

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



**PROPUESTA DE PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE UN PIQUE INCLINADO COMO
SISTEMA DE EXTRACCIÓN DE UNA MINA CONVENCIONAL AL NORTE DEL
PERÚ**

Tesis para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

AUTORES:

Rodrigo Akinori Rengifo Arakaki

Daniel Andrés Crisóstomo Calderón

ASESOR:

Elmer Vidal

Lima, julio, 2022

Resumen

Sabiendo que, con la coyuntura actual, los precios están variando constantemente y ello representa un riesgo para cualquier operación y proyecto. Mineras artesanales en expansión, requieren de estudios más sensibles y actualizados para la realización de sus proyectos. Por ello, el objetivo del presente estudio es realizar el planeamiento y diseño del sistema de extracción de la mina artesanal ubicada al norte del Perú (en adelante La Mina) para el izaje y transporte de material hacia la superficie actualizado a la coyuntura actual. El diseño se basa en una labor inclinada denominada pique inclinado que conectará el nivel 60 con el nivel 0 de extracción a superficie de acuerdo al plan de producción del presente año.

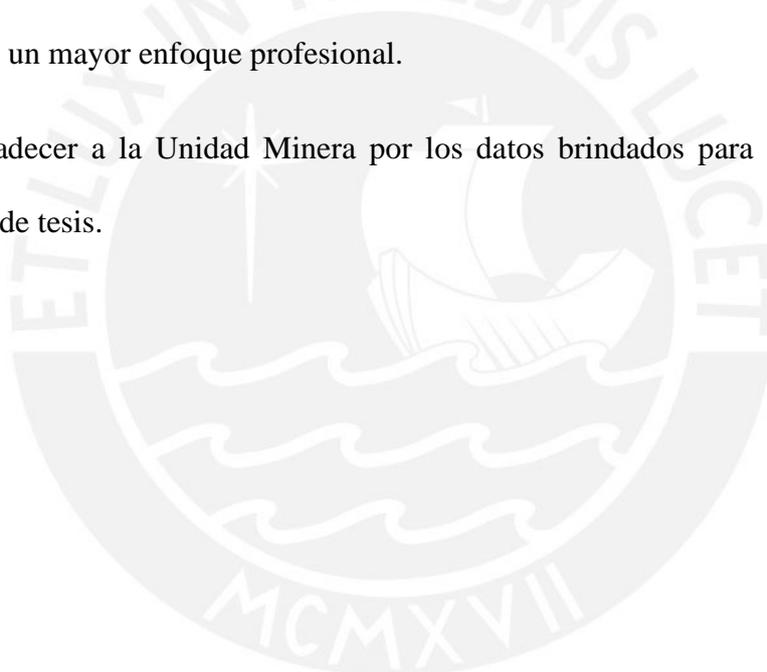
Para la realización del trabajo, en primer lugar, se determinan las características del sistema de extracción (cables, motores, carga, etc.). Luego, se realiza el planeamiento de todo el ciclo de construcción para obtener un calendario (151 días). Con ello, se estiman los costos parciales y total de toda la obra dando un costo total de la obra aproximado de 136,270 USD utilizando ANFO como explosivo. Por último, se realizó el análisis económico del flujo de caja por un periodo de seis meses (desde el inicio de la elaboración de la obra hasta la conclusión de la misma y el momento de la recuperación de la inversión) lo cual dio como resultado un VAN aproximado de 10,580 USD y un TIR de 3% con un periodo de retorno de 6.71 meses desde el inicio de la obra y 0.71 desde que comienza a utilizarse la labor. Lo que indica que es un proyecto viable bajo las condiciones en las que se realiza el presente estudio.

Agradecimientos

En primer lugar, quisiéramos expresar nuestro más sincero agradecimiento a nuestro asesor, Elmer Vidal, quién con gran visión y disponibilidad constante nos guio a través de este trabajo para poder realizar un estudio que busca generar un gran valor agregado para el mercado de la minería artesanal y que, también, buscar ser un inicio para futuras investigaciones en el mercado minero peruano.

También, quisiéramos dar un agradecimiento especial a Alfredo Rodríguez, Jhordan Rabanal y a Tom Valdivia por su guía en temas de su especialidad que permitieron que este trabajo se enriqueciera con un mayor enfoque profesional.

Finalmente, agradecer a la Unidad Minera por los datos brindados para la realización del presente trabajo de tesis.



Dedicatoria

A nuestros padres por habernos dado la oportunidad de una vida mejor.

A nuestras familias que siempre están a nuestro lado.

A nosotros mismos por la motivación mutua y el trabajo en equipo.



Tabla de Contenido

1. GENERALIDADES	1
1.1. Introducción	1
1.2. Justificación	1
1.3. Antecedentes	2
1.4. Hipótesis	2
1.5. Objetivos	3
1.5.1. Objetivo general.	3
1.5.2. Objetivos específicos.	3
1.6. Plan de Trabajo	3
1.7. Mina	5
1.7.1. Ubicación.	5
1.7.2. Geología.	5
1.7.2.1. Geología regional.	5
1.7.2.2. Geología local.	6
1.7.2.3. Geología estructural.	7
1.7.3. Ley de corte (Cut off grade).	7
1.7.4. Geomecánica de la operación.	8
1.7.5. Método de explotación.	9
1.7.6. Equipos.	11
1.7.7. Producción.	11
2. MARCO TEÓRICO	12
2.1. Definiciones	12
2.1.1. Abrasividad:	12
2.1.2. Accesorios de voladura:	12
2.1.3. ANFO:	12
2.1.4. Atacador:	12
2.1.5. Barra integral:	12
2.1.6. Broca:	12
2.1.7. Calidad del macizo rocoso:	13
2.1.8. Caracterización del macizo rocoso:	13
2.1.9. Carmex:	13
2.1.10. Clasificaciones geomecánicas:	13
2.1.11. Desarrollo:	13

2.1.12.	Discontinuidades:	14
2.1.13.	Elasticidad:	15
2.1.14.	Emulsión:	15
2.1.15.	Explosivos:	15
2.1.16.	Explotación:	16
2.1.17.	Geomecánica:	16
2.1.18.	Macizo rocoso:	16
2.1.19.	Mecha rápida:	16
2.1.20.	Optimización:	16
2.1.21.	Plasticidad:	16
2.1.22.	Perforadora neumática:	16
2.1.23.	Polvorín:	17
2.1.24.	Presión de detonación:	17
2.1.25.	Recursos minerales:	18
2.1.26.	Relleno:	18
2.1.27.	Reservas minerales:	19
2.1.28.	Roca intacta:	19
2.1.29.	Sostenimiento:	19
2.1.30.	Stoper:	19
2.1.31.	VOD:	19
2.1.32.	Yacimiento minero:	19
2.2.	Base Teórica	20
2.2.1.	Marco conceptual	20
2.2.1.1.	Geomecánica	20
2.2.1.1.1.	<i>Índice de designación de la calidad del macizo rocoso (RQD):</i>	20
2.2.1.1.2.	<i>RMR de Bieniowski (1989)</i>	20
2.2.1.1.3.	<i>Q de Barton</i>	21
2.2.1.1.4.	<i>Índice de resistencia geológica (GSI)</i>	22
2.2.1.1.5.	<i>Dimensión equivalente (De)</i>	22
2.2.1.1.6.	<i>ESR</i>	23
2.2.1.1.7.	<i>Gráfico de sostenimiento del Sistema Q</i>	23
2.2.1.1.8.	<i>Equipos de sostenimiento</i>	23
2.2.1.1.9.	<i>Split set</i>	23
2.2.1.1.10.	<i>Malla electrosoldada</i>	23
2.2.2.	Transporte de mineral	24
2.2.3.	Componentes de vía férrea o camino	25

2.2.3.1.	<i>Plataforma.</i>	25
2.2.3.2.	<i>Traviesas o durmientes.</i>	25
2.2.3.3.	<i>Rieles.</i>	26
2.2.3.3.1.	<i>Componentes de un riel.</i>	26
2.2.3.3.2.	<i>Esfuerzos que soporte el riel.</i>	26
2.2.3.3.3.	<i>Clavo rielero tipo americano.</i>	27
2.2.3.3.4.	<i>Perno rielero cuello ovalado.</i>	27
2.2.3.3.5.	<i>Tuercas bulldog.</i>	27
2.2.3.4.	<i>La trocha.</i>	27
2.2.4.	Locomotoras.	27
2.2.4.1.	<i>Locomotoras a batería.</i>	27
2.2.5.	Piques mineros.	28
2.2.6.	Estructura de pique inclinado.	28
2.2.7.	Factores de diseño de un pique inclinado.	28
2.2.8.	Evaluación Económica.	29
2.2.8.1.	<i>Costo Operacional (OPEX).</i>	29
2.2.8.2.	<i>Inversión de Capital (CAPEX).</i>	29
2.2.8.3.	<i>Flujo de Caja</i>	29
2.2.8.4.	<i>Valor actual neto (VAN).</i>	30
2.2.8.5.	<i>Tasa Interna de Retorno (TIR).</i>	30
3.	METODOLOGÍA	31
3.1.	Evaluación Geomecánica.	31
3.1.1.	Cálculo de RMR.	31
3.1.1.1.	<i>Cálculo de RQD.</i>	31
3.1.1.2.	<i>ESR</i>	31
3.1.1.3.	<i>Q d Barton</i>	31
3.1.1.4.	<i>RMR.</i>	31
3.1.2.	Sostenimiento.	31
3.2.	Labores Previas	31
3.2.1.	Estación Superior del Pique (Nv. 0):	32
3.2.2.	Estación Inferior del Pique (Nv. 60).	32
3.3.	Diseño de la Sección	33
3.4.	Técnica de Construcción	33
3.5.	Planeamiento del Ciclo de Minado	33
3.5.1.	Perforación.	34
3.5.2.	Voladura.	35

3.5.3.	Ventilación.....	35
3.5.4.	Limpieza.....	36
3.5.5.	Sostenimiento.....	36
3.5.6.	Sistema de Drenaje y Bombeo.....	36
3.5.7.	Instalaciones.	37
3.5.8.	Mano de Obra y Equipos.....	37
3.6.	Especificaciones Para la Construcción y el Uso del Pique Inclinado	38
3.6.1.	Pique inclinado.....	38
3.6.2.	Obras civiles.	38
3.6.3.	Prueba de tablero eléctrico y winche de izaje.....	38
3.6.4.	Uso del pique inclinado.....	38
3.7.	Selección del Sistema de Izaje.....	40
3.7.1.	Infraestructura para el izaje.....	40
3.7.2.	Tipo de Sistema de Izaje.....	40
3.7.3.	Datos para el Cálculo del Ciclo de Izaje.....	41
3.7.3.1.	<i>Capacidad de carga.</i>	41
3.7.3.2.	<i>Cálculo del peso por viaje y tipo de material.</i>	42
3.7.4.	Diseño del cable de izaje.....	42
3.7.4.1.	<i>Factor de seguridad del cable.</i>	43
3.7.4.2.	<i>Cálculo de cable óptimo y su peso.</i>	45
3.7.4.3.	<i>Máximo tonelaje por hora y por turno.</i>	46
3.7.4.4.	<i>Máximo número de viajes por hora y velocidad del cable.</i>	47
3.7.5.	Dimensiones del Tambor del Winche.....	47
3.7.5.1.	<i>Ancho de la tambora.</i>	48
3.7.6.	Cálculo del Requerimiento del Motor.....	49
3.7.6.1.	<i>Diagrama de izaje para winches con tambor cilíndrico.</i>	49
3.7.6.2.	<i>Desarrollo del diagrama de izaje para el caso de estudio.</i>	52
3.7.6.3.	<i>Capacidad del motor eléctrico del winche.</i>	52
3.8.	Planeamiento y Cronograma de la Obra a Ejecutar.....	54
3.9.	Evaluación técnica – económica.....	54
3.9.1.	Monto de Inversión en Infraestructura.....	56
3.9.1.1.	<i>Costo de ejecución de la estación superior de winche.</i>	56
3.9.1.1.1.	<i>Caso 01 (Semexa 65%)</i>	56
3.9.1.1.2.	<i>Caso 02 (ANFO)</i>	57
3.9.1.1.3.	<i>Caso 03 (Emulsión encartuchada 3000)</i>	57
3.9.1.2.	<i>Costo de ejecución del inclinado.</i>	57

3.9.1.2.1.	<i>Caso 01 (Semexa 65%)</i>	57
3.9.1.2.2.	<i>Caso 02 (ANFO)</i>	58
3.9.1.2.3.	<i>Caso 03 (Emulsión encartuchada 3000)</i>	58
3.9.1.3.	<i>Costo de ejecución de las estocadas de seguridad</i>	58
3.9.1.3.1.	<i>Caso 01 (Semexa 65%)</i>	58
3.9.1.3.2.	<i>Caso 02 (ANFO)</i>	59
3.9.1.3.3.	<i>Caso 03 (Emulsión encartuchada 3000)</i>	59
3.9.2.	Análisis de costos de explosivos de acuerdo al tipo de caso a evaluar.	59
3.9.2.1.	Termoquímica del ANFO.	59
3.9.2.2.	Comparativa Precio vs Beneficio de Explosivos.	60
3.9.2.3.	Costo de explosivos de acuerdo al análisis de los casos propuestos en el proyecto.	60
3.9.3.	Costo de Infraestructura.	61
3.9.4.	Costo de Ventilación.	61
3.9.5.	Costo de Equipamiento y accesorios para el proyecto	61
3.9.6.	Inversión total del proyecto.	62
3.9.7.	Costo Operacional (OPEX).	62
3.9.8.	Evaluación Económica (VAN, TIR, periodo de retorno).	62
3.9.8.1.	<i>Ahorro en Producción.</i>	62
3.9.8.2.	<i>Flujo de Caja</i>	63
4.	PRESENTACIÓN DE RESULTADOS	64
4.1.	Resultados	64
5.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	66
5.1.	Conclusiones	66
5.2.	Recomendaciones	66
	BIBLIOGRAFÍA	68
	ANEXOS	71
	ANEXO 1: Tablas	72
	ANEXO 2: Figuras	149

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 - Criterio para clasificación de masa rocosa	73
Tabla 2 - Vetas principales de La Mina	74
Tabla 3 - Geometría del Yacimiento y Distribución de Leyes.....	75
Tabla 4 - Características geomecánicas de la roca.....	76
Tabla 5 - Escala de Valores.....	77
Tabla 6 - Clasificación según la geometría del yacimiento y la distribución de leyes.	78
Tabla 7 - Clasificación según las particularidades geomecánicas de las rocas (Zonas del mineral)	79
Tabla 8 - Sistema Q de Clasificación de Macizo Rocoso (Barton, 2007).....	80
Tabla 9 - Valores ESR según categoría de excavación.....	84
Tabla 10 - Sección de estación superior del pique Nv.0.....	85
Tabla 11 - Sección de pique inclinado	86
Tabla 12 - Sección de estocada de seguridad.....	87
Tabla 13 - Geometría del inclinado.....	88
Tabla 14 – Factor de carguío, esponjamiento mineral y de desmonte	89
Tabla 15 – Constantes de masas y esfuerzos de cables de alambres.....	90
Tabla 16 - Valores para el cálculo del cable óptimo.....	91
Tabla 17 - Transcripción del Anexo 2.16 con transformación de unidades.....	92
Tabla 18 - Tabla Resumen de la Selección de Cable.....	93
Tabla 19 – Medidas de la tambora	94
Tabla 20 – Características de la tambora	95
Tabla 21 – Tabla fórmulas para las potencias del winche.	96
Tabla 22 – Tabla de fórmulas para los componentes de la fricción.....	97
Tabla 23 – Definición de variables para las fórmulas del gráfico de potencia para winche.	98
Tabla 24 – Resultados del paso 1	99
Tabla 25 – Resultado del paso 2	100
Tabla 26 – Resultado del paso 3	101
Tabla 27 – Resultados de la potencia requerida del motor	102
Tabla 28 - Cronograma de actividades que se requiere para la ejecución del proyecto por días.....	103
Tabla 29 - Cronograma de actividades por mes del proyecto.....	104
Tabla 30 – Parámetros generales para el caso 01 de la estación superior de winche.....	105
Tabla 31 – Parámetros de servicio para la estación superior de winche.	106
Tabla 32 – Costo total de infraestructura para el caso 01 de la estación superior de winche.	107
Tabla 33 – Parámetros generales para caso 02 para la estación superior de winche.	111
Tabla 34 – Costo total de infraestructura para el caso 02 de la estación superior de winche.	112
Tabla 35 – Parámetros generales para caso 03 para la estación superior de winche.	113

Tabla 36 – Costo total de infraestructura para el caso 03 de la estación superior de winche.	114
Tabla 37 – Parámetros generales para el caso 01 del pique inclinado.	115
Tabla 38 – Parámetros de servicio para el pique inclinado.....	116
Tabla 39 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 01 del pique inclinado.....	117
Tabla 40 – Parámetros generales para el caso 02 del pique inclinado.	121
Tabla 41 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 02 del pique inclinado.....	122
Tabla 42 – Parámetros generales para el caso 03 del pique inclinado.	123
Tabla 43 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 03 del pique inclinado.....	124
Tabla 44 – Parámetros generales para el caso 01 de las estocadas de seguridad.	125
Tabla 45 – Costo total de infraestructura para el caso 01 de las estocadas de seguridad.....	126
Tabla 46 – Parámetros generales para el caso 02 de las estocadas de seguridad.	129
Tabla 47 – Costo total de infraestructura para el caso 02 de las estocadas de seguridad.....	130
Tabla 48 – Parámetros generales para el caso 03 de las estocadas de seguridad.	131
Tabla 49 – Costo total de infraestructura para el caso 03 de las estocadas de seguridad.....	132
Tabla 50 – Termoquímica del Anfo.	133
Tabla 51 – Calculo de calor de explosión del Anfo.	134
Tabla 52 – Comparativo de Precio vs Beneficio de explosivos.....	135
Tabla 53 – Kg totales de explosivos requeridos para el proyecto.....	136
Tabla 54 – Costo total de explosivos	137
Tabla 55 – Margen de ahorro de costo de infraestructura.....	138
Tabla 56 – Costo de ventilación del proyecto.....	139
Tabla 57 – Costo de equipamientos y accesorios para el proyecto.....	140
Tabla 58 – Inversión del proyecto.....	141
Tabla 59 – Costo operacional del sistema de izaje del proyecto.....	142
Tabla 60 – Calculo a detalle del costo operacional del sistema de izaje del proyecto.....	143
Tabla 61 – Ahorro de costos operacionales.	146
Tabla 62 – Flujo de Caja económico.	147
Tabla 63 – VAN, TIR y Periodo de retorno o payback	148

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ejemplo de medición de RQD.....	150
Figura 2: Formato de mapeo geomecánico por celdas con RMR89	151
Figura 3: GSI (Hoek, Marinos 2000)	152
Figura 4: Gráfico de sostenimiento del Sistema Q.....	153
Figura 5: Dibujo de Split set.	154
Figura 6: Malla electrosoldada.....	155
Figura 7: Clavo rielero.	156
Figura 8: Perno rielero.	157
Figura 9: Sección de estocada de seguridad. Elaboración propia.	158
Figura 10: Diseño en AutoCAD de la distribución de sección del pique inclinado.....	159
Figura 11: Visualización en AutoCAD de camino de madera en el pique inclinado.....	160
Figura 12: Fuerzas en un sistema de tren acarreado en un plano inclinado por cable	161
Figura 13: Masas y coeficientes de tren acarreado por cable en un plano inclinado	162
Figura 14: Diámetros estándar de cables de Assemblys Specialty por Assemblys Specialty.....	163
Figura 15: Geometría de la tambora.	164
Figura 16: Diagrama de potencia para un sistema no balanceado de extracción.....	165
Figura 17: Diagrama de potencia del caso de estudio.....	165
Figura 18: Gráfico presión de detonación vs RWS.....	166
Figura 19: Gráfico Análisis de precios	167
Figura 20: Gráfico de inversión según explosivo	168
Figura 21: Gráfico de costo de equipos y accesorios.....	169
Figura 22: Gráfico de inversión de infraestructura y ventilación	170
Figura 23: Gráfico de inversión total por mes	171

1. GENERALIDADES

1.1. Introducción

La minería artesanal peruana ha ido evolucionando con el paso de los años. Ahora (bajo el marco de la “Ley de Promoción y Formalización de la Minería en Pequeña Escala y la Minería Artesanal” del 2002), las operaciones comienzan a ser más grandes y a realizar una mayor inversión. Sin embargo, debido a la coyuntura mundial actual con la inestabilidad política y económica de diversas regiones, los proyectos requieren de estudios de factibilidad actualizados con un carácter conservador.

Este es el caso de esta mina que, debido a su profundización hasta el nivel 230, requiere de la realización de labores que le permitan ser más eficaz y eficiente. Sin embargo, los proyectos de la operación no cuentan con estudios previos.

1.2. Justificación

La profundización de La Mina afecta la ventilación y la producción de toda la operación. A medida que las labores son más extensas, el recorrido es mayor y las labores antiguas comienzan a ser un inconveniente. En este caso, el pique vertical que se utiliza del nivel 0 al nivel 60, se ha vuelto un riesgo para la operación y, para eliminar el peligro, se propone realizar un pique inclinado que funcione en lugar del vertical.

Esta medida ha sido tomada anteriormente en la operación y, por ello, cuenta con autorización de gerencia para realizarse. Sin embargo, como se sabe, los explosivos tienen una tendencia al alza del precio y realizar las labores de la misma manera sin estudios previos puede resultar en pérdidas para la operación. Por ello, el presente trabajo propone una alternativa alineada a la situación actual del mercado.

1.3. Antecedentes

Los piques inclinados son labores que han sido aplicados como solución en distintas minas a nivel nacional e internacional debido a que son soluciones eficientes de relativamente baja inversión. Para la realización de la presente tesis, se revisaron destacadas aplicaciones de estas labores en donde se demuestran todos los puntos importantes y de mejora que se tienen para estos estudios y también, tendencias de explosivos y del mercado actual.

- El Diario Gestión (2022), en su artículo titulado “*Orica se abastece de nitrato de amonio de nuevos mercados*”, menciona que el precio del nitrato de amonio se había triplicado en abril del 2022.
- Valdivia (2022), en su tesis titulada “*Factibilidad del uso de Emulsión a Granel en Minería Subterránea: Resultados de Pruebas EMULTEX PDBG*”, afirma que la utilización de EMULTEX PDBG como columna de carga para voladuras en frentes de desarrollo es factible y que su aplicación trae beneficios económicos, operativos y en gestión de seguridad.
- Huaracha (2021), en su tesis titulada “*Construcción del Pique Inclinado Mercedes – NV 480 para Mejorar la Producción en la Unidad Minera San Juan de Arequipa*”, afirma que, debido a que las inversiones en el sector minero son de alto riesgo, es necesario realizar un análisis económico más detallado.

1.4. Hipótesis

Se sostiene que la realización del pique inclinado, tomando en cuenta un planeamiento y diseño alineado con las mejoras del mercado actual, será un proyecto económica y técnicamente viable debido a la mejora en eficiencia y costos de las maquinarias y explosivos.

1.5. Objetivos

1.5.1. Objetivo general.

El objetivo del presente estudio es realizar el planeamiento y diseño del sistema de extracción de la mina artesanal para el izaje y transporte de material hacia la superficie actualizado a la coyuntura actual.

1.5.2. Objetivos específicos.

Los objetivos específicos de presente trabajo son:

- Determinar los equipos, explosivos y ciclo óptimos.
- Determinar el costo total de la obra.
- Determinar la viabilidad económica del proyecto.

1.6. Plan de Trabajo

El plan de trabajo estipulado para el proyecto se rige con el siguiente cronograma:

- Recopilación de información: Del 20/04/2022 al 16/05/2022
- Definición del Objetivo General y Específicos: Del 17/05/2022 al 21/05/2022
- Estructuración del Informe: Del 22/05/2022 al 23/05/2022
- Realización del Informe: Del 24/05/2022 al 30/06/2022
 - Bibliografía, antecedentes: Del 24/05/2022 al 06/06/2022
 - Proyecto: Del 07/06/2022 al 24/06/2022
 - Operación: Del 07/06/2022 al 17/06/2022
 - Metrado: Del 07/06/2022 al 08/06/2022
 - Winche: Del 09/06/2022 al 11/06/2022
 - Ciclo de Obra del inclinado: Del 12/06/2022 al 13/06/2022
 - Cálculo del tiempo de la obra: Del 14/06/2022 al 17/06/2022

- Cálculo de costos (OPEX – CAPEX): Del 17/06/2022 al 20/06/2022
- Análisis económico: Del 20/06/2022 al 21/06/2022
- Análisis de resultados: Del 21/06/2022 al 24/06/2022
- Revisión: Del 24/06/2022 al 30/06/2022

Por otro lado, las actividades se resumen en las siguientes:

- Determinación de todos los componentes del sistema de izaje de acuerdo a los requerimientos de producción, el diseño y la infraestructura de la labor. Ello incluye, pero no se limita, al cálculo de la potencia óptima para el motor del winche eléctrico.
- Planeamiento del ciclo y el secuenciamiento del trabajo de construcción del pique. Así como, el uso del mismo.
- Estimación del calendario de la obra.
- Estimación de costos, valorización del producto de La Mina y evaluación económica del proyecto.
- Conclusiones y recomendaciones.

1.7. Mina

1.7.1. Ubicación.

La Mina, se ubica en el norte del Perú, a 138 km. Sureste de la provincia de Barranca y el departamento de Lima. Políticamente pertenece al Centro poblado Las Minas, distrito de Supe, provincia de Barranca, departamento de Lima.

1.7.2. Geología.

1.7.2.1. *Geología regional.*

El yacimiento aurífero de La Mina se encuentra sobre una terraza fluvial del río Supe sobre depósitos de aluviones, la cual presenta dunas en dirección NE-SO, emplazada transversalmente sobre las quebradas en donde se emplazan las principales vetas del yacimiento. Se identifican las unidades litológicas y los depósitos cuaternarios, especialmente los depósitos fluviales, aluviales, lacustres y eólicos. Se detallan las unidades geomorfológicas locales. La geoforma eólica (dunas formadas) y la geoforma plana, están relacionadas entre sí. Se establecen los posibles métodos de fractura de bloques de dioritas de grano medio y bloques con intercalación de granodioritas de grano grueso con plagioclasas argilitizadas, incluido el aprovechamiento de la fractura horizontal, a modo de banquetas, y se identifican las zonas de canteras de explotación, de estas rocas. La zona habría tenido lugar a cuatro aluviones, de los cuales al menos dos flujos aluviónicos habrían afectado en plena ocupación por posible fenómeno de El Niño. Se describen los fenómenos geodinámicos, como los asentamientos y los aluviones, además de los peligros geológicos que afectarían los cerros arenosos. Se concluye que las principales unidades litológicas existentes son la diorita y la andesita, junto a las estructuras la presencia de arcillas como el caolín, la crisocola la calcita.

1.7.2.2. Geología local.

Este es un yacimiento filoneo de origen epitermal, en donde se encuentran vetas en filones y vetillas en forma de rosario, conformando ramales cismoides en horizontal, así como en vertical, con relleno de cuarzo y disseminaciones de piritita, presencia de sulfuros como Galena, Esfalerita, Marmatita, Arsenopiritita, Calcopiritita, Pirrotita hasta Pirrotina con alta conductividad magnética, Incluyéndose también a la Tetrahedrita sobre todo hacia el extremo norte del yacimiento. En estas franjas mineralizadas estructuralmente se encuentra varias fallas perpendiculares como diagonales, también afloran en la zona varios diques de Cuarzo Rodonita, Diorita Basáltica. Dentro de la concesión de La Mina existen varios sistemas de vetas que siguen direcciones NE-SW y NW-SE, Los depósitos de filones de vetas que se encuentran en toda el área generalmente están alojadas dentro de rocas intrusivas de composición granodiorítico y diorítico, en algunos tramos de contacto se encuentran removilizados, en forma de fanglomerados con clastos irregulares que van desde centímetros a metros de diámetro. El complejo estructural en el yacimiento presenta fallas dextrales, sinextrales, inversas y de rumbo.

1.7.2.3. Geología estructural.

Este yacimiento filoneo, se encuentra ubicado en un área fracturada por un sistema de fallas principales con Dirección Nor-Este, Sur oeste con buzamientos sub-verticales, dentro de la veta de oro que aún no se encuentra determinada tanto al Este y al Oeste, por la falta de personal no se realiza labores de exploración y desarrollo con mayor velocidad; sin embargo se puede decir con certeza la existencia de Vetas Principales con Dirección NE – SW, como también Vetas secundarias conocidas como las tensionales. El sistema de fallas está asociada a intrusiones Granodioríticas y Dioríticas con lo cual se dio lugar a la fracturación. Las fallas transversales son locales, mientras que las fallas longitudinales se han formado gracias a esfuerzos generados por la subducción con dirección Noroeste, Sureste. Por ende, se encuentran los filones con relleno de sulfuros con presencia de cuarzo lechoso.

1.7.3. Ley de corte (Cut off grade).

El yacimiento cuenta con una ley promedio de oro de 21 gr/TM y un cut off de 12.3 gr/TM.

1.7.4. Geomecánica de la operación.

A partir de la Planimetría realizada en toda la mina con Estación Total, se realiza una georreferenciación de puntos para el estudio geomecánico, tomando datos por cada cambio de alteración que se observa en la roca o por cada cambio en la litología, tomando como regla mínima estudiar en cada nivel o acceso permitido, determinando las propiedades estructurales del macizo rocoso, utilizando la clasificación geomecánica RMR y el índice de Q de Barton para generar un mapeo geomecánico de las discontinuidades, determinando así las familias principales, así como también la dirección de esfuerzos principales. Tomando en este caso lo más importante el Vector de desplazamiento y así determinar la dirección de desplazamiento del macizo como la velocidad de asentamiento.

Según las Normas ISRM 1979 (ISRM, International Society for Rock Mechanics, con base en Lisboa Portugal). La geomecánica es la unión de la mecánica de los suelos más la mecánica de rocas. La línea divisoria entre ambas está en la Resistencia Compresiva Uniaxial (UCS). Para rocas con un UCS >0.25 MPa, se trata de mecánica de suelos. Para rocas con un UCS < 0.25 MPa se trata con mecánica de rocas.

Para la clasificación geomecánica de la masa rocosa circundante a las labores programadas para el año 2021, se ha utilizado el criterio de clasificación RMR (Rock Mass Rating- Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski. Para ilustrar las consideraciones, se elaboró la tabla del anexo 1.1.

Por otro lado, La Mina cuenta con 7 vetas principales (la mayoría dentro de una matriz de cuarzo) con características propias para las cuales se elaboró la tabla del Anexo 1.2.

1.7.5. Método de explotación.

La Mina utiliza el método de explotación denominado corte y relleno ascendente en su variante convencional con jackleg.

Para seleccionar este método se siguieron las siguientes directrices:

- Condiciones de aplicación:

El método de selección de minado de Nicholas D. (1992) es un método empírico de selección que se basa en la forma y leyes del cuerpo mineralizado y en sus características geomecánicas.

Nicholas, en primer lugar, sostiene la importancia de la geología para la evaluación de recursos y reservas y la identificación de zonas de alteración, fallas, tipos de rocas, estructuras y otros.

Luego, toma en cuenta el gran grupo de la Geometría del Yacimiento y Distribución de Leyes que se subdivide en Forma, Potencia del mineral, Inclinación, Profundidad desde la Superficie y Distribución de leyes cuya especificación se muestra en la tabla del Anexo 1.3.

Con ello, Nicholas toma en cuenta las Características Geomecánicas (Anexo 1.4) del mineral y sus cajas (estéril). Para ello, se relaciona el grado de fracturación del macizo rocoso y las resistencias de las discontinuidades (Ramírez O. y Alejano L., 2004) con el análisis de la separación entre discontinuidades por medio del RQD (Rock Quality Designation).

Con estos datos, Nicholas otorga una puntuación a cada parámetro que, en conjunto, da una idea de los métodos de minado más “viables” para el cuerpo que se tiene (Anexo 1.5, Anexo 1.6, Anexo 1.7).

