

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**OPTIMIZACIÓN DEL AVANCE LINEAL MEDIANTE
SOSTENIMIENTO TEMPORAL CON MALLA ELECTROSOLDADA
EN LA CORTADA 4350-761 SW - AESA INFRAESTRUCTURA Y
MINERIA - U. M. SAN RAFAEL PUNO**

PRESENTADO POR:

Br. SAUL CRUZMI SUÑA

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

ASESOR:

Mgt. EDMUNDO ALARCON CACERES

CUSCO – PERU

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe, Asesor del trabajo de investigación/tesis titulada: "OPTIMIZACIÓN DEL AVANCE LINEAL MEDIANTE SOSTENIMIENTO TEMPORAL CON MALLA ELECTROSOLDADA EN LA CORTADA 4350-761 SW - AESA INFRAESTRUCTURA Y MINERIA - U.M. SAN RAFAEL PUNO"

presentado por: SOUL CRUZMI SUÑA con DNI Nro.: 47195007 presentado por: con DNI Nro.: para optar el título profesional/grado académico de INGENIERO DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 veces, mediante el Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 05%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No se considera plagio.	<input checked="" type="checkbox"/>
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las correcciones.	<input type="checkbox"/>
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	<input type="checkbox"/>

Por tanto, en mi condición de asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera página del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 22 de octubre de 2024

Firma: 
Post firma: Eduardo Abscon C.
Nro. de DNI: 23837183
ORCID del Asesor: 0000-0002-6890-4001

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: oid: 2f259f39f271764

NOMBRE DEL TRABAJO

Tesis SAUL CRUZMI SUÑA.pdf

AUTOR

Saul Cruzmi

RECUENTO DE PALABRAS

38667 Words

RECUENTO DE CARACTERES

200880 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

191 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

6.9MB

FECHA DE ENTREGA

Oct 22, 2024 12:11 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Oct 22, 2024 12:13 PM GMT-5

● 5% de similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 4% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 3% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Bloques de texto excluidos manualmente
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 12 palabras)

AGRADECIMIENTO

A mi alma mater la universidad nacional de San Antonio Abad del Cusco, facultad de ingeniería geológica, minas y metalúrgica, a la escuela profesional de ingeniería de minas por brindarme la oportunidad de formarme como profesional y aprender los fundamentos básicos de una vida profesional para ser un referente en el ámbito laboral y académico.

A mis docentes de la escuela profesional de ingeniería de minas, por aliento en los momentos más difíciles y los estímulos que posibilitaron el logro de esta meta con admiración y respeto.

A los ingenieros de AESA infraestructura y minería por brindarme la oportunidad de aprender, por ser referentes y por el impulso para lograr esta meta, como testimonio de gratitud y eterno reconocimiento.

DEDICATORIA

A mi Dios, por ser la luz de todos mis días, por la enorme fuerza de voluntad que me brinda, por guiarme, enseñarme y permitirme llegar hasta este momento de mi formación profesional.

A mis padres Francisca y Claudio por ser mi soporte desde el inicio sin temor a como pueda finalizar esta travesía, por la confianza que siguen depositando en mí, a ustedes por siempre mi corazón y mi agradecimiento infinito.

A los ingenieros de AESA por contribuir al desarrollo de este proyecto, por el aliento para culminar esta etapa de mi formación profesional.

INDICE

AGRADECIMIENTO.....	i
DEDICATORIA.....	ii
INDICE	iii
INDICE DE TABLAS	ix
INDICE DE FIGURAS	xii
INTRODUCCION	xv
RESUMEN	xvii
CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. EL PROBLEMA	1
1.1.1. DESCRIPCION DEL PROBLEMA	1
1.1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	2
1.1.2.1. Problema general.....	2
1.1.2.2. Problemas específicos.....	2
1.2. OBJETIVOS	3
1.2.1. Objetivo general.....	3
1.2.2. Objetivos específicos	3
1.3. JUSTIFICACION	3
1.4. HIPÓTESIS	4
1.4.1. Hipótesis General.....	4
1.4.2. Hipótesis Específica.....	4
1.5. VARIABLES E INDICADORES	4
1.6. METODOLOGÍA.....	5
1.6.1. Nivel investigación	5
1.6.2. Tipo de investigación	5
1.7. POBLACIÓN Y MUESTRA.....	5

CAPÍTULO II: MARCO TEORICO	6
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	6
2.1.1. Antecedentes internacionales	6
2.1.2. Antecedentes nacionales	7
2.1.3. Antecedentes locales	8
2.2. BASES TEÓRICAS	8
2.2.1. SISTEMAS DE EXPLOTACION.....	8
2.2.1.1. SISTEMA TRACKLESS.....	8
2.2.1.2. LABORES DE EXPLORACION, DESARROLLO Y PREPARACION MINA.....	9
2.2.2. MECANICA DE ROCAS	10
2.2.3. CLASIFICACION DE ROCAS	10
2.2.3.1. ROCAS IGNEAS.....	10
2.2.3.2. ROCAS SEDIMENTARIAS	11
2.2.3.3. ROCAS METAMORFICAS	12
2.2.4. ENERGIA ESPECIFICA DE LAS ROCAS	12
2.2.5. RESISTENCIA A LA COMPRESION DE LAS ROCAS.....	13
2.2.6. CICLO DE MINADO.....	13
2.2.4.1. PERFORACION.....	13
2.2.4.2. VOLADURA CONTROLADA	14
2.2.4.3. EVALUACIÓN DE LA VOLADURA.....	15
2.2.4.4. LIMPIEZA, ACARREO Y CARGUIO	15
2.2.4.5. DESATE MECANIZADO DE LABORES SUBTERRANEAS.....	16
2.2.4.6. TIPOS Y ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO	16
2.2.4.8. VENTILACION	21
2.2.7. COSTO DE EXCAVACION DE LABORES DE AVANCE	21

2.2.8. COSTO DE SOSTENIMIENTO DE LABORES DE AVANCE	22
2.2.9. OPTIMIZACION DE TIEMPOS EN EL PROCESO MINERO.....	22
CAPITULO III: DESCRIPCION DE LA UNIDAD MINERA SAN RAFAEL - MINSUR.....	23
3.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA.....	23
3.1.1. UBICACIÓN DEL ÁREA	23
3.1.2. ACCESIBILIDAD Y COMUNICACIÓN	24
3.2. UNIDAD MINERA SAN RAFAEL	25
3.2.1. AESA INFRAESTRUCTURA Y MINERIA	25
3.3. CLIMA Y RELIEVE	26
3.4. VEGETACIÓN.....	27
3.6. GEOLOGÍA	27
3.6.1. GEOLOGÍA REGIONAL.....	27
3.6.2. GEOLOGÍA LOCAL (PLANO GEOLÓGICO)	28
3.6.2.1. ESTRATIGRAFÍA	30
3.7.3. GEOLOGÍA MINERA	31
3.7.3.1. MINERALIZACIÓN	31
3.7.3.2. PLANIFICACIÓN DE LA PRODUCCIÓN.....	31
3.7.3.3. CONTROL DE CALIDAD DEL MINERAL	32
3.7.3.4. PROYECCIONES DEL MINADO DE SAN GERMAN.....	33
3.8. DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE AVANCE	33
3.8.1. PERFORACIÓN CON JUMBO FRONTONERO	35
3.8.2. PRINCIPALES MALLAS DE PERFORACION	41
3.8.3. VOLADURA CONTROLADA.....	42
3.8.2. LIMPIEZA ACARREO Y CARGUIO CON EQUIPOS CAT R1300G Y R1600G.....	45

3.8.3. DESATE MECANIZADO DE LABORES HORIZONTALES E INCLINADAS CON EQUIPO DESATADOR SCALER PAUSS	54
3.8.3. SOSTENIMIENTO CON PERNO CON JUMBO EMPERNADOR	55
3.8.4. SOSTENIMIENTO DE MALLA CON EQUIPO PLATAFORMA GRUA	56
3.8.4. SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE	61
3.8.4.1. METODO DE SHOTCRETE VIA HUMEDA	61
3.8.4.2. VENTAJAS DE METODO DE SHOTCRETE VIA HUMEDA	63
3.8.4.3. PROCESO DE LANZADO DE SHOTCRETE VIA HUMEDA	63
3.8.4.4. CONTROL DE CALIDAD	64
3.8.6. EXTRACION DE MINERAL Y DESMONTE	64
3.8.7. SISTEMA DE VENTILACIÓN MECÁNICA	70
CAPITULO IV: OPTIMIZACIÓN DEL AVANCE LINEAL DE LA CORTADA 4350-761 SW	72
4.1. EVALUACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO DE LA CX 4350-761 SW	72
4.1.1. CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO	72
4.1.2. ANALISIS DE ESTABILIDAD DE LA CORTADA 4350 – 761 SW	73
4.1.2.1. VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR 49)	73
4.1.2.2. PERFIL TOPOGRAFICO	74
4.1.2.3. CARACTERIZACION GEOMECANICA	75
4.1.2.4. PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA	76
4.1.2.5. ANALISIS DE CUÑAS	79
4.2.1. DESCRIPCION GEOMECANICA Y SOSTENIMIENTO ANTES Y DESPUES APLICADA EN LA CX 4350-761 SW	82
4.2.1.1. DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO	82
4.2.1.2. SOSTENIMIENTO APLICADO	82
4.2. EVALUACION Y COSTO DEL SOSTENIMIENTO TEMPORAL Y PERMANENTE	84

4.2.1. SOSTENIMIENTO APLICADO EN LA CORTADA 4350 -761 SW...	84
4.2.2. CALCULO DE COSTO DE SOSTENIMIENTO CON PERNO HELICOIDAL (PU)	93
4.2.3. COSTO DE SOSTENIMIENTO CON MALLA ELECTROSOLDADA	96
4.2.4. COSTO DE LANZADO DE SHOTCRETE	99
4.3. EVALUACION DEL CICLO DE PERFORACION	105
4.3.1. CAMBIO DE VIGA RETRACTIL A RIGIDA DEL JUMBO 30 DE 14 PIES PARA UNA BARRA DE 16 PIES	109
4.3.2. MALLA DE PERFORACION OPTIMA PARA ANFO Y EMULSION..	110
4.3.3. CONSUMO DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS.....	113
4.4. COSTO DE EXCAVACION DE LA CX 4350-761 SW	115
4.5. ANALISIS Y PROPUESTA DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE AVANCE EN LA CX 4350-761 SW	125
4.5.1. EQUIPOS A EMPLEAR Y SUS RENDIMIENTOS	125
4.5.2. KPI'S OPERATIVOS	126
4.5.3. PROGRAMACION, EJECUCION Y CONTROL DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE AVANCE	128
4.5.4. CICLO DE MINADO (ENTRADA, TRANSFORMACION Y PRODUCTO)	132
4.5.5. DIAGRAMA DE ISHIKAWA.....	132
4.5.6. RECOLECCION Y ANALISIS DE INFORMACION	134
4.6. PROPUESTA DE OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES DE SOSTENIMIENTO TEMPORAL Y PERMANENTE	135
4.6.1. PROGRAMACION DIARIA, SEMANAL Y MENSUAL DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE MINADO	137
CAPÍTULO V: ANALISIS DE RESULTADOS.....	142
5.1. COMPARACIÓN DE LOS CICLOS DE SOSTENIMIENTO CON MALLA Y CON SHOTCRETE	142
5.2. ESQUEMA COMPARATIVO DE DISPAROS EJECUTADOS ANTES Y DESPUES	149

5.3. ESQUEMA COMPARATIVO DE TENDENCIA Y KPI'S SOSTENIMIENTO	152
5.3.3. KPI'S DE PERFORMANCE DE EQUIPOS.....	154
5.5 RESUMEN DE COSTOS DE SOSTENIMIENTO CON PERNO HELICOIDAL Y MALLA LECTRO SOLDADA.....	156
5.5 RESUMEN DE COSTOS DE SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE	158
5.8. VALORIZACION DE LA EXCVACION PROYECTO CX 4350-761 SW...	158
CONCLUSIONES.....	162
RECOMENDACIONES	163
BIBLIOGRAFÍA	164
ANEXOS	166

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de variables del proyecto de tesis	4
Tabla 2. Valores de energía específica	12
Tabla 3. Clasificación de la roca en base a la resistencia a la compresión según la ISRM	13
Tabla 4. Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos (Pakalnis, 2014)	18
Tabla 5. Procesos estratégicos de la EE	26
Tabla 6. Proyección diaria para extracción de mineral - AESA	32
Tabla 7. Principales características técnicas CAT r1300g	47
Tabla 8. Carga nominal de cucharón	47
Tabla 9. Principales características técnicas CAT r1600g.	48
Tabla 10. Carga nominal de cucharón	49
Tabla 11. Capacidad y tiempo de carguío en H carguío y Carguío directo.	53
Tabla 12. Rendimiento en instalación de malla electrosoldada por tipo de sección de labor	57
Tabla 13. Gradación de los agregados para shotcrete.....	62
Tabla 14. Requisitos químicos que debe cumplir el Agua para Concreto	62
Tabla 15. Diseño de mezcla para concreto de 350 kg/cm2.....	62
Tabla 16. Kpi de instalación de pernos helicoidales por equipo	127
Tabla 17. Actividades programadas para el turno día	129
Tabla 18. Actividades programadas para el turno noche	130
Tabla 19. Ciclo de minado de labores de avance.....	132
Tabla 20. Distribución de actividades para la guardia – turno día y noche	137
Tabla 21. Distribución de principales actividades para ambas guardias durante las 4 semanas	139
Tabla 22. Plan de trabajo mensual con los nuevos procesos de sostenimiento y perforación optimizada	141

Tabla 23. Valoración del macizo rocoso RMR de la cortada 4350 – 761 SW ..	73
Tabla 24. Cantidad de pernos instalados en el avance acumulado de 03 Disparos	86
Tabla 25. Ratio de malla para diferentes secciones	87
Tabla 26. Cálculo de malla electrosoldada para sostenimiento.....	90
Tabla 27. Costo de perforación, herramientas, maquinaria y materiales	94
Tabla 28. Costo de instalación de perno con equipo bolter.....	95
Tabla 29. Costo unitario de herramientas, instalación y equipo	97
Tabla 30. Costo total de instalación de malla con equipo grúa	98
Tabla 31. Costo de adquisición y valor de rescate de los equipos asignados para el sostenimiento expresados en US\$.....	100
Tabla 32. Costo de operación	100
Tabla 33. Costo de propiedad	101
Tabla 34. Costo de personal, materiales, herramientas, implementos de seguridad, maquinaria y equipo.	103
Tabla 35. Costo total de instalación de shotcrete con fibra metálica.....	104
Tabla 36. Estudio de tiempos de perforación de jumbo – 30 (02 brazos)	107
Tabla 37. Resumen de taladros perforados	109
Tabla 38. Condiciones para uso de viga retráctil vs viga rígida.....	109
Tabla 39. Descripción de la leyenda	111
Tabla 40. Parámetros de la malla de perforación.....	112
Tabla 41. Distribución de exaneles	113
Tabla 42. Distribución de carga.....	114
Tabla 43. Costo de adquisición y valor de rescate de los equipos asignados al proyecto expresados en US\$.....	116
Tabla 44. Cálculo del costo operativo	117
Tabla 45. Costo de propiedad	119
Tabla 46. Costo de perforación.....	121

Tabla 47. Costo de herramientas	122
Tabla 48. Costo de accesorios de ventilación	123
Tabla 49. Costo de equipo y maquinaria	123
Tabla 50. Costo total directo.....	124
Tabla 51. Ciclo de instalación de pernos por semana	143
Tabla 52. Ciclo de instalación de malla electrosoldada por semana	144
Tabla 53. Ciclo de lanzamiento de shotcrete por semana	148
Tabla 54. Ciclo de perforación y voladura por semana	150
Tabla 55. Resumen y comparación de costo por instalación de perno helicoidal	156
Tabla 56. Resumen y comparación de costo semanal por instalación de malla electrosoldada	157
Tabla 57. Resumen y comparación de costo semanal por lanzamiento de shotcrete	158
Tabla 58. Conciliación de disparos, avance del proyecto antes y después....	159
Tabla 59. Valorización de la excavación proyecto en base a los disparos ejecutados antes y después,	160

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Limpieza de frentes con Scoop	15
Figura 2. Ubicación geográfica de la U. M. San Rafael.....	24
Figura 3. Ruta para llegar a la U. M. San Rafael.....	25
Figura 4. Columna estratigráfica generalizada del Altiplano	30
Figura 5. Equipo Jumbo J-37 en perforación.....	40
Figura 6. Equipo Jumbo J-30 en perforación.....	40
Figura 7. Malla de perforación para estocadas de secciones 4.00 x 4.00 m para roca tipo II.....	41
Figura 8. Malla de perforación para subniveles de secciones 3.20 x 3.30 m para ANFO	42
Figura 9. Cargador de Bajo perfil Caterpillar	45
Figura 10. CAT-55 del modelo R1600H en operación.....	48
Figura 11. Descripción geométrica de un H carguío	52
Figura 12. Descripción geométrica de un carguío directo	52
Figura 13. Scaler en proceso de desatado (S-11).....	55
Figura 14. Sostenimiento con perno helicoidal.....	56
Figura 15. Aplicación del Shotcrete Vía Húmeda	63
Figura 16. Nivel 4350, corte A-A'	74
Figura 17. Análisis en software RocData para determinar propiedades físicas de la roca.	75
Figura 18. Diagrama de Proyección Estereográfica.	76
Figura 19. Diagrama de rosetas mostrando la orientación de las familias de Discontinuidades con respecto al eje de la excavación.	77
Figura 20. Análisis de estabilidad.....	78
Figura 21. Modelización de formación de cuñas.	79
Figura 22. Análisis de estabilidad con perno helicoidal de 7 pies.....	80

Figura 23. Análisis de estabilidad con perno helicoidal de 7 pies y shotcrete de 2 pulgadas.....	81
Figura 24. Ilustración de las características resaltantes del macizo rocoso	82
Figura 25. Distribución de pernos con perno central	83
Figura 26. Detalle de empernado	84
Figura 27. Distribución de pernos helicoidales para secciones de 5.0 x 4.0 m.	85
Figura 28. Distribución de pernos helicoidales para el sostenimiento del frente.	85
Figura 29. Malla de sacrificio, que se instala por estándar operacional.	89
Figura 30. Instalación de malla de sostenimiento y sacrificio	89
Figura 31. Diseño y proceso de lanzado de shotcrete sobre malla	92
Figura 32. Distribución de costos de sostenimiento con equipo bolter.....	95
Figura 33. Distribución de costos de instalación de malla con equipo grúa	98
Figura 34. Distribución de costos de equipo y maquinaria	101
Figura 35. Distribución de costo total por equipo	102
Figura 36. Distribución del costo total de instalación de shotcrete	104
Figura 37. Malla de perforación aplicado en la cortada 4350 – 761 SW	110
Figura 38. Distribución de carga en la columna de perforación	115
Figura 39. Costo de operación	118
Figura 40. Costo de propiedad	120
Figura 41. Distribución de costos por disparo y metro de avance en sus diferentes procesos.....	124
Figura 42. Avance lineal acumulado del mes de octubre 2022	126
Figura 43. Kpi's de sostenimiento con shotcrete	126
Figura 44. % de disponibilidad operativa y mecánica de equipos	127
Figura 45. Distribución de actividades en la guardia	131
Figura 46. Identificación de causas y efecto de proyecto de investigación	133

Figura 47. Resumen de avance mensual de la cortada 4185-244 SW del 2021	135
Figura 48. Flujograma de optimización de procesos de perforación y sostenimiento	136
Figura 49. Distribución gráfica de los trabajos para ambos turnos.....	138
Figura 50. Ciclo de instalación de perno helicoidal antes y después	143
Figura 51. Ciclo de instalación de malla de sostenimiento antes y después..	145
Figura 52. Plano de desnivel de planta shotcrete a la labor	145
Figura 53. Plano de recorrido de robot y mixer de planta a la labor	147
Figura 54. Ciclo de lanzado de shotcrete antes y después	149
Figura 55. Ciclo de perforación y voladura antes y después	150
Figura 56. Incremento de los disparos después de la propuesta	151
Figura 57. Kpi de horas trabajados de bolter para sostenimiento con perno helicoidal	152
Figura 58. Tendencia de instalación de perno helicoidal en los últimos 06 meses	152
Figura 59. Tendencia de instalación de malla en los últimos 06 meses.....	153
Figura 60. Kpi m3 dosificado vs plan mensual y eficiencia de valorización....	153
Figura 61. Horas trabajadas Vs horas de mantenimiento durante el 2022.....	154
Figura 62. Nivel de confianza en los equipos para la operación	155
Figura 63. Porcentaje de disponibilidad mecánica y operativa versus utilización	156
Figura 64. Disparos ejecutados y metraje antes y después de la propuesta	159
Figura 65. Valorización de la excavación antes y después	160

INTRODUCCION

Las operaciones mineras hoy en día requieren de procesos más eficientes y acompañado con los recursos tecnológicos y humanos adecuados, es posible optimizar los procesos en sus diferentes operaciones unitarias.

Por lo tanto, la búsqueda de metodologías para incrementar los beneficios a un menor tiempo posible se ha vuelto parte fundamental de cualquier proceso minero, ya sean estas de manera específica o en conjunto, siempre es posible encontrar una manera óptima y segura de avanzar hacia los objetivos de las empresas mineras.

Por lo que la presente investigación se divide en cinco capítulos en los cuales se profundiza el análisis de los tiempos de cada operación unitaria de minado, así como los costos, que a pesar de contar con los mejores equipos de la unidad minera no se logra un óptimo avance en comparación con lo planificado por el cliente.

Capítulo I, se pone en conocimiento la importancia y problemática del proyecto debido a las demoras operativas, así como se describe que es una investigación de carácter analítica y descriptiva.

Capítulo II, se desarrolla el marco teórico, donde se aborda temas específicos al sostenimiento, geomecánica y costos. Constatando que aún no se han desarrollado estudios respecto al sostenimiento temporal con malla electrosoldada en labores de avance permanentes, entonces esta investigación será base para futuras investigaciones.

Capítulo III, se describe a la unidad minera de San Rafael, su geografía y accesos, los servicios que presta la empresa especializada, así como las operaciones unitarias de minado en avances detallando cada uno de estos procesos unitarios, los equipos y materiales utilizados.

Capítulo IV, se desarrolla el análisis de las operaciones unitarias de avance, se trabaja en la optimización del avance lineal y disminuir los tiempos muertos mediante el sostenimiento con malla electrosoldada el labores permanentes para cada 03 disparos.

Capítulo V, se evidencia los resultados mediante los comparativos de los kpi's con ello se demuestra la prueba de hipótesis que se planteó inicialmente que con la secuencia de sostenimiento con malla electrosoldada en labores permanentes es posible optimizar el avance lineal.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado: **Optimización del avance lineal mediante sostenimiento temporal con malla electrosoldada en la cortada 4350-761 SW - AESA infraestructura y minería – U. M. San Rafael puno**, ha tomado criterios técnicos, económicos y kpi's para plantearse la optimización del avance lineal en la construcción de la Cortada 4350 – 761 SW, el cual es uno de los principales accesos a la zona mineralizada denominada San German, dentro de los cuales se determina los efectos de un ciclo reducido de perforación y voladura, así como incrementar los disparos semanales, mejorar los Kpí's y evaluar el costo beneficio que estas actividades generan a la empresa especializada.

Para el desarrollo del proyecto se establecen bases teóricas y prácticas tales como; sistemas de explotación, clasificación y mecánica de rocas, resistencia de materiales, ciclo de minado, ventilación y costos en el proceso minero de avances lineales en labores subterráneas. También se ha planteado como objetivo: Optimizar el avance lineal mediante el sostenimiento con malla electrosoldada de manera temporal en la cortada 4350 – 761 SW. El nivel de investigación corresponde a descriptivo y correlacional, mientras que el tipo de investigación es analítica, descriptivo, aplicada, complementando todo ello mediante un estudio de tiempos del ciclo de minado, obteniendo una muestra representativa de las labores subterráneas.

En conclusión, el deficiente avance lineal se debe a la cantidad de disparos ejecutados en la semana, 06 disparos ejecutados haciendo un total de 25.2 metros lineales en la semana realizando el sostenimiento con shotcrete, luego de la investigación logramos disparar hasta un máximo de 10 disparos por semana y un mínimo de 08 disparos por semana, teniendo como nueva meta un promedio de 8.75 disparos por semana, logrando un total de 36.75 metros por semana, incrementando 11.55 metros a nuestro avance semanal, incrementándose el rendimiento global de nuestras operaciones en un 31%.

Palabras clave: Ciclo de minado, avance lineal, rendimiento de equipos, optimización del avance lineal, sostenimiento temporal con malla electrosoldada.

ABSTRACT

The present research work called: Optimization of the linear advance by means of temporary support with electrowelded mesh in the Cortada 4350-761 SW - AESA infrastructure and mining – U. M. San Rafael Puno, It has taken technical, economic criteria and KPI's to consider the optimization of the linear advance in the construction of the Cortada 4350 – 761 SW, which is one of the main accesses to the mineralized zone called San German, within which the effects of a reduced drill and blast cycle are determined, as well as increasing weekly blasting, improving KPIs and evaluating the cost-benefit that these activities generate for the specialized company.

For the development of the project, theoretical and practical bases are established such as; exploitation systems, rock classification and mechanics, material resistance, mining cycle, ventilation and costs in the mining process of linear advances in underground mineing. It has also been proposed as objective: Optimize the linear advance by means of the support with electrowelded mesh of temporary handle in the cortada 4350 - 761 SW. The research level corresponds to descriptive and correlational, while the type of research is analytical, descriptive, applicative, complementing all this through a study of mining cycle times, obtaining a representative sample of underground workings.

In conclusion, the deficient linear advance is due to the amount of shots fired during the week, 06 shots were fired for a total of 25.2 linear meters per week of shotcrete support, after the investigation we managed to fire a maximum of 10 shots per week and a minimum of 08 shots per week, having as a new goal an average of 8.75 shots per week, achieving a total of 36.75 meters per week, increasing our weekly advance by 11.55 meters, increasing the overall performance of our operations by 31%.

Keywords: Mining cycle, linear advance, equipment performance, linear fadvance optimization, temporary support with electrowelded mesh.

CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. EL PROBLEMA

1.1.1. DESCRIPCION DEL PROBLEMA

Actualmente Minsur a través de su unidad San Rafael está en la etapa de recuperación de mineral de los tajos que interiormente no les era económicamente explotable, razón por la cual se han realizado varios estudios de exploración, es ahí donde Minsur llega a concretar la zona denominada San German, siendo las principales labores para el acceso a las diferentes vetas; la cortada 4185 – 244 SW y la cortada 4350 – 761 SW labor como objeto de estudio, ambas labores tienen una sección de 5.00 x 4.00 m, una longitud de 1450 metros, la importancia de este proyecto radica en que es un proyecto nuevo para la apertura a una nueva mina, de acuerdo a los estudios y laboreo de mina con fines de exploración.

El sostenimiento de acuerdo con lo establecido en el proyecto, por el tipo de labor indica que, esta deberá ser sostenido con shotcrete de 2 pulgadas, perno helicoidal de 7 pies de longitud y de 19 mm de diámetro es ahí donde se origina el problema, que el tiempo para completar este tipo de sostenimiento no permite incrementar el número de disparos por semana. Actualmente está cortada se está avanzando con un ciclo normal de 01 disparos por día, ejecutándose la voladura para fin de guardia del turno noche.

Ejecutando este ciclo normal de trabajo, no se realiza los disparos necesarios para completar el metraje semanal, ni el plan mensual de avance. El cliente requiere un avance máximo con barra de 16 pies, para ello necesitamos realizar mayor número de disparos posibles dentro de la semana, teniendo en cuenta la recomendación geomecánica para el sostenimiento de la labor.

Evaluando el panorama actual del proyecto que estamos ejecutando, nuestros indicadores operativos se ven afectados severamente por el no cumplimiento del metraje planteado por el cliente, además afecta en el beneficio para la empresa especializada, ya sea en la valorización mensual, aplicación de penalidad aplicada por incumplimiento de indicadores de rendimiento, ya que el uso eficiente de equipos que es también parte los indicadores de rendimiento los cuales son monitoreada por el cliente.

Así mismo todas estas deficiencias está originando que los costos unitarios estén por encima de lo establecido por la empresa y se estén incrementando constantemente los costos de ejecución del proyecto Cortada 4350 – 761 SW en la unidad minera San Rafael.

1.1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.1.2.1. Problema general

¿Cuáles son las causas del deficiente avance lineal en la cortada 4350-761 SW?

1.1.2.2. Problemas específicos

- ¿En qué medida afecta el tipo de roca a los ciclos de perforación y voladura por guardia en la cortada 4350 – 761 SW?
- ¿A qué se debe la deficiencia en el número de disparos semanal frente al sostenimiento con shotcrete en la cortada 4350 – 761 SW?

- ¿Como afecta el reducido ciclo avance lineal en el costo beneficio en la cortada 4350 – 761 SW?

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. Objetivo general

Optimizar el avance lineal mediante el sostenimiento con malla electrosoldada de manera temporal en la cortada 4350 – 761 SW.

1.2.2. Objetivos específicos

- Caracterizar el tipo de roca para realizar el sostenimiento con malla electrosoldada e incrementar el avance lineal en la cortada 4350 – 761 SW.
- Determinar los parámetros de perforación y voladura del avance lineal mediante el sostenimiento temporal con malla electrosoldada en la cortada 4350 – 761 SW.
- Determinar el costo de la optimización del avance lineal con sostenimiento con malla frente al lanzamiento de shotcrete en la cortada 4350 – 761 SW.

1.3. JUSTIFICACION

SOCIAL. La investigación propone mejorar la estabilidad de la roca en gran medida, el cual no solo beneficiará a la empresa en elevar sus indicadores de seguridad, sino que también representa un ambiente seguro de trabajo, garantizando que los colaboradores puedan retornar a sus hogares sanos y salvos.

ACADEMICA. La presente investigación tiene como finalidad aportar y reforzar los conocimientos en geomecánica y operaciones unitarias del ciclo de minado en avances.

ECONOMICA. El presente trabajo aporta a la empresa especializada incrementar sus ingresos en base a la velocidad del avance de ejecución del proyecto y también al cliente a lograr completar sus metas en menor tiempo para alcanzar los cuerpos mineralizados, el cual representa una gran rentabilidad.

1.4. HIPÓTESIS

1.4.1. Hipótesis General

Un excelente ciclo sostenimiento con malla electrosoldada de manera temporal permite considerablemente optimizar el avance lineal en la cortada 4350 – 761 SW

1.4.2. Hipótesis Específica

- Definiendo el tipo de roca se realiza el sostenimiento con malla electrosoldada y optimiza el avance lineal, así como los ciclos de perforación y voladura por guardia en la cortada 4350 – 761 SW.
- Aplicar el sostenimiento temporal con malla electrosoldada permite emplear correctamente los parámetros de perforación y voladura e incrementa el número de disparos en la semana frente al sostenimiento con shotcrete en la cortada 4350 – 761 SW.
- Aplicando un sostenimiento temporal con malla electrosoldada permite optimizar el costo de excavación en la cortada 4350 – 761 SW.

1.5. VARIABLES E INDICADORES

Tabla 1. Operacionalización de variables del proyecto de tesis

Variable Independiente	Dimensión	Indicadores
Sostenimiento con malla electrosoldada CX 4350 – 761 SW	Macizo rocoso Tipo de Roca	Muy buena, Buena, Regular, Mala, Muy mala. RMR Roca tipo I, II, III, IV.
Variable dependiente	Dimensiones	Indicadores
Avance lineal en la CX 4350 – 761 SW	Tipo de sostenimiento Equipo de perforación y sostenimiento Costo de excavación y sostenimiento	Sostenimiento activo y pasivo. Jumbo de dos brazos, bolter 88 y grúa normet. Nº de disparos por semana Kpi's

Fuente: Elaboración propia

1.6. METODOLOGÍA

1.6.1. Nivel investigación

El nivel de que se presenta en el siguiente proyecto es **descriptivo** ya que el contexto espacio - temporal está determinado, además tomaremos datos previos de rendimiento y kpi's establecidos en la unidad minera, también es **correlacional** porque nuestras variables requieren ser relacionadas para lograr el objetivo de optimizar el avance lineal, todo con el ejecutar en el menor tiempo posible las operaciones unitaria de minado.

1.6.2. Tipo de investigación

La investigación será de **tipo analítica**, ya que analizaremos las variables designadas, modificaremos una realidad y observaremos para determinar las causas de las deficiencias en el avance lineal y los posibles efectos, que son necesarias para demostrar aún se pueden mejorar los procesos y optimizar el avance lineal del proyecto. La investigación es de **tipo descriptivo** porque describiremos una realidad en todos sus componentes del macizo rocoso y las operaciones unitarias, ordenaremos todos los datos para lograr organizar con ciertos criterios de clasificación para que pueda servir de base en la toma de decisiones para implementar una mejora. También es de **tipo aplicativa** porque los resultados de esta investigación básica tendrán posibles usos, ya sea para determinar nuevas formas de ejecutar el trabajo o alcanzar ciertos objetivos teniendo como base esta investigación.

1.7. POBLACIÓN Y MUESTRA

POBLACIÓN

El universo finito que conforma la población para este trabajo de investigación está constituido por las labores La Unidad Minera San Rafael.

$$N = 48$$

MUESTRA

Para la muestra no probabilística se ha considerado el frente de la cortada 4350-761 SW de La Unidad Minera San Rafael.

$$n = 1$$

CAPÍTULO II: MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.

2.1.1. Antecedentes internacionales

Callpa F.,(2019), “Propuesta de un modelo que permita el sostenimiento de metodologías Lean en los niveles operacionales”, UNIVERSIDAD DE CHILE, Chile. Objetivo: El objetivo general del trabajo de título es proponer un modelo que permita la integración y sostenimiento de las metodologías y filosofía Lean en los niveles operacionales de la Vicepresidencia de Proyectos, buscando mayor adherencia de los trabajadores con la cultura de mejora continua, aprovechar el conocimiento de las personas que se encuentran realizando los procesos día a día y trabajadores más capacitados. **Conclusión:** El sistema C+, con toda la gestión y metodologías que conlleva, como Lean Full Potential, agentes de cambio y otros, son nuevos en la corporación. Es necesario que estos sistemas sigan madurando y adquiriendo conocimiento en base a la experiencia en terreno, para poder determinar cuáles son los factores que son necesarios mejorar, siendo el modelo propuesto una de tantas formas para atacar el desafío adaptativo que tiene la corporación.

Ortiz C., (2020), “Desarrollar propuesta de hormigón proyectado para uso minero que permita reducir la exposición al riesgo de trabajadores por desprendimientos de hormigón proyectado”, PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE, Chile, Objetivo: Desarrollar propuesta de hormigón proyectado para uso minero que permita reducir la exposición al riesgo de trabajadores por desprendimientos de hormigón proyectado. **Conclusión:** Las mezclas de concreto exhibieron una resistencia a la compresión a los 28 días que oscilaba entre 22,5 MPa y 69,5 MPa, carga residual a $CMOD= 3,5$ mm de 1 MPa a 2,9 MPa, densidades desde 1.577 kg/m³ a 2.340 kg/m³ y fuerzas de unión a los 28 días de 1,4 MPa a 2,9 MPa. los impactos de cada uno de los constituyentes sobre las propiedades del concreto.

2.1.2. Antecedentes nacionales

Suasnabar P., (2019), “Análisis técnico para la optimización del sostenimiento en los frentes de la compañía Minera Casapalca S.A.”, UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION, Cerro de Pasco, Objetivo: Optimizar las condiciones del sostenimiento de las labores mineras subterráneas utilizando equipos mecanizados en la Compañía Minera Casapalca S.A. **Conclusión:** El tiempo de sostenimiento de una labor realizada en forma manual en promedio es de 6 horas / labor; y el tiempo de sostenimiento mecanizado en promedio es de 2 Hr. 40 min.

El costo de sostenimiento manual es de 8.99 \$/perno y el costo de sostenimiento mecanizado es de 7.20 \$/perno; significando un ahorro de 1.79 \$/perno.

Lazo R., (2020), Optimización del sistema de sostenimiento de las labores subterráneas para una mina con problemas de altos esfuerzos”, PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DEL PERU, Lima, Objetivo: Evaluar las condiciones geológicas, geomecánicas del macizo rocoso y la actividad sísmica con el propósito de optimizar los sistemas de sostenimiento de las labores en una mina subterránea bajo condiciones de altos esfuerzos. **Conclusión:** De la evaluación de los resultados de ensayos de laboratorio se determinó que, los valores de UCS para la zona de monzogranito varían de 83 MPa a 112 MPa, mientras que para la zona de pizarra los valores varían en el rango de 64 MPa y 89 MPa.

Jáuregui O., (2009), “Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la optimización de los Estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura”, PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ, Lima, Objetivo: Obtener la reducción de los costos operativos de mina, aplicando para ello un control y seguimiento operativo de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Control que permite la optimización de los estándares de perforación y voladura, y el incremento de los rendimientos en cada una de las operaciones unitarias del ciclo de minado. Lográndose de esta manera que la empresa minera obtenga una mayor utilidad bruta. **Conclusión:** A través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logró la reducción del Costo unitario total de Mina en 1.51 \$/TM es decir una reducción del 7% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de Mina de 1 359 000 \$ al año.

2.1.3. Antecedentes locales

Paredes H., (2019), “Reducción de costos mediante la optimización del equipo small bolter de sostenimiento mecanizado de la mina San Rafael – Puno”, UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO, Puno, Objetivo: Reducir los costos en las actividades de colocación de pernos helicoidales y mallas electrosoldadas en labores de preparación del nivel 4.185 mediante la optimización del uso del equipo small bolter de sostenimiento mecanizado de la mina San Rafael – Puno. **Conclusión:** Utilizando el equipo small bolter como equipo principal, se ha reducido los costos en sostenimiento con pernos helicoidales y mallas electrosoldadas, obteniendo un incremento en + 3,4 % pernos/mes y así mismo en + 10 % malla/mes con respecto al anterior en la mina San Rafael Minsur S.A.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. SISTEMAS DE EXPLOTACION

2.2.1.1. SISTEMA TRACKLESS

El sistema Trackless se refiere a la aplicación de equipos mecanizados de bajo perfil que se movilizan sobre llantas, los cuales están especialmente diseñados para su uso en minería subterránea.

¿Qué es Trackless mining actualmente? Normalmente al hablar de Trackless mining se viene a la mente solo el uso de equipos sobre neumáticos para la limpieza y transporte; pero actualmente se debe tener presente que Trackless significa también todas las operaciones de minado, pero mecanizado desde las fases de minería, exploración, desarrollo, preparación, y explotación.

Las operaciones de minado, unitarios y servicios auxiliares, hasta la puesta del mineral en la planta concentradora, (transporte), el cual significa:

- Perforación mecanizada tanto en galerías, rampas, chimeneas y tajeos.
- Carguío mecanizado de explosivos.
- Relleno mecanizado.
- Sostenimiento mecanizado.
- Sistema de ventilación forzada.
- Equipos de servicios mecanizado como: Camiones para transporte de materiales, personal, rompedores de roca, equipos de drenaje y bombeo, desquinchadores, equipos para colocar pernos de anclaje, etc (Monge Sosa, 2014).

2.2.1.2. LABORES DE EXPLORACION, DESARROLLO Y PREPARACION MINA

Labores de Exploración. Avance lineal mediante galerías, cortadas es cruceros. Es el método más caro de explorar, solamente se realiza cuando se tiene evidencia de la presencia de mineral.

Labores de desarrollo y preparación. Consiste en los trabajos previos que se realizan para llegar al mineral desde la superficie, en otras palabras, significa establecer los accesos a las reservas minerales y prepararlas para su producción comercial. Si el proyecto es una mina subterránea se realizan trabajos de desarrollo para llegar hasta el mineral mediante galerías (túneles horizontales), chimeneas (túneles verticales o inclinados que no se comunican a superficie), piques (túneles verticales que salen a la superficie), rampas (túneles en forma de espiral), etc. Posteriormente se realizan trabajos de preparación es decir se diseña

en el terreno la forma de cómo extraer el mineral estableciendo un método de minado. Al túnel principal de la mina se denomina comúnmente como socavón (Estudios Mineros del Peru SAC, 2016).

2.2.2. MECANICA DE ROCAS

“Ciencia teórica y aplicada del comportamiento mecánico de la roca y de los macizos rocosos; esto es, aquella rama de la mecánica que trata la respuesta de la roca y de los macizos rocosos al campo de fuerzas de su entorno físico”
Ref.: U.S. National Committee on Rock Mechanics – 1974

DEFINICION DE ROCA. Se define ROCA como un agregado sólido formado por uno o varios minerales, que se encuentra ocupando grandes extensiones de la corteza terrestre (Alejano y otros, 2018).

DEFINICION DE MACIZO ROCOSO. Se define macizo rocoso como la forma en la que se presentan las rocas en el medio natural. Así pues, un macizo rocoso estará compuesto por una o varias rocas que a su vez contienen planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues y otros caracteres estructurales. Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas (Alejano y otros, 2018).

2.2.3. CLASIFICACION DE ROCAS

2.2.3.1. ROCAS IGNEAS

Es una roca formada por el enfriamiento de material ígneo (magma) o roca fundida que se encuentra dentro de la corteza terrestre. También se pueden formar al enfriarse la lava en la superficie de la tierra (King, 1999). Entre este tipo de roca tenemos a las intrusivas o plutónicas y extrusivas o volcánicas.

Intrusivas o plutónicas: Las rocas formadas por el enfriamiento o la cristalización del magma en la corteza terrestre o debajo de la superficie terrestre se denominan rocas ígneas intrusivas o plutónicas (Serrato Cuevas, 2019)

Extrusivas o volcánicas: En cambio, las rocas formadas por el enfriamiento o cristalización de la lava en la superficie de la corteza terrestre se conocen como rocas ígneas o rocas ígneas. Los ejemplos

más comunes son basalto, andesita y riolita (Fassbender & Bornemisza, 1987).

2.2.3.2. ROCAS SEDIMENTARIAS

Las rocas sedimentarias son todas las rocas formadas por la acumulación de sedimentos sueltos que se encuentran en la superficie de la tierra. Estos sedimentos se forman por la meteorización y la erosión de rocas o masas rocosas preexistentes en la corteza terrestre. Esto significa que los depósitos que componen las rocas sedimentarias se forman por la meteorización de cualquier roca expuesta a la superficie y posiblemente de pequeñas porciones de rocas y minerales. Las rocas sedimentarias se forman por la asociación de estos sedimentos, esta asociación se da porque los sedimentos se van enterrando con el tiempo, y a mayor profundidad se compactan y cohesionan hasta que después de millones de años, forman rocas sedimentarias muy densas. Según el origen de la formación de sedimentos, las personas dividen las rocas sedimentarias en 4 grupos: escombros o escombros de rocas sedimentarias, rocas sedimentarias químicas, rocas sedimentarias biológicas y rocas sedimentarias orgánicas (Iriondo, 2007).

Tipos de Rocas sedimentarias detríticas: Las rocas sedimentarias de escombros o detritus son rocas formadas por la unión y litificación, es decir, partes de rocas y minerales inorgánicos. Ejemplos de roca fina son el conglomerado, la arenisca, el esquisto y la lutita.

Tipos de Rocas sedimentarias químicas: Las rocas sedimentarias químicas son rocas formadas por la fusión de sedimentos químicos, estos sedimentos químicos se forman por la precipitación química de iones de salmuera en ambientes áridos. Ejemplos de tales rocas son las calizas y las volátiles (Alonso, 2017).

Las rocas sedimentarias biológicas o bioquímicas: Son rocas formadas por la fosilización de sedimentos por la acción de microorganismos como foraminíferos, diatomeas o lagos (MENDIBERRI, 2009).

Tipos de Rocas sedimentarias biogénicas: Estos microorganismos construyen sus caparazones utilizando iones de calcio o silicio que se

encuentran en el agua de mar, cuando mueren, estos caparazones se hunden hasta el fondo, se acumulan y luego forman rocas sedimentarias bioquímicas rocas sedimentarias orgánicas (Herrera Herbert, 2020).

2.2.3.3. ROCAS METAMORFICAS

Las rocas metamórficas son aquellas que se forman principalmente cuando rocas ígneas, sedimentarias e incluso metamórficas modifican el medio geológico y se ven sometidas a diferentes presiones y temperaturas en la corteza terrestre.

Este cambio crea una nueva roca con diferentes propiedades de textura, pero una composición química similar. Las rocas metamórficas se dividen en dos grupos principales: rocas metamórficas de corte y rocas metamórficas no estratificadas (Tarbuck & Lutgens, 2005).

2.2.4. ENERGIA ESPECIFICA DE LAS ROCAS

La energía específica que se transfiere y se aplica a la roca se gasta para eliminar una cierta cantidad de material. Así, el concepto de energía específica (Ee) se define como la energía requerida para remover una unidad de volumen de roca y se expresa en (JNm/m³). La investigación realizada experimentalmente muestra que existe una buena correlación entre el Coeficiente de Resistencia de la Roca (CRS) y la Energía Específica (Ee), que se puede expresar a través de las siguientes relaciones empíricas:

$$Ee = 9.8 \text{ CRS} + 10,9 \text{ (Kg m / cm}^3\text{)}$$

Tabla 2. Valores de energía específica

Tipo Roca	CRS	Ee (Kg /cm ³)	Ee (10 ⁶ N m/m ³)
Arenisca	0,45	15,3	150
Granito	0,8	18,7	183
Cuarcita	1,0	20,7	203
Taconita	2,0	30,5	299
Basalto	3	40,3	395

FUENTE: (Bolbarán, 2019)

En general Ee varía entre 100 A 400 Nm/m3 de roca blanda a roca dura.

2.2.5. RESISTENCIA A LA COMPRESION DE LAS ROCAS

Se denomina resistencia a la compresión simple o uniaxial de una roca (RCS) al esfuerzo medido sobre la misma de una manera técnica. La resistencia a la compresión simple de las rocas es el parámetro más común para definir los criterios de rotura y el comportamiento geomecánico de un macizo rocoso. Su obtención en ensayos de laboratorio requiere muestras cuidadosamente preparadas y de un tiempo considerable para conocer su resultado, lo que puede representar un alto costo [4]. Esta valoración o parámetro se debe a la necesidad de emplear clasificaciones de macizos rocosos. Estas clasificaciones son conocidas como clasificaciones geomecánicas y derivan de la diferencia existente entre las propiedades de la roca por su naturaleza y las del macizo, que presenta diferentes grados de fracturación y meteorización (Feijoo Calle & Padron Suarez, 2020).

Tabla 3. Clasificación de la roca en base a la resistencia a la compresión según la ISRM

Descripción	Resistencia a la compresión (MPa)
Extremadamente blanda	<1
Muy blanda	1-5
Blanda	5-25
Moderadamente blanda	25-50
Dura	50-100
Muy Dura	100-250
Extremadamente dura	250

FUENTE: (Feijoo Calle & Padron Suarez, 2020).

2.2.6. CICLO DE MINADO

2.2.4.1. PERFORACION

MALLA DE PERFORACION. La malla de perforación se refiere a la disposición de los taladros en el frente o banco, en la que se tienen en cuenta las distancias del burden y espaciamiento. Al perforar los taladros

en para una voladura de un frente o banco, la secuencia de salida puede dar lugar a mallas cuadradas, rectangulares y mixtas.

EQUIPOS DE PEFORACION DE DESARROLLOS. Los equipos de perforación frontal denominados Jumbo frontonero están diseñados específicamente para la perforación subterránea en explotaciones mineras y túneles. Estas máquinas versátiles pueden equiparse con hasta cuatro brazos, que proporcionan cobertura para secciones transversales de entre 6 m² a 206 m². Hoy en día estos equipos vienen asistidos por sistemas de control directo o sistemas de control automatizado, además poseen matillos con potencias de 16 Kw a 40 Kw.

2.2.4.2. VOLADURA CONTROLADA

La voladura controlada consiste en la distribución óptima de la energía producida por la detonación de los diferentes tipos de explosivos y mezclas explosivas. Se utiliza con fin de reducir la sobrerotura o reducir el daño al macizo rocoso más allá de los límites de diseño.

EXPLOSIVOS PARA LA MINERIA METALICA. De acuerdo con los avances tecnológicos hoy en día se vienen utilizando explosivos denominados emulsiones y el agente de explosivo ANFO en sus diferentes variedades, donde su composición básica es nitrato de amonio y combustible derivado del petróleo distribuidos en un 94% y 6% respectivamente. El tipo de explosivo o agente empleado dependerá básicamente del tipo y calidad del macizo rocoso, presencia de agua, la calidad de ventilación.

ACCESORIOS. Son dispositivos imprescindibles requeridos para la iniciar un explosivo en una voladura sea primaria o secundaria, sin este dispositivo no seríamos capaz de iniciar una voladura. Los más comunes son los siguientes: detonadores eléctricos, detonadores no eléctricos como los faneles, carmex, cordón detonante, mecha de seguridad.

SISTEMA DE INICIACIÓN NO ELECTRICO. Este tipo de sistema consiste en un tubo de choque, ensamblado a un detonador de alta

potencia (fulminante n°12) en un extremo el cual es alojado dentro de un cartucho de emulsión de alta potencia y en el otro extremo se encuentra un conector de plástico que hace contacto con el pentacord.

2.2.4.3. EVALUACIÓN DE LA VOLADURA.

Para una buena evaluación de la calidad de la voladura, se sigue una serie de indicadores, los cuales establecen límites y rangos. Tales como: el área sobre excavada (sobrerotura), la distancia de sobre excavación (eficiencia de disparo), índice de calidad del contorno del túnel y los costos de construcción derivados del exceso de sobre excavación.

2.2.4.4. LIMPIEZA, ACARREO Y CARGUIO

De la evolución de los equipos de carguío para interior mina aparecen los LHD, que basados en el concepto de Cargar - Transportar y Descargar surge como la solución más efectiva para compatibilizar la terna Rendimiento - Capacidad - Maniobrabilidad limitada principalmente a la necesidad de minimizar el desarrollo de infraestructura y por ende el costo que implica construir accesos a labores subterráneas.

