

Universidad Católica de Santa María
Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas



**PROPUESTA DE DISEÑO DE UN SISTEMA DE EXTRACCIÓN
MEDIANTE PIQUES INCLINADOS SUCESIVOS PARA ACCEDER A LA
VETA TRONCAL EN LOS NV. 1590 Y NV. 1690 DE LA U.M.
YANAQUIHUA – 2022**

Tesis presentada por el bachiller:

Vera Huisacayna, Jerson Ronny

Para optar por el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Asesor:

Mg. Reátegui Ordoñez, Fulton Carlos

Arequipa-Perú

2022

UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA
INGENIERIA DE MINAS
TITULACIÓN CON TESIS
DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR

Arequipa, 29 de Noviembre del 2022

Dictamen: 008035-C-EPIM-2022

Visto el borrador del expediente 008035, presentado por:

2013100951 - VERA HUISACAYNA JERSON RONNY

Titulado:

**PROPUESTA DE DISEÑO DE UN SISTEMA DE EXTRACCIÓN MEDIANTE PIQUES INCLINADOS
SUCESIVOS PARA ACCEDER A LA VETA TRONCAL EN LOS NV.1590 Y NV.1690 DE LA U.M.
YANAQUIHUA ? 2022**

Nuestro dictamen es:

APROBADO

**2872 - LOPEZ CASAPERALTA PATRICIA YANETH
DICTAMINADOR**



**3324 - DELGADO PONCE MARIA AZUCENA
DICTAMINADOR**



**9571 - BERNEDO TITO EDWIN JOSE
DICTAMINADOR**



AGRADECIMIENTOS

Agradezco a Dios, a mis padres por todo el apoyo brindado y maestros que fueron fuente de aprendizaje y sabiduría, quienes se han esforzado por ayudarme y lograme como profesional



DEDICATORIA

A mis padres por haberme inculcado valores y a mis maestros por apoyarme y motivarme a alcanzar mis metas



RESUMEN

En el siguiente trabajo titulado “Propuesta de diseño de un sistema de extracción mediante piques inclinados sucesivos para acceder a la veta Troncal en los Nv.1590 y Nv.1690 de la U.M. Yanaquihua – 2022”, tiene como objetivo dar una alternativa de solución a los problemas de profundización que tienen las minas convencionales que cuentan con poco capital de inversión y están limitadas por cuestiones técnicas y de diseño como dimensión de labores y método de explotación que por lo general es el corte y relleno ascendente o descendente.

El proyecto de piques inclinados consta en la profundización de dos niveles inferiores al nivel principal de extracción, esta labor tendrá una sección de 2.4m x 2.1m se realizará a 30° respecto a la horizontal lo cual permitirá el uso de carros mineros tipo U-35 como medio de izaje.

En el desarrollo del trabajo se presentarán los calculo que se realizaron para determinar la capacidad de extracción que tendrá el sistema, así como las características del cable de izaje y el dimensionamiento de los winches eléctricos que se van a emplear.

El nuevo pique inclinado proporciona una mayor capacidad de extracción que los piques convencionales verticales lo cual permite una mayor velocidad de avances y ejecución de las exploraciones, desarrollos y preparaciones en los niveles inferiores, además que el costo de extracción por tonelada es aproximadamente 4 veces más económico que el de los piques tradicionales.

Palabras Claves: Diseño, Izaje, Pique Inclinado, Extracción, Yacimientos.

ABSTRACT

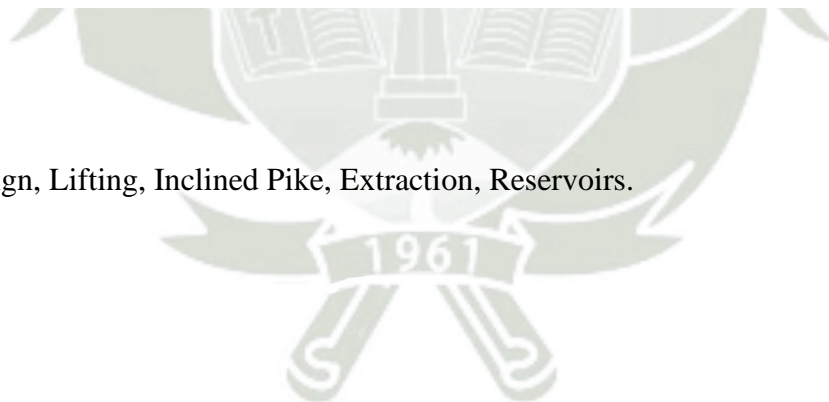
In the following work entitled “Design proposal for an extraction system using successive inclined shafts to access the Troncal vein in Nv.1590 and Nv.1690 of the U.M. Yanaquihua – 2022”, aims to provide an alternative solution to the problems of deepening that conventional mines have that have little investment capital and are limited by technical and design issues such as the size of the work and the exploitation method that, at general is up or down cut and fill.

The project of inclined shafts consists of the deepening of two levels lower than the main level of extraction, this work will have a section of 2.4m x 2.1m, it will be carried out at 30° with respect to the horizontal, which will allow the use of mining cars type U-35 as lifting medium.

In the development of the work, the calculations that were made to determine the extraction capacity that the system will have, as well as the characteristics of the hoisting cable and the dimensioning of the electric winches that are going to be used, will be presented.

The new inclined shaft provides a greater extraction capacity than conventional vertical shafts, which allows a greater speed of advances and execution of explorations, developments and preparations in the lower levels, in addition to the fact that the extraction cost per ton is approximately 4 times more economical than that of traditional piques.

Keywords: Design, Lifting, Inclined Pike, Extraction, Reservoirs.



ÍNDICE

AGRADECIMIENTOS	iii
DEDICATORIA	iv
RESUMEN	v
ABSTRACT	vi
INDICE DE TABLAS	xi
INDICE DE FIGURAS	xii
CAPITULO 1	1
1 PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN	1
1.1 Planteamiento del Problema	1
1.1.1 Preguntas de Investigación	2
1.1.2 Sistematización del problema	2
1.2 Objetivos de la Investigación	2
1.2.1 Objetivo General:	2
1.2.2 Objetivo Específico:	3
1.3 Solución de Propuesta	3
1.3.1 Justificación e Importancia	3
1.3.2 Descripción de la Solución	4
1.4 Hipótesis	5
1.4.1 Hipótesis General	5
CAPTITULO 2	6
2 FUNDAMENTOS TEÓRICOS	6
2.1 Estado del arte	6
2.2 Bases teóricas	7
2.2.1 La Planificación Minera	7
2.2.2 Sistema de Izaje y Winches en Minería Subterránea	8
2.2.3 Sistema de Izaje (Winche de Izaje)	9
2.2.4 Componentes de un sistema de izaje	9
2.2.5 Pique	10
2.2.6 Ciclo de trabajo de un sistema de extracción	10
2.2.7 Capacidad de skip	10
2.2.8 Rendimiento	11

2.2.9	Labores de desarrollo y preparación	11
2.3	Información General	11
2.3.1	Ubicación Geográfica	11
2.3.2	Accesibilidad	12
2.3.3	Topografía	13
2.3.4	Clima	13
2.3.5	Geología Regional	13
2.3.6	Geología Económica.....	14
2.3.7	Geología Veta Troncal.....	15
2.3.8	Geomecánica Veta Troncal	15
2.3.9	Mineralogía Veta Troncal.....	15
2.3.10	Recursos y Reservas.....	16
CAPITULO 3	18
3	MARCO METODOLÓGICO	18
3.1	Alcances y Limitaciones	18
3.1.1	Alcances	18
3.1.2	Limitaciones	18
3.2	Aporte	19
3.3	Tipo, Nivel y Línea de la Investigación	19
3.4	Métodos, Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos	20
3.4.1	Observación directa	20
3.4.2	Análisis descriptivo.....	21
CAPITULO 4	22
4	DESARROLLO DE TESIS	22
4.1	DISEÑO DE LABORES	22
4.1.1	CRUCEROS Y BYPASS	23
4.1.2	CHIMINEA SIMPLE.....	24
4.1.3	PIQUE INCLINADO	25
4.1.4	SOSTENIMIENTO	28
4.2	DISEÑO DEL SISTEMA DE EXTRACCION.....	30
4.2.1	Cálculo de equipos y materiales	30
4.2.2	Cálculo y selección de cable.....	32
4.2.3	Cálculo del tonelaje máximo por turno	38

4.2.4	Cálculo y selección del winche de izaje.....	44
4.2.5	Cálculo de las potencias.....	51
4.3	COSTO DE INVERSION ETAPA I.....	63
4.3.1	Resumen de costos de labores de desarrollo y preparación.....	63
4.3.2	Resumen de costos de extracción para profundización.....	63
4.3.3	Resumen de costos de sostenimiento.....	63
4.3.4	Resumen de costos de desquiches.....	64
4.3.5	Resumen de costos de tareas administrativas.....	64
4.4	COSTO DE INVERSION ETAPA II.....	64
4.4.1	Resumen de costos de labores de desarrollo y preparación.....	64
4.4.2	Resumen de costos de extracción para profundización.....	65
4.4.3	Resumen de costos de sostenimiento.....	65
4.4.4	Resumen de costos de desquiches.....	65
4.4.5	Resumen de costos de tareas administrativas.....	65
4.5	COSTOS E INVERSION FINAL.....	66
CAPITULO 5.....		67
5	RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	67
5.1	Evaluación del sistema de izaje.....	67
5.2	Evaluación del rendimiento del pique inclinado.....	69
5.3	Evaluación de la producción.....	70
5.4	Evaluación del costo unitario de extracción (\$/tn).....	71
5.4.1	Costo unitario Pique nuevo inclinado.....	72
5.4.2	Costo unitario Pique vertical tradicional.....	73
5.5	Comparación de indicadores.....	75
5.6	Evaluación Económica.....	79
5.6.1	Ingresos.....	79
5.6.2	Egresos.....	79
5.6.3	Consideraciones para el cálculo del VAN y TIR.....	80
5.6.4	Diagrama Gantt del proyecto.....	81
5.6.5	Cálculo del VAN y TIR.....	81
5.6.6	Resultados del VAN y TIR.....	82
CONCLUSIONES.....		83
RECOMENDACIONES.....		85

REFERENCIAS.....	86
ANEXOS.....	88



INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Accesibilidad a la mina.....	12
Tabla 2: Recurso minerales.....	16
Tabla 3: Reservas minerales	17
Tabla 4: Valorización del mineral	17
Tabla 5: Labores mineras	22
Tabla 6: Descripción de cruceros	23
Tabla 7: Descripción de chimeneas	24
Tabla 8: Descripción de inclinados.....	25
Tabla 9: Descripción de los tipos de cable	32
Tabla 10: Diámetro de cable	37
Tabla 11: Descripción del cable seleccionado.....	38
Tabla 12: Calculo de toneladas nivel 1740 y 1690.....	38
Tabla 13: Cálculo de toneladas nivel 1640 y 1590.....	39
Tabla 14: Resumen de cálculo de toneladas	40
Tabla 15: Tabla de selección de winche ETAPA I.....	54
Tabla 16: Tabla de selección de winche ETAPA II.....	62
Tabla 17: Descripción Pique vertical	67
Tabla 18: Pique vertical vs Pique inclinado.....	68
Tabla 19: Características Pique convencional vs Pique inclinado.....	69
Tabla 20: Producción Pique vertical vs Pique inclinado	70
Tabla 21: Precios Unitarios y costos Pique vertical vs Pique inclinado	75
Tabla 22: Comparación de indicadores Pique vertical vs pique inclinado.....	76

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación de la compañía minera.....	12
Figura 2: Ubicación y distribución de vetas	14
Figura 3: Estándar crucero 2.1m x 2.1m	23
Figura 4: Estándar chimenea 1.2m x 1.2m	24
Figura 5: Estándar Inclinado 2.4m x 2.1m	26
Figura 6: Estándar colocación de gradines y rieles en Inclinado	27
Figura 7: Plano geológico de la ubicación del inclinado	28
Figura 8: Plano estructural de la ubicación del inclinado.....	29
Figura 9: Diagrama de fuerzas	34
Figura 10: Diagrama de coeficientes de fuerzas.....	35
Figura 11: Diagrama de potencias del sistema	46
Figura 12: Croquis de diseño Pique vs Inclinado.....	68
Figura 13: Costo Unitario Pique inclinado a 30°.....	72
Figura 14: Costo Unitario Pique tradicional vertical	73
Figura 15: Grafica de distribución de costos pique inclinado.....	74
Figura 16: Grafica de distribución de costos pique vertical tradicional.....	74
Figura 17: Grafica de Tn de extracción del pique inclinado vs pique vertical vs cantidad de ciclos	77
Figura 18: Grafica de costos de extracción del pique inclinado vs pique vertical vs cantidad de ciclos	78
Figura 19: Grafico de tiempo de ciclo del Pique tradicional vs Pique inclinado.....	79

CAPITULO 1

1 PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 Planteamiento del Problema

Los yacimientos auríferos en Perú son de alto interés económico por el elevado precio del oro (Mamani, 2018); estos recursos son explotados por empresas mineras que en función a una evaluación del yacimiento mineralizado aplican distintos métodos para su explotación.

La Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. es una mina convencional cuyo método de explotación es el corte y relleno ascendente, se encarga principalmente de la extracción del oro y tiene una producción diaria de aproximadamente 120 toneladas/día. También cuenta con una planta cuya capacidad de tratamiento de 150 toneladas/día., el mineral que se trata proviene de sus propias labores y de los mineros artesanales que trabajan dentro de las concesiones de la empresa.

La veta Troncal es la veta principal de la mina cuyo nivel principal de extracción es el nivel 1790 en la zona de Cerro Rico, las operaciones se desarrollan a partir de ahí en los niveles superiores 1840,1980, 2050, 2170. A medida que la mina explota las reservas que se encuentran accesibles y estas se van acabando se observa que cada vez es más difícil poder mantener el ritmo de explotación y en consecuencia de no tomar alguna medida no se podrá alcanzar los objetivos trazados por la compañía y la alta gerencia.

Por ello se propone diseñar un sistema de extracción mediante piques inclinados sucesivos para acceder a la veta troncal en los niveles 1690 y 1590 y así poder incrementar la producción de

una forma más rápida, eficiente y rentable, extrayendo el mineral con winches eléctricos e izándolo en vagones mineros hasta la superficie, además se dará solución a los problemas de ventilación haciendo pasar aire limpio a estos niveles ciegos.

1.1.1 Preguntas de Investigación

¿Se podrá incrementar la capacidad extracción de los niveles 1590 y 1690 usando piques inclinados sucesivos en la veta troncal de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C.?

1.1.2 Sistematización del problema

- ¿Cómo será el diseño de los piques inclinados sucesivos para acceder a la veta troncal en los niveles inferiores al nivel principal de extracción?
- ¿Cuáles serán los componentes del sistema de izaje para la extracción que se usarán en los piques inclinados sucesivos de la Unidad minera Yanaquihua S.A.C.?
- ¿Cuál será la factibilidad económica de la ejecución de los piques inclinados sucesivos en la unidad minera Yanaquihua?

1.2 Objetivos de la Investigación

1.2.1 Objetivo General:

Diseñar un sistema de extracción mediante piques inclinados sucesivos para incrementar la producción en la veta troncal y reducir los costos de extracción en los niveles 1590 y 1690 de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C.

1.2.2 Objetivo Específico:

- Diseñar los piques inclinados sucesivos para poder acceder a la veta Troncal en los niveles inferiores al nivel principal de extracción.
- Determinar los componentes del sistema de izaje que se usaran en los piques inclinados sucesivos de la Unidad Minera Yanaquihua.
- Evaluar la factibilidad económica de la ejecución de los piques inclinados sucesivos en la unidad minera Yanaquihua.

1.1. Línea de Investigación

Optimización de procesos mineros.

1.2. Palabras Clave

Diseño, Izaje, Pique Inclinado, Extracción, Yacimientos.

Design, Lifting, Inclined Pike, Extraction, Reservoirs.

1.3 Solución de Propuesta

1.3.1 Justificación e Importancia

La empresa Minera Yanaquihua es una mina convencional que explota un yacimiento de vetas angostas en la cual la mano de obra es el principal recurso para la ejecución de sus labores. Al ser una pequeña minería no posee gran cantidad de recursos ni ingresos para realizar proyectos de gran envergadura como la profundización por raise boring o rampas para equipos mecanizados, debido a esto nace la necesidad de encontrar una solución para poder profundizar en poco tiempo

y que no implique un gran costo de inversión y que además tenga capacidad de extracción suficiente como para poder realizar múltiples laboreos y aumentar el ritmo de explotación.

En la Unidad Minera Yanaquihua se cuenta con un nivel principal de extracción a superficie. Para extraer el mineral que se encuentra por debajo del Nv. 1790 se propone profundizar mediante piques inclinados sucesivos para la extracción del mineral y desmonte, debido a que hay información geológica que indica la continuidad de la veta troncal en los niveles Nv. 1690 y Nv. 1590 esto permitirá prolongar la vida de la mina aumentando la cantidad de recursos y reservas de igual forma se logrará un mejor rendimiento del sistema de izaje y se reducirá el tiempo de extracción del mineral y del desmonte a superficie de esta forma se aumentará la producción de mineral y así poder cumplir con las metas de producción.

Esta investigación dará una nueva visión, de cómo profundizar una mina de manera rápida, segura e innovadora aplicando la tecnología moderna en operaciones que son convencionales.

1.3.2 Descripción de la Solución

Mediante el diseño y aplicación del sistema de izaje permitirá reducir los costos de mano de obra y de extracción tanto del mineral como el desmonte y de igual manera el izaje de recursos como madera, equipos, cimbras, etc. También permitirá el incremento de recursos y reservas prolongando el tiempo de vida de la mina y de igual forma se aumentará el ritmo de explotación debido a que los ciclos de extracción serán más cortos y continuos. Por otra parte, el inclinado servirá para inyectar aire fresco a los nuevos niveles que se generaran permitiendo así el desarrollo de las operaciones mineras.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis General

Dado que el nuevo diseño de extracción mediante piques inclinados sucesivos puede incrementar la producción de izaje por ende el costo de extracción debe reducirse.



CAPTITULO 2

2 FUNDAMENTOS TEÓRICOS

2.1 Estado del arte

Díaz C. (2018), en la tesis “DISEÑO DEL SISTEMA DE EXTRACCIÓN MEDIANTE UN PIQUE INCLINADO DEL PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN 073 EN LA UNIDAD MINERA LOS PIRCOS – SANTA CRUZ – PERU 2018”, se propuso el diseño de un pique inclinado para la extracción de mineral y desmonte, primeramente, determinando características y propiedades del macizo rocoso, para después continuar con el diseño del sistema de extracción.

Velarde LL. (2019), en la tesis “PERFIL TECNICO ECONOMICO DEL DISEÑO Y CONSTRUCCION DEL PIQUE INCLINADO 310 NIVELES 1820 AL 1700, PARA LA EXPLOTACION DE RESERVAS VETA CAMBIO – MINA LAS BRAVAS”, La ejecución del pique inclinado permitirá el acceso a niveles inferiores, además que servirá como vía principal de acceso y ventilación generando viabilidad.

Choquehuanca H. (2021) en la tesis “DISEÑO Y CONSTRUCCION DEL INCLINADO NUEVO CENTURY PARA EL INCREMENTO DE PRODUCCION DE LA VETA MERCEDES EN LA U.E.A. SAN JUAN DE CHURUNGA, AREQUIPA”, cuya finalidad es diseñar y construir un inclinado para poder incrementar la producción de la Veta Mercedes

Tello V. (2021) en la tesis “PUESTA EN OPERACIÓN DEL PIQUE INCLINADO M1 Y SU INFLUENCIA EN LOS COSTOS DE IZAJE Y EXTRACCIÓN EN MINA MOLLOPONGO DEL GRUPO MINERO BONANZA-ECUADOR 2020), la ejecución del pique inclinado permitirá la reducción de los costos de operación, con la finalidad de mejorar la rentabilidad de la empresa minera.

Ricse T. (2019) en la tesis titulada “REDISEÑO DEL SISTEMA DE IZAJE PARA MEJORA DEL RENDIMIENTO DE EXTRACCION – UNIDAD MINERA SAN JUAN DE CHORUNGA – 2019”, cuya finalidad es la ampliación de sus operaciones de la zona esperanza ya que esta se encuentra limitada al nivel 734 que es el nivel principal y es aquí donde se encuentran la mayor cantidad de sus operaciones

2.2 Bases teóricas

2.2.1 La Planificación Minera

La planificación minera es una herramienta que establece la mejor manera de cómo y cuándo extraer reservas para obtener el máximo beneficio económico de un proyecto, la cual está basada en el conocimiento de los recursos minerales en términos de tecnologías disponibles para transacciones de depósitos (Navea, 2020). Mediante la planificación se estima la cantidad de minerales disponibles, la recuperación metalúrgica esperada, infraestructura disponible, costos de inversión y operativos, comportamiento esperado del mercado, así como el marco legal y regulatorio del proyecto (Ticllasuca, 2019).

El proceso de planificación minera es gradual y por etapas, según el tipo de decisión tomada y el nivel de detalle asociado a ella (Diaz, 2017). Desde una perspectiva temporal, la gente suele hablar de planes mineros a largo, medio o corto plazo (Seguel, 2017).

El plan minero es de naturaleza estratégica porque cuando un proyecto se desarrolla o termina la exploración minera, no necesariamente tiene que determinar variables clave (Condori,

2019). Sin embargo, puede existir cambios significativos en los recursos, las reservas, las tecnologías o los mercados, por lo cual se puede desarrollar un nuevo plan estratégico analizando otras opciones de desarrollo, como proyectos, aumentos de capacidad y cambios de uso (Arapa, 2018). Por otro lado, cuando el proyecto se encuentra en la etapa final, el plan es de carácter táctico porque todos los elementos estratégicos están congelados.

2.2.2 Sistema de Izaje y Winches en Minería Subterránea.

El sistema de extracción de mineral y desmonte es de suma importancia para el cumplimiento del proceso minero, por ejemplo, en los niveles principales este proceso se ejecuta mediante la utilización de equipos como locomotoras, scoops, volquetes, dumper mientras que la extracción de un nivel intermedio a otro se utilizan piques verticales o inclinados; son en estos en los cuales se utilizan winches de izaje.

El diseño del sistema de izaje está sujeto a los cálculos del requerimiento productivos de la unidad minera, estas cantidades se encuentran establecidas en el programa anual de avances y producción de la empresa.

La ejecución de un pique vertical, según sus características de diseño como su sección, profundidad o método de profundización, tiene un costo de avance (soles/m.) muy elevado y a medida que se profundiza más se hace cada vez más y más costos, este costo incluye la perforación, voladura, limpieza y sostenimiento. Las labores inclinadas (piques inclinados y rampas zig-zag) tienen un costo de ejecución similar al de un pique vertical, la diferencia radica que el costo de por metro de avance es estándar en el transcurso del tiempo y no se incrementa como en los piques anteriormente mencionados.

2.2.3 Sistema de Izaje (Winche de Izaje)

Es un equipo para el acarreo de desmonte o mineral, materiales y personal, tomando en cuenta las medidas de seguridad correspondientes. Este medio es el más importante para el acarreo en los piques de tipo vertical, mientras que los winches de rastrillaje son usados en piques inclinados. (Compumet, 2006).

2.2.4 Componentes de un sistema de izaje

- **Tambora**
Es un eje de forma cilíndrica, generalmente fabricado en metal, en el cual se recoge el cabo de acero del método de izamiento. (Compumet, 2006)
- **Motor**
Brinda la energía suficiente al sistema de izaje, el tamaño del motor se define según el volumen, tamaño y el tipo del pique. (Compumet, 2006)
- **Sistema de seguridad**
Su función principal es regular y vigilar la celeridad del winche, con el fin de evitar problemas de aceleración y desaceleración, compuesto por sensores y frenos, que se activan de ocurrir cualquier acontecimiento fortuito. (Compumet, 2006)
- **Palancas de control**
Mecanismos que controlan el winche, el operador del winche debe ser un personal autorizado y capacitado para maniobrar las palancas de control (Compumet, 2006)
- **Cables de izaje**
Estas son usadas en máquinas o equipos para levantar cargas de gran volumen, tales como: mineral, desmonte, etc, las particularidades de estas obedecen demasiado al izado que se usara en el pique, (Compumet, 2006)

- **Skip**
Son baldes o jaulas que se usan para el transporte de personal, mineral o desmonte, esto según se requiera. (Compumet, 2006)
- **Polea**
Rodaja surcada, cuyo objetivo es de albergar el cabo de acero, por un lado, se halla latambora y al otro extremo el skip. (Compumet, 2006)

2.2.5 Pique

Los piques son labores verticales cuya finalidad es la de subir y bajar al personal, material, equipos, mineral etc. La decisión de construir un pique depende de la necesidad de extracción de mineral y de la reducción de costos. (Compumet, 2006)

2.2.6 Ciclo de trabajo de un sistema de extracción

Un ciclo de trabajo hace referencia al tiempo total necesario para desplazar o mover un elemento desde un punto de carga en la base de un pique o pozo de extracción hasta el punto de descarga en la cabeza o parte alta de un pique, si hubiese un tambor doble con dos skips o jaulas, en el caso de un tambor, con una jaula o skip, el ciclo es de subida y bajada. Para que se complete un ciclo de trabajo, se debe completar el tiempo de carga, marcha lenta inicial, aceleración, velocidad plena, desaceleración, marcha lenta de parada, descarga y parada. (Isem Virtual, 2018)

2.2.7 Capacidad de skip

El peso máximo que puede ser izado en el pique o pozo de donde se extrae la carga está compuesto por el peso del cable más el peso del skip (peso muerto), el cual está cargado con material ya sea mineral o desmonte (peso útil).

2.2.8 Rendimiento

El rendimiento es el promedio de unidades de producción realizadas por el equipo por cada unidad de tiempo de operación.