Basándonos en ello, para el método de explotación de corte y relleno, debemos tener un cuerpo con condiciones de estabilidad incompetentes (según sus parámetros de

resistencia a la compresión simple, RQD y presencia de discontinuidades), forma irregular – tabular, potencia entre estrecho e intermedio (menores a 30m), una inclinación inclinada o intermedia (mayor a 20°), preferiblemente una resistencia a la compresión simple pequeña, espaciamiento entre fracturas pequeño o muy pequeño y resistencia de las discontinuidades pequeña o mediana.

- Corte y relleno ascendente convencional:

El corte y relleno ascendente es un método de extracción en donde el mineral es removido en tajos horizontales de forma ascendente. Para ello, el mineral es perforado, volado y removido del tajo.

El vacío resultante de la extracción del mineral es luego rellenado (con relleno detrítico, en pasta, hidráulico o neumático según se haya estipulado). Este relleno sirve como soporte para los lados del talud y como plataforma para los equipos cuando se mine el siguiente tajo.

El método de corte y relleno es uno de lo más utilizados para cuerpos de tipo veta, ya que, es un método selectivo con poca dilución y pérdida de mena. Sin embargo, tiene un costo más alto en comparación a métodos de explotación a mayor escala, por ello, se debe utilizar en cuerpos con altas leyes.

- Sostenimiento:

Este depende de la calidad de la roca encajonante (la que rodea al cuerpo mineral). Si la roca encajonante es de mala calidad, se debe aplicar sistemas de soporte activos como pernos de anclaje, mallas u otros que se pueden determinar (en primera estancia) con las tablas empíricas del Yellow Book de Pakalnis (2002) para luego adaptarlo con ensayos en campo.

También, se deben respetar las normas legales que impone el Estado Peruano y son reguladas por OSINERMIN (2017) que indica que se debe realizar una caracterización

geomecánica para cualquier tipo de excavación conforme a las normas de seguridad ISRM y UNE que establecen procedimientos para cada paso.

1.7.6. Equipos.

La operación cuenta con el siguiente equipamiento:

- Equipos de perforación: jacklegs para labores de preparación y desarrollo como galerías, subniveles, inclinados entre otros; y, stopers para labores de producción o verticales como tajos, chimeneas piques verticales.
- Equipos de carguío y acarreo: Cuenta con palas neumáticas para el carguío, 01 locomotora, winches de izaje con sus respectivos tableros eléctricos de 19KW y carros mineros U-35 para el acarreo del material a mover.
- Equipo de ventilación: Cuenta con ventiladores eléctricos de capacidad 10,000 CFM.
- Equipos de bombeo: Por nivel la mina cuenta con equipos de electro bomba de 5HP para el bombeo de agua.
- Equipos de Planta: Cuenta con 02 molinos de bolas, faja transportadora de mineral, 01 hidrociclón y equipos para laboratorio de planta.
- Equipos topográficos: Cuenta con 02 estaciones de topografía para el trazo y replanteo de labores.
- Equipos de Mantenimiento y transporte: Cuenta con maquinaria de soldar electrodo MMA y TIG, 02 camionetas y 01 camión para transporte de personal y materiales.

1.7.7. Producción.

La Mina tiene una producción de 1200 ton/mes.

2. MARCO TEÓRICO

2.1. Definiciones

2.1.1. Abrasividad:

Es una propiedad de las rocas de desgastar la superficie de otro cuerpo con el que se encuentra en contacto y es asociada a la dureza, tamaño, forma y distribución de los componentes de la roca.

2.1.2. Accesorios de voladura:

Dispositivos utilizados para la iniciación de los explosivos. Pueden ser: cables de ignición, detonadores comunicados, detonadores eléctricos, mechas rápidas, fulminantes, cordones detonantes, entre otros.

2.1.3. ANFO:

Las siglas ANFO o Ammonium Nitrate – Fuel Oil hacen referencia a un explosivo de alta potencia que consiste en una mezcla de Nitrato de Amonio y un combustible derivado del petróleo.

2.1.4. Atacador:

Barras fabricadas de madera que se utilizan para introducir los explosivos hasta el fondo del barreno.

Al tener distintos diámetros de barrenos, también se tienen distintos diámetros de atacadores como $\emptyset 7/8"$, $\emptyset 3/4"$, $\emptyset 1"$, $\emptyset 1/4"$, etc.

2.1.5. Barra integral:

Parte del sistema de perforación cilíndrica utilizada junto con la broca.

2.1.6. Broca:

Herramienta cuya cabeza tiene placas o pastillas que están ligadas a ella formando una sola pieza. Dichas placas son de acero, tungsteno, u otro y diseñadas para producir el corte de la roca.

2.1.7. Calidad del macizo rocoso:

El macizo rocoso es un conjunto formado por la matriz rocosa y por discontinuidades con un comportamiento discontinuo, carácter heterogéneo y normalmente anisótropo.

La caracterización o estudio del macizo rocoso permite su clasificación mediante la clasificación de Bieniawski (RMR) que se halla determinando de la resistencia de la matriz rocosa, el RQD de Deere (Rock Quality Designation), la separación y estado de las discontinuidades, la presencia de agua subterránea o freática y la corrección por la orientación de las discontinuidades. Así, el valor numérico del RMR es lo que da una idea de la calidad que posee un macizo rocoso en un tiempo específico.

2.1.8. Caracterización del macizo rocoso:

Es el proceso para identificar y cuantificar las características de un macizo rocoso como discontinuidades, su estado, juntas, entre otras. Esto se puede realizar mediante mapeos geomecánicos de línea de detalle, método de la ventana o de arco rebatido.

2.1.9. Carmex:

Es un sistema de iniciación convencional de explosivos, compuesto por accesorios tradicionales de voladura especiales y ensamblado por personal especializado.

2.1.10. Clasificaciones geomecánicas:

Con los datos de la caracterización, se asignan puntajes empíricos para obtener parámetros geomecánicos como el RMR de Bieniawski, Q de Barton, GSI de Hoek and Brown y/o el MRMR de Laubscher.

2.1.11. Desarrollo:

Se refiere a la infraestructura realizada para llegar al cuerpo mineralizado y que permite el desarrollo del método de minado. Pueden ser rampas, accesos, chimeneas, piques, entre otros.

2.1.12. Discontinuidades:

Son las que cambian la continuidad de las propiedades mecánicas de los bloques rocosos. Pueden ser diaclasas, planos de debilidad, juntas, fisuras. También pueden subdividirse en dos grupos como fracturas y fallas (fracturas con desplazamiento).

- Características de las discontinuidades:

Las discontinuidades se pueden clasificar según los siguientes elementos:

- **Orientación:** Se define por su rumbo y/o buzamiento con respecto a un sistema de referencia (generalmente el Norte)
- **Espaciado:** Distancia perpendicular entre dos discontinuidades medida en la dirección de la línea de detalle del mapeo geomecánico.
- **Persistencia:** Longitud de la discontinuidad que puede iniciar en roca intacta o conjunto de discontinuidades existentes.
- **Apertura:** Separación entre las paredes o superficies de la discontinuidad.
- **Rugosidad:** Conjunto de irregularidades en la superficie de la discontinuidad (ondulaciones sobresalientes).
- **Relleno:** Material que se encuentra dentro de la discontinuidad.
- **Alteración:** Conocido también como meteorización o intemperización. Es la modificación del macizo rocoso por meteorización y pueden ser argilización, sericitización u otro
- **Agua subterránea:** Se refiere al agua que fluye en el interior del macizo rocoso entrando por diaclasas y fluyendo a través de las distintas discontinuidades. Puede aflorar.

2.1.13. Elasticidad:

Es la capacidad de un material para deformarse bajo cierto esfuerzo y recuperar su forma inicial cuando el esfuerzo deja de aplicarse.

2.1.14. Emulsión:

Explosivo que requiere de un iniciador para activarse. Está formado por dos fases líquidas inmiscibles entre sí además de otras sustancias (emulsificantes) que mejoran su estabilidad.

Para este caso en específico (EMULNOR 1000 y EMULNOR 3000 de la empresa Famesa), se tiene una emulsión tipo agua en aceite cuya fase dispersa es la solución acuosa de nitrato de amoníaco y la fase continua es una mezcla oleosa de aceites y ceras.

2.1.15. Explosivos:

Los explosivos industriales están constituidos por una mezcla de sustancias, combustibles y posibles comburentes (provocan combustión). Esta mezcla, correctamente iniciada, da lugar a una reacción química cuya velocidad define la velocidad de detonación.

- Clasificación de acuerdo con su aplicación y o secuencia:

- Explosivos primarios o iniciadores:

Encargados de iniciar la detonación (conocidos también como cebos). Estos tipos de explosivos son: Detonadores (a fuego o eléctricos) o iniciadores (“boosters”).

- Explosivos secundarios o básicos:

Causantes del factor rompedor del disparo. Son la carga de columna del taladro y pueden ser emulsiones, ANFO, dinamitas, etc.

2.1.16. Explotación:

Se refiere al aprovechamiento económico sostenible y sustentable de recursos y/o reservas minerales mediante su extracción.

2.1.17. Geomecánica:

Es el estudio geológico del comportamiento del suelo y las rocas.

2.1.18. Macizo rocoso:

Es el conjunto de la roca intacta y sus discontinuidades, generalmente de carácter no homogéneo.

2.1.19. Mecha rápida:

Es un componente del sistema tradicional de iniciación de voladuras, compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico.

La mecha rápida produce una llama incandescente durante su combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del conector para mecha rápida, el que a su vez asegura el eficiente encendido de la mecha de seguridad.

2.1.20. Optimización:

Es la elección de la mejor opción o mejor elemento dentro de un conjunto de elementos disponibles.

2.1.21. Plasticidad:

Capacidad de un material para ser moldeado o trabajado para cambiarlo de forma permanente al someterse a tensiones por encima de su rango elástico (superando su límite elástico). Esta propiedad depende de la composición del material.

2.1.22. Perforadora neumática:

Es una perforadora convencional donde se usa como energía el aire comprimido para realizar taladros de diámetros pequeños con barrenos que se encargan de triturar la roca al interior del taladro.

Este tipo de perforadora consta de 3 tipos de equipos: Jackleg, Stoper y Jackhammer.

2.1.23. Polvorín:

Son establecimientos permanentes o transitorios de explosivos que tienen que cumplir con las normas técnicas y de seguridad que establecen la SUCAMEC y el DS 024-2016-EM y su modificatoria DS 023-2017-EM.

Los polvorines constan de la siguiente clasificación:

- Polvorín principal: Instalación en superficie o subterránea cuyas medidas de seguridad le permite ser utilizado durante permanentemente.
- Polvorín provisional: Instalación ubicada dentro de la operación. Estos pueden almacenar explosivos que se utilizaran durante la jornada.
- Polvorines móviles: Aquellos donde se almacenan explosivos y/o accesorios para su uso en un corto periodo de tiempo.
- Polvorines especiales: Son canchas o silos donde se almacenan explosivos o materiales relacionados al gel, la emulsión o a granel.

2.1.24. Presión de detonación:

Presión necesaria para la activación de la reacción de detonación en el explosivo, donde se calcula a partir de la velocidad de detonación(v) y la densidad del explosivo(d). Para nuestros cálculos se utilizarán las dos fórmulas evaluadas por Cook y sacaremos una presión media.

$$Pd1 = 258 * 10^{-5} * v^2 * d$$

$$Pd2 = (464 * 10^{-5} * v^2 * d)/(1 + 0.8d)$$

$$Pd1 = Pd2$$

$$Pd \text{ media} = (Pd1 + Pd2)/2$$

2.1.25. Recursos minerales:

Yacimiento o parte de yacimiento que en su forma, grado y cantidad es tal que tiene prospectos razonables para una eventual extracción económica (NI 43-101).

2.1.26. Relleno:

Es el material que se utiliza para rellenar las cavidades generadas por la actividad de extracción con el objetivo de estabilizar la mina, evitar desprendimiento de los pilares y/o techos, funcionar como piso, entre otros.

Los tipos de relleno pueden ser:

- Relleno detrítico: Material generalmente proveniente de las labores mineras subterráneas de los estériles (como obras de desarrollo).
- Relleno en pasta: Masa pastosa que puede ser bombeada y transportada por medio de tuberías. Generalmente compuesta de partículas finas (producto de los relaves), cemento, agua y floculante. Los finos que pasen malla 635, no deben exceder el 15% de su peso.
- Relleno hidráulico: Material que es transportado en forma de pulpa por tuberías. Suele ser constituido en su mayoría por relave de la planta concentradora pero también se puede agregar arena de u otro material granular de la naturaleza.
- Relleno neumático: También conocido como relleno cementado por su alto porcentaje de cemento y es básicamente piedra chancada con cemento y agua. Suele usarse para aumentar la resistencia de cierta zona de la mina, aumentar la recuperación y disminuir el impacto ambiental que significa el depósito perpetuo de grandes cantidades de relave. También pueden servir para evitar subsidencias.

2.1.27. Reservas minerales:

Recursos minerales que mediante factores modificantes (como consideraciones de minería, metalúrgica, económica, legal, entre otras) son considerados como económicamente viables para la explotación.

2.1.28. Roca intacta:

Conocida también como matriz rocosa. Es la parte del macizo que no tiene presencia de ninguna discontinuidad en su estructura o identificado como medio continuo sin presencia de diaclasas.

2.1.29. Sostenimiento:

Aplicación de métodos y elementos de soporte de carga activos o pasivos con la finalidad de mantener la estabilidad de la labor o tajo generado por la actividad extractiva. Se tienen de distintos tipos según el tipo de labor (permanente o no) y las características del macizo rocoso.

2.1.30. Stoper:

Tipo de perforadora neumática utilizada para chimeneas y “tajeos” en labores de explotación en perforación vertical. Dicho equipo está conformado por una sección de perforador conectado con la barra de avance que hace una sola unidad compacta.

2.1.31. VOD:

Parámetro que nos indica para medir el rendimiento del explosivo en tiempo real. Dicho parámetro se puede visualizar en las fichas técnicas de explosivos bajo la unidad de medida m/s.

2.1.32. Yacimiento minero:

Sección de la corteza terrestre que por medio de procesos geológicos se ha dado una acumulación de mineral que por cantidad, calidad y condiciones del depósito resulta atractiva para ser explotada.

2.2. Base Teórica

2.2.1. Marco conceptual.

2.2.1.1. Geomecánica.

2.2.1.1.1. Índice de designación de la calidad del macizo rocoso (RQD):

El Índice de designación de la calidad del macizo rocoso o RQD por sus siglas en inglés, fue desarrollado por Deere et al., 1967 y se utiliza para estimar un valor cuantitativo de la calidad de un macizo rocoso a partir del análisis de testigos obtenidos de este. Este es definido como el porcentaje o la cantidad de piezas de testigos intactos mayores a 100 mm de longitud y que cuenten con un mínimo de 54.7 mm de diámetro (siendo perforado mediante un cilindro de doble tubo de perforación) (Anexo 2.1).

Por otro lado, Palmstrom (1982), sugirió que el RQD se debe estimar con el número de discontinuidades por unidad de volumen evidente en afloramientos rocosos. Esto se denota en la siguiente expresión:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Donde:

J_v = Suma del número de discontinuidades por unidad de longitud de todas las familias de discontinuidades, conocido como el conteo volumétrico de discontinuidades.

RQD = Es un parámetro que depende del J_v y su valor o resultado puede cambiar significativamente dependiendo de la orientación de los taladros.

2.2.1.1.2. RMR de Bieniowski (1989).

Es el método de clasificación de tipo de roca más común en el ámbito minero y permite realizar una clasificación de un macizo rocoso in situ. Este consta de 5 parámetros principales que permiten la clasificación del macizo rocoso:

1. Resistencia de la roca intacta.
2. RQD.
3. Espaciamiento de discontinuidades.
4. Condición de las juntas.
5. Aguas subterráneas.

Sin embargo, esto se cumple en la evaluación del RMR76 y RMR89 (lo más usados en minería), para la evaluación basada en el RMR14, se toma en cuenta un sexto parámetro que se relaciona con la corrección por la orientación de la labor y las discontinuidades (Anexo 2.2).

2.2.1.1.3. *Q de Barton.*

Es un método para la estimación de las características de la masa rocosa y también de los requerimientos de sostenimiento de los túneles o galerías. El valor numérico de este índice Q varía sobre una escala logarítmica desde 0.001 hasta un máximo de 1,000 y está definido por:

$$Q = (RQD / J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF) \dots \text{(Anexo 1.8).}$$

Donde:

- RQD es la Designación de la Calidad de la Roca
- J_n es el número de sistemas de juntas
- J_r es el número de rugosidad de las juntas
- J_a es el número de alteración de las juntas
- J_w es el factor de reducción de agua en las juntas
- SRF es el factor de reducción de los esfuerzos

La calidad está considerada en este sistema por tres parámetros, los cuales se presentan a continuación:

1. Tamaño de bloques (RQD / J_n)

2. Resistencia al corte entre los bloques (Jr /Ja)

3. Esfuerzo activo (Jw/SRF)

2.2.1.1.4. *Índice de resistencia geológica (GSI).*

- GSI Hoek, Marinos (2000):

El índice de resistencia geológica (o GSI por sus siglas en inglés), se utiliza para caracterizar el macizo rocoso basándose en dos criterios principales: la estructura geológica y la condición de la superficie de las juntas (Anexo 2.3).

Es de fácil uso y, por ello, es el más utilizado en Perú.

- GSI modificado C. Vallejo (2002):

El GSI de Hoek, Marinos del 2000, fue modificado por C. Vallejo en el 2002 recurriendo a una equivalencia del GSI con el RMR para recomendar y dimensionar el sostenimiento.

Correlación entre el GSI modificado, Q' y RMR:

$$RMR = 15\text{Log}(Q) + 50 \text{ (Barton, 95)}$$

$$GSI = RMR(\text{seco}) - 5$$

2.2.1.1.5. *Dimensión equivalente (De).*

Barton et al. (1974) definió la Dimensión equivalente (De) a partir de una relación del valor del Q de Barton a la estabilidad y a los requerimientos de sostenimiento de excavaciones subterráneas.

$$De = (\text{Ancho, diámetro, altura de la excavación}(m)) / (\text{Relación de Sostenimiento de la excavación ESR})$$

2.2.1.1.6. *ESR.*

El valor del ESR se asigna relacionando el uso de la excavación a realizar y el grado de seguridad que se requiere del sistema de sostenimiento utilizado. Para ello, se utiliza la tabla propuesta por Barton et al. (1974) que sugiere los valores expuestos en el Anexo 1.9 según la situación analizada:

2.2.1.1.7. *Gráfico de sostenimiento del Sistema Q.*

Con el Q de Barton, el ESR y la dimensión equivalente o abertura, se utiliza el siguiente gráfico para estimar un sostenimiento inicial relacionado con las condiciones de la obra (Anexo 2.4).

2.2.1.1.8. *Equipos de sostenimiento.*

Son implementos que se utilizan para aumentar la estabilidad del macizo rocoso. Existen distintas variedades que se adaptan a las distintas necesidades de cada labor y mina. Un ejemplo de los más utilizados son los Split sets o la malla electrosoldada.

2.2.1.1.9. *Split set.*

Es uno de los sistemas más utilizados para sostenimiento y consiste en un tubo ranurado a lo largo de su longitud que al ser introducido a presión dentro de un taladro, ejerce presión a lo largo de las paredes del taladro (Anexo 2.5).

Lo que constituye el anclaje es la fricción entre la pared externa del tubo y la pared interior del taladro. Esta fricción se opone al movimiento o separación de la roca generando una tensión de carga y evitando desprendimientos.

2.2.1.1.10. *Malla electrosoldada.*

La malla metálica es utilizada para 2 fines en esta mina:

- En primer lugar, para prevenir la caída de rocas localizadas entre los pernos (Split set) de la roca, actuando como sostenimiento de la superficie de la roca.
- En segundo lugar, retiene los fragmentos de roca caída desde la superficie actuando como un elemento de seguridad.

Existen dos tipos de malla: malla electro soldada y malla eslabonada, el cual en esta mina se utiliza la malla electro soldada (Anexo 2.6).

Este tipo de malla está compuesto de alambres soldados en sus intersecciones, generalmente de #10/08 con cocadas de 4"x4". Generalmente la malla viene en rollos o en planchas que tienen una medida de 25 m de longitud x 2.0 m de ancho y las planchas son cortadas generalmente por 2.5 o 3 m de longitud x 2.0 m de ancho.

2.2.2. Transporte de mineral.

En la minería, el transporte es una de las tareas más importantes y de mayor costo. Esta actividad se puede realizar de distintas formas y una de las más tradicionales es utilizando locomotoras, carros mineros y winches. En el sistema de extracción con locomotora y carros mineros sobre rieles, la clave de su eficiencia radica en un apropiado tendido de la línea, un mal tendido de la línea origina un mayor esfuerzo y mayor desgaste de las locomotoras que jalan o empujan los carros mineros, aumento del tiempo por viaje de las locomotoras y gran número de descarrilamientos y accidente.

2.2.3. Componentes de vía férrea o camino.

2.2.3.1. *Plataforma.*

La plataforma es la base donde se construye el camino de vía férrea. En cada punto de la vía, la plataforma viene definida por el perfil transversal y constituye el primer elemento de resistencia en el camino, si instalamos una vía después de realizar la voladura, está traerá problemas en lo futuro.

El ancho de la plataforma depende de que se establezca una o más vías, y del ancho de estas, esta superficie de plataforma tiene cierta inclinación transversal (a una o dos aguas) para el drenaje.

2.2.3.2. *Traviesas o durmientes.*

Uno de los elementos principales en donde van fijado los rieles son las durmientes, estas soportan los rieles y los conservan a distancias previamente diseñadas, así mismo transmiten la presión a la capa base, los durmientes pueden ser de madera. No se precisa, sin embargo, una sección perfectamente escuadrada, sino que la cara inferior sea plana y la superior ofrezca también una superficie plana., que servirá de asiento para el patín del riel.

Las dimensiones de la traviesa se pueden estimar con la siguiente fórmula:

$$L = t + 2b + 2m$$

$$h = J + \frac{1}{4}$$

$$a = 1.4J$$

Donde:

L: Longitud de la traviesa.

T: Ancho de la trocha.

B: ancho del patín o riel.

m: Distancia libre que sobresale de los extremos de la vía.

h: Espesor mínimo de la traviesa.

J: Longitud del clavo riel.

a: Ancho mínimo de la traviesa.

Las maderas más corrientemente empleadas en la fabricación de las traviesas son las de quebracho, cuchi, haya, pino o eucalipto.

Para el apoyo de los rieles sobre los durmientes, se hacen unas entalladuras, formando como una caja en la que entra el patín del riel, y se le da a la superficie de apoyo una inclinación hacia el interior.

2.2.3.3. Rieles.

2.2.3.3.1. Componentes de un riel.

- Cabeza del riel: Porción superior del riel sobre la cual se apoyan las ruedas de los vehículos ferroviarios.
- Alma del riel: Porción intermedia del riel que une su cabeza con su zapata.
- Zapata o patín del riel: Porción inferior del riel mediante la cual éste se apoya en los durmientes directa o indirectamente

Para escoger un riel se debe tener en cuenta las condiciones del terreno, el peso de la locomotora y capacidad de los carros mineros, el espaciamiento entre traviesas y la intensidad del tráfico a la que será sometido el riel.

2.2.3.3.2. Esfuerzos que soporta el riel.

Desde que se tienen los vehículos en reposo, el riel es sometido a fuerzas verticales que tienden a flexionar el riel y es la fuerza que determina la sección que esta debe tener.

Por otro lado, también se tienen otras fuerzas como las longitudinales o transversales que suelen generarse principalmente durante el movimiento del

sistema. Estas fuerzas se estudian a través de los movimientos de galope, balanceo lateral, choques por peso en las juntas, entre otros.

2.2.3.3.3. *Clavo rielero tipo americano.*

Elemento de hierro alargado con punta en un extremo, se utiliza para fijar partes del riel al ser clavado en el terreno (Anexo 2.7).

2.2.3.3.4. *Perno rielero cuello ovalado.*

Objeto alargado que se usa para la fijación de distintos elementos del riel en conjunto con las tuercas bulldog (Anexo 2.8).

2.2.3.3.5. *Tuercas bulldog.*

Objeto que se usa para la fijación de los rieles y otros elementos de la vía férrea mediante torque.

2.2.3.4. *La trocha.*

Se define como la distancia (paralela al terreno) entre las caras internas de las cabezas de los carriles.

2.2.4. Locomotoras.

Equipos utilizados para mover los carros mineros sobre los rieles que funcionan por el principio de tracción por adherencia. Para las explotaciones subterráneas, se usan locomotoras a batería para evitar poluciones y no empeorar la calidad del aire en interior mina.

2.2.4.1. *Locomotoras a batería.*

Suelen ser las más utilizadas en las minas pequeñas y medianas. Como estándar, estas locomotoras suelen tener dos bancos de batería (uno en operación y otro en carga) para reducir ciclos de carga y trabajar de una manera más eficiente. Sin embargo, este tipo de locomotoras también cuentan con desventajas como el

requerimiento de una instalación de carga, la incapacidad de mover grandes tonelajes, limitaciones debido a la duración de la batería, entre otros.

2.2.5. Piques mineros.

Son labores verticales o semiverticales utilizados como conexión entre la superficie y la mina subterránea con la finalidad de mover materiales, mineral, equipos o personas y aportan a la ventilación de la mina.

El número mínimo de piques o pozos mineros deben ser dos para permitir el flujo de aire, dedicar uno para producción, entrada de servicios, personal, entre otros y el otro como salida de aire y vía de escape de emergencias.

2.2.6. Estructura de pique inclinado.

La estructura del pique puede ser de madera o de acero y su construcción puede ser de manera mecanizada o convencional. Sin embargo, en interior mina, la roca donde se realicé el pique debe ser competente, sin filtraciones, alejados de carreteras transitadas, zonas de posible incendio, labores que afecten el pique por tensiones y otras zonas que puedan presentar un peligro para la estructura.

2.2.7. Factores de diseño de un pique inclinado.

Existen diversos factores a tomar en cuenta para el diseño de un pique inclinado. Sin embargo, hay 6 principales que siempre se deben tomar en cuenta:

- a. Profundización del pique.
- b. Ubicación.
- c. Factores geológicos.
- d. Estabilidad.
- e. Factores operacionales.
- f. Factores económicos.

2.2.8. Evaluación Económica.

La evaluación económica es indispensable para cualquier proyecto de minería que requiera una inversión. Para ello, existen distintos indicadores que se utilizan en el mercado, pero para este estudio nos centraremos en los siguientes:

2.2.8.1. Costo Operacional (OPEX).

Costos relacionados a la operación que suelen obtenerse de la suma de los costos de mina, de planta, gastos generales y, también, gastos financieros e impuestos. Estos se subdividen en costos fijos (cantidad fija sin importar la producción) y variables (USD o PEN / m³ o TON).

2.2.8.2. Inversión de Capital (CAPEX).

Son las inversiones que se realizan en un proyecto para mantener o ampliar la producción (activos fijos, intangible o capital de trabajo). Puede ser inversión en equipos, infraestructura, desarrollo y preparación de mina, gastos de puesta en marcha, entre otros.

2.2.8.3. Flujo de Caja

Según Fernando Gala en su curso de “Valorización Minera” en la PUCP, el flujo de caja de un proyecto se define como “Un estado de cuenta que resume las entradas y salidas efectivas de dinero a lo largo de la vida útil del proyecto, por lo que permite determinar la rentabilidad del proyecto”. Así también, el catedrático en el programa de “Evaluación de proyectos mineros de inversión y de operaciones mineras en marcha” dictado en la Escuela de Posgrado GĚRENS, define el flujo de caja económico como un flujo de caja libre para determinar la rentabilidad de un proyecto. Este último es el que se utilizará para la presente tesis y consta de los ingresos de la operación como ventas y los egresos como son los costos de producción, gastos, impuestos, etc.

2.2.8.4. *Valor actual neto (VAN).*

Se define como el Beneficio neto actualizado menos la Inversión. Es un indicador que se utiliza para determinar si un proyecto es rentable o no en un cierto periodo de tiempo.

Mediante una tasa de descuento determinada, se calculan los valores futuros a actuales y se suman y restan para determinar el VAN. Si este es mayor o igual a cero, tiende a ser un proyecto rentable ya que indica que se puede recuperar la inversión en ese lapso de tiempo.

$$VAN = \sum_{t=0}^n \frac{Bt - Ct}{(1 + i)^t}$$

Donde:

Bt = Beneficios generados en un periodo de tiempo t

Ct = Costos generados en un periodo de tiempo t

n = Periodos

i = Tasa de interés (en términos del periodo)

2.2.8.5. *Tasa Interna de Retorno (TIR).*

La TIR, hace referencia al interés en el que el VAN es cero y esto indica la tasa a la cual se recupera la inversión inicial del proyecto transcurrido cierto tiempo. Es decir, que, a mayor TIR, mejor será la inversión.

3. METODOLOGÍA

3.1. Evaluación Geomecánica

3.1.1. Cálculo de RMR.

3.1.1.1. Cálculo de RQD

Por estudios previos, sabemos que la operación tiene un RQD promedio que varía entre 75 – 95%. Lo cual nos da una calidad de macizo rocoso entre buena y excelente.

3.1.1.2. ESR

Debido a que es un pique inclinado que estará abierta “permanentemente”, se considera un ESR de 1.6.

3.1.1.3. Q d Barton

Con las condiciones de la mina, se obtiene que el Q de Barton tiende a ser, como mínimo, mayor a 50. Esto quiere decir que se tiene una calidad muy buena en adelante.

3.1.1.4. RMR

Por correlaciones mencionadas anteriormente, obtenemos un RMR promedio de 80 a 95 denotando que la calidad del macizo rocoso es muy buena.

3.1.2. Sostenimiento.

Utilizando el Anexo 2.4, se determinará que la categoría de esfuerzos oscila entre 1 y 2 dando como resultado un empernado puntual. Sin embargo, en esta mina, al ser artesanal, también se utilizan puntales y marcos de madera en puntos específicos.

3.2. Labores Previas

Existen diversas labores en los niveles 0 y 60. Para este estudio, se tomaron en cuenta aquellas cercanas que podrían afectar el pique debido a los esfuerzos entre labores.

Nivel 0: Polvorín principal, pique vertical y 2 accesos (uno de emergencia).

Nivel 60: Pique vertical, pique inclinado, tajo de explotación, labores cerradas.

Con ello mapeado, existen dos diseños previos que requiere el pique:

3.2.1. Estación Superior del Pique (Nv. 0):

Esta estación se utiliza para recibir los carros mineros provenientes de los niveles de extracción (230, 180, 120, 60). Está diseñada para almacenar temporalmente hasta 6 carros mineros que deben ser transportados al exterior de la bocamina para su descarga al botadero o a la cancha de mineral en donde se realiza el pallaqueo o selección manual del mineral.

Al final del ciclo, los carros mineros son reingresados por el motorista a la estación superior del pique en donde, previa coordinación con el winchero, se descenden los carros a los diferentes niveles donde se requieren.

La estación cuenta con una sección de 2.40 m de ancho * 2.20m de altura (Anexo 1.10).

3.2.2. Estación Inferior del Pique (Nv. 60).

Existe una estación ya realizaba previamente que se utiliza para el funcionamiento del pique inclinado que conecta el nivel 60 con el nivel 120. Por ello, los cálculos de tiempos y costos de realización de esta estructura no son considerados para el presente proyecto. La única consideración que se tendrá será la del cálculo de la motobomba de 5 HP.

Esta estación tiene como función recibir los carros mineros o calesa (jaula) provenientes del nivel 0. Aquí, se acumulan carros mineros hasta que los niveles inferiores los requieran o se derivan al nivel 120 para que también tenga carros acumulados para el posterior uso de los niveles inferiores.

3.3. Diseño de la Sección

Para este diseño, se tienen dos consideraciones. La primera, hace referencia al paso de mineral y/o desmonte mediante el uso de carros mineros y el transporte de materiales y herramientas mediante el uso de la calesa minera y la segunda, es que una parte del pique se utiliza para el transporte de personal mediante el uso de escaleras con pasamanos que se utilizarán previa coordinación con el winchero para evitar eventos de seguridad. Con estas consideraciones y la geometría de la operación, obtenemos las medidas mostradas en el Anexo 1.11.

