

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“ESTUDIO TECNICO ECONOMICO DEL MINADO DE LA VETA
JUANITA EN EL NIVEL 06 MEDIANTE EL PIQUE INCLINADO 370, U.E.A
LONDRES - CIA MINERA CASAPALCA S.A 2017.”**

Para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

Presentado Por el Bachiller:

HUARACA GUERRERO BALTY DAVID

AYACUCHO - PERÚ

2018

DEDICATORIA

El presente trabajo de investigación de tesis, se lo dedico a mis padres: Vilma Guerreros García y Bartolomé Huaraca Aylas por su apoyo constante y sus sabios consejos.

A mis hermanos: Balti Angel, Gladys Brenda y a una persona especial que me ha brindado todo su apoyo incondicional en mi vida estudiantil y profesional, mi pareja Elsa Olinda.

AGRADECIMIENTOS

Mi más sincero agradecimiento A los profesores de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, por sus sabias enseñanzas y consejos durante mi formación profesional. Al Ing. Juan Bellido Cerda (Gerente de Operaciones de Cía. Minera Casapalca - Unidad Londres), los Ingenieros de Cia. (Geología, Geomecánica, Planeamiento, Productividad, Jefe de Piques (Rubén Villalva), Jefe de proyectos Pique (Eduard Gago), al Ing. Julio César Ramirez Huiman (Gerente General de la E. E. Los Tallanes Mining Group S.A.C.), el Ing. Antonio Arizábal Pino (Gerente de operaciones), el Ing. Manuel García Montenegro (Ing. Residente), el Ing. Raul Farfan Cconislla(Ing. De seguridad), de igual forma a todos los trabajadores integrantes de la contrata LOS TALLANES MINING GROUP S.A.C., por sus desinteresados aportes, quienes hicieron posible la presentación del presente trabajo de investigación.

INTRODUCCION

El presente trabajo de tesis es un estudio Técnico – Económico del minado de la veta juanita en el Nv. 06 mediante un Pique Inclinado llevado a cabo por Cía. Minera Casapalca S.A. ubicada en el Distrito de Chicla, Provincia de Huarochirí y departamento de Lima; con la finalidad de mejorar el álgido problema de la extracción de mineral de los niveles en profundización en la Zona Sur mediante el método de inclinados sucesivos.

Para hacer posible el acceso a las reservas y los recursos explorables desde el nivel 18 hasta el nivel 20 de la veta esperanza en la unidad minera Casapalca, se deberá construir un pique inclinado 370 de 30° de pendiente negativa, con una longitud de 200 metros y se deberá preparar la infraestructura necesaria para la extracción rápida del mineral, siguiendo el método de explotación de corte y relleno ascendente.

Para lograr este objetivo se plantea profundizar la mina mediante el desarrollo de un pique inclinado, el cual servirá de acceso a las reservas y como medio de transporte para la extracción del mineral, aprovechando al máximo la infraestructura existente en la mina, reduciendo así al mínimo la inversión de capital adicional.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Alejandro Novitsky (1965) - "Transporte y extracción en minas y a cielo abierto". Capítulo V, págs. 127-135.
2. Arias Calla, Lino David. Tesis "Planeamiento y diseño del sistema de extracción. Proyecto de profundización de la U.O. San Braulio Uno. 2013
3. Catálogo técnico de cables de izaje: Wire & Rape Strand, A Noble & Son LTD.Pág 27.
4. Catálogo técnico de locomotora de 2TM, modelo WR7, Serminsa.
5. Fernando Gala Soldevilla, Pontificia Universidad Católica del Perú - Sección III y VII).
6. Hernandez Sampieri R. "Metodología de la investigación" 4ta. edición McGraw Hill México abril 2010.
7. Ingeniería de minas (2007) - "Apuntes de clase de geología de minas"
8. Ingeniería de minas (2008) - "Apuntes del curso de minería subterránea"
9. Ley de regalía minera, Nro. 29788.Mario Cedrón Lassus, Pontificia Universidad Católica del Perú - Sección
10. Mario del Río Amezaga, Pontificia Universidad Católica del Perú - Sección
11. Norman Brook (1971) - "Mechanics of Bulk Materials Handling". Capítulo 7, págs 80-95. Capítulo 8, págs. 103-126.
12. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, DS 024-2016. (Caps.111 y VII).
13. Robert Peele (1941) - "Mining Engineers handbook", Tercera edición. Capítulo 12, págs. 02-131.
14. Silvia Rosas Lizárraga, Pontificia Universidad Católica del Perú - Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. (SME) - "SME Mining Engineering Handbook"
15. Tafur Portilla, Raúl "La Tesis Universitaria" la tesis doctoral- La tesis de maestría-el informe, la monografía, Editorial Mantaro Marzo 1995 Lima.

INDICE

RESUMEN	1
ABSTRACT.....	2
I. CAPITULO I.....	3
ASPECTOS DE LA INVESTIGACION	3
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	3
1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA	3
1.2.1. Problema Principal.....	3
1.2.2. Problemas Secundarios	3
1.3. OBJETIVOS	4
1.3.1. Objetivo General	4
1.3.2. Objetivos Específicos	4
1.4. JUSTIFICACION E IMPORTANCIA	4
1.4.1. Justificación	4
1.4.2. Importancia.....	4
1.5. HIPÓTESIS	4
1.5.1. Hipótesis General.....	4
1.5.2. Hipótesis Especifica	5
1.6. VARIABLES E INDICADORES	5
1.6.1. Variable Dependiente	5
1.6.2. Variable Independiente	5
II. CAPITULO II.....	6
MARCO TEORICO	6
2.1. GENERALIDADES	6
2.1.1. Ubicación y accesibilidad	6
2.1.2. Fisiografía	10
2.1.3. Suelos.....	10
2.1.4. Climatología	10
2.1.5. Medio ambiente biológico	11
2.1.6. Medio ambiente socio – económico y cultura	11
2.2. ESTUDIO GEOLOGICO Y GEOMECANICO	12
2.2.1. Geología.....	12

2.2.1.1.	Geología Regional	12
2.2.1.2.	Estratigrafía de la zona	13
2.2.1.2.1.	Material cretácico	13
2.2.1.2.2.	Material Terciario	13
2.2.1.2.3.	Material Cuaternario	15
2.2.1.3.	Geomorfología.....	18
2.2.1.4.	Geología Local	18
2.2.1.5.	Geología Estructural	19
2.2.1.6.	Geología Económica	20
2.2.1.6.1.	Cuerpos Mineralizados.....	21
2.2.1.6.2.	Mineralogía	22
2.2.2.	Geomecánica de la veta Juanita – Casapalca	22
2.2.3.	Geomecánica del Pique inclinado 370	26
2.2.3.1.	Clasificación Geomecánica GSI.....	26
2.2.3.2.	Tiempo de Autosporte	29
2.3.	ESTUDIO TECNICO ECONOMICO DEL MINADO DE LA VETA JUANITA ...	30
2.3.1.	Piques inclinados en mina	30
2.3.2.	Características de los piques inclinados	31
2.3.3.	Campos de aplicación	31
2.3.4.	Estructura del Pique inclinado	33
2.3.5.	Factores de diseño de un pique inclinado.....	33
2.3.5.1.	Factores Económicos	33
2.3.5.2.	Factores Operacionales	34
2.3.5.3.	Factores Geológicos	35
2.3.6.	Planeamiento del proyecto incluido el sistema de izaje.....	35
2.3.6.1.	Planeamiento del desarrollo de mina para el sistema de izaje.....	36
2.3.6.1.1.	Pique inclinado 370.....	36
2.3.6.1.1.1.	Condiciones del terreno en el área del pique	37
2.3.6.1.1.2.	Construcción del pique inclinado	38
2.3.6.1.1.3.	Mano de obra y Equipos.....	43
2.3.6.1.1.4.	Condiciones de trabajo del pique inclinado 370	43
2.3.6.1.1.5.	Winche de Izaje.....	44
2.3.6.1.1.5.1.	Componentes del Winche de izaje	44

2.3.6.1.1.5.2.	Sistemas de Izaje	45
2.3.6.1.2.	Tendido de rieles en pique inclinado	45
2.3.6.1.3.	Desquinces y cuadrados de las estaciones de pique.....	46
2.3.6.1.4.	Tendido de rieles en las estaciones.....	46
2.3.6.1.5.	Armado de plataforma de winche de izaje.....	46
2.3.6.1.6.	Instalación, energizado y prueba de winche de izaje.....	46
2.3.6.2.	Metodología de trabajo para el sistema de extracción: izaje y transporte	46
2.3.6.2.1.	Infraestructura	50
2.3.6.2.2.	Datos necesarios para el cálculo del ciclo de izaje	50
2.3.6.2.2.1.	Peso y tipo de material por viaje.....	50
2.3.6.2.2.2.	Capacidad de carga	51
2.3.6.2.2.3.	Peso del carro y N° de carros izados por viaje.....	52
2.3.6.2.2.4.	Diámetro y peso del cable a utilizar	52
2.3.6.2.3.	Calculo del sistema de izaje óptimo.....	56
2.3.6.2.4.	Tipo de Sistema de Izaje.....	61
2.3.6.2.5.	Características de diseño del tambor del winche a seleccionar	61
2.3.6.2.6.	Determinación del diagrama de izaje	66
2.3.6.2.7.	Capacidad del motor del winche eléctrico	69
2.3.7.	Cronograma de planeamiento de ejecución del proyecto	71
2.4.	JUSTIFICACION ECONOMICA	71
2.4.1.	Metas físicas de reserva y producción para el proyecto.....	71
2.4.1.1.	Reservas minerales de la veta Juanita.....	73
2.4.2.	Costos	73
2.4.2.1.	Costos de capital (Capex).....	73
2.4.2.2.	Costos de Operación (Opex)	79
2.4.2.2.1.	Costos mina.....	79
2.4.2.2.2.	Costo de Planta Concentradora.....	80
2.4.2.2.3.	Costo de Transporte y gastos G&A.....	80
2.4.3.	Valorización de Reservas	81
2.4.3.1.	Reservas objetivo del proyecto.....	81
2.4.3.2.	Valorización del concentrado.....	81
2.4.4.	Evaluación Económica	84
2.4.4.1.	Ingresos	84

2.4.4.2.	Egresos.....	84
2.4.4.2.1.	Inversión inicial.....	84
2.4.4.2.2.	Costo de Operación.....	84
2.4.4.2.3.	Consideraciones Económicas	84
III.	CAPITULO III.....	86
	MATERIALES Y METODOLOGIA	86
3.1.	Tipo de Investigación	86
3.2.	Nivel de Investigación.....	86
3.3.	Diseño de Investigación	86
3.4.	Población y Muestra.....	86
3.4.1.	Población	86
3.4.2.	Muestra	86
3.5.	Identificación de Variables	87
3.5.1.	Variable Independiente.....	87
3.5.2.	Variable Dependiente	87
3.6.	Técnicas de recolección de datos, descripción de los instrumentos.....	88
3.6.1.	Método.....	88
3.6.2.	Técnica.....	88
3.6.3.	Instrumentos	88
IV.	CAPITULO IV	89
	RESULTADOS.....	89
4.1.	PRESENTACION DE RESULTADOS	89
4.1.1.	Resultados Económicos(VAN, TIR, B/C, Pay back)	89
4.1.2.	Flujo de caja económico del proyecto de profundización	89
V.	CAPITULO V.....	91
	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	91
5.1.	CONCLUSIONES	91
5.2.	RECOMENDACIONES	93
	ANEXO	94

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo explicar la profundización de la veta juanita – U.E.A Londres – Cía. Minera Casapalca, entre los niveles 04 y 06, mediante el diseño y construcción del pique inclinado 370, con el fin de extraer las reservas minerales existentes, acorde con la expansión de la mina.

El procedimiento seguido fue el siguiente:

Primero: Se realizó el mapeo geomecánico de la zona donde se va construir el pique inclinado 370, entre los niveles 04 y 06 de la veta juanita, con el fin de diseñar las labores de profundización.

Segundo: Se efectuó el diseño y la construcción del pique inclinado 370 para la profundización de la veta juanita, siguiendo los lineamientos descritos en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional, tipificando en el decreto Supremo N° 024-2016-EM

Tercero: Respecto al diseño del sistema de izaje, se concluye que este será no balanceado y que se requerirá un winche con potencia de 261 KW (350HP) para realizar el izaje de tres carros mineros U35 de 4.95 T de masa total, que ascenderán por un pique inclinado de 30, de longitud 367. M total, a una velocidad de cuerda de 5.4 m/s. Asimismo, el winche debe tener un tambor cilíndrico, con un diámetro de 0.96 m como mínimo.

Cuarto: Respecto al planeamiento de la ejecución de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción del proyecto de profundización, se estimó un tiempo de 225 días para realizar todas las obras, pique inclinado 370, los desquiches y cuadrados de las estaciones de pique en los niveles 04 al 06, el tendido de los rieles en estas estaciones y a lo largo del pique, y por último, el armado de la plataforma e instalación del winche.

Quinto: Se determinó que el monto de la inversión total de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción de la profundización asciende a US\$1 388 425, 3. Producto de la evaluación económica, se concluyó que el valor actual neto (VAN) de proyecto de profundización de mina es de US\$ 1 652 903,78 y una tasa interna de retorno de 79,29% para una tasa anual de descuento de 15%

Se concluyó el presente trabajo de tesis con la recomendación de profundizar la mina Casapalca, entre los niveles 04 y 06, por ser rentable económicamente.

ABSTRACT

The objective of this research work is to explain the deepening of the Juanita vein - U.E.A Londres - Cía. Minera Casapalca, between levels 04 and 06, by means of the design and construction of the inclined pike 370, in order to extract the existing mineral reserves, in accordance with the expansion of the mine.

The procedure followed was as follows:

First: Geomechanical mapping of the area where the inclined pike 370 will be built, between levels 04 and 06 of the Juanita vein, in order to design the deepening work.

Second: The design and construction of the inclined pike 370 for the deepening of the Juanita vein was carried out, following the guidelines described in the Occupational Health and Safety Regulation, typifying in the Supreme Decree N ° 024-2016-EM

Third: Regarding the design of the lifting system, it is concluded that it will be unbalanced and that a winch with a power of 261 KW (350HP) will be required to carry out the lifting of three U35 mining trucks of 4.95 T of total mass, which will amount to a slant of 30, of length 367. Total M, at a rope speed of 5.4 m / s. Likewise, the winch must have a cylindrical drum, with a diameter of at least 0.96 m.

Fourth: Regarding the planning of the execution of the necessary infrastructure for the extraction system of the deepening project, a time of 225 days was estimated to carry out all the works, inclined pike 370, the desquiches and squares of the pique stations in the levels 04 to 06, the laying of the rails in these stations and along the pique, and finally, the assembly of the platform and installation of the winch.

Fifth: It was determined that the amount of the total investment of the infrastructure needed for the deepening extraction system amounts to US \$ 1 388 425, 3. Product of the economic evaluation, it was concluded that the net present value (NPV) of the project of mine deepening is US \$ 1 652 903,78 and an internal rate of return of 79.29% for an annual discount rate of 15%

The present thesis work was concluded with the recommendation to deepen the Casapalca mine, between levels 04 and 06, because it is economically profitable.

I. CAPITULO I

ASPECTOS DE LA INVESTIGACION

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Existe la necesidad de realizar el minado de la veta Juanita en el nivel 06 para extraer las reservas minerales mediante un pique inclinado de 30° de pendiente negativa en U.E.A Londres – CIA Minera Casapalca S.A.

1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema Principal

Se debe preparar la infraestructura necesaria para la extracción rápida del mineral, siguiendo el método de corte y relleno ascendente, por lo cual se tiene que profundizar mediante un pique inclinado (-).

¿Qué labores mineras de profundización se deberá diseñar y construir para el minado de la veta Juanita en el nivel 06 UEA Londres – Cía. Minera Casapalca S.A teniendo en cuenta los recursos humanos, materiales y económicos, existentes, así como también la reservas recuperables?

1.2.2. Problemas Secundarios

- ✓ ¿Cuáles condiciones geológicas, de seguridad, de medio ambiente y de salud laboral influirán en la profundización de la mina a través de piques inclinados?
- ✓ ¿Qué beneficios se obtendrá con el minado de la veta juanita del nivel 06 mediante el pique inclinado 370?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo General

Explicar las características técnicas y económicas del minado de la veta Juanita – U.E.A Londres en el nivel 06, mediante el diseño y construcción del pique inclinado (-) 370, con el fin de extraer las reservas minerales existentes, acorde con la expansión de la mina.

1.3.2. Objetivos Específicos

- ✓ Diseñar la sección óptima del pique inclinado, en función a los parámetros geológicos y geomecánicos.
- ✓ Diseñar el pique inclinado 370, con el apoyo del Dpto. De Ingeniería y Planeamiento de Mina.
- ✓ Ejecutar el desarrollo de la profundización de la veta Juanita, por medio del pique inclinado 370, aprovechando los recursos materiales disponibles, la experiencia y el aporte tecnológico.
- ✓ Servir al suscrito como tema de tesis, para optar el título de Ingeniero de Minas.

1.4. JUSTIFICACION E IMPORTANCIA

1.4.1. Justificación

La construcción del Pique inclinado 370 (-) de 200 metros de longitud y con una pendiente de 30° es la mejor alternativa para el acceso y extracción de las reservas explotables por la rapidez y bajo costo frente a otro tipo de labores.

1.4.2. Importancia

La profundización por medio del inclinado 370 permitirá el acceso y extracción de las reservas de la veta Juanita en el nivel 06, permitiendo el incremento de la producción general de la Cía. Minera Casapalca S.A y fomentando el desarrollo minero en la región.

1.5. HIPÓTESIS

1.5.1. Hipótesis General

Que el minado las reservas minerales de la veta Juanita en el nivel 06, serán posible mediante el diseño y construcción del pique inclinado (-) 370, que hará posible la extracción de las mismas.

1.5.2. Hipótesis Específica

El acceso y extracción de las reservas minerales mediante el inclinado 370 abaratará los costos repercutiendo en las operaciones de minado que actualmente se tiene.

1.6. VARIABLES E INDICADORES

1.6.1. Variable Dependiente

- ✓ Minado de la Veta Juanita en el nivel 06.

Indicadores: Avance (m).

1.6.2. Variable Independiente

- ✓ Pique inclinado 370

Indicadores: Continuidad en la extracción del mineral, Vigencia de operaciones.

II. CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. GENERALIDADES

2.1.1. Ubicación y accesibilidad

El centro minero de Casapalca está ubicado geográficamente en la zona minera del centro del Perú en los límites entre Chicla – Yauli, región lima y Andrés Avelino Cáceres.

Se localiza a 125Km, al este del departamento de lima, sobre el flanco oeste de la cordillera occidental de los andes, a una altitud promedio de 4800 msnm. Sus coordenadas UTM son:

- ✓ Norte: 8709526
- ✓ Este: 358436.

El acceso se realiza por la carretera central hasta el Km 120, donde se encuentra la empresa minera Yauliyacu S.A.; luego se continua por una carretera afirmada de 5 Km subiendo hacia el SE hasta llegar al campamento minero potosí, donde también se encuentra el túnel Gubbins, acceso principal a la mina Casapalca.

