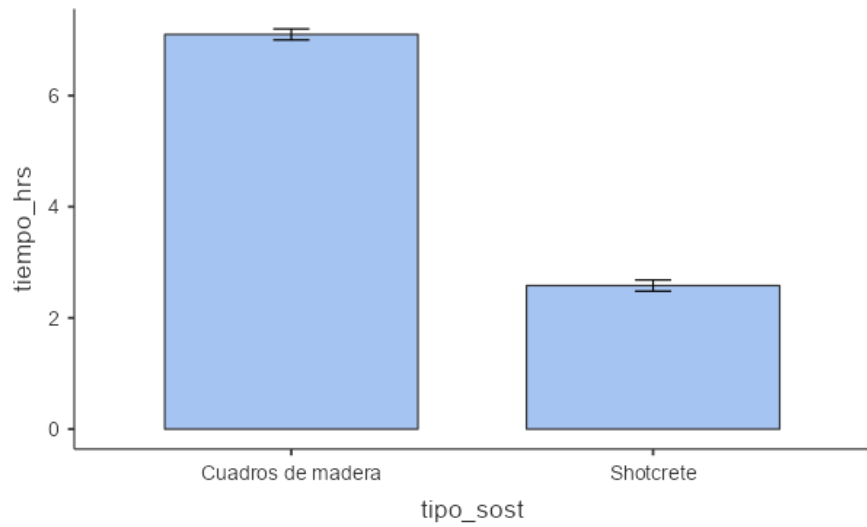


Figura 30. Diagrama de barras del tiempo de instalación por tipo de sostenimiento

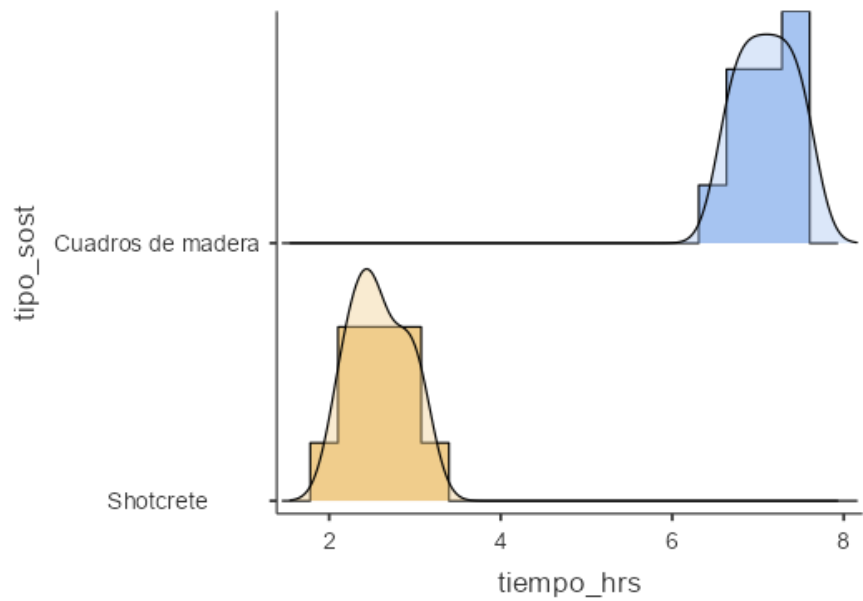


Figura 31. Histograma y densidad del tiempo de instalación mediante los tipos de sostenimiento

4.3.2.2. Segunda Hipótesis Específica

La reducción del costo de sostenimiento incrementaría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

Para la prueba de hipótesis haremos uso de la base de datos de la Tabla 20 que se muestra a continuación:

Tabla 20. Costo de sostenimiento por m² de labor en la Mina Animón

id	costo_m ² _	\$	tipo_sost
1	54.0		1
2	54.1		1
3	54.2		1
4	54.3		1
5	54.4		1
6	54.5		1
7	54.6		1
8	54.7		1
9	54.8		1
10	54.9		1
11	60.0		1
12	28.5		2
13	28.0		2
14	28.1		2
15	28.2		2
16	28.3		2
17	28.4		2
18	28.5		2
19	28.7		2
20	28.4		2
21	28.3		2
22	28.2		2

Tabla 21. Definición de variables para la prueba de hipótesis por costo de sostenimiento

VARIABLES	Significado	Indicadores	Código
tipo_sost	Tipo de sostenimiento		
	Sostenimiento tradicional	Cuadros de madera	1
	Sostenimiento con shotcrete	Shotcrete	2
Costo_m2_\$	Costo del sostenimiento		

1) Prueba de normalidad

Para lo cual tenemos:

- H_0 : La distribución de los datos se ajustan a la curva normal.
- H_1 : La distribución de los datos no se ajustan a la curva normal.

Usando el programa estadístico Jamovi, tenemos:

Tabla 22. Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)

	W	p
Costo de sostenimiento por metro cuadrado en US\$	0.5	< .001

Note. A low p-value suggests a violation of the assumption of normality

Como $p < 0.05$

Se rechaza la H_0 ,

Por lo tanto la distribución de los datos no se ajusta a la curva normal.

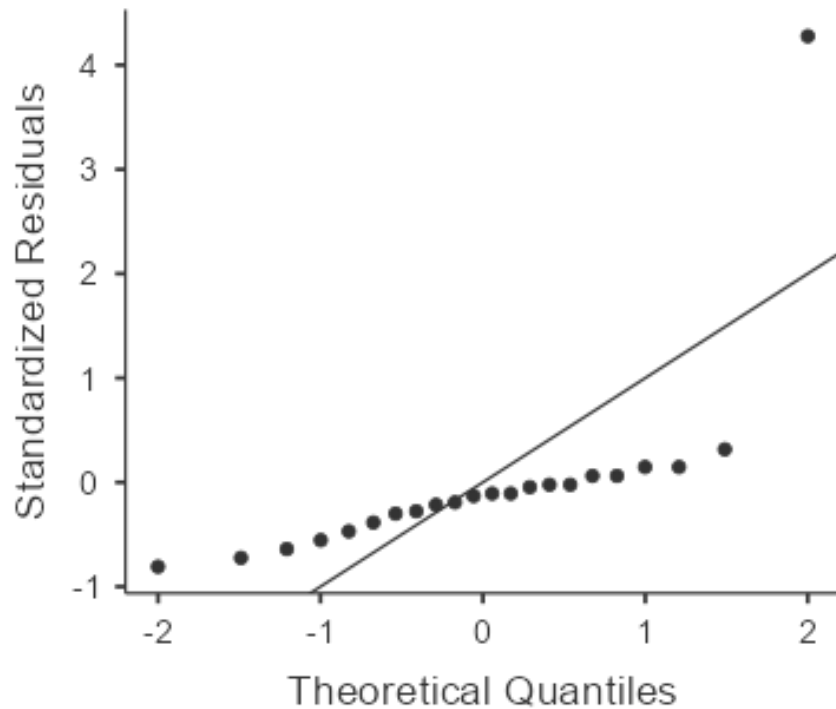


Figura 32. Gráfico del Q-Q plot del costo por tipo de sostenimiento

En la figura se observa la línea recta con pendiente positiva que representa la curva normal y los puntos representan los residuales, además se observa que los puntos no siguen la tendencia de la curva normal.

2) Comparación de grupos independientes

Para lo cual calculamos el p_{valor} para Mann-Whitney U para una prueba no paramétrica, así como también el tamaño del efecto de la correlación de rango biserial:

- H_0 : La diferencias de medias es igual a 0.
- H_1 : La diferencia de medias es distinto a 0. Es decir hay diferencias.