Aparecen a principios de los años 60 para satisfacer las necesidades de rendimiento y adaptabilidad, desplazando así a sus antecesoras palas cargadoras y auto cargadoras, lo cual no quiere decir que estas hayan quedado fuera de carrera. Este equipo permite realiza el ciclo de carguío, transporte en distancias mayores (200-250 m hasta 300 m) y descarga en un tiempo menor, lo que significa un mayor rendimiento de la tarea (Universidad Tecnológica de Chile, 2016).

Figura 1. Limpieza de frentes con Scoop



FUENTE: Apuntes de carguío y transporte - Universidad tecnológica de Chile.

2.2.4.5. DESATE MECANIZADO DE LABORES SUBTERRANEAS

Luego del disparo necesariamente se tiene que realizar el desate de rocas sueltas con la finalidad de eliminar los riesgos asociados a la estabilidad del macizo rocoso, como se trata de secciones de 5.00x4.00 metros además del desate manual que realiza el líder de la labor, requerimos el desatado de un equipo mecánico, para poder preparar la superficie rocosa que ha sido impactado por la voladura pueda entrar en contacto con el shotcrete, también necesitamos un área de trabajo seguro, libre de caída de rocas, por ende este desatador mecánico Scaler a través de un lápiz metálico en el extremo, accionado por un percutor hidráulico nos proporciona un ambiente seguro contra caída de rocas.

2.2.4.6. TIPOS Y ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

Objetivos del sostenimiento en las minas subterráneas.

- Sostener excavaciones abiertas: para cumplir las labores mineras de desarrollo, preparación y explotación.
- Proteger todos los recursos utilizados en la mina: herramientas, equipos, el mismo carbón, el personal que trabaja y la vida útil del yacimiento.
- Evitar la caída de rocas: Objetos peligrosos de techo y paredes.
- Evitar derrumbes: en labores mineras.
- Proteger a los trabajadores mineros: en accidentes laborales producidos por el mal sostenimiento.

SOSTENIMIENTO ACTIVO

En el sostenimiento activo, los elementos de sostenimiento se integra a la roca como parte del macizo rocoso, los cuales ofrecen esfuerzos predeterminados en contra de los esfuerzos verticales y horizontales generadas por el terreno.

Tipos de perno

a) Barra Helicoidal (Perno helicoidal)

Barras laminadas en caliente con resaltes en forma de rosca helicoidal de amplio paso. Permiten el control de las inestabilidades

subterráneas y superficiales, como elemento de refuerzo. Son aplicadas en proyectos mineros y civiles, por sus ventajas de diseño y funcionalidad en el control de inestabilidades del macizo rocoso (Aceros Arequipa, Barra helicoidal, 2016)..

b) Perno Splitbolt (Perno Split set)

Perno de Anclaje de la Categoría por Fricción, genera fuerzas radiales a lo largo de su longitud inserta en la roca aumentando la resistencia. Son aplicados para el sostenimiento de labores temporales en minería subterránea y proyectos civiles. Está conformado por un tubo de acero de espesor de 2.2mm o 2.4mm y calidad estructural, con un extremo aguzado para su inserción en la roca y otro extremo dotado de un anillo de acero soldado al tubo en el cual se fijará la Placa de sujeción del Anclaje.

El perno de anclaje splitbolt cuenta con una Planchuela de acero, la cual facilita la instalación del soporte con mallas metálicas del macizo rocosa (Aceros Arequipa, 2020).

c) Cable Bolting

Los cables son elementos de reforzamiento, hechos normalmente de alambres de acero trenzados, los cuales son fijados con cemento dentro del taladro en la masa rocosa. Está formado por 6 alambres enrollados alrededor de una séptimo denominado alma o torón formando un solo cuerpo de 15.24mm de diámetro (Remicsa, 2015).

SOSTENIMIENTO PASIVO

En este tipo de sostenimiento, los elementos de refuerzo son externos al macizo rocoso, es decir que no ejercen esfuerzos sobre el macizo rocoso, además, dependen del comportamiento interno del macizo rocoso, debido a que entran en contacto solamente en el contorno de la excavación

El Programa de Optimización de Tecnología Sostenible (STOP) proporciona curvas de transmisión, pautas de diseño y recomendaciones para la instalación y uso de más de 100 tipos diferentes de soportes pasivos. Las características de soporte de carga de los sistemas de

soporte pasivo se determinaron a partir de pruebas realizadas en el Simulador de techo de mina NIOSH (Mamani Escarcena, 2014)

a) Malla electrosoldada

Las mallas tejidas de alambre de acero y electrosoldadas son utilizadas dentro de la minería subterráneo para prevenir riesgos. Entre ellas los embates, colapsos estructurales, derrumbes, obstrucciones y sobre todo caídas de rocas, los cuales son riesgos operacionales habituales en la minería. El 20% de víctimas mortales de los yacimientos subterráneos es por el desprendimiento de rocas, mientras que por derrumbes es de un 13%, formando así la tercera parte de los accidentes mortales subterráneos mineros en el Perú (Grispo Llontop, 2021).

La malla metálica es un sostenimiento de seguridad (Hoek, Kaiser y Bawden, 1997) que deberá ser capaz de soportar los fragmentos de roca (pequeños) que se pueden desprender entre un perno a otro, es muy efectiva y económica comparada con otros sistemas de retención de rocas sueltas (Ucar, 2004).

Tabla 4. Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos (Pakalnis, 2014)

MALLA – RESISTENCIA AL ABULTAMIENTO DISTRIBUCIÓN 1.2 m x 1.2 m	
4x4 "Malla Electrosoldada (Calibre 4)	Resistencia Abultamiento = 3.6 toneladas
4x4 "Malla Electrosoldada (Calibre 6)	Resistencia Abultamiento = 3.3 toneladas
4x4 "Malla Electrosoldada (Calibre 9)	Resistencia Abultamiento = 1.9 toneladas
4x4 "Malla Electrosoldada (Calibre 12)	Resistencia Abultamiento = 1.4 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 11 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 2.9 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 11 galvanizado)	Resistencia Abultamiento = 1.7 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 9 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.7 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 9 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.2 toneladas
Calibre 4 =0.23" diámetro. Calibre 6=0.20" diámetro. Calibre 9 =0.16" diámetro. Calibre 11=0.125" diámetro. Calibre 12=0.11" diámetro. Resistencia al Corte del Shotcrete = 2 MPa=200 toneladas/m ²	

Fuente: (Osinermin, 2017).

b) Shotcrete

El hormigón proyectado consiste en hormigón o mortero que se aplica mediante la rápida toma de aire comprimido de una boquilla. Su composición es árida, cemento y agua, y puede complementarse con materiales nobles, aditivos químicos y refuerzo de fibras (Galán y otros, 2019).

c) Cimbras

La aplicación en el sostenimiento con cimbras es un elemento o sistema de soporte para tipos de macizo rocoso de mala calidad tipo V, que nos garantizara la estabilidad de la labor minera, devolviendo el equilibrio del macizo rocoso y la velocidad de instalación controlan la dinámica en la producción de la operación minera.

Este típico sostenimiento pasivo o soporte es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil, que le confieren calidad mala a muy mala, sometida a condiciones de altos esfuerzos. Hay dos tipos de cimbras, las denominadas “rígidas” y las “deslizantes o fluyentes”. Las primeras usan comúnmente perfiles como la W, H, e I, conformadas por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca. Las segundas usan perfiles como las V y U, conformadas usualmente por dos o tres segmentos que se deslizan entre sí, sujetados y ajustados con uniones de tornillo o grapas (Fernandez Anaya, 2015).

2.2.4.7. FACTOR DE SEGURIDAD

El enfoque clásico utilizado en el diseño de estructuras de ingeniería es considera la relación entre la resistencia o soporte a la carga del sistema y la demanda o carga calculada actuando sobre el sistema. El factor de seguridad (FS) es una medición determinística de la relación entre las fuerzas resistentes (capacidad) y las fuerzas actuantes (demanda)

El factor de seguridad de una estructura se define como:

$$FS = \frac{C}{D}$$

Donde:

FS = Factor de Seguridad

C = Capacidad de soporte de carga del sistema

D = Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema

Existen tres posibles escenarios:

Cuando $C > D$, luego $C/D > F > 1$ el sistema es estable.

Cuando $C < D$ luego $C/D < F < 1$ el sistema es inestable

Cuando $C = D$, luego $C/D = F = 1$ el sistema está en equilibrio límite.

El valor de FS convencionalmente consiste en colocar un valor prescrito mínimo de aceptación del diseño basado principalmente en la experiencia. Los valores de FS considerados como mínimos se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 5. FS recomendados según plazo de estabilidad

PLAZO	RANGO DE FS
Estabilidad a largo plazo (LP)	>1.5
Estabilidad a mediano plazo (MP)	1.3 – 1.5
Estabilidad a corto plazo (CP)	1.1 – 1.3

Nota: se considera: CP < 3 meses, 3 meses < MP < 1 año y LP > 1 año

FUENTE: OSINERGMIN

El grado de confiabilidad de la función de capacidad (C) depende de la variabilidad de los parámetros de la resistencia al corte de la masa rocosa, prueba de errores, procedimientos mineros, procedimientos de inspección, etc. Similarmente la función de demanda (D) incluye factores de fuerza de carga gravitacional de la masa rocosa, aceleración sísmica, esfuerzos circundantes y ubicación del nivel freático (Osinergmin, 2017).

2.2.4.8. VENTILACION

Las principales tareas del sistema de ventilación utilizado en la industria minera son: proporcionar la cantidad de aire necesaria para obtener un ambiente ventilado y seguro para los trabajos de desarrollo (minería subterránea), así como asegurar la operatividad de los procesos y ambientes productivos a través del abastecimiento, sistemas de descarga o descarga auxiliar (minería subterránea y a cielo abierto). Por lo tanto, la ventilación de mina se puede dividir en: ventilación de mina (subterránea) y ventilación de producción minera (subterránea) (Ureta Molina, 2019).

2.2.7. COSTO DE EXCAVACION DE LABORES DE AVANCE

COSTO. El concepto de costo es uno de los elementos más importantes para realizar la planeación, el control y la toma de decisiones. Por costo se entiende la suma de erogaciones en que incurre una persona física para la adquisición de un bien o de un servicio, con la intención de que genere ingresos en el futuro.

Un costo puede transformarse en diferentes situaciones dependiendo del producto que genere.

COSTO - ACTIVO. Cuando se incurre en un costo cuyo potencial de ingresos va más allá de un período (edificio, maquinaria, etc.).

COSTO - GASTO. Es la porción del activo o desembolso de efectivo que ha contribuido en el esfuerzo producido en un período, que comparado con los ingresos que generó, da por resultado la utilidad realizada en ese período; por ejemplo: los sueldos correspondientes a ejecutivos de

administración, o bien, la depreciación del edificio de la empresa correspondiente a ese año.

PRECIO UNITARIO. Es el importe de la remuneración o pago total que debe cubrirse al contratista por unidad de concepto terminado ejecutado conforme al proyecto, especificaciones y normas de calidad. Los precios unitarios se integran por los costos directos (correspondientes al concepto de trabajo, explosivos, máquina de perforadora y accesorios de perforación, herramientas y materiales para sostenimiento, implementos de seguridad y equipos), los costos fijos, gastos generales, los costos por financiamiento, el cargo por la utilidad y cargos adicionales.

2.2.8. COSTO DE SOSTENIMIENTO DE LABORES DE AVANCE

En toda explotación minera, el sostenimiento de las labores es un trabajo adicional de alto costo que reduce la velocidad de avance y/o producción pero que a la vez es un proceso esencial para proteger de accidentes a personal y al equipo. Una de las condiciones necesarias para que el sostenimiento se realice eficientemente luego de realizada una excavación, es la correcta indagación y evaluación estructural del macizo rocoso, este es el punto de inicio confiable para seguir en la tarea de seguridad y productividad que se ha trazado en el planeamiento del minado

2.2.9. OPTIMIZACION DE TIEMPOS EN EL PROCESO MINERO

Para optimizar una operación unitaria se requiere un conocimiento integral de la zona de trabajo, la infraestructura, el sistema de trabajo, el equipamiento para lograr las metas físicas, la capacitación al personal, optimizar implica repetir en ciclo minero las veces que sea necesario en un menor tiempo.

La optimización requiere una comprensión profunda de los procesos que componen cada paso de la operación, así como identificar y afinar las interdependencias entre los diferentes bloques de operaciones en el proceso de minería. Además, no puede realizarse de manera aislada, sino que debe ser un trabajo integral realizado por personal capacitado en diferentes áreas, con posgrado en gestión de minas, maestría, maestría en minería, maestría en minería, maestría en seguridad minera, así como otras áreas de desarrollo profesional (Valle y otros, 2015).

CAPITULO III: DESCRIPCIÓN DE LA UNIDAD MINERA SAN RAFAEL - MINSUR.

3.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA

3.1.1. UBICACIÓN DEL ÁREA

La unidad minera San Rafael está ubicado en las estribaciones occidentales de la Cordillera de Carabaya, parte de la Cordillera Oriental en el sureste de Perú y al suroeste del Nevado San Bartolomé de Quenamari entre los 4500 y 5299 metros sobre el nivel del mar.

Políticamente se ubica en el departamento de Puno, provincia de Melgar, en el distrito de Antauta, con coordenadas UTM 357.730 grados longitud este y 8'426.570 grados latitud norte.

Figura 2. Ubicación geográfica de la U. M. San Rafael



FUENTE: (Minsur, 2024)

3.1.2. ACCESIBILIDAD Y COMUNICACIÓN

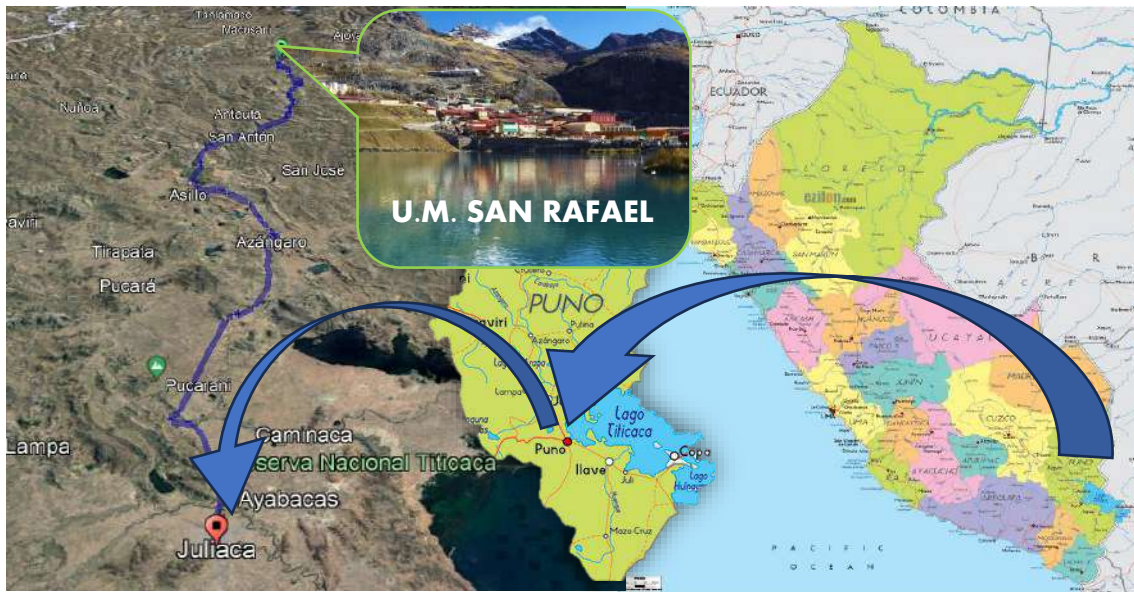
Para acceder a la unidad minera San Rafael se tiene que realizar por vía terrestre un tramo de 180 Km, teniendo como punto de partida en la ciudad de Juliaca, pasando por Azángaro, asilo, San Antón, finalmente llegando a Antauta.

La duración del viaje depende mucho del tipo de transporte, que pueden ser buses de la empresa, microbuses y autos particulares. La duración promedio es de 03 horas con 15 minutos.

Las personas que se trasladan desde otros departamentos del Perú lo pueden realizar vía aérea hasta la ciudad de Juliaca y posteriormente continuar el viaje vía terrestre.

Para llegar a la misma unidad minera en caso sea transporte de empresa, este nos llevara desde Antauta un tramo adicional de 10.7 km hasta las oficinas de la unidad.

Figura 3. Ruta para llegar a la U. M. San Rafael



FUENTE: Mapas del mundo.net

3.2. UNIDAD MINERA SAN RAFAEL

3.2.1. AESA INFRAESTRUCTURA Y MINERIA

Administración de Empresas S.A.C (AESA)

AESA es una empresa especializada en el desarrollo de infraestructura y obras civiles mineras con amplio reconocimiento por parte de múltiples clientes en la industria minera.

Relación de los procesos establecidos en el Mapa de Procesos y el Alcance del Servicio: En los servicios de Operaciones Mina, Servicios Auxiliares y Ore Sorting; el Cliente entrega los planos de los diseños geomecánicos, Estándares y PETS a la EE. para ejecutarlos.

Tabla 6. Procesos estratégicos de la EE

TIPOS PROCESO	DE	SUB-PROCESO O ACTIVIDADES	ALCANCE DEL SERVICIO
PROCESOS ESTRATÉGICOS			
PROCESOS OPERACIONALES	PROCESOS SUBTERRÁNEOS		Servicio de Operaciones Mina (Perforación, Voladura, Sostenimiento, Limpieza y Acarreo)
			Servicios Auxiliares (Ventilación, Instalación De Tuberías, Habilitación de Tuberías y Barreras para el Relleno de Tajos e Instalación de Cable Bolting)
			Preparación, Transporte y Lanzado de Shotcrete
	PROCESO ENSUPERFICIE		Ore Sorting
PROCESOS DE SOPORTE			

FUENTE: Oficina Técnica de EE

3.3. CLIMA Y RELIEVE

El clima es frío, la variación de temperatura del día a la noche es drástica, de acuerdo con la ubicación geográfica de la unidad se pueden diferenciar tres tipos de climas:

Clima templado moderado lluvioso, comprende temperaturas de 3°C a 18°C, este rango es la temperatura promedio de la zona, las precipitaciones pluviales son de diciembre a mayo por lo general, siendo los más lluviosos los meses de diciembre y enero. Por otro lado, se presenta el clima frío de mayo a septiembre llegando -5°C y una temperatura máxima de 10°C. Y finalmente se tiene Clima de Nieves perpetuas, donde la sensación de caliente a frío entre sol y la sombra son bastante drásticas, las precipitaciones son por lo general todo el año, ubicándose este tipo de clima en la parte alta del nevado Quenamari.

El relieve tiene una parte superior inclinada y un fondo redondeado, cuyas orillas están cubiertas por depósitos de morrenas de tamaño heterogéneo, con varios bofedales bordeando a la laguna de Chogñacota; y en la parte inferior se formaron nódulos con bordes alargados y redondeados, con superficie moderadamente convexa.

Los picos corresponden a los cerros de relieve más altos y visibles sobre los que se encuentra la mina y marcan localmente los picos del área de captación, con varios pequeños arroyos secundarios saliendo de la fragmentación de estos cerros.

3.4. VEGETACIÓN

La presencia de la agricultura es prácticamente nula, la vegetación que se observa se reduce a pequeños arbustos como el qolle y la queuña, generalmente los pastizales están limitados al Ichu, también existen pequeñas parcelas de alfalfa que no llegan a crecer de acuerdo con lo proyectado por el tipo de clima que no favorece. Los principales animales son las llamas, alpacas y ovejas. El agua se encuentra en las montañas cubiertas de nieve y pequeños manantes, que dan origen al río Antauta a la vez siendo este colección principal y afluente del río Carabaya.

3.6. GEOLOGÍA

3.6.1. GEOLOGÍA REGIONAL

La geología regional ha sido estudiada por Laubacher (1978) y Kontak (1984). En la región abunda una gruesa secuencia marina del Paleozoico Inferior, como las lutitas de la formación San José, de edad Ordoviciano Medio; las lutitas, areniscas y cuarcitas de la formación Sandia, de edad Ordoviciano Superior, y las lutitas intercaladas con cuarcitas del grupo Ananea, del Devónico-Silúrico, que han sufrido los efectos de la tectónica comprensiva herciniana temprana. Rocas del Paleozoico Superior han sufrido los efectos de la tectónica herciniana final, representada por areniscas y lutitas del grupo Ambo, de edad Missisipiana; lutitas y calizas del grupo Tarma, de edad Pensilvaniana, y calizas del grupo Copacabana, de edad Pérmico Inferior. El tectonismo

anterior fue seguido por un levantamiento continental que dio origen a los sedimentos continentales y volcanismo del grupo Mitu, de edad Pérmico Medio a Superior, sobre los cuales se depositaron secuencias calcáreas, arenosas y lutíticas del Cretáceo.

Las rocas paleozoicas de la Cordillera de Carabaya fueron intruidas por rocas peraluminosas de los plutones Limacpampa, Limbani, Aricoma y Coasa, agrupados en el batolito de Coasa, de edad Triásica. Hacia el noroeste se encuentra un plutón de sienita nefelínica peraluminoso y volcánicos peralcalinos, ambos del Jurásico; así mismo, el complejo San Gabán (Kontac, 1984).

En la depresión de Crucero y en las estribaciones de la Cordillera o precordillera de Carabaya existen rocas ígneas extrusivas e hipabisales del terciario. Las rocas extrusivas comprenden lavas y piroclásticos, basaltos, shoshonitas, riodacitas y riolitas del tipo S, además, intrusivos hipabisales peraluminosos emplazados entre los 22Ma y 26Ma, del Oligoceno Superior- Mioceno Inferior. Otro tipo de rocas comprende piroclásticos e hipabisales riolíticos fuertemente peraluminosos con biotita, sillimanita, muscovita, andalucita, turmalina, que fueron emplazados entre 6.5Ma y 17Ma del Mioceno Inferior a Superior (Clark, 1990).

Los intrusivos triásicos y terciarios forman parte del dominio magmático del arco interior de la Cordillera oriental, la que ha tenido una evolución diferente al dominio magmático del arco principal de la Cordillera occidental (Clark, 1984).

3.6.2. GEOLOGÍA LOCAL (PLANO GEOLÓGICO)

Las filitas y cuarcitas de la Formación Sandía han sido instruidas por dos stocks graníticos terciarios. En los alrededores se encuentran rocas del Paleozoico Superior.

Formación Sandía. Un fósil encontrado por Palma (1981) en rocas pizarrosas fue identificado como *Michelinoceros Nautilus* del Ordoviciano

Superior, lo que permitió definir la edad de estas rocas en la zona mineralizada como pertenecientes a la Formación Sandia. Las filitas son las rocas predominantes, son de color gris oscuro con Muscovita en los planos de foliación. Estas rocas en contacto con el intrusivo han sido metamorfoseadas a hornfels, que son masivos y de color gris oscuro-marrón. Las cuarcitas están intercaladas con las filitas; se encuentra principalmente en el paso a Umbral y en los alrededores del Campamento San Rafael, en la laguna Chogñacota.

Intrusivos.

La erosión ha dejado al descubierto dos stocks en el nevado Quenamari: uno en el nevado San Bartolomé de la mina San Rafael y el otro en el nevado San Francisco de la mina Quenamari, de los cuales salen varios diques.

El eje mayor del intrusivo de San Rafael tiene un rumbo NE-SW, una longitud de 1000m y anchos de 300m a 800m. En profundidad, el ancho es de 2,000m, donde los contactos tienden a juntarse. El intrusivo de la mina Quenamari tiene una forma circular de 1,000m de diámetro, las labores subterráneas muestran un alargamiento al SE. El afloramiento de este intrusivo es discontinuo, porque está cubierto parcialmente por las cuarcitas de la formación Sandia.

Una cortada en el nivel 200 entre las minas San Rafael y Quenamari muestra que los dos intrusivos tienden a ser un mismo cuerpo con un eje mayor NE-SW de 5,000m de longitud. El contacto SO de este cuerpo estaría en las cercanías del dique semianular, mientras que el contacto noreste está en la veta Nazareth.

El intrusivo es un monzogranito peraluminoso con fenocristales de feldespatos alcalinos euhedrales de hasta 12cm. de longitud y con maclas de carlsbad, biotita, cordierita y microfenocristales de sillimanita. La edad del intrusivo de San Rafael es de $25 \pm 0.3\text{Ma}$ por el método K-Ar, mientras que el de Quenamari es de $27.1 \pm 0.10\text{Ma}$, ambos del Oligoceno Superior a Mioceno Inferior (Arenas, 1980; Palma, 1981; Kontak 1984; Clark, 1983, 1990) (*).

(*). Información extraída del área de geología (San Rafael)

3.6.2.1. ESTRATIGRAFÍA

La formación Sandia compuesta por filitas y cuarcitas han sido intruidas por dos stocks graníticos terciarios, donde también se puede observar la presencia de rocas del paleozoico superior.

Figura 4. Columna estratigráfica generalizada del Altiplano

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOSTRATIGRAFICA	GROSOR (m.)	LITOLOGIA	DESCRIPCION	
CENOZOICO	CUATERNARIO	PLEISTOCENO	Fm. Azángaro			Limolitas y areniscas limosas beige Disc. eros.	
		PLIOCENO	Gpo. Barroso	+500		Derrames andesíticos, piroclastos y brechas volcánicas. angularidad	
	NEOGENO	MIOCENO	SUPERIOR	Gpo. Sillapaca	50 500		Tobas, brechas volcánicas, lavas.
			MEDIO	Fm. Palca			Tobas riolíticas riolíticas. Disc. ang.
		INFERIOR	Fm. Tinajani	+1000		Conglomerados polimícticos	
		PALEOCENO	Gpo. Tacaza	+3600		Flujos andesíticos, tobas, brechas y areniscas vulcanoclásticas. Disc. ang.	
	PALEOCENO	OLIGOCENO	Gpo. Puno	100 3000		Conglomerados, areniscas de grano grueso, limolitas y delgados niveles tobáceos. Disc. ang.	
		EOCENO					
	MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	Fm. Muñani	300 800		Areniscas y limoarcillitas marrón rojizas de grano fino a grueso.
				Fm. Ausangate			Areniscas roja con niveles de lodolitas.
Fm. Vilquechico				480 680		Limoarcillitas gris oscuras con niveles de areniscas.	
INFERIOR			Gpo. Mollo			Areniscas cuarzosas blancas	
			Fm. Ayavacas	+1,200		Calizas y dolomitas grises Areniscas arcóscicas y limolitas rojas.	
			Fm. Huancané	100 500		Areniscas cuarzosas blanco rosáceas Calizas laminadas ligeramente espáticas	
JURASICO		SUPERIOR	Fm. Mami			Areniscas, limoarcillitas rojizas.	
			Mbo. Sipin	60-140			
		MEDIO	Gpo. Lagunillas	100 2600		Limolitas y areniscas cuarzosas claras	
			Gpo. Yara			Calizas gris oscuras intercaladas con pelitis negras y areniscas calcáreas.	
		INFERIOR	Gpo. Iscay	250		Lavas andesíticas, tobas y brechas conglomerados y areniscas rojas	
			Gpo. Mitu	3000		Areniscas calcáreas y limolitas rojizas con intercalaciones calcáreas	
PALEOZOICO	SUPERIOR	PERMIANO	Gpo. Copacabana	100 1000		Calizas gris clara con nodulos de chert en estratos tabulares	
			Gpo. Tarma	50-750		Areniscas cuarzosas verdes y limolitas grises	
		CARBONIFERO	SUPERIOR	Gpo. Ambo	200 1000		Conglomerados polimícticos, areniscas y limolitas rojizas con niveles pelíticos grises Disc. ang.
			INFERIOR				Capas delgadas de areniscas y limolitas con lutitas nodulares
	DEVONIANO	SUPERIOR				Lutitas grises intercaladas con capas delgadas de areniscas, con facies turbidíticas, con presencia de fósiles.	
		INFERIOR	Gpo. Cabanillas	1100			
	INFERIOR	SILURIANO					
		ORDOVICIANO		Fm. Calapuja	+3500		Lutitas grises con intercalaciones de areniscas y cuarcitas blancas de grano fino.

Fuente: Departamento de Geología Minsur

3.7.3. GEOLOGÍA MINERA

3.7.3.1. MINERALIZACIÓN

La mineralización de San Rafael está comprendida de minerales de cobre en la parte alta, en zona de profundización se encuentra estaño y hacia los bordes podemos encontrar contenido de Zinc, Plomo y Plata.

La mineralización es de origen hidrotermal, depositados en vetas de relleno, así como de reemplazamiento de fracturas y cuerpos de mineral, la zona mineralizada comprende una extensión de 5 a 7.5 km donde se ubica la mina de San Rafael y Quenamari.

La mina san Rafael tiene diferentes vetas que viene explotando, entre las principales se encuentra la veta San Rafael, que varía desde los 0.5 – 3.5 km con un rumbo general de N30°-40°W y con buzamientos promedio de 45°-70° , entre otras vetas se tiene Mariano, Jorge, Rosario, Kimberly, Victoria, Pedro, Diagonal, Vicente, y las más recientes Estancococha, Cindhya Sur, Cindhya Norte y Cindhya Centro que vienen aportando mineral de alta ley en avances y explotación, en la zona de exploración se está trabajando en las vetas que comprende el cuerpo San German.

3.7.3.2. PLANIFICACIÓN DE LA PRODUCCIÓN

Para la extracción del mineral tanto Minsur como la empresa especializada se rigen a un programa anual de producción, estos aportes de mineral son denominados mineral de tajos y mineral de avances, diariamente hay una tonelaje que se tiene que reportar como cumplimiento de la producción sea de tajos y de labores de avance en mineral.

Tabla 7. Proyección diaria para extracción de mineral - AESA

PROYECCIÓN DE MINERAL 11/05/2024						
ZONA	ID	FASE	LABOR	TON.	TURNO	PROYECTADO
ALTA	25686	EXPLORACION	Subnivel 4417-126 NW	90	DIA	3
ALTA	27440	PREPARACION	Subnivel 4131-395 SE	90	NOCHE	3
ALTA	14070	PREPARACION	Subnivel 4100-369 NW	90	DIA	3
BAJA	18230	PREPARACIÓN	Subnivel 3885-788 NW	90	NOCHE	3
BAJA	28020	PREPARACIÓN	Estocada 3825-925 NW	120	DIA	4
BAJA	27288	PREPARACIÓN	Subnivel 3812-797 SE	120	NOCHE	4
BAJA	26353	PREPARACIÓN	Subnivel 3967-496 NW	120	DIA	4
BAJA	25198	PREPARACIÓN	Estocada 3923-332 SW	120	NOCHE	4
TOTAL				840		28

Fuente: Extracción Aesa

3.7.3.3. CONTROL DE CALIDAD DEL MINERAL

Control de estructura mineralizada

Para la ejecución de labores de avance de desarrollo y preparación como galerías y subniveles se ejecuta con soporte de geología, quienes realizan el marcado de línea centro, contra y dirección a perforar de acuerdo con el comportamiento de las vetas, así como la cancha al cual será destinado el mineral extraído de la labor. Las demás labores de exploración y desarrollo ejecutadas en desmonte lógicamente el control lo lleva el área de topografía de acuerdo con el proyecto y plan semanal.

Control de muestreos en Mina. Los trabajos de muestreo realizados en interior mina, son básicamente la ejecución de canales de muestreo, ya sea un canal en el frente avance, canales en ambos hastiales paralelo al avance a la labor o en contorneo de la labor (hastial derecho, corona y hastial izquierdo) en sentido transversal al avance.

3.7.3.4. PROYECCIONES DEL MINADO DE SAN GERMAN

San Germán actualmente ya comprende etapas de exploración , desarrollo y preparación, se han ejecutado un aproximado de 3500 metros entre galerías y sub niveles, estocadas, by pass, rampa, estocadas de ventilación. Siendo el pie de la veta San German en nivel 4185, donde ya se han ejecutado diferente obras, así como un Rb de ventilación desde superficie hasta el nivel 4185 que inyecta aire fresco.

De acuerdo con el LOM propuesto por especialistas de Minsur en la explotación del recurso mineral de estaño se incluirá las vetas de San German hasta fines de 2028.

3.8. DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE AVANCE

Las operaciones están divididas en dos zonas:

Zona alta que comprende desde el nivel 4600 hasta el nivel 4000 en las diferentes vetas.

Zona Baja que comprende desde el nivel 4050 hasta el nivel 3610, donde concentra sus operaciones con equipos propios.

Antes de iniciar las operaciones unitarias, se tienen que cumplir las siguientes consideraciones, tal y como se indica en los procedimientos de AESA.

Realizar traslape con su compañero de guardia anterior o saliente. El traslape con el operador saliente se hará con el fin de informar los acontecimientos en el puesto del turno anterior por parte del operador del turno de salida con el cuaderno de reporte, e indicará donde quedo el equipo en la pizarra del reparto de guardia. La llave será entregada por parte del Operador de la guardia saliente al Operador del turno entrante.

Despacho de guardia o coordinaciones importantes. El trabajador deberá de asistir a las sensibilizaciones programadas por el área de SSMA, una vez concluida el jefe de Guardia y/o Supervisor técnico recomendará al inicio de guardia aspectos relevantes de Seguridad y Operación (Reunión de 15 minutos).

Entrega de herramientas de gestión (Orden de Trabajo, IPERC continuo, check list). El jefe de Guardia y/o Supervisor técnico de turno, entregará la orden de trabajo, IPERC Continuo, con los nombres del personal asignado al trabajo.

Inspección del área de trabajo, herramientas, materiales y equipos. Inspección de área de trabajo. Verificar los accesos a la labor, roca suelta, ventilación, el orden y limpieza en caso de evidenciar algún desvío se deberá de levantar de manera inmediata, si los peligros existentes ameritan de la presencia de la supervisión el trabajador deberá de delimitar o bloquear la labor y proceder a comunicar y solicitar la presencia de la supervisión.

Inspección de herramientas, materiales y equipos. En caso de herramientas manuales y/o equipos verificar que cuenten con sus guardas de seguridad estandarizadas. (en caso ameriten). En caso de contar con herramientas, materiales o equipos eléctricos hay que asegurar que las instalaciones no cuenten con cables picados, pelados, seccionados, quemados, de la misma manera verificar que el piso no cuente con espejos de agua. Toda herramienta manual se debe de encontrar inspeccionada con la cinta trimestral correspondiente. Se deberá de llenar el check list de toda herramienta, material o equipo con esta herramienta de gestión.

Inspección de equipo. El operador deberá inspeccionar el equipo jumbo frontonero, Scoop, Scaler, bolter, grúa, robot lanzador, mixer en el mismo lugar donde se encuentra, dar la vuelta del gallo para poder llevarlo al punto de trabajo, también realizar el llenado correcto del check list.

Llenado de herramientas de gestión (Orden de trabajo, IPERC continuo). Llenar y firmar la orden de trabajo, el IPERC continuo, inspeccionar el equipo jumbo frontonero, Scoop, Scaler, bolter, grúa, robot lanzador, mixer, luego proceder a eliminar las condiciones subestándares que hubieran

encontrado de ser grave paralizar la actividad. delimitar o bloquear el área de trabajo para proceder a comunicar al Supervisor técnico o jefe de Guardia.

Prueba de equipo en cabina. Tocar el claxon 01 vez al arrancar el equipo, probar luces, freno, prueba de aceite de transmisión, sistema de frenos (parqueo y de servicio en funcionamiento) alarma de retroceso, verificar que no haya fuga de aceite y que el tablero de control indique.

Traslado de equipo a labor de nivel a nivel. El equipo jumbo frontonero y small bolter deberá ser trasladado con apoyo de una escolta (camioneta o camión), en caso de rampa principal. En caso de rampas auxiliares el ayudante debe ir por delante con un bastón luminoso.

Verificar la ventilación, rocas sueltas en la zona de trabajo en coordinar con Líder de la labor. Verificar la ventilación de la zona de trabajo dejándolo ventilar como mínimo 30 minutos y cumplir con el desatado de rocas sueltas y revisar el cuaderno de labor y recomendación geomecánica. La supervisión debe de registrar el monitoreo de gases en el tablero de monitoreo y en el cuaderno de labor. Revisar en el panel informativo las recomendaciones y/u observaciones en los cuadernos de labor seguridad, geomecánica y geología.

Delimitación y bloqueo del área de trabajo. Colocar los conos de seguridad a la altura del tablero eléctrico y delimitar la zona de trabajo con cordón con banderín de bloqueo y letrero de advertencia, a 10 metros detrás del equipo, evitando el ingreso a personas ajenas a la actividad.

3.8.1. PERFORACIÓN CON JUMBO FRONTONERO

AESA cuenta con un pool Jumbos Axera de la marca Sandvik:

Modelo DD311, es una perforadora de un brazo diseñado para perforaciones rápidas y precisas dentro de desviaciones y túneles de secciones de 40m².

Modelo DD321 es un equipo de desarrollo electrohidráulico con dos brazos diseñado para tener un rendimiento excelente en condiciones exigentes y múltiples aplicaciones.

EQUIPO / HERRAMIENTA / MATERIALES

- a) Equipo:** Equipo Jumbo frontonero, detector de monogas portátil, radio de comunicación y autorescatador.
- b) Herramientas:** Extintor, cizalla, comba de 6 libras, lampa, pico, guidores, cucharilla, llave francesa N°12, llave stylson N°14, llave mixta N°20, flexómetro, kit antiderrame y detector de tensión portátil.
- c) Materiales:** Barra de 8,12,14 y 16 pies, broca de 45 mm, 64mm y 102mm, tubos de PVC, cordón con banderín de bloqueo, 02 conos de seguridad, 02 tacos de seguridad y 02 bastones luminosos.
- d) Procedimiento:**

Realizar Redesatado de rocas. El operador y el ayudante realizarán redesatado de rocas antes de posicionar el equipo, durante y después de la actividad. Así mismo realizará el acondicionamiento de la cuneta.

Posicionar y nivelar el Jumbo. Posicionar jumbo cerca al frente sostenido, accionar y nivelar las gatas de estacionamiento del jumbo.

Instalar los servicios de energía eléctrica y agua. El ayudante anclará la cadena (gavión) en la alcayata que está al lado del tablero eléctrico, asegurándose que este correctamente colocado, con el gavión asegurado desplazar el jumbo hasta su posición final, desenrollando el cable de la tambora (el ayudante se mantendrá detrás del gavión durante este proceso) y colocar trípode en intersecciones, una vez estacionado el jumbo en su posición final, el ayudante levantará el cable eléctrico a las alcayatas en avanzada con uso obligatorio de guantes dieléctricos.

Conectar los conectores unipolares “chupón macho”, instalar la línea tierra del jumbo y levantar la cuchilla de la caja “Break”, verificando la existencia de inducción eléctrica.

Conectar la manguera de agua del Jumbo a la válvula de la tubería, subir la palanca del tablero eléctrico, y arrancar el motor eléctrico, reflectores y posicionar la guardacabeza de acuerdo con la altura de la labor.

Instalar barra y broca. Colocar la barra y broca al brazo del Jumbo de acuerdo con la longitud de perforación.

Iniciar operación de perforación.

Perforación horizontal – Mineral

- Verificar el cuaderno de geología y geomecánica antes de iniciar la perforación en galerías o subniveles, al mismo tiempo poner su nombre, número de equipo y firma.
- Verificar las marcas para centrar la estructura geológica.
- De la misma manera antes de pintar la malla de perforación se deberá de regar el frente para identificar la roca suelta, fallas o posibles tiros cortados.
- Para iniciar la perforación del frente debe tener las condiciones como; el desatado del área, sostenimiento hasta el tope, sin obstáculos, ventilación adecuada manga de ventilación 15 metros de tope, malla de sacrificio en el frente, instalaciones del equipo correctamente.
- Verificar la malla de perforación y gradiente del frente de acuerdo con la sección para evitar la sobre rotura, hacer correcciones de ser necesario.
- Accionar la palanca, rotación y percusión avance (en ese orden), verificando las presiones.
- Realizar los taladros de alivio (03) en la corona de 12 pies de acuerdo con la recomendación
 - de geomecánica
- Desplazar el brazo del jumbo en forma horizontal con inclinación de gradiente del frente
- hasta ubicar el punto de perforación, manteniendo la dirección del avance.

- Iniciar la perforación por los taladros de arrastre, el operador debe parar la perforación o movimiento del equipo para que el ayudante coloque los tubos de PVC en cada taladro perforado.
- Colocar los guidores de aluminio durante la perforación para mantener el paralelismo, colocar tubo PVC en cada taladro para evitar la obstrucción. (verificar siempre el desatado de rocas antes de colocar el tubo).
- Realizar el arranque en terreno estable o alejarse de las estructuras geológicas (abras, fallas), para evitar el atascamiento.
- Continuar con la perforación de acuerdo con la malla establecida y marcada.
- Realizar el barrido, con presión de agua y aire, para descargar los detritos de roca del taladro.
- Al término de la perforación, verificar la existencia de taladros obstruidos. Utilizar la cucharilla para la limpieza del taladro; o el repaso del taladro.

Perforación Horizontal – Desmonte:

- Verificar las gradientes, y línea de dirección para iniciar la perforación.
- Continuar los mismos pasos descritos en la perforación horizontal sobre mineral.

Perforación Radial – Selladas, desquinches, realces:

- Todo sellada debe de contar con proyecto y marcado en campo por los topógrafos.
- Al sellar o desquinchar en cualquier ángulo la cara del nuevo proyecto, todos los hastiales y techo deben estar con sostenimiento completo (perno helicoidal y malla electrosoldada).
- Cortar la malla de toda la sección del desquinche o sellada después de la perforación, para que la malla electrosoldada del área no perforada no se sea dañada por la voladura. El operador de jumbo verificará que se cuente con la contra o cola de los coneos hasta el segundo disparo.

- El operador de jumbo realizara la perforación del frente junto a los coneos hasta el segundo disparo en secciones menores de 3.50 m. x 3.50 m. para realizar la perforación del tercer disparo, el operador de jumbo deberá verificar que el frente se encuentre marcado por el área de topografía, verificando de manera especial el marcado de los coneos, en caso de verificar la falta de sección en los coneos, el operador deberá de perforar solo el coneo, evitando en todo momento tener una longitud de avance mayor a 4 metros.
- En secciones mayores de 4.0 m x 4.0 m. el operador de jumbo realizara la perforación del frente junto a los coneos hasta el tercer disparo, para realizar la perforación del cuarto disparo, el operador de jumbo deberá verificar que el frente se encuentre marcado por el área de topografía, verificando de manera especial el marcado de los coneos, en caso de verificar la falta de sección en los coneos, el operador deberá de perforar solo el coneo, evitando en todo momento tener una longitud de avance mayor a 4 metros.

Perforación de taladros de alivio:

- La perforación de los taladros de alivio se realizará con la broca de 64 mm, en el caso de sellada de labor se utilizará la barra de 8 pies y para labores en avance normal se utilizará la barra de 12 pies.
- Los taladros de alivio deben de realizarse en cada perforación de avance lineal y antes de la perforación del frente.

Culminar la perforación. Concluido la perforación apagar el motor eléctrico usando los guantes dieléctricos, bajar la cuchilla del tablero eléctrico

Desinstalar los servicios de energía eléctrica y agua. Bajar el cable de energía eléctrica de las alcayatas, desinstalar la manguera de agua.

Trasladar el jumbo. Trasladar el equipo jumbo hacia un lugar seguro o hacia otro frente para continuar la perforación.

Figura 5. Equipo Jumbo J-37 en perforación



FUENTE: propia

Figura 6. Equipo Jumbo J-30 en perforación



FUENTE: propia

Se tiene los siguientes jumbos para la perforación de frentes:

- ✓ 03 jumbos de 01 brazo y 01 Jumbos de 02 brazos que operan en la zona alta de la unidad

DD311: J-31, J-35, y J-37

DD321: J-30

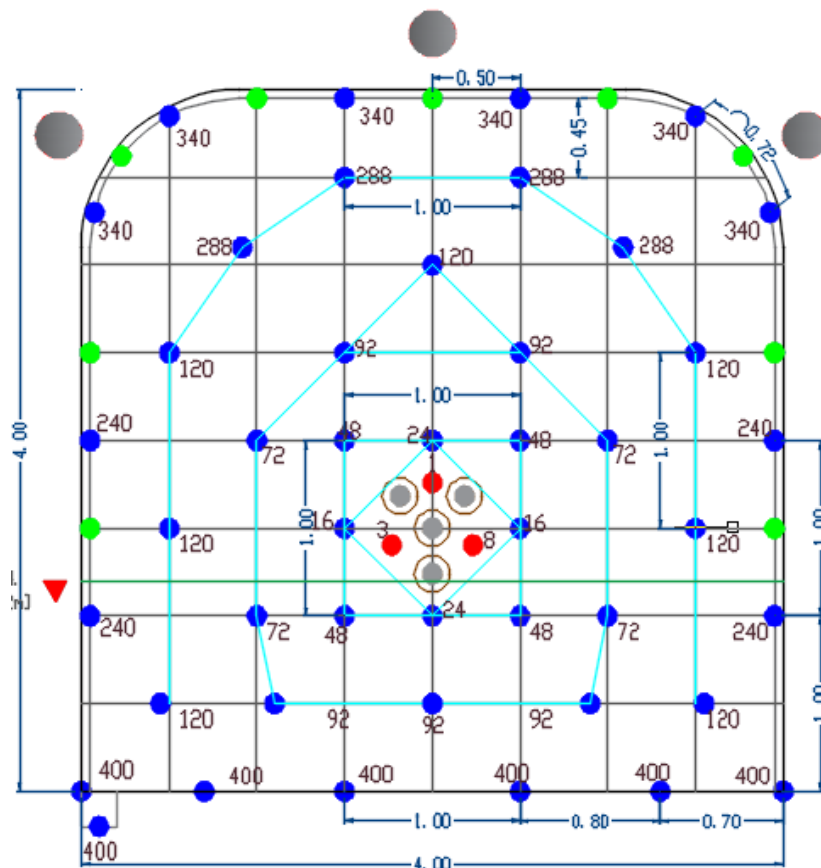
- ✓ 04 jumbos que operan en la zona baja de la unidad.

DD311: J-33, J-34, J-36 y J-38

3.8.2. PRINCIPALES MALLAS DE PERFORACION

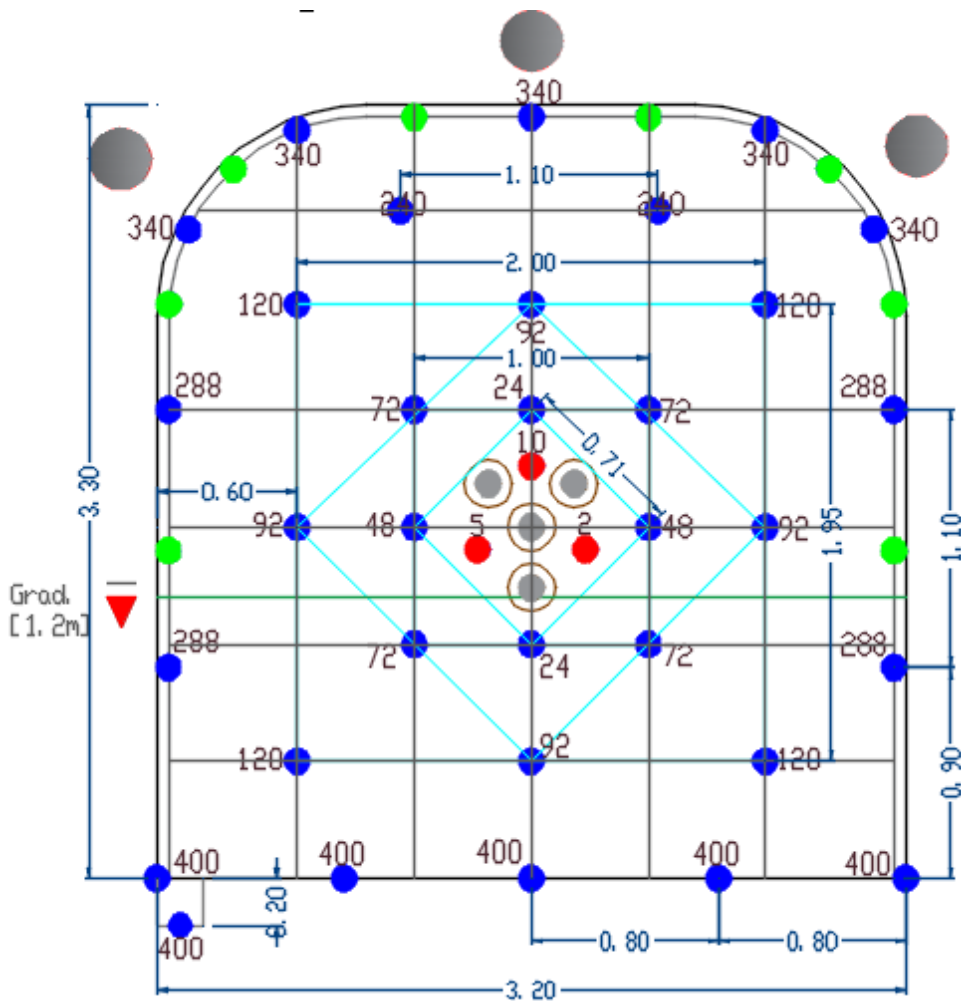
Las mallas de perforación aplicadas en esta unidad dependen mucho de la calidad del macizo rocoso y del tipo de explosivo a emplear, para obtener un disparo eficiente.

Figura 7. Malla de perforación para estocadas de secciones 4.00 x 4.00 m para roca tipo II.



FUENTE: Perforación y voladura AESA

Figura 8. Malla de perforación para subniveles de secciones 3.20 x 3.30 m para ANFO



FUENTE: Perforación y voladura AESA

3.8.3. VOLADURA CONTROLADA

Para ejecutar una buena voladura se evalúa las condiciones del terreno, tipo de roca, presencia de fallas y/o estructuras, presencia de agua, calidad de ventilación y otros factores. De acuerdo con el estándar de AESA las labores en desmonte como estocadas, cortadas, rampas, entre otros, que se ejecutan con punto gradiente y punto dirección son de 14 pies y 16 pies, salvo indicación contraria del área de voladura, sin embargo, labores con estructura mineralizada como subniveles y galerías la perforación es de 12 pies, para un mejor control del mineral.