Este recorrido se realiza en un tiempo de tres horas; a continuación se muestran las distancias parciales y totales del recorrido:

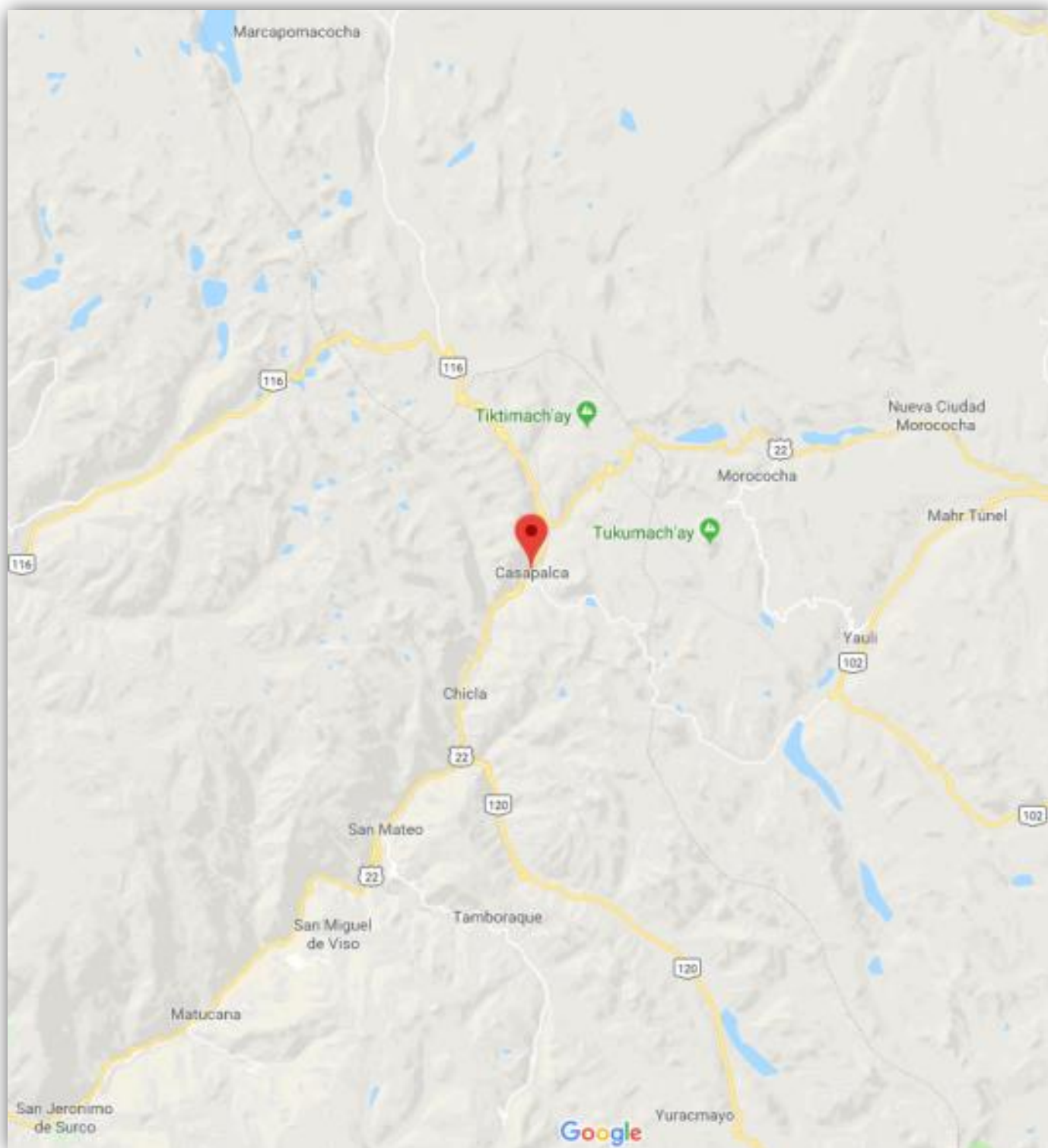
- ✓ Lima – Casapalca: 170 Km. Tiempo de recorrido en 03 horas.
- ✓ Casapalca – mina: 8 Km. Tiempo de recorrido en 0,20 horas.

El recorrido total desde la ciudad de lima hasta la mina es de 178Km y que se realiza en un tiempo de 3:20 horas.

En la zona minera se aprecian dos estaciones bien definidas: una temporada de lluvias comprendida entre los meses de enero a marzo, caracterizada por fuertes precipitaciones con una temperatura de 1 0°C, disminuyendo a 0°C.

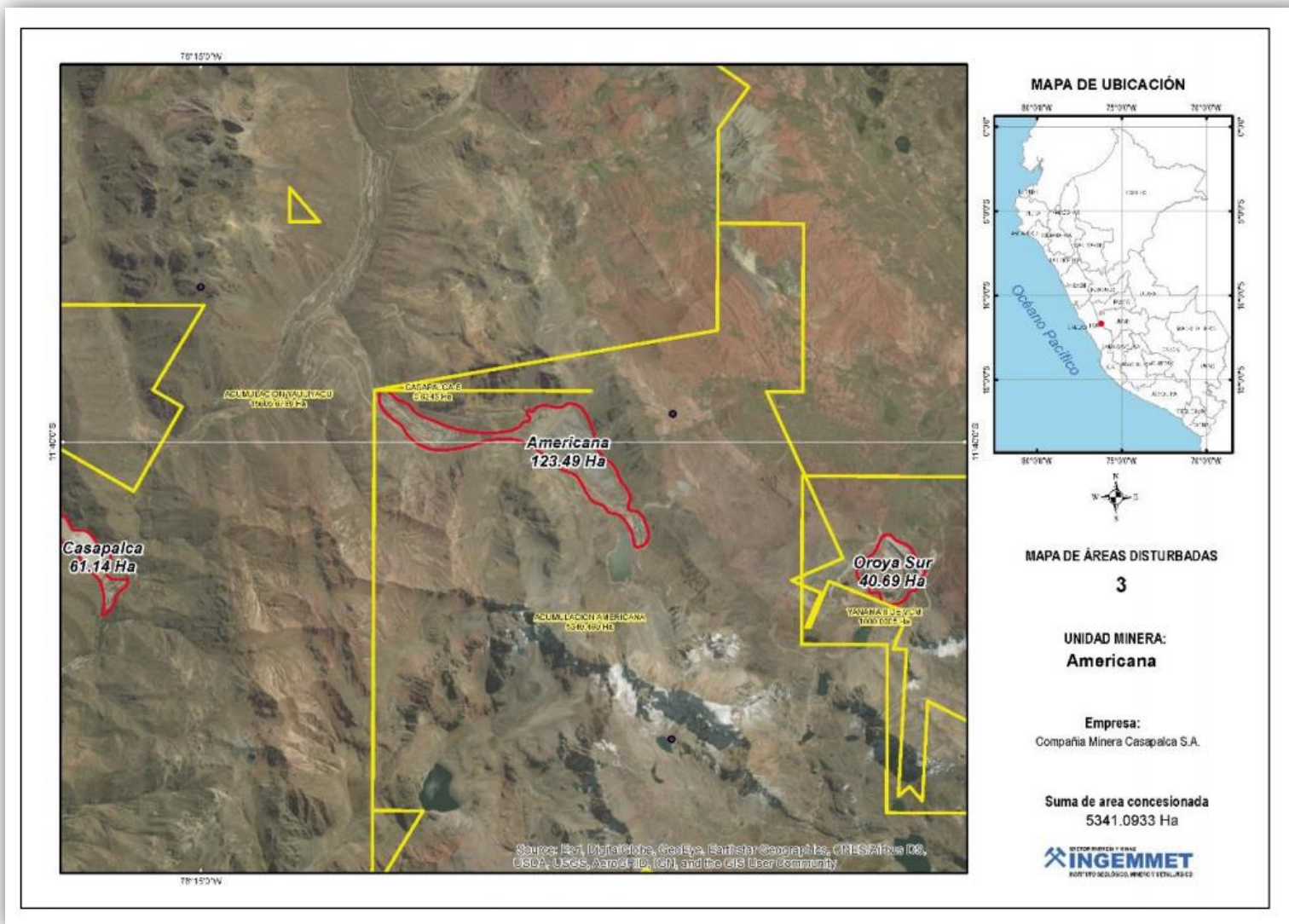
En la otra temporada saca del resto del año se caracteriza por un clima seco casi todo el año.

Figura N°1: Mapa de Ubicación de Cia. Minera Casapalca



FUENTE: Google Maps

Figura N° 02: Mapa de Áreas Disturbadas



FUENTE: Geocatmin - INGEMMET

2.1.2. Fisiografía

La unidad minera Casapalca se ubica a una altitud que varía entre los 3800 y 4800 msnm, a 16 Km al oeste de la divisoria continental. La topografía es abrupta, con valles en U, estrechos y profundos, que se suceden en forma descendente al punto de que las terrazas o terrenos planos son sumamente escasos.

Se observa por ejemplo que el valle (y el río) del Rímac descienden, desde Casapalca a Matucana alrededor de 1800m en solo 45 Km de longitud.

2.1.3. Suelos

El escenario edáfico está constituido por paramosoles (suelos de naturaleza acida) y horizonte A, paramo andosoles, cuando dominan los materiales volcánicos o piroclásticos, y litosoles en aquellas áreas de fuerte gradiente y naturaleza pedregosa, peñascosa o rocas, donde existen depresiones y problemas de drenaje aparecen los gleysoles altoandinos e histosoles (suelos orgánicos).

La zona donde se encuentran los pasivos ambientales está constituida básicamente por tierras de protección y tierras aptas para producción forestal, que representan las tierras de características inapropiadas para el desarrollo agropecuario y explotación forestal dentro de márgenes económicos.

2.1.4. Climatología

2.1.4.1. Clima

El clima de Casapalca es típico de la sierra del Perú, es decir, tiene un clima de puna que se caracteriza por ser frío y seco durante todo el año, con una estación lluviosa que ocurre entre diciembre y abril.

El periodo de sequía corresponde a los meses de mayo a noviembre, siendo casi nulas las precipitaciones entre junio y agosto. Estos meses son también los más fríos, por lo que las temperaturas más altas se registran en noviembre y diciembre.

2.1.4.2. Precipitaciones

La hidrología de la región presenta una estación lluviosa y otra seca.

Las precipitaciones en Casapalca ocurren principalmente durante 4 a 5 meses del año en forma de lluvias, granizo o nevadas y se acentúan entre febrero y marzo.

Aproximadamente el 85% de la precipitación anual ocurre durante la estación lluviosa que es de noviembre a abril. Estas precipitaciones algunas veces van acompañadas por tempestades eléctricas.

Los valores mínimos anuales ocurren en los meses de junio y julio coincidente con el periodo de estiaje.

2.1.5. Medio ambiente biológico

2.1.5.1. Eco Regiones y Zonas de Vida

La unidad minera y todo sus componentes se encuentran ubicados en la eco región Puna.

Las zonas de vida relevantes son 52 bosque húmedo – montano tropical (bh-MT) Y 65. Paramo muy húmedo – subalpino tropical (pmh-SaT).

Las especies características de la zona de vida bosque húmedo – montano tropical (bh-MT) son especies herbáceas del genero jarava (Poaceae) y Polylepis (Rosaceae). Estas especies fueron observadas en la zona del proyecto.

Las especies características de la zona de vida paramo muy húmedo – subalpino tropical (pmh-SaT) son especies arbustivas y arbóreas del genero Polylepis (Rosaceae) y Chuquiraga (Asteraceae), adicionalmente se encuentran especies herbáceas del genero jarava (Poaceae) y Calamagrostis (Poaceae).

Estas especies fueron observadas en la zona del proyecto.

2.1.6. Medio ambiente socio – económico y cultura

2.1.6.1. Área de influencia directa

El área de influencia directa de la U.M, Casapalca está constituida por el espacio socio geográfico al interior del cual se encuentran los interlocutores de la operación, en virtud de las relaciones que esta ha ido estableciendo respecto de derechos superficiales, de actividades comerciales conexas, del trafico vinculado a la explotación y de cualquier otra relación que se haya dado como parte de la política social de la empresa. Todos estos interlocutores están ubicados dentro de los distritos de Chicla y San Mateo.

Dentro del distrito de San Mateo, se encuentran las comunidades San Mateo de Huanchor, San Antonio, San José de Parac, Viso y San Juan de Yuracmayo. Estas tienen, a su vez, los anexos de San Mateo de Huanchor, Yuracmayo, Chocna, Caruya, rio blanco, Cacray, Collata, Pacata, San José de Parac, San Miguel de Viso y Tambo de Viso.

El distrito de Chicla, por su parte, acoge a la comunidad del mismo nombre y también a los anexos Calzada, 3 de Enero, Anche, Rio Blanco y Caruya.

Cabe mencionar que existen problemas limítrofes entre las comunidades de Chicla y San Antonio.

Por lo general, los pobladores explican que del rio a la derecha los anexos de rio blanco y Caruya pertenecen a las comunidades de san mateo y del rio a la izquierda pertenecen a Chicla.

2.1.6.2. Área de influencia indirecta

El área de influencia indirecta está conformada por la provincia de Huarochirí, en tanto esta acoge a los dos distritos en cuya jurisdicción se encuentra la UM Casapalca.

2.2. ESTUDIO GEOLOGICO Y GEOMECANICO

2.2.1. Geología

2.2.1.1. Geología Regional

La mina se encuentra ubicada en el cinturón volcánico de la cordillera occidental andina, y situada en la cabecera de la cuenca hidrográfica del rio Rímac. Regionalmente presenta dos formaciones definidas, correspondientes a las edades del cretáceo y del terciario. Dentro del cretáceo se tienen a las unidades del Grupo Machay y formación Jumasha conformadas por calizas.

En el terciario inferior a superior se tiene la formación Casapalca constituida por dos principales miembros denominados capas rojas y miembro Carmen, en donde generalmente se desarrollan los cuerpos mineralizantes de la mina Casapalca.

Asimismo se tienen otras formaciones concordantemente como Carlos Francisco y el volcánico Tablachaca.

Los tufos Yauliyacu sobre yacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente; asimismo se tiene en forma localizada la formación bellavista y formación Rio blanco que se encuentra al suroeste de Casapalca y superpuesta sobre la formación bellavista.

2.2.1.2. Estratigrafía de la zona

La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas (capas rojas), brechas, tufos volcánicos y lavas, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5400 metros.

2.2.1.2.1. Material cretácico

A. Grupo Machay

Está constituida principalmente por calizas con intercalaciones de lutitas arenosas, se ubica en la parte suroeste del distrito.

B. Formación Jumasha

Las rocas de esta formación no afloran en superficie dentro del área de Casapalca; sin embargo, una secuencia correlacionable con esta formación constituida por calizas de color gris con algunas intercalaciones de lutitas, fue interceptada en el nivel 5200 por los túneles Gratan. Secuencias representativas de calizas Jumasha afloran prominentemente a lo largo de las montañas que conforman la divisoria continental presentando un característico color gris claro en contraste con los colores oscuros que presentan las calizas de la formación pariatambo, pertenecientes al Grupo Machay.

2.2.1.2.2. Material Terciario

A. Formación Casapalca

Forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el río Rímac y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental y constituye la formación más antigua que aflora en el área esta formación ha sido dividida en dos miembros.

A continuación se describen el miembro de capas rojas y miembro Carmen:

A.1. Miembro capas rojas

Este miembro se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando el conjunto coloraciones rojitas debido a las diseminaciones de

hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación.

A.2. Miembro Carmen

Sobre yaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerados y calizas intercaladas con capas de areniscas, lutitas, tufos y aglomerados volcánicos con una potencia que varía de 80 a 200m.

Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y rodados de cuarcitas y calizas en una matriz arenosa arcillas y cemento calcáreo.

B. Formación Carlos Francisco

Sobre las rocas sedimentarias se encuentran una potente serie de rocas volcánicas a las que se les ha denominado formación Carlos Francisco, esta formación ha sido dividido en tres miembros:

B.1. Volcánico Tablachaca

Sobre yaciendo el miembro Carmen y separado de este, por lutitas de potencia variable, se encuentra una sucesión de rocas volcánicas constituidas por tufos, brechas, conglomerados aglomerados y rocas porfídicas efusivas que forman el miembro Tablachaca.

B.2. Formación Carlos Francisco

Sobre el miembro Tablachaca se encuentra los volcánicos Carlos Francisco que consisten de flujos andesíticos masivos y fragmentados porfíricos angulares; generalmente verdosos, incluidos en una matriz de roca porfírica rojiza.

Intercaladas con las brechas están las andesitas porfíricas que varían de gris oscuro a verde. Los fenocristales de feldespato son conspicuos y alterados a clorita y calcita.

B.3. Tufos Yauliyacu

Los tufos Yauliyacu sobre yacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente. Este miembro consiste de tufos rojizos de grano fino.

C. Formación Bellavista

Está formada de capas delgadas de calizas de color gris con algunas intercalaciones de calizas gris oscuras con nódulos de sílice, tufos de grano fino y lutitas rojizas.

D. Formación Rio Blanco

Sobre la formación bella vista descansa una potente serie de volcánicos bien estratificados que consisten en tufos de lapilli de color rojizo con intercalaciones de brecha y riolitas. Algunas capas de calizas ocurren en la parte inferior de la formación en el área afloran hacia el sureste, pero su mayor exposición se encuentra entre Chicla y Rio Blanco.

2.2.1.2.3. Material Cuaternario

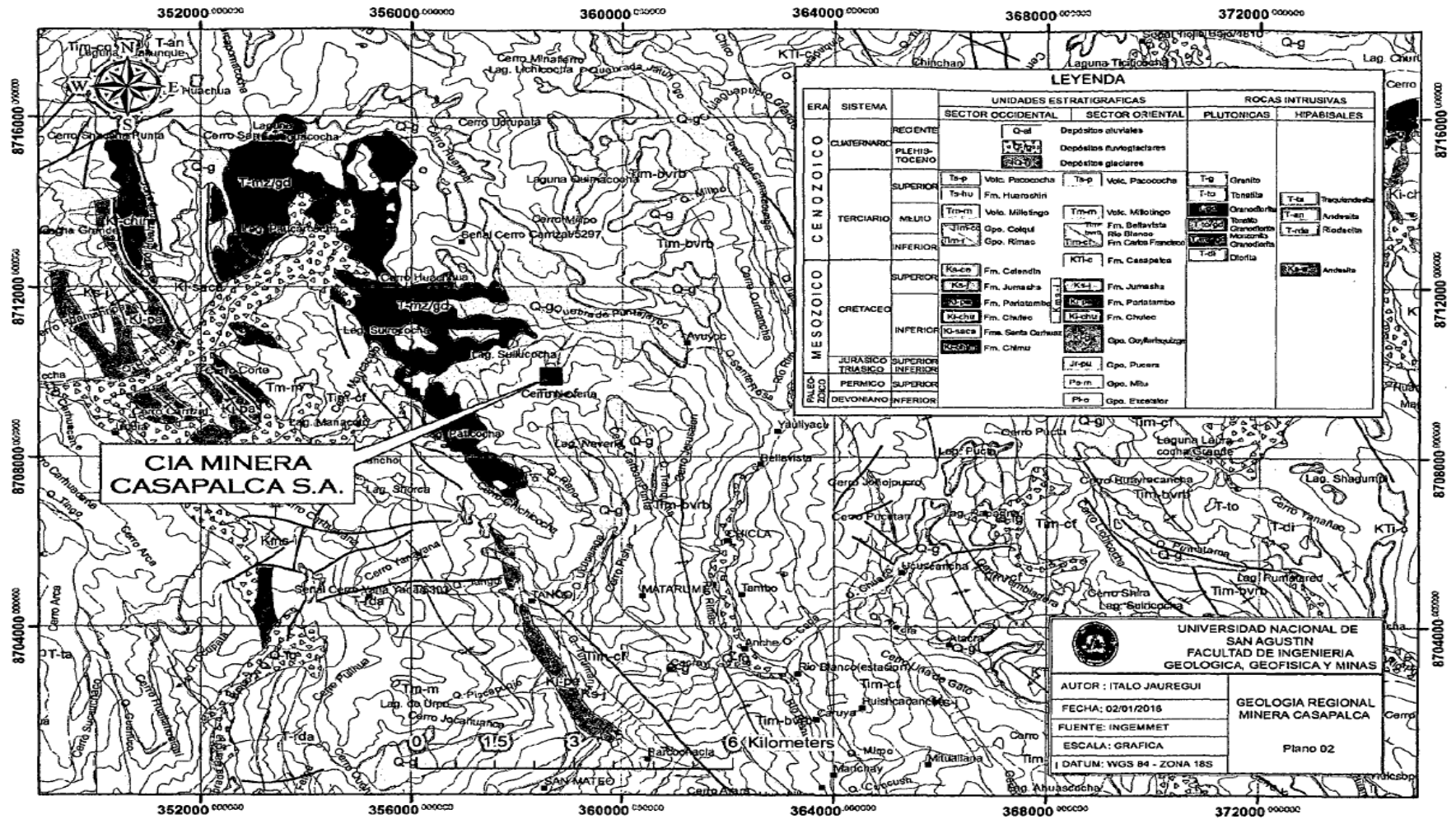
La zona de Casapalca está representada por una serie de depósitos cuaternarios compuestos por glaciares y conos de escombros de formación reciente.

Debajo de los depósitos glaciares recientes existen potentes series de morrenas terminales a elevaciones aproximadas de 4300 a 4500 msnm; no han sido encontrados signos de glaciación debajo de estas elevaciones en el valle de Rímac.

Sin embargo en otros valles, depósitos glaciares fueron encontrados en elevaciones de 3900 m.