Algunos de los elementos a tomar en cuenta para estimar el rendimiento son: el volumen del balde o skip, el coeficiente de llenado, la densidad del material, el esponjamiento y el tiempo de ciclo. (R. E. Cortes, 2005)

2.2.9 Labores de desarrollo y preparación

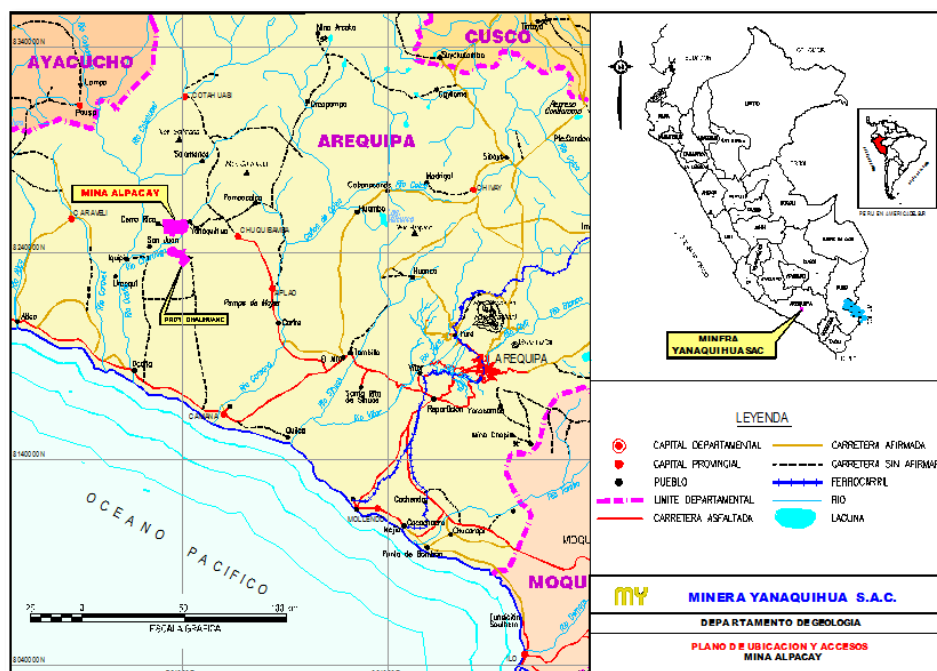
Se denominan labores de desarrollo e infraestructura a aquellas cuya finalidad es la de dar acceso a una zona de interés para su exploración y/o preparación, es el caso de las estocadas y bypasses, mientras que las labores de preparación las que permiten realizar trabajos de preparación de un bloque cubicado como reserva, en minería convencional el ejemplo más claro son las chimeneas y subniveles que permiten la explotación de un tajo.

2.3 Información General

2.3.1 Ubicación Geográfica

La empresa minera Yanaquihua S.A.C. se encuentra ubicada en la Región de Arequipa, en la provincia de Condesuyo, en el distrito de Yanaquihua. Presenta las siguientes coordenadas geográficas 15°47'52" Latitud Sur y 72°57'23" Longitud Oeste, las altitudes en las cuales se encuentran las operaciones van entre 1,790 m.s.n.m. a 2,700 m.s.n.m.

Figura 1: Ubicación de la compañía minera



Nota: Elaboración propia según información de la empresa

2.3.2 Accesibilidad

La ruta de acceso a la empresa minera Yanaquihua es a través de las siguientes vías que se describe en el siguiente cuadro:

Tabla 1: Accesibilidad a la mina

RECORRIDO	LONGITUD	SITUACION VIAL	TIEMPO
Arequipa-Corire	155 km	Carretera Asfaltada	3.1 horas
Corire – Chuquibamba	75 km	Carretera Asfaltada	1.4 horas
Chuquibamba – Yanaquihua	60 km	Carretera afirmada	2.1 horas
Yanaquihua – Campamento minero	22 km	Carretera afirmada	0.2 horas
TOTAL	312 km		6.8 horas

Nota: Elaboración propia según información de la empresa y tomando datos en campo

2.3.3 Topografía

La topografía de la zona de explotación de la empresa minera es moderadamente abrupta, presenta pendientes que oscilan entre 40° y 50°, las zonas aledañas y circundantes presentan pendientes entre 60° y 70°.

2.3.4 Clima

El clima es cálido y seco ya que se encuentra localizado a una latitud de 2700 m.s.n.m. además presenta una pobre vegetación típica de los climas desérticos. La temperatura máxima que alcanza durante el día oscila entre 20 a 25° C, y la mínima durante la noche entre 5° C y 10° C., Las precipitaciones son más recurrentes en los meses de enero, febrero y marzo, y los vientos alcanzan una velocidad de 3m/s en dirección Este a Sureste.

2.3.5 Geología Regional

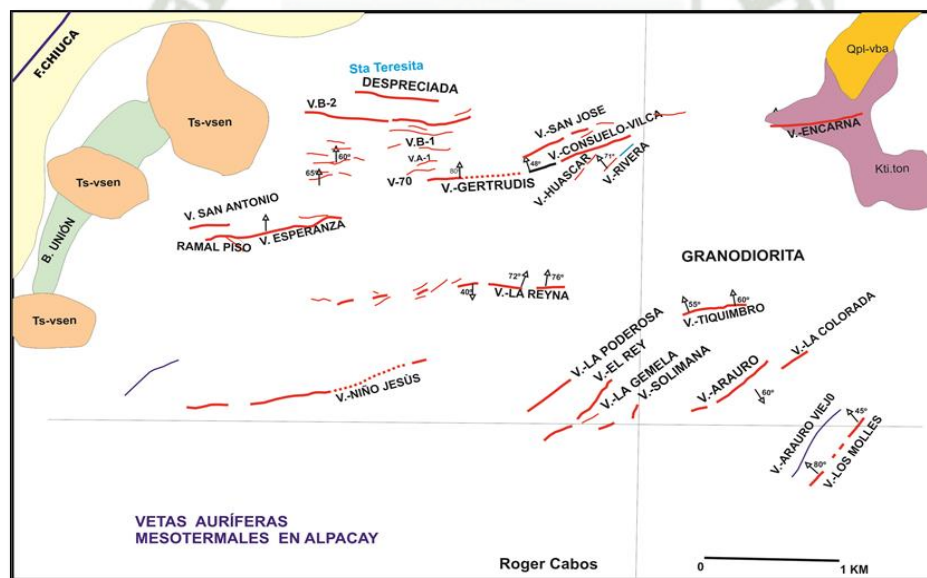
Dentro del contexto geológico se exponen diferentes unidades litológicas, de naturaleza intrusiva, sedimentaria y volcánica, cuyas edades varían desde el Cretáceo Inferior hasta el reciente.

Las rocas más antiguas de la región la constituyen los metasedimentos y las secuencias anfibolita gneísicas del Precámbrico. Sobre éstas, en discordancia angular se emplaza una deposición sedimentaria de origen continental, correspondiente al miembro superior de la Formación Moquegua (Terciario Medio-Oligoceno-Mioceno), suprayacente en algunas zonas, se encuentra el volcánico Sencca, que le corresponde una edad Terciario Superior.

2.3.6 Geología Económica

En la unidad minera Yanacuihua existen alrededor de treinta vetas que son de importancia las cuales han sido trabajadas anteriormente por compañías antiguas y que son de interés para ser buscadas en la actualidad en niveles inferiores al ultimo nivel de extracción. La veta principal es la veta troncal la cual posee hasta 4 clavos mineralizados (Troncal Consuelo – Troncal Gertrudiz – Troncal Huascar – Troncal Cerro Rico) de 150-200 metros de largo a lo largo de 2 kilómetros de recorrido, esta veta tiene una potencia promedio de 0.5 a 2 metros y se ha trabajado hasta el nivel 1,790 m.

Figura 2: Ubicación y distribución de vetas



Nota: Se elaboró según información de los yacimientos mineralizados de la unidad minera

Actualmente la actividad minera se concentra mayormente en 5 vetas que son La Despreciada, Silvana, Kathy, B2 y Troncal, siendo esta última, la veta Troncal la más importante y en la que se centrara nuestro caso de estudio.

La mineralización es errática, se presenta en columnas de riqueza discontinuas de pocos metros hasta más de 110 metros y su relleno es mayormente de cuarzo-hematita-limonita-pirita.

2.3.7 Geología Veta Troncal

La veta Troncal es la principal estructura mineralizada de la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C., siendo aproximadamente el 40% del total de las reservas provenientes de esta veta.

El rumbo de la veta troncal tiene dirección E-W, y presenta buzamientos de 70° a 88° SW, el ancho de la veta es variable, teniendo un promedio de 0.71 metros de potencia. Además, tiene una ley promedio de corona de 11.5 gr/tn.

2.3.8 Geomecánica Veta Troncal

La veta troncal viene asociada a múltiples ramales y tensionales que se desprenden de la veta principal. Las cajas encajonantes de la veta (techo-piso) por lo general presenta roca tipo IIIB siendo esta MF/P, utilizándose así en su mayoría sostenimiento con cuadros de madera.

2.3.9 Mineralogía Veta Troncal

Su ensamble mineralógico es generalmente cuarzo, pirita, calcita, y calcopirita en proporción baja, predominantemente tiene alteración propilítica de moderada a fuerte, la veta troncal está asociada a fallas de posmineralización con desplazamientos de hasta 10 metros.

2.3.10 Recursos y Reservas

➤ Recursos minerales

Los Recursos Minerales de Minera Yanaquihua S.A.C. UP Alpacay están actualizados al 30 de junio del 2022, de los cuales se tiene como Recurso medido 96,610 TMS con ley de 14.76 gr/tn y con una potencia promedio de 0.27 m y como Recurso Indicado 54,046 TMS con ley de 15.91 gr/tn y potencia promedio de 0.28 m. Hacen un total de recurso de 148,656 TMS con ley promedio de 15,10 gr/tn y una potencia de 0.27 m.

Tabla 2: Recurso minerales

RECURSO AL 30 DE JUNIO 2022				
CERTEZA	TMS	POT. Veta	Au gr. Veta	Finos
MEDIDO	94,610	0.27	14.76	1,199,525
INDICADO	54,046	0.28	15.91	710,233
INFERIDO	268,055	0.30	14.75	3,875,104

Nota: Elaboración propia según cubicación de recursos del área de planeamiento.

➤ Reservas minerales

Se tienen como reservas económicas un total de 24,602 TMS con una ley de 14.7 gr/tn y una potencia promedio de 0.54 m, además se tienen como reserva marginal 38,364 TMS con una ley de 7.6 gr/tn y una potencia promedio de 0.65. En total se tiene 62,967 TMS con ley de 10.4 gr/tn en promedio con una potencia de 0.61m.

Tabla 3: Reservas minerales

RESERVAS AL 30 DE JUNIO 2022				
VALOR	TMS	POT. Veta	Au gr. Veta	Finos
ECONOMICO	24,602	0.54	14.76	11,589
MARGINAL	38,364	0.65	7.6	9,400
TOTAL	62,967	0.61	10.4	20,989

Nota: Elaboración propia según cubicación de reservas del área de planeamiento

➤ **Valorización de Recursos y reservas**

Para el cálculo del valor de los recursos y reservas se tomará como referencia 1650 \$/onza como precio promedio del oro en el mercado, lo cual lo transformamos a gramos, dándonos un valor punto de 48.7 \$/gr de oro.

Entonces:

Tabla 4: Valorización del mineral

VALORIZACION DEL MINERAL				
Clasificación	TMS	Finos	VPT	Dólares
RECURSO	268,055	3,875,104	48.7	\$188,717,564
RESERVAS	62,927	20,989	48.7	\$1,022,164

Nota: Elaboración propia según registros del área de planeamiento y el precio del oro actual

CAPITULO 3

3 MARCO METODOLÓGICO

3.1 Alcances y Limitaciones

3.1.1 Alcances

En el presente proyecto de investigación se dará a conocer el diseño del pique inclinado, así mismo, se mostrarán los cálculos para determinar los equipos, la capacidad de producción, rendimientos, precios de extracción y costos de inversión, de igual forma, se mostrará una comparación entre el diseño propuesto y un sistema de izaje vertical convencional.

Con la presentación de este trabajo de investigación se favorecerán los profesionales, técnicos y administrativos inmersos en el mundo minero.

La investigación tiene alcance en minas con condiciones similares donde se pueda recrear todas las condiciones y variables usadas en el presente trabajo.

3.1.2 Limitaciones

Los yacimientos mineros auríferos subterráneos actualmente laboran con determinadas restricciones debido a la emergencia sanitaria presente a causa del COVID-19, por lo cual el acceso a información sobre las características geológicas mineras y estudios anteriores de las actividades mineras puede ser de difícil acceso.

La falta de una caracterización geomecánica, que la gran mayoría de las minas subterráneas adolecen.

3.2 Aporte

Se brindarán conocimientos sobre la correcta aplicabilidad de labores mineras para continuar con la profundización en minas convencionales de manera que los costos operativos se reduzcan logrando así ampliar los horizontes de explotación y aumentando el tiempo de vida de la mina.

En el presente trabajo se mostrará de una forma detallada las fórmulas empleadas y los cálculos a seguir para la determinación correcta del diseño del sistema de izaje, la selección de equipos a emplearse y los rendimientos. Esta información permitirá tanto a estudiantes como profesionales tener un mayor conocimiento sobre profundización en minas y poder aplicarlo en diversas unidades mineras.

3.3 Tipo, Nivel y Línea de la Investigación

Tipo de investigación:

El presente trabajo de investigación es del tipo aplicativo.

- **Aplicativo:** La investigación se ajusta a identificación de un problema, recolección y ordenamiento de datos sobre una base teórica, finalmente preparar un informe con el diseño de extracción usando piques inclinados para el incremento de la producción y la reducción de costos de la extracción en la unidad minera.

Nivel de investigación:

El presente trabajo de investigación es de nivel descriptivo, explicativo.

- **Descriptiva:** La investigación, se circunscribe a un estudio descriptivo, a la recolección de datos históricos e indicadores para calcular los equipos, rendimientos y costos de operación.
- **Explicativo:** Es explicativa puesto que explicara el porque es mejor la propuesta del nuevo diseño de pique inclinado en comparación a los piques verticales tradicionales.

Línea de investigación:

La línea de investigación del presente trabajo es de “**Optimización de Proceso mineros**”.

3.4 Métodos, Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

La técnica de obtención de datos son medios mediante los cuales se obtiene información relevante para realizar un estudio o dar respuesta a una pregunta (Orozco et al., 2018). La técnica usada en la presente investigación será la búsqueda documental de registros sobre estudios de profundización en minera convencional.

3.4.1 Observación directa

El análisis mediante indicadores y rendimientos de los sistemas de izajes mediante piques verticales convencionales para la estimación de los costos y mejoras que serán empleadas en el nuevo diseño de extracción mediante piques inclinados. Para ellos se utilizarán instrumentos tales

como cuadernos y computadora personal, obtenidos los datos se procederá a realizar los cálculos que se reflejan en los resultados del estudio.

3.4.2 Análisis descriptivo

Se analizarán diferentes fuentes como investigaciones, inspecciones, informes, reportes, lo cual permitirá administrar, manejar y resolver procesos que se plantean en la presente investigación como lo son el diseño del sistema de izaje, carga y descarga del material mineral o desmonte, elementos de seguridad etc.

➤ Trabajo de campo

- Recorrido del área de estudio.
- Toma de información de indicadores y tiempos de ciclo.
- Evaluación del programa de minado.
- Revisión y evaluación de proyectos similares.

➤ Trabajo de gabinete

- Recopilación de informes de proyectos afines.
- Cálculo y selección de equipos.
- Cálculo de costo de inversión.
- Cálculo de costos de extracción y precios unitarios.
- Análisis de los resultados y comparación de las mejoras obtenidas respecto a los métodos de izaje tradicionales.

CAPITULO 4

4 DESARROLLO DE TESIS

4.1 DISEÑO DE LABORES

Para el diseño y construcción de los piques inclinados sucesivos se ejecutarán una serie de labores que se realizarán en el transcurso de las guardias de trabajo, estas labores estarán a cargo de una empresa contratista y el pago será por precio unitario x metro ejecutado y también por tareas administrativas.

A continuación, se presentan el tipo de labores y la cantidad de metros que se necesitan para la ejecución del proyecto.

Tabla 5: Labores mineras

CODIGO	LABOR	ANCHO (m)	ALTURA (m)	METROS TOTAL (m)	DESCRIPCION
CX1	CRUCERO	2.1	2.1	35	CAMARA
CH 1	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	15	BUZON MINERAL
CH 2	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	15	BUZON DESMONTE
IN1	INCLINADO	2.4	2.1	280	INCLINADO I ETAPA
BP1	BY PASS	2.1	2.1	45	
CH 3	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	15	BUZON MINERAL
CH 4	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	18	BUZON DESMONTE
BP2	BY PASS	2.1	2.1	45	
CH 5	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	15	BUZON MINERAL
CH 6	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	18	BUZON DESMONTE
CX2	CRUCERO	2.1	2.1	35	CAMARA
CH 7	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	15	BUZON MINERAL
CH 8	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	15	BUZON DESMONTE
IN1	INCLINADO	2.4	2.1	280	INCLINADO II ETAPA
BP3	BY PASS	2.1	2.1	45	
CH 9	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	15	BUZON MINERAL
CH 10	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	18	BUZON DESMONTE
BP4	BY PASS	2.1	2.1	45	
CH 11	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	15	BUZON MINERAL
CH 12	CHIMENEA SIMPLE	1.2	1.2	18	BUZON DESMONTE

Nota: Elaboración propia según información del área de planeamiento

4.1.1 CRUCEROS Y BYPASS

Se realizarán cruceros para para la cámara de los winches y también para la intersección de vetas en los niveles inferiores, de igual forma se ejecutarán bypass para dar cabeza a los buzones de mineral y desmonte.

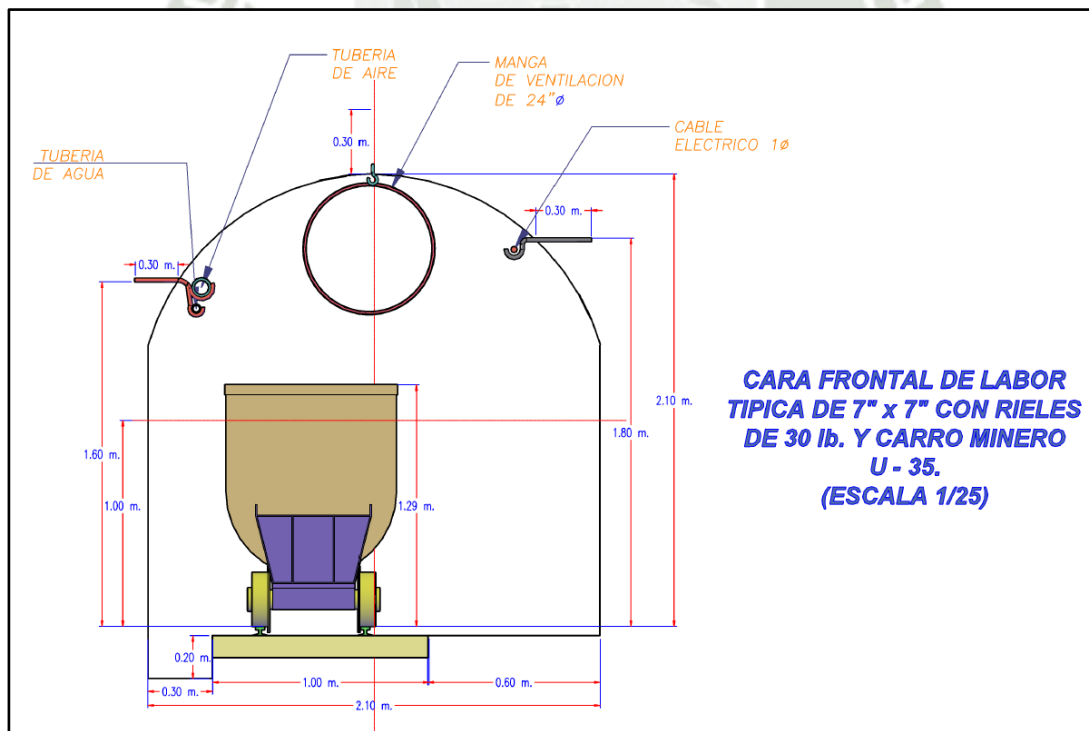
La sección de estas labores es de 7 x 7 (2.1m x 2.1m) y se desarrollan sobre desmonte, es decir roca dura.

Tabla 6: Descripción de cruceros

DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD
ANCHO DE LABOR	2.1	m
ALTO DE LABOR	2.1	m
AVANCE POR DISPARO	1.5	m
DENSIDAD	2.55	tn/m3
VOLUMEN ROTO POR DISPARO	6.62	m3
TONELAJE ROTO POR DISPARO	16.87	tn

Nota: Elaboración propia según datos tomados en el campo

Figura 3: Estándar crucero 2.1m x 2.1m



Nota: Cruceros y bypasses que servirán como vía de tránsito accesos a la veta troncal para posteriormente comenzar con las preparaciones.

4.1.2 CHIMINEA SIMPLE

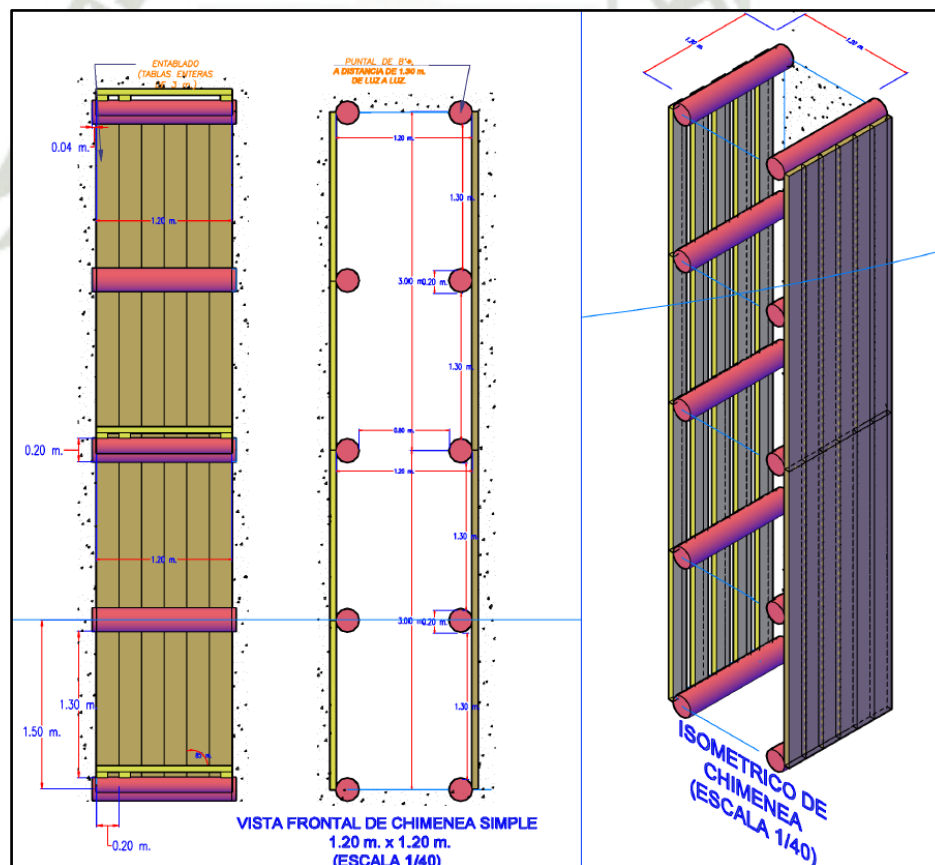
Se realizarán chimeneas simples para los bolsillos y buzones de mineral y desmonte del inclinado, estas chimeneas tienen sección 4 x 4 (1.2m x 1.2m) y se ejecutan en desmonte, es decir roca dura.

Tabla 7: Descripción de chimeneas

DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD
ANCHO DE LABOR	1.2	m
LARGO DE LABOR	1.2	m
AVANCE POR DISPARO	1	m
DENSIDAD	2.55	tn/m ³
VOLUMEN ROTO POR DISPARO	1.44	m ³
TONELAJE ROTO POR DISPARO	3.67	tn

Nota: Elaboración propia según datos tomados en el campo

Figura 4: Estándar chimenea 1.2m x 1.2m



Nota: Se emplearán chimeneas simples para los buzones de mineral y desmonte que tendrá el pique inclinado.

4.1.3 PIQUE INCLINADO

El pique inclinado es la principal vía de acceso a los niveles inferiores y la principal infraestructura para la extracción del mineral y desmonte por medio de carro mineros U-35 además se utilizará para el ingreso de equipos y materiales como rieles, madera, repuestos, etc.

Este inclinado se ejecutarán en 2 fases, la primera fase consta de la profundización de 100 metros verticales (2 niveles de 50 metros) lo que permitirá el acceso a los niveles inferiores 1740 y 1690. Para la segunda etapa se profundizará otros 100 metros verticales dando acceso a los niveles 1640 y 1590 respectivamente.

El diseño del inclinado será a 30 grados respecto a la horizontal, este ángulo permitirá el uso de carros U-35 para la extracción de mineral y desmonte, además que brindará una mayor seguridad para el personal que ejecutará la labor.

