

# PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

## FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



PONTIFICIA  
**UNIVERSIDAD**  
**CATÓLICA**  
DEL PERÚ

### PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL SISTEMA DE EXTRACCIÓN DEL PROYECTO DE PROFUNDIZACIÓN DE LA U.O SAN BRAULIO UNO

Tesis para optar por el Título de **Ingeniero de minas**, que presenta el bachiller:

**Lino David Arias Calla**

**Asesor: Ing. Mario del Río Amézaga**

Lima, 24 de Marzo del 2013

## RESUMEN DE TESIS

El presente trabajo tiene como objetivo realizar el diseño y planeamiento del sistema de extracción de mineral y desmonte del proyecto de profundización de la mina San Braulio Uno. Este sistema se basará principalmente en realizar un pique inclinado para transportar todo el material –sea desmonte o mineral- desde el nivel inferior a desarrollar, es decir el Nv. 3880, hacia el Nv. 3950, por donde se evacuará todo este material mediante locomotora y carros mineros hacia superficie, todo esto de acuerdo al plan anual de minado para el presente año.

El desarrollo de este trabajo expone, en primer lugar, la determinación de todas las características el sistema de extracción, el cual incluye el izaje propiamente dicho, así como el transporte involucrado directamente al izaje. Por tanto, en cuanto al primero, se presenta el diseño del pique inclinado, el ciclo de trabajo del izaje y el cálculo de la capacidad del motor del winche eléctrico requerido. En cuanto al transporte, se determina también las características del motor de las locomotoras a usar, el tamaño del tren y por último, el diseño de las estaciones del pique.

La segunda etapa consiste en el planeamiento operativo del sistema de extracción, es decir, de las actividades de izaje y transporte, en donde se determina los recursos necesarios y describe las secuencias de los ciclos de trabajo para ambas actividades. Finalmente, se realiza un planeamiento de la infraestructura mina necesaria para el sistema de extracción, que incluye un cronograma del laboreo, los costos de capital y operación. Asimismo, se presenta una evaluación económica global del proyecto de profundización, en donde se consideran adicionalmente las inversiones y costos estimados de la operación, con el fin de obtener indicadores económicos que contemplen la evaluación integral del proyecto de profundización.

## INDICE GENERAL

<b>INTRODUCCION .....</b>	<b>6</b>
<b>OBJETIVO DEL PROYECTO .....</b>	<b>7</b>
<b>DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO .....</b>	<b>7</b>
<b>PLAN DE TRABAJO.....</b>	<b>8</b>
<b>1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD .....</b>	<b>9</b>
1.1 Ubicación.....	9
1.2 Accesibilidad .....	9
<b>2. GEOLOGÍA Y MINERALOGÍA .....</b>	<b>10</b>
2.1 Geología Local.....	10
2.2 Geología Estructural Local .....	11
2.3 Geología Económica.....	11
<b>3. CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO Y MINA .....</b>	<b>13</b>
3.1 Geología del yacimiento .....	13
3.2 Mineralogía .....	13
3.3 Método de explotación.....	13
<b>4. SISTEMA DE IZAJE .....</b>	<b>15</b>
4.1 Reporte de reservas y meta de producción para el proyecto .....	15
4.2 Definición de la metodología de trabajo para el sistema de extracción: izaje y transporte .....	15
4.3 Diseño del pique inclinado.....	18
4.4 Datos necesarios para el cálculo del ciclo de izaje .....	19
4.4.1 Peso y tipo de material por viaje .....	19
4.4.2 Peso del carro mineros y N° de carros mineros izados por viaje.....	20
4.4.3 Diámetro y peso del cable a utilizar .....	20
4.4.4 Máximo tonelaje por hora y por turno, N° de horas de izaje por turno .....	27
4.4.5 Máximo N° de viaje por hora en el Nv. Superior y velocidad del cable.....	28
4.4.6 Longitud actual y futura de la trayectoria de la locomotora en superficie .....	29
4.4.7 Tipo de sistema de izaje .....	29
4.4.8 Características de diseño del tambor del winche a seleccionar .....	29
4.4.9 Condiciones geomecánicas de la estación superior e inferior del pique.....	30