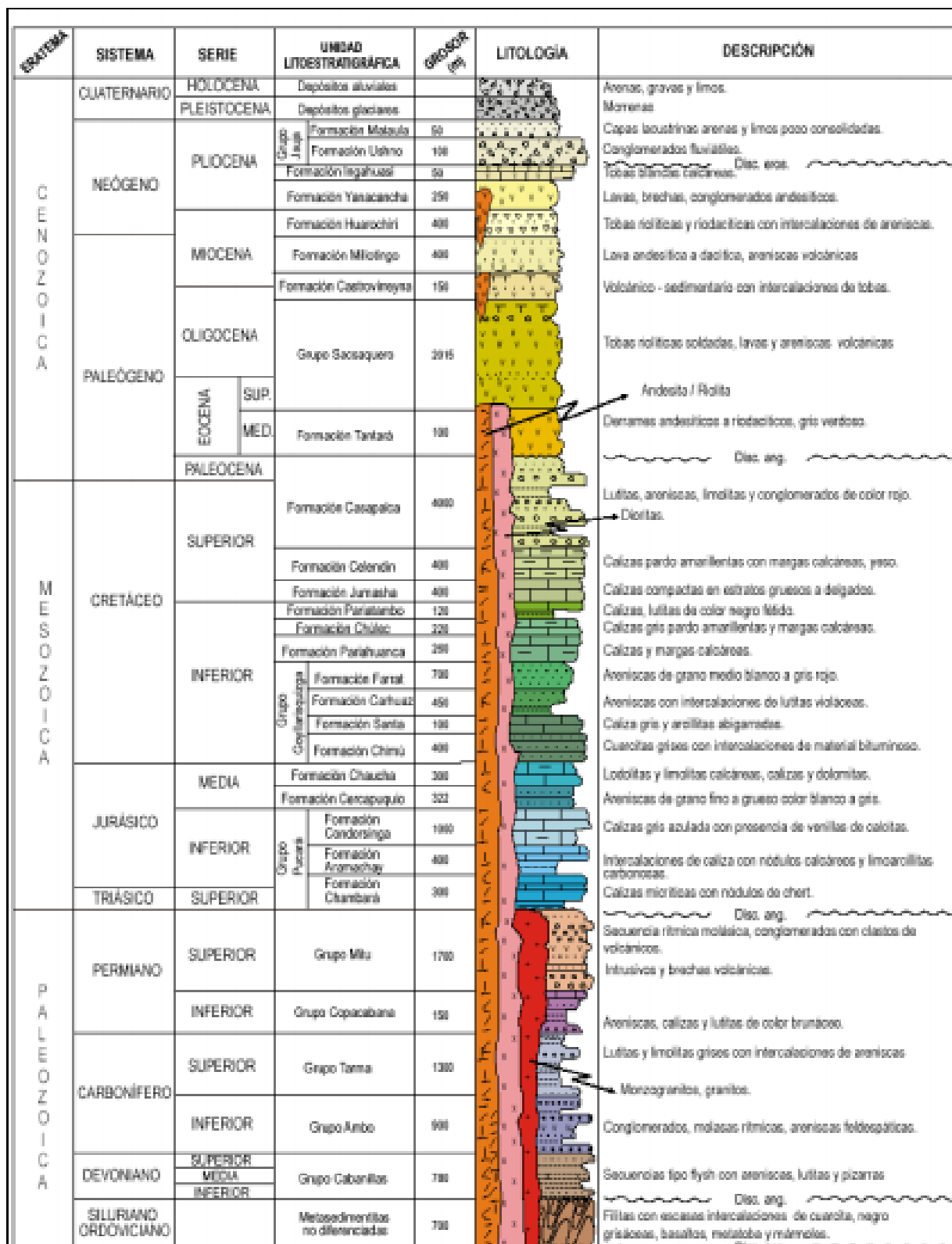
Los depósitos recientes están formados por materiales inconsolidados compuestos por clastos angulosos de diversos tamaños con matriz areno arcillosos, que forman conos y taludes.

Figura N° 03: Geología Regional Casapalca



Fuente: Universidad Nacional de San Agustín

Figura N° 04: Columna Estratigráfica Casapalca



Fuente: INGENMET

2.2.1.3. Geomorfología

La geomorfología de la zona de estudio muestra un relieve relativamente empinado, cuyas pendientes evidencian profunda erosión.

Es evidente que el relieve ha sido modelado por acción glacial mostrándose en costas más elevadas presencia de nieve perpetua.

El afluente principal de la zona representado por el río Rímac, surca de este a oeste drenando dendríticamente hacia el océano pacífico.

Localmente, la UEA americana o mina casapalca se ubica dentro de la microcuenca Carmen, la misma que se caracteriza por su reducida extensión, topografía accidentada y porque drena hacia el torrencioso río Rímac.

La micro cuenca Carmen, ubicada entre las cotas 4150 y 5300 msnm; tiene 11.5 Km² de área, una longitud del curso principal de 7.5 Km y una pendiente de 15%.

El curso principal se denomina Magdalena en la parte alta y Carmen en la parte baja, la quebrada aporta al río Rímac, un caudal medio anual de 260 l/s, flujo que últimamente se ha incrementado ya que en el interior de la mina por las operaciones mineras de profundización, el acuífero se ha incrementado considerablemente, existiendo fuertes fluctuaciones hacia la parte baja, las cuales serán recuperadas próximamente en su totalidad y por gravedad con la ejecución del proyecto túnel Potosí.

2.2.1.4. Geología Local

Dentro de la geología local se puede mencionar la formación Casapalca y que está constituida por dos miembros característicos en toda la zona del yacimiento de Casapalca; el miembro de capas rojas y el Carmen.

Las capas rojas se caracterizan por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas.

Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación, miembro Carmen; sobre yaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas de areniscas, lutitas, tufos y aglomerados volcánicos.

Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y cantos rodados de cuarcitas y calizas en una matriz arenosa arcillas y cemento calcáreo.

Asimismo localmente se tienen varios cuerpos intrusivos que afloran en el distrito, entre ellos tenemos los siguientes:

A. Pórfido Taruca

Diques de stock que intruyen a los volcánicos aflorantes en la zona la americana al sureste del área. Uno de los stock son de forma elongada con dirección norte – sur aflora en el cerro taruca.

Estos diques y stock son pórfidos, con fenocristales de feldespatos (oligoclasa-albita), horblenda y poco cuarzo incluido en una matriz afanítica. Estas rocas pueden ser llamadas andesitas porfiríticas.

B. Pórfido Victoria

Aflora en la parte norte del área es de aproximadamente de 300 m de ancho, es un intrusivo de color gris claro. La roca consiste de fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita.

2.2.1.5. Geología Estructural

El aspecto estructural es uno de los factores más importantes en la mina casapalca; los múltiples movimientos durante la tectónica andina han generado la formación del marco estructural presente en la zona, aprovechando de estas grandes zonas débiles previamente formadas, la actividad magmática del mioceno tardío ha permitido el emplazamiento de intrusivos ácidos que son los causantes de la mineralización.

El sistema de esfuerzo producido en los ciclos de la tectónica andina, en el terciario y pleistoceno en el centro del Perú. En especial en la región de casapalca, san Cristóbal y morococha han formado un sistema de estructuras extensas con pliegues, fallas y fracturas.

Es importante mencionar que estas estructuras controlan el emplazamiento de los intrusivos y la mineralización de la vetas.

A. Pliegues

Uno de los rasgos más importantes en el distrito minero de Casapalca es el plegamiento y posteriormente el fracturamiento.

El plegamiento es extenso y muy notorio esto ha producido la formación de anticlinales y sinclinales. El marco estructural principal del distrito está definido por la presencia del gran sinclinal de Pumatarea – Aguascocha de dirección NO – SE que alcanza 9 Km de longitud, seguido por el anticlinal de Casapalca que alcanza 2 Km y el anticlinal de Antuquito de 1 Km.

Este plegamiento controla el fracturamiento transversal desde el extremo NO al SE donde se presentan una serie de vetas casi paralelas entre ellas pero transversales al eje del sinclinal y anticlinal.

B. Fallas

Los mayores rangos estructurales del distrito minero de casapalca se encuentran formados por fallas, fracturas, cuyo rumbo general es EO a NE, en forma casi perpendicular al gran eje del sinclinal Pumatarea – Aguascocha, anticlinal casapalca.

Estas fallas y fracturas que en algunos casos permitieron la circulación de soluciones hidrotermales dieron origen a las vetas.

Otras fallas han sido rellenadas solamente con gouge tal es el caso de las fallas Carmen y Eloida.

Las fallas y fracturas están controladas por las rocas encajonantes de acuerdo a su competencia, por ejemplo las lutitas y conglomerados de la formación casapalca permiten la fuerte alteración y el fuerte fracturamiento respectivamente y en otros casos cuando la roca no es favorable se observan solo fracturas menores como en la roca del miembro tablachaca, formación bellavista y la formación rio blanco.

2.2.1.6. Geología Económica

Casapalca es un yacimiento polimetálico del tipo “cordillerano”, la mineralogía está representado por una mena abundante de esfalerita, tetraedrita, calcopirita, galena y como mena de ganga pirita, cuarzo, calcita y rodocrosita.

Esta se presenta de manera principal en vetas que han sido formados por el relleno de fracturas.

Las vetas son de carácter mesotermal lo cual indicaría su gran profundidad de mineralización.

También existe la presencia de cuerpos mineralizados las cuales se han formado por el reemplazamiento de capas favorables de caliza, arenisca y lutitas calcáreas adyacentes a las vetas.

2.2.1.6.1. Cuerpos Mineralizados

La mineralización se presenta de dos tipos:

- ✓ Sulfuros masivos que son el resultado del reemplazamiento de estratos favorables.
- ✓ Diseminaciones y vetillas de sulfuros que son rellenos de fisuras y reemplazamiento de elementos calcáreos.

El cuerpo de mayor importancia y donde se ha realizado la presente evaluación geomecánica es el cuerpo Mery y su entorno, que se detalla a continuación.

A. Cuerpo Mery

Está localizado en el miembro Carmen de la formación casapalca tiene forma alargada.

La mineralización está presente de forma muy irregular; como reemplazamiento de estratos favorables con esfalerita marmatita, calcopirita, menores cantidades de tetraedrita y relleno de cavidades vacías, entre relleno está representado por esfalerita, tetraedrita, galena, calcopirita, con ganga de pirita cuarzo y carbonatos.

La alteración hidrotermal varía de propilitica con presencia de epidota y pirita así como una silicificación insipiente.

B. Cuerpos y Vetas Menores

Encontramos cuatro estructuras principales dentro de ellas se tiene la veta Sofía, Emilia, Anita y esperanza y algunos otros cuerpos menores.

2.2.1.6.2. Mineralogía

A. Minerales de mena

✓ tetraedrita, bornita, esfalerita, calcopirita, marmatita.

B. Minerales de ganga:

✓ calcita, rodocrosita, cuarzo, pirita, hematita, especularita.

C. Elementos económicos:

✓ Ag, Zn, Pb, Cu.

D. Controles de la mineralización

Existe una estrecha relación entre los controles estructurales y litológicos en el yacimiento Casapalca; la mineralización, está íntimamente controlada por el fracturamiento de la roca huésped y por las características litológicas.

Por ejemplo: el miembro Carmen de la formación Casapalca es el más favorable seguido de los volcánicos Carlos francisco.

Los menos favorables son miembro tablachaca, yauliyacu y bellavista.

E. Alteraciones

Alteraciones hidrotermal, la alteración predominante de las rocas encajonantes es la silicificación y piritización, en formas distantes como halo se tiene también la propilitización.

2.2.2. Geomecánica de la veta Juanita – Casapalca

Compañía minera Casapalca S.A. contrato los servicios de DCR Ingenieros S.R.Ltda. Para que este realizara una evaluación geomecánica de la masa rocosa involucrada con el minado de la veta Natividad, con el fin de definir y dimensionar las alternativas de minado.

Subterráneo adecuado a este yacimiento, de tal manera de lograr a la vez condiciones seguras en la explotación y la mayor recuperación de las reservas de mineral.

Para cumplir con el objetivo mencionado, fue necesario realizar trabajos de campos, laboratorio y gabinete.

En una primera etapa el estudio estuvo orientado a la ejecución de investigación básicas, con el fin de obtener la información necesaria, que permitió evaluar los factores principales de control de la estabilidad, y estimar los parámetros geomecánicos básicos.

En una segunda etapa, se integró la información obtenida durante las investigaciones básicas, con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas asociadas con el minado.

Finalmente se definieron y dimensionaron las alternativas y estrategias de minado para la veta esperanza (niveles 04 al 06).

Como parte de las investigaciones básicas, se ha hecho una caracterización detallada de la masa rocosa del yacimiento desde el punto de vista de su estructura y calidad, en base al mapeo geotécnico de las labores mineras subterráneas.

Esta caracterización condujo a las zonificaciones geomecánicas de los dos yacimientos.

Por otro lado, se determinaron en base a ensayos realizados in- situ, en laboratorio y el uso de criterios de falla, las propiedades físicas y parámetros de resistencia de la roca intacta, de las discontinuidades y de la masa rocosa. También se evaluaron las condiciones de presencia de agua y los esfuerzos.

Como parte de la evaluación de las condiciones de estabilidad, se realizaron un numero de análisis, con datos de entrada establecidos en las investigaciones básicas, lo cual condujo al dimensionamiento de las excavaciones asociadas al minado y a establecer soluciones sobre el control de la estabilidad de las mismas.

En resumen, como resultado de la presente evaluación se proponen esquemas y secuencias de avance del minado adecuadas para mejorar el control de las condiciones de estabilidad de las excavaciones en conjunto tanto localmente como globalmente. Para ello, es necesario introducir la utilización del relleno parcial de las cavidades dejadas por el progreso del minado y adoptar las dimensiones recomendadas de los diferentes componentes estructurales asociados al minado.

1. Regionalmente, la mina casapalca está ubicado en el cinturón volcánico de la cordillera occidental andina, y situada en la cabecera de la cuenca hidrográfica del rio Rímac, en donde se observa la presencia de rocas del cretáceo y del terciario. Las primeras comprenden al grupo Machay y formación Jumasha conformadas por calizas.

Las segundas comprenden a la formación casapalca constituida por los miembros capas rojas y Carmen, en donde generalmente se desarrollan los cuerpos mineralizados de la mina casapalca.

2. Localmente, en el área de evaluación hay rocas de las capas rojas, formadas por intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación y en mayor dimensión en areniscas silicificadas compactas y masivas. Sobreyaciendo a las capas rojas se encuentra el miembro Carmen compuesto por una serie de paquetes de conglomerados y calizas intercaladas con capas de areniscas, lutitas, tufos y aglomerados volcánicos.

Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de aguijarros y rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno arcillas y cemento calcáreo.

3. El arreglo estructural de la masa rocosa en el área de evaluación, está conformada por tres sistemas típicos de discontinuidades: sistema 1, 2 y 3. Con rumbo y buzamiento respectivamente de $N12^{\circ}W - 74^{\circ} SW$, $N82^{\circ}E - 76^{\circ}SE$ Y $N20^{\circ}W - 6^{\circ}NE$. Todos estos sistemas están conformados mayormente por diaclasas. El sistema principal de fallas en esta área de evaluación tiene rumbo de NE a NNE y buzamientos moderados a altos hacia el NW. Localmente se presenten tal sistemas adicionales de discontinuidades. El arreglo estructural de estas áreas locales, en mineral y estéril, han sido identificadas por similitud entre las estaciones de mapeo geomecánica.

4. Las características estructurales de las discontinuidades, fueron establecidas mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geomecánica de afloramientos rocosos, el que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ.

5. En resumen, la masa rocosa del área de evaluación mayormente esta entre los tipos IIIA y 11 (RMR 55 – 65); es decir, está en el rango superior de las rocas de calidad regular A y en el rango inferior de rocas de calidad buena. Localmente hay presencia de rocas de calidad regular B (IIIB – RMR 41-50) en el rango superior, y en algunos sitios muy puntuales, las rocas son de calidad mala A (IVA – RMR 31-40).

6. La zonificación geomecánica del área de la presente evaluación se muestra en los planos y secciones geológicas geomecánicas. Como la masa rocosa involucrada con la veta esperanza es mayormente de calidad regular A (IIIA) a buena (11), entonces estas rocas conforman el dominio estructural principal. Esta información fue contrastada

con la zonificación geomecánica elaborada por el departamento de geomecánica de mina Casapalca, habiendo un buen grado de concordancia. En los planos de zonificación geomecánica proporcionados por minera Casapalca, se pueden ver detalles de este trabajo y algunos sitios puntuales de rocas que corresponden a los dominios de calidad regular B (IIIB) y mala A (IVA).

7. En lo que corresponde a la resistencia de la roca se presenta los parámetros de resistencia de la roca intacta, de las discontinuidades y de la masa rocosa, determinados a partir de ensayos realizados en campo y en laboratorio y a partir de la utilización de criterios de falla apropiados. Estas propiedades mayormente corresponden a rocas competentes.

8. En el área de evaluación no es muy significativa la presencia de agua subterránea, lo que se ha observado durante los trabajos de campo han sido condiciones de la masa rocosa mayormente secas a húmedas, en ciertos casos y en forma local se han observado condiciones de mojado a goteo. por estas características de presencia del agua subterránea, se espera que no haya influencia significativa sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

9. Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando una profundidad de 480 m antes señalada. Según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente 13 MPa. La constante “K” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimado utilizando el criterio de Sheorey (1994) y las observaciones de campo realizadas, según esto, k sería aproximadamente 0.55, con el que se obtiene un esfuerzo horizontal in-situ también de aproximadamente 7 MPa.

10. Utilizando toda la información básica mencionada en las conclusiones precedentes, se han realizado una serie de análisis. Toda esta información ha sido utilizada para proponer esquemas y secuencias de avance del minado adecuado para un mejor control de la estabilidad de las excavaciones asociadas para un mejor control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado de la veta esperanza.

11. En resumen, podemos afirmar que si se dejaran abiertas y vacías todas las excavaciones realizadas como parte del minado, podrían generarse en algunos lugares condiciones críticas de estabilidad de las excavaciones, lo cual podría involucrar

procesos de inestabilidad potencial de pilares, puentes y otros componentes del minado. La causa principal para estas situaciones críticas sería la influencia recíproca o interacción de las excavaciones por la ubicación o distribución espacial y cercanía de las mismas.

2.2.3. Geomecánica del Pique inclinado 370

El macizo rocoso donde se construirá el pique inclinado 370, la estación superior e inferior del sistema de izaje, así como la roca por donde se ejecutara las labores de los niveles 18, 19 y 06, se harán sobre desmonte, el cual está compuesta principalmente por roca andesita, es decir, es un macizo rocoso geotécnicamente competente.

2.2.3.1. Clasificación Geomecánica GSI

El macizo rocoso presenta de 6 – 12 fracturas/m, discontinuidades lisas, moderadamente alteradas ligeramente abiertas se rompe con uno o dos golpes de picota, tendrá clasificación G.S.I. moderadamente fracturada (F/R) y su valuación RMR' equivalente es 65.

Todos estos datos se muestran en el cuadro siguiente, al lado izquierdo, la estructura con sus diversas descripciones (fracturas por metro), en la parte superior derecha la condición superficial de resistencia con golpes de picota y en la parte inferior derecha se muestran los valores de la caracterización geotécnica del macizo rocoso según el grado de fracturamiento y resistencia (se toma en cuenta la condición de discontinuidades).

En la siguiente figura se determina la estimación cuantitativa del índice geológico de resistencia G.S.I. (modificado) en el sistema RMR, en base al grado de fracturamiento y resistencia de la roca.

Figura N°05: Tabla GSI – Modificado

 MINA CASAPALCA SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO LABORES MINERAS DE DESARROLLO Y EXPLOTACION (2.50 a 4.50 m. de Luz)		RESISTENCIA Y/O CONDICION SUPERFICIAL					
A Sin soporte o perno ocasional (control de bloques inestables) B Perno sistematico. (1.8 x 1.8 m.) (cinta metalica o malla ocasional) C Perno sistematico. (1.5 x 1.5 m.) (cinta metalica o malla obligatoria) D Perno sistematico. (1.20 x 1.20 m.) Shotcrete con fibra (0.05 m.) Cuadros de madera. D1 Pernos sistematicos (1.0 x 1.0 m.) Shotcrete con fibra (0.10 m.) Cuadros de madera. E Cimbras metalicas o Cuadros de madera.		MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) (MB) Superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas. (RC > 250 MPA) (se astilla con golpes de picota)	BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B) Discontinuidades rugosas, lev. alterada, manchas de oxidacion, liger. abierta. (RC 100 a 250 MPA) (se rompe con varios golpes de picota)	REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MOD. ALTER.) (R) Discontinuidades lisas, moderadamente alterada, ligeramente abiertas. (RC 50 a 100 MPA) (se rompe con uno o dos golpes de picota)	MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (M) Superficie pulida o con estricciones, muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca. (RC 25 a 50 MPA) - (se indenta superficialmente)	MUY MALA (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) (MM) Superficie pulida y estriada, muy abierta con relleno de arcillas blandas. (RC < 25 MPA) (se disgrega o indenta profundamente)	
ESTRUCTURA Abaco de relacion con RMR. LEVEMENTE FRACTURADA. Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre si. (LF) (2 a 6 fract. por metro) (RQD 75 - 90) (RQD = 115 - 3.3 Jn.)		100 95 90	A A LF/MB	A A LF/B	A A LF/R	—	—
 MODERADAMENTE FRACTURADA. Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (F) (6 a 12 Fract. por metro)		85 80 75	A F/MB	A F/B	B F/R	B F/M	—
 MUY FRACTURADA. Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o mas sistemas de discontinuidades. (MF) (RQD 25 - 50) (12 a 20 Fract. por metro)		70 65 60	A MF/MB	B MF/B	B MF/R	C MF/M	D MF/MM
 INTENSAMENTE FRACTURADA. Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos o irregulares. (IF) (RQD 0 - 25) (mas de 20 Fract. por metro)		55 50 45 40	B IF/B	C IF/R	C IF/R	D IF/M	D1 IF/MM
 TRITURADA O BRECHADA. Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos facilmente disgregables, angulosos y redondeados. (T) (sin RQD)		35 30 25 20 15 10	—	—	—	E T/M	E T/MM

Fuente: Departamento de Geomecánica - Cía. Minera Casapalca

Figura N°06: Tabla para proceso de Mapeo Geomecánico

METODOLOGIA DE APLICACION

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

PROCESO DE MAPEO GEOMECANICO

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

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

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

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

MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL

La voladura controlada: en especial en las coronas, para lo cual se deberá espaciar adecuadamente los taladros y distribuir mejor la carga explosiva.
 No acumular taladros para la colocación de pernos: "taladro perforado, perno colocado". Nunca perforar taladros en la dirección de la fractura o falla.
 La calidad del sostenimiento va en función a los estandares y PETS para su ejecución, capacitación permanente al personal en la aplicación de la tabla GSI, y el colocado del sostenimiento.