Usando el programa estadístico Jamovi, tenemos:

Tabla 23. Prueba T de Mann-Whitney U para muestras independientes

		Statistic	p	Mean ference	SE erence	Effect Size
costo_m2_-\$	Mann- hitney U	0	< .001	26.2		1
					Rank iserial relation	

De la Tabla 23 tenemos el valor de $p < 0.001$,

Por tanto se rechaza la H_0 , por lo tanto existen diferencias estadísticamente significativas entre los costos de las labores con sostenimiento tradicional y sostenimiento usando el concreto lanzado.

Para evaluar el tamaño del efecto, tenemos los criterios para el coeficiente de correlación de rango biserial que se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 24. Criterios para el coeficiente de correlación de rango biserial

Coeficiente	Interpretación
Menor a 0.10	Nulo o Trivial
Entre 0.10 y 0.30	Pequeño
Entre 0.30 y 0.50	Mediano
Mayor a 0.50	Grande

Según los resultados de la Tabla 23, el tamaño del efecto es de 1.00, además según la Tabla 24, este valor es mayor que 0.50, por lo que podemos concluir que el tamaño del efecto es grande.

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

Tabla 25. Descriptivo de los grupos

	Group	N	Mean	Median	SD	SE
Costo de sostenimiento por m ² de labor en US\$	Cuadro de madera	11	54.95	54.5	1.7	0.51
	Shotcrete	11	28.33	28.3	0.2	0.06

En la Tabla 25 y en la Figura 33 se observan la media y la mediana del costo según los métodos de sostenimientos utilizados.

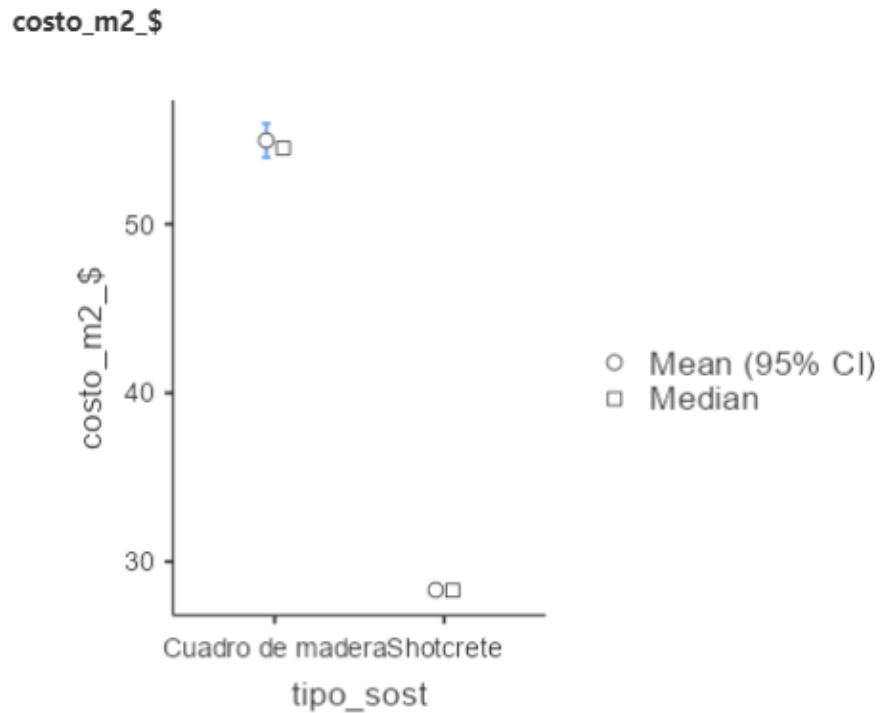


Figura 33. Gráfico de la media y mediana del costo según los tipos de sostenimiento.

Finalmente, habiéndose demostrado mediante la comparación de medias que es $\neq 0$ por lo que existen diferencias estadísticamente significativas entre los costos de sostenimiento tradicional y sostenimiento usando el concreto lanzado se demuestra que el sostenimiento de labores subterráneas en la Mina Animón usando el concreto lanzado influye en la rentabilidad de la Empresa Minera, ya que el ahorro por metro cuadrado de sostenimiento es de \$26.20.

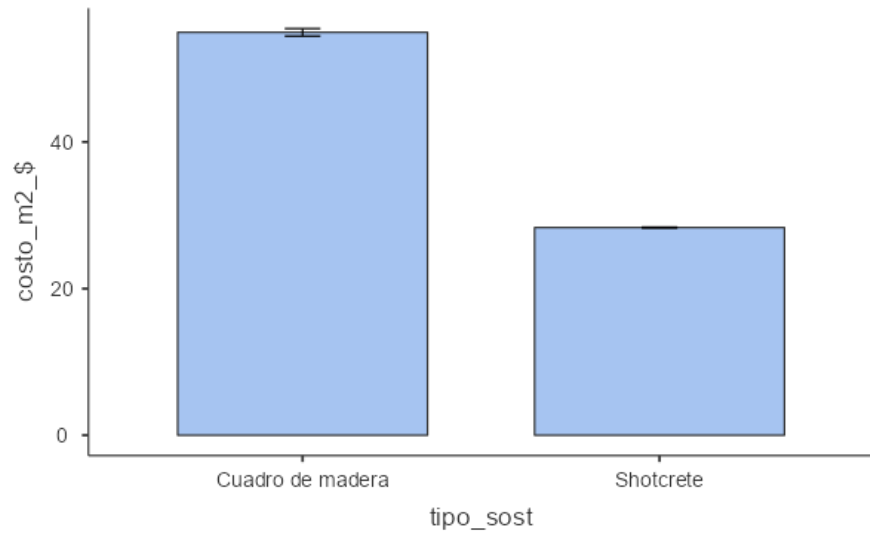


Figura 34. Diagrama de barras del costo por metro cuadrado según los tipos de sostenimiento en la Mina Animón

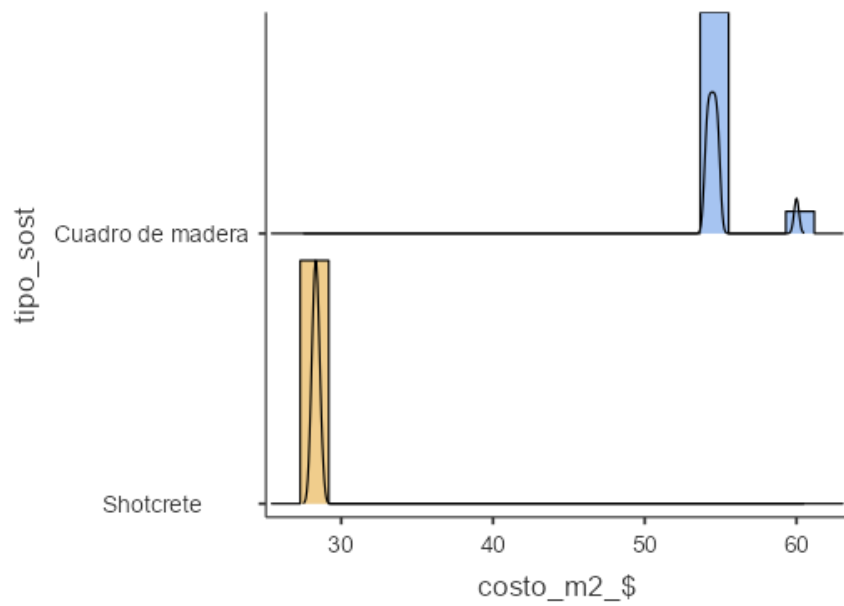


Figura 35. Histograma y densidad del costo por metro cuadrado según los tipos de sostenimiento en la Mina Animón.

