

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Análisis técnico económico del uso del shotcrete en
labores subterráneas para la reducción de costos
de sostenimiento en consorcio Minero
Horizonte S. A. - 2020**

Jorge Luis Huaman Capcha

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2021

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Javier Córdova Blancas

AGRADECIMIENTO

Principalmente a Dios, por su bendición e iluminación en mi día a día; a mi madre, por haberme dado la vida, sus sabios consejos y apoyo constante, a todas las personas involucradas en la empresa consorcio minero Horizonte, tanto a los ingenieros como a los trabajadores, de quienes aprendí mucho durante el día a día en esta prestigiosa empresa.

DEDICATORIA

A mi madre, por haberme dado los valores necesarios, apoyarme con mi educación, desarrollo profesional y formarme como persona de bien.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene por objetivo, realizar el análisis técnico y económico del uso del *shotcrete* en labores subterráneas para la reducción de costos en la empresa consorcio minero Horizonte S. A.

Se aplicó el método analítico para la ejecución del presente trabajo de investigación, el cual es de carácter descriptivo y explicativo. La tesis es de carácter preexperimental, de tal forma que se observaron los resultados del proceso de dosificación del *shotcrete* y su aplicación como sostenimiento en las diferentes labores subterráneas de la operación. La forma de recolección de datos fue la revisión documentaria y el acopio de información pertenecientes a la empresa consorcio minero Horizonte S. A.

Se finaliza, con el análisis económico de la reubicación de la planta 3, considerando sus costos de transporte, mantenimiento y uso de equipos mixer, para finalizar en la evaluación económica de la nueva alternativa propuesta para la reducción de costos de sostenimiento en la empresa consorcio minero Horizonte S. A.

Las condiciones actuales de dosificación de *shotcrete* en la unidad minera considera un total de cemento utilizado por m³ de 392 kg, con un consumo de 110 litros de agua, 1496 kg de arena, con 3 kg de aditivo SH – 5 y 30 kg de fibra metálica. El total de peso de la amasada x m³ es de 2030 kg con un peso unitario de 2419 kg/m³ y un rendimiento de la amasada de 0.88 (peso amasada / peso unitario).

Los factores que contribuyen a la dosificación de *shotcrete* son la temperatura en interior mina, vigencia de los aditivos, densidad de la arena, granulometría de la arena, humedad de la arena y vigencia del cemento.

Actualmente la Producción en Planta Nro. 03 es de 3,395 m³, destinándose 3,172 m³ para la Empresa Canchanya y Comiciv (*Shotcrete V.H.*

+Losas y Muros). La Ubicación Actual se encuentra a una Distancia Promedio a los frentes de estas empresas de 2,265 m.

Considerando una inversión de US \$ 500,000, para el cambio de instalación de la planta 3, con una tasa de descuento del 12% y un periodo de evaluación de 24 meses se ahorrará al finalizar la vida útil de la planta en US \$ 361,543 al periodo de la inversión.

Palabras clave: aditivos, dosificación, layout de transporte de *shotcrete*, optimización, plan de producción, *shotcrete*

ABSTRACT

The objective of this research work is to carry out the technical and economic analysis of the use of shotcrete in underground workings to reduce costs in the mining consortium company Horizonte S. A.

The analytical method was applied for the execution of this research work, which is descriptive and explanatory. The thesis is of a pre-experimental nature, in such a way that the results of the shotcrete dosing process and its application as support in the different underground workings of the operation were observed. The form of data collection was the documentary review and the collection of information belonging to the company consortium mining Horizonte S. A.

It ends with the economic analysis of the relocation of plant 3, considering its costs of transportation, maintenance and use of mixer equipment, to end in the economic evaluation of the new alternative proposed for the reduction of maintenance costs in the consortium company mining Horizonte S. A.

The current conditions of shotcrete dosing in the mining unit consider a total of cement used per m³ of 392 kg, with a consumption of 110 liters of water, 1496 kg of sand, with 3 kg of SH-5 additive and 30 kg of fiber. metallic. The total weight of the batch x m³ is 2030 kg with a unit weight of 2419 kg / m³ and a performance of the batch of 0.88 (batch weight / unit weight).

The factors that contribute to the dosage of shotcrete are the temperature inside the mine, the validity of the additives, the density of the sand, the granulometry of the sand, the humidity of the sand and the validity of the cement.

Currently, the Production at Plant No. 03 is 3,395 m³, with 3,172 m³ destined for the Canchanya and Comiciv Company (Shotcrete V.H. + Slabs and Walls). The Actual Location is at an Average Distance to the fronts of these companies of 2,265 m.

Considering an investment of US \$ 500,000, for the change of installation of plant 3, with a discount rate of 12% and an evaluation period of 24 months, it will be saved at the end of the useful life of the plant in US \$ 361,543 per period from the investment.

Keywords: additives, dosage, optimization, production plan, shotcrete, shotcrete transport layout

ÍNDICE

Asesor-----	II
Agradecimiento-----	III
Resumen-----	V
Abstract-----	VII
Índice-----	IX
Lista de tablas-----	XII
Lista de figuras-----	XIV
Introducción-----	XVI
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO-----	18
1.1. Planteamiento y formulación del problema-----	18
1.1.1. Planteamiento del problema-----	18
1.1.2. Formulación del problema-----	19
1.2. Objetivos-----	19
1.2.1. Objetivo general-----	19
1.2.2. Objetivos específicos-----	19
1.3. Justificación e importancia-----	19
1.3.1. Justificación social y práctica-----	20
1.3.2. Justificación académica-----	20
1.3.3. Justificación económica-----	20
1.4. Hipótesis de la investigación-----	21
1.4.1. Hipótesis general-----	21
1.4.2. Hipótesis específicas-----	21
1.5. Identificación de las variables-----	21
1.5.1. Variable independiente-----	21
1.5.2. Variables dependientes-----	21
1.5.3. Matriz de operacionalización de variables-----	22
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO-----	23
2.1. Antecedentes del problema-----	23
2.1.1. Antecedentes nacionales-----	23
2.2. Generalidades de la compañía minera-----	26
2.2.1. Ubicación accesibilidad y generalidades-----	26
2.3. Geología general-----	27

2.3.1. Geología regional	27
2.3.2. Geología estructural	31
2.3.3. Geología económica	32
2.4. Tipo y forma del yacimiento	33
2.4.1. Afloramientos de las estructuras mineralizadas	34
2.5. Zonificación de la mina	34
2.5.1. Áreas de explotación minera	34
2.6. Mina	34
2.6.1. Producción	35
2.6.2. Producción por zonas y secciones	35
2.6.3. Avances lineales	37
2.7. Sostenimiento	39
2.7.1. Instalación de pernos	40
2.8. Sostenimiento con <i>shotcrete</i>	41
2.9. Instalación con cimbras	43
2.10. Métodos de explotación	45
2.10.1. Corte y relleno ascendente	45
2.10.2. Corte y relleno descendente	46
2.10.3. Corte y relleno ascendente mecanizado	47
2.11. Bases teóricas del estudio	50
2.12. Calidad del terreno	50
2.12.1. Mezcla de hormigón proyectado empleada	51
2.12.2. Equipos y producción del ciclo de hormigón proyectado	52
2.13. Valoración del ciclo completo de hormigón proyectado	52
2.13.1. Valoración del laboratorio de hormigón proyectado	52
2.13.2. Valoración de las plantas de hormigón proyectado	55
2.14. Planta de hormigón 1	56
2.14.1. Mezclado del hormigón proyectado	56
2.14.2. Acopios	58
2.15. Planta de hormigón 3	59
2.16. Planta de hormigón 4	62
2.17. Valoración de los equipos de transporte de hormigón proyectado	62
2.18. Valoración de los equipos de proyección de hormigón	65

2.18.1. Mantenimiento y limpieza de los equipos de proyección de hormigón	65
2.18.2. Dosificación de acelerante	69
CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	73
3.1. Método y alcances de la investigación	73
3.1.1. Método de la investigación	73
3.1.2. Alcances de la investigación	74
3.2. Diseño de la investigación	74
3.3. Población y muestra	74
3.3.1. Población	74
3.3.2. Muestra	74
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	74
3.4.1. Técnicas utilizadas en la recolección de datos	74
3.4.2. Instrumentos utilizados en la recolección de datos	75
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN	76
4.1. Resultados del tratamiento y análisis de la información	76
4.1.1. Análisis de la aplicación del hormigón proyectado	76
4.1.2. Análisis de la mezcla de hormigón proyectado	82
4.1.3. Análisis de las condiciones de seguridad de la mezcla de hormigón proyectado	84
4.1.4. Análisis de las condiciones actuales de dosificación de <i>shotcrete</i>	86
4.1.5. Análisis de plan de reducción de costos en sostenimiento	87
Conclusiones	96
Recomendaciones	99
Referencias	100
Anexos	101

LISTA DE TABLAS

Tabla 1. Tabla de operacionalización de variables.....	22
Tabla 2. Accesos a la mina	26
Tabla 3. Zonas de explotación minera	34
Tabla 4. Producción de oro 2011 - 2016 CMHSA	35
Tabla 5. Producción por zonas. CMHSA.....	36
Tabla 6. Resumen de producción enero - marzo 2019 – zona norte.....	37
Tabla 7. Avances lineales por zonas	37
Tabla 8. Avances lineales por fases	38
Tabla 9. Avances lineales por áreas y fases	38
Tabla 10. Lineales por cuadro y fases.....	39
Tabla 11. Pernos instalados en enero 2016.....	41
Tabla 12. Sostenimiento con shotcrete por zonas.....	42
Tabla 13. Cimbras instaladas por zonas	44
Tabla 14. Cimbras instaladas por zonas	44
Tabla 15. Costo anual de sostenimiento por tipo	44
Tabla 16. Cuadro comparativo – métodos de explotación	50
Tabla 17. Revoluciones reales del trompo mezclador	63
Tabla 18. Revoluciones ideales del trompo mezclador	64
Tabla 19. Revoluciones adecuadas a los tiempos de transporte	65
Tabla 20. Dosificación real del acelerante.....	71
Tabla 21. Dosificación del aditivo	71
Tabla 22. Dosificación de shotcrete por m ³ en Horizonte S. A.	86
Tabla 23. Análisis del ahorro del costos de transporte por la reubicación de la planta 3.....	89
Tabla 24. Análisis de ahorro de costos de transporte, situación óptima por la reubicación de la planta 3.....	90
Tabla 25. Análisis del ahorro del costos de mantenimiento y número de mixers por la reubicación de la planta 3.....	92
Tabla 26. Análisis del ahorro del costos de mantenimiento y número de mixers en escenario óptimo por la reubicación de la planta 3.....	93
Tabla 27. Análisis económico de flujo de inversión (VNA), por la reubicación de la planta 3.....	95

Tabla 28. Matriz de operacionalización de variables en consorcio minero	
Horizonte S. A.	102

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación y vías de acceso al consorcio minero Horizonte S. A.	27
Figura 2. Capa de shotcrete actuando en cuñas.	42
Figura 3. Corte y relleno ascendente convencional.	46
Figura 4. Corte y relleno descendente convencional.	47
Figura 5. Vista en planta de la rampa basculante auxiliar.	48
Figura 6. Número de rampas basculantes a partir de una rampa auxiliar.	48
Figura 7. Corte y relleno ascendente.	49
Figura 8. Sostenimiento según clasificación Q de Barton.	51
Figura 9. Espesor aplicado menor al exigido.	54
Figura 10. Panel de ensayo a flexión con rebote atrapado en su ejecución	54
Figura 11. Probetas cilíndricas para ensayo de resistencia con layering	55
Figura 12. Fibras metálicas oxidadas.	56
Figura 13. Acopio de fibras y aditivo de la planta 1	56
Figura 14. Slump obtenido en el mezclado en mixer.	58
Figura 15. Big bags de cemento.	59
Figura 16. Tolva de carga silo de cemento	59
Figura 17. Planta 3. Planetario a nivel suelo y banda con ángulo pronunciado	60
Figura 18. Instalación de planta AMP25 con mezclador planetario elevado	61
Figura 19. Ejemplo de otra mezcla con slump 5 ¾"	64
Figura 20. Codo reparado con soldadura.	66
Figura 21. Codo reparado con soldadura.	66
Figura 22. Equipo listo para empezar a proyectar con los cilindros con restos de hormigón	67
Figura 23. Presostato bomba de aditivo.	68
Figura 24. Alarma señal detector de hormigón activada	68
Figura 25. Diferentes coloraciones del hormigón proyectado	69
Figura 26. Pantalla equipo SPM4210.	70
Figura 27. Consigna de aditivo durante la proyección.	70
Figura 28. Registro del consumo del equipo	72
Figura 29. Toma de muestra para determinar la densidad del aditivo.	72
Figura 30. Fallo de adherencia.	77
Figura 31. Agitador en posición incorrecta durante el bombeo	77

Figura 32. Hormigón proyectado descalzado	78
Figura 33. Hormigón proyectado descalzado	78
Figura 34. Tolva durante la proyección	79
Figura 35. Espesor de proyección inferior al exigido	79
Figura 36. Hormigón proyectado mal compactado	80
Figura 37. Juntas entre capas proyectadas	81
Figura 38. Ejemplo de mala aplicación.....	81
Figura 39. Zonas abiertas sin proyectar que permiten el oreo	81
Figura 40. Secuencia de aplicación recomendada	82
Figura 41. Fibras DSI y fibras Dramix en los acopios.....	83
Figura 42. Fibras corroídas en el interior del hormigón proyectado	83
Figura 43. Diferentes grados de corrosión de las fibras	84
Figura 44. Operación de bombeo con la parrilla levantada	84
Figura 45. Limpieza de la tolva con la parrilla levantada	85
Figura 46. Tolva sin sensor	85
Figura 47. Factores que contribuyen al sobre consumo de shotcrete	87
Figura 48. Factores que contribuyen al rendimiento de la dosificación de shotcrete.....	87
Figura 49. Dosificación de aditivos usados en la planta de shotcrete.	103
Figura 50. Plano en perfil del tajo 2290, Nv 2500 Horizonte S. A.....	104
Figura 51. Plano en planta del tajo 2290, Nv 2500 Horizonte S. A.....	105
Figura 52. Cuadros de producción de diferentes sectores Horizonte S. A. ...	106

INTRODUCCIÓN

La empresa consorcio minero Horizonte S. A., asociada a la minería aurífera, cuyas estructuras mineralizadas están emplazadas en el batolito de Pataz, Las estructuras auríferas presentes son de carácter mesotermal, son explotadas por diversas empresas mineras de importancia nacional. Así mismo, estas estructuras auríferas están asociadas a mineralogía de Cu, Pb, Zn y Ag en algunos sectores con mayor o menor concentración, definiendo la presencia de estructuras mineralizadas que no están asociadas a las estructuras auríferas.

La explotación en el batolito de Pataz ha sido muy intensa durante los últimos años, lo que conlleva a seguir minando sectores muy profundos, cuya estabilidad del macizo rocoso presenta muchos problemas de estabilidad, por lo que, distintos tipos de sostenimiento fueron usados como parte de un proceso de aplicación, siendo el sostenimiento con *shotcrete* uno de los más aplicados, sobre todo para estabilizar diferentes labores subterráneas.

El presente trabajo de investigación detalla diversos conceptos de forma y de fondo considerando, en el Capítulo I, el planteamiento del problema, objetivos e hipótesis generales y específicos, así mismo, se considera la justificación y la identificación de variables.

Para el Capítulo II se describen las generalidades de la empresa, detallando las consideraciones geológicas, geomecánicas y operacionales de esta, así mismo, se describe el marco teórico, puntualizando las características y dosificación del *shotcrete* como sostenimiento en las diferentes unidades de la unidad minera.

Para el capítulo III se detalla el tema considerando la metodología de investigación aplicada, el diseño, el nivel de investigación, la población y muestra usadas.

Finalmente, en el capítulo IV se detallan los resultados obtenidos mediante la reubicación de la planta 3, considerando el análisis de los costos de transporte, los costos de mantenimiento y uso de equipos mixer para definir la evaluación económica de la reubicación de dicha planta, con la finalidad del uso del *shotcrete* para la reducción de costos de sostenimiento en labores subterráneas de la unidad minera.

El autor

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

1.1.1. Planteamiento del problema

La tecnología del *shotcrete* es un elemento de sostenimiento que se aplica con mayor incidencia en la minería subterránea. El consorcio minero Horizonte S. A. aplica la tecnología de concreto con la finalidad de estabilizar, en forma adecuada, el macizo rocoso, entonces, si las propiedades del macizo rocoso son de baja calidad, se deberá incrementar el sostenimiento estructural, para garantizar la estabilidad de la labor, acrecentando el tiempo en el ciclo de minado.

El uso del *shotcrete* en minería subterránea es importante en el ciclo de minado y los programas de avances, para una adecuada extracción de mineral en condiciones de seguridad óptimas.

El desarrollo del presente trabajo de investigación permitirá realizar un análisis técnico y económico del uso del *shotcrete* en sus diferentes procesos por labor, analizando todos los parámetros operacionales que influyen directamente en el mayor consumo de *shotcrete*, optimizando las variables de: lanzado de *shotcrete* en labores de producción y análisis del rendimiento en la utilización de los equipos de *shotcrete*.

El análisis de las variables que influyen directamente en el mayor consumo de *shotcrete* permitirá definir programas de optimización y reducción de costos de sostenimiento, logrando un menor tiempo en el ciclo de minado.

1.1.2. Formulación del problema

Problema general

¿Cómo influye el análisis técnico-económico en el uso de *shotcrete* en labores mineras para la reducción de costos de sostenimiento en el consorcio minero Horizonte S. A.?

Problemas específicos

¿De qué manera se puede disminuir el costo de transporte de *shotcrete* en labores de avance?

¿De qué manera se puede disminuir el costo de mantenimiento y uso de equipos mixer en el uso de *shotcrete*?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Determinar en qué medida influye el análisis técnico-económico en el uso de *shotcrete* en labores mineras para la reducción de costos de sostenimiento en el consorcio minero Horizonte S. A.

1.2.2. Objetivos específicos

- a) Determinar la influencia de la disminución del costo de transporte de *shotcrete* en labores de avance.
- b) Determinar la influencia de la disminución de los costos de mantenimiento y uso de equipos mixer en el uso de *shotcrete*.

1.3. Justificación e importancia

Con la aplicación de la presente tesis se analizan e interpretan las variables operacionales del uso de *shotcrete* en labores subterráneas para la reducción de costos en sostenimiento en el consorcio minero Horizonte S. A. También, con este trabajo de investigación, el consorcio logrará reducir

significativamente los tiempos y costos en sostenimiento, aplicando variables operacionales y económicas.

1.3.1. Justificación social y práctica

La aplicación de la presente tesis tiene relevancia en programas de optimización y reducción de costos, realizando una buena convivencia social con las comunidades aledañas al proyecto y generando programas de gestión social.

Así mismo, se pretende reducir los costos y tiempo en el uso del *shotcrete* como un elemento de sostenimiento para una adecuada estabilidad del macizo rocoso en las diferentes labores de avance y producción en el consorcio minero Horizonte S. A.

1.3.2. Justificación académica

El presente trabajo permitió el uso de herramientas académicas modernas para el desarrollo del trabajo de investigación, aplicando modelos numéricos para el uso del *shotcrete* en el sostenimiento de labores subterráneas, generando mayor eficiencia, menor tiempo de aplicación y reduciendo costos en el ciclo de minado.

La presente tesis tiene como concepto básico cumplir las normas del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional, tipificado en el Decreto Supremo N.º - 024 – 2016. E. M. y su modificatoria D. S. N.º 023-2017 E. M.

1.3.3. Justificación económica

La presente investigación pretende reducir los costos en el uso del *shotcrete* como elemento de sostenimiento aplicado para la estabilidad del macizo rocoso, mediante el análisis técnico y económico en el consorcio minero Horizonte S. A.

Así mismo, el análisis técnico del uso de *shotcrete*, permitirá disminuir el tiempo en el ciclo de minado, por lo que mejorarán los niveles de productividad en los sistemas de extracción de mineral. Finalmente, la mejora de la

productividad incrementará el valor presente neto, por la reducción de costos de uso de *shotcrete*.

La mejora de productividad en el ciclo de minado mediante el análisis económico del uso de m³ de *shotcrete*, generará mayor rentabilidad en el plan de minado, ya que se espera una reducción de tiempos y costos en el uso de *shotcrete*.

1.4. Hipótesis de la investigación

1.4.1. Hipótesis general

El análisis técnico-económico en el uso de *shotcrete* para el sostenimiento en labores mineras influye positivamente en la reducción de costos en el consorcio minero Horizonte S. A.

1.4.2. Hipótesis específicas

- a) El análisis de la disminución de costos de transporte de *shotcrete* influye positivamente en la reducción de costos de sostenimiento en labores de avance.
- b) El análisis de la disminución de costos de mantenimiento y uso de equipos mixer influye positivamente en la reducción de costos de uso de *shotcrete*.