3.4. Técnica de Construcción

Como se sabe por el Anexo 1.11, el pique cuenta con una inclinación negativa de 23° y una sección de 2.20m * 2.20m (Anexo 2.9). Adicional a ello, se definió la construcción de estocadas de seguridad cada 24 metros de avance con dimensiones detalladas en el Anexo 1.12, lo cual, nos da como resultado un total de 5 estocadas de seguridad a lo largo del pique.

La construcción se hará por medio de jacklegs y/o stoppers (de requerirse) y carritos mineros con locomotora. Es decir, de manera semi mecanizada.

Por otro lado, en la base del inclinado, se colocará un winche de 60 cm de Ø anclado sobre una base de concreto como soporte para la guía del sistema de izaje del winche y su cable.

3.5. Planeamiento del Ciclo de Minado

En este apartado se detallará el procedimiento a realizar para la construcción del inclinado. Cabe recalcar que, para todo proceso, se debe realizar la inspección de las condiciones de la labor. Es decir, actividades como revisión del acceso a la zona del inclinado, desate de rocas, ventilación, entre otras. Así también, es indispensable el llenado de las herramientas de gestión como IPERC, checklist, orden de trabajo, PETAR, etc.

Así también, luego de cada operación, se realiza el desate constante de roca para evitar eventos por caída de roca.

3.5.1. Perforación.

Para definir la perforación, se evaluaron 3 posibles opciones (sin incluir la que ya se realiza en la operación). La primera opción, fue utilizar el método de Raise Boring que, según la empresa *Tumi Raise Boring* en su catálogo de servicios, es un método de perforación de chimeneas verticales con ángulos de 45° a 90° que utiliza una maquinaria electrohidráulica que funciona bajo el concepto de rotación por torque. El problema con este método fue, en primer lugar, la limitación operacional de los ángulos, ya que, no es posible realizar obras con un ángulo de inclinación menor a 45°, en segundo lugar, la gran dureza de la roca caja y la presencia de cuarzo en la operación provoca que el avance del Raise Borer sea extremadamente lento y se desgaste, y, por último, los equipos cuentan con estaturas promedio de 2.8 a 3.7 metros que no entrarían en las labores de la operación. La segunda, fue la utilización de un equipo Muki LHP de Resemin para cambiar el método de perforación a taladros largos; sin embargo, el equipo, al igual que el Raise Borer, cuenta con una altura excesiva para las secciones de la operación siendo esta de 2.15m como mínimo cuando el brazo no se encuentra de manera vertical. Por último, la tercera opción, era el reemplazo de las jacklegs y stopers con un Muki FF de perforación horizontal. El problema con esta tercera opción fue que, al realizar la simulación de ciclo, el avance y volumen extra que se obtenía era compensado por el aumento en el tiempo de limpieza. Es decir, el tiempo que reducía el equipo en la perforación era el mismo tiempo extra que demandaba la etapa de limpieza debido al volumen extra producto del aumento de avance de 1.5m a 2m. Por otro lado, tampoco era viable económicamente debido a que representaba desde un 28% a un 45% extra en el costo de la obra ya sea un vehículo alquilado (28% de aumento en el costo) o comprado (45% de aumento en el costo). Por ello, se decidió continuar con el mismo método de perforación inicial.

Una vez definido el método de perforación, primer lugar, se coordina el traslado de los equipos de perforación (utilizando la calesa), con el maestro winchero. Luego, se procede a la perforación del frente con la cuadrilla de 2 maestros perforistas y 2 ayudantes. Por último, una vez perforado el frente, se procede al sopleteo de los taladros para proceder a las coordinaciones de voladura y carguío.

3.5.2. Voladura.

Una vez acabada la perforación, se coordina con el winchero el descenso de los explosivos requeridos para el carguío de los taladros. Una vez cargados los taladros, se procede a la evacuación de todos los equipos y el personal para realizar el disparo a la hora establecida. En este caso, las horas designadas eran a las 6 am/pm y/o 12 am/pm realizando las coordinaciones pertinentes con las labores continuas mediante el intercomunicador del winchero.

3.5.3. Ventilación.

Actualmente, según el DS 024-2016-EM en su artículo 278, los titulares de una actividad minera requieren de un Certificado de Operación Minera (COM) vigente brindado por la Superintendencia Nacional de Control de Servicios de Seguridad, Armas, Municiones y Explosivos de Uso Civil (SUCAMEC). Por otro lado, los requisitos específicos para la autorización de la utilización de ANFO en operaciones subterráneas se especifican en el Anexo 36 del mismo documento.

Este anexo, especifica el contenido de la Memoria Descriptiva que se debe presentar para solicitar la autorización del ANFO. Esta, consiste de una lista de 16 ítems entre los que se pueden ver la información del titular minero, labores donde se utilizará ANFO, estudios de ventilación, planos de las labores, autorizaciones de polvorines, capacitaciones, instrumentos de seguridad, entre otros.

Según lo analizado en relación a la Memoria Descriptiva, la es probable que la operación obtenga la autorización para la utilización de ANFO.

Luego de la voladura, se coloca en la labor un motor de ventilación que ayude al escape de los gases provenientes de la voladura para permitir el ingreso del personal.

3.5.4. Limpieza.

Cuando la zona está ventilada, el winchero realiza la inspección necesaria de su equipo de izaje para coordinar con los ayudantes de mina la colocación de los carros mineros para realizar la limpieza.

La cuadrilla de trabajadores se colocan sus arneses de seguridad con su línea de vida para evitar caídas. Una vez asegurados, se procede a realizar el carguío manualmente con pico y pala y el acarreo con los carros mineros.

Para ello, se carga el carro minero con la pala y, una vez lleno, mediante el código de timbrado, se coordina con el winchero para subir el carro y comenzar nuevamente el ciclo de limpieza. Una vez se acumulan 3 carros mineros, estos son llevados con la locomotora hacia la superficie para traer más carros vacíos.

Este proceso suele demorar 2 guardias debido a que es un proceso semimecanizado.

3.5.5. Sostenimiento.

Debido a la roca muy competente, no es necesario sostenimiento para este proyecto.

3.5.6. Sistema de Drenaje y Bombeo.

En este caso, se coloca una bomba en el nivel 60 para llevar el agua a superficie.

3.5.7. Instalaciones.

En el presente pique, se realizarán instalaciones de tuberías de agua, eléctrica, redes y manga de ventilación.

Se debe tener en cuenta que la instalación del cable eléctrico debe realizarse a 1.90m de altura y la tubería de agua, aire comprimido y bombeo se instala en el hastial a una altura de 1.60 al igual que las alcayatas. Por último, la manga de ventilación se encuentra a una altura de 1.90m como se muestra en el Anexo 2.10.

Por otro lado (para los rieles), se requieren materiales como durmientes de madera de 4" x 4" (que se colocarán espaciados por 1 m), rieles de 15 kg/m (un estimado de 46 rieles) cuya trocha es de 0.56m y la distancia entre el riel y la pared es de 0.67m (como se puede ver en el Anexo 2.10). Este riel se finaliza instalando dos soleras de 4" x 8" x 2,5m cada 6 metros para la continuación del ciclo de instalación del riel. Cabe recalcar que la instalación de rieles se da en paralelo con el avance del pique.

Por último, para instalación de los caminos y/o escaleras de madera (que se realiza cada 3 metro), se requieren tablas de 2" y cuentan con un contrapaso de 0.18m y un paso de 0.3m. Por otro lado, para el pasamanos, se instalan argollas cada 3m de avance a una altura de 1m con respecto al piso por donde pasará una soga de 25mm de diámetro (esquema en el Anexo 2.11).

3.5.8. Mano de Obra y Equipos.

Se requiere de una cuadrilla de perforación (2 maestros y 2 ayudantes), un winchero, dos jackleg como equipos de perforación, explosivos, herramientas de carga como palas y carritos mineros.

3.6. Especificaciones Para la Construcción y el Uso del Pique Inclinado

3.6.1. Pique inclinado.

El pique inclinado se realizará de forma descendente. Es decir, se partirá del nivel 0 al nivel 60 utilizando dos jacklegs de 4 y 6 pies.

3.6.2. Obras civiles.

Se considera el armado de la plataforma y la estación del winche como obras civiles y requieren materiales como concreto para losa, tablas de madera, malla de fierro, entre otros.

3.6.3. Prueba de tablero eléctrico y winche de izaje.

Actividad cuyo costo se encuentra considerado dentro del costo de equipo. Pero se especifica debido al tiempo que demanda en su instalación.

3.6.4. Uso del pique inclinado.

Siempre, previo inicio a alguna actividad, se debe realizar la inspección del área de trabajo. Para el winchero pueden ser verificaciones del winche, lubricación del cable de izaje, polea de frenos, entre otros y, siempre, reportar cualquier irregularidad que se detecte. Así también, el sistema de comunicación entre los diferentes niveles debe estar alineados a la siguiente normativa:

El winchero debe tener un comunicador de 3 timbres según el nivel donde esté operando y, para este proyecto, el winchero tendrá dos timbres habilitados. El primero servirá para la comunicación con el winchero del nivel -60 y el segundo se habilitará para ser usado en caso de emergencias que requieran comunicarse con el winchero del nivel -120.

Esta normativa se da con la finalidad de evitar posibles eventos de seguridad. Es decir, que los encargados de nivel tienen prohibido responder cualquier tipo de señal que no sea aquella a la que ha sido asignado su código de señales. Además, durante el izaje de

cualquier tipo material, el personal que transita, debe esperar hasta que este concluya y/o refugiarse en una estocada de seguridad.

Por otro lado, el izaje de los carros mineros U-35, se realizará con un máximo de dos unidades (cargadas al ras) por izaje y, una vez el pique tenga un avance de profundidad, se debe realizar la instalación de una pluma de seguridad que impida la caída de algún carro minero o paso de personal, además de la colocación de un par de leonas de seguridad al inicio del inclinado que funcionan como enganche de refuerzo para asegurar que los carros mineros no caigan a desnivel. Estas acciones son parte de los PETS y todo trabajador relacionado con la actividad debe ser capacitado en estos y ser instruidos sobre su importancia por medio del área de seguridad y/o sus supervisores.

Así también, cuando se requiera realizar el pedido, traslado o izaje de carros mineros, los ayudantes del winche deberán avisar al nivel contiguo e indicar el tipo de material a mover. En esta actividad, el tipo de material que pasa por el winche debe ser registrada por el winchero para que, al final de la jornada, se pueda reportar con el supervisor de la operación y se realicen las gestiones pertinentes.

Por último, está prohibido realizar el izaje sin antes asegurar los pines de enganche con el estrobo entre el cable de izaje y los carros mineros, caso contrario se incurrirá en una falta grave. Además, para el manejo de velocidades se tiene que tener en cuenta 3 tipos de timbres que indican velocidad baja, media y alta. Esta norma es importante debido a que a lo largo del proceso de izaje se utilizan diversas velocidades para evitar problemas como enrollado de cables (fase inicial que requiere velocidad baja). La velocidad media se utiliza luego de que no hay riesgo de enrollado de cables y solo se utilizará la velocidad alta si es que los carros mineros se encuentran en pendiente (cerca del nivel horizontal, la velocidad se baja para posicionar los vagones adecuadamente). Así, el ciclo termina siempre con el cerrado de los dispositivos de seguridad como la pluma o leonas para evitar caídas.

Cabe recalcar que en el traslado mediante la calesa solo están permitidas las herramientas, maderas y/o fierros y el personal nunca debe ser trasladado en los carros mineros.

3.7. Selección del Sistema de Izaje

3.7.1. Infraestructura para el izaje.

Las medidas utilizadas para el proyecto se encuentran en el Anexo 1.13

3.7.2. Tipo de Sistema de Izaje.

Izaje Balanceado: Es realizado en un pique con dos compartimientos en donde el peso ascendente del skip, carro minero o jaula es compensado por otro que desciende por el otro compartimiento.

Izaje No Balanceado: Es el tipo de izaje que se realiza a través de un pique con un solo compartimiento ya que no cuenta con un peso descendiente de carros, skip o jaula que contrarreste el peso ascendente. Es la forma más simple de izaje.

Debido al bajo tonelaje, utilizaremos un sistema de izaje no balanceado por ser el sistema más óptimo para pequeña minería. Esto quiere decir que el pique inclinado solo contará con un solo compartimiento por el cual se realizará el izaje de los carros mineros.

3.7.3. Datos para el Cálculo del Ciclo de Izaje.

3.7.3.1. Capacidad de carga.

$$C = \frac{V_c * \rho * f_c}{1 + e}$$

Donde:

C: Carga o capacidad de carga (t)

V_c: Volumen del carro minero U35 (m³)

p: Densidad de la roca (t/m³)

f_c: Factor de carguío (%)

e: Esponjamiento (%)

Para nuestro caso: V_c = 1m³, Humedad = 3%, densidad mineral = 3.77 TM/m³ y la densidad desmonte = 2.86 TM/m³.

Así también, trabajaremos con un ancho de minado de veta = 0.39m, una potencia de veta = 0.06m y una dilución = 0.33m.

Considerando la humedad obtenemos que:

p. mineral = 3.88 TM/m³ y p. desmonte = 2.95 TM/m³.

Por otro lado, el factor de carguío, el esponjamiento mineral y de desmonte se puede ver en el Anexo 1.14.

Así, obtenemos los siguientes valores de capacidad de carga:

C_{mineral} = 2.22 TM

C_{desmonte} = 1.57 TM

3.7.3.2. *Cálculo del peso por viaje y tipo de material.*

Sabiendo que la cantidad de carros izados por viaje es de 2, obtenemos que se cargan 4.44 TM por viaje de mineral y 3.14 TM por viaje de desmonte. Así también, por la ficha técnica de los carros mineros U-35, sabemos que el peso vacío es de 0.62 TM. Por ello, se tiene un peso total por los dos carros de 1.24 TM.

3.7.4. **Diseño del cable de izaje.**

En la operación, se utilizan cables en 6x19 que significa 6 torones y 19 alambres.

Por catálogos de fabricantes, se sabe que:

$$\text{Masa cable (m): } m = q * d^2$$

Donde:

q: constante del fabricante por tipo de cable

d: diámetro del cable en cm

Así también, se utilizan cables de tipo acero con resistencia a la ruptura: 1570 Mn/m² o 160 k/mm².

Al igual que la masa del cable, la fuerza de ruptura se puede calcular por una constante del fabricante con la siguiente fórmula:

$$\text{Fuerza de ruptura} = k * d^2$$

Donde:

k: depende del diseño del cable.

d: diámetro del cable en cm.

Los valores de q y k pueden verse en el Anexo 1.15.

3.7.4.1. Factor de seguridad del cable.

El factor de seguridad es definido como el ratio de la fuerza de rotura entre la carga máxima. Para cables utilizados en acarreos (como el presente caso), la carga máxima es difícil de especificar y, en muchos casos, se determina por las fuerzas de inercia generadas por las tensiones repentinas de los cables. El Anexo 2,12 representa un conjunto de carros mineros o vagones siendo jalados en ascenso por un inclinado de ángulo θ y de aceleración α mediante un cable de alambres.

La masa del tren es representada como M_T , la masa total de las llantas como M_W , de radio r , radio de giro k y la masa total del cable es M_R .

De esta manera, las fuerzas que actúan sobre el sistema se con la masa equivalente del sistema donde:

$$\text{Masa total equivalente del tren: } M_E = M_T + M_W * k^2 / r^2$$

Además, μ_T es el coeficiente de fricción del tren y μ_R es el coeficiente de fricción del cable.

Para simplificación del sistema, es apropiado igualar todas fuerzas como coeficientes multiplicados por el peso correspondiente y a usar $M_T g$ como el peso del tren para todos los coeficientes relacionados con el peso del tren, obteniendo $M_T g A = M_E a$, de modo que, A (el coeficiente de aceleración) es dado por $A = M_E a / M_T g$. Así mismo, el $\text{sen}(\theta)$ es igual a G (el coeficiente de gradiente), μ_T es igual a R (el coeficiente de resistencia del tren) y μ_R es igual a Q (el coeficiente de fricción del cable). También, el $\text{cos}(\theta)$ es aproximadamente 1 para gradientes típicas.

La figura del Anexo 2.13 muestra el mismo tren que en la figura Anexo 2.12 con los coeficientes y las masas usadas en el sistema.

Por el principio de D'Alembert, R y Q se oponen al movimiento y A se opone al sentido de la aceleración mientras que G siempre actúa hacia la gradiente.

Por otro lado, debido a que algunos rodillos de soporte deben acelerarse con un movimiento rotatorio, se debe considerar la condición de que la fuerza de inercia asociada al cable es $M_T g A$ aunque en realidad sea $M_T a$.

Así, se calcula la tensión del cable con la siguiente expresión:

$$P = M_T g(G + A + R) + M_R g(G + A + Q) \dots (1)$$

Si A se considera como el coeficiente calculado de una máxima aceleración, se puede hallar la tensión máxima con la ecuación (1). Sin embargo, en el arranque del sistema, el valor máximo de A no es determinado con facilidad. Por ello, para tener en consideración este criterio e incluir un tipo de factor de seguridad dinámico de 5 para la fuerza del cable, simplificamos la ecuación de la siguiente manera:

$$S = \text{Fuerza de ruptura de la cuerda}$$

$$S = 5Mg(A + G) \dots (2)$$

Donde $M = M_T + M_R$ y tanto R como Q son ignorados, debido a que sus valores son mucho menores que A o G.

Por otro lado, el valor de A se asume de 0.125 para cualquier propósito en general.

Esta lógica es un reescrito de un método sugerido por Crook, A.E. Trans. Inst. Mining Engrs. 118, parte 4 (1959).

Así también, según el art. 283 (cap. VII) del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional Minera, DS 055-2010, el factor de seguridad de carga de rotura/carga de trabajo de los cables utilizados en minería debe ser de 5, cuando el cable se usa para transporte de mineral o materiales. Siendo esto alineado con la teoría descrita líneas arriba.

3.7.4.2. Cálculo de cable óptimo y su peso.

Cable a utilizar por ser estándar de la mina será un flattened strand ($q = 0.41$ y $k = 55$).

Se utiliza el caso crítico de peso que, en este caso, es el del mineral con un tonelaje de izaje de 4.44 TM.

Con ello, y lo expuesto en la sección 3.8.4, se obtiene lo siguiente:

$$\text{Masa} = 0.41 \cdot d^2 \text{ (kg/m)}$$

$$\text{Fuerza} = 55 \cdot d^2 \text{ (KN)}$$

Con las relaciones obtenidas en la sección del factor de seguridad, se halla las siguientes variables:

$$P = M_T g (G + A + R) + M_R g (G + A + Q)$$

Según art 306 ds024: FS = 5

Fuerza de ruptura = 5 veces como mínimo a "P"

$$S = 5g(M_T(A + G + R) + M_R(A + G + Q))$$

$$\text{ó } S = 5g(M_T + M_R)(A + G)$$

$$A = 0.125$$

Reemplazando valores, obtenemos los valores de la tabla 16 (Anexo 1.16) y con dichos valores, obtenemos la siguiente ecuación:

$$55d^2 = 143.9 + 30.1658 * 0.0574 * d^2 \dots (3)$$

Despejando la ecuación (3) obtenemos:

$$d = 1.634 \text{ cm o } 16.4 \text{ mm}$$

Con ello y utilizando la imagen del Anexo 2.14 para selección de diámetro de cables según tamaños estándar de cables Flattened y se obtiene que el diámetro más óptimo a escoger sería el de 19 cm o ¾ de pulgada.

$$\text{Diámetro óptimo} = 19 \text{ cm}$$

Así, se halla el M_R , la masa y la fuerza de ruptura del cable de izaje:

$$M_R = 0.0574 * d^2 = 155.06 \text{ kg}$$

Por lo tanto, la masa del cable de izaje es:

$$m = 0.41 * d^2 = 1.11 \text{ kg/m}$$

Y la fuerza de ruptura del cable es:

$$\text{fuerza de ruptura} = 55 * d^2 = 148.58 \text{ KN}$$

Así se afirma que la tensión máxima que se ejercerá sobre el cable es de 148.58 KN. Este valor se confirma con la tabla comparativa del Anexo 1.17 y, así, obtenemos la tabla resumen del Anexo 1.18.

3.7.4.3. Máximo tonelaje por hora y por turno.

Se sabe que la producción mensual es de 1200 ton, lo que da una producción anual de 14400 ton y que la longitud del inclinado es de 140m.

Así también, se sabe que:

$$Q_h = c(A + a)/dt$$

Donde:

A: Ton mineral extraído por el pique-anual.

a: Ton estéril extraído por el pique-anual.

d: número de días trabajados por año.

c: coeficiente de irregularidad de la producción.

t: horas efectivas de trabajo de izaje por día.

Con ello, se obtiene que:

$$A = 14400 \text{ ton}$$

$$a = 18720 \text{ ton}$$

$$d = 350 \text{ días}$$

$$c = 1.4$$

$$t = 6 \text{ horas}$$

Así, se obtiene que:

$$Q_h = 22.08 \text{ ton/hr}$$

Máximo tonelaje por turno = 66.24 ton/turno (1 turno = 12 horas con 6 horas efectivas).

3.7.4.4. Máximo número de viajes por hora y velocidad del cable.

Dividiendo el Q_h hallado en el apartado anterior, se halla el número de viajes:

Para mineral: 5 viajes/hr = 12 minutos por viaje.

Para desmonte: 7 viajes/hr = 8.57 minutos por viaje.

Como se puede ver, el caso más crítico para calcular la velocidad sería el del desmonte debido a que el viaje es más rápido y, por lo tanto, la velocidad es mayor. Así también, restamos 3 minutos (uno en la carga y otro en la descarga) por viaje debido al manipuleo del material. Así, se obtiene que el tiempo estimado es de 5.5 minutos por viaje en la longitud del inclinado (140m) en donde se calcula una velocidad de 26 m/min o 0.44 m/s o 85.31 pies/s.

3.7.5. Dimensiones del Tambor del Winche.

Para este proyecto, se optó por un tambor de tipo cilíndrico simple debido a que resulta ser el más óptimo para este tipo de operación debido a que el tambor de tipo cilíndrico tiende a ser el mejor para izajes en donde no se tienen niveles intermedios; es decir, es para un solo nivel. Así también, cuenta con un solo tambor.

Por otro lado, según el art. 300 del DS 023-2017 inciso d guion 2 se sabe que:

“Cuando el winche es usado en profundización de pique o trabajos preliminares, el radio entre el diámetro del tambor y el diámetro del cable será igual o mayor que:

- 48 a 1 cuando el diámetro nominal del cable es de 25.4 mm o menos.
- 60 a 1 cuando el diámetro nominal del cable es más de 25.4 mm.”

Así también, por el art 300 del DS 023-2017 inciso c, se sabe que:

“El enrollamiento del cable debe efectuarse en forma suave, sin golpes, una capa sobre otra, hasta un máximo de 3 si la superficie del tambor tiene canales helicoidales, en espiral o no tiene canales y hasta 4 capas si tiene canales de resina. En ningún caso debe tener más de 3 vueltas muertas de cable.”

Con ello, se define lo siguiente:

$$48 * \text{diámetro del cable} = \text{diámetro del tambor}$$

Aplicando dicha fórmula con el diámetro de 19 cm hallado en la sección 3.7.4.2, obtenemos que:

$$\text{Diámetro del tambor} = 912 \text{ cm o } 0.912 \text{ m o } 36 \text{ pulg}$$

3.7.5.1. Ancho de la tambora.

Utilizando el gráfico del Anexo 2.15 como referencia de la geometría de la tambora, obtenemos las siguientes fórmulas:

Longitud de cable en una vuelta, capa media:

$$L1 = \pi * \left(D + \frac{D_b - D}{2} \right)$$

Número de capas:

$$N^\circ = \frac{D_b - D}{2d}$$

Número de vueltas que se tiene:

$$N^\circ = \frac{B}{d}$$

Longitud total almacenada:

$$L_t = \pi * \left(D + \frac{D_b - D}{2} \right) * \frac{B}{d} * \frac{D_b - D}{2d}$$

$$L_t = \left(\frac{B}{1273.2 * d^2} \right) * (D_b^2 - D^2)$$

Donde:

L_t : Longitud del cable (m)

B: Ancho de la tambora (mm)

d: Diámetro del cable (mm)

D_b : Diámetro de la Brida (mm)

D: Diámetro de la Tambora (mm)

$$B = \frac{(1273.2 * d^2 * L_t)}{D_b^2 - D^2}$$

Con las fórmulas presentadas anteriormente, despejamos las variables $D_b = 1.026$ m y $B = 0.37$ m (Anexo 1.19).

Con ello, obtenemos las características del tambor expuestas en el Anexo 1.20.

3.7.6. Cálculo del Requerimiento del Motor.

3.7.6.1. Diagrama de izaje para winches con tambor cilíndrico.

Este diagrama se utiliza para graficar las potencias (en kW) requeridas para llevar a cabo el izaje de manera eficiente y se divide en los siguientes cuatro tiempos:

- Tiempo de aceleración: t_a
- Tiempo de velocidad máxima: t_s
- Tiempo de desaceleración: t_b
- Tiempo de descanso: t_0

Estos cuatro tiempos, también sirven para acotar cuatro puntos principales en el diagrama que son los representantes de las potencias requeridas por el izaje. Estos cuatro puntos se denominan con las letras A, B, C y D.

Para calcular el valor de los puntos, primero, se deben calcular las potencias (en kW) que el winche requiere durante el ciclo de izaje por periodos de trabajo y luego, los valores hallados se relacionan mediante fórmulas mencionadas por J. Herrera y J. Gómez en su libro “Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas” basándose en el gráfico del Anexo 2.16.

Según dicho gráfico, se generan las fórmulas del Anexo 1.21 y el Anexo 1.22 que, para ser despejados, requieren de la definición de las variables del Anexo 1.23.

Adicional a ello, según Peele, la eficiencia del mecanismo se puede calcular de la siguiente manera:

$$E = (0.90w)/(w + kW'')$$

Donde:

$$W'' = (w + w_s + 0.5w_r)sen(\theta) + (w + w_s)0.02cos(\theta) +$$

0.1cos(\theta), para sistemas no balanceados

k = 0.05 para piques inclinados y verticales

Así también, para la fricción del carro o rodamiento se utiliza un criterio conservador recomendado para condiciones promedios cuyo valor es 2%.

$$Fricción\ del\ carro = masa\ a\ izar * 0.02cos(\theta)$$

Así, la masa equivalente de las partes en movimiento (W') se obtiene como la masa reducida de todas las partes en movimiento de la instalación de extracción, reducida al perímetro de arrollamiento o al radio del tambor. Pero, como se menciona anteriormente, en este caso solo se considera la masa reducida del tambor, ya que en el presente proyecto no se utilizarán poleas.

Por ello, según Federov, la masa reducida del tambor se calculará de la siguiente manera:

$$P_t = (132 + 75B)D_t^2$$

Donde:

B = Ancho del tambor (m)

D_t = Diámetro del tambor (m)

Por último, en el procedimiento del diagrama de izaje, se determinan los valores de las potencias por periodos de trabajo del ciclo de izaje utilizando las siguientes fórmulas:

$$Potencia\ en\ A = (1) + (7) + \frac{(4) + 2 * (3)}{3}$$

$$Potencia\ en\ B = (4) + (7)$$

$$Potencia\ en\ C = (5) + (7)$$

$$Potencia\ en\ D = (2) + (7) + \frac{(5) + 2 * (6)}{3}$$

Tener en cuenta las siguientes observaciones:

- (2) es siempre negativo y (7) es siempre positivo
- Lo cálculos pueden ser verificados de la siguiente forma:
 - El Ratio del trabajo neto realizado durante el izaje con el trabajo neto presentado por la producción del ciclo de trabajo, debe ser igual a la eficiencia mecánica.
 - La potencia para la aceleración y desaceleración deben ser iguales.

3.7.6.2. Desarrollo del diagrama de izaje para el caso de estudio.

Como inicio, se sabe que:

Tiempo promedio del ciclo = 325 s

Cable enrollado = 100 m

Tambor – vagón = 12 m

Reemplazando dichos valores en las fórmulas de los anexos 1.21, 2.22 y 1.23, se obtienen los valores de los anexos 1.24, 1.25 y 1.26 dando como resultado el gráfico de potencias del Anexo 2.17.

3.7.6.3. Capacidad del motor eléctrico del winche.

Con todos los datos ya calculados anteriormente, se puede calcular la potencia necesaria que requiere el winche para operar bajo estas condiciones de manera eficiente y, con la potencia, se puede seleccionar el winche a utilizar.

Para determinar esta potencia, se calcula el Root Mean Square o RMS (por sus siglas en inglés) del ciclo de trabajo. Esto quiere decir, la raíz de la media al cuadrado del ciclo de trabajo. El valor obtenido del RMS representa el requerimiento de izaje máximo continuo que se halla utilizando las letras del diagrama de izaje para winches con tambor cilíndrico (Anexo 2.16), exceptuando que el valor de A y D incluyendo la potencia requerida para acelerar y desacelerar el rotor del motor.

Así, para motores de winches que trabajan con corriente alterna, se utiliza la siguiente ecuación:

$$RMS (kW) = \sqrt{\frac{A^2 * t_a + \frac{(B^2 + C^2 + BC) * t_s}{3} + D^2 * t_b}{\frac{t_a}{2} + t_s + \frac{t_b}{2} + \frac{t_0}{4}}}$$

Así, reemplazamos los valores obtenidos anteriormente:

$$RMS(kW) = \sqrt{\frac{15.97^2 * 7 + \frac{(15.93^2 + 15.92^2 + 15.93 * 15.92) * 234}{3} + 15.28^2 * 7}{\frac{7}{2} + 234 + \frac{7}{2} + \frac{45}{4}}}$$

$$RMS (kW) = 12 kW$$

Existe una sobrecarga aparte del RMS calculado que no puede ser determinada de manera precisa hasta que se determine de manera precisa la inercia de la armadura (rotor). Esto quiere decir, que es necesario estimar la inercia luego del cálculo de RMS por inspección o por el RMS calculado sin haber considerado el efecto de la armadura.

Para este estudio, llevaremos a cabo la segunda manera de cálculo que consiste en multiplicar el RMS calculado por un factor en porcentaje para incluir el valor de la inercia y obtener el valor final. Entonces, la máxima potencia requerida para acelerar el motor un segundo se determina de la siguiente manera:

Para motores que utilizar corriente alterna, el factor por el cual se multiplica el RMS suele ser 125%, obteniendo que:

$$Potencia\ máxima = 1.25 * RMS = 15 kW$$

El resultado es aproximadamente 19 kW o 21 hp y con ello se obtienen los resultados mostrados en el Anexo 1.27.

3.8. Planeamiento y Cronograma de la Obra a Ejecutar.

Para este ítem se debe acotar que la primera infraestructura a realizar de acuerdo al cronograma será la estación superior de winche que tomaran 7 días del proyecto. Luego de ello, se realizarán las obras civiles que incluye la instalación de plataforma de concreto para el posicionamiento del equipo de izaje, estos trabajos se requerirán un tiempo aproximado de 3 días. Se tomó en consideración que no se podrá realizar la construcción del pique inclinado sin antes concluir la instalación de winche. Finalmente, la construcción de estocadas de seguridad e instalación de riel y caminos son trabajos realizados por la misma cuadrilla que realiza la infraestructura del pique inclinado, siendo un total de 151 días de duración del proyecto, como se puede visualizar en las tablas resúmenes de acuerdo al cronograma general y cronograma por mes de los Anexos 1.28 y 1.29.

3.9. Evaluación técnica – económica

En el rubro de la minería subterránea del Perú se está evaluando el ingreso del uso de emulsión a granel o bombeable, donde se están realizando pruebas y estudios para su factibilidad debido a su ahorro en costos frente a otros explosivos como la dinamita o mayor seguridad respecto al ANFO. Sin embargo, estas aplicaciones se vienen dando alrededor del mundo, un caso particular aplicado a nuestro proyecto es el de Sudáfrica para el uso de vetas angostas. Esta mina aurífera (BME 2015) lo realiza a través de equipos denominados PCU o Portable Charging Unit, estas maquinarias al ser de poca dimensión facilitan su uso de acuerdo a la sección que muestra sus labores. Resaltando una mejoría en el avance por disparo, mejor fragmentación y una menor sobre rotura en cada voladura. Es por ello que como proyecto a futuro contemplando la coyuntura actual del alza de los precios de explosivos, una de las mejores soluciones con mayor seguridad y mayor rendimiento sería la emulsión bombeable.