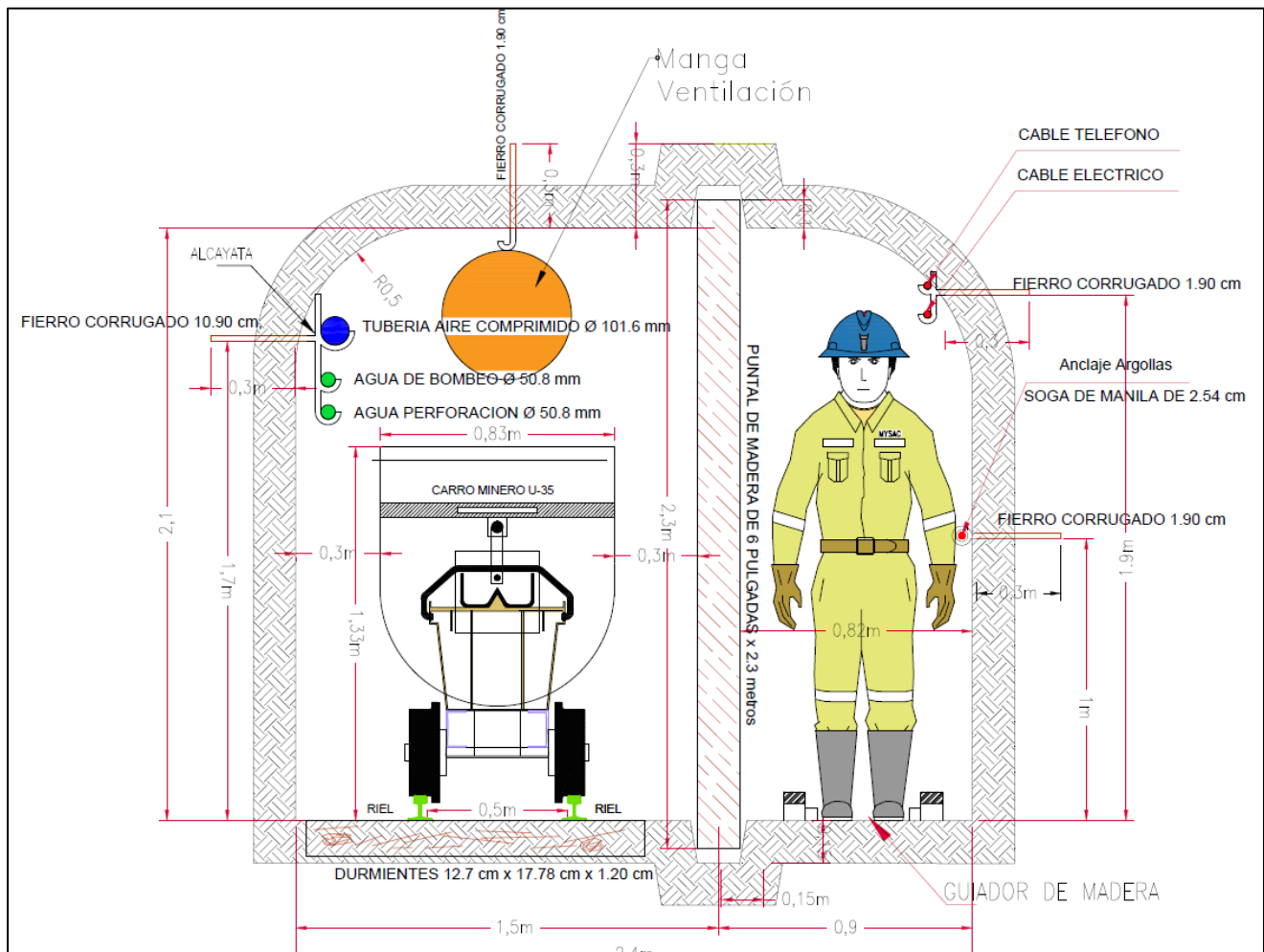
La sección del pique inclinado será de 8 x 7 (2.4 m x 2.1 m) y se desarrollará sobre desmonte previo análisis geológico y geomecánica de la zona, para evitar fallas y estructuras que dificulten el avance de esta labor.

Tabla 8: Descripción de inclinados

DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD
ANCHO DE LABOR	2.4	m
ALTO DE LABOR	2.1	m
AVANCE POR DISPARO	0.9	m
DENSIDAD	2.55	tn/m3
VOLUMEN ROTO POR DISPARO	4.54	m3
TONELAJE ROTO POR DISPARO	11.57	tn

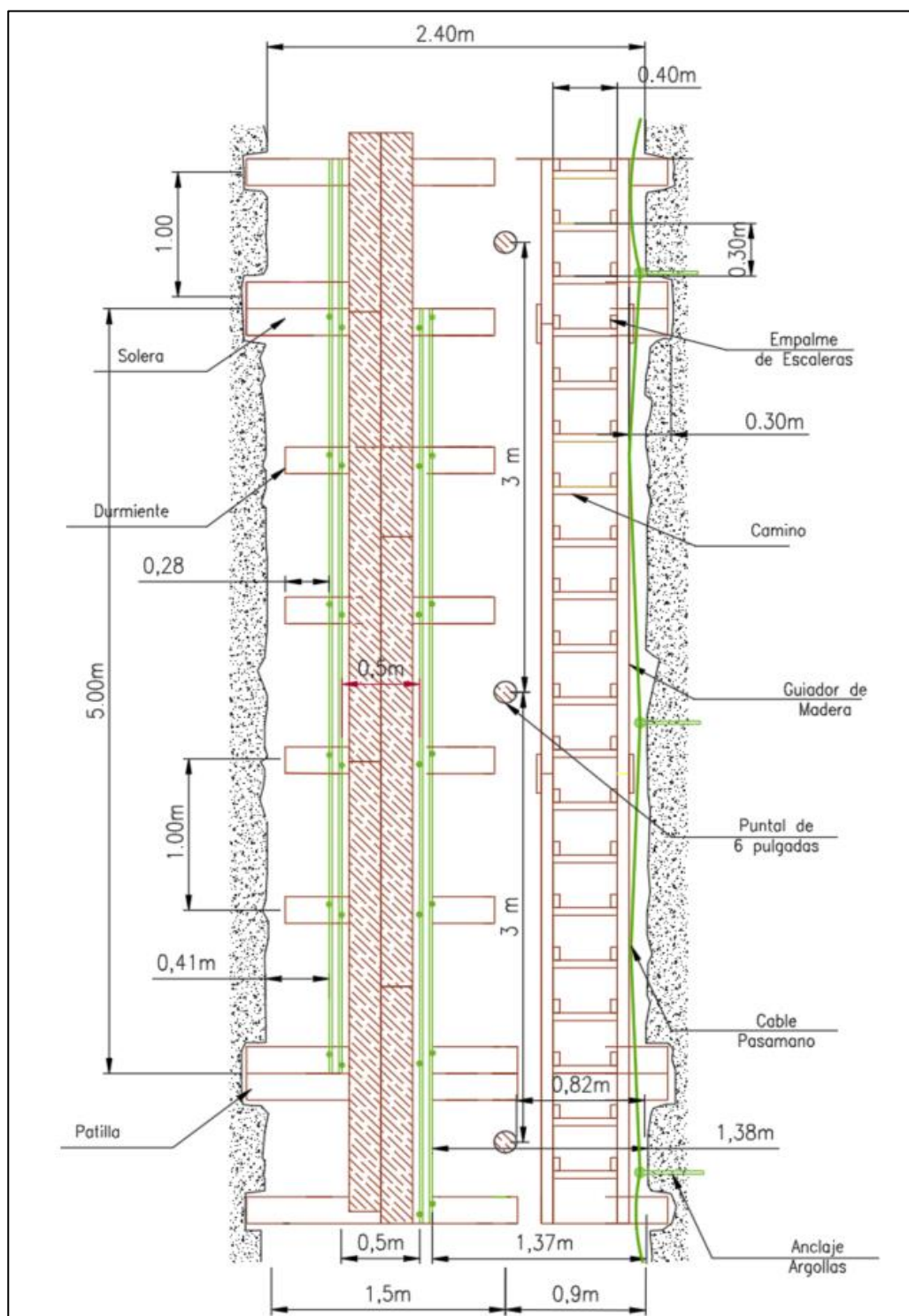
Nota: Elaboración propia según datos tomados en el campo

Figura 5: Estándar Inclinado 2.4m x 2.1m



Nota: Elaboración del estándar que tendrá el pique inclinado el cual será de 2.4m de ancho x 2.1m alto y fue realizado por el área de planeamiento

Figura 6: Estándar colocación de gradines y rieles en Inclinado

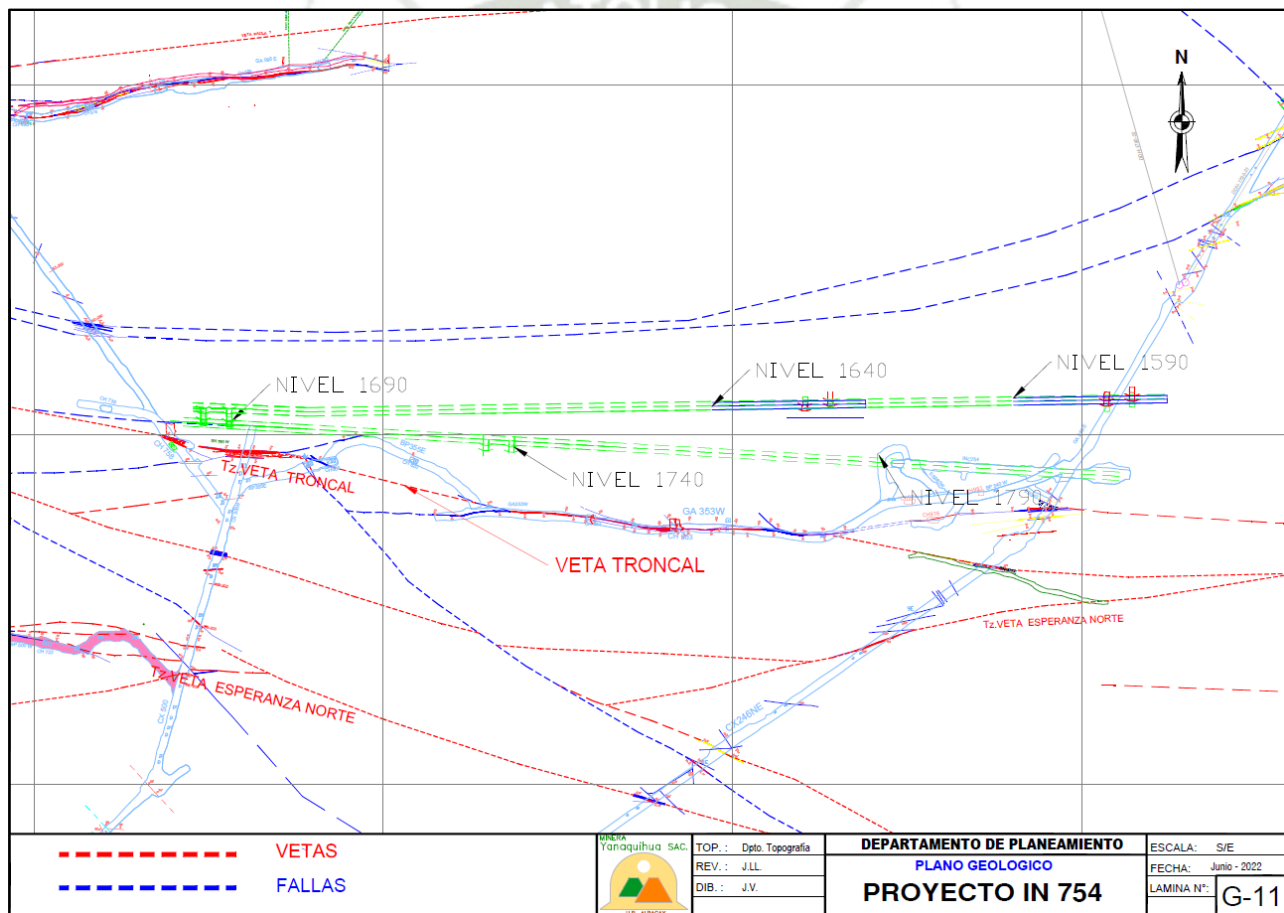


Nota: La instalación de los rieles y los gradines se realizará a 30° con respecto a la horizontal, los durmientes estarán espaciados a 1 m, el estándar fue elaborado por el área de planeamiento de la empresa minera

4.1.4 SOSTENIMIENTO

El proyecto de pique inclinado se ejecuta en una zona con calidad de roca regular A (IIIA) y regular (IIIB). El proyecto se encuentra ubicado estratégicamente paralelo a la veta troncal para lo cual se espera que en los primeros 100 metros de avance del inclinado solo se utilice split set puntuales de 5", 6" y 7".

Figura 7: Plano geológico de la ubicación del inclinado

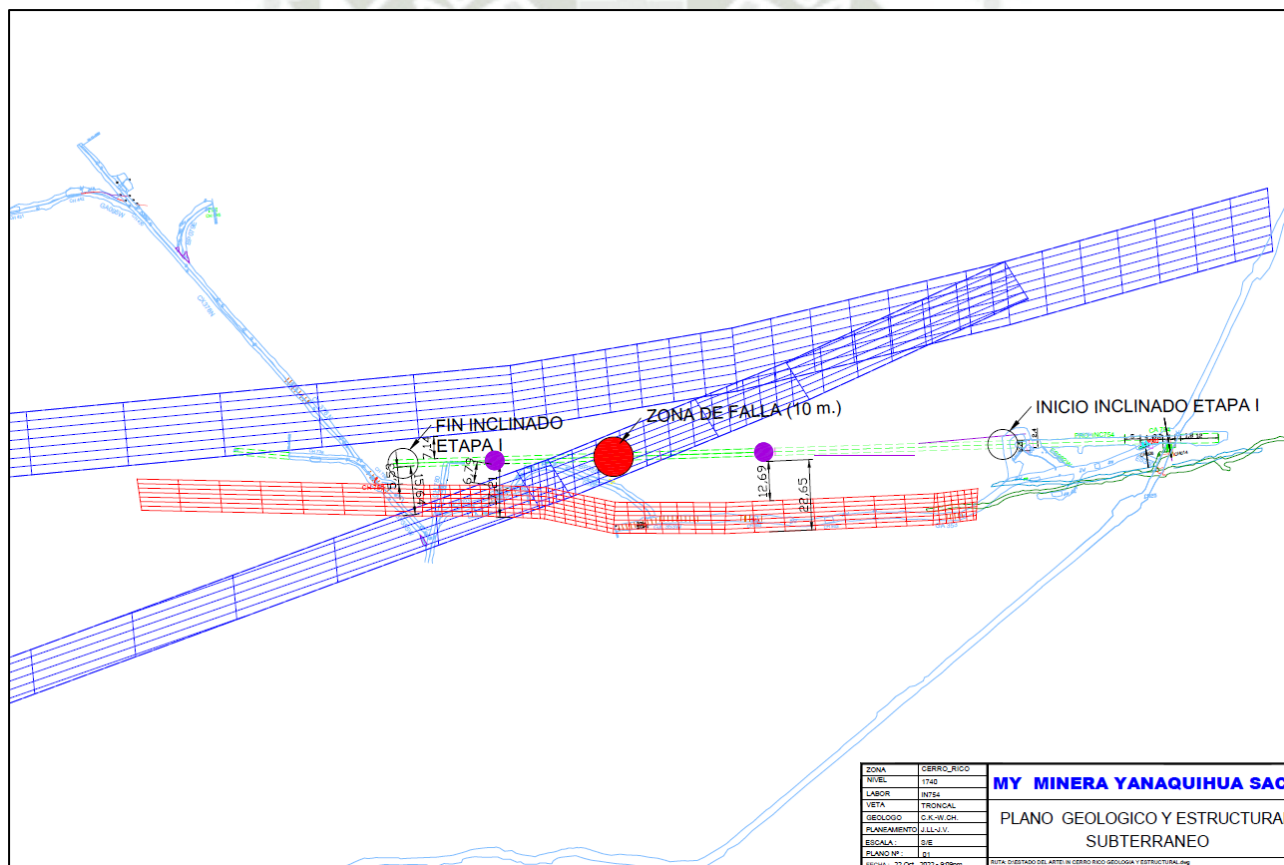


Nota: Plano geomecánico de la veta troncal en el nivel 1790, respecto a la ubicación del nuevo proyecto de profundización del pique inclinado.

Alrededor de los 135 metros de avance del inclinado aproximadamente en el nivel 1740 se espera cortar una falla cuya influencia sería de aproximadamente 10 metros para atravesarla. Se espera que esta roca sea tipo IV (ver figura 8), para lo cual se utilizarán 7 cimbras espaciadas cada 1.5 metros.

Estas cimbras tendrán forma trapezoidal y estarán hechas de vigas H de 3”, además entre cimbra y cimbra estará follada con tablas de madera para completar el hermetizado del sostenimiento.

Figura 8: Plano estructural de la ubicación del inclinado



Nota: La traza de la veta troncal en el nivel 1690 se encuentra a 20 m. respecto al inclinado y la proyección en el nivel 1590 es de 40 m, la información se tomó de los planos del área de geología de la empresa minera

4.2 DISEÑO DEL SISTEMA DE EXTRACCION

4.2.1 Cálculo de equipos y materiales

Capacidad de carga:

Para la extracción del mineral y desmote se utilizarán carros mineros U-35 cuya capacidad nominal de carga es de 35 pies³ o 1 m³, para el caso de estudio se considera el izaje de 2 carros U-35 a la vez por cada ciclo de extracción.

Se calcula capacidad de carga final

$$C = ((V_c * \gamma * f_c)) / (1 + e)$$

Donde:

C: Carga o Capacidad de carga (tn)

V_c: Volumen del carro U-35 (m³)

Γ: Densidad de la roca (t/m³)

f_c: Factor de carguío (%)

e: Esponjamiento (%)

Consideraciones Técnicas:

Para el cálculo se asume la humedad de la roca de 3% tanto para mineral como para el desmote además se utilizarán las siguientes densidades:

$$\gamma_{\text{mineral}}: 2.7 \text{ (t/m}^3\text{)} \rightarrow 2.7 + (2.7 * 0.03) = 2.781 \text{ (t/m}^3\text{)}$$

$$\gamma_{\text{desmote}}: 2.5 \text{ (t/m}^3\text{)} \rightarrow 2.5 + (2.5 * 0.03) = 2.575 \text{ (t/m}^3\text{)}$$

El factor de carguío (f_c) es de 80% es decir 0.8 para mineral y desmante.

El factor de esponjamiento (e) será de 40% para el mineral y del 50% para el desmante.

Entonces:

Capacidad de carga mineral

$$C_{\text{mineral}} = \left(1\text{m}^3 * 2.781 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} * 0.8 \right) / (1 + 0.4)$$
$$C_{\text{mineral}} = 1.59 \text{ tn}$$

Capacidad de carga desmante

$$C_{\text{desmante}} = \left(1\text{m}^3 * 2.575 \frac{\text{t}^3}{\text{m}} * 0.8 \right) / (1 + 0.5)$$
$$C_{\text{desmante}} = 1.37 \text{ tn}$$

Peso por viaje:

El peso tara de un carro minero U-35 es de 700 kg es decir 0.7 tn.

$$\text{Peso total} = N^{\circ}\text{carros} * C_{\text{mineral o desmante}} + \text{Peso}_{\text{carro U-35}}$$

Peso total de viaje de mineral:

$$\text{Peso total}_{\text{mineral}} = 2 * (1.59\text{tn} + 0.7\text{tn})$$
$$\text{Peso total}_{\text{mineral}} = 4.58 \text{ tn}$$

Peso total de viaje de desmante:

$$\text{Peso total}_{\text{desmante}} = 2 * (1.37\text{tn} + 0.7\text{tn})$$
$$\text{Peso total}_{\text{desmante}} = 4.14 \text{ tn}$$

4.2.2 Cálculo y selección de cable

Los cables de izaje en la industria minera por lo general están hechos de acero, usualmente se asigna por el número de torones y alambres por torón entonces un cable de 6 torones por 7 alambres por torón se denomina como un cable 6 x 7.

Los cables empleados en minería por lo general son de dos tipos:

- Round strand
- Flattened strand

Para la selección del diámetro del cable se deben considerar tanto la masa como la fuerza de este, por lo tanto, se usarán las siguientes formulas:

$$m = kd^2$$

$$s = Kd^2$$

Donde:

m = masa (kg)

s = fuerza (KN)

d = diámetro (cm)

k y K =son constantes que dependen del tipo de cable (**Ver Tabla 8**)

Tabla 9: Descripción de los tipos de cable

Tipo de cable	k	K
Round Strand	0.36	52
Con alambre en el núcleo	0.4	56
Flattened Strand	0.41	55
Con alambre en el núcleo	0.45	58
Lockedoil	0.564	85

Nota: Catálogo Arias Calla, 2013

Para el presente caso de estudio se usará el cable tipo “Flattened strand” debido a que sus cualidades involucran el uso de cargas pesadas mediante el empleo de poleas y tambores.

Reemplazando:

$$m = 0.41d^2$$

$$s = 55d^2$$

1.2.1.1. Factor de seguridad del cable

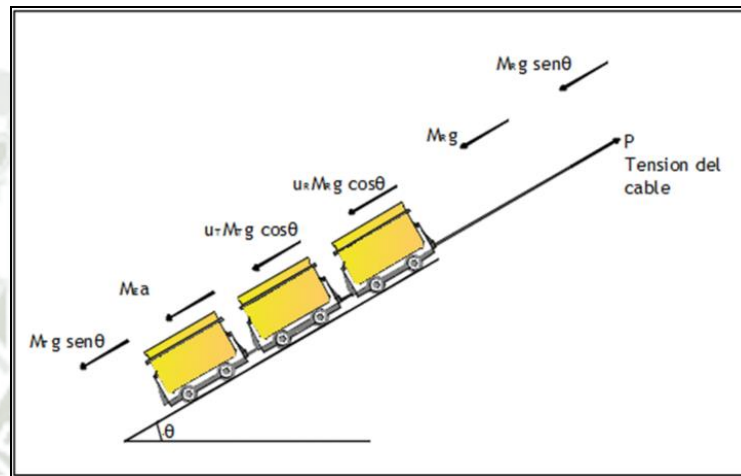
El factor de seguridad hace referencia a la relación de la fuerza de rotura entre la carga máxima, de acuerdo al artículo 301 (cap. VIII) del reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, DS 024-2016EM y su modificatoria el DS 023-2017 EM, considera que para los trabajos de izaje en minería en donde se empleen cables se tome en cuenta un factor de seguridad de 5.

Para este tipo de izajes resulta complicado especificar la máxima carga, para lo cual será determinada por el uso de fuerzas de inercia generadas por tensiones en el cable. A continuación, se muestra una figura donde se representa un carro minero siendo jalado en ascenso en una superficie inclinada θ , la masa del convoy se representada por M_t , la masa total de las llantas será M_W con radio r y radio de giro, por último, la masa total del cable es M_r .

1.2.1.2. Masa total equivalente del convoy

$$M_E = M_T + M_W \left(\frac{k^2}{r^2} \right)$$

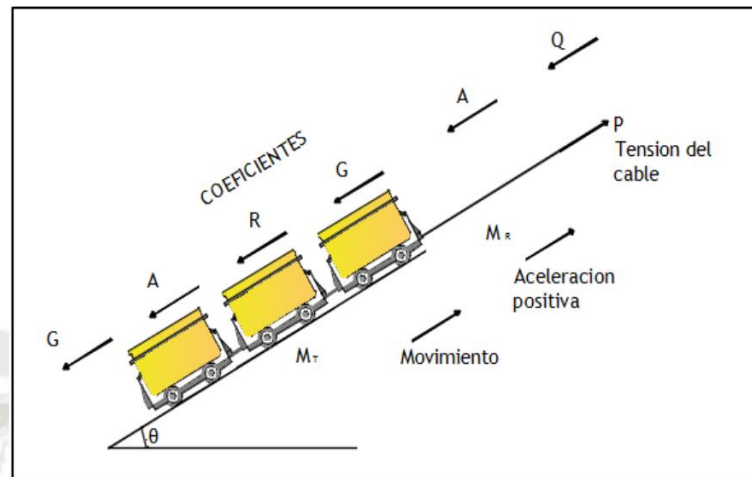
Figura 9: Diagrama de fuerzas



Nota: Catálogo Arias Calla, 2013

Se debe considerar todas las fuerzas mencionadas en la imagen anterior como coeficientes multiplicados por su peso correspondiente es decir por $M_t g$ como el peso del tren para cada uno de los coeficientes como por ejemplo el valor del coeficiente de aceleración $A = M_{Ea}/M_T g$, del mismo modo el valor del coeficiente de gradiente será $G = \text{sen} \theta$ y el valor del coeficiente de resistencia del tren será $u_R = Q$. De esta forma se tienen coeficientes para el calculo de las fuerzas que intervienen en el sistema de izaje como se muestra en la siguiente figura.

Figura 10: Diagrama de coeficientes de fuerzas



Nota: Catálogo Arias Calla, 2013

1.2.1.3. Tensión del cable

Para el cálculo de la tensión del cable es necesario encontrar la masa del cable la cual se expresa de la siguiente manera:

$$M_R = (\text{longitud del cable (m)} * kd^2)/1000$$

Para lo cual:

Longitud del cable: 300 metros

Entonces:

$$M_R = (300 * 0.41d^2)/1000$$

$$M_R = 0.123d^2$$

Según lo expuesto anteriormente se puede determinar la tensión del cable S por la siguiente expresión:

$$S = 5(M_{Tg}(G + A + R) + M_{Rg}(G + A + Q))$$

Reemplazando:

$$55d^2 = 5((4.58 * 9.81(0.5 + 0.125 + 0.01) + 0.123d^2 * 9.81(0.5+0.125+0.1))$$

$$55d^2 = 5(28.53 + 0.87d^2)$$

$$55d^2 = 142.65 + 4.35d^2$$

$$d = 1.68 \approx 17 \text{ mm}$$

El diámetro del cable será 16.8 mm, el valor más cercano de acuerdo a los tamaños de cables flattened es de **18 mm** por lo tanto se elige este tamaño de diámetro. Ver tabla 7.

De la fórmula anterior tenemos:

$$M_R = 0.123d^2$$

$$M_R = 0.123 * (1.8)^2$$

$$M_R = 398.52 \text{ kg}$$

La masa total del cable será **398.52 kg**

Entonces calculamos la masa por metro de cable y el esfuerzo de ruptura que nos servirán para la selección del cable.

