

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

**DISEÑO E IMPLEMENTACIÓN DEL INCLINADO
PARA OPTIMIZAR LA EXTRACCIÓN EN
MINERA OREX S.A.C.**

TESIS

Presentada por:

Bach. Alexander Cayo Huashuayo Choque

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

TACNA – PERÚ

2023

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

**DISEÑO E IMPLEMENTACIÓN DEL INCLINADO
PARA OPTIMIZAR LA EXTRACCIÓN EN
MINERA OREX S.A.C.**

Tesis sustentada y aprobada el 27 de diciembre del 2023, estando integrado el jurado calificado por:

PRESIDENTE


.....
Dr. Dante Ulises Morales Cabrera


1er MIEMBRO
(SECRETARIO)


.....
Dr. Jorge José Segura Dávila

2do MIEMBRO
(VOCAL)


.....
MSc. Salomón Medardo Ortiz Quintanilla

ASESOR


.....
Dr. Dante Ulises Morales Cabrera

CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, Dr. Dante Ulises MORALES CABRERA, en mi condición de asesor acreditado por la Resolución de Facultad N°07887-2023/FAIN/UNIBG de la tesis titulado:

"DISEÑO E IMPLEMENTACIÓN DEL INCLINADO PARA OPTIMIZAR LA EXTRACCIÓN EN MINERA OREX S.A.C".

Presentado por el Bachiller Alexander Cayo HUASHUAYO CHOQUE, Para optar título profesional de Ingeniero de Minas.

Habiendo cumplido con lo establecido en el reglamento de originalidad y de similitud de trabajo de investigación y producción intelectual, considerando que según la revisión, evaluación y análisis realizado a través del **software de similitud textual TURNITIN** cuenta con el **nivel de similitud permitido cuyo porcentaje es 9 %** Por lo que, **CERTIFICO LA SIMILARIDAD** de la tesis enunciado líneas arriba, la cual está expedita para continuar con los trámites para la obtención de título profesional, según corresponda consiguientemente la publicación en el repositorio institucional.

FIRMA ASESOR

Nombres y apellidos, DNI



Huella digital

FIRMA TESISTA

Nombres y apellidos, DNI



Huella digital

DEDICATORIA

A Dios y a todas aquellas personas que luchan incesantemente cargados de la energía inagotable del amor, en especial, a mis padres Leónidas Cayo Huashuayo Yauri y María Angela Choque Condori, a mis hermanos Fran Franklin allá en el cielo; a Arturo, Karina y Miguel.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a todas aquellas personas que me brindaron su apoyo incondicional, con sus palabras de aliento y consejos los que han hecho posible que el presente trabajo se haga realidad, en especial a mis catedráticos de la Escuela de Ingeniería de Minas de la UNJBG, quiénes han forjado en mí, mediante su enseñanza, no solo el conocimiento profesional sino la capacidad para afrontar cualquier adversidad. A mi esposa Luzmila Acero Tellería por su contante apoyo durante todo el desarrollo de mi proyecto de tesis.

Al Dr. Julio Vargas Paniagua, catedrático de la UNJBG, por su asesoría externa y su constante dedicación e influencia para el desarrollo y culminación del presente proyecto.

ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTO	v
ÍNDICE DE CONTENIDO	vi
ÍNDICE DE TABLAS	xii
ÍNDICE DE FIGURAS	xv
RESUMEN	xvi
ABSTRACT	xvii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I	3
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.1 Descripción del problema	3
1.1.1 Antecedentes del problema	3
1.1.2 Problemática de la investigación	4
1.2 Identificación y formulación del problema de investigación	4
1.2.1 Problema principal	4
1.2.2 Problemas específicos	5

1.3.	Justificación e importancia de la investigación	5
1.4.	Alcances y limitaciones	6
1.4.1.	Alcances	6
1.4.2.	Limitaciones	6
1.5.	Objetivos	7
1.5.1.	Objetivo general	7
1.5.2.	Objetivos específicos.	7
1.6.	Hipótesis	8
1.6.1.	Hipótesis general	8
1.6.2.	Hipótesis específicas.	8
	CAPÍTULO II	9
	MARCO TEÓRICO	9
2.1.	Antecedentes	9
2.2.	Bases teóricas	12
2.2.2.	Marco referencial	16
2.3.	Definiciones de términos	22
2.3.1.	Autocad	22
2.3.2.	By pass	22
2.3.3.	Cable de izaje	22

2.3.4.	Castillo o estructura de desplazamiento:	22
2.3.5.	Chimeneas	23
2.3.6.	Clavo rielero	23
2.3.7.	Costos directos	23
2.3.8.	Costos indirectos	23
2.3.9.	Costos operativos o de producción mina	24
2.3.10	Diseño	24
2.3.11.	Durmiente	24
2.3.12.	Eclisa	25
2.3.13.	Extracción	25
2.3.14.	Galerías sobre veta	25
2.3.15.	Izaje	25
2.3.16.	Jaula	26
2.3.17.	Pique inclinado	26
2.3.18.	Polea	26
2.3.19.	Productividad	26
2.3.20.	Riel	27
2.3.21.	Tambor	27
2.3.22.	Winche de izaje	27
2.3.23.	Minesight	27
	CAPÍTULO III	29
	MARCO METODOLÓGICO	29

3.1.	Tipo y diseño de la investigación	29
3.2.	Población y muestra de estudio	29
3.2.1.	Población	29
3.2.2.	Muestra	30
3.3.	Operalización de variables	30
3.3.1.	Variable Independiente.	30
3.3.2.	Variable Dependiente.	30
3.4.	Técnicas e instrumentos para la recolección de datos	31
3.5.	Procesamiento y análisis de datos	32
	CAPÍTULO IV	34
	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	34
4.1.	Análisis de resultados técnicos	34
4.1.1.	Evaluación geomecánica donde se construirá el pique inclinado 8706	34
4.1.2.	Clasificación geomecánica geológica strength index (g.s.i.)	34
4.1.3.	Tiempos de autoporte	35
4.1.4.	Diseño y construcción	36
4.1.4.1.	Características del pique inclinado 8706	40
4.1.5.	Perforación - voladura	44
4.1.5.	Limpieza	72

4.1.6.	Sostenimiento	73
4.1.7.	Instalaciones	77
4.1.7.1.	Mano de obra y equipos	78
4.1.8.	Planeamiento de ejecución del pique inclinado	84
4.1.9.	Ventilación	85
4.1.10.	Sistema de izaje	90
4.1.10.1.	Peso y tipo de material por viaje	90
4.1.10.2.	Peso carro minero y numero de carros mineros izados por viaje	92
4.1.10.3	Diámetro y peso del cable a utilizar	92
4.1.10.4.	Cálculo de producción de carga	96
4.1.10.5.	Viaje por hora en el nivel superior y velocidad del cable	98
4.1.10.6.	Características de diseño del tambor del winche	99
4.1.10.7.	Capacidad del motor del winche eléctrico	100
4.2.	Análisis de resultados económicos	105
4.2.1.	Monto de inversión en la infraestructura	105
4.2.1.1.	Costo de construcción del inclinado	106
4.2.1.2	Costo de instalación de rieles del inclinado	110
4.2.1.3	Costos de construcción de chimeneas	113
4.2.1.4	Costo de construcción de estación de izaje	118

4.2.1.5. Costo de construcción de refugios.	122
4.2.2. Costo de operación	128
4.2.2.1. Costo de minado.	128
4.2.2.2. Costo planta y administración general.	129
4.2.3. Valoración de reservas	129
4.2.3.1. Reservas	129
4.2.3.2. Ingresos por venta de mineral	130
4.2.4. Resultados económicos	130
4.2.4.1. Flujo de caja económico del proyecto de profundización	130
4.2.4.2. Resultados económicos (VAN, TIR, costo beneficio)	132
4.3. Discusión de resultados	133
CONCLUSIONES	136
RECOMENDACIONES	138
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	139
ANEXOS	143

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Vía de acceso al yacimiento minero San Juan	15
Tabla 2 Operalización de Variables	30
Tabla 3 Características generales del pique inclinado 8706	43
Tabla 4 Diseño de sección del pique inclinado 8706.....	43
Tabla 5 Perforación – Voladura de inclinado	48
Tabla 6 Espaciamiento de taladros según dureza de la roca	49
Tabla 7 Coeficiente o factor de roca (pique inclinado).....	50
Tabla 8 Cálculo de burden (inclinado).....	52
Tabla 9 Coeficiente o factor de roca (refugios)	58
Tabla 10 Cálculo de burden (refugios).....	60
Tabla 11 Perforación-voladura de Chimeneas	64
Tabla 12 Especificaciones técnicas pernos helicoidales	73
Tabla 13 Especificaciones técnicas cartuchos de cemento	73
Tabla 14 Especificaciones técnicas cartuchos de recina	74
Tabla 15 Especificaciones técnicas Split set.....	74
Tabla 16 Especificaciones técnicas malla electro soldada.....	75
Tabla 17 Mano de obra primer turno	79
Tabla 18 Mano de obra segundo turno.....	79
Tabla 19 Relación de equipos	80
Tabla 20 Características técnicas de las rieles de acero	81
Tabla 21 Avance total de actividades.....	84
Tabla 22 Tiempo de instalación de colleras.....	85
Tabla 23 Caudal requerido por persona	86
Tabla 24 Número de personal	86
Tabla 25 Grado de intoxicación debido a los gases de explosivos.	87
Tabla 26 Constante de masas y esfuerzos de cables de alambre.....	93

Tabla 27	Datos de cables de alambre.....	95
Tabla 28	Resumen de características de cable óptimo para el izaje	96
Tabla 29	Características técnicas del winche eléctrico para el sistema de izaje	103
Tabla 30	Optimización de producción del pique vertical y el pique inclinado...	103
Tabla 31	Optimización en avances del pique vertical y el pique inclinado	104
Tabla 32	Parámetros operativos en la roca semidura.....	106
Tabla 33	Costo de mano de obra del inclinado	106
Tabla 34	Costo de materiales de perforación en el inclinado	107
Tabla 35	Costo de implementos de seguridad en el inclinado.....	108
Tabla 36	Costo de herramientas y materiales en el inclinado.....	109
Tabla 37	Costo de equipo de perforación en el inclinado.....	110
Tabla 38	Costo total para la construcción del inclinado.....	110
Tabla 39	Costo de mano de obra en instalación de rieles.....	111
Tabla 40	Costo de implementos de seguridad en instalación de rieles	111
Tabla 41	Costo de herramientas y otros materiales en instalación de rieles.....	112
Tabla 42	Costo de materiales en instalación de rieles.....	112
Tabla 43	Costo total para la instalación de rieles.....	113
Tabla 44	Características de construcción de la roca para la chimenea.....	113
Tabla 45	Costo de mano de obra en construcción de chimeneas.....	114
Tabla 46	Costo de materiales de perforación en construcción de chimeneas.....	114
Tabla 47	Costo de implementos de seguridad en construcción de chimeneas....	115
Tabla 48	Costo de herramientas y materiales en construcción de chimeneas....	116
Tabla 49	Costo de equipos de perforación en construcción de chimeneas.....	117
Tabla 50	Costo total para la construcción de chimeneas.....	117
Tabla 51	Características de construcción estación de izaje	118
Tabla 52	Costo de mano de obra construcción de estación de izaje.....	118
Tabla 53	Costo de materiales de perforación en estación de izaje.....	119
Tabla 54	Costo de implementos de seguridad en estación de izaje	119

Tabla 55	Costo de herramientas y otros equipos en estación de izaje	120
Tabla 56	Costo de equipos de construcción de estación de izaje.....	121
Tabla 57	Costo total en construcción de estación de izaje.....	122
Tabla 58	Características para la construcción de los refugios	122
Tabla 59	Costo de mano de obra construcción de los refugios.....	122
Tabla 60	Costo de materiales de perforación para los refugios	123
Tabla 61	Costo de implementos de seguridad (refugios).....	124
Tabla 62	Costo de herramientas y materiales para la construcción de refugios	125
Tabla 63	Costo de equipo de construcción para los refugios.....	126
Tabla 64	Costo total para la construcción de los refugios.	126
Tabla 65	Resumen de costos.	126
Tabla 66	Costo de explosivos por labores	127
<i>Tabla 67</i>	<i>Costo de equipamiento.....</i>	<i>127</i>
Tabla 68	Costo de materiales	128
Tabla 69	Costo de minado.....	128
Tabla 70	Costo planta y administración general	129
Tabla 71	Ingresos por venta de mineral	130
Tabla 72	Flujo de caja del proyecto	131

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Descenso y ascenso de carro minero U 35	36
Figura 2 Recepción de carros mineros en el nivel 466	39
Figura 3 Características del pique inclinado	42
Figura 4 Diseño de malla de perforación del inclinado	45
Figura 5 Diseño del inclinado	47
Figura 6: Cálculo de áreas para el inclinado	50
Figura 7 Cálculo de área (refugio)	59
Figura 8 Diseño de malla chimenea	65
Figura 9 Sostenimiento del inclinado	76
Figura 10 Diseño de instalación de línea cauville	78
Figura 11 Diseño de Cámara de izaje	83
Figura 12 Diagrama de potencia	101
Figura 13 Diagrama de potencia	105

RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo dar a conocer el diseño e implementación del sistema de extracción de mineral y desmante del proyecto de profundización de la MINERA OREX S.A.C., este sistema se basa principalmente en realizar un pique inclinado para realizar el izaje de todo el material – desmante o mineral - desde el nivel 516 hacia el nivel 466 a desarrollar, por donde se evacuará todo este material mediante un winche de izaje de 45 Kw (60 HPs).

La segunda etapa consiste en el proceso operativo en la construcción y culminación del pique inclinado zona Esperanza del sistema y describe las secuencias de los ciclos de trabajo para ambas actividades.

Finalmente, se aplica una comparación de optimización de producción siendo así que, el sistema de pique inclinado 8706 es más eficiente que el pique vertical tradicional 8700 porque el primero extraerá, 126 Tn en menor cantidad de ciclos y en comparación al pique vertical 8700 que extrae 62 Tn y en mayor cantidad de ciclos; en ese sentido se incrementará la producción de 40 Tn a 50 Tn de mineral diarios.

Palabras Claves: Pique, inclinado, refugio, costo

ABSTRACT

The objective of this work is to publicize the design and implementation of the mineral extraction and waste rock system for the deepening project of the MINERA OREX S.A.C., this system is mainly based on making an inclined shaft to hoist all the material - waste rock or mineral - from level 516 to level 466 to be developed, where all this material will be evacuated by means of a 45 Kw hoisting winch (60 HP).

The second stage consists of the operational process in the construction and completion of the zona Esperanza inclined shaft of the system and describes the sequences of the work cycles for both activities.

Finally, a production optimization comparison is applied, so that the 8706 inclined shaft system is more efficient than the traditional 8700 vertical shaft because the former will extract 126 Tn in fewer cycles and compared to the 8700 vertical shaft that extracts 62 Tn and in a greater number of cycles; In this sense, production will increase from 40 tons to 50 tons of ore per day.

Keywords: Pike, inclined, refuge, cost.

INTRODUCCIÓN

La minería en el Perú explota los yacimientos minerales, especialmente polimetálicos y en altitud mayor a 3000 m.s.n.m. aplicando métodos de explotación en minería subterránea, por lo que para acceder a la profundidad de dichos yacimientos mineros se proyecta el desarrollo de labores de profundización diseñando e implementando piques verticales. Estas labores permiten el ingreso de materiales, herramientas y personal, sin embargo, su principal objetivo es que sirva como sistemas de izaje de mineral y desmonte.

Para satisfacer el cumplimiento del programa de extracción es muy importante tener en cuenta su rendimiento. Esto motivo en el presente proyecto de investigación para que manifieste en su hipótesis general: Con el diseño e implementación del pique inclinado se optimizará la producción y se podrá incrementar las reservas de mineral de Zona Esperanza en la unidad minera OREX S.A.C.

Para el contraste de la hipótesis se ha usado los pasos del método científico. La población estará conformada por la unidad de producción zona Esperanza, donde se construirá el proyecto y con una población de 116 trabajadores.

El trabajo de investigación es presentado en un informe final que consta de cuatro capítulos, a saber:

Capítulo I: Planteamiento del problema; en este se considera la identificación de problema, así como los problemas y objetivos, generales y específicos, justificación e importancia del trabajo de investigación principalmente.

Capítulo II: Marco teórico: Antecedentes de la investigación, en los que se adjunta los principales relacionados al tema en estudio; las bases teóricas de los sistemas de izaje, las características más importantes de la unidad minera OREX S.A.C.

Capítulo III: Metodología de la investigación: Método de investigación, tipo, nivel, diseño, población y muestra del estudio, operacionalización de variables, técnicas e instrumentos para la recolección de datos, procesamiento y análisis de datos.

Capítulo IV: Resultados y Discusión: Fundamentalmente el contraste de las hipótesis, la discusión de los resultados, conclusiones y recomendaciones.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

1.1.1 Antecedentes del problema

En una operación minera, la actividad más importante viene a ser, la extracción del mineral y desmonte, que son realizados por movimientos en forma horizontal (locomotoras, *scoops* y volquetes), y en forma vertical (izaje), por piques e inclinados.

MINERA OREX S.A.C. (CMP), propietaria de la unidad minera San Juan de Chorunga, realiza actividades de explotación minera mediante extracción subterránea, aplicando un sistema convencional con una producción de 120 t/día de mineral, a cargo de la dirección de operaciones han cursado muchas administraciones temporales, los mismos que de forma no responsable, no han previsto la planificación de una operación continua de la mina, direccionando únicamente a la extracción de mineral de las zonas preparadas, y recuperación de pilares de los tajos antiguos. En este sentido, no han previsto realizar trabajos de exploración, preparación y desarrollo, por lo que menciono, que en el yacimiento existe un gran potencial, generando el agotamiento de las reservas probadas, a esto se suma el problema de la zona Esperanza, donde existe fallas locales de este y oeste

que delimitan el yacimiento, ampliando las reservas en el nivel 466 a lo largo del rumbo de la estructura. Los sondeos diamantinos que se efectúan desde las explotaciones actuales, confirman la continuidad de la mineralización en profundidad con buenos valores y volúmenes de mineral. Sea convencional del yacimiento aurífero del paraje San Juan de Chorunga.

1.1.2 Problemática de la investigación

Teniendo en consideración los antecedentes del problema, es ineludible buscar estrategias, añadir nuevas convenciones implementando en este caso un diseño de pique inclinado para la extracción mecanizada utilizando un winche de izaje, de esta forma facilitar el izado del mineral y desmonte del interior de mina hacia la superficie, el mismo que permitirá optimizar tiempos y recursos en la extracción de desmonte y mineral.

Las características del trabajo de investigación consisten en desarrollar un pique inclinado de 130 m. de profundidad con una gradiente de 30 % que nos permitirán desarrollar dos niveles debajo de los clavos mineralizados. Por lo tanto, los esfuerzos futuros deberán orientarse a la profundización con el inclinado.

1.2. Identificación y formulación del problema de investigación

1.2.1 Problema principal

¿Porque y para que se realiza el diseño e implementación del pique inclinado en la empresa MINERA OREX S.A.C.?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cómo se diseñará e implementará el pique inclinado en la empresa minera MINERA OREX SAC?
- ¿Cómo se logrará el estudio del proceso operativo en la construcción y culminación del pique inclinado Zona Esperanza, de la unidad minera OREX S.A.C.?
- ¿El diseño e implementación del pique inclinado optimizará la producción actual en la empresa MINERA OREX SAC?

1.3. Justificación e importancia de la investigación

Las razones principales que impulsaron a desarrollar la presente tesis fueron:

Contribuir a la empresa minera OREX S.A.C., que buscan mejorar la extracción de mineral y desmonte mediante izaje para su mejor producción, minimizando tiempo, costos y recursos en la extracción.

La necesidad de seguir compitiendo con la inestabilidad de precios de los metales y mantener costos operativos que permitan mantener nuestras reservas y un cutt-off en equilibrio.

Continuar con la profundización para seguir cubicando y ganar reservas sin interrupción de labores mineras.

Por estos motivos se considera la factibilidad de la presente tesis cuyo fin es brindar información para optimizar la extracción de mineral y desmonte en la MINERA OREX S.A.C.

1.4. Alcances y limitaciones

1.4.1 Alcances

Con la elaboración del presente trabajo de investigación se beneficiará la empresa MINERA OREX S.A.C. en particular los que se dedican a la extracción de minerales cuando se presenten inconvenientes similares.

1.4.2 Limitaciones

Carencia económica para la realización de proyectos mineros de gran envergadura; cuando no se cuenta con la financiación tanto por el sistema financiero o por la misma empresa concesionario de dicha unidad minera.

La falta de una caracterización geomecánica, que la gran mayoría de las minas subterráneas padecen, en el presente caso no es una excepción, ya que en el mercado laboral se carece de profesionales especializados, lo que no ayuda a contribuir con la debida caracterización geomecánica.

Debido a que la labor se encuentra en un nivel superior de tipo accidentado que no cuenta con vía de acceso, lo que imposibilita el normal acceso de los equipos mineros a la unidad minera.

La disponibilidad de tiempo fue una limitación para el desarrollo de la presente tesis, debido a que me encuentro laborando en dicha unidad minera desde el mes de mayo del periodo 2017. Teniendo la necesidad de trasladarse desde la ciudad de Tacna hacia la unidad minera, en un tiempo de 12 horas.

La modalidad de trabajo que provoca cansancio y agotamiento, fue la mayor limitación personal para realizar la presente tesis. Puesto que las condiciones de trabajo implican un esfuerzo físico, sumado a ello la alta temperatura bajo el socavón deshidrata el organismo.

1.5. Objetivos

1.5.1 Objetivo general

Diseñar e implementar el pique inclinado para optimizar la productividad y poder incrementar las reservas de mineral de la zona Esperanza en la unidad MINERA OREX S.A.C.

1.5.2 Objetivos específicos.

- Diseñar e implementar el pique inclinado adecuado en la MINERA OREX S.A.C.
- Estudiar el proceso operativo en la construcción y culminación del pique inclinado zona Esperanza, de la unidad MINERA OREX S.A.C.
- Optimizar la producción actual mediante un estudio de tiempos y de recursos logísticos en el pique inclinado zona Esperanza.

1.6. Hipótesis

1.6.1 Hipótesis general

Con el diseño e implementación del pique inclinado se optimizará la producción y se podrá incrementar las reservas de mineral de zona Esperanza en la unidad MINERA OREX S.A.C.

1.6.2 Hipótesis específicas.

- Se investigará un diseño adecuado de pique inclinado para implementar en la MINERA OREX S.A.C.
- Se realizará un estudio del proceso operativo en la construcción y culminación del pique inclinado zona Esperanza de la MINERA OREX S.A.C.
- Se optimizará la producción actual mediante el estudio de tiempos y de recursos logísticos en el pique inclinado en la zona Esperanza de la MINERA OREX S.A.C.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes

HUARACA (2018), en el estudio técnico económico denominado minado de la veta Juanita en el nivel 06 mediante el pique inclinado 370, U.E.A, Londres – CIA Minera Casapalca S.A. 2017, refiere:

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo explicar la profundización de la veta Juanita - U.E.A Londres - Cía. minera Casapalca, entre los niveles 04 y 06, mediante el diseño y construcción del pique inclinado 370, con el fin de extraer las reservas minerales existentes, acorde con la expansión de la mina. El procedimiento seguido fue el siguiente: Se realizó el mapeo geomecánica de la zona donde se va construir el pique inclinado 370, entre los niveles 04 y 06 de la veta juanita, con el fin de diseñar las labores de profundización. Se efectuó el diseño y la construcción del pique inclinado 370 para la profundización de la veta juanita, siguiendo los lineamientos descritos en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional, tipificando en el decreto Supremo N° 024-2016-EM. Respecto al diseño del sistema de izaje, se concluye que este será no balanceado y que se requerirá un winche con potencia de 261 KW (350HP) para realizar el izaje de tres carros mineros U35 de 4,95 T de masa total, que ascenderán por un pique inclinado

de 30, de longitud 367 m total, a una velocidad de cuerda de 5,4 m/s. Asimismo, el winche debe tener un tambor cilíndrico, con un diámetro de 0,96 m como mínimo. Respecto al planeamiento de la ejecución de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción del proyecto de profundización, se estimó un tiempo de 225 días para realizar todas las obras, pique inclinado 370, los desquinches y cuadrados de las estaciones de pique en los niveles 04 al 06, el tendido de los rieles en estas estaciones y a lo largo del pique y, por último, el armado de la plataforma e instalación del winche. Se determinó que el monto de la inversión total de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción de la profundización asciende a US\$1 388 425, 3. Producto de la evaluación económica, se concluyó que el valor actual neto (VAN) de proyecto de profundización de mina es de US\$ 1 652 903,78 y una tasa interna de retorno de 79,29 % para una tasa anual de descuento de 15 %. Se concluyó el presente trabajo de tesis con la recomendación de profundizar la mina Casapalca, entre los niveles 04 y 06, por ser rentable económicamente. (p.1)

CARPIO (2016), En el estudio técnico titulado construcción del pique 35 del nivel 7 al 12 veta Tres Ranchos, Ecuador, afirma:

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo explicar la profundización de la mina paraíso, zona veta Tres Ranchos, mediante el diseño y construcción del pique inclinado 035, para la exploración, desarrollo, preparación y explotación de minerales entre los niveles 7 al 12. El procedimiento seguido fue

el siguiente: Se realizó el mapeo geomecánica de la zona donde se va a construir el pique inclinado 035, entre los niveles 7 y 12 de la zona Tres Ranchos, con el fin de diseñar las labores de profundización. Se efectuó el diseño y la construcción del pique inclinado 035 para la profundización de la zona Tres Ranchos, siguiendo los lineamientos descritos en el Reglamento de seguridad y salud ocupacional, tipificado en el Decreto Supremo N° 055-2010 EM. Respecto al diseño del sistema de izaje, para realizar el izaje con un Skip minero, que ascenderán por un pique inclinado 035, de sección 2,4m x 1,5m, con un ángulo de inclinación de 45°, de longitud 320 m total. Respecto al planeamiento de la ejecución de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción del proyecto de profundización, se estimó un tiempo de 193 días para realizar todas las obras, pique inclinado 035. Se determinó que el monto de la inversión total de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción de la profundización asciende a US\$ 132 004,08. (P.III)

Condori, G.W. & Vivanco H.D. (2019), en su tesis a la cual nominaron Profundización de la Mina San Juan, Mediante el Inclinado 8707, para Incremento de Reservas de la Empresa Minera Century Mining Perú SAC-2018, en sus conclusiones 1 y 2 destacan:

Con la profundización de la mina san juan mediante el inclinado 8707 se logró incrementar las reservas de mineral y prolongar la vida de la mina de la empresa minera CENTURY MINING SAC-2018, debido a que la estructura mineral continua para ello se sigue construyendo labores de exploración en el nivel

516 y a la vez se extrae el mineral recuperado. Las operaciones unitarias en la profundización de la mina mediante el inclinado 8707 contribuyeron con el incremento de las reservas de mineral y de esa manera prolongar la vida de la mina de la empresa minera CENTURY MINING SAC-2018, debido a que actualmente se sigue incrementado las reservas con las labores de exploración. (p. 89).