Por otro lado, debido a la coyuntura que el mundo está atravesando desde el inicio de pandemia en 2019 y ahora el conflicto armado de la guerra Rusia y Ucrania, diversas materias primas han ido en alza, de los cuales, el precio de la dinamita ha aumentado considerablemente un 300%. En Perú, se presenta dicho problema debido a que Rusia es una de los principales proveedores, dando así que se eleven los precios debido a los escasos de producción o por defecto, realizar la adquisición ante otras empresas. Es por ello, que a futuro o en mediano plazo, se debería cambiar el sistema de uso de dinamita por el cambio de otros agentes de voladura con menor precio y mayor seguridad de detonación.

Una vez considerado ello, se realizó el análisis de costos evaluando 3 casos: en el primer caso, el uso de emulnor 3000 como cebo y el uso de dinamita Semexsa 65 como el explosivo de carga; en el segundo caso, el uso de Emulnor 3000 como cebo y se consideró el uso de ANFO como explosivo de carga con la relación de 94% y 6% de nitrato de amonio y diésel respectivamente; y, finalmente, en el tercer caso se consideró netamente el Emulnor 3000. Se realizó un trade off para determinar el caso más óptimo; es decir, el caso que incurra en menores costos (Para este estudio, el caso 2 en donde se consideró el uso de Emulnor como cebo y ANFO como carga, fue el más óptimo y nuestra elección).

3.9.1. Monto de Inversión en Infraestructura.

3.9.1.1. Costo de ejecución de la estación superior de winche.

Recordando que para este tipo de infraestructura de sección de 2.4 m x 2.2 m, tomaremos como costos directos la mano de obra, el personal de extracción y apoyo, supervisión del frente, personal de administración, equipos y accesorios de perforación, materiales necesarios para la voladura (cuyo caso, variara de acuerdo al análisis de los casos que se presentaran a continuación en los puntos 3.9.1.1.1, 3.9.1.1.2 y 3.9.1.1.3), equipos y accesorios para la limpieza con pala neumática, los implementos de seguridad necesarios para el personal, herramientas adicionales dependiendo del frente de trabajo; además, se considerarán costos respecto a la alimentación, útiles de campamento y costos administrativos dentro de mina. Finalmente, se considerará como costo indirecto un 6% de gastos generales y un 8% de imprevistos. Siendo un costo total de \$6,584.16 por los 20 metros de avance para la estación superior.

3.9.1.1.1. Caso 01 (Semexa 65%)

Los parámetros principales para este caso 01 son los siguientes: factor de carga de 3.4 kg/m³ y un factor de potencia de 1.19 kg/ton donde se incurrió a un costo por metro de avance de \$386.58 con un total de \$7,731.54 por los 20 metros de avance de la infraestructura. El desglose de los parámetros generales y de servicio de infraestructura se encuentran tanto en el anexo 1.30 y 1.31 y los costos detallados por ítem se encuentran en el anexo 1.32.

3.9.1.1.2. *Caso 02 (ANFO)*

Los parámetros principales para este caso 02 son los siguientes: factor de carga de 7 kg/m³ y un factor de potencia de 2.45 kg/ton donde se incurrió a un costo por metro de avance de \$329.21 con un total de \$6,584.16 por los 20 metros de avance de la infraestructura. El desglose de los parámetros generales de infraestructura se presenta en el anexo 1.33 y en el anexo 1.34, el costo detallado.

3.9.1.1.3. *Caso 03 (Emulsión encartuchada 3000)*

Los parámetros principales para este caso 03 son los siguientes: factor de carga de 4.33 kg/m³ y un factor de potencia de 1.51 kg/ton donde se incurrió a un costo por metro de avance de \$372.20 con un total de \$7,444.08 por los 20 metros de avance de la infraestructura. El desglose de los parámetros generales de infraestructura se presenta en el anexo 1.35 y en el anexo 1.36, el costo detallado.

3.9.1.2. ***Costo de ejecución del inclinado.***

Recordando para este tipo de infraestructura de sección de 2.2 m x 2.2 m, bajo la misma lógica con la que se realizó el análisis para la estación superior de winche, el costo de ejecución del pique inclinado será de \$64,680.84 por los 140 metros de avance.

3.9.1.2.1. *Caso 01 (Semexa 65%)*

Los parámetros principales para este caso 01 son los siguientes: factor de carga de 3.47 kg/m³ y un factor de potencia de 1.21 kg/ton donde se incurrió a un costo por metro de avance de \$515.70 con un total de \$72,198.00 por los 140 metros de avance de la infraestructura. Los parámetros generales y de servicios de la infraestructura se presentan en los anexos 1.37 y 1.38 y, en el anexo 1.39, se presenta el costo detallado ítem por ítem del caso.

3.9.1.2.2. *Caso 02 (ANFO)*

Los parámetros principales para este caso 02 son los siguientes: factor de carga de 7.13 kg/m³ y un factor de potencia de 2.49 kg/ton donde se incurrió a un costo por metro de avance de \$462.01 con un total de \$64,680.84 por los 140 metros de avance de la infraestructura. Los parámetros generales de la infraestructura se presentan en el anexo 1.40 y en el anexo 1.41, el costo detallado.

3.9.1.2.3. *Caso 03 (Emulsión encartuchada 3000)*

Los parámetros principales para este caso 03 son los siguientes: factor de carga de 4.42 kg/m³ y un factor de potencia de 1.55 kg/ton donde se incurrió a un costo por metro de avance de \$502.27 con un total de \$70,317.66 por los 140 metros de avance de la infraestructura. Los parámetros generales de la infraestructura se presentan en el anexo 1.42 y en el anexo 1.43, el costo detallado.

3.9.1.3. ***Costo de ejecución de las estocadas de seguridad***

Recordando para este tipo de infraestructura de sección de 1.2 m x 1.8 m, bajo la misma lógica con la que se realizó el análisis para la estación superior de winche, el costo de ejecución de las estocadas de seguridad será de \$3,522.59 por las 5 estocadas de 3 metros de avance.

3.9.1.3.1. *Caso 01 (Semexa 65%)*

Los parámetros principales para este caso 01 es lo siguiente: arrojó un factor de carga de 3.69 kg/m³ y un factor de potencia de 1.29 kg/ton donde se incurrió a un costo por metro de avance de \$275.86 con un total de \$4,137.87. Los parámetros generales de la infraestructura se presentan en el anexo 1.44 y en el anexo 1.45, el costo detallado ítem por ítem del caso.

3.9.1.3.2. Caso 02 (ANFO)

Los parámetros principales para este caso 02 es lo siguiente: arrojo un factor de carga de 7.60 kg/m³ y un factor de potencia de 2.66 kg/ton donde se incurrió a un costo por metro de avance de \$234.84 con un total de \$3,522.59. Los parámetros generales de la infraestructura se presentan en el anexo 1.46 y en el anexo 1.47, el costo detallado.

3.9.1.3.3. Caso 03 (Emulsión encartuchada 3000)

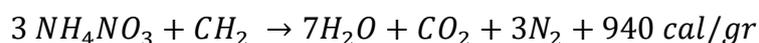
Los parámetros principales para este caso 03 es lo siguiente: arrojo un factor de carga de 4.71 kg/m³ y un factor de potencia de 1.65 kg/ton donde se incurrió a un costo por metro de avance de \$251.62 con un total de \$3,774.31. Los parámetros generales de la infraestructura se presentan en el anexo 1.48 y en el anexo 1.49, el costo detallado.

3.9.2. Análisis de costos de explosivos de acuerdo al tipo de caso a evaluar.

3.9.2.1. Termoquímica del ANFO.

Se realizó el cálculo de la energía de ANFO para luego llevar a cabo una comparativa de selección de explosivos de acuerdo al costo beneficio. Cabe recalcar que el ANFO a evaluar se encuentra a relación del 94% de nitrato de amonio y 6% de diésel.

Ecuación de balance de ANFO:



En el anexo 1.50 se presenta el detalle de la termoquímica del ANFO y en el anexo 1.51, el cálculo del calor de explosión obteniendo un total de 904.18 kcal/kg.

3.9.2.2. Comparativa Precio vs Beneficio de Explosivos.

Como se explicó líneas arriba, el explosivo seleccionado como carga es el ANFO ya que representa un costo de \$ 1.0632 por kg de explosivo (muy por debajo de las otras opciones). La comparación detallada entre el ANFO, semexsa 65 y emulnor 3000 se presenta en el anexo 1.52. Finalmente, en la figura del anexo 2.18, se muestra una comparativa de la presión de detonación vs RWS (potencia absoluta por peso/energía por unidad de masa o PAP), si bien, en primera instancia, el emulnor se presenta como el explosivo de mejor elección (Presión de detonación de 57.79 Kba y RWS de 101.75%) vemos cómo en la figura del anexo 2.19 respecto al costo en \$ nos presenta un mayor ahorro el ANFO. Es decir, la potencia extra no justifica la inversión (aproximadamente un 10% más en la inversión total) para los parámetros definidos de la operación.

3.9.2.3. Costo de explosivos de acuerdo al análisis de los casos propuestos en el proyecto.

Para el proyecto y la elección del ANFO como explosivo de carga se requerirá un total de un aproximado de 5,620 kg de ANFO y 485 kg de emulnor 3000 como se muestra en el anexo 1.53 como una comparativa de kg necesarios de acuerdo al caso a analizar. Con ello, se requerirá un costo de \$ 1,749.05 para emulnor 3000 y \$5,974.24 para el ANFO, siendo un total de inversión de explosivos de \$ 7,723.29 como se muestra en el anexo 1.54.

3.9.3. Costo de Infraestructura.

Contando los trabajos del pique inclinado, la estación superior de winche, las estocadas de seguridad y las obras civiles necesarias, tenemos un costo de infraestructura de \$75,366.53 como se muestra en la figura del anexo 2.20. Siendo este costo relacionado al caso elegido; debido a que, presenta un mayor ahorro que en el caso 02, el detalle se muestra en la tabla del anexo 1.55. En el caso contrario que no se requiera usar el ANFO, una segunda opción sería el uso netamente de emulnor 3000.

3.9.4. Costo de Ventilación.

El costo de ventilación necesaria durante el proyecto ronda los \$ 434.88 durante los 151 días de ejecución, siendo necesario un ventilador eléctrico de 10,000 CFM (cuyo costo horario ronda los \$ 0.24 por hora). El cálculo de este monto se visualiza en el anexo 1.56.

3.9.5. Costo de Equipamiento y accesorios para el proyecto

Se requerirán diversos equipos y herramientas necesarias para el funcionamiento del proyecto del sistema de izaje con un total de \$ 56,750.15 de costo inicial, como se puede verificar en el anexo 1.57, donde el mayor coste involucrado es el winche eléctrico de 19 kW con \$24,500.00, visualizado en la figura del anexo 2.21.

3.9.6. Inversión total del proyecto.

La inversión total del proyecto es la sumatoria del costo de infraestructura más el costo de ventilación a lo largo del proyecto y el costo de equipamientos y/o accesorios necesarios para el sistema de izaje, cuyo resultado ronda los \$ 132, 552 como se puede visualizar en el anexo 1.58. En adición, en la figura del anexo 2.22, se presenta la inversión de la infraestructura considerando en adición el costo de ventilación cuyo valor ronda los \$75,801. Finalmente, en la figura del anexo 2.23, se presenta la inversión total por mes del proyecto (siendo el primer mes donde se requerirá un mayor costo).

3.9.7. Costo Operacional (OPEX).

El costo operacional del sistema de izaje ronda los \$245 por guardia de trabajo, el cual se presenta en la tabla resumen en el anexo 1.59 y con un mayor análisis en el anexo 1.60.

3.9.8. Evaluación Económica (VAN, TIR, periodo de retorno).

3.9.8.1. Ahorro en Producción.

Para el flujo de caja, en primer lugar, se definió el costo operacional y los gastos generales brindados por la operación. Por los datos de la mina, se sabe que se tiene un costo diario aproximado de 6061 USD/tajo y que la operación cuenta con 6 tajos en extracción constante. Esto nos da un costo operativo mensual aproximado de 1,090,980 USD por la extracción de las 1200 toneladas de mineral. Según la empresa, de no realizarse este proyecto, los costos operativos aumentarían en un aproximado de 10% debido a la distancia de acarreo antes de comenzar con los problemas de producción. Es decir, que al implementarse el proyecto que provoca la estabilidad de los costos, se estaría obteniendo un ahorro mensual de 109,098 USD aproximadamente. Esta información se puede ver en la tabla del Anexo 1.61.

3.9.8.2. Flujo de Caja

Para el flujo de Caja, en primer lugar, se definió la depreciación del proyecto en base al artículo 75 de TUO de la Ley General de Minería que estipula que los gastos de desarrollo y preparación que permitan la explotación del yacimiento, pueden ser deducidos íntegramente en el ejercicio en que incurran o en el mismo con hasta dos años extra. Para la presente operación, según estudios de la empresa, se pronostica un remanente de vida útil de unos 15 años; por ello, se calcula una tasa de depreciación mensual de 0.56%.

Por otro lado, la empresa cuenta con gastos generales mensuales aproximados de 70,609 USD. Así, con estos datos, el ahorro de costos y el cálculo de impuesto, se realizó el flujo de caja económico de los 6 meses iniciado el proyecto hasta el final de la realización de la labor, el cual se muestra en la tabla del Anexo 1.62 (cabe recalcar que para este flujo de caja se consideró un cobro anual de los impuestos que en Perú representan un aproximado de 49% y la tasa mensual de 0.56% para la depreciación).

Con el flujo de caja ya realizado, se procedió a determinar el valor actual neto o VAN, la tasa interna de retorno o TIR y el periodo de retorno. Para este proyecto en particular, se obtiene un VAN aproximado de 10,579.56 USD, una TIR de 3% y un periodo de retorno de 6.71 meses considerando que el flujo de caja se da desde el primer mes de construcción (como se muestra en el Anexo 1.63). Es decir, el proyecto recupera la inversión inicial en menos de un mes y al final del primer mes de uso, se genera un flujo de caja acumulado de 16,181.57 USD.

4. PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

4.1. Resultados

- Se determinó que los equipos óptimos para la realización de esta labor eran 2 jacklegs para la perforación, la utilización de ANFO como explosivo, para la limpieza se continua con el uso de locomotoras y carritos mineros y para la ventilación un ventilador de 10,000 CFM.
- El Winche, requiere un monto con potencia de 15 kW o 21 hp (considerando un 25% extra debido a la inercia del sistema) para una carga de 6.44 toneladas de masa total que ascenderán a 0.44 m/s de velocidad por un pique de sección de 2m x 2m, con un ángulo de inclinación de 23° y una longitud de 140 metros. Así también, este winche requiere de un tambor cilíndrico con un diámetro de 0.91 metros para que cumpla con lo estipulado en el DS 024-2015-EM y su modificatoria, el DS 023-2017-EM.
- El cable óptimo para este sistema es un “Flattened Strand” con 19 mm de diámetro nominal que puede resistir una fuerza de ruptura mínima de 227.52 KN lo cual es mayor a la tensión máxima ejercida sobre el cable de un aproximado de 150 KN considerando un factor de seguridad de 5.
- La cuerda tiene una velocidad de 0.44 m/s debido a que tiene un promedio de 8.57 minutos por viaje para el desmonte (caso crítico) considerando 1.5 minutos de manipuleo de carga y 1.5 de descarga.
- El ciclo óptimo para la realización del inclinado se determinó en 6 turnos de 12 horas cada uno o 3 días.
- La obra se realizará en 151 días según el planeamiento realizado.
- El costo total de inversión de la obra será de 136,270 USD aproximadamente.
- El VAN del flujo de caja es de 10,579.56 USD aproximadamente.
- La TIR del flujo de caja es de 3%.

- Se tiene un periodo de *payback* o retorno de 6.71 meses desde el comienzo de la obra y 0.71 meses desde el primer momento de uso de la labor.



5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Conclusiones

- Debido a las condiciones de la operación (entre las cuales están las dimensiones de las secciones, la calidad de la roca y los métodos de limpieza de frentes), no fue posible cambiar el método de perforación por alguna de las posibles opciones viables.
- La utilización de ANFO representa una gran mejora en la construcción de la labor inclinada. No solo por el factor económico donde baja los costos de explosivos en un 50% aproximadamente sino también por factores de seguridad, de gestión y operacionales. También, al no haber presencia de aguas subterráneas en la operación, no se requiere de un explosivo que sea resistente al agua. Cabe mencionar que en nuestro país se está introduciendo la emulsión bombeable en labores subterráneas, algo que podría estudiarse más adelante para su aplicación en piques.
- En cuanto la ventilación de la operación, se ha visto que se cumplen los requisitos como las distancias mínimas entre mangas, tener una velocidad de aire entre los rangos de 25 m/min y 250 m/min, concentración de gases menores a los límites estipulados en el anexo 15 del DS 024-2016-EM, el mapeo del circuito de ventilación, entre otros requisitos. Por ello, se puede asumir que el permiso del uso de ANFO sería brindado a la operación por las autoridades oficiales pertinentes.
- Se ve que el proyecto es bastante viable debido a su baja inversión de 136,300 USD y al gran ahorro que representa (109,098 USD mensuales) al evitar el alza de costos operativos.

5.2. Recomendaciones

- Basado en lo analizado en este trabajo, se recomienda realizar el cambio de dinamita a ANFO para realizar el pique inclinado y minimizar la inversión, ya que, los costos de

producción de la operación aumentarán debido al aumento de costos en la dinamita, hoy escasa en el país (Perú).

- Se debe realizar un estudio de trade off para métodos de carguío y acarreo para poder mejorar la eficiencia en dicho eslabón del ciclo de explotación y construcción. Ya que, actualmente, es un cuello de botella que evita mejorar la perforación en la operación.
- En relación a los explosivos, también se recomienda estar pendiente a la entrada de la emulsión bombeable al país, pues, por los casos de éxito internacionales y casos prácticos en Perú como las pruebas que se están efectuando en la operación minera El Brocal, se puede afirmar que es una buena opción para la minería subterránea no solo para efectos económicos si no también operacionales, de seguridad, gestión y manipuleo. Ya que, se ha visto que contribuye a mejor fragmentación, menor emisión de gases, menor sobrerotura, reducción de tiempos, entre otros.
- Por último, se recomienda realizar un análisis de sensibilidad de la operación ante los cambios en los precios de los insumos para la explotación.

BIBLIOGRAFÍA

Arias, A. D. L. (2013). *Planeamiento y diseño del sistema de extracción del proyecto de profundización de la U.O. San Braulio Uno* (tesis de pregrado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú.

Assembly Specialty Production Inc., Wire Rope & Steel Cables. Recuperado de:

www.assembliespecialty.com/portfolio-item/6x19-class-wire-rope/

Bieniawski Z.T., (1976). *Rock mass classifications in rock engineering*. Proceedings Symposium on Exploration for Rock Engineering. Balkema, Rotterdam. ed. Z.T.

Bieniawski A.A

Chumacero Q. (julio del 2013). Problemática en torno al tratamiento tributario de los gastos de desarrollo en la actividad minera, *IUS ET VERITAS*, (46), 376 – 388.

<https://revistas.pucp.edu.pe/index.php/iusetveritas/article/view/11977/12545>

Duarte, R.D (1993). *Glosario Minero: Segunda Edición*. Rancagua, Chile. Recuperado

de: <http://www.memoriachilena.gob.cl/archivos2/pdfs/MC0047730.pdf>

Exsa Explosivos. (s.f). Ficha Técnica Dinamita Semexsa. Recuperado de:

<https://exsa.net/image/pdf/SEMEXSA1.pdf>

Famesa Explosivos. (s.f). Ficha Técnica Emulnor. Recuperado de:

<http://www.famesa.com.pe/en/products/high-explosives/emulnor/>

Famesa Explosivos. (s.f). Ficha Técnica Superfam Dos. Recuperado de:

<http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2017/07/FT-45.-Superfam-Dos.pdf>

J. Herrera y J. Gómez. (2007). “*Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas*”. Escuela Técnica Superior de Ingeniería de Minas de la Universidad Politécnica de Madrid.

Gestión (2022). *Orica se abastece de nitrato de amonio de nuevos mercados*. Recuperado de:

<https://gestion.pe/economia/empresas/orica-se-abastece-de-nitrato-de-amonio-de-nuevos-mercados-mineria-peru-noticia/>

Osinermin (2017). *Guía de criterios geo mecánicos para diseño, construcción,*

supervisión y cierre de labores subterráneas: Primera Edición. Lima, Perú.

Recuperado de:

https://www.osinermin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf

Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, DS 024-2016-EM y su

modificatoria DS 023-2017 (Cap. VII del Título IV: Gestión de las Operaciones

Mineras.).

RESEMIN (2022). *Catálogo del MUKI FF*. Disponible 24 de junio del 2022, de

https://www.resemin.com/index.php?route=product/product&product_id=61

RESEMIN (2022). *Catálogo del MUKI LHP*. Disponible 24 de junio del 2022, de

https://www.resemin.com/index.php?route=product/product&product_id=50

Rincón Flórez, J. F.; Fonseca Becerra, J. E. & Carvajal Medina, R. J. (2015, julio-

diciembre). *Cálculo de parámetros termodinámicos para explosivos militares*.

Aplicación de fundamentos termodinámicos y propiedades de los explosivos militares.

Rev. Cient. Gen. José María Córdova 13(16), 221-239.

Secretaría Académica de la Facultad de Ciencias e Ingeniería de la Pontificia Universidad

Católica del Perú (2022). *Instructivo para la elaboración de documentos*

académicos.

The Canadian Securities Administrators (2011). *National Instrument 43-101 Canadian*

Standards of disclosure for mineral projects (Part I: Definitions and Interpretation)

- Tuero, J.C.C. (2019). *Diseño de Pique Inclinado y Planeamiento del Sistema de Extracción para incrementar la producción de mineral en la unidad minera cuatro horas MACDESA S.A.* (tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.
- TUMI Raise Boring (2022). *Servicios* Disponible 28 de junio del 2022, de <https://tumirb.com/#servicios>
- TUMI Raise Boring (2022). *Catálogo del SBM 450*. Recuperado de https://www.tumirb.com/images/productos/SBM_450_es.pdf
- Valdivia, T. (2022). *Factibilidad del Uso de Emulsión a Granel en Minería Subterránea: Resultados de Pruebas Emultex PDBG*. (tesis de pregrado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú.





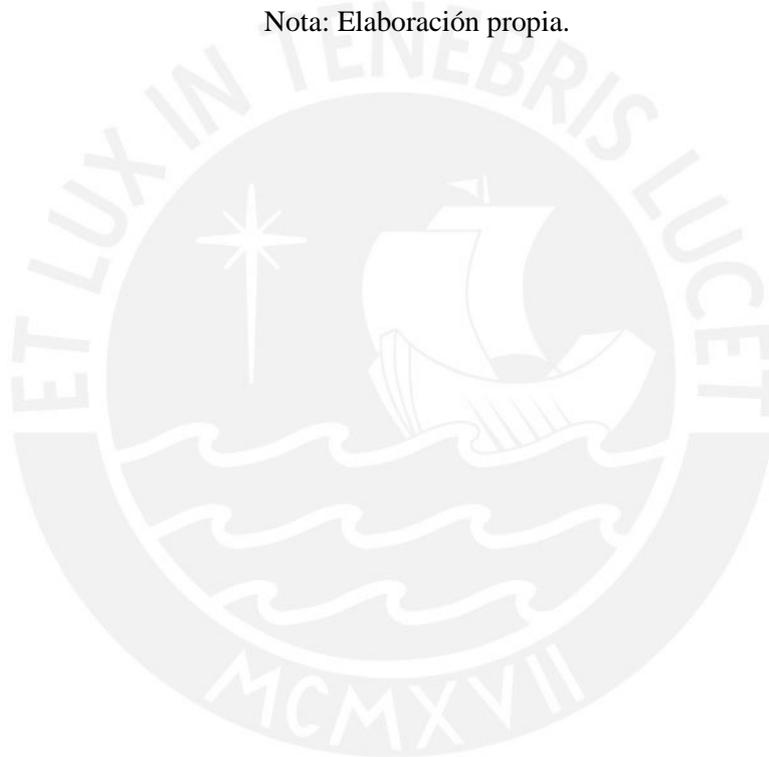
ANEXO 1: Tablas

Anexo 1.1:

Tabla 1 - Criterio para clasificación de masa rocosa

Tipo de Roca	Rango RMR	Calidad según RMR
I	81-100	Muy buena
II	61-80	Buena
III	51-60	Regular A
IV	41-50	Regular B
V	31-40	Mala A
VI	21-30	Mala B
VII	>21	Muy mala

Nota: Elaboración propia.



Anexo 1.2:

Tabla 2 - Vetas principales de La Mina

Veta	Rumbo	Buzamiento	Potencia	Detalles
A	N15°-25°E	85°-86° SE	0.05-0.12m	Desplazamiento por falla 1.5m
B	N25°-35°E	80°-81° SE	0.05-0.15m	Desplazamiento por falla 1.8m
C	N25°-35°E	80°-85° SE	0.10-0.50m	Arsenopirita y fallas longitudinales y transversales
D	N15°-35°E	75°-85° SE	0.02-0.08m	Desplazamiento por dos fallas 0.5m
E	N25°-35°E	75°-87° SE	0.05-0.20m	Desplazamiento por falla 1.5m y oro de alta ley
F	N 37° W	67° SW	0.05-0.12m	Desplaza la veta A longitudinalmente hasta 13.50m. Veta tensional de la Veta B
G	N 35° E	76° SW	0.05-0.08m	Ley promedio de 21 gr/TM

Nota: Elaboración propia.

Anexo 1.3:

Tabla 3 - Geometría del Yacimiento y Distribución de Leyes.

1. FORMA	
<ul style="list-style-type: none">• Masivo (M): Dimensiones similares en cualquier dirección.• Tabular (T): Vetas o mantos• Irregular (I): Dimensiones varían a distancias muy pequeñas.	
2. POTENCIA DEL MINERAL	
<ul style="list-style-type: none">• Estrecho (E): < 10 m• Intermedio (I): 10 – 30 m• Potente (P): 30 – 100 m• Muy Potente (MP): > 100 m	
3. INCLINACIÓN	
<ul style="list-style-type: none">• Tumbado (T): < 20°• Inclinado (IN): > 55°	<ul style="list-style-type: none">• Intermedio (IT): 20 – 55°
4. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE	
<ul style="list-style-type: none">• Superficial (S): < 150 m• Profundo (P): > 300 m	<ul style="list-style-type: none">• Intermedio (I): < 300 m
5. DISTRIBUCIÓN DE LEYES	
<ul style="list-style-type: none">• Uniforme (U): Ley media del yacimiento se mantiene casi constante en cualquier punto de este.• Gradual (G) o diseminado: Las leyes tienen distribución zonal, identificándose cambios graduales de unos puntos a otros.• Errático (E): Sin relación espacial entre las leyes, ya que estas cambian radicalmente de unos puntos a otros en distancias muy pequeñas.	

Nota: Por Nicholas, 1992.

Anexo 1.4:

Tabla 4 - Características geomecánicas de la roca.

1. RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA
(Resistencia a compresión simple (Mpa)/Presión del recubrimiento (Mpa))

- Pequeña (P): < 8
- Media (M): 8 – 15
- Alta (A): > 15

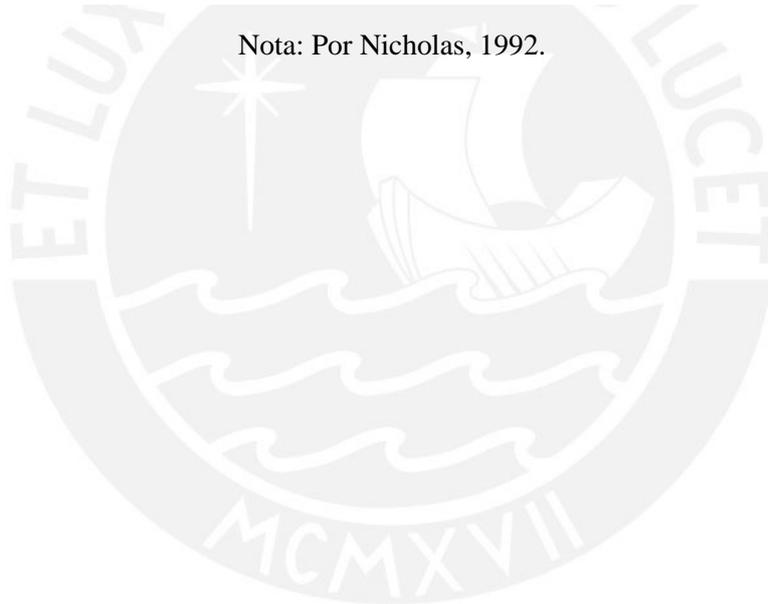
2. ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS

	Fracturas/m	RQD (%)
• Muy Pequeño (MP):	> 16	0-20
• Pequeño (P):	10 – 16	20-40
• Grande (G):	3 – 10	40-70
• Muy Grande (MG)	3	70-100

3. RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES

- Pequeña (P): Limpias con una superficie suave o material relleno blando.
- Media (M): Limpias con una superficie rugosa.
- Grande (G): Rellenas con material de resistencia = o > que la roca intacta.

Nota: Por Nicholas, 1992.



Anexo 1.5:

Tabla 5 - Escala de Valores.

Aplicabilidad	Calificación
Preferido	3 – 4
Probable	1 – 2
Improbable	0
Desechado	-49

Nota: Por Nicholas, 1992.



Anexo 1.6:

Tabla 6 - Clasificación según la geometría del yacimiento y la distribución de leyes.

Métodos de Explotación	Forma del Yacimiento			Potencia del Mineral				Inclinación			Distribución de Leyes		
	M	T	I	E	I	P	MP	T	IT	IN	U	D	E
Cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento de bloques	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Cámaras por subniveles	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Tajo largo	-49	0	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Reducción dinámica	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno ascendente	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3

Nota: Por Nicholas, 1992.

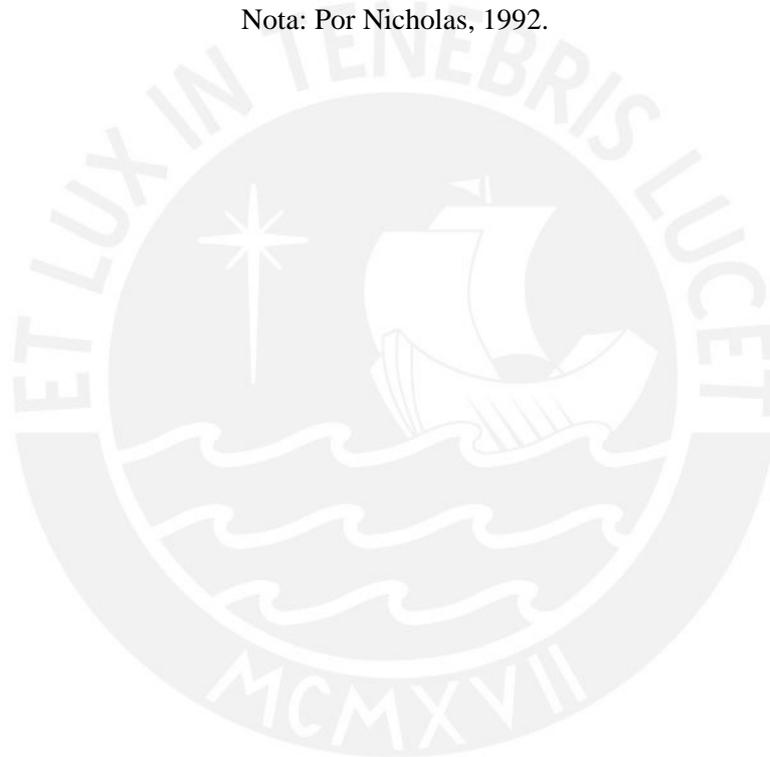


Anexo 1.7:

Tabla 7 - Clasificación según las particularidades geomecánicas de las rocas (Zonas del mineral)

Métodos de Explotación	Resistencia de las Rocas			Espaciamiento entre Fracturas				Resistencia de las Discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	M	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Cámaras por subniveles	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Tajo largo	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Reducción dinámica	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y relleno ascendente	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2

Nota: Por Nicholas, 1992.