Cálculo de la masa por metro de cable:

$$m = 0.41d^2$$

$$m = 0.41(1.8)^2$$

$$m = 1.328 \text{ kg/m}$$

Cálculo del esfuerzo de ruptura:

$$s = 55d^2$$

$$s = 55(1.8)^2$$

$$s = 178.2 \text{ N}$$

Con el diámetro del cable de 18mm se obtiene 1.328 kg/m y un esfuerzo a la ruptura de 178.2 N, esta información la verificamos con el cuadro que se presenta a continuación:

Tabla 10: Diámetro de cable

Diámetro nominal (mm)	Masa aprox. 6 x 19 a 6 x 25 Kg/100m	Fuerza de ruptura mínima (N)
13	70.7	112
14	82	130
16	105	164
18	132	206
20	164	255
22	200	312
24	237	369
26	276	432

Nota: catálogo Wire & Rope Strand de A. Noble & Son LTD. pág. 27

Vemos que los valores más cercanos son los de 16mm y 18mm, seleccionamos el de 18 mm debido a que se escoge un valor superior por efectos de seguridad, de esta forma se selecciona el diámetro del cable de 18mm con 1.32 kg/m y 206N de esfuerzo a la ruptura. Vemos que estos valores son superiores a lo requerido, entonces se escogerá un cable con las siguientes características:

Tabla 11: Descripción del cable seleccionado

Tipo	Flattened – Triangular Strand (de torones perfilados – triangulares)
Distribución de Alambre	6 x 23 (Tipo Ballena - Galvanizado)
Dirección de corchado (Lay)	Langs Lay (corchado directo)
Diámetro	19 mm
Fuerza Mínima De Ruptura	205.94 Kn (/21tn)

Nota: Elaboración propia según catálogo Wire & Rope Strand

4.2.3 Cálculo del tonelaje máximo por turno

Para el cálculo del tonelaje máximo se debe tener los siguientes parámetros y requerimientos:

Tabla 12: Calculo de toneladas nivel 1740 y 1690

Calculo de toneladas a izar por nivel

NV 1740	Avances		Explotacion	
	Tipo labor_1	Tipo labor_2	Tipo labor_3	
Alto		1.2	2.0	m
Ancho		2.4	0.4	m
Avance		0.5	1.1	m
Sobre rotura		1.05	-	
Densidad		2.6	2.7	tn/m3
Volumen roto x disparo		1.5	0.8	m3
Tn rota x disparo		3.9	2.1	tn
Cantidad labores		1.0	4.0	un
Tn Desmonte x guardia	0.0	3.9		tn
Tn Mineral x guardia			8.3	tn
TOTAL Tn NV 1740 x guardia		12		tn

NV 1690	Avances		Explotacion	
	Tipo labor_1	Tipo labor_2	Tipo labor_3	
Alto	2.1	1.2	2.0	m
Ancho	2.1	2.4	0.4	m
Avance	1.5	0.5	1.1	m
Sobre rotura	1.05	1.05	-	
Densidad	2.6	2.6	2.7	tn/m3
Volumen roto x disparo	6.9	1.5	0.8	m3
Tn rota x disparo	17.9	3.9	2.1	tn
Cantidad labores	1.0	1.0	4.0	un
Tn Desmonte x guardia	17.9	3.9		tn
Tn Mineral x guardia			8.3	tn
TOTAL Tn NV 1690 x guardia		30		tn

Nota: La Elaboración de toneladas por guardia se realizó para poder mantener la producción mensual de 3500 tn mensuales que requiere la planta concentradora de la unidad minera.

Tabla 13: Cálculo de toneladas nivel 1640 y 1590

NV 1640	Avances		Explotacion	
	Tipo labor_1	Tipo labor_2	Tipo labor_3	
Alto	2.1	1.2	2.0	m
Ancho	2.1	2.4	0.4	m
Avance	1.5	0.5	1.1	m
Sobre rotura	1.05	1.05	-	
Densidad	2.6	2.6	2.7	tn/m3
Volumen roto x disparo	6.9	1.5	0.8	m3
Tn rota x disparo	17.9	3.9	2.1	tn
Cantidad labores	1.0	1.0	4.0	un
Tn Desmonte x guardia	17.9	3.9		tn
Tn Mineral x guardia			8.3	tn
TOTAL Tn NV 1640 x guardia	30			tn

NV 1590	Avances		Explotacion	
	Tipo labor_1	Tipo labor_2	Tipo labor_3	
Alto	2.1	1.2	2.0	m
Ancho	2.1	2.4	0.4	m
Avance	1.5	0.5	1.1	m
Sobre rotura	1.05	1.05	-	
Densidad	2.6	2.6	2.7	tn/m3
Volumen roto x disparo	6.9	1.5	0.8	m3
Tn rota x disparo	17.9	3.9	2.1	tn
Cantidad labores	1.0	1.0	4.0	un
Tn Desmonte x guardia	17.9	3.9		tn
Tn Mineral x guardia			8.3	tn
TOTAL Tn NV 1590 x guardia	30			tn

Nota: La Elaboración de toneladas por guardia se realizó para poder mantener la producción mensual de 3500 tn mensuales que requiere la planta concentradora de la unidad minera.

Tabla 14: Resumen de cálculo de toneladas

	Avances	Explotacion	
TOTAL Tn Desmonte x guardia	69		tn
TOTAL Tn Desmonte x día	138		tn
TOTAL Tn Desmonte x mes	4151		tn
TOTAL Tn Mineral x guardia		33	tn
TOTAL Tn Mineral x día		67	tn
TOTAL Tn Mineral x mes		1996	tn
TOTAL Tn Des.+ Min. x guardia	102		tn
TOTAL Tn Des.+ Min. x día	205		tn
TOTAL Tn Des.+ Min. X mes (30)	6147		tn

Nota: La Elaboración de toneladas por guardia se realizó para poder mantener la producción mensual de 3500 tn mensuales que requiere la planta concentradora de la unidad minera.

Cantidad de toneladas por hora

Debido a que la guardia trabaja en 2 turno de 12 horas cada uno, pero el tiempo efectivo de izaje es de 7 horas por turno.

$$Q_h = \frac{c(A + a)}{d * t}$$

Donde:

A: tonelaje anual de mineral extraído = 23952 tn

a: tonelaje anual de desmonte extraído = 49879 tn

d: Número de días trabajados por año = 360

t: Número de horas efectivas de izaje por día = 14

c: coeficiente de producción = 1.15 (U-35)

Reemplazando:

ETAPA I

$$Q_h = \frac{1.15(23952 + 49879)}{d * 14}$$

$$Q_h = \frac{84905.65}{360 * 14}$$

$$Q_h = 16.84 \text{ tn/hr}$$

ETAPA II

$$Q_h = \frac{1.15(11975 + 31365)}{d * 14}$$

$$Q_h = \frac{49841}{360 * 14}$$

$$Q_h = 9.89 \text{ tn/hr}$$

Cantidad de toneladas por guardia

Se considera 12 horas el tiempo de trabajo por guardia de las cuales el tiempo neto de extracción es de 7 horas, por lo tanto:

ETAPA I

$$\text{MaxTon}_{guardia} = 16.84 \frac{\text{tn}}{\text{hr}} * 7 \text{ hr} = 117.88 \text{ tn}$$

ETAPA II

$$\text{MaxTon}_{guardia} = 9.89 \frac{\text{tn}}{\text{hr}} * 7 \text{ hr} = 69.23 \text{ tn}$$

Cantidad de toneladas por día

Un día de trabajo este compuesto por 2 guardias es decir 14 horas netas de extracción.

ETAPA I

$$\text{MaxTon}_{\text{dia}} = 117.88 \text{ tn} * 2 = 235.6 \text{ tn}$$

ETAPA II

$$\text{MaxTon}_{\text{dia}} = 69.23 \text{ tn} * 2 = 138.46 \text{ tn}$$

Cantidad de ciclos por guardia

ETAPA I

Cantidad de ciclos de mineral:

$$\text{N}^{\circ} \left(\frac{\text{ciclos}}{\text{hr}} \right) = 16.84 \frac{\text{tn}}{\text{hr}} * \frac{1 \text{ ciclo}}{2 \text{ carros}} * \frac{1 \text{ carro}}{1.59 \text{ tn}} = 5.29 \text{ ciclos/hr} \approx 6$$

Se demorará 10 minutos por viaje.

Cantidad de ciclos de desmonte:

$$\text{N}^{\circ} \left(\frac{\text{ciclos}}{\text{hr}} \right) = 16.84 \frac{\text{tn}}{\text{hr}} * \frac{1 \text{ ciclo}}{2 \text{ carros}} * \frac{1 \text{ carro}}{1.37 \text{ tn}} = 6.14 \text{ ciclos/hr} \approx 7$$

Se demorará 9.77 minutos por viaje.

ETAPA II

Cantidad de ciclos de mineral:

$$\text{N}^{\circ} \left(\frac{\text{ciclos}}{\text{hr}} \right) = 9.89 \frac{\text{tn}}{\text{hr}} * \frac{1 \text{ ciclo}}{2 \text{ carros}} * \frac{1 \text{ carro}}{1.59 \text{ tn}} = 3.11 \text{ ciclos/hr} \approx 4$$

Se demorará 15 minutos por viaje.

Cantidad de ciclos de desmante:

$$N^{\circ} \left(\frac{\text{ciclos}}{\text{hr}} \right) = 9.89 \frac{\text{tn}}{\text{hr}} * \frac{1 \text{ ciclo}}{2 \text{ carros}} * \frac{1 \text{ carro}}{1.37 \text{ tn}} = 3.60 \text{ ciclos/hr} \approx 4$$

Se demorará 15 minutos por viaje.

Se selecciona la situación más crítica en cada una de las etapas que sería la extracción de desmante, es decir, **9.77 min /ciclo** en la ETAPA I y **15 min/ciclo** en la ETAPA

II.

Velocidad de cuerda

La velocidad de cuerda es la longitud total entre el tiempo empleado en realizar un ciclo.

Entonces:

ETAPA I

$$\text{Vel. cuerda} = \frac{\text{Longitud total}}{\text{Tiempo de ciclo}} \text{ m/min}$$

$$\text{Vel. cuerda} = \frac{300}{9.77} \text{ m/min}$$

$$\text{Vel. cuerda} = 30 \text{ m/min} \approx 0.511 \text{ m/seg}$$

ETAPA II

$$\text{Vel. cuerda} = \frac{\text{Longitud total}}{\text{Tiempo de ciclo}} \text{ m/min}$$

$$\text{Vel. cuerda} = \frac{300}{15} \text{ m/min}$$

$$\text{Vel. cuerda} = 20 \text{ m/min} \approx 0.333 \text{ m/seg}$$

4.2.4 Cálculo y selección del winche de izaje

Diámetro del tambor

En función al Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, la relación entre el diámetro del tambor y el cable debe ser de 48 a 1 cuando el diámetro del cable es menor a 25.4 mm entonces:

$$\frac{\text{Diámetro del cable}}{\text{Diámetro del tambor}} = \frac{1}{48}$$

$$\frac{19}{\text{Diámetro del tambor}} = \frac{1}{48}$$

$$\text{Diámetro del tambor} = 912 \text{ mm}$$

El diámetro de la tambora será de 912 mm, aproximadamente 36 pulgadas para las ETAPAS I y II.

Diámetro de Brida

$$\text{Diámetro de brida} = \text{Diámetro de tambor} + \frac{(2 * 3(\text{Diámetro del cable}))}{1000}$$

$$\text{Diámetro de brida} = \frac{0.912 \text{ m} + 2 * 3(19)}{1000}$$

$$\text{Diámetro de brida} = 1.026 \text{ m}$$

Ancho de la tambora

$$\text{Ancho tambora} = \frac{1273.2 * \text{Diámetro cable}^2 * \text{longitud del cable}}{\text{Diámetro de la brida}^2 - \text{Diámetro del tambor}^2}$$

$$\text{Ancho tambora} = \frac{1273.2 * 19^2 * 300}{1026^2 - 912^2}$$

$$\text{Ancho tambora} = 1.248 \text{ m} \approx 1.25 \text{ m}$$

Capacidad del motor del Winche

Diagrama de izaje para winche

En el diagrama de izaje con winches de tambor cilíndrico se muestran las potencias que se necesitan para poder realizar el izaje de forma eficiente, para lo cual se subdivide el tiempo total de ciclo en 4 sub tiempos, estos tiempos son los más críticos y es donde se realizaría la mayor cantidad de esfuerzo en el sistema de izaje.

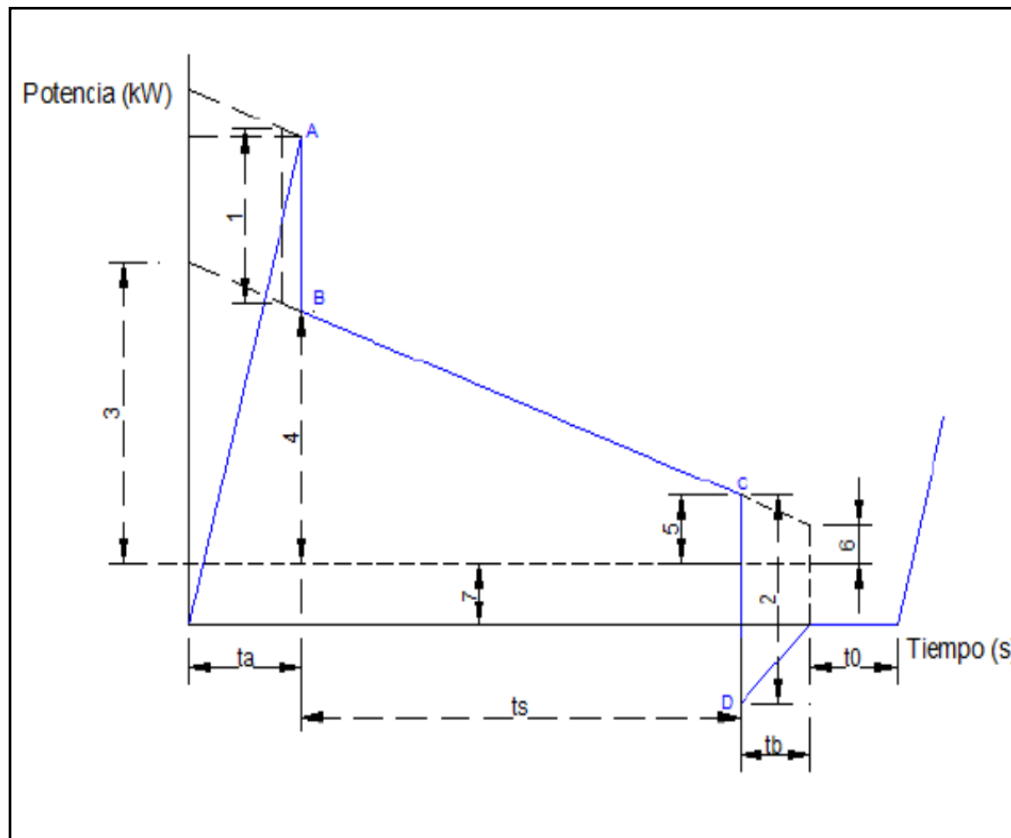
- I. Tiempo de aceleración (t_a)
- II. Tiempo de velocidad máxima (t_s)
- III. Tiempo de desaleración (t_b)
- IV. Tiempo de descanso (t_0)

Estos tiempos se sitúan en 4 puntos principales del diagrama que representan los valores de las potencias requeridas para realizar el izaje, estos puntos se denominaran por las siguientes letras A, B, C y D. Se debe determinar las potencias (en Kw) en cada uno de estos puntos para poder determinar la potencia final del sistema, es decir la potencia requerida por el winche para poder realizar el izaje.

A continuación, se muestra el diagrama con los puntos A, B, C y D.

Figura N°11: Diagrama de potencia para un sistema no balanceado de extracción (Transporte y extracción en minas y a cielo abierto, Novitzky, 1965).

Figura 11: Diagrama de potencias del sistema



Nota: Diagrama de potencias del circuito de transporte y extracción en minas subterráneas y a cielo abierto, Novitzky, 1965

Cálculos para el winche ETAPA I

Masa de material a manipular (W)

$$W = 1.59 \text{ tn} * 2 * \frac{1000\text{kg}}{1 \text{ tn}}$$

$$W = 3180 \text{ kg}$$

Masa de los vagones (U-35) (W_S)

$$W_S = 700 \text{ kg} * 2$$

$$W_S = 1400 \text{ kg}$$

Masa del cable (W_R)

$$W_R = 1.328 \text{ kg/m} * 300\text{m}$$

$$W_R = 398.4 \text{ kg}$$

Masa del cable enrollado durante la aceleración (W_a)

$$W_a = 0.5 \text{ velocidad de cuerda} * \text{aceleracion} * \text{masa del cable/m}$$

$$W_a = 0.5 * 0.511 * 11 * 1.328 \text{ kg/m}$$

$$W_a = 3.73 \text{ kg}$$

Masa del cable enrollado durante la desaceleración (W_b)

$$W_b = 0.5 \text{ velocidad de cuerda} * \text{desaceleracion} * \text{masa del cable/m}$$

$$W_b = 0.5 * 0.511 * 11 * 1.328 \text{ kg/m}$$

$$W_b = 3.73 \text{ kg}$$

Peso total del cable

$$W_{ro} = \text{Masa del cable enrollado} + \text{masa entre tambor y vagon}$$

$$W_{ro} = 398.4 + 300 \text{ m} * 1.328 \text{ kg/m}$$

$$W_{ro} = 796.8 \text{ kg}$$

Masa equivalente de las partes en movimiento

$$W_O = (132 + 75 * (\text{ancho tambora})) * (\text{diametro tambora}^2)$$

$$W_O = (132 + 75 * (1.3)) * (0.912^2)$$

$$W_O = 181.65 \text{ kg}$$

Masa total del sistema

$$W' = W + W_S + W_{RO} + W_O$$

$$W' = 3180 + 1400 + 797 + 182$$

$$W' = 5559 \text{ Kg}$$

Velocidad máxima del cable

ETAPA I

Recorrido del carro = 300 m

Duración de ciclo = 9.77 min

Tiempo de carga y descarga = 4.5 min (ver anexo)

Tiempo de viaje ida/retorno = 5.27 min

$$\text{Velocidad} = 2 * \frac{\text{recorrido del carro}}{\text{tiempo de viaje}} \text{ m/min}$$

$$\text{Velocidad} = 2 * \frac{300}{5.2} \text{ m/min}$$

$$\text{Velocidad} = 115.38 \frac{\text{m}}{\text{min}} \approx 1.92 \text{ m/seg}$$

Tiempo de viaje

$$t = 5.27 \text{ min} \approx 316 \text{ seg}$$

Tiempo de aceleración

Distancia del sistema de izaje = 300 m

Aceleración del sistema

$$\text{Aceleración del sistema} = \frac{\text{fuerza del sistema}_x - \text{fuerza de fricción}}{\text{masa total del sistema}}$$

Para esto tenemos:

$$\text{fuerza del sistema}_{\text{total}} = \text{Masa total del sistema} * 9.81\text{m/s}^2$$

$$\text{fuerza del sistema}_{\text{total}} = 5559\text{kg} * 9.81\text{m/s}^2$$

$$\text{fuerza del sistema}_{\text{total}} = 54533 \text{ N}$$

$$\text{fuerza del sistema}_x = \text{fuerza del sistema}_{\text{total}} * \text{Sen}\theta \text{ del pique inclinado}$$

$$\text{fuerza del sistema}_x = 54533 * \text{Sen}30^\circ$$

$$\text{fuerza del sistema}_x = 27266 \text{ N}$$

$$\text{fuerza del sistema}_y = \text{fuerza del sistema}_{\text{total}} * \text{Cos}\theta \text{ del pique inclinado}$$

$$\text{fuerza del sistema}_y = 54533 * \text{Cos}30^\circ$$

$$\text{fuerza del sistema}_y = 47226 \text{ N}$$

$$\text{Fuerza de fricción} = \text{fuerza del sistema}_y * \text{Coef de fricción } \mu$$

$$\text{Fuerza de fricción} = 47226 * 0.01$$

$$\text{Fuerza de fricción} = 472 \text{ N}$$

Entonces reemplazamos:

$$\text{Aceleracion del sistema} = \frac{\text{fuerza del sistema}_x - \text{fuerza de fricción}}{\text{masa total del sistema}}$$

$$\text{Aceleracion del sistema} = \frac{27266 - 472}{5559}$$

$$\text{Aceleracion del sistema} = 4.82 \text{ m/s}^2$$

Tiempo de aceleración y desaceleración

$$\text{Tiempo} = \sqrt{\frac{\text{Distancia del sistema}}{0.5 * \text{Aceleracion del sistema}}}$$

$$\text{Tiempo} = \sqrt{\frac{300 \text{ m}}{0.5 * 4.82 \text{ m/s}^2}}$$

$$\text{Tiempo} = 11.15 \text{ seg}$$

$$\text{Tiempo de aceleracion}(t_a) = 11.15 \text{ seg}$$

$$\text{Tiempo de desaceleracion}(t_b) = 11.15 \text{ seg}$$

Tiempo de velocidad máxima (ts)

ETAPA I

$$\text{Tiempo de vel max}(t_s) = \frac{\text{longitud de recorrido}}{\text{velocidad}} - \text{tiempo de acele. y desacel.}$$

$$\text{Tiempo de vel max}(t_s) = \frac{300}{1.92} \text{ seg} + 0.5(11.15 \text{ seg} + 11.15 \text{ seg})$$

$$\text{Tiempo de vel max}(t_s) = 167.4 \text{ seg}$$

Tiempo de descanso (t0)

$$\text{Tiempo de descanso}(t_0) = 45 \text{ seg.}$$

4.2.5 Cálculo de las potencias

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

$$\text{Potencia en B} = (4) + (7)$$

$$\text{Potencia en C} = (5) + (7)$$

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

ETAPA I

Potencia de aceleración máxima (1)

$$(1) = \frac{W' * V^2}{32.2 * 102 * t_a}$$

$$(1) = \frac{5559 * 1.92^2}{32.2 * 102 * 11.1}$$

$$(1) = 0.56$$

Potencia de desaceleración máxima (2)

$$(2) = -\frac{W' * V^2}{32.2 * 102 * t_b}$$

$$(2) = -\frac{5559 * 1.92^2}{32.2 * 102 * 11.1}$$

$$(2) = -0.56$$

Potencia en el comienzo de aceleración equivalente (3)

$$(3) = \frac{(w + w_r + w_s) * v * \text{sen}\theta}{102}$$

$$(3) = \frac{(3180 + 398.4 + 1400) * 1.92 * \text{sen}30^\circ}{102}$$

$$(3) = 46.85$$

Potencia en la velocidad máxima en el final de la aceleración (4)

$$(4) = \frac{(w + w_r + w_s - w_b) * v * \text{sen}\theta}{102}$$

$$(4) = \frac{(3180 + 398.4 + 1400 - 3.73) * 1.92 * \text{sen}30^\circ}{102}$$

$$(4) = 46.82$$

Potencia en la velocidad máxima en el final de la desaceleración (5)

$$(5) = \frac{(w + w_s + w_b) * v * \text{sen}\theta}{102}$$

$$(5) = \frac{(3180 + 1400 + 3.73) * 1.92 * \text{sen}30^\circ}{102}$$

$$(5) = 43.13$$

Potencia al final de la desaceleración (potencia equivalente) (6)

$$(6) = \frac{(w + w_s) * v * \text{sen}\theta}{102}$$

$$(6) = \frac{(3180 + 1400) * 1.92 * \text{sen}30^\circ}{102}$$

$$(6) = 43.1$$

Potencia por fricción para piques inclinados (7)

$$(7) = 7a + 7b + 7c$$

Potencia fricción mecánica (7a)

$$7a = \frac{(w + w_s + 0.5 * w_r) * v * \text{sen}\theta}{102} + 7b + 7c) * \left(\frac{1 - E}{E}\right)$$

$$7a = \frac{(3180 + 1400 + 0.5 * 398.47) * 1.92 * \text{sen}30^\circ}{102} + 1.49 + 0.65)$$

$$* \left(\frac{1 - \text{cos}30^\circ}{\text{cos}30^\circ}\right)$$

$$7a = 7.29$$

Potencia fricción de rodamiento (7b)

$$7b = \frac{(w + w_s) * v * 0.02 * \cos\theta}{102}$$

$$7b = \frac{(3180 + 1400) * 1.92 * 0.02 * \cos 30^\circ}{102}$$

$$7b = 1.49$$

Potencia fricción de cable (7c)

$$7c = \frac{(w_r) * 0.1 * \cos\theta * V}{102}$$

$$7c = \frac{(398.4) * 0.1 * \cos 30^\circ * 1.92}{102}$$

$$7c = 0.65$$

$$(7) = 7a + 7b + 7c$$

$$(7) = 7.29 + 1.49 + 0.65$$

$$(7) = 9.43$$

Cálculos de las potencias

Potencia en A

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

$$A = 0.56 + 9.43 + \frac{46.82 + 2 * 46.85}{3}$$

$$A = 56.83$$

Potencia en B

$$B = (4) + (7)$$

$$B = 46.82 + 9.43$$

$$B = 56.25$$

Potencia en C

$$C = (5) + (7)$$

$$C = 43.13 + 9.43$$

$$C = 52.56$$

Potencia en D

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

$$D = -0.56 + 9.43 + \frac{43.13 + 2 * 43.1}{3}$$

$$D = 51.98$$

En resumen

Potencia en A = 56.83 Kw 11 seg

Potencia en B = 56.25 Kw 11 seg

Potencia en C = 52.56 Kw 293.7 seg

Potencia en D = 51.98 Kw 293.7 seg

Capacidad del motor

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

$$RMS(kw) = 56 kw \approx 76 HP$$

Características del ventilador

Tabla 15: Tabla de selección de winche ETAPA I

Peso total a izar	5559 kg = 5.5 tn
Capacidad de enrollamiento (Velocidad de cuerda)	30.66 m/min o 0.511 m/s
Potencia requerida	56 kW (76HP)
Diámetro mínimo de tambor	0.912 m
Sistema del motor	trifásico