4.4.10	Altitud del sistema de izaje .....	31
4.5	Diagrama de izaje para winches con tambor cilíndrico .....	31
4.5.1	Determinación del diagrama de izaje .....	35
4.6	Capacidad del motor del winche eléctrico.....	37
<b>5.</b>	<b>TRANSPORTE EN EL SISTEMA DE IZAJE.....</b>	<b>39</b>
5.1	Acarreo con locomotora .....	39
5.2	Masa de la locomotora y el tren .....	41
5.3	Determinación de las características del motor de las locomotoras.....	42
5.3.1	Definición de las trayectorias de las locomotoras .....	44
5.3.2	Definición de las características de los ciclos de trabajo en los dos niveles.....	45
5.3.3	Definición de los valores de desplazamiento y acarreo de las locomotoras .....	46
5.3.4	Cálculo del tamaño de tren para las locomotoras .....	47
5.3.5	Cálculo de los r.m.s de los motores de las locomotoras.....	49
5.3.6	Cálculo de la capacidad de batería requerida.....	52
5.4	Selección de las locomotoras en los dos niveles .....	54
5.5	Diseño de las estaciones del pique .....	56
5.5.1	Diseño de Estación Superior del pique (Nv. 3950).....	60
5.5.2	Diseño de Estación Inferior del pique (Nv. 3880) .....	61
<b>6.</b>	<b>PLANEAMIENTO Y SECUENCIAMIENTO DEL CICLO DE EXTRACCION: IZAJE Y TRANSPORTE.....</b>	<b>63</b>
6.1	Planeamiento del ciclo de izaje.....	63
6.1.1	Recursos necesarios .....	63
6.1.2	Secuencia del ciclo de izaje .....	64
6.2	Planeamiento del ciclo de transporte en la extracción .....	66
6.2.1	Recursos necesarios.....	66
6.2.2	Secuencia de trabajo de la locomotora .....	67
<b>7.</b>	<b>PLANEAMIENTO DE LA INFRAESTRUCTURA MINA PARA DEL SISTEMA DE EXTRACCION Y EVALUACION ECONOMICA .....</b>	<b>69</b>
7.1	Planeamiento del desarrollo mina para el sistema de extracción.....	70
7.2	Cronograma de planeamiento de ejecución del proyecto .....	73
7.3	Costos de capital (capex) .....	75
7.4	Costos de operación (Opex).....	80
7.4.1	Costo mina .....	80

7.4.2	Costo planta concentradora .....	81
7.4.3	Costo transporte y gastos G & A .....	81
7.5	Reservas objetivo del proyecto.....	81
7.6	Valorización del concentrado .....	81
7.7	Evaluación económica.....	83
7.7.1	Ingresos .....	83
7.7.2	Egresos .....	83
7.7.3	Consideraciones .....	85
7.7.4	Flujo de caja económico del proyecto de profundización .....	86
7.7.5	Resultados económicos (VAN, TIR, Payback).....	87
<b>8.</b>	<b>CONCLUSIONES .....</b>	<b>87</b>



## INTRODUCCION

La mina San Braulio I extrae mineral de cobre mediante un sistema convencional de trabajo. El método de explotación empleado es Open Stopping y la extracción de mineral y desmonte en los niveles inferiores se realiza a través de un pique inclinado, mediante el uso de winche de izaje y de locomotoras con carros mineros. Su producción actual es de 100 TMPD.

En la actualidad se tiene los niveles 4000, 3950 y 3920, de los cuales, los dos últimos cuentan con su circuito de rieles para transportar mineral y desmonte desde las labores de explotación y preparación, siendo el Nv. 3950 por el cual se evacúa todo el material hacia superficie, donde se tiene dos áreas destinadas para el almacenamiento temporal de mineral o desmonte. Cuando se requiere extraer mineral o desmonte del Nv. 3920, se iza la carga a través de un pique inclinado hacia el Nv. 3950 mediante el uso de un winche de izaje, para luego ser extraída hacia superficie por este mismo nivel con la utilización de una locomotora y carros mineros.

El objetivo es profundizar hacia el Nv. 3880, con la finalidad de extraer los bloques de mineral que se encuentran desde dicho nivel hacia el Nv. 3920 de las diferentes vetas. Para lograr esto, en primer lugar, se tiene planeado ejecutar la continuación de la rampa negativa desde el Nv. 3920 que conecte el Nv. 3880; una vez que se llegue a este punto, se procederá a realizar un nuevo pique inclinado para evacuar todo el mineral y desmonte generado para las labores de desarrollo, preparación y explotación de este nivel. Este pique conectará el Nv. 3880 con el Nv. 3950, así como contará con un tendido de rieles a lo largo de su trayectoria para hacer posible el izaje del material con carros mineros, para lo cual se utilizará un winche de izaje en el Nv. 3950 y se instalará un circuito de rieles en ambos niveles, llamados específicamente estaciones de pique, en donde se trabajará mediante el manipuleo de carros mineros para su recepción y evacuación.