Anexo 1.8:

Tabla 8 - Sistema Q de Clasificación de Macizo Rocoso (Barton, 2007).

Sistema Q de Clasificación de Macizo Rocoso			
	Descripción		Valor
1	Índice de Calidad de Roca		RQD
A	Muy mala	(> 27 juntas por m3)	0-25
B	Mala	(20-27 juntas por m3)	25-50
C	Regular	(13-19 juntas por m3)	50-75
D	Buena	(8-12 juntas por m3)	75-90
E	Excelente	(0-7 juntas por m3)	90-100
Notas			
i.	Si el RQD es <10 (incluyendo el 0), se asumen un valor nominal de 10 puntos.		
ii.	Intervalos de RQD de 5; es decir, 100, 95, 90, son lo suficientemente exactos.		
iii.	Asimismo, el RQD puede ser estimado por el número de juntas por metro (Jv): $RQD = 110 - 2.5Jv$		
	Descripción		Valor
2	Índice de familias juntas		Jn
A	Masivo, sin o con pocas juntas		0.5 - 1
B	Una familia de juntas		2
C	Una familia de juntas + una familia aleatoria		3
D	Dos familias de juntas		4
E	Dos familias de juntas + una familia aleatoria		6
F	Tres familias de juntas		9
G	Tres familias de juntas + una familia aleatoria		12
H	Cuatro o más familias de juntas, familia aleatoria, roca muy fracturada, etc.		15
I	Roca triturada terrosa		20
Notas			
i.	Para intersección de túneles, emplear 3 x Jn		
ii.	Para portales, emplear 2 x Jn		
	Descripción		Valor
3	Índice de rugosidad de las discontinuidades		Jr
a) Contacto entre paredes de roca, y			
b) Contacto entre paredes de roca ante un desplazamiento cortante de 10 cm			
A	Juntas discontinuas		4
B	Onduladas rugosas o irregulares		3
C	Onduladas lisas		2
D	Onduladas pulidas		1.5
E	Planares rugosas o irregulares		1.5
F	Planares lisas		1
G	Planares pulidas		0.5
Notas:			
i.	La descripción a características de escala pequeña e intermedia, en ese orden.		
c) Contacto de paredes de roca ante un desplazamiento cortante.			
H	Zona con minerales arcillosos con espesor suficiente para prevenir/impedir el contacto entre paredes de roca.		1
Notas:			
ii.	Añadir una unidad (1) al valor de Jr si el espaciamiento promedio de la familia principal de discontinuidades es mayor a 3 m (dependiendo del tamaño de la abertura subterránea).		

iii. $J_r = 0.5$ puede ser utilizado para discontinuidades planares pulidas con lineaciones, siempre que las lineaciones estén orientadas en la dirección del deslizamiento estimado (dirección de mínima resistencia).		
	Descripción	Valor
4	Índice de alteración de discontinuidades ϕ_r (grados aprox.)	Ja
a) Contacto entre paredes de roca (sin relleno de mineral, solo revestimientos)		
A	Relleno fuertemente soldado, duro, inablandable, impermeable, por ejemplo, cuarzo o epidota.	0.75
B	Paredes de discontinuidades inalteradas, solo superficies manchadas.	25 – 35°
C	Paredes de discontinuidades ligeramente alteradas. Recubrimiento de minerales no ablandables; partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25 – 30°
D	Recubrimiento de arcillas limosas o arenosas, pequeña fracción de arcilla (no blanda).	20 – 25°
E	Recubrimiento de minerales de arcilla suaves o de baja fricción, por ejemplo, caolinita o mica. También, clorita, taco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de acilla expansiva.	8 – 16°
b) Contacto entre paredes de roca ante un corte de 10 cm (rellenos delgados de mineral)		
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25 – 30°
G	Rellenos de minerales arcillosos fuertemente consolidados, inablandables (continuos, pero con espesores menores a 5 mm).	16 – 24°
H	Rellenos de minerales arcillosos blandos con sobreconsolidación media o baja, (continuos, pero con espesores menores a 5 mm).	12 – 16°
I	Rellenos de arcilla expansiva, por ejemplo, montmorillonita (continuos, pero con espesores menores a 5 mm). El valor de Ja depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°
c) Sin contacto entre paredes de roca ante un desplazamiento cortante (rellenos gruesos de mineral)		
J	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada	16 – 24°
K	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada. Sobreconsolidación media o baja o rellenos blandos.	12 – 16°
L	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada. Arcilla expansiva. El valor de Ja depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°
M	Zonas o bandas continuas y gruesas de arcilla fuertemente sobreconsolidadas.	12 – 16°
N	Zonas o bandas continuas y gruesas de arcilla con sobreconsolidación mediana a baja.	12 – 16°
O	Zonas o bandas continuas y gruesas con arcilla expansiva. Con sobreconsolidación mediana a baja. El valor de Ja depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°
	Descripción	Valor
5	Factor de reducción de aguas en las discontinuidades	Jw

A	Excavaciones secas o flujo menor (húmedo o algún goteo).	1
B	Flujo medio, lavado ocasional del relleno de las discontinuidades (muchos goteos / “lluvia”).	0.66
C	Flujo a chorros o alta presión en roca competente con discontinuidades sin relleno.	0.5
D	Gran flujo o alta presión, lavado considerable del relleno de las discontinuidades.	0.33
E	Flujos o presión de agua excepcionalmente altos decreciendo en el tiempo. Ocasiona el lavado del material y quizá derrumbe.	0.2 – 0.1
F	Flujos o presión de agua excepcionalmente altas y continua sin disminución apreciable. Ocasiona el lavado del material y quizás derrumbe.	0.1 – 0.05

Notas

i. Los factores del C al F son estimaciones aproximadas. Incrementar el valor de J_w si la roca es drenada o se realiza la inyección de cemento.

ii. Los problemas especiales causados por la formación de hielo no son considerados.

	Descripción	Valor
6	Factor de reducción de esfuerzos	SRF

a) Zonas de debilidad que intersecan la excavación, que puede causar el relajamiento o desprendimiento del macizo rocoso

A	Múltiples ocurrencias de zonas de debilidad dentro de un tramo corto que contiene arcilla o roca circundante químicamente desintegrada, muy relajada/suelta (a cualquier profundidad), o tramos largos dentro de roca incompetente o débil (a cualquier profundidad). Para condiciones plásticas, ver ítems del 6L al 6M.	10
B	Múltiples zonas de corte/cizalla dentro de un tramo corto en roca competente libre de arcilla con roca circundante relajada/suelta (a cualquier profundidad).	7.5
C	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad ≤ 50 m).	5
D	Discontinuidades relajadas o sueltas, abiertas, fuertemente fisuradas o “cubo de azúcar”, etc. (a cualquier profundidad).	5
E	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad > 50 m)	2.5

Notas:

i) Reducir estos valores de SRF en un 25 – 50% si las zonas de debilidad solo influencia, pero no intersecan la excavación subterránea.

b) Roca masiva principalmente competente, problemas de esfuerzos.	σ_c / σ_1	σ_θ / σ_c	SRF
F Esfuerzos bajos, cercanos a la superficie, discontinuidades abiertas.	>200	<0.01	2.5
G Esfuerzos medios, condición de esfuerzo favorables.	200 – 10	0.01 – 0.3	1
H Esfuerzos altos, estructura muy compacta. Usualmente favorable para la estabilidad.	10 - 5	0.3 – 0.4	0.5 – 2
También puede ser desfavorable para la estabilidad, dependiendo de la orientación de los esfuerzos en comparación con los planos de juntas/debilidad*.			2 – 5*

I	Desprendimiento y/o ensanche moderado de la sección de una labor después de > 1 hora en roca masiva.	5 – 3	0.5 – 0.65	5 – 50
J	Ensanche de la sección de una labor o estallido de roca después de unos pocos minutos en roca masiva.	3 – 2	0.65 – 1	50 – 200
K	Intenso estallido de roca y deformación dinámica inmediata en roca masiva.	<2	>1	200 – 400
Notas:				
ii)	Para un campo de esfuerzos fuertemente anisotrópico (si es medido): cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c a $0.75\sigma_c$, cuando $\sigma_1 / \sigma_3 \geq 10$, reducir σ_c a $0.5\sigma_c$, cuando σ_c = resistencia a la compresión inconfiada, σ_1 y σ_3 son los esfuerzos principales mayor y menor respectivamente, y σ_θ = esfuerzo tangencial máximo (estimado de la teoría de elasticidad).			
iii)	Cuando la profundidad de la corona/techo debajo de superficie es menor que el ancho de la excavación; se sugiere incrementar el valor de SRF de 2.5 a 5 para tales casos (ver ítem 6F).			
c)	Roca plástica: Deformación plástica en roca no competente bajo la influencia de altas presiones		σ_θ / σ_c	SRF
L	Presión leve de roca plástica		1 – 5	5 – 10
M	Presión intensa de roca plástica		>5	10 – 20
Notas:				
iv)	Las determinaciones de las condiciones de roca plástica deben ser realizadas de acuerdo con la literatura pertinente (por ejemplo, <i>Singh et al., 1992</i> y <i>Bhasin y Grimstad, 1996</i>)			
d)	Roca expansiva: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua			SRF
N	Presión leve de roca expansiva			5 – 10
O	Presión intensa de roca expansiva			10 – 15

Nota: Tomado de “*Guía de Criterios Geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*” por OSINERGMIN (Lima), 2017.

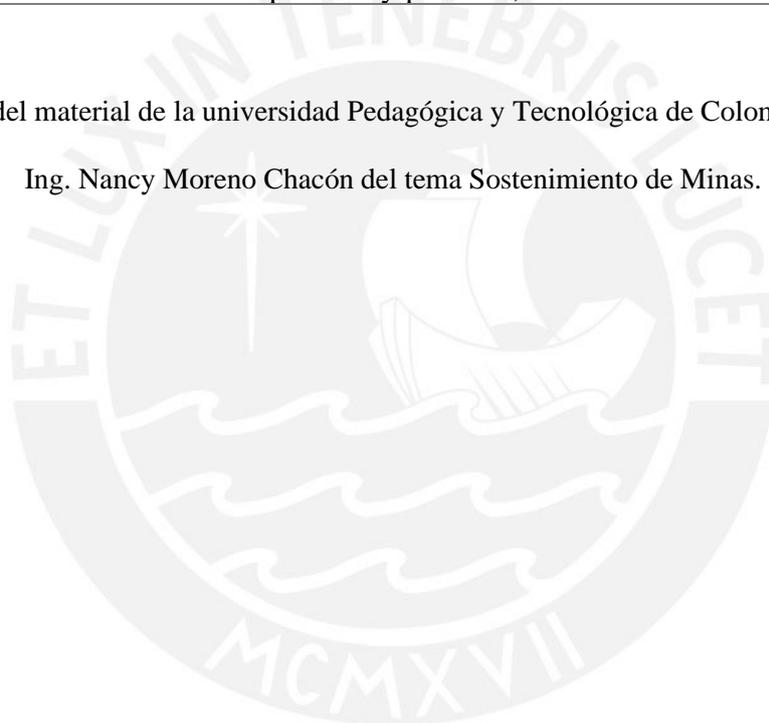
Anexo 1.9:

Tabla 9 - Valores ESR según categoría de excavación.

	Categoría de la excavación	ESR
A	Excavaciones mineras temporales.	3 – 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles piloto, galerías y socavones para grandes excavaciones.	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, cámara de equilibrio, túneles de acceso.	1.3
D	Casas de fuerza, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, cámaras de defensa civil, intersecciones de portales.	1.0
E	Estaciones subterráneas de energía nuclear, estaciones de ferrocarril, facilidades deportivas y públicas, fábricas.	0.8

Nota: Tomado del material de la universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia, por parte de

Ing. Nancy Moreno Chacón del tema Sostenimiento de Minas.



Anexo 1.10:

Tabla 10 - Sección de estación superior del pique Nv.0

Ancho (m)	Altura (m)	Largo (m)
2.40	2.20	20.00

Nota. Elaboración propia.



Anexo 1.11:

Tabla 11 - Sección de pique inclinado

Ancho (m)	Altura (m)	Largo (m)	Inclinación o pendiente (°)
2.20	2.20	140.00	-23°

Nota. Elaboración propia.



Anexo 1.12:

Tabla 12 - Sección de estocada de seguridad

Ancho (m)	Altura (m)	Largo (m)
1.20	1.80	3.00

Nota: Elaboración propia.



Anexo 1.13:

Tabla 13 - Geometría del inclinado

Parámetro	Cantidad	Unidad
Angulo de inclinación:	23	°
Profundidad del pique	60	m
longitud inclinada:	140	m

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.14:

Tabla 14 – Factor de carguío, esponjamiento mineral y de desmante

Factor de carguío (fc):	80%
Esponjamiento de mineral:	40%
Esponjamiento de desmante:	50%

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.15:

Tabla 15 – Constantes de masas y esfuerzos de cables de alambres

Tipo de cable	q	K
Round Strand	0.36	52
Round Strand con alambre en el núcleo	0.4	56
Flattened Strand	0.41	55
Flattened Strand con alambre en el núcleo	0.45	58
Locked oil	0.564	85

Nota: Tomado de la tesis “*PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL SISTEMA DE EXTRACCIÓN DEL PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN DE LA U.O SAN BRAULIO UNO*” por Lino Arias (Lima),

2013.



Anexo 1.16:

Tabla 16 - Valores para el cálculo del cable óptimo.

Variable	Valor - cálculo
M_T	5.68
M_R	0.0574 * d ²
A	0.125
G: Sen (θ)	0.39
R	0.0015
Q	0.1

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.17:

Tabla 17 - Transcripción del Anexo 2.16 con transformación de unidades.

Diámetro nominal		Masa aproximada		Fuerza de ruptura mínima	
		6x19 a 6x26			
pulgadas	mm	lb/ft	kg/m	ton-fuerza	KN
1/2	13	0.46	0.68	10.4	101.99
4/7	14.5	0.58	0.86	13.2	129.45
5/8	16	0.72	1.07	16.2	158.87
3/4	19	1.04	1.55	23.2	227.52
7/8	22	1.41	2.1	31.4	307.94
1	26	1.85	2.75	40.7	399.14
1 1/8	29	2.34	3.48	51.3	503.1
1 1/4	32	2.89	4.3	63	617.84

Nota: Elaboración propia.

Anexo 1.18:

Tabla 18 - Tabla Resumen de la Selección de Cable.

Tipo	Flattened- tipo BOA
Distribución de alambres	Serie 6x19
Dirección de corchado	Lang's Lay (corchado directo)
Diámetro	19 mm
Tensión máxima en el cable	149 KN
Fuerza de ruptura mínima	227.52 KN

Nota: Elaboración propia.



Anexo 1.19:

Tabla 19 – Medidas de la tambora

Variable	Cantidad	Unidades
d: Diámetro del cable	0.019	m
N: Número de capas	3	capas
D: Diámetro de la tambora	0.912	m
Db: Diámetro de la Brida	1.026	m
Longitud del inclinado	140	m
Polea-Tambora	140	m
Empalmes, amarres, corte	40	m
Lt: Longitud del cable	180	m
B: Ancho de la tambora	374.4705882	mm
	0.37447	m

Nota: Elaboración propia.

Anexo 1.20:

Tabla 20 – Características de la tambora

Características de la tambora	Medida (m)	Medida (pulgadas)
Diámetro de la tambora (D)	0.91	35.91
Diámetro de la Brida (Db)	1.03	40.39
Ancho de la tambora (B)	0.37	14.74

Nota: Elaboración propia.



Anexo 1.21:

Tabla 21 – Tabla fórmulas para las potencias del winche.

Periodo	Símbolo	Izaje no balanceado
Potencia de aceleración (máxima)	(1)	$+\frac{W'v^2}{32.2 * 102 * t_a}$
Potencia de desaceleración (máxima)	(2)	$-\frac{W'v^2}{32.2 * 102 * t_b}$
Potencia en el comienzo de aceleración (equivalente)	(3)	$+\frac{(w + w_r + w_s)vsen(\theta)}{102}$
Potencia en la velocidad máxima en el final de la aceleración	(4)	$+\frac{(w + w_r + w_s - w_a)vs}{102}$
Potencia en la velocidad máxima al principio de la desaceleración	(5)	$+\frac{(w + w_s + w_b)vsen(\theta)}{102}$
Potencia al final de la desaceleración (potencia equivalente)	(6)	$+\frac{(w + w_s)vseno(\theta)}{102}$
Potencia por fricción (promedio) para piques inclinados	(7)	$+7a + 7b + 7c$

Nota: Elaboración propia basada en la teoría del libro “Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas” por J. Herrera y J. Gómez, 2017.

Anexo 1.22:

Tabla 22 – Tabla de fórmulas para los componentes de la fricción.

Descripción	Símbolo	Fórmula
Potencia Fricción mecánica	7a	$+ \left(\frac{((w + w_s + 0.5w_r)v \text{sen}(\theta))}{102} + 7b + 7c \right)$ $* \frac{1 - E}{E}$
Potencia Fricción de Rodamiento	7b	$+ \frac{(w + w_s)v * 0.02 \cos(\theta)}{102}$
Potencia Fricción de cable	7c	$+ \frac{w_r * 0.10 \cos(\theta) **}{102}$

** 1 solamente al fondo del pique inclinado. En la parte superior, el valor es cero.

Nota: Elaboración propia basada en la teoría del libro “Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas” por J. Herrera y J. Gómez, 2017.

Anexo 1.23:

Tabla 23 – Definición de variables para las fórmulas del gráfico de potencia para winche.

Nomenclatura	Unidad	Descripción
w	Kg	Masa del material a manipular
w_s	Kg	Masa de los vagones o carros mineros
w_r	Kg	Masa del cable = $L \times$ Peso lineal del cable
w_a	Kg	Masa del cable enrollado durante la aceleración = $0.5 * (vt_a) * \textit{peso lineal del cable}$
w_b	Kg	Masa del cable enrollado durante la aceleración = $0.5 * (vt_b) * \textit{peso lineal del cable}$
w_{ro}	Kg	Peso total del cable = $w_r +$ <i>masa de cable enrollado +</i> <i>masa entre tambor y vagón</i>
W_0	Kg	Masa equivalente de las partes en movimiento (para operaciones balanceadas y no balanceadas) reducido al radio del tambor, incluyendo engranajes, tambores con embargues, poleas, pero no la armadura del motor
W'	Kg	Masa total del sistema de izaje = $w + w_s + w_{ro} + W_0$
v	m/s	Velocidad máxima del cable
t	s	Tiempo de un viaje en un solo sentido, excluyendo paradas
t_a	s	Tiempo de aceleración
t_b	s	Tiempo de desaceleración
t_s	s	Tiempo de velocidad máxima
t_0	s	Tiempo de descanso
L	m	Trayectoria total del skip
θ	Grados (°)	Ángulo de inclinación respecto de la horizontal
E		Eficiencia del mecanismo

Nota: Elaboración propia basada en la teoría del libro “Diseño de Explotaciones e Infraestructuras

Mineras Subterráneas” por J. Herrera y J. Gómez, 2017.

Anexo 1.24:

Tabla 24 – Resultados del paso 1

Nomenclatura	Cálculo	Valor	Unidad
w	=4.44*1000	4440	kg
ws	=1.24*1000	1240	kg
wr	= (140+40) *1.55	279	kg
wa	=0.5*0.44*7*1.55	2.387	kg
wb	=0.5*0.44*7*1.55	2.387	kg
wro	=279+(100+12) *1.55	452.6	kg
wo	= (132+75*0.174) *0.91^2)	133.15	kg
W'	= (1240+279+452.6+133.15)	2104.75	kg
v	=140/ (318.2-0.5*(7+7))	0.44	m/s
t	=140/0.44+0.5*(7+7)	325.2	S
ta		7	S
tb		7	S
ts	=325.2-(7+7)	311.2	S
to		45	S
L		140	M
Θ		23	Grados
E	= (4440+1240+0.5*279) *sen (23°)	0.88	
W''	= (4440+1240+0.5*279) *sen (23°) +(4440+1240) *0.02*cos (23°) +0.1*279*cos (23°)	2404.11	

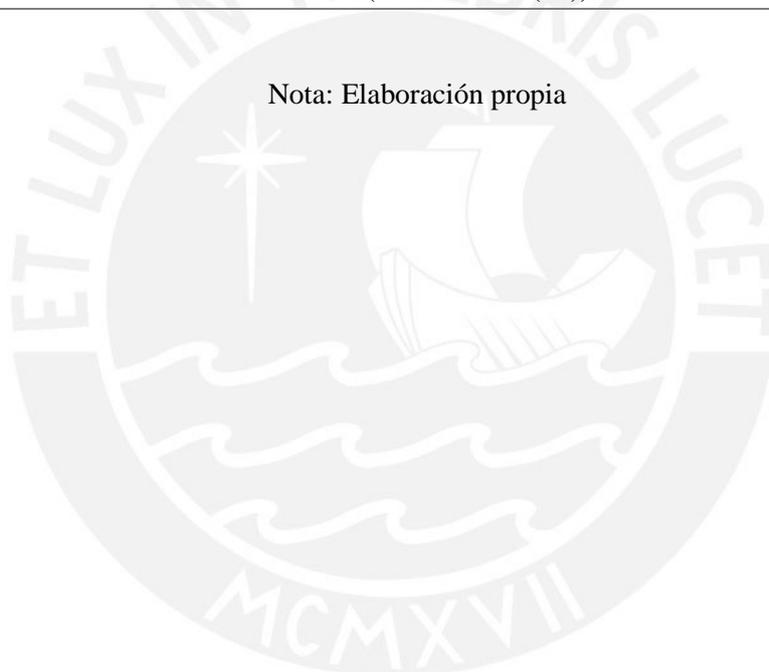
Nota: Elaboración propia

Anexo 1.25:

Tabla 25 – Resultado del paso 2

Símbolo	Cálculo	Valor
(1)	$= (2404.11 * 0.44^2) / (32.2 * 102 * 7)$	0.02
(2)	$= -(2404.11 * 0.44^2) / (32.2 * 102 * 7)$	-0.02
(3)	$= (4440 + 1240 + 279) * 0.44 * \text{SENO (RADIANTES (23))} / 102$	10.04
(4)	$= (4440 + 1240 + 279 - 2.387) * 0.44 * \text{SENO (RADIANTES (23))} / 102$	10.04
(5)	$= (4440 + 1240 + 2.387) * 0.44 * \text{SENO (RADIANTES (23))} / 102$	9.58
(6)	$= (4440 + 1240) * 0.44 * \text{SENO (RADIANTES (23))} / 102$	9.57
(7)	$= 1.46 + 0.45 + 0.11$	2.03
7a	$= ((4440 + 1240 + 0.5 * 279) * 0.44 * \text{SENO (RADIANTES (23))} / 102 + 0.45 + 0.11) * ((1 - 0.876) / 0.876)$	1.46
7b	$= (4440 + 1240) * 0.44 * 0.02 * \text{COS (RADIANTES (23))} / 102$	0.45
7c	$= 279 * 0.1 * 0.44 * \text{COS (RADIANTES (23))} * 1 / 102$	0.11

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.26:

Tabla 26 – Resultado del paso 3

Punto	Valor (kW)	Tiempo (s)	Intervalo
A	12.08645	7	ta
B	12.06604	311	ts
C	11.60383	7	tb
D	11.58342	45	t0

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.27:

Tabla 27 – Resultados de la potencia requerida del motor

Peso total a izar	6.44 TON
Capacidad de enrollamiento (vel. Cuerda)	0.44 m/s
Potencia requerida	15 kW
Diámetro mínimo del tambor	0.912 m
Sistema del motor	Trifásico

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.28:

Tabla 28 - Cronograma de actividades que se requiere para la ejecución del proyecto por días

Nombre de actividad	Sección	Nivel	Unidad	Avance programado	Avance/guardia	Avance/día	#Días totales
Estación Superior winche	2.4X2.2 m2	0	mts	20	1.5	3	7
Pique Inclinado	2.2X2.2 m2	0 al -60	mts	140	0.5	1	141
Estocadas de seguridad	1.2X1.8 m2	0 al -60	mts	15	1.5	3	5
Instalación de Riel y Camino		0 al -60	Riel/escalera	46	1	2	23.5
Obras civiles		0					2
Instalación de winche		0					1
Total de días de ejecución de proyecto							151

Nota: Elaboración propia

Anexo 1.29:

Tabla 29 - Cronograma de actividades por mes del proyecto

Mes	N° de días al mes trabajados por tipo de actividad				
	1	2	3	4	5
Estación Superior winche	7	0	0	0	0
Pique Inclinado	20	30	30	30	31
Estocadas de seguridad		2	1	1	1
Obras civiles	2				
Instalación de winche	1				

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.30:

Tabla 30 – Parámetros generales para el caso 01 de la estación superior de winche.

Parámetros			
1.1 Sección de labor	2.4X2.2 m2	1.9 Eficiencia total	84.75%
1.2 Tipo de Roca	Semidura a Dura	1.10 Avance / disparo	1.5 m
1.3 Longitud de taladro	1.77 m	1.11 Volumen roto	8.32 m3
1.4 Equipo de limpieza	Pala neumática	1.12 Metros perforados	87.83 m
1.5 Sobre rotura máx.	5%	1.13 Factor de carga	3.4 kg/m3
1.6 N.º tal. disparados	45	1.14 Factor de potencia	1.19 kg/ton
1.7 N.º taladro alivio	4	1.15 Factor de perforación	10.56 m/m3
1.8 N.º total de taladros	49		

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.31:

Tabla 31 – Parámetros de servicio para la estación superior de winche.

Perforación para servicios	
Pasamanos	0.55 m
Manga	0.55 m
Aire agua	0.55 m
Energía	0.55 m
Total	1.1 m

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.32:

Tabla 32 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 01 de la estación superior de winche.

COSTOS DIRECTOS:							
1. Mano de Obra							
Personal Directo	Jornal S/.	Cant. Trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	S/ x m
Maestro Perforista II	65.00	1	1.00	1	166.06%	172.94	
Ayudante de perforista I	55.00	1	1.00	1	166.06%	146.33	
				2		319.27	212.85
P. de Extracción y Apoyo	Jornal S/.	Cant. Trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	1	14	0.07	166.06%	9.68	
Ayudante de mina	48.00	1	14	0.07	166.06%	8.94	
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	4	14	0.29	166.06%	40.12	
Ayudante de mina	48.00	3	14	0.21	166.06%	26.82	
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	1	14	0.07	166.06%	9.68	
Ayudante de mina	48.00	3	14	0.21	166.06%	26.82	
Bodeguero	48.00	1	14	0.07	166.06%	8.94	
Mecánico	48.00	1	14	0.07	166.06%	8.94	
				1.06		139.94	93.29
Supervisión	Jornal S/.	Cant. Trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	
Ing. Superintendente	5,000.00	1	28	0.04	166.06%	17.74	
Ing. de Seguridad	2,000.00	1	28	0.04	166.06%	7.09	
asistente de seguridad	600.00	1	28	0.04	166.06%	2.13	
Ing. jefe de Guardia	3,800.00	1	14	0.07	166.06%	23.59	
asist. Jefe de guardia	1,500.00	1	14	0.07	166.06%	9.31	
Ing. geólogo	5,000.00	1	28	0.04	166.06%	17.74	
asist. Geología	1,650.00	1	14	0.07	166.06%	10.24	
topógrafo	2,800.00	1	28	0.04	166.06%	9.93	
				0.41		97.77	65.18
Administración	Jornal S/.	Cant. Trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	
Secretario	1,000.00	1	28	0.04	166.06%	3.55	
Asistenta social	750.00	2	28	0.07	166.06%	4.66	
Enfermera	750.00	2	28	0.07	166.06%	4.66	
Almacenero I	1,250.00	1	28	0.04	166.06%	4.43	
Almacenero II	1,000.00	1	28	0.04	166.06%	3.55	
				0.26		20.85	13.9
						Total	385.22

2. Perforación					
	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Maquina Perforadora	pies	288.16	0.4180	120.45	
Barra cónica de 2'	pies	3.61	0.1573	0.57	
Barra cónica de 4'	pies	189.7	0.2048	38.85	
Barra cónica de 6'	pies	94.85	0.2660	25.23	
Broca de 36 mm	pies	94.85	0.2603	24.69	
Broca de 38 mm	pies	193.31	0.2356	45.54	
Manguera de 1"	m	33	0.0973	3.21	
Manguera de 1/2"	m	33	0.0479	1.58	
Aceite para perforación	gln	0.25	45.7520	11.44	
				271.56	181.04
3. Materiales para Rotura - Voladura					
	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Semexsa 65% x7/8x7	car	306.00	2.64	808.49	
Mecha ensamblada(carmex)	pza.	45.00	3.43	154.41	
Emulsión encartuchada 3000	car	45.00	1.48	66.74	
Mecha rápida	m	12.00	2.09	25.08	
				1,054.73	703.15
4. Instalación de Servicios					
	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Instalación de riel de 15 Kg/m	m	1	320.70	320.70	
Instalación de tubería de 4"	m	1	21.84	21.84	
Instalación de tubería de 2"	m	1	7.33	7.33	
Instalación de tubería de 1"	m	2	2.81	5.62	
Alcayatas de 4 niveles	m	1	4.97	4.97	
Instalación de cáncamos	m	1	2.68	2.68	
instalación de sogas de 1"	m	1	9.50	9.50	
Instalación de Manga de 24"	m	1	12.54	12.54	
				385.17	256.78
5. Limpieza con Pala					
	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Pala neumática 12B	hr	4	12.81	51.22	
Aceite para pala	gln	0.5	45.75	22.88	
Carro Minero	hr	4	0.65	18.09	
				92.19	61.46

6. Implementos de Seguridad					
	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Botas de Jebe	par	3.47	0.72	2.51	
Barbiquejo	und	3.73	0.24	0.90	
Guantes neoprene - N.º 14	par	2.00	6.41	12.82	
Mameluco con cinta reflectiva	und	3.73	0.41	1.52	
Casco Minero MSA tipo sombrero	und	3.47	0.22	0.75	
Correa de nylon Porta Lampara	und	3.47	0.17	0.59	
Respirador 3M serie 7502	und	3.73	1.16	4.33	
Filtro p/ respirador 3M	par	3.73	3.05	11.38	
lentes de malla	und	3.47	0.21	0.74	
Tapones Auditivos	par	3.73	0.38	1.42	
Tafílete	und	3.73	0.07	0.27	
Ropa de Jebe (saco y pantalón)	jgo	2.00	1.32	2.63	
Lampara minera (con cargador)	und	3.47	0.48	1.65	
casco Minero MSA tipo Jockey	und	0.67	0.10	0.07	
Zapatos de Cuero	par	0.67	1.20	0.81	
guantes de cuero	par	3.73	2.18	8.13	
				50.50	33.66
7. Herramientas					
	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Atacador de madera	pza.	2	0.35	0.69	
Barretilla de 6'	pza.	1	0.25	0.25	
Comba de 6 lb	pza.	1	0.44	0.44	
Comba de 25 lb	pza.	1	0.24	0.24	
Barretilla de 4'	pza.	1	0.17	0.17	
Lampa Minera	pza.	2	0.40	0.80	
Llave francesa de 15"	pza.	1	0.45	0.45	
Llave Stilson de 18"	pza.	1	0.46	0.46	
Pico Minero	pza.	1	0.53	0.53	
Barretilla de 8'	pza.	1	0.93	0.93	
Saca Barreno	pza.	1	0.68	0.68	
Nivel Stanley	pza.	1	0.76	0.76	
				6.42	4.28
				Total costo directo: S/ x m	1,625.59
				Costos Indirectos:	

	Gastos Generales	6%	97.54
	Imprevistos (*)	8%	130.05
	Total costo indirecto: S/ x m		227.58
	Costo total (directo + indirecto)	S/. x m	1,853.17
		US \$ x m	487.68
	Costo por 20 m	US \$	9,753.54

Nota: Elaboración propia

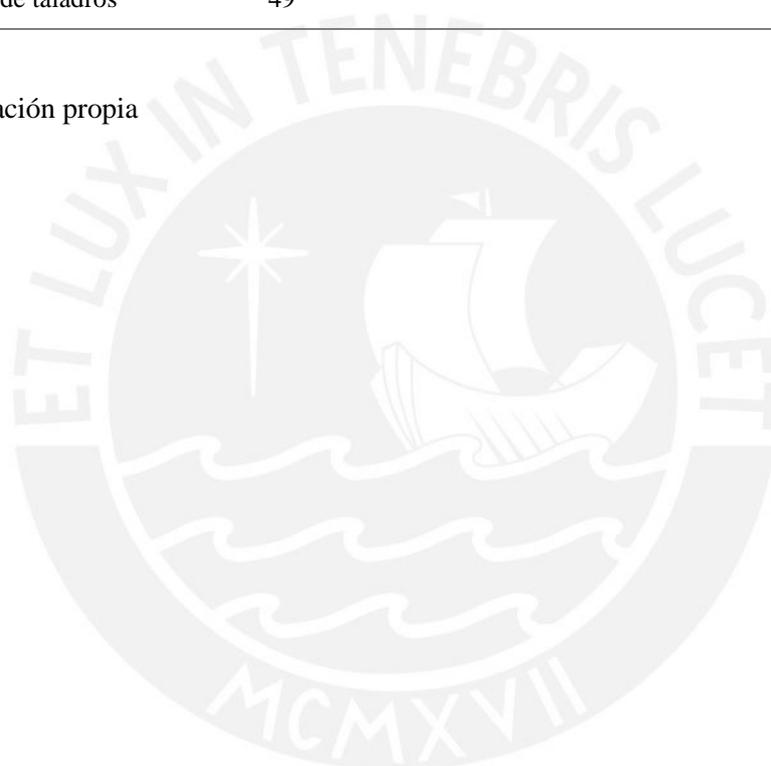


Anexo 1.33:

Tabla 33 – Parámetros generales para caso 02 para la estación superior de winche.