4.3.2.3. Tercera Hipótesis Específica

La reducción del número de accidentes incrementaría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.

Para la prueba de hipótesis haremos uso de la base de datos de la Tabla 26 que se muestra a continuación:

Tabla 26. Accidentes 2000-2021 en la Mina Animón

id	año	#accidentes	entidad	tipo_accid	tipo_sost
1	2000	1	2	1	1
2	2001	1	1	2	1
3	2002	3	1	1	1
4	2003	3	2	1	1
5	2004	4	2	1	1
6	2005	3	2	1	1
7	2006	0	1	1	1
8	2007	0	1	1	1
9	2008	1	2	3	1
10	2009	1	1	4	1
11	2010	2	1	5	1
12	2011	0	1	1	2
13	2012	0	1	1	2
14	2013	1	1	4	2
15	2014	0	1	1	2
16	2015	1	2	2	2
17	2016	0	1	1	2
18	2017	1	1	1	2
19	2018	0	1	1	2
20	2019	1	2	1	2
21	2020	0	1	1	2
22	2021	0	1	1	2

Fuente: Estadísticas de accidentes del Ministerio de Energía y Minas

Tabla 27. Definición de variables para la prueba de hipótesis por tipo de sostenimiento

Variables	Significado	Indicadores	Código
tipo_sost	Tipo de sostenimiento Sostenimiento tradicional	Tradicional	1
	Sostenimiento con shotcrete	Shotcrete	2
tipo_accid	Tipo de accidente Desprendimiento de rocas	Desprendimiento de rocas	1
	Caída de personas	Caída de personas	2
	Asfixia	Asfixia	3
	Operación de maquinarias	Operación de maquinarias	4
	Acarreo y transporte	Acarreo y transporte	5
entidad	Entidad		
	Titular minero	Titular minero	1
	Empresas conexas	Empresas conexas	2

1) Prueba de normalidad

Para lo cual tenemos:

- H_0 : La distribución de los datos se ajustan a la curva normal.
- H_1 : La distribución de los datos no se ajustan a la curva normal.

Usando el programa estadístico Jamovi, tenemos:

Tabla 28. Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)

	W	p
#accidentes	0.94	0.159

Como $p > 0.05$

No se rechaza la H_0 ,

Por lo tanto la distribución de los datos se ajusta a la curva normal.

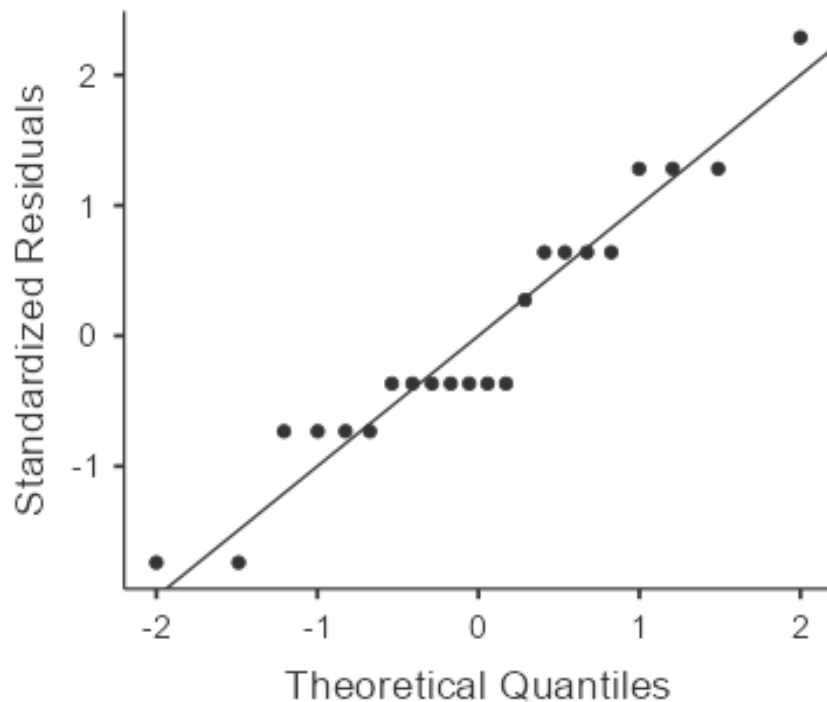


Figura 36. Gráfico del Q-Q plot del número de accidentes por tipo de sostenimiento en la Mina Animón

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

2) Prueba de homocedasticidad

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

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

Usando el programa estadístico Jamovi, tenemos:

Tabla 29. Prueba de homogeneidad de varianzas (Levene's)

	F	df	df2	p
#accidentes	14.54	1	20	0.001

Como $p < 0.05$ se rechaza la H_0 ,

Por tanto se concluye que existen diferencias estadísticamente significativas entre los grupos de tipo de sostenimiento empleados en la Mina Animón.

3) Comparación de grupos independientes

Para lo cual calculamos el p_{valor} para t de Welch para una prueba paramétrica, así como también el tamaño del efecto de Cohen's d , con las siguientes consideraciones:

- H_0 : La diferencias de medias es igual a 0.
- H_1 : La diferencia de medias es distinto a 0. Es decir hay diferencias.

Usando el programa estadístico Jamovi, tenemos:

Tabla 30. Prueba T de Welch para muestras independientes

		Statistic	df	p		Effect Size
#accidentes	Welch's t	-3.14	12.75	0.008	Cohen's d	-1.34

De la Tabla 30 tenemos el valor de $p=0.008$,

Como $p < 0.05$ se rechaza la H_0 , por lo tanto existen diferencias estadísticamente significativas entre los grupos de labores con sostenimiento tradicional y sostenimiento usando el concreto lanzado.

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

Tabla 31. *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 30, el tamaño del efecto es de 1.34 en valor absoluto, además según la Tabla 31, 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 siguiente tabla:

Tabla 32. *Descriptivo de las variables*

	Group	N	Mean	Median	SD	SE
#accidentes	sostenimiento shotcrete	11	0.36	0	0.5	0.15
	sostenimiento tradicional	11	1.73	1	1.35	0.41

En la Tabla 32 y en *Figura 37* se observan la media y la mediana del número de accidentes según los métodos de sostenimientos utilizados.