1.5. Identificación de las variables

1.5.1. Variable independiente

Variable independiente: aplicación del *shotcrete*

1.5.2. Variables dependientes

Variable dependiente: análisis técnico-económico de transporte, mantenimiento y uso de equipos mixer.

1.5.3. Matriz de operacionalización de variables

Tabla 1.
Tabla de operacionalización de variables

Variables	Definición Conceptual	Definición operacional		
		Dimensiones	Subdimensiones	Indicadores
VI Aplicación del <i>shotcrete</i>	Es un método de sostenimiento que permite estabilizar el macizo rocoso en labores subterráneas.	<ul style="list-style-type: none"> Factores geomecánicos Factores de dosificación. 	Valoración geológica del yacimiento Valoración geomecánica Valoración de insumos asociados al <i>shotcrete</i>	Características del macizo rocoso Características de insumos presentes en el <i>shotcrete</i> (cemento, agua, arena, aditivo sh-5, fibra metálica y peso de la amasadura)
VD Análisis técnico y económico de transporte, mantenimiento y uso de equipos mixer	Se considera el análisis técnico y económico de variables operacionales para la reducción de costos de sostenimiento.	<ul style="list-style-type: none"> Variables económicas 	Valoración de costos de transporte Valoración de costos de mantenimiento y uso de equipos mixer Valoración económica	Costos de transporte Costos de mantenimiento Rentabilidad económica de reubicación de planta 3

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

2.1.1. Antecedentes nacionales

En el trabajo de investigación “*Modelamiento numérico aplicado al shotcrete fibrorreforzado orientado a la optimización de las operaciones de minado en CMHSA*”, (1) los autores concluyen que para las operaciones de CMHSA, fue fundamental la no utilización de la malla electrosoldada, aplicación que responde a un análisis técnico de las bondades del *shotcrete* reforzado con fibras en cuanto a su ductilidad y tenacidad, lo que se traduce en contribuir a disminuir el riesgo de exposición del personal en las zonas de intersección.

La eliminación del uso de la malla electrosoldada en todas las fases de minado (avances y producción) es el resultado de haber implementado tipos de *shotcrete* en función al RMR y nivel de daño generado por los explosivos utilizados. (1)

En el trabajo de investigación “*Aplicación del método de deformación controlada en la ejecución de labores de avance en CMHSA*”, (2) se concluye que, producto de la investigación resulta que la malla electrosoldada a nivel de sostenimiento en conjunto con el *shotcrete* reforzado con fibras no tiene aporte estructural significativo, por lo que, mediante pruebas de campo y validaciones a nivel de laboratorio determinan que para relaciones de aspecto de la fibra $45 < l/\varnothing \leq 65$, y para dosificaciones de fibra entre 30 kg/m^3 y 40 kg/m^3 , se obtienen

energías de absorción entre $744 \leq E \leq 1463$ (Joules), que permiten controlar las deformaciones del macizo rocoso y así operar la mina de manera eficiente. (2)

En la tesis doctoral “Estudio de las distribuciones tensionales y de las resistencias de los rellenos de pasta de la mina subterránea de aguas teñidas”, (3) se considera que, para usar relleno de pasta para el sostenimiento en minería subterránea hay que tener en cuenta el cálculo de parámetros de diseño, optimización de la mezcla, cualidades de bombeo y la operación de transporte al interior de la mina. Los gastos de esta operación minera son importantes ya que pueden representar hasta el 20%. (3)

En cuanto al uso del relleno de pasta, se indica que es un componente importante en las operaciones en la minería subterránea y se está convirtiendo en una práctica habitual para su uso en muchos de ellas en el mundo. El material de relleno se coloca en cámaras previamente extraídas para proporcionar una plataforma estable para el trabajo y de soporte en las paredes adyacentes. Aparte de ofrecer un sostenimiento para muros y pilares, también ayuda a prevenir la caída del techo, y permite la recuperación del pilar, lo que aumenta la productividad.

Adicional, menciona el estudio de las barricadas para el relleno de los tajos, considera en su trabajo de investigación, que, para usar relleno de pasta para el sostenimiento en minería subterránea hay que tener en cuenta el cálculo de parámetros de diseño, optimización de la mezcla, cualidades de bombeo y la operación de transporte al interior de la mina. Los gastos de esta operación minera son importantes ya que pueden representar hasta el 20%. (3)

En el informe de ingeniería "*Relleno en pasta utilizado en la mina Iscaycruz*", (4) el relleno en pasta se basa en el empleo de relaves, cemento, agua, y un químico floculante (este ayuda a separar el líquido de las partículas del relave y le da una consistencia pastosa). Los cuales son dosificados y mezclados en una planta y luego transportados por una línea de tuberías hacia los niveles de la mina.

Este tipo de relleno permite tener una buena recuperación del mineral, a un bajo costo por las cantidades de cemento que se emplean. Para mantener el tipo de relleno acorde con las necesidades del método de explotación utilizado se realiza un riguroso control de calidad. Llegando a la conclusión de: esta nueva alternativa de relleno es una tecnología de última generación que brinda una mayor eficiencia en los trabajos de relleno, permite una mayor vida a los depósitos de relave, minimiza el uso de equipos en la operación y reduce costos operativos. (4)

Los desafíos actuales y futuros es construir y mejorar el ambiente minero, haciendo un sistema funcional y viable en la entrega del relleno a los tajos en las proporciones y calidades requeridas, para poder mantener una producción adecuada y al menor costo posible. En cuanto a la contracción de volumen, se observa en probeta una contracción de 3% con respecto a las probetas sin aditivo que presentan una contracción del 10%. Este aspecto es importante porque en el interior de mina, con volúmenes mayores, se presentan fisuras verticales por donde fallaría el relleno. (4)

En el artículo *“Análisis de estabilidad de barricadas de roca residual diseñadas para retener el relleno de pasta”*, (5) el relleno de pasta cementada (CPB) se aplica ampliamente en las minas subterráneas de todo el mundo. Antes de rellenar el tajo, las barricadas se necesitan para construirse en bordes cercanos a los puntos de extracción para retener el relleno. Varias fallas de barricadas informadas han demostrado que la estabilidad de la barricada es crítica, todo esto, para garantizar la aplicación exitosa y segura del relleno. (5)

Las barricadas generalmente están hechas de materiales de alta resistencia como ladrillos, concreto bloques u hormigón armado. Alternativamente, las barricadas hechas de rocas de desecho se están volviendo populares debido a su construcción simple y de bajo costo. (5)

Se propuso una solución simple para dimensionar barricadas de roca de desecho (WRB) considerando el equilibrio límite de un tridimensional Bloque

rectangular (3D). Más recientemente, los autores modificaron esta solución al considerar la estabilidad global de las barricadas trapezoidales, pero la estabilidad local no se tuvo en cuenta. En consecuencia, el tamaño de la cresta puede subestimarse, lo que lleva a un diseño no conservador. Por lo que, se propone una solución más completa, teniendo en cuenta la estabilidad global y local de los WRB trapezoidales. La solución analítica fue calibrada y validada mediante modelado numérico. La flexibilidad y la validez de la solución propuesta se probaron con complementarias simulaciones. (5)

2.2. Generalidades de la compañía minera

2.2.1. Ubicación accesibilidad y generalidades

El consorcio minero Horizonte S. A. se ubica entre la confluencia de los ríos Parcoy y Llacuabamba, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de La Libertad, a una altura media de 2780 m s. n. m., ubicada en las coordenadas geográficas:

Latitud: 08° 01' 06" S

Longitud: 77° 28' 45" W

Coordenadas UTM: 9'112, 976.240 N
227, 281.330 E

De Lima se puede comunicar por vía aérea o terrestre, considerando que la vía aérea es la de mayor uso, siendo el de mayor tiempo de viaje por vía terrestre con un aproximado de 24 a 36 horas.

Tabla 2.
Accesos a la mina

Vía terrestre	Vía aérea
Lima – Trujillo	Lima - aeródromo desvío Pias
Trujillo – Huamachuco	Aeródromo desvío Pias. Retamas (vía terrestre)
Huamachuco – Retamas	1 hora
398 km	

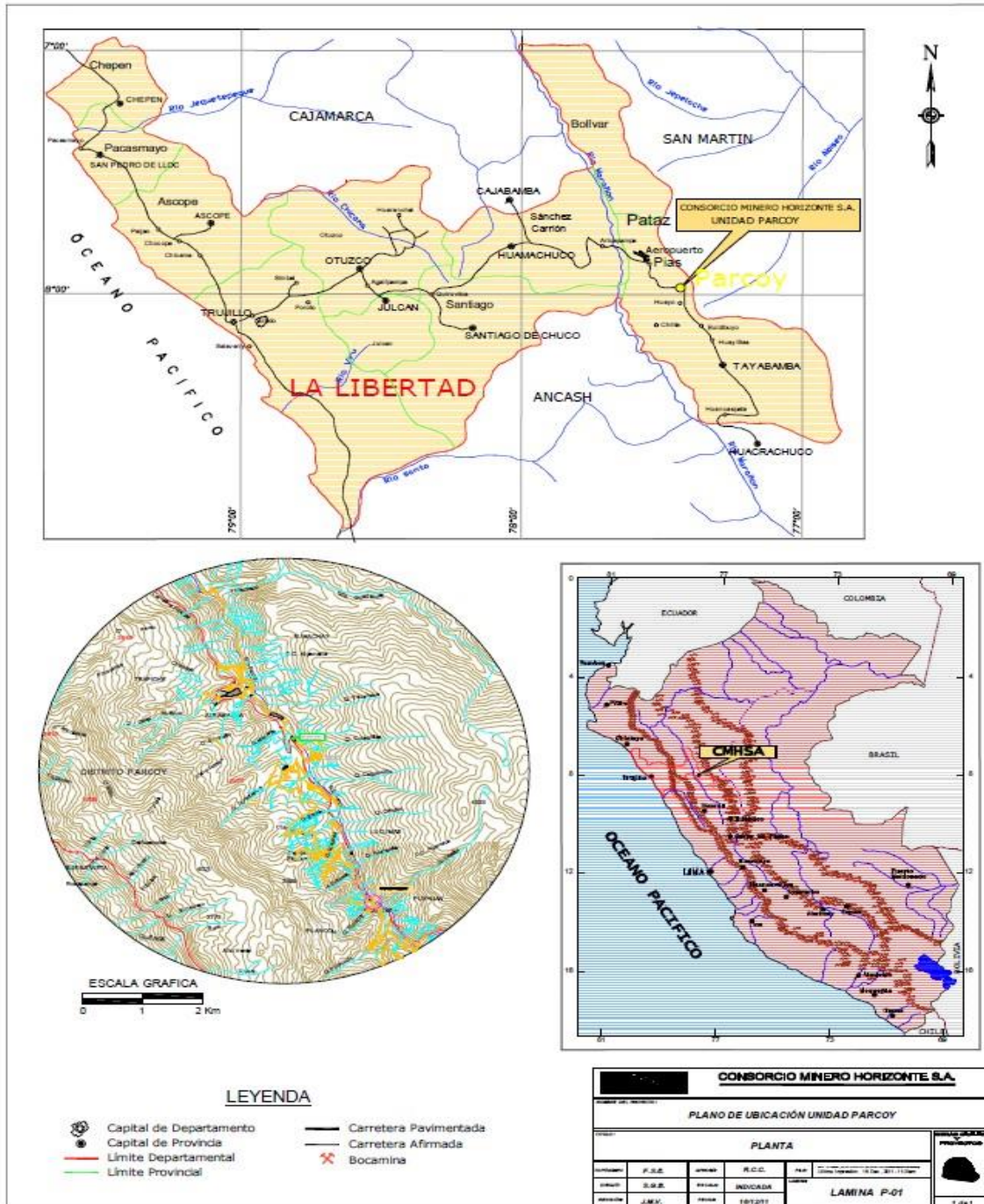


Figura 1. Ubicación y vías de acceso al consorcio minero Horizonte S. A. Tomada del consorcio minero Horizonte S. A.

2.3. Geología general

2.3.1. Geología regional

Regionalmente en Patate se realizaron diversos estudios por diversos autores, siendo los de mayor importancia los realizados por los geólogos de C. M. H. S. A. y por Wilson y Reyes (1964). Las unidades litológicas estudiadas asociadas a sus edades geológicas son:

A) Precámbrico

- **El complejo del Marañón (Pe-cm)**

Asociado a una secuencia polimetamórfica formado por 3 unidades descritas en el orden decreciente en edades.

- Mica esquistos, que yacen en el fondo del complejo
- Metavolcánicos
- Filitas de naturaleza turbidita (Wilson y Reyes 1964)

Todo este paquete metamórfico regional alcanza 1 km de espesor en promedio, la edad asignada a este complejo se puede determinar con los análisis desarrollados por K⁴⁰Ar en 600 Ma, atribuyéndose al Precambriano para la principal deformación regional; (Haeberlin Y. *et al.* 2000, *Late Paleozoic orogenic gold deposit in the Central Andes, South América*) correlaciona al complejo del Marañón con las formaciones metamórficas en las Sierras Pampeanas de Argentina.

B) Paleozoico inferior

- **Formación Contaya (O-c)**

De edad Ordovícico, yace sobre el complejo del Marañón en disconformidad angular (Wilson y Reyes 1964) entre los 200 y 600 m. de espesor y de naturaleza sílice - elástica, se pudo determinar una sucesión de cuarcitas masivas, areniscas oscuras, lutitas y en menor proporción calizas, la presencia de graptolites en la secuencia media y superior del Contaya indicaría una sedimentación profunda en la zona de estudio, las formaciones del paleozoico inferior están caracterizadas por un bajo grado de metamorfismo regional, aflora en la margen derecha de la quebrada Castillas, no se ha determinado en la región períodos de tiempo geológico para el Silúrico y el Devónico.

C) Paleozoico superior

- **Grupo Ambo (Ci-a)**

Asociado principalmente a areniscas, lutitas y conglomerados pertenecientes al Carbonífero inferior con apariencia de *roof pendant* sobreyaciendo al intrusivo granodiorítico.

Este evento tectónico de distensión genera grandes fallamientos de carácter regional, los cuales serán los conductos de emplazamiento de Batolito de Pataz. La distensión y la subsidencia al final del periodo generó un volcanismo efusivo que se prolonga hasta el Pensylvaniano.

- **Volcánicos (CsP-v)**

Presenta amplia distribución en las partes altas del área de estudio, al Este del Batolito se ven los afloramientos de los piroclastos y derrames volcánicos de composición riolítico a andesítico, de edad Carbonífero-Pérmico.

- **Grupo Mito (Ps-m)**

En el Pérmico superior se produce una intensa erosión de las áreas levantadas durante la fase Tardihercínica, produciéndose el relleno de zonas negativas con secuencias de molasas rojas, los cuales fueron transportados por agentes fluviales.

Este grupo se presenta como remanentes volcánicos compuestos principalmente por tufos y aglomerados riolíticos de edad Pérmico superior. Aflora en la zona de Pilacones, Pampa Espino (Potacas), el color predominante es el rojo ladrillo.

Este fracturamiento y vulcanismo caracteriza un régimen de distensión en todo el planeta a fines del Paleozoico y comienzos del Mesozoico.

D) Triásico- jurásico

- **Grupo Pucará (TrJi-p)**

Producto de una sedimentación marina, está conformado por secuencias de calizas grises y carbonosas, con presencia de nódulos de chert, calizas intercaladas con lutitas, dolomitas, margas y areniscas calcáreas. Está conformado por 3 formaciones:

- **Formación Chambará (Tr-ch)**

Es la secuencia inferior del grupo Pucará, está conformada de calizas de color gris a gris oscura intercalada con calizas bituminosas, y calizas dolomíticas.

- **Formación Aramachay y Condorsinga (Ji-ar-e)**

Estas secuencias se caracterizan por la presencia de niveles de Chert en la parte superior de las formaciones. En la zona de Pataz estas formaciones han sido motivo de intensas exploraciones en la búsqueda de pórfidos o cuerpos de reemplazamientos obteniendo resultados satisfactorios en una primera etapa, sobre todo en la zona de Chilia, está claro que es un blanco anómalo aún por explorar.

E) Cretáceo

- **Grupo Goyllarisquizga (KI-G)**

El Cretáceo en el Perú está bien desarrollado, muestra secuencias completas en el norte y centro del territorio, sin embargo, en la zona de estudio los afloramientos no están bien reconocidos en todas sus formaciones, sus ejes de plegamiento se enrumban en un sistema común al sistema Andino. Se constituye de 4 formaciones diferenciadas en su litología y secuencia deposicional, Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat.

- **Formación Crisnejas (Ki - cr)**

Litológicamente consiste de una secuencia de calizas, areniscas calcáreas y margas. El contacto inferior y superior están en discordancia erosional a las areniscas del grupo Goyllarisquizga y sedimentos elásticos de la formación Chota respectivamente. Se le asigna una edad de Albiano medio, aflora ampliamente en la zona Pampa Espino, en el cerro Piletas, al NE y SW de la zona de estudio.

- **Formación Chota (KsP-ch)**

Está formada por una serie de cobertura de ambiente continental que aflora en el sector este, como capas rojas compuestas por conglomerados, areniscas, lutitas y limolitas de color rojo intenso, yace en discordancia erosional

a la formación Crisnejas. Se le asigna una edad de Albiano medio, aflora ampliamente en la zona Pampa Espino, en el cerro Piletas.

F) Depósitos cuaternarios (qr- al)

Los depósitos acumulados en el Cuaternario son principalmente eluviales, coluviales y aluviales. Los depósitos eluviales y coluviales que están presentes en la zona son producto de la descomposición de las rocas *in situ* (principalmente las rocas de la formación Chota). Los depósitos aluviales están localizados en las quebradas y faldas de los cerros.

2.3.2. Geología estructural

A) Plegamiento

Son de extensión regional, con eje orientado al SE a NW presentándose en rocas sedimentarias y metamórficas. La dirección de esfuerzos probable de estos esfuerzos es de NE a SW.

B) Fracturamiento

La zona se halla fuertemente fracturada debido al tectonismo, estas fracturas siguen un patrón estructural derivado de la dirección de esfuerzos, se presentan formando sistemas de fracturamiento local.

C) Fallamiento

Hay tres sistemas de fallamiento:

1. Sistema de fallamiento NW- SE (longitudinal): son falla posmineral de rumbo paralelo-subparalelo a la veta originando ensanchamiento, acuñaamiento, etc. Son de carácter normal sinextral e inversa.
2. Sistema de fallamiento NE-SW a NS (diagonal): de rumbo N a NW y buzamiento alto al W, se presentan agrupadas (fallas gravitacionales). Las vetas muchas veces se hallan afectadas por este tipo de fallamiento, ya sea normal como inverso, etc.
3. Sistema de fallamiento principal E-W o fallas mayores (transversal); de rumbo promedio E-W.

2.3.3. Geología económica

A) Mineralogía

La mineralogía de las vetas se emplazó en los granitos, granodioritas, tonalitas y microtonalitas del Batolito de Pataz al que se considera responsable de esta mineralización. Las soluciones mineralizantes circularon a través de las fracturas preexistentes y se depositaron a lo largo de estas; la reacción con las rocas encajonantes provocó alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente deposicional. Se tiene una mineralogía en orden de abundancia como el cuarzo, pirita, arsenopirita, esfalerita, oro, electrum, galena, calcopirita y esporádicamente pirrotina y jamesonita.

B) Estructura mineralizada

Se presenta un sistema de estructuras mineralizadas NW-SE, la diferencia está en el buzamiento de 40° a 80° NE, todo como resultado del emplazamiento del sistema de fallas de cizalla. La extensión horizontal e individual de las estructuras es de decenas de metros, los cuales están controlados por fallas transversales siniestrales en la mayoría de los casos, de actividades tanto pre como post al emplazamiento de la mineralización.

Las potencias son muy variables, desde centímetros hasta 20 m, formando las vetas tipo rosario (veta orquídea), en otros casos se observan ramificaciones que son lazos sigmoideos (veta candelaria}, las alteraciones de las cajas consisten en propilitización, sericitización, silificación.

En algunas zonas se encuentran las cajas cloritizadas. en algunas partes de la veta Milagros se observa fuerte propilitización con presencia de pirita que contiene altos valores de oro. Las principales estructuras de cuarzo-pirita son: veta Milagros, Esperanza, Lourdes, Sissy, Candelaria, Santa Rosa y Titos.

- **Veta Milagros:** presenta cuarzo, limonita, cuarcita, calcita principalmente con rumbo N20-30W y buzamiento al NE

- **Veta Lourdes:** rumbo promedio de 20 a 40 W y buzamiento al Este, presenta principalmente cuarzo.
- **Veta Candelaria:** tiene cuarzo, limonita con rumbo N20W y buzamiento 45 a 50° NE.
- **Veta Sissy:** presencia de cuarzo, limonita y calcita. Aflora con 81° NW de buzamiento.

2.4. Tipo y forma del yacimiento

Se trata de un yacimiento tipo relleno de fisuras cuyos afloramientos algunas veces se dan como ciegos, las principales vetas de Parcoy están en el cuerpo granodiorítico.