Parámetros			
1.1 Sección de labor	2.4X2.2 m2	1.9 Eficiencia total	84.75%
1.2 Tipo de Roca	Semidura a Dura	1.10 Avance / disparo	1.5 m
1.3 Longitud de taladro	1.77 m	1.11 Volumen roto	8.32 m3
1.4 Equipo de limpieza	Pala neumática	1.12 Metros perforados	87.83 m
1.5 Sobre rotura máx.	5%	1.13 Factor de carga	7 kg/m3
1.6 N.º tal. disparados	45	1.14 Factor de potencia	2.45 kg/ton
1.7 N.º taladro alivio	4	1.15 Factor de perforación	10.56 m/m3
1.8 N.º total de taladros	49		

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.34:

Tabla 34 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 02 de la estación superior de winche.

3. Materiales para Rotura - Voladura					
	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Anfo	kg	50.40	5.70	287.28	
Mecha ensamblada(carmex)	pza.	45.00	3.43	154.41	
Petróleo	gln	1.03	14.97	15.43	
Emulsión encartuchada 3000	car	45.00	1.48	66.74	
Mecha rápida	m	12.00	2.09	25.08	
				548.95	365.97
Total de costo directo: S/ x m					1,288.41
Costos Indirectos:					
Gastos Generales				6%	77.30
Imprevistos (*)				8%	103.07
Total de costo indirecto: S/ x m					180.38
Costo total (directo + indirecto)				S/. x m	1,468.79
				US \$ x m	386.52
Costo por 20 m				US \$	7,730.46

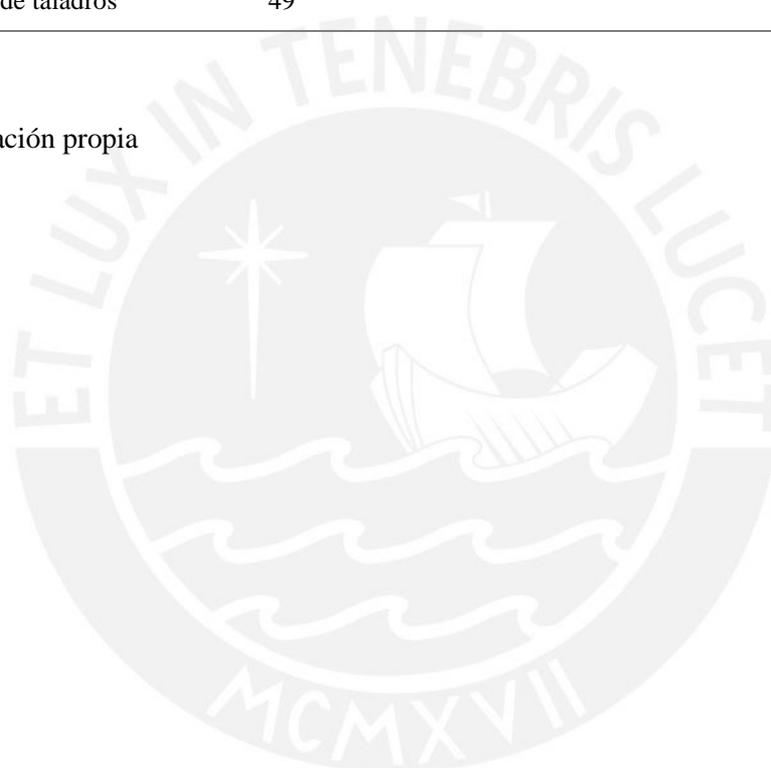
Nota: Elaboración propia

Anexo 1.35:

Tabla 35 – Parámetros generales para caso 03 para la estación superior de winche.

Parámetros			
1.1 Sección de labor	2.4X2.2 m2	1.9 Eficiencia total	84.75%
1.2 Tipo de Roca	Semidura a Dura	1.10 Avance / disparo	1.5 m
1.3 Longitud de taladro	1.77 m	1.11 Volumen roto	8.32 m3
1.4 Equipo de limpieza	Pala neumática	1.12 Metros perforados	87.83 m
1.5 Sobre rotura máx.	5%	1.13 Factor de carga	4.33 kg/m3
1.6 N.º tal. disparados	45	1.14 Factor de potencia	1.51 kg/ton
1.7 N.º taladro alivio	4	1.15 Factor de perforación	10.56 m/m3
1.8 N.º total de taladros	49		

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.36:

Tabla 36 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 03 de la estación superior de winche.

3. Materiales para Rotura - Voladura					
	Und	Cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Mecha ensamblada(carmex)	Pza.	45.00	3.43	154.41	
Emulsión encartuchada 3000	Car	351.00	1.48	520.58	
Mecha rápida	M	12.00	2.09	25.08	
				700.08	466.72
				Total de costo directo: S/ x m 1,389.16	
Costos Indirectos:					
				Gastos Generales	6% 83.35
				Imprevistos (*)	8% 111.13
				Total de costo indirecto: S/ x m 194.48	
				Costo total (directo + indirecto)	S/. x m 1,583.64
					US \$ x m 416.75
				Costo por 20 m	US \$ 8,334.96

Nota: Elaboración propia

Anexo 1.37:

Tabla 37 – Parámetros generales para el caso 01 del pique inclinado.

Parámetros			
1.1 Sección de labor	2.2X2.2 m2	1.9 Eficiencia total	84.75%
1.2 Tipo de Roca	Semidura a Dura	1.10 Avance / disparo	1.5 m
1.3 Longitud de taladro	1.77 m	1.11 Volumen roto	7.62 m3
1.4 Equipo de limpieza	a pulso	1.12 Metros perforados	82.52 m
1.5 Sobre rotura máx.	5%	1.13 Factor de carga	3.47 kg/m3
1.6 N.º tal. disparados	42	1.14 Factor de potencia	1.21 kg/ton
1.7 N.º taladro alivio	4	1.15 Factor de perforación	10.83 m/m3
1.8 N.º total de taladros	46		

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.38:

Tabla 38 – Parámetros de servicio para el pique inclinado.

Perforación para servicios	
Pasamanos	0.55 m
Manga	0.55 m
Aire agua	0.55 m
Energía	0.55 m
Total	1.1 m

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.39:

Tabla 39 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 01 del pique inclinado.

COSTOS DIRECTOS:							
1. Mano de Obra							
Personal Directo	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	S/ x m
Maestro Perforista I	70.00	1	1	1	166.06%	186.24	
Maestro Perforista II	65.00	1	1	1	166.06%	172.94	
Ayudante de perforista I	55.00	2	1	2	166.06%	292.66	
				4		651.84	434.56
P. de Extracción y Apoyo	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	1	14	0.07	166.06%	9.68	
Ayudante de mina	48.00	1	14	0.07	166.06%	8.94	
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	4	14	0.29	166.06%	40.12	
Ayudante de mina	48.00	3	14	0.21	166.06%	26.82	
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	1	14	0.07	166.06%	9.68	
Ayudante de mina	48.00	3	14	0.21	166.06%	26.82	
Bodeguero	48.00	1	14	0.07	166.06%	8.94	
Mecánico	50.00	1	14	0.07	166.06%	9.31	
				1.06		140.31	93.54
Supervisión	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	
Ing. Superintendente	5,000.00	1	28	0.04	166.06%	17.74	
Ing. de Seguridad	2,000.00	1	28	0.04	166.06%	7.09	
asistente de seguridad	600.00	1	28	0.04	166.06%	2.13	
Ing. jefe de Guardia	3,800.00	1	14	0.07	166.06%	23.59	
asist. Jefe de guardia	1,500.00	1	14	0.07	166.06%	9.31	
Ing. geólogo	5,000.00	1	28	0.04	166.06%	17.74	
asist. Geología	1,650.00	1	14	0.07	166.06%	10.24	
topógrafo	2,800.00	1	28	0.04	166.06%	9.93	
				0.41		97.77	65.18
Administración	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	

Secretario	1,000.00	1	28	0.04	166.06%	3.55
Asistente social	750.00	2	28	0.07	166.06%	4.66
Enfermera	750.00	2	28	0.07	166.06%	4.66
Almacenero I	1,250.00	1	28	0.04	166.06%	4.43
Almacenero II	1,000.00	1	28	0.04	166.06%	3.55
				0.26		20.85
						13.9
						Total
						607.18

2. Perforación

	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Maquina Perforadora	pies	270.73	0.4180	113.17	
Barra cónica de 2'	pies	3.61	0.1573	0.57	
Barra cónica de 4'	pies	178.08	0.2048	36.47	
Barra cónica de 6'	pies	89.04	0.2660	23.68	
Broca de 36 mm	pies	89.04	0.2603	23.18	
Broca de 38 mm	pies	181.69	0.2356	42.81	
Manguera de 1"	m	33	0.0973	3.21	
Manguera de 1/2"	m	33	0.0479	1.58	
Aceite para perforación	gln	0.25	45.7520	11.44	
				256.10	170.74

3. Materiales para Rotura - Voladura

	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Semexsa 65%x7/8x7	car	286.00	2.64	755.65	
Mecha ensamblada(carmex)	pza.	42.00	3.43	144.12	
Emulsión encartuchada 3000	car	42.00	1.48	62.29	
Mecha rápida	m	12.00	2.09	25.08	
				987.14	658.10

4. Instalacion de Servicios

	Und	cant.	S/.x und	S./día	S/ x m
Instalación de riel de 15 Kg/m	m	1	320.70	481.04	
Escalera para inclinado	m	1	41.90	62.84	
Instalación de tubería de 4"	m	1	21.84	32.76	
Instalación de tubería de 2"	m	1	7.33	10.99	

Instalación de tubería de 1"	m	2	2.81	8.42	
Alcayatas de 4 niveles	m	1	4.97	7.46	
Instalación de cáncamos	m	2	2.68	8.03	
instalación de sogas de 1"	m	1	9.50	14.25	
Instalación de Manga de 24"	m	1	12.54	18.81	
					644.61 429.74

5. Implementos de Seguridad

	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Botas de Jebe	par	5.47	0.72	3.95	
Barbiquejo	und	5.73	0.24	1.38	
Guantes neoprene - N.º 14	par	4.00	6.41	25.64	
Mameluco con cinta reflectiva	und	5.73	0.41	2.34	
Casco Minero MSA tipo sombrero	und	5.47	0.22	1.18	
Correa de nylon Porta Lampara	und	5.47	0.17	0.93	
Respirador 3M serie 7502	und	5.73	1.16	6.65	
Filtro p/ respirador 3M	par	5.73	3.05	17.48	
lentes de malla	und	5.47	0.21	1.16	
Tapones Auditivos	par	5.73	0.38	2.18	
Tafilete	und	5.73	0.07	0.41	
Ropa de Jebe (saco y pantalón)	jgo	4.00	1.32	5.27	
Lampara minera (con cargador)	und	5.47	0.48	2.60	
casco Minero MSA tipo Jockey	und	0.67	0.10	0.07	
Zapatos de Cuero	par	0.67	1.20	0.81	
guantes de cuero	par	5.73	2.18	12.48	
					84.52 56.35

6. Herramientas

	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Atacador de madera	pza.	2	0.35	0.69	
Barretilla de 6'	pza.	1	0.25	0.25	
Comba de 6 lb	pza.	1	0.44	0.44	
Comba de 25 lb	pza.	1	0.24	0.24	
Barretilla de 4'	pza.	1	0.17	0.17	
Lampa Minera	pza.	4	0.40	1.60	

Llave francesa de 15"	pza.	1	0.45	0.45
Llave Stilson de 18"	pza.	1	0.46	0.46
Pico Minero	pza.	2	0.53	1.06
Afilador de cinceles	pza.	0.5	1.02	0.51
Arco para madera BAHCO 24"	pza.	0.5	0.26	0.13
Hoja de sierra para madera	pza.	0.5	0.05	0.03
cincel	pza.	0.5	2.29	1.15
Nivel Stanley	pza.	1	0.76	0.76
				7.94
				5.30
Total costo directo: S/ x m				1,927.41
Costos Indirectos:				
Gastos Generales				6% 115.64
Imprevistos (*)				8% 154.19
Total costo indirecto: S/ x m				269.84
Costo total (directo + indirecto)				S/. x m 2,197.25
Costo por 140 m				US \$ x m 578.22
				US \$ 80,951.22

Nota: Elaboración propia

Anexo 1.40:

Tabla 40 – Parámetros generales para el caso 02 del pique inclinado.

Parámetros			
1.1 Sección de labor	2.2X2.2 m2	1.9 Eficiencia total	84.75%
1.2 Tipo de Roca	Semidura a Dura	1.10 Avance / disparo	1.5 m
1.3 Longitud de taladro	1.77 m	1.11 Volumen roto	7.62 m3
1.4 Equipo de limpieza	a pulso	1.12 Metros perforados	82.52 m
1.5 Sobre rotura máx.	5%	1.13 Factor de carga	7.13 kg/m3
1.6 N.º tal. disparados	42	1.14 Factor de potencia	2.49 kg/ton
1.7 N.º taladro alivio	4	1.15 Factor de perforación	10.83 m/m3
1.8 N.º total de taladros	46		

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.41:

Tabla 41 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 02 del pique inclinado.

3. Materiales para Rotura - Voladura					
	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Anfo	kg	47.00	5.70	267.90	
Mecha ensamblada(carmex)	pza.	42.00	3.43	144.12	
Petróleo	gln	0.97	14.97	14.47	
Emulsión encartuchada 3000	car	42.00	1.48	62.29	
Mecha rápida	m	12.00	2.09	25.08	
				513.86	342.57
Total de costo directo: S/ x m					1,611.88
Costos Indirectos:					
Gastos Generales				6%	96.71
Imprevistos (*)				8%	128.95
Total de costo indirecto: S/ x m					225.66
Costo total (directo + indirecto)				S/. x m	1,837.54
				US \$ x m	483.56
Costo por 140 m				US \$	67,698.96

Nota: Elaboración propia

Anexo 1.42:

Tabla 42 – Parámetros generales para el caso 03 del pique inclinado.

Parámetros			
1.1 Sección de labor	2.2X2.2 m2	1.9 Eficiencia total	84.75%
1.2 Tipo de Roca	Semidura a Dura	1.10 Avance / disparo	1.5 m
1.3 Longitud de taladro	1.77 m	1.11 Volumen roto	7.62 m3
1.4 Equipo de limpieza	a pulso	1.12 Metros perforados	82.52 m
1.5 Sobre rotura máx.	5%	1.13 Factor de carga	4.42 kg/m3
1.6 N.º tal. disparados	42	1.14 Factor de potencia	1.55 kg/ton
1.7 N.º taladro alivio	4	1.15 Factor de perforación	10.83 m/m3
1.8 N.º total de taladros	46		

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.43:

Tabla 43 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 03 del pique inclinado.

3. Materiales para Rotura - Voladura					
	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Mecha ensamblada(carmex)	pza.	42.00	3.43	144.12	
Emulsión encartuchada 3000	car	328.00	1.48	486.47	
Mecha rápida	m	12.00	2.09	25.08	
				655.67	437.11
Total de costo directo: S/ x m					1,706.42
Costos Indirectos:					
Gastos Generales				6%	102.39
Imprevistos (*)				8%	136.51
Total de costo indirecto: S/ x m					238.90
Costo total (directo + indirecto)				S/. x m	1,945.32
				US \$ x m	511.93
Costo por 140 m				US \$	71,669.64

Nota: Elaboración propia

Anexo 1.44:

Tabla 44 – Parámetros generales para el caso 01 de las estocadas de seguridad.

Parámetros			
1.1 Sección de labor	1.2X1.8 m2	1.9 Eficiencia total	84.75%
1.2 Tipo de Roca	Semidura a Dura	1.10 Avance / disparo	1.5 m
1.3 Longitud de taladro	1.77 m	1.11 Volumen roto	3.4 m3
1.4 Equipo de limpieza	a pulso	1.12 Metros perforados	40.71 m
1.5 Sobre rotura máx.	5%	1.13 Factor de carga	3.69 kg/m3
1.6 N.º tal. disparados	20	1.14 Factor de potencia	1.29 kg/ton
1.7 N.º taladro alivio	3	1.15 Factor de perforación	11.97 m/m3
1.8 N.º total de taladros	23		

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.45:

Tabla 45 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 01 de las estocadas de seguridad.

COSTOS DIRECTOS:							
1. Mano de Obra							
Personal Directo	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	S/ x m
Maestro Perforista II	65.00	1	1.00	1	166.06%	172.94	
Ayudante de perforista I	55.00	1	1.00	1	166.06%	146.33	
				2		319.27	212.85
P. de Extracción y Apoyo	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	1	14	0.07	166.06%	9.68	
Ayudante de mina	48.00	1	14	0.07	166.06%	8.94	
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	4	14	0.29	166.06%	40.12	
Ayudante de mina	48.00	3	14	0.21	166.06%	26.82	
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	1	14	0.07	166.06%	9.68	
Ayudante de mina	48.00	3	14	0.21	166.06%	26.82	
Bodeguero	48.00	1	14	0.07	166.06%	8.94	
Mecánico	50.00	1	14	0.07	166.06%	9.31	
				1.06		140.31	93.54
SUPERVISIÓN	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	
Ing. Superintendente	5,000.00	1	28	0.04	166.06%	17.74	
Ing. de Seguridad	2,000.00	1	28	0.04	166.06%	7.09	
asistente de seguridad	600.00	1	28	0.04	166.06%	2.13	
Ing. jefe de Guardia	3,800.00	1	14	0.07	166.06%	23.59	
asist. Jefe de guardia	1,500.00	1	14	0.07	166.06%	9.31	
Ing. geólogo	5,000.00	1	28	0.04	166.06%	17.74	
asist. Geología	1,650.00	1	14	0.07	166.06%	10.24	
topógrafo	2,800.00	1	28	0.04	166.06%	9.93	
				0.41		97.77	65.18
ADMINISTRACIÓN	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea	
Secretario	1,000.00	1	28	0.04	166.06%	3.55	
Asistenta social	750.00	2	28	0.07	166.06%	4.66	
Enfermera	750.00	2	28	0.07	166.06%	4.66	
Almacenero I	1,250.00	1	28	0.04	166.06%	4.43	
Almacenero II	1,000.00	1	28	0.04	166.06%	3.55	
				0.26		20.85	13.9

				Total	385.47
--	--	--	--	-------	--------

2. Perforación

	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Maquina Perforadora	pies	133.56	0.4180	55.83	
Barra cónica de 4'	pies	89.04	0.2048	18.24	
Barra cónica de 6'	pies	44.52	0.2660	11.84	
Broca de 36 mm	pies	44.52	0.2603	11.59	
Broca de 38 mm	pies	89.04	0.2356	20.98	
Manguera de 1"	m	33	0.0973	3.21	
Manguera de 1/2"	m	33	0.0479	1.58	
Aceite para perforación	gln	0.25	45.7520	11.44	
				134.70	89.80

3. Materiales para Rotura - Voladura

	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Semexsa 65%x7/8x7	car	136.00	2.64	359.33	
Mecha ensamblada(carmex)	pza.	20.00	3.43	68.63	
Emulsión encartuchada 3000	car	20.00	1.48	29.66	
Mecha rápida	m	12.00	2.09	25.08	
				482.70	321.80

4. Implementos de Seguridad

	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Botas de Jebe	par	3.47	0.72	2.51	
Barbiquejo	und	3.73	0.24	0.90	
Guantes neoprene - N.º 14	par	2.00	6.41	12.82	
Mameluco con cinta reflectiva	und	3.73	0.41	1.52	
Casco Minero MSA tipo sombrero	und	3.47	0.22	0.75	
Correa de nylon Porta Lampara	und	3.47	0.17	0.59	
Respirador 3M serie 7502	und	3.73	1.16	4.33	
Filtro p/ respirador 3M	par	3.73	3.05	11.38	
lentes de malla	und	3.47	0.21	0.74	
Tapones Auditivos	par	3.73	0.38	1.42	

Tafilete	und	3.73	0.07	0.27	
Ropa de Jebe (saco y pantalón)	jgo	2.00	1.32	2.63	
Lampara minera (con cargador)	und	3.47	0.48	1.65	
casco Minero MSA tipo Jockey	und	0.67	0.10	0.07	
Zapatos de Cuero	par	0.67	1.20	0.81	
guantes de cuero	par	3.73	2.18	8.13	
				50.50	33.66

5. Herramientas

	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m	
Atacador de madera	pza.	2	0.35	0.69		
Barretilla de 6'	pza.	1	0.25	0.25		
Comba de 6 lb	pza.	1	0.44	0.44		
Comba de 25 lb	pza.	1	0.24	0.24		
Barretilla de 4'	pza.	1	0.17	0.17		
Lampa Minera	pza.	1	0.40	0.40		
Llave francesa de 15"	pza.	1	0.45	0.45		
Llave Stilson de 18"	pza.	1	0.46	0.46		
Pico Minero	pza.	1	0.53	0.53		
Saca Barreno	pza.	1	0.68	0.68		
				4.32	2.88	
Total costo directo: S/ x m					833.61	
Costos Indirectos:						
				Gastos Generales	6%	82.13
				Imprevistos (*)	8%	109.50
Total costo indirecto: S/ x m					191.63	
				Costo total (directo + indirecto)	S/. x m	1,025.24
					US \$ x m	269.80
				Costo por las 5 estocadas de 3 m	US \$	4,047.00

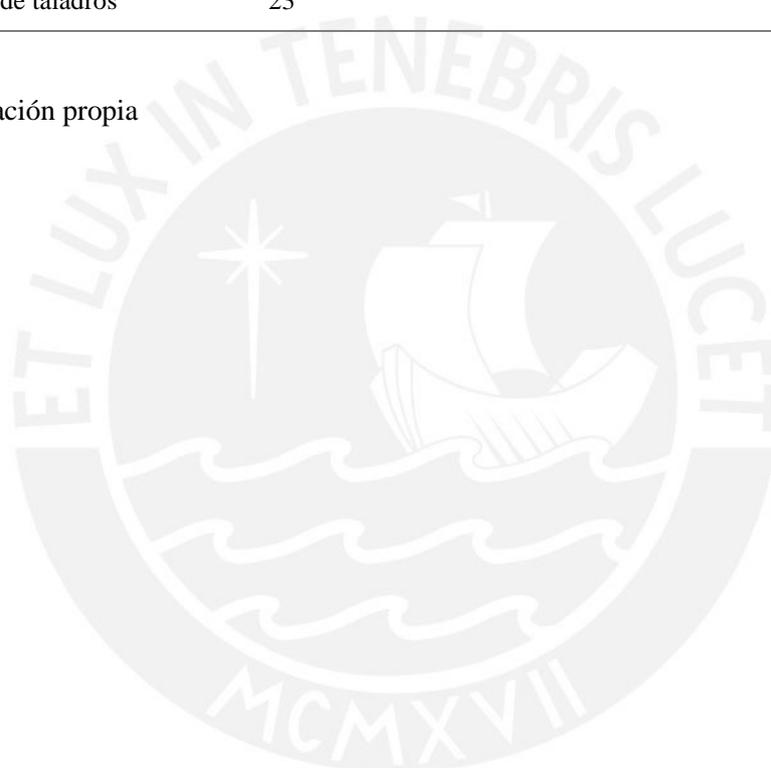
Nota: Elaboración propia

Anexo 1.46:

Tabla 46 – Parámetros generales para el caso 02 de las estocadas de seguridad.

Parámetros			
1.1 Sección de labor	1.2X1.8 m ²	1.9 Eficiencia total	84.75%
1.2 Tipo de Roca	Semidura a Dura	1.10 Avance / disparo	1.5 m
1.3 Longitud de taladro	1.77 m	1.11 Volumen roto	3.4 m ³
1.4 Equipo de limpieza	a pulso	1.12 Metros perforados	40.71 m
1.5 Sobre rotura máx.	5%	1.13 Factor de carga	7.60 kg/m ³
1.6 N.º tal. disparados	20	1.14 Factor de potencia	2.66 kg/ton
1.7 N.º taladro alivio	3	1.15 Factor de perforación	11.97 m/m ³
1.8 N.º total de taladros	23		

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.47:

Tabla 47 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 02 de las estocadas de seguridad.

3. Materiales para Rotura - Voladura					
	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Anfo	kg	22.40	5.70	127.68	
Mecha ensamblada(carmex)	pza.	20.00	3.43	68.63	
Petróleo	gln	0.45	14.97	6.75	
Emulsión encartuchada 3000	car	20.00	1.48	29.66	
Mecha rápida	m	12.00	2.09	25.08	
				257.80	171.87
Total de costo directo: S/ x m					683.68
Costos Indirectos:					
Gastos Generales				6%	41.02
Imprevistos (*)				8%	54.69
Total de costo indirecto: S/ x m					95.71
Costo total (directo + indirecto)				S/. x m	779.39
				US \$ x m	205.10
Costo por las 5 estocadas de 3 m				US \$	3,076.55

Nota: Elaboración propia

Anexo 1.48:

Tabla 48 – Parámetros generales para el caso 03 de las estocadas de seguridad.

Parámetros			
1.1 Sección de labor	1.2X1.8 m2	1.9 Eficiencia total	84.75%
1.2 Tipo de Roca	Semidura a Dura	1.10 Avance / disparo	1.5 m
1.3 Longitud de taladro	1.77 m	1.11 Volumen roto	3.4 m3
1.4 Equipo de limpieza	a pulso	1.12 Metros perforados	40.71 m
1.5 Sobre rotura máx.	5%	1.13 Factor de carga	4.71 kg/m3
1.6 N.º tal. disparados	20	1.14 Factor de potencia	1.65 kg/ton
1.7 N.º taladro alivio	3	1.15 Factor de perforación	11.97 m/m3
1.8 N.º total de taladros	23		

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.49:

Tabla 49 – Costo total de infraestructura de evaluación para el caso 03 de las estocadas de seguridad.

3. Materiales para Rotura - Voladura					
	Und	cant.	S/.x und	S/.	S/ x m
Mecha ensamblada(carmex)	pza.	20.00	3.43	68.63	
Emulsión encartuchada 3000	car	156.00	1.48	231.37	
Mecha rápida	m	12.00	2.09	25.08	
				325.08	216.72
Total de costo directo: S/ x m					728.53
Costos Indirectos:					
Gastos Generales				6%	41.02
Imprevistos (*)				8%	54.69
Total de costo indirecto: S/ x m					95.71
Costo total (directo + indirecto)				S/. x m	824.24
				US \$ x m	216.91
Costo por estocadas m				US \$	3,253.58

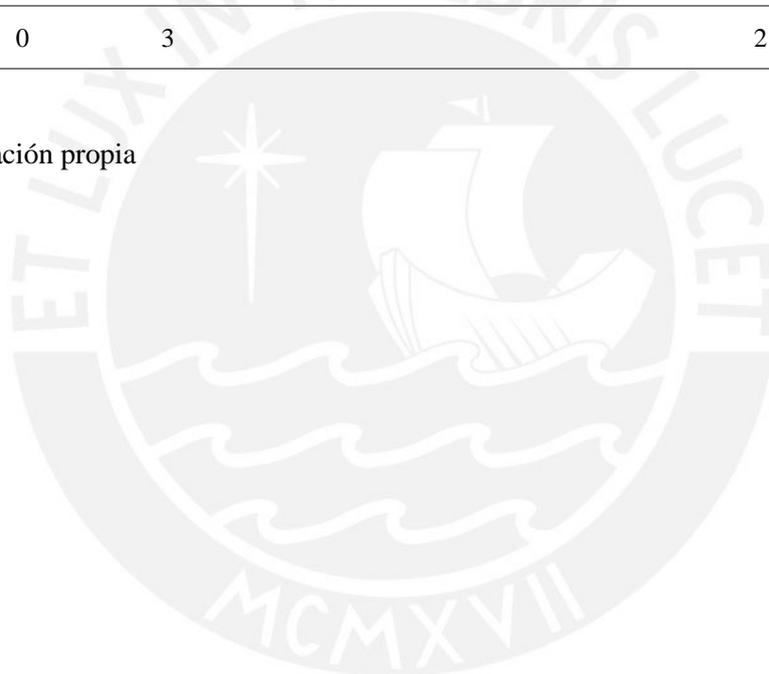
Nota: Elaboración propia

Anexo 1.50:

Tabla 50 – Termoquímica del Anfo.

Componentes	Calor de Formación kcal/mol	Nº Átomos	Peso atómico del Carbono	Peso atómico del Hidrógeno	Peso atómico del Oxígeno	Peso atómico del Nitrógeno	Peso total	
Nitrato de Amonio (NH ₄ NO ₃)	-87.3	3		4	3	2	240.13	gr/mol
Diesel (CH ₂)	-7	1	1	2			14.03	gr/mol
Dióxido de carbono (CO ₂)	-94.1	1	1		2		44.01	gr/mol
Agua (H ₂ O)	-57.8	7		2	1		126.10	gr/mol
Nitrógeno (N ₂)	0	3				2	84.04	gr/mol

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.51:

Tabla 51 – Calculo de calor de explosión del Anfo.

Calor de explosión:			
HP (producto)	-	268.90	kcal/mol
HP (explosivo)	-	498.70	kcal/mol
qe:		229.80	kcal/mol
Peso molecular del producto:		254.15	gr/mol
Qe:		904.18	kcal/kg

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.52:

Tabla 52 – Comparativo de Precio vs Beneficio de explosivos.

Explosivos	Semexsa 65	Emulnor 3000	ANFO	Unidad
densidad	1.12	1.14	0.80	gr/cm ³
VOD	4200	4500	3,000.00	m/s
Energía	3433	3849.28	3,783.11	kJ/kg
RWS	90.75%	101.75%	100.00%	%
RBS	123.95%	141.46%	100.00%	%
Presión de detonación 1	50.97	59.56	18.58	Kba
Presión de detonación 2	48.35	56.02	20.37	Kba
Presión media	49.66	57.79	19.47	Kba
Nitrato de Amonio	0%	0%	94%	%
Diesel	0%	0%	6%	%
Explosivo	100%	100%	0%	%
Nitrato de Amonio	-	-	0.99	\$/kg
Diesel	-	-	0.08	\$/kg
Explosivo	9.00	3.80	-	\$/kg
Precio:	9.00	3.80	1.48	\$/kg
	9.92	3.73	1.48	\$/kg energético
	0.18	0.06	0.07	\$/ presión detonación en kg

Nota: Elaboración propia

Anexo 1.53:

Tabla 53 – Kg totales de explosivos requeridos para el proyecto de acuerdo a la evaluación de los casos presentados.