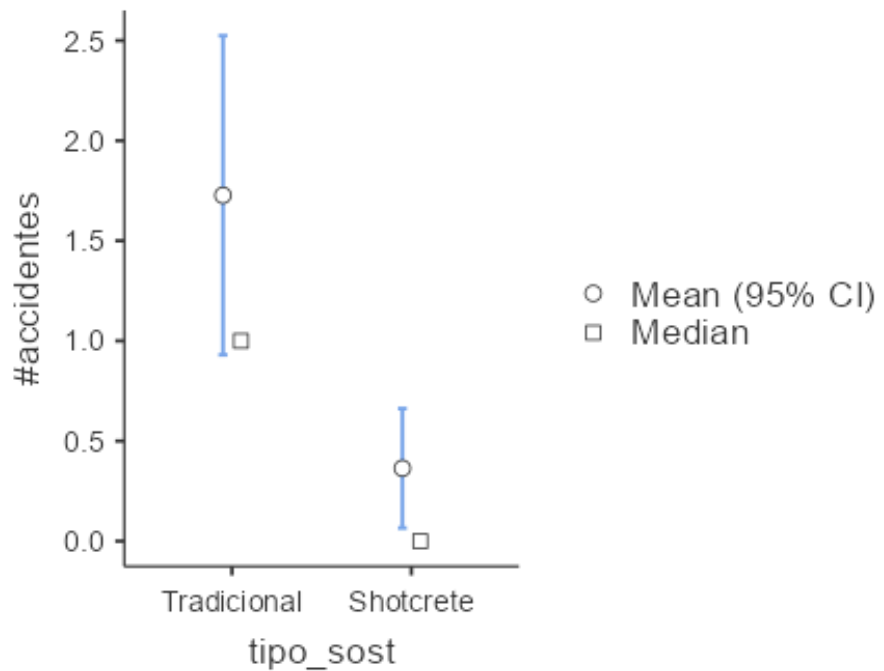


Figura 37. Gráfico de la media y mediana del número de accidentes con los tipos de sostenimiento.

Según Carbajal-Perez en su trabajo de investigación “Evaluación de costos de un accidente de trabajo y su relación con horas hombre perdidos” se llega a las siguientes conclusiones:

Luego del análisis y la evaluación se llega a la conclusión de que en promedio los accidentes de trabajo genera costos a la Empresa Minera por la suma de 290,722.6 soles, que representa aproximadamente el 6.4 % de la renta neta anual de la empresa y que directamente este costo es por la pérdida debido a los accidentes de trabajo en consecuencia de horas hombre perdidos de trabajo. Además el índice de severidad (IS) o gravedad (IG) obtenida en el estudio fue de 228.8 lo que significa que por cada millón de horas hombre trabajado se pierden 228.8 días a causa de los accidentes de trabajo, sin embargo, el índice de frecuencia (IF) fue de 13.1 lo que

significa que por cada millón de horas hombre trabajados ocurren 13.1 accidentes de trabajo. (2019, 37)

Finalmente, habiéndose demostrado mediante la comparación de medias que es $\neq 0$ por lo que existen diferencias estadísticamente significativas entre sostenimiento tradicional y sostenimiento usando el concreto lanzado y de acuerdo a los estudios de Carbajal-Perez se demuestra que el sostenimiento de labores subterráneas en la Mina Animón influye en la rentabilidad de la Empresa Minera, ya que la mayoría de accidentes se producen por desprendimiento de rocas y el concreto lanzado evita este tipo de accidentes.

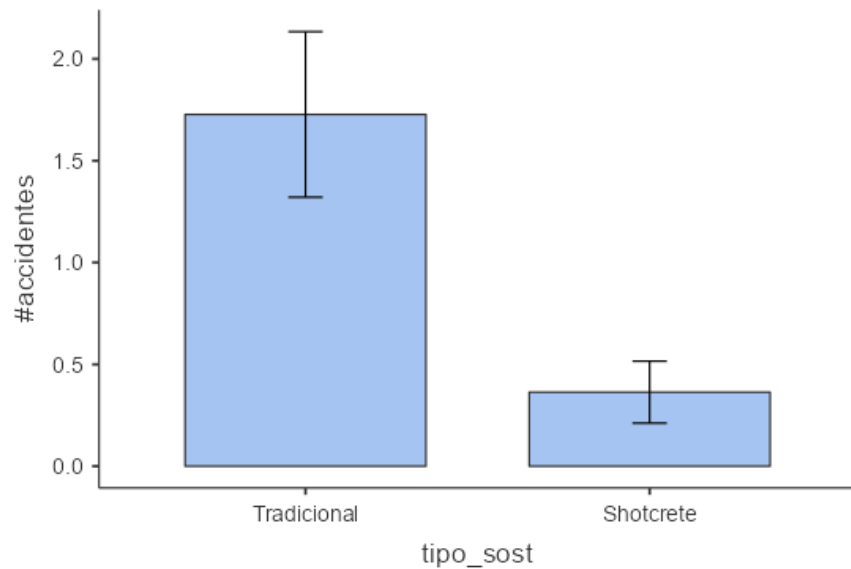


Figura 38. Diagrama de barras del número de accidentes mediante los tipos de sostenimiento en la Mina Animón

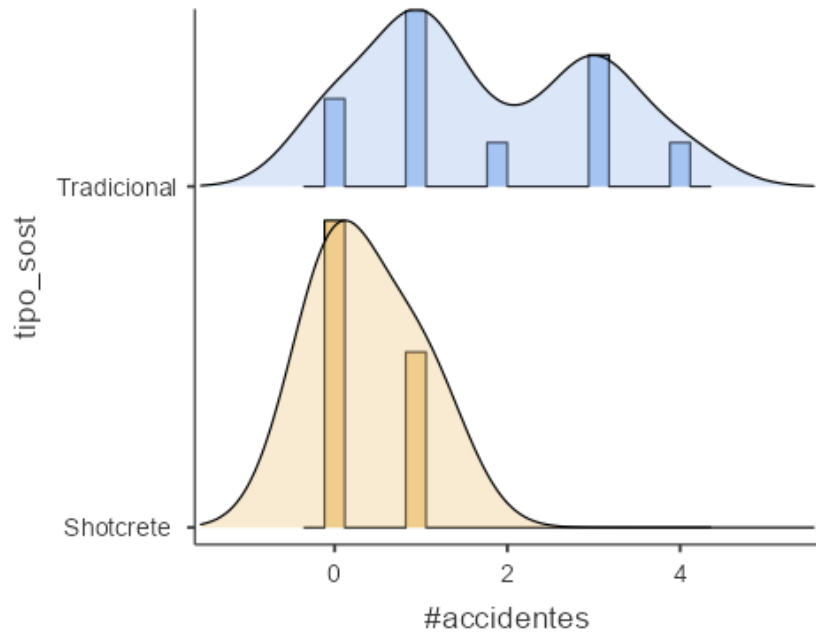


Figura 39. Histograma y densidad del número de accidentes mediante los tipos de sostenimiento en la Mina Animón.

4.4. Discusión de resultados

De los resultados obtenidos de los sistemas de sostenimiento tradicional y optimizado (concreto lanzado) se tienen:

Para el Valor Actual Neto (VAN):

La media del sistema tradicional = \$ 1'598,613.872

La media del sistema optimizado = \$ 1'694,155.658

Para la Tasa Interna de Retorno (TIR):

La media del sistema tradicional = 16.08 %

La media del sistema optimizado = 16.42 %

En la *Tabla 33*, *Figura 40*, *Figura 41*, *Figura 42* y *Figura 43* de las páginas 103, 104, 105, 105 y 106 se muestran los resultados.