Las vetas están oxidadas hasta unos 20 a 30 m de profundidad y el enriquecimiento secundario carece de la significación por las leyes observadas en las secciones longitudinales, las rocas de las cajas están cloritizadas, caolinizadas y sericitizadas, algunos de ellos muestran signos de reavivamiento.

La composición del relleno mineral es bastante homogénea tanto en el sentido horizontal como el vertical.

- A) **Primario**, por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que se originaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les considera de carácter secundario.
- B) **Hipógeno**, porque los minerales provienen de aguas ascendentes de derivación magmática.
- C) **Hipogénico**, porque las rocas encajonantes se formaron con anterioridad a la formación de las estructuras mineralizadas, la formación de las vetas tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante, emplazándose las soluciones mineralizantes en algunos de estas fracturas.
- D) **Mesotermal a epitermal**, por sus características de temperatura intermedia baja que indica su formación en condiciones de presión, temperatura moderada y profundidad.

2.4.1. Afloramientos de las estructuras mineralizadas

Los afloramientos de las estructuras mineralizadas no son nítidos por la fuerte alteración hipogénea de sus cajas y fracturamiento posterior de la formación de la veta que permitieron una erosión, las cuales hacen imposible la observación de los rasgos geológicos.

2.5. Zonificación de la mina

La unidad minera se encuentra distribuida en 3 zonas: Norte, centro y Sur. Estas zonas comprenden a su vez las siguientes minas:

Zona Norte

Mina Golden
Mina Potacas
Mina Milagros
Mina Lourdes

Zona Sur

Mina Sissy
Mina Rumpuy
Mina Bernabé
Mina Candelaria

2.5.1. Áreas de explotación minera

A continuación, se presentan las zonas de explotación minera y sus respectivas vetas del consorcio minero Horizonte S. A.

Tabla 3.
Zonas de explotación minera

ZONA	VETA
SUR	➤ Cabana
	➤ Candelaria
	➤ Oro Negro
CENTRO	➤ Vannya
	➤ Rosa
	➤ Orquídea
	➤ Lourdes
NORTE	➤ Milagros
	➤ Golden

2.6. Mina

Con la finalidad de tener una cabal visión de las operaciones en mina, se analizaron los siguientes aspectos:

- Producción
- Avances lineales
- Resultados operativos

2.6.1. Producción

La producción mineral considera tanto el material extraído en forma de fragmentos granulados como en forma de polvo residual, estos últimos conocidos como finos. En las labores de producción como son los tajos actúan grupos de trabajadores colaboradores al mando de un capataz o gerente de labor, quienes tienen a su cargo la ejecución de las operaciones unitarias con el objeto de cumplir con las metas programadas.

Su producción alcanzó los 34,837 t m de mineral con una ley de 14.12 gr Au/t m, procedentes de tajos y aportes, asimismo 2,584 t m de mineral pobre con ley de 4.71 gr Au/t.

La producción de la mina ha incluido 1,407 t m de mineral con ley de 15.95 gr Au/t m correspondiente al PEC (Proyecto de Explotación Compartida con la empresa minera Marsa). Como resultado de la producción de mina, se extrajo un contenido de finos de 492,111 gr Au. con una ley promedio de 12,174 gr Au.

Tabla 4.

Producción de oro 2011 - 2016 CMHSA

Producción de oro 2011-2015 (miles de onzas finas)					
Empresa	2011	2012	2013	2014	2015
Consorcio minero Horizonte S. A.	190	184	199	247	252

Tomada del Departamento de Geología

2.6.2. Producción por zonas y secciones

- En la zona Norte, la sección Milagros dio el mayor aporte de tonelaje (3,881).
- El mayor aporte de finos correspondió a Golden (44,552 gr Au).
- En la zona Centro las secciones Rumpuy RNG (7,426 t m y 128,593 gr Au) y Sissy (6,432 t m y 71,339 gr Au) dieron el mayor aporte de tonelaje y finos.
- En la zona Sur la sección Bernabé dio el mayor aporte de tonelaje y finos (5,987 t m y 66,213 gr Au).

El siguiente cuadro muestra el resumen de producción por zonas.

Tabla 5.
Producción por zonas. CMHSA.

Zona	Mina	Programado			Ejecutado			% Cumplido
		TMS	Ley	Finos	TMS	Ley	Finos	
Norte	Golden	3,063.00	13.18	40,357.00	2,814.00	15.83	44,552.00	110.39%
	Milagros	5,383.00	9.66	52,020.00	3,881.00	8.99	34,887.00	67.06%
	Potacas	3,100	8.41	26,078.00	2,652.00	8.45	22,400.00	85.90%
Total Norte		11,546.00	10.42	118,455.00	9,347.00	11.09	101,839.00	87.79%
Centro	Rumpuy	1,358	11.39	15,473.00	875.00	9.54	8,344.00	53.93%
	Rpy-RNG	8,289.00	10.91	90,398.00	7,426.00	17.32	128,593.00	142.25%
	Sissy	6,370	11.81	75,203.00	6,432.00	11.09	71,339.00	94.86%
Total Centro		16,017.00	11.37	181,074.00	14,733.00	12.65	208,276.00	97.01%
Sur	Bernabe	6,690	10.67	71,411.00	5,987.00	11.06	66,213.00	92.72%
	Cabana	3,175.00	9.68	30,726.00	2,775.00	11.80	32,754.00	106.60%
	Candelaria	1,950	9.68	18,874.00	413.00	7.43	3,067.00	16.25%
Total Sur		11,815.00	10.01	121,011.00	9,175.00	10.10	102,034.00	71.86%
PEC	PEC	1,720.00	14.49	24,920.00	1,405.00	14.89	20,918.00	83.94%
Total Pec		1,720.00	14.49	24,920.00	1,405.00	14.89	20,918.00	83.94%
Total Mina		41,097.00	10.84	445,461.00	34,658.00	12.50	433,067.00	97.22%
Baja Ley		100.00	5.20	520.00	2,583.00	4.75	12,216.00	2349.23
Total General		41,197.00	10.83	445,981.00	37,231.00	11.96	445,283.00	99.84%

	TMS	LEY	REC	FINOS
ALIMENTACION A PLANTA	37421	11.96	92.61	492111

Tomada del Departamento de Mina

Tabla 6.
Resumen de producción enero - marzo 2019 – zona norte

Resumen de producción			
Mes	Jumbo (t)	Jack leg (t)	Total (t)
Setiembre	19,382.55	5,559.12	24,941.67
Octubre	10,928.76	15,014.40	25,943.16
Noviembre	17,237.49	10,939.77	28,177.26
Diciembre	22,769.25	8,772.69	31,541.94
Enero	16,102.44	6,903.42	23,005.86
Febrero	18,120.57	8,886.48	27,007.05
Marzo	22,411.71	7,177.86	29,589.57
Total	126,952.77	63,253.74	190,206.51

Tomada del Departamento de Mina

2.6.3. Avances lineales

Por avance lineal se conoce a la actividad minera cuya finalidad es habilitar labores de acceso como, por ejemplo, túneles, galerías, cruceros o chimeneas que faciliten las operaciones en labores de producción.

El avance se mide en metros, los equipos utilizados en avances incluyen perforadoras tipo jumbo, vehículos motorizados como *dumper* o *scoop* y equipos para sostenimiento como *shocreteras*.

- Las labores con mayores avances en la zona Norte han sido: CM 590N, GL210N, CM129N, RP129N, GL192N, RP118NBS, GL029N, RP124N, CM604S. Así como se muestra en los cuadros 6 y 7.
- Las labores con mayores avances en la zona Centro han sido el BP762S, GL670S, SN652S, GL661S y GL555S.
- Las labores con mayores avances en la zona Sur han sido la CH1225S.

Tabla 7.
Avances lineales por zonas

Zona	Programado	Ejecutado	Diferencia	% cump.
Norte	685	584	-101	85
Centro	518	408	-110	79
Sur	962	797	-165	83
PEC	38	94	56	247
RNG	283	221	-62	78
Total	2,486	2,103	-383	85

Tomada del Departamento de Mina

Tabla 8.
Avances lineales por fases

Fase	Programa (m)	Ejecutado(m)						% Cumplido
		Norte	Centro	Sur	PEC	RNG	Total	
Exploración	1142.00	306.00	229.00	345.00	61.00		941.00	82.40
Desarrollo	956.00	150.00	105.00	190.00	7.00	221.00	673.00	70.40
Preparación	388.00	128.00	74.00	262.00	26.00		490.00	126.29
Total avance	2,486.00	584.00	408.00	797.00	94.00	221.00	2,104.00	84.63

Tomada del Departamento de Mina

Tabla 9.
Avances lineales por áreas y fases

Área	Fase	Labor	Zona	Prog.	Ejec.	Dif.	% cump.
Geología	Exploración	GL1940S	Sur	40	44	4	110
		SN'I 570N	Norte	40	41	1	103
		GL1901 S	Sur	15	36	21	240
		GL670S	Centro	20	35	15	175
		GL1680S	Sur	30	34	4	113
Mina	Desarrollo	CH-1225S AK	Sur	80	69	-11	86
		BP762S	Centro	40	42	2	105
		RP'1694S	Sur	30	34	4	113
		CX1900N	Norte	20	27	7	135
		CX170'IN	Norte	20	26	6	130
	Preparación	SN6587S	Sur	10	55	45	550
		SN652S	Centro	15	33	18	220
		SN'I 984S	Sur	15	28	13	187
		RP'1517N	Norte	13	21	8	162
		SN'1504N	Norte	20	17	-3	85
Profundidad	Desarrollo	RP92442	profund.	40	87	47	218
		CX430S	profund.	100	68	-32	68
		RP690S	profund.	60	23	-37	38
		CX1205S	profund.	10	18	8	180
		CM 02S	profund.	10	14	4	140
PEC	Exploración	CX979N	PEC	12	15	3	125
		SN886N	PEC	8	13	5	163
		SN921N	PEC	12	9	-3	75
		CH945N	PEC	8	8	0	100
		SN1395N	PEC	4	6	2	150
	Desarrollo	RP1364N	PEC	2	3	1	150
		SN848N-1	PEC	2.	3	0.6	125
		SN'I 424N	PEC	2	1	-1	50
	Preparación	RP•I 332N	PEC	20	15	-5	75
CH858N		PEC	12	11	-1	92	

Tomada del Departamento de Mina

Tabla 10.
Lineales por cuadro y fases

CDR	Fase	Zona	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Total
910 - Geología y exploraciones	Exploración	Norte	269	329	360	466	306	1730
		Centro	155	153	300	290	229	1127
		Sur	253	358	322	386	345	1664
	Total exploración		677	839	982	1142	880	4520
Total 910 - Geología y exploraciones			677	839	982	1142	880	4520
920 — MINA	Desarrollo	Norte	64	118	223	88	150	643
		Centro	126	248	152	60	105	691
		Sur	184	261	268	314	190	1217
	Total desarrollo		374	627	643	462	445	2551
	Preparación	Norte	82	62	74	163	128	509
Centro		128	107	206	114	74	629	
Sur		384	287	383	363	262	1679	
Total preparación		594	456	662	640	464	2816	
Total 920 — MINA			968	1083	1305	1102	909	5367
923 - Desarrollo de mina	Desarrollo	Profund.	170	100	240	233	221	964
923 - Desarrollo de mina			170	100	240	233	221	964
924 - Mina Cachica	Exploración	PEC	71	94	73	60	61	359
	Desarrollo	PEC	27	18	14	49	7	115
	Preparación	PEC	5	2	7		26	40
Total 924 - Mina Cachica			103	113	94	108	94	512
Total general			1917	2136	2622	2586	2103	11364

Tomada del Departamento de Mina

2.7. Sostenimiento

En el consorcio minero Horizonte S. A. se presentan, en las estructuras, diferentes tipos de roca, razón por la cual se están utilizando diferentes tipos de sostenimiento.

El sostenimiento se aplica de acuerdo al tipo de roca, y para ello, el Departamento de Geomecánica ha elaborado una cartilla para lograr una mejor identificación de la roca y en ella se clasifica la roca desde la Muy Mala (tipo V) hasta la Muy Buena (tipo I).

El sostenimiento convencional con madera se aplica en labores de producción (tajeos) y, además, en el sostenimiento mecanizado, pernos, mallas, *shotcrete* o cimbras, en labores de avance. El sostenimiento en tajos es ejecutado por lo general con base en cuadros de madera de 8'x 8'. La madera utilizada es eucalipto, extraída de la zona donde se encuentra en abundancia.

El sostenimiento con *shotcrete* emplea equipos marca Ocmer para el lanzamiento de la mezcla. La dosificación de la mezcla es para un m³ de arena, diez bolsas de cemento, dos bolsas de viruta de acero, 250 litros de agua y 20 litros de acelerante.

El informe de sostenimiento mecanizado comprende los resultados operativos de: instalación de pernos, sostenimiento con *shotcrete* y sostenimiento con cimbras.

2.7.1. Instalación de pernos

La instalación de pernos es un sostenimiento mecanizado con pernos, la combinación de perno y malla, y en algunos casos junto con *shotcrete*, con grosores donde la Geomecánica de la roca requiera para su estabilidad. La aplicación debe ser rápida, sencilla y lo suficientemente flexible y que permita efectuar variaciones (mayor espesor de capa, menor espaciamiento de pernos) sin mayor dificultad.

Debido al menor uso en la zona Sur y el PEC, el consumo de pernos se redujo en 47%, la mayoría de los pernos instalados fueron de 7'.

A) Zona Norte

Se instaló 358 pernos helicoidales, siendo las labores con mayor número de pernos instalados.

Rampa RP07780	= 97 pernos
CX1900N	= 50 pernos
CX040	= 47 pernos

B) Zona Centro

Se instalaron 415 pernos helicoidales, siendo las labores donde se instaló el mayor número de pernos:

BP762S	= 102 pernos
CX030	= 67 pernos
CX576	= 62 pernos

C) Zona Sur

Se instaló 112 pernos helicoidales, siendo las labores donde se instaló el mayor número de pernos:

GL1680S	= 35 pernos
CH1225S	= 24 pernos (chimenea Alimak)
BP1580S	= 18 pernos

D) Minera Marsa

Instalación de 98 pernos helicoidales en las siguientes dos labores.

IRP1332N	= 88 pernos	GL1420N	= 10 pernos
----------	-------------	---------	-------------

E) Proyecto de profundización

Se instalaron 675 pernos helicoidales, manteniéndose el nivel de consumo. Las labores donde se instaló el mayor número de pernos (en su mayor parte de 8' de longitud) fueron:

RP92442	=267 pernos
CX430S	=193 pernos

Tabla 11.
Pernos instalados en enero 2016

Zona	Perno helicoidal 6'		Perno helicoidal 8'		Cantidad total	Total dólares
	Cantidad	Dólares	Cantidad	Dólares		
Norte	358	4,783			358	4,783
Centro	415	5,328	77	1,155	492	6,484
Sur	112	1,426			112	1,426
PEC	98	587			98	587
Profundización	105	1,155	570	7,844	675	8,999
Total	1,088	13,280	647	9,000	1,735	22,279

Tomada del Departamento de Mina

2.8. Sostenimiento con *shotcrete*

Es un método muy utilizado para el sostenimiento de labores en el consorcio minero Horizonte S. A., el concreto es lanzado a presión para fortalecer mejor las labores, en dosificaciones que se requiera para cada tipo de roca.

Los materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie.

Los principios de acción del *shotcrete* en el sostenimiento de excavaciones rocosas se basa en la acción conjunta del *shotcrete* y la roca que impide que estos se deformen independientemente, la interacción induce la formación de un esfuerzo radial de confinamiento, que controla las deformaciones y que, aplicado sobre la periferia de la excavación, ayuda a la formación de un arco de sustentación.

El *shotcrete* mantiene el entrabe de las posibles cuñas o bloques rocosos, sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura.

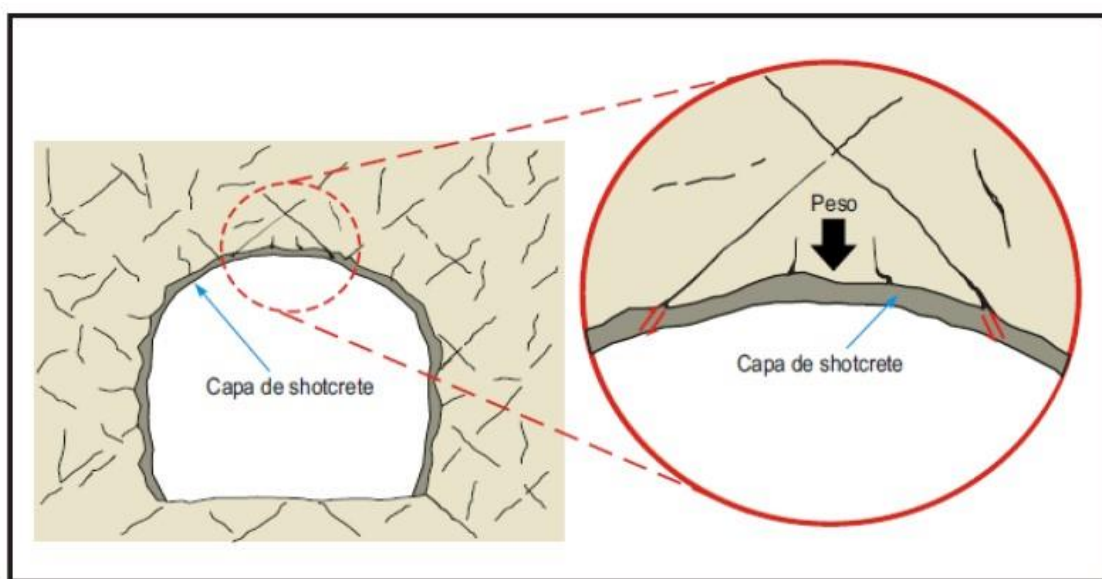


Figura 2. Capa de shotcrete actuando en cuñas. Tomada del Departamento de Geomecánica

Tabla 12. Sostenimiento con shotcrete por zonas

Zona	Labor	Mina	Espesor de Capa				Total
			1"	1½"	2"	3"	
	RP07780	Milagros			86	84	170
Norte	CX1489N	Milagros		101			101
	CX040	Milagros				108	108
Total Norte				101	86	192	380
	BP762S	Rumpuy - RNG	17		244	183	444
	CX840S	Sissy			118		118
Centro	CX030	Rumpuy			100		100
	CX850	Rumpuy			67		67
	CX06795	Sissy			72		72
Total Centro			17		601	183	801

	BP1580S	Candelaria	34		127		161
	BP825S	Bernabé			11		11
Sur	CX319	Bernabé			119		119
	CX1633S	Bernabé	56				56
	RP66400	Bernabé			358	33	391
	GL320S	Candelaria			149	61	211
Total Sur			90		764	94	948
PEC	BP03919	Milagros - PEC			62		62
Total PEC					62		62
	CX586S	Rumpuy - RNG			38		38
	RP690S	Rumpuy - RNG			30	222	252
	CX319	Rumpuy - RNG			888	280	1168
RNG	CX102S	Rumpuy - RNG			114		114
	CX1205S	Rumpuy - RNG			49	125	174
	CX430S	Rumpuy - RNG			72	646	718
	CX469S	Rumpuy - RNG			15		15
Total RNG					1205	1273	2478
Total general			107	101	2,718	1,742	4,669

Tomada del Departamento de Geomecánica

2.9. Instalación con cimbras

Las cimbras son estructuras fabricadas con vigas y perfiles metálicos para soporte rígido, con la finalidad de estabilizar el macizo rocoso. El sostenimiento es pasivo donde los arcos de acero no interactúan con la roca; soportan cargas solo cuando existe un movimiento de rocas a alguna distancia detrás del frente de avance.

Se recurre a este tipo de soporte en condiciones extremas que presenta la roca, estas zonas son de rocas fuertemente fracturadas, contactos con agua, lodo, arena, etc., cruces de zonas en rocas comprimidas y expansivas, rocas deleznales donde no existe cohesión, tramos colapsados y en todos los tramos donde hay que efectuar un inmediato sostenimiento a medida que avanza el frente. Si no están bien colocados, en contacto continuo con el medio rocoso, son ineficaces y propensos a torcerse bajo cargas excéntricas. Para instalar con cierta comodidad un arco de acero, es necesario tener en cuenta el espacio libre que se debe contar hacia las cajas y techo; este sobre espacio servirá además para utilizar cunas a fin de bloquear la cimbra.