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Fundamentos teóricos

La minería en nuestros tiempos viene a ser una de las principales fuentes de riqueza a nivel local, nacional e internacional. Herrmann & Zappetin (2014) afirman:

Los yacimientos minerales son anomalías de la Naturaleza en las que diversos procesos geológicos dieron lugar a la concentración de sustancias minerales metálicas y no metálicas, susceptibles de ser explotadas con beneficio económico con los medios tecnológicos disponibles, y que son requeridas como materias primas por la Sociedad moderna para asegurar el desarrollo humano. Tienen dimensiones relativamente pequeñas y, usualmente, ocupan superficies menores que 10 km². Un aspecto particular en relación con otros recursos económicos es la imposibilidad de traslado de un yacimiento del lugar donde se encuentra, lo que obliga a su explotación *in situ*.

La minería es la actividad económica que representa la extracción y procesamiento de las sustancias minerales de interés económico. Es una de las actividades más antiguas de la humanidad, con evidencias que se remontan al Paleolítico, cuando hace más de 40 000 años los hombres prehistóricos ya extraían mineral de hierro en África.

Todos los materiales utilizados por la sociedad moderna tienen su origen en sustancias minerales obtenidas por la minería o bien su fabricación requiere de herramientas o equipos elaborados con productos provenientes de un yacimiento mineral. Incluso otras actividades del sector primario, tales como la agricultura, la silvicultura y la pesca, utilizan herramientas y máquinas fabricadas con materiales elaborados a partir de recursos minerales. (p.1)

Aspectos generales de la MINERA OREX S.A.C: es una empresa peruana que fue incorporada con fecha el 01 de abril del 2005, que su nombre figuraba hasta el periodo 2022 “Century Mining Perú S.A.C.”, su domicilio principal está ubicado en la ciudad de Lima. Se encarga de extracción de minerales no ferrosos, excepto los minerales de uranio y torio.

A. Ubicación geográfica

El yacimiento geológicamente se encuentra ubicado, en el flanco occidental de los andes del sur del Perú, en la franja aurífera de la provincia metalogénica de

Nazca - Ocoña, entre la cordillera occidental de los andes y la zona costanera en el distrito minero Río Grande Iquipí, a unos 170 Km. noroeste en línea recta de la ciudad de Arequipa. Políticamente pertenece al valle San Juan de Chorunga, distrito Río Grande, provincia Condesuyos, departamento Arequipa, (ver anexo 02 y 03).

B. Coordenadas geográficas

Latitud 15° 56' 172" S

Longitud 73° 0' 47" W

Coordenadas UTM

Coordenada Este 712473 Coordenada Norte 8236528

Coordenada Este 712987 Coordenada Norte 8236070

Zona 18 Banda L, altitud promedio 750 m.s.n.m.

Datum WGS 84

NORTE 8'241,017.95 m

ESTE 709,038.50 m

ALTITUD 731.85 m.s.n.m

C. Coordenadas geográficas

La zona geográficamente es accesible desde la ciudad de Arequipa recorriendo la carretera Panamericana Sur, cruzando por la ciudad de Camaná, llegando hasta el poblado de Ocoña, luego se continúa por trocha carróza con dirección NW hasta llegar como punto final al yacimiento minero San Juan, siendo así su recorrido total de 330 km. (ver tabla 1):

Tabla 1
Vía de acceso al yacimiento minero San Juan

Acceso por vía terrestre desde la ciudad de Arequipa			
Arequipa - Camaná	Asfaltado	174 km	3 hrs.
Camaná - Ocoña	Asfaltado	50 km	1 hrs.
Ocoña - San Juan de Chorunga	Trocha	75 km	5 hrs.
Acceso por vía terrestre por la Panamericana Sur, desde Lima			
Lima - Ocoña	Asfaltado	785 km	12 hrs.
Ocoña - San Juan de Chorunga	Trocha	75 km	5 hrs.

Fuente: Elaboración propia

2.2.2 Marco referencial

A. Geología estructural

En la veta San Juan y su geología estructural. Ricse (2019), afirma:

El rasgo estructural más importante en la zona, está representado por la falla Choclón y sus sistemas de fracturas más importantes tienen rumbo NW – SE con variaciones de N 80° W y N 75° W, buzamiento vertical; el sistema de fracturas es seguido por la zona de cizallamiento, este gran sistema de fracturas que se distribuyen en un espacio muy corto, acompañado de otro sistema de fracturas en sentido casi perpendicular. La falla Choclón viene a constituir el conducto y localizador del emplazamiento de las vetas del sistema NW - SE y se encuentran rellenas por soluciones mineralizadas derivadas de la intrusión, las vetas contienen cuarzo, pirita dentro de los que se distribuyen los valores de oro relleno microfracturas dentro de los cristales de pirita.

Estos sistemas, en los fallamientos mayores originaron un fuerte cizallamiento del intrusivo provocando estructuras secundarias de alto ángulo como las fracturas de tensión, simoides, flexuras, y colas de caballo que en su mayoría se encuentran mineralizadas en cierto grado.

SISTEMA NE- SW; Constituido por fractura, fallas y vetas de rumbos que van de N 20° E a N 70° E y buzamientos altos al NW. El sistema de mayor exposición en toda el área y es de importancia económica por constituir.

SISTEMA NW- SE; son estructuras con rumbos que oscilan entre N 60° W a N 70° W con buzamientos altos al NE.

SISTEMA EW; estructuras con rumbo predominante EW con buzamientos altos. (ver anexo 4). (p.27)

B. Geología económica

Vilca (2016) afirma: El yacimiento aurífero de San Juan de Chorunga, es típico del metalotecto del batolito de la costa es decir de vetas de cuarzo con sulfuros de pirita diseminada, emplazadas en cajas de intrusivo granodiorítico Tonalítico (Unidad Tiabaya) cuarzo-monzonítico (Unidad Linga). Este cinturón mineralizado pertenece al Metalotecto Nazca-Ocoña, el cual posee vetas de oro en cuarzo, relacionadas a un fallamiento dextral, emplazadas en rocas Plutónicas Mesozoicas del Cretáceo Superior-Terciario Inferior. (p.17)

C. Mineralogía

Quispe (2017), Investigaciones de secciones pulidas de muestras del yacimiento de San Juan llevadas a cabo por el Ing. Luis de Montreuil nos proporcionan lo siguiente; el oro (mineral hipógino) se encuentra

principalmente asociado con la pirita y bajo la forma de oro libre con el cuarzo en contacto con la pirita y con menos asociación con la calcopirita y clorita pura con probabilidades de encontrarse como “*electrum*” (aleación de Au y Ag). (p.15)

1) Abundantes:

Pirita	FeS ₂
Cuarzo	SiO ₂
Calcopirita	CuFeS ₂
Oro Nativo	Au

2) Comunes:

Calcita	CaCO ₃
Yeso	CaSO ₄ .2H ₂ O
Rodocrosita	MnCO ₃

3) Raros:

Clorita	(Mg,Fe) ₃ (Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₂ (Mg,Fe) ₃ (OH) ₆
Turmalina	(Na,Ca)(Al,Fe,Li)(Al,Mg,Mn) ₆ (BO ₃) ₃ (Si ₆ O ₁₈). (OH,F) ₄ .

4) **Supergenicos:**

Limonita	$\text{FeO(OH) nH}_2\text{O}$
Pirolusita	MnO_2
Malaquita	$\text{Cu}_2(\text{CO}_3)(\text{OH})_2$

D. Mineralización

El yacimiento es esencialmente formado por relleno de cavidades, el cual se encuentra intrusionado por diques ande-síticos que ejercen un control estructural en la forma del yacimiento. Por haber sido formado por un proceso de relleno de cavidades favorables que tienen la forma de filón de fisuras (Vilca, 2016, p.17).

Para que las soluciones mineralizantes se hayan almacenado se tuvo que haber formado fallas e intrusiones previas y haber encontrado el tipo de rocas favorable para su emplazamiento.

E. Tipo de yacimiento

Vilca (2016), Existen varias estructuras mineralizadas de tipo veniforme o filoneano; y depósitos *stockworks*, diseminados, asimismo de algunos depósitos de placer en el lecho aluvial. Por las diferentes características este yacimiento de oro es sumamente interesante, es un yacimiento filoniano, hidrotermal, por la presencia de propilita pertenecería al epitermal superior.

Es epigenético, primario e hipógeno. También se observa la presencia de minerales arsenicales principalmente en la zona de San Juan (Rejalgar y Oropimente) ya que son típicos de criaderos hidrotermales epitermales (p.18).

F. Minado actual

EMCMPSAC (2017), describe a dos vetas principales y otras secundarias.

a) Veta San Juan; Este depósito es un filón de fisura con mineralización de oro, de origen hidrotermal, epigenético e hipógeno; su formología es tubular o vetiforme de tipo rosario que sigue un rumbo sinuoso en dirección E-W y se inclina al Norte. La veta en afloramiento tiene una extensión de 4 km, su potencia varía entre 0,01 a 1,20 m siendo mayormente de 0,25 m en la veta predomina la textura de relleno bandeado de fracturas y de disseminación.

La textura está constituida por microvenillas en el cuarzo y clorita, de unos centímetros de ancho y fallas no mineralizadas que forman la veta Norte y veta Sur.

Las cajas están alteradas hidrotermalmente, cuando está presente la tonalita hay alteración potásica, salificación y piritización y cuando está la andesita afanítica como caja o como roca huésped, a veces se presenta cloritizada o silicificada.

La veta San Juan tiene una profundidad de 1000 metros aproximadamente. En la actualidad alcanza una cota de 587 m.s.n.m.

b) Veta Mercedes; Esta veta tiene tendencias a la formación de fracturas escalonadas y está formada por los ramales norte y sur con separación de 10 m variando su potencia desde unos centímetros hasta metros con un rumbo general S-E y N-W Con buzamiento que varía entre 70 y 80 grados al sur y norte.

La veta Mercedes tiene una profundidad que sobre pasa los 800 metros. Sin embargo, en el nivel 650 se nota la ocurrencia esporádica de minerales básicos como galena, esfalerita, calcopirita, calcosina, magnetita y hematita. Así como carbonatos que encapsulan lentes de mineral. El mineral en esta veta ha sido dominado parcialmente hasta el nivel de las aguas freáticas nivel 1 de la veta Mercedes en una extensión vertical de 440 m en la zona Mercedes oeste del río Chorunga, para luego proseguir con la extracción haciendo niveles para extraer por *skipt*.

En la superficie la estructura de la veta tiene un recorrido 5 km, la mineralización es similar a la veta San Juan, aunque las leyes de oro son mejores, esto implica que las cajas son de mayor impermeabilidad, donde han sido concentradas mayor cantidad de soluciones mineralizantes. (p.39)

2.3 Definiciones de términos

2.3.1 *Autocad*

Es un programa que se utiliza principalmente, para dibujar planos, estructuras y diferentes objetos geométricos en 2D y 3D, su primera presentación está dada en el año 1982, este es un software que permite realizar dibujos en el sector de la arquitectura, mecánicos, diseño gráfico, ingeniería e industrial.

2.3.2 *By pass*

Estas labores son construidas, de forma paralela a la veta y que son construidas sobre roca estéril que nos sirve de acceso para la extracción de mineral. De ellas partirán los cruceros, ore pass, work pass, chimeneas de ventilación.

2.3.3 *Cable de izaje*

Son componentes críticos de un sistema de izaje, los cual deben satisfacer diversas exigencias que se le exige, debido a que estos son relacionados con la fuerza de ruptura, resistencia de flexión, resistencia a la rotación; está compuesta por un alma, torones y alambre.

2.3.4 *Castillo o estructura de desplazamiento:*

Viene a ser todo el sistema en donde se encuentra la polea, el cual direcciona el movimiento del cable de izaje, principalmente son de estructuras metálicas verticales, se diseña justo por la parte superior del collarín del pique.

2.3.5 Chimeneas

Son labores que se construyen ya sea en roca mineralizada o roca estéril, se identifica porque en su construcción se realiza en forma ascendente de abajo hacia arriba, que podrían ser en diseño vertical o inclinada, su uso puede ser para la ventilación, para la preparación de tajos o para accesos a distintos niveles.

2.3.6 Clavo rielero

Estos clavos nos sirven principalmente para asegurar los rieles y las planchas de los cambios, en todo el tramo donde se encuentran los durmientes. Son fabricados de acuerdo a la demanda y exigencias de la industria, cumpliendo muchas exigencias, dado es el caso de: grado de dureza, dimensiones; tiene una cabeza pavonada que se clavan sistemáticamente de acuerdo a la posición de los durmientes.

2.3.7 Costos directos

Conocidos también por costos variables, nos referimos a los gastos y demás costos que van directamente a la empresa como sería en este caso la perforación, carguío y acarreo y faces auxiliares en minería.

2.3.8 Costos indirectos

Denominados también como costos fijos, los que afectan principalmente al proceso productivo de una empresa, lo cual no se puede nombrar directamente a un

solo producto; ejemplo “el flete de una maquinaria o el salario del personal administrativo”.

2.3.9 Costos operativos o de producción mina

Estos costos están orientados de manera continua en el funcionamiento de una empresa minera lo cual está estrechamente vinculado a la producción lo cual se categorizan en costos directos e indirectos.

2.3.10 Diseño

Está definido por el arte de proyectar las ideas, sea que se trate de algo bidimensional como por ejemplo carteles, logos, planos, etc. Es también una solución a algún problema presentado. La palabra diseño por el italiano *disegnarse*, que proviene del latín *designare*, y el que la realiza se denomina diseñador.

2.3.11 Durmiente

Son elemento de madera, de acero y de concreto que son de diferentes dimensiones, que se colocan sistemáticamente en el piso de acuerdo a los estándares establecidos por las diferentes unidades mineras. Su función principal es la de sostener, a los rieles que se encuentran encima de estas y asegurados con clavos rieleros.

2.3.12 Eclisa

Son elementos de acero que forman parte para la instalación de los rieles, llamados también “*bridas*”, lo cual permite unir las rieles y estas se colocadas mediante tuercas dependiendo las dimensiones de las eclisas.

2.3.13 Extracción

Viene a ser la obtención del producto selecto mayormente mineral de las profundidades o superficiales de la tierra, estos metales pueden ser: (oro, plata, cobre, zinc, molibdeno, estaño, entre otros). Y al vender estos metales ya procesados se obtendrán dividendo económico.

2.3.14 Galerías sobre veta

Estas son labores horizontales que se construyen sobre la veta, el cual solo necesita una (1) gradiente y sus secciones van acorde al planeamiento de minado.

2.3.15 Izaje

Es la forma de levantar o bajar una masa (cuerpo), para tal efecto se requiere de accesorios o dispositivos, los que tienen que ser de forma segura y precisa. Esto mayormente se ve en las grandes edificaciones para alzar enormes estructuras y así dar facilidad a esta rama de la construcción, y llevándolo al mundo minero cumple un rol muy importante en lo que corresponde a minería subterránea. Ya que se requiere para el izaje del mineral o desmonte de los niveles inferiores.

2.3.16 Jaula

Estas son muy importantes para el sistema de izaje, sus principales funciones son: transporte de personal, mineral o desmonte y sus dimensiones son de acuerdo al pique diseñado, siempre cumpliendo los estándares por el reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería.

2.3.17 Pique inclinado

Es una labor minera que es construida con una inclinación que van desde los 20° hasta los 45°, sirven como extracción del material y se realiza de manera descendente o viceversa, la que se puede construir sobre veta o roca estéril.

2.3.18 Polea

Es una pieza circular de diferentes dimensiones, mecanismos de tracción, que sirven para la transmisión de una fuerza. Es una rueda que lleva un canal en el medio y por donde pasa el cable de acero haciéndolo girar por un eje central, en otras palabras, es un punto de apoyo de una cuerda.

2.3.19 Productividad

Es una medida económica, el cual calcula cuantos bienes y servicios se han producido por cada factor utilizado (operario, capital, tiempo, etc.) durante un periodo concluido.

2.3.20 Riel

Son piezas de acero tipo barras, que sobre estas recorren las ruedas de las locomotoras, trenes y tranvías, estos rieles son las piezas más importantes de las vías férreas. Lo cual trabajan como sostén, es un mecanismo de guiador e instrumento para transportar corriente eléctrica. Su dato técnico más vital será el contacto entre el riel y la rueda, el cual viene con una pestaña que sirve para evitar descarrilamiento.

2.3.21 Tambor

Es un instrumento o parte de un motor, que su función principal será el almacenamiento de cables, que son de forma cilíndrica; cuya superficie está en presentación lizas o con ranuras como el fierro corrugado.

2.3.22 Winche de izaje

Es una máquina que requiere de una energía para su funcionamiento, lo cual nos sirve para ascender y descender una masa o cuerpo, su potencia está sujeta a la longitud del pique a construir.

2.3.23 Minesight

Es un programa o software que nos permite el modelamiento y planeamiento, lo que nos facilita en la etapa de la exploración, operación, modelamientos geológicos y planeamiento, ya sea que lo trabajemos en minería

subterránea o superficial, de esta forma su ayuda es muy importante en la industria minera.

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1 Tipo y diseño de la investigación

El presente trabajo está orientado a una investigación aplicada, el mismo que se distingue por tener objetivos bien definidos, luego del recojo de la información correspondiente, se realizará un análisis para diagnosticar la mejor opción de diseño y así cumplir el principal objetivo que se plantea, teniendo en cuenta la realidad de la zona.

Diseño descriptivo y correlacional. Que es concerniente a un modelo de proyecto no experimental transversal. La definición de estos sucesos de la información a recopilar se efectúa acorde a los periodos determinados.

3.2 Población y muestra de estudio

3.2.1 Población

Actualmente, en la unidad minera zona Esperanza vienen laborando 116 trabajadores entre compañía y contrata, a lo que corresponde únicamente a la construcción del inclinado sería 14 trabajadores laborando.

En el presente estudio se define como población a la unidad de producción zona Esperanza, donde se planificará el proyecto de profundización con un diseño

de pique inclinado de 30°, para el cual se está considerando una población de 116 trabajadores.

3.2.2 Muestra

Como muestra vamos a considerar todo el proceso del diseño y construcción e implementación del pique inclinado 8606 en zona Esperanza de unidad MINERA OREX S.A.C.

3.3 Operalización de variables

3.3.1 Variable Independiente

Profundización de la MINERA OREX S.A.C, mediante el pique inclinado.

3.3.2 Variable Dependiente

Optimización del rendimiento productivo en la empresa MINERA OREX SAC.

Tabla 2
Operalización de Variables

Operalización de variables		
Variables	Indicadores	Índices
A.	independiente	
	Perforación	Pies perforados / metros perforados
Profundización de la mina San Juan, mediante el pique inclinado	Voladura	kg/m ²
	factor de carga	kg/tn
	factor de potencia	

	Limpieza	tn
	Sostenimiento	m ² ; tn
	Rendimiento	tn/hrs.
<hr/>		
B. Dependiente		
Optimización del rendimiento productivo en la empresa minera minera Orex SAC	Mineral, desmonte Ley	tn gr/tn

Fuente: Elaboración propia

3.4 Técnicas e instrumentos para la recolección de datos

Los instrumentos utilizados en su mayoría son recopilación de documentos diversos de la empresa MINERA OREX S.A.C., a esto se suma los libros especializados en minería, análisis de costos y para complementar los “*software*” mineros como son el “AUTOCAD” y “MINESIGHT”

- Observación participante. - se ha procedido a identificar el área donde se va realizar el inclinado.
- El Sistema de Registro. - Es un elemento que usaremos continuamente para la recolección de información, que nos permitirá a la vez producir un archivo de los datos que identifiquen a la empresa, población y el medio físico materia de estudio.
- Se aplicó entrevistas a los ingenieros: - Geomecánica Sr. Samuel Crispín Chocca Jefe Geomecánica con la finalidad de obtener información sobre el comportamiento del macizo rocoso, - Sr. Edwin Castro Leiva Jefe de planeamiento, quien tiene a su cargo toda el área de planeamiento en mina.

Así como al maestro perforista Ludwing Chevez Yauri se consulta por su experiencia en el campo, Al Ing. Fernando Aliaga Carrión Director de Mina con el objetivo de obtener viabilidad del desarrollo del proyecto, así mismo se ha entrevistado al personal de mantenimiento.

- Como instrumentos para la recolección de datos, se utilizó guías de observación.
- Se utilizó cuaderno de campo, para anotar datos técnicos como los resultados de las entrevistas a las áreas responsables de la unidad minera.
- Se ha recabado formularios como: La tabla de evaluación geomecánica, planos de infraestructura de la Unidad Minera - Zona Esperanza, tareo de personal, kardex, boletas de pagos, ordenes de trabajo, procedimientos escritos de trabajo seguro.

3.5 Procesamiento y análisis de datos

Como primera actividad, se realizará una visita de campo *in situ*, para la recopilación de información tanto como histórica y actual, así mismo se investigará con qué nivel de recursos cuenta la compañía minera, que puedan permitir seguir desarrollando proyectos de profundización y con ello se hará un análisis interno y externo.

Para poder establecer los resultados del presente estudio se ha utilizado las siguientes técnicas como: - la estadística, aritmética y principalmente fórmulas para

poder hallar los indicadores de las máquinas, estudio geomecánica, así como el cálculo del ángulo de inclinación y sección del pique inclinado, cálculo para el tipo y diámetro del cable de izaje, potencia del winche de izaje, velocidad de cuerda, diseño de la malla de perforación para el pique inclinado, cálculos de costo de minado, cálculo de flujo de caja, VAN, TIR, costo beneficio y carga para perforación y voladura.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Análisis de resultados técnicos

4.1.1 Evaluación geomecánica donde se construirá el pique inclinado 8706

A continuación, se demuestra el estudio geomecánica del pique inclinado 8706, su estación de izaje y sus chimeneas, así como también del terreno donde se implementará, que está constituida en su mayor parte por roca andesita, lo que refiere a que es un macizo rocoso competente.

4.1.2 Clasificación geomecánica geológica strength index (g.s.i.)

El terreno muestra de dos (2) a seis (6) fracturas por metro, que se grieta con 1 o 2 impactos de picota, que se muestran templadamente alteradas, con discontinuidades lisas, teniendo una distribución G.S.I moderadamente fracturada (LF/R) y nos proporciona una valoración de resultado 75.

Estos antecedentes se expresan en las figuras de los anexos, en la parte izquierda de la tabla, la estructura con sus distintas especificaciones (ruptura por metro), en el extremo superior derecho de la tabla nos muestra la cualidad de resistencia con los impactos de la picota y en el lado inferior derecho se observa los datos geotécnicos del terreno, según su nivel de fisuras y resistencias. En las figuras

de los anexos se determina la estimación del tiempo de auto soporte según la clasificación RMR. (Ver anexos N° 4,5,6)

4.1.3 Tiempos de autosoporte

Las causas que influyeron en la conducta del macizo rocoso. En estas causas se registran: la existencia de agua, los esfuerzos, ubicación de las discontinuidades y la perforación (excavaciones, labores vecinas, utilización de sostenimiento inapropiado, relajamiento progresivo del macizo rocoso y métodos de minado).

Para encajar el sostenimiento adecuado orientado a la calidad de G.S.I. y las medidas equivalentes, si se mostrarán los elementos influyentes, se elige el sostenimiento adecuado a las circunstancias (baja clase de G.S.I.), influyendo a la rectificación del tiempo de autosoporte.

Acorde a las distribuciones ya mencionadas, el área donde se construirá el pique inclinado 8706 es de tipo de roca buena competente, con resistencia moderadamente fracturada que podría trabajar fácilmente sin soporte o con pernos en ocasiones. Bueno como será de una labor principal donde transitarán al personal y se izarán carros mineros, esta se colocará malla electrosoldada con pernos helicoidales sistemático, brindando así seguridad a los colaboradores que trabajarán con seguridad.

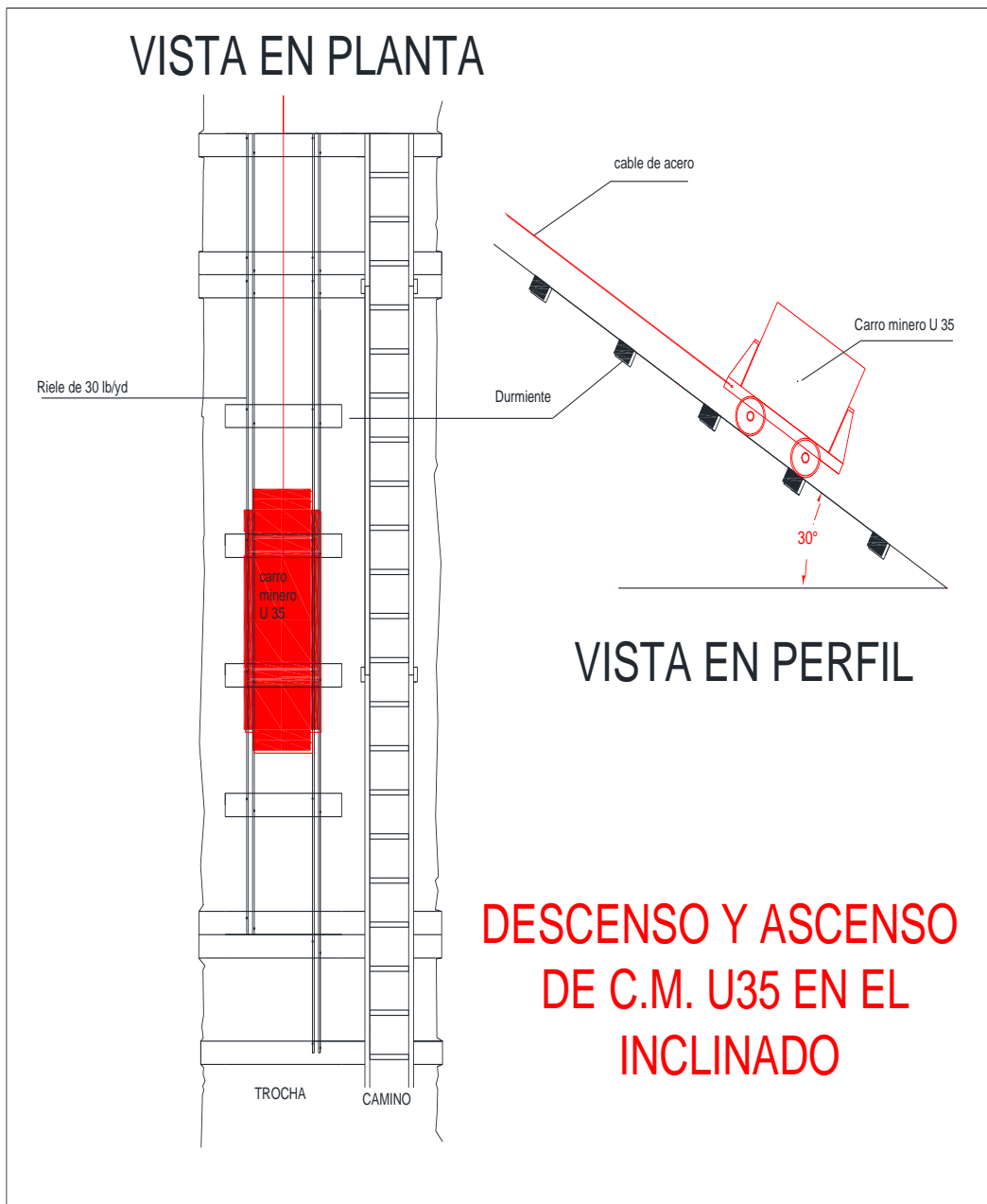
4.1.4 Diseño y construcción

Para este sistema de izaje se diseñará de la siguiente manera:

Se izará dos carros U35 por cada viaje, con el uso de un winche de 60 HP y un cable de 18 mm modelo *flatenet strand*, los mismos que están unidos por estrobos y desplazados por un sistema de rieles de 30 lb/yd (13,608 kg/0,914 m), lo que constará en el nivel 516 y el nivel 466 y en la trayectoria del mismo pique.