El tipo de explosivo o agente de explosivo a emplear dependerá mucho de la evaluación realizada, siendo lo siguiente:

a) Emulsiones y agentes de explosivo

Para nuestras operaciones se emplean emulsiones explosivas encartuchadas, la cuales vienen con una envoltura de plástico que provee de resistencia al agua, seguridad para la manipulación, mantiene la potencia y calidad de los gases. Las principales presentaciones que empleamos son las siguientes: Emulnor de 5000, 3000 y 1000 con velocidades de detonación de 5500 m/s, 5700 m/s y 5800 m/s respectivamente. Poseen una presión de detonación de 88 kbar, 93 kbar y 95 kbar.

El agente de explosivo que utilizamos en labores debidamente autorizadas y que cumplan con las especificaciones técnicas de ventilación y circuito de evacuación de aire viciado es el Superfam DOS, que está compuesto de nitrato de amonio en prills grado ANFO, un combustible líquido y un colorante, el cual viene dando resultados óptimos en las voladuras, este agente de explosivo tiene gran capacidad de retención de petróleo, tiene una densidad de 0.80 g/cm³, llegando a velocidades de detonación confinada de hasta 4000 m/s, con presión de detonación de hasta 51 kbar (FAMESA, 2022)

b) Fanel

Es un sistema de iniciación muy eficaz para voladuras en minería subterránea, superficial y obras civiles. Su composición consta de lo siguiente: Fulminante de retardo: Consiste en un Fulminante N° 12 que contiene en su interior un explosivo primario muy sensible, uno secundario de alto poder explosivo y un elemento de retardo de acuerdo con su número de serie, que permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo. Para ello se ofrece al mercado dos (2) escalas: período corto y período largo. (MS y LP). Manguera Fanel o tubo de choque: Fabricado con materiales termoplásticos de alta resistencia mecánica, la cual en su interior está uniformemente cubierto por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al fulminante de retardo. En uno de sus extremos

está sellado por ultrasonido y en el otro extremo ensamblado con el Fulminante de retardo. El color de la Manguera Fanel permite identificar la escala de tiempo de retardo del FANEL, así tenemos que: Para el período corto la Manguera Fanel es de color rojo o naranja. (MS). Para el período largo la Manguera Fanel es de color amarillo. (LP). Etiqueta: Indica el número de serie y el tiempo de retardo en milisegundos o segundos. Adicionalmente, tenemos un código de barras que permite la trazabilidad del producto. Conector plástico tipo “J”: Es un bloque plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre la Manguera Fanel y el Cordón Detonante. Adicionalmente, el color del conector plástico permite identificar el período de tiempo de retardo del FANEL, así tenemos: Para el período corto el conector plástico tipo “J” es de color rojo. Para el período largo el conector plástico tipo “J” es de color azul.

c) Pentacord 5P

Este tipo de cordón detonante se utiliza tanto en minería superficial como subterránea, en las líneas troncales de voladuras primarias y secundarias o como línea descendente en taladros de diámetro pequeño o intermedio. Así como también es utilizado para dar inicio al fanel y mininel. Sus principales características técnicas son las siguientes: El peso de carga es de 5 gr/m, posee una resistencia a la tracción de 60 kg y su velocidad de detonación es de 7000 m/s.

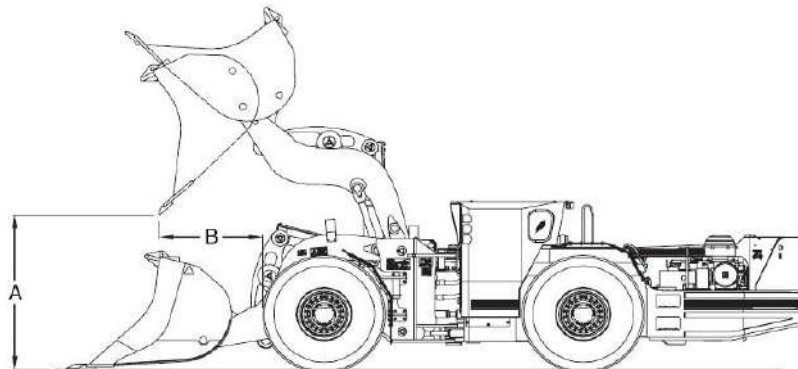
d) Carmex

Es un sistema de iniciación bastante eficiente, está compuesto por los siguientes componentes: un Fulminante Común N° 8, un tramo de Mecha de Seguridad un Conector para Mecha Rápida y un Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida.

3.8.2. LIMPIEZA ACARREO Y CARGUIO CON EQUIPOS CAT R1300G Y R1600G

De acuerdo con la configuración geométrica de las labores de avance que se ejecuta para la limpieza de frentes en la operación, se cuenta con dos modelos de cargadores de bajo perfil CAT R1300G y R1600G de la marca Caterpillar.

Figura 9. Cargador de Bajo perfil Caterpillar



FUENTE: (CAT, 2019)

Estos equipos están diseñados para trabajos que garanticen alta productividad a un bajo costo, de mismo modo su alta capacidad y bajo costo por tonelada en minería subterránea. El diseño compacto, el alto rendimiento, la construcción robusta y el fácil mantenimiento garantizan un excelente rendimiento, una larga vida útil y bajos costes de mantenimiento. Diseñado para ser cómodo y eficiente, fabricado para durar.

Para una operación óptima además de la configuración geométrica de las labores se debe tener presente las mangas de ventilación, cable de energía, alcayatas de servicios de agua y aire, adicional a ello la condición de la vía, todo lo descrito deberán estar de acuerdo con el estándar de operación.

El soporte del mantenimiento de estos equipos lo ejecuta la empresa Ferreyros, que de acuerdo con contrato son los autorizados para intervenir a los scoops en los mantenimientos correctivos o preventivos.

Los scoops están equipados con el sistema ANSUL, adicional a ello portan 02 extintores PQS de 8 kg debidamente inspeccionadas.

A continuación, se detallan los intervalos de mantenimiento:

Cuando sea necesario cada 10 horas o cada día.

- ✓ Alarma de retroceso probar
- ✓ Cuchillas de cucharón probar
- ✓ Nivel de refrigerante comprobar
- ✓ Nivel de aceite de motor
- ✓ Nivel de aceite de transmisión
- ✓ Nivel de aceite hidráulico
- ✓ Indicador de filtro de aire inspeccionar
- ✓ Drenar el filtro primario de combustible

Cada 250 horas o cada mes

Cada 500 horas o cada 3 meses

Cada 1000 horas o cada 6 meses

Cada 2000 horas o cada año

Cada 300 horas o cada 2 años

Cada 5000 horas de servicio cada 3 años

CAT R1300g.

Los equipos r1300g operan bajo condiciones óptimas en labores a partir de 3.50x3.50 metros, siendo las funciones principales de los operadores, realizar limpieza de frentes, acarreo de material, traslado de materiales, carguío de material a volquetes.

Un rendimiento óptimo alcanzado por estos equipos para distancias de acarreo 150 metros, considerando acarreo en línea recta como son estocadas, cortadas y otros que poseen curvas como galerías o subniveles llega a los 80 TM/hr.

Dentro del equipamiento de AESA se tiene los siguientes equipos

- CAT-38, CAT-42, CAT-50 y CAT- 51 un total de 04 equipos los cuales operan en la zona baja de la unidad.
- CAT-44, CAT-47, CAT-48 y CAT-56 un total de 04 equipos que operan en la zona alta de la unidad.

Tabla 8. Principales características técnicas CAT r1300g

R1300G LHD (Carga, acarreo y descarga)	
Modelo de motor	CAT 330B DITA
Potencia	117HP - 2400 RPM
Transmisión	4 F Y 4 R Automático - Manual
Peso aproximado	20.725 kg. (45.691 lb)
Longitud (máxima)	9.107 mm (358,5 pulg)
Ancho (máximo)	2.290 mm (90,2 pulg)
Articulación	Derecha e izquierda 42.5°
Ancho sobre los neumáticos	1.900 mm (74,8 pulg)
Altura hasta la ROPS / FOPS	2.120 mm (83.5 pulg)

FUENTE: Oficina técnica de Ferreyros U. M. San Rafael

Tabla 9. Carga nominal de cucharon

Carga nominal				
Herramientas de corte	Volumen nominal	Carga nominal de operación	Altura de descarga A	Alcance B
Cuchilla con cabeza de semi flecha	3.1 m3 (4.1 yd3)	6.800 kg (14.991 lb)	1.560 mm (61.4 pulg)	1.583 mm (62.3 pulg)

FUENTE: Oficina técnica de Ferreyros U.M. San Rafael

CAT R1600g.

Este equipo se emplea en labores de avance a partir de los 4.00x4.00 metros de dimensiones, donde se puede desempeñar con normalidad llegando a un rendimiento de 85 TM/Hr para una distancia de 180 metros de recorrido. La capacidad de carguío de volquete se resume en 04 cucharones.

La unidad cuenta con los siguientes equipos:

Zona Alta: CAT-55

Zona baja: CAT-53

Figura 10. CAT-55 del modelo R1600H en operación



FUENTE: propia

Tabla 10. Principales características técnicas CAT r1600H.

R1600H LHD (Carga, acarreo y descarga)	
Modelo de motor	CAT 3176C EUI ATAAC
Potencia	270HP - 2100 RPM
Transmisión	4 F Y 4 R Automático - Manual
Peso aproximado	29.800 kg. (65.700 lb)
Longitud (máxima)	10.088 mm (397.2 pulg)
Ancho (máximo)	2.664 mm (104.9 pulg)
Articulación	Derecha e izquierda 42.5°
Ancho sobre los neumáticos	2.400 mm (94,5 pulg)
Altura hasta la ROPS / FOPS	2.400 mm (94,5 pulg)

FUENTE: Oficina técnica de Ferreyros U. M. San Rafael

Tabla 11. Carga nominal de cucharon

Carga nominal				
Herramientas de corte	Volumen nominal	Carga nominal de operación	Altura de descarga A	Alcance B
Cuchilla con cabeza de semi flecha	4.8 m3 (6.3 yd3)	10.200 kg (22.487 lb)	2.207 mm (86.9 pulg)	1.408 mm (554.4 pulg)

FUENTE: (CAT, 2019)

3.8.2.1. LIMPIEZA DE FRENTE CON SCOOPTRAM

EQUIPO / HERRAMIENTA / MATERIALES

a) Equipos:

Scooptram de 4 yd3 / 6yd3, radio de comunicación, detector monogas portátil y autorescatador

b) Herramientas:

Cizalla, llave francesa N°12, cúter, aguja punta roma, cordón con banderín de bloqueo, detector de tensión portátil, kit antiderrame, extintor, 02 Conos de seguridad, 02 Cuñas de seguridad y 04 bastones luminosos, arco cierra y hoja de cierra.

c) Materiales:

Material desmonte, mineral o relleno en pasta.

d) Procedimiento

Prueba del equipo en cabina. Tocar el claxon 01 vez al arrancar el equipo, probar luces, freno, prueba de aceite de transmisión, sistema de frenos (parqueo y de servicio en funcionamiento) alarma de retroceso, sistema neutralizador de puertas, verificar que no haya fuga de aceite y que el tablero de control indique:

- Presiones de transmisión entre 200 y 240 PSI
- Temperaturas en el rango entre 6 y 80° C

- Presión de aceite de motor entre 25 y 35 PSI con temperatura entre 80 y 90° C

Traslado de equipo a labor. El traslado del scooptram será con motor adelante, vacío y al trasladarse por la rampa principal lo realizará sin necesidad de una escolta con alarma de retroceso.

- Asegúrese de que la vía de recorrido esté despejada de materiales que puedan dañar las llantas, componentes del equipo.
- Cuando avance o retroceda el Scooptram, en una zona de tránsito, el operador debe hacer uso del claxon y las luces, de acuerdo con las normas establecidas
- Scooptram tendrán preferencia de pase ante cualquier equipo liviano.
- Es importante que el operador de Scooptram realice el manejo a la defensiva en todo momento que realice sus actividades.
- En rampas auxiliares donde exista presencia de polución el operador optará por transitar con su equipo.

Estacionar el equipo. Cuando llegue a la zona de estacionamiento, el equipo debe dejar parqueado con sus tacos y conos de seguridad. Nunca se dejará equipo en planos inclinados, siempre se dejará el equipo en plano horizontal con el lampón en el piso y con motor apagado, siempre utilizar los tacos y retirar la llave de contacto.

Limpieza de frente. Realizar la limpieza del frente limpiando primero la carga dispersa iniciando por la parte derecha (Punto ciego), empujando la carga con la cuchara al ras del piso e ingresar lentamente a la carga disparada con la cuchara apoyada en el piso.

Posición de limpieza. Iniciar la limpieza en posición perpendicular a la carga, realizar el corte de la carga en 03 tiempos: cantoneo, raspado y corte de la carga. (En labores de rampas positivas la carga en la cuchara tendrá que ser tres cuartos de su capacidad para evitar proyección de trozos de roca al momento del cuchareo).

Acarreo de carga. En el caso de trasladar la carga de una ventana de acumulación hacia una parrilla o zona carguío, delimitar los accesos con conos de seguridad, cordón con banderín de bloqueo y bastones luminosos para restringir, durante el acarreo y solo el operador dará la autorización para que otros vehículos pasen. El traslado de la carga siempre se realizará con el motor adelante para tener una mejor visualización de la vía.

Orden y limpieza. El operador realizara la limpieza de los bancos caídos durante el traslado y el cantoneo de la vía de acceso. Una vez culminada el trabajo se deberá de guardar las herramientas manuales, materiales o equipos en su lugar asignado.

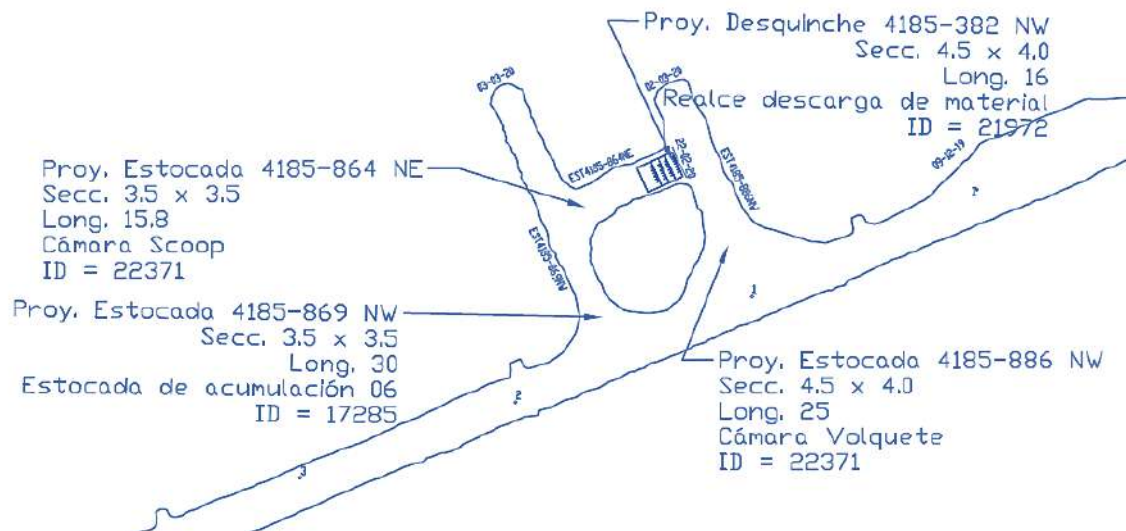
Estacionamiento del equipo. El operador deberá mantener el cuidado y la limpieza del equipo, realizar una inspección final del equipo y reportar sobre algún inconveniente, realizar el parquero colocando los conos de seguridad y sus tacos metálicos, además deberá retirar la llave.

3.8.2.2. CARGUIO DE VOLQUETE CON SCOOPTRAM

Para el carguío de los volquetes se puede ejecutar con Scoop de 6 yd³ o 4 yd³, el carguío de material va a depender mucho de la infraestructura de la zona de carguío y de las características del equipo cargador. Ya que los equipos de 6 yd³ pueden realizar prácticamente el carguío en cualquier zona designada para tal fin, ya que su cucharón tiene un levante de 7 metros de altura, sobrepasando sin problemas la altura de

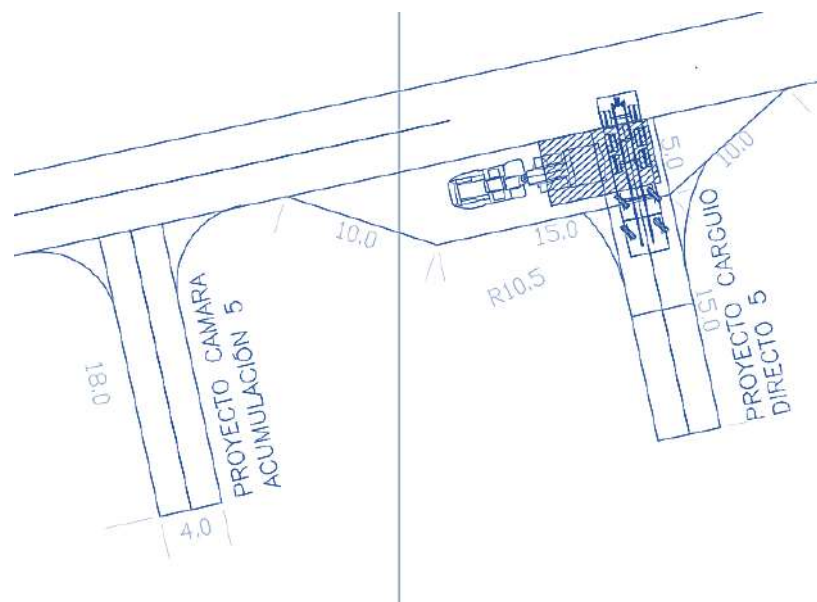
la tolva del volquete. Sin embargo, los scoops de 4 yd³, no cuentan con esa altura de levante del cucharón por ende necesitan un H carguío o una plataforma de carguío (parapeto) que ayude a sobrepasar la altura de la tolva del volquete.

Figura 11. Descripción geométrica de un H carguío



FUENTE: Oficina técnica

Figura 12. Descripción geométrica de un carguío directo



FUENTE: Oficina técnica AESA

Tabla 12. Capacidad y tiempo de carguío en H carguío y Carguío directo.

Capacidad de cucharón de Scoop	Capacidad de tolva de volquete	Nro. de cucharones	Tiempo de carguío en H (Min)	Tiempo de carguío en carguío Directo (Min)
6 Yd3	18	4	5	4
4 Yd3	18	6	7	No carga

FUENTE: Elaboración propia.

Proceso de carguío.

- El operador de scooptram garantizará que el área de carguío esté libre de personas, equipos y otros materiales antes de iniciar el carguío.
- El operador de scooptram realiza el carguío al volquete en la forma siguiente:
- El volquete ingresa a la zona de carguío en retroceso y el operador (conductor) dará la señal con 01 toque de claxon para que el operador de scooptram inicie el carguío por la parte posterior de la tolva.
- Cuando culmine de cargar la parte posterior de la tolva, el operador de scooptram dará la señal con 02 toques de claxon al operador de volquete para que ubique el volquete y complete la carga en la tolva.
- Al término del carguío el operador de scooptram da la señal con 01 toque de claxon para que el volquete se ubique y el operador de scooptram con el lampón pueda acomodar y aplanar la carga en la tolva.

- Una vez finalizado el carguío el operador de scooptram debe verificar que no exista materiales en desuso sobresaliendo (mallas, tuberías, etc) en la carga de la tolva del volquete y en caso no exista material sobresaliente dar la señal con un toque largo de claxon al operador de volquete para que este se retire.

Equipos menores de 6 yd³

- Equipos que sean menor de 6 Yd³ se realizaran carguío al volquete sobre la plataforma de carguío previa verificación del muro de seguridad en caso de no contar con las condiciones de seguridad se paralizará la actividad y se reportará de manera inmediata al supervisor.

Orden y Limpieza de vías y plataformas de carguío. El operador deberá realizar limpieza y cantoneo de las vías y cámara de carguío, antes y después del trabajo, mantener el cuidado y la limpieza del equipo, realizar una inspección final del equipo y reportar sobre algún inconveniente.

Estacionar el equipo al término del carguío. Estacionar el equipo en labor horizontal (estocada) con el lampón en el piso colocando tacos y conos de seguridad; realizar limpieza del equipo, elaborar reporte de operación.

3.8.3. DESATE MECANIZADO DE LABORES HORIZONTALES E INCLINADAS CON EQUIPO DESATADOR SCALER PAUSS

Para el desatado de las labores sean estas horizontales como estocadas, cortadas, crucero o inclinadas como las rampas, se emplean además del desate manual, desatadores mecánicos como el Scaler Pauss S5, cuya función es desprender todas las rocas sueltas de toda la zona que ha sufrido impacto por efectos de la voladura.

Este Scaler cuenta con un martillo hidráulico montado en una pluma telescópica que logra un alcance de hasta 9 metros en horizontal y 8 metros en altura, además de ello este martillo puede girar hasta 100 grados, adicional a ello

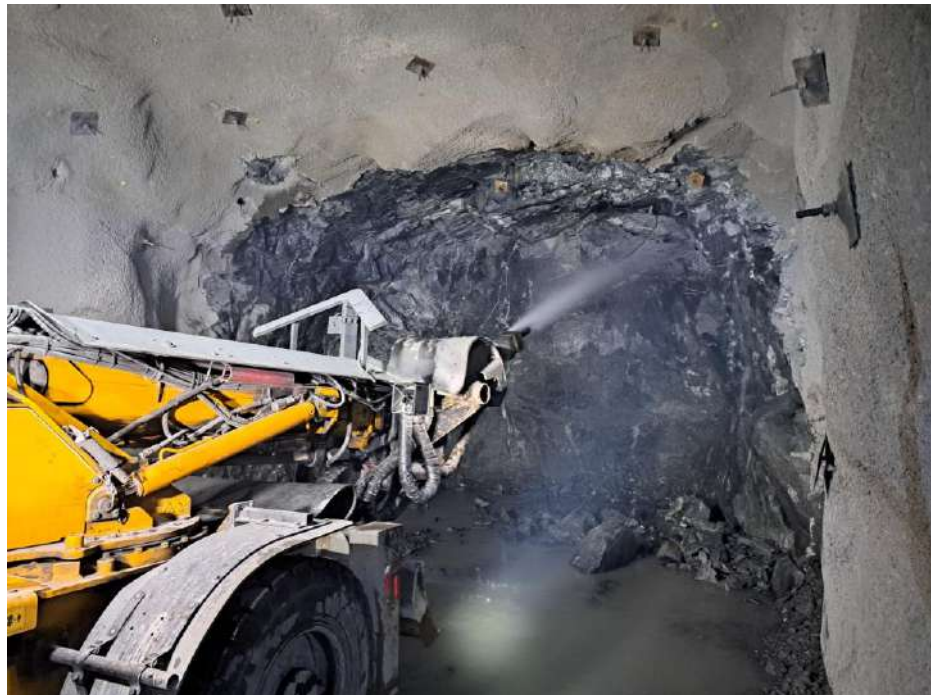
este equipo posee una tracción hidrostática, eje trasero oscilante, una cuchilla niveladora en la parte frontal, todo ellos traccionado por cuatro ruedas.

La unidad para la operación se cuenta con los siguientes equipos:

Zona Alta: S-11

Zona Baja: S-10

Figura 13. Scaler en proceso de desatado (S-11)

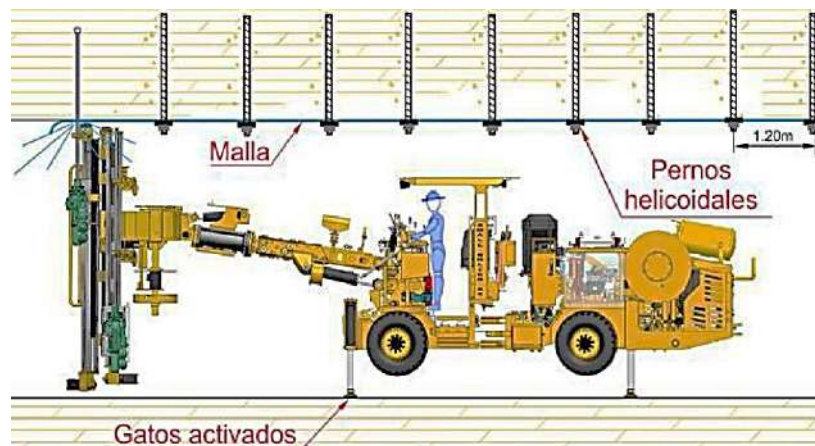


FUENTE: propia

3.8.3. SOSTENIMIENTO CON PERNO CON JUMBO EMPERNADOR

Para la instalación de los diferentes tipos de pernos, contamos con small bolter 88 de Resemin, este equipo está diseñado para la perforación y empernado para el sostenimiento de nuestras labores de avance. Los equipos para el sostenimiento son multifuncionales, sus aplicaciones varían de acuerdo con la necesidad y geometría de las labores, pudiendo enmallar, instalar pernos split set, pernos helicoidales con su respectiva inyección de cartuchos de cemento y resina, perforación horizontal en 90° en ampliación de cámaras, perforación de realce en 90° de cámaras, perforación de refugios y taladros de servicio.

Figura 14. Sostenimiento con perno helicoidal



FUENTE: Small Bolter 88 manual de operación de Resemin

3.8.4. SOSTENIMIENTO DE MALLA CON EQUIPO PLATAFORMA GRUA

Para completar el sostenimiento integral de las diferentes labores independientemente de la sección que esta pueda tener, labores de avance, labores de avance relleno, cámaras y desquinces, en nuestras operaciones contamos con un equipo plataforma grúa compuesta de una canastilla o bastidor mediante una unión de $\pm 40^\circ$, esto permite al operador llegar hacia espacios estrechos y colocar la malla electrosoldada de manera óptima.

Esta grúa tiene una alta rentabilidad debido a la instalación simple y económica, alta durabilidad y larga vida útil, tiene un motor Deutz TCD 2012 L4 con una potencia de 96 Kw a 2200 rpm y una tracción en las 4 ruedas.

La principal función en la unidad San Rafael de este equipo es la instalación de malla electrosoldada, pero también es utilizado para otros trabajos en altura como equipo utilitario.

Tabla 13. Rendimiento en instalación de malla electrosoldada por tipo de sección de labor

	Sección de labor (m)	Longitud de Disparo (Pies)	Presión de Aire (Bar)	Malla 4x4 (Min)	Malla 2x2 (Min)	Cantidad de paños
Cortada	5.00x4.00	16	4.5 – 7.5	75	90	3.5
Estocada	4.00x4.00					
Estocada Rampa	3.50x3.50	14	4.5 – 7.5	50	60	2.5
Subnivel	3.20x3.30	12	4.5 – 7.5	45	55	2.0

FUENTE: Elaboración Propia

EQUIPO / HERRAMIENTA / MATERIALES

a) Equipo:

Equipo detector monogas, autorescatador, radio de comunicación y equipo plataforma grúa.

b) Herramientas:

Kit antiderrame, extintor, barra tensadora neumática, cizalla, arco de sierra, pistola de impacto, barretillas (6, 8 pies), combo de 6 lbs, detector de tensión portátil, cono de seguridad (02), taco de seguridad (02), cordón con banderín de bloqueo, tortol y amoladora portátil.

c) Materiales:

Malla electrosoldada, alambre N° 12, platinas y tuercas.

d) Procedimiento:

Inspección de equipo. El operador deberá inspeccionar el equipo plataforma grúa, canastilla (puntos de anclaje), sistema eléctrico del equipo plataforma grúa (Joystick o palanca de mano) y el equipo de protección anticaída.

En caso de que el sistema eléctrico (Joystick o palanca de mano del equipo plataforma grúa) genere fallas cuando se está realizando la actividad por ningún motivo el personal deberá bajar de la canastilla, deberá de comunicar de manera inmediata a su supervisor inmediato a través de la radio de comunicación.

Traslado de Equipo. Priorizar el traslado del equipo plataforma grúa por rampas principales y/o accesos, si se diera el caso de transitar por vías alternas se deberá reducir la velocidad a menos de 10 km/hr. Es importante que el operador de plataforma grúa realice el manejo a la defensiva en todo momento que realice su traslado.

Desate y redesate de rocas sueltas. El operador realizará el desate de rocas sueltas ubicándose sobre la plataforma de la grúa, haciendo uso de barretilla adecuadas (6 y 8 pies), a una distancia prudencial del área a desatar y colocando la barretilla a un costado en un ángulo no mayor a 45° en posición de cazador y sin exponerse a la línea de fuego (proyección de la roca) en avanzada, manteniendo atención sobre posible rebote de rocas. Para desatado de rocas sobre la plataforma de equipo grúa un personal se ubicará en piso.

Posicionar equipo para realizar el corte de mallas y descarga de roca suspendido en malla. El operador delimitará y señalizará su área de trabajo colocando cordón con banderín de bloqueo y conos de seguridad. El equipo plataforma grúa se posicionará bajando en su totalidad y nivelando el equipo con las gatas hidráulicas y colocando tacos en los neumáticos delanteros.

Cortado y descargado de roca sobre las mallas. Se procede al cortado y descargado de rocas sueltas sobre las mallas

según se requiera siempre en avanzada de la zona más segura hacia adelante.

Mantener la comunicación. El operador del equipo plataforma grúa y el ayudante, en todo momento debe mantener la comunicación constante en forma verbal y visual, coordinando todos los movimientos con los mandos que se tienen en la canastilla.

Posicionar equipo para el sostenimiento. El equipo plataforma grúa ingresará nuevamente posicionándose y se ubicará a la altura de la zona donde están ya colocados los pernos helicoidales instalados por el small bolter.

Traslado de rollo de malla al frente de trabajo. El traslado del rollo de malla se realizará con Scoop.

Preparación de paños de malla para el sostenimiento:

Manual: Una vez que se encuentre en la labor la malla en rollo, desenrollar manualmente con dos o más personas, la malla con las puntas mirando hacia el piso, colocándose en el extremo dos personas y luego la jalan hasta extenderlo en línea recta y curva.

Equipo: Una vez que se encuentre en la labor la malla en rollo, desenrollar con apoyo del equipo plataforma grúa, enganchando en dos puntos el extremo de la malla con las puntas mirando hacia el piso, luego el equipo plataforma grúa en forma lenta va jalando y extendiendo la malla, mientras el ayudante apoya en la última parte del desenrolle con las palmas de las manos; esto solo en línea recta.

- Luego de medir la longitud requerida se procede a cortar la malla con la cizalla.
- Las puntas de alambre que sobresalgan deben ser cortadas al ras, para no tener ningún tipo de corte o incrustación, estas puntas de alambre cortada deben ser recogidas.
- La malla cortada debe ser extendida y trasladada al frente.

Corte de pernos sobresalientes

El operador realizara el corte de pernos sobresalientes utilizando amoladora portátil o arco de sierra.

Instalación de la malla. La instalación de malla de 4 pulgadas será igual que la malla de 2 pulgadas.

- Al presentar la malla el operador del equipo plataforma grúa verificará que no haya ningún personal ajeno a la actividad de sostenimiento con malla dentro del área de trabajo.
- Al presentar la malla tener en cuenta la posición de los alambres; los alambres longitudinales (largos) deberán estar en contacto con la superficie de la roca y los alambres transversales (cortos) hacia la labor; con ello se evitará dañar la soldadura de la malla producto de la voladura.
- La malla una vez presentada en el frente, el equipo plataforma empieza a instalar la malla, desde hastial que presenta mejor plano y se culmine en el otro extremo. Tener presente que la
- malla debe estar adherida a la roca para esto se utilizará la barra tensadora neumática, además trabajar asegurando con las platinas, tuercas y haciendo el amarre necesario entre mallas con alambre N° 12.

Posicionamiento de la barra tensadora neumática.

La posición correcta de la barra tensadora neumática será con una inclinación no menor a los 85° con respecto a la horizontal, y el apoyo de esta barra será en la plataforma de la canastilla del equipo plataforma que debe tener una malla con fierros corrugados de ½ “para que la pata de la barra pueda tener agarre y no resbale, se abre la válvula de aire y con la barra tensadora neumática se levanta y se pega la malla a la roca.

Instalación de la platina. Estando la malla pegada a la roca, la instalación de la platina y tuercas se realizará con la pistola neumática, aplicar el torque con una llave o la pistola de impacto, se continúa de la misma manera cada uno de los pernos helicoidales instalados.

Orden y limpieza. Dejar la zona de trabajo ordenado y limpio, proseguir con el traslado del equipo plataforma a una zona segura, al final comunicar en lugar donde queda el equipo.

3.8.4. SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE

3.8.4.1. METODO DE SHOTCRETE VIA HUMEDA

El sostenimiento de labores permanentes se realiza con el lanzado de shotcrete vía húmeda, además de ello varias labores de la unidad san Rafael se encuentran en un terreno de roca tipo IV, donde el sostenimiento con malla y perno helicoidal es insuficiente por el desprendimiento constante de roca en la corona y hastiales, adicional a ello la presencia de agua que altera el macizo rocoso.

Diseño de mezcla e insumos para el Shotcrete Vía Húmeda (SVH)

- Cemento. Es determinante para la resistencia del concreto.
- Arena. Representa las $\frac{3}{4}$ partes de la mezcla de concreto, influye significativamente en la mezcla a pesar de su comportamiento pasivo.
- Agua. Hidrata el cemento, actúa como lubricante a mejor manipulación de la mezcla.
- Aditivos libres de álcalis. superplastificante, inhibidor de fragua, acelerante de fragua, acelerante de fragua.
- Fibra metálica.
- Fibra sintética
- Material cementicio suplementario

Tabla 14. Gradación de los agregados para shotcrete

Tamiz	Porcentaje que pasa por peso		
	Gradación No 1	Gradación No 2	Gradación No 3
¾ "(19 mm)	-	-	100
½ "(12 mm)	-	100	80 – 95
3/8 "(10 mm)	100	90 – 100	70 – 90
No 4 (4.75 mm)	95 – 100	70 – 85	50 – 70
No 8 (2.40 mm)	80 – 100	50 – 70	35 – 55
No 12 (1.20 mm)	50 – 85	35 – 55	20 – 40
No 16 (600 mm)	25 – 60	20 – 35	10 – 30

FUENTE: ACI 506-Guide to Shotcrete.

Tabla 15. Requisitos químicos que debe cumplir el Agua para Concreto

Características	Requisitos	Unidad
Residuos sólidos totales	Máximo 5,000	Ppm
Sulfatos solubles en agua	Máximo 600	Ppm
Cloruros solubles en agua	Máximo 1,000	Ppm
pH en agua	5.50 a 8.00	
Alcalinidad del agua	Máximo 1,000	Ppm

FUENTE: Unicon

Tabla 16. Diseño de mezcla para concreto de 350 kg/cm²

INSUMOS	Und	Pe (kg/m ³)	Cantidad
Cemento Portland tipo I	Kg	3140	425
Filler de Carbonato de Calcio	Kg	2740	50
Arena Gradación 2	Kg	2360	1571.26
Aditivo Súperplastificante	Lt	1210	5
Aditivo Inhibidor de fragua	Lt	1070	2.14
Aditivo Acelerante de fragua	Lt	1460	26
Fibra Metálica	Kg	7800	20
Fibra Sintética	Kg	910	5
Agua	Lt	1000	180
Aire	%		2

FUENTE: Unicon

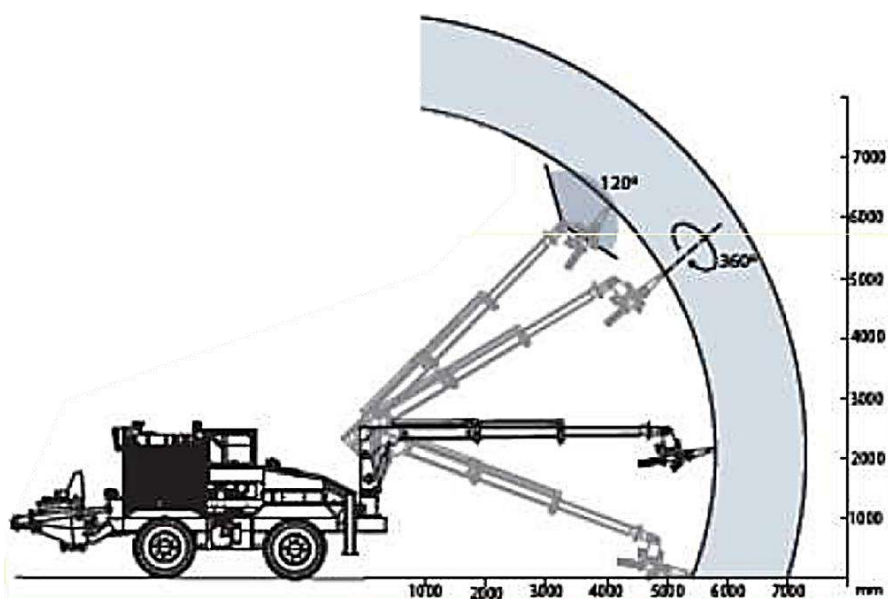
3.8.4.2. VENTAJAS DE METODO DE SHOTCRETE VIA HUMEDA

- En seguridad disminuye los accidentes por caída de rocas
- Disminuye el tiempo de sostenimiento e incrementa los tiempos para otras operaciones.
- Representa menor costo en mano de obra.
- El porcentaje de rebote es menor y menor pérdida de material.
- El nivel de polución es menor.
- Se cumple con los LMP de emisión de partículas y gases según DS 024-2016.

3.8.4.3. PROCESO DE LANZADO DE SHOTCRETE VIA HUMEDA

1. Dosificación
2. Verificación
3. Trasegado
4. Transporte
5. Lanzado
6. Muestreo
7. Ensayos

Figura 15. Aplicación del Shotcrete Vía Húmeda



FUENTE: Diaz Lazarovich

Variables para tener en consideración.

Fuerza de impacto. Está ligada a la distancia de proyección que varía entre los 0.80 a 1.20 metros.

Velocidad de proyección. Dependerá básicamente del caudal del concreto, presión y caudal del aire, diámetro de la tubería, tipo y posición de la boquilla, ángulo perpendicular de proyección hacia la superficie y los movimientos circulares.

3.8.4.4. CONTROL DE CALIDAD

Control de rebote. Un porcentaje de rebote aceptable se encuentra entre los 5 y 10%, se realiza con el fin de determinar la cantidad de material que no está siendo adherida a la superficie sobre la cual se está lanzando, para ello se realizan lo siguiente:

- ✓ Se extiende sobre el piso un plástico o toldo para no contaminar el concreto.
- ✓ Se lanza un volumen determinado de un mismo mixer, y al final del lanzamiento se recupera el concreto del suelo.
- ✓ Se compara el volumen inicial de la mezcla y la cantidad recuperada y finalmente se expresa en porcentaje.

Control de espesor. Por lo general el shotcrete lanzado en san Rafael es de 2 pulgadas, para ello se colocan calibradores alrededor de la superficie de la labor.

Control de laboratorio. Muestreo de paneles cuadrados, ensayos en estado fresco (prueba de slump, prueba de extensión diametral), ensayo de testigos a compresión.

3.8.6. EXTRACION DE MINERAL Y DESMONTE

a) Equipos:

Volquete 8x4, Scooptram de 4 y 6 Yd³, autorescatador, radio de comunicación, detector de energía, luminarias, lámpara minera y detector monogas portátil.

b) Herramientas:

Gata, manguera para aire, cizalla, lampa y pico

c) Materiales:

Extintor de 9 Kilos tipo PQS, botiquín de primeros auxilios y kit anti derrames, (02) conos de seguridad y (02) tacos de seguridad, bastón luminoso, cordón con banderines de bloqueo.

d) Procedimiento:

Traslado de volquete. El operador de volquete deberá realizar la correcta aplicación de los toques del claxon:

- 01 toque de claxon para encender el motor del volquete.
- 02 toques de claxon para poner en marcha hacia adelante.
- 03 toques de claxon para dar retroceso.

Emprenderá marcha de superficie a la labor asignada en interior mina, verificando las condiciones de la vía; en caso de que la vía esté mojada esperar 15 minutos en el pase de vehículos hasta que oree, posteriormente continuar con la marcha.

El volquete se desplazará por la vía teniendo en cuenta y respetando todas las señales de tránsito.

- El tránsito permitido desde interior mina a Garita Hotel es a velocidad de 30 km/hr.
- El tránsito desde Garita Hotel hasta Botadero Larancota es a velocidad de 30 km/hr.

Las unidades que estén de bajada aplicaran el derecho de pase al volquete y/u otros vehículos que este de subida por la rampa.

Los volquetes con carga podrán ceder el pase a vehículos livianos de subida en la zona de pases amplios de vehículos sólo a una unidad.

Si el volquete transita por una labor donde el Scooptram realice trabajos, solo podrá pasar si previamente el Scooptram se ha estacionado en un refugio y ha apagado las luces.

También tendrá en cuenta a otros equipos pesados e incluso a vehículos ligeros para refugiarse, estacionarse y colocar sus luces intermitentes para dar el pase.

Al parar la unidad intempestivamente por encontrarse con otra unidad en sentido contrario debe verificar que no haya ningún vehículo ni persona alguna detrás, para retroceder, verificándolo por su cámara de retroceso incorporada en la cabina del conductor.

En rampas de espacios reducidos se debe comunicar el ingreso, salida o tránsito, por radio en canales 2 y 3. Para que tengan conocimiento los vehículos de Minsur y todas las contratistas que circulan por la misma.

En caso de estar estacionado y tener que retroceder, es recomendable bajar de vehículo con el motor apagado y verificar su ruta identificando riesgos y peligros, cada vez que la operación la requiera.

Comunicar las intenciones a los demás vehículos, como retroceder a un refugio cercano, retroceder para que el otro vehículo se refugie, o hacer retroceder al otro vehículo a un refugio cercano que sea conocido.

Si no conozco bien el lugar preguntar al otro vehículo o al supervisor inmediato de AESA sobre la mejor acción que se pueda realizar.

Identificar los puntos críticos en su croquis de riesgo y comunicar cualquier riesgo o peligro existente al supervisor inmediato y a los demás vehículos.

Realizar operaciones de volquetes en los tiempos necesarios, nunca confiar o intentar realizar en un solo tiempo.

Transporte de material (mineral, desmonte y otros)

Una vez que la carga esté bien acomodada se procederá a revisar los neumáticos haciendo la vuelta del gallo, también revisará si existe filtración de agua por la compuerta de la tolva del volquete antes de emprender la marcha; adicionalmente, revisar que no exista material en desuso sobresaliente en la carga de la tolva; y si en caso existan, eliminarlas.

Si se detecta filtración de agua por la tolva del volquete estacionar en un lugar seguro (refugio) la unidad hasta que disminuya el filtrado o cese.

La carga para transportar no deberá exceder la capacidad límite del volquete, la carga máxima será de 30 toneladas y para los volquetes de 20 metros cúbicos de capacidad de la tolva la carga máxima será de 39 toneladas.

Una vez de haber dado cumplimiento a lo antes expuesto el operador de volquete emprenderá la marcha segura hacia el botadero de desmonte o mineral para la descarga en dicho punto.

El operador deberá realizar la correcta aplicación de los toques del claxon al operar su volquete: 01 toque de claxon para encender, 02 toques de claxon para poner en marcha hacia adelante y 03 toques de claxon para dar retroceso.

El volquete se debe desplazar por la vía siempre teniendo en cuenta y respetando todas las señales de tránsito, el tránsito en interior mina está establecido en una velocidad límite de 30 km/Hr.

Cuando exista parada por falla del equipo, se deberá buscar el lugar más horizontal y seguro posible y colocar los conos de seguridad a ambos lados de la unidad, tacos de seguridad en las llantas posteriores y notificar al jefe de guardia, supervisor técnico o mantenimiento AESA de manera inmediata.

Cuando el operador de volquete decida dar pase subiendo por la rampa con carga, lo debe hacer en los pases amplios y sólo a una unidad que está subiendo detrás del volquete.

Si el volquete transita por una labor donde está trabajando un Scooptram, deberá a esperar a que este termine de transportar el material, apague sus luces y toque el claxon en señal de aviso para que reanude el pase.

Descarga de mineral o desmonte

Verificar las condiciones de seguridad de la plataforma. El cuadrador o vigía de volquetes verificará el área donde se estacionará el volquete para descargar el material el cual deberá contar con plataforma nivelada, sin presencia de rajaduras, libre de personas y equipos, buena iluminación para el turno noche, de no ser así el cuadrador o vigía de volquetes retirará a toda persona y coordinará con el operador de tractor motoniveladora para realizar la nivelación de la plataforma de descarga antes de ordenar la descarga de los volquetes.

Estacionamiento en la zona de descarga. El operador del volquete tocara 03 veces el claxon para entrar en retroceso a la zona de descarga, en dirección del cono ubicado por el cuadrador de volquete a 03 metros de la berma de seguridad.

El operador deberá estar atento en todo momento a las indicaciones dadas por el cuadrador o vigía, haciendo uso de la paleta de PARE/SIGA para el turno día y uso de un bastón luminoso para el turno noche. Este se parará al costado del cono

límite de descarga y ordenará estacionar en el lugar exacto al volquete.

Descarga de mineral o desmonte. El operador de volquete deberá esperar que el cuadrador salga de la zona de descarga, haya contacto visual con él, antes de seguir con el siguiente procedimiento

El operador de volquete deberá levantar la tolva para la descarga de material cuando se lo indique el cuadrador y cuando éste se encuentre ubicado delante del volquete o en un lugar visible por el operador.

El operador del volquete solo podrá avanzar con la tolva levantada una distancia máxima de 03 metros para terminar la descarga cuando la tolva esté levantada al tope.

Una vez terminada la descarga del material, el operador deberá esperar las indicaciones del cuadrador, para bajar la tolva del volquete.

Terminada la descarga de material, el cuadrador o vigia deberá verificar que la compuerta posterior de su volquete este correctamente cerrada, las condiciones de los neumáticos y del equipo en general.

Al partir de la zona de descarga el operador deberá tocar dos veces la bocina del volquete indicando que ya se retira. Deberá en todo momento fijarse en el sistema de alarma de tolva levantada, cualquier anomalía debe reportar de inmediato a mantenimiento AESA para su puesta en operatividad. No se podrá descargar si el dispositivo no funciona.

Fin de turno

El operador del volquete deberá de notificar el estado de la cámara de carguío al jefe inmediato de la guardia.

Antes de finalizar el turno el operador deberá abastecer de combustible al volquete.

Una vez concluida la jornada de trabajo el operador deberá estacionar su volquete solo en un lugar autorizado y seguro, deberá colocar sus tacos y conos de seguridad, Asimismo, deberá realizar el orden y limpieza de su unidad.

El operador deberá realizar el relevo de la unidad con su contraguardía, indicando falencias si las hubiera, y verificando el estado del equipo en general.

3.8.7. SISTEMA DE VENTILACIÓN MECÁNICA

A inicio de cada jornada o antes de ingresar a labores mineras deben realizarse mediciones de gases de monóxido de carbono, dióxido de carbono, dióxido de nitrógeno, oxígeno y otros, dando cumplimiento al Artículo 246 literal a del D.S. 024- 2016-EM. En todas las labores subterráneas se debe mantener la circulación de aire limpio y fresco en cantidad y calidad.....con un mínimo de diecinueve puntos cinco por ciento (19.5%) de oxígeno, dando cumplimiento al Artículo 246 literal b del D.S. 024-2016-EM. El orden y limpieza en caso de evidenciar algún desvío se deberá de levantar de manera inmediata, si los peligros existentes ameritan de la presencia de la supervisión el trabajador deberá de delimitar o bloquear la labor y proceder a comunicar y solicitar la presencia de la supervisión.

Construcción de la base del ventilador. Realizar el encofrado de la base del ventilador, según el diseño en el pasaporte de la labor, amarrando los paneles del encofrado con alambre #8.

Preparar el mortero de concreto a base de cemento y hormigón, el mismo que será vaciado dentro del encofrado picando rocas para armar la base del ventilador.

Culminado el vaciado de concreto, esperar un tiempo no menor de 24 horas para realizar el desencofrado.

Instalación de ventilador. En la instalación de ventiladores auxiliares se deberá de cumplir con lo establecido en el Art. 246 literal e y f D.S. 024-2016-EM. Los ventiladores principales, secundarios y auxiliares deben ser instalados adecuadamente, para evitar cualquier posible recirculación del aire. En labores que posean solo una vía de acceso y que tengan un avance de más de sesenta metros (60m), es obligatorio el empleo de ventiladores auxiliares. En longitudes de avance menores a sesenta metros (60m) se debe emplear también ventiladores auxiliares solo cuando las condiciones ambientales así lo exijan.

- Con el equipo scooptram se ubicará el ventilador en la nueva base de concreto, el personal de apoyo retirará la soga de ½ pulgada que asegura el ventilador y se ubicará fuera de la zona de influencia del scooptram, para que el operador del scooptram realice las maniobras con el lampón para colocar el ventilador sobre la base de concreto, por ningún motivo intervendrá el personal de apoyo.
- Con el ventilador puesto sobre la base de concreto, el personal de apoyo, con ayuda de la barretilla y la comba alineará el ventilador para anclar en los puntos de sujeción, finalmente el ventilador se asegurará a la base de concreto con las tuercas correspondientes, se anclará el silenciador a los puntos de anclajes y la colocación del pedestal. Finalmente se empalma con mangas de 30 pulgadas de diámetro.

CAPITULO IV: OPTIMIZACIÓN DEL AVANCE LINEAL DE LA CORTADA 4350-761 SW

4.1. EVALUACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO DE LA CX 4350-761 SW

Todo este proceso operativo que será planteado debe ser aprobado por las diferentes áreas involucradas tales como, Operaciones, geomecánica, oficina técnica, shotcrete y seguridad. Una longitud de 12.60 metros de avance con sostenimiento temporal requiere tener mapeado al mínimo todo tipo de comportamientos, tales como estallidos, crujidos, reacomodos entre otros.