Tabla 33. Estadísticos descriptivos de los indicadores de rentabilidad de los sistemas tradicional y optimizado (concreto lanzado)

		Descriptivos			
		Sistemas de sostenimiento		Estadístico	Error típ.
Valor Actual Neto	Sistema tradicional	Media		1598613.8720	53609.82034
		Intervalo de confianza para la media al 95%	Límite inferior	1449769.1487	
			Límite superior	1747458.5953	
		Media recortada al 5%		1598613.8722	
		Mediana		1598613.8700	
		Varianza		14370064183.976	
		Desv. típ.		119875.20254	
		Mínimo		1.45E+006	
		Máximo		1.75E+006	
		Rango		303262.94	
		Amplitud intercuartil		227447.21	
		Asimetría		.000	.913
		Curtosis		-1.200	2.000
		Media		1694155.6580	53609.82034
		Valor Interno de retorno	Sistema optimizado (concreto lanzado)	Intervalo de confianza para la media al 95%	Límite inferior
	Límite superior			1843000.3813	
Media recortada al 5%				1694155.6578	
Mediana				1694155.6600	
Varianza				14370064183.976	
Desv. típ.				119875.20254	
Mínimo				1.54E+006	
Máximo				1.85E+006	
Rango				303262.94	
Amplitud intercuartil				227447.20	
Asimetría				.000	.913
Curtosis				-1.200	2.000
Media				.160800	.0019799
Intervalo de confianza para la media al 95%	Límite inferior			.155303	
	Límite superior			.166297	
Media recortada al 5%		.160800			
Mediana		.160800			
Varianza		.000			
Desv. típ.		.0044272			

		Descriptivos		
Sistemas de sostenimiento		Estadístico	Error típ.	
Sistema optimizado (concreto lanzado)	Mínimo	.1552		
	Máximo	.1664		
	Rango	.0112		
	Amplitud intercuartil	.0084		
	Asimetría	.000	.913	
	Curtosis	-1.200	2.000	
	Media	.164200	.0019799	
	Interv. de confianza para la media al 95%	Límite inferior Límite superior	.158703	
	Media recortada al 5%		.169697	
	Mediana		.164200	
	Varianza		.000	
	Desv. típ.		.0044272	
	Mínimo		.1586	
	Máximo		.1698	
	Rango		.0112	
	Amplitud intercuartil		.0084	
	Asimetría		.000	.913
	Curtosis		-1.200	2.000

Fuente: Elaboración propia.

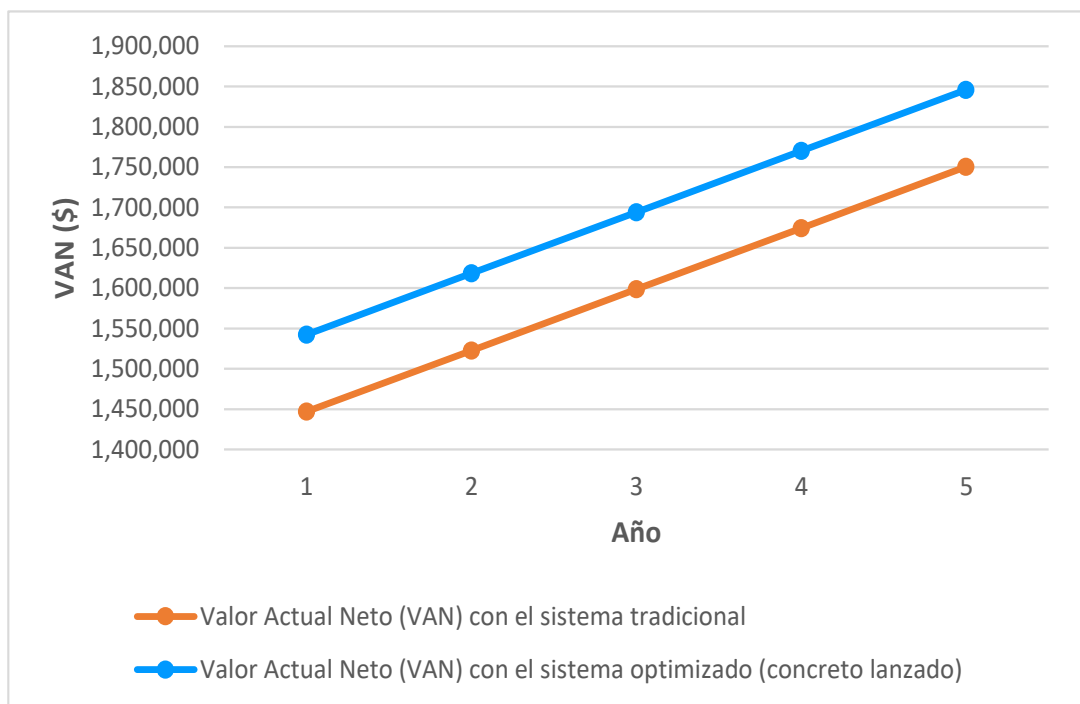


Figura 40. Valor Actual Neto (VAN) con el sistema tradicional y el sistema optimizado (concreto lanzado) en la U.M. Animón.

Fuente: Elaboración propia.

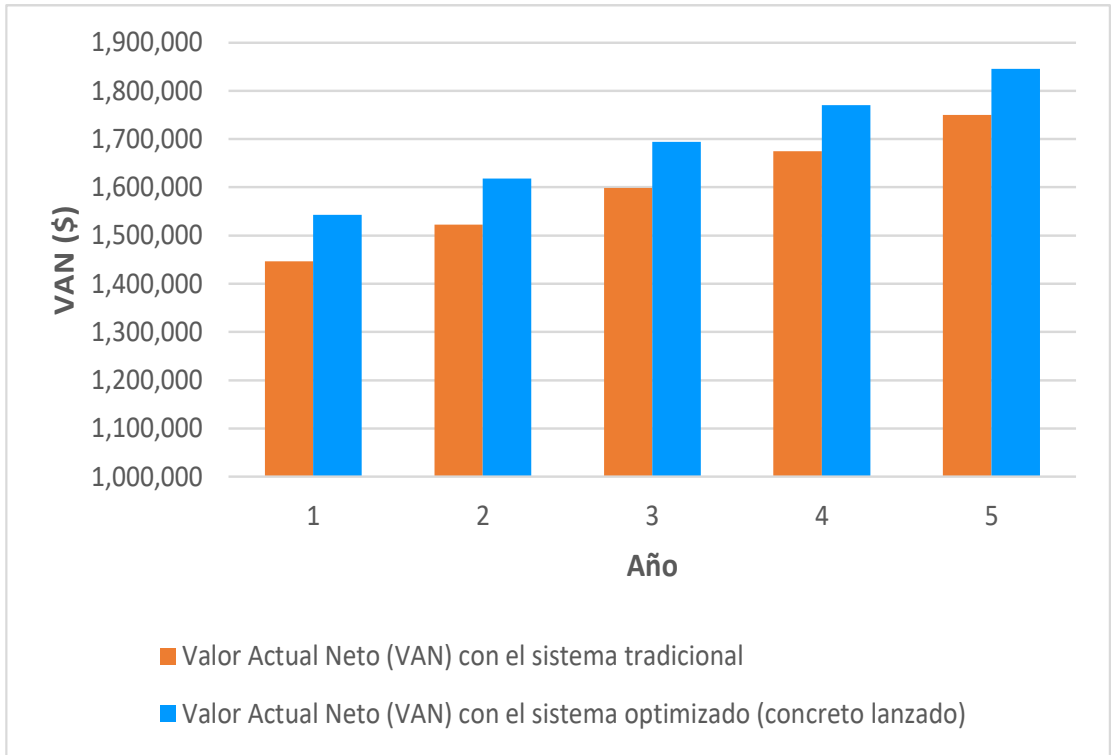


Figura 41. Valor Actual Neto (VAN) con el sistema tradicional y el sistema optimizado (concreto lanzado) en la U.M. Animón.

Fuente: Elaboración propia.