Tabla 13.
Cimbras instaladas por zonas

Zona	8' x 8'		10' x 10' Cimbras instaladas por zonas		Total cant.	Total US\$
	Cant	US\$	Cant	US\$		
Norte	18	1,387			18	1,387
Centro	15	1,233	11	904	26	2,137
Sur	9	740			9	740
Total	42	3,360	11	904	53	4,264

Tomada del Departamento de Geomecánica

Tabla 14.
Cimbras instaladas por zonas

Zona	Labor	Mina	8' x 8'	10' x 10'	Total
	CX065	Golden	9		9
Norte	CX907N	Milagros	2		2
	RP391	Potacas	3		3
	CX33800	Golden	4		4
Total Norte			18		18
	BP762S	Rumpuy-RNG		1	1
Centro	CX230	Rumpuy		7	7
	GL555S	Rumpuy - RNG		3	3
	RP440	Rumpuy	15		15
Total Centro			15	11	26
	G1814	Bernabé	1		1
Sur					
	G1828	Bernabé	8		8
Total Sur			9		9
Total general			42	11	53

Tomada del Departamento de Geomecánica

Tabla 15.
Costo anual de sostenimiento por tipo

Detalle PU	CDR	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Total \$
Convencional	910 - Geología	6,583	9,368	11,428	10,810	13,639	51,828
	920 - mina	15,461	24,958	23,267	22,241	23,816	109,743
	924 - PEC	2,654	4,556	3,825	3,282	3,922	18,239
Total convencional		24,697	38,882	38,520	36,333	41,378	179,810
Tajeo	910 - Geología	2,231	4,967	3,032	3,027	4,215	17,472
	920 - mina	29,788	33,914	33,273	36,135	40,901	174,012
Total tajeo		32,020	38,881	36,306	39,162	45,116	191,484
Mecanizado	910 - Geología	2,702	5,221	6,508	7,551	5,979	27,960
	920 - mina	62,270	71,744	59,588	57,659	58,603	309,864
	923 - RNG	33,251	17,477	67,734	58,734	74,601	251,796
	924 - PEC	2,168	1,051	947	3,288	1,090	8,544
Total mecanizado		100,391	95,492	134,776	127,232	140,272	598,163
Total general		157,108	173,255	209,601	202,728	226,766	969,457

Tomada del Departamento de Geomecánica

2.10. Métodos de explotación

El método de explotación que se aplica en la unidad minera es el de *Cut and Fill* con relleno hidráulico y detrítico, se aplica en forma convencional y mecanizada. Con labores de profundización tipo rampa con gradiente de 15%, considerando una buena recuperación y control de la dilución.

2.10.1. Corte y relleno ascendente

Este método se utiliza cuando las cajas no son muy competentes y el buzamiento de la veta es mayor a 45°. A través de la rampa se gana cota para construir ventanas a partir de las cuales se tajea la veta en forma ascendente. Se hacen varios cortes horizontales hasta llegar a un tope en el que se deja un pilar de mineral como sostenimiento.

Cada dos cortes se sostiene la labor con relleno hidráulico para utilizarla como piso para seguir realizando nuevos cortes. Para aplicar el relleno se debe construir una losa o plataforma de concreto armado para soportar la carga de finos.

Antes de realizar los cortes se construye una chimenea para acceder al corte y para arrojar el mineral que es explotado y que posteriormente será recogido por el *scooptram*. La chimenea aumenta su longitud a medida que se hacen los cortes.

Este método se aplica en las minas Bernabé y Lourdes donde las vetas tienen un buzamiento entre 45° y 60° con una potencia de veta de 1.2 m en promedio. Se desarrolla a partir de la galería dejando un puente de mineral y el corte es en forma ascendente.

La limpieza del mineral roto se realiza con winches eléctricos hasta las chimeneas donde se realiza el chuteo por medio de las tolvas.

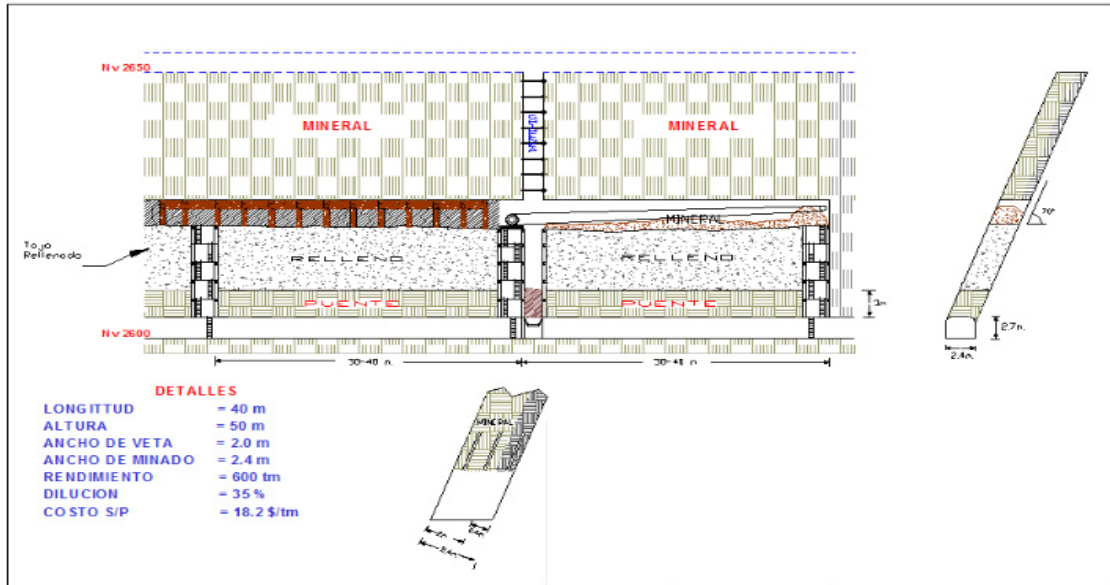


Figura 3. Corte y relleno ascendente convencional. Tomada del Departamento de Geomecánica

2.10.2. Corte y relleno descendente

Este método se utiliza cuando las cajas son competentes para evitar que la dilución sea muy alta. La ventaja de este método es que el mineral es recuperado prácticamente en su totalidad ya que no se dejan pilares de mineral.

La desventaja es que resulta muy caro por la utilización de cemento para construir la loza de concreto armado y luego se aplique el relleno hidráulico cuando se termina de tajar para que sirva de techo para el siguiente corte.

A diferencia del ascendente, la chimenea se desarrolla por completo antes de empezar a tajar para poder acceder al corte y para arrojar el mineral.

Este método se aplica en la mina Rumpuy donde la veta tiene un buzamiento entre 50° y 70°, y potencias de 2.5 m en promedio, con cajas completamente incompetentes. La preparación se realiza con una chimenea en estéril a partir de una galería inferior, la rotura de mineral se realiza con un primer corte superior en subnivel y a partir de este en forma descendente.

Una vez agotado el corte se coloca una losa de concreto y se rellena con relleno hidráulico. El siguiente corte se realiza teniendo como techo la losa de concreto.

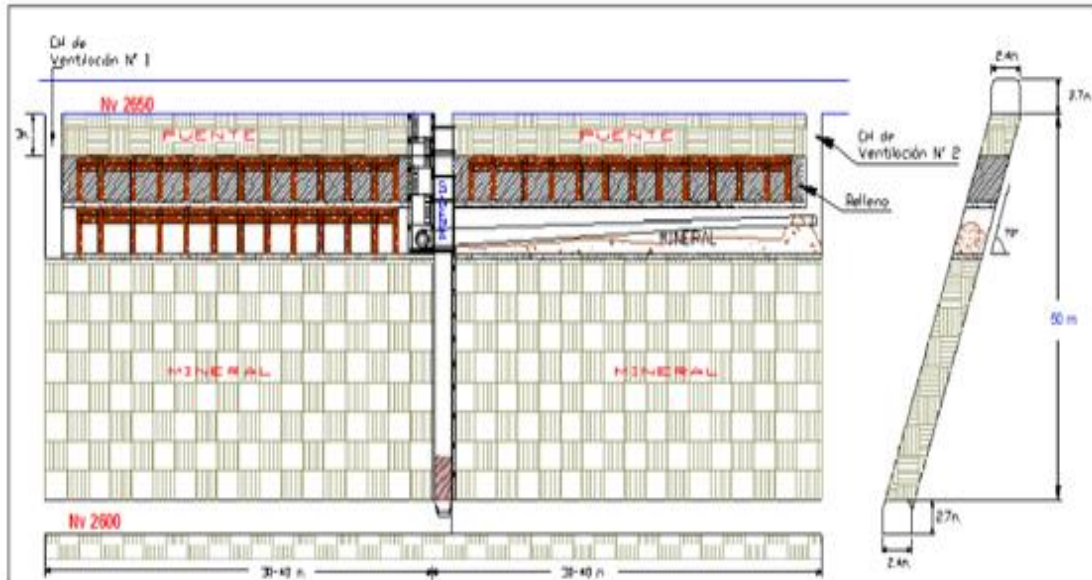


Figura 4. Corte y relleno descendente convencional. Tomada del Departamento de Geomecánica

2.10.3. Corte y relleno ascendente mecanizado

Este método se aplica en las minas Lourdes y Milagros donde las vetas tienen un buzamiento de 65° y 75° y potencias de 2.0 m en promedio.

La preparación se inicia con una rampa en espiral al piso de la estructura, a partir de la rampa se desarrollan ventanas (rampa -15% grad.) hacia la estructura, una vez cortada la estructura se desarrollan galerías norte y sur con longitudes de 35 y 40 m en promedio como límite de tajo, para el cambio de piso se rellena la galería y se procede al rebatido realizando el desquinche de la ventana de acceso.

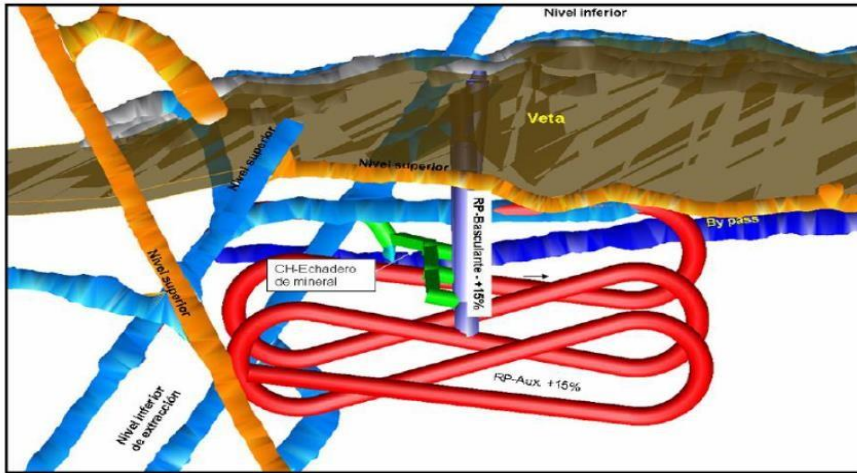


Figura 5. Vista en planta de la rampa basculante auxiliar. Tomada del Departamento de Geomecánica

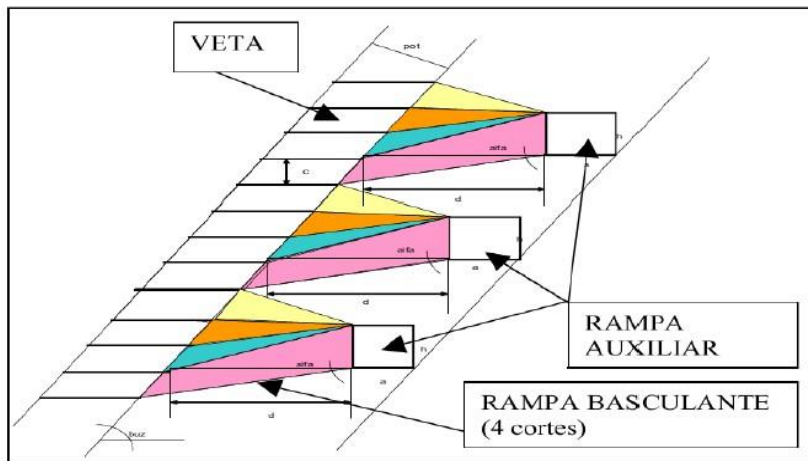


Figura 6. Número de rampas basculantes a partir de una rampa auxiliar. Tomada del Departamento de Geomecánica

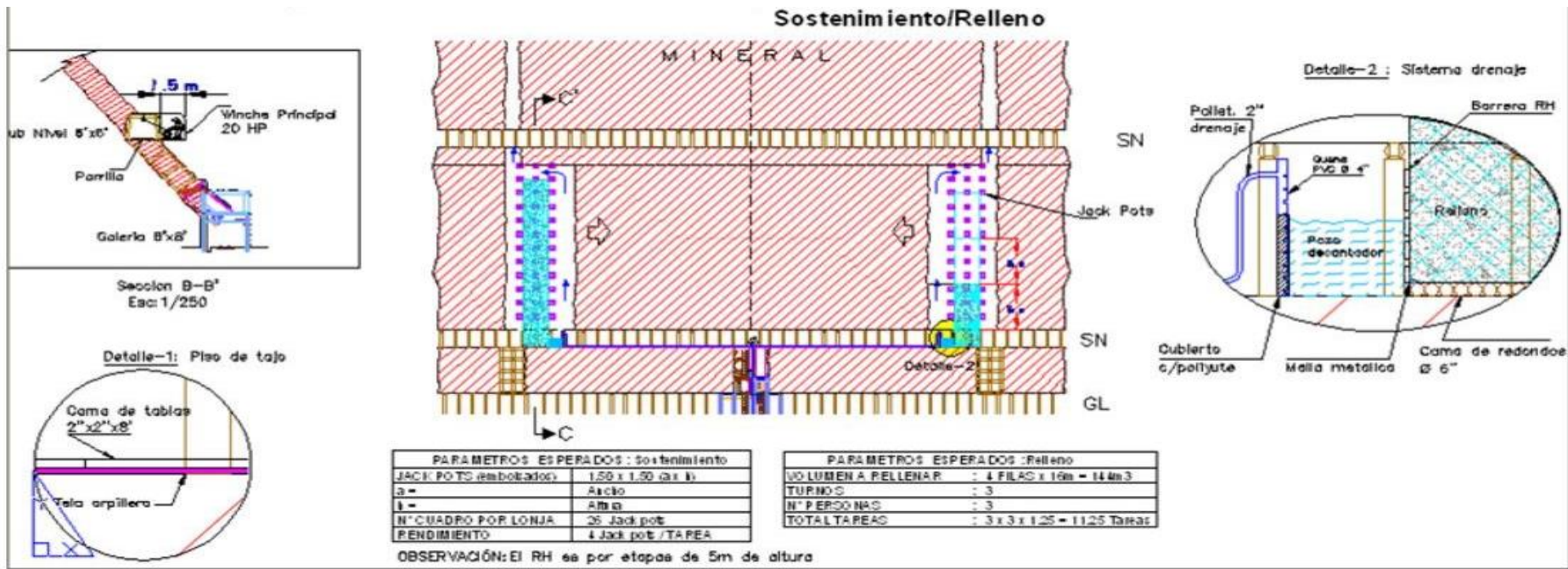


Figura 7. Corte y relleno ascendente. Tomada del Departamento de Geomecánica

Tabla 16.
Cuadro comparativo – métodos de explotación

RATIOS	UND	MECANIZADO	CONVENCIONAL	DIFERENCIA
PRODUCCIÓN	TM/mes	3,450	657	2,793
TIEMPO DE PREPARACIÓN	Mes	9	12	-3
DURACIÓN DEL TAJO	Mes	12	37	-25
TAJOS POR BLOCK	N° Tajos	4	7	-3
GUARDIA	TM/dia-TJ	138	26	112
EXPLOSIVO	TM/kg	3.63	2.84	0.79
PERFORACIÓN	TM/pp	0.58	0.18	0.40
MANO OBRA	TM/tar	18.44	3.75	14.69
DILUCIÓN	%	30.00	38.80	-8.80
COSTOS DESARROLLO	US\$/TM	13.52	28.63	-15.11
COSTOS PREPARACIÓN	US\$/TM	7.94	8.62	-0.68
COSTOS MINA	US\$/TM	21.46	37.25	-15.79
INVERSIÓN	US\$	1,209,222	906,916	302,306
COSTO TOTAL	US\$/TM	71.91	87.70	-15.79
TIR	%	44	7	37
VAN (14%)	US\$	1,832,065	-213,950	1,618,115.00

Tomada del Departamento de Geomecánica

2.11. Bases teóricas del estudio

La presente tesis realizó un análisis técnico y económico del uso del *shotcrete* en labores subterráneas para la reducción de costos de sostenimiento en el consorcio minero Horizonte S. A., para lo cual se tuvo que caracterizar la calidad del macizo rocoso, la mezcla de hormigón proyectado, equipos y producción programada de *shotcrete* en la unidad minera.

Así mismo, se hará una valoración del ciclo completo de hormigón proyectado en las diferentes labores subterráneas.

2.12. Calidad del terreno

Los responsables del área de Geomecánica del consorcio minero Horizonte S. A. informan que la calidad del terreno según la Clasificación RMR de Bienawski es de 35 - 40. Si se hace la correlación a la Clasificación Q de Barton esto se corresponde con una calidad del macizo rocoso de 0,35 - 0,65, que según la Clasificación de Barton se corresponde con un terreno Clase E o terreno "Bastante Malo".

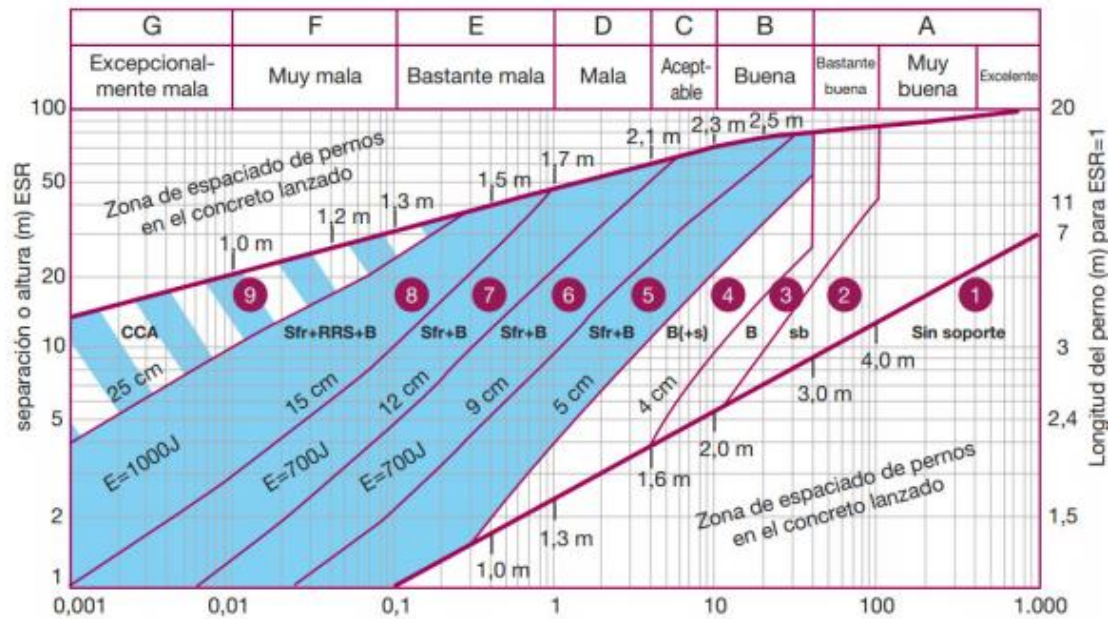


Figura 8. Sostenimiento según clasificación Q de Barton. Tomada del Departamento de Geomecánica

2.12.1. Mezcla de hormigón proyectado empleada

La mezcla con la que actualmente se está trabajando es la siguiente:

- Cemento 400 kg/m³
- Arena 1.637 kg/m³
- Agua 180 kg/m³
- Aditivo SH5 2.5 l/m³
- Fibra de acero 65/35 30-45 kg/m³. Según criterio del Departamento de Geomecánica.
- Acelerante Sika L30 3.5-4%
- Relación w/C 0.45

El diseño de la mezcla es el mismo, independientemente de que la aplicación sea temporal o permanente.

El consorcio minero Horizonte S. A. tiene en la unidad Parcoy los siguientes criterios de aceptación del hormigón proyectado.

- Criterio de fabricación en planta: Slump 9- 9 ¾”
- Criterio de aceptación en frente de proyección: Slump >7 ½”

- Máxima dosificación permitida de acelerante 12 l/m³, equivalente a un 4.35%

2.12.2. Equipos y producción del ciclo de hormigón proyectado

El consorcio minero Horizonte S. A. tiene la siguiente producción de hormigón proyectado en la unidad Parcoy:

- Enero 17: 5.000 m³
- Febrero 17: 5.000 m³
- Marzo 17: 4.600 m³
- Abril 17: 4.600 m³
- Mayo 17: 5.100 m³

Para alcanzar esa producción, la mina cuenta con los siguientes equipos:

- Laboratorio de hormigón.
- Plantas de hormigón: actualmente solo hay en funcionamiento 3 plantas de hormigón.
 - Planta 1: subterránea
 - Planta 2: superficie. Actualmente en desuso.
 - Planta 3: subterránea
 - Planta 4: subterránea
- Equipos de proyección: hay actualmente un total de 8 equipos de proyección.
- Equipos de transporte: hay un total de 12 equipos de transporte, todos ellos del tipo mixer.