4.1.1. CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO

De acuerdo con la descripción del macizo rocoso, la zona de San German está constituida por rocas ígneas intrusivas y rocas metamórficas como las pizarras, para determinar la clasificación del macizo rocoso, nos basamos en la determinación de RMR de Bieniawski. Para definir la factibilidad del avance por el tipo de macizo rocoso que presenta este proyecto y el tipo de sostenimiento temporal planteado, nos remitimos a los estudios, cálculos y recomendación final realizados por geomecánica.

4.1.2. ANALISIS DE ESTABILIDAD DE LA CORTADA 4350 – 761 SW

4.1.2.1. VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR 49)

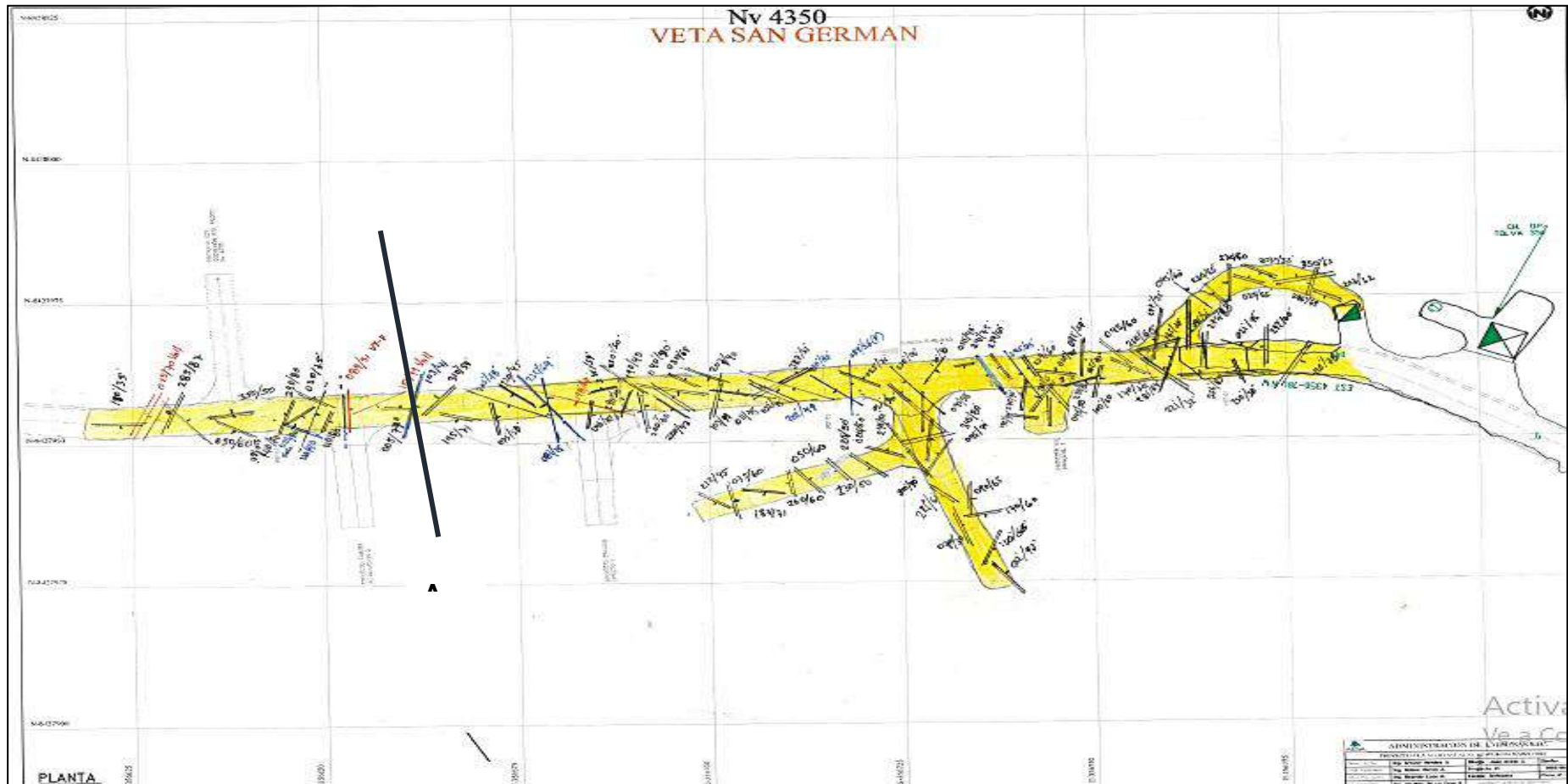
Tabla 17. Valoración del macizo rocoso RMR de la cortada 4350 – 761 SW

DIVISIÓN MINERA BRECA											
	REGISTRO DE MAPEO GEOMECÁNICO EN CAMPO								UNIDAD SAN RAFAEL		
	CÓDIGO: F-SR-PLA-13				VERSIÓN: 01						
	TIPO DE DOCUMENTO: REGISTRO				PÁGINA: 1 de 2						
Macro Proceso : INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO				Proceso: GEOMECÁNICA							
Labor:		Cortada 4350-761 SW				MAPEO:		Pto. H1+31.50 / Pto. H1+38.5			
Código de Mapeo:						FECHA:		11/05/2022			
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R 89)											
PARÁMETROS		RANGO DE VALORES								VALORACION	
RESIST. COMPRESIÓN UNIAXIAL		>250 (15)	X	100-250 (12)		50-100 (7)		25-50 (4)		<25(2) <5(1) <1(0)	12
ROD %		90-100 (20)		75-90 (17)	X	50-75 (13)		25-50 (8)		<25 (3)	13
ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)		0,6-2 (15)	X	0,2-0,6 (10)		0,06-0,2 (8)		< 0,06 (5)	10
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)		1-3 m Long. (4)	X	3-10 m (2)		10-20 m (1)		> 20 m (0)	2
	APERTURA	Cerrada (6)		<0.1 mm apert. (5)	X	0.1-1.0 mm (4)		1 - 5 mm (1)		> 5 mm (0)	4
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)		Rugosa (5)	X	Lig. rugosa (3)		Lisa (1)		Espejo de falla (0)	3
	RELLENO	Limpia (6)		Duro < 5mm (4)	X	Duro> 5mm (2)		Suave < 5 mm (1)		Suave > 5 mm (0)	2
	INTEMPERIZACIÓN	Sana (6)		Lig. Intemper. (5)	X	Mod. Intemper. (3)		Muy Intemper. (2)		Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	X	Humedo (10)		Mojado (7)		Goteo (4)		Flujo (0)	10
AJUSTE POR ORIENTACION		Muy favorable (0)		Favorable (-2)		Regular (-5)	X	No favorable (-10)		Muy desfavorable (-12)	-10
CLASE DE MACIZO ROCOSO											
RMR	80 - 61		60 - 41		40 - 21		20 - 0				
DESCRIPCION	I - BUENA		II - REGULAR		III - MALA		IV - MUY MALA				
Marque una "X"			X								

FUENTE: Departamento de geomecánica

4.1.2.2. PERFIL TOPOGRAFICO

Figura 16. Nivel 4350, corte A-A´

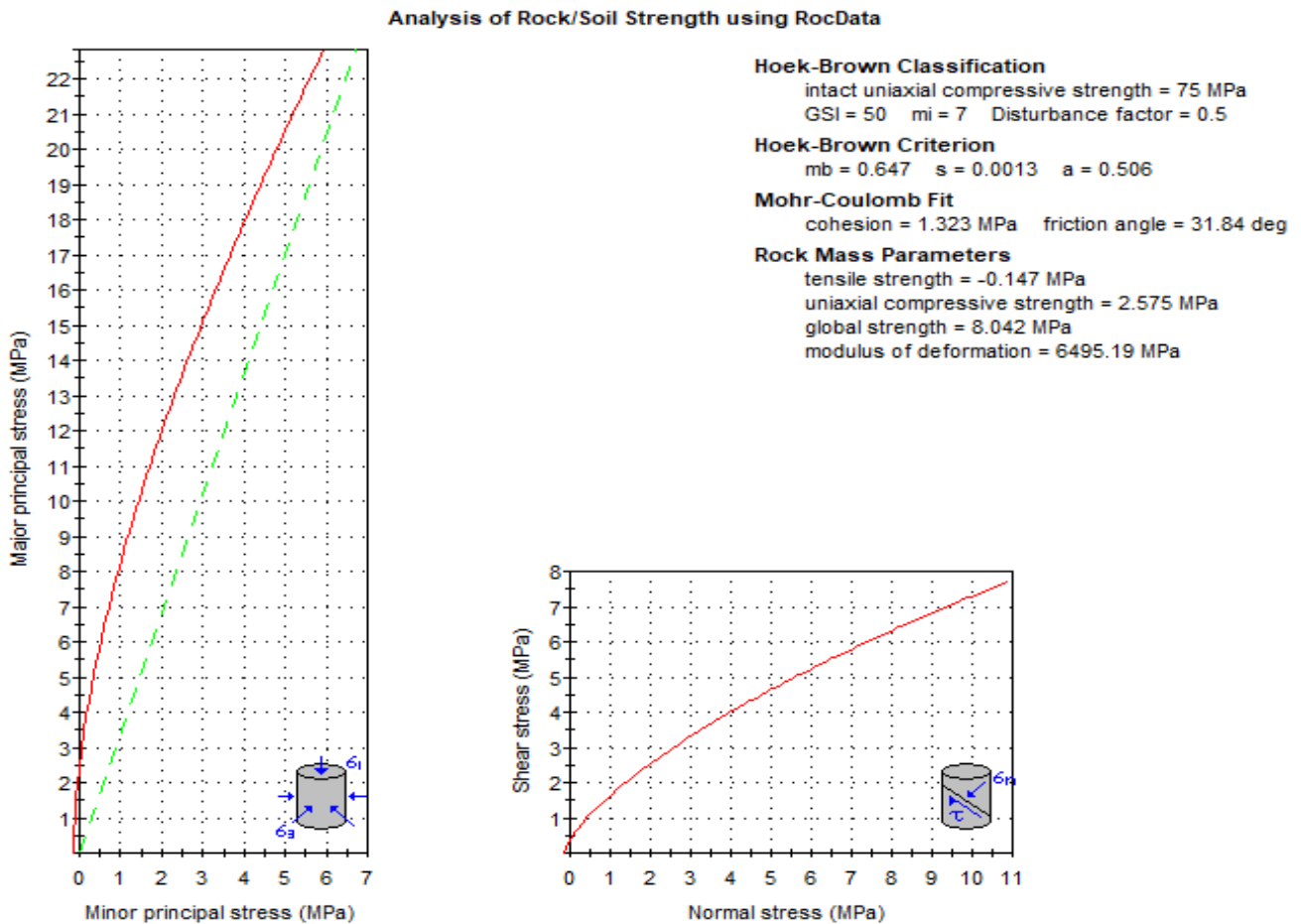


FUENTE: Departamento de geomecánica

4.1.2.3. CARACTERIZACION GEOMECANICA

Para la caracterización se determinarán valores de cohesión, Resistencia global y ángulo de fricción. Para lo cual nos remitimos al modelamiento y simulación en software geotécnico Unwedge de Rocscience.

Figura 17. Análisis en software RocData para determinar propiedades físicas de la roca.

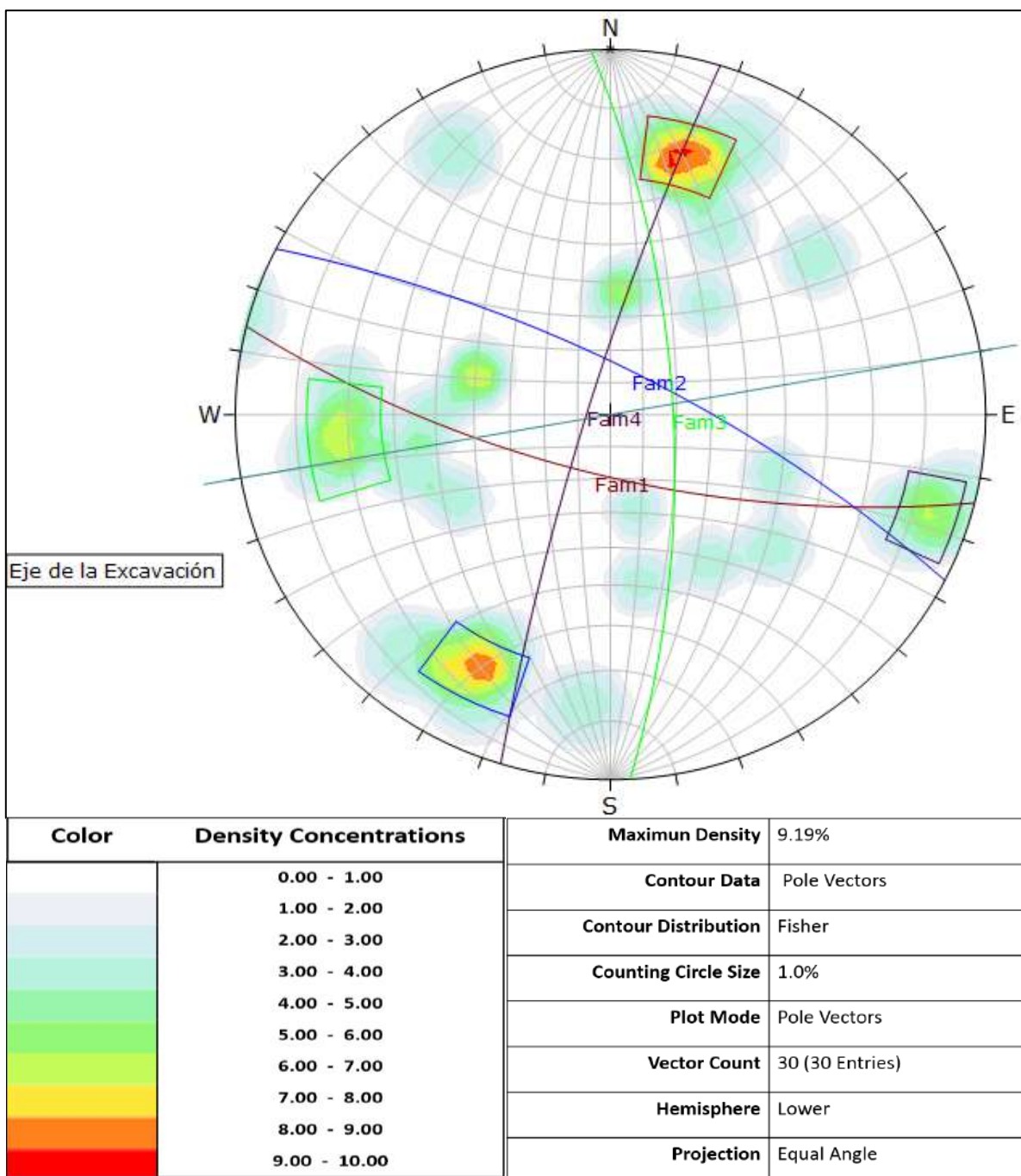


FUENTE: Elaboración propia

En figura 17, de acuerdo Mohr-Coulomb Fit se obtiene una cohesión de 1.323 MPa y un ángulo de fricción de 31.84, además se logra identificar el comportamiento de rotura frágil de la roca.

4.1.2.4. PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA

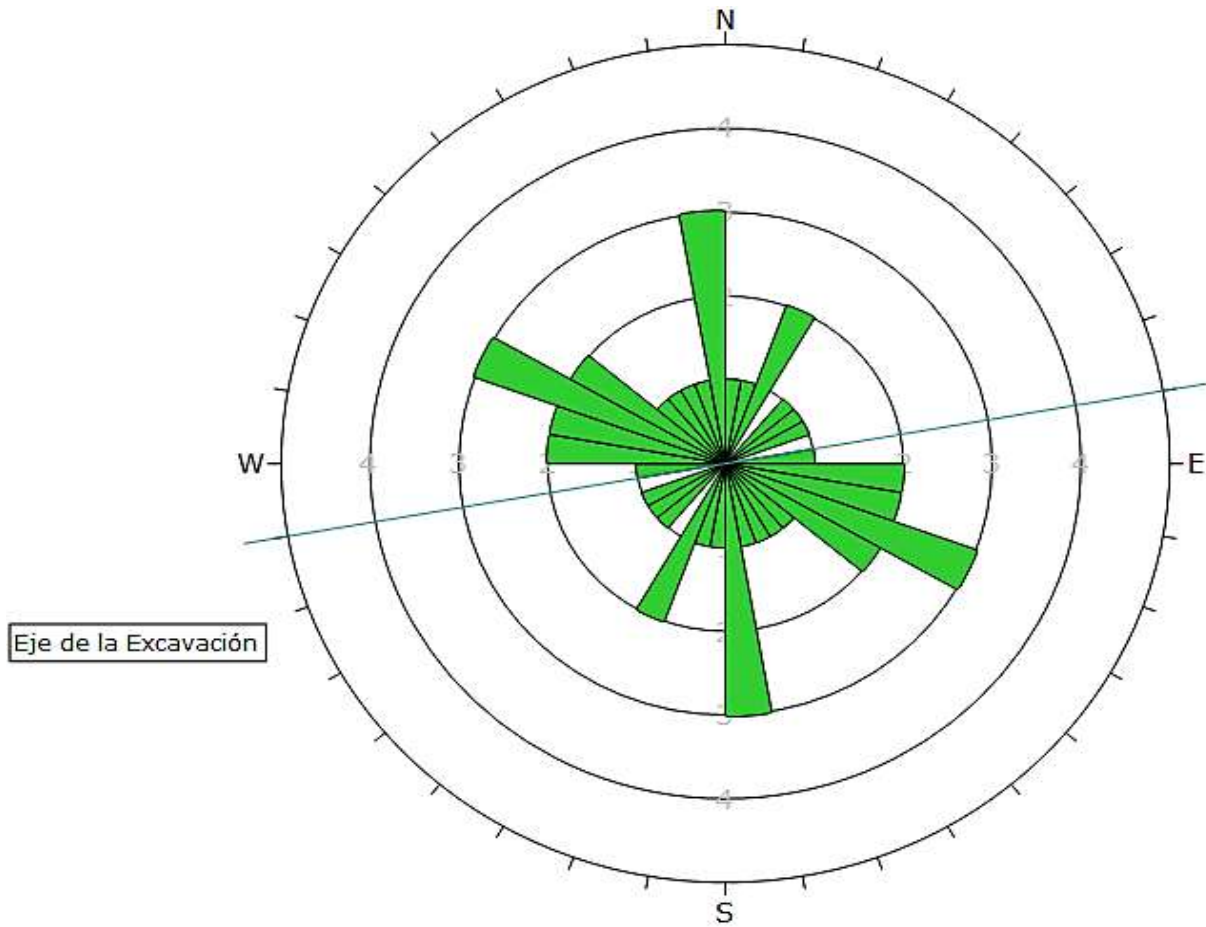
Figura 18. Diagrama de Proyección Estereográfica.



FUENTE: Elaboración propia

En la figura 18, realizando una análisis se evidencia 03 Familias principales de discontinuidades y 01 aleatoria, con orientaciones semi transversales con respecto al eje de la excavación, presentando Buzamientos entre 50° a 80°, formando cuñas en corona.

Figura 19. Diagrama de rosetas mostrando la orientación de las familias de Discontinuidades con respecto al eje de la excavación.

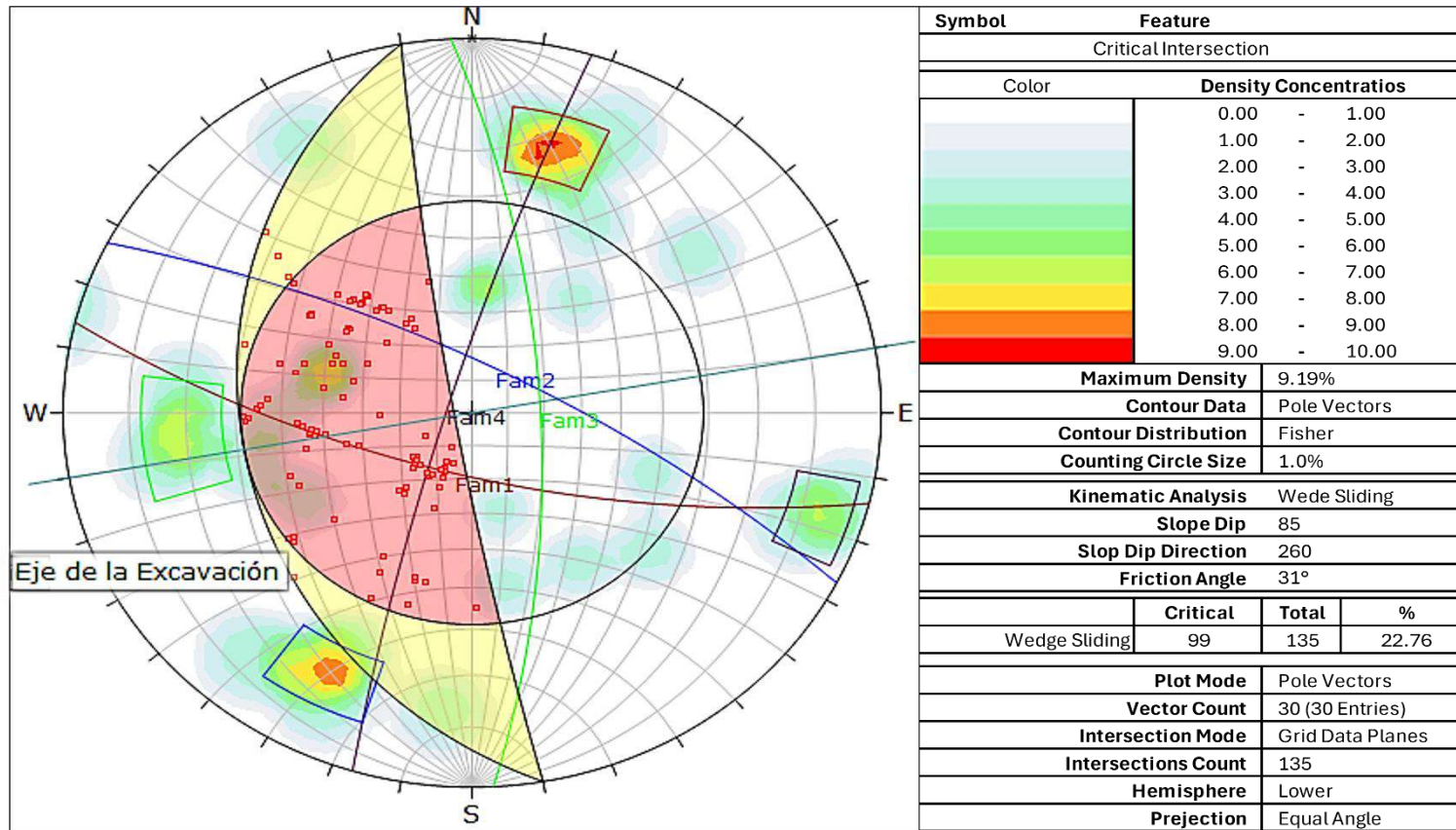


Plot Mode	Rosette
Plot Data	Apparent Strike
Face Normal Trend	0.0
Face Normal Plunge	90.0
Bin Size	10°
Outer Circle	5 planes per arc
Planes Plotted	21
Minimum Angle To Plot	45.0°
Maximum Angle To Plot	90.0°

FUENTE: Elaboración propia

En la figura 19, se observa un diagrama de rosetas en el cual se puede identificar las orientaciones principales de las cuatro familias de discontinuidades, de las cuales como se observa muestra una orientación perpendicular a transversa con respecto al azimut de la excavación, lo cual contribuye a la formación de cuñas y rocas inestables principalmente en la corona.

Figura 20. Análisis de estabilidad

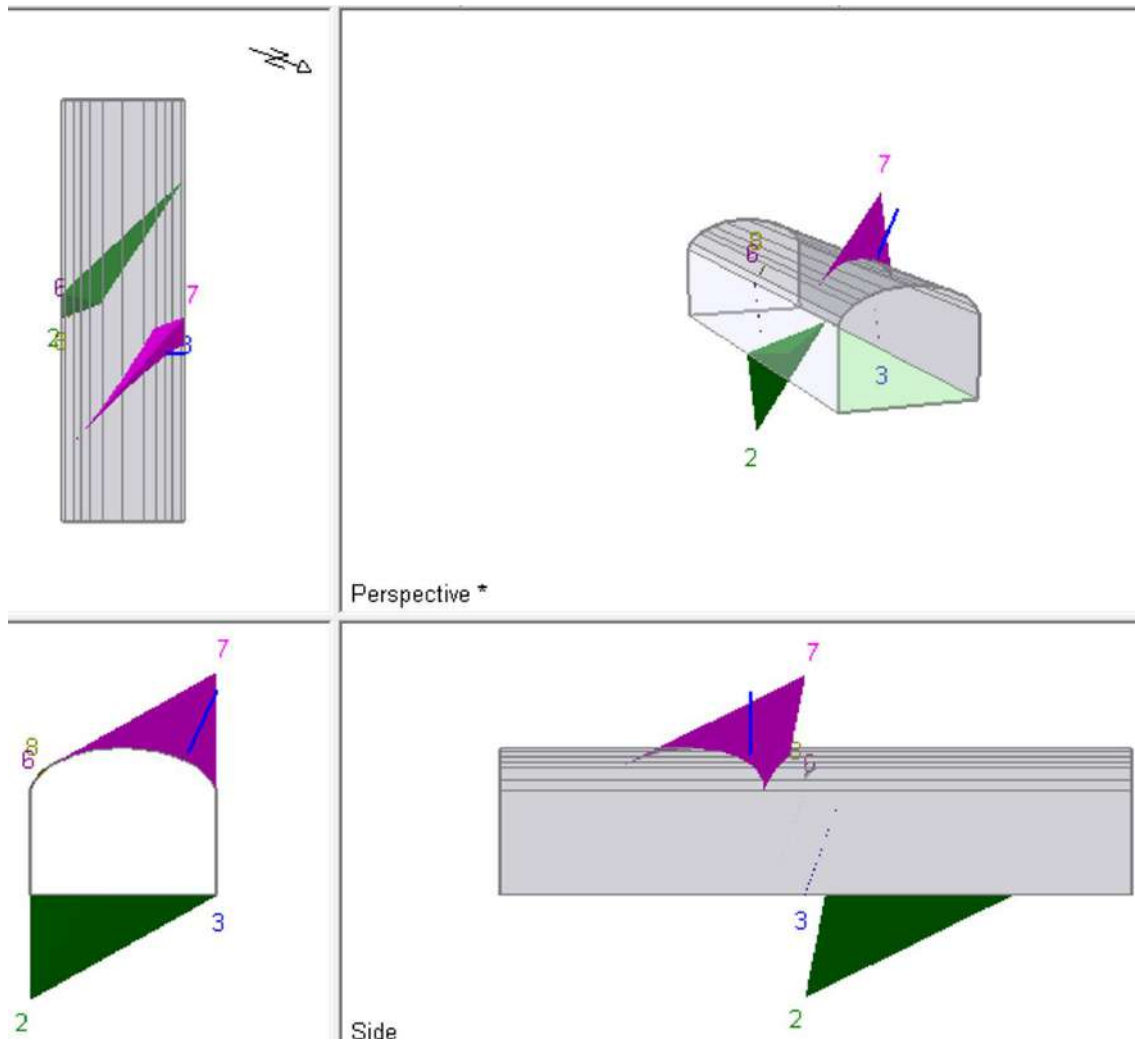


FUENTE: Elaboración propia

En la figura 20 muestra la proyección estereográfica, haciendo uso de la cohesión y el ángulo de fricción obtenidos anteriormente, se identificó el potencial de caída de cuñas con respecto al eje de la excavación, el cual tiene un 22.6 % de riesgo de caída.

4.1.2.5. ANALISIS DE CUÑAS

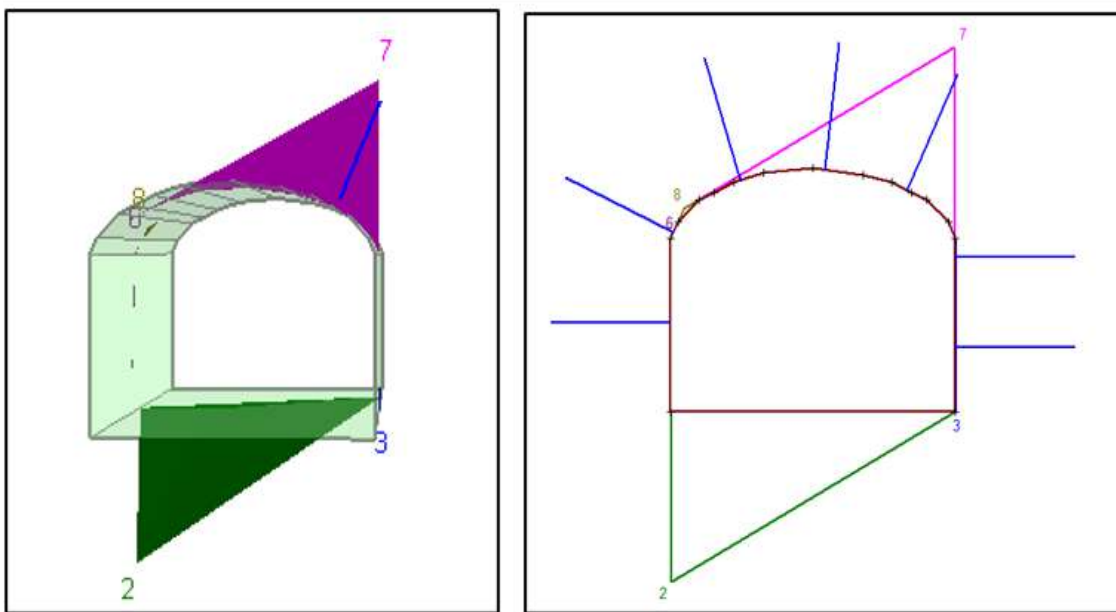
Figura 21. Modelización de formación de cuñas.



FUENTE: Elaboración propia

En la figura 21 de la simulación realizada en el software UnWedge se puede apreciar que se forma una cuña (7) de dimensiones importantes con respecto al diseño de la labor, la misma que presenta un Factor de Seguridad de 0.66 y un peso aproximado de 5.6 toneladas.

Figura 22. Análisis de estabilidad con perno helicoidal de 7 pies.

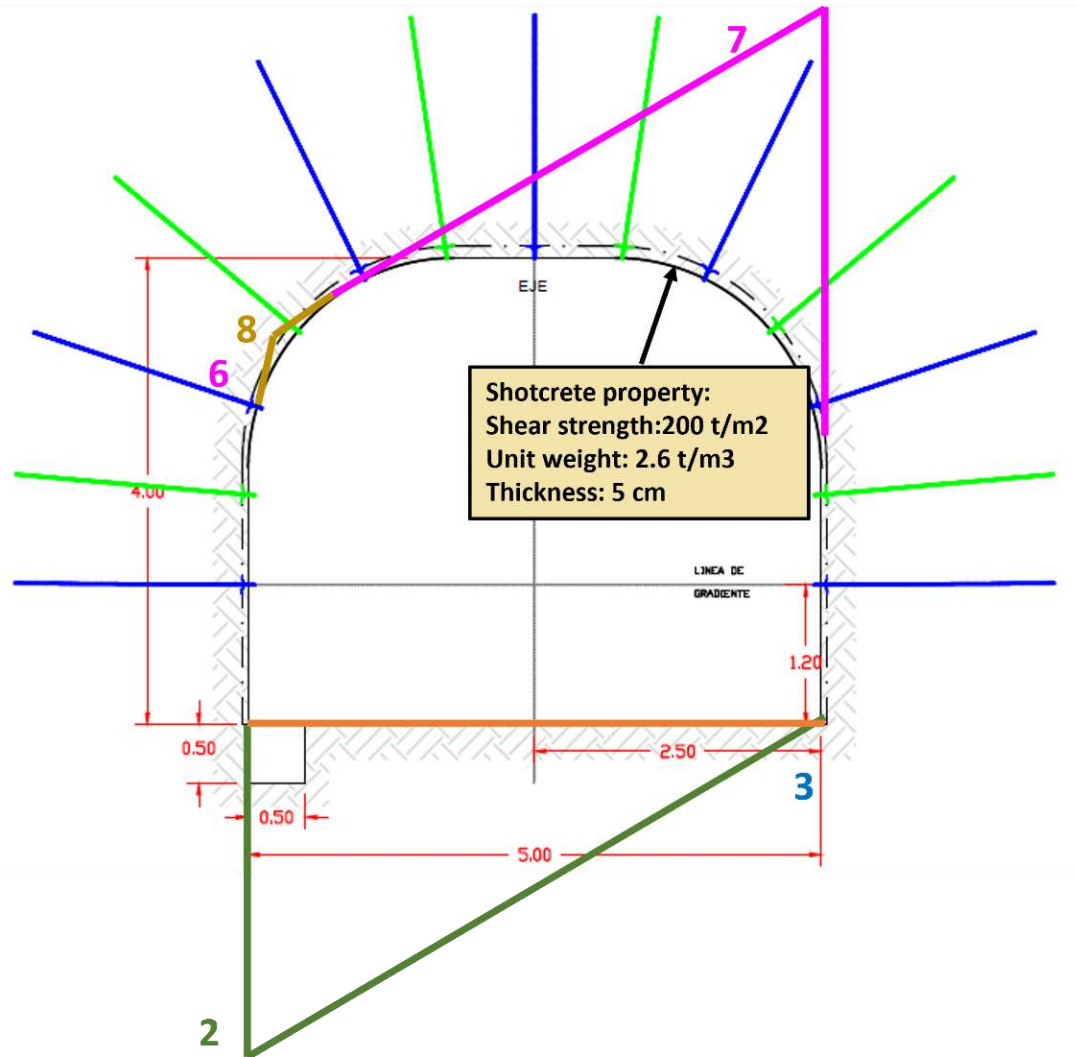


FUENTE: Elaboración propia

En la figura 22 como medida inmediata para estabilizar la cuña Numero (7) en la corona de la labor, se sugiere colocar pernos helicoidales de 7 pies partiendo del punto de gradiente, como se puede apreciar la implementación de este método de sostenimiento incrementa el FS a un 1.9, considerándose estable.

Se puede identificar además que las cuñas (3), (6) y (8), presentan Factores de seguridad altos, lo cual se debe a las dimensiones que presentan las mismas, cuyo riesgo por caída debería ser corregido mediante desate de rocas mecanizado.

Figura 23. Análisis de estabilidad con perno helicoidal de 7 pies y shotcrete de 2 pulgadas



FUENTE: Elaboración propia

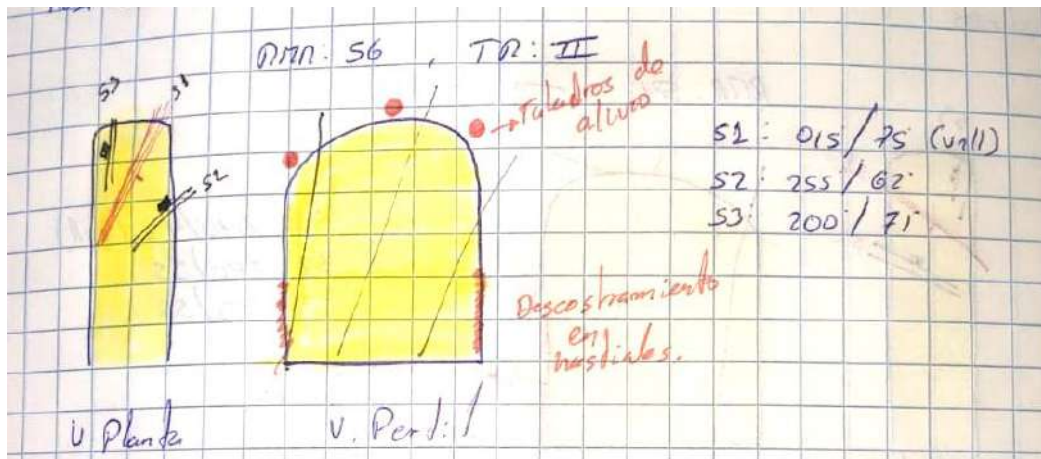
La figura 23 muestra el criterio de sostenimiento, además de la política de la empresa en cuanto al avance en el sostenimiento de las labores permanentes, se realiza el modelado implementando shotcrete de 2 pulgadas en sección completa, incrementándose el factor de seguridad a 12.2.

4.2.1. DESCRIPCION GEOMECANICA Y SOSTENIMIENTO ANTES Y DESPUES APLICADA EN LA CX 4350-761 SW

4.2.1.1. DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO

Macizo rocoso de calidad regular, moderado a débilmente fracturado, se observa ligero descostramiento en los hastiales.

Figura 24. Ilustración de las características resaltantes del macizo rocoso



FUENTE: Departamento de geomecánica

Tal y como se describe en la figura 21 y 22 existen 03 familias de fallas principales que acompañan a la labor, siendo el de más criticidad la falla número 7, la cual se ubica en la corona de la labor, además lo descrito anteriormente es constatado en el cuaderno de recomendación geomecánica como se puede observar en la figura 24.

4.2.1.2. SOSTENIMIENTO APLICADO

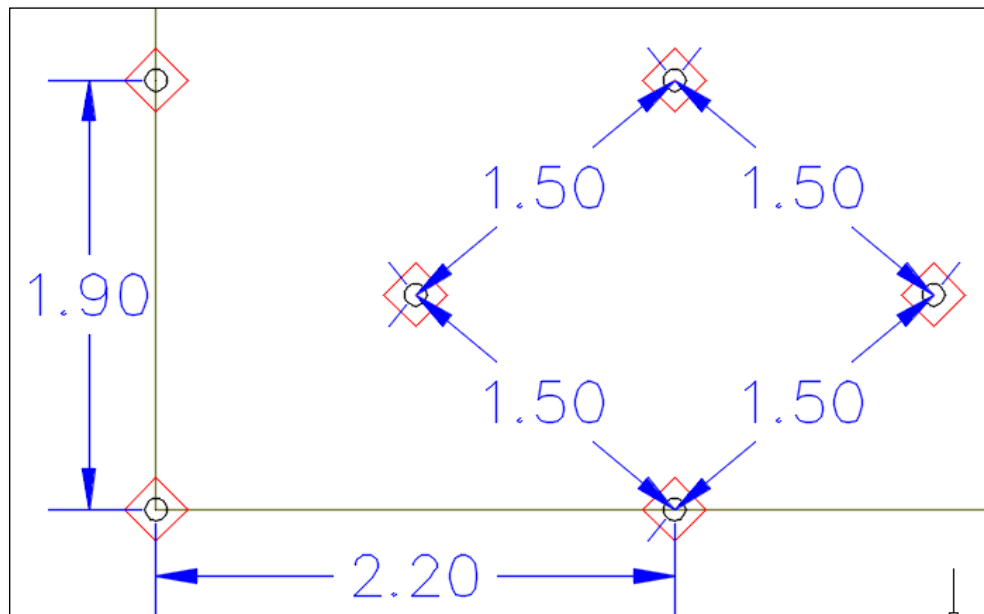
Luego de analizar la estabilidad de la labor subterránea se llega a la conclusión que es posible aplicar un sostenimiento temporal para favorecer a las operaciones mineras, agilizando no solo el ciclo de avance si no también propiciando al equipo de shotcrete realizar el lanzamiento en campañas con mayor volumen de lanzamiento y menores pérdidas operacionales en el tránsito de planta a la labor.

a) Sostenimiento recomendado a largo plazo (Final)

- ✓ La recomendación para el sostenimiento final de la labor consiste en shotcrete de 2 pulgadas de espesor con fibra en

sección completa, más instalación de pernos helicoidales de 7 pies de longitud con un diámetro de 19 mm, espaciados a 1.90 x 2.20 metros con perno central (1.5 x 1.5 distribución rómbica), con una secuencia de 6x5.

Figura 25. Distribución de pernos con perno central



FUENTE: Elaboración propia

b) Sostenimiento recomendado a corto plazo (Temporal)

- ✓ Lanzar shotcrete cada 03 disparos, colocar malla 4"x4" en los primeros 02 disparos. Posteriormente reforzar con shotcrete de 2" sobre malla.
- ✓ Realizar desate mecanizado en avanzada.
- ✓ Pegar las mallas con perno Split set en forma puntual.
- ✓ Perforar taladros de alivio en la corona, 03 taladros de 12 pies a 45°.

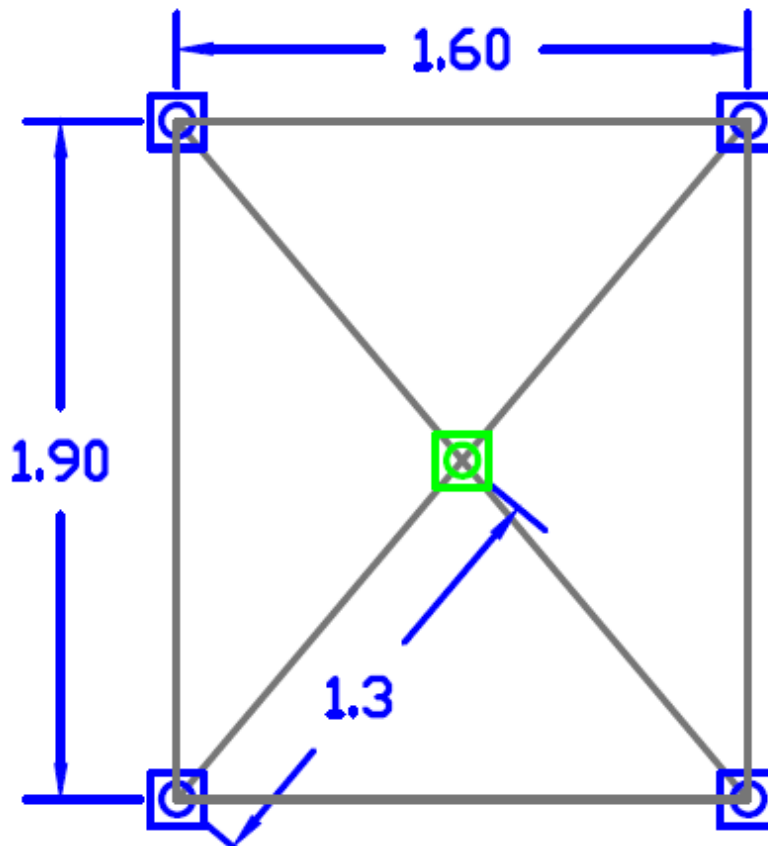
4.2. EVALUACION Y COSTO DEL SOSTENIMIENTO TEMPORAL Y PERMANENTE

4.2.1. SOSTENIMIENTO APLICADO EN LA CORTADA 4350 - 761 SW

a) Cálculo de Sostenimiento con Pernos helicoidales.

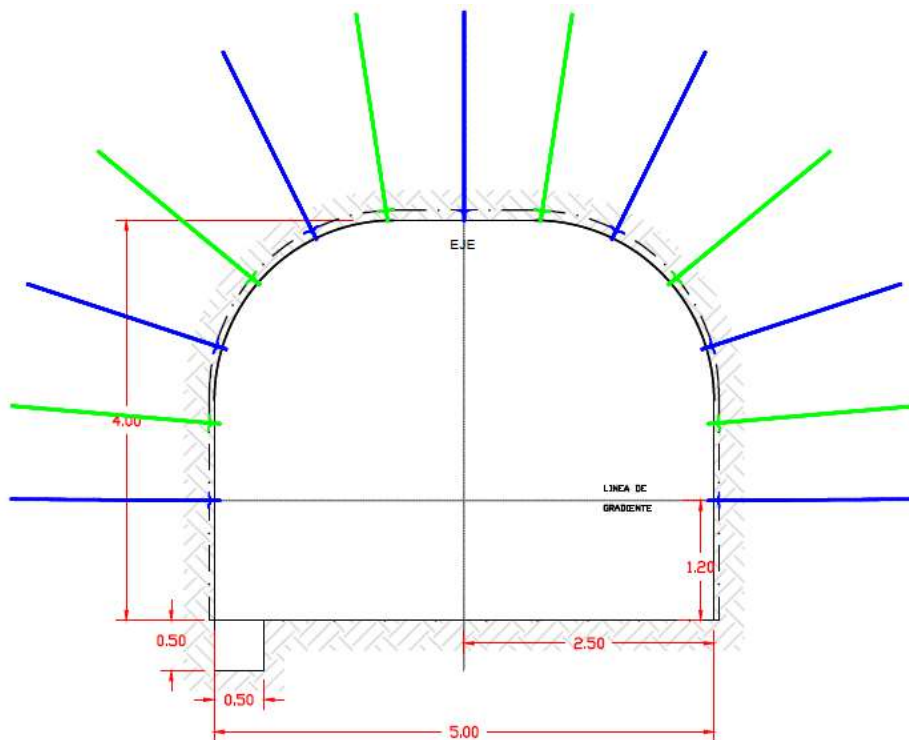
La distribución de los pernos para su instalación es de acuerdo con el tipo de macizo rocoso que atravesamos y como se puede observar en la evaluación geomecánica en la zona de San German tenemos roca tipo II. A continuación, se detalla para el cálculo de cantidad para el costeo correspondiente.

Figura 26. Detalle de empernado



FUENTE: Geomecánica AESA

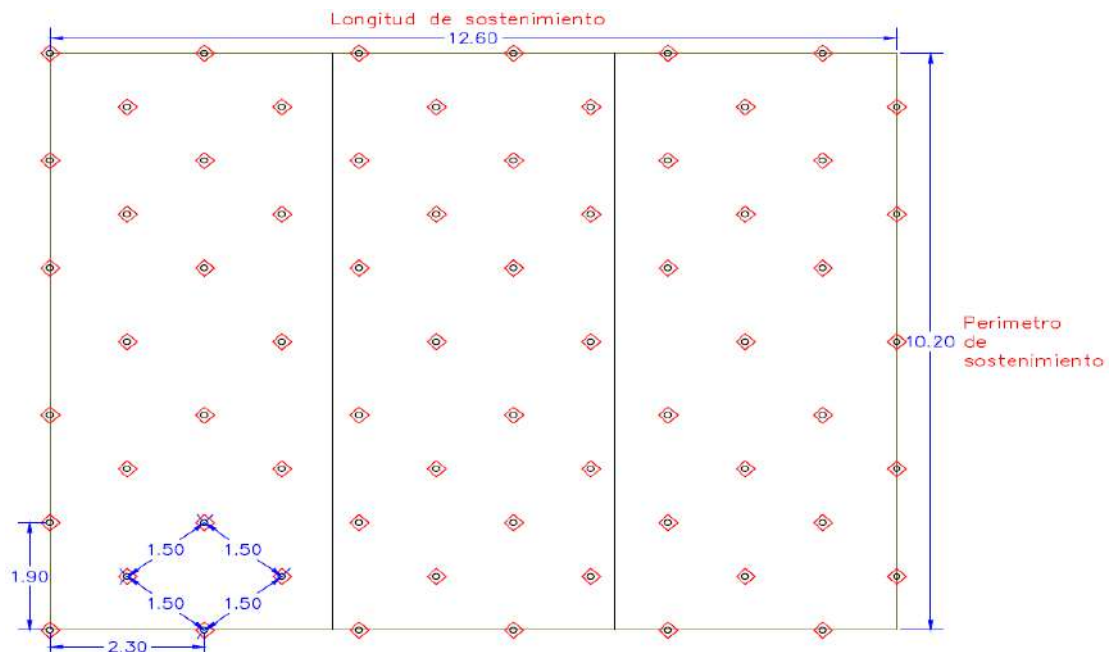
Figura 27. Distribución de pernos helicoidales para secciones de 5.0 x 4.0 m.



FUENTE: Departamento de Geomecánica

Para un avance de 4.2 metros siguiendo esta distribución de pernos calculamos la cantidad de pernos instalados, esto incluye la cantidad de pernos instalados en la malla de sacrificio.

Figura 28. Distribución de pernos helicoidales para el sostenimiento del frente.



FUENTE: Elaboración propia

Para disparos de con barra de 16 pies y con eficiencias logradas de 4.2 metros, logramos un avance de 12.6 metros para los cuales se requiere instalar los pernos helicoidales de acuerdo con el estándar y recomendación geomecánica.

Tabla 18. Cantidad de pernos instalados en el avance acumulado de 03 Disparos

Descripción	Detalle	Cantidad	Unidad
Avance por disparo		4.2	metros
Avance acumulado		12.6	metros
Perímetro de sostenimiento		10.2	metros
Distribución de pernos	7x6		
Distribución de perno central	1.50 x 1.50		
Longitud de distribución		2.3	metros
Altura de distribución		1.9	metros
Numero de filas de 7	6	7	Und
Numero de filas de 6	6	6	Und
Numero de Filas de perno de sacrificio	3	6	Und
Total, de pernos instalados		96	Und

FUENTE: Elaboración propia

La tabla 18 muestra un cálculo de total de pernos instalados para un tramo de 03 disparos, la instalación se realiza de acuerdo con la recomendación

geomecánica, pernos de 19 mm de 7 pies de longitud, una secuencia de 7x6. En ese sentido realizamos el cálculo general de la siguiente manera:

Se tiene 06 filas, cada fila compuesta de 07 pernos instalados que hacen un total de 42 pernos.

De la misma manera se cuenta con 06 filas, cada una compuesta de 06 pernos helicoidales, los cuales hacen un total de 36 pernos instalados.

En la malla de sacrificio, se instalan por cada disparo 06 pernos, para 03 disparos hacen un total de 18 pernos.

Como se puede observar instalamos un total de 96 pernos, ya que la labor debe estar sostenida en un 100% para la valorización.

b) Cálculo de Sostenimiento con Malla electrosoldada.

Definimos el área a sostener por cada disparo, considerando una eficiencia promedio de 4.2 metros, perforando con una barra de 16 pies.

Avance por disparo : 4.20 metros

Perímetro del disparo : 9.25 metros

Área total para sostener por cada disparo : 44.82 m²

Para el cálculo de mallas a emplear en el sostenimiento, nos basaremos en los datos establecidos en los estándares de sostenimiento de Minsur donde se establecen las ratios.