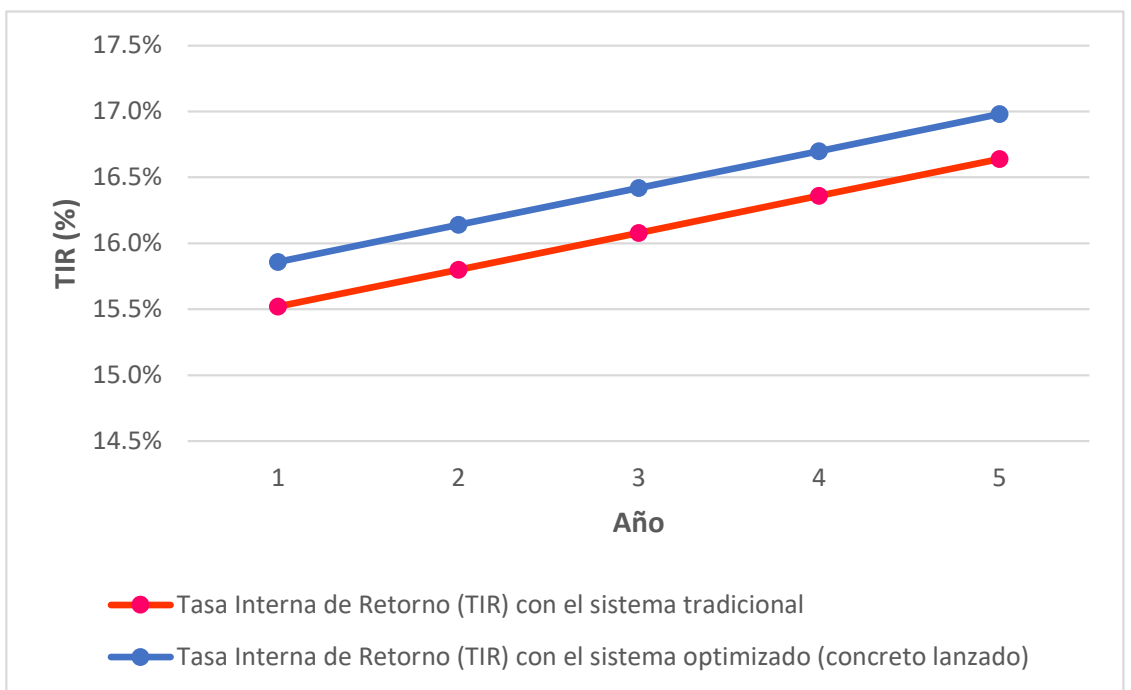


Figura 42. Tasa Interna de Retorno (TIR) con el sistema tradicional y el sistema optimizado (concreto lanzado) en la U.M. Animón.

Fuente: Elaboración propia.

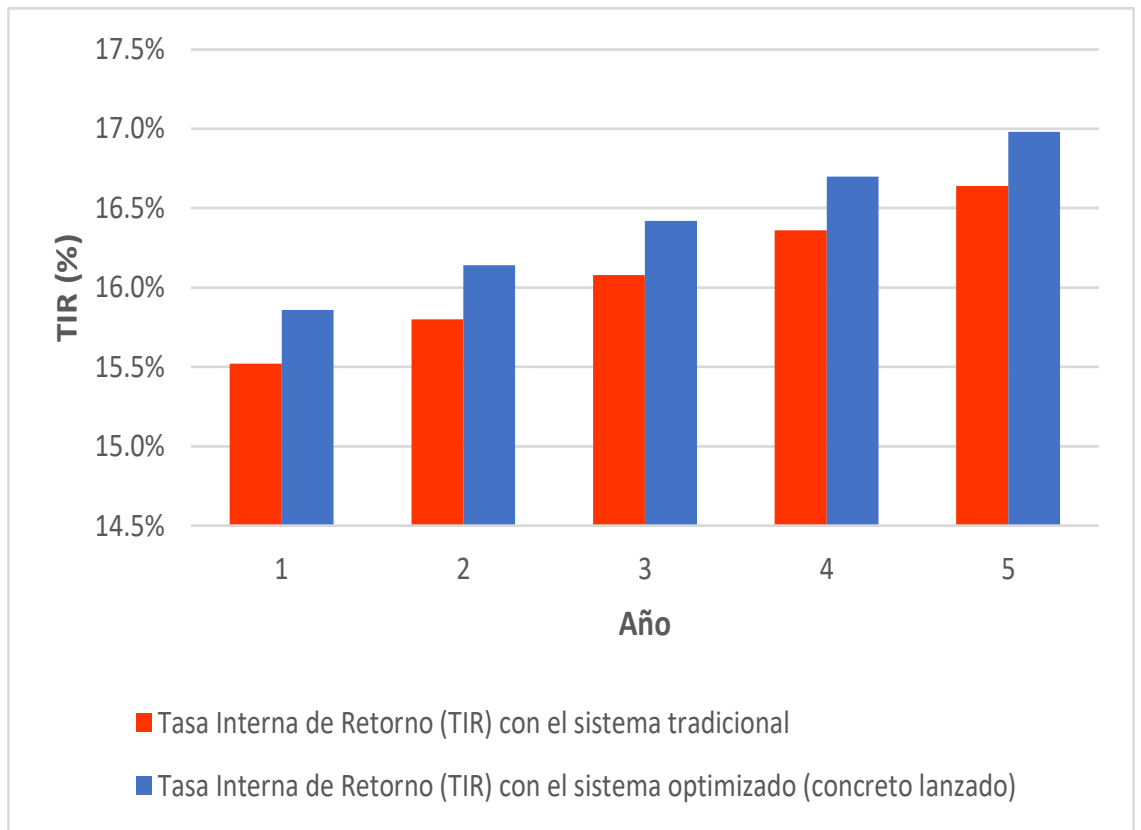


Figura 43. Valor Actual Neto (VAN) con el sistema tradicional y el sistema optimizado (concreto lanzado) en la U.M. Animón.

Fuente: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

Las conclusiones que se desprenden del desarrollo de esta tesis son las siguientes:

1. La aplicación del shotcrete y fibra de acero como sostenimiento preventivo tiene las siguientes ventajas: Es más económico y aumenta la producción de 4,200 TM/día a 4,600 TM/día, reduce el tiempo de fraguado a 2 horas y brinda mayor seguridad al trabajador minero y disminuye los riesgos por caída de rocas. El aumento de producción hace que se incremente la rentabilidad de la Empresa Minera.
2. De los resultados obtenidos de los sistemas de sostenimiento tradicional y optimizado (concreto lanzado) se tienen: Para el Valor Actual Neto (VAN): La media del sistema tradicional = \$ 1'598,613.872, La media del sistema optimizado = \$ 1'694,155.658. Para la Tasa Interna de Retorno (TIR): La media del sistema tradicional = 16.08 % La media del sistema optimizado = 16.42 %, por lo que la aplicación del shotcrete y fibra de acero como sistema de sostenimiento hace que se incremente la rentabilidad de la Empresa.
3. El costo mensual de sostenimiento con shotcrete de 03 horas de fragua por M³ del mes es \$ 606,666.4 mientras que utilizando 02 horas de fragua es de \$ 626,676.9, por lo que la innovación del sistema tradicional por el sistema optimizado es de 3.3% en el incremento de costo.
4. Al implantar mejoras en el sistema de sostenimiento con concreto lanzado, se permitirá una mayor versatilidad y dinamismo acorde con el ritmo de ejecución de las labores subterráneas. Ello significa optimización en la velocidad de minado de los trabajos y como consecuencia el efecto es el incremento de la rentabilidad de la U.M. Animón de la Mina Chungar S.A.
5. La aplicación del concreto lanzado y fibra de acero como sostenimiento en las excavaciones subterráneas de la Mina Animón tiene como efecto el incremento de

la producción de 4,200 TM/día a 4,600 TM/día, reduce el tiempo en el ciclo de minado en 4.52 horas comparado con un sistema de sostenimiento tradicional y brinda mayor seguridad al trabajador minero reduciendo los riesgos de accidentes fatales por caída de rocas en aprox. 2 accidentes fatales/año. El aumento de producción hace que se incremente la rentabilidad de la Empresa Minera.