Los periodos de tarea serán de la misma forma que el sistema de extracción actual, es decir, como a continuación se detalla:

Figura 1
Descenso y ascenso de carro minero U 35



Fuente: Elaboración propia.

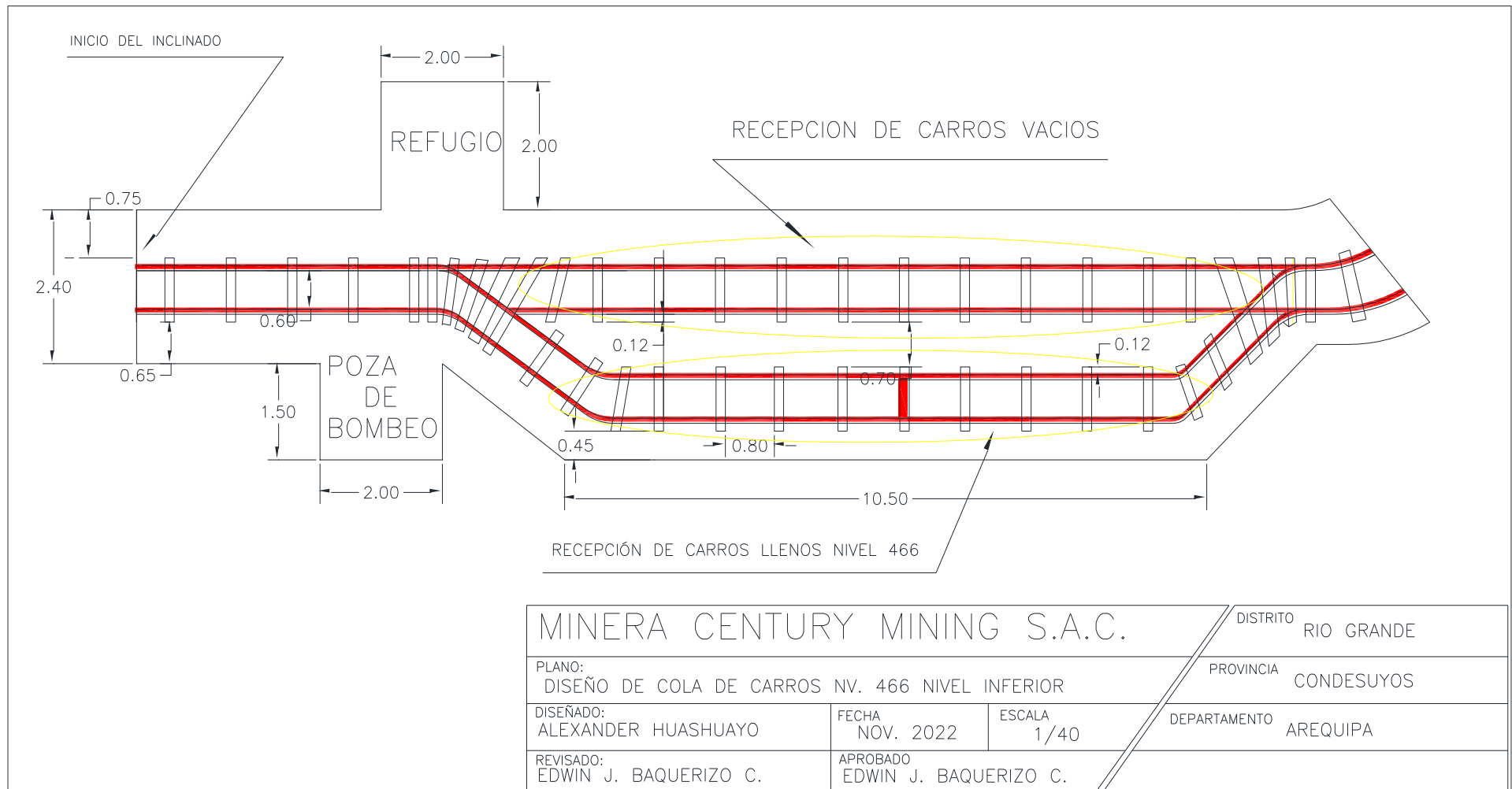
a) Descenso de carros U35 vacíos

Se engancharán dos carros U35 unidos por un estrobo de material del mismo cable de izaje, una vez enganchados y empalmados se empujarán a pulso al frente del winche de izaje. Una vez que se encuentren bien empalmados se retirara la cuña metálica que estará ubicado antes de que inicie el inclinado, acto seguido se tocará dos veces el timbre para dar aviso al personal que descenderán U35, seguidamente descenderán los carros U35 por el pique inclinado 8706, durante el descenso de los carros U35 el personal del nivel 466 (inferior) bloquearan el acceso en dirección al pique inclinado.

b) Recepción de los carros en el nivel inferior

Llegado los carros vacíos al nivel 466, se procederá a desenganchar los carros vacíos y se engancharán los carros llenos por el personal correspondiente.

Figura 1
Recepción de carros mineros en el nivel 466



Fuente: Elaboración propia.

c) Izaje de carros llenos

Una vez que los carros llenos estén enganchados en el nivel 466, se procederá al izado hasta que llegue al echadero del nivel 531, previas indicaciones de seguridad.

d) Recepción de carros llenos

En el nivel superior y el diseño del tramo horizontal existirá un echadero de mineral, los mismos que sirven para que los carros que asciendan descarguen el mineral o desmonte, para el mismo se requerirá 15 m para que se establezca, en este punto.

4.1.4.1 Características del pique inclinado 8706.

a) Consideraciones para la construcción del pique inclinado 8706

La implementación del pique inclinado 8706, se justifica por las siguientes consideraciones:

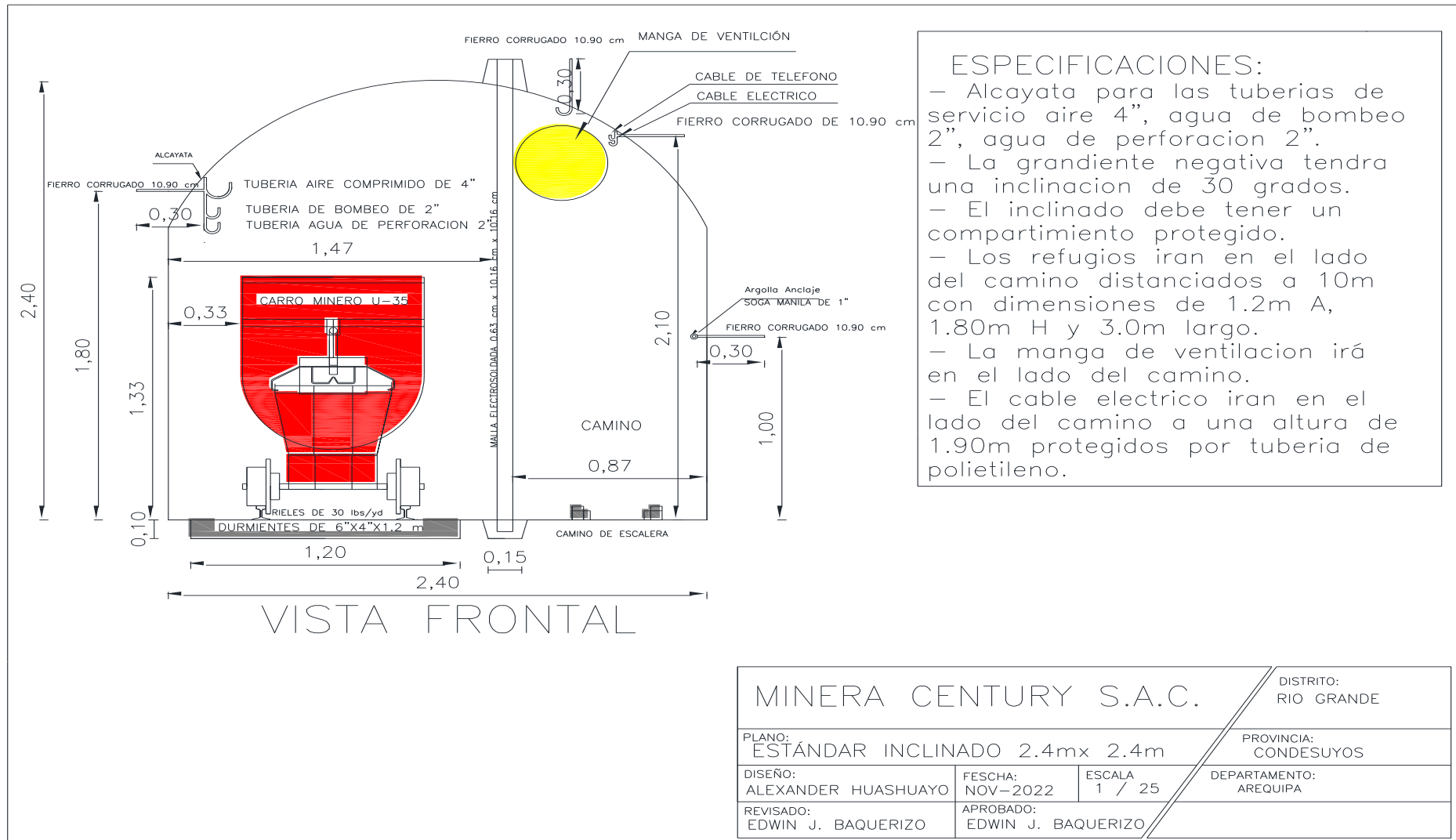
- La mineralización de la veta continúa, por lo tanto, existe proyección de labores de explotación.
- Las reservas de minerales de los niveles superiores de las estructuras mineralizadas en explotación, a través de los años vienen agotándose, al actual ritmo de producción.

- Luego de concluido la implementación del pique inclinado 8706, se desarrollarán *by pass* tanto al Este y Oeste, luego se efectuará cruces cada 30 metros para la preparación de los blocks de explotación, con equipo maquina *jackleg*, pala neumática y locomotora con carros mineros U-35.
- Para la construcción del pique inclinado 8706 se requiere una maquina *jackleg*, winche de izaje de 60 hp, ventilador eléctrico de 14 500 CFM, carro U 35, plataforma de herramientas, juego de barrenos, juego de barretillas, materiales, recursos humanos e instalaciones mínimas.

b) Naturaleza del terreno en el área del pique inclinado 8706

Para la ejecución de las diferentes actividades del pique inclinado, se ha realizado una evaluación geotécnica que determina la zona idónea donde se va implementar el pique inclinado 8706, siendo así roca competente buena, resistente levemente fracturada que puede trabajar sin soporte o con perno ocasional. El pique inclinado a ejecutar será diseñado con las siguientes características:

Figura 2
Características del pique inclinado



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 3
Características generales del pique inclinado 8706

Parámetro de medida	Unidad de Medición
Ángulo de inclinación	30°
Longitud total	130 m

Fuente: Elaboración Propia

Diseño de sección: La sección frontal del pique es considerada como una labor minera típica de 2,4 m x 2,4 m, el cual es un área apropiada para un normal funcionamiento de desplazamiento de los carros al transportar mineral o desmonte.

Tabla 4
Diseño de sección del pique inclinado 8706

Unid. de med.	Cantidad
Ancho (m)	2,40
Alto (m)	2,40

Fuente: Elaboración Propia

Para la implementación del pique inclinado, se instalará previamente el winche en la estación respectiva con sus accesorios correspondientes. El periodo de implementación comprenderá las siguientes etapas:

Primera Etapa:

- Construcción de la cámara de winche, echadero y camino a la cámara de izaje.

Segunda Etapa:

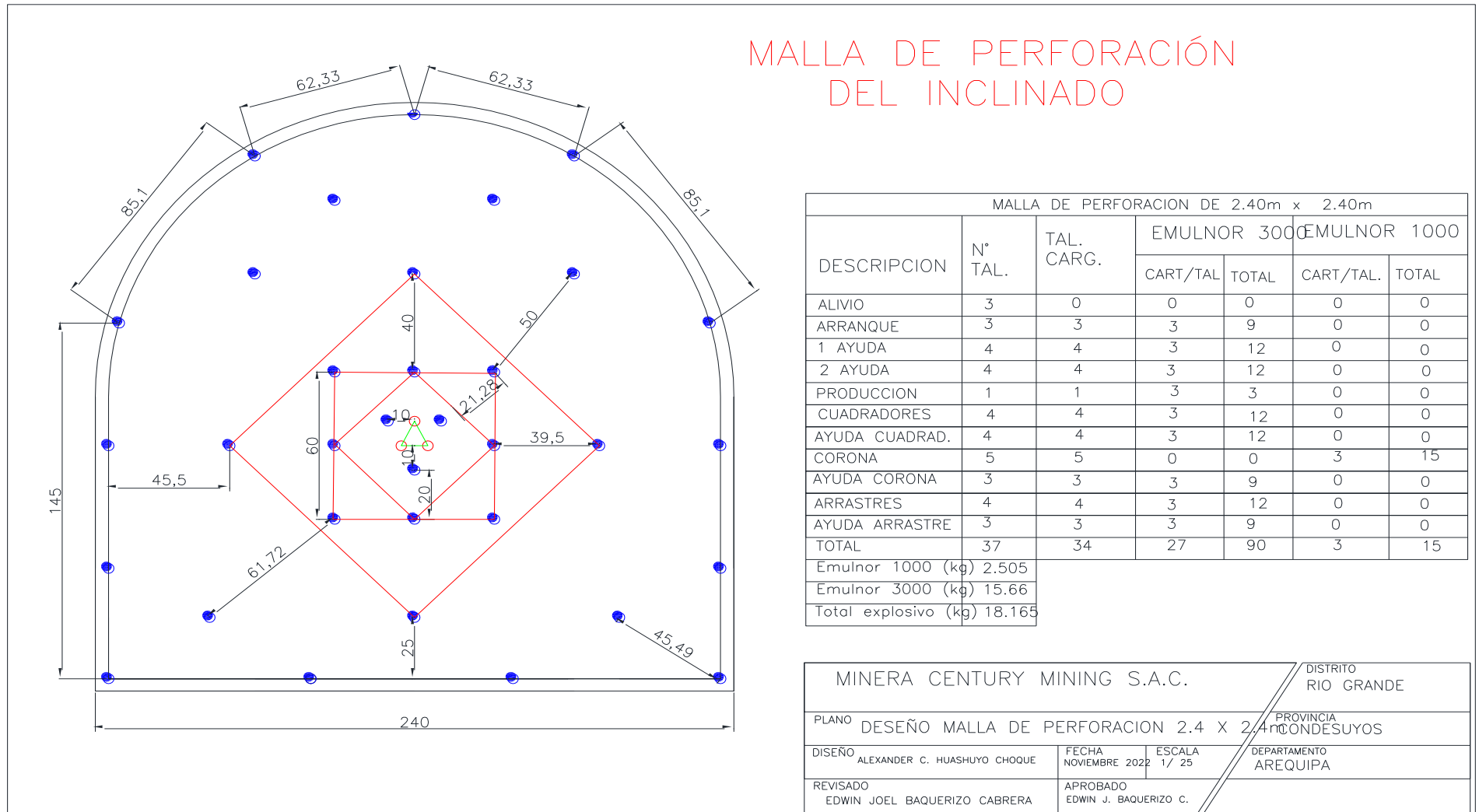
- Construcción del inclinado con sus respectivos refugios.

4.1.5. Perforación - voladura

La perforación del pique inclinado 8706 considerará como el desarrollo de diferentes actividades de un frente, para el cual se utilizará una perforadora Jack Leg que perforará taladros inclinados de 4 pies de longitud, conforme a la malla de perforación, hacia el techo del inclinado (corona),

Se perforará taladros a manera de pre corte, espaciados cada 0,30 m. para controlar el techo, evitar sobre rotura y llevar una sección uniforme.

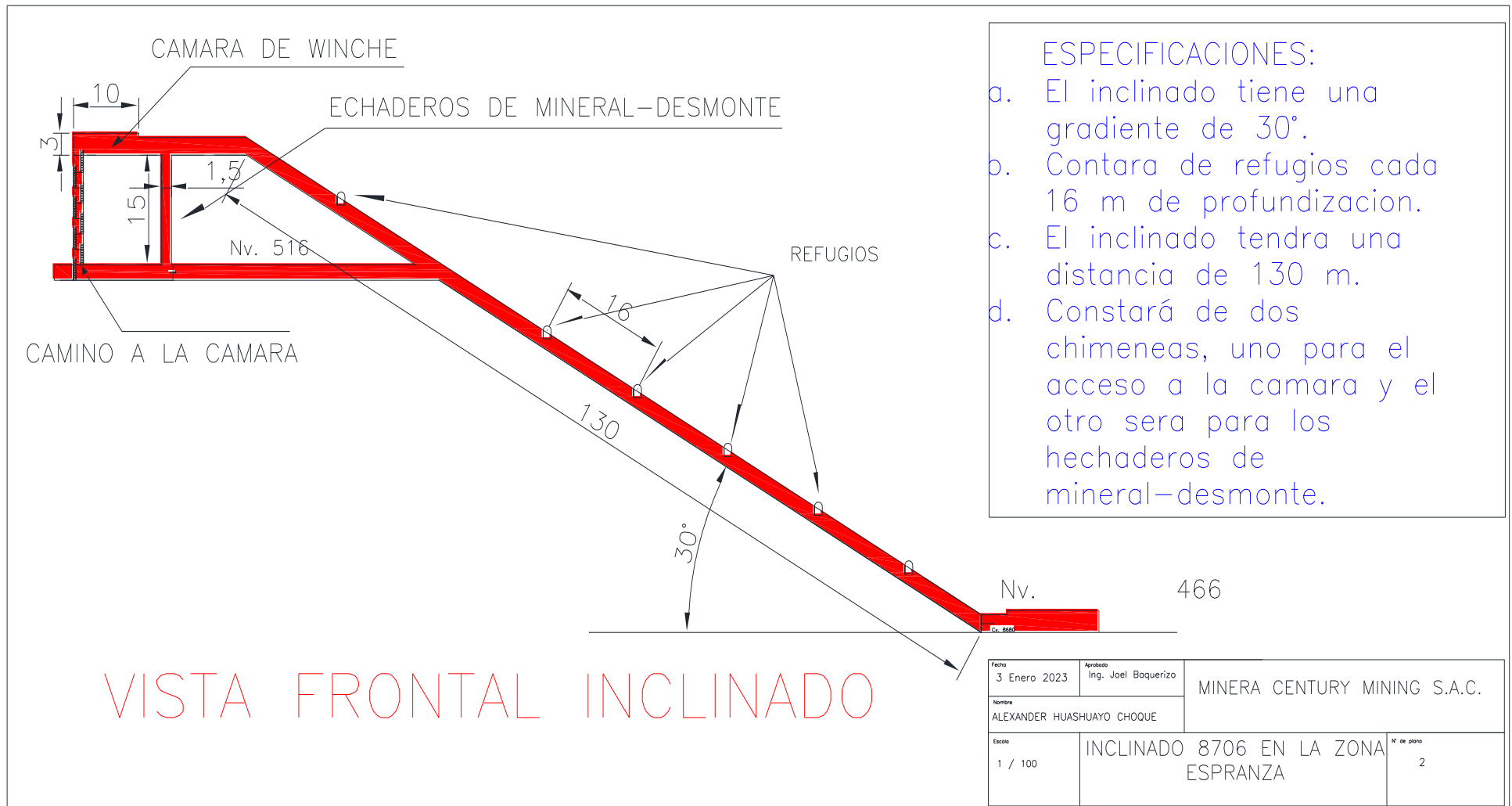
Figura 3
Diseño de malla de perforación del inclinado



Fuente: Elaboración propia.

Para realizar el carguío del frente, se empleará Emulnor de 1000 para los taladros de la corona y, para el carguío de los taladros de arranque, ayuda de arranques, producción, cuadradores y pisos se empleará Emulnor de 3000, del cual los cartuchos tienen una dimensión 1" x 12" (25.4 mm Ø x 304.8 mm de longitud), así como para los accesorios utilizaremos el Carmex que sirve como iniciación y, este constará por un fulminante N°6 con su respectiva guía de seguridad de 8 pies, el cual estará compuesto por un conector que conectará a la mecha rápida Z-19, para realizar esta conexión se tendrá que considerar una secuencia de encendido, lo cual nos garantiza que se realice la formación de caras libres bien definidas y así garantice una voladura exitosa. Las características técnicas del explosivo, (ver anexo 7 y 8)

Figura 4
Diseño del inclinado



Fuente: Elaboracion propia

A. Perforación – Voladura de pique inclinado:

Para realizar el proceso de perforación y voladura del pique inclinado primeramente necesitamos la información que se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 5
Perforación – Voladura de inclinado

CARACTERÍSTICAS	DATOS
Ancho de labor	2,40 m
Altura de labor	2,40 m
Tipo de roca	Competente
Longitud de perforación	4 pies (1,219 m)
Eficiencia de perforación	94 %
Eficiencia de voladura	92 %
Explosivo Famesa	Emulnor 1000, 3000 (1”x12”) (25,4 x 304,8 mm)
Longitud de inclinado	130 m
Peso específico del mineral	3,00 tn/m ³
Peso específico del desmonte	2,50 tn/m ³
Angulo de inclinación	30°

Fuente: Elaboración propia

Número de taladros: de la figura N°6 se obtiene.

$$N^{\circ} \text{ taladros} = \left(\frac{p}{dt} \right) + (c \times S) \quad [01]$$

$$S = A_1 + A_2 \quad [02]$$

$$A_1 = \frac{\pi x R^2}{2} \quad [03]$$

$$A_2 = b x h \quad [04]$$

$$P = 4 * \sqrt{S} \quad [05]$$

Donde: A1: Área de la sección circular (m^2)

A2: Área de la sección rectangular (m^2)

r : Radio de la sección circular (m)

b: Ancho de labor (m)

h: Altura del rectángulo (m)

Dt: Espaciamiento de los taladros

C: Coeficiente o factor de roca

Tabla 6
Espaciamiento de taladros según dureza de la roca

Dureza de la roca	dt (m)
Tenaz	0,5 – 0,55
intermedia	0,6 – 0,65
friable	0,7 – 0,75

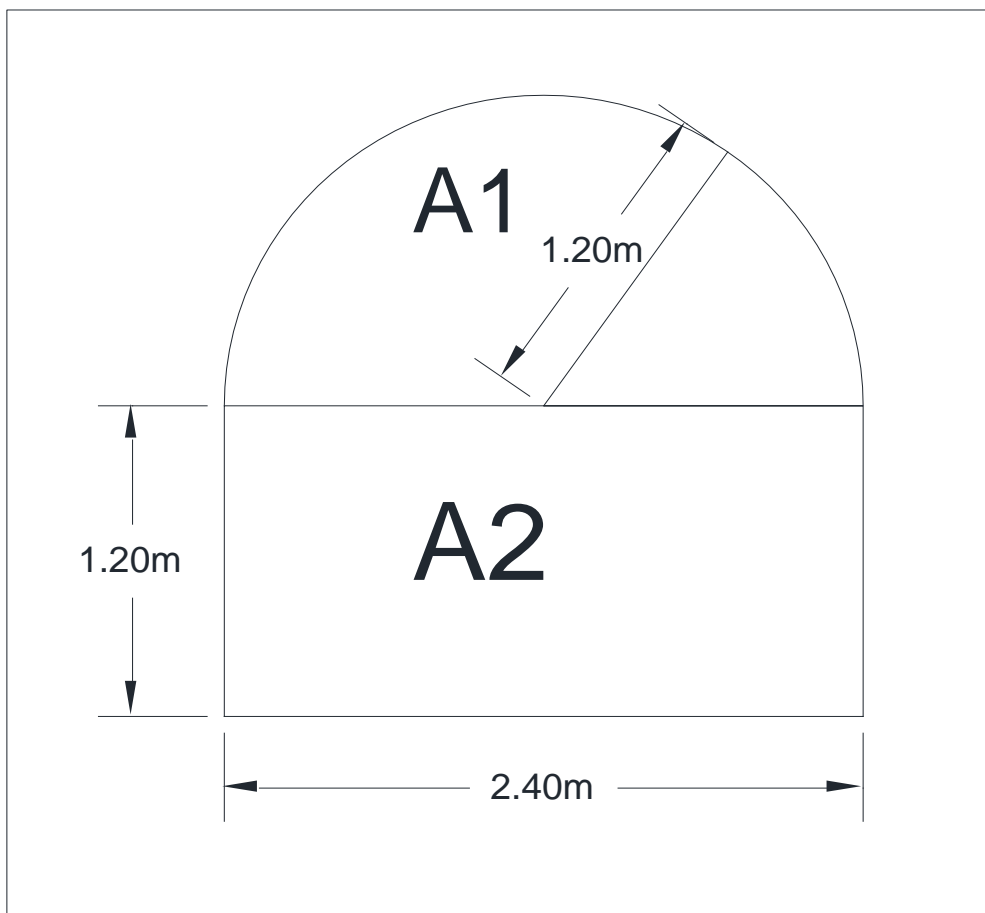
Fuente: EXSA “Manual práctico de voladura.

Tabla 7
 Coeficiente o factor de roca (pique inclinado)

Dureza de la roca	C
<i>tenaz</i>	2
<i>intermedia</i>	1,5
<i>friable</i>	1

Fuente: EXSA "Manual práctico de voladura.

Figura 5
 Cálculo de áreas para el inclinado



Fuente: Elaboración propia

a) Cálculo del perímetro: $P = 4 * \sqrt{S}$

[06]

Considerando la ecuación 2 se determina la sección de la labor

$$S = \frac{\pi 1,2^2 m}{2} + (2,4 m \times 1,2 m) = 5,14 m^2$$

$$\text{Entonces } P = 2,40 m * 4$$

$$P = 9,07 m$$

b) Cálculo de número de taladros: aplicando la ecuación N°1:

Se consideró un tipo de roca competente, como se describe en las tablas N° 6 y 7,

con un RQD de 75:

$$Dt = 0,5 m$$

$$C = 2$$

Entonces:

$$N^{\circ} \text{ taladros: } \frac{9,07 m}{0,5 m} + (2 * 5,14 m^2)$$

N° taladros = 28,42~taladros cargados de fuerza 34 ya que la limpieza es a pulso y

3 taladros de alivio.

Cálculo de burden.