Para realizar el diseño del sistema de izaje, así como de sus componentes, se presentan las fórmulas y los gráficos pertinentes. Además, se ilustra los diseños de los circuitos de transporte de carros mineros en ambos niveles.

## OBJETIVO DEL PROYECTO

El objetivo del presente proyecto es realizar el planeamiento y diseño del sistema de extracción del proyecto de profundización de la mina san Braulio Uno, que comprende el izaje y transporte del material hacia superficie. Esto incluye determinar los equipos óptimos, ciclos de trabajo y costos de capital y operación para el izaje y transporte.

## DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

El proyecto consiste en la formulación del diseño del sistema de izaje y transporte del proyecto de profundización, así como en el planeamiento de la ejecución y la operación del sistema de extracción.

El proyecto se elabora en base al siguiente contexto: El inicio de la ejecución de las labores de desarrollo necesarias para el sistema de extracción están programadas para el presente año y el sistema de extracción se diseñará en base a las metas físicas de producción para dicho periodo.

En el diseño del sistema de izaje, se realiza el cálculo de la potencia óptima del motor del winche de izaje a utilizar, en base a las características y requerimientos del sistema. En el caso del transporte, se elabora el diseño de los circuitos de transporte de material tanto en el nivel inferior como en el superior que involucran directamente el ciclo de izaje. Este diseño se elabora con el fin de minimizar los esfuerzos físicos y generar un ahorro de tiempo, así como mejorar la facilidad de movilización de la locomotora al momento de dejar y llevar los carros del circuito, tanto en el nivel superior como en el inferior.

En la última parte del proyecto, en primer lugar, se presenta un planeamiento de los ciclos de trabajo, es decir, los movimientos que realizarán los equipos de extracción al recibir y evacuar los carros mineros, así como la trayectoria de la locomotora al interactuar en el circuito del nivel inferior. En segundo lugar, se desarrolla un cronograma de tareas necesarias para generar la infraestructura para el sistema de extracción del proyecto de profundización, expresado en un diagrama de Gantt. Además, se calcula los precios unitarios de cada tarea con el objetivo de determinar la inversión de todas las tareas, que sumadas a la inversión en equipamiento, da como resultado una inversión total, es decir, el costo de capital total. Asimismo, se determina los costos de operación de izaje y transporte (ciclo de extracción), así como se presenta las reservas del proyecto y se realiza la valorización del mineral, todo esto se realizó para poder evaluar económicamente el proyecto de profundización de forma global, por lo tanto, se presenta al final los resultados económicos (VAN, TIR, *Payback*).



## PLAN DE TRABAJO

El presente proyecto fue realizado siguiendo los pasos que se muestran a continuación:

1. Análisis y evaluación del sistema actual de izaje y transporte, identificación de las oportunidades de mejora en el trabajo a pulso de los carros mineros en el nivel de recepción y evacuación actual de material, así como del trabajo de la locomotora al interactuar en el ciclo de izaje. Obtención de rendimientos operacionales de extracción. Este estudio se presenta en la parte de anexos (anexo 1).
2. Determinación de todas las características del sistema de izaje, de acuerdo a los requerimientos de producción. Diseño e infraestructura del pique inclinado, así como cálculo de la potencia óptima del winche eléctrico de izaje y su cable.
3. Selección de los equipos a usar en el transporte involucrado en el sistema de extracción, es decir, de las locomotoras a batería y carros mineros.
4. Diseño de los circuitos de transporte (estaciones del pique) en los dos niveles que involucra el sistema de izaje.
5. Planeamiento de los ciclos y secuencias de trabajo en el sistema de izaje y transporte.
6. Planeamiento de la ejecución de las tareas para la infraestructura necesaria del sistema de extracción del proyecto y elaboración de un cronograma de actividades expresado en un diagrama de Gantt, donde se estime el tiempo total que requieran las tareas, así como la inversión de acuerdo a los P.U de cada tarea, que sumado a la inversión en maquinaria, resultará en la inversión total.
7. Determinación de los costos de operación de izaje y transporte, valorización del concentrado de cobre y evaluación económica del proyecto de profundización, cálculo de indicadores económicos (VAN, TIR y *Payback*)
8. Conclusiones de la tesis.