Para obtener esta producción, la mina cuenta con 2 turnos de 12 horas (7:00-19:00) y trabaja los 7 días de la semana.

La unidad Parcoy del consorcio minero Horizonte S. A. cuenta con 3 turnos de personal para cubrir la jornada laboral.

2.13. Valoración del ciclo completo de hormigón proyectado

A continuación, se hará una valoración de cada uno de los componentes que intervienen en el ciclo del hormigón proyectado.

2.13.1. Valoración del laboratorio de hormigón proyectado

El hormigón proyectado tiene un papel fundamental en el sostenimiento de la unidad Parcoy de la mina del consorcio minero Horizonte S. A., por lo que es de suma importancia el control de calidad. El equipo de laboratorio dispone de las herramientas necesarias para la realización de ensayos de hormigón reforzado con fibras, tanto en estado fresco como en estado endurecido, tales como:

- Ensayos de resistencia a compresión de probetas cilíndricas
- Ensayos de flexión en placa cuadrada
- Ensayos de rebote
- Ensayo Vicat, de tiempo de fraguado
- Ensayos de resistencia temprana
- Ensayo del cono de Abrams, de acuerdo con la Norma ASTM C143
- Ensayo de control de humedad de los áridos

Sin embargo, debido a la importancia del hormigón proyectado dentro del sostenimiento de la unidad Parcoy del consorcio minero Horizonte S. A., también deberían realizarse los siguientes ensayos:

- Ensayos de contenido en fibras
- Ensayos de aire ocluido. Cada 1% de aire ocluido supone una pérdida de resistencia a compresión de aproximadamente un 5%.
- Ensayos de resistencia temprana para el *Re-entry time* y fijar un valor de resistencia, en lugar de una medida de tiempo, actualmente 1 hora.
- Realizar un control de espesores de proyección.
- Medición del rebote en peso en lugar de en volumen. Debido a que la muestra recogida presenta un esponjamiento, el resultado obtenido presenta una desviación.
- Medición de la humedad de los áridos en los acopios de las plantas. Actualmente se mide en los acopios intermedios. por lo que el valor obtenido para la corrección no es real.



Figura 9. Espesor aplicado menor al exigido

Establecer un proceso para la realización de paneles y probetas, para evitar que por una mala ejecución de estos, los resultados obtenidos tengan valores inferiores a los esperados.



Figura 10. Panel de ensayo a flexión con rebote atrapado en su ejecución



Figura 11. Probetas cilíndricas para ensayo de resistencia con layering

2.13.2. Valoración de las plantas de hormigón proyectado

La unidad Parcoy cuenta con 3 plantas subterráneas de hormigón proyectado, de las cuales una planta es dosificadora, planta 1, mientras que las otras dos son plantas mezcladoras, planta 3 y planta 4. En general, en todas las plantas, es necesaria una mejora de las condiciones de almacenamiento de los materiales. Las condiciones de almacenamiento deber ser adecuadas para evitar de la oxidación de las fibras, cuya consecuencia es una pérdida de calidad de las propiedades del hormigón proyectado reforzado con fibras.



Figura 12. Fibras metálicas oxidadas



Figura 13. Acopio de fibras y aditivo de la planta 1

A continuación, se describirá la problemática asociada a cada planta en particular.

2.14. Planta de hormigón 1

2.14.1. Mezclado del hormigón proyectado

Esta planta es responsable de la fabricación del 30 - 35% del hormigón proyectado que se consume en la mina, o lo que es lo mismo, produce 1.750 m³ al mes. Su producción por turno es 30-40 m³. La planta de hormigón 1 es una

planta del tipo dosificadora. Esto quiere decir, que la responsabilidad del mezclado recae en los equipos mixer, ya que la planta simplemente dosifica las cantidades de los diferentes materiales que componen la mezcla. Se considera que al recaer la responsabilidad del mezclado en el mixer, se deberían realizar pruebas de la homogeneización de mezclado de los equipos mixer. En inspecciones visuales realizadas al trompo mezclador de algunos equipos, se ha podido observar cómo estos presentan cantidades importantes de hormigón endurecido en aspas y a lo largo del trompo mezclador. Estos restos de hormigón endurecido penalizan de la siguiente manera:

- Reducción de la capacidad nominal de transporte: este dato es confirmado por los técnicos de planta, los cuales confirman que los equipos se cargan con volúmenes inferiores a su capacidad nominal, ya que de lo contrario, los equipos vierten el hormigón por las rampas de la mina.
- Reducción de la capacidad de mezclado de los mixer: esto provoca que la mezcla sea diferente a lo largo del trompo mezclador, ya que la hélice del trompo no es capaz de mezclar de forma homogénea el hormigón, por lo que sus componentes se encuentran distribuidos de manera heterogénea, lo que provoca una variación de las propiedades del hormigón a lo largo del trompo mezclador.

Dada la influencia que tienen en la homogeneización del mezclado las rpm del trompo mezclador y el tiempo de mezclado, se debería realizar un procedimiento de mezclado para los equipos mixer. Como se realiza la operación de mezclado y tiene una repercusión muy importante en la calidad final del hormigón proyectado, pero actualmente no está estandarizada. En la realización de la visita hecha, se pudo observar la carga y mezclado de varios mixeres y los resultados de slump eran variables y algunos por encima del criterio de fabricación en planta descrito en el apartado 2.2.



Figura 14. Slump obtenido en el mezclado en mixer

La secuencia de carga de los materiales en los equipos mixer, es otro elemento que tiene gran repercusión en la calidad final del hormigón proyectado.

Actualmente este proceso se realiza de la siguiente manera:

- Introducir toda el agua y todo el aditivo.
- A continuación, introducir conjuntamente la arena, el cemento y las fibras.

Como no hay pruebas de homogeneización realizadas, no se puede asegurar que la secuencia de dosificación sea incorrecta, pero en las descargas de los mixers, se observan cambios en la mezcla, pero estos pueden ser debido a una mala secuencia de dosificación o a una mala eficiencia de mezclado del mixer, por lo que no se puede asegurar que esta sea incorrecta.

2.14.2. Acopios

Los materiales de acopio, arena y cemento se introducen desde el exterior por vagoneta sobre vía. Se cree que sería bueno protegerlos con lonas para evitar el aumento de la humedad de la arena y la hidratación del cemento de los big bag, dado que en la zona exterior es frecuente la lluvia y en el interior de la mina hay zonas de filtración.



Figura 15. Big bags de cemento

Se considera que sería útil, para evitar pérdidas y reducir el ambiente pulverulento, instalar un rompesacos en la tolva de carga del silo de cemento.



Figura 16. Tolva de carga silo de cemento

2.15. Planta de hormigón 3

Esta planta es responsable de la fabricación del 60% del hormigón proyectado que se consume en la mina, o lo que es lo mismo, produce 3.000 m³ al mes. Su producción por turno es 50 - 60 m³. La planta 3 es una planta mezcladora de la marca Altron modelo AMP25. Se ha montado la planta con la mezcladora a nivel del suelo, por lo que ha sido necesario instalar una banda transportadora para elevar la cota de descarga del hormigón hasta la cota de la tolva de carga de los mixer, aproximadamente 2,5 m. Esto ha provocado que el

ángulo de la banda transportadora sea muy elevado, para un hormigón con el slump que se está trabajando, y que tiene como resultado las siguientes consecuencias:

- El pronunciado ángulo de la banda provoca que el hormigón corra por la cinta, reduciendo el rendimiento de la planta considerablemente. Los técnicos de la planta comentan que actualmente no son capaces de superar los 15 m³/h.

En momentos de acumulación de equipos mixer, comentan que reducen el tiempo de mezcla a 20 s en lugar de los 30 s, para aumentar el rendimiento. Se observó uno de esos momentos de acumulación de mixers esperando y cómo han hecho la mezcla con ciclos de mezclado de 20 s, lo que ha tenido como resultado que la mezcla que salía de la mezcladora no fuese homogénea.

En la web de Altron, el modelo AMP25 con mezclador planetario, como es este caso, el tiempo de mezclado es de 45-90 s, muy superior a los 20-30 s que se emplean actualmente.



Figura 17. Planta 3. Planetario a nivel del suelo y banda con ángulo pronunciado

El pronunciado ángulo de la banda provoca la pérdida de una parte importante de la pasta de cemento de la mezcla, con la consiguiente pérdida de calidad de la mezcla.

Los responsables del consorcio minero Horizonte S. A. comentan que ya han realizado cambios en la banda transportadora para mejorar la situación que tenían hasta llegar a la situación actual, pero todavía es necesario mejorar la situación actual.



Figura 18. Instalación de planta AMP25 con mezclador planetario elevado

Actualmente, como la planta carece de dosificador, la dosificación de las fibras se realiza de forma manual, por lo que la dosificación no es muy precisa.

La limpieza del mezclador planetario de la planta 3 es muy importante, ya que va a influir en la calidad del mezclado y en el tiempo que necesita el mezclador, es por lo que se considera necesario establecer un procedimiento de limpieza del mezclador al finalizar una carga y otro para el final del turno. Como consecuencia de la falta de limpieza, restos de hormigón se van quedando pegados a las palas de mezcla, a los brazos de mezcla y en el revestimiento de fondo y paredes.

La consecuencia de esta falta de limpieza es una pérdida en la eficiencia de mezclado del mezclador planetario, lo que implica cada vez tiempos mayores del ciclo del mezclador.

La carga del silo de cemento se realiza con equipos con sinfín que descargan en la tolva de alimentación del sinfín. Al ser procesos de descarga abiertos, se genera mucho polvo en suspensión, por lo que se recomienda la

instalación de elementos supresores de polvo a sustituir los sistemas de sinfín por sistemas neumáticos convencionales de carga de silos.

2.16. Planta de hormigón 4

Esta planta es responsable de la fabricación del 5-10% del hormigón proyectado que se consume en la mina, o lo que es lo mismo, produce 250 m³ al mes. Su producción por turno es 5-10 m³. Actualmente está funcionando a bajo rendimiento por problemas logísticos de abastecimiento del cemento. En cuanto estos problemas estén solucionados, esta planta pasará a absorber una parte importante de la carga de trabajo de la planta 1. Los comentarios de la planta 4 son los mismos que los realizados para la planta 3 en el apartado 2.15.

2.17. Valoración de los equipos de transporte de hormigón proyectado

Los equipos de transporte de hormigón tienen dos velocidades de trabajo, estas son:

- Velocidad de agitación: es aquella que permite mantener el hormigón en movimiento evitando la segregación del hormigón. Normalmente su valor es entre 2-6 rpm.
- Velocidad de mezclado: es aquella que permite al trompo mezclar los componentes que forman el hormigón. Depende de los equipos, pero normalmente su valor es 8-18 rpm.

En el ciclo de un transporte de hormigón no se deben superar las 300 revoluciones del trompo mezclador. Estas revoluciones comienzan a contar desde que se han cargado todos los materiales que forman la mezcla en el trompo mezclador hasta que se finaliza el vertido del hormigón en el equipo de proyección, lo que quiere decir que en 300 revoluciones los equipos deben mezclar, transportar y verter el hormigón. Estos conceptos son totalmente desconocidos por los operadores de transporte como se ha podido observar. Se observó en las plantas 1 y 3 la carga y mezclado del hormigón proyectado. En todos los casos, los operadores de transporte ponen el trompo mezclador a prácticamente las máximas rpm. La velocidad de carga no debe ser tan alta, normalmente es suficiente con 4-8 rpm, pero es algo que depende de la configuración de la tolva de entrada de los equipos de transporte. En el caso de

la planta 1, los equipos realizaron la mezcla, para lo cual estuvieron a máximas revoluciones, 16-20 rpm, durante un periodo de tiempo variable. En el transporte se ha observado que algunos operadores mantienen la velocidad de mezclado en lugar de ajustar la velocidad de agitación a la distancia a la labor. En el caso de la planta 3, los equipos realizan la carga a máximas revoluciones, 16-20 rpm, y mantienen esta velocidad del trompo mezclador durante la prueba del slump. Igualmente que en el caso anterior, se ha observado que en el transporte, algunos operadores mantienen la velocidad de mezclado en lugar de ajustar la velocidad de agitación a la distancia a la labor. Los tiempos de mezclado de los camiones observados fueron:

Planta 1:

- Camión 1: 15 min + 5 min realizar slump + 15 min corrección slump = 35 min.
- Camión 2: 10 min + 5 min realizar slump = 15 min. Carga del camión 1 = 2,5 m³ y carga del camión 2 = 3 m³.

Planta 3

- Camión 3: 5 min realizar slump = 5 min. Carga del camión 3 = 3,5 m³.

Como se puede observar en el siguiente cuadro, los equipos antes de salir de la planta 1 ya habían realizado las 300 revoluciones máximas.

Tabla 17. Revoluciones reales del trompo mezclador

CAMIÓN	MEZCLADO	SLUMP	TOTAL
N° 1	(15+15)min x 16 rpm = 480	5 min x 16 rpm = 80	560 revol.
N° 2	15 min x 16 rpm = 240	6 min x 16 rpm = 80	320 revol.

Sobrepasar las 300 revoluciones máximas tiene como consecuencia el aumento de la temperatura de la mezcla, evaporación de agua, pérdida de slump y producción de finos por fricción, cuya consecuencia final es un hormigón de mala calidad. Los equipos deben de mezclar entre 70-100 revoluciones y se considera que en función de la eficiencia de la hélice del trompo mezclador, el tiempo de mezclado varía entre 30 s y 2 min por m³.

Tabla 18.
Revoluciones ideales del trompo mezclador

CAMIÓN	CARGA	MEZCLADO	SLUMP	TOTAL
N° 1	2.5 m ³	2 min/m ³ x 2.5 m ³ x 16 rpm = 80	5 min x 2 rpm = 80	90 revol.
N° 2	3.0 m ³	2 min/m ³ x 3.0 m ³ x 16 rpm = 90	5 min x 2 rpm = 80	106 revol.

El tiempo de transporte del hormigón depende de la labor, pero se puede considerar un mínimo de 20 min y un máximo de 50 min. Es muy importante ajustar la velocidad de agitación del trompo mezclador en función del recorrido. Esto actualmente no se realiza. Se pudieron observar dos recorridos de dos camiones diferentes. El primero realizó un transporte de 21 min, mientras que el segundo realizó uno de aproximadamente 50 min. El primero de los camiones llevaba el trompo girando a velocidad de mezclado, mientras que el segundo lo llevaba a velocidad de agitado. El resultado fue que el primero, en un transporte muy pequeño, sufrió una pérdida de slump de 3 ¼”, llegando al equipo con un slump de 6 ¼”. El segundo camión sufrió la misma pérdida de slump, 3 ¼”, pero en un transporte mucho mayor, gracias a que la velocidad durante el transporte era más adecuada.



Figura 19. Ejemplo de otra mezcla con slump 5 ¾”

Si se aplicasen los criterios descritos en el apartado 2.2, las cubas deberían haber sido descartadas, sin embargo, el operador de transporte preguntó a los responsables si le añadía agua para aumentar el slump, a lo que, ante la presencia del investigador, les indicaron que deberían añadirle aditivo,

que según indicaron es la práctica habitual. A lo largo del estudio, se ha podido comprobar que el primer día casi ningún mixer llevaba aditivo, mientras que el último día, prácticamente la totalidad contaba con garrafas de aditivo.

Tabla 19.
Revoluciones adecuadas a los tiempos de transporte

TIEMPO	VELOC. AGITACIÓN	TOTAL
20 min	4 rpm	80 revol.
50 min	2 rpm	100 revol.

En 2 de las 3 labores de proyección que se han podido observar, los frentes de trabajo no estaban listos, por lo que los equipos tuvieron que esperar entre 30 min y 1 hora a que terminaran los equipos LHD. Debido a la elevada temperatura ambiental, los operarios deciden apagar los equipos, robot y mixer. Esto provoca que la cuba esté totalmente parada y que se pueda producir la segregación del hormigón en el trompo mezclador. Los operadores de los mixer llevan en los equipos los utensilios para la realización del Ensayo del Cono de Abrams, pero estos utensilios no son acordes a la norma y los operarios no realizan el procedimiento del ensayo acorde a la norma, por lo que los valores de slump obtenidos no son adecuados.

2.18. Valoración de los equipos de proyección de hormigón

2.18.1. Mantenimiento y limpieza de los equipos de proyección de hormigón

La limpieza y mantenimiento de los equipos de proyección es muy deficiente. Estos defectos de limpieza y mantenimiento tienen una gran repercusión en la calidad del hormigón proyectado. Los equipos presentan:

- Abrazaderas en mal estado y sin pasadores de seguridad.
- Codos y tubería de hormigón con reparaciones de soldadura.



Figura 20. Codo reparado con soldadura

- Las abrazaderas no tienen juntas de goma. Tienen colocadas trozos de lonas. La pérdida de lechada durante el bombeo es más que evidente.
- Caja de aguas de los equipos llenas de un líquido sucio y aceitoso y con niveles muy bajos. La caja de aguas debe estar llenar de agua limpia, para poder refrigerar los pistones y poder observar si hay pérdidas de los cilindros de hormigón o de los cilindros hidráulicos.
- Mangueras de hormigón desgastadas.
- Latiguillos hidráulicos con la malla de alambre visible.
- Toberas llenas de hormigón endurecido.



Figura 21. Codo reparado con soldadura

Difusores llenos de hormigón y con los agujeros taponados o con un diámetro mayor al de diseño. Al aumentar el diámetro de los agujeros de los difusores, la velocidad de impacto de la mezcla aire aditivo en el hormigón es muy pequeña, por lo que no se mezclan homogéneamente, dando lugar a hormigón proyectado con diferentes concentraciones de acelerante o incluso la pérdida de aditivo porque ni siquiera llega a mezclarse con el hormigón.

Los cilindros de hormigón no se limpian correctamente. Esto provoca que se vayan depositando restos de hormigón en los cilindros y en los pistones, que se quedan adheridos. Esto tiene como consecuencia una reducción del grado de llenado de los cilindros.



Figura 22. Equipo listo para empezar a proyectar con los cilindros con restos de hormigón

El antirretorno de la línea de aditivo se ha sustituido por un antirretorno de fontanería. Además, este no se limpia, lo que provoca que el antirretorno no llegue a cerrarse correctamente y se derrame acelerante por el interior de las mangueras de hormigón o directamente al suelo, dependiendo de la posición del cabezal.

Las mangueras de hormigón no se limpian correctamente, por lo que presentan restos de hormigón en su interior.

El presostato de la bomba de aditivo esta puenteado. No se puede asegurar que la dosificación con presión en la línea sea correcta.



Figura 23. Presostato bomba de aditivo

El sensor del cambio, responsable del cálculo del rendimiento del equipo, no funciona. No se sabe cuál es el rendimiento de proyección, por lo que tampoco se puede asegurar en el modo manual, modo en el que proyectan o que la dosificación es la correcta.



Figura 24. Alarma señal detector de hormigón activada

Con un mantenimiento óptimo y una buena limpieza del equipo se eliminan problemas como bajos grados de llenado de los cilindros, disminuyendo la pulsación y la sobredosificación de acelerante, lo que tiene como resultado un

hormigón proyectado de calidad. Además, se reducirán las paradas por averías y, por lo tanto, los tiempos improductivos.

2.18.2. Dosificación de acelerante

Por toda la mina se ha podido observar distintas coloraciones del hormigón proyectado, cuyas causas principales pueden ser:

Diferente relación w/c, debido a la adicción de agua al mixer o una mala corrección de la humedad de los áridos.

Sobredosificación de acelerante.



Figura 25. Diferentes coloraciones del hormigón proyectado

Se considera que la práctica de añadir agua a los mixer es algo que sucede en la mina, pero se cree que por el aspecto del hormigón proyectado, además existe una sobredosificación del acelerante. No se ha podido comprobar en los equipos de proyección de CMH cuál ha sido el consumo de acelerante, pero si se comprobó lo que ha registrado el equipo SPM 4210. En el equipo SPM 4210, la receta introducida tiene mal los siguientes parámetros:

- Valor de densidad, 1,6 kg/l en lugar de 1,45 kg/l
- Grado de llenado de los cilindros 93%
- 7% aditivo con un rango de operación +/- 5, es decir, que el rango de dosificación del operador es del 2- 12%



Figura 26. Pantalla equipo SPM4210

El porcentaje de aditivo y su rango solo funcionan en el modo de trabajo proporcional. En la proyección observada los operarios han trabajado con el equipo en modo manual, por lo que la cantidad que están dosificando es siempre fija independientemente de que el operario aumente o disminuya el rendimiento de proyección.