Tabla 8
Cálculo de burden (inclinado)

Sección del corte	Valor del burden	Resultado
Primero	$B_1 = 1,5 \times D_1$	10 cm
Segundo	$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$	20 cm
Tercero	$B_3 = 1,4 \times \sqrt{2}$	21,28 cm

Fuente: Manual de perforación y voladura FAMESA

Considerando a D_1 taladro de alivio (41 mm)

Características del explosivo:

Explosivo : Emulnor - de 1 000, 3 000

Longitud : 12" = 304,8 mm

Diámetro (\emptyset) : 1" = 25,4 mm

Densidad : para 1000 es 1,13 gr/cm^3

para 3000 es 1,14 gr/cm^3

Peso/cartucho: para 1000 es 167gr.

para 3000 es 174gr.

c. Cálculo de cantidad de explosivo por disparo

$$dc = \frac{(SG \text{ explosivo}) (D \text{ taladro})^2 (\pi)}{4000}$$

[07]

Donde:

dc : Factor de carga lineal (kg/m)

SG : Densidad del explosivo (gr/ cm³)

D : Diámetro del taladro (mm)

$$dc = \frac{(densidad\ del\ explosivo)(diámetro\ del\ explosivo + 10\% \ diámetro\ del\ explosivo)^2 (\pi)}{4000}$$

$$dc = \frac{(densidad\ del\ explosivo) (diámetro\ del\ explosivo)^2 (\pi)}{4000}$$

Para emulnor de 1000 tenemos:

$$dc = \frac{\left(1,13 \frac{gr}{cm^3}\right) (25,4\ mm + (0,1 \times 25,4\ mm))^2 (3,141592)}{4000}$$

$$dc=0,693\ kg/m$$

Para Emulnor de 3000 tenemos:

$$dc = \frac{\left(1,14 \frac{gr}{cm^3}\right) (25,4\ mm + (0,1 \times 25,4\ mm))^2 (3,141592)}{4000}$$

$$dc=0,699\ kg/m$$

d) Cálculo del volumen total volado

Vol. volado = sec. Labor * avance* ef. de perforación *ef. de voladura [08]

$$Vol. volado = 5,142\ m^2 * (4\ pies * 0,3048\ m) * 0,94\% * 0,92\%$$

$$Vol. volado = 5,42\ m^3/disparo$$

e) Cálculo de toneladas voladas por disparo

$$\text{tn. voladas} = \text{vol. volado} * \text{peso específico del mineral} \quad [09]$$

Peso específico del desmonte: $2,5 \text{ tn}/m^3$

$$\text{tn. voladas} = 5,42 \text{ m}^3/\text{disparo} * 2,5 \text{ tn}/m^3$$

$$\text{tn. voladas} = 13,55 \text{ tn}/\text{disparo}$$

f) Cálculo de carga de explosivo por cada taladro

para Emulnor 1000, 3000

$$q. \text{ prom. Famesa } 1000 = dc * \text{columna de carga} \quad [10]$$

dónde: q: carga promedio de explosivo

Para este caso consideraremos Taco=0,4 m (1/3 de la longitud del taladro)

$$q. \text{ prom. emulnor } 1000 = 0,693 \frac{\text{Kg}}{m} * ((4 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m}) - 0,4 \text{ m}) * 0,94 \%$$

$$q. \text{ prom. emulnor } 1000 = 0,527 \text{ kg}/\text{taladro}$$

$$q. \text{ prom. emulnor } 3000 = 0,699 \frac{\text{Kg}}{m} * ((4 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m}) - 0,4 \text{ m}) * 0,94 \%$$

$$q. \text{ prom. emulnor } 3000 = 0,538 \text{ kg}/\text{taladro}$$

g) Cálculo de número de cartuchos por taladro [11]

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/taladro} = \frac{q.\text{promedio}}{\text{peso del cartucho}} * 1000 \text{ (cartuchos/taladro)}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/taladro} = \frac{0,538 \text{ kg/taladro}}{174 \text{ gr}} * 1000 \text{ (cartuchos/taladro)}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/taladro} = 3,09 \sim 3 \text{ cartuchos/taladro}$$

h) Cálculo de número de cartuchos por frente

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/frente} = \text{N}^\circ \text{ cartuchos/taladro} * \text{N}^\circ \text{ taladros} \quad [12]$$

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/frente} = 3 \text{ cartuchos/taladro} * 34 \text{ taladros}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/frente} = 102 \text{ cartuchos/frente}$$

Consumo de explosivos

$$\text{Caja Emulnor 1000} = 150 \text{ cartuchos/caja}$$

$$\text{Peso Neto} = 25 \text{ Kg}$$

$$\text{Peso Bruto} = 26,3 \text{ Kg}$$

$$\text{Dimensión de la caja} = 45,0 \text{ cm} \times 37,0 \text{ cm} \times 33,7 \text{ cm}$$

$$\text{Material} = \text{Caja de cartón corrugado}$$

i) Cálculo de número de cajas por disparo

$$\text{N}^\circ \text{ cajas /disparo} = \frac{\text{N}^\circ \text{ cartuchos/disparo}}{\text{N}^\circ \text{ cartuchos/caja}} \quad [13]$$

$$\text{Para Emulnor de 1000}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cajas /disparo} = \frac{15 \text{ cartuchos/disparo}}{150 \text{ cartuchos/caja}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cajas/disparo} = 0,1 \text{ cajas/disparo}$$

Para Emulnor de 3000

$$\text{N}^\circ \text{ cajas /disparo} = \frac{87 \text{ cartuchos/disparo}}{144 \text{ cartuchos/caja}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cajas/disparo} = 0,604 \text{ cajas/disparo}$$

j) Cálculo de factor de carga

$$FC = \frac{\text{cantidad de explosivos por frente Kg}}{\text{volumen volado m}^3} \quad [14]$$

$$FC = \frac{102 \text{ cartuchos/frente} * 174 \text{ gr/cartucho}}{5,42 \text{ m}^3}$$

$$FC = \frac{17\,748 \text{ gr /frente}}{5,42 \text{ m}^3} * \frac{1 \text{ kg}}{1000 \text{ gr}}$$

$$FC = 3,27 \text{ kg /m}^3$$

k) Cálculo de factor de potencia

$$FP = \frac{\text{cantidad de explosivos por frente kg}}{\text{tonelaje volado tn}} \quad [15]$$

$$FP = \frac{102 \text{ cartuchos/frente} * 174 \text{ gr/cartucho}}{13,55 \text{ tn}}$$

$$FP = \frac{17\,748 \text{ gr /frente}}{13,55 \text{ tn}} * \frac{1 \text{ kg}}{1000 \text{ gr}}$$

$$FP = 1,288 \text{ kg/tn}$$

l) Cálculo de número de disparos

Teniendo en consideración la longitud del pique inclinado de 130 m, una eficiencia de perforación del 94 % y una eficiencia de voladura de 92 %.

$$N^{\circ} \text{ disp.} = \frac{\text{long. de labor}}{\text{long.taladro} * \text{eficiencia de disparo}} \quad [16]$$

$$N^{\circ} \text{ disp.} = \frac{130 \text{ m}}{(4 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m}) * 0,92 \% * 0,94 \%}$$

$$N^{\circ} \text{ disp.} = 123,297 \sim 124 \text{ disp.}$$

m) Cálculo de longitud total perforada

$$\text{Long. total perforada} = \text{long. tal.} * N^{\circ} \text{ tal/disparo} * N^{\circ} \text{ disparos} \quad [17]$$

$$\text{Long. total perforada} = 4 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m} * 34 \text{ tal/disparo} * 124 \text{ disparos}$$

$$\text{Long. total perforada} = 5 \text{ 140,147 m}$$

n) Cálculo de consumo total de cartuchos

$$\text{Consumo total cartuchos} = N^{\circ} \text{ cartuchos/frente} * N^{\circ} \text{ disparos} \quad [18]$$

$$\text{Consumo total cartuchos} = 102 \text{ cartuchos/disparo} * 124 \text{ disparos}$$

$$\text{Consumo total cartuchos} = 12 \text{ 648 cartuchos}$$

ñ) Cálculo de consumo total de cajas de explosivo

$$\text{Consumo total cajas} = \frac{\text{Consumo total cartuchos}}{N^{\circ} \text{ cartuchos / cajas}} \quad [19]$$

$$\text{Consumo total cajas} = \frac{12 \text{ 648 cartuchos}}{144 \text{ cartuchos / cajas}}$$

Consumo total cajas = 87,83 cajas ~ 88 cajas.

B. Perforación-voladura – Refugios

Para realizar el proceso de perforación y voladura de los refugios primeramente necesitamos la información que se muestra en la siguiente tabla:

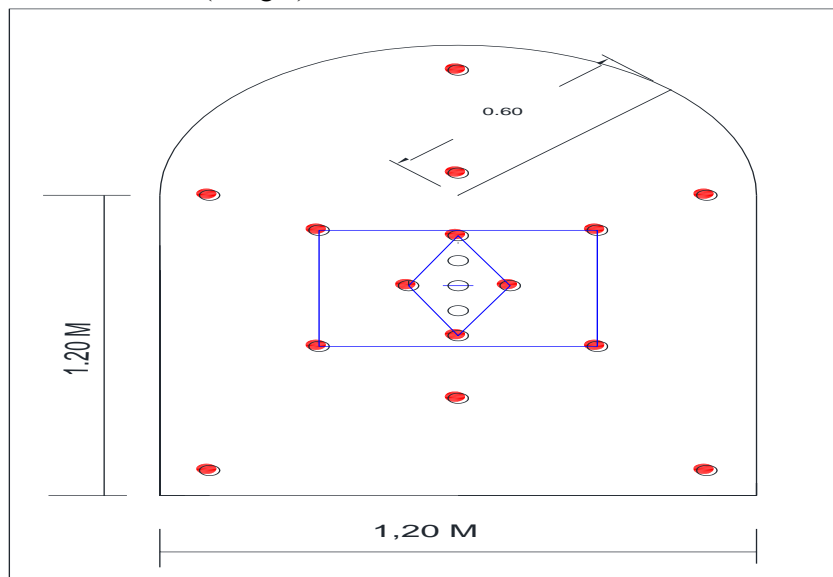
Tabla 9
Coeficiente o factor de roca (refugios)

Características	Datos
Ancho de labor	1,20 m
Altura de labor	1,80 m
Tipo de roca	Competente
Longitud de perforación	6 pies (1828,8 mm)
Eficiencia de perforación	94 %
Eficiencia de voladura	91 %
Explosivo FAMESA	Emulnor de 1000, 3000
Longitud de refugio	3,00 m
Peso específico del mineral	3,00 tn/m ³
Peso específico del desmonte	2,50 tn/m ³

Fuente: Elaboración propia

Para realizar los cálculos de voladura de los refugios se aplicarán las mismas fórmulas y tablas de referencia.

Figura 6
Cálculo de área (refugio)



Fuente: Elaboración propia

a) Cálculo del perímetro aplicando la ecuación N°2 y la ecuación N°3

$$\text{Siendo: } S = \frac{\pi(0,60 \text{ m})^2}{2} + (1,20 \text{ m} \times 1,20 \text{ m}) = 2,005 \text{ m}^2$$

$$\text{Entonces: } P = 4 * \sqrt{2,005 \text{ m}^2}$$

$$P = 5,66 \text{ m}$$

b) Cálculo de número de taladros:

Consideramos un tipo de roca competente, como se refiere anteriormente, con un RMR de 79, por lo cual tomaremos los valores para las constantes de:

Aplicando la ecuación N°1 tenemos:

$$N^{\circ}tal. = \frac{P}{Dt} + (c * s)$$

$$N^{\circ}tal. = \frac{5.66 m}{0.5 m} + (2 * 2,005 m^2)$$

$$N^{\circ} tal. = 15,33 \sim 15 tal. cargados$$

Incluyendo los taladros de alivio: 17 taladros

Tabla 10
Calculo de burden (refugios)

Tabla 10 Sección del corte	Valor del burden	Resultado
Primera	$B1=1,5 \times D1$	6 cm
Segunda	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	8,48 cm
Tercero	$B3 = 1,4 \times B2 \times \sqrt{2}$	16,79 cm

Fuente: Elaboración propia

Considerando a D1 taladro de alivio (41 mm)

c) Cálculo de cantidad de explosivo por disparo

Aplicando la ecuación N°7 y la ecuación N°8 tenemos:

$$dc = \frac{(1,14 gr/cm^2) (25,4 mm + 25,4 mm \times 0,1 \%)^2 (3,141592)}{4000}$$

$$dc = 0,699 kg/m$$

d) Cálculo del volumen total volado

Aplicando la ecuación 9

$$\text{Vol. volado} = 2,005 \text{ m}^2 * 6 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m} * 0,91 \% * 0,94 \%$$

$$\text{Vol. volado} = 3,137 \text{ m}^3/\text{disparo}$$

e) Cálculo de toneladas voladas por disparo

Aplicando la ecuación 10

$$\text{tn. voladas} = 3,137 \text{ m}^3/\text{disparo} * 2,5 \text{ tn}/\text{m}^3$$

$$\text{tn. voladas} = 7,843 \text{ tn}/\text{disparo}$$

f) Cálculo de carga de explosivo por cada taladro para emulnor 1000, 3000

Aplicando ecuación N°11

Para este caso consideraremos Taco=0,6 m (1/3 de la longitud del taladro)

Dónde: q es igual a carga promedio de explosivo

q. prom. Emulnor 3000

$$= 0,699 \frac{\text{Kg}}{\text{m}} * ((6 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m}) - 0,6 \text{ m}) * 0,94 \%$$

q. prom. Emulnor 3000 = 0,807 kg/taladro

g) Cálculo de número de cartuchos por taladro

Aplicando la ecuación N°12

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = \frac{0,807 \text{ Kg/taladro}}{174 \text{ gr}} * 1000 \text{ (cartuchos/taladro)}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = 4,638 \sim 5 \text{ cartuchos/taladro.}$$

Debido a buenos resultados, utilizaremos 4 cartuchos por taladro

h) Cálculo de número de cartuchos por frente

Aplicando la ecuación N°13

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/frente} = 4 \text{ cartuchos/frente} * 15 \text{ taladros}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/frente} = 60 \text{ cartuchos/frente}$$

Consumo de explosivos

i) Cálculo de número de cajas por disparo

aplicando la ecuación N°14

$$N^{\circ} \text{ cajas/disparo} = \frac{60 \text{ cartuchos/disparo}}{144 \text{ cartuchos/cajas}}$$

$$N^{\circ} \text{ cajas/disparo} = 0,42 \text{ cajas/disparo}$$

j) Cálculo de factor de carga

Aplicando ecuación N°15

$$FC = \frac{60 \text{ cartuchos/frente} * 174 \text{ gr/cartucho}}{3,137 \text{ m}^3}$$

$$FC = \frac{10\,440 \text{ gr/frente}}{3,137 \text{ m}^3} * \frac{1 \text{ kg}}{1000 \text{ gr}}$$

$$FC = 3,3 \text{ Kg/m}^3$$

k) Cálculo de factor de potencia

Aplicando la ecuación N°1

$$FP = \frac{60 \text{ cartuchos/frente} * 174 \text{ gr/cartucho}}{7,843 \text{ tn}}$$

$$FP = \frac{10\,440 \text{ gr/frente}}{7,843 \text{ tn}} * \frac{1 \text{ kg}}{1000 \text{ gr}}$$

$$FP = 1,3 \text{ Kg/tn}$$

l) Cálculo de número de disparos

Considerando que se realizan 06 refugios de 3 metros lineales en todo el tramo del pique inclinado, su eficiencia de perforación es de 94% y su eficiencia de voladura es de 91 %. Aplicando la ecuación N°17.

$$N^{\circ} \text{ disparos} = \frac{18 \text{ m}}{6 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m} * 0,91 \% * 0,94 \%}$$

$$N^{\circ} \text{ disparos} = 11,506 \sim 12 \text{ disparos.}$$

ll) Cálculo de longitud total perforada

Aplicando ecuación N°17

$$\text{Long. total perforada} = 6 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m} * 17 \text{ tal/disparo} * 12 \text{ disparos}$$

Long. total perforada = 373,08 m

m) Cálculo de consumo total de cartuchos

Aplicando ecuación N°19

*Consumo total cartuchos = 60 cartuchos/disparo * 12 disparos*

Consumo total cartuchos = 720 cartuchos

n) Cálculo de consumo total de cajas de explosivo

Aplicando la ecuación N°20

Consumo total cajas = $\frac{720 \text{ cartuchos}}{144 \text{ cartuchos/caja}}$

Consumo total cajas = 5 cajas

C. Perforación-voladura de Chimeneas

Para realizar el proceso de perforación y voladura para la chimenea primeramente necesitamos la información que se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 11
Perforación-voladura de Chimeneas

Características	Datos
Dimensión de chimenea	1,50 m x 1,50 m
Tipo de roca	Competente
Longitud de perforación	4 pies
Eficiencia de perforación	94 %

Eficiencia de voladura	92 %
Explosivo Famesa	Emulnor de 1000,3000
Longitud de chimenea	2 x 15 m
Peso específico del mineral	3,00 tn/m ³
Peso específico del desmorte	2,50 tn/m ³

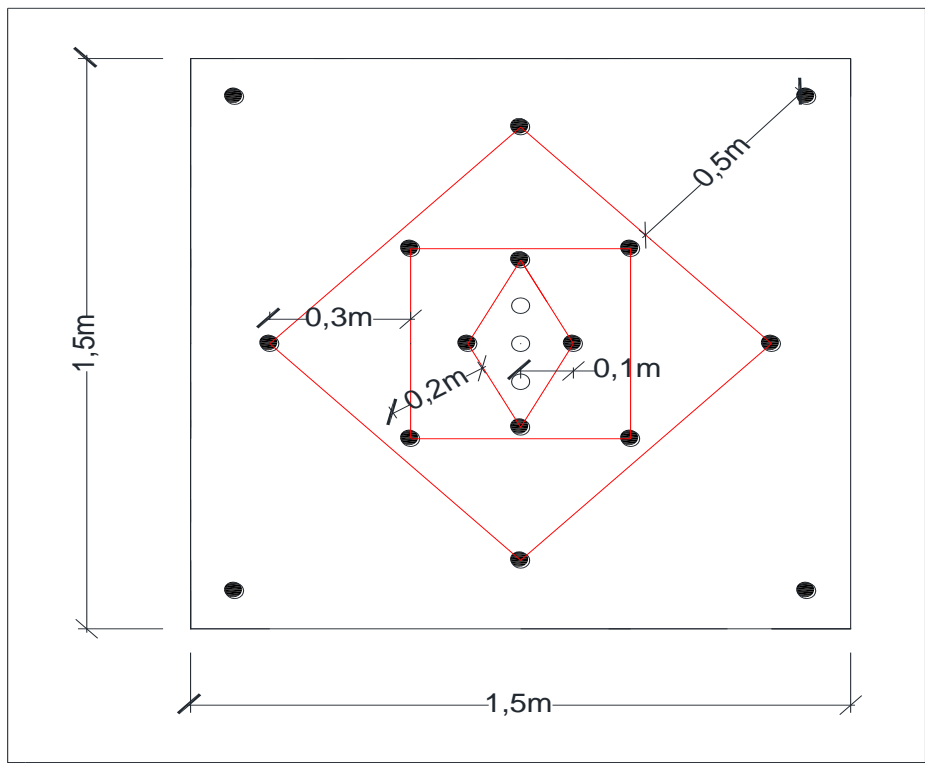
Fuente: Elaboración propia

a) Cálculo del perímetro aplicando la ecuación 4.5

Siendo: $S = 1,50 \text{ m} * 1,50 \text{ m} = 2,25 \text{ m}^2$

Entonces: $P = 4 * \sqrt{1,50 \text{ m} * 1,50 \text{ m}}$

Figura 7
Diseño de malla chimenea



Fuente: Elaboración propia

$$P = 4 * \sqrt{2,25} \text{ m}^2$$

$$P = 4 * 1,50 \text{ m}$$

$$P = 6 \text{ m}$$

b) Cálculo de número de taladros aplicando la ecuación 1.

Consideramos un tipo de roca competente, como se menciona anteriormente, con un RMR de 79, por lo cual tomaremos los valores para las constantes de:

$$dt = 0,5 \text{ m}$$

$$C = 2$$

Entonces:

$$N^{\circ} \text{ taladros} = \frac{6 \text{ m}}{0,5 \text{ m}} + (2 * 2,25 \text{ m}^2)$$

$N^{\circ} \text{ taladros} = 16,50 \sim 17 \text{ taladros cargados}$, debido a buenos resultados de voladura se determinó 16 taladros cargados y 3 taladros de alivio

Características del explosivo:

Explosivo : Emulnor de 1000, 3000

Longitud : 12" = 304,8 mm

Diámetro : 1" = 25,4 mm

Densidad : para 1000 1,13 gr/m³

para 3000 1,13 gr/m³

c) Cálculo de cantidad de explosivo por disparo

Aplicando la ecuación 7 y 8 para Emulnor de 1000

$$dc = \frac{(1,13 \text{ gr/cm}^3)(24,5 \text{ mm} + (24,5 \text{ mm} \times 0,1 \%))^2(3,141592)}{4000}$$

$$dc = 0,693 \text{ Kg/m}$$

Aplicando la ecuación 7 y 8 para Emulnor de 3000

$$dc = \frac{(1,14 \text{ gr/cm}^3)(24,5 \text{ mm} + (24,5 \text{ mm} \times 0,1 \%))^2(3,141592)}{4000}$$

$$dc = 0,699 \text{ Kg/m}$$

d) Calculo del volumen total volado

Aplicando la ecuación 8

$$\text{Vol. volado} = 1,5 \text{ m} * 1,5 \text{ m} * 4 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m} * 0,94 \% * 0,92 \%$$

$$\text{Vol. volado} = 2,372 \text{ m}^3/\text{disparo}$$

e) Cálculo de toneladas voladas por disparo

Aplicando la ecuación 9

$$\text{tn. voladas} = 2,372 \text{ m}^3/\text{disparo} * 2,5 \text{ tn/m}^3$$

$$\text{tn. voladas} = 5,93 \text{ tn/disparo}$$

f) Cálculo de carga de explosivo por cada taladro para Emulnor 1000, 3000

Aplicando la ecuación 10

Para este caso consideraremos $Taco=0,4064$ m (1/3 de la longitud del taladro)

Donde: q = carga promedio de explosivo

q. prom. Emulnor 1000 = $0,693$ Kg/m $((4 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m}) - 0,4064 \text{ m}) * 0,94 \%$

q. prom. Emulnor 1000 = $0,529$ Kg/taladro

g) Cálculo de número de cartuchos por taladro

Aplicando la ecuación 11

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = \frac{0,529 \text{ Kg/taladro}}{167 \text{ gr}} * 1000 (\text{cartuchos/taladro})$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = 3,171 \sim 3 \text{ Cartuchos/taladro}$$

Debido a los buenos resultados obtenidos solo usaremos 3 cartuchos por taladro

h) Cálculo de número de cartuchos por frente

Aplicando la ecuación N°12

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/frente} = 3 \text{ cartuchos/taladro} * 16 \text{ taladros}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/frente} = 48 \text{ cartuchos/frente}$$

Consumo de explosivos

$$\text{Caja Emulnor de 1000} = 150 \text{ cartuchos/caja}$$

$$\text{Caja Emulnor de 3000} = 144 \text{ cartuchos/caja}$$

Peso Neto	= 25 Kg
Peso Bruto	= 26,3 Kg
Dimensión de la caja	= 35 cm x 45 cm x 28 cm
Material	= Caja de cartón corrugado

i) Cálculo de número de cajas por disparo

Aplicando la ecuación 13 para Emulnor de 1000

$$N^{\circ}\text{cajas/disparo} = \frac{24 \text{ cartuchos/disparo}}{150 \text{ cartuchos/cajas}}$$

$$N^{\circ} \text{ cajas/disparo} = 0,160 \text{ cajas/disparo}$$

Aplicando la ecuación 13 para Emulnor de 3000

$$N^{\circ}\text{cajas/disparo} = \frac{24 \text{ cartuchos/disparo}}{144 \text{ cartuchos/cajas}}$$

$$N^{\circ} \text{ cajas/disparo} = 0,166 \text{ cajas/disparo}$$

j) Cálculo de factor de carga

- Aplicando la ecuación 14 para Emulnor de 1000

$$FC = \frac{24 \text{ cartuchos/frente} * 167 \text{ gr/cartuchos}}{2,372 \text{ m}^3}$$

$$FC = \frac{4008 \text{ gr/frente}}{2,372 \text{ m}^3} * \frac{1 \text{ kg}}{1000 \text{ gr}}$$

$$FC = 1,689 \text{ Kg/m}^3$$

- Aplicando la ecuación 14 para Emulnor de 3000

$$FC = \frac{24 \text{ cartuchos/frente} * 174 \text{ gr/cartuchos}}{2,372 \text{ m}^3}$$

$$FC = \frac{4 \text{ 176gr/frente}}{2,372 \text{ m}^3} * \frac{1 \text{ kg}}{1000 \text{ gr}}$$

$$FC = 1,76 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Total cálculo factor de carga} = 1,689 \text{ kg/m}^3 + 1,760 \text{ kg/m}^3 = 3,449 \text{ kg/m}^3$$

h) Cálculo de factor de potencia

Aplicando la ecuación 15 para Emulnor de 3000

$$FP = \frac{48 \text{ cartuchos/frente} * 174 \text{ gr/cartucho}}{5,93 \text{ tn}}$$

$$FP = \frac{8 \text{ 352 gr/frente}}{5,93 \text{ tn}} * \frac{1 \text{ kg}}{1000 \text{ gr}}$$

$$FP = 1,408 \text{ kg/tn}$$

i) Cálculo de número de disparos

Considerando que realizaremos 02 chimeneas de 15 metros lineales.

Aplicando la ecuación 16

$$N^{\circ} \text{ disparos} = \frac{30 \text{ m}}{4 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m} * 0,94 \% * 0,92 \%}$$

$$N^{\circ} \text{ disparos} = 28,453 \sim 29 \text{ disparos}$$

j) Cálculo de Longitud total perforada

Aplicando la ecuación 17

$$\text{Long. total perforada} = 4 \text{ pies} * 0,3048 \text{ m} * 16 \text{ tal/disparo} * 29 \text{ disparos}$$

$$\text{Long. total perforada} = 565,708 \text{ m.}$$

k) Cálculo de consumo total de cartuchos

Aplicando la ecuación 18

$$\text{Consumo total cartuchos} = 48 \text{ cartuchos/disparo} * 29 \text{ disparos}$$

$$\text{Consumo total cartuchos} = 1 \text{ 392 cartuchos}$$

l) Consumo total de cajas de explosivo

- Aplicando la ecuación 19 para Emulnor de 1000

$$\text{Consumo total cajas} = \frac{696 \text{ cartuchos}}{150 \text{ cartuchos/cajas}}$$

$$\text{Consumo total cajas} = 4,64 \text{ cajas} \sim 5 \text{ cajas}$$

- Aplicando la ecuación 20 para Emulnor de 3000

$$\text{Consumo total cajas} = \frac{696 \text{ cartuchos}}{144 \text{ cartuchos/cajas}}$$

$$\text{Consumo total cajas} = 4,83 \text{ cajas} \sim 5 \text{ cajas}$$

Total, de cajas de explosivo: 10 cajas

Se realizarán 2 chimeneas, en la parte superior, todas con las mismas características, por lo que el cálculo de consumo para las mencionadas chimeneas será el mismo.

Cálculo para las 2 chimeneas:

Total metros perforados : 565,71 m.

Total disparos : 29

Consumo de explosivo : 1 392 cartuchos

Consumo de cajas : 10 cajas

4.1.5 Limpieza

El desmonte producto de la voladura, se limpiará al carro minero U35 a pulso, para lo cual se encargarán un maestro perforista y su ayudante perforista, turnándose con los dos paleros, luego se izará el U35, lleno de desmonte por el inclinado, así mismo el agua empozada en el fondo del inclinado será bombeada mediante una bomba eléctrica, y el residuo que no se pueda bombear se retirará con baldes a pulso al carro U35 hasta que quede totalmente seco.

Sostenimiento

Esta etapa es de sostenimiento es muy importante por que como dice el dicho “metro avanzado – metro sostenido”, para ello se utilizarán los siguientes materiales.