Nota: Elaboración propia con información obtenida de cálculos anteriores

Cálculos para el winche ETAPA II

Masa de material a manipular (W)

$$W = 1.59 \text{ tn} * 2 * \frac{1000\text{kg}}{1 \text{ tn}}$$

$$W = 3180 \text{ kg}$$

Masa de los vagones (U-35) (W_S)

$$W_S = 700 \text{ kg} * 2$$

$$W_S = 1400 \text{ kg}$$

Masa del cable (W_R)

$$W_R = 1.328 \text{ kg/m} * 300\text{m}$$

$$W_R = 398.4 \text{ kg}$$

Masa del cable enrollado durante la aceleración (W_a)

$$W_a = 0.5 \text{ velocidad de cuerda} * \text{aceleración} * \text{masa del cable/m}$$

$$W_a = 0.5 * 0.333 * 11 * 1.328 \text{ kg/m}$$

$$W_a = 2.43 \text{ kg}$$

Masa del cable enrollado durante la desaceleración (W_b)

$$W_b = 0.5 \text{ velocidad de cuerda} * \text{desaceleración} * \text{masa del cable/m}$$

$$W_b = 0.5 * 0.333 * 11 * 1.328 \text{ kg/m}$$

$$W_b = 2.43 \text{ kg}$$

Peso total del cable

$$W_{ro} = \text{Masa del cable enrollado} + \text{masa entre tambor y vagon}$$

$$W_{ro} = 398.4 + 300 \text{ m} * 1.328 \text{ kg/m}$$

$$W_{ro} = 796.8 \text{ kg}$$

Masa equivalente de las partes en movimiento

$$W_o = (132 + 75 * (\text{ancho tambora})) * (\text{diametro tambora}^2)$$

$$W_o = (132 + 75 * (1.25)) * (0.912^2)$$

$$W_o = 187.76 \text{ kg}$$

Masa total del sistema

$$W' = W + W_s + W_{ro} + W_o$$

$$W' = 3180 + 1400 + 797 + 188$$

$$W' = 5565 \text{ Kg}$$

Cálculo de la velocidad

Recorrido del carro = 300 m

Duración de ciclo = 15 min

Tiempo de carga y descarga = 4.5 min (ver anexo)

Tiempo de viaje ida/retorno = 10.5 min

$$\text{Velocidad} = 2 * \frac{\text{recorrido del carro}}{\text{tiempo de viaje}} \text{ m/min}$$

$$\text{Velocidad} = 2 * \frac{300}{10.5} \text{ m/min}$$

$$\text{Velocidad} = 57.14 \frac{\text{m}}{\text{min}} \approx 0.95 \text{ m/seg}$$

Cálculo del tiempo de viaje

$$t = 10.5 \text{ min} \approx 630 \text{ seg}$$

Tiempo de aceleración

Distancia del sistema de izaje = 300 m

Aceleración del sistema

$$\text{Aceleración del sistema} = \frac{\text{fuerza del sistema}_x - \text{fuerza de fricción}}{\text{masa total del sistema}}$$

Para esto tenemos:

$$\text{fuerza del sistema}_{\text{total}} = \text{Masa total del sistema} * 9.81 \text{ m/s}^2$$

$$\text{fuerza del sistema}_{\text{total}} = 5559 \text{ kg} * 9.81 \text{ m/s}^2$$

$$\text{fuerza del sistema}_{\text{total}} = 54533 \text{ N}$$

$$\text{fuerza del sistema}_x = \text{fuerza del sistema}_{\text{total}} * \text{Sen}\theta \text{ del pique inclinado}$$

$$\text{fuerza del sistema}_x = 54533 * \text{Sen}30^\circ$$

$$\text{fuerza del sistema}_x = 27266 \text{ N}$$

$$\text{fuerza del sistema}_y = \text{fuerza del sistema}_{\text{total}} * \text{Cos}\theta \text{ del pique inclinado}$$

$$\text{fuerza del sistema}_y = 54533 * \text{Cos}30^\circ$$

$$\text{fuerza del sistema}_y = 47226 \text{ N}$$

$$\text{Fuerza de fricción} = \text{fuerza del sistema}_y * \text{Coef de fricción } \mu t$$

$$\text{Fuerza de fricción} = 47226 * 0.01$$

$$\text{Fuerza de fricción} = 472 \text{ N}$$

Entonces reemplazamos:

$$\text{Aceleracion del sistema} = \frac{\text{fuerza del sistema}_x - \text{fuerza de friccion}}{\text{masa total del sistema}}$$

$$\text{Aceleracion del sistema} = \frac{27266 - 472}{5559}$$

$$\text{Aceleracion del sistema} = 4.82 \text{ m/s}^2$$

Tiempo de aceleración y desaceleración

$$\text{Tiempo} = \sqrt{\frac{\text{Distancia del sistema}}{0.5 * \text{Aceleracion del sistema}}}$$

$$\text{Tiempo} = \sqrt{\frac{300 \text{ m}}{0.5 * 4.82 \text{ m/s}^2}}$$

$$\text{Tiempo} = 11.15 \text{ seg}$$

$$\text{Tiempo de aceleracion}(t_a) = 11.15 \text{ seg}$$

$$\text{Tiempo de desaceleracion}(t_b) = 11.15 \text{ seg}$$

Cálculo del tiempo de velocidad máxima

$$\text{Tiempo de vel max}(t_s) = \frac{\text{longitud de recorrido}}{\text{velocidad}} - \text{tiempo de acele. y desacel.}$$

$$\text{Tiempo de vel max}(t_s) = \frac{300}{0.95} \text{ seg} + 0.5(11.15 \text{ seg} + 11.15 \text{ seg})$$

$$\text{Tiempo de vel max}(t_s) = 326.9 \text{ seg}$$

Tiempo de descanso (t0)

$$\text{Tiempo de descanso}(t_0) = 45 \text{ seg.}$$

Potencia de aceleración máxima (1)

$$(1) = \frac{W' * V^2}{32.2 * 102 * t_a}$$

$$(1) = \frac{5565 * 0.95^2}{32.2 * 102 * 11.1}$$

$$(1) = 0.137$$

Potencia de desaceleración máxima (2)

$$(2) = -\frac{W' * V^2}{32.2 * 102 * t_b}$$

$$(2) = -\frac{5565 * 0.95^2}{32.2 * 102 * 11.1}$$

$$(2) = -0.137$$

Potencia en el comienzo de aceleración equivalente (3)

$$(3) = \frac{(w + w_r + w_s) * v * \text{sen}\theta}{102}$$

$$(3) = \frac{(3180 + 398.4 + 1400) * 0.95 * \text{sen}30^\circ}{102}$$

$$(3) = 23.18$$

Potencia en la velocidad máxima en el final de la aceleración (4)

$$(4) = \frac{(w + w_r + w_s - w_b) * v * \text{sen}\theta}{102}$$

$$(4) = \frac{(3180 + 398.4 + 1400 - 2.43) * 0.95 * \text{sen}30^\circ}{102}$$

$$(4) = 23.17$$

Potencia en la velocidad máxima en el final de la desaceleración (5)

$$(5) = \frac{(w + w_s + w_b) * v * \text{sen}\theta}{102}$$

$$(5) = \frac{(3180 + 1400 + 2.43) * 0.95 * \text{sen}30^\circ}{102}$$

$$(5) = 21.33$$

Potencia al final de la desaceleración (potencia equivalente) (6)

$$(6) = \frac{(w + w_s) * v * \text{sen}\theta}{102}$$

$$(6) = \frac{(3180 + 1400) * 0.95 * \text{sen}30^\circ}{102}$$

$$(6) = 21.32$$

Potencia por fricción para piques inclinados (7)

$$(7) = 7a + 7b + 7c$$

Potencia fricción mecánica (7a)

$$7a = \frac{(w + w_s + 0.5 * w_r) * v * \text{sen}\theta}{102} + (7b + 7c) * \left(\frac{1 - E}{E}\right)$$

$$7a = \frac{(3180 + 1400 + 0.5 * 398.4) * 0.95 * \text{sen}30^\circ}{102} + (0.74 + 0.33) * \left(\frac{1 - \text{cos}30^\circ}{\text{cos}30^\circ}\right)$$

$$7a = 3.61$$

Potencia fricción de rodamiento (7b)

$$7b = \frac{(w + w_s) * v * 0.02 * \text{cos}\theta}{102}$$

$$7b = \frac{(3180 + 1400) * 0.95 * 0.02 * \text{cos}30^\circ}{102}$$

$$7b = 0.74$$

Potencia fricción de cable (7c)

$$7c = \frac{(w_r) * 0.1 * \text{cos}\theta}{102}$$

$$7c = \frac{(398.4) * 0.1 * \text{cos}30^\circ}{102}$$

$$7c = 0.33$$

$$(7) = 7a + 7b + 7c$$

$$(7) = 3.61 + 0.74 + 0.33$$

$$(7) = 4.68$$

Cálculos de las potencias

Potencia en A

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

$$A = 0.137 + 4.68 + \frac{22.17 + 2 * 23.18}{3}$$

$$A = 27.66$$

Potencia en B

$$B = (4) + (7)$$

$$B = 22.17 + 4.68$$

$$B = 26.85$$

Potencia en C

$$C = (5) + (7)$$

$$C = 21.33 + 4.68$$

$$C = 26.01$$

Potencia en D

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

$$D = -0.137 + 4.68 + \frac{21.33 + 2 * 21.32}{3}$$

$$D = 25.86$$

En resumen

Potencia en A = 27.66 Kw 11 seg

Potencia en B = 26.85 Kw 11 seg

Potencia en C = 26.01 Kw 607.7 seg

Potencia en D = 25.86 Kw 607.7 seg

Capacidad del motor

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

$$\text{RMS(kw)} = 28 \text{ kw} \approx 38 \text{ HP}$$

Tabla 16: Tabla de selección de winche ETAPA II

Peso total a izar	5559 kg = 5.5 tn
Capacidad de enrollamiento (Velocidad de cuerda)	20 m/min o 0.333 m/s
Potencia requerida	28 kW (38HP)
Diámetro mínimo de tambor	0.912 m
Sistema del motor	trifásico

Nota: Elaboración propia con información obtenida de cálculos anteriores

4.3 COSTO DE INVERSION ETAPA I

4.3.1 Resumen de costos de labores de desarrollo y preparación

TIPO	NIVEL	LABOR	TRABAJO REALIZADO	P.U.	UND	Suma de CANT.	Suma de MONTO (S/.)
AVANCES	1790	CX CAMARA	CRUCERO 7 x 7 LIMPIEZA CON PALA NEUMATICA ROCA DURA	881.65	ML	35.00	30,857.58
	1790	CH BZ MINERAL	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	15.00	11,861.31
	1790	CH BZ DESMONTE	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	15.00	11,861.31
	1790	INCLINADO	INCLINADO 7 x 8 LIMPIEZA CON PULSO ROCA DURA	1923.38	ML	280.00	538,545.78
	1750	BP NIVEL INTERM.	CRUCERO 7 x 7 LIMPIEZA CON PALA NEUMATICA ROCA DURA	881.65	ML	45.00	39,674.03
	1750	CH BZ MINERAL	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	15.00	11,861.31
	1750	CH BZ DESMONTE	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	18.00	14,233.58
	1690	BP NIVEL INTERM.	CRUCERO 7 x 7 LIMPIEZA CON PALA NEUMATICA ROCA DURA	881.65	ML	45.00	39,674.03
	1690	CH BZ MINERAL	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	15.00	11,861.31
	1690	CH BZ DESMONTE	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	18.00	14,233.58
			ES REFUGIO	ESTOCADA 5 x 6 LIMPIEZA CON PULSO ROCA DURA	905.26	ML	42.00
Total						543.00	762,684.68

4.3.2 Resumen de costos de extracción para profundización

TIPO	NIVEL	LABOR	TRABAJO REALIZADO	P.U.	UND	Suma de CANT.	Suma de MONTO (S/.)
EXTRACCION	1790	TODO INCLINADO	IZAJE SKIP cap. 0.64 dist.110m A WINCHE EN tms	19.56	TMS	5,535.23	108,269.00
	1790	TODO INCLINADO	ACARREO CARRO U35 cap. 1.5 dist.2000m A LOCOM. EN tms	10.85	TMS	5,535.23	60,057.19
Total						122.85	168,326.19

4.3.3 Resumen de costos de sostenimiento

TIPO	NIVEL	LABOR	TRABAJO REALIZADO	P.U.	UND	Suma de CANT.	Suma de MONTO (S/.)
SOSTENIMIENTO	1790	CX CAMARA	INST. RIELES	295.63	Coller.	12	3,449.02
			INST. CAMBIO	722.36	Pzas.	1.00	722.36
			CIMBRA 2 PIEZAS GRANDE	916.37	Pzas.	4.00	3,665.48
			INST. SPLIT SET 5'	40.38	UND	78.75	3,179.93
			INST. MALLA ELECTROSOLDADA	21.09	M2	42.00	885.78
		BP NIVEL INTERM.	INST. RIELES	295.63	Coller.	30.00	8,868.90
			INST. CAMBIO	722.36	Pzas.	2.00	1,444.72
			INST. SPLIT SET 5'	40.38	UND	202.50	8,176.95
			INST. MALLA ELECTROSOLDADA	21.09	M2	108.00	2,277.72
	1790	INCLINADO	INST. RIELES INCLINADO	431.46	Coller.	93.33	40,269.29
			GRADINES PARA INCLINADO	509.91	UND	140.00	71,387.40
			CIMBRA 2 PIEZAS GRANDE	916.37	Pzas.	10.00	9,163.70
			INST. SPLIT SET 5'	40.38	UND	630.00	25,439.40
			INST. MALLA ELECTROSOLDADA	21.09	M2	336.00	7,086.24
		BUZON MINERAL	INST. ANILLO METALICO	233.12	UND	37.50	8,741.93
	Total						1,726.75

4.3.4 Resumen de costos de desquiches

TIPO	NIVEL	LABOR	TRABAJO REALIZADO	P.U.	UND	Suma de CANT.	Suma de MONTO (S/.)
DESQUINCHE	1790	CX COLA DE CARRO	DESQUINCHE x LIMPIEZA CON PULSO ROCA DURA (COLA DE CARROS)	146.56	M3	23.28	3,412.62
	1790	CAMARA DE WINCHE	DESQUINCHE x LIMPIEZA CON PULSO ROCA DURA (CAMARA DE WINCHE)	146.56	M3	239.54	35,106.98
Total							38,519.60

4.3.5 Resumen de costos de tareas administrativas

TIPO	NIVEL	LABOR	TRABAJO REALIZADO	P.U.	UND	Suma de CANT.	Suma de MONTO (S/.)
TAREAS ADM.	1590	CX AMACCI	ALQUILER MAESTRO-AYUDANTE (Armado de Plataforma)	211.49	Tarea	21.00	3,775.86
		IN AMACCI	ALQUILER MAESTRO-AYUDANTE (Instalación Servicios Agua - Aire)	211.49	Tarea	9.00	1,029.78
		IN AMACCI	ALQUILER MAESTRO-AYUDANTE (Instalación de Servicios Avance)	211.49	Tarea	7.00	1,029.78
		BP AMACCI	ALQUILER MAESTRO-AYUDANTE (Instalación de Servicios Avance)	211.49	Tarea	3.00	1,029.78
Total						40.00	6,865.20

4.4 COSTO DE INVERSION ETAPA II

4.4.1 Resumen de costos de labores de desarrollo y preparación

TIPO	NIVEL	LABOR	TRABAJO REALIZADO	PU	UND	Suma de CANT.	Suma de MONTO (S/.)
AVANCES	1790	CX CAMARA	CRUCERO 7 x 7 LIMPIEZA CON PALA NEUMATICA ROCA DURA	881.65	ML	35.00	30,857.58
	1790	CH BZ MINERAL	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	15.00	11,861.31
	1790	CH BZ DESMONTE	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	15.00	11,861.31
	1790	INCLINADO	INCLINADO 7 x 8 LIMPIEZA CON PULSO ROCA DURA	1923.38	ML	280.00	538,545.78
	1750	BP NIVEL INTERM.	CRUCERO 7 x 7 LIMPIEZA CON PALA NEUMATICA ROCA DURA	881.65	ML	45.00	39,674.03
	1750	CH BZ MINERAL	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	15.00	11,861.31
	1750	CH BZ DESMONTE	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	18.00	14,233.58
	1690	BP NIVEL INTERM.	CRUCERO 7 x 7 LIMPIEZA CON PALA NEUMATICA ROCA DURA	881.65	ML	45.00	39,674.03
	1690	CH BZ MINERAL	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	15.00	11,861.31
	1690	CH BZ DESMONTE	CHIMENEA 4 x 4 LIMPIEZA CON TOLVA ROCA DURA	790.75	ML	18.00	14,233.58
			ES REFUGIO	ESTOCADA 5 x 6 LIMPIEZA CON PULSO ROCA DURA	905.26	ML	42.00
Total						543.00	762,684.68

4.4.2 Resumen de costos de extracción para profundización

TIPO	NIVEL	LABOR	TRABAJO REALIZADO	PU	UND	Suma de CANT.	Suma de MONTO (S/.)
EXTRACCIÓN	1790	TODO INCLINADO	IZAJE SKIP cap. 0.64 dist.110m A WINCHE EN tms	19.56	TMS	5,535.23	108,269.00
	1690	TODO INCLINADO	IZAJE SKIP cap. 0.64 dist.110m A WINCHE EN tms	19.56	TMS	5,535.23	108,269.00
	1790	TODO INCLINADO	ACARREO CARRO U35 cap. 1.5 dist.2000m A LOCOM. EN tms	10.85	TMS	5,535.23	60,057.19
Total						122.85	276,595.19

4.4.3 Resumen de costos de sostenimiento

TIPO	NIVEL	LABOR	TRABAJO REALIZADO	PU	UND	Suma de CANT.	Suma de MONTO (S/.)
SOSTENIMIENTO	1690	CX CAMARA	INST. RIELES	295.63	Coller.	12	3,449.02
			INST. CAMBIO	722.36	Pzas.	1.00	722.36
			CIMBRA 2 PIEZAS GRANDE	916.37	Pzas.	4.00	3,665.48
			INST. SPLIT SET 5'	40.38	UND	78.75	3,179.93
			INST. MALLA ELECTROSOLDADA	21.09	M2	42.00	885.78
	1640-1590	BP NIVEL INTERM.	INST. RIELES	295.63	Coller.	30.00	8,868.90
			INST. CAMBIO	722.36	Pzas.	2.00	1,444.72
			INST. SPLIT SET 5'	40.38	UND	202.50	8,176.95
			INST. MALLA ELECTROSOLDADA	21.09	M2	108.00	2,277.72
	1640	INCLINADO	INST. RIELES INCLINADO	431.46	Coller.	93.33	40,269.29
			GRADINES PARA INCLINADO	509.91	UND	140.00	71,387.40
			CIMBRA 2 PIEZAS GRANDE	916.37	Pzas.	10.00	9,163.70
			INST. SPLIT SET 5'	40.38	UND	630.00	25,439.40
			INST. MALLA ELECTROSOLDADA	21.09	M2	336.00	7,086.24
	1690-1640-1590	BUZON MINERAL	INST. ANILLO METALICO	233.12	UND	37.50	8,741.93
Total						1,726.75	194,758.81

4.4.4 Resumen de costos de desquinces

TIPO	NIVEL	LABOR	TRABAJO REALIZADO	PU	UND	Suma de CANT.	Suma de MONTO (S/.)
DESQUINCHE	1790	CX COLA DE CARRO	DESQUINCHE x LIMPIEZA CON PULSO ROCA DURA (COLA DE CARROS)	146.56	M3	23.28	3,412.62
	1790	CAMARA DE WINCHE	DESQUINCHE x LIMPIEZA CON PULSO ROCA DURA (CAMARA DE WINCHE)	146.56	M3	239.54	35,106.98
Total							38,519.60

4.4.5 Resumen de costos de tareas administrativas

TIPO	NIVEL	LABOR	TRABAJO REALIZADO	PU	UND	CANT.	MONTO (S/.)
TAREAS ADM.	1590	CX AMACCI	ALQUILER MAESTRO-AYUDANTE (Armado de Plataforma)	211.49	Tarea	21.00	3,775.86
		IN AMACCI	ALQUILER MAESTRO-AYUDANTE (Instalación Servicios Agua - Aire)	211.49	Tarea	9.00	1,029.78
		IN AMACCI	ALQUILER MAESTRO-AYUDANTE (Instalación de Servicios Avance)	211.49	Tarea	7.00	1,029.78
		BP AMACCI	ALQUILER MAESTRO-AYUDANTE (Instalación de Servicios Avance)	211.49	Tarea	3.00	1,029.78
Total						40.00	6,865.20

4.5 COSTOS E INVERSION FINAL

DETALLE DE LOS COMPONENTES DEL PROYECTO DE INVERSIÓN		CANTIDAD	UNIDAD	PRECIO	MONTO PRESUP (US\$)
OPERACIÓN	AVANCES	1	Gbl	1,525,369	386,169.46
	EXTRACCION	1	Gbl	444,921	112,638
	SOSTENIMIENTO	1	Gbl	389,518	98,612
	DESQUINCHE	1	Gbl	77,039	19,504
	TAREAS ADM.	1	Gbl	13,730	3,476
TOTAL OPERACIÓN				2,450,578	620,399
SERVICIO DE EQUIPOS	PALA NEUMATICA	1	Gbl	18800	5,013
	VENTILADOR	1	Gbl	12000	3,200
	COMPRESORA NEUMATICA	1	Gbl	284550	75,880
	PETROLEO PARA COMPRESORA	1	Gbl	327600	87,360
	CAMION DE SERVICIOS	1	Gbl	100800	26,880
	PETROLEO PARA CAMION	1	Gbl	35437.5	9,450
TOTAL SERVICIO DE EQUIPOS				779,188	207,783
SUPERVISION	SUPERVISOR	1	Gbl	172,725	46,060
	EPP EMPLEADOS	1	Gbl	1,260	336
	ALIMENTACION	1	Gbl	22,680	6,048
TOTAL SUPERVISION				196,665	52,444
MATERIALES	RIELES DE 30 LB Y ACCESORIOS	1	Gbl	203,734	54,329
	MADERA, CUADROS GRANDES	1	Gbl		-
	TUBERÍA HDPE DE 1" Y ACCESORIOS	1	Gbl	2,049	546
	TUBERÍA HDPE DE 2" Y ACCESORIOS	1	Gbl	4,799	1,280
	MANGA DE VENTILACIÓN DE 24"	1	Gbl	7,675	2,047
TOTAL MATERIALES				218,257	58,202
MONTO TOTAL PRESUPUESTADO DEL PROYECTO				S/ 3,644,688	\$ 938,829

CAPITULO 5

5 RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1 Evaluación del sistema de izaje

Para el análisis del inclinado se comparará con un sistema de pique vertical tradicional que se realizan en la unidad minera estos piques tienen las siguientes características:

Tabla 17: Descripción Pique vertical

PIQUE VERTICAL CONVENCIONAL		
Sección	2.4 x 1.2	Metros cuadrados
Avance (por disparo)	1	Metros
Costo Precio Unitario	1577.85	Soles/metro

Nota: Elaboración propia con información obtenida de cálculos anteriores.

Vemos que el avance por disparo de esta labor no es muy diferente al del pique inclinado, pero debido a que la profundización incluirá el armado de madera y colocado de puntales de línea y encribado lo cual demorara en promedio una guardia completa, es decir por ejemplo la guardia de día dispara y limpia mientras que la guardia de noche, sostiene y hace madera. Lo cual no sucede con el pique inclinado ya que en este método se completa el ciclo de minado es decir limpieza perforación voladura y sostenimiento todo en una sola guardia. Por otro lado en el diseño que se propone se debe parar una guardia cada 6 metros de avance para instalar riel y armar los gradines además que hay que ejecutar otro tipo de infraestructuras para complementar el sistema de extracción, lo cual no sucede con el pique vertical normal ya que su avance es parejo sin detenerse y solo necesita poca infraestructura adicional.

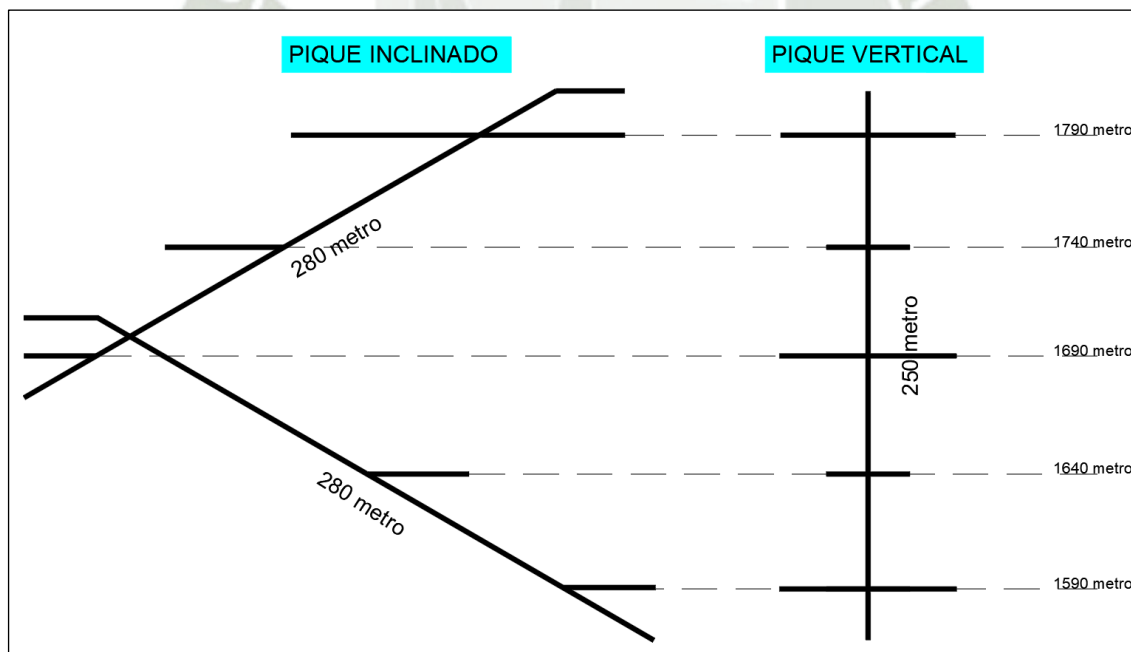
En conclusión, el tiempo de ejecución del pique vertical es más rápido que el método que pique inclinado, pero a la vez estará limitado a una extracción muy menor al método que se propone lo cual veremos más adelante. Ver figura.