Tabla 19. Ratio de malla para diferentes secciones

SAN GERMAN BARRA DE 16"		
San German	Area de 01 malla: 7.5 x 2.4	18 m ²
Ratios de mallas		
Seccion	Area de malla	Ratio de malla
3.2x3.3	7.3	0.41
3.5x3.5	8.9	0.49
4.0x4.0	11.9	0.66
4.5x4.0	13.3	0.74
5.0x4.0	14.8	0.82

FUENTE: Oficina técnica – control de calidad

Para determinar el ratio de la malla de sacrificio se sigue el siguiente calculo:

Ratio = Área real de malla de Sacrificio / Área nominal de malla.

Donde:

Área real de malla de sacrificio = $(A+10 \text{ cm}) \times ((H+10)\text{-Grad})$

Área nominal = $7.50 \times 2.40 = 18 \text{ m}^2$

(El área nominal viene dada por la dimensiones de la malla electrosoldada establecida como estándar por Minsur).

Para corroborar el cálculo tomamos como ejemplo la sección que corresponde a la cortada 4350-761 SW que es de $5.00 \times 4.00 \text{ m}$

Área = $(5.00 + 0.10) \times ((4.00+0.10)-1.2)$

Área = 14.79 m^2

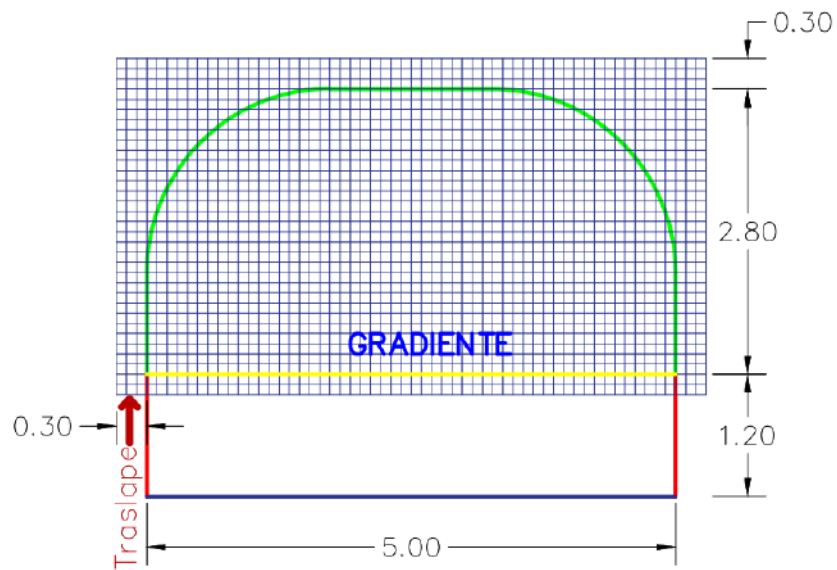
Ahora con los datos obtenidos, calculamos el ratio para fines de valorización de la malla de sacrificio.

Ratio = $14.79/18 = 0.82$

Considerando estos datos, para el cálculo de mallas a emplear, se realizan los siguientes pasos.

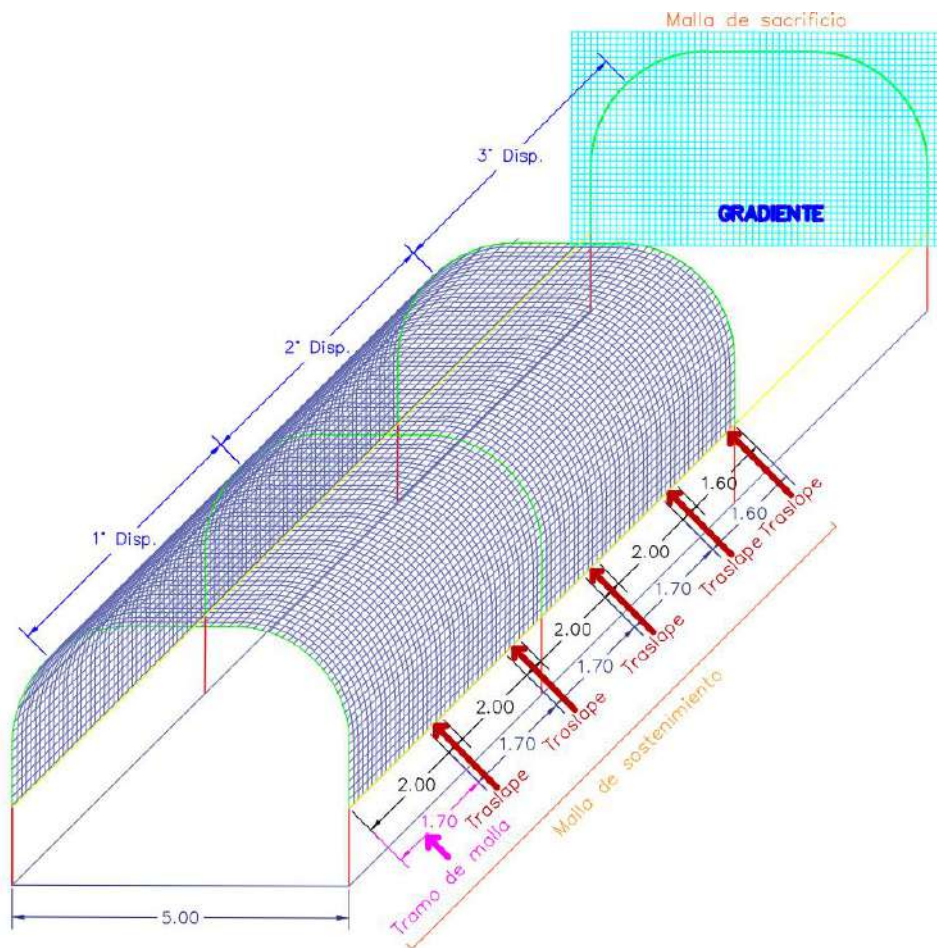
1. Área del traslape entre malla: $0.30 \times 9.25 \text{ m}$, que da un total de 2.78 m^2 a considerar en el área exacta a sostener con malla electrosoldada por cada disparo.
2. Calculamos el área total a sostener, además incrementamos el área de traslape determinado en el paso nro.1 y la malla de sacrificio instalada en el frente. Realizamos un gráfico para mayor entendimiento de la distribución de mallas a lo largo de la labor a sostener con malla electrosoldada.

Figura 29. Malla de sacrificio, que se instala por estándar operacional.



FUENTE: Elaboración propia

Figura 30. Instalación de malla de sostenimiento y sacrificio



FUENTE: Elaboración propia

De acuerdo con la figura 30 podemos obtener los siguientes datos para el cálculo de malla electrosoldada utilizada en el sostenimiento temporal del proyecto para cada 03 disparos.

Tabla 20. Cálculo de malla electrosoldada para sostenimiento

Descripción	Detalle	Cant.	Und.
Nro. de disparos por campaña		3	Disp
Avance por disparo		4.2	m
Avance acumulado		12.6	m
Anche de labor a sostener		9.25	m
Longitud de labor a sostener		8.4	m
Distribución de mallas	1.7 m/tramo	5	Tramos
Distribución de traslapes	0.3 m/traslape	5	Traslapes
Área de malla para Sacrificio/3 disparo	5.60x3.30 m	55.44	m ²
área total de malla para sostenimiento	5 tramos x 1.7 m/tramo	71.4	m ²
área de malla en los traslapes	0.3 m/traslape x 5 traslapes	13.88	m ²
TOTAL, MALLA INSTALADA		140.72	m²

FUENTE: Elaboración propia

Como se puede observar en la tabla 20 se requieren un total de 140.72 m² de malla electrosoldada. Teniendo en cuenta que un rollo de malla tiene dimensiones de 2.00x22.00 metros, un área total de 44 m², necesitamos un total de 3.12 rollos de malla, y este cálculo actualmente se cumple en la práctica en la unidad minera.

c) Cálculo de sostenimiento de shotcrete

Una vez que ya contamos con la excavación y la longitud determinada con las condiciones estandarizadas, tales como pegado y descargado de malla electrosoldada, desate mecanizado y raspado en el último disparo, se procede con el cálculo de cantidad de insumos para el lanzamiento de shotcrete.

Para determinar la cantidad total de shotcrete a lanzar bajo las características del macizo rocoso y otras condiciones en la unidad minera, se utiliza la siguiente fórmula.

$$V = (P * L) * \%Rg * \%Rb * \%C * \%Cp * e$$

Donde.

V : Volumen (m³)

P : Perímetro (m)

L : Longitud de avance por disparo (m)

%Rg : Porcentaje de rugosidad

%Rb : Porcentaje de rebote

%C : Porcentaje de Cuba (2%)

%Cp. : Porcentaje de compactación

e : Espesor (m)

Cálculo de volumen de shotcrete por disparo para lanzamiento.

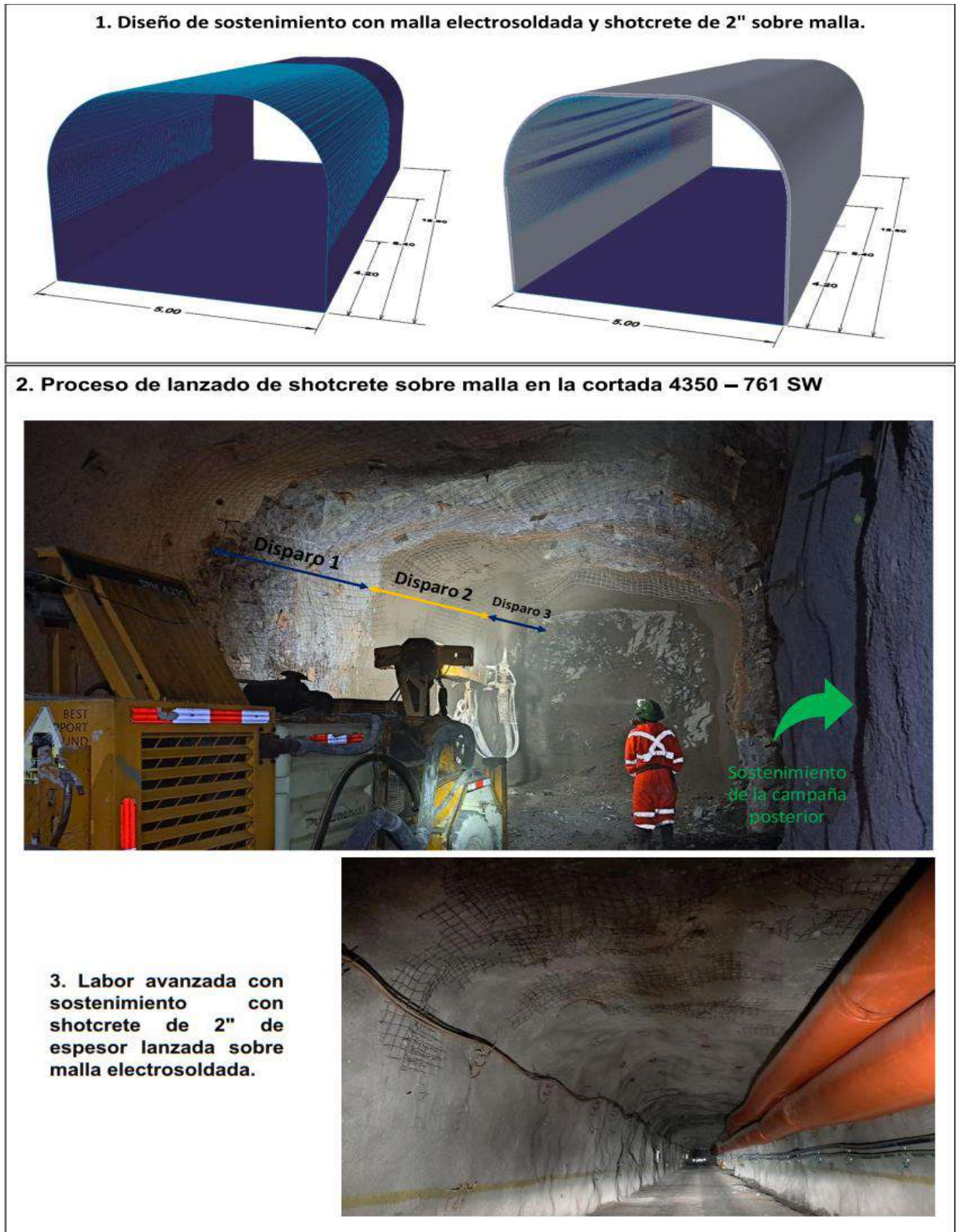
$$V = (11.45 * 4.2) * 130\% * 108\% * 122\% * 100\% * 0.0508$$

$$V = 4.19 \text{ m}^3$$

Una vez completado todo el proceso de preparación se procede con el lanzamiento de shotcrete en los 03 disparos acumulados, previamente sostenidos 02

disparos con perno helicoidal y malla electrosoldada y el ultimo disparo con shotcrete y perno helicoidal, tal y como se muestra en la figura 40.

Figura 31. Diseño y proceso de lanzado de shotcrete sobre malla



FUENTE: Elaboración propia

4.2.2. CALCULO DE COSTO DE SOSTENIMIENTO CON PERNO HELICOIDAL (PU)

El equipo que mayor impacto tiene en el sostenimiento es el small bolter 22 (jumbo empernador), para lo cual se tiene los siguientes costos.

1. Costo de aceros de perforación
2. Costo de herramientas
3. Costo de maquinaria y equipo
4. Costos de perno y accesorios.

Como siguiente paso procedemos a aplicar la siguiente fórmula para obtener el costo por guardia y al final el costo por cada perno instalado.

$$C_{perno} = \left(\frac{CU}{Rend} \right) * (Avg * Lt)$$

Donde:

Cperno : Costo por perno instalado

CU : Costo unitario

Rend : Rendimiento

Av-g : Avance por guardia

Lt : Longitud de Taladro

Tabla 21. Costo de perforación, herramientas, maquinaria y materiales

Longitud	2.1 m	N° taladros	58	Longitud barra	8 pies	
Avance / guardia	58	pernos	Pies/guardia	377	Longitud taladro	6.5 pies
	3,248.00		Beneficios obreros	110.59%		
descripción	Und	Cant.	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Guardia	Costo/perno
PERFORACION						
Barra speed rod T38-H35-R32 de 8"	pza	1	204.5	5,916.00 pies	13.03	
Acople T38/R32	pza	1	71	3,500.00 pies	7.65	
Broca R28 x 36 mm	pza	1	65	900 pies	27.23	
SHANK T38 HLX5/T D45 L500	pza	1	255	6,000.00 pies	16.02	
Adaptador PH	pza	1	120	700 un	64.63	
Afiladora de brocas	pza	1	-	100,000.00 pies	-	
Copas de afilado	pza	1	140	10,000.00 pies	5.28	133.84
						2.31
Descripción	Und	Cant.	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Guardia	Costo/perno
HERRAMIENTAS						
Llave Stilson de 14"	pza	1	28.48	175 disparos	0.16	
Llave Francesa 12"	pza	1	18.65	175 disparos	0.11	
Barretilla de aluminio de 1.8 m	pza	2	30	75 disparos	0.8	
Barretilla de aluminio de 2.4 m	pza	2	33	75 disparos	0.88	
Barretilla de aluminio de 3.0 m	pza	2	36	75 disparos	0.96	
Barretilla de aluminio de 3.6 m	pza	2	39.5	75 disparos	1.05	
Pintura para perforación	gal	1	9.13	15 disparos	0.61	
Plataforma de empernado	pza	1	-	3,000.00 pernos	-	
Alambre negro N° 16	kg		1.34	5 disparos	-	
Gas	bal	1	11	30 disparos	0.37	
Soplete	pza	1	21	500 disparos	0.04	
Varios					0.05	5.03
						0.09
Descripción	Und	Cant.	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Guardia	Costo/perno
MAQUINARIA Y EQUIPO						
Small Bolter - Propiedad	hora	1	43.47	- hora	-	
Small Bolter - Operación	hora	1	41.01	4.35 hora	178.41	178.41
						3.08
Descripción	Und	Cant.	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Guardia	Costo/perno
PERNO Y ACCESORIOS						
Perno helicoidal de 2.1 m x 19 mm	pza	58	6.52	1 guardias	378.16	
Cartucho Cementante Aguiluc	cart	406	0.3	1 guardias	121.8	
Resina de fragua rápida	cart	116	0.53	1 guardias	61.48	561.44
						9.68

FUENTE: Costos y Productividad

En la tabla 21 se calculó el costo unitario para la instalación de perno helicoidal, tomando en cuenta los aceros de perforación, herramientas utilizadas, materiales empleadas, así como el costo operativo, ya que en esta fase se tiene cubierta el costo de propiedad por el cliente.

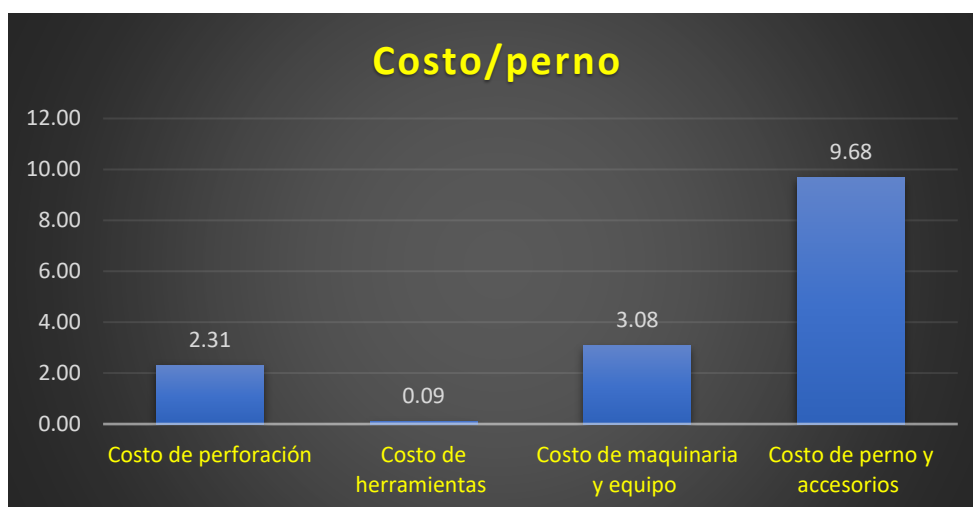
Tabla 22. Costo de instalación de perno con equipo bolter

Descripción	Costo/Guardia	Costo/perno
Costo de perforación	133.84	2.31
Costo de herramientas	5.03	0.09
Costo de maquinaria y equipo	178.41	3.08
Costo de perno y accesorios	561.44	9.68
TOTAL, COSTO DIRECTO		15.15
SUB-TOTAL		15.15
UTILIDAD		1.14
TOTAL		16.29

FUENTE: Costos y Productividad

La tabla 22 muestra el resumen de los costos por guardia y por perno instalado, adicional a ellos, se adiciona un porcentaje de utilidad establecida por contrato entre la ECM y el cliente, el monto total por cada perno ascienda a 16.29 US\$/perno.

Figura 32. Distribución de costos de sostenimiento con equipo bolter



FUENTE: Elaboración propia

Tomando en cuenta el gráfico 32, muestra en el que mayor se invierte en el de los pernos y accesorios, llegando a un total de 9.68 US\$/perno.

Todos estos costos hacen un total de 16.29 US\$/perno instalado incluyendo la utilidad por el servicio.

4.2.3. COSTO DE SOSTENIMIENTO CON MALLA ELECTROSOLDADA

Detallamos el costo de instalación de malla electrosoldada, el servicio de instalación de malla que se realiza es con el equipo plataforma grúa, este cálculo nos servirá para valorizar el avance de sostenimiento con malla en la cortada 4350 – 761 SW.

Para determinar este costo de sostenimiento aplicamos la siguiente fórmula:

$$C_{malla} = \left(\left(\frac{CU}{Rend} \right) * Q \right) / Avg$$

Donde:

Cmalla : Costo por malla

CU : Costo unitario del material y/o herramienta

Q : Cantidad

Av-g : Avance por guardia

Tabla 23. Costo unitario de herramientas, instalación y equipo

Largo	9.25 m					
Ancho	2 m					
Avance / guardia	10	Und				
			Beneficios obreros	110.59%		
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Útil	Costo/Guardia	Costo/malla
HERRAMIENTAS						
Llave Stilson de 14"	pza	1	28.48	175 disparos	0.16	
Llave Francesa 12"	pza	1	18.65	175 disparos	0.11	
Barretilla de aluminio de 1.8 m	pza	2	30	75 disparos	0.8	
Barretilla de aluminio de 2.4 m	pza	2	33	75 disparos	0.88	
Barretilla de aluminio de 3.0 m	pza	2	36	75 disparos	0.96	
Barretilla de aluminio de 3.6 m	pza	2	39.5	75 disparos	1.05	
Plataforma de empernado	pza	1	-	3,000.00 pernos	-	
Cizalla 18"	pza	1	58.25	70 disparos	0.83	
Alambre negro N° 12	kg	0.6	1.24	1 disparos	0.74	
Varios					0.05	5.59
						0.56
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Útil	Costo/Guardia	Costo/malla
INSTALACION						
Malla Prodac 2.4x7.5	pza	10	59.79	1 guardias	597.91	597.91
						59.79
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización/Vida Útil	Costo/Guardia	Costo/malla
EQUIPOS						
Grúa - Propiedad	hora	1	12.98	- hora	-	
Grúa - Operación	hora	1	20.12	5 hora	100.6	100.6
						10.06

FUENTE: Costos y Productividad

Un paño de malla instalada corresponde a 18 m², durante la guardia el rendimiento promedio para el cálculo del costo por instalación de malla es de 10 mallas instaladas, con estos datos y los costos unitarios de material herramienta y equipos en la tabla 23 se calcula el costo de instalación de malla para cada partida.

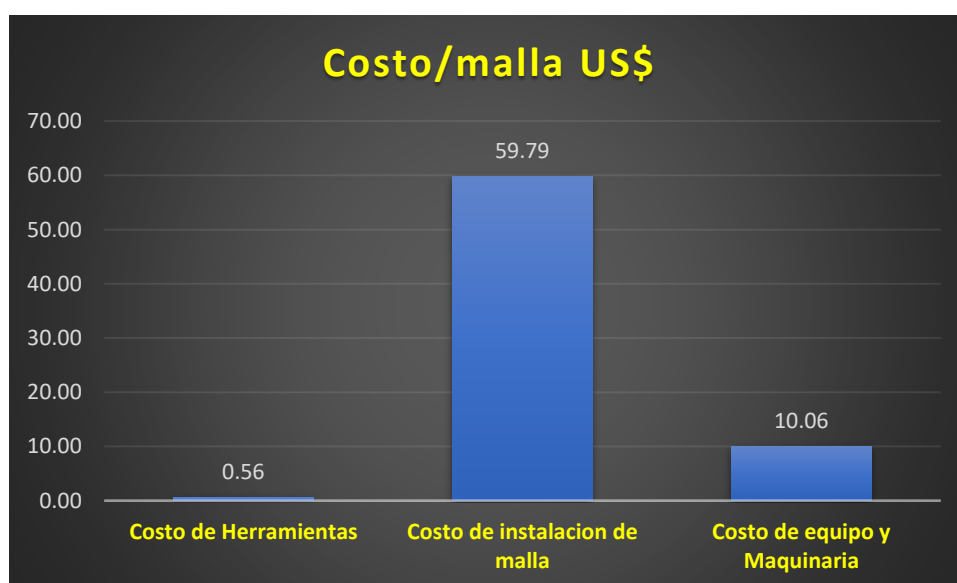
Tabla 24. Costo total de instalación de malla con equipo grúa

Descripción	Costo/Guardia	Costo/malla
Costo de Herramientas	5.59	0.56
Costo de instalación de malla	597.91	59.79
Costo de equipo y Maquinaria	100.60	10.06
TOTAL, COSTO DIRECTO		70.41
SUB-TOTAL		70.41
UTILIDAD (7%)		5.30
TOTAL		75.71

FUENTE: Costos y Productividad

Observamos que la tabla 24 el de mayor incidencia el netamente es el costo de instalación de malla llegando a los 59.79 US\$, como en toda estructura de costos para el total se adiciona el porcentaje de la utilidad. El monto total de costo por instalación de malla asciendo a los 75.71US\$/malla.

Figura 33. Distribución de costos de instalación de malla con equipo grúa



FUENTE: Elaboración propia

El mayor costo se observa en la instalación propia de la malla, debido a que considera la materia prima invertida en el sostenimiento, el cual es la malla electrosoldada que llega a un total de 59.79 US\$/malla, es decir un tramo de malla tiene el costo descrito en la figura 33.

El costo total asciende a los 75.71 US\$/malla por instalación de malla electrosoldada.

4.2.4. COSTO DE LANZADO DE SHOTCRETE

Para evaluar este costo es necesario tener en consideración todos los equipos que intervienen para el lanzado del concreto, puesto que no forman parte del proceso propia de la excavación, sino es netamente del proceso de sostenimiento de labores permanentes, para esta operación se tiene los siguientes equipos:

- ✓ Robot SPM4210
- ✓ mixer de 4 m3 Mixkret 4
- ✓ Minicargador 246D
- ✓ Camión grúa HINO GH+PALFINGER PK 17001
- ✓ Planta dosificadora AMP 25
- ✓ Monorriel.

A continuación, detallamos los costos que intervienen para llevar a cabo el proceso de fortificación.

Tabla 25. Costo de adquisición y valor de rescate de los equipos asignados para el sostenimiento expresados en US\$.

Cantidad	1	2	1	1	1	1
Horas/Mes-equipos	203	182	144	126	149	50
EQUIPO	Robot	Mixer 4m3	Minicargador	Camión grúa	Planta dosificadora	Monorriel
Modelo	SPM4210	Mixkret 4	246D	HINO GH + PALFINGER PK 17001	AMP 25	
Costo Equipo US\$	342,000.00	208,000.00	48,500.00	136,400.00	127,539.00	33,500.00
Valor Depreciar 3 años	342,000.00	208,000.00	48,500.00	136,400.00	127,539.00	33,500.00
% Valor Rescate	5%	5%	11%	16%	3%	3%
Valor Rescate US\$	17,100.00	10,400.00	5,367.33	22,365.48	3,333.24	875.53
Vida económica en horas (n)	80.00	10,920.00	8,640.00	7,560.00	8,940.00	3,000.00
Vida económica en años (N)	5	5	5	5	5	5

FUENTE: Costos y productividad

Tabla 26. Costo de operación

EQUIPO	Robot	Mixer 4m3	Minicargador	Camión grúa	Planta dosificadora	Monorriel
COSTO OPERATIVO US\$/ Hr	42.72	29.46	15.23	23.74	16.66	12.2
COSTO MANTENIMIENTO US\$/ Hr	32.18	19.88	5.65	7.93	16.66	12.2
Gal / Hora	2.2	2	2	3.3	0	0
Precio \$/Gal	4.79	4.79	4.79	4.79	4.79	4.79
Costo Combustible US\$ /Hr	10.54	9.58	9.58	15.81	0	0
Costo Lubricantes US\$/Hr	3.088	1.766	1.02	1.159	1.462	0.2
Costo Filtros 35% C Comb. US\$/Hr	1.235	0.707	0.408	0.624	0.585	0
Modelo Llanta	10.5-18	12.00R20 PR 20	12-16.5	11.00R22.5		
Costo Llanta US\$	3,200.00	5,600.00	1,880.00	3,000.00	0	
Vida Útil Llantas Hr	1,693.60	2,192.00	1,800.00	1,500.00	1	
Servicio Mantenimiento US\$ (10%)	0.09	0.13	0.05	0.1	0	
Costo Llantas US\$/Hr	1.98	2.68	1.1	2.1	0	0
Cable Eléctrico	1	0	0	0	0	0
Vida Útil	3,000.00	0	0	0	1,200.00	0
Costo Cable Eléctrico	9,000.00	0	0	0	10	0
Costo Cable Electrico US\$/Hr	0	0	0	0	0	0
Reparaciones %	80%	74%	55%	51%	88%	98%
Costo Reparaciones US\$ /Hr	25.88	14.72	3.12	4.05	14.61	12

FUENTE: Costos y productividad

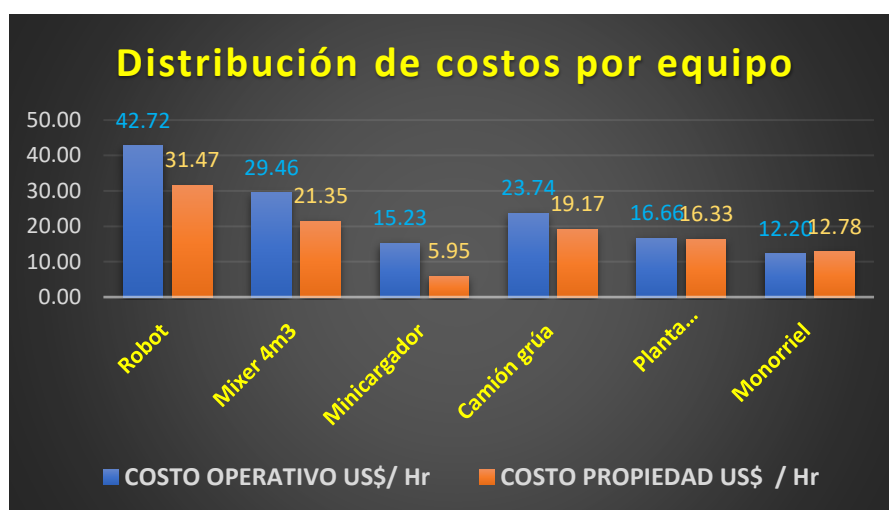
Tabla 27. Costo de propiedad

EQUIPO	Robot	Mixer 4m3	Minicargador	Camión grúa	Planta dosificadora	Monorriel
COSTO PROPIEDAD US\$ / Hr	31.47	21.35	5.95	19.17	16.33	12.78
Costo por Depreciación US\$ / Hr	26.67	18.1	4.99	15.08	13.89	10.87
Factor de inversión $K = (n+1) / 2n$	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6
Intereses %	5.50%	5.50%	5.50%	5.50%	5.50%	5.50%
Costo por intereses US\$/ Hr	4	2.71	0.8	2.57	2.03	1.59
TREC	0.55%	0.55%	0.55%	0.55%	0.55%	0.55%
Costo por Seguro TREC US\$/ Hr	0.79	0.54	0.16	0.51	0.4	0.32
Seguro Soat (desde 1er año) / Revisión Técnica (desde 3er año)	0.00%	0.00%	0.00%	0.05%	0.00%	0.00%
Costo por Soat y Revisión técnica US\$/ Hr	0	0	0	0.1	0	0
Impuestos (Solo eq. con placa, aplica luego del 1er año, durante 3 años)	0.00%	0.00%	0.00%	1.00%	0.00%	0.00%
Costo por impuesto vehicular US\$/ Hr	0	0	0	0.9	0	0

FUENTE: Costos y productividad

Para este caso detallamos los costos por equipo, tanto los costos operativos, los costos de propiedad y el costo total.

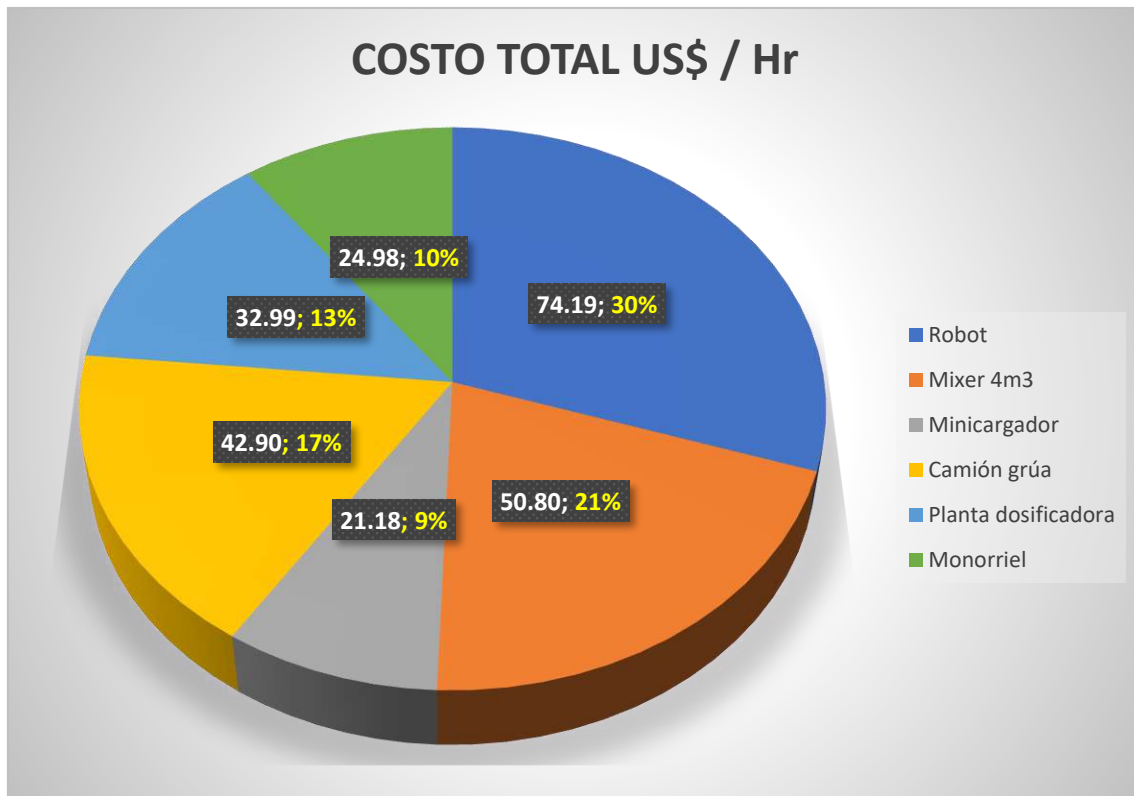
Figura 34. Distribución de costos de equipo y maquinaria



FUENTE: Elaboración propia

La figura 34 muestra que el costo del equipo robot es el más alto, esto debido al dinamismo de la operación, este equipo desde que parte de planta está en constante operación, tal como se muestra en la tabla 33 donde sus horas de operación llegan sus 203 horas de operatividad por mes, razón por el cual su costo asciende a los 42.72 US\$/Hora.

Figura 35. Distribución de costo total por equipo



FUENTE: Elaboración propia

En la figura 35 se observa que el costo total del equipo Robot representa un 30% de todo el costo horario de los equipos que interviene para el lanzamiento del shotcrete, que deje de operar de este equipo significa la paralización total de todo el equipo de shotcrete. Este costo asciende a los 74.19 US\$/Hr.

Una vez determinado los costos de los equipos para el proceso de lanzamiento de shotcrete, procedemos a determinar el costo unitario de lanzamiento de concreto en el proyecto, para ello empleamos la siguiente fórmula.

Tabla 28. Costo de personal, materiales, herramientas, implementos de seguridad, maquinaria y equipo.

INSTALACIÓN DE SHOTCRETE CON FIBRA METÁLICA - VÍA HUMEDA						
Actividad	Instalación de Shotcrete Con Fibra Metálica					
Programa	508.58	M3/Mes		Rendimiento	1	M3/M3
Rendimiento/Guardia	12.5	M3		Rendimiento/frente	3.05	M3
Descripción	Unidad	Cant.	Costo Unitario	Incidencia	Costo/Disparo	Costo/M3
PERSONAL						
Operador de Planta	Tarea	0.67	57.91	0.2	5.92	
Operador de camión grúa	Tarea	0.67	45.8	0.2	4.68	
Operador de minicargador	Tarea	0.67	45.8	0.2	4.68	
Operador de volquete	Tarea	0.33	48.44	0.2	2.48	
Operador de Mixer	Tarea	1.33	53.7	0.2	10.98	
Operador de equipo lanzador	Tarea	0.67	63.18	0.2	6.46	
Operador auxiliar de equipo lanzador	Tarea	0.67	46.86	0.2	4.79	40.00 40.00
MATERIALES						
Cemento Portland Tipo I	Kg	433.5	0.17		75.43	
Fibra Metálica	Kg	20	2.3		45.96	
Hiperplastificante	Lt	3.11	2.78		8.65	
Acelerante de fragua	Lt	27.29	1.09		29.8	
Calibrador	Unid	4.02	0.12		0.48	
Agregado fino	M3	1	34.25		34.25	194.6 194.57
HERRAMIENTAS						
Lampa	pza	1	8.29	25	0.33	
Pintura espray	Unidad	1	1.74	1	1.74	
Varios			2.07		0.21	2.28 0.75
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Global x Guardia	Gdia	4.30%	40		1.7	1.70 1.70
MAQUINARIA Y EQUIPO						
Planta-Operación	hora/día	1	16.66	0.3 hora	4.91	
Planta-Propiedad	hora/día	1	16.33	0.4 hora	6.07	
Minicargador-Operación	hora/día	1	15.23	0.3 hora	4.43	
Minicargador-Propiedad	hora/día	1	5.95	0.3 hora	1.73	
Camión grúa-Operación	hora/día	1	23.74	0.3 hora	6.1	
Camión grúa-Propiedad	hora/día	1	19.17	0.3 hora	4.92	
Mixer-Operación	hora/día	1	29.46	0.8 hora	22.17	
Mixer-Propiedad	hora/día	1	21.35	0.8 hora	16.07	
Robot-Operación	hora/día	1	42.72	0.4 hora	17.1	
Robot-Propiedad	hora/día	1	31.47	0.4 hora	12.59	96.09 96.09

FUENTE: Costos y productividad

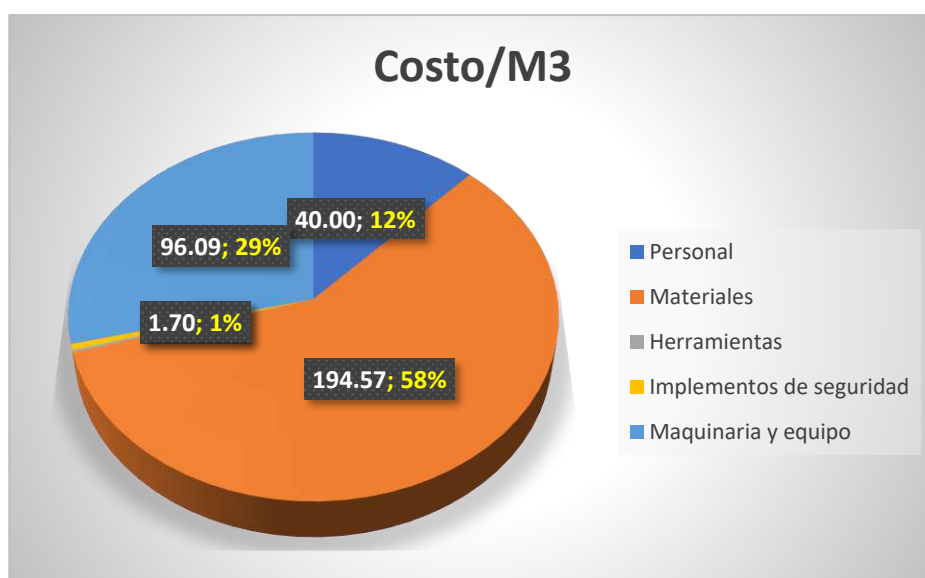
Tabla 29. Costo total de instalación de shotcrete con fibra metálica

Descripción	Costo/Disparo	Costo/M3
Personal	40.00	40.00
Materiales	194.57	194.57
Herramientas	2.28	0.75
Implementos de seguridad	1.70	1.70
Maquinaria y equipo	96.09	96.09
TOTAL, COSTO DIRECTO		333.10
GASTOS GENERALES	64.06%	213.38
SUBTOTAL		546.48
UTILIDAD	7.00%	38.22
PRECIO UNITARIO US\$/ M3		584.70

FUENTE: Costos y productividad

La tabla 29 describe un resumen del costo de cada partida, personal, materiales, herramientas, implementos de seguridad, maquinaria y equipos, donde se considera también los gastos generales un total de 64.06 % de costo total del servicio, llegando a un monto de 213.38 US\$/m3 de shotcrete lanzado.

Figura 36. Distribución del costo total de instalación de shotcrete



FUENTE: Elaboración propia

De acuerdo con la figura 36 el de mayor costo es el de los materiales debido a la calidad que representa, no solo del tipo de material, sino su fin que es el de fortificar de manera permanente la labor, este costo asciende a los 194.57 US\$/M3 que es el 58% del costo total. Además, tal y como se observa en la tabla 35 para este caso se tiene en consideración los costos de personal e implementos de seguridad. El costo total de instalación de shotcrete por metro cubico asciende a los 584.70 US\$/m3.

4.3. EVALUACION DEL CICLO DE PERFORACION

Para ello es necesarios tener bien claro los tiempos, las eficiencias de cada operador que darán cumplimiento al plan de trabajo en el proyecto.

Determinaremos la velocidad de perforación para ambas situaciones.

Teniendo los siguientes datos:

- ✓ Jumbo axera Sandvik DD321
- ✓ Diámetro de perforación: 45 mm
- ✓ Potencia de percusión: 25 kW
- ✓ Tipo de roca: Granito ($E_e = 183$)
- ✓ Eficiencia de perforación: 0.8

$$v_p = 240 * n * Potp / (\pi * D^2 * E_e * 10^6)$$

Donde:

V_p : Velocidad de penetración

n : Eficiencia de perforación

$Potp$: Potencia de percusión (kW)

D : Diámetro de perforación

E_e : Energía especifica de la roca

Reemplazamos los valores en la fórmula número 1.

$$v_p = 240 * 0.8 * 25000 / (\pi * 0.045^2 * 183 * 10^6)$$

$$v_p = 4.1 \text{ m/min}$$

Teniendo la velocidad la velocidad neta teorica de perforación adicionamos el tiempo de maniobras, emboquillado y el tiempo de des-emboquillado promedio.

Donde:

T1 : Tiempo de posicionamiento del brazo

T2 : Tiempo de perforación del taladro

T3 : Tiempo de des emboquillado

Tabla 30. Estudio de tiempos de perforación de jumbo – 30 (02 brazos)

BRAZO N° 1					BRAZO N° 2				
Nro de taladro	T1	T2	T3	Observaciones	Nro de taladro	T1	T2	T3	Observaciones
1	00:00:45	00:01:56	00:00:05		1	00:00:48	00:01:46	00:00:07	
2	00:00:37	00:02:00	00:00:07		2	00:01:43	00:02:14	00:00:10	Se atasca barra
3	00:00:17	00:01:56	00:00:09		3	00:02:23	00:01:43	00:00:05	Se atasca barra
4	00:00:26	00:02:04	00:00:08		4	00:00:37	00:01:45	00:00:10	
5	00:01:22	00:02:31	00:00:05	Colocado de tubo	5	00:00:23	00:01:46	00:00:05	
6	00:00:34	00:02:03	00:00:10		6	00:00:24	00:01:45	00:00:10	
7	00:00:08	00:02:01	00:00:06		7	00:00:23	00:01:41	00:00:16	
8	00:02:25	00:01:46	00:00:09	Colocado de tubo y cortado de malla, zona arranque	8	00:02:02	00:01:44	00:01:02	Colocado de tubo y cortado de malla zona arranque
9	00:00:15	00:01:39	00:00:08		9	00:00:24	00:01:45	00:00:10	
10	00:00:17	00:02:03	00:00:07		10	00:00:23	00:01:41	00:00:16	
11	00:00:23	00:02:50	00:00:07		11	00:01:02	00:01:50	00:00:12	Esperando culminar brazo 1
12	00:00:20	00:02:12	00:00:14		12	00:00:05	00:02:44	00:00:08	
13	00:00:56	00:01:56	00:00:09		13	00:00:28	00:01:57	00:00:20	
14	00:00:24	00:01:56	00:00:08		14	00:00:17	00:02:29	00:00:09	
15	00:01:23	00:01:18	00:01:22	colocado de tubo	15	00:00:25	00:02:04	00:00:10	
16	00:00:27	00:02:22	00:00:16	Taladro de recorte	16	00:00:24	00:01:38	00:00:09	
17	00:02:07	00:02:09	00:00:13		17	00:00:08	00:02:03	00:00:09	
18	00:00:36	00:02:15	00:00:14	Taladro de recorte	18	00:00:16	00:01:52	00:00:13	Taladro de recorte
19	00:00:13	00:02:03	00:00:22		19	00:00:22	00:02:00	00:01:51	
20	00:00:58	00:01:54	00:00:13	Taladro de recorte	20	00:00:42	00:02:26	00:00:14	Taladro de recorte
21	00:00:27	00:01:51	00:00:16	Se atasca barra	21	00:00:13	00:01:58	00:00:55	
22	00:00:48	00:02:11	00:00:12	Taladro de recorte	22	00:01:18	00:02:30	00:00:17	Barra se atasca. Taladro de recorte
23	00:00:32	00:02:02	00:00:08		23	00:00:18	00:01:59	00:00:11	

24	00:03:20	00:02:12	00:00:07	Taladro de recorte	24	00:00:42	00:02:04	00:00:09	Taladro de recorte
25	00:00:56	00:01:56	00:00:07	Esperando culminar Brazo 2	25	00:00:26	00:02:04	00:00:08	
26	00:00:24	00:01:56	00:00:14	Taladro de recorte	26	00:01:22	00:02:31	00:00:05	Taladro Piloto
27	00:01:23	00:01:18	00:00:09	Esperando culminar Brazo 2	27	00:00:30	00:02:03	00:00:10	Taladro Piloto
28	00:00:27	00:02:22	00:00:08	Taladro de recorte	28	00:00:45	00:02:01	00:00:06	Taladro Piloto
29	00:02:07	00:02:09	00:01:22	Esperando culminar Brazo 2 y cambio de broca	29	00:04:00	00:01:52	00:00:14	Taladro Piloto. Esperando culminar brazo 1.
30	00:00:45	00:02:35	00:00:24	Taladros de alivio	30	00:02:25	00:03:46	00:00:14	Cambio de broca. Rimado de piloto
31	00:00:38	00:02:54	00:00:14	Taladros de alivio	31	00:00:15	00:03:39	00:00:23	Rimado de piloto
32	00:00:58	00:02:58	00:00:12	Taladros de alivio	32	00:00:17	00:03:03	00:00:34	Rimado de piloto
					33	00:00:23	00:03:50	00:00:27	Rimado de piloto
Tiempo parcial de perforación					00:26:29 01:12:12 00:09:59				
Tiempo total de perforación					01:48:40				

FUENTE: Elaboración propia

La tabla 30 corresponde a un control de tiempos durante la perforación de la cortada 4350-761 SW, durante la perforación el tiempo de penetración bordea los 02 minutos, el brazo 01 realiza 32 taladros incluyendo los de alivio, mientras que el brazo 02 realiza 30 taladros y procede a realizar el rimado.

Se observa también que el mayor problema que afecta al tiempo total de perforación es cuando se atasca la barra y un tiempo que está presente es el colocado de tubo de perforación, esto con el fin de que los taladros queden listos para el carguío y no estén tapados.

Tabla 31. Resumen de taladros perforados

Descripción	Cantidad
Taladros Perforados para carguío y piloto	65
Taladros de recorte perforados	10
Taladros Piloto	4
Taladros rimados	4
Taladros de Alivio	3

FUENTE: Elaboración propia

La tabla 31 muestra el resumen de la distribución de los taladros de control y producción, en los taladros de recorte no se realiza carguío para tener control de la sobrerotura, los taladros de alivio son para control de esfuerzos, los taladros de piloto son aquellos que actúan como la cara libre de los taladros de arranque, en total los taladros de producción suman 65 taladros.

4.3.1. CAMBIO DE VIGA RETRACTIL A RIGIDA DEL JUMBO 30 DE 14 PIES PARA UNA BARRA DE 16 PIES

Para valorar las vigas, se tiene en consideración la geometría y las dimensiones de la labor, además de la barra a utilizar, tratándose de frente de sección 5.0x4.0 m y además de jumbo netamente frontonero, se tienen las siguientes consideraciones para la operación de perforación.