- Pernos helicoidales

Tabla 12
Especificaciones técnicas pernos helicoidales

Diámetro nominal (mm)	Diámetro exterior (mm)	Núcleo		paso (C)	Resaltes		Peso métrico (kg/m)
		Diam. mayor (A)	Diam. mayor (A)		Altura (D)	ancho (E)	
22	24,6	21,4	20,6	11,09	1,6	3,6	2,85

Fuente: Aceros Arequipa

- Cartuchos de cemento:

Tabla 13
Especificaciones técnicas cartuchos de cemento

Peso neto seco	Tiempo de hidratación	Resistencia a la compresión	Resistencia a la compresión
340 gr.	5 – 10 min	110 kg/cm ² (8hrs)	250 kg/cm ² (24hrs)

Fuente: <https://castem.com.pe/producto/cartuchos-de-cemento-cem-con/>

- **Cartuchos de resina**

Tabla 14
Especificaciones técnicas cartuchos de resina

VENTAJAS DE PERNOS INSTALADOS CON CARTUCHOS DE RESINA						
DIÁMETRO DEL PERNO	DIÁMETRO DE CARTUCHO (mm)					
	28mm	30mm	32mm	34mm	36mm	40mm
19 mm	•	•	•			
22 mm	•	•	•	•		
25 mm	•		•		•	•
	32mm	34mm	36mm	38mm	40mm	45mm
DIÁMETRO DE PERFORACION						

Fuente: <https://castem.com.pe/wp-content/uploads/2020/11/Fichas-de-productos-ASTEM.pdf>

- **Split set**

Tabla 15
Especificaciones técnicas Split set

CALIDAD DE ACERO	RESISTENCIA A LA FLUENCIA	RESISTENCIA A LA TENSION	CAPACIDAD DE ANCLAJJE
ASTM-A607 GRADO 60	450 MPa	561 MPa	1 A 1,2 tn/pie.

Fuente: <https://castem.com.pe/wp-content/uploads/2020/11/Fichas-de-productos-CASTEM.pdf>

- **Malla electro soldada**

Tabla 16
Especificaciones técnicas malla electro soldada

MALLA ELECTROSOLDADA EN ROLLO					
TIPO	DIAMETRO DE ALAMBRE	SEPARACION mm		DIMENSIONES m	PESO kg
		LONG.	TRANS.		
ME-4X4-N°10	3,4	100	100	2,0 X 25	73,0
ME-4X4-N°8	4,2	100	100	2,0 X 25	113,5

Fuente: <https://www.formin.com.pe/assets/ficha-tecnica-de-mallas-electrosoldadas.pdf>

- **Adaptador de pernos helicoidales.** Son accesorios para la instalación de los diferentes tipos de pernos, se provee conforme a los diferentes diámetros y las especificaciones del equipo de perforación utilizado.

- **Adaptador de Split set**

El sostenimiento se realizará desde la gradiente del hastial izquierdo hasta la gradiente del hastial derecho. Se colocará una fila de 4 pernos helicoidales, distribuidos uniformemente, intermediados por las Split set.

El Split set, nos servirá para asegurar la malla y lo más importante nos servirá para liberar la energía, para que no ocurran estallidos de rocas, ya que es una labor de profundización.

Figura 8
Sostenimiento del inclinado

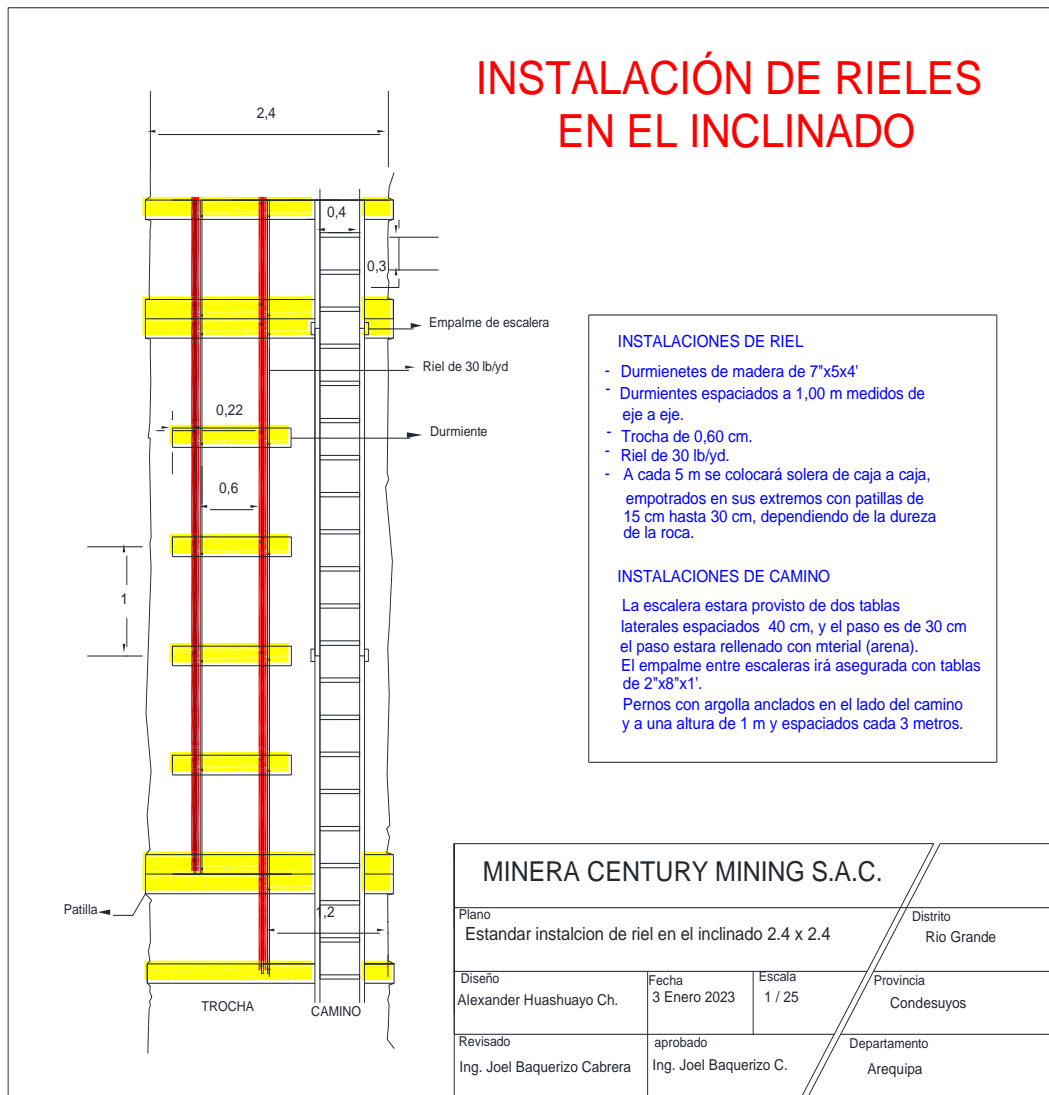


4.1.6 Instalaciones

Después de la limpieza y cuando la distancia exija, la siguiente etapa comprende las instalaciones, los cuales permitirán seguir con la profundización del inclinado:

- Instalación de la línea cauville provisional de avance.
- Colocación de longarinas de apoyo sobre el cual se pondrá la línea de cauville.
- Las longarinas se colocarán con 2 patillas en ambos hastiales para evitar su desplazamiento.
- Instalación de tuberías para el abastecimiento de aire y agua para la perforación.
- Instalación de la tubería de drenaje, que se maniobrá para el bombeo de agua producto de la perforación del pique inclinado.
- Prolongar la manga de ventilación de 18", sin exceder los 15 metros del frente de trabajo.
- Instalación de la tolva metálica en el nivel superior.
- Instalación de escaleras para el acceso a la cámara del winche.
- Instalación de parrilla para echadero.

Figura 9
 Diseño de instalación de línea cauville



Fuente: Elaboración propia

4.1.6.1 Mano de obra y equipos.

Mano de obra: La cantidad de personal por turno de 10 horas, que operan en la construcción del pique inclinado 8706 serán:

Primer turno:

Tabla 17
Mano de obra primer turno

Ocupación	Cantidad
Maestro perforista	1
Ayudante perforista	1
Winchero	1
Bombero	1
Lamperos	2
Supervisor (0,30 min)	1
Total =	7

Fuente: Elaboración Propia

Segundo turno:

Tabla 18
Mano de obra segundo turno

Ocupación	Cantidad
Maestro perforista	1
Ayudante perforista	1
Winchero	1
Bombero	1
Lamperos	2
Supervisor (0,30 min)	1
Total =	7

Fuente: Elaboración Propia

Equipos:

Tabla 19
Relación de equipos

Equipo	Cantidad
Winche eléctrico 60 HP	1
Perforadora Jackleg (Boart Longyear)	1
Carro minero U35 (35 ft ³)	1
Plataforma de herramientas (acero)	1
Electrobomba 15 HP	1
Ventiladora eléctrica 14 500 CFM	1
Total	6

Fuente: Elaboración propia

A continuación, se describirá las tareas necesarias para la infraestructura del sistema de extracción.

Pique inclinado, el pique inclinado es la primera labor que se realiza, el mismo cuenta con una longitud de 130 metros, un ángulo de inclinación de 30° y una sección típica frontal de avance lineal de 2,4 m x 2,4 m. (8 x 8 ft).

La ejecución de este pique se realiza en sentido descendente, según las siguientes especificaciones:

- Alcayata para las tuberías de aire comprimido de diámetro = 101,6 mm, agua de bombeo diámetro = 50,8 mm y agua de perforación diámetro = 101,6 mm.
- La gradiente negativa tiene una inclinación máxima de 30°.

- Los refugios irán en lado del camino y distanciados cada 16 m con dimensiones de 1,20 m de ancho, 1,80 m de altura y 3,00 m de profundidad.
- El pique inclinado debe tener un compartimiento protegido para el tránsito de personal.
- El cable eléctrico se instala al lado del camino y a una altura de 1,90 m.
- La tubería de agua, aire comprimido y de bombeo se instala en el hastial opuesto al camino, y la alcalaya estará anclada a una altura de 1,80 m.
- La manga de ventilación se ubica en la parte superior de la labor. (Ver figura N°3)

Instalación de rieles en el pique inclinado, a la labor anterior le sigue la instalación de rieles a lo largo de la parte inferior de toda la extensión del pique inclinado, para lo cual se utiliza rieles de acero (el cual servirá para el deslizamiento del carro minero). Siendo sus características como se muestra en la tabla N°20:

Tabla 20
Características técnicas de los rieles de acero

DENOMINACIÓN		DIMENSIONES (mm)				Peso teórico (kg/m)	Material	Longitud (m)
Kg./m.	Lb/yr	Altura (H)	Base (B)	Cabeza (a)	Web (s)			
12	25	69,85	69,85	38,1	7,54	12,2	Q235	6
15	30	79,37	79,37	42,86	8,33	15,2	55Q	6
22	45	93,66	93,66	50,8	10,72	22,3	55Q	6

30	60	107,95	107,95	60,33	12,3	30,1	55Q	
ASCE80	80	127	127	63,5	13,89	39,68	R700	11,60

Fuente: MIROMINA acero de calidad recuperado de: <https://www.miromina.com.pe/wp-content/uploads/2020/12/Rieles.pdf>

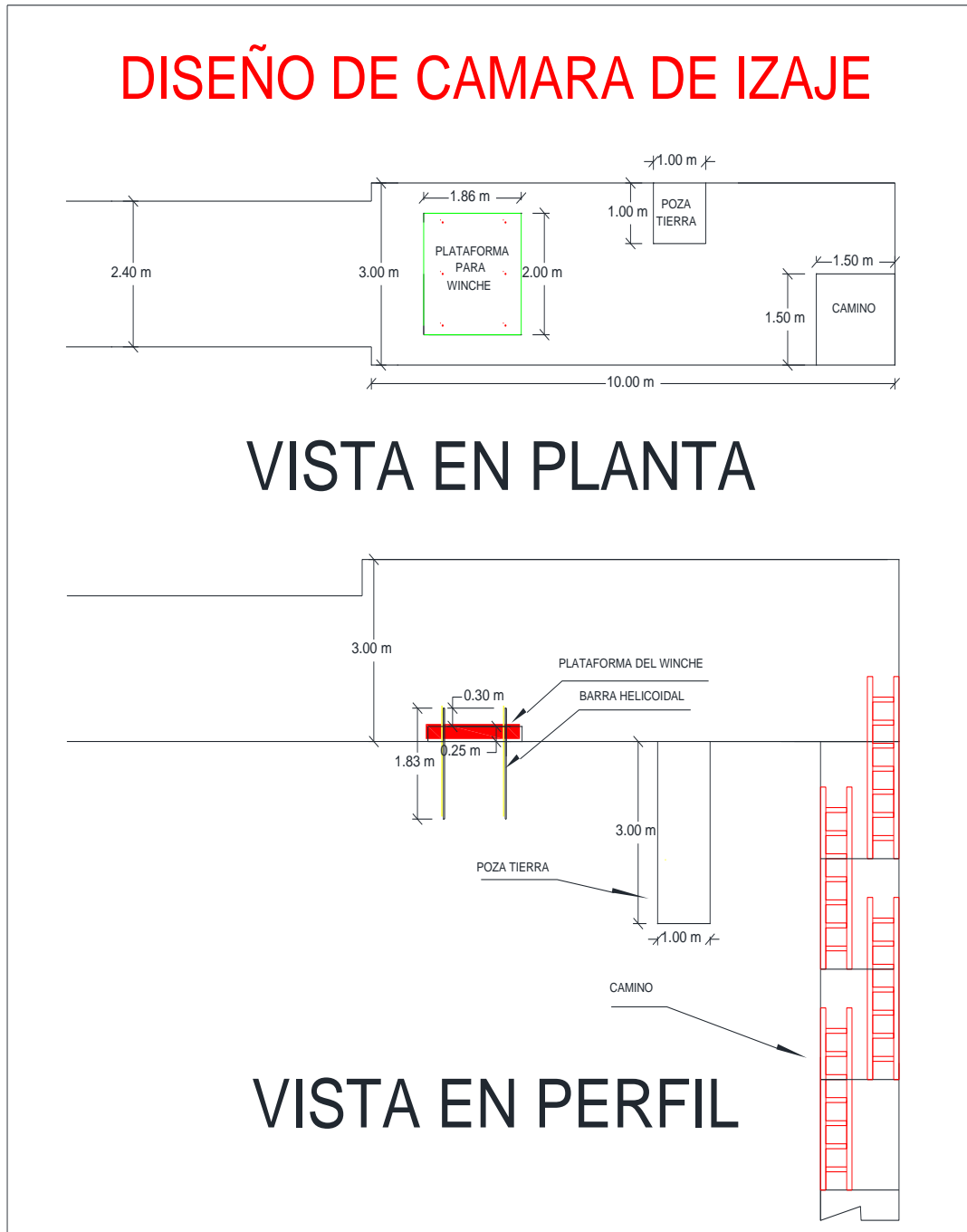
Armado de plataforma de winche de izaje, como tercera etapa de desarrollo es ejecutar la labor de armado de plataforma del winche de izaje, y para ello, se utilizarán diferentes materiales; barras helicoidales, tablas, listones y concreto.

Se perforarán 6 taladros de 6 pies verticales, formando un ángulo de 90° con la horizontal, luego se inyectarán las barras helicoidales, dejando un pie de distancia a la base, una vez colocado las barras helicoidales se verterá concreto con un espesor de 25 centímetros.

Después de vaciado de concreto, se procederá a instalar el winche, calzando las barras en los orificios de winche, para ello, en la base se empernarán y se soldarán para que queden fijas (ver figura 11).

Instalación, energizado y prueba de winche de izaje, estará a cargo del área de mantenimiento eléctrico en coordinación con la empresa proveedora, es oportuno mencionar que el costo que presenta la adquisición está incluido su instalación y puesta en marcha, por lo que esta tarea demanda espacio obviando costos.

Figura 10
Diseño de Cámara de izaje



Fuente: Elaboración propia

4.1.7 Planeamiento de ejecución del pique inclinado

EL desarrollo que se propone para la ejecución e implementación del pique inclinado podemos apreciar en las tablas que vienen a continuación.

El desarrollo de las diferentes labores se ejecutará por etapas, y el tiempo que se utilizará para cada labor se calculará sumando el tiempo de su diferentes sub actividades.

Desarrollo de labores: por cada turno de trabajo, se realiza 1 disparo, sumando así un total de 2 disparos proyectados, y considerando los datos obtenidos del cálculo realizado, en perforación y voladura, tenemos:

Tabla 21
Avance total de actividades

Labor	Longitud (m)	Avance/ disparo	N° disp./labor	N° disp./día	N° Días
Pique Inclinado	130	1,035	124	2	44
Chimeneas	30	1,09	29	2	14,5
Cámara izaje	10	1,57	7	2	3,5
Refugios	18	1,58	12	2	6
TOTAL	188		172	8	68

Fuente: Elaboración propia

Instalación de colleras:

Tabla 22

Tiempo de instalación de colleras.

Longitud de collera	6,00 m
Rendimiento por guardia	8,5 m/gdía
Avance por día	17 m/día
Colleras instaladas por día	2,83 colleras/día
Cantidad total de colleras a instalar	24 colleras
Tiempo total de instalación	8,48 ~ 9 días

Fuente: Elaboración propia

Por lo tanto, el tiempo necesario para la realización del proyecto es de:

$$68 \text{ días} + 9 \text{ días} = 77 \text{ días.}$$

Considerando actividades imprevistas, se tomará un 10 % del tiempo total estimado

llegando al siguiente resultado:

$$T = 77 + 7,7 = 84,7 \text{ días}$$

4.1.8 Ventilación

El personal que labora debe tener un confort en el ambiente de trabajo, manteniendo así un lugar cargado de oxígeno y ventilado de forma apropiada, para ello se trabaja con un ventilador de 14 500 CMF, manga de ventilación de 18”.

El ventilador se instalará en un lugar donde haya aire fresco para que pueda captar aire fresco y transportarlo al frente de trabajo.

A. Caudal requerido por persona.

La cantidad mínima de oxígeno que necesita cada persona será de 3 m³ hasta los 1 500 msnm. y varía según la altitud.

Tabla 23
Caudal requerido por persona

de 0.00 msnm	a 1 500 msnm	3.0m ³ /min
de 1 501 “	“ 3000 “	4,2 “
de 3 001 “	“ 4 000 “	5,1 “
de 4 001 “	“ + “	6,0 “

Fuente: Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería D.S. 024-2016-EM con su modificatoria DS 023-2017-EM.

$$Q_1 = (x) * (n) \quad [20]$$

Donde:

Q_1 : Caudal necesario de aire por número de personal (m³/ min.)

x: Consumo por persona (m³/min.)

n: Número de personas

Tabla 24
Número de personal

Ocupación	Cantidad
Maestro perforista	1
Ayudante perforista	1
Winchero	1
Bombero / timbero	1
Lamperos	2
Supervisor (0.30 min)	1
Total	7

Fuente: Elaboración propia

$$Q_1 = (3 \text{ m}^3/\text{min}) * (7)$$

$Q_1 = 21 \text{ m}^3/\text{min}$, considerando el factor de seguridad = 1,5, tenemos:

$$Q_1 = 21 \text{ m}^3/\text{min} * (1,5)$$

$$Q_1 = 31,5 \text{ m}^3/\text{min}$$

B. Caudal requerido por explosivos.

Los explosivos al momento de ser detonados, producen una gran cantidad de gases. Usualmente dichos explosivos son diseñados para no producir gases tóxicos y únicamente CO (monóxido de carbono) y NO (óxido nitroso).

Grado de intoxicación debido a los gases de explosivos.

Tabla 25
Grado de intoxicación debido a los gases de explosivos.

Porcentaje de CO	Síntomas
0,02	No ocurre intoxicación, aunque se esté expuesto mucho tiempo.
0,03	Cantidad mínima para comenzar cualquier intoxicación
0,05	Desmayo después de 30 minutos a 2 horas de exposición
0,1	Dificultades al caminar
0,2-0,3	Gran intoxicación
0,8- 1,5	Muerte a cabo de 30 minutos a una hora de exposición
2-3	Muerte inmediata

Fuente: Sibon.et.al, 2007

La ecuación que utilizaremos en este caso es severamente criticada por que no considera diversos factores.

Al referirse de minas polimetálicas, la ecuación N°21 que se muestra al final del párrafo es la que más se utiliza. Esta considera la constitución de productos tóxicos que son producto de la voladura, ya que el periodo que demora despejar el humo de los cruceros, inclinado y el porcentaje máximo permitido según el reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería, de gases.

“Para determinar el caudal, nos basamos a continuación por la ecuación empírica,” (Novitzky A., 1965)

$$Q = \frac{100 * A * a}{d * t} m^3 / min \quad [21]$$

Donde:

Q = Caudal de aire a utilizar por consumo de explosivo detonado
(m³/min.)

A = Cantidad de explosivo detonado que equivale a emulsión de 3000.

a = Volumen de gases formados por cada Kg. de explosivo utilizado.

a = 0,04 (m²/kg. de explosivo); valor tomado como norma general

d = Porcentaje de dilución de gases en la atmósfera, deben ser diluidos a no menos de 0,008 % y se aproxima a 0,01 %

t = tiempo de dilución de los gases (minutos); normalmente este tiempo menor a 30 min., ello tratándose de detonaciones corrientes.

Al reemplazar en la fórmula obtendremos:

$$Q = \frac{100 \cdot A \cdot 0,04}{30 \cdot 0,008} m^3/min$$

Entonces, tendríamos finalmente: $Q = 16,67 \cdot A \cdot m^3/min$

La fórmula que se emplea para el presente caso, es como si fuera a diluir los gases dentro de un espacio lacrado, lo que no es el caso de una mina donde, parte de los gases se eliminan continuamente de la frente por el volumen de aire que entra. Al mismo tiempo, los gases tóxicos se disuelven de forma continua, como tumulto en forma de una nube de gases en movimiento con el aire limpio. Finalmente, cada gas tóxico que se produce tiene propiedades dispares a los demás, necesitando así diferente porcentaje de dilución, entonces "d" dependerá del explosivo que se empleará. Para nuestro caso es emulsión, de la carga que se calculó anteriormente se tiene. 17 kg.

$$Q_z = 16,67 \cdot 17 \text{ kg}$$

$$Q_z = 283.39 \text{ m}^3 / \text{min}$$

Caudal total requerido en el laboreo del pique inclinado 8706: Según las especificaciones técnicas donde se implementará el inclinado y se considerarán 2 caudales, uno que es requerido por el número de personas que laboran y el otro que

es requerido en acuerdo a la cantidad de explosivos, cabe aclarar que la temperatura no excede los 30 grados por lo que no es necesaria el caudal por temperatura.

$$Q_3 = Q_1+Q_2= 31.5 \text{ m}^3/\text{min} + 283.39 \text{ m}^3 / \text{min}$$

$$Q_3 = 314,89 \text{ m}^3/\text{min} \text{ también se debe considerarse la pérdida en orificios (15 \%)}$$

$$Q_3= 314,89*1,15 \text{ m}^3 / \text{min}$$

$$Q_3 = 362,12 \text{ m}^3 / \text{min}$$

Transformando a CFM:

$$Q_3 = 12\ 788 \text{ CFM}$$

Entonces: Para la construcción del inclinado se requerirá un ventilador eléctrico de 14 500 CFM.

4.1.9 Sistema de izaje

4.1.9.1 Peso y tipo de material por viaje.

La producción mensual proyectada es de 1 250 toneladas por mes, en otras palabras, considerando 25 días por mes, obtendremos una producción de 50 TM/día de mineral. De igual manera, se debe considerar en el izaje la extracción de desmonte, que va a ser de 133 tn/día.

Al momento de realizar los cálculos; primero se calcula la capacidad de carga (en toneladas) que tiene cada carro minero para cargar mineral y desmonte, ya que este valor usualmente varía debido a que muestran diferentes densidades. Luego se calcula el peso a izar por cada viaje.

Capacidad de carga, teniendo en consideración que cada carro minero U35 tiene una capacidad nominal de 1 m³, se procede a calcular la capacidad de carga de cada carro minero mediante la siguiente fórmula:

$$C = \frac{Vc.p.fc}{(1+e)} \quad [22]$$

Donde:

C: Carga o capacidad de carga (tn)

Vc: Volumen del carro minero U35 (m³)

P: densidad de la roca (tn/m³)

fc : factor de carguío (%)

e : esponjamiento (%)

A continuación, se consideran valores para la fórmula, tomando en cuenta una humedad para ambos casos de 3b %.

$$\text{Densidad de mineral} = 3 \frac{tn}{m^3} + 0,03 \times 3 \frac{tn}{m^3} = 3,09 \frac{tn}{m^3}$$

$$\text{Densidad desmonte} = 2,5 \frac{tn}{m^3} + 0,03 \times 2,5 \frac{tn}{m^3} = 2,57 \frac{tn}{m^3}$$

Su factor de carguío es: $f_c = 80 \%$

El esponjamiento (e) varía para mineral y desmonte, teniendo:

$e = 40 \%$ para mineral

$e = 50 \%$ para desmonte

Por tanto, reemplazando valores en la ecuación última, obtendremos los siguientes resultados:

Para mineral:

$$c = \frac{(1m^3) \left(\frac{3,09tn}{m^3} \right) (0,8)}{(1+0,4)} = 1,76 \text{ tn}$$

Para desmonte:

$$c = \frac{(1m^3) \left(\frac{2,57tn}{m^3} \right) (0,8)}{(1+0,5)} = 1,37 \text{ tn}$$

4.1.9.2 Peso carro minero y numero de carros mineros izados por viaje.

Para nuestro diseño, por cada viaje se izará dos carros mineros, por lo tanto, el peso del carro minero U35 es de $700 \text{ kg} = 0,7 \text{ tn} \times 2 = 1,4 \text{ tn}$.

4.1.9.3 Diámetro y peso del cable a utilizar.

Cálculo del cable óptimo y su peso: para adoptar el cable óptimo a emplear, se tuvo en consideración la base al instante de izaje de mineral, con una capacidad máxima de 3,52 tn por viaje para calcular la rigidez donde este debe aguantar el cable de acero según las particularidades del sistema de izaje; consideramos donde el carro minero U35 contiene 1,76 tn. Necesitaremos dos carros mineros U35 (2x1,76tn=3,52tn), por lo que en este estudio utilizaremos el tipo de cable “flattened strand” con un diámetro de cable que posteriormente pasaremos a calcular, para ello utilizaremos la relación de maza y fuerza con los datos de la tabla N° 26:

Tabla 26
Constante de masas y esfuerzos de cables de alambre.

Tipo de cable	K	K
Round Strand	0,36	52
con alambre en el núcleo	0,4	56
Flatened Strand	0,41	55
con alambre en el núcleo	0,45	58
Locked Oil	0,564	85

Fuente: Condori G.W. & Vivando H.D. (2019). Pag.66.

$$\text{Masa } m(\text{kg/m}) = 0,41 d^2$$

$$\text{Fuerza } S(\text{kN}) = 55 d^2$$

Se consideró la ecuación N° 23 para realizar un cálculo más exacto, y un factor de seguridad de 5, como se observa en la siguiente expresión:

$$S = 5(M_T g (G+A+R) + M_R g(G+A+Q)) \quad [23]$$

Donde:

S	:	Diámetro de cable
M_T	:	Masa total
g	:	Gravedad
G	:	Ángulo de inclinación
A	:	Factor
R	:	Radio
M_R	:	Masa del cable

Entonces:

$$M_t = 2 \times (1,76 \text{ tn} + 0,7 \text{ tn}) = 4,92 \text{ tn y } M_R = 135 \text{ m} \times 0,41 \times 1 \text{ tn}/1000 \text{ kg} = 0,055 \text{ d}^2$$

$$A = 0,125 \text{ y como } G = \sin 30 = 0,50, R = 0,01, Q = 0,1 \text{ g} = 9,81$$

Tenemos:

$$55 \text{ d}^2 \text{ (kN)} = 5 \times 9,81 (4,92 \times (0,5 + 0,125 + 0,01) + 0,055$$

$$\text{d}^2 \times (0,5 + 0,125 + 0,1))$$

Donde:

$$55 \text{ d}^2 = 174,13$$

$$D = 1,7 \text{ cm} = 17 \text{ mm}$$

Basándonos en los estándares de cables de flattened o triangular strand, y con los datos obtenidos afirmamos que el resultado más próximo sería 18 mm, por lo que en este estudio utilizaremos dicho diámetro.