Tabla 18: Pique vertical vs Pique inclinado

	PIQUE VERTICAL CONVENCIONAL	PIQUE INCLINADO	Unidades
Sección	2.4 x 1.2	2.4 x 2.1	Metros cuadrados
Avance (por disparo)	1	0.9	Metros
Avance (por día)	1	1.8	Metros
Costo Precio Unitario	1577.85	1923.38	Soles/metro
Tiempo para ejecutar 4 niveles (50 metros cada uno)	390	590	días

Nota: Elaboración propia con información obtenida de cálculos anteriores.

Figura 12: Croquis de diseño Pique vs Inclinado



Nota: El pique inclinado cuenta con mayor cantidad de avances en comparación del pique vertical tradicional, pero a su vez tiene una capacidad de extracción mucho mayor lo cual es un beneficio a largo plazo

5.2 Evaluación del rendimiento del pique inclinado

El pique convencional consta de un valde de izaje de 35cm de radio y de 1.5 metros de altura dando así una capacidad de extracción de 0.43 toneladas por viaje es decir 6.5 veces menor a la del pique inclinado propuesto que es de 2.75 toneladas por viaje, muy aparte el pique vertical consta de un winche de 30 HP que iza el material a una velocidad de 0.833 m/s o 50 m/min en promedio (subida y bajada) generando así ciclos de 7 minutos por viaje donde los tiempos más elevados son los de carguío debido a que este se debe realizar a pulso. Por otro lado, el nuevo pique inclinado usara un winche de 80 HP o dos winches de 40 HP para izar el material a una velocidad de 1.92 m/s o 31.25 m/min en promedio generando así ciclos de 8.57min por viaje es 1 minuto más que el pique convencional pero la diferencia radica en que la longitud de extracción es 300 metros es decir 6 veces más que el pique tradicional.

Tabla 19: Características Pique convencional vs Pique inclinado

	PIQUE VERTICAL CONVENCIONAL	NUEVO PIQUE INCLINADO	
Sección	2.4 x 1.2	2.4 x 2.1	Metros cuadrados
Avance (por día)	1	0.9	Metros
Costo Precio Unitario	1577.85	1923.8	Soles/metro
Capacidad de extracción x viaje	0.43	2.74	tn/balde
Tiempo de extracción x guardia	7	7	horas
Longitud de izaje	70	300	metros
Tiempo de ciclo	7	9.77	minutos
Tiempo de bajada	82	138	segundos
Tiempo de subida	100	180	segundos

Tiempo de carguío	3.35	3	minutos
Tiempo de descarga	25	90	segundos
Velocidad de subida	40	115	metros/min
Velocidad de bajada	60	60	Metros/min
Cantidad de ciclos (viajes)	60	43	viajes
Capacidad de extracción x guardia	25.8	117.9	Toneladas
Capacidad de Winche	30	80	HP

Nota: Elaboración propia con información obtenida de cálculos anteriores

5.3 Evaluación de la producción

Según los cálculos detallados anteriormente tenemos los siguientes resultados:

Tabla 20: Producción Pique vertical vs Pique inclinado

	PIQUE VERTICAL CONVENCIONAL	NUEVO PIQUE INCLINADO	UNIDADES
Producción por ciclo	0.43	2.74	Toneladas
Producción por guardia	25.8	117.9	Toneladas
Producción por día	51.62	235.8	Toneladas
Producción mensual	1548.6	7074	Toneladas
Producción anual	18583.2	84888	Toneladas

Nota: Elaboración propia con información obtenida de cálculos anteriores

Vemos que la producción del nuevo inclinado va ser 4.5 veces mayor al de un pique convencional, este número nos indica que el pique convencional está limitado a un solo frente de

avance de sección grande (17.8 tn) y 6 carros U-35 de mineral (8 tn) si un volquete en promedio es de 20 tn entonces el ritmo de producción de mineral será de 1 volquete cada 3 guardias (1 día y medio) aproximadamente, manteniendo un frente de avance. Sin embargo, el nuevo pique inclinado contempla la ejecución de 3 frentes grandes (53.65 tn), 4 frente medianos (15.57 tn) y 22 carros U-35 de mineral (33.2 tn) es decir, un volquete y medio cada guardia.

5.4 Evaluación del costo unitario de extracción (\$/tn)

El costo de extracción nos indica cuánto cuesta extraer una tonelada de material de los niveles inferiores para realizar el cálculo consideraremos que en ambos diseños se utilizaran 3 personas para el izaje⁴, con la diferencia que en el pique convencional se usara un maestro perforista, 1 ayudante perforista y 1 peón o ayudante de servicios y en el pique inclinado se usara un maestro perforista y 2 ayudantes perforista debido a que al utilizar U-35 en el pique inclinado implica un mayor riesgo debido al peso de la carga, es por esto que se necesita un personal más capacitado y con mayor experiencia que la de un peón o ayudante de servicios.

Posteriormente se analizarán los costos de supervisión, alimentación, EPP's, uso de herramientas, movilidad y transporte, viáticos, seguro médico etc. Los cuales son los mismos en ambos casos ya que estos no difieren de la categoría del personal que se está empleando.

De este modo tenemos los siguiente Precios unitarios:

5.4.1 Costo unitario Pique nuevo inclinado

Figura 13: Costo Unitario Pique inclinado a 30°

ACARREO CARRO U35 cap. 1.5 dist.100m A WINCHE EN tms		0	pies	VOLVER:			
F1	Trabajos de sostenimiento						RESUMEN PRECIOS
Tipo:	Convencional						
Mano de Obra Directa							
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Factor de Pago</u>	<u>Total por Guardia</u>	<u>Costo Unit del recurso</u>	<u>Bono Produccion</u>	<u>Costo Real S./</u>	
MO02	Maestro Perforista 1	2.05	1.00 TAR	80.00	7.00	171.05	
MO04	Ayudante Perforista 1	2.05	2.00 TAR	75.00	5.00	317.59	
MO04-2	Ayudante Perforista 2	1.27	0.00 TAR	50.00	5.00	0.00	
MO04-3	Servicios Auxiliares	2.05	0.00 TAR	75.00	5.00	0.00	
						488.64	
Mano de Obra Indirecta							
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>		<u>Total por Turno</u>	<u>Costo Unit del recurso</u>	<u>Bono Produccion</u>	<u>Costo Real S./</u>	
MOI04	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. SER. DIV. - SOSTENIMIENTO		1.00 TURNO	7.38	0.00	7.38	
MOI08	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. SER. DIV. - SOSTENIMIENTO-LOGISTICO		1.00 TURNO	0.79	0.00	0.79	
MOI12	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. SER. DIV. - SOSTENIMIENTO-CHOFER		1.00 TURNO	1.60	0.00	1.60	
						9.77	
Suministros:							
Herramientas:							
111-1	LAMPA			2.00 PZA.	0.28	1.70	
112-1	PICO			2.00 PZA.	0.30	1.80	
117-2	BARRETILLA			3.00 PZA.	0.53	4.78	
165	OTROS (17% DEL TOTAL)				0.15	1.24	
						9.52	
						9.52	
Movilidad Servicios							
			<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>			
MOV01	CAMION DE SERVICIOS		3.00 Tar	2.59	7.77		
MOV02	CAMIONETA SERVICIOS		3.00 Tar	1.47	4.41		
Tareas Totales						12.18	
Implementos de Seguridad-MOD							
			<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>			
EPP2	FACTOR DE EPP'S - FRENTE , TAJOS - SIN R.AGUA.		3.00 Tar	4.89	14.67		
EPP2-2	FACTOR DE EPP'S - FRENTE , TAJOS CON R.AGUA.		0.00 Tar	0.85	0.00		
Tareas Totales						14.67	
Implementos de Seguridad-MOI							
			<u>Nro Tur</u>	<u>Costo Unitario</u>			
EPII04	M.O. INDIRECTA SUPERVISION SER. DIV. - SOSTE. EPP		1.00 TURNO	0.19	0.19		
EPII08	M.O. INDIRECTA SUPERVISION SER. DIV. - SOSTE. EPP-LOGISTICO		1.00 TURNO	0.02	0.02		
EPII12	M.O. INDIRECTA SUPERVISION SER. DIV. - SOSTE. EPP-CHOFER		1.00 TURNO	0.05	0.05		
Tareas Totales						0.26	
EM01	EXAMEN MEDICO ANUAL			1.27	3.80		
VO01	VIATICOS OBREROS			5.00	15.00		
ALMI04EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA DIVERSOS - SOSTENIMIENTO			1.28	1.28		
ALMI08EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA DIVERSOS - SOSTENIMIENTO-LOGISTICO			0.16	0.16		
ALMI12EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA DIVERSOS - SOSTENIMIENTO-CHOFER			0.33	0.33		
ALIMENTACION (MANO DE OBRA DIRECTA)						81.00	
						636.60	
						0.00	
Contingencias						0.00%	
Utilidad						10.00%	
Total Indirectos						55.38	
						691.98	
						118.82	
						5.82	

Nota: El costo unitario que tendrá el pique inclinado se elaboró en función a datos de campo y el rendimiento que tendrá el izaje es decir tn por guardia, además el mayor costo se encuentra en el pago de la mano de obra requerida para este trabajo

5.4.2 Costo unitario Pique vertical tradicional

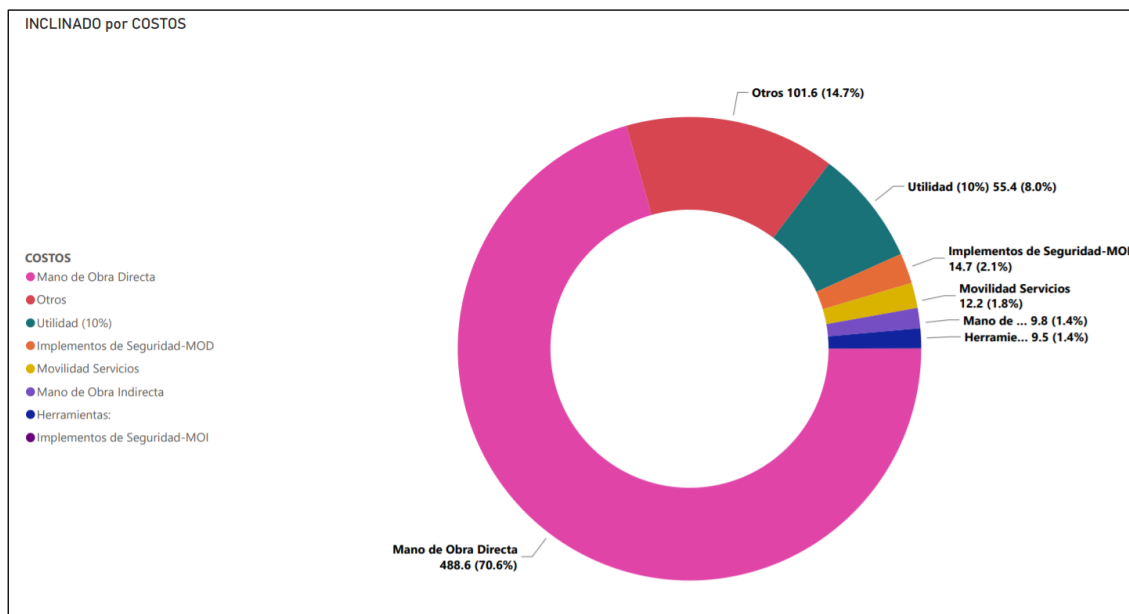
Figura 14: Costo Unitario Pique tradicional vertical

IZAJE BALDE cap. 0.38 dist.70m A WINCHE EN tms		0	pies	VOLVER:		
F1	Trabajos de sostenimiento					RESUMEN PRECIOS
Tipo:	Convencional					
Mano de Obra Directa						
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Factor de Pago</u>	<u>Total por Guardia</u>	<u>Costo Unit del recurso</u>	<u>Bono Produccion</u>	<u>Costo Real S./</u>
MO02	Maestro Perforista 1	2.05	1.00 TAR	80.00	7.00	171.05
MO04	Ayudante Perforista 1	2.05	1.00 TAR	75.00	5.00	158.79
MO04-2	Ayudante Perforista 2	1.27	1.00 TAR	50.00	5.00	68.50
MO04-3	Servicios Auxiliares	2.05	0.00 TAR	75.00	5.00	0.00
			3.00			398.34
Mano de Obra Indirecta						
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>		<u>Total por Turno</u>	<u>Costo Unit del recurso</u>	<u>Bono Produccion</u>	<u>Costo Real S./</u>
MOI04	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. SER. DIV. - SOSTENIMIENTO		1.00 TURNO	7.38	0.00	7.38
MOI08	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. SER. DIV. - SOSTENIMIENTO-LOGISTICO		1.00 TURNO	0.79	0.00	0.79
MOI12	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. SER. DIV. - SOSTENIMIENTO-CHOFER		1.00 TURNO	1.60	0.00	1.60
			1.00			9.77
Suministros:						
Herramientas:						
111-1	LAMPA			2.00 PZA.	0.28	1.70
112-1	PICO			2.00 PZA.	0.30	1.80
117-2	BARRETILLA			3.00 PZA.	0.53	4.78
165	OTROS (17% DEL TOTAL)				0.15	1.24
						9.52
						9.52
Movilidad Servicios						
			<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>		
MOV01	CAMION DE SERVICIOS		3.00 Tar	2.59		7.77
MOV02	CAMIONETA SERVICIOS		3.00 Tar	1.47		4.41
Tareas Totales						12.18
Implementos de Seguridad-MOD						
			<u>Nro Tar</u>	<u>Costo Unitario</u>		
EPP2	FACTOR DE EPP'S - FRENTE, TAJOS - SIN R.AGUA.		3.00 Tar	4.89		14.67
EPP2-2	FACTOR DE EPP'S - FRENTE, TAJOS CON R.AGUA.		0.00 Tar	0.85		0.00
Tareas Totales						14.67
Implementos de Seguridad-MOI						
			<u>Nro Tur</u>	<u>Costo Unitario</u>		
EPP104	M.O. INDIRECTA SUPERVISION SER. DIV. - SOSTE. EPP		1.00 TURNO	0.19		0.19
EPP108	M.O. INDIRECTA SUPERVISION SER. DIV. - SOSTE. EPP-LOGISTICO		1.00 TURNO	0.02		0.02
EPP112	M.O. INDIRECTA SUPERVISION SER. DIV. - SOSTE. EPP-CHOFER		1.00 TURNO	0.05		0.05
Tareas Totales						0.26
EM01	EXAMEN MEDICO ANUAL				1.27	3.80
VO01	VIATICOS OBREROS				5.00	15.00
ALMI04EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA DIVERSOS - SOSTENIMIENTO				1.28	1.28
ALMI08EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA DIVERSOS - SOSTENIMIENTO-LOGISTICO				0.16	0.16
ALMI12EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA DIVERSOS - SOSTENIMIENTO-CHOFER				0.33	0.33
ALIMENTACION (MANO DE OBRA DIRECTA)					81.00	81.00
					Sub Total Parcial	546.30
Contingencias					0.00%	0.00
Utilidad					10.00%	46.35
Total Indirectos						46.35
					Total Parcial	592.65
					Factor de Rendimiento (tms)	26.24
					Costo por (tms)	22.58

Nota: El costo unitario del pique vertical tradicional se elaboró en función a datos recogidos de campo y del pique que tendrá en una guardia es te precio es elevado debido a que la capacidad de izaje es limitada

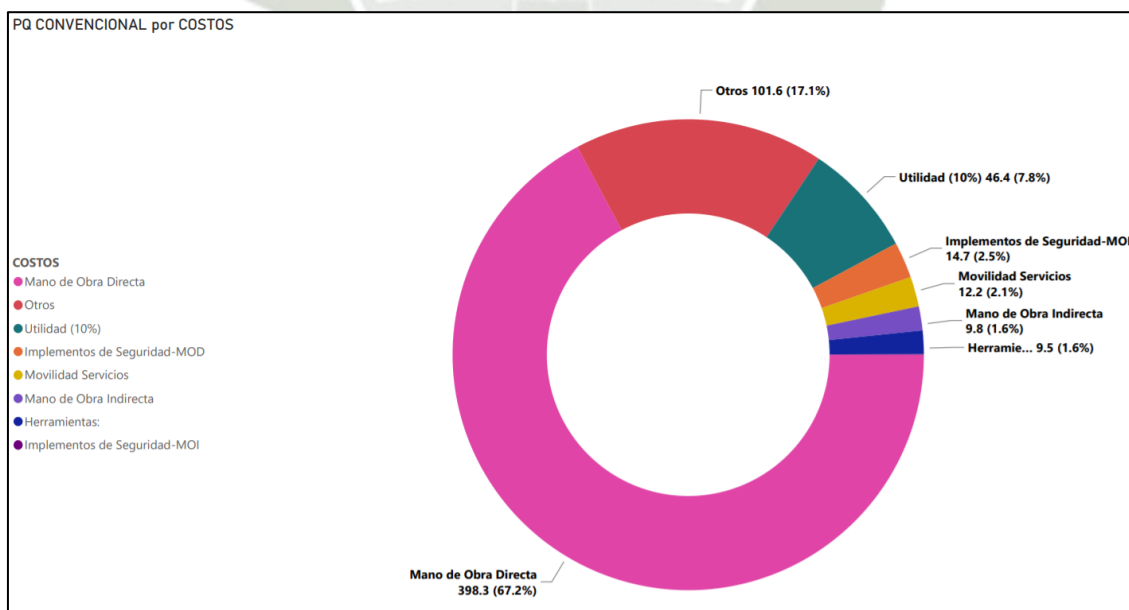
A continuación, se muestran dos graficas con los costos antes mencionados.

Figura 15: Grafica de distribución de costos pique inclinado.



Nota: gráfica de la distribución de los costos del nuevo pique inclinado para la elaboración del PU

Figura 16: Grafica de distribución de costos pique vertical tradicional



Nota: gráfica de la distribución de los costos del pique tradicional de su precio unitario

Analizando los costos resultantes vemos que el del pique vertical tradicional es mucho más elevado debido mayormente a su rendimiento el cual lo calculamos anteriormente, de este modo podemos detallar lo siguiente:

Tabla 21: Precios Unitarios y costos Pique vertical vs Pique inclinado

	PIQUE VERTICAL CONVENCIONAL	NUEVO PIQUE INCLINADO	UNIDADES
Producción por ciclo	0.43	2.74	Toneladas
Producción por guardia	25.8	117.9	Toneladas
Precio Unitario	22.58	5.82	Soles/tonelada
Costo de extracción	582.5	686.1	Soles x guardia

Nota: Elaboración propia con información obtenida de cálculos anteriores.

Vemos que el beneficio del nuevo pique inclinado es mucho mayor ya que a medida que sacamos más tonelaje los costos siguen mucho más bajos que los piques tradicionales sacando prácticamente 4 veces más por el mismo precio.

5.5 Comparación de indicadores

Los indicadores que se muestran más adelante es la comparación de un pique vertical tradicional y uno inclinado.

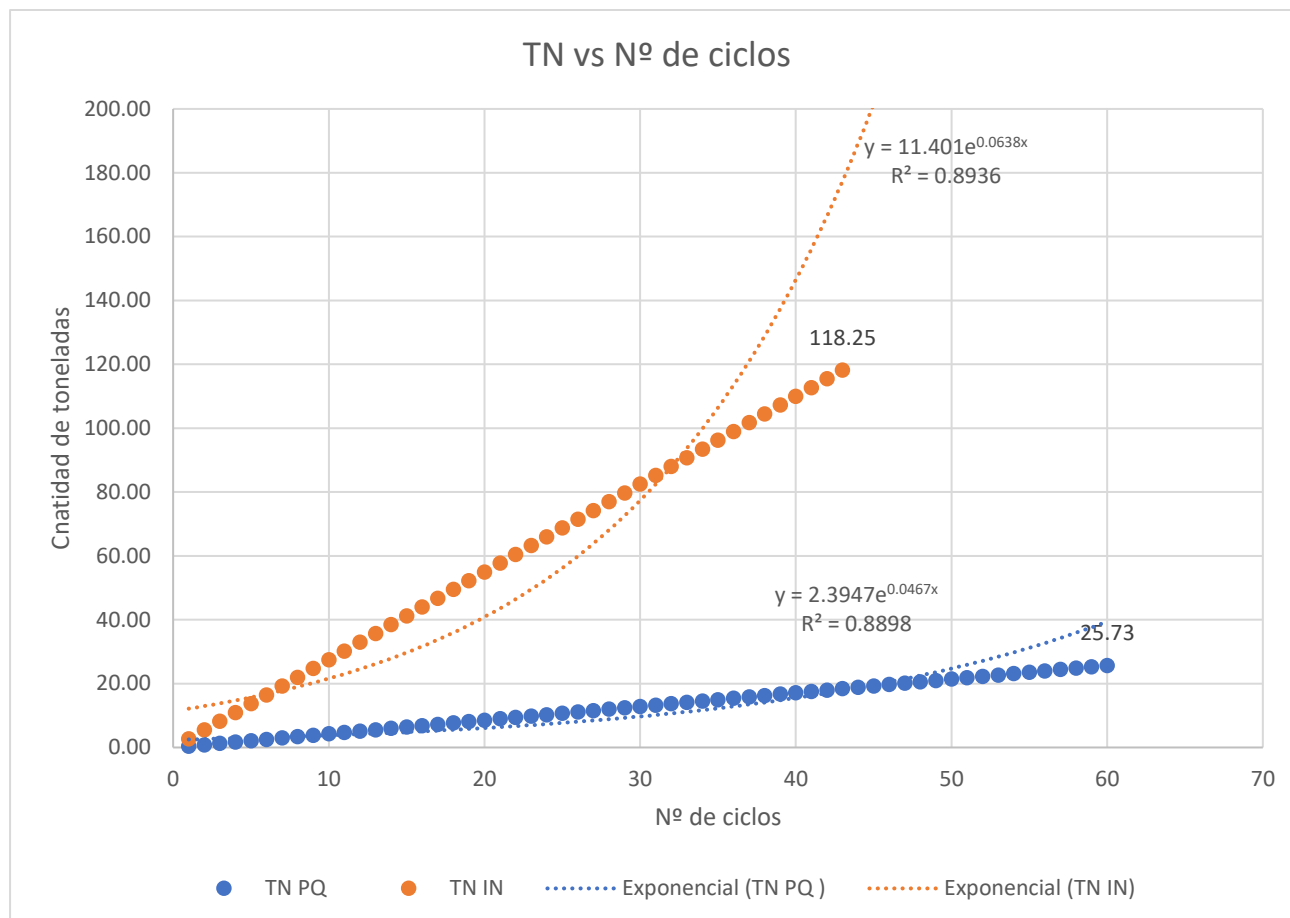
Tabla 22: Comparación de indicadores Pique vertical vs pique inclinado

	PIQUE VERTICAL TRADICIONAL	NUEVO PIQUE INCLINADO	UNIDADES
Avance por día	1	1.8	m/día
Capacidad de metros de avance	1.5	6.5	m/guardia
Capacidad de extracción de mineral	8	32	tn/guardia
Producción	51.62	235.8	Ton/día
Precio de izaje	22.58	5.82	Soles/tonelada

Nota: Elaboración propia con información obtenida de cálculos anteriores.

En la gráfica que veremos a continuación se ve la comparación de los dos piques la línea de color azul es la del pique vertical tradicional en el cual debido a que cada viaje es más corto puede realizar más ciclos en una guardia, pero solo extrayendo 25.7 tn por otro lado el nuevo pique tradicional al ser sus ciclos un poco más largos realiza 17 viajes menos, pero extrayendo mucho más 117.9 tn. Logrando así el objetivo hacer menos viajes, extrayendo más mineral a un menor costo.