6. De los resultados obtenidos de los sistemas de sostenimiento tradicional y optimizado (concreto lanzado) se tienen: Para el Valor Actual Neto (VAN): La media del sistema tradicional = \$ 1'598,615.37, La media del sistema optimizado = \$ 1'694,155.78, por lo que la aplicación del concreto lanzado y fibra de acero como sistema de sostenimiento hace que se incremente la rentabilidad de la Empresa en aproximadamente US\$ 95,550.78/mes.
7. El costo de sostenimiento con el sistema tradicional es de \$54.95/m², el costo de sostenimiento usando concreto lanzado con fibras de acero es de \$ 26.62/m², obteniéndose la reducción de costos de \$26.62/m².
8. Al implantar mejoras en el sistema de sostenimiento con concreto lanzado, se permitirá una mayor versatilidad y dinamismo acorde con el ritmo de ejecución de las labores subterráneas. Ello significa la optimización en la velocidad de minado de los trabajos y como consecuencia el efecto es el incremento de la rentabilidad de la U.M. Animón de la Mina Chungar S.A.

RECOMENDACIONES

Las recomendaciones son:

1. El método de concreto lanzado por vía húmeda, se debe seguir utilizando en la U.M. Animón, ya que es más conveniente a las necesidades de explotación de la Empresa Minera según el tipo de roca.
2. Los aspectos geológicos del yacimiento deben estar continuamente actualizados para que, durante la ejecución del laboreo minero, sea por desarrollo, preparación o explotación, se pueda prever la presencia de anomalías geológicas, especialmente estructurales, ya que podrían causar alteraciones en el sostenimiento del macizo rocoso.
3. Se sugiere elaborar un plan de seguimiento verificando la calidad de instalación de los elementos de sostenimiento de las labores mineras, esto para poder identificar el temprano deterioro de los mismos o una mala instalación, lo que acarrearía una mala fortificación del macizo rocoso, exponiendo al personal realizar trabajos en una zona mal sostenida.
4. Según el criterio de Bieniawski (1989), en la Mina Animón, la calidad de rocas encajonantes es de Regular a Mala con RMR de 31 a 45, mientras que la calidad del mineral posee un RMR de 31 a 50, existiendo tramos de calidad Muy Mala asociados a condiciones especiales como zonas de falla o presencia de agua. Adicionalmente el buzamiento de las vetas varía de 60° a 90°, con una potencia de la veta de 1.0 m a 7.0 m. El sostenimiento del macizo rocoso usando el concreto lanzado es adecuado como tipo de sostenimiento para poder brindar seguridad a los trabajadores.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Acosta-Ale, J. G., Santisteban Angeldonis, A., & Huanacuni Mamani, D. (2015). *Principales franjas metalogenéticas y tendencia de la dotación de plomo y zinc en el Perú.*
- Benos, D. J., Fabres, J., Farmer, J., Gutierrez, J. P., Hennessy, K., Kosek, D., Lee, J. H., Olteanu, D., Russell, T., & Shaikh, F. (2005). Ethics and scientific publication. *Advances in Physiology Education*, 29(2), 59–74.
- Brown, H. Y. (2012). *Clasificaciones Geomecánicas de los Macizos Rocosos según Bieniawski. Barton.* Universidad de los Andes.
- Camarena-Cosme, F. M. (2016). *Optimización del sostenimiento con shotcrete vía húmeda con fines de minimizar costos y mejorar la producción de lanzado de la EE Robocon SAC En La Mina San Cristóbal-Cía Minera Volcan SAA.*
- Camarena, F. (2016). *Optimización del Sostenimiento con Shotcrete Vía Húmeda con Fines de Minimizar Costos y Mejorar la Producción de Lanzado de la E.E. Robocon S.A.C. en la Mina San Cristóbal - Cía Minera Volcan S.A.A.*
- Camm, T., & Girard-Dwyer, J. (2005). Economic consequences of mining injuries. *Mining Engineering*, 57(9), 89–92.
- Carbajal-Perez, S. E. (2019). *Evaluación de los costos de un accidente de trabajo y su relación con horas hombre perdidos.*
- Ccama-Hanco, M. L. (2017). *Aplicación del QAQC en el proceso geológico, para validar la estimación de recursos y reservas, de la unidad operativa Chungar.*
- 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.*
- Cruz-Rivas, A. W. D. La, & Oré-Barja, J. J. (2020). *Implementación de la herramienta digital “Dashboard” en el control de las operaciones de producción y desarrollo en la Empresa Contratista Minera Miro Vidal y Cía. SAC-Mina Animón.*
- Hamrin, H., Hustrulid, W., & Bullock, R. (2001). *Underground mining methods and*

- applications. *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*, 3–14.
- Hernández-Sampieri, R. (2010). *Metodología de la investigación* (Mc Graw Hill (ed.); Quinta edi).
- Kashyap, S. K., Parhi, D. R. K., Sinha, A., Singh, M. K., & Singh, B. K. (2008). Optimization of Mine Support Parameters Using Neural Network Approach. *Proceedings of the 12th International Conference on Computer Methods and Advances in Geomechanics*, 1770.
- Laguna Sanjuanelo, S., Caballero-Uribe, C. V, Lewis, V., Mazuera, S., Salamanca, J. F., Daza, W., & Fourzali, A. (2007). Consideraciones Éticas en la publicación de investigaciones científicas. *Revista Salud Uninorte*, 23(1), 64–78.
- Laurente, R. G. (2017). *Uso de shotcrete vía húmeda con fibra metálica y su influencia en la caída de rocas en Sociendad Minera Corona SA-Yauricocha*.
- Li, L., Wu, A., Wang, Y., Han, B., Wang, H., & Wang, C. (2013). Mechanism of wet shotcrete interacting with rock in support systems. *Journal of Central South University*, 20(3), 821–829.
- Lind, D. A., Marchal, W. G., Wathen, S. A., Obón León, M. del P., & León Cárdenas, J. (2015). *Estadística aplicada a los negocios y la economía*. México: McGraw-Hill/Interamericana Editores.
- Lopez, J. G. (2014). *Importancia de la aplicación del shotcrete via seca como soporte y prevención de caída de rocas en Minera Orión Empresa Especializada Alto Riesgo S.A.C*.
- Ma, S.-J., Kim, D.-M., Kang, E.-G., & Yun, K.-K. (2010). *Numerical and Experimental Study on Applicability of Shotcrete in Mining*.
- Melbye, T. A., & Dimmock, R. H. (2001). Modern Advances and Applications of Sprayed Concrete. *Construction Chemicals*.
- Mendoza-Lloza, S. J. (2019). *Análisis geomecánico de taladros largos en tipos de rocas de mala calidad aplicables en la Mina Animón - Perú*.