Fuente: Departamento de Geomecánica – Cía. Minera Casapalca

2.2.3.2. Tiempo de Autosporte

A. Factores influyentes en el comportamiento del macizo rocoso excavado

En estos factores se encuentran: la presencia de agua, los esfuerzos, orientación de las discontinuidades y la excavación (abertura, voladuras, relajamiento progresivo, cercanía de labores, colocación de soporte inadecuado y método de minado).

Para adecuar el soporte obtenido en base a la condición de G.S.I y la dimensión equivalentes, si se presentaran los factores influyentes, se selecciona el sostenimiento recomendado a la condición inmediata inferior (menor calidad de G.S.1), incluyendo la corrección al tiempo de autosporte.

A.1. Influencia del agua

- ✓ En rocas masivas y levemente fracturadas/ muy buenas a buenas la presencia de agua no tiene influencia significativa.
- ✓ En rocas moderadamente a muy fracturadas/regulares la influencia se debe a la presión y efecto lubricante.
- ✓ En rocas moderadamente a muy fracturadas/pobres a muy pobres, el efecto es inmediato por actuar como lubricantes y lavado de material fino de relleno en fracturas, acelerando el aflojamiento.
- ✓ En rocas intensamente fracturas/regulares, pobres o muy pobres se produce el mismo efecto anteriormente mencionado.
- ✓ Se debe mencionar la presencia de agua debido al relleno hidráulico, la composición del agua (Ph) y la composición del relleno, en especial si son arcillas expansivas.

A.2. Influencia de esfuerzos

- ✓ Se concentran en puentes, pilares y frentes de excavación al redistribuirse las presiones por el efecto de las aberturas.
- ✓ Se originan por las presiones debido a la profundidad de la excavación, a estructuras geológicas (fallas y pliegues), diques y arcillas expansivas.
- ✓ Se reconocen por ruidos, descostramiento o lajamientos en paredes y techo, ocurrencia de filtraciones y presencia de estriaciones en el macizo rocoso.
- ✓ Se pueden controlar con modificaciones en los diseños de minado, tamaño de aberturas y sistemas de soporte.

A.3. Influencia de orientación de discontinuidades

- ✓ Son desfavorables o muy desfavorables las discontinuidades verticales y subverticales que se encuentren paralelas o subparalelas a las paredes o cajas de la excavación.
- ✓ Son desfavorables o muy desfavorables, las discontinuidades horizontales o sub horizontales.
- ✓ Este efecto se incrementa por tamaño de abertura, relleno de la discontinuidad y presencia de agua y presencia de esfuerzos.

A.4. Factores de excavación

- ✓ Tamaño de la abertura, dimensionamiento de puentes y pilares, distribución de los taladros, potencia de los explosivos, en especial en los taladros del contorno.
- ✓ Colocación del soporte después del tiempo de auto soporte de la roca.
- ✓ Voladuras en labores cercanas.
- ✓ Relajamiento progresivo de labores que no es determinado ni controlado.

2.3. ESTUDIO TECNICO ECONOMICO DEL MINADO DE LA VETA JUANITA

2.3.1. Piques inclinados en mina

En la fase preparatoria para la exploración de un yacimiento minero, se requiere de una importante decisión y esta es decidir como cuando y donde iniciar el acceso al cuerpo mineralizado. Una de las formas de acceso es por medio de piques inclinados, que son labores que sirven para la profundización en los niveles de exploración; para el izaje del mineral, desmonte y circulación del recurso humano.

La ejecución de un pique inclinado no es tarea fácil, ya que desde el comienzo deben tomarse decisiones tales como: ubicación, costo, método de profundización, detalles respecto a la geología y topografía del terreno, etc. Todo esto hace que el proyecto de construcción de un pique inclinado debe ser bien llevado en la parte de ingeniería.

Pero hay un factor importante en la ejecución de un pique inclinado y es lo relativo a su construcción, establecer un modo de trabajo no es cosa fácil pues para esto deben ser tomados en cuenta factores tales como: tipo de terreno tal como un terreno con sobre carga seguida de terreno firme (roca), el tiempo de ejecución de este, también

considerando las alternativas de trabajo como el caso de terreno dificultoso del tipo aluvial con agua, arena y capas de arcilla blanda.

2.3.2. Características de los piques inclinados

- ✓ Inclinación negativa 30°
- ✓ Sección de B1 x 81
- ✓ Camino lateral enmaderado.
- ✓ Acarreo de mineral y desmonte, sobre rieles con trocha de 60cm.
- ✓ Línea de cauville de 30 lbs/yd.

2.3.3. Campos de aplicación

En el campo de aplicación se establecerán de acuerdo al tipo de servicio que este prestara, por lo tanto debe estar en una de las siguientes:

- ✓ Exploración
- ✓ Producción
- ✓ Servicios y ventilación
- ✓ Combinaciones de los nombrados.

Una vez definido el propósito del pique inclinado, las consideraciones que deberán darse en el tipo de pique inclinado requerido son los siguientes:

- ✓ Análisis de costos en relación a otros piques.
- ✓ La naturaleza del suelo debe ser adecuada para las cimentaciones, realizando para ello estudios de geotecnia conducentes a la clasificación del macizo en el área destinada para el diseño del pique.
- ✓ La mina, debe tener buenas vías de acceso y espacio libre para favorecer el trabajo.

Figura N° 07: Pique Inclinado 370 – Veta Juanita



Fuente: Cía. Minera Casapalca S.A

Figura N° 08: Pique Inclinado - Mina Teresita



Fuente: Cía. de Minas Recuperada S.A

2.3.4. Estructura del Pique inclinado

La estructura de un pique inclinado, puede ser de madera o de acero. En otros casos, si se contara con un nivel inferior, la construcción del pique se puede realizar de manera convencional o mecanizada, para el cual se perfora primero el hueco piloto y luego el nivel inferior se empieza a rimar (ensanchar) con una broca de mayor diámetro y finalmente se completa a la sección diseñada.

En todos los casos el terreno debe ser competente y debe ser una zona donde no exista agua de filtración.

Las condiciones de la sección de los piques se pueden determinar a partir de la capacidad de la carga y de la profundización de los trabajos de extracción también es factor importante la productividad de la mina.

2.3.5. Factores de diseño de un pique inclinado

Para evitar riesgos es que se toman en consideración estos factores, también imprevistos y así poder controlar la mayor cantidad posible de variables involucrados en la construcción del pique inclinado.

Los factores más importantes para el diseño de un pique inclinado son los económicos, operacionales y geológicos.

El conjunto y cada uno por si solo inciden en forma importante en el diseño del pique inclinado y están relacionados entre sí de una forma u otra.

2.3.5.1. Factores Económicos

Uno de los principales es el factor económico y su incidencia se aprecia en los costos que tenga el desarrollo del pique, determinando además, la variante de diseño a aplicar. Los costos están influidos por la sección del pique inclinado y el tipo del terreno donde se profundizara.

Los costos que se deben tener en cuenta en la comparación según las diferentes variaciones que se pueden estudiar son:

- costo de materiales: explosivos y accesorios de voladura
- costo de mano de obra: por perforación, carguío, transporte y supervisión.

- costo de maquinaria: amortización, valor residual, costo de adquisición y costo de mantenimiento.
- costo de energía: depende del tipo de energía más económico y disponible.
- costo de flujo de ventilación.
- costo de materiales accesorios de perforación: afilado de brocas y costo por longitud perforada.
- costo por traslado de personal.
- costo por transporte de mineral y/o estéril.
- costo de conservación de las labores principales.

2.3.5.2. Factores Operacionales

Las variables que deben considerarse en el diseño y ejecución de un pique inclinado deben ser:

- Método de profundización: de acuerdo al terreno a atravesar, existencia de agua, medios económicos disponibles y tiempo de plazo para terminar de profundizar el pique inclinado.
- Elección de equipos y materiales: en función del método aplicado en la profundización, tipo de terreno a atravesar, plazo para profundizar el pique inclinado, medios económicos disponibles, avances tecnológicos, etc.
- Elección de personal de acuerdo a la naturaleza y tipo de trabajo a realizar.
- Abastecimiento: depende el lugar de ubicación, maquinaria empleada, materiales, etc.
- Mantenimiento: depende del personal a emplear, maquinaria a utilizar, abastecimiento, etc.
- Otros: factores operacionales condicionantes en el diseño y ejecución de un pique son:
 - Profundidad
 - Diámetro del pique
 - Presión hidrostática de las paredes
 - Características geológicas de la zona perforada
 - Características de la maquinaria utilizada.
 - Pericia y experiencia de los trabajadores.

- Imprevistos propios de la faena.

2.3.5.3. Factores Geológicos

Para construir un pique inclinado es necesario primero tener un marco general y completo de la geología del sector a profundizar.

Es necesario conocer los accidentes geológicos y para ello se hace uso de prospecciones por medio de sondajes, perfiles sísmicos, observaciones geológicas de superficie, perfiles geomecánicos, etc.

También la litología de las rocas circundantes, su fracturamiento, nivel de diaclasas presentes, tanto en rumbo como en buzamiento que podrían modificar las condiciones del pique inclinado.

2.3.6. Planeamiento del proyecto incluido el sistema de izaje

En este ítem se representa el planeamiento de la ejecución de la infraestructura mina necesaria para la profundización, por lo que en primer lugar se define las tareas que se deben realizar, empezando con el pique inclinado, luego la ejecución de las cámaras para las estaciones de los piques, en el nivel superior e inferior, el pique inclinado y el tendido de rieles, todos con sus respectivas duraciones; también todas las labores de desarrollo y preparación de los tajeas a explotar, durante los años 2015, 2016, 2017 y 2018 (año en que culmina la explotación del nivel 06 de la veta esperanza).

La segunda parte del capítulo consiste en determinar los costos de capital y de operación de minado total incluido el sistema de izaje del proyecto. Adicionalmente, se presenta los costos totales de capital y operación de la profundización, con el fin de poder evaluar económicamente el proyecto de forma integral.

Por tanto, primero se valoriza el concentrado de mineral, luego se presenta el costo de capital (capex), el cual está conformado por la inversión en maquinaria, la inversión en la infraestructura mina para el sistema de extracción, así como de la inversión en las labores de preparación para el minado de la profundización. Se evalúa la influencia del capex del sistema de extracción con respecto al capex total.

Asimismo, se presenta los costos de operación del proyecto (opex), es decir, mina, planta, energía y transporte. Dentro del costo de mina, se hace determina al detalle el costo de extracción y se evalúa su influencia con respecto al costo total de mina.

Una vez determinados el capex y opex totales, se realiza un flujo de caja económico, producto del cual se obtienen el valor actual neto (VAN), la tasa interna de retorno (TIR), el B/C y el Pay back del proyecto.

2.3.6.1. Planeamiento del desarrollo de mina para el sistema de izaje

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

2.3.6.1.1. Pique inclinado 370

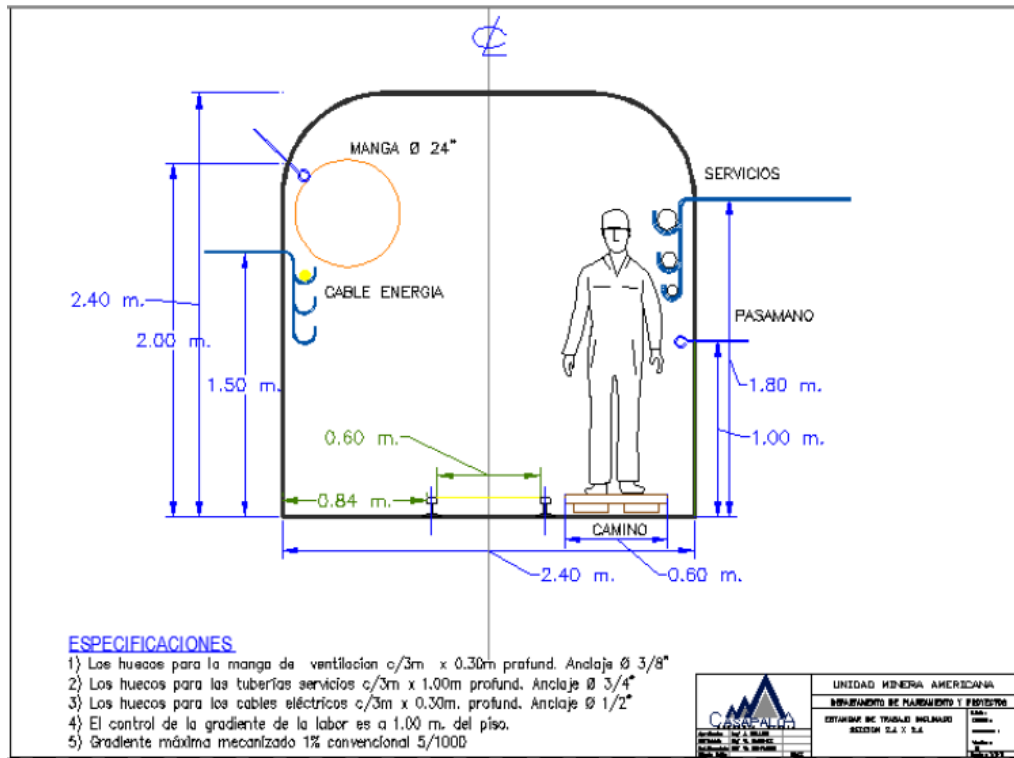
El proyecto construcción del pique inclinado 370, se justifica por las siguientes razones:

- A. La mineralización de las vetas de acuerdo a sondajes realizados continua debajo del nivel 04 de la veta esperanza.
- B. Las reservas de minerales en los niveles superficiales de las estructuras mineralizadas en explotación, vienen agotándose, al actual ritmo de producción.
- C. La construcción de un pique vertical para bajar 50m. demoraría cerca de ocho meses, en cambio un pique inclinado solamente 4 meses y permite extraer mineral de inmediato, porque se baja siguiendo paralelo al rumbo e inclinación de la veta.
- D. En los niveles 18, 19 y 06 de la veta esperanza, luego de concluido la construcción del pique inclinado, se desarrollan galerías tanto al este y oeste, luego se efectuara la preparación de los blocks de explotación.
- E. Para la construcción de pique inclinado se requiere maquinaria, materiales e instalaciones mínimas.
- F. El costo unitario de construcción comparado con el pique vertical de igual sección, resulta menor.

El pique inclinado 370, que cuenta con una longitud de 200 metros, con Angulo de inclinación de 30° y una sección típica de avance lineal de 2,40 m x 2,40 m (el diseño de la sección se presenta en la siguiente figura).

La ejecución de este pique se realizará en sentido descendente, con perforación con Jackleg.

Figura N° 09: Sección típica de un pique inclinado



Fuente: Departamento de Planeamiento - Cía. Minera Casapalca S.A

2.3.6.1.1.1. Condiciones del terreno en el área del pique

El pique inclinado, luego de una evaluación geomecánica se ha ubicado en los niveles 4, 5 y 6. El resultado de la evaluación se detalla a continuación:

Evaluación Geomecánica

Litología	Andesita
Cobertura	100 m. (entre niveles 04al 06)
Grado de alteración (A)	A2 Roca medianamente alterada
Grado de resistencia (R)	R4 roca resistente (ce = 95 MPa)
Grado de fracturamiento	Poca fracturación
ROO (% estimado)	70 %
RMR (clase/valor)	clase 11 valor 70

Sistema Q (valor Q)	Q = 38	
Tipo de roca	Roca dura	
Cargas actuantes (Kg/cm ²):	H = 1,0 m	Pv = 0,25
Problemas geotécnicos	sin mayores problemas lito-estructurales.	

2.3.6.1.1.2. Construcción del pique inclinado

El pique a ejecutar tendrá las siguientes características.

Cuadro N°01: Características de Pique

Parámetro	Cantidad	Unidad
Angulo de inclinación	30	Grado(°) sexagesimales
Longitud total	200	M

La sección del pique es de una labor minera típica de 2,4m x 2,4 m, área suficiente para el normal desplazamiento de los carros mineros.

Cuadro N°02: Sección de Pique

parámetro	Cantidad		Unidad
sección	Ancho	Alto	Metros
	2,4	2,4	

Para la construcción del pique inclinado, se instalara previamente el winche en la estación respectiva con todos sus accesorios. El ciclo de construcción comprenderá las siguientes etapas:

A. Perforación y Voladura

La perforación se efectuará como si se tratase de un frente, utilizando para ello perforadora Jackleg que perforará taladros inclinados de 6 pies de longitud, conforme a la malla de perforación mostrada en la figura siguiente.

Hacia el techo del inclinado (corona), se perforara taladros a manera de pre corte, espaciados cada 0,30 m, para controlar el techo, evitar sobrerotura y llevar una sección uniforme.

Para el carguío de taladros se utilizara dinamita, fabricada por EXSA que viene en tamaño de 7/8" x 8".

El accesorio de voladura a emplearse para iniciar la voladura es el Carmex, que es un sistema de iniciación convencional mejorado.

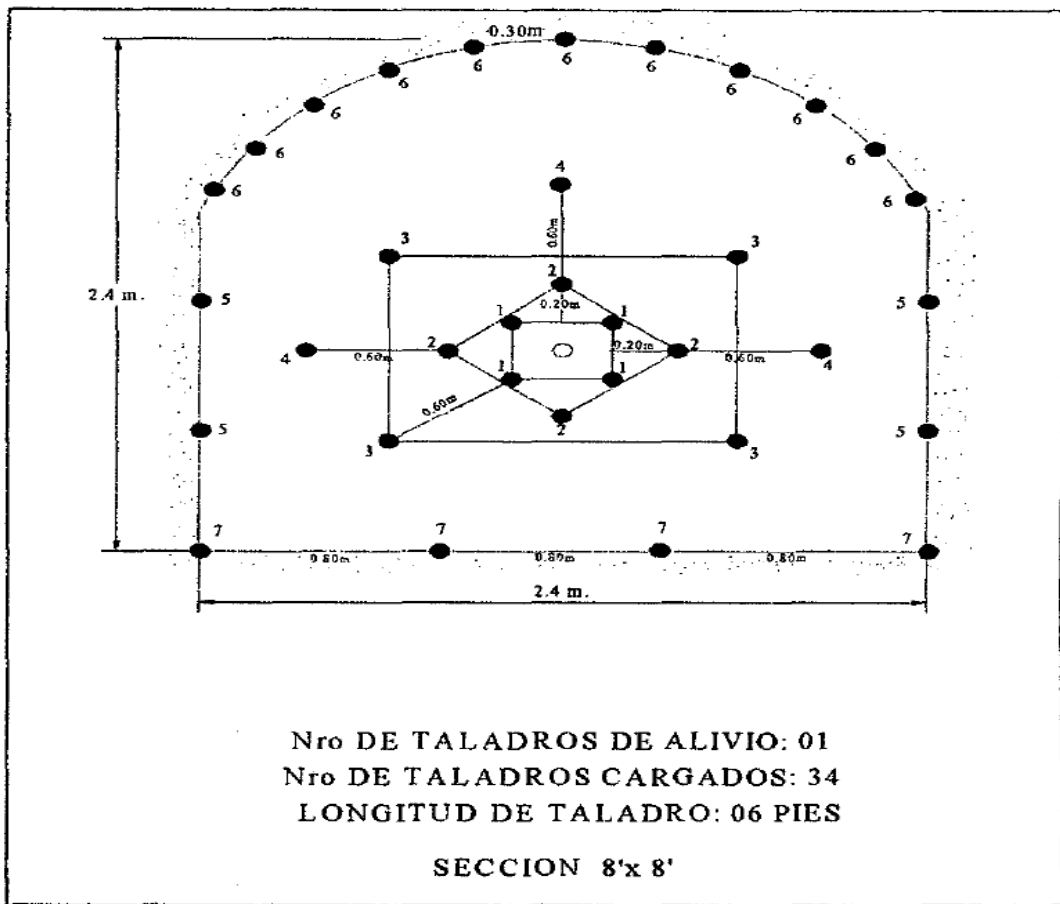
Está conformado por el fulminante N°8, mecha de seguridad de 8" y un conector que se inserta al cordón de ignición (ignitedcord) o mecha rápida.

La conexión deberá seguir un orden de encendido que garantice una formación adecuada de caras libres durante la voladura a efectuarse.