Explosivo	Semexsa 65	Emulnor 3000	ANFO
CASO 1			
KG de explosivos para el proyecto			
inclinado	2,062.177	402.606	
Estación superior de winche	315.198	61.623	
estocada de seguridad	105.066	20.541	
total de kg	2,482.441	484.770	-
CASO 2			
KG de explosivos para el proyecto			
inclinado		402.61	4,666.67
Estación superior de winche		61.62	714.67
estocada de seguridad		20.54	238.00
total de kg	-	484.77	5,619.33
CASO 3			
KG de explosivos para el proyecto			
inclinado		3,144.16	
Estación superior de winche		480.66	
estocada de seguridad		160.22	
total de kg	-	3,785.04	-

Nota: Elaboración propia

Anexo 1.54:

Tabla 54 – Costo total de explosivos de acuerdo al análisis de los casos propuestos en el proyecto.

Explosivo	Semessa 65	Emulnor 3000	ANFO
Costo de explosivos para el proyecto			
inclinado	\$18,559.60	\$1,529.90	\$0.00
Estación superior de winche	\$2,836.78	\$234.17	\$0.00
estocada de seguridad	\$945.59	\$78.06	\$0.00
total	\$22,341.97	\$1,842.13	\$0.00
CASO 1		\$24,184.10	
		S/ 91,899.57	
Costo de explosivos para el proyecto			
inclinado	\$0.00	\$1,529.90	\$6,935.41
Estación superior de winche	\$0.00	\$234.17	\$1,062.11
estocada de seguridad	\$0.00	\$78.06	\$353.71
total	\$0.00	\$1,842.13	\$8,351.22
CASO 2		\$10,193.35	
		S/ 38,734.73	
Costo de explosivos para el proyecto			
inclinado	\$0.00	\$11,947.81	\$0.00
Estación superior de winche	\$0.00	\$1,826.52	\$0.00
estocada de seguridad	\$0.00	\$608.84	\$0.00
total	0	\$14,383.16	0
CASO 3		\$14,383.16	
		S/ 54,656.01	

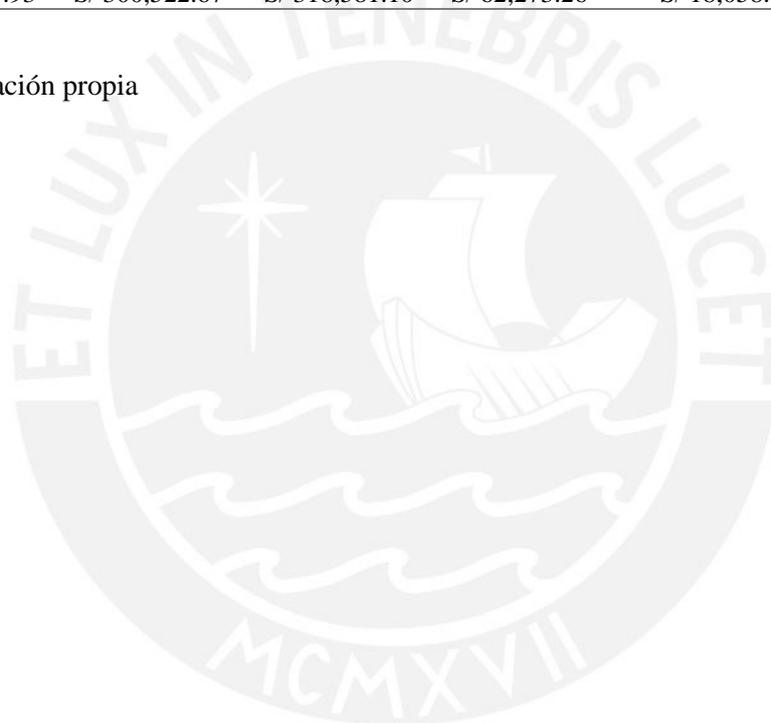
Nota: Elaboración propia

Anexo 1.55:

Tabla 55 – Margen de ahorro de costo de infraestructura de acuerdo al análisis de casos para el proyecto.

\$	Uso de dinamita semexsa	Uso de anfo	Uso de emulnor 3000	Ahorro anfo respecto al semexsa 65	Ahorro respecto del anfo al emulnor 3000	Ahorro respecto del emulnor 3000 al semexsa65
Inclinado:	\$80,951.22	\$67,698.96	\$71,669.64	\$13,252.26	\$3,970.68	\$9,281.58
Estación superior winche:	\$9,753.54	\$7,730.46	\$8,334.96	\$2,023.08	\$604.50	\$1,418.58
Obras civiles	\$578.95	\$578.95	\$578.95	\$0.00	\$0.00	\$0.00
Estocadas de seguridad	\$4,188.91	\$3,076.55	\$3,253.58	\$1,112.36	\$177.04	\$935.32
Total de inversión	\$95,472.61 S/ 362,795.93	\$79,084.91 S/ 300,522.67	\$83,837.13 S/ 318,581.10	\$16,387.70 S/ 62,273.26	\$4,752.22 S/ 18,058.43	\$11,635.48 S/ 44,214.83

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.56:

Tabla 56 – Costo de ventilación del proyecto.

US \$/hr	0.24
S/. / hr	0.912
# horas * turno	6
# horas *día	12
S/. x día	10.944
# días del proyecto de pique inclinado	151
\$.	434.88
S/.	1652.544

Nota: Elaboración propia

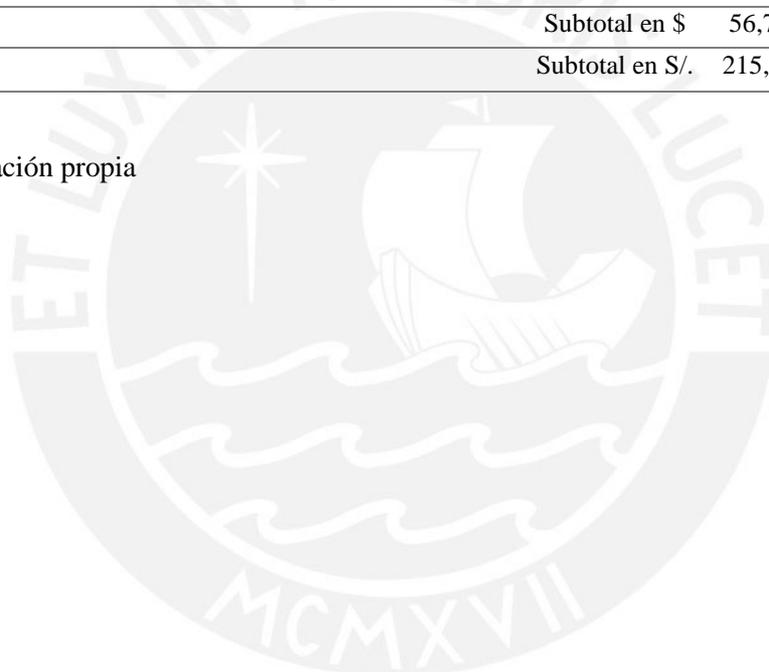


Anexo 1.57:

Tabla 57 – Costo de equipamientos y accesorios para el proyecto.

Equipamientos y accesorios para el proyecto				
Descripción	Und	Cantidad	P.U (\$/und)	Total (\$)
Carros mineros U35	Und.	7	\$1,690.00	\$11,830.00
Polvorín móvil	Und.	1	\$5,263.16	\$5,263.16
Winche eléctrico de izaje 19 KW	Und.	1	\$24,500.00	\$24,500.00
Ventilador 10,000 CFM	Und.	1	\$6,403.20	\$6,403.20
Electrobomba sumergible 5HP	Und.	1	\$1,510.50	\$1,510.50
Cable tipo boa 3/4 inclinado	Mts.	180	\$4.41	\$793.80
Tablero eléctrico	Und.	1	\$6,300.00	\$6,300.00
Grilletes en u 3/4	Und.	9	\$4.30	\$38.70
Guardacabo 3/4	Und.	3	\$0.67	\$2.01
Estrobo 3/4	Und.	3	\$36.26	\$108.78
			Subtotal en \$	56,750.15
			Subtotal en S/.	215,650.56

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.58:

Tabla 58 – Inversión del proyecto.

Costo de Infraestructura	\$75,366.53
Costo de Ventilación	\$434.88
Costo de Equipamiento	\$56,750.15
Inversión del proyecto	\$132,551.56

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.59:

Tabla 59 – Costo operacional del sistema de izaje del proyecto.

Costo operacional	
Costo directo	\$163.55
Costo indirecto	\$22.90
Costo Total x	\$186.45
Guardia	S/ 708.50
Costo Total x día	\$372.90

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.60

Tabla 60 – Calculo a detalle del costo operacional del sistema de izaje del proyecto.

COSTOS DIRECTOS:						
1. Mano de Obra						
Personal Directo	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	1	1	1	166.06%	138.35
Ayudante de mina	48.00	1	1	1	166.06%	127.71
				2		266.06
P. de Extracción y Apoyo	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	1	14	0.07	166.06%	9.68
Ayudante de mina	48.00	1	14	0.07	166.06%	8.94
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	3	14	0.21	166.06%	29.05
Ayudante de mina	48.00	2	14	0.14	166.06%	17.88
Operador (winche, locomotora, tolvas)	52.00	1	14	0.07	166.06%	9.68
Ayudante de mina	48.00	3	14	0.21	166.06%	26.82
Bodeguero	48.00	1	14	0.07	166.06%	8.94
Mecánico	50.00	1	14	0.07	166.06%	9.31
				0.91		120.3
Supervisión	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea
Ing. Superintendente	5,000.00	1	28	0.04	166.06%	17.74
Ing. de Seguridad	2,000.00	1	28	0.04	166.06%	7.09
asistente de seguridad	600.00	1	28	0.04	166.06%	2.13
Ing. jefe de Guardia	3,800.00	1	14	0.07	166.06%	23.59
asist. Jefe de guardia	1,500.00	1	14	0.07	166.06%	9.31
Ing. geólogo	5,000.00	1	28	0.04	166.06%	17.74
asist. Geología	1,650.00	1	14	0.07	166.06%	10.24
topógrafo	2,800.00	1	28	0.04	166.06%	9.93
				0.41		97.77
Administración	Jornal S/.	Cant. trabajo	N.º labores	Tareas	BB.SS.	S/. tarea
Secretario	1,000.00	1	28	0.04	166.06%	3.55
Asistente social	750.00	2	28	0.07	166.06%	4.66
Enfermera	750.00	2	28	0.07	166.06%	4.66
Almacenero I	1,250.00	1	28	0.04	166.06%	4.43
Almacenero II	1,000.00	1	28	0.04	166.06%	3.55
				0.26		20.85
					TOTAL	504.98

2. Izaje				
	Und	cant.	S/.x und	S/.
Winche eléctrico	hr	6.000	9.60	57.59
Cable de izaje	grda	0.001	793.80	0.44
Carro Minero	und	7.000	0.69	4.82
Grasa de cable	gal	0.009	486.10	4.56
				67.41

5. Implementos de Seguridad				
	Und	cant.	S/.x und	S/.
Botas de Jebe	par	3.32	0.72	2.40
Barbiquejo	und	3.58	0.24	0.86
Guantes neoprene - N.º 14	par	2.00	6.41	12.82
Mameluco con cinta reflectiva	und	3.58	0.41	1.46
Casco Minero MSA tipo sombbrero	und	3.32	0.22	0.71
Correa de nylon Porta Lampara	und	3.32	0.17	0.57
Respirador 3M serie 7502	und	3.58	1.16	4.16
Filtro p/ respirador 3M	par	3.58	3.05	10.92
lentes de malla	und	3.32	0.21	0.70
Tapones Auditivos	par	3.58	0.38	1.36
Tafilete	und	3.58	0.07	0.26
Ropa de Jebe (saco y pantalón)	jgo	2.00	1.32	2.63
Lampara minera (con cargador)	und	3.32	0.48	1.58
casco Minero MSA tipo Jockey	und	0.67	0.10	0.07
Zapatos de Cuero	par	0.67	1.20	0.81
guantes de cuero	par	3.58	2.18	7.80
				49.10

			Total de costo directo: S/ x grda	621.49
--	--	--	--------------------------------------	--------

			Costos Indirectos:	
			Gastos Generales	6% 37.29
			Imprevistos (*)	8% 49.72
			Total de costo indirecto: S/ x grda	87.01

			S/. x grda	708.50
--	--	--	------------	--------

Costo total (directo + indirecto)	US \$ x grda	186.45
---	--------------	--------

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.61:

Tabla 61 – Ahorro de costos operacionales.

Costo x tajo diario	6061	USD/tajo
Cantidad de tajos	6	Unidades
Costo mensual	1090980	USD/mes
Costo posible futuro	1200078	USD/mes
Ahorro de OPEX	109098	USD/mes
Gastos Generales	70609	USD/mes

Nota: Elaboración propia



Anexo 1.62:

Tabla 62 – Flujo de Caja económico (método de escudos fiscales)

Flujo de cajas incrementales								
Periodo (mes)	0	1	2	3	4	5	6	7
Ahorros de OPEX (10% incremental)							109,098.00	109,098.00
Escudo fiscal por ahorro de opex							-53,458.02	-53,458.02
Ahorro de opex neto							55,639.98	55,639.98
Costos*(1-t)		- 9,179.23	-8,017.74	-7,703.93	-7,703.93	-7,950.27		
Depreciación * t		315.28	315.28	315.28	315.28	315.28	315.28	315.28
Flujo de caja operativo		-8,863.95	-7,702.46	-7,388.65	-7,388.65	-7,634.99	55,955.26	55,955.26
Inversión	-56,750.15							
Flujo de caja económico	-56,750.15	-8,863.95	-7,702.46	-7,388.65	-7,388.65	-7,634.99	55,955.26	55,955.26
Flujo de caja acumulado	-56,750.15	-65,614.10	-73,316.56	-80,705.21	- 88,093.86	-95,728.85	-39,773.59	16,181.67

Nota: Elaboración propia

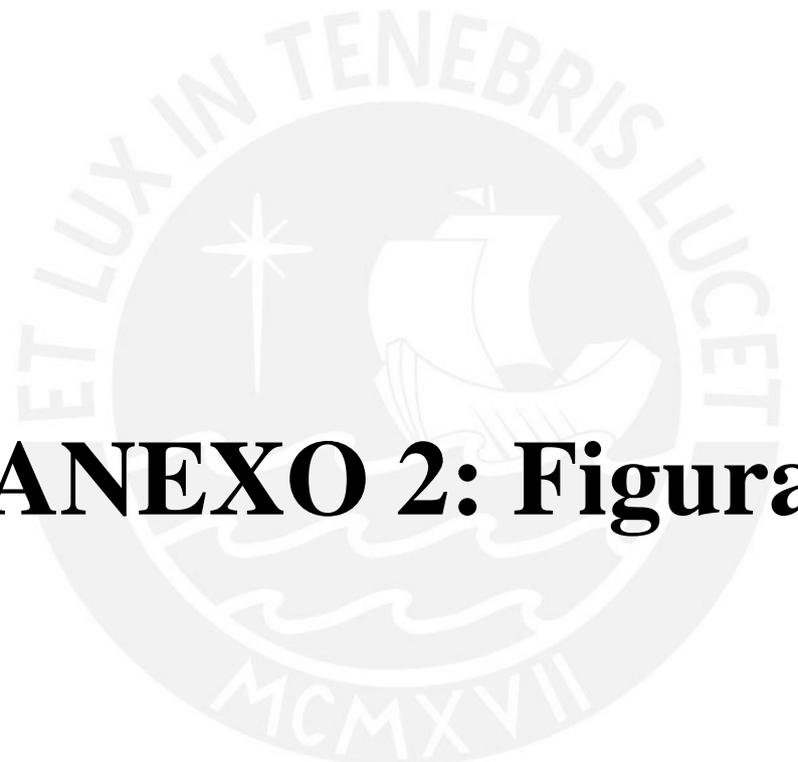
Anexo 1.63:

Tabla 63 – VAN, TIR y Periodo de retorno o payback

VAN	10,579.56 USD
TIR	3%
Periodo retorno	6.71

Nota: Elaboración propia





ANEXO 2: Figuras

Anexo 2.1: Ejemplo de medición de RQD

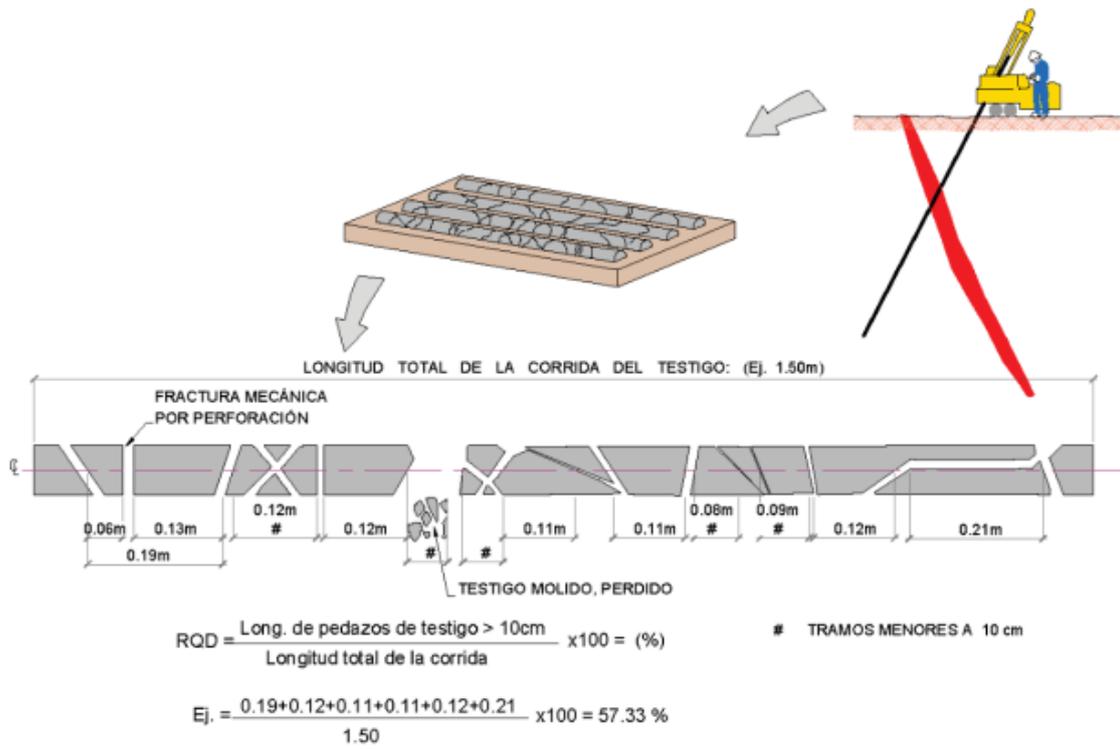


Figura 1: Ejemplo de medición de RQD. Tomado de “*Guía de Criterios Geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*” por OSINERGMIN (Lima),

2017.

Anexo 2.3: GSI (Hoek, Marinos 2000)

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente debiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducira cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
		MUY BUENA Muy rugosa. Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso. ligeramente meteorizada. superficies con óxido.	REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alisadas.	MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos	MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos
	Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	90			N/A	N/A
	Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cubicos formados por tres familias de discontinuidades	80	70			
	Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades		60	50		
	Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formado por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad			40	30	
	Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				20	
	Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamento o esquistocidad débil o planos de corte					10

Figura 3: GSI (Hoek, Marinos 2000). Tomado de “Guía de Criterios Geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas” por OSINERGMIN (Lima), 2017.

Anexo 2.4: Gráfico de sostenimiento del Sistema Q.

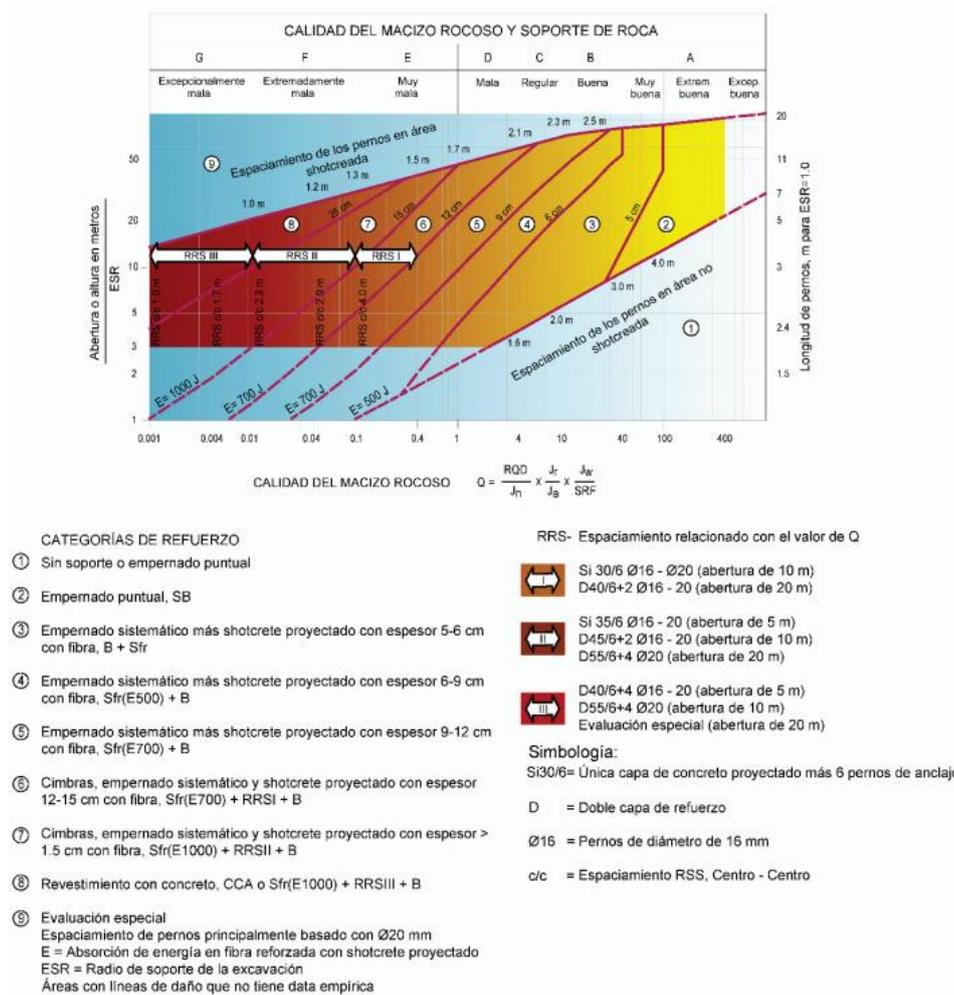


Figura 4: Gráfico de sostenimiento del Sistema Q. Tomado de “Guía de Criterios Geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas” por OSINERGMIN (Lima), 2017.

Anexo 2.5: Dibujo de Split set.

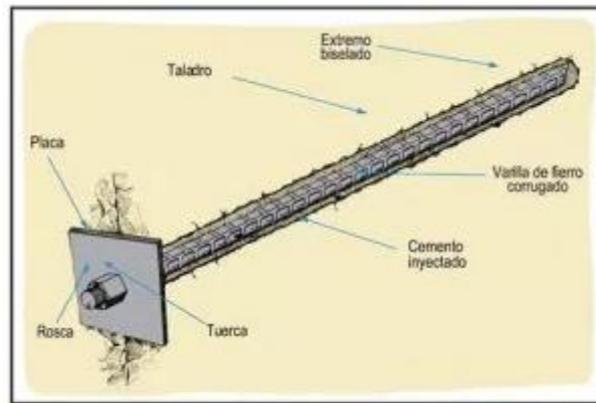


Figura 5: Dibujo de Split set. Tomado de “*Características de los pernos de roca*” por *Revista Seguridad Minera (Lima)*, 2012.



Anexo 2.6: Malla Electrosoldada.

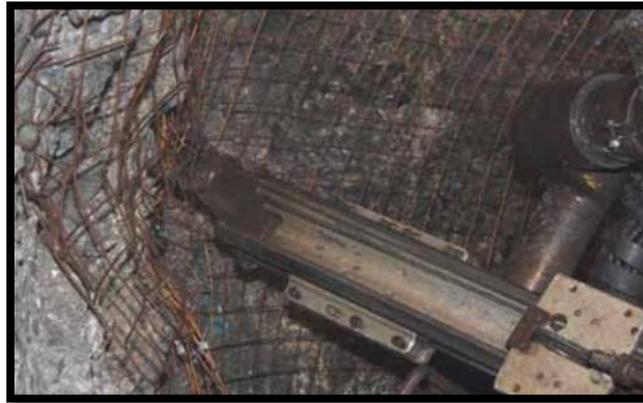


Figura 6: Malla electrosoldada. Tomado del catálogo de productos de *PRODIMIN (Lima)*, 2015.



Anexo 2.7: Clavo rielero



Figura 7: Clavo rielero. Tomado del catálogo de productos de *MODEPSA (Lima)*, 2022.



Anexo 2.8: Perno rielero



Figura 8: Perno rielero. Tomado del catálogo de productos de *MODEPSA (Lima)*, 2022.



Anexo 2.9: Sección de estocada de seguridad

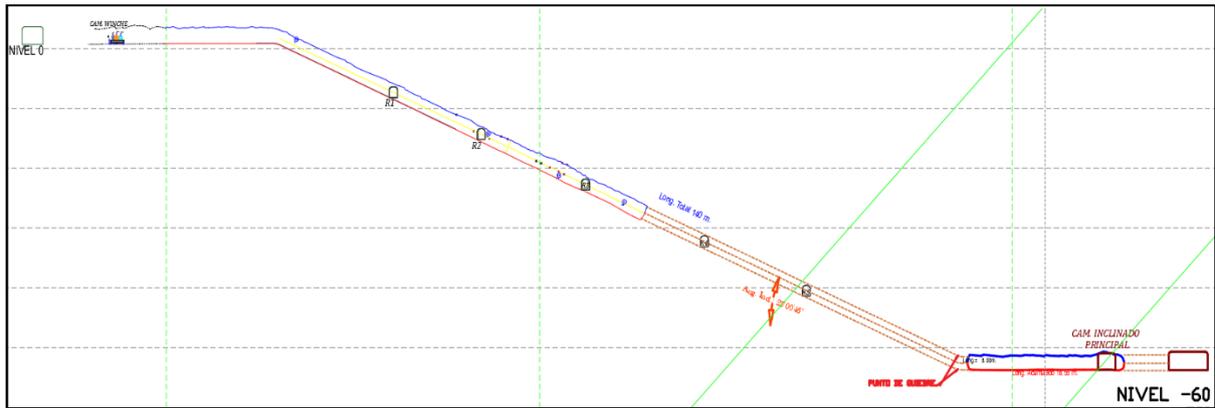
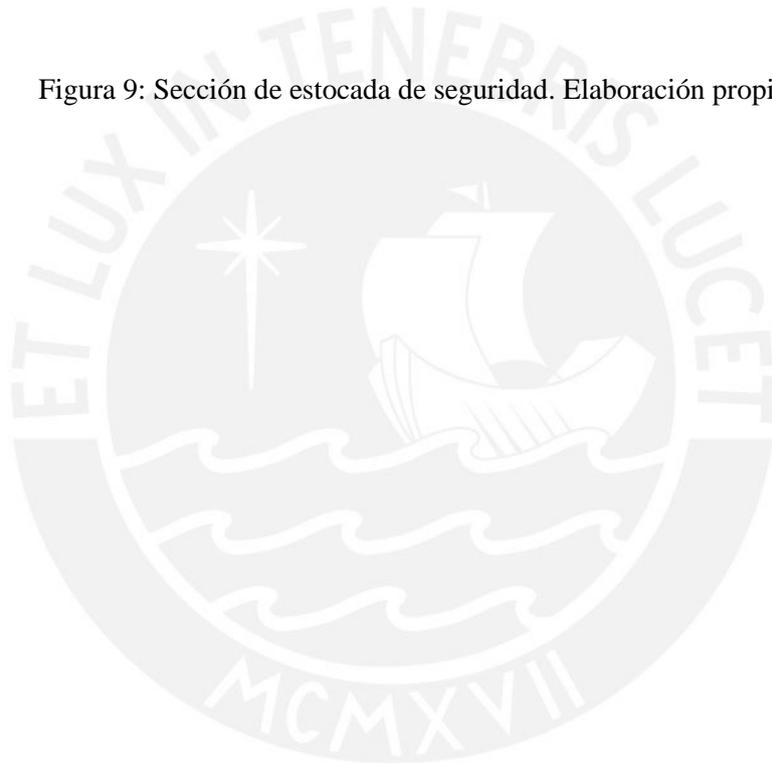


Figura 9: Sección de estocada de seguridad. Elaboración propia.



Anexo 2.11: Sección de estocada de seguridad

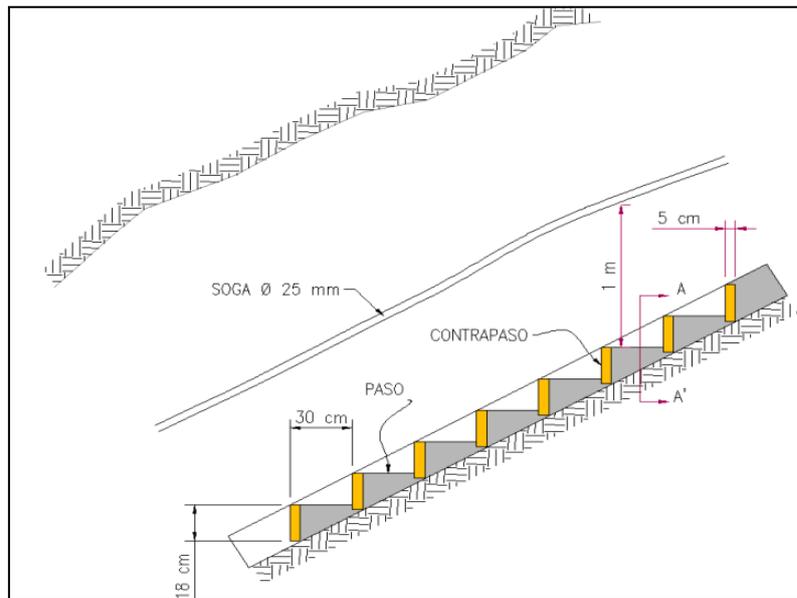
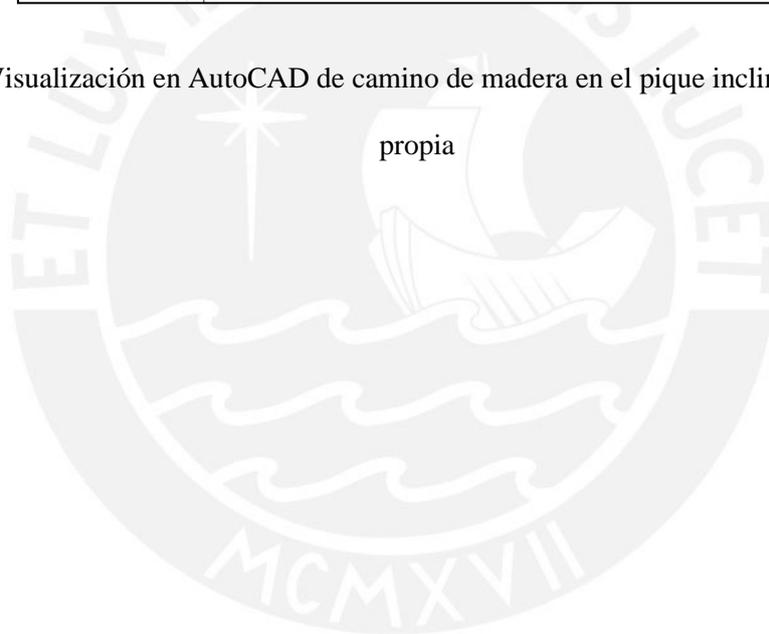


Figura 11: Visualización en AutoCAD de camino de madera en el pique inclinado. Elaboración propia



Anexo 2.12: Fuerzas en un sistema de tren acarreado en un plano inclinado por cable

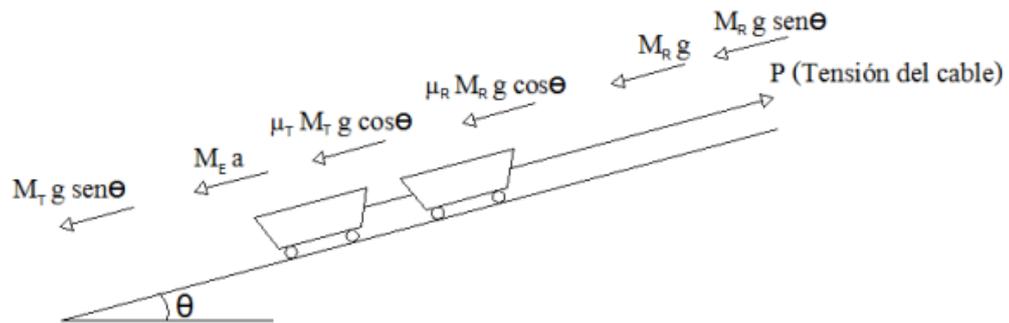
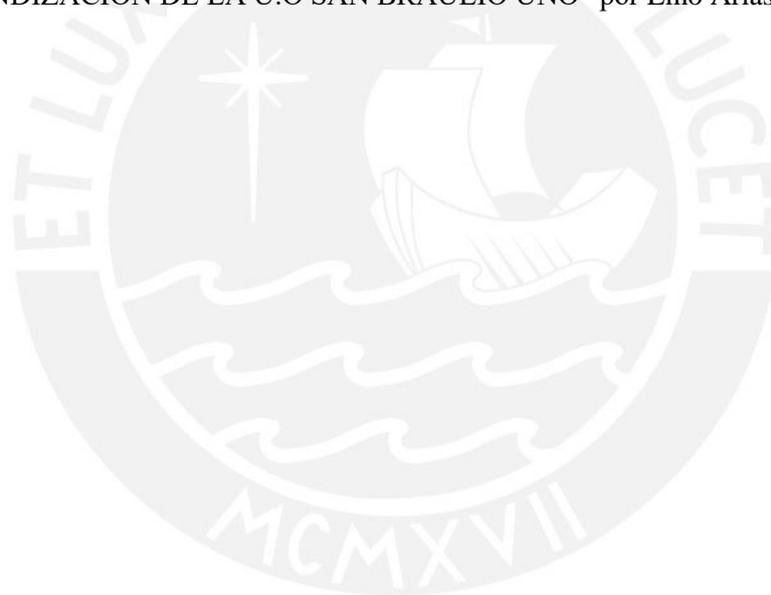


Figura 12: Fuerzas en un sistema de tren acarreado en un plano inclinado por cable. Tomado de la tesis “PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL SISTEMA DE EXTRACCIÓN DEL PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN DE LA U.O SAN BRAULIO UNO” por Lino Arias (Lima), 2013.