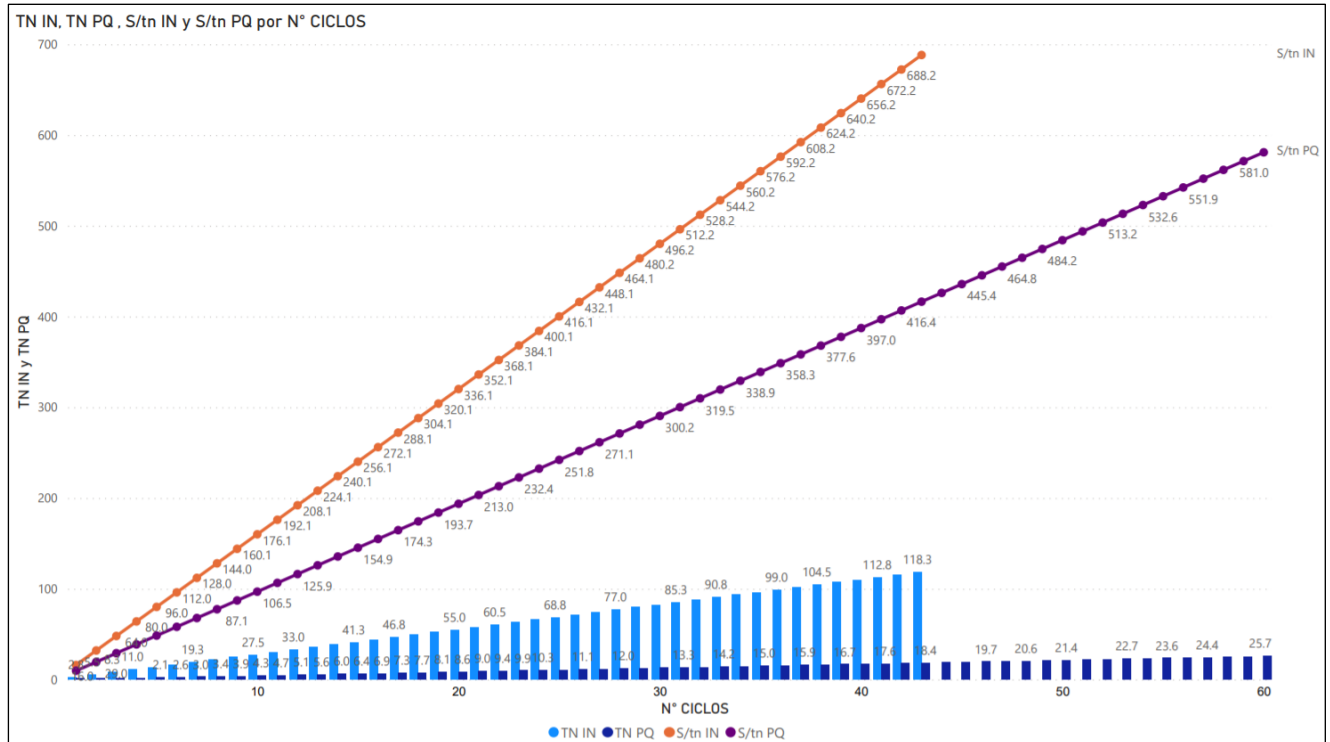
Figura 17: Grafica de Tn de extracción del pique inclinado vs pique vertical vs cantidad de ciclos



Nota: Gráfico de elaboración propia que representa las toneladas izadas en el nuevo pique inclinado son mucho mayores que el pique tradicional y se extraen en una menor cantidad de ciclos siendo este más eficiente y económico

Ahora vemos cómo se comportan los costos extracción acumulados por cada viaje realizado por el pique vertical tradicional y el nuevo pique inclinado.

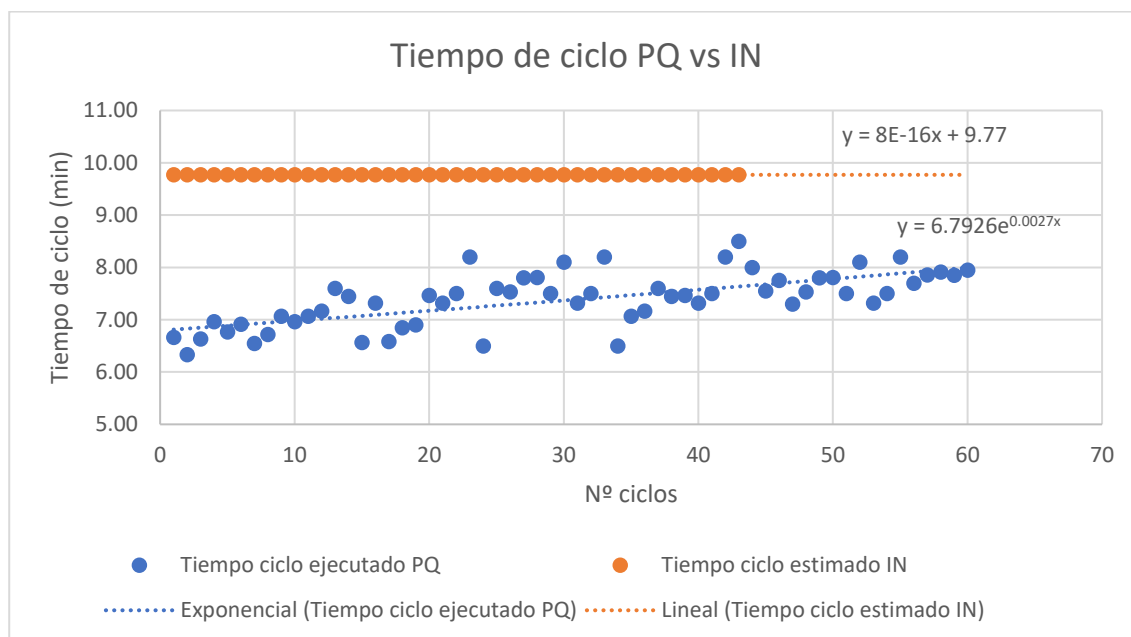
Figura 18: Grafica de costos de extracción del pique inclinado vs pique vertical vs cantidad de ciclos



Nota: Gráfico de elaboración propia en el que se observa que el costo de extracción en una guardia no difiere uno del otro y que el valor acumulado de las toneladas extraídas aumenta exponencialmente a medida que transcurren los ciclos

A continuación, se muestra una gráfica en la que se comparará el tiempo aproximado de ciclo del pique inclinado el cual como vimos anteriormente será de 9.7 min por ciclo por eso se mantendrá como una línea continua, por otro lado, se muestra el tiempo de ciclo ejecutados de un pique tradicional que como vimos tiene un ciclo promedio de 7 min y presenta una línea de tendencia positiva.

Figura 19: Grafico de tiempo de ciclo del Pique tradicional vs Pique inclinado



Nota: Se observa el tiempo promedio que tendrá un ciclo normal del nuevo pique inclinado, este se calculó en función a datos anteriormente mencionados y se contrasto con el tiempo de ciclo de un pique vertical, para la información de este pique se tomaron datos en campo

5.6 Evaluación Económica

5.6.1 Ingresos

Los ingresos se dan por la venta de concentrado de oro:

Toneladas x día	48.8	Tn
Toneladas x mes	1464	Tn
Ley de Au	13.75	Gr/tn
Finos de Au x mes	647.19	Onzas
Precio de la Onza Au	1500	\$/onza
Valor \$ incremento	970,791	Dólares

5.6.2 Egresos

Los egresos están compuestos por las inversiones y los costos de operación, las cuales se distribuyen de la siguiente manera:

➤ **Inversión Etapa I**

Estos costos se total de ejecución de la ETAPA I es de \$455 709 el cual se gastará a lo largo de 10 meses que es el tiempo de construcción.

Infraestructura y equipos	\$ 455, 709
Duración de la Etapa I	10 meses
Inversion x mes	\$ 45, 570

➤ **Inversión Etapa II**

Estos costos se total de ejecución de la ETAPA II es de \$483 119 el cual se gastará a lo largo de 10 meses que es el tiempo de construcción.

Infraestructura y equipos	\$ 483, 119
Duración de la Etapa I	10 meses
Inversion x mes	\$ 48, 311

➤ **Mantenimiento**

Se considera un mantenimiento mensual del pique inclinado de \$ 2500 además tendrá un incremento del 3% mensual por alguna eventualidad como incremento de la mano de obra, materiales, herramientas etc.

5.6.3 Consideraciones para el cálculo del VAN y TIR

➤ **Precio del oro**

Para la valorización del oro se consideró un precio de 1500 \$/Onza.

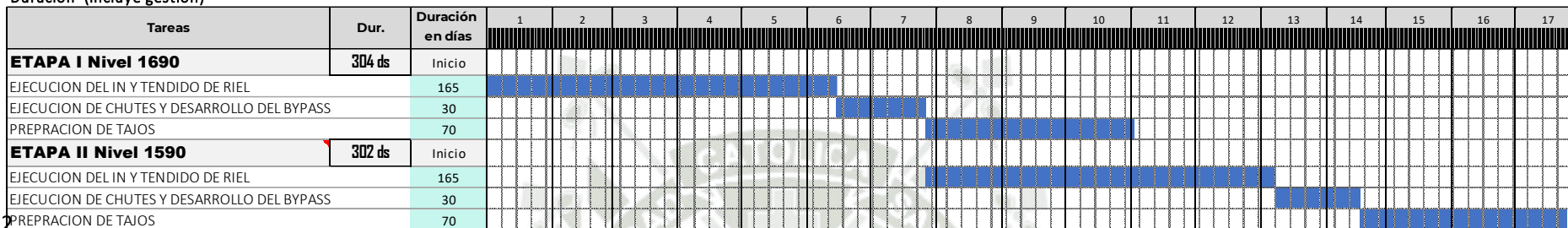
➤ **Tasa de Descuento**

La tasa de descuento será del 12% anual.

1 5.6.4 Diagrama Gannt del proyecto

Diagrama Gannt del proyecto:

Inicio proyecto(incluye gestión)	1/01/2023
Fin proyecto	24/05/2024
Duracion (incluye gestión)	509 días



3

4 5.6.5 Cálculo del VAN y TIR

INGRESOS

Precio de la Oz Au	\$	1500
Valor \$ incremento	\$	970,791 Beneficio

Mantenimiento	x Mes	2500
---------------	-------	------

INVERSION

		mes	
Inversión ETAPA I	\$	455709.47	10 45570.947
Inversion ETAPA II	\$	483119.34	10 48311.934
		938828.81	

MESES	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	
inversion	-45570.9	-45570.9	-45570.9	-45570.9	-45570.9	-45570.9	-45570.9	-93882.9	-93882.9	-93882.9	-48311.9	-48311.9	-48311.9	-48311.9	-48311.9	-48311.9	-48311.9				
Beneficios											975,645	980,523	985,426	990,353	995,305	1,000,281	1,005,283	1,010,309	1,015,361		
Costos mtto	-	2,425	- 2,498	- 2,573	- 2,650	- 2,729	- 2,811	- 2,896	- 2,982	- 3,072	- 3,164	3,072	- 3,164	- 3,259	- 3,357	- 3,457	- 3,561	- 3,668	- 3,778	- 3,891	
Flujo caja	-	45,571	- 47,996	- 48,069	- 48,144	- 48,221	- 48,300	- 48,382	- 96,778	- 96,865	- 96,955	- 51,476	924,261	929,047	933,855	938,684	943,535	948,408	1,001,615	1,006,531	1,011,469
Valor a Presente Neto	-	45,571	- 42,854	- 38,320	- 34,268	- 30,645	- 27,407	- 24,512	- 43,778	- 39,122	- 34,963	- 16,574	265,703	238,463	214,015	192,073	172,380	154,706	145,880	130,889	117,438

TEA	12%
TIR	30%
EVAN	\$ 1,253,535.32

5.6.6 Resultados del VAN y TIR

La evaluación económica con una tasa de descuento anual del 12%, da como resultado un valor actual neto (VAN) de US\$ 1,253,355, con una tasa interna de retorno (TIR) anualizada de 30%.

Como se muestra el VAN es positivo, en conclusión, el proyecto del caso de estudio es factible y económicamente rentable; además la tasa de interés de retorno es mayor a la tasa de interés anual $30\% > 12\%$; el proyecto es económicamente rentable y justifica la inversión



CONCLUSIONES

El nuevo diseño de piques inclinados sucesivos en la unidad minera Yanaquihua S.A.C. se desarrollara en dos fases, la primera fase consistirá en profundizar del nivel 1790 al 1690 mediante un pique con inclinación de 30° respecto a la horizontal este tendrá un total de 300 metros de longitud aproximadamente, la segunda fase consistirá en una segunda profundización del nivel 1690 al 1590 profundizando así otros 100 metros verticales, este proyecto permitirá la extracción 138 tn/día de desmonte y 66.5 tn/día de mineral, permitiendo la exploración y preparación de los niveles inferiores 1740, 1690, 1640 y 1590.

Para la profundización de la primera fase del inclinado se consideró las especificaciones de diseño de las labores, diámetro del cable, tambora, brida, potencia de winche, etc. los cuales veremos a continuación:

Sección de la labor	2.4 x 2.1 inclinación 30°
Equipos	Winche 80 HP o 2 Winches de 40 HP Ventilador de 30 HP (15 000 cfm) 2 carros mineros U-35 1 bomba eléctrica de 20 HP
Cable	6 x 23 (Tipo Ballena – Galvanizado) Diámetro 19 mm Fuerza a la ruptura 205.94 Kn/tn

Para la profundización de la segunda fase del inclinado se consideró las siguientes especificaciones de diseño:

Sección de la labor	2.4 x 2.1 inclinación 30°
Equipos	Winche de 40 HP Ventilador de 30 HP (15 000 cfm) 2 carros mineros U-35 1 bomba eléctrica de 20 HP
Cable	6 x 23 (Tipo Ballena – Galvanizado) Diámetro 19 mm Fuerza a la ruptura 205.94 Kn/tn

Se determinaron y analizaron las ventajas que determinan la factibilidad económica que tiene este nuevo diseño de profundización en comparación a los piques verticales tradicionales las cuales son las siguientes:

- El nuevo diseño permitirá la extracción de 118tn/guardia en comparación a las 25.8 tn/guardia del pique vertical tradicional, es decir, 4.5 veces mayor.
- El nuevo pique inclinado tendrá un costo de extracción de 5.82 Soles/tn mientras que el costo de extracción del pique vertical tradicional es de 22.58 Soles/tn es decir es mucha más económico esto debido a su mejor rendimiento.
- El nuevo pique inclinado permitirá el avance de más labores simultaneas en niveles inferiores mientras que en un pique vertical tradicional permitirá el avance de una sola labor ralentizando así las exploraciones y las labores de desarrollo y preparación.

El resultado de la evaluación económica del proyecto obtuvo como resultado la viabilidad financiera mediante un valor actual neto (VAN) de US\$ 1,253,355 y una tasa de interés de retorno (TIR) de 30% que es mayor a la tasa de interés anual de 12% (30% >12%); el proyecto de profundización mediante el uso de piques inclinados sucesivos es altamente rentable y justifica su inversión.

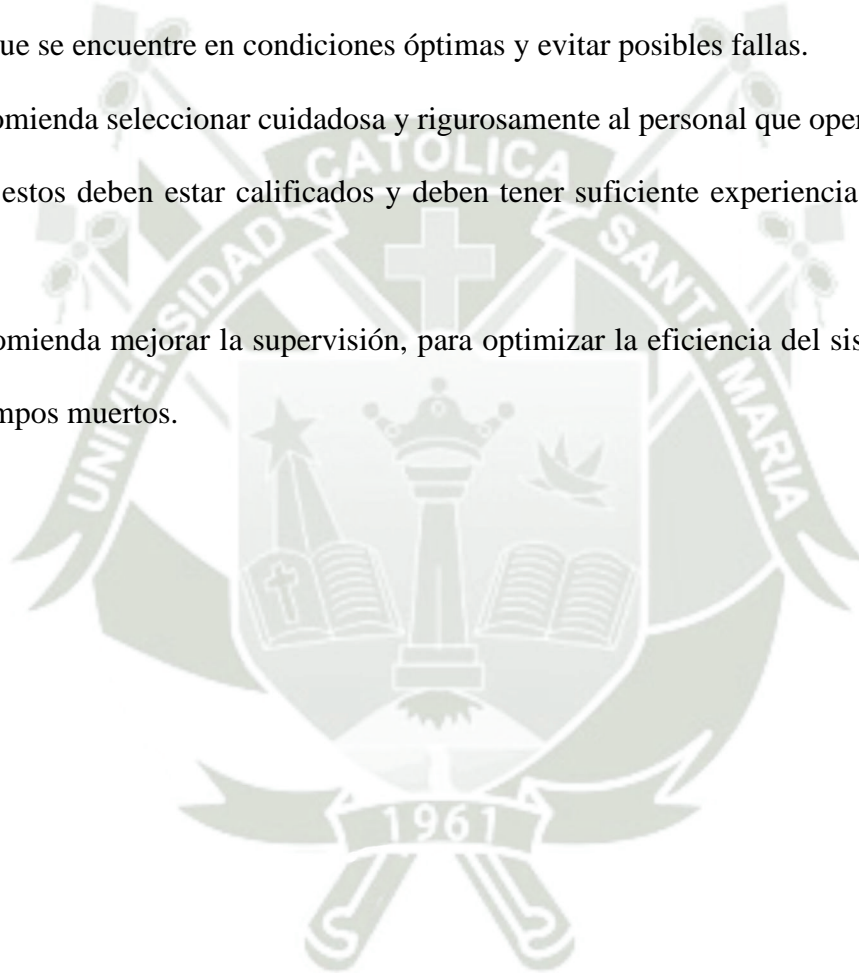
RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar un programa de minado evaluando la capacidad de extracción que tendrá el nuevo proyecto de inclinados sucesivos se deberá seleccionar la cantidad y tipo de labores adecuadas para aprovechar al máximo la capacidad de izaje.

Se recomienda realizar inspecciones programadas a los equipos y componentes del sistema de izaje para que se encuentre en condiciones óptimas y evitar posibles fallas.

Se recomienda seleccionar cuidadosa y rigurosamente al personal que operara los winches del inclinado, estos deben estar calificados y deben tener suficiente experiencia en este tipo de izajes.

Se recomienda mejorar la supervisión, para optimizar la eficiencia del sistema de izaje y reducir los tiempos muertos.



REFERENCIAS

- Arapa Solano, R. H. (2018). Planificación minera a corto plazo en minería subterránea-Unidad Minera San Rafael-MINSUR SA.
- Arapa Layme, J. H. (2020). Exploración geoquímica y estimación de recursos de la veta Yurika en Parinacochas, Ayacucho.
- Compumet , C. P. (2006). Sistemas de izaje en minería subterránea piques y winches.
- Isem Virtual, (2018). Diseño de explotaciones e infraestructura mineras subterráneas.
- R.E. Cortes, (2005). Manejo de materiales en explotaciones subterráneas.
- Condori Ccallo, A. M. (2019). SimSched DBs en la planificación estratégica para el dimensionamiento óptimo de Mina-Planta en minería a Cielo Abierto.
- Díaz Pizarro, C. A. (2017). Planificación minera a cielo abierto considerando diseño óptimo de rampas.
- Hernández-Sampieri, R., Fernández-Collado, R., & Baptista-Lucio, P. (2017). Selección de la muestra.
- Mamani Pimentel, E. J. (2018). Evaluación y clasificación de recursos y reservas minerales en el yacimiento aurífero de alpacay, Minera Yanaquihua, Arequipa-Perú.
- Navea Álvarez, L. F. (2020). Planificación y simulación de corto plazo en minas a cielo abierto optimizando múltiples objetivos: un caso de estudio.
- Orozco, E. A., Calvo, D. P., Gutiérrez, A. V., & Corona, D. O. I. (2018). Recolección de datos meteorológicos en tiempo real mediante el uso de funciones asíncronas non-blocking. Revista NTHE, 24, 113-117.
- Otzen, T., & Manterola, C. (2017). Técnicas de Muestreo sobre una Población a Estudio. International journal of morphology, 35(1), 227-232.
- Seguel Siglic, S. N. (2017). Incorporación de atributos geometalúrgicos e incertidumbre geológica en la definición del Pit final y la secuencia de extracción de largo plazo.

Ticllasuca Lima, E. O. (2019). Planeamiento de minado a corto plazo para optimizar la producción en la Unidad Minera Pallancata de Hochschild Mining SA.






Anexo 1

Secciones Típicas de cables y torones

SECCIONES TÍPICAS DE CABLES Y TORONES DE ACERO

cablemax



6 x 7	6 x 12	6 x 17 S	6 x 17 IWRC	6 x 19 S
6 x 19 W	6 x 19 S IWRC	6 x 21 F	6 x 24	6 x 25 F
6 x 26 WS	6 x 26 WS IWRC	6 x 36 S	6 x 36 IWRC	6 x 37 W
6 x 43 S	6 x 43 IWRC	6 x 49 IWRC	1 x 7	1 x 12
1 x 19	1 x 37	3 x 19	3 x 26	7 x 7
7 x 19 W	18 x 19 W	19 x 7	8 x 19 S	8 x 19 W

08 Cable Galvanizado

SERIE 6 x 24 TIPO BALLENA

Diámetro		No. Parte	Alma de Fibra	
mm	plg		Peso kg/m	Resistencia Ruptura en toneladas
6.4	1/4"	-	0.13	1.92
8.0	5/16"	-	0.22	2.88
9.5	3/8"	-	0.29	5.00
11.1	7/16"	-	0.39	7.10
13.0	1/2"	8747	0.52	9.00
14.5	9/16"	-	0.66	11.30
16.0	5/8"	8513	0.80	14.20
19.0	3/4"	8512	1.16	21.00
22.0	7/8"	8514	1.65	27.20
26.0	1"	8510	2.05	35.40
29.0	1-1/8"	8511	2.60	44.50
32.0	1-1/4"	-	3.21	54.80
35.0	1-3/8"	-	3.88	63.70
38.0	1-1/2"	-	4.63	75.70

09 Cable Galvanizado

SERIE 6 x 19 TIPO TONINA

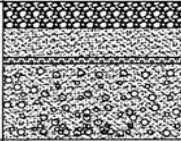
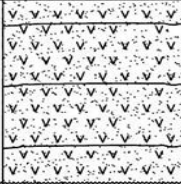
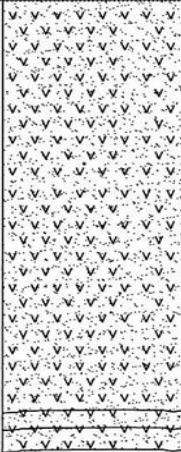
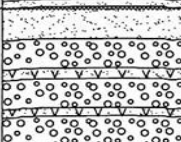
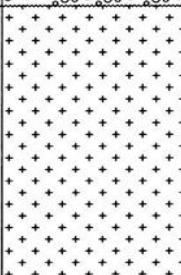
Diámetro		No. Parte	Alma de Fibra	
mm	plg		Peso kg/m	Resistencia Ruptura en toneladas
3.2	1/8"	5557	0.04	0.63
4.8	3/16"	5559	0.08	1.40
6.4	1/4"	5555	0.16	2.49
8.0	5/16"	5566	0.24	3.86
9.5	3/8"	12276	0.35	5.53
11.1	7/16"	-	0.48	7.50
13.0	1/2"	5553	0.63	9.71
14.5	9/16"	8522	0.79	12.20
16.0	5/8"	8519	0.98	15.10
19.0	3/4"	8518	1.41	21.60
22.0	7/8"	12643	1.92	29.20
26.0	1"	8515	2.50	37.90
29.0	1-1/8"	8806	3.17	47.70
32.0	1-1/4"	5546	3.91	58.60
35.0	1-3/8"	-	4.73	70.50
38.0	1-1/2"	-	5.63	83.50

89

Publicación autorizada con fines académicos e investigativos
En su investigación no olvide referenciar esta tesis

Anexo 2

Columna estratigráfica Minera Yanaquihua

EON	ERA	PERIODO	SERIE	UNIDAD LITOSTRATIGRAFICA	POT. (m)	LITOLOGIA	DESCRIPCION
FANEROZOICO	CENOZOICO	CUATERNARIO	RECIENTE	Depositos: Aluviales Eluviales Coluviales	15		Depositos aluviales conglomerados y gujarros sub redondeados, arenas, gruesas y limo.
			PLEISTOCENO	GRUPO BARROSO	ESTRATO VOLCAN COROPUNA	20	
		Discordancia erosional					
		NEOGENO	PLIOCENO	Fm. SENCCA	50	Discordancia angular	
		MIOCENO	Fm. Moquegua	SUPERIOR	15		Intercalación de conglomerados, areniscas tobáceas y tobas retrabajadas
		Discordancia			?	Super Unidad Tiabaya Super Unidad Incahuasi	Granodioritas, tonalitas del Batolito de la costa color blanco rosáceo. Superunidades Tiabaya, Incahuasi
MESOZOICO	CRETACICO	SUPERIOR					

Anexo 3

Cronograma de guardia del pique inclinado

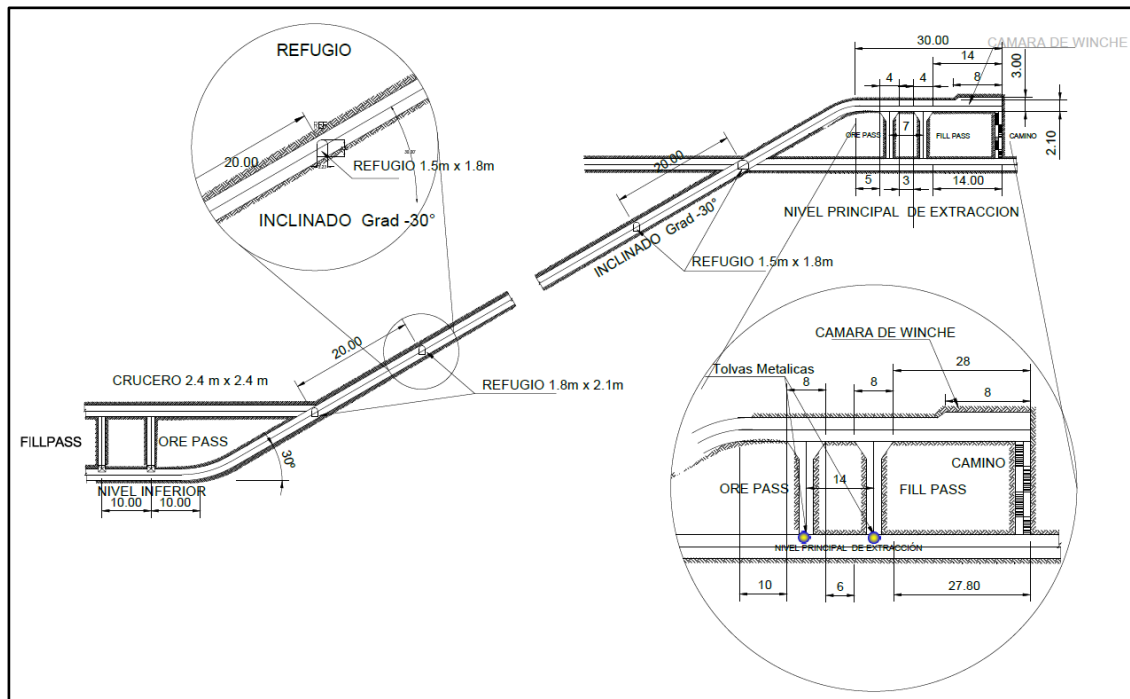
CRONOGRAMA POR GUARDIA				
	Inicio	Fin	DESCRIPCION	Hr
REPARTO DE GUARDIA	7:30 p. m.	8:00 p. m.	0.5 hr (30 min) para realizar el reparto de guardia	0.5
DESPLAZAMIENTO A LA LABOR	8:00 p. m.	8:20 p. m.	0.3 hr (20 min) deplazar el personal a su labor de trabajo	0.3
HORAS MUERTAS	8:20 p. m.	9:00 p. m.	0.7 hr (40 min) para ventilar la labor, herramientas de gestion, inspeccion de equip	0.7
IZAJE SERVICIOS	9:00 p. m.	10:30 p. m.	1.5 horas (90 min) para ingresar materiales, herramientas, madera, rieles, etc	1.5
IZAJE DESMONTE/MINERAL	10:30 p. m.	1:00 a. m.	2.5 horas (150 min) Izaje de material: desmonte y mineral	2.5
DISPARO A MEDIA GUARDIA	1:00 a. m.	2:00 a. m.	1 hora (60 min) disparo a media guardia	1.0
IZAJE DESMONTE/MINERAL	2:00 a. m.	6:30 a. m.	4.5 horas (270 min) Izaje de material: desmonte y mineral	4.5
FINAL GUARDIA	6:30 a. m.	7:30 a. m.	1 hora (60 min) disparo final de guardia, cambio de guardia	1.0
MANTENIMIENTOS				
PROGRAMADA MENSUAL	4	hr	Inspeccion se realiza 1 vez al mes y demora 4 Hr (media guardia aprox)	12
PROGRAMADA TRIMESTRAL	8	hr	Inspeccion se realiza cada 3 meses y demora 8 Hr (1 guardia completa)	