## 1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

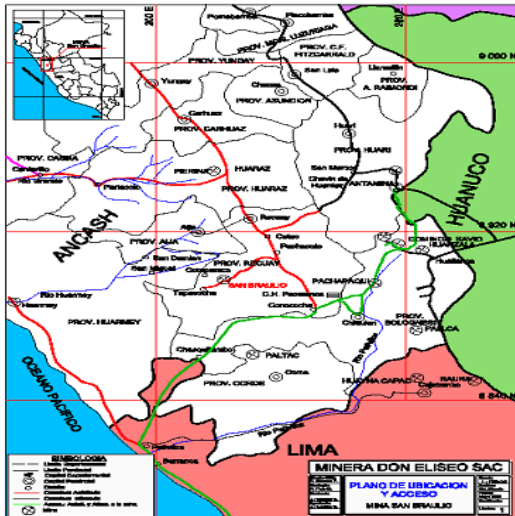
### 1.1 Ubicación

La Unidad Operativa San Braulio se ubica en el distrito de Cotaparaco, provincia de Recuay, departamento de Ancash, a una altitud entre 3500 y 4100 m.s.n.m. Su ubicación en coordenadas UTM se presenta en el siguiente cuadro:

Coordenadas UTM		
Vértices	Norte	Este
1	8898000.00	222000.00
2	8896000.00	222000.00
3	8896000.00	221000.00
4	8898000.00	221000.00

### 1.2 Accesibilidad

El acceso terrestre a la U.O San Braulio I es a través de la siguiente ruta:



ACCESIBILIDAD A LA MINA SAN BRAULIO			
TRAMO	CARRETERA	DISTANCIA (Km.)	TIEMPO (Hrs.)
Lima-Barranca-Pativilca	Asfaltada (Panamericana)	207	3.5 Hrs.
Pativilca-Desvío Tapacocha	Asfaltada	155	2.5 Hrs.
Desvío Tapacocha-Mina	Afirmada	32	1.5 Hrs.
<b>TOTAL</b>		<b>394</b>	<b>7.5 Hrs.</b>

## 2. GEOLOGÍA Y MINERALOGÍA

### 2.1 Geología Local

EL yacimiento se encuentra emplazado dentro de las formaciones del grupo Calipuy, constituido por secuencias andesíticas volcánicas, dacíticas y riolitas del vulcanismo explosivo y coladas lávicas asociadas a cuerpos subvolcánicos e intrusivos (pórfido monzonítico), brechas volcánicas emplazadas a lo largo de estructuras de cizalla de tendencia NW-SE, de lineamiento andino.

#### ➤ **Grupo Calipuy (Eoceno-Mioceno)**

A lo largo del área de estudio se encuentra el Grupo Calipuy: calipuy inferior se dispone como una franja de rumbo NW-SE; principalmente rocas volcánicas como lavas, piroclásticas de composición andesítica, basálticas y Calipuy superior como ignimbritas dacíticas al sur.

#### ➤ **Intrusivo San Jerónimo.**

Al norte del área de estudio ocurren pequeñas apófisis de intrusivo de composición monzogranito de San Jerónimo con una dimensión de 10m de diámetro constituido por fenocristales de plagioclasa, cuarzo biotita redondeados en una matriz de grano uniforme, constituida por cuarzo y feldespato potásicas. Las apófisis cortan la parte inferior del Grupo Calipuy.

#### ➤ **Depósitos Cuaternarios**

Constituyen el material de cobertura generalmente no consolidado distribuidos irregularmente en la zona de estudio, producto de procesos, aluviales, fluviales y como escombros de talud, constituida mayormente por depósitos coluviales compuestas por agregados de fragmentos angulosos, con tamaño y formas variables, al Noreste, Sureste y a lo largo de la quebrada Toca.

## 2.2 Geología Estructural Local

Varios esfuerzos ocurridos en diferentes épocas dieron como resultado el desarrollo de diversos sistemas de fracturas. Las estructuras de mineralización están emplazadas a lo largo de estructuras de cizalla de tendencia NW-SE, de lineamiento andino, el cual es un buen control de mineralización.

Se tienen fallas de rumbo (S 42 E) que hospeda a la mineralización, caso es así en la veta Carol, Magaly y Verónica. También existen fallas dextrales, de todas estas fallas resalta la falla "César", que tiene un rumbo N 45 E, con buzamiento de 80 al SE, ejerciendo un fuerte control mineralógico y que corta a las vetas Daniela y Carol

## 2.3 Geología Económica

Las vetas que se observan en afloramiento están emplazadas en fracturas de rumbo NW y NE. Se tiene 4 estructuras principales que tienen un rumbo promedio entre 30° - 50° NW-SE y buzamiento de 68° - 72° SW.