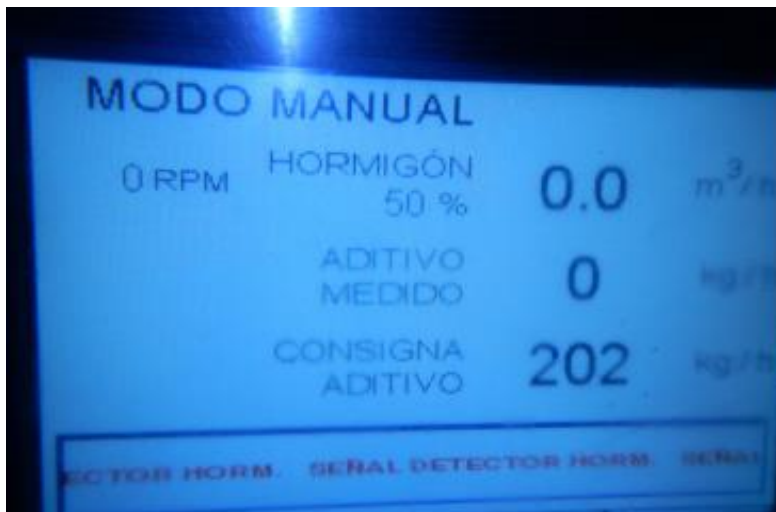


Figura 27. Consigna de aditivo durante la proyección

En este caso en cuestión, los operarios indicaron que ellos, normalmente, proyectan al 50% del rendimiento, 10 m³/h, y el aditivo lo fijan entre 200 – 215 kg/h. De ser así, la dosificación teórica de acelerante sería del 5-5.375%. Valor que está por encima de los criterios aportados en el apartado 2.2. Si se tiene en cuenta que el grado de llenado, por las condiciones en las que se realiza la

operación y el estado de los equipos, puede rondar el 60-70% en lugar del 93%, la dosificación real del acelerante sería:

Tabla 20.
Dosificación real del acelerante

Grado de llenado	Caudal de aditivo	Dosificación de aditivo
60%	200 kg/h	7.75%
	215 kg/h	8.33%
70%	200 kg/h	6.64%
	215 kg/h	7.14%

Si se hace la comprobación por el control de consumos, se observa que las cantidades de hormigón y aditivo consumidos hasta el momento son:

- Hormigón: 2.657,2 m
- Aditivo: 56.225,9 kg

El porcentaje de aditivo sería del 5,29%, que equivale a 14.6 l/m³. Debido a que el valor del grado del llenado es erróneo, la cantidad de hormigón que ha contabilizado el equipo es errónea. Si se aplicamos el grado de llenado que se considera posible, 60-70%, se tendría que la dosificación de aditivo sería:

Tabla 21.
Dosificación del aditivo

Grado de llenado	Cantidad de hormigón	Dosificación de aditivo
60%	1.714,32 m ³	8.20%
70%	2.000,04 m ³	7.02%

Valores muy parecidos a los obtenidos anteriormente.

CONSUMOS		
<u>PARCIAL</u>		
HORMIGÓN	335.3 m ³	
ADITIVO	5760.7 KG	
<u>TOTAL</u>		
HORMIGÓN	2657.2 m ³	
ADITIVO	56225.9 KG	
RESET	CUENTAH	SALIR

Figura 28. Registro del consumo del equipo

Se puede observar que no se ha realizado ninguna corrección por la densidad incorrecta del aditivo. Esto es debido a que, en los parámetros de la bomba de aditivo, han modificado el grado de llenado de la bomba de aditivo hasta que lo han cuadrado, por eso, en la prueba de calibración que realizan los valores coinciden.



Figura 29. Toma de muestra para determinar la densidad del aditivo

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Método y alcances de la investigación

3.1.1. Método de la investigación

La presente tesis aplicó el método de investigación científico, el cual reúne, procesa y fija la información importante en forma ordenada, sistemática y siguiendo procedimientos estructurados, para resolver el problema planteado.

A. Método general

El método es inductivo – deductivo, el cual está orientado a observar e investigar los parámetros técnico-económicos, aplicando criterios para ver los resultados que se producen en la investigación. El análisis y evaluaciones de los parámetros técnico-económicos definirá la mejora de la productividad mediante la aplicación del *shotcrete* en la estabilidad del macizo rocoso en labores subterráneas.

B. Métodos específicos

Se describe el procedimiento de recolección, análisis y procesamiento de información, para determinar el uso de las variables operacionales del *shotcrete*. Se realizará un análisis de las variables operacionales mediante la recolección de información.

Recopilación de informes anteriores. Se recopiló información de las diferentes áreas unitarias operacionales como: geología, geomecánica, operaciones, planeamiento, etc.

Trabajo de campo. Se monitoreó con el mapeo de campo, el análisis de tiempo, dosificación y costeo en la aplicación del *shotcrete* para la optimización de costos de sostenimiento.

Trabajo de gabinete. Se procesó la información recopilada en las diferentes áreas operativas para la aplicación del *shotcrete*.

Resultados. Se analizaron e interpretaron los resultados, en función del tiempo, dosificación y costos en la aplicación del *shotcrete* en el sostenimiento del consorcio minero Horizonte S. A.

3.1.2. Alcances de la investigación

La presente tesis se realizó en el área de sostenimiento, mediante la aplicación del *shotcrete* y su incidencia en el sostenimiento de labores subterráneas.

3.2. Diseño de la investigación

La investigación es descriptivo-longitudinal, la que permitió la descripción y evaluación de las variables que inciden directamente en el uso del *shotcrete*.

3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

La población está asociada a las diferentes labores de avance y producción perteneciente al consorcio minero Horizonte S. A.

3.3.2. Muestra

Está asociada por las labores subterráneas con el uso del *shotcrete* como sostenimiento para la reducción de costos.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas utilizadas en la recolección de datos

- ✓ Observación
- ✓ Recopilación bibliográfica

- ✓ Información de datos de campo
- ✓ Análisis de laboratorios

3.4.2. Instrumentos utilizados en la recolección de datos

- ✓ Plantillas de Excel
- ✓ Libros
- ✓ Bibliografía de internet
- ✓ PC
- ✓ Tablas estadísticas
- ✓ Otros

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados del tratamiento y análisis de la información

Se describieron los resultados del tratamiento y análisis de la información en uso del *shotcrete* en labores subterráneas para la reducción de costos de sostenimiento en el consorcio minero Horizonte S. A.

4.1.1. Análisis de la aplicación del hormigón proyectado

Durante el estudio se analizaron la aplicación del hormigón proyectado realizadas por diferentes subcontratas de la unidad minera. En todas ellas se ha podido observar prácticamente los mismos errores en la aplicación, estos son:

- ✓ El equipo no se posiciona correctamente respecto a la zona que se va a proyectar. No se lubrica la línea de hormigón.
- ✓ Se coloca grasa en la tolva. El hormigón bombeado arrastra la grasa de la tolva y no se adhiere correctamente en la pared por culpa de la grasa que contiene.
- ✓ No se limpia la superficie que se va a proyectar. Proyectar sobre una zona sin limpiar, provoca que el hormigón proyectado no se adhiera a la pared. A lo largo de toda la mina se pueden observar múltiples fallos del hormigón proyectado como consecuencia de un fallo de adherencia por no limpieza.



Figura 30. Fallo de adherencia

- ✓ Hay equipos que no cuentan con agitador, y los que lo tienen, el operario desconoce su funcionamiento, ya que el agitador está girando en sentido contrario al adecuado, por lo que, en lugar de conducir el hormigón hacia los pistones para mejorar el grado de llenado, lo que hace es alejarlo.



Figura 31. Agitador en posición incorrecta durante el bombeo

- ✓ Los apoyos del hormigón proyectado se realizan sobre escombros por no limpiar la zona de proyección, esto provoca que cuando se limpia el escombros, el hormigón esté en voladizo.

Además, en la realización de las cunetas, para la conducción de las aguas, se elimina muchas veces el apoyo del hormigón proyectado,

descalzándolo, además esto va a permitir el paso a la corriente de aire que orea el material de relleno de las fracturas y que provoca el fallo del hormigón proyectado.



Figura 32. Hormigón proyectado descalzado



Figura 33. Hormigón proyectado descalzado

- ✓ El operador de proyección no se comunica con el operador del mixer, no están sincronizados. El operador de proyección está proyectando a un rendimiento mucho mayor que el rendimiento de descarga del mixer.

Esto provoca que el operador del mixer no sea capaz de llenar la tolva y mantener el nivel del hormigón por encima del agitador, que es el nivel mínimo para optimizar el grado de llenado de los cilindros.

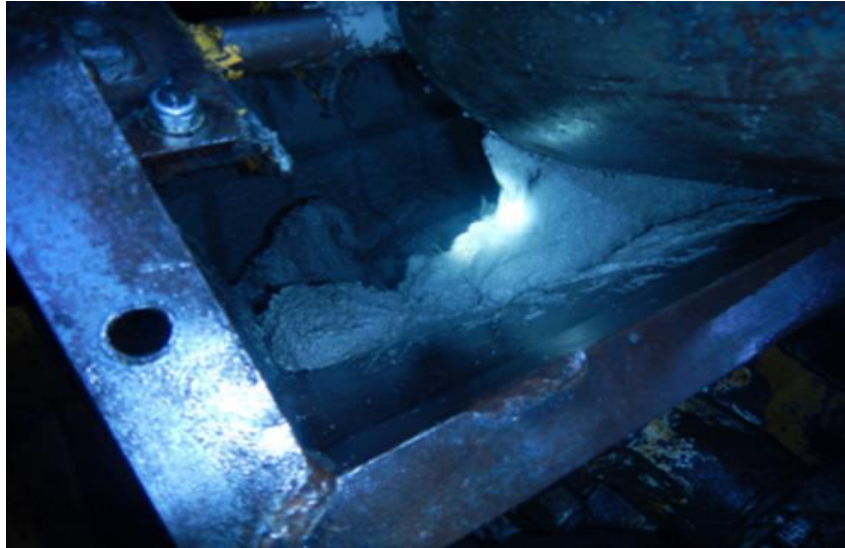


Figura 34. Tolva durante la proyección

- ✓ El operador de proyección no sigue ningún patrón de proyección. Empieza en un hastial o en la clave o en donde cree conveniente. Además, su prioridad es cubrir la zona a proyectar primero, antes que ir cubriendo con el espesor final.

Esto tiene como consecuencia que el operario ha perdido la referencia, ya que ha cubierto toda el área de proyección, por lo que no es capaz de saber exactamente que espesor ha aplicado en cada zona, y que por lo tanto los espesores de proyección reales sean irregulares y en la mayor parte de los casos inferiores a los exigidos.



Figura 35. Espesor de proyección inferior al exigido

- ✓ El operador de proyección no compacta bien el hormigón proyectado. Las causas pueden ser múltiples, no mantener la distancia correcta al área de proyección, no tener suficiente caudal de aire o que el difusor esté en mal estado.



Figura 36. Hormigón proyectado mal compactado

- ✓ El operador proyecta el espesor requerido de 2" en dos pasadas de 1". Se cree que debería realizarse en una sola pasada, ya que el realizarlo en dos pasadas de 1" tiene las siguientes consecuencias:
 - Aumentar el rebote.
 - Aumentar enormemente el rebote de las fibras al no cumplir el espesor mínimo de aplicación de hormigón con fibras.
 - La sobredosificación del acelerante provoca que la segunda capa proyectada no se adhiera a la primera.



Figura 37. Juntas entre capas proyectadas

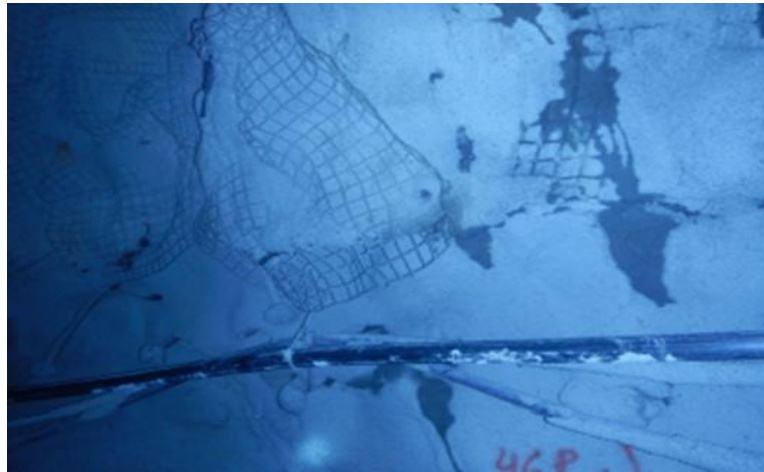


Figura 38. Ejemplo de mala aplicación



Figura 39. Zonas abiertas sin proyectar que permiten el oreo

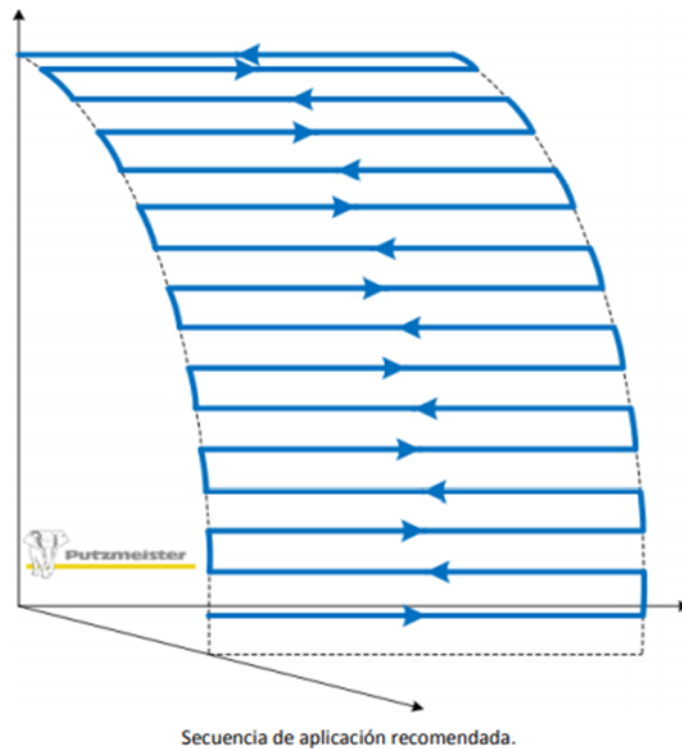


Figura 40. Secuencia de aplicación recomendada

4.1.2. Análisis de la mezcla de hormigón proyectado

De acuerdo a lo evaluado por la información analizada no hay ningún problema observado en las curvas granulométricas, el tipo de cemento empleado, etc.

Se mostró 3 tipos diferentes de mezcla:

- a) mezcla vía húmeda A1 - 41,
- b) mezcla vía húmeda L30 (400 kg cemento)
- c) mezcla vía húmeda L30 (420 kg cemento)

donde ninguna coincide con la dosificación que se está empleando, aunque es muy similar a la L30 (400 kg cemento).

Así mismo, en la información facilitada se indica que se emplean fibras de acero Dramix 3D 65/35BG.

De las cuales se ha podido observar que realmente se emplea un combinado de fibras de acero, 80% Dramix 3D 65/35BG y un 20% DSI 65/35G.



Figura 41. Fibras DSI y fibras Dramix en los acopios

- ✓ Se observa lo siguiente de acuerdo a la mezcla y su comportamiento, con las siguientes situaciones:
- Falta de cohesividad de la mezcla.
 - Variabilidad de los slumps obtenidos en planta y comportamiento muy variable en el tiempo.
 - Corrosión excesiva de las fibras de acero.

El análisis y las causas que generan estas situaciones serán motivo de estudio fuera del área de estudio.

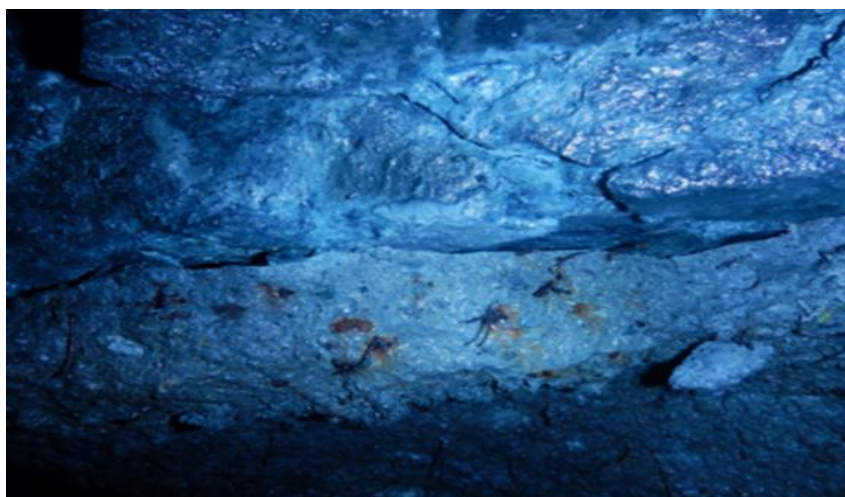


Figura 42. Fibras totalmente corroidas en el interior del hormigón proyectado



Figura 43. Diferentes grados de corrosión de las fibras

4.1.3. Análisis de las condiciones de seguridad de la mezcla de hormigón proyectado

En el análisis de condiciones de la mezcla de hormigón proyectado se pudo observar determinadas prácticas que entrañan riesgos de seguridad muy elevados que pueden derivar en accidentes con consecuencias muy graves, estas prácticas son:

- ✓ Realización de la proyección con la parrilla levantada:

La proyección se realiza con la parrilla levantada, al tiempo que el operador del mixer, elevado con una pierna en el mixer y otra en el robot, con las manos empuja el hormigón al interior de la tolva, introduciendo las manos en la tolva mientras el tubo en S y el agitador están en movimiento.



Figura 44. Operación de bombeo con la parrilla levantada

- ✓ Limpieza de la tolva con la parrilla levantada: en la operación de limpieza, se introduce la manguera de agua con el tubo en S en funcionamiento.



Figura 45. Limpieza de la tolva con la parrilla levantada

- ✓ Realización de proyección en avance:

La proyección de diferente zona de la galería, siempre deben realizarse en retirada, nunca en avance. Al realizarlas en avance, el operador se sitúa debajo de zonas recién proyectadas que aún no tienen la resistencia suficiente, por lo que es posible un desprendimiento de hormigón proyectado que puede ocasionar un accidente muy grave. Se han retirado los elementos de seguridad como el interruptor de fin de carrera de la tolva.



Figura 46. Tolva sin sensor

4.1.4. Análisis de las condiciones actuales de dosificación de *shotcrete*

Las condiciones actuales de dosificación de *shotcrete* por peso en la unidad minera debe de garantizar que dicho pesaje debe de estar en el rango: $0.98 \leq 1.00 \leq 1.02$, conforme la norma ACI Y ASTM C 94 o la norma N.T.P 339.015 que definen las especificaciones para el concreto premezclado.

Las condiciones actuales de dosificación de *shotcrete* en la unidad minera se describe a continuación.

- ✓ El total de cemento utilizado por m^3 es de 392 kg, con un consumo de 110 litros de agua, 1496 kg, con 1496 kg de arena, con 3 kg de aditivo SH – 5 y 30 kg de fibra metálica.

El total de peso de la amasada x m^3 es de 2030 kg con un peso unitario de $2419 \text{ kg}/m^3$ y un rendimiento de la amasada de 0.88 (peso amasada / peso unitario).

Tabla 22. Dosificación de *shotcrete* por m^3 en el consorcio minero Horizonte S. A.

DISEÑOS	Unidades	CMH DOSIFICACIÓN PLANTA
Cemento	kg	392
Agua	l	110
Arena	kg	1,496
Aditivo SH - 5	kg	3
Fibra Metálica	kg	30
Peso de la Amasada x m^3	kg	2,030
P.U. Shotcrete	(kg/m^3)	2,419

- ✓ Los factores que influyen al sobreconsumo de *shotcrete*, está asociado a la operatividad de los equipos, la sobrerrotura, la dosificación y la cubicación del *shotcrete*.

La mayor incidencia en el sobreconsumo de *shotcrete* es en 31% a la operatividad de los equipos, el 28% representa a la dosificación, el 23% representa a la sobrerrotura y el 18% a la cubicación del *shotcrete*.

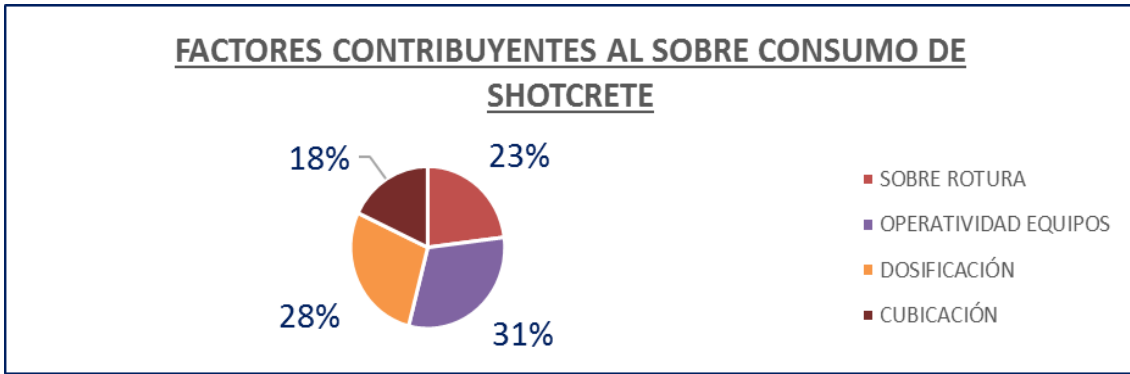


Figura 47. Factores que contribuyen al sobre consumo de shotcrete

- ✓ Los factores que contribuyen a la dosificación de *shotcrete* son la temperatura en interior de mina, vigencia de los aditivos, densidad de la arena, granulometría de la arena, humedad de la arena y vigencia del cemento.