DISTRIBUCION DE TIEMPOS POR DIA			
TIEMPO DISPONIBLE	24	Hr	Tiempo total de horas que componen un dia
TIEMPO PARALIZADO	7.0	Hr	Tiempo en el cual el equipo se encuentra apagado por demoras como: cambios de guardia, ventilacion, revision de equipo, disparo a media guardia, etc.
TIEMPO OPERATIVO	16.9	Hr	Tiempo total en el cual el equipo esta en funcionamiento, considerando las horas de mantenimiento programada
TIEMPO DE SERVICIOS	3	Hr	Tiempo en el cual el equipo iza materiales que no corresponde a mineral ni desmonte (madera, rieles, herramientas, etc)
TIEMPO NETO DE EXTRACCION	13.9	Hr	Tiempo neto en el cual el equipo iza mineral y desmonte
DISPONIBILIDAD	70%		Porcentaje total de uso del equipo (T.OPERATIVO / T. DISPONIBLE)
UTILIZACION OPERATIVA	58%		Porcentaje de uso del equipo exclusivamente para izar mineral y desmonte (T. NETO EXTRACC./T.DISPONIBLE)

TIEMPO DE CARGA	3	min	Tiempo estimado para cargar
TIEMPO DE DESCARGA	1.5	min	Tiempo estimado para descargar

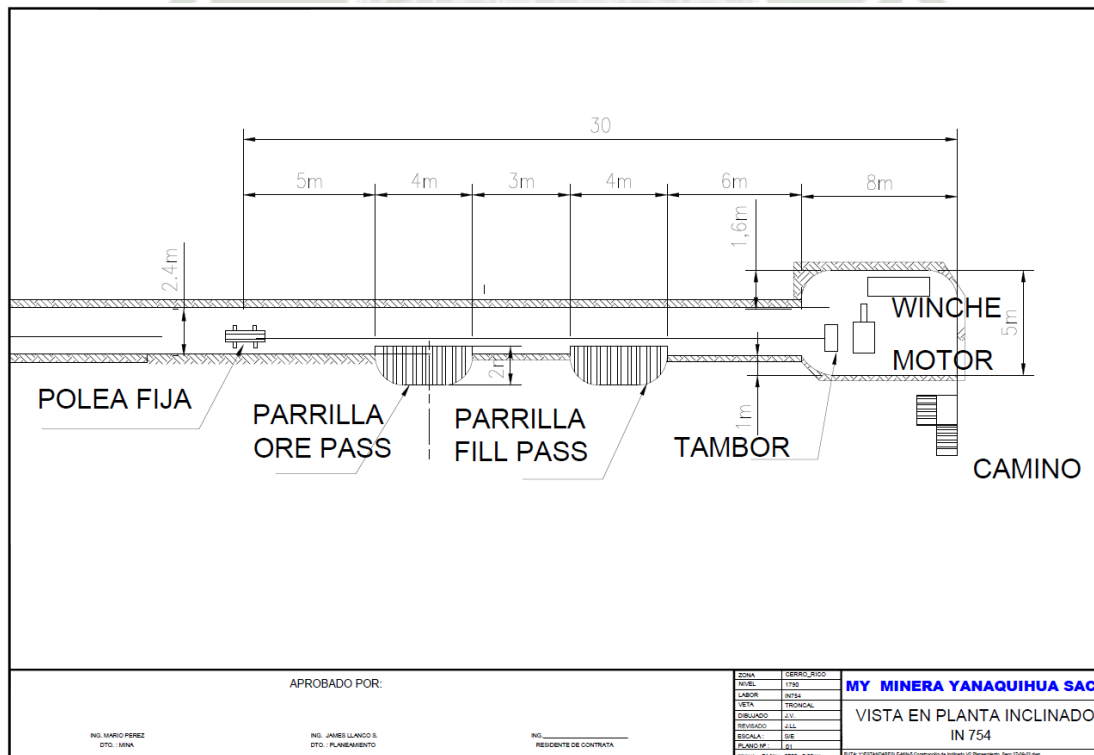
Anexo 4

Vista en sección transversal del diseño del pique inclinado



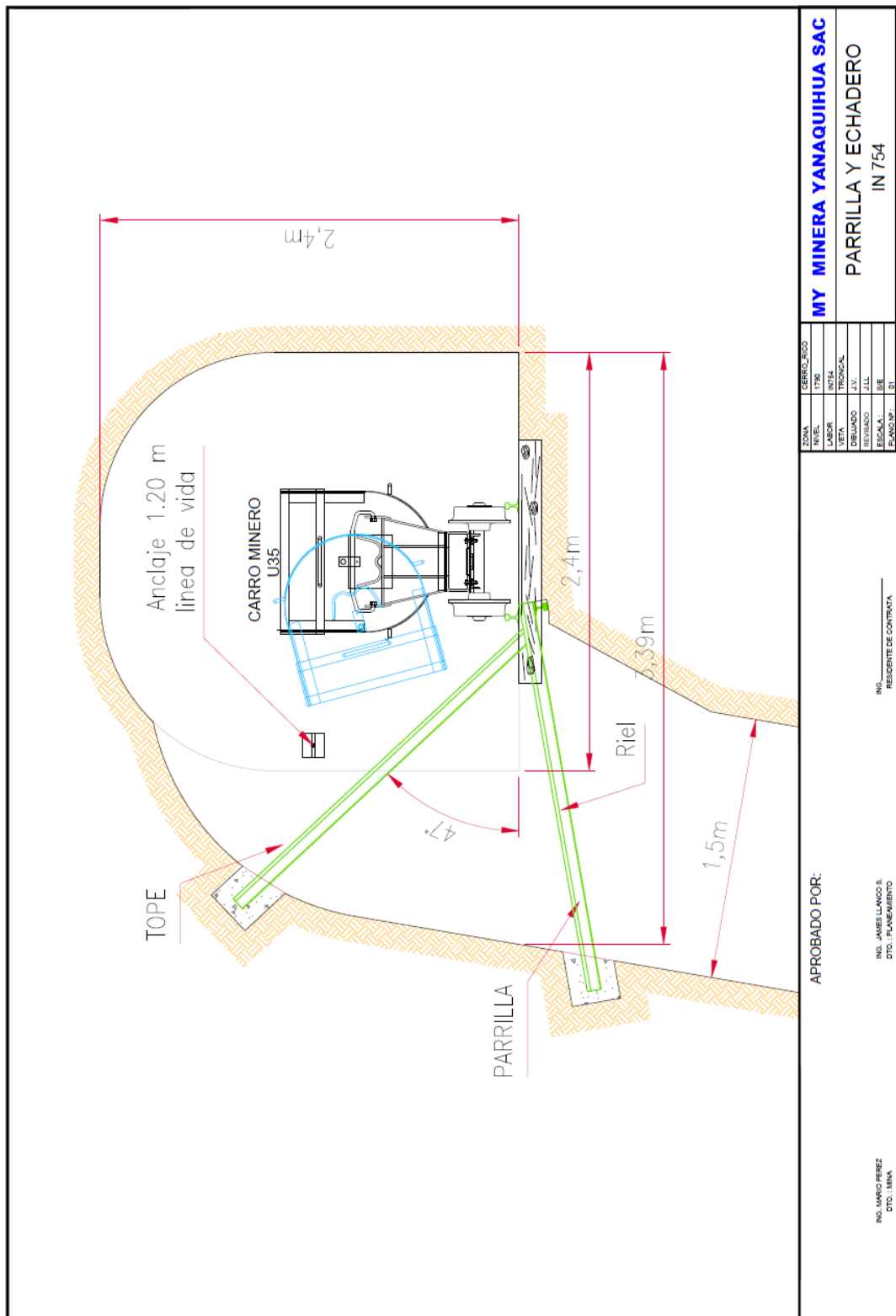
Anexo 5

Vista planta del diseño de la cámara del pique inclinado



Anexo 6

Estándar del diseño de volteo de los carros U-35



APROBADO POR:		MY MINERA YANAQUIHUA SAC	
ING. JAVIER LLANOS E. DTC.: MINA	ING. JAMES LLANOS E. DTC.: PLANEAMIENTO	CERRO: BOD	PARRILLA Y ECHADERO
	ING. RESIDENTE DE CONTRATA	NIVEL: 1750	IN 754
		LABOR: INTSA	
		VEJA: TRONCAL	
		DEBILADO: J.V.	
		REVISADO: J.L.L.	
		ESCALA: SE	
		PLANO N.º: 01	
		FOLIO: 01/01 de 022 de 037	

Anexo 7

Precio unitario inclinado 2.4m. x 2.1m.

INCLINADO 7 x 8 LIMPIEZA CON PULSO ROCA DURA		7'x8'	pies	VOLVER:		
F1	Con perforadora chica.			RESUMEN PRECIO		
Tipo:	Convencional					
Tamaño del Taladro:		4 pies	Taladros a cargar:		39	
Taladros de alivio arranque:		3	Taladros de alivio corona:		0	
Mano de Obra Directa						
Código	Descripción	Factor de Pago	Total por Guardia	Costo Unit del recurso	Bono Produccion	Costo Real S./
Recurso						
MO02	Maestro Perforista 1	2.05	2.00 TAR	80.00	7.00	342.09
MO04	Ayudante Perforista 1	2.05	1.00 TAR	75.00	5.00	158.79
MO04-4	Carrero-Lampero	2.05	1.00 TAR	75.00	5.00	158.79
MO04-3	Servicios Auxiliares	2.05	0.75 TAR	75.00	5.00	119.10
			4.75			778.78
Mano de Obra Indirecta						
Código	Descripción		Total por Turno	Costo Unit del recurso	Bono Produccion	Costo Real S./
Recurso						
MO102	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. AVANCES CONV.		1.00 TURNO	65.64	0.00	65.64
MO106	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. AVANCES CONV.-LOGISTICO		1.00 TURNO	7.00	0.00	7.00
MO110	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. AVANCES CONV.-CHOFER		1.00 TURNO	14.24	0.00	14.24
			1.00			86.88
Maquinas (Incluye taladros de servicios)						
Código	Descripción	Vida Util		Consumo por Guardia	Costo Unit del recurso	Costo Real S./
Recurso						
EQ04	MAQUINA PERFORADORA JACKLEGG - STOPER	80000 Pies.		168 Pies.	0.40	67.05
						67.05
Suministros:						
Explosivos y Accesorios de Voladura						
104	EMULSION 1"X 12" 3000			167.00 CART.	1.39	232.13
105	EMULSION 1"X 12" 1000			0.00 CART.	1.20	0.00
107	CARMEX 7'			39.00 PZA.	2.44	95.16
108	MECHA RAPIDA			9.14 MT.	1.80	16.46
						343.75
Perforación de taladros a cargar:						
330-1	BARRENO INTEGRAL 7/8 x 4' pies R.DURA			168.00 PIES	0.50	84.34
138	ACEITE ALMO 529			0.25 GLN.	45.00	11.25
139	MANGUERA 1"			30.00 MT.	0.15	4.38
140	MANGUERA 1/2"			30.00 MT.	0.04	1.25
144	CONEXIONES			4.00 UND.	0.17	0.68
						101.90
Madera						
159	PUNTAL DE 5 PULGADAS			0.00 UND.	30.50	0.00
161	TABLA DE 2 PULGADAS			0.00 UND.	33.50	0.00
						0.00
Herramientas:						
111	LAMPA			2.00 PZA.	0.19	1.79
112	PICO			2.00 PZA.	0.20	1.90
113	LLAVE STILSON DE 16"			1.00 PZA.	0.18	0.86
114	LLAVE FRANCESA 12"			1.00 PZA.	0.08	0.36
115	ATACADOR			5.00 PZA.	0.13	2.97
116	CUCHARILLAS			2.00 PZA.	0.06	0.61
117	BARRETILLA			3.00 PZA.	0.44	6.31
118	SACA BARRENO			1.00 PZA.	0.02	0.09
164	SOPLATE DE TALADROS			1.00 PZA.	0.02	0.10
120	COMBO 6 Lbs			1.00 PZA.	0.19	0.90
165	OTROS (17% DEL TOTAL)				0.17	2.70
						18.59
						464.23
Movilidad Servicios						
MOV01	CAMION DE SERVICIOS		Nro Tar	Costo Unitario		
			4.75 Tar	2.59		12.30
MOV02	CAMIONETA SERVICIOS		4.75 Tar	1.47		6.98
	Tareas Totales					19.29
Implementos de Seguridad-MOD						
EPP2	FACTOR DE EPP'S - FRENTES , TAJOS - SIN R.AGUA.		Nro Tar	Costo Unitario		
			4.75 Tar	4.89		23.23
EPP2-2	FACTOR DE EPP'S - FRENTES , TAJOS CON R.AGUA.		3.00 Tar	0.85		2.55
	Tareas Totales					25.78
Implementos de Seguridad-MOI						
EPP102	M.O. INDIRECTA SUPERVISION AVANCE CONV. EPP		Nro Tur	Costo Unitario		
			1.00 TURNO	1.66		1.66
EPP106	M.O. INDIRECTA SUPERVISION AVANCE CONV. EPP-LOGISTICO		1.00 TURNO	0.20		0.20
EPP110	M.O. INDIRECTA SUPERVISION AVANCE CONV. EPP-CHOFER		1.00 TURNO	0.43		0.43
	Tareas Totales					2.29
EM01	EXAMEN MEDICO ANUAL			1.27		6.01
VO01	VIATICOS OBREROS			5.00		23.75
ALMI02EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA AVANCES CONV.			11.40		11.40
ALMI06EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA AVANCES CONV-LOGISTICO			1.39		1.39
ALMI10EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA AVANCES CONV-CHOFER			2.92		2.92
	ALIMENTACION (MANO DE OBRA DIRECTA)			128.25		128.25
				Sub Total Parcial		1,618.01
	Contingencias			0.00%		0.00
	Utilidad			10.00%		113.03
	Total Indirectos					113.03
				Total Parcial		1,731.04
				Factor de Rendimiento (ML)		0.90
				Costo por (ML)		1,923.38

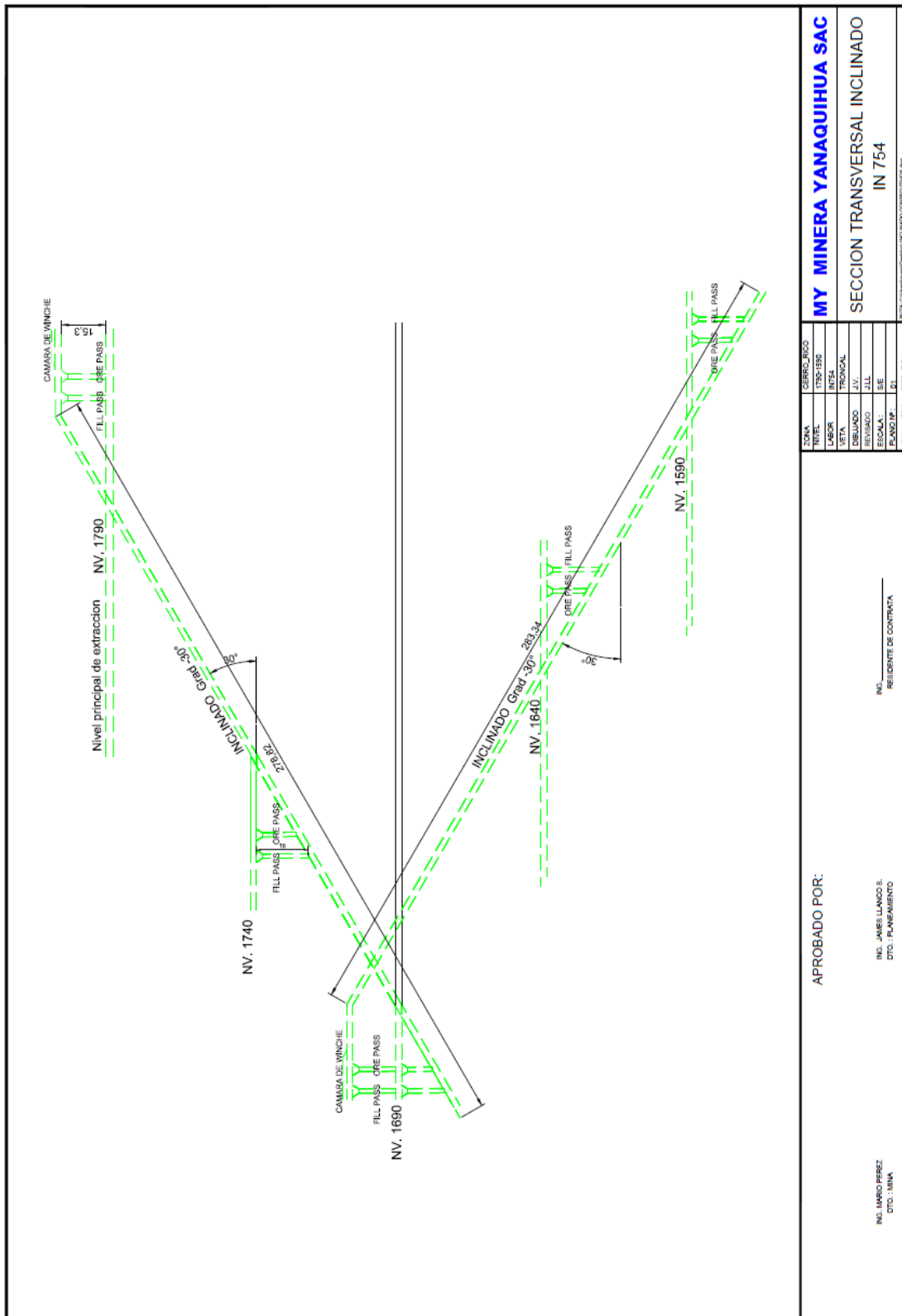
Anexo 8

Precio unitario pique vertical 2.4m. x 1.2m.

PIQUE 4 x 8 LIMPIEZA CON IZAJE ROCA DURA		4'x8'	pies	VOLVER:		
F1 Con perforadora chica.		RESUMEN PRECIO				
Tipo: Convencional						
Tamaño del Taladro: 4 pies		Taladros a cargar:		33		
Taladros de alivio arranque: 1		Taladros de alivio corona:		0		
Mano de Obra Directa						
Código	Descripción	Factor de Pago	Total por Guardia	Costo Unit del recurso	Bono Produccion	Costo Real S/
MO02	Maestro Perforista 1	2.05	1.00 TAR	80.00	7.00	171.05
MO04	Ayudante Perforista 1	2.05	2.00 TAR	75.00	5.00	317.59
MO04-4	Carrero-Lampero	2.05	0.50 TAR	75.00	5.00	79.40
MO04-3	Servicios Auxiliares	2.05	0.50 TAR	75.00	5.00	79.40
4.00						647.43
Mano de Obra Indirecta						
Código	Descripción	Total por Turno	Costo Unit del recurso	Bono Produccion	Costo Real S/	
MOI03	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. CHIMENEAS	1.00 TURNO	26.14	0.00	26.14	
MOI07	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. CHIMENEAS-LOGISTICO	1.00 TURNO	2.79	0.00	2.79	
MOI11	M.O. INDIRECTA SUPERVISION ECM. CHIMENEAS-CHOFER	1.00 TURNO	5.67	0.00	5.67	
1.00						34.60
Maquinas (Incluye taladros de servicios)						
Código	Descripción	Vida Util	Consumo por Guardia	Costo Unit del recurso	Costo Real S/	
EQ04	MAQUINA PERFORADORA JACKLEGG - STOPER	8000 Pies.	136 Pies.	0.40	54.28	
54.28						
Suministros:						
Explosivos y Accesorios de Voladura						
104	EMULSION 1"X 12" 3000		99.00 CART.	1.39	137.61	
105	EMULSION 1"X 12" 1000		0.00 CART.	1.20	0.00	
107	CARMEX 7"		33.00 PZA.	2.44	80.52	
108	MECHA RAPIDA		9.14 MT.	1.80	16.46	
234.59						
Perforación de taladros a cargar:						
330-1	BARRENO INTEGRAL 7/8 x 4' pies R.DURA		136.00 PIES	0.50	68.28	
138	ACEITE ALMO 529		0.25 GLN.	45.00	11.25	
139	MANGUERA 1"		30.00 MT.	0.15	4.38	
140	MANGUERA 1/2"		30.00 MT.	0.04	1.25	
144	CONEXIONES		4.00 UND.	0.17	0.68	
85.83						
Madera						
159	PUNTAL DE 5 PULGADAS		0.00 UND.	30.50	0.00	
161	TABLA DE 2 PULGADAS		0.00 UND.	33.50	0.00	
0.00						
Herramientas:						
111	LAMPA		2.00 PZA.	0.19	1.51	
112	PICO		2.00 PZA.	0.20	1.60	
113	LLAVE STILSON DE 16"		1.00 PZA.	0.18	0.72	
114	LLAVE FRANCESA 12"		1.00 PZA.	0.08	0.30	
115	ATACADOR		5.00 PZA.	0.13	2.50	
116	CUCHARILLAS		2.00 PZA.	0.06	0.51	
117	BARRETILLA		3.00 PZA.	0.44	5.31	
118	SACA BARRENO		1.00 PZA.	0.02	0.08	
164	SOPLATE DE TALADROS		1.00 PZA.	0.02	0.08	
120	COMBO 6 Lbs		1.00 PZA.	0.19	0.76	
165	OTROS (17% DEL TOTAL)			0.17	2.27	
15.65						
336.07						
Movilidad Servicios						
MOV01	CAMON DE SERVICIOS		4.00 Tar	2.59	10.36	
MOV02	CAMONETA SERVICIOS		4.00 Tar	1.47	5.88	
Tareas Totales						
16.24						
Implementos de Seguridad-MOD						
EPP2	FACTOR DE EPP'S - FRENTE , TAJOS - SIN R.AGUA		4.00 Tar	4.89	19.56	
EPP2-2	FACTOR DE EPP'S - FRENTE , TAJOS CON R.AGUA		3.00 Tar	0.85	2.55	
Tareas Totales						
22.11						
Implementos de Seguridad-MOI						
EPP103	M.O. INDIRECTA SUPERVISION CHIMENEAS EPP		1.00 TURNO	0.66	0.66	
EPP107	M.O. INDIRECTA SUPERVISION CHIMENEAS EPP-LOGISTICO		1.00 TURNO	0.08	0.08	
EPP111	M.O. INDIRECTA SUPERVISION CHIMENEAS EPP-CHOFER		1.00 TURNO	0.17	0.17	
Tareas Totales						
0.91						
EM01	EXAMEN MEDICO ANUAL			1.27	5.06	
VO01	VIATICOS OBREROS			5.00	20.00	
ALMI03EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA CHIMENEAS			4.54	4.54	
ALMI07EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA CHIMENEAS-LOGISTICO			0.55	0.55	
ALMI11EMC	ALIMENTACION INDIRECTA CONTRATA CHIMENEAS-CHOFER			1.16	1.16	
ALIMENTACION (MANO DE OBRA DIRECTA)						
108.00						108.00
Sub Total Parcial						1,250.96
Contingencias						0.00%
Utilidad						10.00%
Total Indirectos						90.21
Total Parcial						1,341.17
Factor de Rendimiento (ML)						0.85
Costo por (ML)						1,577.85

Anexo 8

Croquis inclinado vertical niveles 1740, 1690, 1640, 1590.



MY MINERA YANAQUIHUA SAC SECCION TRANSVERSAL INCLINADO IN 754 <small>NOTA: C:\champan\myminera\INCLINADO\CONSTRUCTIVO.DWG</small>	
ZONA	CERRILLOCO
NIVEL	1750-1850
LABOR	INTSA
AREA	TRONCAL
GRUPO	JUL
SEGUNDA	SE
PLANO N°	01
FECHA	20.08.2022 7:23:00
APROBADO POR: INJ. JAMES LLANCO B. DTC.: PLANTEAMIENTO INJ. LIMBO PEREZ DTC.: MINA ING. RESIDENTE DE CONTRATA	