Veta Verónica.- En superficie aflora en una longitud de 150m y 0.05m a 0.50m de potencia, veta relleno en falla con brecha, cuarzo, óxido, presencia de puntos de calcopirita y exudación de malaquita. La mineralización es discontinua en forma de rosario de longitud variable, en tramos relleno con cuarzo y óxidos.

En el nivel 980 (labor antigua) se observa que, al lado de la estructura, se encuentra una franja de 0.05 a 0.25m de potencia con presencia de calcopirita masiva, diseminada, parches de galena tipo rosario y como ganga se observa pirita y cuarzo, con leyes promedio de 11.03% Cu y 1.96 oz/t de Ag. En el piso de la estructura se presenta brecha con fina diseminación de calcopirita, sulfuros gris y como ganga pirita con leyes promedio de 1.15% Cu y 2.76 oz/t Ag.

Veta Magaly.- La mineralización en la superficie sigue una falla de rumbo N 52° W / 71 ° SW y la veta aflora unos 100m en forma discontinua. La veta varía de 0.05 a 0.30m y desde la cota 3990 m.s.n.m ha sido desarrollada con labores subterráneas de 85m. La roca caja es volcánico andesita, por un lado se presenta en el techo de estructura mineralizada concentración masiva de calcopirita y en el piso, brecha con diseminación de calcopirita, pirita y cuarzo. El clavo mineralizado es discontinuo en rosario, con una potencia de 0.05 a 0.30m.

Veta Carol.- Se encuentra ubicada al suroeste a 100m paralelo a la veta Verónica, mineralizada en una falla rumbo N 42° W/ 72° SW, aflora 90m de longitud y la mineralización que presenta tiene forma de rosario relleno y diseminación en brecha con calcopirita, galena y exudación de malaquita, como mineral de ganga puntos de pirita y cuarzo; además, la roca encajonante es roca volcánica andesita con alteración clorítica y silicificada.

Veta Daniela.- Se encuentra ubicado al suroeste de la veta Carol y su mineralización tiene un rumbo de N 42° E, con buzamiento de 75° al SW. Esta estructura no aflora a superficie por estar cubierta con material cuaternario y fue encontrada mediante sondeos diamantinos; su característica principal es su fuerte alteración clorítica, silícica, y la presencia de mayor porcentaje de plata con respecto a otras vetas. Tiene una longitud de aproximadamente 100 metros con potencia que van desde 0.15m a 0.80m. La mineralización que presenta tiene forma de rosario, teniendo como mena a la calcopirita, galena, tetraedrita, y como mineral de ganga puntos de pirita y cuarzo; además, la roca encajonante es roca volcánica andesita.



### 3. CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO Y MINA

#### 3.1 Geología del yacimiento

<b>Tipo de Yacimiento</b>	Yacimiento hidrotermal tipo mesotermal
<b>Origen de Mineralización</b>	Hidrotermal
<b>Rocas encajonantes</b>	Rocas volcánicas

#### 3.2 Mineralogía

El yacimiento tiene una mineralización de tipo filoniano en rosario con metales bases de la asociación de Cu, Ag (en sulfuros) emplazadas a lo largo de estructuras de cizalla de tendencia NW-SE, hospedándose estas estructuras en la secuencia del volcánico calipuy, que se extienden longitudinalmente en la cordillera negra, conformando una franja polimetálica.

Minerales de ganga: Cuarzo, calcita, clorita, pirita.

Minerales de mena: Calcopirita, Bornita, tetraedrita, galena argentífera, esfalerita.

#### 3.3 Método de explotación

El método de minado usado es el *Open Stopping*, el cual consiste básicamente en realizar cámaras subterráneas abiertas libremente, sostenidas con puntales en las zonas mineralizadas y en otros casos, con pilares naturales en las zonas estériles.