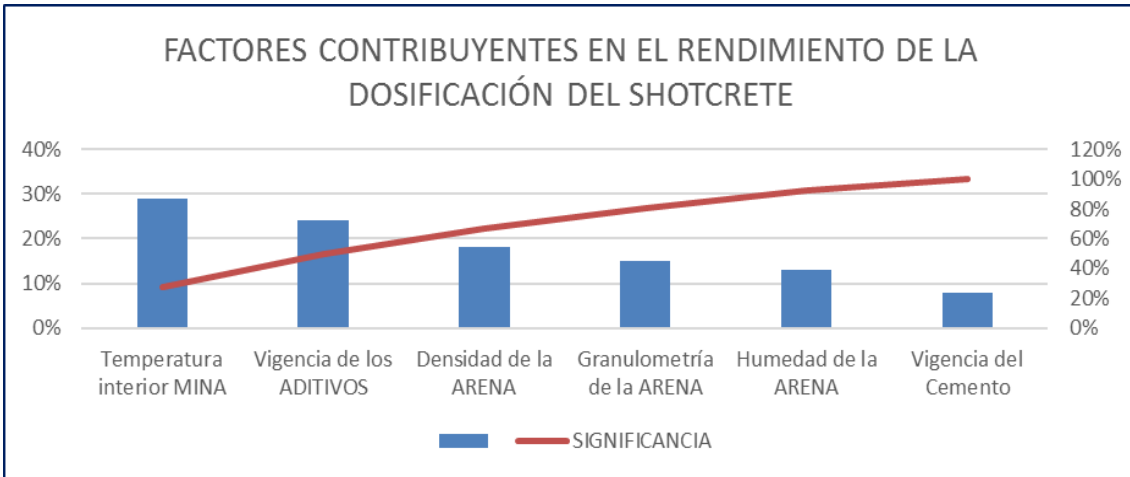


Figura 48. Factores que contribuyen al rendimiento de la dosificación de shotcrete

4.1.5. Análisis de plan de reducción de costos en sostenimiento

De acuerdo a las características del uso del *shotcrete* y sus limitaciones en el sostenimiento en la unidad minera, se plantean diversas alternativas de reducción de costos, dentro de los cuales es la disminución de distancia por el transporte, a partir de la planta 3, el cual será reubicado y disminuirá sustancialmente la distancia, por ende, con un menor costo de transporte.

La modificación en la ubicación de la planta 3, permitió un análisis de la variación del precio unitario de transporte, producto de una menor distancia, así mismo se analizó el ahorro de costo de mantenimiento y menor uso de los mixers

y, finalmente, el análisis del valor presente neto del nuevo plan de reducción de costos de producto de la reubicación de la planta 3.

A. Ahorro de costos de transporte por la reubicación de la planta 3

- ✓ Actualmente la producción en planta 3 es de 3,395 m³, destinándose 3,172 m³ para la Empresa Canchanya y Comiciv (*Shotcrete V.H. + losas y muros*).
- ✓ La ubicación actual se encuentra a una distancia promedio a los frentes de estas empresas de 2,265 m.
- ✓ La necesidad del sostenimiento para los frentes de estas empresas especializadas es 3,172 m³ (2,988 m³ vh & 184 losas y muros) en planta 3 más 443 m³ (414 m³ vh & 29 m³ losa & muros).
- ✓ El costo de subcontratación es \$/km-m³.
- ✓ El periodo de proyección es de 25 meses que es tiempo de vida útil restante (3 años).

Tabla 23.

Análisis del ahorro del costos de transporte por la reubicación de la planta 3

MES	PT3	OTRA	TOTAL	SITUACIÓN ACTUAL						
				Distancia PT3	Distancia Otro	PU PT3	PU OTRO	US \$ PT3	US \$ OTRO	TOTAL
ene-18	3,213	597	3,810	2,213.00	3,698.00	57.60	68.00	185,068.80	40,596.00	225,664.80
feb-18	3,080	264	3,344	2,286.00	2,988.00	58.10	63.00	178,948.00	16,632.00	195,580.00
mar-18	3,149	491	3,640	2,346.00	3,675.00	58.50	67.80	184,216.50	33,289.80	217,506.30
abr-18	3,246	420	3,666	2,213.00	3,558.00	57.60	67.00	186,969.60	28,140.00	215,109.60
may-18	3,172	443	3,615	2,278.00	3,623.00	58.00	67.50	183,976.00	29,902.50	213,878.50
jun-18	3,172	443	3,615	2,343.00	3,688.00	58.50	67.90	185,562.00	30,079.70	215,641.70
jul-18	3,172	443	3,615	2,408.00	3,753.00	58.90	68.40	186,830.80	30,301.20	217,132.00
ago-18	3,172	443	3,615	2,473.00	3,818.00	59.40	68.80	188,416.80	30,478.40	218,895.20
sep-18	3,172	443	3,615	2,538.00	3,883.00	59.90	69.30	190,002.80	30,699.90	220,702.70
oct-18	3,172	443	3,615	2,603.00	3,948.00	60.30	69.70	191,271.60	30,877.10	222,148.70
nov-18	3,172	443	3,615	2,668.00	4,013.00	60.80	70.20	192,857.60	31,098.60	223,956.20
dic-18	3,172	443	3,615	2,733.00	4,078.00	61.20	70.60	194,126.40	31,275.80	225,402.20
ene-19	3,172	443	3,615	2,798.00	4,143.00	61.70	71.10	195,712.40	31,497.30	227,209.70
feb-19	3,172	443	3,615	2,863.00	4,208.00	62.10	71.60	196,981.20	31,718.80	228,700.00
mar-19	3,172	443	3,615	2,928.00	4,273.00	62.60	72.00	198,567.20	31,896.00	230,463.20
abr-19	3,172	443	3,615	2,993.00	4,338.00	63.00	72.50	199,836.00	32,117.50	231,953.50
may-19	3,172	443	3,615	3,058.00	4,403.00	63.50	72.90	201,422.00	32,294.70	233,716.70
jun-19	3,172	443	3,615	3,123.00	4,468.00	64.00	73.40	203,008.00	32,516.20	235,524.20
jul-19	3,172	443	3,615	3,188.00	4,533.00	64.40	73.80	204,276.80	32,693.40	236,970.20
ago-19	3,172	443	3,615	3,253.00	4,598.00	64.90	74.30	205,862.80	32,914.90	238,777.70
sep-19	3,172	443	3,615	3,318.00	4,663.00	65.30	74.70	207,131.60	33,092.10	240,223.70
oct-19	3,172	443	3,615	3,383.00	4,728.00	65.80	75.20	208,717.60	33,313.60	242,031.20
nov-19	3,172	443	3,615	3,448.00	4,793.00	66.20	75.70	209,986.40	33,535.10	243,521.50
dic-19	3,172	443	3,615	3,513.00	4,858.00	66.70	76.10	211,572.40	33,712.30	245,284.70
ene-20	3,172	443	3,615	3,578.00	4,923.00	67.10	76.60	212,841.20	33,933.80	246,775.00
feb-20	3,172	443	3,615	3,643.00	4,988.00	67.60	77.00	214,427.20	34,111.00	248,538.20
mar-20	3,172	443	3,615	3,708.00	5,053.00	68.10	77.50	216,013.20	34,332.50	250,345.70
abr-20	3,172	443	3,615	3,773.00	5,118.00	68.50	77.90	217,282.00	34,509.70	251,791.70

Tabla 24.**Análisis de ahorro de costos de transporte, situación óptima por la reubicación de la planta 3**

MES	SITUACIÓN OPTIMA			AHORRO
	Distancia PT3	PU PT3	TOTAL	
may-18	1,500	52.57	190,040	23,899
jun-18	1,565	53.03	191,687	23,899
jul-18	1,630	53.48	193,334	23,899
ago-18	1,695	53.94	194,981	23,899
sep-18	1,760	54.39	196,628	23,899
oct-18	1,825	54.85	198,275	23,899
nov-18	1,890	55.31	199,922	23,899
dic-18	1,955	55.76	201,569	23,899
ene-19	2,020	56.22	203,216	23,899
feb-19	2,085	56.67	204,863	23,899
mar-19	2,150	57.13	206,510	23,899
abr-19	2,215	57.58	208,157	23,899
may-19	2,280	58.04	209,804	23,899
jun-19	2,345	58.49	211,451	23,899
jul-19	2,410	58.95	213,098	23,899
ago-19	2,475	59.41	214,745	23,899
sep-19	2,540	59.86	216,392	23,899
oct-19	2,605	60.32	218,039	23,899
nov-19	2,670	60.77	219,686	23,899
dic-19	2,735	61.23	221,333	23,899
ene-20	2,800	61.68	222,980	23,899
feb-20	2,865	62.14	224,627	23,899
mar-20	2,930	62.60	226,274	23,899
abr-20	2,995	63.05	227,921	23,899

B. Ahorro de costos de mantenimiento y reducción de número de mixers, por la reubicación de la planta 3

De acuerdo a la reubicación de la planta 3, permite una menor distancia de transporte, por lo que se utiliza menos equipos mixers y su disponibilidad mecánica se incrementa, por lo que sus costos de mantenimiento preventivo y correctivo disminuyen.

- ✓ El segundo ahorro permite identificar el tiempo de transporte que la mezcla (vh + losa) está en el mixer, distancias más lejanas a los frentes, la eficiencia cae con h/m^3 es más alto.
- ✓ Las h/m^3 en promedio es 0.87 y en el primer trimestre del 2018 su valor se fue incrementando por la variación de la distancia (65 m).

- ✓ Actualmente en abril de 2018 con las horas totales de transporte (rendimiento 0.89 h/m³) y la distancia (2,213 m) se utilizan 11 Mixer y sus horas de operación son 300 h/mixer.
- ✓ El costo de mantenimiento es \$28/h
- ✓ La probabilidad de falla es 45 h de operación por 3 de mantenimiento (45-3)
- ✓ El costo de alquiler de los mixers a la E. E. es \$47/h incluye el costo de repuestos de los equipos de compañía y el combustible.
- ✓ El costo de *Overhaul* de un equipo mixer es \$105,000 y la compra es \$195,000.
- ✓ Con la nueva ubicación, el número de h/m³ se reduce al primer proyectado 0.61.
- ✓ La disminución de horas totales, se reduce la necesidad de mixer, el costo de alquiler (este costo demanda a CMH, costo de mantenimiento y compra de repuestos que disminuirían) y el costo de mantenimiento por fallas.

Tabla 25.

Análisis del ahorro del costos de mantenimiento y número de mixers por la reubicación de la planta 3

MES	Hr/m3	OTRA m3 (vh+losa)	HORAS TOTALES	# MIXERS	Hr/Mixer	PU US \$/hr	TOTAL US \$	DISTANCIA m	# CICLOS	Hr/Ciclo	COSTOS OPERAT. MTTO COSTO IMPL. MANTT (US \$)	
may-18	0.87	3,172	2,753	9	300	47	129,381	2,278	1,254	2.19		5,139
jun-18	0.89	3,172	2,816	9	300	47	132,363	2,343	1,219	2.31		5,257
jul-18	0.91	3,172	2,880	10	300	47	135,345	2,408	1,186	2.43		5,375
ago-18	0.93	3,172	2,943	10	300	47	138,326	2,473	1,155	2.55		5,494
sep-18	0.95	3,172	3,007	10	300	47	141,308	2,538	1,126	2.67		5,612
oct-18	0.97	3,172	3,070	10	300	47	144,290	2,603	1,098	2.80		5,731
nov-18	0.99	3,172	3,133	10	300	47	147,271	2,668	1,071	2.93		5,849
dic-18	1.01	3,172	3,197	11	300	47	150,253	2,733	1,045	3.06		5,967
ene-19	1.03	3,172	3,260	11	300	47	153,235	2,798	1,021	3.19		6,086
feb-19	1.05	3,172	3,324	11	300	47	156,216	2,863	998	3.33		6,204
mar-19	1.07	3,172	3,387	11	300	47	159,198	2,928	976	3.47		6,323
abr-19	1.09	3,172	3,451	12	300	47	162,180	2,993	955	3.61	105,000	6,441
may-19	1.11	3,172	3,514	12	300	47	165,161	3,058	934	3.76	0	6,560
jun-19	1.13	3,172	3,578	12	300	47	168,143	3,123	915	3.91	0	6,678
jul-19	1.15	3,172	3,641	12	300	47	171,125	3,188	896	4.06	0	6,796
ago-19	1.17	3,172	3,704	12	300	47	174,106	3,253	878	4.22	0	6,915
sep-19	1.19	3,172	3,768	13	300	47	177,088	3,318	861	4.38	105,000	7,033
oct-19	1.21	3,172	3,831	13	300	47	180,070	3,383	845	4.54	0	7,152
nov-19	1.23	3,172	3,895	13	300	47	183,051	3,448	829	4.70	0	7,270
dic-19	1.25	3,172	3,958	13	300	47	186,033	3,513	813	4.87	0	7,389
ene-20	1.27	3,172	4,022	13	300	47	189,015	3,578	799	5.04	0	7,507
feb-20	1.29	3,172	4,085	14	300	47	191,996	3,643	784	5.21	105,000	7,625
mar-20	1.31	3,172	4,148	14	300	47	194,978	3,708	771	5.38	0	7,744
abr-20	1.33	3,172	4,212	14	300	47	197,960	3,773	757	5.56	0	7,862

Tabla 26.

Análisis del ahorro del costos de mantenimiento y número de mixers en escenario óptimo por la reubicación de la planta 3

MES	SITUACIÓN ÓPTIMA						AHORRO 2 (Horas Alq. & Mtto)	AHORRO 3 (Reducción Mixers)	AHORRO TOTAL US \$
	Distancia PT3 m	Hr / m3	HORAS TOTALES	# MIXERS	TOTAL US \$	MANTTO			
may-18	1,500.00	0.61	1,922.00	6	90,323	3,587	40,609.00	42,300	106,808
jun-18	1,565.00	0.60	1,891.00	6	88,867	3,529	45,224.00	42,300	111,422
jul-18	1,630.00	0.62	1,959.00	7	92,064	3,656	44,999.00	42,300	111,198
ago-18	1,695.00	0.64	2,027.00	7	95,250	3,783	44,787.00	42,300	110,985
sep-18	1,760.00	0.66	2,094.00	7	98,425	3,909	44,586.00	42,300	110,784
oct-18	1,825.00	0.68	2,162.00	7	101,591	4,035	44,395.00	42,300	110,593
nov-18	1,890.00	0.70	2,229.00	7	104,747	4,160	44,213.00	42,300	110,412
dic-18	1,955.00	0.72	2,296.00	8	107,895	4,285	44,041.00	42,300	110,239
ene-19	2,020.00	0.74	2,362.00	8	111,034	4,410	43,876.00	42,300	110,075
feb-19	2,085.00	0.77	2,429.00	8	114,167	4,534	43,720.00	42,300	109,918
mar-19	2,150.00	0.79	2,496.00	8	117,292	4,658	43,570.00	42,300	109,769
abr-19	2,215.00	0.81	2,562.00	9	120,411	4,782	148,427.00	42,300	214,626
may-19	2,280.00	0.83	2,628.00	9	123,525	4,906	43,290.00	42,300	109,489
jun-19	2,345.00	0.85	2,694.00	9	126,632	5,029	43,159.00	42,300	109,358
jul-19	2,410.00	0.87	2,760.00	9	129,735	5,153	43,034.00	42,300	109,233
ago-19	2,475.00	0.89	2,826.00	9	132,832	5,276	42,914.00	42,300	109,112
sep-19	2,540.00	0.91	2,892.00	10	135,925	5,398	147,798.00	42,300	213,997
oct-19	2,605.00	0.93	2,958.00	10	139,013	5,521	42,687.00	42,300	108,886
nov-19	2,670.00	0.95	3,023.00	10	142,098	5,644	42,580.00	42,300	108,779
dic-19	2,735.00	0.97	3,089.00	10	145,178	5,766	42,477.00	42,300	108,676
ene-20	2,800.00	0.99	3,154.00	11	148,255	5,888	42,378.00	42,300	94,477
feb-20	2,865.00	1.02	3,220.00	11	151,329	6,010	147,283.00	42,300	213,482
mar-20	2,930.00	1.04	3,285.00	11	154,399	6,132	42,191.00	42,300	108,390
abr-20	2,995.00	1.06	3,350.00	11	157,466	6,254	42,102.00	42,300	108,301

C. Análisis económico de flujo de inversión por reubicación de la planta 3

El análisis económico del flujo de inversión para la reducción de costos de sostenimiento mediante el uso de *shotcrete*, mediante el cambio de la planta 3. Se analizaron los costos de transporte, costos de mantenimiento y reducción de uso de mixers, los cuales permitieron la reducción de costos de sostenimiento.

- ✓ El análisis económico del costo de transporte durante el periodo de evaluación de 24 meses tendrá un ahorro de US \$ 573,576.
- ✓ El análisis económico de horas de alquiler y mantenimiento durante el periodo de evaluación de 24 meses será de US \$ 1'354,340.
- ✓ El análisis económico de costos de reducción de uso de mixers durante el periodo de evaluación de 24 meses será de US \$ 1'015,200.
- ✓ El costo total reducido durante el periodo de estudio será de US \$ 2'943,116.
- ✓ Considerando una inversión de US \$ 500,000, para el cambio de instalación de la planta 3, con una tasa de descuento del 12% y un periodo de evaluación de 24 meses, se ahorrará al finalizar la vida útil de la planta en US \$ 361,543 al periodo de la inversión.

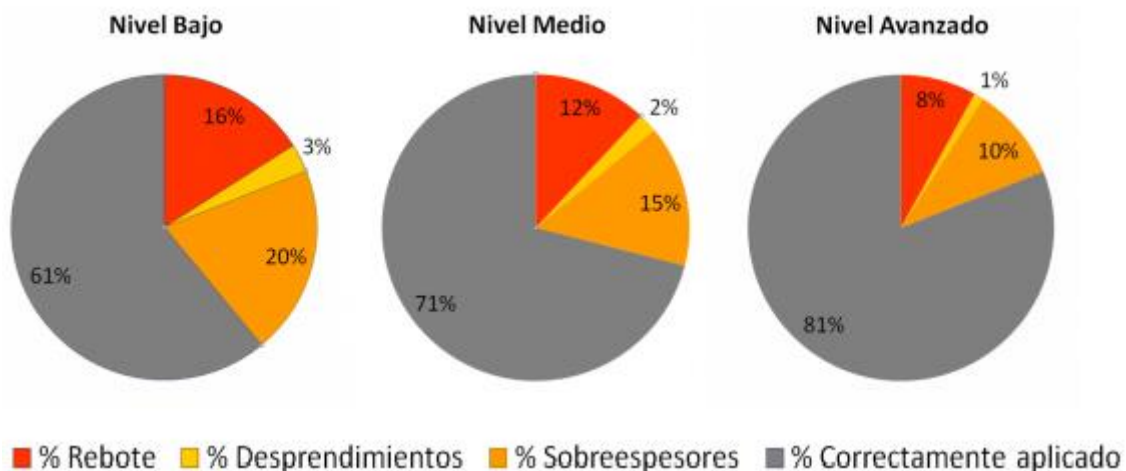
Tabla 27.