En la determinación de la cantidad de taladros y carga explosiva se realizó de acuerdo al siguiente cálculo:

Numero de taladros: $N_t = P/dt * (C*S)$

Figura N° 10: Malla de Perforación y Voladura del Pique inclinado 370



Fuente: Departamento de Planeamiento – Cía. Minera Casapalca

B. Diagrama de disparo:

Donde:

- P = perímetro de la sección del pique inclinado.

$$P = \sqrt{S} \times 4$$

- Dt = espaciamiento de los taladros del perímetro que varía de:

0,50 a 0,55 para roca dura

0,60 a 0,65 para roca intermedia

0,70 a 0,75 para roca suave

- C = coeficiente o factor de roca que varía de:

2,0 para roca dura

1,5 para roca intermedia

1,0 para roca suave

- El área de pique resulta: área recta = 2,4m. x 1,52m. =3,65m²
- Área de la parte semicircular (bóveda) = 4/3 (a x b)
- Área = 4/3 x 1,20 x 0,88 = 1,41 m²

Total = 5.06 m²

- $P = \sqrt{5.06} \times 4 = 9,0$

Considerando C = 2,0 Dt = 0,60

- $N_t = 9,00/0,50 + (2 \times 5,06)$

$N_t = 28$ taladros + 06 de contorno + 01 de alivio = 35 tal.

- Calculo del factor carga para el inclinado:

Tipo de roca	Sección m ²	
	1 a 5 m ²	5 a 10 m ²
Roca dura	3,0 – 2,5	2,0
Roca intermedia	2,2 – 1,8	1,8 – 1,4
Roca suave	1,5 – 1,0	1,0 – 0,80

Tomando factor de carga FC = 2,0 la cantidad de carga explosiva por disparo (Qc) será:

Longitud de taladro = 6' = 1,80 m.

Área = 5.06 m²

Volumen V = 5.06 m² x 1,80 = 9,11 m³

Qc = 9,11 m³ x 2,0 = 18,22Kg

Qc / taladro = 18,22 Kg / 34 = 0,54 Kg/tal.

En la corona se perforara taladros espaciados cada 0,30 m. por lo que se aumenta en 07 taladros (incluidos el de alivio).

N° de cartuchos/taladro = $18,22 \text{ Kg}/0,08 = 228$ cartuchos, sin embargo la cantidad de carga será:

Cuadro N°03: Distribución de Taladros

Taladro	N° Tal.	N° Cart.	Tot. Cartuchos
Corte	4	8	32
Avilio	1		
Primera ayuda	4	8	32
Segunda ayuda	4	8	32
Tercera ayuda	3	7	21
Cuadradores	4	6	24
Alzas	11	5	55
Arrastres	4	8	32
Total	35		228 = 18,22 Kg

C. Limpieza

El producto de la voladura, se limpiara al carro minero U35 a pulso empleando para ello 02 lamperos, que luego será izado, repitiéndose esta operación hasta concluir. El agua que podría acumularse se bombeara mediante una bomba neumática.

D. Sostenimiento

Esta etapa es solamente en caso de presentarse áreas puntuales inestables, donde colocara pernos de roca y cuadros completos.

E. Instalaciones

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

- ✓ Instalación de la línea riel provisional de avance.
- ✓ Colocación de longarinas de apoyo sobre el cual se pondrá la línea de cauville.
- ✓ Instalación de tuberías de aire y agua para la perforación.
- ✓ Instalación de la tubería de drenaje para el bombeo de agua producto de la perforación del pique.

- ✓ Aumento de la manga de ventilación.

2.3.6.1.1.3. Mano de obra y Equipos.

A. Mano de Obra

La cantidad de personal por turno de 8 horas, que trabajara en la construcción del pique inclinado serán:

Cuadro N°04: Distribución de Personal

✓ Primer Turno

Ocupación	Cantidad
Maestro perforista	01
Ayudante perforista	01
Bombero	01
Capataz	01
Total	04

✓ Segundo Turno

Winchero	01
Maestro perforista	01
Lamperos	02
Supervisor	01
Total	05

B. Equipos

Equipo	Cantidad
Winche eléctrico	01
Perforadora Jackleg	01
Carro minero U35	06
bomba neumática	01
Ventilador eléctrico	01

2.3.6.1.1.4. Condiciones de trabajo del pique inclinado 370

El pique inclinado 370 a construirse opera principalmente para la extracción del mineral, durante las 7 horas efectivas que dura el turno de trabajo. La extracción se efectuará con carros mineros U35, equipo que actualmente se utiliza en el acarreo de mineral y desmonte en la mina, no necesitándose la adquisición de skips.

La inclinación del pique será de 30° y sobre el piso se instalara riel de 30 lb/yd con una trocha de 60 cm.

El carro minero cargado de mineral será izado mediante cable accionado por un winche y con un cambio instalado en la parte superior se desviara al crucero de acceso, no requiriéndose la tolva de descarga.

2.3.6.1.1.5. Winche de Izaje

El winche de izaje, es una maquinaria utilizada para levantar, bajar, empujar o tirar la carga; el winche de izaje, es utilizado también para bajar e izar personal de la mina siempre que cumpla con exigencias mínimas de seguridad.

En otras palabras el sistema de izaje a través de los inclinados de una mina, tiene semejanza los ascensores de los edificios; pero en forma inclinada en las minas importantes del Perú, se utiliza el winche como maquinaria principal de transporte.

2.3.6.1.1.5.1. Componentes del Winche de izaje

Dependiendo de las dimensiones y necesidades, un winche de izaje tiene los siguientes componentes:

- a. **Tambor:** son cilindros metálicos donde se enrolla el cable. Podríamos hablar del enrollado activo que es el cable que verdaderamente trabaja y el enrollado de reserva para los cortes reglamentarios que dispone la ley de seguridad y para reducir el esfuerzo ejercido por el cable, a la unión con el tambor.
- b. **Motor:** es el propulsor de la acción mecánica, es el que realiza el trabajo de izaje. Las características del motor se eligen de acuerdo al requerimiento y la cantidad de la carga que se quiere izar, y a las dimensiones y modelo del pique inclinado.

- c. **Sistemas preventivos de control (Lilly control, frenos, etc):** es el dispositivo encargado de regular la velocidad, este actúa en caso de una súbita aceleración o desaceleración de la velocidad, ocasionado por una posible falla mecánica, el Lilly control, acciona el dispositivo de emergencia del sistema de izaje.
- d. **Palancas de control:** son los dispositivos de control y manejo del winche. Estos deben ser manipulados solo por el operador o maquinista autorizado.
- e. **Cables de izaje:** dependiendo del tipo de izaje en los winches; ya sea por fricción o enrollamiento; los cables de izaje pueden ser fabricados de aluminio o de alambre de acero; los mismos que, son colocados ordenadamente para desempeñar el trabajo de izar los carros mineros.

2.3.6.1.1.5.2. Sistemas de Izaje

Tiene como objetivo realizar el cálculo del cable y del winche eléctrico de izaje óptimo a utilizar, todo esto de acuerdo con el requerimiento de producción.

Todos estos parámetros tienen como objetivo final establecer el ciclo de trabajo del sistema de izaje de forma global.

El diseño del sistema de izaje y transporte está supeditado a los requerimientos de producción y trabajos de preparación y desarrollo de labores establecidos en las metas físicas de acuerdo al plan anual de trabajo de los años 2015, 2016 y 2017.

El objetivo de la empresa es producir 400 TMPD de mineral, por lo que si se considera una duración de 26 días por mes, esto conlleva a una meta de producción de 10000 TM mensuales de mineral. Además, se tendrá que extraer 400 TMPD de desmonte, producto de la ejecución de las labores de preparación programados para los niveles citados.

2.3.6.1.2. Tendido de rieles en pique inclinado

La siguiente tarea será el tendido de rieles a lo largo de toda la extracción del pique, para lo cual se utilizarán rieles de acero.

Sus características se muestran a continuación:

- ✓ Riel de acero

Longitud : 6m

Densidad lineal : 30 lb/yd

2.3.6.1.3. Desquinches y cuadrados de las estaciones de pique

Luego del tendido de rieles en el pique inclinado, el siguiente peso es ejecutar los desquinches y cuadrados necesarios para poder realizar las estaciones de los piques en los dos niveles. El desquinche es la voladura necesaria para la ampliación de la cámara, con el fin de lograr las dimensiones establecidas en el diseño.

Al igual que las tareas anteriores, para los desquinches se utilizara perforadoras Jackleg.

Un aspecto importante en estas cámaras es que, debido a que son dimensiones amplias y además son áreas de conexión con otras labores, se sostendrán las conexiones con pernos helicoidales de 5 pies y mallas electro soldadas de forma sistemática cada 1,20m.

2.3.6.1.4. Tendido de rieles en las estaciones

Una vez terminados los desquinches y los cuadrados, se procederá al tendido de rieles en las estaciones del pique. El requerimiento esta hecho en base al diseño de los circuitos de rieles.

2.3.6.1.5. Armado de plataforma de winche de izaje

La siguiente tarea a realizar es el armado de plataforma del winche de izaje, el cual se elabora con diferentes componentes de madera tales como longarinas, redondos, tablas, así como bloquetas de concreto.

El desquinche realizado para esta cámara se ha contemplado dentro de los costos de desquinche y cuadrados de la estación superior del pique.

2.3.6.1.6. Instalación, energizado y prueba de winche de izaje

Todo este trabajo lo realizara el proveedor del winche, además el costo que representa está incluido en el del equipo, por lo que esta tarea demanda tiempo pero no costo.

2.3.6.2. Metodología de trabajo para el sistema de extracción: izaje y transporte

El sistema de izaje y transporte consiste de la siguiente manera:

Se izaran 3 carros mineros a la vez, modelo U35, mediante el uso de un winche de izaje de un solo tambor y un cable de acero, enganchados con estrobos y movilizados mediante un circuito de rieles tanto en el nivel superior, inferior y en la trayectoria del mismo pique. Los ciclos de trabajo serán iguales que en el caso del sistema de extracción actual, es decir, serán los siguientes.

A. Descenso de carros vacíos

Se engancharan dos carros mineros mediante un estrobo hecho de un cable de las mismas características del cable del winche de izaje, luego se posicionaran a pulso por delante del winche de izaje para luego enganchar el más cercano con un pin al cable del winche.

Una vez que se encuentre bien enganchado, se quitara el taco de seguridad, ubicado justo antes de que empiece el pique, y luego se tocara el timbre dos veces (señal de que va a descender los carros) y el equipo de abajo responderá con dos toques también en señal de que están preparados para recibir los carros vacíos.

El operador del winche procederá a encenderlo para que los carros descendan por el pique. Mientras los carros se encuentran bajando, el equipo de extracción del Nv. Inferior deberá bloquear el acceso de cualquier persona hacia el pique.

B. Recepción de carros vacíos

Al llegar los carros vacíos al nivel inferior, estos se desenganchan del pin que sostiene al cable del winche, para luego empujarlos hacia el tramo especialmente diseñado para almacenar los carros vacíos.

Una vez que los carros vacíos fueron posicionados en el tramo diseñado para estos, se procede a izar los carros llenos, que previamente han sido unidos con los estrobos y pines respectivos.

C. Izaje de carros llenos

Se engancha al cable del winche mediante un pin al primer carro minero a ser izado, luego se tocará tres veces el timbre y el equipo de extracción del Nv. 04 superior, debe contestar con el mismo número de toques para que conforme que esté preparado. Hecho esto, el operador del winche procede a izar los dos carros llenos.

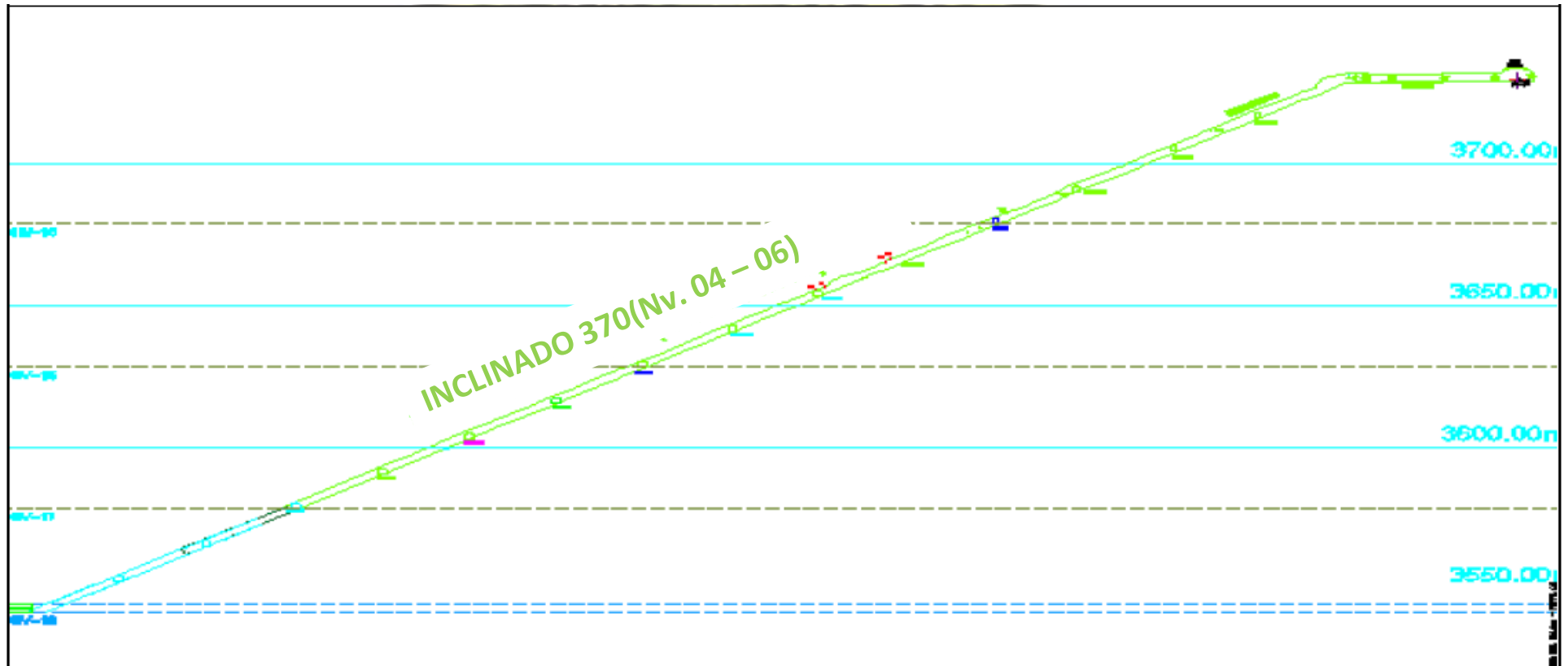
D. Recepción de carros llenos

En este caso, el diseño del tramo horizontal que sirve para que los carros que lleguen al Nv. Superior se estabilicen será de 8m, justamente para los dos carros que lleguen lo hagan de una manera segura, seguidamente se pondrá el taco de seguridad y se empujaran los carros llenos hacia la parte posterior de winche donde se almacenara los dos carros llenos. Mientras que dos personas hacen esto (el operador de la locomotora y su ayudante) y luego cambian el estrobo de cable por la cadera, el timbrero empuja dos carros vacíos previamente enganchados y se sigue el mismo procedimiento que en el punto a.

En este caso, el diseño del circuito en el Nv. Superior será de tal manera que se simplifiquen los esfuerzos al empujar los carros mineros por parte de los colaboradores, el cual se detallara más adelante en el diseño de los circuitos.

En la siguiente figura se muestra un esquema general del proyecto de profundización de la mina, en el cual se resalta las dos labores principales a realizarse para poder profundizar la mina al nivel 06, con el pique inclinado. El sistema de izaje será a través del pique inclinado 370, por donde se izará el material.

Figura N° 11: Esquema del Proyecto de Profundización (Vista de Perfil)

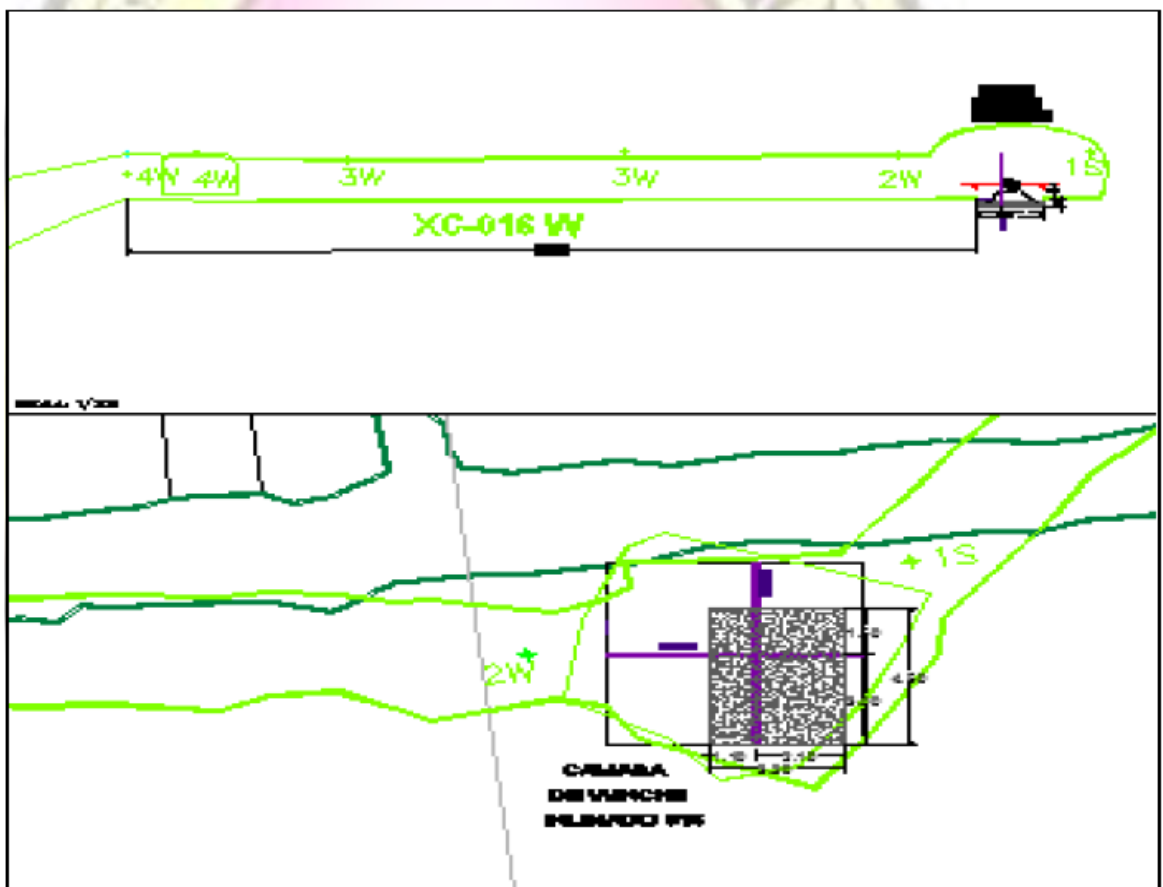


Fuente: Departamento de Planeamiento – Cía. Minera Casapalca.

2.3.6.2.1. Infraestructura

Con la finalidad de posicionar el winche de izaje se armara una estructura hecha de concreto a 40m del inicio del pique. El diseño de la plataforma, junto con las dimensiones y los materiales se muestran en la figura.

Figura N°12: Plataforma para el winche de Izaje. Pique inclinado 370



Fuente: Departamento de Planeamiento – Cía. Minera Casapalca.

2.3.6.2.2. Datos necesarios para el cálculo del ciclo de izaje

2.3.6.2.2.1. Peso y tipo de material por viaje

La producción mensual planeada es de 10000 toneladas por mes, en otras palabras, considerando 26 días por mes, obtendremos una producción de 400 TMPD de mineral.

De igual manera, se deberá considerar en el izaje la extracción de desmonte, que va a ser de 400 TMPD.

Entonces, se calculara primero la capacidad de carga (en tonelada) que tienen los carros mineros de para cargar mineral y desmonte, ya que este valor varia debido a que tienen diferentes densidades (masa/volumen). Después de esto, se calculara el peso a izar por viaje.

2.3.6.2.2.2. Capacidad de carga

Debido a que los carros mineros U35 tienen una capacidad nominal de 35 pies (1m³) se procede calcular la capacidad de carga de los carros mineros mediante la siguiente formula:

$$C = \frac{Vc * \rho * fc}{1 - e}$$

Dónde:

C = carga o capacidad de carga (t).

Vc = volumen del carro minero U35 (m³).

P = densidad de la roca (t/m³).

fc = factor de carguío (%).

e = esponjamiento (%).