Tabla 32. Condiciones para uso de viga retráctil vs viga rígida

VIGA RETRACTIL	VIGA RIGIDA	ELECCION PARA J-30
Se puede utilizar barras desde 8, 12, 14 y 16 pies	Se utiliza exclusivamente barras de 16 pies	Viga retráctil
Se tiene que retirar la barra de manera manual, representa un riesgo de atrapamiento de manos.	No se tiene que retirar ni reemplazar ningún componente, libre de riesgo.	Viga Rígida
La secuencia de perforación de taladros se reinicia para pasar los 2 pies restantes (taladros de 16 pies)	La secuencia de perforación es única e irrepetible	Viga Rígida
Se tiene que retirar la broca y colocar una usada por que el diámetro de la broca nueva se ha reducido	Se inicia con una broca nueva hasta completar la vida útil de la broca en ambos brazos.	Viga rígida

FUENTE: Elaboración propia

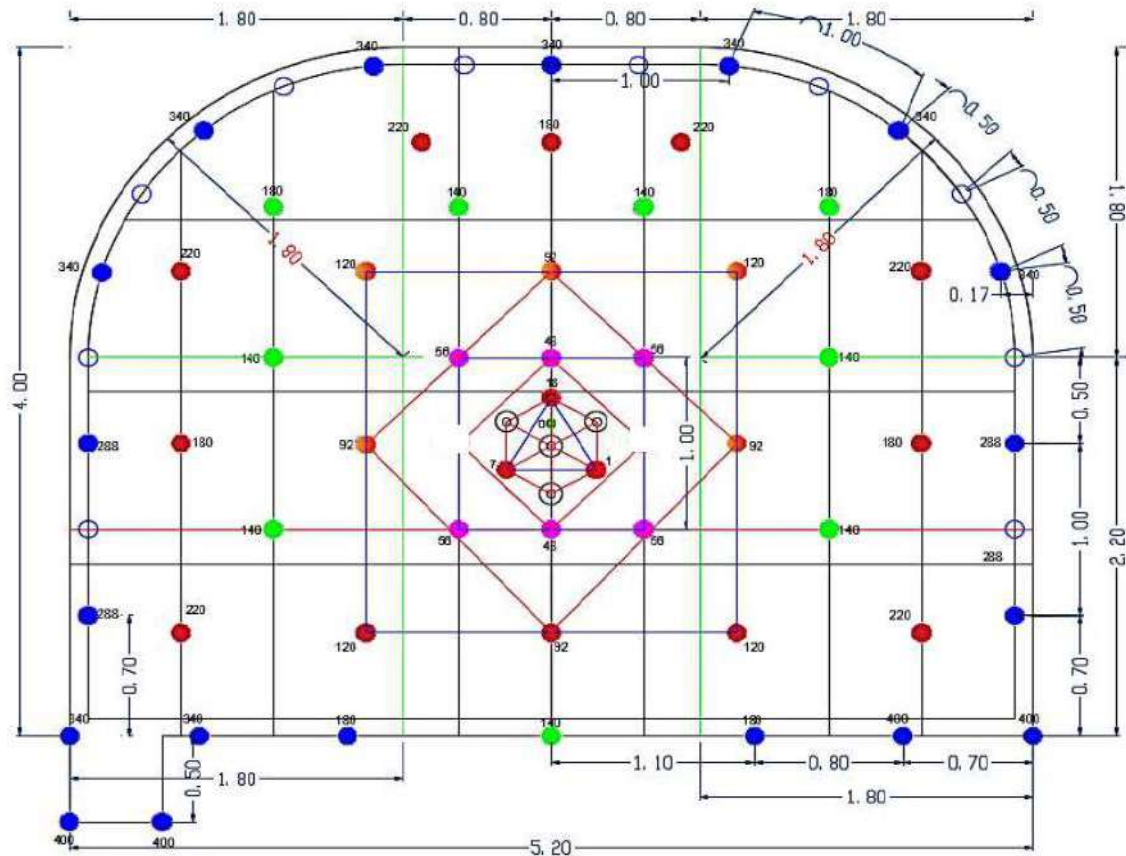
En la tabla 32, se muestra las comparaciones más resaltantes, para propiciar un cambio de viga que porte una barra de perforación que nos ayude a optimizar el tiempo de perforación sin tener tiempos muertos, es aquí donde valoramos que una viga rígida es más conveniente para frentes de secciones de 5.00x4.00 metros donde el necesitamos mayor avance tal como se muestra en la figura 46.

4.3.2. MALLA DE PERFORACION OPTIMA PARA ANFO Y EMULSION

El departamento de perforación y voladura, tienes establecido diferentes tipos de mallas de perforación, de acuerdo con tipo de roca, al tipo de explosivo a emplear, considerando los niveles de flujo de aire limpio los cuales están establecidos en el DS.024-2016 EM. También estas mallas de perforación tienen indicadores que no debemos sobrepasar, principalmente los cálculos de carga establecidos como estándar en la EE.

a) Malla de perforación con ANFO para RMR DE 40-60






Figura 37. Malla de perforación aplicado en la cortada 4350 – 761 SW



FUENTE: Perforación y voladura

La figura 37 es la malla de perforación típica utilizada en la cortada 4350-761 SW, cada taladro está acompañado de una numeración (distribución de exaneles) que corresponde al retardo que esta tendrá al momento de realizar el carguío, iniciando en 1 que es la zona de arranque y finalizando en 400 que pertenece a los taladros laterales del piso, se tiene de referencia la tabla 41.

Tabla 33. Descripción de la leyenda

LEYENDA		
Descripción		Cantidad Unidad
Taladros cargados		54 Und
Taladros pilotos		4 Und
Taladros rimados		4 Und
Taladros de recorte		10 Und
Taladros de alivio Geomecánica		3 Und

FUENTE: Perforación y voladura

Los parámetros de perforación son básicamente las variables que intervienen en el proceso. Para una sección de 5.00x4.00 metros y una longitud de perforación de 4.5 metros.

Cálculo de parámetros de perforación y voladura.

Factor de avance. Está dada por la siguiente relación.

$$F_{av} = \frac{Kg \text{ de explosivo}}{Long. de perforación}$$

$$F_{av} = \frac{255.9 \text{ Kg}}{4.5 \text{ m}}$$

$$F_{av} = 56.9 \frac{Kg}{m}$$

Factor de carga. Está dada por la siguiente relación.

$$F_c = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{m}^3 \text{ de material roto}}$$

$$F_c = \frac{255.9 \text{ Kg}}{93.6 \text{ m}^3}$$

$$F_c = 2.7 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

Factor de potencia. Esta dada por la siguiente relación

$$F_p = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{TM de material roto}}$$

$$F_p = \frac{255.9 \text{ Kg}}{262.1 \text{ TM}}$$

$$F_p = 0.976 \frac{\text{Kg}}{\text{TM}} \cong 1.0 \frac{\text{Kg}}{\text{TM}}$$

Tabla 34. Parámetros de la malla de perforación

PARAMENTROS DE PERFORACION Y VOLADURA		
DATOS DE LABOR	Cantidad	Unidad
Longitud	4.5	m
Ancho	5	m
Altura	4	m
Volumen In Situ	93.6	m ³
Tonelaje In Situ	262.1	ton
RENDIMIENTOS		
Kilogramos de explosivo	255.9	Kg
Factor de Avance	56.9	Kg/m
Factor de carga	2.7	Kg/m ³
Factor de Potencia	1	Kg/TM

FUENTE: Perforación y voladura

La tabla 34 muestra los rendimientos que se calculan a partir de los parámetros de perforación y voladura.

El factor de avance es el cociente entre el total de Kg de explosivo y la longitud de perforación respectivamente.

El factor de carga es el cociente entre el total de Kg de explosivo y el volumen insitu.

El factor de potencia corresponde al cociente del total de explosivo y el tonelaje insitu respectivamente.

4.3.3. CONSUMO DE EXPLOSIVO Y ACCESORIOS

Para el cálculo del consumo de material explosivo, nos basamos en la malla de perforación y los parámetros de perforación y voladura descritas en la tabla 40.

Para un mejor cálculo de explosivo y accesorios realizaremos dos cuadros, de esa manera podemos distribuir la carga de manera correcta.

Tabla 35. Distribución de exaneles

Taladro	Cantidad	Exanel N°													
		1	7	32	48	56	92	120	140	180	240	288	340	400	
Arranque	1	1													
Arranque	2		1	1											
1° Ayuda	6				2	4									
2° Ayuda	4						4								
Cuadrador	4							4							
Producción	13								6	5	2				
Ay. Corona	4										4				
Corona	7												7		
Hastiales	4											4			
Arrastre	7								1	2			2	2	
Cuneta	2													2	
Total	54	1	1	1	2	4	4	4	7	7	6	4	9	4	

FUENTE: Perforación y voladura

En la tabla 35 se describe detalladamente la distribución de los taladros con sus respectivas nomenclaturas, así como la numeración y la cantidad de exaneles que deberá contener al momento del carguío, se detalla también los retardos se distribuyen del extremo izquierdo hacia la derecha en forma ascendente para una mejor apreciación iniciando en 1 y finalizando en 400.

Tabla 36. Distribución de carga

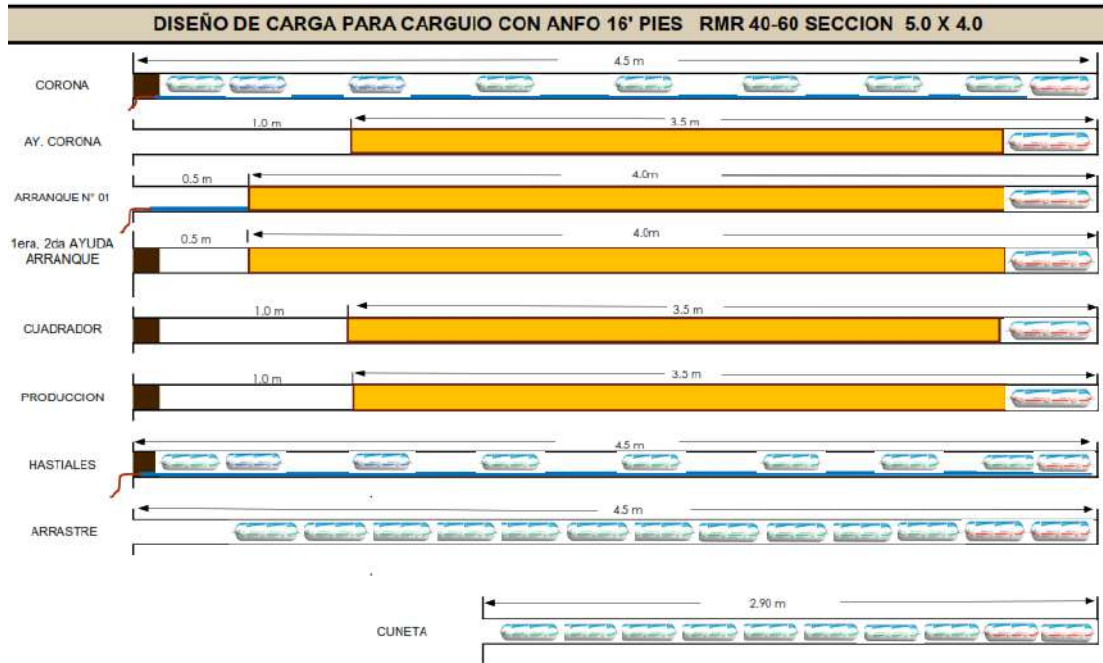
		SENATEL MAGNAFRAC 1 1/4x12"	SENATEL ULTREX 1 1/4x12"	SENATEL PULSAR 1 1/2x12"	ANFO
Taladro	N° Cart	0.26	0.27	0.278	0.89
Arranque	2			2	6.2
Arranque	2			2	6.2
1° Ayuda	1			1	6.2
2° Ayuda	1			1	6.2
Cuadrador	1			1	5.5
Producción	1			1	5.5
Ay. Corona	2			2	5.5
Corona	12	10		2	
Hastiales	12	10		2	
Arrastre	13		11	2	
Cuneta	11		9	2	
	Cantidad	110	95	81	196.1
	Kg				
	parcial	28.6	25.65	22.518	174.529

FUENTE: Perforación y voladura

La tabla 36 muestra la cantidad de explosivo que deberá contener cada taladro, de acuerdo con la descripción y ubicación que corresponda en la malla de perforación, haciendo que la mayor potencia como en senatel pulsar 1 ¼x12" y anfo se concentre en la zona de arranque, para los taladros de producción se utiliza el senatel ultrex 1 ¼ x12" y para el control del contorno superior se realiza el carguío con carga desacoplada, razón por la cual la cantidad de explosivo para

los hastiales y corona son menores, el explosivo de menor potencia que corresponde al magnafrac de 1 ¼ x12" con un total de 10 cartuchos.

Figura 38. Distribución de carga en la columna de perforación



FUENTE: Perforación y voladura

La figura 38 describe de manera más detallada la distribución de una columna explosiva, tal cual se distribuyó en la tabla 42, muestra como está compuesta la carga explosiva en cada taladro.

El costo de explosivo y accesorios no entrará en el cálculo de costos para la excavación, debido a que la ECM se responsabiliza por buen uso y control del explosivo, este costo es asumido en su totalidad por el cliente.

4.4. COSTO DE EXCAVACION DE LA CX 4350-761 SW

Para determinar el costo total de excavación de la labor es importante mencionar las diferentes variables costeables que intervienen para precisar el costo de excavación de manera correcta, de acuerdo con la dimensión de los equipos. Dentro del cálculo se requiere conocer el costo operativo y el costo de propiedad, los cuales describen todas las variables que intervienen en la adquisición como en la operación.

A continuación, se muestra un cuadro de descripción del equipo y sus diferentes variables para el cálculo de los costos.

Tabla 37. Costo de adquisición y valor de rescate de los equipos asignados al proyecto expresados en US\$.

DESCRIPCION DE EQUIPO	Jumbo de 02 brazos	Empernador c/enmalladora	Scoop de 6.0 yd3	Scaler Desatador	Grúa Normet
Cantidad	1	1	1	1	1
Modelo	DD 321	SB88-99	CAT R1600	853	Utilift 6605
Costo Equipo US\$ (adquisición)	555000	541000	450000	415000	281479.88
Costo Equipo US\$ (adquisición + reparación)	691333.33	586000	450000	438333.33	407479.88
Valor Depreciar 3 años	691333.33	586000	450000	438333.33	407479.88
% Valor Rescate	0.05	0.05	0.05	0.04	0.01
Valor Rescate US\$	27750	27050	22500	14525	2814.8
Vida económica en horas (n)	15000	15000	16000	9000	37000
Vida económica en años (N)	5.41	5.04	3.82	3	9.12
Horas/mes	231	248	349	250	338

FUENTE: Costos y productividad

La tabla 37 son los indicadores económicos de cada equipo que se utiliza en la construcción del proyecto cortada 4350-761 SW, es así como en este proyecto se tiene los equipos de mayor envergadura, mayor capacidad de producción, por ende, es importante conocer el costo de adquisición, la vida económica y el valor de rescate para que nos ayude a valorizar la excavación del proyecto.

A) COSTO DE OPERACIÓN.

A continuación, calculamos el costo de operación, en la cual se detallan todas las variables que interviene para la operación de los equipos y lograr ejecutar la excavación, Este costo operativo viene resultado de la suma del costo de mantenimiento y el costo por consumo de combustible expresados en US\$/Hr.

Tabla 38. Cálculo del costo operativo

EQUIPO	Jumbo de 02 brazos	Empernador c/enmalladora	Scoop de 6.0 yd3	Scaler Desatador	Grúa Normet
COSTO OPERATIVO US\$/ Hr	57.59	41.01	57.06	55.86	20.12
COSTO MANTENIMIENTO US\$/ Hr	52.32	36.22	30.72	47.48	10.54
Gal / Hora	1.1	1	5.5	1.75	2
Precio \$/Gal	4.79	4.79	4.79	4.79	4.79
Costo Combustible US\$ /Hr	5.27	4.79	26.35	8.38	9.58
Aceite Motor	0.2	0.2	0.3	0.2	0.18
Aceite hidráulico	0.1	0.1	0.3	0.2	0.19
Grasas lbs/hora	0.05	0.05	0.05	0.09	0.1
Refrigerante	0.05	0.05	0.05	0.12	0.19
Desengrasante/Desincrustante	0.1	0.1	0.1	0.5	0.5
Aceite Motor	7.45	7.45	7.45	7.45	7.45
Aceite hidráulico	7.45	7.45	7.45	7.45	7.45
Grasas lbs/hora	2	2	2.05	2	2
Refrigerante	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2
Desengrasante/Desincrustante	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2
Costo Lubricantes US\$/Hr	1.77	3.35	2.83	3.71	1.16
Costo Filtros 35% C Comb. US\$/Hr	0.71	0.6	0.85	2.92	0.62
Modelo Llanta	12.00-20	12.00-20	18.00R25	14.00 - 24 PR 28	12.00R20 PR 20
Costo Llanta US\$	5600	5600	13600	4400	5600
Vida Util, Llantas Hr	4628.57	4628.57	2000	1800	2192
Servicio Mantenimiento US\$ (10%)	0.06	0.06	0.34	0.12	0.13
Costo Llantas US\$/Hr	1.27	1.27	7.14	1.82	2.68
Cable Eléctrico	1	1	0	0	0
Vida Util (Hrs)	3000	3000	0	0	0
Costo Cable Eléctrico (US\$)	10000	10000	0	0	0
Costo Cable Electrico US\$/Hr	3.33	3.33	0	0	0
Reparaciones y Mat Desgaste %	0.86	0.76	0.65	0.82	0.58
Costo Reparaciones US\$ /Hr	45.23	27.67	19.9	39.03	6.07

FUENTE: Costos y productividad

En la tabla 38 se describe a detalle el cálculo del costo de cada insumo que se utiliza para el buen funcionamiento y posterior operación del equipo, así como los materiales y herramientas que son imprescindible para poner en operación estos equipos.

El costo de operación de los equipos en estudio viene expresado en la siguiente cantidad, todos en US\$/Hr.

Jumbo de 02 brazos	: 57.59
Scoop de 6.0 yd3	: 41.01
Empernador c/enmalladora	: 57.06
Scaler desatador	: 55.86
Grúa Normet	: 20.12

Para una mejor visualización se muestra un gráfico de barras, donde se observa que tiene un alto costo de operación los equipos Jumbo y Scoop, debido al mantenimiento correctivo y preventivo, así como el consumo de combustible respectivamente.

Figura 39. Costo de operación



FUENTE: Elaboración propia

La figura 39 muestra el costo operativo de cada equipo, se observa que tanto el jumbo de 02 brazos y Scoop de 6 yd3 tienen mayor costo operativo, se debe también directamente al tiempo invertido en la operación y a los insumos consumibles que se emplean para completar un ciclo operativo.

B) COSTO DE PROPIEDAD.

Procederemos a realizar el cálculo del costo de propiedad el cual incluirá el costo de depreciación, intereses varios, seguros varios e impuestos en caso aplique según ley, expresados en US\$/Hr.

Tabla 39. Costo de propiedad

EQUIPO	Jumbo de 02 brazos	Empernador c/enmalladora	Scoop de 6.0 yd3	Scaler Desatador	Grúa Normet
COSTO PROPIEDAD US\$ / Hr	51.08	43.47	29.81	50.72	12.98
Costo por Depreciación US\$ / Hr	44.24	37.26	26.72	47.09	10.94
Intereses %	0.06	0.06	0.05	0.04	0.05
Costo por intereses US\$/ Hr	5.71	5.18	2.49	2.85	1.65
Seguro TREC	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
Costo por Seguro TREC US\$/ Hr	1.13	1.03	0.61	0.78	0.39

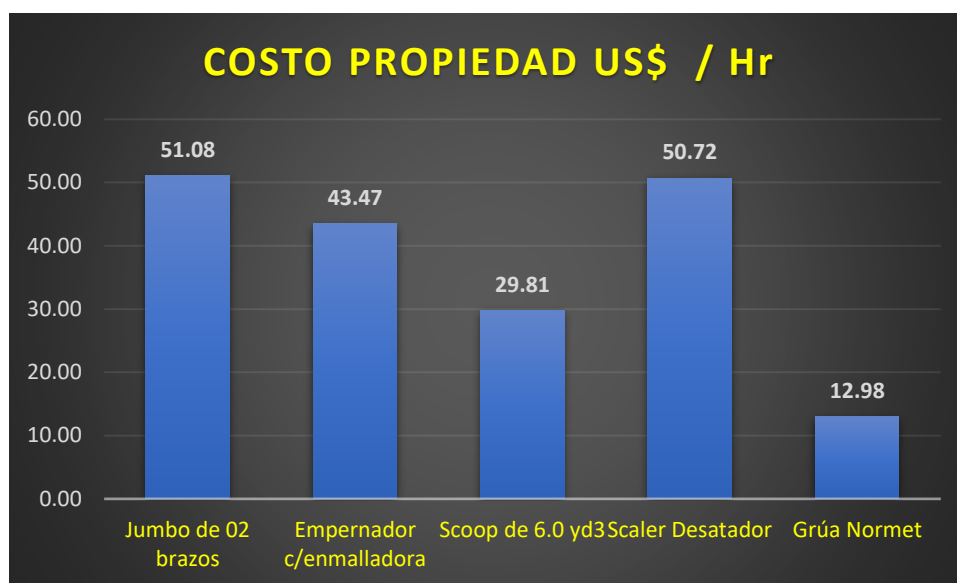
FUENTE: Costos y productividad

La tabla 39 es básicamente la descripción de los costos que corresponden al cumplimiento legal, como seguros e impuestos que según corresponda al tipo de activo vehicular que se tiene.

Resumen del costo de propiedad de los equipos en estudio viene expresado en la siguiente cantidad, todos en US\$/Hr.

Jumbo de 02 brazos	: 51.08
Scoop de 6.0 yd3	: 43.47
Empernador c/enmalladora	: 29.81
Scaler desatador	: 50.72
Grúa Normet	: 12.98

Figura 40. Costo de propiedad



FUENTE: Elaboración propia

En la figura 40 se observa que el de mayor costo de propiedad es el equipo jumbo y scaler con 51.08 US\$/Hr y 50.72 US\$/Hr respectivamente, esto debido que su costo de depreciación horaria también es alto.

C) **COSTO DE EXCAVACION.** Este costo está conformado por los siguientes costos: costo de personal, costo de perforación, costo de herramientas, costo de accesorios de ventilación, costo de maquinaria y equipo, para este caso de acuerdo con el contrato con el cliente no se considerará los siguientes costos fijos: Equipo auxiliar y de talleres, Gastos generales, Planilla de personal de supervisión y gastos de instalación.

Detalles de la labor

Labor	: Labor mecanizada:
Sección (Ancho y altura en metros)	: 5.00 x 4.00 m
Avance por disparo	: 4.20 m
Porcentaje de humedad	: 2.5 %
Numero de taladros	: 70 Tal
Pies por disparo	: 1001 pies
Taladros cargados	: 52 Tal

Taladros pilotos	: 4 Tal
Taladros de recorte	: 10 Tal
Taladros Rimados	: 4 Tal
Longitud de Barra	: 16 Pies
Longitud de taladro	: 14.40 Pies
Área permitida	: 19.44 m ²
Volumen por disparo	: 80.67 m ³
Sobrerotura	: 10%
Peso específico	: 2.8 Ton/M ³
Toneladas por disparo	: 231. 54 ton

Con los datos anteriores vamos a calcular en costo de la excavación de la cortada 4350 – 761 SW. Dentro de la cuales destacan los siguientes costos expresados en US\$/m.

Tabla 40. Costo de perforación.

Descripción	Und	Cant	Costo Unitario	Utilización/Vida Util	Costo/Disp	Costo/m
PERFORACION						
Barra speed rod T38-H35-R32 de 14'	pza	1	480	5,916.00 pies	81.2	
Broca R32 x 45 mm	pza	1	75	900 pies	78.6	
Acople T38/R38	pza	1	66.19	3,500.00 pies	-	
SHANK T38 HLX5/T D45 L500	pza	1	255	6,000.00 pies	42.53	
Broca Rimadora de 4"	pza	1	194.42	1,063.00 pies	10.53	
Broca rimadora de 2 1/2"	pza	1	184.7	900 pies	-	
Adapter pilot	pza	1	217.45	3,500.00 pies	3.58	
Afiladora de brocas	pza	1	-	100,000.00 pies	-	
Copas de afilado	pza	0.5	140	10,000.00 pies	14.01	
Manguera de 1 1/2"	m	30	6.1	70 disp	2.61	233.07 55.49

FUENTE: Costos y productividad

Tabla 41. Costo de herramientas

Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unitario	Utilización / Vida Util	Costo /Disparo	Costo /m
HERRAMIENTAS						
Escalera	pza	1	160	40 disparos	4	
Lampa	pza	1	7.24	30 disparos	0.24	
Pico	pza	1	6.98	90 disparos	0.08	
Comba de 20 libras	pza	1	25.68	250 disparos	0.1	
Llave Francesa 18"	pza	1	70.49	175 disparos	0.4	
Llave Stilson de 14"	pza	1	28.48	175 disparos	0.16	
Llave Francesa 12"	pza	1	18.65	175 disparos	0.11	
Barretilla de aluminio de 1.8 m	pza	2	30	75 disparos	0.8	
Barretilla de aluminio de 2.4 m	pza	2	33	75 disparos	0.88	
Barretilla de aluminio de 3.0 m	pza	2	36	75 disparos	0.96	
Barretilla de aluminio de 3.6 m	pza	2	39.5	75 disparos	1.05	
Cucharilla	pza	2	3	75 disparos	0.08	
Punzón para cebo	pza	1	10	80 disparos	0.13	
Pintura para perforación	gal	1	9.13	15 disparos	0.61	
Atacador	pza	4	2.5	20 disparos	0.5	
Alambre negro N° 8	kg	1	1.11	10 disparos	0.11	
Tubo de plástico de 1.5"	pza	8	1.59	1 disparos	12.69	
Tubo de plástico de 1"	pza	3	0.64	1 disparos	1.92	
Grasa para brocas	kg	0.5	8	25 disparos	0.16	
Cinta adhesiva	rollo	1.6	0.48	1 disparos	0.77	
Varios					1.29	27.04 6.44

FUENTE: Costos y productividad

Tabla 42. Costo de accesorios de ventilación

Descripción	Und	Cant	Costo Unitario	Costo/Disparo	Costo/m
VENTILACION					
Manga de ventilación 30"	m	4.62	3.39	15.66	
Accesorios manga de ventilación 30"	%		15%	2.35	
				18.01	4.29

FUENTE: Costos y productividad

Tabla 43. Costo de equipo y maquinaria

Descripción	Und	Cant	Costo Unitario	Utilización / Vida Util	Costo / Disparo	Costo / m
MAQUINARIA Y EQUIPO						
Scoop CAT 6yd3-Propiedad	hora	1	29.81	- hora	-	
Scoop CAT 6yd3-Operación	hora	1	57.06	6.93 hora	395.69	
Jumbo Sandvik 02 brazos-Propiedad	hora	1	51.08	- hora	-	
Jumbo Sandvik 02 brazos-Operación	hora	1	57.59	3.49 hora	201.22	
Grúa - Propiedad	hora	1	12.98	- hora	-	
Grúa - Operación	hora	1	20.12	0.25 hora	25.15	
Scaler - Propiedad	hora	1	50.72	- hora	-	
Scaler - Operación	hora	1	55.86	0.75 hora	-	
Camión Volvo	hora	1	-	-	-	602 143.32

FUENTE: Costos y productividad

Para este cálculo del costo total de excavación realizamos un resumen de todos los costos que anteriormente se ha mencionado. De tal manera

establecemos en costo total de avance incluyendo la utilidad del 7% de acuerdo con el contrato con el cliente, este costo será expresado en US\$/m.

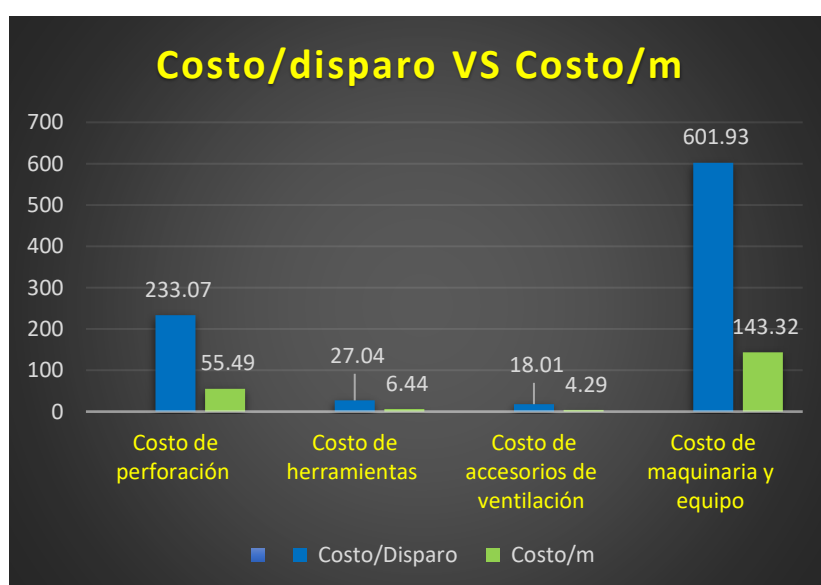
Tabla 44. Costo total directo

Descripción	Costo/Disparo	Costo/m
Costo de perforación	233.07	55.49
Costo de herramientas	27.04	6.44
Costo de accesorios de ventilación	18.01	4.29
Costo de maquinaria y equipo	601.93	143.32
TOTAL, COSTO DIRECTO		209.54
SUB-TOTAL		209.54
UTILIDAD	7%	15.77
TOTAL		225.31

FUENTE: Costos y productividad

Del resumen de costos que describe en la tabla 44 se determina que el costo de excavación asciende a la suma de 225.31 US\$/m, este monto es verificado y aprobado en conjunto entre el cliente y la ECM para la ejecución del laboreo minero.

Figura 41. Distribución de costos por disparo y metro de avance en sus diferentes procesos.



FUENTE: Elaboración propia

La figura 41 muestra el costo por la excavación del proyecto cortada 4350-761 SW tanto por cada disparo y por cada metro, lógicamente que el costo por disparo es mayor porque toma como referencia todo lo invertido para obtener 01 disparo luego de todo el ciclo de minado de avance, mientras que el costo por metro considera lo avanzado en metros lineales, teniendo en cuenta la eficiencia lograda después de cada disparo que para este caso se tiene un promedio de 4.20 metros.

4.5. ANALISIS Y PROPUESTA DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE AVANCE EN LA CX 4350-761 SW

Para realizar este análisis es necesario precisar los equipos, rendimientos y kpi's operativos.

4.5.1. EQUIPOS A EMPLEAR Y SUS RENDIMIENTOS

- A) Perforación.** Para la perforación se tiene el Jumbo n°30 (dos brazos) llegando a perforar hasta 12.60 m por turno.
- B) Limpieza.** Para la Limpieza se tiene Scoop n°55 (6yd) llegando a evacuar 85 TM para una distancia de 180 metros, en condiciones óptimas de la vía.
- C) Desate mecánico.** Para el desate mecanizado se tiene Scaler Pauss
- D) Sostenimiento con perno.** Para la instalación de perno helicoidal se cuenta con Small Bolter n°22 (Brazo enmallador). Llegando a los 95 pernos por turno.
- E) Sostenimiento con malla electrosoldada.** Para la instalación de malla electrosoldada se tiene la grúa Normet n°1, llegando a instalar hasta 20 paños por turno con malla con cocada 4x4.
- F) Sostenimiento con Shotcrete.** Para el lanzamiento de shotcrete se cuenta con equipo Robot n°1 y mixer n°2, llegando se a lanzar hasta 144 m2.

4.5.2. KPI'S OPERATIVOS

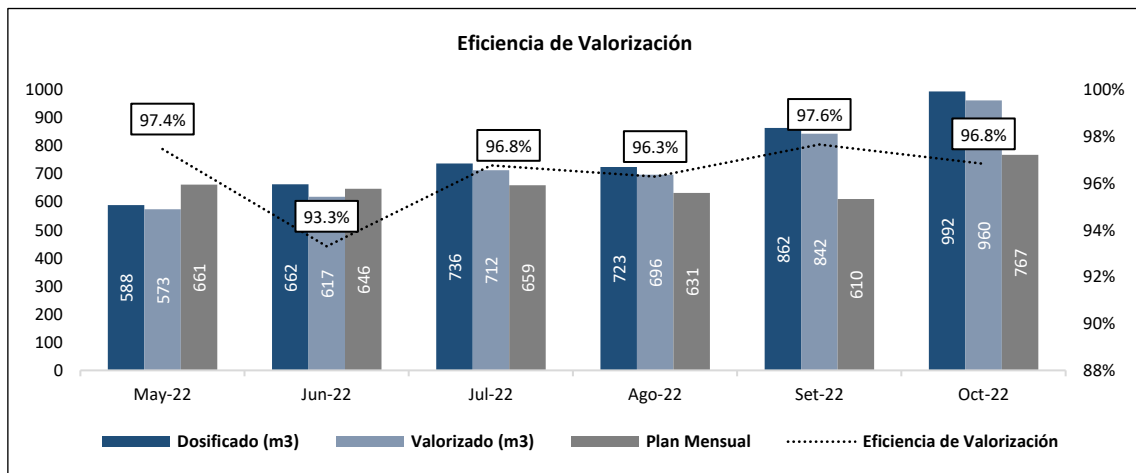
Figura 42. Avance lineal acumulado del mes de octubre 2022



FUENTE: Productividad Aesa

Se observa que en la figura 42 el avance acumulado del mes de octubre del 2022 superamos los 86 metros diarios, teniendo caída en 06 ocasiones por debajo de los 80 metros. De acuerdo con nuestra meta de avance, el objetivo es 2402 metros mensuales, de acuerdo con el acumulado observado estamos dentro del rango de avance diario, donde los picos altos compensan los días de reporte de picos bajos.

Figura 43. Kpi's de sostenimiento con shotcrete



FUENTE: Área de Shotcrete

En el mes de octubre se observa que hemos superado los planificado, además se ha valorizado en un 96.8 % manteniendo un margen de pérdida de solamente 3.2 % en respecto a lo dosificado en planta.

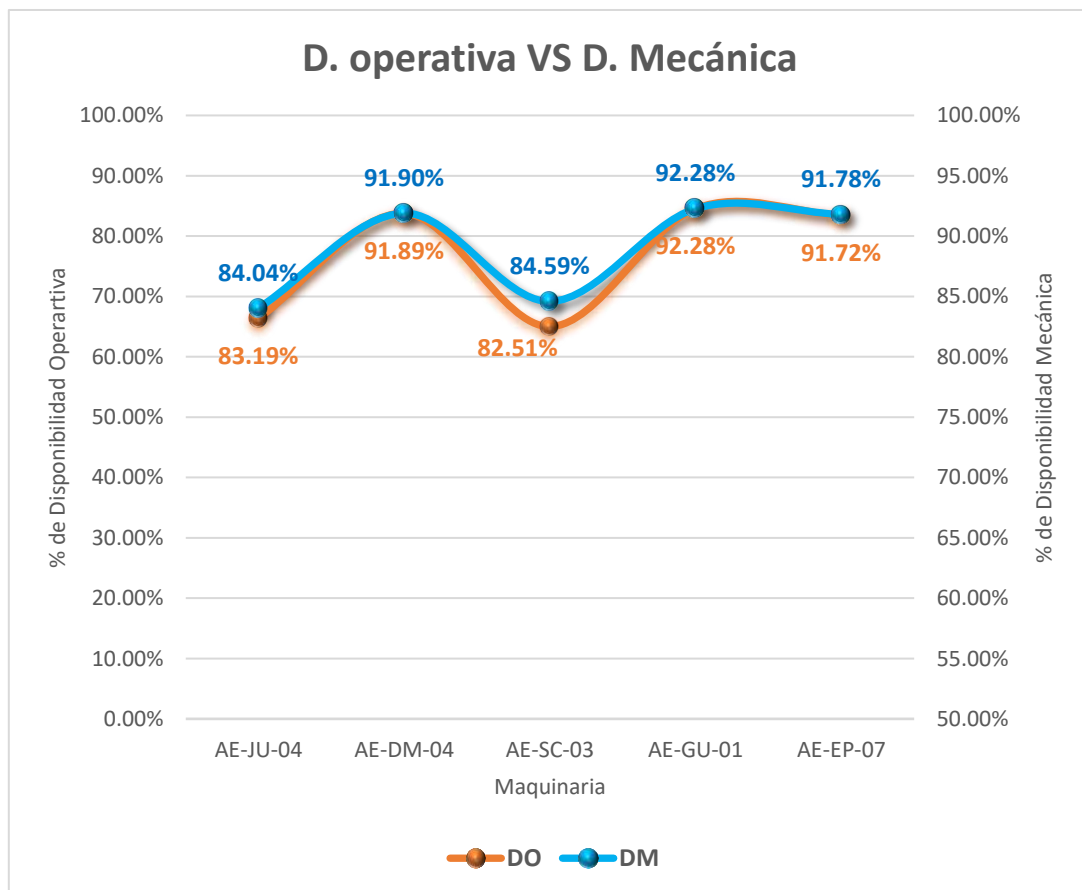
Tabla 45. Kpi de instalación de pernos helicoidales por equipo

Zona AESA	SMALL BOLTER	Plan-Hr	Horas-Trabajadas	% Cump.	Cant_Pernos_Helicoidal
ALTA	JB_18	6	7.9	131.7%	81.00
	JB_21	6	7.5	125.0%	21.00
	JB_22	6	5.6	93.3%	18.00
BAJA	JB_19	6	7.6	126.7%	72.00
	JB_20	6	5	83.3%	45.00

FUENTE: Oficina técnica de Aesa

El equipo jumbo empernador diariamente tienen una cuota por reportar por la instalación de pernos helicoidales, pernos split set, así como una operación combinada de perno helicoidal, split set y malla electrosoldada. El bolter con mayor número de pernos instalados corresponde a equipo JB_18 con 81 pernos instalados durante un turno.

Figura 44. % de disponibilidad operativa y mecánica de equipos



FUENTE: Oficina técnica de Aesa

La disponibilidad mecánica corresponde a las horas trabajadas respecto al tiempo que toma una intervención en la reparación. En el grafico anterior supera a la disponibilidad operativa, el de mayor porcentaje corresponde al equipo grúa con un 92.28 %.

La disponibilidad operativa viene a ser la probabilidad de que el equipo trabaje satisfactoriamente en el campo, en un escenario real. De acuerdo con el grafico número el de mayor porcentaje es del equipo grúa con un 92.28%.

Los principales kpi's nos muestran que avanzando a este ritmo no se logra un uso eficiente de los equipos, teniendo presente que la disponibilidad mecánica promedio es del 85% y la utilización de los equipos es de 45%.

4.5.3. PROGRAMACION, EJECUCION Y CONTROL DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE AVANCE

Teniendo en cuenta la importancia de las operaciones en el proyecto, se tienen asignadas de manera permanente los siguientes equipos:

- ✓ Jumbo de 02 brazos (J-30)
- ✓ Scoop de 6 yd³ (CAT 55)
- ✓ Bolter con brazo enmallador (B-22)
- ✓ Grúa con canastilla y viga telescópica (G-1)
- ✓ Scaler 4
- ✓ Robot Lanzador 1.

Tabla 46. Actividades programadas para el turno día

ITEM	ACTIVIDAD	TIEMPO (Min)
TURNO DIA	REPARTO DE GUARDIA	60
	Charla de Seguridad, Información BBSS / Adm.	30
	Traslado de personal	30
	INICIO DE OPERACIONES	65
	Cambio de ropa de trabajo y llenado de IPERC	10
	Instalación de manga y Regado de carga	30
	Desate de rocas	20
	Orden y Limpieza	5
	LIMPIEZA DE FRENTE CON SCOOP	105
	Inspección de labor y Llenado de IPERC	15
	Limpieza de frente	90
	DESATE MECANIZADO CON SCALER PAUSS	60
	Inspección de labor y Llenado de IPERC	10
	Posicionamiento de equipo	2
	Instalación de manguera de agua	3
	Desate mecanizado	45
	LANZADO DE SHOTCRETE CON ROBOT	265
	Raspado y cantoneo de carga con Scoop	15
	Lavado de hastiales, corona y frente	5
	Instalación de equipo y mangueras	5
	Posicionamiento de equipo	5
	Abastecimiento de mezcla al robot	10
	Lanzado de shotcrete	45
	Tiempo de fragua	180
	TRABAJOS PREVIOS DE LIDER DE LABOR	30
	Marcado de gradiente y dirección	10
	Marcado de malla para perno (frente, hastiales y techo)	5
	Preparación de malla de sacrificio al frente	5
	Colocado de malla de sacrificio en el frente (1° y 2°)	10
	INSTALACION DE PERNO CON BOLTER	75
Inspección de labor y Llenado de IPERC	10	
Instalación de equipo (Manguera y materiales)	5	
Instalación de perno helicoidal	45	
Instalación de perno split set (1° y 2°)	10	
Desinstalación de equipo	5	

FUENTE: Elaboración propia

Tabla 47. Actividades programadas para el turno noche

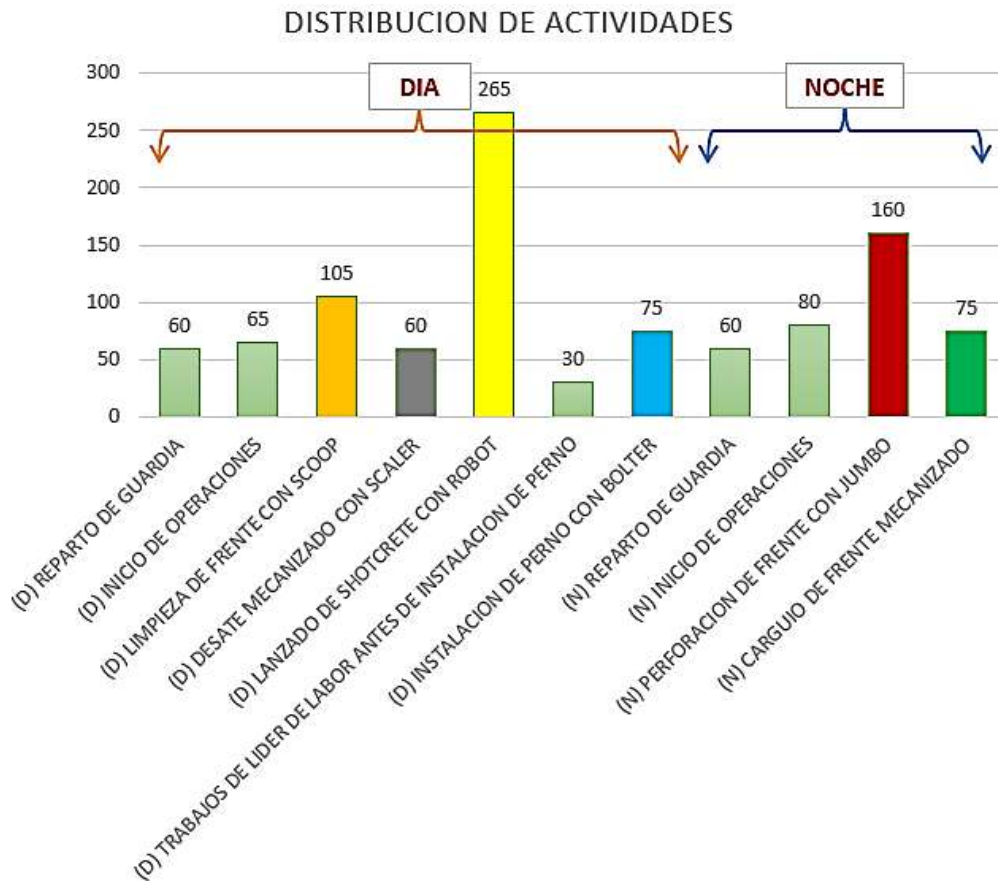
ITEM	ACTIVIDAD	TIEMPO (Min)
TURNO NOCHE	REPARTO DE GUARDIA	60
	Charla de Seguridad	15
	Información BBSS / Administración	15
	Traslado de personal	30
	INICIO DE OPERACIONES	80
	Cambio de ropa de trabajo	5
	Llenado de IPERC	5
	Marcado de gradiente y dirección (Topografía)	10
	Marcado de malla de perforación	30
	Raspado de piso de carga excedente	20
	Limpieza manual de frente para perforación de pisos	10
	Estandarización de labor	
	PERFORACION DE FRENTE CON JUMBO	160
	Instalación de Equipo	5
	Perforación de frente con barra de 14 pies	100
	Perforación de frente con barra de 16 pies (rimado)	50
	Desinstalación de equipo	5
	CARGUIO DE FRENTE MECANIZADO	75
	Traslado de explosivo y accesorios al frente	5
	Distribución de faneles e instalación de Jetanol	15
	Carguío neto de frente y amarrado de faneles	45
	Limpieza de área de trabajo y chispeo	10

FUENTE: Elaboración propia.

Tal como se puede observar en las tablas 45 y 46 la distribución de los tiempos se ajusta al cumplimiento del ciclo de minado en un 100% para lograr 01 disparo por guardia al finalizar el turno. Con esta programación estamos ejecutando 06 disparos de 16 pies en la semana.

En el turno noche se avanza con la estandarización de la labor, pudiendo esta comprender como: limpieza de cuneta, ajuste de turcas, perforación de taladros de servicio, colocado de alcayatas, instalación de tuberías de servicio, instalación de tuberías de drenaje en las intersecciones, pintado de rasante y/o línea geomecánica.

Figura 45. Distribución de actividades en la guardia



FUENTE: Elaboración propia.

Del grafico 45 se determina que el mayor tiempo invertido en el frente de trabajo es dedicado al sostenimiento con shotcrete haciendo un total de 4.4 horas durante la guardia.

También se puede observar que durante el turno día se desarrollan 04 operativas actividades críticas (limpieza, desate, lanzado de shotcrete e instalación de pernos helicoidal) y durante el turno noche 02 actividades operativas críticas (perforación y voladura) para cerrar el ciclo de minado para una guardia de 24 horas teóricas.

4.5.4. CICLO DE MINADO (ENTRADA, TRANSFORMACION Y PRODUCTO)

El ciclo de minado en la cortada 4185 – 244 SW Y cortada 4350 – 761 SW, es particularmente bastante exigido en avance y calidad de ejecución, los cuales principalmente para cumplir la excavación comprende lo siguiente:

Tabla 48. Ciclo de minado de labores de avance

Entrada	Transformación	Producto
perforación		Cortada
voladura		Estocada
limpieza	Operaciones Ciclo de minado	Cámaras de carguío
sostenimiento		Cámaras DDH
Personal calificado / Metodología / Equipos / Herramientas y Materiales		

FUENTE: Elaboración propia

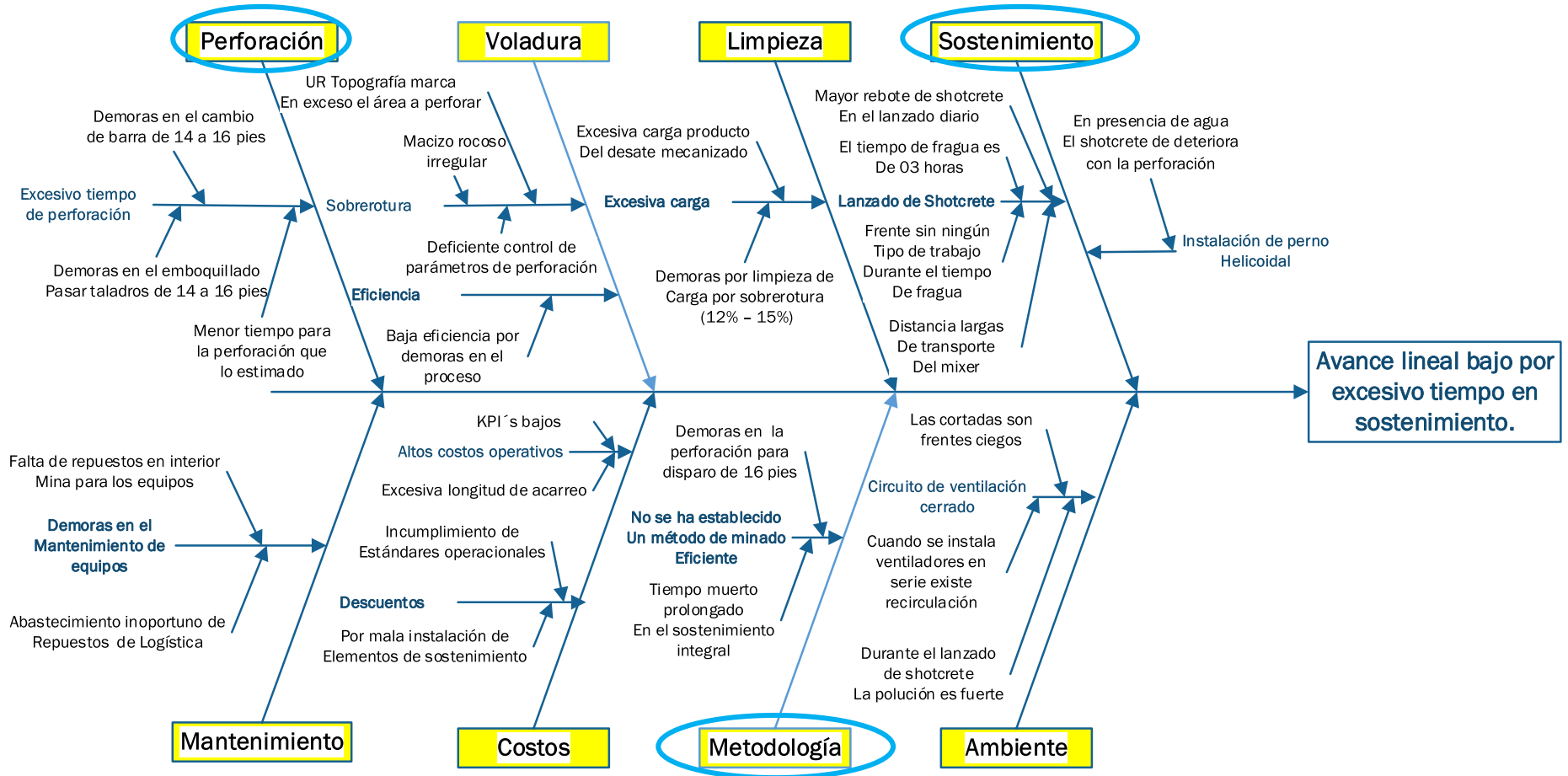
La tabla 48 describe la transformación de los procesos que desarrollamos en la unidad minera, como empresa especializada el producto obtenido debe ser con altos estándares de calidad. Además de lo acostumbrado en desarrollo de mina también se encuentran estocada de acumulación, estacadas para cámaras de exploración diamantina, cámaras de carguío en H, cámaras de carguío directo, desquinches de ampliación para pase vehicular.

4.5.5. DIAGRAMA DE ISHIKAWA

De lo descrito anteriormente, lo que se quiere determinar son los procesos que se puede optimizar sin alterar el producto final, es decir que la entrega del proyecto de cortada 4350 – 761 SW se mantengan con los términos iniciales estipulados en el contrato.

Para lo cual establece el siguiente diagrama de causa efecto:

Figura 46. Identificación de causa y efecto de proyecto de investigación (Diagrama de Ishikawa)



FUENTE: Elaboración propia

La figura 46 corresponde a un diagrama de causa efecto para determinar la raíz de nuestro problema, un avance lineal que queremos optimizar, incrementar el metraje a reportar de las labores de San German,

Para ello, se han establecido 04 categorías directas ligadas la operación como, perforación, voladura, limpieza y sostenimiento. También otras 04 categorías de soporte para la operación, tales como mantenimiento, costos, metodología y medio ambiente.