El dato obtenido de M_R , según la ecuación, para la distancia de 135 m para el uso del cable flattened será de $0,055 (1,8\text{cm})^2$ igual a $178,2 \text{ kg} = M_R$, lo que significa que la masa ($m = 0,41d^2 = 1,328 \text{ kg/m.}$).

Por lo que el vigor de ruptura de flattened ($S = 55 d^2$) y, reemplazando datos tenemos es igual a $55 (1.8 \text{ cm})^2$, obteniendo $178,2 \text{ KN}$, por lo que la tensión máxima a producirse en el cable será lo mismo, que a su vez viene a constituir la tensión máxima que se ejercerá sobre el cable.

Como se puede apreciar en la bibliografía, que para aplicar este resultado a cualquiera sea el proyecto real es preciso comprobar la información con alguna tabla de uno de los diversos fabricantes de dicho material. En este sentido, se ha procedido a validar estos resultados con el catálogo de la empresa australiana que se dedica a la fabricación de cables de alambres, tal como se aprecia en la siguiente tabla:

Para cables tipo “triangular strand”, para minería del catálogo Wire & Rope Strand de A. Noble & Son LTD. (ver tabla N°27):

Tabla 27
Datos de cables de alambre.

Diámetro nominal Mm	Masa aproximada 6 x 19 a 6 x 25 Kg/100m	Fuerza de ruptura mínima kN
1627	105	164

18	132	206
20	164	255
22	200	312
24	237	369
26	276	432

Fuente: Catálogo Wire & Rope Strand de A. Noble & Son LTD 2001., Pág. 27

Conforme a la tabla N° 27, afirmamos que el cable de 18 mm posee una masa aproximadamente de 1,32 kg/m y una coacción de ruptura de 206 kN. Afirmamos que el dato calculado se asemeja al dato de la masa del catálogo, por otro lado, la fuerza de ruptura, es elevada al requerimiento del método de extracción, igual a 27,8 kN más.

En otro entender optaremos por un cable con las siguientes peculiaridades:

Tabla 28

Resumen de características de cable óptimo para el izaje

Tipo	Flattened -Triangular Strand (de torones perfilados - triangulares)
Distribución de alambres	6x 23 (6 x 10/12/A)
Dirección del corchado (Lay)	Lang's Lay (corchado directo)
Diámetro	18 mm
Fuerza Mínima de Ruptura	206 kN

Fuente: (Luque, 2018 p.41)

4.1.9.4 Cálculo de producción de carga.

Al momento de planear un proyecto

Una instalación de extracción, se debe tener los siguientes parámetros para hallar la capacidad horaria de la instalación:

- Rendimiento Anual (A): 1 250 tn/mes x 12 meses: 15 000 tn
- Longitud del pique (H): 130 m

Por lo tanto, la producción de un pique por hora para la extracción de carga (material) se obtiene acorde a la siguiente ecuación:

$$Q_h = \frac{c(A+a)}{dt} \quad [24]$$

Dónde:

Qh: Producción por hora

A: tonelaje anual de mineral a extraer = 15 000 tn

a: tonelaje anual del material estéril a extraer = 40 000 tn

d: número de días de trabajo por año = 300 días

t: número de horas efectivas de trabajo de izaje = 10 hrs.

c: coeficiente de irregularidad de la producción; 1,15 para extracción con carros mineros

Por lo tanto, reemplazando los datos en la ecuación para hallar la capacidad horaria de extracción:

$$Q_h = \frac{1,15(15\,000\,tn + 40\,000\,tn)}{300\,días \times 10\,horas} = 21,08\,tn/hrs$$

Tonelaje máximo por turno

Para este caso la tarea a ejecutar será de dos guardias a un tiempo de 10 h de cada uno, y el ritmo de extracción de izaje será de 6 hrs. por guardia:

$$\text{Max} \frac{tn}{turno} = 21,08 \text{ tn}/\text{hrs} \times 6 \text{ hrs}/\text{turno} = 126,48 \text{ tn}/\text{turno}$$

Número de horas por turno en izaje

La extracción de mineral y desmonte se realiza en dos turnos, cada uno de ellos con una duración de 10 horas, pero con tiempo de izaje efectivo de 6 horas.

4.1.9.5 Viaje por hora en el nivel superior y velocidad del cable.

Para mineral:

$$N^{\circ} \text{máx. de viajes por hr} = \frac{21,08 \text{ tn}}{\text{hrs}} \times \frac{1 \text{ viaje}}{2 \text{ c.m}} \times \frac{2 \text{ c.m}}{3,52 \text{ tn}} = 5,98 = 6 \frac{\text{viajes}}{\text{hrs}}$$

Por lo tanto, se demorará por viaje 10 minutos

Para desmonte:

$$N^{\circ} \text{Máx de viajes por hr} = \frac{21,08 \text{ tn}}{\text{hrs}} \times \frac{1 \text{ viaje}}{2 \text{ c.m}} \times \frac{1 \text{ c.m}}{1,37 \text{ tn}} = 7,69 = 8 \frac{\text{viajes}}{\text{hrs}}$$

Por lo tanto, se demorará por viaje 7,5 minutos

De tal forma, que optaremos en laborar por la posición más crítica, la cual nos indica será la extracción del desmonte. Para poder calcular la velocidad de cuerda, esto resulta en (7) min., seguidamente se procede a restar el tiempo de manipuleo de los carros U35, por lo que estimamos serías de (45) segundos en el

nivel 516 y 45 segundos en el nivel 466, sumado ambos tiempos dará un tiempo total de (1) min. (30) segundos (1,5).

Siendo así: $7,5' - 1,50' = 6$ minutos

Por cada ciclo se demora 6' cada carro minero en recorrer el pique inclinado ida y vuelta. Entonces la distancia total L es 260 m. Ahora calculamos la velocidad de cuerda Velocidad cuerda: = $L/\text{tiempo total empleado por viaje} = 260 \text{ m}/6 \text{ min} = 44 \text{ m/min}$.

$$\text{Velocidad cuerda:} = 44 \text{ m/min} * 1 \text{ ft}/0.3048 * 1 \text{ min}/60 \text{ seg} = 2,41 \frac{\text{ft}}{\text{seg}} 0,73 \frac{\text{m}}{\text{seg}}$$

4.1.9.6 Características de diseño del tambor del winche.

Dimensiones del tambor

Utilizaremos un winche de tambor cilíndrico, lo que nos indica que el siguiente modelo de tambor es lo que se asemeja más para sistema de izaje de un solo nivel.

Basándonos en el art.300 del capítulo VII (transporte, carga, acarreo y descarga) del RSSOM, DS 024-2016 y su modificatoria 023-2017; cuando el winche es usado en profundización de piques 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. para el presente

estudio trabajaremos con un cable de 18 mm, procedemos a calcular en la siguiente ecuación:

$$\frac{\text{Diámetro cable}}{\text{diámetro tambor}} = \frac{1}{48} = \frac{18 \text{ mm}}{864 \text{ mm}}$$

Siendo así, utilizaremos un diámetro de tambor que nos resulta como mínimo de 0,864 m.

4.1.9.7 Capacidad del motor del winche eléctrico.

Para diseñar el diagrama de izaje se usará winches de tambor cilíndrico, para lo cual se muestran las potencias que se utilizarán poder que funcione el izaje de manera eficiente en el ciclo el izaje. lo cual está comprendido por cuatro tiempos de trabajo.

Primero: tiempo de aceleración (t_a)

Segundo: tiempo de velocidad máxima (t_s)

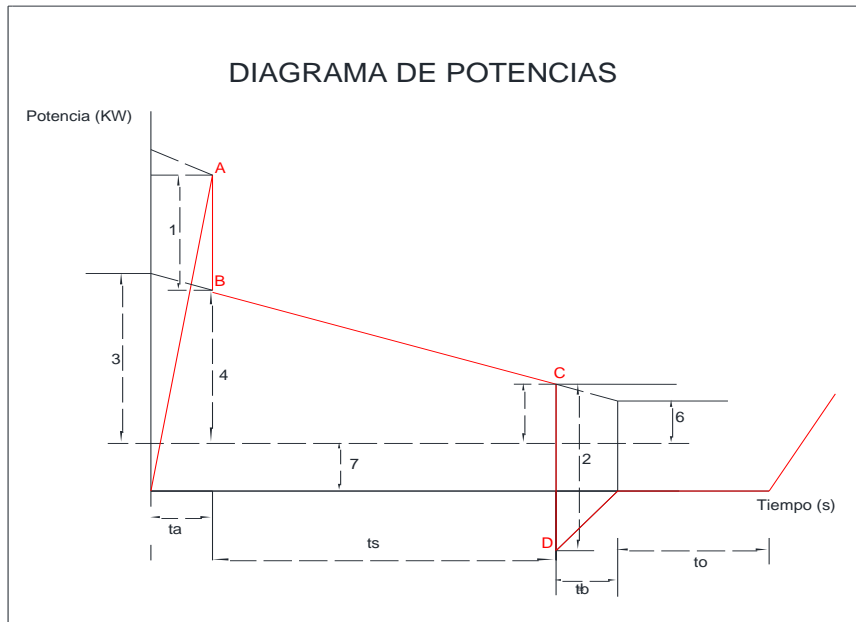
Tercero: tiempo de desaceleración (t_b)

Cuarto: tiempo de descanso (t_0)

De esta forma existen cuatro puntos principales en el diagrama de la figura N°12, a lo que denominaremos puntos A, B, C y D. para poder determinar estos puntos en primer lugar calcularemos las potencias en kilowatts (kW) para que el

winche adquiera la suficiente potencia funcional de trabajo, luego estos valores se relacionan mediante fórmulas.

Figura 11
Diagrama de potencia



Fuente: (Transporte y extracción en minas a cielo abierto, Novitzky, 1965)

Para motores de winches que trabajan por con corriente alterna, se utiliza la siguiente ecuación:

$$RSM(kW) = \frac{A^2 x t_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} x t_s + D^2 x t_b}{\frac{t_a}{2} + t_s + \frac{t_b}{2} + \frac{t_o}{4}} \quad [25]$$

Donde:

- A : Pico de potencia durante la aceleración
- B : Potencia a plena velocidad al final del periodo de aceleración.
- C : Potencia en el inicio del frenado
- D : Potencia para la desaceleración o para el frenado

- t_b : Tiempo de desaceleración
 t_a : Tiempo de aceleración
 t_s : Tiempo a plena velocidad
 t_0 : Tiempo de parada

Donde: A, B, C Y D son puntos principales que representan los valores resultantes de las potencias requeridas por el izaje de acuerdo a los tiempos de trabajo

Reemplazando los valores de A, B, C y D obtenidos, obtenemos este resultado:

$$RSM(kW) = \frac{34,33kW^2 \times 7seg + \frac{34,01kW^2 + 33,07kW^2 + (34,01kW \times 33,07kW)}{3} \times 111seg + 32,75kW^2 \times 7seg}{\frac{7seg}{2} + 111seg + \frac{7seg}{2} + \frac{45seg}{4}}$$

$$RSM(kW) = 33 kW$$

Teniendo que el RMS de un periodo de tarea junto con las demandas de sobrepeso manda la exigencia del motor, lo que no se puede resolver es este sobrepeso de una forma exacta, debido a que la inercia no está identificada, de tal forma que nos vemos en la necesidad de evaluar la inercia después de resolver la ecuación del RMS, por consiguiente, del registro de actividad por el RMS hallado por la ecuación sin tomar en cuenta el resultado de la armadura; por lo tanto, este último se tomará en consideración para el presente estudio, por lo que multiplicaremos el RMS por un número porcentual para poder incorporar el valor de la inercia y así que nos resulte el producto final.

De tal manera que, la máxima potencia requerida para que nosotros podamos acelerar en un (1) segundo, podemos calcular a continuación.

Tomando en cuenta que para motores que requieran corriente alterna, deberán ser multiplicados el RMS por un 125 %.

$$\text{Potencia máxima} = 125 \% \times 33 \text{ Kw} = 42 \text{ kW} / 45 \text{ kW}$$

Se redondeará a 30 kW, debido a que encontraremos en los catálogos y estos datos comerciales en todo el rubro de winches de izaje.

Entonces podemos afirmar que nuestro winche eléctrico que tendrá las siguientes especificaciones como se muestran en la tabla 29.

Tabla 29

Características técnicas del winche eléctrico para el sistema de izaje

Peso total a izar	4,92 tn
Capacidad de enrollamiento (velocidad de la cuerda)	44 m/min (0,73 m/seg)
Potencia requerida	45 kW (60 hp)
Diámetro mínimo de tambor	86,4 cm
Sistema del motor	Trifásico

Fuente: Elaboración propia

Tabla 30

Optimización de producción del pique vertical y el pique inclinado

Descripción	Pique vertical 8700	Pique inclinado 8606
Producción por hora	7,81	21,08
Producción por guardia	62,48	126,48
Producción por día	122,19	252,96
Producción por mes	3 054,08	6 324

Producción anual	36 657,6	75 888
------------------	----------	--------

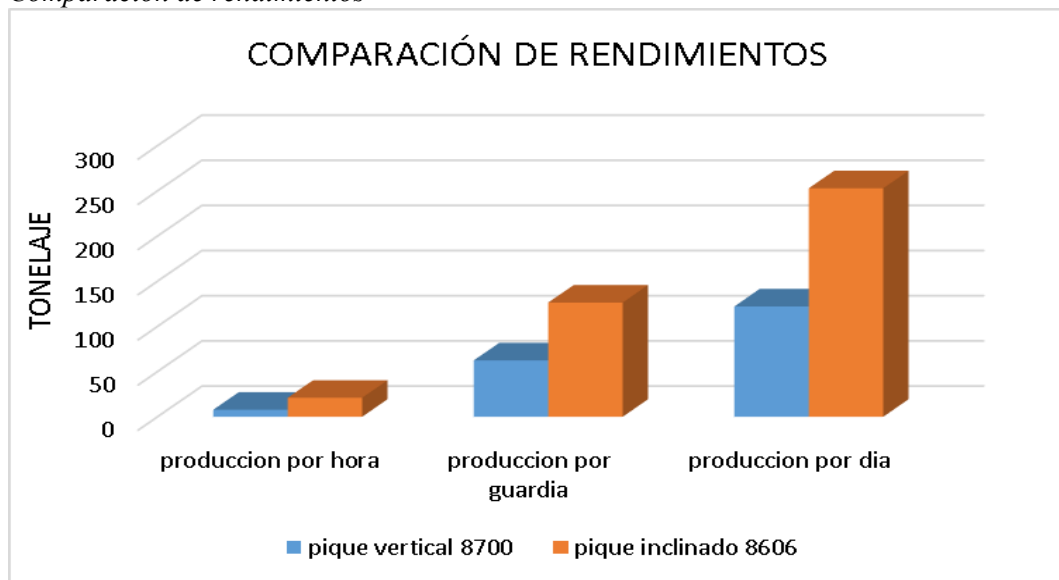
Fuente: Elaboración propia

Tabla 31
Optimización en avances del pique vertical y el pique inclinado

	Pique vertical 8700	Pique inclinado	
Frente de avances	2,3	7,17	Cantidad
Capacidad metros avances	3,45	10,76	m/guardia
Capacidad extracción mineral	20	25	tn/guardia
Producción	122,19	252,96	tn/día

Fuente: Elaboración propia

Figura 12
Comparación de rendimientos



Fuente. Elaboración propia

4.2 Análisis de resultados económicos

4.2.1 Monto de inversión en la infraestructura

Para tener el presupuesto total del proyecto pique inclinado, se trabajará en los siguientes ítems:

- Costo de construcción del inclinado
- Costo de instalación de rieles
- Costo de construcción de chimeneas
- Costo de construcción de estación de izaje

4.2.1.1 Costo de construcción del inclinado.

Se detalla los costos para la construcción del inclinado a 30°, e izaje con Winche 60 HP, sección 2,4m x 2,4 m

Tabla 32
Parámetros operativos en la roca semidura.

Tipo de roca	Semiduro
Nro Taladros	34
Longitud de barreno (ft)	4
Eficiencia de perforación (%)	94,00
Eficiencia de voladura (%)	92,00
Avance por disparo (m)	1,10

Fuente: Elaboración Propia

A. Mano de Obra

Tabla 33
Costo de mano de obra del inclinado

Obreros	Cant.	P.U. (\$/día)	Total (\$/día)	Incid. (%)	Total (x tarea)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Perforista piquero	1	20,00	20,00	100,00	20,00	20,00	
Ayudante perforista	1	18,57	18,57	100,00	18,57	18,57	
Lampero	2	18,57	37,14	100,00	37,14	37,14	
Maestro Winchero	1	20,00	20,00	100,00	20,00	20,00	
Ayudante winchero	1	18,57	18,57	100,00	18,57	18,57	
Supervisor	1	23,71	23,71	0,15	3,56	0,53	
Topógrafo	1	28,57	28,57	0,20	5,71	1,14	
Ayudante topógrafo	1	18,57	18,57	0,20	3,71	0,74	
Jefe de guardia	1	42,86	42,86	0,13	5,36	0,67	
Sub-total	10					117,37	
Leyes sociales	101,81 %					119,50	
Total US \$						236,87	215,34

Fuente: Elaboración propia.

B. Materiales de perforación

Tabla 34

Costo de materiales de perforación en el inclinado

Barrenos	Cant.	V. útil (ft)	P.U. (US \$)	Pies perf.	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Barra Cónica de 2"	1	1200	67,77	88,00	4,13	
Barra Cónica de 4"	1	1200	79,34	88,00	5,82	
Barra Cónica de 6"	1	1200	87,91	14,00	1,03	
Barra Cónica de 8"	1	1200	96,49	14,00	1,26	
Broca de 41mm	1	400	24,81	88,00	5,45	
Broca de 38mm	2	400	23,64	88,00	5,20	
Broca de 38mm	1	400	23,64	14,00	0,83	
Broca de 36mm	1	400	22,47	14,00	0,79	
Total costo US \$					24,51	22,28

Mangueras y accesorios:	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Manguera de 1/2"	Metro	30	1,28	110,00	0,35	
Manguera de 1"	Metro	30	2,51	90,00	0,84	
Aceite de perforación	Galón	0,24	11,63	1,00	2,79	
Total mangueras y accesorios					3,98	3,61

Fuente: Elaboración propia

C. Implementos de seguridad

Tabla 35
Costo de implementos de seguridad en el inclinado.

Descripción	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Protector (casco minero)	Pza.	10	8,57	320,00	0,27	
Guantes de Cuero	Par	10	2,83	20,00	1,41	
Guantes de jebe neoprene 14"	Par	4	6,22	25,00	1,00	
Guantes de jebe neoprene 18"	Par	4	10,86	25,00	1,74	
Correas portalámparas	Pza.	10	2,29	350,00	0,07	
Lentes de seguridad de malla	Pza.	10	4,43	90,00	0,49	
Botas de jebe	Par	10	18,86	120,00	1,57	
Mameluco camisa pantalón	Pza.	10	17,74	120,00	1,43	
Respiradores 3M (7502)	Pza.	10	21,26	120,00	1,77	
Filtro de respirador 3M	Par	10	7,37	20,00	3,69	
Tapón de oídos	Par	10	1,92	115,00	0,17	
Pantalón de jebe	Pza.	4	21,43	85,00	1,01	
Saco de jebe	Pza.	4	20,00	85,00	0,94	
Sujetador de casco/carrilera	Pza.	10	1,03	90,00	0,11	
Tafílete de protector	Pza.	10	2,94	120,00	0,24	
Lámpara de baterías KLM + Cargador	Pza.	10	100,00	500,00	2,00	
Arnés tipo paracaídas	Pza.	2	30,00	180,00	0,33	
Línea de vida con amortiguador	Pza.	2	48,57	180,00	0,54	
Total US \$					18,78	17,07

Fuente: Elaboración propia.

D. Herramientas y otros materiales

Tabla 36
Costo de herramientas y materiales en el inclinado.

Materiales	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Lampas (tipo cuchara minera)	Pza.	4	7,29	35	0,21	
Picos	Pza.	2	8,58	70	0,12	
Llave stylison 24"	Pza.	1	10,03	150	0,07	
Llave francesa 12"	Pza.	1	12,29	150	0,08	
Saca barrenos	Pza.	1	28,57	150	0,19	
Alambre de amarre No 16	Kg.	0,25	0,93	1	0,93	
Barretillas de 4 pies	Juego	2	15,50	100	0,16	
Barretillas de 6 pies	Juego	2	17,60	100	0,18	
Barretillas de 8 pies	Juego	2	21,50	100	0,22	
Barretillas de 10 pies	Juego	2	26,00	100	0,26	
Cucharilla	Pza.	1	3,19	180	0,02	
Punzón de cobre	Pza.	1	2,96	180	0,02	
Soplete para barrido de taladros	Pza.	1	14,86	180	0,08	
Guiadores para perforación	Pza.	4	0,94	45	0,02	
Atacador de madera	Pza.	1	2,31	45	0,05	
Flexómetro 5mt	Pza.	2	2,49	45	0,06	
Cachimba (hechizo) de 10 a 6	Pza.	1	9,31	180	0,05	
Pata de cabra(hechizo)	Pza.	1	13,09	300	0,04	
Adaptador (split set completo)	Pza.	1	108,60	150	0,72	
Adaptador (perno helicoidal)	Pza.	1	100,00	150	0,67	
Santiago para rieles	Pza.	1	378,29	1800	0,21	
Gamarrilla de agua	Pza.	1	34,29	180	0,19	
Arco de sierra	Pza.	1	6,29	150	0,04	
Hoja de sierra	Pza.	1	1,43	12	0,12	
Pintura esmalte	Galón	5	9,52	1	9,52	
Total US \$					14,24	12,95

Fuente: Elaboración propia

E. Equipo de perforación

Tabla 37

Costo de equipo de perforación en el inclinado.

Descripción	P.U. (US \$)	Repuestos	V. útil (pies)	Costo (x pies perf.)	Pies perf.	Costo (x m.l.)
Máquina Perforadora	3 545,60	90 %	100 000	0,067 pie	139,49	9,35
Total costo por disparo US \$						9,35

Fuente: Elaboración propia

Tabla 38

Costo total para la construcción del inclinado.

sub total costos directos	280,63
Imprevistos	15 % 42,09
Costo por construcción de inclinado	322,72
Costo del inclinado 130 metros en 124 disparos	40 017,28

Fuente: Elaboración propia

4.2.1.2 Costo de instalación de rieles del inclinado.

Rendimiento por guardia 8,50 metros

1,5 colleras

A. Mano de obra

Tabla 39
Costo de mano de obra en instalación de rieles.

Obreros	P.U. (\$/día)	Cant.	Total (x día)	Incide (% / tar)	Total (x tarea)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Maestro carrilano	20,00	1	20,00	100,00	20,00	20,00	
Ayudante carrilano	17,14	1	17,14	100,00	17,14	17,14	
Peón	15,71	1	15,71	100,00	15,71	15,71	
Sub- total		3				52,857	
Leyes sociales	101,81 %					53,81	
Total costo US \$						106,67	12,55

Fuente: Elaboración propia

B. Implementos de seguridad

Tabla 40
Costo de implementos de seguridad en instalación de rieles

Descripción	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Protector	Pza.	3,00	8,57	320,00	0,08	
Guantes de Cuero	Par	3,00	2,83	20,00	0,42	
Correas portalámparas	Pza.	3,00	2,29	350,00	0,02	
Lentes de seguridad de malla	Pza.	3,00	4,43	90,00	0,15	
Botas de jebe	Par	3,00	18,86	120,00	0,47	
Mameluco camisa pantalón	Pza.	3,00	8,17	120,00	0,20	
Respiradores 3M	Pza.	3,00	21,26	120,00	0,53	
Filtro de respirador 3M	Par	3,00	2,71	20,00	0,41	
Tapón de oídos	Par	3,00	0,31	115,00	0,01	
Sujetador de casco/carrilera	Pza.	3,00	0,31	90,00	0,01	
Tafílete de protector	Pza.	3,00	4,71	120,00	0,12	
Lámpara de baterías KLM+ cargador	Pza.	3,00	29,06	500,00	0,17	
Arnés tipo paracaídas	Pza.	3,00	30,00	180,00	0,50	
Línea de vida	Pza.	3,00	48,57	180,00	0,81	

Total implementos de seguridad US \$.	3,91	0,46
---------------------------------------	------	------

Fuente: Elaboración propia

C. Herramientas y otros materiales

Tabla 41

Costo de herramientas y otros materiales en instalación de rieles.

Materiales	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x gdia)	Costo (x m.l.)
Lampas	Pza.	1,00	9,66	35	0,28	
Picos	Pza.	1,00	8,58	70	0,12	
Barretillas	Pza.	2,00	18,00	100	0,36	
Corvina de 36"	Pza.	1,00	81,51	150	0,54	
Azuela	Pza.	1,00	9,14	150	0,06	
Comba de 8 lbs.	Pza.	1,00	16,24	120	0,14	
Puntas (ahusadas)	Pza.	1,00	3,87	15	0,26	
Formón	Pza.	1,00	0,55	50	0,01	
Flexómetro 5mt	Pza.	1,00	2,49	45	0,06	
Cachimba (hechizo) de 10 a 6	Pza.	1,00	7,20	180	0,04	
Cachimba (hechizo) de 12 a 6	Pza.	1,00	9,31	180	0,05	
Pata de cabra (hechizo)	Pza.	1,00	13,09	300	0,04	
Santiago para rieles	Pza.	1,00	378,29	1 800	0,21	
Total, herramientas US \$					2,17	0,26

Fuente: Elaboración propia

D. Materiales para su instalación

Tabla 42

Costo de materiales en instalación de rieles.

Materiales	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x gdia.)	Costo (x pza.)
Rieles de 30 Lb/yd	Unidad	2,00	87,00	1	174,00	
Eclisas	Pza.	4,00	2,10	1	8,40	
Durmiente de 7"x5"x4'	Pza.	5,00	4,00	1	20,00	
Durmiente de 6"x6"x3m	Pza.	2,00	19,14	1	38,29	

Pernos y tuercas	Pza.	8.00	0,40	1	3,20
Clavos de riel de 30 Lb	kg.	3.00	2,04	1	6,12
Total costo US \$					250,01 29,41

Fuente: Elaboración propia

Tabla 43

Costo total para la instalación de rieles.

Sub total costos directos	42,68
Imprevistos	15 % 6,40
Costo por metro de instalación	49,08
Cantidad de colleras en metros a instalar	130,00
Costo total US \$	6 380,40

Fuente: Elaboración propia

4.2.1.3 Costos de construcción de chimeneas.

Incluye Puntal de Avance de Sección 5' x 5' (1,50 m x 1,50 m)

Tabla 44

Características de construcción de la roca para la chimenea.

Tipo de roca	Competente
Nro. Taladros	16,00
Longitud de barreno (ft)	4,00
Eficiencia de perforación (%)	94,00%
Eficiencia de voladura (%)	91,00%
Avance por disparo (m)	1,09

Fuente: Elaboración propia

A. Mano de obra

Tabla 45

Costo de mano de obra en construcción de chimeneas.