Análisis económico de flujo de inversión (VNA), por la reubicación de la planta 3

MES	MESES PROYECTADO	CAPEX	AHORRO 1 Por PU (US\$)	AHORRO 2 Hrs Alq & HrsMtt (US\$)	AHORRO 3 Reducc. Mixers (US \$)	AHORRO TOTAL US \$	RECUPERACIÓN INVERSIÓN (US \$)	DISTANCIA m
MES 0	abr-18	-500,000.00						
MES 1	may-18		23,899	40,609	42,300	106,808	-361,282	1,500
MES 2	jun-18		23,899	45,224	42,300	111,423	-281,974	1,565
MES 3	jul-18		23,899	44,999	42,300	111,198	-211,306	1,630
MES 4	ago-18		23,899	44,787	42,300	110,986	-148,330	1,695
MES 5	sep-18		23,899	44,586	42,300	110,785	-92,203	1,760
MES 6	oct-18		23,899	44,395	42,300	110,594	-42,176	1,825
MES 7	nov-18		23,899	44,213	42,300	110,412	2,418	1,890
MES 8	dic-18		23,899	44,041	42,300	110,240	42,171	1,955
MES 9	ene-19		23,899	43,876	42,300	110,075	77,612	2,020
MES 10	feb-19		23,899	43,720	42,300	109,919	109,211	2,085
MES 11	mar-19		23,899	43,570	42,300	109,769	137,386	2,150
MES 12	abr-19		23,899	148,427	42,300	214,626	186,573	2,215
MES 13	may-19		23,899	43,290	42,300	109,489	208,976	2,280
MES 14	jun-19		23,899	43,159	42,300	109,358	228,956	2,345
MES 15	jul-19		23,899	43,034	42,300	109,233	246,774	2,410
MES 16	ago-19		23,899	42,914	42,300	109,113	262,665	2,475
MES 17	sep-19		23,899	147,798	42,300	213,997	290,493	2,540
MES 18	oct-19		23,899	42,687	42,300	108,886	303,136	2,605
MES 19	nov-19		23,899	42,580	42,300	108,779	314,412	2,670
MES 20	dic-19		23,899	42,477	42,300	108,676	324,471	2,735
MES 21	ene-20		23,899	42,378	42,300	108,577	332,276	2,800
MES 22	feb-20		23,899	147,283	42,300	213,482	348,032	2,865
MES 23	mar-20		23,899	42,191	42,300	108,390	355,173	2,930
MES 24	abr-20		23,899	42,102	42,300	108,301	361,543	2,995

CONCLUSIONES

1. Consideramos que es muy necesaria una formación de todo el personal involucrado en el proceso, desde la planta de hormigón hasta el operador de proyección. La formación de los operadores de proyección debe ser la más exigente, ya que finalmente está en sus manos la calidad final del hormigón proyectado. Se puede tener la mejor mezcla y los mejores equipos, pero si el operario de proyección no ha sido bien formado, el resultado puede ser un hormigón proyectado de muy mala calidad que no cumplirá su función y con un coste económico muy elevado. En las siguientes imágenes se puede observar cómo varían los porcentajes de rebote, hormigón correctamente colocado, sobre espesores y desprendimientos por fallos de adherencia o por fallos de cohesión según la calificación del operador de proyección.



2. Actualmente, en el consorcio minero Horizonte S. A. se está obteniendo un rendimiento de proyección para 2" de espesor de $8 \text{ m}^2 / \text{m}^3$, dato facilitado por el Área de Geomecánica. Unos valores aceptados a nivel internacional de rendimiento de proyección para 2" de espesor son $10 \text{ m}^2 / \text{m}^3$ para condiciones de trabajo adecuadas, mezclas adecuadas y operadores de nivel medio, y un rendimiento de $12 \text{ m}^2 / \text{m}^3$ para condiciones óptimas, mezclas optimizadas y operadores de nivel avanzado. Debido al tamaño de la sección, a las pequeñas cantidades de proyección por equipo y los espesores aplicados, se

considera que el objetivo debería ser: intentar alcanzar un rendimiento de 10 m² /m³ para espesores de 2”.

Si esto se traslada a la operación actual del consorcio minero Horizonte S. A., se observa que con el proceso de formación de los operadores, el mantenimiento de los equipos y una mejora del rendimiento de proyección tendría una repercusión económica importante además de minimizar los transportes en interior de mina al reducir el consumo de hormigón.

Producción mensual	Rendimiento de proyección	Volumen de hormigón necesario.	Coste m3 hormigón	Coste total hormigón
40.000 m ²	8 m ² /m ³	5.000 m ³	350 \$/m ³	1.750.000 \$/mes
40.000 m ²	10 m ² /m ³	4.000 m ³	350 \$/m ³	1.400.000 \$/mes
40.000 m ²	12 m ² /m ³	3.333 m ³	350 \$/m ³	1.166.500\$/mes

3. Del mismo modo, es muy importante el correcto mantenimiento y limpieza de los equipos, ya que estos tienen una repercusión directa en la calidad del hormigón proyectado y en parámetros como el rebote, que finalmente se traduce también en una repercusión económica.
4. El sostenimiento de la unidad Parcoy del consorcio minero Horizonte S. A. se fundamenta en un hormigón reforzado con fibras y por lo tanto en una absorción de energía. Debido al estado de corrosión que estas presentan, su capacidad de absorción de energía está muy reducida, llegando a ser prácticamente nula en los casos más extremos. Esto provocará que el comportamiento del hormigón reforzado, que supuestamente debería ser una rotura dúctil, sea una rotura frágil, rotura que no avisa y que, por lo tanto, genera una situación muy peligrosa.
5. El análisis económico del costo de transporte durante el periodo de evaluación de 24 meses tendrá un ahorro de US \$ 573,576. El análisis económico de horas de alquiler y mantenimiento durante el periodo de evaluación de 24 meses será de US \$ 1'354,340. El análisis económico de costos de reducción

de uso de mixers durante el periodo de evaluación de 24 meses será de US \$ 1'015,200. El costo total reducido durante el periodo de estudio será de US \$ 2'943,116.

6. Considerando una inversión de US \$ 500,000 para el cambio de instalación de la planta 3, con una tasa de descuento del 12% y un periodo de evaluación de 24 meses, se ahorrará al finalizar la vida útil de la planta en US \$ 361,543 en relación al periodo de la inversión.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar un estudio de la mezcla para su optimización, comprobación de incompatibilidades de aditivos y por el grave problema de corrosión de las fibras de acero.
2. Se recomienda la realización de nuevos paneles acordes con las dimensiones de la Noma; formación de los operadores de proyección en la realización de artesas y paneles; formación del personal de laboratorio para la realización de los nuevos ensayos, identificación de defectos en paneles y probetas, etc.
3. Se recomienda la realización de ensayos de humedad en los acopios de las plantas.
4. Así mismo, se recomienda establecer un programa de calidad, este programa establecerá los ensayos que hay que realizar y con qué frecuencia, permitiendo detectar si se produce alguna desviación de los estándares y corregirla.
5. Se recomienda establecer procedimiento de mezclado con mixer para los equipos que carguen en las diferentes plantas, establecer un programa de calidad de mezclado con mixer y pruebas de homogenización de mezclado para la planta 1.
6. Se recomienda realizar programas de mantenimiento y limpieza de los equipos mixer, mantenimiento y limpieza de las plantas de hormigón.
7. Se recomienda la instalación de sistemas de supresión de polvo o sistemas neumáticos convencionales para la carga de los silos de cemento, estableciendo procedimientos de limpieza.
8. Se recomienda establecer procedimientos de limpieza al finalizar la descarga del equipo y al finalizar el turno.
9. Establecer procedimientos de actuación ante situaciones de slump no adecuado, que debe incluir tiempos de mezclado, cantidades de aditivo y criterio de rechazo.

REFERENCIAS

1. **SANDOVAL, O. y GUILLÉN, H.** *Modelamiento numérico aplicado al shotcrete fibrorreforzado orientado a la optimización de las operaciones de minado en CMHSA.* Trujillo, Perú : Tesis de grado, 2014.
2. **GUILLÉN, H.** *Aplicación del método de deformación controlada en la ejecución de labores de avance en CMHSA.* Trujillo, Perú : Tesis, 2013.
3. **LAIN HUERTA, C.** *Estudio de las distribuciones tensionales y de las resistencias de los rellenos de pasta de la mina subterránea de aguas teñidas .* Madrid : Universidad Politécnica de Madrid, 2015. tesis doctoral.
4. **VILLEGAS LANDA, Luis.** *Relleno en pasta utilizado en la mina Iscaycruz.* Lima : Universidad Nacional de Ingeniería, 2006. Informe de ingeniería para titulación.
5. **PENGYU y YANG.** *Stability analyses of waste rock barricades designed to retain paste backfill.* s.l. : International Journal of Geomechanics. 2016.

ANEXOS

ANEXO A

Matriz de operacionalización de variables

Tabla 28.

Matriz de operacionalización de variables en consorcio minero Horizonte S. A.

Variables	Definición Conceptual	Definición operacional		
		Dimensiones	Sub-Dimensiones	Indicadores
VI: Aplicación del <i>Shotcrete</i> .	Es un método de sostenimiento que permite estabilizar el macizo rocoso en labores subterráneas.	<ul style="list-style-type: none"> • Factores geomecánicos • Factores dosificación. 	Valoración geológica del yacimiento Valoración geomecánica Valoración de insumos asociados al <i>shotcrete</i>	Características del macizo rocoso Características de insumos presentes en el <i>shotcrete</i> (cemento, agua, arena, aditivo sh-5, fibra metálica y peso de la amasadura)
VD: Análisis técnico y económico de transporte, mantenimiento y uso de equipos mixer.	Se considera el análisis técnico y económico de variables operacionales para la reducción de costos de sostenimiento.	<ul style="list-style-type: none"> • Variables económicas 	Valoración de costos de transporte Valoración de costos de mantenimiento y uso de equipos mixer. Valoración Económica	Costos de transporte Costos de mantenimiento. Rentabilidad económica de reubicación de planta 3.

ANEXO B

Planos en sección panta y transversal

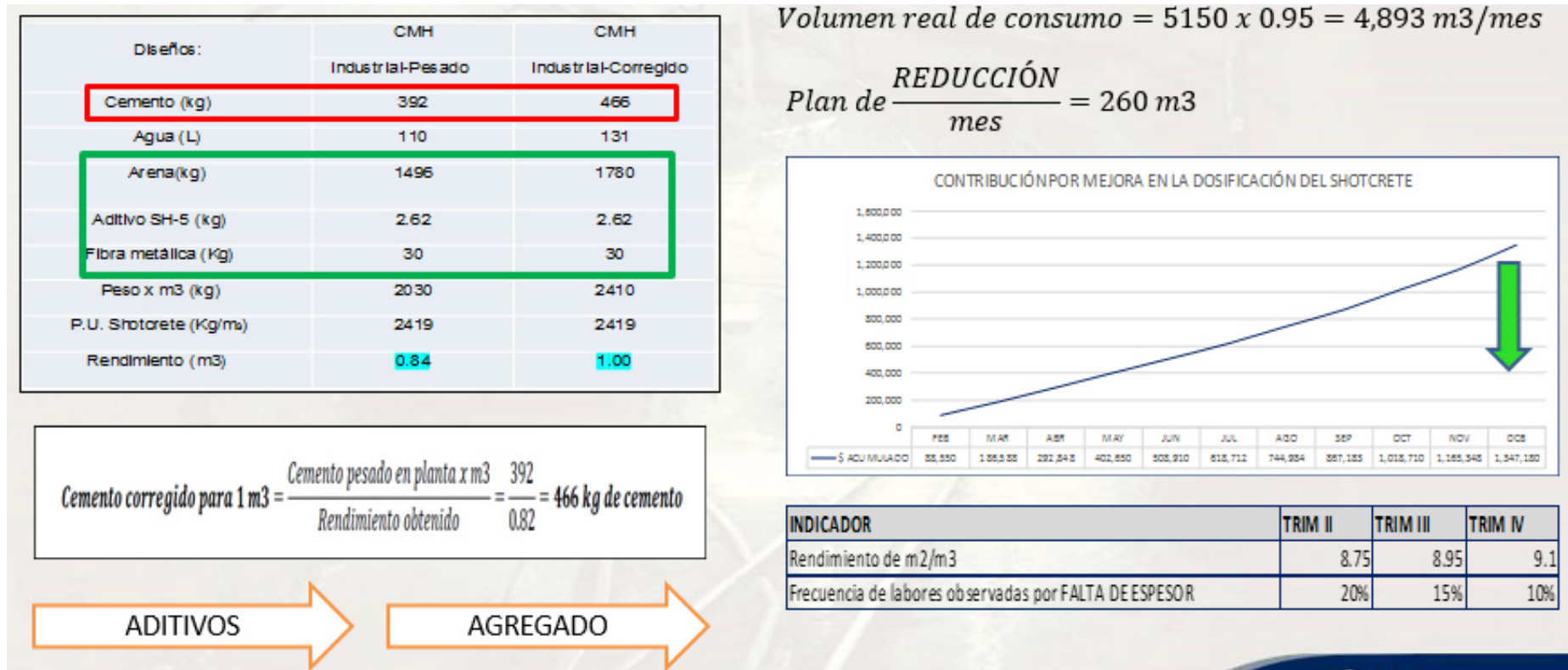


Figura 49. Dosificación de aditivos usados en la planta de shotcrete

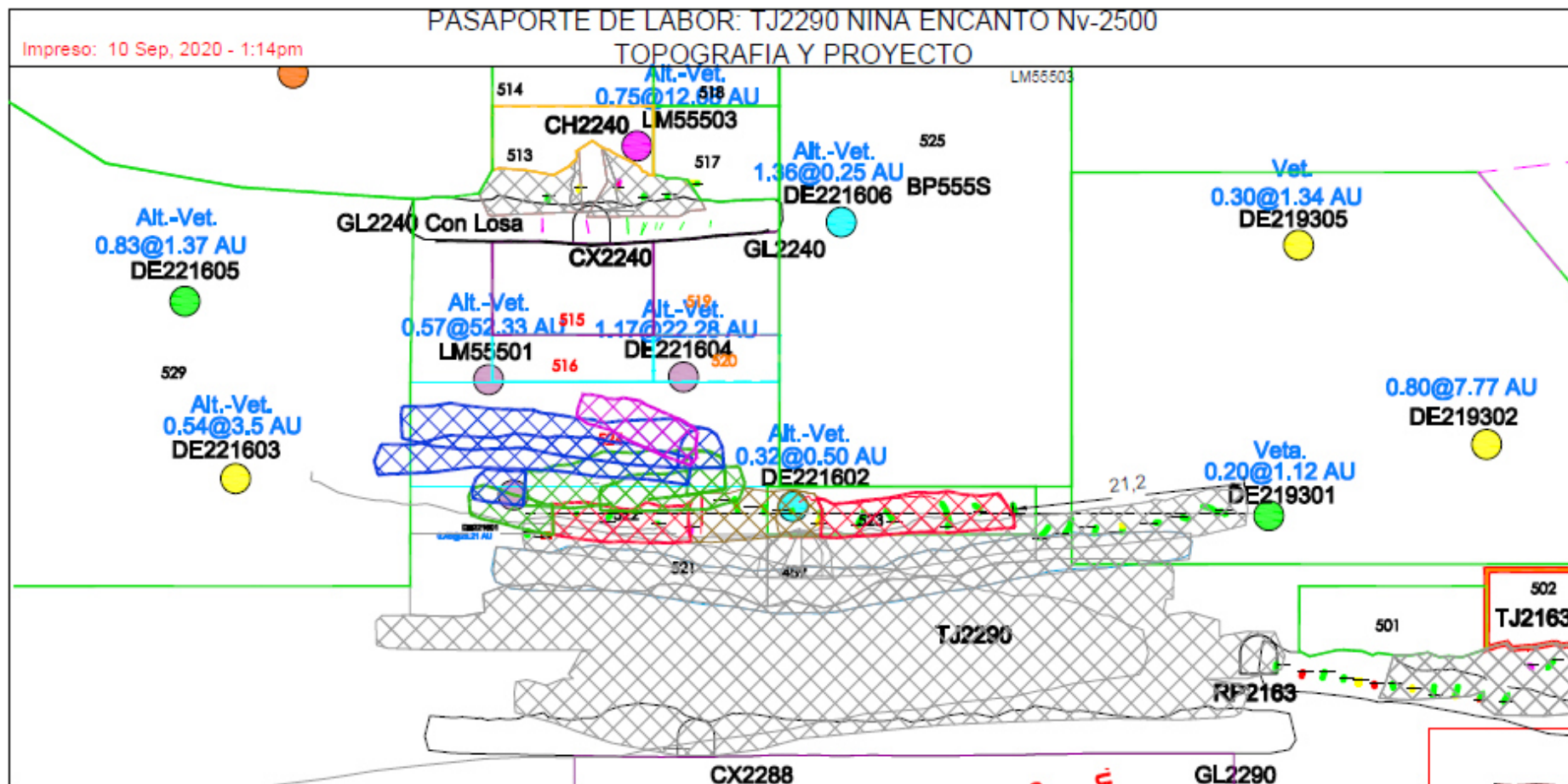


Figura 50. Plano en perfil del tajo 2290, Nv 2500 de consorcio minero Horizonte S. A.

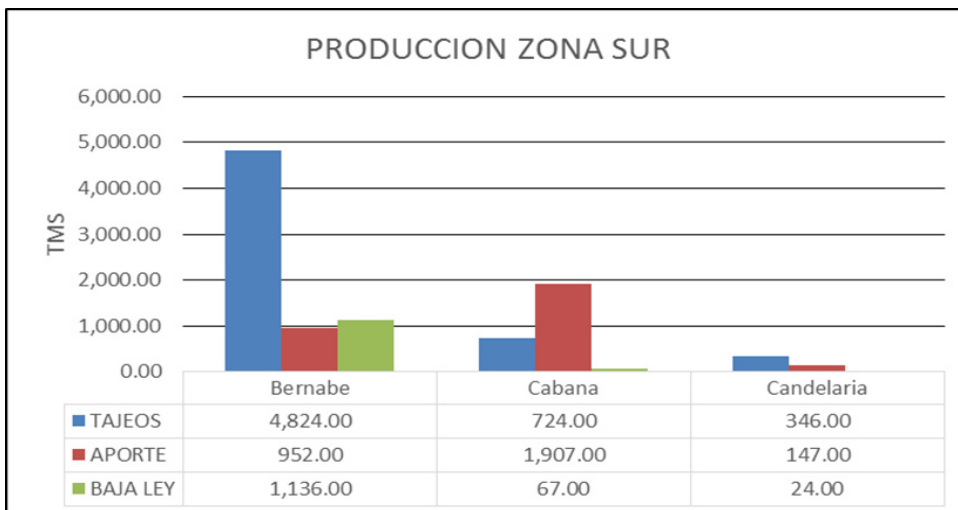
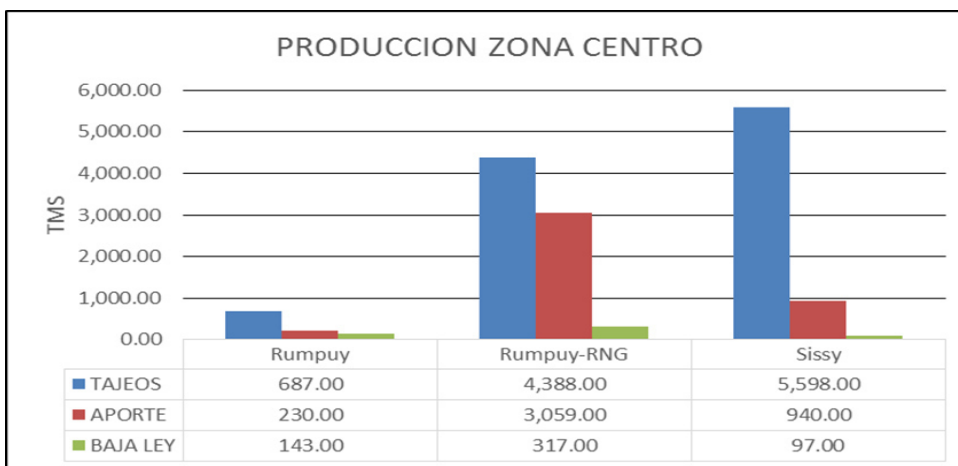
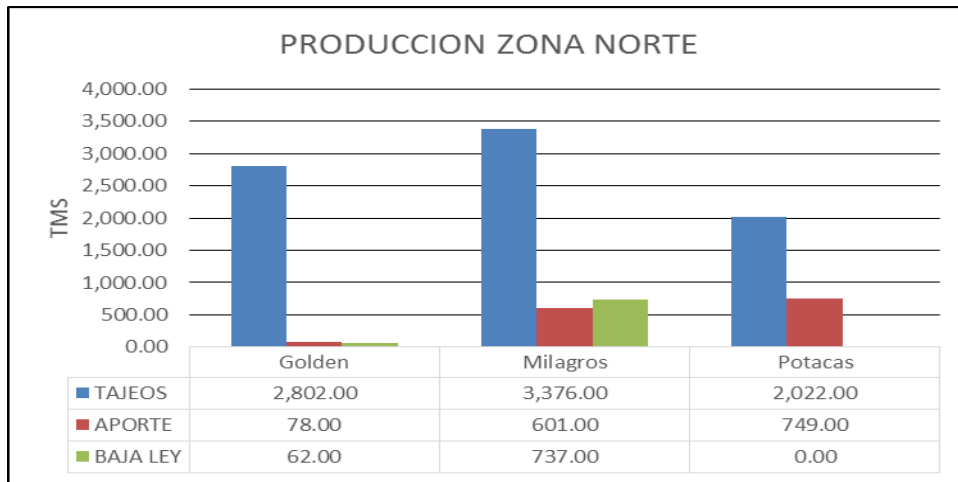


Figura 52. Cuadros de producción de los diferentes sectores de consorcio minero Horizonte S. A.