Se considera los siguientes valores para la formula, asumiendo una humedad para ambos casos de 3%.

$$p. \text{ mineral} = 2.8 \text{ t/m}^3 + 3\% (2.8 \text{ t/m}^3) = 2.88 \text{ t/m}^3$$

$$p. \text{ desmonte} = 2.3 \text{ t/m}^3 + 3\% (2.3 \text{ t/m}^3) = 2.37 \text{ t/m}^3$$

Su factor de carguío es 80%

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

e = 40% para mineral

e = 50% para desmonte

Por tanto, reemplazando en la ecuación líneas arriba presentada:

Para mineral:

$$C = \frac{1 \text{ m}^3 * (2.88 \text{ t/m}^3) * 0.8}{1 - 0.4} = 1.65 \text{ t}$$

Para desmonte.

$$C = \frac{1 \text{ m}^3 * (2.37 \text{ t/m}^3) * 0.8}{1 - 0.5} = 1.34 \text{ t}$$

Entonces si se va a izar 3 carros por viaje, el peso del material por viaje es el siguiente:

Peso por viaje (mineral) = 3 (carros/viaje) * 1.65 (t/carro) = 4.95 t/viaje

Peso por viaje (desmonte) = 3 (carros/viaje) * 1.34 (t/carro) = 4.02 t/viaje

2.3.6.2.2.3. Peso del carro y N° de carros izados por viaje

Debido a que el peso (tara) de 1 carro minero U35 = 700 Kg = 0.7 t, y si se va a izar 3 carros mineros por viaje, entonces:

Peso (tara) total de los carros mineros U35 = 700Kg x 3 = 2100 Kg = 2.1 t.

2.3.6.2.2.4. Diámetro y peso del cable a utilizar

A. Materiales

Existen varios tipos de materiales para los cables de alambre, pero el acero es el más usado para la minería.

B. Estructura

La estructura o número y disposición de alambre en la cuerda depende del uso que se le va a dar. Usualmente se asigna numéricamente al poner el número de torones y el número de alambres por torón; entonces, un cable de 6 torones con 19 alambres por torón se denomina un cable de 6 x 19 y uno de 6 torones por 7 alambres por torón es un cable de 6 x 7.

Los torones de estos cables están puestos alrededor de un alma de cáñamo, el cual tiene la función de absorber y retener el lubricante, además que actúa como un cojín flexible en el cual los torones pueden ser incrustados, lo que previene un desgaste por fricción cuando se curva en los tambores de los winches.

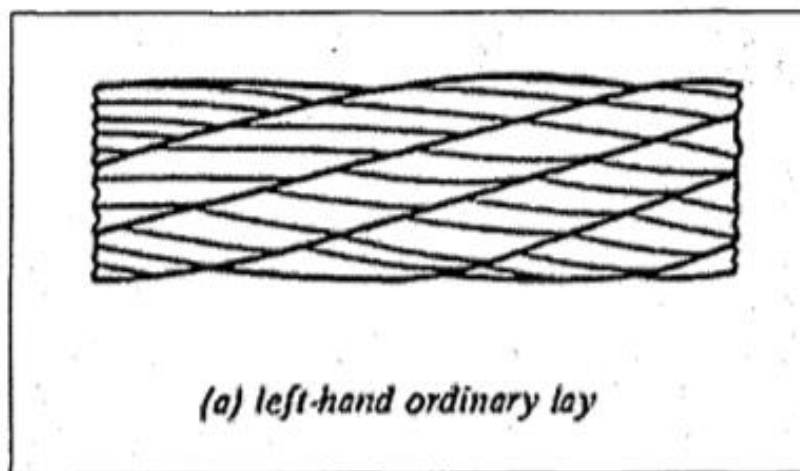
Los tipos de cables de alambre normalmente usados para acarreo son los de tipo “round strand” o “flattenedstrand”, ambos tienen 6 torones enrollados sobre un núcleo de fibra.

El cable tipo “flattenedstrand” tiene claramente un mayor número de alambres en la circunferencia exterior, y por tanto, provee mucha mayor resistencia al desgaste superficial.

Esta superficie de desgaste puede ser luego incrementada al retorcer las torones en el cable en la misma dirección que los alambres en el torón, a lo que se le conoce como “ordinary lay”, sin embargo una construcción más estable es la “ordinary lay” o “regular lay”, en el cual las torones y el cable son retorcidas en dirección opuestas.

Pueden ser “left – hand” o “right – hand”, de acuerdo a la dirección del enrollado de los torones a lo largo del núcleo. La figura n° 17 ilustra mejor lo anteriormente descrito:

Figura N°13: Sección de Cables



Fuente: Maquinaria Minera -Ginzly

La masa y fuerza de los cables de alambre dependen en gran medida de la cantidad de acero en la sección transversal los cuales son proporcionales al diámetro al cuadrado, pero en ambos casos son afectados por el diseño del cable por lo que se le añade un constante.

Si la masa del cable es $m = Kd^2$ donde K es una constante que depende del diseño del cable. El valor de masa resultante se corroborara con tablas de proveedores de cables.

El tipo de acero ampliamente utilizado para los cables de alambre tiene una resistencia a la ruptura alrededor de 1570 MN/m² o (160 K/mm²) y la fuerza de la ruptura puede ser

considerada como $S = Kd^2$ donde K es una constante que depende del diseño del cable y la resistencia del alambre.

Si el diámetro del cable es d (en cm), entonces la masa es $m = kd^2$ y la fuerza es $S = Kd^2$ (KN).

El cuadro nos muestra los valores de k y K para varios tipos de cables, los valores de k son los que toma cuando su resistencia a la ruptura es de $1570 \text{ MN} / \text{m}^2$ el valor de K para aceros de otras resistencias pueden ser hallados por proporción.

Cuadro N° 05: Constantes de masas y esfuerzos de cables de alambre.

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

El tamaño del cable de alambre es usualmente dado en mm, pero el cm nos lleva a constantes más apropiadas.

C. Factor de Seguridad del cable

El ratio de la fuerza de rotura entre la carga máxima se le denomina factor de seguridad.

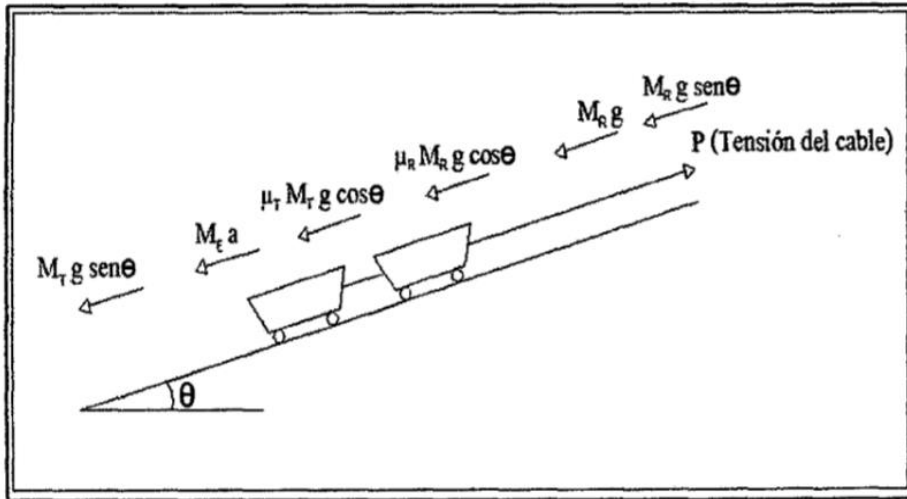
Para cables utilizados en acarreo la máxima carga es difícil de especificar y en muchos casos se determina por las fuerzas de inercia generadas debido a repentinas tensiones de los cables. La figura N° 18 representada un tren de vagones (carros mineros) siendo jalados en ascenso por un inclinado de ángulo α , mediante un cable de alambre. La masa del tren se representa como M_T , la masa total de las llantas es M_w , de radio r , radio de giro k , y la masa total del cable es M_R .

Las fuerzas que actúan se muestran, donde:

$$\text{Masa total equivalente del tren } M_E = M_R + M_w \frac{k^2}{r^2}$$

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

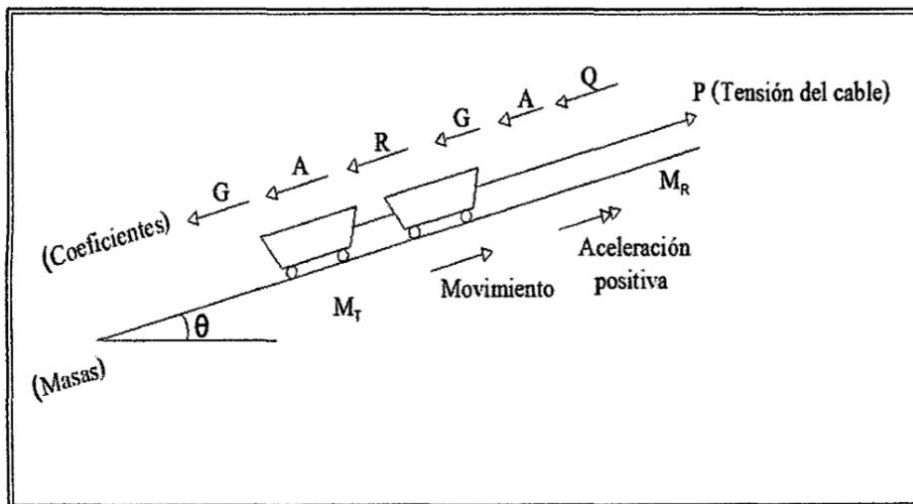
Figura N° 14: Fuerzas inclinadas de un tren acarreado por cable



Fuente: Planos inclinados

Es conveniente considerar a todas estas fuerzas como coeficientes multiplicados por el peso correspondiente y a usar como el peso del tren para todos los coeficientes relacionados con el peso del tren, escribiendo $M_T g A = M_E a$, de tal manera que A , el coeficiente de aceleración es dado por $A = M_E a / M_T g$. De igual manera, el seno es igual a G , el coeficiente de gradiente, U_T es igual a R , el coeficiente de resistencia del tren, y μ_R es igual a Q , el coeficiente de fricción del cable, además el $\cos \alpha$ es muy cercano a 1 para gradientes típicas.

Figura N° 15: Masas y coeficientes inclinados del acarreo de un tren con cable



Fuente: Planos inclinados

Las resistencias R y Q son siempre opuestas al sentido del movimiento y A es siempre opuesta al sentido de la aceleración (por el principio de D'Alembert), donde G siempre actúa hacia la gradiente.

La fuerza de inercia asociada al cable es, en realidad, M_{RA} y no $M_{Rg}A$ como se muestra en la figura, pero de hecho, algunos de los rodillos de soporte van a tener que acelerarse en un movimiento giratorio, por lo que se debe considerar esta condición.

La tensión del cable se calcula con la siguiente expresión:

$$P = Mrg (G + A + R) + MRg (G + A + Q) \quad (1)$$

Si A es el coeficiente calculado de una máxima aceleración, esta ecuación puede ser usada para hallar la tensión máxima de la cuerda, pero en el arranque el valor máximo de A no es, generalmente, conocido. Con el fin de considerar este criterio e incluir un tipo de factor de seguridad dinámico de 5 para la fuerza del cable, la ecuación puede ser simplificada como se ve a continuación:

S = fuerza de ruptura de la cuerda

$$S = 5.Hg (A + G) \quad (2)$$

Donde $M = M_r + M_R$, y tanto R como Q son ignorados, ya que sus valores son mucho menores que A o G. el valor se asume que es 0,125 para cualquier propósito en general.

“Esta parte es un método sugerido por Crook, A.E, trans. Inst. MinigEngrs. 118, parte 4 (1959).”

Asimismo, de acuerdo al Art. 283 (cap. VII) del reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería, DS024 – 2016. El factor de seguridad de carga de rotura/carga de trabajo de los cables utilizados en minería será de 5, cuando el cable se usa para el transporte de mineral o materiales, 7. Cuando el cable se usa para el transporte de personal por tanto esto concuerda con la teoría líneas arriba descrita.

2.3.6.2.3. Calculo del sistema de izaje óptimo

Se consideran los cálculos de los cables, rendimientos de izaje, winche óptimo.

A. Calculo del cable optimo y su peso

La determinación el cable optimo a emplear se hará en base al izaje de mineral, ya que es donde se carga el mayor tonelaje (4,95 t) por viaje. Por tanto, se realizara un cálculo de la tensión que debe soportar el cable según las características de izaje:

Ya que cada vagón tiene 1,65 t de capacidad, se necesitara 3 carros mineros (4,95 t).debido a que se va a usar un cable tipo “flattened strand”, de diámetro “d” (cm), se utilizan las relaciones de masa y fuerza con el diámetro con las constantes de la tabla 1:

$$m_{\text{msa}} \quad m(\text{kg/m}) = 0.41 d^2$$

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

Entonces, se va considerar la ecuación anterior para realizar un cálculo más exacto pero adicionándole el factor de seguridad de 7, como se observa en la siguiente expresión:

$$S = 5[Mt * g(G + A - R + Mr g + G + Q)]$$

Donde:

$$M_r = 3 \times (1.65 \text{ t} + 0.7\text{t}) = 7.05\text{t} \text{ y } M_r = 367.8\text{m} \times 0.41 d^2 \times (1/1000 \text{ Kg}) = 0.150 d^2 \dots t$$

Se asume que $A = 0.125$ y como $G = \text{sen}30 = 0.50$, $R = 0.01$, $Q = 0.1$

Entonces:

$$228.23 = 54.89d^2$$

$$D = 2.0\text{cm} = 20\text{mm}$$

El valor más cercano, de acuerdo a los tamaños estándares de cables de flattened o triangular strand, es de 20mm, por lo tanto se elige este tamaño de diámetro.

El valor de MR según la formula, para la longitud total de 367.8m de este cable es 0.15 (2.0cm)² = 600 Kg = Mr, es decir, el valor de la masa $m = 0.41d^2 = 1.64\text{Kg} / \text{m}$.

Por tanto, la fuerza de ruptura del cables = $55d^2 = 55(2\text{cm})^2 = 220 \text{ N}$ que a su vez también es la tensión máxima que se ejercerá sobre el cable.

Tal como lo indica la bibliografía, para aplicar este resultado a un proyecto real se debe verificar la información con alguna tabla de un fabricante. En este caso, se corroborara

estos resultados con el catálogo de una empresa australiana de fabricación de cables de alambre:

Para cables tipo “triangular strand”.

Cuadro N°06: Datos de cables de alambre para minería del catalogo

Diámetro nominal mm	Masa aproximada 6x 19 a 6 x 25	Fuerza de ruptura mínima Kn
16	105	164
18	132	206
20	164	255
22	200	312
24	237	369
26	276	432

De acuerdo al cuadro N°06, se observa que el cable de 20 mm tiene una masa de 1,64 Kg/m y una fuerza de ruptura mínima de 255 Kn.

El valor de la masa del catálogo coincide con el calculado, y en cuanto a la fuerza, es mayor a la requerida por el sistema de extracción, exactamente, 32,2 k N más.

Entonces, en resumen se escogerá un cable con las siguientes características:

Cuadro N° 07: Resumen de características de cable óptimo para el izaje.

Tipo	Flattened – triangula strand (de torones perfilados – triangulares)
Distribución de alambres	6x23 (6x10/12)
Dirección del corchado (Lay)	Lang´sLay(corchado directo)
Diámetro	20 mm
Fuerza mínima de ruptura	255 k N

B. Máximo tonelaje por hora y por turno, N° de horas de izaje por turno

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

Producción anual (A) 10 000t/mes x 12 meses: 120000t

Profundidad del pozo (H): 367,8 m.

Entonces, la producción por hora de un pique para la extracción de carga (material) se obtiene por la siguiente formula:

$$Qh = \frac{c(A + a)}{dt}$$

Donde:

A: tonelaje anual de mineral extraído por el pique = 120 000

a: tonelaje anual de material estéril extraído por el pique = 120 000

d: número de días trabajado por año = 312

t: número de horas efectivas de trabajo de izaje por día = 14

c: coeficiente de irregularidad de la producción; 1:15 para extracción con skips y carros mineros.

Entonces, se reemplaza los valores en la fórmula para conseguir la capacidad horaria de extracción:

$$Qh = \frac{1.15(120000 + 120000)}{312 \times 14} = 63.19 \text{ t/h}$$

C. Máximo tonelaje por turno

Debido a que la operación trabaja en dos turnos de 12 horas de duración cada uno, pero con un tiempo efectivo de izaje de 7 horas por turno:

$$\text{Max} \frac{\text{ton}}{\text{turno}} = \frac{63.19 \text{ t}}{\text{Hr}} \times 7 \text{ hrs}$$

$$\text{Max} \frac{\text{ton}}{\text{turno}} = 442.33 \text{ t/turno}$$

D. Número de horas por turno de izaje

El izaje se realizara durante 7 horas efectivas del turno de trabajo.

E. Numero de turnos por día

La extracción de mineral y desmonte se realizara en dos turnos, cada uno de ellos con una duración de 12 horas, pero con tiempo de izaje efectivo de 7 horas.

F. Máximo N° de viaje por hora en el nivel superior y velocidad del cable

➤ Máximo N° de viaje por hora requeridos en el nivel superior

❖ Para mineral:

N° maximo de viaje por hora

$$= 63.19 \frac{\text{Ton}}{\text{hora}} \times 1 \frac{\text{viaje}}{3 \text{ carros mineros}} \times 1 \text{ carro} \frac{\text{minero}}{1.65\text{ton}} = 13 \frac{\text{viajes}}{\text{hora}}$$

Por tanto, se demora por viaje 0.077 horas 0 4,61´

❖ Para desmonte:

N° maximo de viaje por hora

$$= 63.19 \frac{\text{Ton}}{\text{hora}} \times 1 \frac{\text{viaje}}{3 \text{ carros mineros}} \times 1 \text{ carro} \frac{\text{minero}}{1.34\text{ton}} = 16 \frac{\text{viajes}}{\text{hora}}$$

Por tanto, se demorara por viaje 0,063 horas ó 3,75´

En este caso, se trabajara con la situación más crítica que es la de extracción con desmonte para la determinación de la velocidad de cuerda, es decir 3,75´.

Pero a esta cantidad debemos restarle lo que se demora el equipo de extracción en el manipuleo de carros mineros, que en promedio se estimara en 45 s tanto en el nivel superior como inferior. Por tanto esto suma 1 min 30s (1.5´).

Entonces: 3,75´ - 1,5´ = 2,25´

Entonces, por cada viaje solamente se debe demorar 2,25´ los carros mineros en recorrer el pique inclinado ida y vuelta, es decir, bajar carros vacíos y subir carros llenos. Entonces la distancia total L es 735,6m. Ahora se calculara la velocidad de cuerda:

$$\begin{aligned} \text{Velocidad de cuerda} &= \frac{L}{\text{tiempo total empleado por viaje}} = \frac{735.6 \text{ metros}}{2.25 \text{ minutos}} \\ &= 326.93 \frac{m}{\text{minutos}} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Velocidad de cuerda} &= 326.93 \frac{m}{\text{minuto}} \times \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 m} \times \frac{1 \text{ min}}{60 \text{ seg}} = 17.88 \frac{\text{pies}}{\text{seg}} \\ &= 5.4 \frac{m}{\text{seg}} \end{aligned}$$

2.3.6.2.4. Tipo de Sistema de Izaje

Los sistemas de izaje se dividen principalmente en dos tipos:

A. Izaje no balanceado

Es aquel que se realiza a través de un pique de un solo compartimiento, donde no hay un peso descendiente producto de un carro minero, skip o jaula que ayuda a izar a los carros o jaulas ascendentes. Es la forma más simple de Izaje.

B. Izaje balanceado

Se realiza con un pique de dos compartimientos, donde el peso ascendente del carro minero, skip o jaula es compensado por otro de estos que desciende pero vacío por el otro compartimiento.

Para el caso del presente trabajo, el sistema de izaje es no balanceado, debido a que este es el más óptimo para minas de pequeña producción. Por lo tanto, el pique inclinado contará con un solo compartimiento, por donde se realizara el izaje de los carros mineros.

2.3.6.2.5. Características de diseño del tambor del winche a seleccionar

A. Dimensiones del tambor

Se usara un winche de tambor cilíndrico simple. Se escogió cilíndrico, ya que este tipo de tambor es el más óptimo para izaje para los niveles.

Asimismo, es simple debido a que cuenta con un solo tambor.

De acuerdo al art. 277 (cap. 111) del reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería, DS-024-2016-EM; la relación entre el diámetro del tambor y el cable debe ser de 48 a 1 cuando el diámetro del cable es menor a 25,4mm o menor, es decir, el caso del proyecto, donde el diámetro del cable a usar es 24mm, se tiene la siguiente relación:

$$\frac{\text{Diámetro cable}}{\text{Diámetro tambor}} = \frac{1}{48} = \frac{20\text{mm}}{960\text{mm}}$$

Entonces, el diámetro del tambor del winche que se seleccionara debe ser como mínimo de 0,96m.

B. Diagrama de izaje para winches con tambor cilíndrico

El diagrama de carguío para izaje con winche de tambor cilíndrico muestra las potencias (en unidades Kw) que se requiere para poder realizar el izaje de forma eficiente durante el ciclo de izaje.