Obreros	Cant.	P.U. (\$/día)	Total (x día)	Incid. (% tar)	Total (x tarea)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Perforista	1	20,00	20,00	100,00	20,00	20,00	
Ayudante perforista	1	18,57	18,57	100,00	18,57	18,57	
Supervisor	1	23,71	23,71	0,15	3,56	0,53	
Topógrafo	1	28,57	28,57	0,20	5,71	1,14	
Ayudante topógrafo	1	18,57	18,57	0,20	3,71	0,74	
Jefe de guardia	1	42,86	42,86	0,13	5,36	0,67	
Sub-total	6					41,66	
Leyes sociales	101,81 %					42,41	
Total costo US \$						84,07	77,13

Fuente: Elaboración propia

B. Materiales y accesorios de perforación

Tabla 46

Costo de materiales de perforación en construcción de chimeneas

BARRENOS						
Descripción	Cant.	V. útil (pies)	P.U. (US \$)	Pies perf.	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Barra Cónica de 2'	1	1200	56,34	38,00	1,91	
Barra Cónica de 3'	1	1200	67,77	19,00	1,07	
Barra Cónica de 4'	1	1200	79,34	19,00	1,26	
Broca de 41mm	1	400	24,81	38,00	2,35	
Broca de 38mm	2	400	23,64	19,00	1,12	
Broca de 36mm	1	400	22,47	19,00	1,07	
Total costo US \$					8,78	8,06
Mangueras y accesorios						
Descripción	Unidad	Cant.	P.U.	V. útil	Costo	Costo

			(US \$)	(días)	(x disp.)	(x m.l.)
Manguera de 1/2"	metros	30	1,28	110,00	0,35	
Manguera de 1"	metros	30	2,51	90,00	0,84	
Aceite de perforación	galones	0,24	11,63	1,00	2,79	
Total mangueras y accesorios US \$					3,95	3,65

Fuente: Elaboración propia

C. Implementos de seguridad

Tabla 47

Costo de implementos de seguridad en construcción de chimeneas.

Descripción	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Protector	Pza.	6	8,57	320,00	0,16	
Guantes de cuero	Par	6	2,83	20,00	0,85	
Guantes de jebe neopreno	Par	2	6,22	25,00	0,50	
Correas portalámparas	Pza.	6	2,29	350,00	0,04	
Lentes de seguridad de malla	Pza.	6	4,43	90,00	0,30	
Botas de jebe	Par	6	18,86	120,00	0,94	
Mameluco camisa pantalón	Pza.	6	17,14	120,00	0,86	
Respiradores 3M	Pza.	6	21,26	120,00	1,06	
Filtro de respirador 3M	Par	6	7,37	20,00	2,21	
Tapón de oídos	Par	6	1,94	115,00	0,10	
Pantalón de jebe	Pza.	2	21,43	85,00	0,50	
Saco de jebe	Pza.	2	20,00	85,00	0,47	
Sujetador de casco/carrilera	Pza.	6	1,03	90,00	0,07	
Tafilete de protector	Pza.	6	2,94	120,00	0,15	
Lámpara de baterías KLM						
+cargador	Pza.	6	100,00	500,00	1,20	
Arnés tipo paracaídas	Pza.	2	30,00	180,00	0,33	
Línea de vida	Pza.	2	48,57	180,00	0,54	
Total implementos de seguridad US \$					10,28	9,43

Fuente: Elaboración propia

D. Herramientas y otros materiales

Tabla 48

Costo de herramientas y materiales en construcción de chimeneas.

Materiales	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x disp..)	Cost. (x m.l.)
Lampas	Pza.	1,00	7,29	35	0,21	
Picos	Pza.	1,00	8,58	70	0,12	
Llave stylison 24"	Pza.	1,00	10,03	150	0,07	
Llave francesa 16"	Pza.	1,00	12,29	150	0,08	
Sacabroca	Pza.	1,00	28,57	150	0,19	
Alambre de amarre No 16	Kg.	0,25	0,93	1	0,93	
Barretilla 4'	Pza.	2,00	15,50	100	0,16	
Barretilla 5'	Pza.	2,00	17,60	100	0,18	
Cucharilla	Pza.	1,00	3,19	180	0,02	
Punzón de cobre	Pza.	1,00	2,96	180	0,02	
Guiadores para perforación	Pza.	4,00	0,94	450	0,02	
Atacador de madera	Pza.	1,00	2,31	45	0,05	
Corvina de 36"	Pza.	1,00	81,51	150	0,54	
Azuela	Pza.	1,00	9,14	150	0,06	
Comba de 8 lbs.	Pza.	1,00	16,24	120	0,14	
Puntas (ahusadas)	Pza.	1,00	3,87	15	0,26	
Flexómetro 5mt	Pza.	2,00	2,49	45	0,06	
Gamarrilla de agua	Pza.	1,00	34,29	180	0,19	
Arco de sierra	Pza.	1,00	6,29	150	0,04	
Hoja de sierra	Pza.	1,00	1,43	12	0,12	
Alicate	Pza.	1,00	4,19	150	0,03	
Pintura 400 ml	Unid	1,00	2,00	1	2,00	
Total, herramientas US \$					5,47	5,02

Fuente: Elaboración propia

E. Equipo de perforación

Tabla 49

Costo de equipos de perforación en construcción de chimeneas.

Costo máquina						
Descripción	P.U. (US \$)	Repuestos	V. útil (pies)	Costo (x pie perf.)	Pies perf.	Costo (x m.l.)
Perforadora	3 545,60	90 %	100 000	0,067	60,32	
Total costo US \$						4,06
Depreciación máquina						
Descripción	P.U. US \$	Valor rescate	/ año	Depreciación x TM.	/ TM	x m
Pala neumática	30 000,00	30 %	5 años	4 200	0,42	4,98
Total costo US \$						4,98

Fuente: Elaboración propia

Tabla 50

Costo total para la construcción de chimeneas.

Sub total costos directos	112,33
Imprevistos	15% 16,85
Costo por metro lineal	129,18
Costo total de 2 chimeneas de 15 metros en 29 disparos US \$	3 746,22

Fuente: Elaboración propia

4.2.1.4 Costo de construcción de estación de izaje.

Tabla 51
Características de construcción estación de izaje

Tipo de roca	Competente
Nro. Taladros	37
Longitud de barreno (ft)	6
Eficiencia de perforación (%)	94,00
Eficiencia de voladura (%)	91,00
Avance por disparo (m)	1,64

Fuente: Elaboración propia

A. Mano de obra

Tabla 52
Costo de mano de obra construcción de estación de izaje.

Obreros	Cant.	P.U. (\$/día)	Total (x día)	Incid. (% tar.)	Total (x tar.)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Maestro perf. Palero	1	20,00	20,00	100,00	20,00	20,00	
Ayudante perforista	1	18,57	18,57	100,00	18,57	18,57	
Peón	1	17,14	17,14	100,00	17,14	17,14	
Supervisor	1	23,71	23,71	0,15	3,56	0,53	
Jefe de guardia	1	42,86	42,86	0,13	5,36	0,67	
Sub-total	5					56,92	
Leyes Sociales	101,81 %					57,95	
Total costo US \$						114,87	70,04

Fuente: Elaboración propia

B. Materiales perforación

Tabla 53

Costo de materiales de perforación en estación de izaje.

Barrenos	Cant.	V. útil (pies)	P.U. (US \$)	Pies perf.	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Barra cónica de 4'	1	1200	79,34	148,00	9,79	
Barra cónica de 6'	1	1200	87,91	74,00	5,42	
Broca de 38 mm	1	400	23,64	148,00	8,75	
Broca de 36 mm	1	400	22,47	74,00	4,16	
Total costo US \$					28,12	17,15

Mangueras y accesorios:	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Manguera de 1/2"	Metros	30	1,28	110,00	0,35	
Manguera de 1"	Metros	30	2,51	90,00	0,84	
Aceite de perforación	Galones	0,30	11,63	1,00	3,49	
Total mangueras y accesorios US \$					4,67	2,85

Fuente: Elaboración propia

C. Implementos de seguridad

Tabla 54

Costo de implementos de seguridad en estación de izaje

Descripción	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Protector	Pza.	5,00	8,57	320,00	0,13	
Guantes de cuero	Par	5,00	2,83	20,00	0,71	
Guantes de jebe neoprene 14"	Par	2,00	6,22	25,00	0,50	
Correas portalámparas	Pza.	5,00	2,29	350,00	0,03	

Lentes de seguridad de malla	Pza.	5,00	4,43	90,00	0,25
Botas de jebe	Par	5,00	18,86	120,00	0,79
Mameluco camisa pantalón	Pza.	5,00	17,14	120,00	0,71
Respiradores 3M	Pza.	5,00	21,26	120,00	0,89
Filtro de respirador 3M	Par	5,00	7,37	20,00	1,84
Tapón de oídos	Par	5,00	1,94	115,00	0,08
Pantalón de jebe	Pza.	2,00	21,43	85,00	0,50
Saco de jebe	Pza.	2,00	20,00	85,00	0,47
Sujetador de casco/carrilera	Pza.	5,00	1,03	90,00	0,06
Tafílete de protector	Pza.	5,00	2,94	120,00	0,12
Lámpara de baterías KLM + cargador	Pza.	5,00	100,00	500,00	1,00
Total implementos de seguridad US \$					8,09 4,93

Fuente: Elaboración propia

D. Herramientas y otros materiales

Tabla 55
Costo de herramientas y otros equipos en estación de izaje

Materiales	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V.útil (días)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Lampas	Pza.	2,00	7,29	35	0,42	
Picos	Pza.	2,00	8,58	70	0,25	
Llave styilson 24"	Pza.	1,00	10,03	150	0,07	
Llave francesa 16"	Pza.	1,00	12,29	150	0,08	
Saca broca	Pza.	1,00	28,57	150	0,19	
Alambre de amarre No 16	Kg.	0,25	0,93	1	0,23	
Barretilla 6'	Pza.	2,00	17,60	100	0,35	
Barretilla 8'	Pza.	2,00	21,50	100	0,43	
Barretilla 10'	Pza.	2,00	26,00	100	0,52	
Barretilla 12'	Pza.	2,00	26,88	100	0,54	
Cucharilla	Pza.	1,00	3,19	180	0,02	
Punzón de cobre	Pza.	1,00	2,96	180	0,02	

Soplete para barrido de taladros	Pza.	1,00	52,00	180	0,29
Guiadores para perforación	Pza.	4,00	14,86	45	1,32
Atacador de madera	Pza.	1,00	0,94	45	0,02
Flexómetro 5mt	Pza.	1,00	2,31	45	0,05
Cachimba (hechizo) de 10 a 6	Pza.	1,00	2,49	180	0,01
Cachimba (hechizo) de 12 a 6	Pza.	1,00	9,31	180	0,05
Pata de cabra (hechizo)	Pza.	1,00	13,09	300	0,04
Adaptador (split set completo)	Pza.	1,00	108,60	150	0,72
Adaptador (perno helicoidal)	Pza.	1,00	100,00	150	0,67
Santiago para rieles	Pza.	1,00	378,29	1800	0,21
Gamarrilla de agua	Pza.	1,00	34,29	180	0,29
Arco de sierra	Pza.	1,00	6,29	150	0,04
Hoja de sierra	Pza.	1,00	1,42	12	0,12
Alicate	Pza.	1,00	4,19	150	0,03
Pintura	Pza.	1,00	9,52	1	9,52
Total herramientas US \$				16,11	9,82

Fuente: Elaboración propia

E. Equipo de perforación:

Tabla 56
Costo de equipos de construcción de estación de izaje

Descripción	P.U. (US \$)	Repues tos	V. útil (pies)	Costo (x pie perf.)	Pies perf.	Costo (x m.l.)
Máquina perforadora	3 545,60	90 %	100 000	0,067	208,68	13,98
Total máquinas US \$						13,98

Descripción	P.U. (US \$)	Valor rescate	Depreciación			
			(x año)	(x tm.)	(x tm)	(x m)
Pala neumática eimco 12-B	30 000,00	30 %	5 años	4 200	0,42	13,19

Total máquina US \$	13,19
---------------------	-------

Fuente: Elaboración propia

Tabla 57

Costo total en construcción de estación de izaje

SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS US \$	131,96
Imprevistos	15% 19,79
COSTO POR DISPARO US \$	151,75
COSTO POR ESTACION DE IZAJE EN 7 DISPAROS US \$	1 062,28

Fuente: Elaboración propia

4.2.1.5 Costo de construcción de refugios.

Tabla 58

Características para la construcción de los refugios

Tipo de roca	Competente
Número de taladros	16,00
Longitud de barreno (ft)	6,00
Eficiencia de perforación (%)	94,00
Eficiencia de voladura (%)	91,00
Avance por disparo (m)	1,64

Fuente: Elaboración propia

A. Mano de obra

Tabla 59

Costo de mano de obra construcción de los refugios

	Cant.	P.U. (\$/día)	Total (\$/día)	Incid. (% tar.)	Total (x tar.)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Obreros							
Perforista perforista	1	20,00	20,00	100,00	20,00	20,00	
Ayudante perforista	2	18,57	37,14	100,00	37,14	37,14	
Maestro winchero	1	20,00	20,00	100,00	20,00	20,00	

Ayudante winchero	1	18,57	18,57	100,00	18,57	18,57	
Supervisor	1	23,71	23,71	0,15	3,56	0,53	
Jefe de guardia	1	42,86	42,86	0,13	5,36	0,67	
Sub-total	7					96,92	
Leyes sociales	101,81 %					98,67	
Total costo US \$						195,59	119,26

Fuente: Elaboración propia

B. Costo de materiales de perforación

Tabla 60

Costo de materiales de perforación para los refugios

Barrenos	Cant.	V. útil (pies)	P.U. (US \$)	Pies perf.	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Barra cónica de 4'	1	1200	79,34	76,00	5,02	
Barra cónica de 6'	1	1200	87,91	38,00	2,78	
Broca de 38 mm	1	400	23,64	76,00	4,49	
Broca de 36 mm	1	400	22,47	38,00	2,13	
Total costo US \$					14,42	8,79

Mangueras y accesorios:	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Manguera de 1/2"	Metros	30	1,28	110,00	0,35	
Manguera de 1"	Metros	30	2,51	90,00	0,84	
Aceite de perforación	Galones	0,15	11,63	1,00	1,74	

Total mangueras y accesorios US \$	2,93	1,79
------------------------------------	------	------

Fuente: Elaboración propia

C. Implementos de seguridad

Tabla 61
Costo de implementos de seguridad (refugios)

Descripción	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x disp.)	Costo (x m.l.)
Protector	Pza.	7	8,57	320,00	0,19	
Guantes de cuero	Par	7	2,83	20,00	0,99	
Guantes de jebe neopreno 14"	Par	2	6,22	25,00	0,50	
Guantes de jebe neopreno 18"	Par	2	10,86	25,00	0,87	
Correas portalámparas	Pza.	7	2,29	350,00	0,05	
Lentes de seguridad de malla	Pza.	7	4,43	90,00	0,34	
Botas de jebe	Par	7	18,86	120,00	1,10	
Mameluco camisa pantalón	Pza.	7	17,14	120,00	1,00	
Respiradores 3M	Pza.	7	21,26	120,00	1,24	
Filtro de respirador 3M	Par	7	7,37	20,00	2,58	
Tapón de oídos	Par	7	1,94	115,00	0,12	
Pantalón de jebe	Pza.	2	21,43	85,00	0,50	
Saco de jebe	Pza.	2	20,00	85,00	0,47	
Sujetador de casco/carrilera	Pza.	7	1,03	90,00	0,08	
Tafílete de protector	Pza.	7	2,94	120,00	0,17	
Lampara de baterías KLM						
+cargador	Pza.	7	100,00	500,00	1,40	
Arnés tipo paracaídas	Pza.	1	30,00	180,00	0,17	
Línea de vida	Pza.	1	48,57	180,00	0,27	
Total implementos de seguridad US \$					12,04	7,34

Fuente: Elaboración propia

D. Herramientas y otros materiales

Tabla 62

Costo de herramientas y materiales para la construcción de refugios

Materiales	Ud. med.	Cant.	P.U. (US \$)	V. útil (días)	Costo (x disp..)	Costo (x m.l.)
Lampas	Pza.	2,00	7,29	35	0,21	
Picos	Pza.	1,00	8,58	70	0,12	
Llave stylson 24"	Pza.	1,00	10,03	150	0,07	
Llave francesa 12"	Pza.	1,00	12,29	150	0,08	
Saca broca	Pza.	1,00	28,57	150	0,19	
Alambre de amarre No 16	Kg.	0,25	0,93	1	0,93	
Barretilla 4'	Pza.	2,00	15,50	100	0,16	
Barretilla 6'	Pza.	2,00	17,60	100	0,18	
Cucharilla	Pza.	1,00	3,19	180	0,02	
Punzón de cobre	Pza.	1,00	2,96	180	0,02	
Soplete para barrido de taladro	Pza.	1,00	14,86	180	0,08	
Guiadores para perforación	Pza.	4,00	0,94	450	0,02	
Atacador de madera	Pza.	1,00	2,31	45	0,05	
Adaptador (split set)	Pza.	1,00	108,60	150	0,72	
Adaptador (perno helicoidal)	Pza.	1,00	100,00	150	0,67	
Flexómetro 5mt	Pza.	2,00	2,49	45	0,06	
Gamarrilla de agua	Pza.	1,00	34,29	180	0,19	
Arco de sierra	Pza.	1,00	6,29	150	0,04	
Hoja de sierra	Pza.	1,00	1,43	12	0,12	
Alicate	Pza.	1,00	4,19	150	0,03	
Pintura esmalte	Galón	1,00	9,52	1	9,52	
Total herramientas US \$					13,46	8,21

Fuente: Elaboration propia

E. Costo de equipo de perforación en la construcción de los refugios

Tabla 63

Costo de equipo de construcción para los refugios

Descripción	P.U. (US \$)	Repuestos	V. útil (pies)	Costo (x pie perf.)	Pies perf.	Costo (x m.l.)
Máquina perforadora	3 545,60	90%	100 000	0,067	67,68	
Total máquina US \$						4,53

Fuente: Elaboración propia

Costo total para construcción de refugios.

Tabla 64

Costo total para la construcción de los refugios.

Sub total costos directos US \$	149,92
Imprevistos	15% 22,49
Costo por disparo	172,41
Costo total para refugios en 12 disparos US \$	2 068,92

Fuente: Elaboración propia

Entonces, calculamos el costo total para la realización tanto del inclinado, instalación de rieles, chimeneas, cámara de izaje y los refugios:

Tabla 65

Resumen de costos.

ITEMs	COSTO / m	LONGITUD (m)	TOTAL (US \$)
COSTO POR INCLINADO	319,18	130	40 017,28
COSTO INSTALACION RIEL	46,95	130	6 380,40

COSTO POR CHIMENEAS	135,81	30	3 746,22
COSTO DE CÁMARA IZAJE	156,38	10	1 062,28
COSTO DE REFUGIOS	179,55	18	2 068,92
COSTO TOTAL DEL INCLINADO US \$.			53 275,10

Fuente: Elaboración propia

Tabla 66
Costo de explosivos por labores

ITEMs	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	Costo (US \$)
Construcción inclinada	13 cajas	75 cajas	4 088,58
Construcción refugios	1 cajas	6 cajas	325,53
Construcción chimeneas	5 cajas	5 cajas	433,88
Cámara de izaje	1 cajas	5 cajas	277,78
Total costo US \$			5 125,77

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 67
Costo de equipamiento

Equipos	Cantidad	Costo (US \$)
Winche izaje 60 HP	1	25 000,00
Ventilador 14 500 CFM	1	10 000,00
Carros U35 (ft ³)	10	15 000,00
Electrobomba 15 HP	1	2 000,00
Locomotora 4 tn	1	30 000,00
Total costo US \$		82 000,00

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 68
Costo de materiales

Materiales	Ud. med.	Cant.	Costo (US \$)
Rieles de 30 Lb/yd	Ud.	50	4 350,00
Cabe de acero Flattened 18 mm	m	160	2 500,00
Manga ventilación 18" (457,2 mm)	Ud.	17	556,5
Split set 6' (1,829 m)	Ud.	372	1 411,8
Barra helicoidal 22 mm	Ud.	496	4 108,00
Tubería de agua 1"Ø (25,4 mm)	m	300	147,00
Tubería de aire 2" Ø (50,8 mm)	m	300	567,00
Tubería de bombeo 1" Ø (25,4 mm)	m	300	147,00
Total costo US \$			13 787,30

Fuente: *Elaboración propia*

4.2.2 Costo de operación

Como es de entender que los cuatro primeros meses se realizarán actividades netamente de profundización del pique inclinado.

A partir del quinto mes, se continua con las actividades de profundización y a la vez se empezará a explotar y generará reservas de mineral.

4.2.2.1 Costo de minado.

Tabla 69
Costo de minado

Descripción	\$ / TM
Total costo de explotación	39,05
Total costo de servicios auxiliares	1,51

Total costo de administración mina	9,46
Total costo de minado US \$	50,02
Fuente: Elaboración propia	

4.2.2.2 Costo planta y administración general.

Tabla 70
Costo planta y administración general

Descripción	\$ / TM
Total costo de beneficio	47,89
Costo de administración general (5%)	4,90
Fuente: Elaboración propia	
Total costo de minado US \$ / TM	54,92

Para producir una tonelada métrica de mineral nos costara US \$ 54,92.

4.2.3 Valoración de reservas

4.2.3.1 Reservas.

El tonelaje a extraer del nivel 466 de la veta San Juan considerada en profundización es de 16 200 TM, con un castigo de 15 % se tendrá 13 770 TM de mineral cubicado

El tiempo estimado para extraer todas estas reservas es de 11 meses, a un ritmo de 50 TMD o 1 250 TM/mes.

4.2.3.2 Ingresos por venta de mineral.

Luego de haber hallado los costos, a continuación, se procede a calcular el ingreso mensual por la venta de los concentrados, este se halla, tomando la ley promedio de oro, como podemos se puede observar en la siguiente tabla N°69, producto del balance metalúrgico del resultado hallado en las reservas para el presente proyecto inclinado.

Tabla 71
Ingresos por venta de mineral

	\$ / TM
VALOR BRUTO MINERAL x TM	673,37
VALOR NETO DE MINERAL x TM	538,69
Costo total	7 417 761,30

Fuente: Elaboración propia

4.2.4 Resultados económicos

4.2.4.1 Flujo de caja económico del proyecto de profundización.

Para el flujo de caja que he realizado, se ha tomado en cuenta la cotización del oro a la fecha de 22 de febrero del 2023, siendo su costo de US \$ 1 850,20 dólares la onza, siendo así los indicadores económicos, tales como el VAN, TIR y costo beneficio, para ello se deberá considerar el flujo de caja económico del proyecto como se aprecia en la tabla N°70.

Tasa de descuento anual al 10 %

Tabla 72
Flujo de caja del proyecto

Flujo de caja del proyecto de la labor inclinada 8706 en Minera OREX SAC															
ITEMs	Periodo (meses)														
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Ingresos (+)															
venta de concentrado de Au					647 570,00	647 570,00	647 570,00	647 570,00	647 570,00	647 570,00	647 570,00	647 570,00	647 570,00	647 570,00	647 570,00
Egresos															
Equipamiento	50 000,00	32 000,00	13 787,30												
Desarrollo y preparación	28 000,00	20 600,00	9 800,86	58 634,61	30 545,00	29 456,00	31 545,00	32 656,00	35 676,00	29 550,00	45 677,00	30 550,00	25 340,00		
Costo de operación					68 650,00	68 650,00	68 650,00	68 650,00	68 650,00	68 650,00	68 650,00	68 650,00	68 650,00	68 650,00	68 650,00
Total egresos (-)	8 000,00	52 600,00	23 588,16	58 634,61	99 195,00	106,00	195,00	306,00	326,00	200,00	327,00	200,00	990,00	68 650,00	68 650,00
flujo de caja	-78 000,00	-52 600,00	-23 588,16	-58 634,61	548 375,00	464,00	375,00	264,00	244,00	370,00	243,00	370,00	580,00	920,00	920,00

Fuente: Elaboración propia.

4.2.4.2 Resultados económicos (VAN, TIR, costo beneficio).

Para obtener los resultados económicos se está considerando el precio del oro a US \$ 1 850,20 dólares la onza, siendo así la evaluación económica a una tasa de descuento de 10 % da un resultado de valor actual neto (VAN) de US\$ 3 793 249,12. tasa interna de retorno TIR da 77 %, y su costo beneficio es 5,19; proyectando a un periodo de recuperación de capital de 15 meses, lo que demuestra que el presente proyecto de profundización es totalmente rentable; sin embargo, existe la mínima posibilidad que el precio del oro descienda a su precio anterior al periodo de COVID-2019 y la posterior crisis económica mundial, donde el precio del oro se mantenía entre US \$ 1300 dólares la onza. Puesto que a través de los años el precio del oro siempre a esta tendente a una mejor cotización de su precio.

4.3 Discusión de resultados

Según lo planteado en la presente y en la principal hipótesis; “La intención de diseñar e implementar el pique inclinado para optimizar la productividad y poder incrementar las reservas de mineral de la zona Esperanza en la unidad minera OREX S.A.C.”, estos hallazgos guardan relación con lo hallado por la tesis de HUARACA (2018) titulado “*Estudio técnico económico del minado de la veta Juanita en el nivel 06 mediante el pique inclinado 370, U.E.A. Londres – Cía. minera Casapalca S.A. 2017.*”, del mismo modo que la tesis de CONDORI, G.W. & VIVANCO H.D (2019) titulada “*Profundización de la mina San Juan, mediante el inclinado 8707, para incremento de reservas de la empresa minera Century Mining Peru Sac-2018*”, quienes señalan que mediante la profundización con un pique inclinado optimizarán su producción y aumentarán significativamente sus reservas. Esto es acorde con lo que en este estudio se halla.

Según lo que plantea HUARACA (2018) en su investigación titulada, “*Estudio técnico económico del minado de la veta Juanita en el nivel 06 mediante el pique inclinado 370, U.E.A. Londres – Cía. minera Casapalca S.A. 2017*”, quien describe; requerirá un winche con potencia de 261 Kw (350 HP) e izará 3 carros de 4,95 Tn, inclinado de 30°, longitud de 367 m a un velocidad de 5,4 m/s. así mismo con un tambor cilíndrico de diámetro de 0,96 m respecto al planeamiento de la ejecución de la infraestructura se estimó un tiempo de 225 días. se determinó que el monto de inversión total de la infraestructura asciende a US\$ 1 388 425,3 y una tasa interna

de retorno de 79,29 % para una tasa anual de descuento del 15 %. Y con respecto al presente estudio considerado en la primera hipótesis “Diseño adecuado de pique inclinado para implementar en la minera OREX SAC”, para el cual se está requiriendo un winche de potencia de 45 Kw (60 HP), por el cual se izará 2 carros mineros U35 de 4,92 Tn, en una inclinación de 30°, de 130 m de longitud, a una velocidad de 0,73 m/s, utilizando un tambor de 0,864 m. y con respecto al planeamiento de la ejecución de toda la infraestructura se estima un tiempo de 84,7 días. Calculando así el monto de inversión para dicho proyecto la suma de US\$ 154 188,17 y una tasa interna de retorno de 77 % para una tasa anual de descuento de 10 %.

Según la segunda hipótesis planteada “Se realizará un estudio del proceso operativo en la construcción y culminación del pique inclinado zona Esperanza”, dicho estudio que contempla tres etapas durante el proceso operativo el mismo que guarda relación al estudio del proceso operativo de la tesis planteado por HUARACA (2018) titulado “*Estudio técnico económico del minado de la veta Juanita en el nivel 06 mediante el pique inclinado 370, U.E.A. Londres – Cía. minera Casapalca S.A. 2017*”, del mismo modo que la tesis de CONDORI, G.W. & VIVANCO H.D (2019) titulada “*Profundización de la mina San Juan, mediante el inclinado 8707, para incremento de reservas de la empresa minera Century Mining Perú Sac- 2018*”.