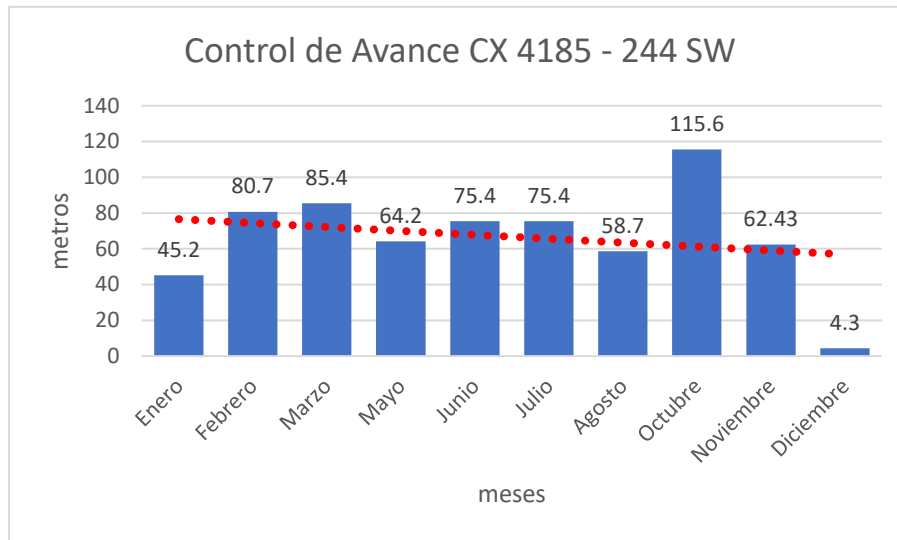
Una vez identificado y valorado las categorías llegamos la conclusión de que las metodologías aplicadas al proceso de perforación y sostenimiento pueden optimizarse y definimos que las categorías en estudio controlables a corto plazo que resalta es la perforación del frente y sostenimiento integral, específicamente las demoras que estos procesos acarrearán.

4.5.6. RECOLECCION Y ANALISIS DE INFORMACION

A partir del diagrama de Ishikawa podemos identificar que en nuestros procesos mineros existen deficiencias y los que resaltan se describen de la siguiente manera.

1. **Perforación:** Se incurre a prolongar el tiempo de perforación estimado por el cambio de barra de 14 a 16 pies y también se tiene que volver a reparar los taladros para completar los 02 pies faltantes para un disparo de 16 pies. Si optimizamos este tiempo, estaremos más cerca de controlar las demás variables en voladura, limpieza.
2. **Sostenimiento.** Como se trata de un proyecto de acceso permanente, el sostenimiento no deberá tener ningún desvío, por ende, visualizando el proceso tenemos 03 horas muertas por cada ciclo de lanzado de shotcrete en decir en 03 días ya hemos acumulado una pérdida de 01 guardia (09 horas).
Sumado a ello las demoras por fallas mecánicas, mantenimientos correctivos o programados, situaciones de índole externo a la operación, el avance lineal se ve afectado drásticamente.

Figura 47. Resumen de avance mensual de la cortada 4185-244 SW del 2021



FUENTE: Departamento de topografía

En la figura 47 se observa un avance máximo de 115.6 metros que se produjo en el mes de octubre, que hacen un promedio de 28 disparos con barra de 16 pies con una eficiencia del 90%.

Tomamos como referencia de avance lineal la cortada 4185 – 244 SW, ya que nuestra labor en estudio posee similares características de diseño y construcción.

El proyecto denominado cortada 4350-761 SW tiene una longitud de 1684.7 metros lineales, lo que proponemos es no tener el mismo historial de avance para este proyecto.

4.6. PROPUESTA DE OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES DE SOSTENIMIENTO TEMPORAL Y PERMANENTE

Con el firme objetivo de lograr un máximo avance en la cortada y lograr completar los 1684.7 metros en el menor tiempo posible sin desvíos operacionales, además de ello velando por la seguridad en las operaciones, se plantea lo siguiente:

1. Plantear un sostenimiento temporal con malla electrosoldada de cocada 4x4 para un tramo de 03 disparos con barra de 16 pies. Esto implica realizar voladura hasta en 03 ocasiones y sostener con perno y malla

hasta en 02 ocasiones, siendo el sostenimiento final con shotcrete los 03 disparos.

2. Plantear un cambio de viga retráctil a viga rígida del jumbo 30 para una perforación directa con barra de 16 pies, así evitando demoras operativas por cambio de barra de 14 a 16 pies y las demoras operativas por emboquillado y pasado de taladros de 14 a 16 pies.

Figura 48. Flujograma de optimización de procesos de perforación y sostenimiento



FUENTE: Elaboración propia

El análisis de la información que nos proporciona el diagrama de causa efecto, se resume en que debemos optimizar los tiempos de sostenimiento y perforación para lograr un mayor avance.

Verificando estas demoras operacionales, establecemos el objetivo de proyectar mayor número de disparos, para ello necesitamos más tiempo para completar las operaciones unitarias de minado. Sin embargo, la limpieza del frente, el desate mecanizado, la instalación del perno helicoidal y la voladura permanecerán constantes durante los procesos.

Las alternativas antes mencionadas son objeto de estudio porque existe brechas para solucionar esta problemática y lograr el objetivo planteado avanzar ejecutando un mayor número de disparos con barra de 16 pies.

4.6.1. PROGRAMACION DIARIA, SEMANAL Y MENSUAL DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE MINADO

a) Plan de trabajo diario

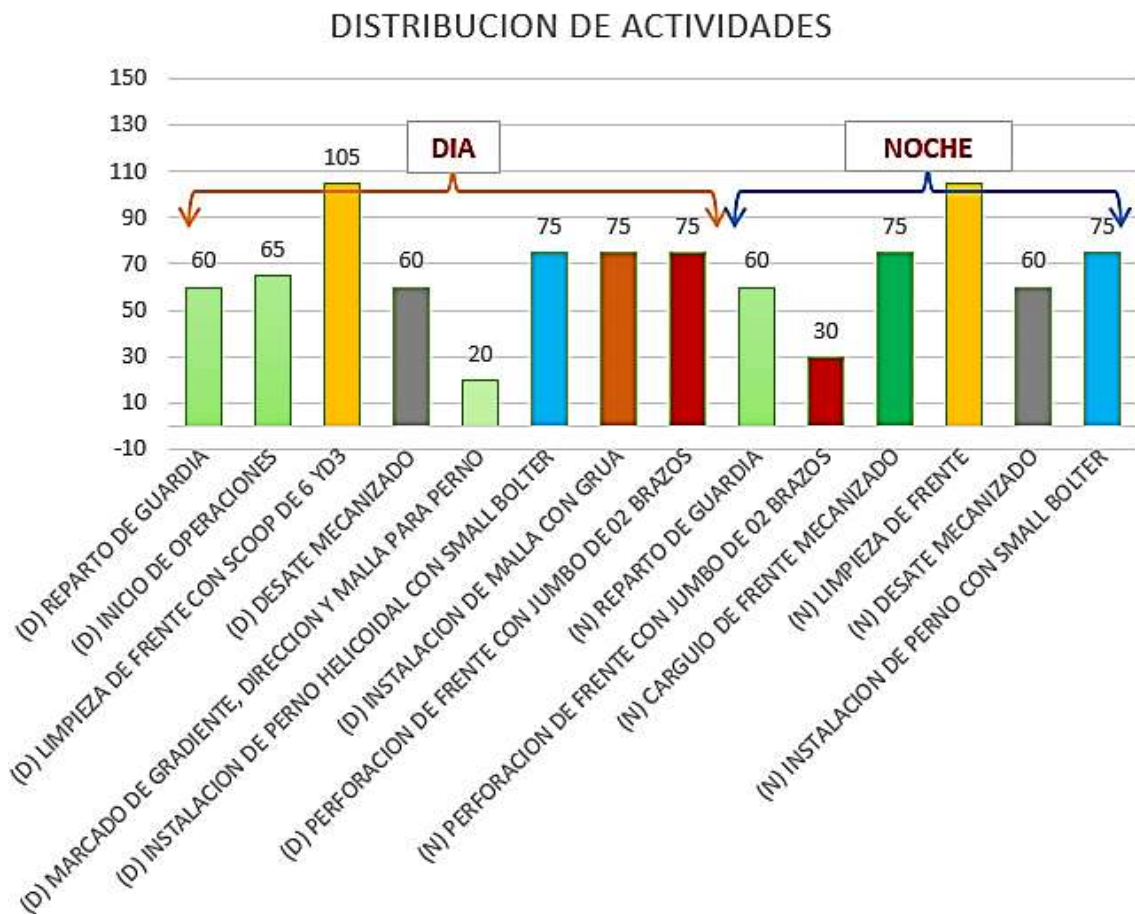
Para establecer los trabajos diarios, utilizamos la información de la tabla 20, donde se explica de manera explícita la duración de las operaciones unitarias de minado para una guardia completa, por ende, se establecen las siguientes actividades tanto para el turno día y noche.

Tabla 49. Distribución de actividades para la guardia – turno día y noche

TURNO	ACTIVIDAD	TIEMPO (min)
DIA	(D) Reparto de guardia	60
	(D) Inicio de operaciones	65
	(D) Limpieza de frente con Scoop	105
	(D) Desate mecanizado con Scaler	60
	(D) Marcado de gradiente, dirección y malla para perno	20
	(D) Instalación de perno helicoidal con small bolter	75
	(D) Instalación de malla con grúa	75
	(D) Perforación de frente con jumbo de 02 brazos	75
NOCHE	(N) Reparto de guardia	60
	(N) Perforación de frente con jumbo de 02 brazos	30
	(N) Carguío y voladura de frente mecanizado (08:30 pm)	75
	(N) Limpieza de frente con Scoop	105
	(N) Desate mecanizado con Scaler	60
	(N) Instalación de perno con small bolter	75

FUENTE: Elaboración propia.

Figura 49. Distribución gráfica de los trabajos para ambos turnos.



FUENTE: Elaboración propia

En la figura 49 se puede observar que los ciclos han cambiado y se ha incrementado la operación unitaria de instalación de malla electrosoldada, reemplazando al lanzado de shotcrete después de desate mecanizado.

Además de ellos las actividades críticas para el turno día han cambiado, siendo de la siguiente manera

Turno día: Limpieza con Scoop, desate mecanizado, sostenimiento con perno, sostenimiento con malla, perforación con jumbo (75%).

- ✓ 05 actividades críticas operativas.

Turno noche: Perforación con jumbo (25%), carguío y voladura (08:30 pm), limpieza con Scoop, desate mecanizado e instalación de perno.

- ✓ 05 actividades operativas críticas.

b) Plan de trabajo semanal y mensual

Para establecer un plan de trabajo semanal debemos tener en cuenta, la duración de cada ciclo, hasta lograr el objetivo el cual es realizar una voladura en el horario establecido por Minsur.

Tabla 50. Distribución de principales actividades para ambas guardias durante las 4 semanas

SEM	HORA DIA	Turno Dia		Turno Noche		Disp Proy
		12:30	20:30	04:30		
SEMANA 1	jueves	Voladura		Voladura		
	viernes		Voladura			
	sábado	Shotcrete		Voladura		
	domingo	Voladura		Voladura		9
	lunes		Shotcrete		Voladura	
	martes		Voladura			
	miércoles	Voladura			Guardia corta	
SEMANA 2	jueves	Shotcrete		Voladura		
	viernes	Voladura			Voladura	
	sábado		Shotcrete		Voladura	
	domingo		Voladura			8
	lunes	Voladura				
	martes	Shotcrete		Voladura		
	miércoles	Voladura			Guardia corta	
SEMANA 3	jueves	Voladura		Shotcrete		
	viernes	Voladura			Voladura	
	sábado		Voladura		Shotcrete	
	domingo	Voladura			Voladura	10
	lunes		Voladura		Shotcrete	
	martes	Voladura			Voladura	
	miércoles		Voladura		Guardia corta	
SEMANA 4	jueves	Shotcrete		Voladura		
	viernes	Voladura			Voladura	
	sábado		Shotcrete		Voladura	
	domingo		Voladura			8
	lunes	Voladura				
	martes	Shotcrete		Voladura		
	miércoles	Voladura			Guardia corta	

FUENTE: Elaboración propia

La tabla 50 muestra la programación de las operaciones unitarias del ciclo de avance, teniendo como ejes principales los horarios de voladura y la disponibilidad del área de shotcrete para el lanzado.

Se ha dividido en 4 semanas que corresponden al mes, además de ello se describe el momento del lanzado del shotcrete y las voladuras de acuerdo con los horarios establecidos en la unidad minera.

En la última columna se observa el resumen de los disparos ejecutados en la semana y un resumen total al cerrar las 04 semanas. Llegando a un total de 35 disparos.

DESCRIPCION DE LA PROGRAMACION DE LABOREO POR SEMANA

- **Semana 1.**

Siguiendo la secuencia de los trabajos en la tabla 21, también podemos establecer una distribución de trabajos, en la semana 1 se logra ejecutar 09 disparos y 02 ocasiones de lanzado de shotcrete, es esta semana no se dispone de shotcrete para el turno noche.

- **Semana 2**

Continuando con el ciclado de la labor, en esta semana se logra disparar 08 disparos con barra de 16 pies, y el lanzado de shotcrete hasta en 03 ocasiones.

- **Semana 3**

Para esta semana se ejecuta lo proyectado de 10 disparos y el lanzado de shotcrete en 03 ocasiones, para este turno si se cuenta con disponibilidad de la guardia para el lanzado de shotcrete, todos en el turno noche.

- **Semana 4**

En esta semana se ejecutan 08 disparos y 03 ocasiones de lanzado de shotcrete todos en el turno día.

A continuación, se detallan las operaciones unitarias para los trabajos semanales y mensuales, de acuerdo con la duración que estos procesos conllevan descritos en la tabla 49.

Tabla 51. Plan de trabajo mensual con los nuevos procesos de sostenimiento y perforación optimizada

	TURNO DIA											TURNO NOCHE											No de disparos proyectados
	07:00	08:00	09:00	10:00	11:00	12:30	13:00	14:00	15:00	16:00	17:00	18:00	19:00	20:30	21:00	22:00	23:00	00:00	01:00	02:00	03:00	04:30	
jueves		IP	IM	P	C	V		D	LS	LS			DM	LS		IP	IP	IM	P	P	C	V	9
viernes	D	LS	LS	DM	IP	IM		IM	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM	LS	DP		
sábado		LSH	LSH	Tiempo de fragua				IP	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM	LS	IP		
domingo		IM	P	P	C	V		D	LS	LS			DM	LS		IP	IP	IM	P	P	C	V	
lunes	D	LS	LS	DM	LS	DP		LSH	LSH	Tiempo de fragua						IP	IP	IM	P	P	C	V	
martes	D	LS	LS	DM	IP	IM		IM	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM	LS	IP		
miércoles		IM	P	P	C	V		D	LS	LS			DM			DM	LS	DP				Guardia Corta	
jueves		LSH	LSH	Tiempo de fragua				IP	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM	LS	IP		8
viernes		IM	P	P	C	V		D	LS	LS			DM	LS		IP	IP	IM	P	P	C	V	
sábado	D	LS	LS	DM	LS	DP		LSH	LSH							IP	IP	LS	P	P	C	V	
domingo	D	LS	LS	DM	IP	IM		IM	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM	LS	IP		
lunes		IM	P	P	C	V		D	LS	LS			DM			LS	DP	Frente en espera de Shotcrete					
martes		LSH	LSH					IP	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM	LS	IP	IP	
miércoles		IM	P	P	C	V		D	LS	LS			DM	LS		IP	IP	IM				Guardia Corta	
jueves		P	P		C	V		D	LS	LS			DM	LS		LSH	LSH	Tiempo de fragua			IP		10
viernes		P	P		C	V		D	LS	LS			DM	LS		IP	IP	IM	P	P	C	V	
sábado	D	LS	LS	DM	IP	IP		IM	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM	LSH	LSH		
domingo		IP	P	P	C	V		D	LS	LS			DM	LS		IP	IP	IM	P	P	C	V	
lunes	D	LS	LS	DM	IP	IP		IM	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM	LSH	LSH		
martes		IP	P	P	C	V		D	LS	LS			DM	LS		IP	IP	IM	P	P	C	V	
miércoles	D	LS	LS	DM	IP	IP		IM	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM			Guardia Corta	
jueves	DP	LSH	LSH	Tiempo de fragua				IP	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM	LS	IP	IP	8
viernes		IM	P	P	C	V		D	LS	LS			DM	LS		IP	IP	IM	P	P	C	V	
sábado	D	LS	LS	DM	LS	DP		LSH	LSH	Tiempo de fragua			IP			IP	LS		P	P	C	V	
domingo	D	LS	LS	DM	IP	IP		IM	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM	LS	IP	IP	
lunes		IM	P	P	C	V		D	LS	LS			DM			LS	DP	Frente en espera de Shotcrete					
martes		LSH	LSH	Tiempo de fragua				IP	P	P		P	C	V		D	LS	LS	DM	LS	IP	IP	
miércoles		IM	P	P	C	V		D	LS	LS			DM			LS	IP	IP	IM			Guardia Corta	

LEYENDA

- D Desate manual y ventilacion
- DM Desate Mecanizado
- LS Limpieza con Scoop
- IP Instalacion de Perno
- IM Instalacion de Malla
- LSH Lanzado de Shotcrete
- P Perforacion de frente con Jumbo
- C Carguio de frente
- V Voladura
- DP Descargado y pegado de malla

FUENTE: Elaboración propia

La tabla 51 muestra una programación de labores de una manera más específica representada por una o dos letras, los cuales se explican en la leyenda. Tomando como ejemplo el primer día de cambio de guardia (jueves), se inicia con instalación de pernos (IP), como segunda actividad se procede con la instalación de malla (IM), continuando con la perforación (P) y finalmente cerrando el ciclo con el carguío (C) y voladura (V).

CAPÍTULO V: ANALISIS DE RESULTADOS

5.1. COMPARACIÓN DE LOS CICLOS DE SOSTENIMIENTO CON MALLA Y CON SHOTCRETE

A. Ciclo de sostenimiento con perno helicoidal

Para determinar el ciclo de instalación de perno helicoidal, nos basamos en el ciclo de operación de cada equipo, desde donde extraemos de acuerdo con el plan de minado del proyecto CX 4350 – 761 SW, el número exacto de ciclos programados para esta actividad.

En la siguiente tabla se muestra las diferencias que hemos logrado, planificando los trabajos para lograr un mayor desempeño y logro de las metas separadas por semanas, evaluadas dentro del mes.

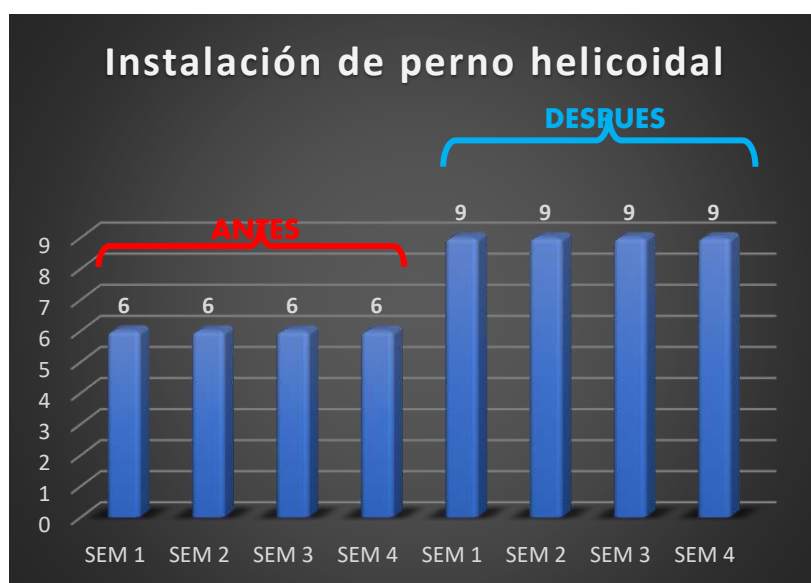
Tabla 52. Ciclo de instalación de pernos por semana

Ciclo				Instalación de perno helicoidal	
SEMANA	ANTES	DESPUES	DIFERENCIA		
1	6	9	↑	3	
2	6	9	↑	3	
3	6	9	↑	3	
4	6	9	↑	3	

FUENTE: Elaboración propia

La tabla 52 muestra el incremento del número de ciclos de sostenimiento con perno helicoidal, antes se instalaba solamente en 9 ocasiones y después se llega a instalar hasta en 9 ocasiones, logrando un incremento de 3 ciclo de manera fija.

Figura 50. Ciclo de instalación de perno helicoidal antes y después







FUENTE: Elaboración propia

La figura 50 muestra que, para este caso del ciclo de instalación de perno helicoidal, se ha incrementado en 3 ciclos por semana, debido a que para cada disparo requerimos tener el frente sostenido en un 100%. Además de ello, es muy conveniente haber incrementado esta actividad debido a que no solo acompaña al ciclo de perforación y voladura, si no también, incrementa el número de pernos instalados por ciclo para la valorización mensual en un 33%.

B. Ciclo de sostenimiento con malla electrosoldada

Como ya se ha implementado la instalación de malla electrosoldada como parte de nuestra operación unitaria, al inicio de la operación no se ha visualizado ninguna actividad relacionada, salvo la instalación de malla de sacrificio, luego de la evaluación geomecánica procedemos a instalar y a continuación se muestra el número de ciclo que se ha generado producto de la inserción de esta nueva actividad.

Tabla 53. Ciclo de instalación de malla electrosoldada por semana

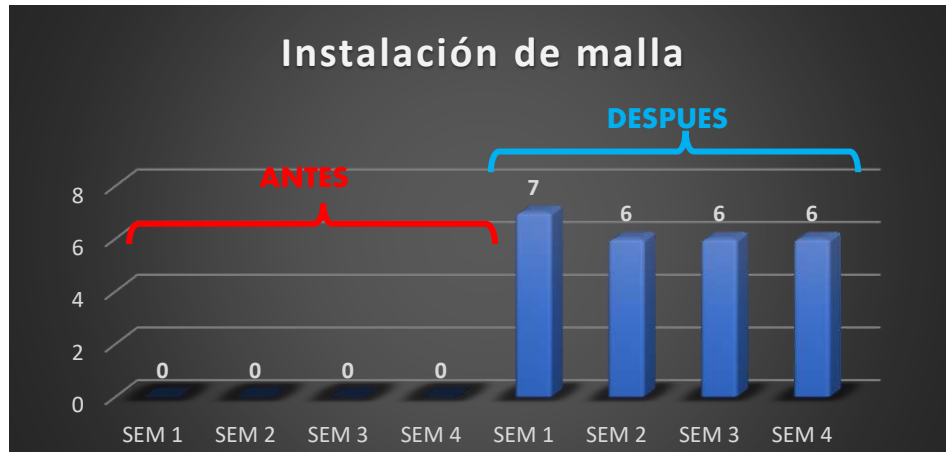
Ciclo Instalación de malla electrosoldada				
SEMANA	ANTES	DESPUES	DIFERENCIA	
1	0	7		7
2	0	6		6
3	0	6		6
4	0	6		6

FUENTE: Elaboración propia

La tabla 53 muestra que antes no se instalaba malla electrosoldada como parte del sostenimiento integral de la cortada 4350 – 761 SW, razón por la cual la tabla muestra 0 ocasiones, después de la propuesta se llega a instalar hasta en 7 ocasiones, el resto de la semanas se instala hasta

en 6 ocasiones, porque después de dos ciclos el ultimo va acompañado del lanzamiento de shotcrete.

Figura 51. Ciclo de instalación de malla de sostenimiento antes y después



FUENTE: Elaboración propia

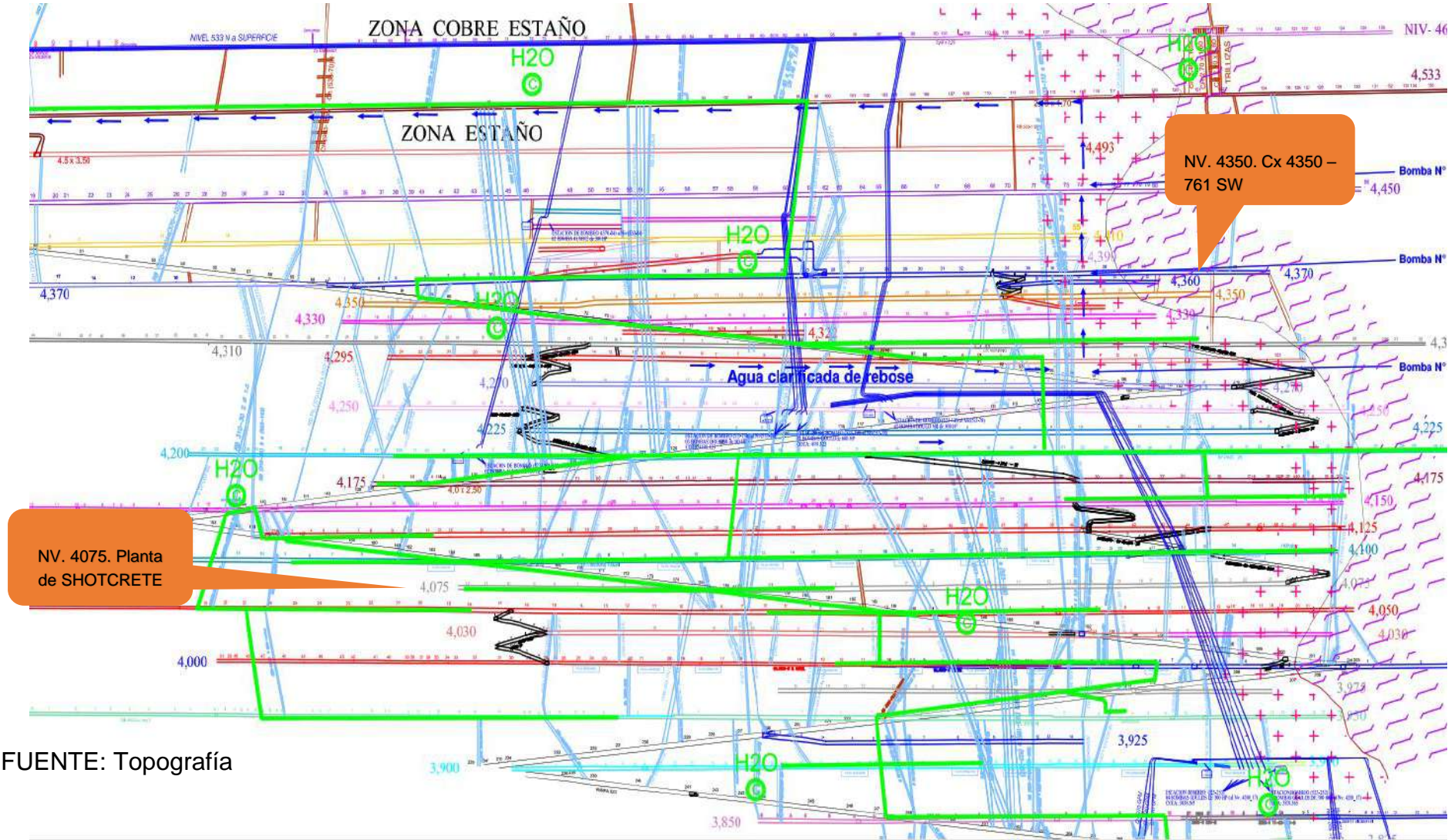
En la figura 51 se observa que, antes de la implementación de la gestión de sostenimiento para incrementar el número de disparos, se observa que la instalación de malla es prácticamente nula, la actividad se ha incrementado en un 100%, propiciado no solo al incremento de número de disparos sino también a la valorización mensual por instalación de malla en un 100%.

C. Ciclo de sostenimiento con lanzamiento de shotcrete

Para tener un mejor entendimiento de este ciclo, es necesario determinar el recorrido del equipo robot desde planta que se encuentra en el nivel 4075 hasta la labor que se encuentra en el nivel 4350, es decir el equipo robot y los mixeres realizar un recorrido de desnivel de 275 metros, teniendo en cuenta que la gradiente de la rampa principal es de 12%. Tenemos una longitud total de 3613 metros en la actualidad.

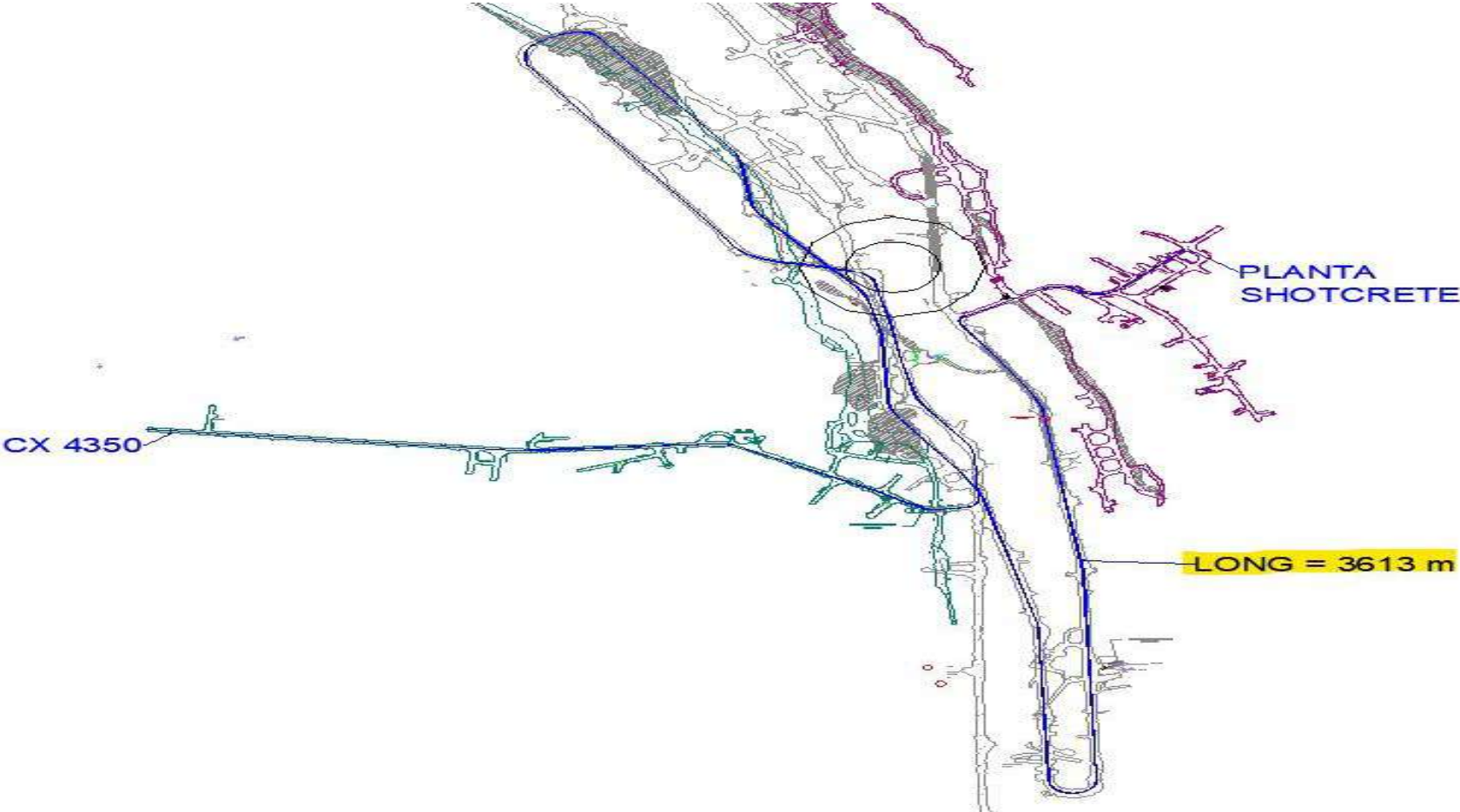
Figura 52. Plano de desnivel de planta shotcrete a la labor (Vista en perfil)

Figura 52. Desnivel de planta shotcrete a labor (vista en perfil)



FUENTE: Topografía

Figura 53. Recorrido de robot y mixer de planta a la labor (Vista en planta)







FUENTE: Topografía

En la figura 52 se presenta un plano de desnivel que existe entre la planta de concreto de shotcrete y la labor donde se realiza en lanzado de shotcrete, la planta de shotcrete se ubica en el nivel 4075, desde donde parte los equipos tales como el robot y mixer para realizar el lanzado hasta el nivel 4350 donde se encuentra la cortada 4350 – 761 SW, teniendo un total de 275 metros de desnivel.

Como se observa en la figura 53, se realiza un recorrido de 3613 metros en rampa positiva de una gradiente de 12%, razón por el cual se requiere que el número de intervenciones para completar el sostenimiento en la Cx 4350 761 SW sea menor, además de que el tiempo de fraguado del shotcrete es de 03 horas, requerimos que estas horas muertas sean menores y las ocasiones también sean las mínimas posibles.

A continuación, se presenta los ciclos establecidos en el plan semanal y mensual.

Tabla 54. Ciclo de lanzado de shotcrete por semana

Ciclo		Instalación de shotcrete		
SEMANA	ANTES	DESPUES	DIFERENCIA	
1	6	2		-4
2	6	3		-3
3	6	3		-3
4	6	3		-3

FUENTE. Elaboración propia

La tabla 54 muestra que diariamente se tenía la presencia del equipo de lanzado de shotcrete en la cortada 4350 – 761 SW, siendo esta su principal labor para lanzado, llegando hasta en 6 ocasiones, salvo el día de campaña de desate de rocas donde se prioriza otra labor. Con la propuesta de la gestión de sostenimiento se redujo hasta 3 ocasiones, así priorizando otras labores de criticidad que requieran el lanzado de shotcrete.

Figura 54. Ciclo de lanzado de shotcrete antes y después



FUENTE: Elaboración propia

De acuerdo con el análisis de la tabla 54 y figura 54 hemos logrados reducir el ciclo de lanzado de shotcrete en un 54%, logrando en la primera semana solamente a 02 campañas y en las 03 posteriores a 03 campañas por semana.

5.2. ESQUEMA COMPARATIVO DE DISPAROS EJECUTADOS ANTES Y DESPUES

Con toda la implementación de la gestión de sostenimiento, la reducción de los ciclos del lanzado de shotcrete, optimización del tiempo de perforación, hemos llegado a incrementar el número de disparo en el proyecto, todo con el fin de alcanzar las metas físicas del cliente, además de lograr seguir bien encaminadas con la fecha de entrega de la construcción de proyecto.

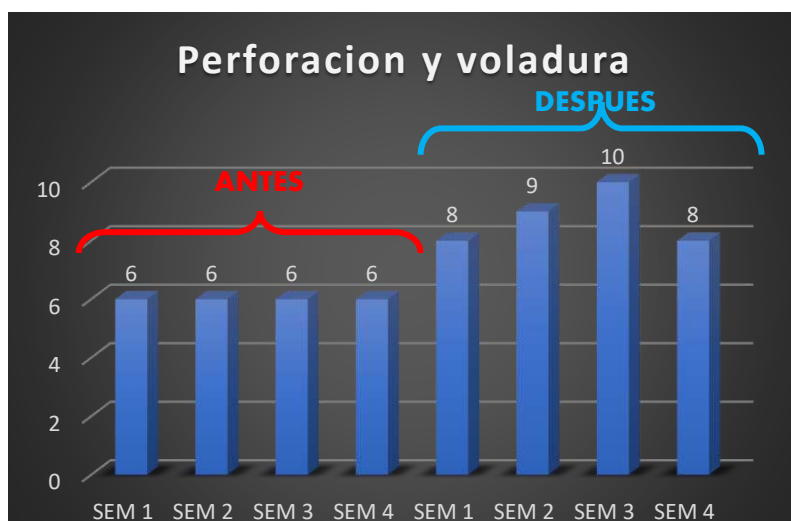
Tabla 55. Ciclo de perforación y voladura por semana

Ciclo		Perforación y voladura			
SEMANA	ANTES	DESPUES	DIFERENCIA		
1	6	8	↑	2	
2	6	9	↑	3	
3	6	10	↑	4	
4	6	8	↓	2	

FUENTE: Elaboración propia

La tabla 55 muestra que el ciclo de perforación y voladura antes se ejecutaba de manera diaria, con la propuesta ha pasado a ejecutarse hasta en 10 ocasiones que ha sido en la semana 3, logrando una diferencia positiva de 4 disparos, es decir se logró en esa semana un incremento de 16.8 metros. El promedio de los disparos se incrementó a 8.75 disparos por semana.

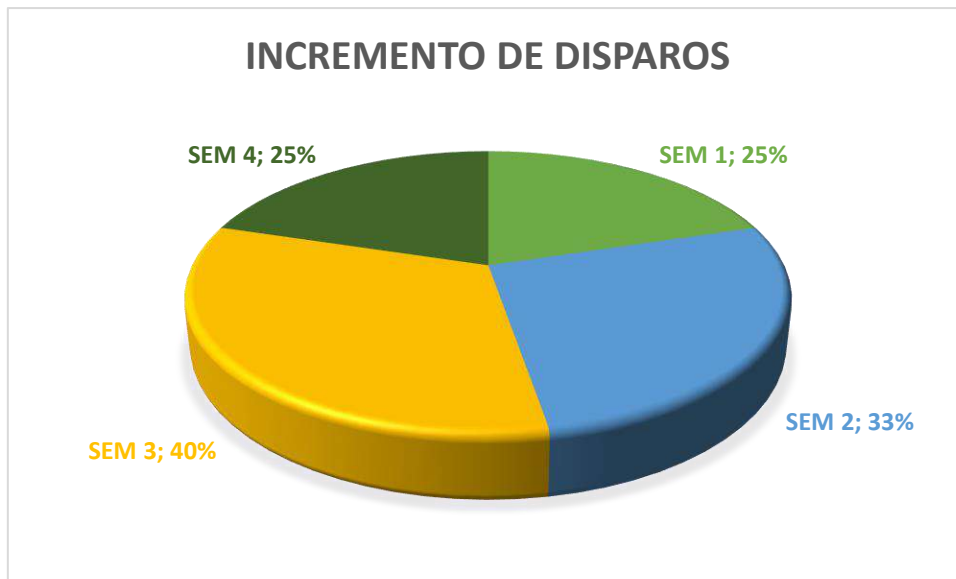
Figura 55. Ciclo de perforación y voladura antes y después



FUENTE: Elaboración propia

La figura 55 muestra que, el incremento de los disparos se ve claramente luego de la propuesta en un promedio de 2.75 disparos por semana. Logrando el mejor performance en la semana 3 llegando a los 10 disparos efectivos con barra de 16 pies (avance de 4.20 metros), en ese sentido estamos precisando un avance de 42 metros lineales en la semana 3.

Figura 56. Incremento de los disparos después de la propuesta

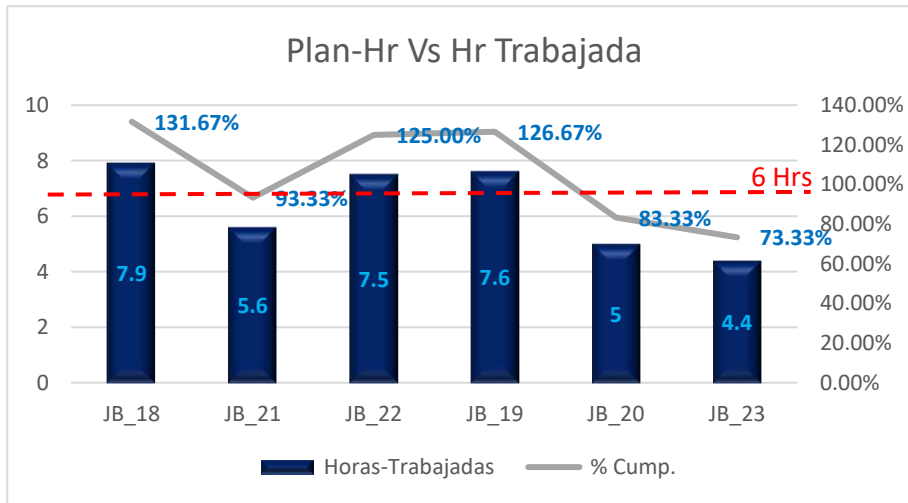


FUENTE: Elaboración propia

En la figura 56 se muestra los incrementos por semana, nuestro pico más alto es del 40% en la semana 3 y la más baja es del 25% en las semanas 1 y 4. Estos indicadores continúan siendo totalmente propicios para el avance, en general tenemos un incremento promedio mensual del 31%. Esto beneficiará no solamente al cliente en el cumplimiento de las metas físicas, sino también a la empresa especializada en la valorización mensual de los servicios prestados.

5.3. ESQUEMA COMPARATIVO DE TENDENCIA Y KPI'S SOSTENIMIENTO

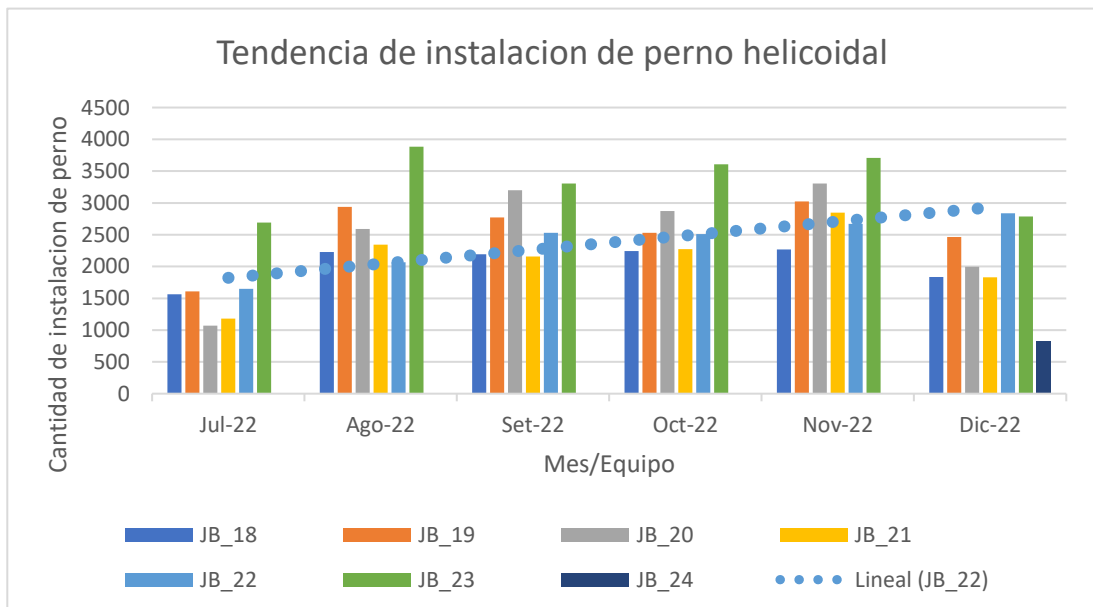
Figura 57. Kpi de horas trabajados de bolter para sostenimiento con perno helicoidal



FUENTE: Elaboración propia

La figura 57 muestra las horas planificadas para su operación y las horas trabajadas de los equipos de sostenimiento, en este caso el equipo Bolter 22 (JB_22) supera las 6 horas planificadas llegando a las 7.5 horas de trabajo puestas en operación, que representa un 125% de cumplimiento.

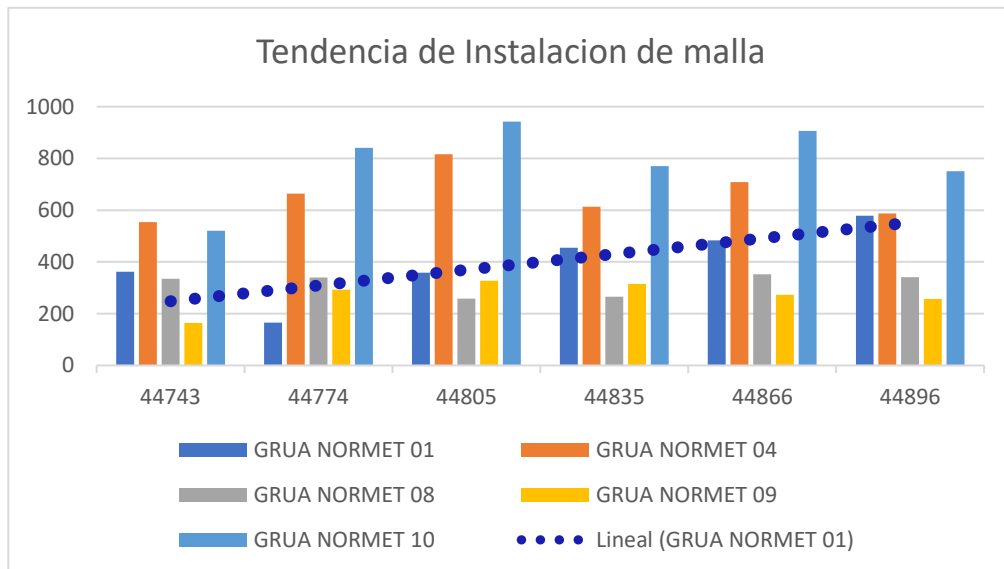
Figura 58. Tendencia de instalación de perno helicoidal en los últimos 06 meses



FUENTE: Elaboración propia

La figura 58 muestra la tendencia del equipo (JB_22) en evaluación que para los últimos meses ha dio en crecimiento, la cual tiene una relación directa con propuesta del sostenimiento con malla electrosoldada, es decir que tiene mayor participación en ciclos más repetidos durante la semana.

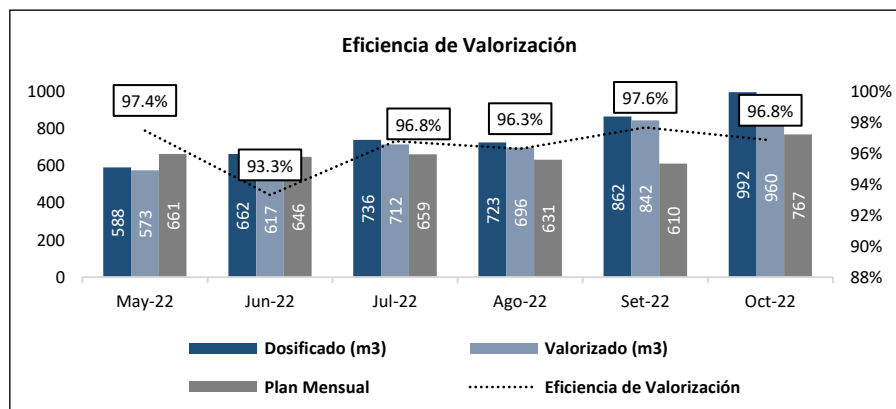
Figura 59. Tendencia de instalación de malla en los últimos 06 meses



FUENTE: Elaboración propia

De la misma manera la figura 59 muestra una tendencia del equipo grúa normet 01, va en crecimiento hacia los últimos meses, hasta lograr una número exacto de intervenciones en el sostenimiento de la cortada 4350-761 SW, esta mejora en el rendimiento es debido también a la dimensión de las mallas instaladas que difieren de otras laboras por la sección que es de 5.00x4.00m.

Figura 60. Kpi m3 dosificado vs plan mensual y eficiencia de valorización



FUENTE: Shotcrete

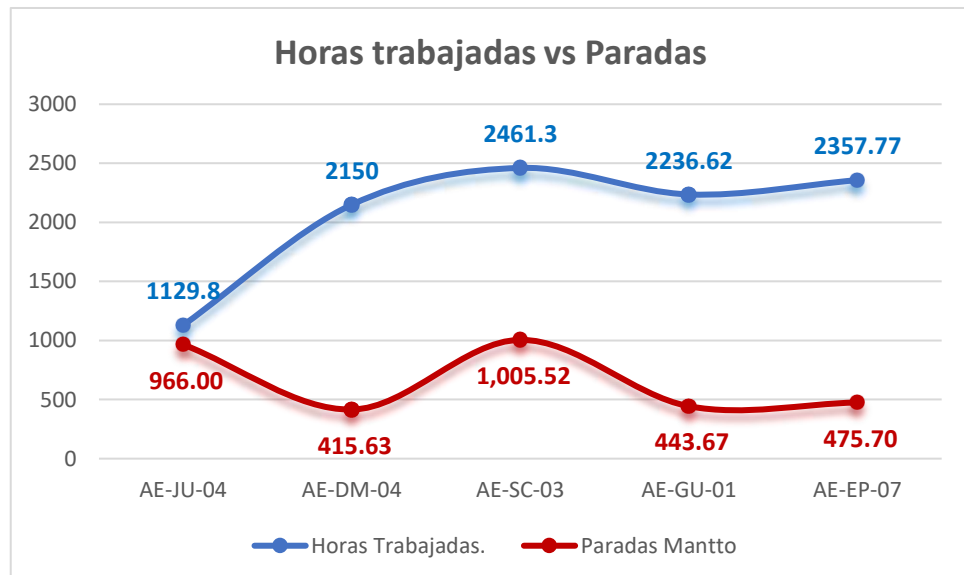
En el último mes analizado en la figura 60, se puede observar que el cumplimiento es del 96.8 %, haciendo un análisis se determina que el plan mensual ha sido sobrepasado a diferencia de meses posteriores al mes de julio, esto también está directamente relacionado a la buena organización de los trabajos de sostenimiento, ejecutando mayor eficiencia en menores intervenciones en una labor.

5.3.1. KPI'S DE PERFORMANCE DE EQUIPOS

Para estos indicadores nos abocamos netamente a los equipos que intervienen en el proyecto, así como son el jumbo de dos brazos, small bolter, grúa Normet, scooptram de 6 yd3 y el scaler destinado para el desate mecanizado.

Para garantizar la ejecución de la propuesta necesitamos una disponibilidad operativa y disponibilidad mecánica cercanos al nivel de confianza, dependerá de nuestra distribución de equipos y asignación de área para que trabaje que el porcentaje de utilización también sea cercana a este indicador.