- Nastares-Huaman, R. (2019). *Influencia del método de explotación con taladros largos-Bench & Fillen la optimización del proceso productivo de la Veta Gisela-mina Animón–2018.*
- Pantigozo, J. (2013). *Comparación de rendimiento entre Swellex e Hydrabolt en el sostenimiento en minas subterráneas para elección óptima.*
- Pino, R. (2018). *Metodología de la investigación: Elaboración de diseños para contrastar hipótesis.* San Marcos.
- Quiñones-Contreras, S. E. (2013). *Construcción del túnel animón, costos operativos y gestión de la seguridad y del ambiente en la empresa administradora Chungar 2013.*
- Rispin, M., Kleven, O. B., Dimmock, R., & Myrdal, R. (2017). Shotcrete: early strength and re-entry revisited—practices and technology. *UMT 2017: Proceedings of the First International Conference on Underground Mining Technology*, 55–70.
- Roldan, A. M. (2016). *Evaluación del soporte preventivo con shotcrete y fibra de acero aplicado en macizos rocosos inestables en la Mina Animón - Cía. Minera Volcan S.A. Cerro de Pasco - 2016.*
- 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.
- Santos-Arizapana, W. P. (2019). *Importancia del slump en la resistencia de concreto lanzado por la EE Robocon SAC en la Mina Chungar Compañía Minera Glencore Group SAC.*
- Seymour, B., Martin, L., Clark, C., Stepan, M., Jacksha, R., Pakalnis, R., Roworth, M., & Caceres, C. (2010). A practical method of measuring shotcrete adhesion strength. *SME Annual Meeting and Exhibit*, 10–137.
- Skempton, A. W., & Chrimes, M. (2002). *A Biographical Dictionary of Civil Engineers in Great Britain and Ireland: 1500-1830* (Vol. 1). Thomas Telford.
- Song, G., Chugh, Y. P., & Wang, J. (2017). A numerical modelling study of longwall face

- stability in mining thick coal seams in China. *International Journal of Mining and Mineral Engineering*, 8(1), 35–55.
- Swedberg, E., Thyni, F., Töyrä, J., & Eitzenberger, A. (2014). Rock support testing in Luossavaara-Kiirunavaara AB's underground mines, Sweden. *Proceedings of the Seventh International Conference on Deep and High Stress Mining*, 1, 139–150. https://doi.org/10.36487/acg_rep/1410_07_swedberg
- Tapia-Choquehuanca, J. A. (2017). *Diseño y aplicación del shotcrete cía húmeda como elemento de sostenimiento en labores mineras - INPECON SAC Mina CHIPMO Cía. Minera Buenaventura Unidad Orcopampa.*
- Tyler, D., & Clements, M. J. K. (2004). High toughness shotcrete for large deformation control at Perseverance Mine. *Shotcrete: More Engineering Developments*, 259–266.
- Vandewalle, M. (1998). Use of steel fibre reinforced shotcrete for the support of mine openings. *Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, 98(3), 113–120.
- Vargas, E. (2017). *Optimización del sostenimiento con shotcrete usando desmante zarandeado como agregado, en la construcción de la rampa principal-marsa.*
- Vizcarra, A. N. (2014). *Análisis y aplicación del Shotcrete para lograr continuidad y velocidad en el sostenimiento unidad operativa Chipmo Compañía de Minas Buenaventura SAA.*
- Yoggy, G. D. (2000). The history of shotcrete. *Shotcrete (American Shotcrete Association)*, 2(4), 28–29.

ANEXOS

Anexo A. Instrumentos de Recolección de datos.

Tabla 34. *Tipos de Cemento*

Tipos de Cementos Portland	
I	Tipo 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.
II	Tipo 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.
III	Tipo 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.
IV	Tipo Es el cemento del cual se requiere bajo calor de hidratación.
V	Tipo 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 35. *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 36. Valor por RQD

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

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

Tabla 37. Valor por sistema de discontinuidades (Jn)

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

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

Tabla 38. 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 39. Valor de alteración de las juntas

Descripción	Ja	Notas
a) Contacto en las paredes de roca.		
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable.	0.75	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.
B. Paredes inalteradas, sólo con manchas de superficie.	1.0 (25 -35°)	
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	13 - 20
R. las condiciones de la arcilla	(6° - 24°)

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

Tabla 40. 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 41. *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 42. *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 43. *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 44. *Notas acerca de (SRF)*

Notas acerca de SRF	
I.	Reducción de valores de SRF de 25 – 50 % si las zonas de fracturas importantes ejercen influencia pero no cruzan la excavación. Para un campo de esfuerzos virgen, fuertemente anisotrópicos
II.	(si es medido): Cuando: $5 \leq \sigma_1 / \sigma_2 \leq 10$, reduce σ_c a $0.8 \sigma_c$ y σ_t a $0.8 \sigma_r$ 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 45. 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 46. 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 B. *Matriz de consistencia.*

“Sostenimiento con Shotcrete en la Unidad Minera Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.”

Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Metodología
<p>General</p> <p>¿La implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas influye en el incremento de la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.?</p>	<p>General</p> <p>Mejorar la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C. mediante la implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas.</p>	<p>General</p> <p>La adecuada implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas de la mina mejoraría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p>	<p>Variable</p> <p>Independiente (X)</p> <p>X = La implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p> <p>Variable Dependiente (Y)</p> <p>Y = El incremento de la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p> <p>Variable Independiente (X)</p> <p>X = La implementación del concreto lanzado en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas de la Mina</p>	<p>Nivel: Descriptivo.</p> <p>Enfoque: Cuantitativo.</p> <p>Método: No experimental. Hipotético deductivo.</p> <p>Diseño: No experimental.</p>
<p>Específico 1</p> <p>¿Cómo la reducción del costo de sostenimiento incrementará la rentabilidad de la Mina</p>	<p>Específico 1</p> <p>Incrementar la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C. mediante la reducción del costo de sostenimiento.</p>	<p>Específico 1</p> <p>La reducción del costo de sostenimiento incrementaría la rentabilidad de la Mina Animón de la Cía. Minera Chungar S.A.C.</p>		

Animón de la Cía. Minera
Chungar S.A.C.?

Específico 2

¿Cómo la
reducción del costo de
sostenimiento
incrementará la
rentabilidad de la Mina
Animón de la Cía. Minera
Chungar S.A.C.?

Específico 3

¿Cómo la
reducción del número de
accidentes incrementará
la rentabilidad de la Mina
Animón de la Cía. Minera
Chungar S.A.C.?

Específico 2

Incrementar la
rentabilidad de la Mina
Animón de la Cía. Minera
Chungar S.A.C. mediante
la reducción del número
de accidentes.

Específico 3

Incrementar la
rentabilidad de la Mina
Animón de la Cía. Minera
Chungar S.A.C. mediante
la reducción del número
de accidentes.

Específico 2

La reducción del
número de accidentes
incrementaría la
rentabilidad de la Mina
Animón de la Cía. Minera
Chungar S.A.C.

Específico 3

La reducción del
número de accidentes
incrementaría la
rentabilidad de la Mina
Animón de la Cía. Minera
Chungar S.A.C.

Animón de la Cía. Minera
Chungar S.A.C.

INDICADORES:

X_1 = Reducción
del costo de
sostenimiento de la Mina
Animón de la Cía. Minera
Chungar S.A.C.

X_2 = Reducción del
número de accidentes en
la Mina Animón de la Cía.
Minera Chungar S.A.C.

**Variable
Dependiente (Y)**

Y = El incremento
de la rentabilidad de la
Mina Animón de la Cía.
Minera Chungar S.A.C.

INDICADORES:

Y_1 = Valor Actual
Neto

Y_2 = Tasa Interna
de Retorno