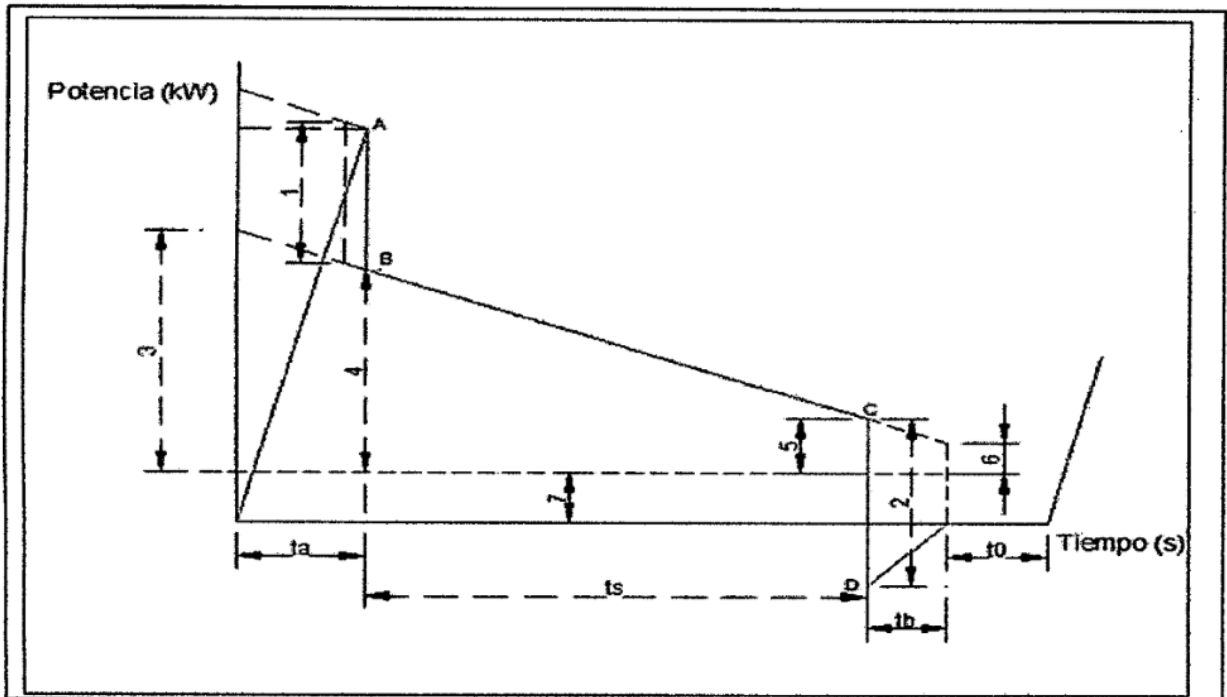
El ciclo está dividido por 4 tiempos de trabajo, los cuales son los siguientes:

- I.- Tiempo de aceleración (ta)
- II.- tiempo de velocidad máxima (ts)
- III.- tiempo de desaceleración (tb)
- IV.- tiempo de descanso (to)

Existen cuatro puntos principales en el diagrama que representa los valores resultantes de las potencias requeridas por el izaje de acuerdo a los tiempos de trabajo mencionados líneas arriba.

Estos puntos se denominan por las siguientes letras: A, B, C y D. para poder determinarlos, es necesario, en primer lugar, calcular las potencias (en kW) que el winche requiere para realizar el ciclo de izaje por periodos de trabajo y luego estos valores se relacionaran mediante fórmulas que se muestran más adelante para obtener las potencias resultantes. Estos puntos (A, B, C y D) se muestran en la figura siguiente:

Figura N° 16. Diagrama de potencia para un sistema no balanceado de extracción



Fuente: transporte y extracción en minas y a cielo abierto, Novitzky, 1965.

A continuación se muestra el cuadro, que contiene las fórmulas para calcular los:

Cuadro N° 08: Fórmulas para calcular diagramas de carguío en izajes con winches de tambor cilíndrico para piques verticales o inclinados

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

Diagramas de izaje:

Para determinar los valores 7a, 7b y 7c del periodo (7), se muestran las formulas necesarias:

Componentes de fricción:

Cuadro N° 09. Fórmulas para calcular los componentes de fricción

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

Solamente al fondo del pique inclinado. El valor es cero al tope.

Para obtener estas potencias, es necesario antes definir los valores de las variables del cuadro N° 09, por lo que a continuación se muestra la lista de las nomenclaturas y sus respectivas descripciones:

Cuadro N° 10. Nomenclaturas y descripciones de las variables

Nomenclatura	Unidad	Descripción
w	Kg	Masa del material a manipular
w _s	Kg	Masa de los vagones (carros mineros)
w _r	Kg	Masa del cable = L × peso lineal del cable
w _a	Kg	Masa del cable enrollado durante la aceleración = 0.5 × (vt _a) × peso lineal del cable
w _b	Kg	Masa del cable enrollado durante la desaceleración = 0.5 × (vt _b) × peso lineal del cable
w _{re}	Kg	Peso total del cable = w _r + masa cable enrollado + masa entre tambor y vagón
W ₀	Kg	Masa equivalente de las partes en movimiento (para operaciones balanceadas y no balanceadas), reducido al radio del tambor, incluyendo engranajes, tambores con embragues, poleas, pero no la armadura del motor
W'	Kg	Masa total del sistema de izaje = w + w _s + w _{re} + W ₀
v	m/s	Velocidad máxima del cable
t	s	Tiempo de un viaje en un solo sentido, excluyendo paradas
t _a	s	Tiempo de aceleración
t _b	s	Tiempo de desaceleración
t _s	s	Tiempo de velocidad máxima
t ₀	s	Tiempo de descanso
L	m	Trayectoria total del skip
θ	Grados (°)	Ángulo de inclinación respecto a la horizontal
E		Eficiencia del mecanismo

La eficiencia del mecanismo se calcula de la siguiente forma, según peelee:

$$E = \frac{0.90w}{w + kw''}$$

Dónde:

$$W'' = (w + ws + 0.5wr)sen\theta + (w + ws)0.02cos\theta + 0.1wrcos\theta(\text{Para sist. no balanc.})$$

$k = 0.05$ para piques inclinados y verticales

Fricción del carro o rodamiento

Un criterio conservador recomendado para condiciones promedio es 2%.

Fricción del carro = masa a izar x 0,02 cos θ .

La masa equivalente de las partes en movimientos (W'), es la masa reducida de todas las partes en movimiento de la instalación de extracción, reducida al perímetro del arrollamiento o en otras palabras, al radio del tambor.

De acuerdo a las partes que se debe considerar, en este caso solo se considera la masa reducida del tambor, ya que para el presente proyecto no se utilizara poleas.

La masa reducida del tambor se calcula mediante la siguiente relación según Federov:

$$Pt = (132 + 75B)Dt^2$$

Donde:

B = ancho del tambor 49

Dt = diámetro del tambor 47

Continuando con el procedimiento del diagrama de izaje, luego de determinar los valores de potencia por periodos de trabajos del ciclo de izaje, se procede a calcular los valores A, B, e y D; para esto, se utilizan las siguientes formulas:

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

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

Potencia en C = (5) + (7)

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

Observaciones:

- ✓ (2) es siempre negativo y (7) es siempre positivo.
 - ✓ Los cálculos pueden ser verificados de la siguiente manera:
- a) el ratio de trabajo neto realizado durante el izaje con el trabajo neto representado por la producción del ciclo de trabajo debe ser igual a la eficiencia mecánica.
 - b) La potencia para la aceleración y desaceleración deben ser iguales.

2.3.6.2.6. Determinación del diagrama de izaje

1er paso: asignación y cálculo de valores de los componentes:

Cuadro N°11: Calculo de valores de componentes de izaje.

Nomenclatura	cálculo	Valor	Und
w	$1.65t \times 3 \times 1000kg/1ton =$	4950	Kg
w_s	$700kg \times 3 =$	2100	Kg
w_r	$367.8m \times 1.64kg/m =$	603.19	Kg
w_a	$0.5 \times 5.4m/s \times 7 \times 1.64kg/m =$	31	Kg
w_b	$0.5 \times 5.4m/s \times 7 \times 1.64kg/m =$	31	Kg
w_{ro}	$871.69 + (327.8) \times 1.64kg/m =$	1140.78	Kg
W_0	$= (132 + 75(1.06))0.99^2$	207.29	Kg
W'	$= 4950 + 2100 + 1140.78 + 207.9$	8398.07	Kg
v		5.4	m/s
t	$\frac{367.8}{5.4} + 0.5(7 + 7)$	75.11	S
t_a		7	S
t_b		7	S
t_s	$75.11 - (7 + 7) =$	61.11	S
t_o		45	S
l		367.8	
θ		30	grados
E	$\frac{0.9(4950)}{4950 + 0.5(3856.98)}$	0.87	

2do paso: cálculo de las potencias por periodos:

Cuadro N° 12. Calculo de potencia del sistema de izaje

Periodo	Símbolo	Izaje no balanceado	Valor
Potencia de aceleración (máxima)	1	$+ \frac{W'v^2}{32.2 \times 102 \times t_a}$	10.65
Potencia de desaceleración (máxima)	2	$- \frac{W'v^2}{32.2 \times 102 \times t_b}$	-10.65
Potencia en el comienzo de aceleración (equivalente)	3	$+ \frac{(W + W_r + W_s)v \text{sen} \theta}{102}$	202.58
Potencia en la velocidad máxima en el final de la aceleración	4	$+ \frac{(W + W_r + W_s - W_a)v \text{sen} \theta}{102}$	201.76
Potencia en la velocidad máxima al principio de la aceleración	5	$+ \frac{(W + W_s + W_b)v \text{sen} \theta}{102}$	187.44
Potencia al final de la desaceleración (potencia equivalente)	6	$+ \frac{(W + W_s)v \text{sen} \theta}{102}$	186.62
Potencia por fricción (promedio) para piques inclinados	7	$+7a + 7b + 7c$	39.74

Cuadro N° 13. Calculo de potencias del sistema de izaje

Descripción	Símbolo	Formula	Valor
Potencia fricción mecánica	7 ^a	$+ \left(\frac{(w + w_s + 0.5w_r)v \text{sen} \theta}{102} + 7b + 7c \right) \times \left(\frac{1 - E}{E} \right)$	30.46
Potencia fricción de rodamiento	7b	$+ \left(\frac{(w + w_s)v \times 0.02 \cos \theta}{102} \right)$	6.49
Potencia fricción de cable	7c	$+ \frac{w_r \times 0.10 v \cos \theta}{102}$	2.78

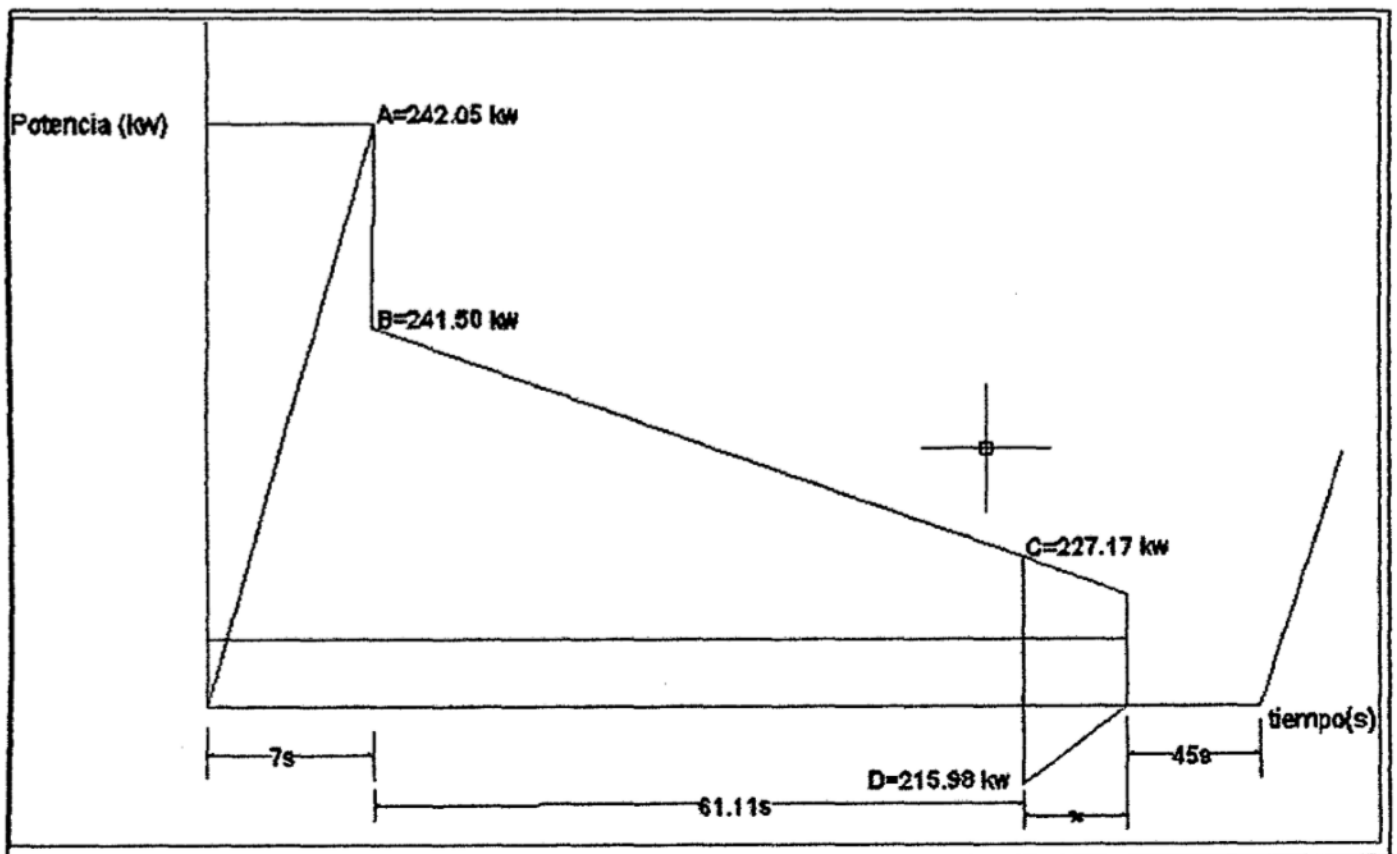
Por último se presenta el diagrama de izaje con los valores calculados:

3er paso: cálculo de los valores finales de potencias para cada punto en el diagrama de izaje.

Cuadro N° 14. Valores finales de potencias

Punto	Valor (en kW)	Tiempo (s)
A	242.05	7
B	241.50	7
C	227.17	61.11
D	215.98	61.11

Figura N° 17. Diagrama de potencia para el sistema de extracción del proyecto de profundización



Fuente: Transporte y Extracción en Minas y a Cielo Abierto, Novitzky, 1965.

2.3.6.2.7. Capacidad del motor del winche eléctrico

En este punto se podrá calcular la potencia necesaria que requerida el winche eléctrico para realizar el izaje de manera eficiente. Con este dato podremos definir el modelo del winche a utilizar.

Esta potencia es determinada por el Root Mean Square o RMS (Por sus siglas en inglés) del ciclo de trabajo, es decir, la raíz de la media al cuadrado del ciclo de trabajo. Este valor representa el requerimiento de izaje máximo continuo, el cual se determina mediante el uso de las letras correspondientes al diagrama de izaje, con la excepción que A y O incluyen la potencia requerida para acelerar y desacelerar el rotor del motor.

Para motores de winches que trabajan por con corriente alterna, que es el caso del presente proyecto, se utiliza la siguiente ecuación:

$$RMS(kW) = \frac{A^2 \times ta + \frac{A^2 + C^2 + BC}{3} \times ts + D^2 \times tb}{\frac{ta}{2} + ts + \frac{tb}{2} + \frac{to}{4}}$$

Reemplazando los valores de A, B, C y D:

$$A = 242.05 \quad ta = 7$$

$$B = 241.50 \quad ts = 61.11$$

$$C = 227.17 \quad tb = 7$$

$$D = 215.98 \quad to = 45$$

$$RMS(kW) = \frac{242.05^2 \times 7 + \frac{241.50^2 + 227.17^2 + 241.50 \times 227.17}{3} \times 61.11 + 215.98^2 \times 7}{\frac{7}{2} + 61.11 + 7 + \frac{45}{4}}$$

$$RMS(kW) = 227 \text{ kW}$$

Ya que el RMS de un ciclo de trabajo junto con los requerimientos de sobrecarga establece el requerimiento del motor, no se puede determinar esta sobrecarga de manera precisa hasta que la inercia de la armadura (rotor) sea conocida, por tanto, es necesario estimar la inercia luego de haber calculado el RMS, ya sea por inspección del ciclo o por el RMS calculado sin haber considerado el efecto de la armadura. Este último se considerara para este caso, donde se multiplicara el RMS por un factor en porcentaje para incluir el valor de la inercia y obtener el resultado final.

Entonces, la máxima potencia requerida para acelerar el rotor del motor en 1 segundo se determina de la siguiente manera:

Para motores que trabajan con corriente alterna se multiplica el RMS por un 115%.

Por tanto:

$$\text{Potencia máxima} = 115\% \times 227 \text{ kW} = 261 \text{ Kw}$$

Se redondea a 261 kW, para ajustarlo a los valores comerciales de potencias de winches de izaje.

Entonces las características finales que deberá tener el winche eléctrico requerido son las siguientes:

Cuadro N° 15. Características técnicas del winche eléctrico requeridas para el sistema de izaje.

Peso total a izar	5 tn
Capacidad de enrollamiento (velocidad dela cuerda)	324m/min (5,4m/s)
Potencia requerida	261 kW(350hp)
Diámetro mínimo de tambor	96cm
Sistema del motor	Trifásico

2.3.7. Cronograma de planeamiento de ejecución del proyecto

El cronograma de las tareas descritas en el capítulo anterior se presenta en el siguiente cuadro, en donde se puede apreciar la duración de cada una de estas tareas, así como la ruta crítica de la ejecución de la infraestructura necesaria del proyecto.

El tiempo total requerido para finalizar todas las tareas de infraestructura mina es de doscientos veinticinco días calendario (225). Este cronograma de ejecución del sistema de extracción se presenta a continuación:

Cuadro N° 16. Ejecución del Sistema de Extracción

Nombre de tarea	Duración
EJECUCIÓN DEL SISTEMA DE EXTRACCIÓN	225 días
1. Pique inclinado	207 días
1.1 Ejecución de pique (-30°) de 2,4 m x 2,4 m	120 días
1.2 Nivelación del suelo del pique	12 días
1.3 Tendido de rieles a lo largo del pique	60 días
1.4 Construcción de tres muros de concreto en pique	3 días
1.5 Instalaciones de cables eléctricos en pique	12 días
1.6 Instalaciones de tuberías de agua y aire en pique	12 días
2. Infraestructura interior para el sistema de izaje	14 días
2.1 Sistema de transporte	11 días
2.1.1 Desquinches y cuadrados para estación superior	3 días
2.1.2 Desquinches y cuadrados para estación inferior	3 días
2.1.3 Tendido de rieles en la estación superior	6 días
2.1.4 Tendido de rieles en la estación inferior	8 días
3. Sistema de izaje	4 días
3.1 Armado de plataforma para winche de izaje	3 días
3.2 Instalación y energizado de winche	1 día

2.4. JUSTIFICACION ECONOMICA

2.4.1. Metas físicas de reserva y producción para el proyecto

El proyecto se basa en una explotación en una explotación y desarrollo racional de las reservas probadas, además de una agresiva explotación de la veta esperanza, entre los

niveles 04y 06. En los cálculos se considera solo las reservas probadas, no así las probables, ni las potenciales.

La operación minera a realizar en dos guardias diarias, de ocho horas por día y seis días por semana.

Las reservas probadas de mineral ascienden a 360 000 TM con leyes de: 0,19% de Cu, 1,07% de Pb, 2,16% de Zn y 3,80 oz. Ag/TM. El mineral potencial para la veta esperanza se estima en cerca de 50 000 TM.

Mina.- para la alternativa seleccionada de explotación por corte y relleno ascendente de la veta esperanza se requerirá el desarrollo de las labores mineras conducentes a acceder al mineral (pique inclinado 370, cruceros, chimeneas, galerías, ore pass).

Concentradora.- puesto que no se incrementara el tonelaje a tratarse, no se requerirá de inversión alguna en este rubro.

Servicios auxiliares.- el equipamiento en mina subterránea no involucra la ampliación del servicio de mantenimiento; en cambio sí incluye dotar del servicio de aire comprimido, agua para perforación, y en el caso de la alternativa de corte y relleno, se incluye el sistema de relleno hidráulico.

Mano de obra.- el personal requerido para la explotación de la veta esperanza se muestra a continuación; pero debe tenerse en cuenta que el proyecto reemplazara en forma gradual a la explotación de la veta Carmen, por lo tanto, se reubicara al proyecto gradualmente el personal necesario. La supervisión será la misma de la veta Carmen. La mano de obra adicional que cada alternativa requiere se cubrirá con personal contratado.