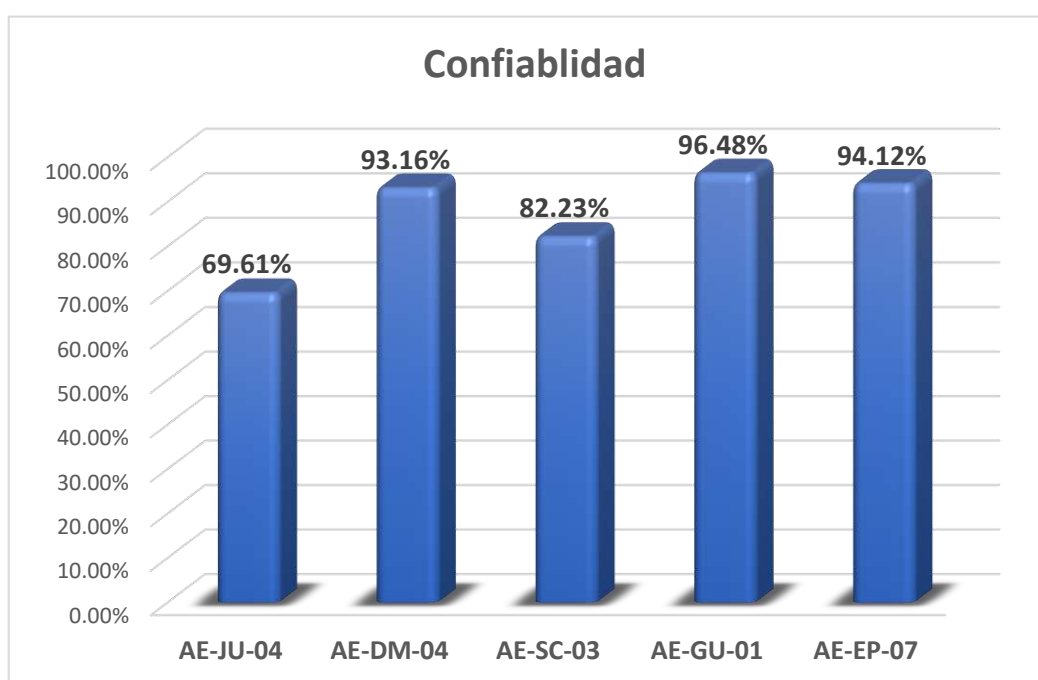
Figura 61. Horas trabajadas Vs horas de mantenimiento durante el 2022



FUENTE: Mantenimiento Mecánico

La figura 61 muestra las horas trabajadas en operación y las horas de mantenimiento correctivo ejecutadas durante el año en estudio, ejecutadas en la labor cortada 4350-761 SW, se observa que, las horas de operación y horas de mantenimiento del equipo jumbo (AE_JU_04) está muy próximos, esto debido al tiempo de perforación optimizada en 25% tal y como se muestra en el control de tiempos realizado, mientras que el del equipo bolter 22 (AE_EP_07) sus horas trabajadas son mayores a las horas de mantenimiento.

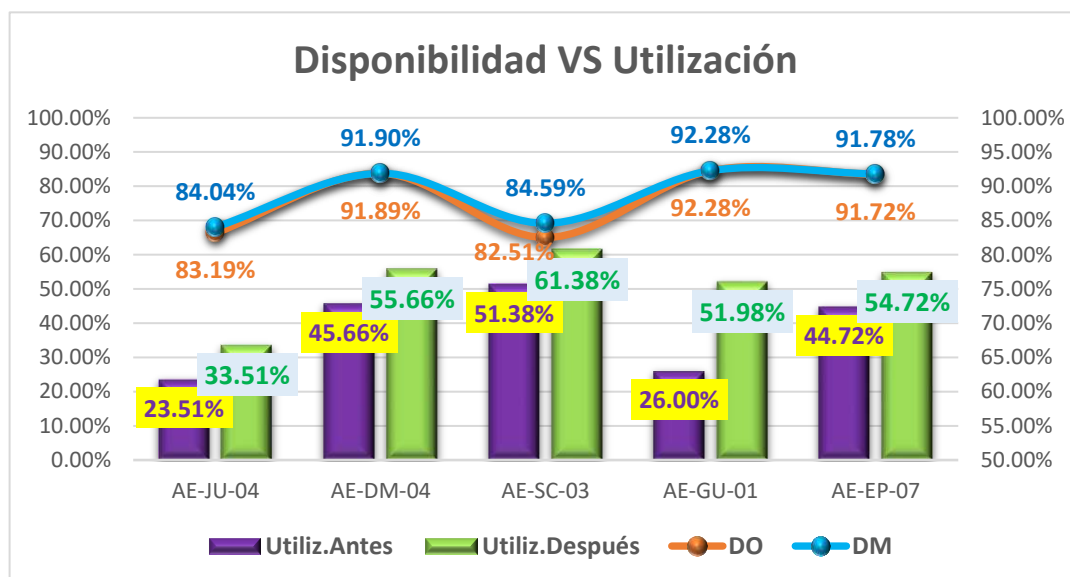
Figura 62. Nivel de confianza en los equipos para la operación



FUENTE: Mantenimiento mecánico

La figura 62 muestra la confiabilidad de los equipos, el cual guarda relación con la figura 62, donde el equipo jumbo solamente llega a los 69.61% de nivel de confianza para la operación, mientras que del resto de los equipos supera el 80%, que garantiza la operación en la cortada 4350-761 SW.

Figura 63. Porcentaje de disponibilidad mecánica y operativa vs utilización



FUENTE: Mantenimiento Mecánico

La figura 63 muestra una comparativa de la disponibilidad mecánica y operativa de los equipos, frente a la utilización de estos equipos en la operación, tanto antes y después de la propuesta, que notablemente han mejorado, tal es el caso del equipo grúa normet 01 inicialmente estaba en 26% de utilización, llegando ahora hasta los 51.98% que es una gran mejora. Todos los equipos han mejorado su porcentaje utilización por el número de ciclos repetitivos y la dimensión de la cortada 4350-761 SW.

5.4 RESUMEN DE COSTOS DE SOSTENIMIENTO CON PERNO HELICOIDAL Y MALLA LECTRO SOLDADA

Tabla 56. Resumen y comparación de costo por instalación de perno helicoidal

DESCRIPCION	ANTES	DESPUES	VARIACION	Unidad
Sección de la labor	5.00 x 4.00	5.00 x 4.00	Ninguna	metros
Costo por instalación de perno 2.10m x 19mm (US\$/Perno)	16.269	16.269	Ninguna	US\$/Perno
Nro. de Disparos por semana	6	8.75	2.75	Disparos
Instalación de Pernos Helicoidales	168	245	77	Unidades
Costo total por instalación de Pernos Helicoidales	2733.192	3985.905	1252.713	US\$/Semana

FUENTE: Elaboración propia

La tabla 56 muestra el resumen del costo total de instalación de perno helicoidal antes y después, como se observa antes se llegaba a valorizar un total de 2733.192 US\$ a la semana por concepto de instalación de perno en la cortada 4350 – 761 SW. Ahora se llega a valorizar 3985.905 US\$, con una diferencia positiva de 1252.713 US\$ que representa un total de 77 pernos instalados adicionales en un total de 2.75 disparos adicionales.

Tabla 57. Resumen y comparación de costo semanal por instalación de malla electrosoldada

DESCRIPCION	ANTES	DESPUES	VARIACION	UNIDAD
Sección de la labor	5.00 x 4.00	5.00 x 4.00	Ninguna	metros
Costo por instalación de malla 2.00x25m (US\$/Malla)	75.71	75.71	Ninguna	US\$/malla
Nro. de Disparos por semana	6	8.75	2.75	Disparos
Área de Instalación de malla electrosoldada	110.88	422.16	311.28	m2
Nro de mallas instaladas	6.16	26.53	20.37	Mallas
Costo total por instalación de malla electrosoldada	466.37	2008.84	1542.47	US\$

FUENTE: Elaboración propia.

La tabla 57 muestra el costo total por semana de instalación de malla electrosoldada que asciende a los 2008.84 US\$, considerando que una malla instalada corresponde a 18 metros cuadrados, y por cada campaña se tiene instalada 140.72 metros cuadrados. Para la semana simplemente deducimos con la cantidad de disparos ejecutados. Para el proceso inicial como no se contaba con sostenimiento con temporal, se considera solamente la cantidad malla instaladas en el sacrificio, razón por el cual la diferencia de antes y después de la propuesta es de 20.37 mallas instaladas y un monto de 1542.47 US\$.

5.5 RESUMEN DE COSTOS DE SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE

Tabla 58. Resumen y comparación de costo semanal por lanzamiento de shotcrete

DESCRIPCION	ANTES	DESPUES	VARIACION	UNIDAD
Sección de la labor	5.00 x 4.00	5.00 x 4.00	Ninguna	metros
Costo por lanzamiento de shotcrete 2" con FM	580.74	580.74	Ninguna	US\$/m3
Nro. de Disparos por semana	6	8.75	2.75	Disparos
Volumen de shotcrete/Disparo	4.19	4.19	Ninguna	m3
Volumen de shotcrete lanzado por semana	25.14	36.66	11.52	m3
Costo total por lanzamiento de shotcrete	14599.80	21291.38	6691.58	US\$

FUENTE: Elaboración propia.

La tabla 58 muestra un resumen de los metros cúbicos lanzados durante la semana que llega a los 25.14 metros cúbicos antes de la propuesta y después llega a los 36.66 metros cúbicos, la diferencia es de 11.52 metros cúbicos, haciendo que en la valorización semanal logremos una ganancia adicional de 6 691.58 US\$.

5.6. VALORIZACION DE LA EXCVACION PROYECTO CX 4350-761 SW

Para la valorización del proyecto, nos remitimos a la tabla 50, donde el costo directo de excavación asciende a los 225.31 US\$/m.

En base al nuevo ciclado del proceso de minado, procedemos al cálculo de la valorización del proyecto y tiempo estimado de ejecución que conllevara este nuevo ciclado.

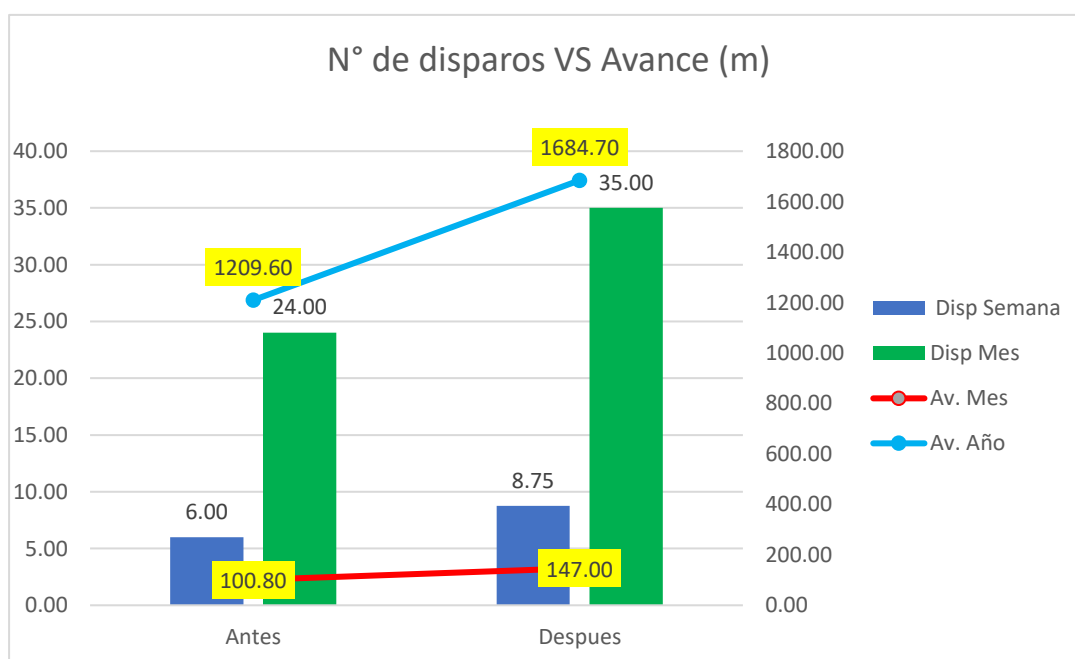
Tabla 59. Conciliación de disparos, avance del proyecto antes y después

Propuesta		Antes	Después	Diferencia	Variación
Nro. de disparos	Disp Semana	6	8.75	2.75	45.83%
	Disp Mes	24	35	11	45.83%
Metros de avance	Av. Mes	100.8	147	46.2	45.83%
	Av. Año	1209.6	1684.7	475.1	39.28%

FUENTE: Elaboración propia

La tabla 59 muestra la comparación de los disparos ejecutados antes y después de la propuesta, antes se ejecutaba 06 disparos por semana ahora se logra 8.75 disparos en promedio, con una diferencia positiva de 2.75 disparos adicionales, el cual representa un incremento en el reporte mensual de avances 46.2 metros, llegando a tener un crecimiento de 45.83 %

Figura 64. Disparos ejecutados y metraje antes y después de la propuesta



FUENTE: Elaboración propia

La figura 64 muestra el incremento del avance lineal y el logro que se ha tenido con esta propuesta de instalación de malla electrosoldada como parte del sostenimiento de la cortada 4350 – 761 SW, con esta propuesta se ha logrado una Re portabilidad de 1209.60 metros anuales, que representa una diferencia positiva de 39.28 %.

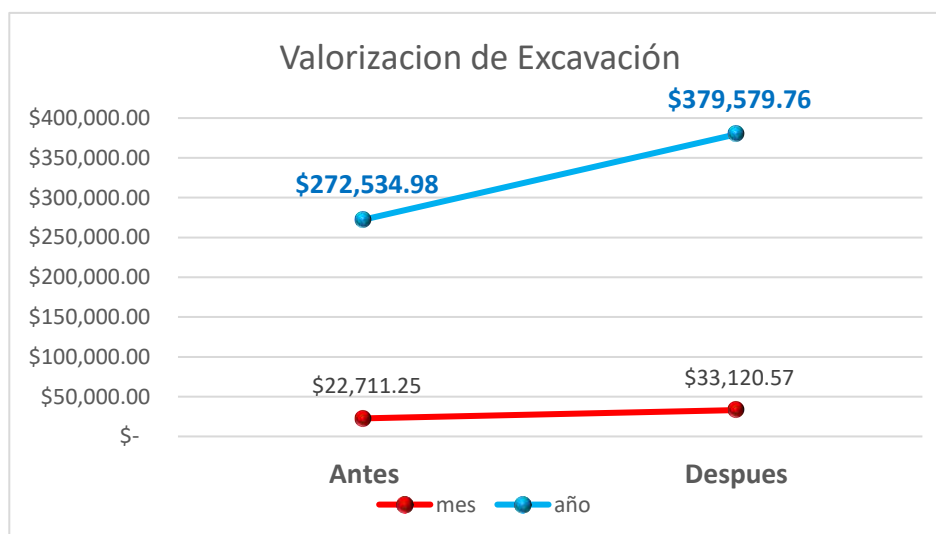
Tabla 60. Valorización de la excavación proyecto en base a los disparos ejecutados antes y después,

Propuesta	Antes	Después	Diferencia	Variación
Valorización del proyecto	Mes \$ 22,711.25	\$ 33,120.57	\$ 10,409.32	45.83%
	Año \$ 272,534.98	\$ 379,579.76	\$ 107,044.78	39.28%

FUENTE: Elaboración propia

La tabla 60 muestra la valorización de antes y después de la propuesta de sostenimiento con malla para optimizar el avance lineal, se tiene una valorización mensual inicial de 22 711.25 US\$ y posterior a la propuesta esta valorización mensual se incremente en 10 409.32 US\$, por el proyecto de excavación de la cortada 4350 – 761 SW, incrementando en un 45.83 % mensuales. Y de manera anual este porcentaje llega a los 39.28% por termino de proyecto.

Figura 65. Valorización de la excavación antes y después



FUENTE: Elaboración propia

La figura 65 muestra el incremento en la valorización mensual y anual, la línea de tendencia roja representa un incremento mensual y la línea superior en azul el incremento anual, antes la valorización era de 272 534.98 US\$ en un año y después se logra una valorización de 379 579.76 US\$ por la ejecución del proyecto cortada 4350 – 761 SW.

CONCLUSIONES

1. El deficiente avance lineal se debe a la cantidad de disparos ejecutados en la semana, 06 disparos ejecutados haciendo un total de 25.2 metros lineales en la semana realizando el sostenimiento con shotcrete, luego de la investigación logramos disparar hasta un máximo de 10 disparos por semana y un mínimo de 08 disparos por semana, teniendo como nueva meta un promedio de 8.75 disparos por semana, logrando un total de 36.75 metros por semana, incrementando 11.55 metros a nuestro avance semanal.
2. El reducido avance lineal está directamente relacionado al tipo de roca, al determinar que el macizo rocoso es de tipo II-Regular con RMR de 49, nos ha permitido realizar el avance con malla electrosoldada, manteniendo el factor de seguridad por encima de 1.8. Con esta implementación de sostenimiento con malla temporal para optimizar los tiempos se logró mejorar en un 31% en forma global la operación de minado.
3. Los parámetros de perforación y voladura se veían afectados por la calidad de los procesos, inicialmente se lanzaba después de cada disparo y con espera de fraguado de 03 horas, en la semana se acumulaba 18 horas muertas, ahora se realiza el lanzado cada 03 disparos reduciendo estas horas muertas acumuladas a 8.25 horas por tiempo de fraguado por ende se tiene mejor control de los parámetros de perforación y voladura, el incremento en el ciclo de perforación y voladura es del 31%.
4. El ciclo de sostenimiento con perno tiene una mejora del 33%, en el sostenimiento con malla esta labor aporta con un 100%, la eficiencia de lanzado de shotcrete llega a un 96.4%, reduciendo su ciclo de lanzado en un 54%. Con el ciclo inicial se tiene como base un logro de 272 534.98 US\$/año por servicios de excavación de la cortada 4350-761 SW, con la propuesta esta cifra se ve totalmente beneficiada logrando una valorización anual de 379 579.76 US\$/año, logrando un incremento de 107 044.78 US\$/año que representa un 39.28%.

RECOMENDACIONES

1. Para mantener este nuevo ritmo de avance lineal de 8.75 disparos por semana se recomienda mantener el ciclo de operación con el sostenimiento recomendado, avanzar 02 disparos con malla electrosoldada y posteriormente realizar lanzamiento de shotcrete sobre malla en los 02 disparos iniciales y shotcrete directo en el último disparo, jefatura de operaciones garantizará el cumplimiento de este proceso.
2. Para seguir con la mejora de los ciclos se requiere realizar continuamente evaluando el tipo de roca sobre el cual estamos trabajando, una vez definido el tipo de macizo rocoso se podrían realizar la instalación de malla incluso en mayor número de tramos, la evaluación permanente estará a cargo del área de geomecánica.
3. La implementación de la malla electrosoldada como sostenimiento temporal permitió controlar los parámetros de perforación y voladura, por ende, se recomienda monitorear constantemente los tiempos muertos por sostenimiento, así evitando los desvíos operativos por falta de tiempo en la perforación y voladura, el control de los parámetros de perforación lo realizará el área de perforación y voladura.
4. Una vez lograda una meta que fue un incremento de 39.28% se recomienda continuar con la optimización del avance lineal, buscando mejorías, evaluando los procesos para proponer una metodología que permita desmenuzar y analizar a detalle las características del macizo rocoso, esta actividad estará a cargo de operaciones mina.

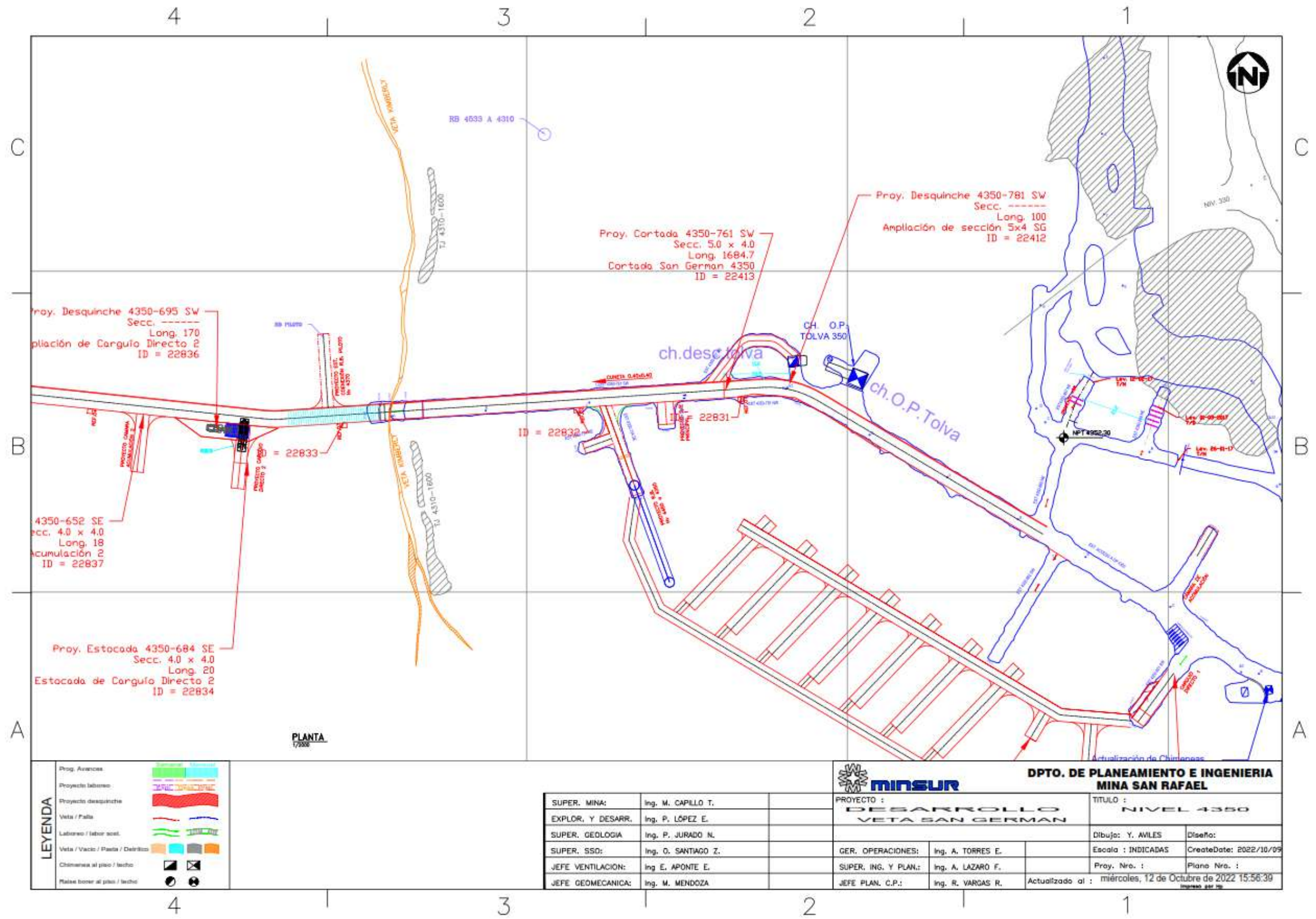
BIBLIOGRAFÍA

- Aceros Arequipa. (2016). Barra helicoidal. *Barra helicoidal para fortificación de rocas*, 2. Arequipa.
- Aceros Arequipa. (2020). Splitbolt. *Splitbolt para fortificación de rocas*, 2. Arequipa.
- Alejano, L. R., Arzua, J., & Veiga, M. (2018). *Introducción a la mecánica de rocas en el ámbito de la ingeniería de minas*. España: Universidad de Vigo.
- Bolbarán, A. M. (2019). Velocidad de avance o penetración. *Velocidad de avance o penetración*, 1-8.
- CAT, F. (2019). *Ferreyros CAT una empresa ferreycorp*. <https://www.ferreyros.com.pe/equipo/r1600h/?parent=1879>. Lima
- Clark, H. (1990). *Geologic and geochronologic constraints on the Metallogenetic evolution of the Andes of Southern Peru*. Peru.
- Diaz Lazarovich, J. (2014). *Shotcrete Vía Húmeda, Su Importancia como elemento*. Lima.
- Estudios Mineros del Peru SAC. (2016). *Manual de minería*. Lima. <https://doi.org/www.estudiosmineros.com>
- FAMESA. (2022). *Famesa explosivos*. <https://www.famesaexplosivos.com/producto/pyro-sang/>
- Feijoo Calle, E. P., & Padron Suarez, J. C. (2020). Resistencia a la Compresión Simple de Rocas. En *La resistividad de rocas y su relación con la resistencia a compresión simple en mina* (págs. 61-67). Ecuador.
- Fernandez Anaya, R. E. (2015). Sostenimiento con cimbras para el analisis de costos en la empresa minera Los Quenuales S.A. 136.
- Galán, I., Baldermann, A., Kusterle, W., & Dietz, M. (2019). *Durabilidad del hormigón proyectado para sostenimiento subterráneo – Revisión y actualización*. Austria.
- Grispo Llontop, R. R. (2021). *Diseño de una malla reforzada con fibra de vidrio para mejorar el sostenimiento de rocas en minería subterránea*. Lima.
- Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2014). *Metodología de la investigación (Sexta Edición)*. Mc Graw Hull Education, Ciudad de Mexico, Mexico.
- Iriondo, M. (2007). Introducción a la geología. En M. H. Iriondo, *Introducción a la geología*. Editorial Brujas. Argentina.

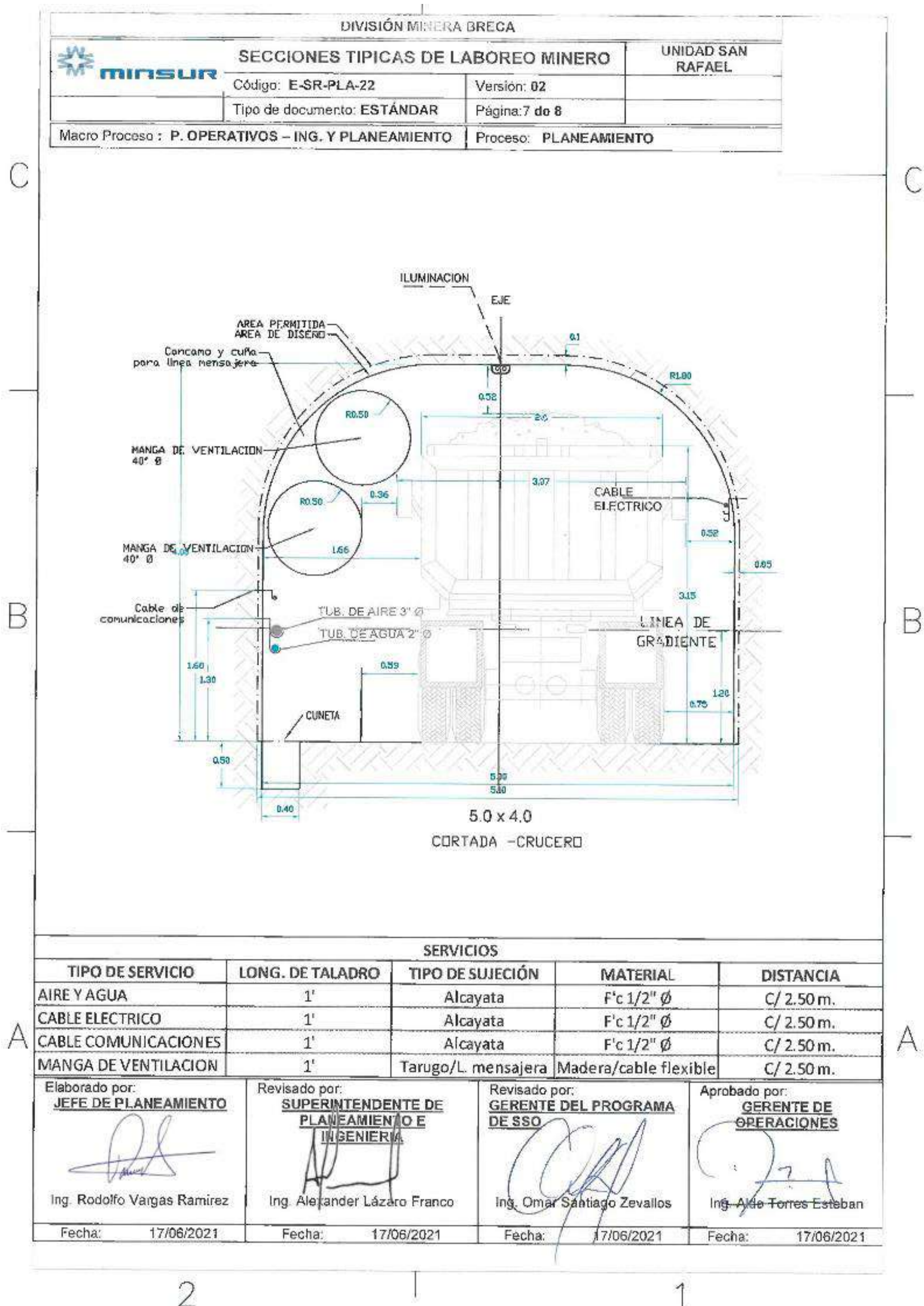
- Kontac. (1984). *The Magmatic and Metallogenetic evolution of a cratónorogene interface: the cordillera Carabaya, central Andes*. Peru.
- Mamani Escarcena, H. (2014). *Implementación del índice de resistencia geológica modificado en el sostenimiento activo y pasivo para el control de accidentes por caída de rocas en Mina Uchucchacua*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa.
- Minsur. (2024). *Minsur*. Unidad Minera San Rafael: <https://minsur.com/>
- Monge Sosa, J. I. (2014). *Diseño entre el método de minado convencional con rieles y el sistema trackless para mejorar la productividad en la empresa especializada I.E.S.A. mina Arcata*. AREQUIPA: Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa.
- Osinermin. (2017). *Guía de criterios geomécanicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Lima: Inversiones Iacob sac.
- Remicsa. (2015). *Cable Bolting*. Cable Bolting tipo liso: <https://remicsa.com/productos/cable-bolting-liso/>. Lima
- Serrato Cuevas, R. (2019). *Rocas Igneas*. Mexico: Universidad Autónoma del Estado de México. México.
- Tarback, E. J., & Lutgens, F. K. (2005). *Ciencias de la Tierra. Una introducción a la geología física*. Madrid: Pearson Prentice Hall.
- Universidad Tecnológica de Chile. (2016). *Apuntes de carguio y transporte*. Chile.
- Ureta Molina, I. (2019). *Instalación del sistema de ventilación del túnel de conducción subterráneo de minas - Minera Milpo Andina*. Huancayo.
- Valle, A., Puerta, A., & Nuñez, R. (2015). *Curso de Consultoría TIC. Gestión, Software ERP y CRM*. IT Campus Academy. España.

ANEXOS

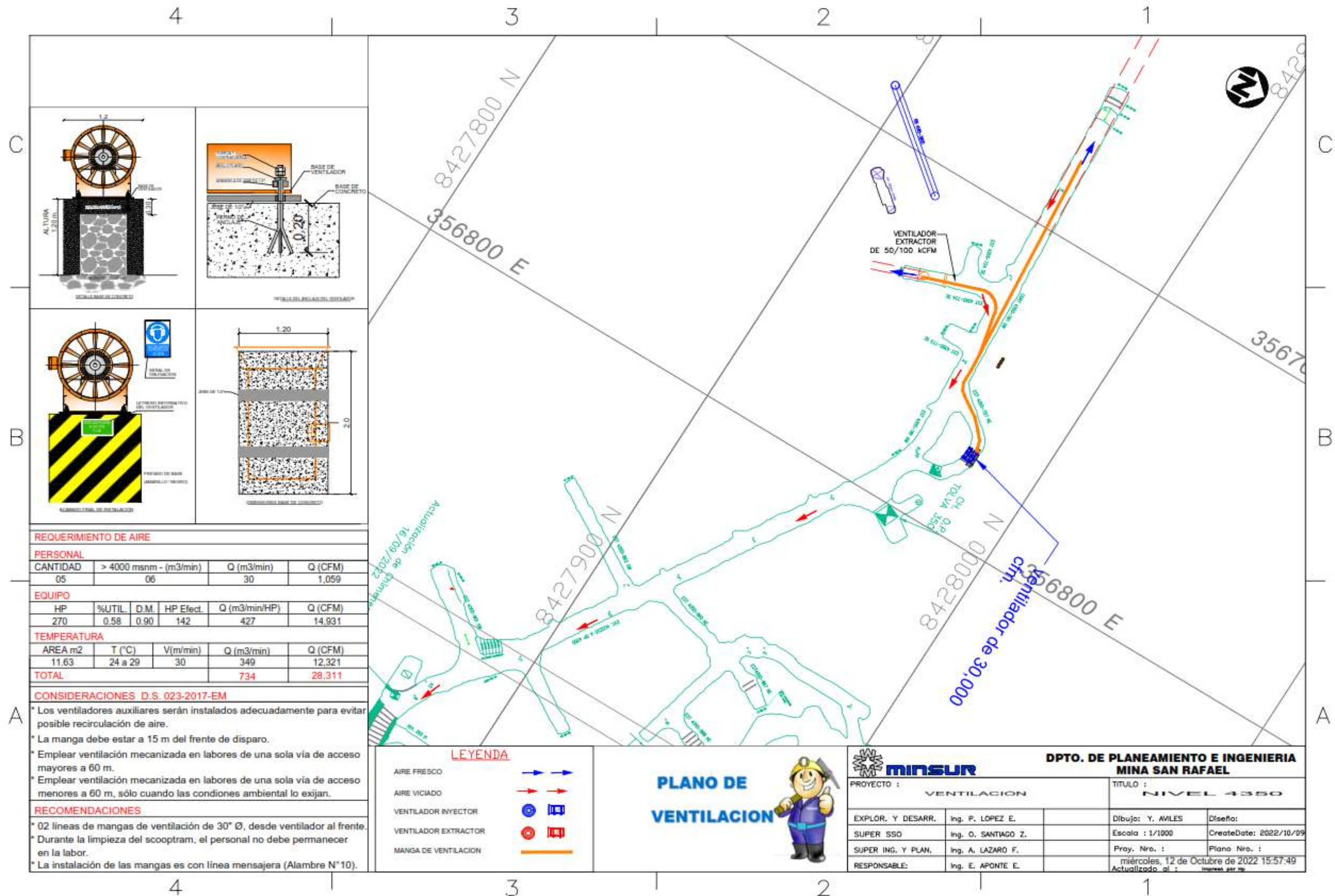
ANEXO 1. PLANO DE TOPOGRAFIA Y PROYECTO



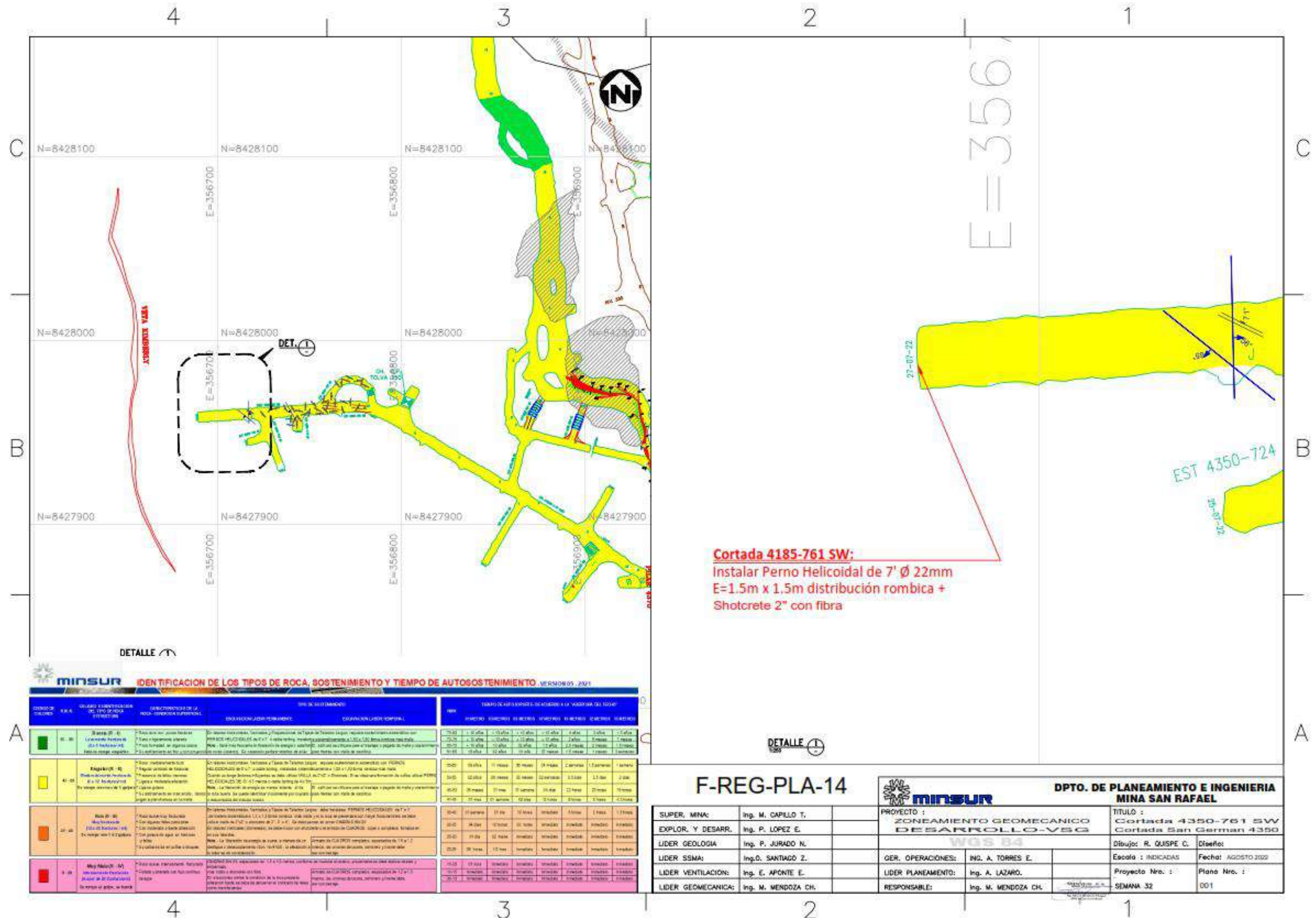
ANEXO 2. PLANO DE SECCION ESTANDAR



ANEXO 3. PLANO DE DETALLES DE VENTILACIÓN



ANEXO 4. PLANO DE GEOMECANICA



Cortada 4185-761 SW:
 Instalar Perno Helicoidal de 7' Ø 22mm
 E=1.5m x 1.5m distribución rombica +
 Shotcrete 2" con fibra

minsur IDENTIFICACION DE LOS TIPOS DE ROCA, SOSTENIMIENTO Y TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO VERSION 05. 2011

CATEGORIA	TIPO DE ROCA	DESCRIPCION DE LA ROCA (COMPOSICION QUIMICA)	TIPO DE SOSTENIMIENTO	CONVENCIONES DE SOSTENIMIENTO	TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO (en horas) y LA VELOCIDAD DE DEFORMACION (en mm/año)								
					1	2	3	4	5	6	7	8	
1	Granito (G-1)	Granito de grano fino a mediano, color rojo claro a rojo oscuro, estructura cristalina, fractura irregular, sin foliación, sin estratificación, sin lineación.	Autosostenimiento natural	Autosostenimiento natural	1200	1800	2400	3000	3600	4200	4800	5400	6000
2	Basalto (B-1)	Basalto de grano fino a mediano, color negro a gris oscuro, estructura cristalina, fractura irregular, sin foliación, sin estratificación, sin lineación.	Autosostenimiento natural	Autosostenimiento natural	1200	1800	2400	3000	3600	4200	4800	5400	6000
3	Andesita (A-1)	Andesita de grano fino a mediano, color gris a negro, estructura cristalina, fractura irregular, sin foliación, sin estratificación, sin lineación.	Autosostenimiento natural	Autosostenimiento natural	1200	1800	2400	3000	3600	4200	4800	5400	6000
4	Diabasa (D-1)	Diabasa de grano fino a mediano, color negro a gris oscuro, estructura cristalina, fractura irregular, sin foliación, sin estratificación, sin lineación.	Autosostenimiento natural	Autosostenimiento natural	1200	1800	2400	3000	3600	4200	4800	5400	6000
5	Granodiorita (GD-1)	Granodiorita de grano fino a mediano, color gris a negro, estructura cristalina, fractura irregular, sin foliación, sin estratificación, sin lineación.	Autosostenimiento natural	Autosostenimiento natural	1200	1800	2400	3000	3600	4200	4800	5400	6000
6	Granito (G-2)	Granito de grano mediano a grueso, color rojo claro a rojo oscuro, estructura cristalina, fractura irregular, sin foliación, sin estratificación, sin lineación.	Autosostenimiento natural	Autosostenimiento natural	1200	1800	2400	3000	3600	4200	4800	5400	6000
7	Basalto (B-2)	Basalto de grano mediano a grueso, color negro a gris oscuro, estructura cristalina, fractura irregular, sin foliación, sin estratificación, sin lineación.	Autosostenimiento natural	Autosostenimiento natural	1200	1800	2400	3000	3600	4200	4800	5400	6000
8	Andesita (A-2)	Andesita de grano mediano a grueso, color gris a negro, estructura cristalina, fractura irregular, sin foliación, sin estratificación, sin lineación.	Autosostenimiento natural	Autosostenimiento natural	1200	1800	2400	3000	3600	4200	4800	5400	6000
9	Diabasa (D-2)	Diabasa de grano mediano a grueso, color negro a gris oscuro, estructura cristalina, fractura irregular, sin foliación, sin estratificación, sin lineación.	Autosostenimiento natural	Autosostenimiento natural	1200	1800	2400	3000	3600	4200	4800	5400	6000
10	Granodiorita (GD-2)	Granodiorita de grano mediano a grueso, color gris a negro, estructura cristalina, fractura irregular, sin foliación, sin estratificación, sin lineación.	Autosostenimiento natural	Autosostenimiento natural	1200	1800	2400	3000	3600	4200	4800	5400	6000

F-REG-PLA-14

minsur

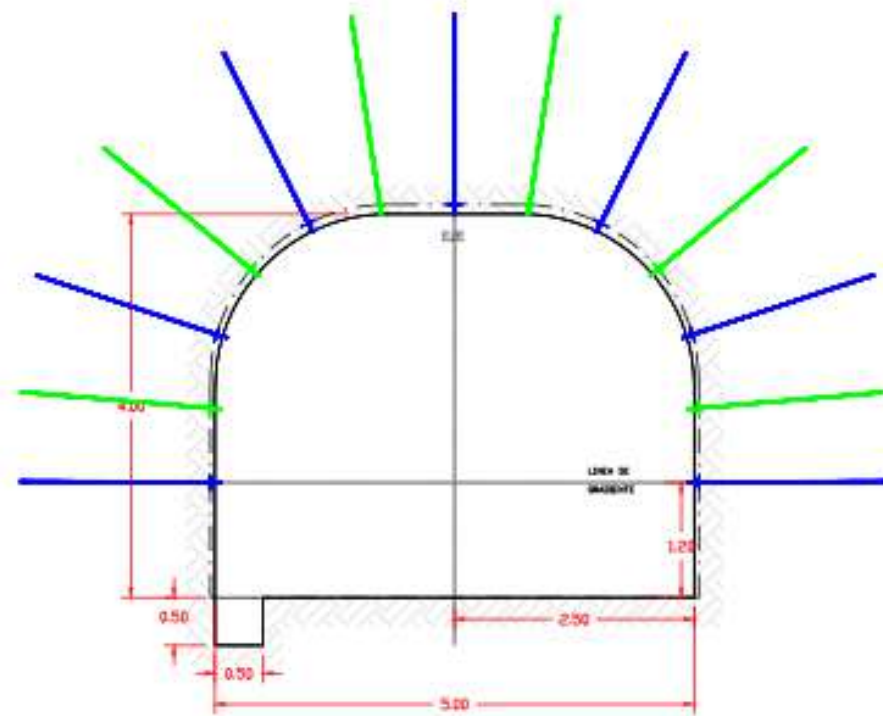
DPTO. DE PLANEAMIENTO E INGENIERIA MINA SAN RAFAEL

SUPER. MINA:	Ing. M. CAPILLO T.	PROYECTO :	ZONEAMIENTO GEOMECANICO DESARROLLO-VSG	TITULO :	Cortada 4350-761 SW Cortada San German 4350
EXPLOR. Y DESARR.	Ing. P. LOPEZ E.	LIDER GEOLOGIA:	Ing. P. JURADO N.	Dibujos:	R. QUSPE C.
LIDER SSMA:	Ing. O. SANTIAGO Z.	LIDER VENTILACION:	Ing. E. APONTE E.	Fecha:	AGOSTO 2022
LIDER GEOMECANICA:	Ing. M. MENDOZA CH.	RESPONSABLE:	Ing. M. MENDOZA CH.	Proyecto Nro. :	SEMANA 32
				Plano Nro. :	001

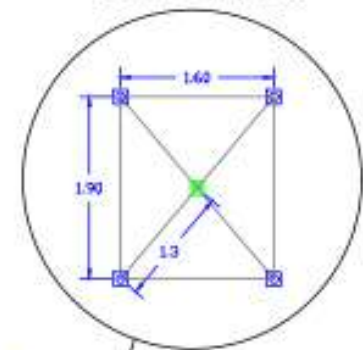
ANEXO 5. INFORMACION GEOMECANICA PARA SOSTENIMIENTO

SOSTENIMIENTO EN LABORES DE SECCION 5.0 m X 4.0 m
 Pernos Helicoidales a 1.3 x 1.3 m. Rómbica, Espaciado de Filas de pernos 0.95 m.

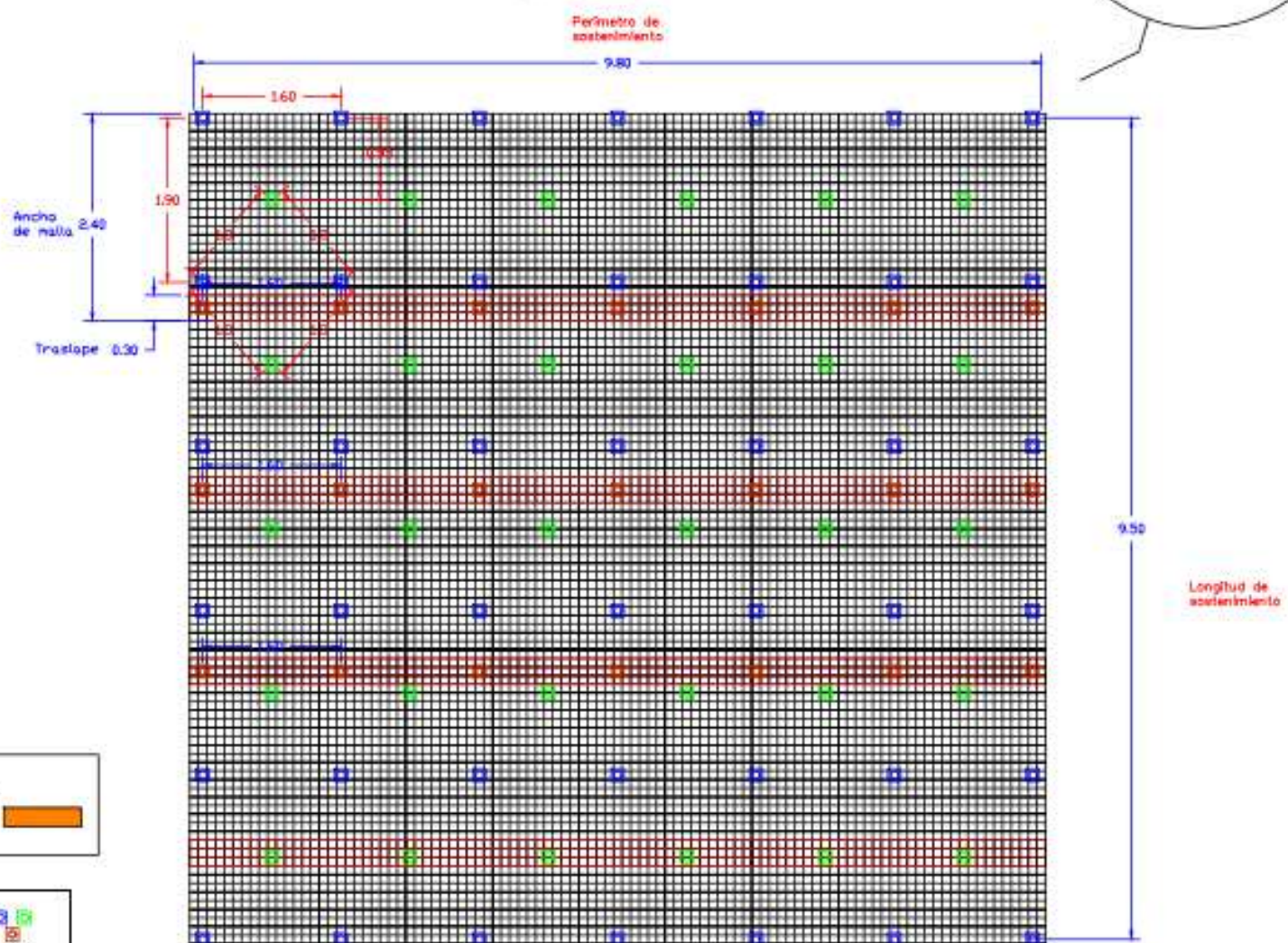
VISTA EN SECCION



Detalle del empernado



VISTA EN PLANTA



Calidad de Roca:
 RMR : 21-40

Legenda:
 Perno Helicoidal
 Split Set
 Malla Electro soldada

Pernos Helicoidales
 Esp Filas: 0.95 m
 Malla Rombica: 1.3 x 1.3 m.
 Traslape de malla electrosoldada:
 30 cm
 Ancho de malla: 2.4 m.

Aprobado :		 DPTO. DE PLANEAMIENTO E INGENIERIA MINA SAN RAFAEL		
Revision 1 :	Ing. M. MENDOZA CH.		PROYECTO :	TITULO :
Revision 2 :		Distribución de los P.H. y Mallas Electro soldadas	SOSTENIMIENTO DE LABORES	
Revision 3 :			SECCION 5.0 m X 4.0 m	
Proyectado.:	Ing. M. MENDOZA CH.	Dibujado : Ing. Y. MOLINA F.	Proyecto Nro. :	Plano Nro. :
Archivo CAD :	Responsable	Escala :	Fecha : MAYO 2022	PIG - 01