En lo que corresponde a la última hipótesis planteada, “se optimizará la producción actual de los minerales mediante el estudio de tiempos y de recursos logísticos en el pique inclinado zona Esperanza”, estos resultados guardan relación con lo que sustenta, HUARACA (2018) en su tesis titulada, “*Estudio técnico económico del minado de la veta Juanita en el nivel 06 mediante el pique inclinado 370, U.E.A. Londres – Cía. minera Casapalca S.A. 2017*”, quien señala que optimizara su producción y aumentarán sus reservas, sin embargo, el costo de inversión que plantea es ocho veces más elevado en comparación al estudio económico que se refleja en la presente tesis.

Aplicando una comparación de optimización de producción entre el pique vertical tradicional y el pique inclinado en propuesta, se ha obtenido que el pique vertical tradicional 8700 consta en la actualidad en la unidad minera OREX S.A.C. zona Esperanza viene extrayendo 62 Tn de material y en mayor cantidad de ciclos y el pique inclinado en propuesta, extraerá 126 Tn de material en menor cantidad de ciclos; en este sentido al ejecutar el presente proyecto de pique inclinado se incrementará la producción de 40 Tn a 50 Tn de mineral diarios.

CONCLUSIONES

En la investigación realizada se ha considerado el diseño e implementación del pique inclinado descendente que tendrá una longitud de 130 metros a una sección de 2,40 m x 2,40 m con un ángulo de inclinación de 30°, el mismo que partirá desde el nivel 516 hacia el nivel 466, al mismo tiempo se construirá 02 chimeneas de 1,50 m x 1,50 m de sección, 06 refugios a un espaciado de 16 metros con secciones de 1,20 m x 1,80 m y una estación de izaje con sección de 3 m x 3 m que contará con una plataforma para el winche y su respectivo pozo a tierra de 1 m x 1 m y 3 m de profundidad.

Basándonos en el proceso operativo nos enfocamos en tres etapas; en la etapa de la perforación se realizarán 34 taladros cargados y 03 taladros de alivio con un tonelaje roto de 13,55 tn/disp., con un factor de carga de 3,27 kg/m³ y un factor de potencia de 1,31 kg/tn, con un avance de 1,10 m a un tiempo estimado de 85 días, que incluye todas sus labores. Para la etapa del carguío se realizará de forma manual debido a que es una labor inclinada, siendo el tiempo promedio para este proceso 02 horas 1/2, y para el proceso de acarreo contaremos con un sistema de izaje no balanceado, para lo cual requeriremos un winche con potencia de 60 HP, con un diámetro del tambor de 0,86 m y un cable de 18 mm a una velocidad de cuerda de 0,73 m/seg.

Mediante el análisis de tiempos y recursos que se puede apreciar en la tabla número 30, se ha logrado demostrar que la producción del pique inclinado se incrementará

en un 48,3 % en comparación al pique vertical tradicional. Determinando que el tonelaje de mineral cubicado a extraer del nivel 466 de la veta San Juan, será de 13 770 TM de mineral en un periodo de extracción de 15 meses, lo que nos generará una suma equivalente a US\$ 154 188,17, dando un valor actual neto (VAN) de US\$ 3 793 249,12, a una tasa anual de descuento del 10 %, tasa interna de retorno (TIR) de 77 % y a un costo de beneficio de 5,19 lo que manifiesta la alta rentabilidad del presente proyecto de profundización.

RECOMENDACIONES

Para la construcción del pique inclinado se recomienda realizar un buen estudio geomecánico y así evitar que haya derrumbamiento de macizo rocoso.

Para la construcción del pique inclinado se sugiere usar 34 taladros cargados y 4 taladros de alivio en la corona, con el fin de evitar sobre rotura, ganando una buena granulometría del material, ya que la limpieza se realizará a pulso.

Según la evaluación económica realizada para la construcción del pique inclinado, resulta factible construir otro inclinado para aumentar la producción de mineral.

Se sugiere contar con personal especializado para la construcción del pique y así evitar accidentes, lo que asegurará la continuidad sin interrupción de las actividades programadas.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Arias, L.D. (2013). *Planeamiento y Diseño del Sistema de Extracción del Proyecto de Profundización de la U.O San Braulio Uno (Tesis de Grado)*. Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima.
- Bernaola, A. & Castilla, J. & Herrera J. (2013). *Perforadura y voladura de rocas en minería*. Madrid.
- Carpio. D. (2016). *Construcción del pique 35 del nivel 7 al 12 Veta Tres Ranchos, Ecuador. Arequipa*.
- Condori, G.W. & Vivanco H.D. (2019). “*Profundización de la Mina San Juan, Mediante el Inclinado 8707, para Incremento de Reservas de la Empresa Minera Century Mining Peru SAC-2018*” (Tesis de grado). Universidad Nacional Micaela Bastidas. Apurímac.
- Del Pino, A. (1998). *Profundización del Pique 801 Mina Mercedes S. A. Puno*
- Huaraca. D. (2018). “*Estudio técnico económico del minado de la veta Juanita en el nivel 06 mediante el pique inclinado 370, U.E.A Londres - CIA Minera Casapalca S.A 2017.*”. Ayacucho.
- Lopez. M. (2017). *Manual de perforación, explosivos y voladuras. Minería y Obras Públicas*. Lima

LLontop, R.M (2016). “*AUTOMATIZACIÓN E IMPLEMENTACIÓN DE UN SISTEMA SCADA PARA MEJORAR EL DESEMPEÑO DEL SISTEMA DE IZAJE POR WINCHES EN MINERÍA SUBTERRÁNEA DE LA COMPAÑÍA MINERA CASAPALCA S.A.*” <http://repositorio.unprg.edu.pe/bitstream/handle/UNPRG/908/BC-TES-4228.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Loyola, G. (2013). “*CONSTRUCCIÓN DEL PIQUE 158E PARA LA OPTIMIZACIÓN DEL LABOREO MINERO EN LA UNIDAD DE PAULA – CEDIMIN S.A.C.*” (Tesis de grado). Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo.

Medina, A. (2014). “*Sistema de Extracción de Mineral del Pique 718 con Winche de Izaje e Incremento de Producción En La Mina Calpa - Arequipa*” (Tesis de grado). Universidad Nacional del Altiplano. Puno

Novitzky A. (1996). *Métodos de explotación subterránea y planificación de minas.* Buenos Aires.

Melgar, A. & Perez, (2010). “*PROYECTO: CONSTRUCCION DE PIQUE*” MINA TERESITA, CIA. MINAS RECUPERADA S.A. Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga. Ayacucho.

Salas, L. (2013). *Estudio de KPIs en los equipos de perforación, carguío y acarreo para el incremento de la producción de 3000 a 3600 tm/día en la mina pallancata - hochschild mining*. Arequipa.

Universidad Nacional de Ingeniería. (1992). *Metodología de Costos de Operación en Minería*. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, Perú.

Novitsky, A. (1965). “*Transporte y extracción en minas a cielo abierto*”. Cap. V. (pp. 127-135)

Herrmann, C. & Zappetin E. (2014). *Recursos Minerales, Minería y Medio Ambiente*. Recuperado de: <https://repositorio.segemar.gov.ar/bitstream/handle/308849217/2864/Libro%20recursos%20minerales%2C%20miner%C3%ADa%20y%20medio%20ambiente%202014.pdf?sequence=1&isAllowed=y>.

Vilca, O. (2016). *Optimización de voladura mediante la aplicación de detonadores no eléctricos y emulsión explosiva en mina San Juan de Chorunga (tesis de pregrado) Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann*. Recuperado de: <http://repositorio.unjbg.edu.pe/handle/UNJBG/2476>.

Díaz, R & Portal, W. (2018). *Diseño del sistema de extracción mediante un pique inclinado del Proyecto de profundización 073 en la unidad minera los pircos – Santa Cruz – Perú 2018* (tesis de pregrado). Recuperado de: <https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/14089/D%C3%ADa>

z%20Campos%20Rosa%20Jamaly%20-%20Portal%20Sandoval%20 Wil
fredo%20Guillermo.pdf?sequence=1&isAllowed=y

ANEXOS

Anexo 1: Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES	METODOLOGÍA, POBLACIÓN TÉCNICAS E INSTRUMENTOS
<p>PRINCIPAL: ¿Porque y para que se realiza el diseño e implementación del pique inclinado en la empresa MINERA OREX S.A.C.?</p> <p>SECUNDARIOS: - ¿Cómo se diseñará e implementará el pique inclinado en la empresa MINERA OREX S.A.C.? - ¿Cómo se logrará el estudio del proceso operativo en la construcción y culminación del pique inclinado Zona Esperanza, de la unidad MINERA OREX S.A.C.? - ¿El diseño e implementación del pique inclinado optimizará la producción actual en la empresa MINERA OREX S.A.C.?</p>	<p>GENERAL: Diseñar e implementar el pique inclinado para optimizar la productividad y poder incrementar las reservas de mineral en la zona Esperanza en la unidad MINERA OREX S.A.C.</p> <p>ESPECÍFICOS: - Diseñar e implementar el pique inclinado adecuado en la MINERA OREX S.A.C. - Analizar el proceso operativo en la construcción y culminación del pique inclinado Zona Esperanza, en la unidad MINERA OREX S.A.C. - Optimizar la producción actual de los minerales mediante un estudio de tiempos y de recursos logísticos en el pique inclinado zona Esperanza de la MINERA OREX S.A.C.</p>	<p>GENERAL: Con el diseño e implementación del pique inclinado se optimizará la producción y se podrá incrementar las reservas de mineral de Zona Esperanza en la unidad MINERA OREX S.A.C.</p> <p>ESPECÍFICOS: - Se investigará un diseño adecuado de pique inclinado para implementar en la unidad MINERA OREX S.A.C. - Se realizará un estudio del proceso operativo en la construcción y culminación del pique inclinado zona Esperanza de la unidad MINERA OREX S.A.C. - Se optimizará la producción actual de los minerales mediante el estudio de tiempos y de recursos logísticos en el pique inclinado zona Esperanza de la unidad MINERA OREX S.A.C.</p>	<p>INDEPENDIENTE: Profundización de la mina San Juan, mediante el pique inclinado.</p> <p>DEPENDIENTE: - Diseño adecuado de pique inclinado. - Estudio del proceso operativo. - Optimización del rendimiento productivo.</p>	<p>PARA LA VARIABLE INDEPENDIENTE: a) Voladura b) Limpieza c) Sostenimiento d) Rendimiento</p> <p>PARA LA VARIABLE DEPENDIENTE a) Mineral b) Desmonte c) Ley d) Reservas</p>	<p>TIPO, NIVEL Y DISEÑO Tipo: Descriptivo. Nivel: Descriptivo y correlacional Diseño: no experimental transversal.</p> <p>POBLACIÓN Y MUESTRA Población: 116 Muestra: zona esperanza</p> <p>4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS: Técnica: Encuesta Instrumentos: guías de observación y cuaderno de campo</p>

Fuente: Elaboración propia.

Anexo 2: Ubicación geográfica de la MINERA OREX SAC.



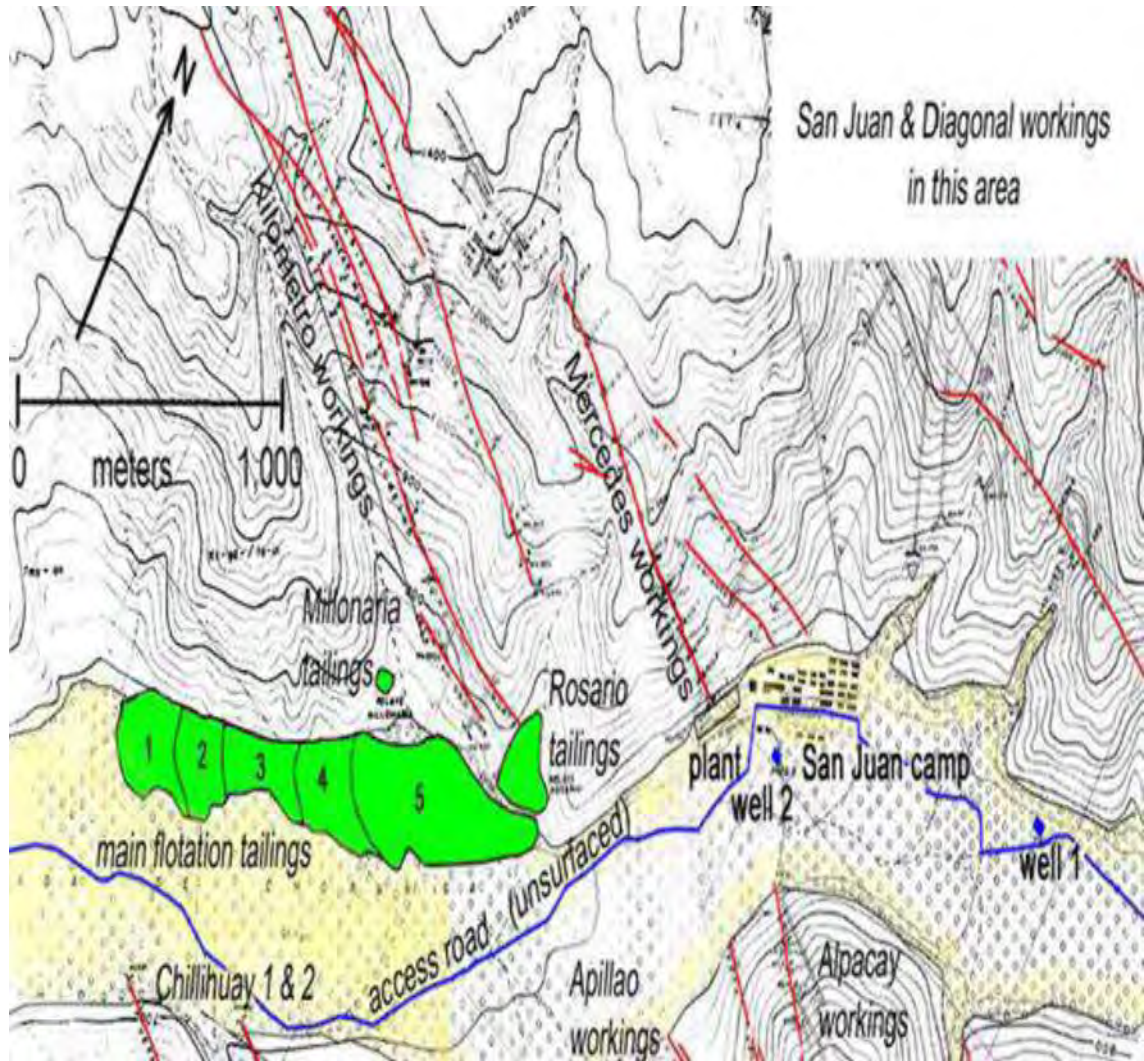
Fuente: Century Mining Perú S.A.C

Anexo 3: Foto: Vista Sur Oeste- Nor Este del campamento minero



Fuente: Century Mining Perú SAC

Anexo 4: Geología estructural



Anexo N°4. Figura: Tabla geo mecánica del macizo rocoso

SOSTENIMIENTO DE LABOR. PERMANENTES SEGUN INDICE GSI MODIFICADO.

ABERTURAS DE DE 3 A 5 MT.	CONDICION SUPER. DE FRAC.			
<p>A SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL</p> <p>B PERNO SISTEMATICO. (1,5 x 1,5 m.) MAS MALLA OCASIONAL</p> <p>C PERNO SISTEMATICO (1,5 x 1,5 m.) MAS MALLA .</p> <p>D SHOT 2" C/FIBRA + PERNO SIST(1,5x1,5) O PERNO SIST. 1,0 X 1,0 m. + MALLA.</p> <p>E SHOT 3" C/FIBRA+PERNO SIST(1,0x1,0) O PERNO SIST. 0,8x0,8 m. + MALLA.</p> <p>F CIMBRA METALICA</p> <p>ABERTURAS MENORES A 3 MT.</p> <p>A SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL</p> <p>B SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL</p> <p>C PERNO SISTEMATICO (1,5 x 1,5 m) MALLA OCASIONAL.</p> <p>D SHOT. 2" S/FIBRA + PERNO SIST(2x2) O PERNO SIST. 1,2x1,2 m. + MALLA</p> <p>E SHOT. 2" C/FIBRA + PERNO SIST(1,5x1,5) O PERNO SIST. 1,0x1,0 m + MALLA</p> <p>F CIMBRA METALICA</p>	<p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS, LIGERAS MANCHAS DE OXIDACION. MUY CERRADAS. (Rc 100 A 210 MPa) (SE ROMPE CON TRES O MAS GOLPES DE PICOTA)</p>	<p>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION. LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p>	<p>POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, LEVE A MODERADAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)</p>	
ESTRUCTURA	<p>MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO) FALLAS AISLADAS ESPACIADAS MAS DE 5.0 m</p>	<p>A F/B</p>	<p>A F/R</p>	<p>B F/P</p>
<p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA. BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO) FALLAS ESPACIADAS ENTRE 3,0 Y 5,0 m.</p>	<p>B MF/B</p>	<p>C NF/R</p>	<p>D MF/P</p>	<p>E MF/MP</p>
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO) FALLAS APRETADAS</p>	<p>D F/R</p>	<p>E IF/P</p>	<p>F IF/MP</p>	

Fuente: Departamento de Geomecánica Mina Casapalca

Anexo 05: Estimación del tiempo de auto soporte según la clasificación del RMR

METODOLOGIA DE APLICACION

EL DESPRENDIMIENTO DE ROCA SE EVITA COLOCANDO EL SOPORTE ADECUADO EN EL MOMENTO OPORTUNO. PROCESO DE MAPEO GEOMECANICO

La tabla de sostenimiento según el G.S.I., se aplica de acuerdo a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y se subdividen de acuerdo al ancho de la excavación o minado:

1. Para la utilización de esta tabla se determina insitu lo siguiente:
 - A) Estructura: según la cantidad de fracturas por metro lineal definidas con el flexómetro.
 - B) Resistencia o condición superficial: definida por la cantidad de golpes de la picota o barretilla con que se rompe o la profundidad de indentación. Para hallar "G.S.I." debe lavarse la zona diferenciando fracturas naturales y de voladura.
 - C) Cuando hay la presencia de alteración en las paredes, de las fracturas o el tipo de relleno: (granular, limoso o arcilloso); la forma de las fracturas (lisa, estriada, ondulada, rugosa, ligeramente rugosa) y espaciamiento de las fallas; se procede a determinar el tipo de soporte de acuerdo al ancho del minado.
2. En excavaciones que no requieran soporte según la clasificación geomecánica, pero presentan fracturas paralelas, verticales y horizontales a favor o en contra de la excavación. En labores principales el sostenimiento sera en forma sistemático.
3. La clasificación y el tipo de soporte; debe realizarse de inmediato, colocando el soporte adecuado en el tiempo indicado; de colocarse el soporte a destiempo es probablemente se requiera de un soporte mas pesado del que se indico.
4. Factores influyentes:
 - A) En excavaciones realizadas sobre el macizo rocoso propenso a crujidos de roca (popping rock) o estallido de roca (rockburst), el sostenimiento determinado con la tabla GSI sufrirá modificación al inmediato inferior, es decir si el sostenimiento es tipo "b" pasara a un tipo "c".
 - B) En la evaluación del sostenimiento se tendrá en cuenta: flujo de agua; el relajamiento de la Roca; voladura deficiente; presencia de fallas; zonas de intersección. El sostenimiento determinado con la tabla GSI sufrirá una modificación al inmediato inferior para su sostenimiento la tabla GSI., se ha relacionado con el indice de masa rocosa (rnr) bieniawski; así mismo el tipo de roca, sostenimiento a aplicarse; relacionado al tiempo de auto soporte y abertura máxima.

INDICE G.S.I.	INDICE RMR	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE AUTOSOPORTE		ABERTURA MAXIMA
			LABORES 2.1 - 3.0 Mts.	LABORES 3.5 - 5.0 Mts.	
LF / MB (Levemente fracturada / Muy buena)	85-95	A	10 AÑOS	5 AÑOS	20 mts.
LF / B (Levemente fracturada / Buena)	75-85	A	5 AÑOS	3 AÑOS	15 mts.
LF / R (Levemente fracturada / Regular)	65-75	A	2 AÑOS	1 AÑO	10 mts.
F / MB (Fracturada / Muy buena)	75-85	A	5 AÑOS	3 AÑOS	15 mts.
F / B (Fracturada / Buena)	65-75	A	2 AÑOS	1 AÑO	10 mts.
F / R (Fracturada / Regular)	55-65	B	6 MESES	3 MESES	7.0 mts.
F / M (Fracturada / Mala)	45-55	C	2 SEMANAS	1 SEMANA	4.5 mts.
MF / B (Muy fracturada / Buena)	55-65	B	6 MESES	3 MESES	7.0 mts.
MF / R (Muy fracturada / Regular)	45-55	C	2 SEMANAS	1 SEMANA	4.5 mts.
MF / M (Muy fracturada / Mala)	35-45	D - D1	5 DIAS	2 DIAS	3.0 mts.
MF / MM (Muy fractura / Muy mala)	25-35	E	8 HORAS (INMEDIATO)	4 HORAS (INMEDIATO)	2.0 mts.
IF / B (Intensamente fracturada / Buena)	45-55	C	2 SEMANAS	1 SEMANAS	4.5 mts.
IF / R (Intensamente fracturada / Regular)	35-45	D - E	5 DIAS	2 DIAS	3.0 mts.
IF / M (Intensamente fracturada / Mala)	25-35	D1 - E	8 HORAS (INMEDIATO)	4 HORAS (INMEDIATO)	2.0 mts.
IF / MM (Intensamente fracturada / Muy mala)	15-25	E	(PRESOPORTE)	(PRESOPORTE)	1.0 mts.

5. La perforación del taladro para sostenimiento sera perpendiculares a las paredes y techo, salvo cuando se coloquen para asegurar bloques sueltos, siendo necesario para este caso el uso de las gatas mecánicas o puntales de seguridad.
6. En la colocación de malla se debe realizar de gradiente a gradiente, asegurandose estas al techo mediante el uso de gatas mecánicas, y luego se aseguran con los pernos de anclaje, esta operación evitara la caída de fragmentos de roca al perforista.
7. En la colocación del shotcrete se realiza después de lavar la labor con agua a presión, se requiere el uso de calibradores, la distancia para evitar el exceso de rebote es de 1.5mts., diseño y la preparación de la mezcla adecuada, la iluminación de la zona, uso de los manómetros en los equipos, equipo de protección personal, uso de drenes si hay presencia de agua.
8. En la colocación de cimbras metálicas o cuadro de madera, se debe considerar el correcto alineamiento y perpendicularidad deben estar bien ancladas y topadas a la superficie de la sección.

Fuente: Departamento de Geomecánica, empresa minera CENTURY MINING PERU SAC

ANEXO N° 6: Valoración de macizo rocoso (R.M.R.)

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R)													
CLASIFICACION DE BIENIASWSKI													
PARAMETROS		RANGO DE VALORES								VALORACION			
		VALOR ESTIMADO											
R.COMPRES. UNIAxIAL (Mpa)			>250 (15)	X	100-250 (12)		50-100 (7)		25-50 (4)		<25(2) <5(1) <1 (0)	1	12
RQD (%)			90-100 (20)	X	75-90 (17)		50-75 (13)		25-50 (8)		<25 (3)	2	17
ESPACIAMIENTO (m)		X	>2 (20)		0.6-2 (15)		0.2-0.6 (10)		0.06-0.2 (8)		<0.06 (5)	3	20
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA		<1 m Long. (6)	X	1-3 m Long. (4)		3-10 m Long. (2)		10-20 m Long. (1)		>20 m Long (0)	4A	4
	APERTURA		Cerrada (6)		<1 mm aper. (5)	X	0.1-1.0 mm (4)		1-5 mm (1)		>5 mm (0)	4A	4
	RUGOSIDAD		Muy rugosa (6)		Rugosa (5)	X	Lig. Rugosa (3)		Lisa (1)		Espejo de falla (0)	4C	3
	RELLENO		Limpia (6)		Duro <5 mm (4)	X	Duro >5 mm (2)		Suave <5 mm (1)		Suave >5 mm (0)	4D	2
	IMTEMPERIZA		Sana (6)		Lig. Intem. (5)	X	Mod. Intem. (3)		Muy intem. (2)		Descompuesta (0)	4E	3
AGUA SUBTERRANEA			Seco (15)	X	Humedo (10)		Mojado (7)		Goteo (4)		Flujo (0)	5	10
AJUSTE POR ORIENTACION		X	Muy favorable (0)		Favorable (-2)		Regular (-5)		Desfavorable (-10)		Muy desfavorable (12)	6	0
VALOR TOTAL RMR												75	
CLASE DE MACIZO ROCOSO													
R.M.R			100-81	X	80-61		60-41		40-21		20-0	IIB	
DESCRIPCION			I MUY BUENO		II BUENA		III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA		

Fuente: Departamento de Geomecánica, empresa minera CENTURY MINING PERU SAC

ANEXO N°7. Características técnicas de explosivos

EMULNOR®	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pza.)	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
500 1" x 7"	Cartón	318	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
500 1" x 8"	Cartón	294	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
1000 1" x 7"	Cartón	264	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
1000 1" x 8"	Cartón	230	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
1000 1" x 12"	Cartón	146	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
3000 1" x 7"	Cartón	260	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
3000 1" x 8"	Cartón	228	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
3000 1" x 12"	Cartón	144	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
5000 1" x 7"	Cartón	246	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
5000 1" x 8"	Cartón	216	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
5000 1" x 12"	Cartón	142	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7

Fuente: <http://www.famesa.com.pe/productos/altos-explosivos/emulnor/>

ANEXO N°8: Características técnicas de explosivos

	EMULNOR®			
	500	1000	3000	5000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm ³)	0,90	1,13	1,14	1,16
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)				
CONFINADO *	4 400	5 800	5 700	5 500
S/CONFINAR **	3 500	4 500	4 400	4 200
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)	44	95	93	88
ENERGÍA (kcal/kg)	628	785	920	1010
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)	952	920	880	870
POTENCIA RELATIVA EN PESO *** (%)	63	85	100	105
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN *** (%)	75	120	145	155
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
RESISTENCIA AL AGUA	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS	Primera	Primera	Primera	Primera

Fuente: <http://www.famesa.com.pe/productos/altos-explosivos/emulnor/>

||

GLOSARIO DE ABREVIATURAS

Cant. = Cantidad

Cm = Centímetro

Cm² = Centímetro cuadrado

c.m. = Carro minero

C.U. = Costo unitario

CFM = Pies cúbicos por minuto

d² = Diámetro cuadrado

FC =Factor de carga

FP = Factor de potencia

ft = Pis

gr = Gramo

HP = Caballos de fuerza

Hrs = hora

Kg = Kilógramo

Km = kilómetro

Kg/m = Kilógramo por metro

Kw = Kilowatio

Lb/yd = Libra por yarda

Long. = Longitud

KN = Kilonewton

m = metro

m³ = metro cúbico

m² = Metro cuadrado

mm = Milímetro

min = Minuto

m³/min = Metro cúbico por minuto

m.l. = Metro lineal

m/gdia = Metro por guardia

m.s.n.m. = Metros sobre nivel del mar

max. = máximo

Mpa = Megapascal

Nº = Número

Pza. = Pieza

P.U. = Precio unitario

P = Precio

q = carga

Seg = Segundo

TM = Toneladas métricas

TMD = Toneladas métricas por día

tn = Tonelada

TC = Toneladas cortas

UM = Unidad monetaria

Ud. = Unidad

Vol. = Volumen