Anexo 2.13: Masas y coeficientes de tren acarreado por cable en un plano inclinado

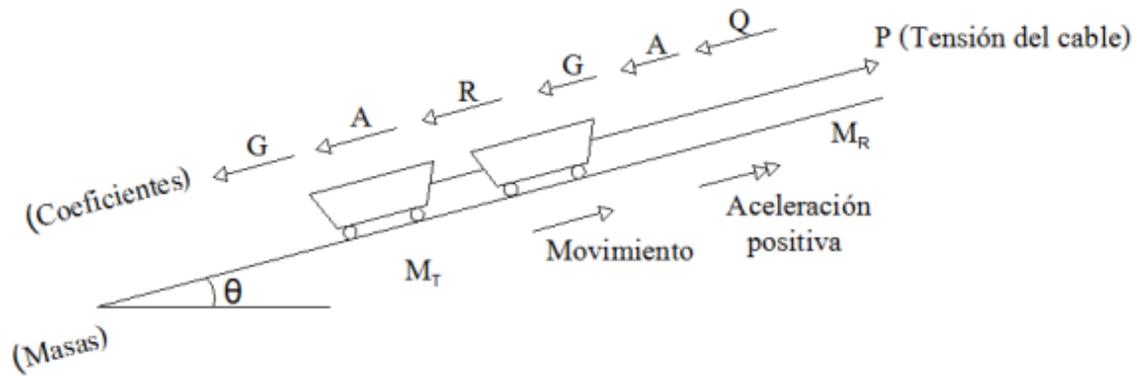
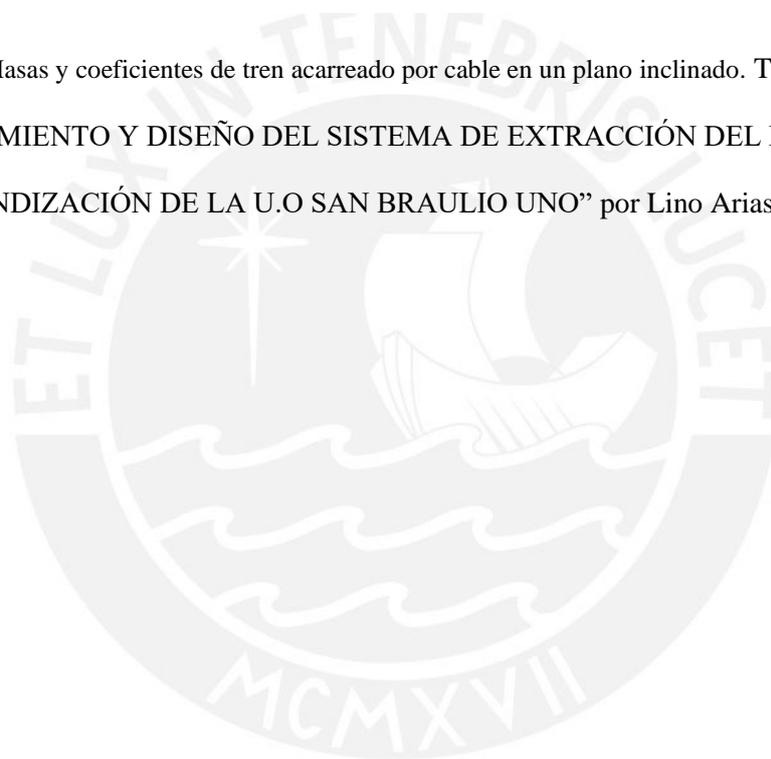


Figura 13: Masas y coeficientes de tren acarreado por cable en un plano inclinado. Tomado de la tesis “PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL SISTEMA DE EXTRACCIÓN DEL PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN DE LA U.O SAN BRAULIO UNO” por Lino Arias (Lima), 2013.



Anexo 2.14: Diámetros estándar de cables de Assemblys Specialty

Rope Dia		Approx wt (lb/ft)		Nominal Strength, tons (bright or drawn galvanized**)		
				Royal Purple	Purple Plus	
Inches	mm	Fiber Core	IWRC	IWRC	Fiber Core	IWRC
1/4	6.5	0.11	0.12	3.74	3.01	3.40
5/16	8.0	0.16	0.18	5.80	4.69	5.27
3/8	9.5	0.24	0.26	8.30	6.71	7.55
7/16	11.0	0.32	0.35	11.2	9.10	10.2
1/2	13.0	0.42	0.46	14.6	11.8	13.3
9/16	14.5	0.53	0.58	18.5	14.9	16.8
5/8	16.0	0.66	0.72	22.7	18.4	20.6
3/4	19.0	0.95	1.04	32.4	26.2	29.4
7/8	22.0	1.29	1.41	43.8	35.4	39.8
1	26.0	1.68	1.85	56.9	46.0	51.7
1-1/8	29.0	2.13	2.34	71.5	57.9	65.0
1-1/4	32.0	2.63	2.89	87.9	71.1	79.9
1-3/8	35.0	3.18	3.49	106	85.5	96
1-1/2	38.0	3.78	4.16	125	101	114
1-5/8	42.0	4.44	4.88	146	118	132
1-3/4	45.0	5.15	5.66	169	136	153
1-7/8	48.0	5.91	6.49	192	155	174
2	52.0	6.73	7.39	217	176	198
2-1/8	54.0	7.60	8.34	243	197	221
2-1/4	58.0	8.52	9.35	272	220	247
2-3/8	60.0	9.49	10.4	301	244	274
2-1/2	64.0	10.5	11.6	332	269	302
2-3/4	70.0	12.7	14.0	397	321	361

**Galvanizing: For Class A galvanized wire rope (EIP grade only), deduct 10% from the nominal strength shown

Figura 14: Diámetros estándar de cables de Assemblys Specialty por Assemblys Specialty.

Anexo 2.15: Geometría de la tambora

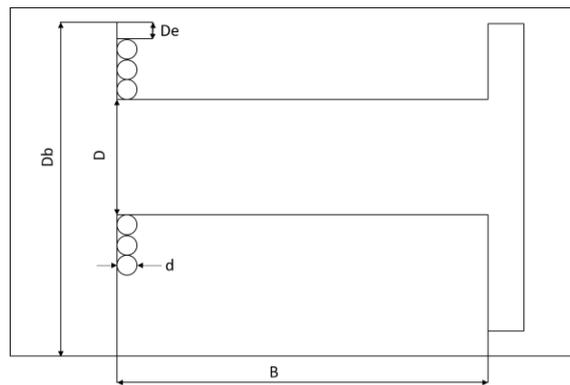


Figura 15: Geometría de la tambora. Elaboración propia



Anexo 2.16: Diagrama de potencia para un sistema no balanceado de extracción

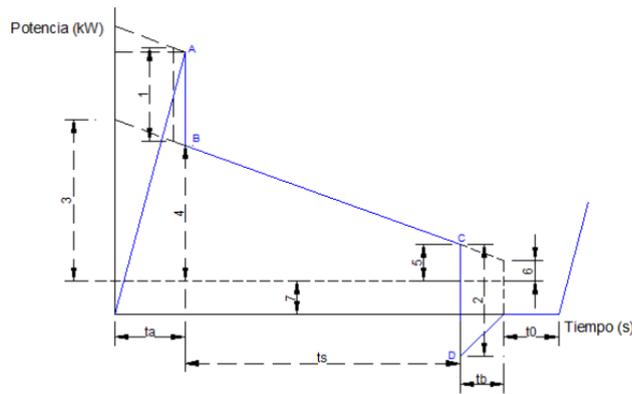


Figura 16: Diagrama de potencia para un sistema no balanceado de extracción tomado de *“Transporte y extracción en minas y a cielo abierto”* por Novitzky, 1965

Anexo 2.17: Diagrama de potencia del caso de estudio.

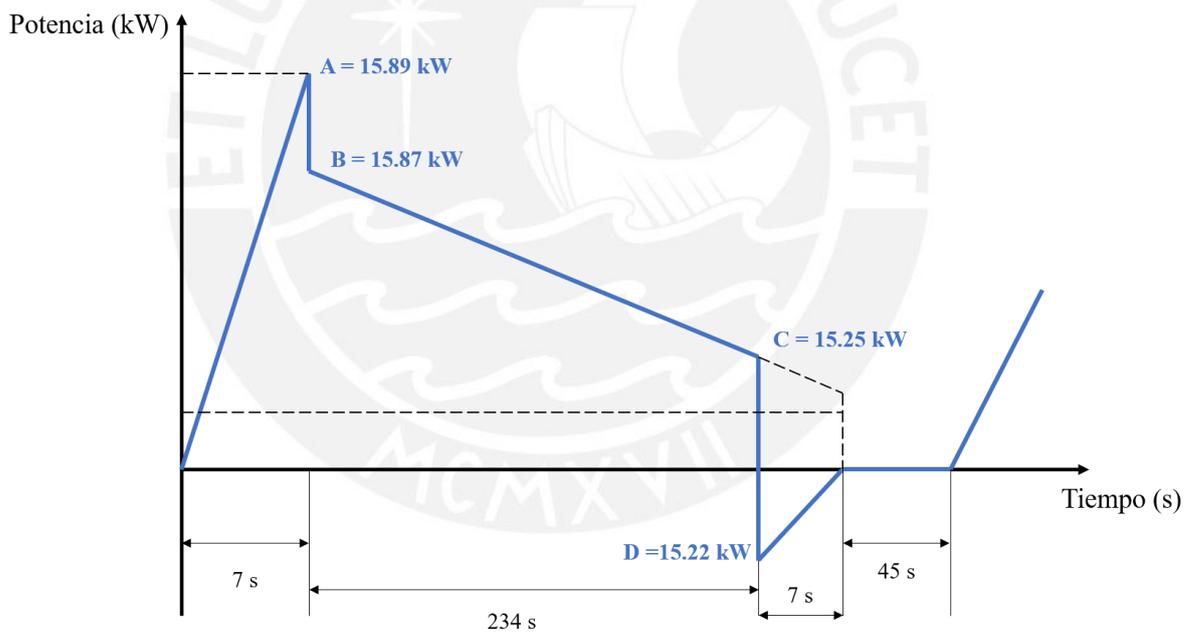


Figura 17: Diagrama de potencia del caso de estudio. Elaboración propia.

Anexo 2.18: Grafica comparativa Presión de Detonación vs RWS de explosivos.

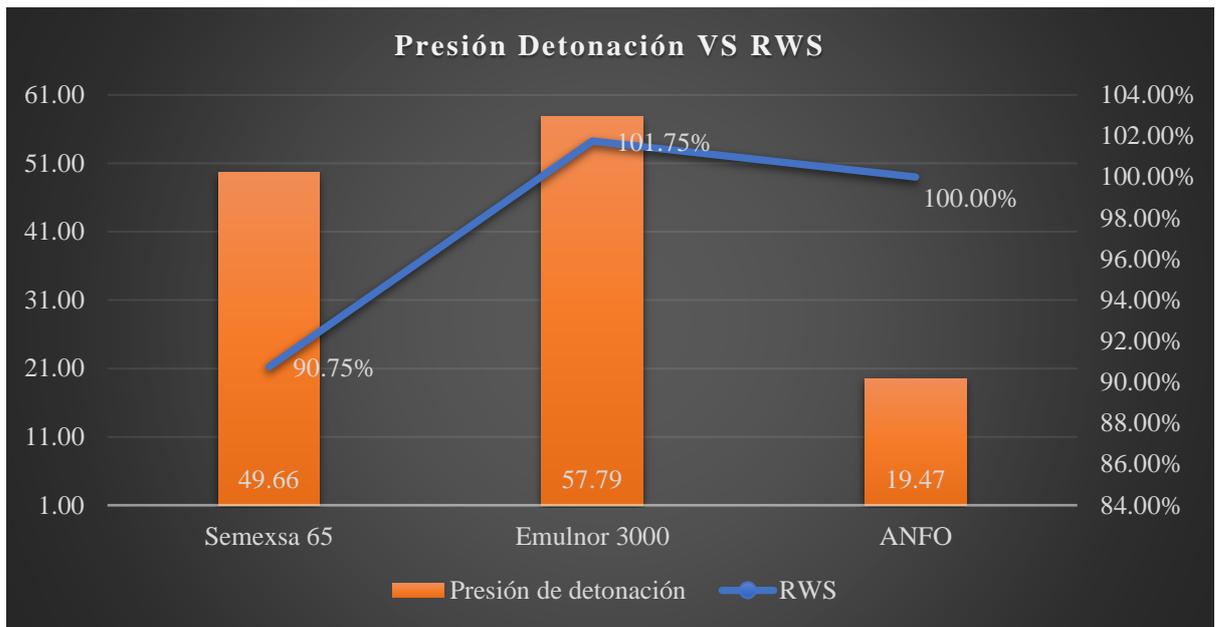
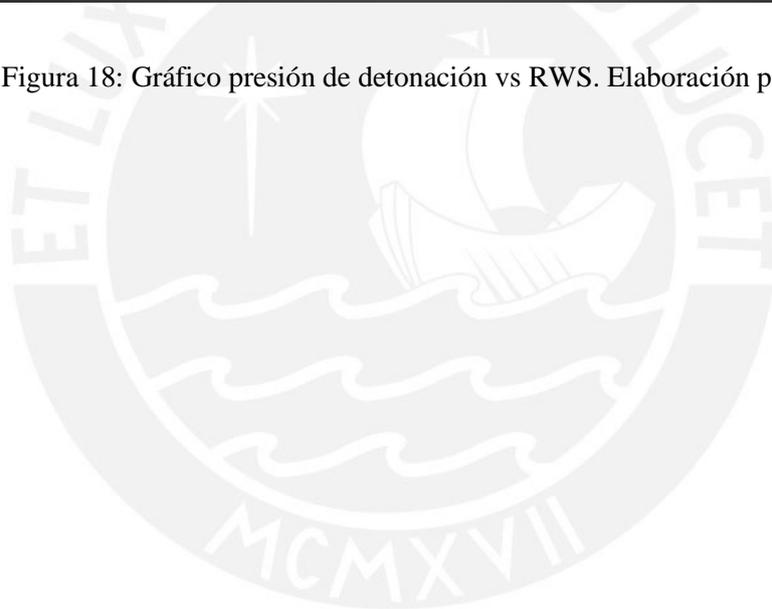


Figura 18: Gráfico presión de detonación vs RWS. Elaboración propia



Anexo 2.19: Grafica de Análisis de Precios.

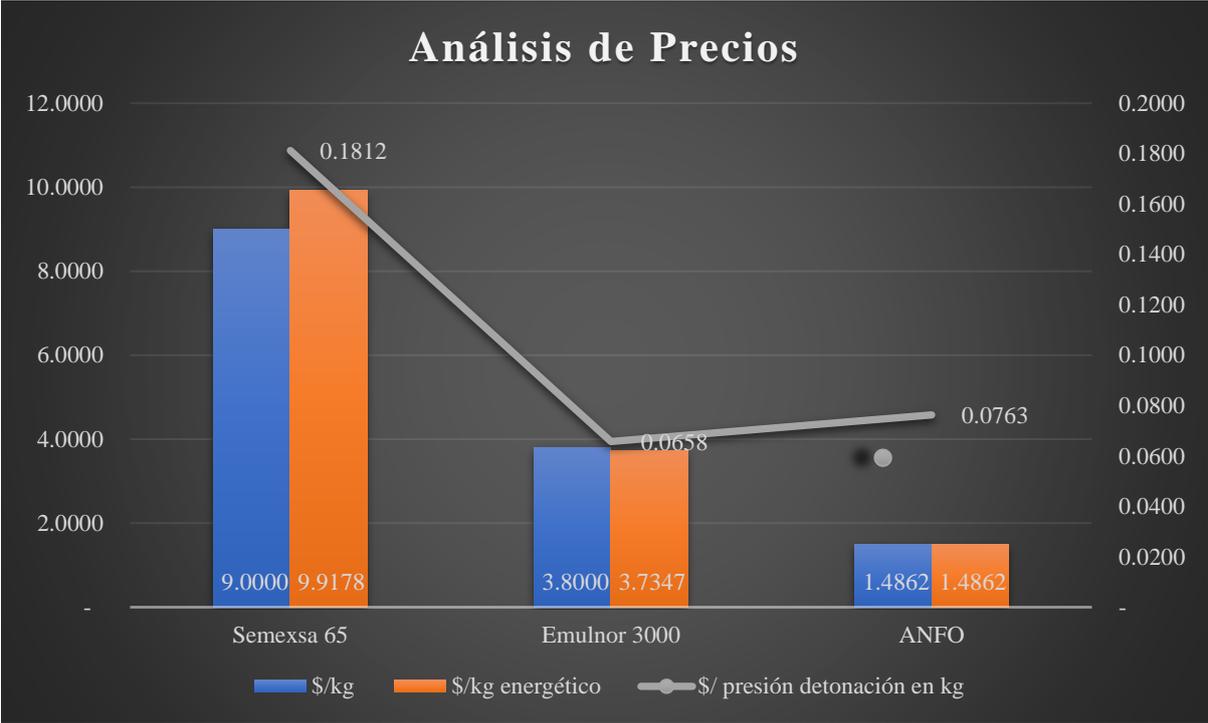
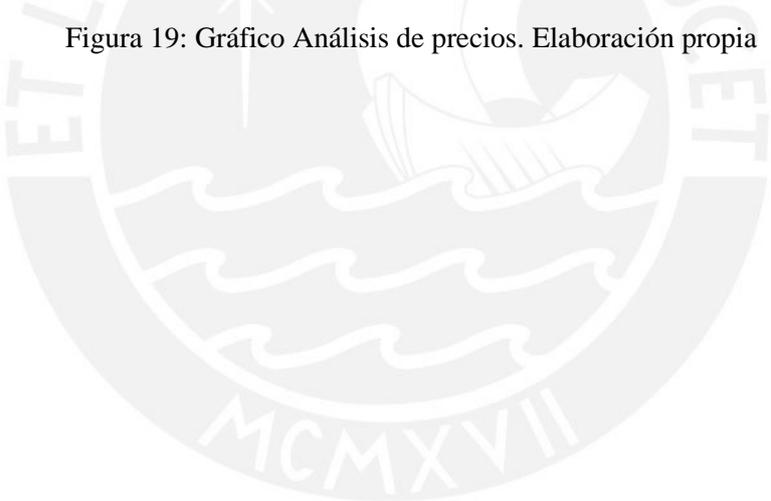


Figura 19: Gráfico Análisis de precios. Elaboración propia



Anexo 2.20: Costo de infraestructura de acuerdo a los casos evaluados para la elección del proyecto.

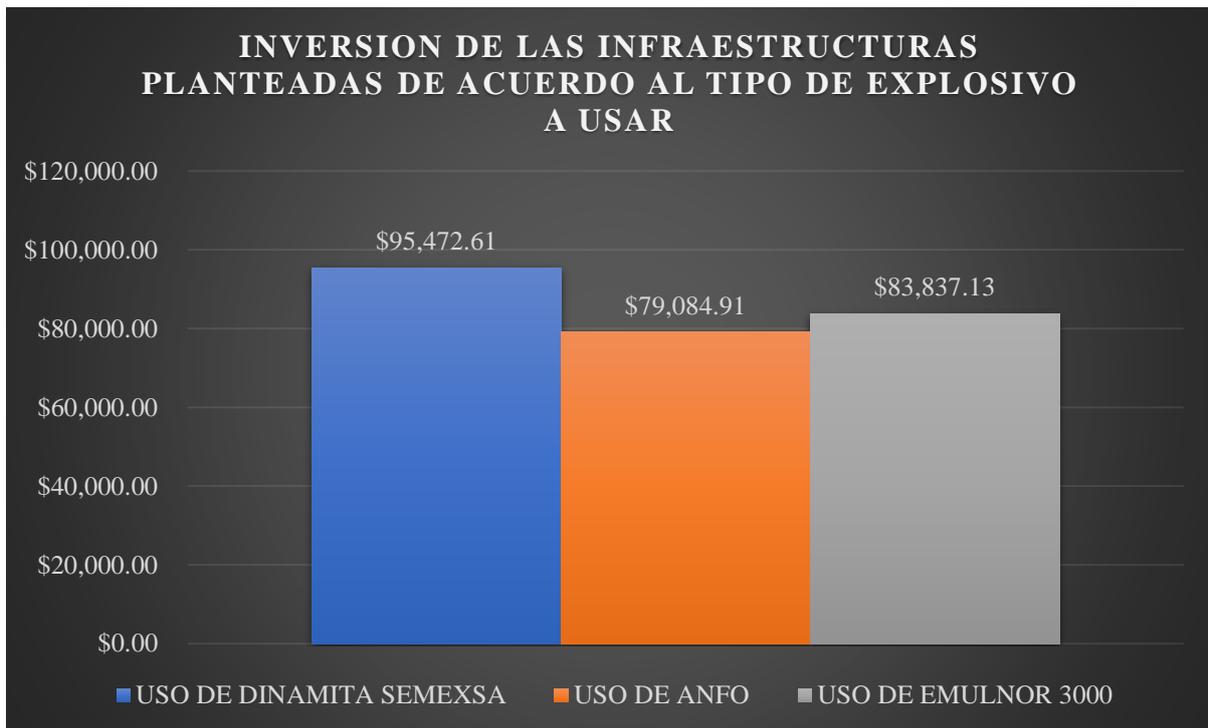
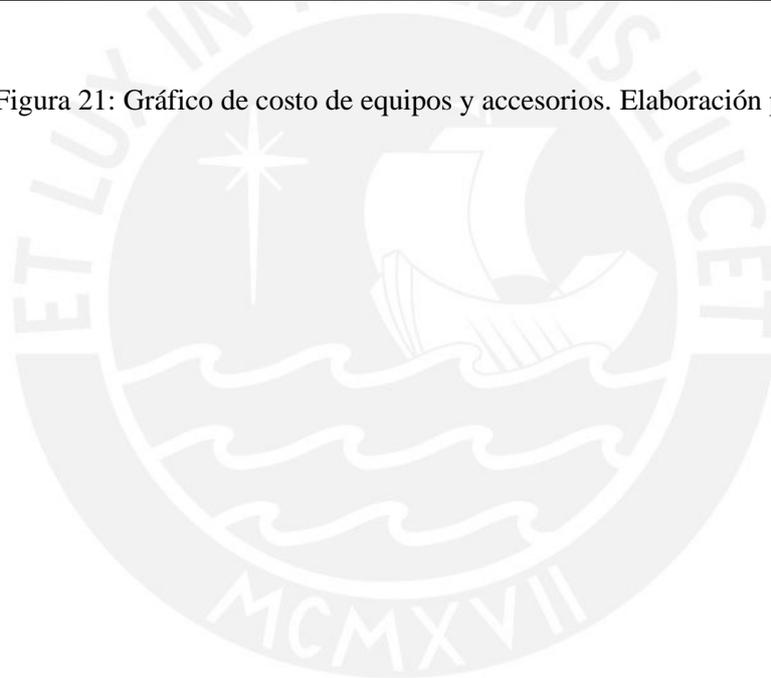


Figura 20: Gráfico de inversión según explosivo. Elaboración propia

Anexo 2.21: Resumen de costo de equipamiento y accesorios del proyecto



Figura 21: Gráfico de costo de equipos y accesorios. Elaboración propia



Anexo 2.22: Resumen de costo de equipamiento y accesorios del proyecto

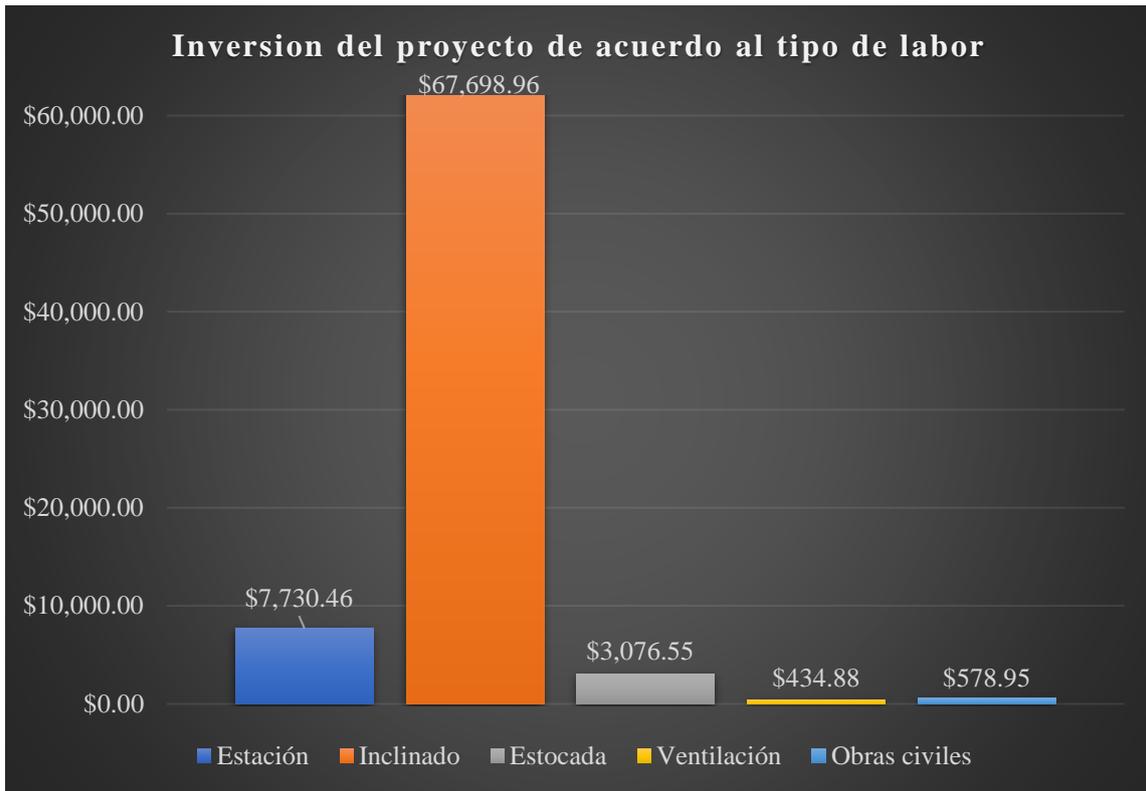


Figura 22: Gráfico de inversión de infraestructura y ventilación. Elaboración propia

Anexo 2.23: Resumen de costo de equipamiento y accesorios del proyecto

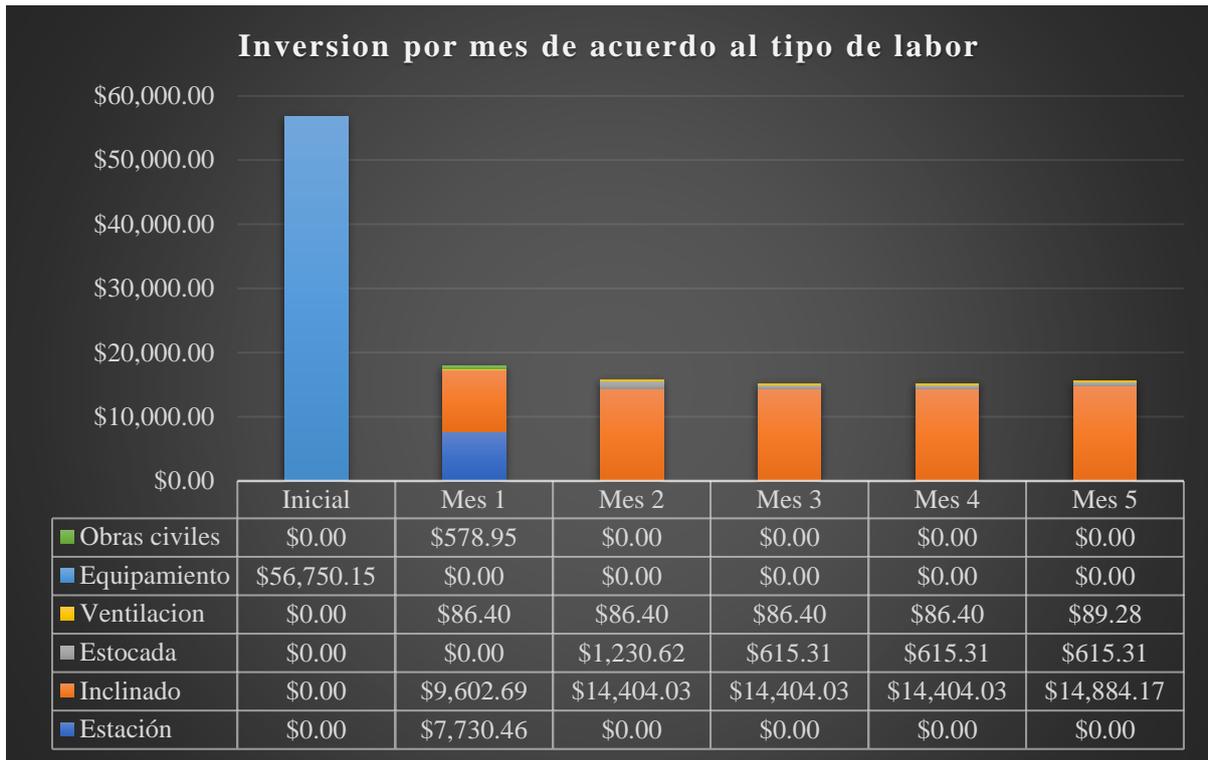


Figura 23: Gráfico de inversión total por mes. Elaboración propia