Cuadro N° 17. Personal del proyecto de explotación de la veta esperanza

Corte y relleno ascendente	
Planilla diaria	102 trabajadores

2.4.1.1. Reservas minerales de la veta Juanita

El desarrollo de la veta esperanza que se viene ejecutando entre los niveles 04al 06, vienen dando resultados satisfactorios, al incrementar las reservas y potencial de esa veta. En los actuales frentes existe un clavo mineralizado con leyes de plata (en los volcánicos tablachaca) de una extensión aproximada de 500 metros.

Este detalle permitirá la explotación y desarrollo en todos los niveles en el futuro.

Las reservas probadas totales para la veta esperanza, entre los niveles 04al 06, con precios proyectados de julio – diciembre del 2015 y leyes diluidas, se distribuyen de la siguiente manera:

Cuadro N°18. Reservas con leyes de mineral en la veta esperanza.

Oz					
Veta	TM	%Zn	Ag	%Pb	%Cu
esperanza	360.000	2,16	3,80	1,07	0,19

El mineral potencial para la veta esperanza, se estima en 360 000 TM, entre los niveles 04 al 06 (Según informe interno del opto. De geología del 10 de junio de 2016, sobre “reservas y potencial de la veta Juanita”).

2.4.2. Costos

2.4.2.1. Costos de capital (Capex)

Para poder calcular la inversión total de proyecto se tiene:

- a. Inversion en maquinaria y equipos
- b. Infraestructura mina para el sistema de extracción
- c. Preparación mina en la profundizacion

Cuadro N° 19. Inversión en equipamiento y accesorios

Equipamiento para el Sistema de Extracción				
Descripción	und	cantidad	P.U(\$/und)	Total (\$)
Carros mineros U35	und	20	1.500,00	30.000,00
Locomotora de 6t eléctricas	und	2	30.000,00	60.000,00
Winche eléctrico de izaje 261 Kw	und	1	65.000,00	65.000,00
Ventilador 20000 cfm	und	1	10.000,00	10.000,00
Tablero eléctrico 50	und	1	1.200,00	1.200,00
Electrobomba sumergible 9Kw (incluye arrancador directo)	und	1	8.000,00	8.000,00
Materiales y Herramientas para el Sistema de Extracción				
Descripción	und	cantidad	P.U (\$/und)	Total(&)
Manga de ventilación 24" (tramos de 60m)	und	7	180,00	1.260,00
Rollo malla electro soldada (25m ²)	und	7	600,00	4.200,00
Pernos Split set de 5 pies (incluye placa)	und	250	6,00	1.500,00
Tubería de agua de 2"	m	450	3,00	1.350,00
Tubería de aire de 2"		450	3,00	1.350,00
Tubería para bombeo de 2"	m	450	3,00	1.350,00
Cable eléctrico de 220v	m	450	0,80	360,00
Cable eléctrico para bombeo	m	450	0,80	360,00
Caneamos, alcayatas, varios				1.000,00
			TOTAL =	186.930,00

A. Inversión en equipamiento y accesorios

La inversión en equipamiento, materiales y herramientas para el sistema de extracción es de US\$ 186 930,00.

La inversión en los rieles de acero y madera para la plataforma del winche están incluidos en los precios unitarios por metro lineal, descritos más adelante.

B. Inversión en infraestructura mina para el sistema de extracción

Para calcular esta inversión, se determinó los precios unitarios (P.U.) De las distintas actividades para el sistema de izaje de mineral. Estos P.U. se expresan por metro lineal (US\$/M) o en algunos casos, por metro cubico (US\$/M3), como por ejemplo los desquiches. Por tanto, al tener el valor del P.U. y la cantidad de requerimiento de cada tarea, se calcula la inversión en realizar cada uno de estos laboreos.

Es importante mencionar que en los cálculos de P.U. se incluye todas las tareas que conforman el ciclo de minado para la actividad.

A continuación se presenta un cuadro resumen de las inversiones:

Cuadro N° 20. Inversión en ejecución de labores para el sistema de extracción.

EJECUCION DE LABORES DEL SISTEMA DE EXTRACCION	Cantidad	Unidad	P.U.	Unidad	Valor (US\$)
1. Pique inclinado					
1.1 ejecución de pique (-30° de 2,4m x 2,4 m.	200	m	519,10	US\$/m	103.820,00
1.2 tendido de rieles a lo largo del pique	200	m	27,31	US\$/m	5.462,00
2. infraestructura inferior para el sistema de izaje					
2.1 desquinches y cuadrados para estación superior	400	m ³	40,43	US\$/m ³	16.172,00
2.2 desquinches y cuadrados para estación inferior	300	m ³	62,45	US\$/m ³	18.735,00
2.3 tendido de rieles en la estación superior	75	m	27,31	US\$/m	2.048,25
2.4 tendido de rieles en la estación inferior	55	m	27,31	US\$/m	1.502,05
3. Sistema de izaje					
3.1 armado e instalación de plataforma para winche de izaje	1	Unid.	1.418,90	Unid.	1.418,90
TOTAL (US\$)					147.739,30

C. Inversión en desarrollo y preparación mina en la profundización

Antes de comenzar con la producción de mineral, se contempla una preparación de mina, por tanto, esta se considera como la inversión inicial. Asimismo, el resto de laboreo de preparación mina se realizara durante los siguientes meses, de forma paralela a la producción, por lo que esta inversión se realizara durante el año 2015.

Aprovechando la construcción del pique inclinado 370, desde el nivel 04al 06, se realizaran las siguientes labores de desarrollo:

- ✓ 03 crucero (7'x 8'), sobre estéril, a partir del pique, en los niveles 02, 04 y 06 (en total, 120m de cruceros).
- ✓ 03 galerías (7'x 8'), sobre mineral, a lo largo de toda la longitud de la veta esperanza (en total, 2 400m).
- ✓ Chimeneas (4'x 8'), para ventilación (en total. 90m).
- ✓ Chimeneas (4'x 8'), cada 50m, a partir de las galerías, hasta cortar la galería superior (en total, 1 200m).
- ✓ 02 chimeneas (4'x 8'), para relleno y servicios (en total, 200m).

Cuadro N° 21. Inversión inicial en desarrollo y preparación mina.

Labores	Nivel	Sección	Cant.	Unidad	C.U. US\$/unid	Costo
Cruceros	04, 05 y 06	2.1m x 2.4m	120,00	m	265,20	31.824,00
Galerías	04, 05 y 06	2.1m x 2.4m	2,400,00	m	265,20	636.480,00
Chimeneas	Entre 04 y 06	1.2m x 2.4m	1.290,00	m	194.40	250.776,00
Chimeneas	Entre 04 y 06	1.2m x 1.2m	200,00	m	194.40	38.880,00
Restaurac. Ambiental progresiva			5,00	%		95.796,00
total						1.053.756,00

Por tanto, la inversión inicial en desarrollo y preparación mina es de US\$ 1 053 756.

En resumen, la inversión inicial del proyecto se presenta a continuación:

Cuadro N° 22. Inversión inicial del proyecto de profundización.

Inversión inicial proyecto de profundización		
Inversión sistema de extracción (7.5 meses)	Valor (US\$)	
1. Equipamiento y accesorios	186.930,00	
2. Ejecución de labores para extracción.	147.739,30	
	Subtotal	334.669,30
Inversión inicial en preparación mina (1 mes).	Valor (US\$)	
3. Preparación mina	1.053,756,00	
	Sub Total	1.053.756,00
	Total	1.388.425,30

Por lo tanto, se puede determinar de acuerdo a estos valores, que la inversión del sistema de extracción para la profundización representa el 30% de la inversión total para el proyecto de profundización.

2.4.2.2. Costos de Operación (Opex)

Los costos de operación (Opex) se dividirán en los siguientes ítems:

- ✓ Costos mina
- ✓ Costos plata
- ✓ Costo transporte
- ✓ Gastos G&A

2.4.2.2.1. Costos mina

Los costos de mina están compuestos por los siguientes conceptos:

- Explotación

- Servicios mina
- Energía

El costo de preparación mina está considerada como inversión. Por tanto, los costos de explotación, servicios mina y energía suman 32,81 US\$/TM.

En este caso, el costo de extracción está dentro de explotación, este costo comprende el izaje con winche y el acarreo con locomotora. Para fines de esta tesis, se calculó este costo al detalle.

Se muestra un cuadro resumen:

Cuadro N° 23. Costo de extracción y transporte

Tarea	US\$/TM
Izaje con winche eléctrico 261 Kw.	2,76
Transporte con locomotora 6t	2,49
Total	5,25

Esto quiere decir, que el costo de extracción (5,25 US\$/TM) representa el 16% del costo total de mina (32,81 US\$/TM).

2.4.2.2.2. Costo de Planta Concentradora

El mineral extraído es llevado hacia una planta concentradora, la cual cobra una máquina de US\$ 27,23 por TM de mineral tratado.

2.4.2.2.3. Costo de Transporte y gastos G&A

Es el costo de transporte el mineral mediante camiones de 15 m³ desde la bocamina hasta la planta concentradora. Este costo asciende a 10,5 US\$/TM. Los gastos G & A se componen de los gastos administrativos, generales y servicios.

En resumen de los costos de operación de la profundización de mina se presenta en el siguiente cuadro:

Cuadro N° 24. Costos de operación totales

Costo de operación (Opex)	
concepto	Costo (US\$/TM)
costo mina	32.81
Costo planta	27.23
Costo transporte	10.50
Costos fijos	5.00
TOTAL	75.54

Lo que significa que para explotar 120 000 TM a un costo de 75,54 US\$/TM, da un total de 9 064 800,00 US\$/año.

2.4.3. Valorización de Reservas

2.4.3.1. Reservas objetivo del proyecto

El tonelaje a extraer de los niveles 18, 19 y 20 de la veta esperanza considerada en la profundización es de 360 000 TM.

El tiempo estimado para extraer todas estas reservas es de 3 años, a un ritmo de 400 TMD ó 10 000 TM/mes.

2.4.3.2. Valorización del concentrado.

Una vez que se han calculado los costos, se procede a determinar el ingreso mensual debido a la venta de concentrados. Este se calcula con una ley promedio de Zn en el concentrado, tal como se aprecia en el balanceo metalúrgico de las reservas para el proyecto de profundización. Se asume que la valorización anual será constante, durante los 3 años de vida del proyecto.

Mediante el balance metalúrgico se calcula la cantidad de concentrado de Zn (4 800,00 TM), que se obtiene de 120 000 TM de mineral de cabeza anuales y una recuperación metalúrgica de 90,09%, de acuerdo a las pruebas metalúrgicas realizadas con las muestras de las reservas.

Cuadro N° 25. Balance metalúrgico.

Producción anual (TM)	Leyes metal				Recuperación				Ratio Concent.
	Ag (oz/TM)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag (%)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	
Cabeza: 120.000,00	5.64	2.05	0.32	3.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
Concentrado: 4.800,00	119.68	1.52	0.94	67.57	84.88	19.00	11.75	90.09	25.00
Relaves: 115.200,00	0.89	2.07	0.29	0.31	15.12	621.63	88.25	9.91	1.04

A continuación se presenta la valorización del concentrado de Zn por año de producción:

Características del concentrado de Zn

Tonelaje: 4 800 TM

Leyes de metales pagables:

Ley de Zn	67.57%
Ley de Ag	119,68 oz/TM
As	0,43
Sb	0,70
SiO2 (%)	3,50
Hg (ppm)	300

Pagos:

Zn: Ley (%) * 85% 8 (D.M.8u)

Zn: 67.57% * 85% (D.M.8u) = 1 266.09 lb/TM * 0.86\$/lb = 1 088.34 \$/TM

Ag: Ley (oz/TM) – 3 (oz/TM) * 75%

Ag: (119.98 oz/TM – 3 oz/TM) * 75% = 87. 74oz/TM * 18.23\$/oz = 1 600.09 \$/TM

Total pagos = 2 688.43 \$/TM

Deducciones:

Maquila base = 222.00 \$/TM

Escalador:

(Base = 55c\$/lb exceso US\$ 2.50 p/c \$* 0.01 encima) = 77.20 \$/TM

Cargos de refinación: 0.6 US\$/oz * 18.23 oz = 10.94 \$/TM

Penalidades:

As: 0.43% - 0.25% = 0.18% * US\$ 2.0 p/c 0.1% = 3.60 \$/TM

Sb: 0.70% - 0.25% = 0.45% * US\$ 2.0 p/c 0.1% = 9.00 \$/TM

SiO₂: 3.5% - 0.35% = 2.15% * US\$ 2.5 p/c 0.1% = 78.75\$/TM

Hg: 300ppm – 280 = 20ppm * US\$ 1.0 p/c 1 Oppm = 2.00 \$/TM

Total deducciones = 403.49 \$/TM

PAGOS – DEDUCCION = 2 688. 49 – 403.40 = 2 284.94 \$/TM

2.4.4. Evaluación Económica

2.4.4.1. Ingresos

Ingreso anual	TM Concent.	Valor (US\$/TM)	Valor anual (US\$)
Venta de concentrado de zinc	4 800.00	2,284.94	10,967,703.00

2.4.4.2. Egresos

Los egresos están compuestos por las inversiones y los costos de operación. En cuanto a las inversiones, estas se clasifican de la siguiente manera:

- Inversiones iniciales.- Se dan en la etapa de pre-producción del proyecto.
- Inversiones durante la vida del proyecto.- Son las que se realizan durante la etapa de producción de la mina.

2.4.4.2.1. Inversión inicial

Está conformado por la inversión en el sistema de extracción y por la inversión de preparación de mina para el diseño y construcción del izaje de mineral, lo que da un costo total de US\$ 1 388 425,00.

2.4.4.2.2. Costo de Operación

Asimismo, se considera el costo de operación de 75,54 US\$/TM, el cual multiplicado por 120 000 toneladas de mineral anuales, nos da como resultado US\$ 9 064 800.00 anuales.

2.4.4.2.3. Consideraciones Económicas

Precios

Para la valorización del mineral se consideró un precio de Zn de 0,86 US\$/lb y la plata de 18,23 US\$/oz.

Impuestos

Se considera el pago anual de impuestos, con una tasa de 30% sobre la utilidad operativa.

III. CAPITULO III

MATERIALES Y METODOLOGIA

3.1. Tipo de Investigación

Pertenece al tipo Básico experimental

3.2. Nivel de Investigación

El nivel de investigación en el Descriptivo

3.3. Diseño de Investigación

El diseño de la investigación es Cuasi experimental

3.4. Población y Muestra

3.4.1. Población

La Población está constituida por las labores de desarrollo, preparación, explotación y el número de trabajadores que vienen trabajando, en la U.E.A Londres – Cia. Minera Casapalca 2017.

3.4.2. Muestra

Está conformada por el Pique inclinado 370 y todos los trabajadores que trabajan en esta labor.

3.5. Identificación de Variables

3.5.1. Variable Independiente

Pique inclinado 370

3.5.2. Variable Dependiente

Minado de la Veta Juanita en el nivel 06

En resumen se detalla en el siguiente cuadro:

Cuadro N°26: Identificación de Variables

VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	ESCALA DE VALORACION
VARIABLE INDEPENDIENTE: Pique inclinado 370	✓ Labor de Profundización	✓ Continuidad en la extracción de mineral ✓ Vigencia de operaciones	✓ Toneladas de producción mensual ✓ Reservas de minerales
VARIABLE DEPENDIENTE: Minado de la Veta Juanita en el nivel 06	✓ Perforación ✓ Voladura ✓ Ventilación ✓ Sostenimiento ✓ Acarreo	✓ Avance ✓ Sección Típica	✓ Metros de avance/dispar o ✓ Tiempos de Ciclo

3.6. Técnicas de recolección de datos, descripción de los instrumentos

3.6.1. Método

Es la observación directa de las diferentes etapas de construcción del pique inclinado 370, para el posterior minado de la veta Juanita en el nivel 06

3.6.2. Técnica

La observación es una técnica que consiste en observar atentamente el fenómeno, tomar información y registrarla para su posterior análisis

3.6.3. Instrumentos

Se utilizaron los siguientes instrumentos:

- ✓ Libreta de apuntes
- ✓ Planos Geomecánicos
- ✓ Planos Geológicos
- ✓ Estándares y Procedimientos de Diseño de Pique Inclinado
- ✓ Calculadora
- ✓ Hojas de Cálculo Excel

3.6.4. Técnicas de Procesamiento de Datos

La información recolectada será presentada en cuadros.

IV. CAPITULO IV RESULTADOS

4.1. PRESENTACION DE RESULTADOS

4.1.1. Resultados Económicos(VAN, TIR, B/C, Pay back)

La evaluación económica a una tasa de descuento anual de 15%, da un resultado de valor actual neto (VAN) de US\$ 1 652 903,78; tasa interna de retorno, TIR =79,29%; un beneficio/costo (B/C) de 2,19; periodo de recuperación de capital de 10 meses, lo que demuestra que el presente proyecto de profundización es totalmente rentable.

Cuadro N° 27. Indicadores económicos

VAN (US\$)	1.652.903,78
TIR (%)	79,29%
B/C	2,19
Pay black (mes)	10,01

4.1.2. Flujo de caja económico del proyecto de profundización

Para determinar los indicadores económicos, tales como el VAN, TIR, B/C Y Pay Back, se deberá considerar el flujo de caja económico del proyecto, considerando lo siguiente:

Cuadro N° 28. Flujo de caja económico del proyecto de profundización.

Tasa de descuento anual: 15.00%

Impuesto a la renta: 30%

	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3
CAPEX (US\$)	-1.388.425,30			
Ingresos				
Ventas de concent. (US\$)		10.967.702,96	10.967.702,96	10.967.702,96
Egresos				
Costos (Opex – US\$)		9.064.800,00	9.064.800,00	9.064.800,00
Utilidad operat. (US\$)		1.902.902,96	1.902.902,96	1.902.902,96
Impuesto a la renta (30%)		570.870,89	570.870,89	570.870,89
Flujo de caja (US\$)	-1.388.425,30	1.332.032,07	1.332.032,07	1.332.032,07

V. CAPITULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES

- A raíz del agotamiento de las reservas actuales de la mina, de la veta Carmen, encima del nivel 04y con el objetivo de extraer en el menor tiempo posible el mineral de los bloques generados entre el Nv. 04y el Nv. 06, de la veta esperanza, es que surge la necesidad de realizar un pique inclinado 370, entre estos niveles para la extracción de las reservas. De acuerdo al plan anual de minado, la meta de producción será de 10 000 TM/año (400 TMD), durante 3 años.
- Respecto al diseño del sistema de Izaje, se concluye que este será no balanceado y que se requerirá un winche con potencia de 261 Kw (350 hp) para realizar el Izaje de tres carros mineros U35, de 4,95 TM de masa total, que ascenderán por un pique inclinado 016, se sección 2,4 m x 2,4 m. con un ángulo de inclinación 30°, de longitud 367,8m total, a una velocidad de cuerda de 5,4 mis. Asimismo, el winche debe tener un tambor cilíndrico, con un diámetro de 0,96m como mínimo.
- Como accesorio del winche de Izaje, se determinó que el diámetro óptimo del cable de acero a utilizar es de 20 mm, del tipo “flattened strand (triangular)”, el cual será sometido a una tensión máxima de 220,0 k N considerando un factor de seguridad de valor 5, de acuerdo al Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. Se corrobora la información con un catálogo de una proveedora de cables de acero y se verificó que la fuerza de ruptura mínima es de 255 k N, la cual es mayor a la requerida.

- Respecto al sistema de transporte en el Izaje, se determinó de acuerdo a los requerimientos de producción, que se requerirá dos locomotoras de 2t, que transportaran el material a una velocidad de 6 km/h en los niveles 04 y 06.
- Respecto al planteamiento de la ejecución de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción del proyecto de profundización, se estimó un tiempo de 225 días para realizar todas las obras, pique inclinado 370, los desquiches y cuadrados de las estaciones de pique en los niveles 04 al 06, el tendido de los rieles en estas estaciones y a lo largo del pique, y por último, el armado de la plataforma e instalación del winche.
- Se determinó que el monto de la inversión total de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción de la profundización asciende a US\$ 1 388 425.
- Producto de la evaluación económica, se concluyó que el valor actual neto (VAN) del proyecto de profundización de mina es de US\$ 1 652 903,78 y una tasa interna de retorno de 79,29%, para una tasa anual de descuento de 15%.

5.2. RECOMENDACIONES

- Se recomienda la puesta en marcha del proyecto de profundización de la veta esperanza, entre los niveles 04 al 06 de la mina Casapalca, ya que se considera una buena alternativa para la continuidad de las operaciones mineras, así como la obtención de excelentes resultados económicos para la Cía. Minera Casapalca.
- La construcción de las chimeneas de ventilación deberá ejecutarse de manera simultánea con el pique inclinado 370, para proporcionar aire limpio y crear ambientes saludables de trabajo.
- Para la construcción de este tipo de trabajos, como el pique inclinado 370, de sección 2,4m x 2,4m, es preciso seleccionar personal idóneo y calificado que cuente con amplia experiencia, ya que el logro idóneo y calificado que cuente con amplia experiencia, ya que el logro de los objetivos depende mucho del personal, debido a la exactitud y complejidad con que se desarrollan las operaciones.

ANEXO