La preparación para el minado se realiza mediante la ejecución de galerías sobre el mineral y conjuntamente se ejecutan ventanas de extracción cada 6m. Una vez hechas las ventanas, a partir de éstas, se preparan inclinados (*shafts*) hasta interceptar la estructura mineralizada a un ángulo de 45°. Para una mejor ilustración, se muestra la siguiente figura:

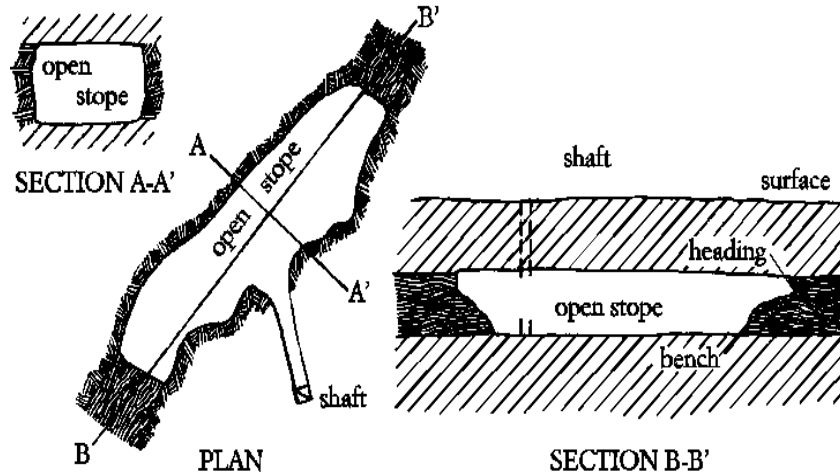


Figura 1.- Preparación para explotación mediante *Open Stopping*

Una vez que se llega a la estructura, se empieza el minado en forma horizontal de ventana a ventana, llegando a conectar éstas para una mejor ventilación. El sostenimiento se realiza con puntales de 6" transversales a la labor, de tal manera, que acondicionando tablas de madera sobre éstas forman una plataforma de trabajo para continuar minando en forma ascendente hasta llegar al nivel superior. La distancia vertical entre niveles que forman los bloques es de 30m. En la siguiente figura se ilustra lo mencionado líneas arriba:

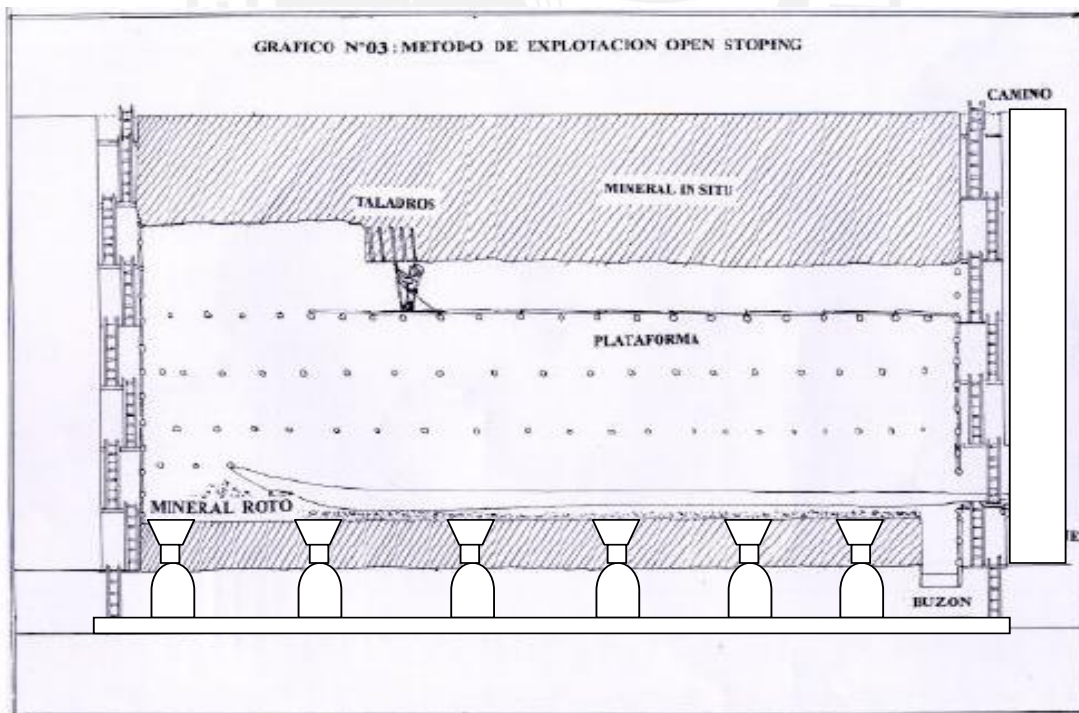


Figura 2.- Método de explotación *Open Stopping*



#### 4. SISTEMA DE IZAJE

Este capítulo tiene como objetivo realizar el diseño del pique inclinado y 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.

##### 4.1 Reporte de reservas y meta de producción para el proyecto

Las reservas para el proyecto de profundización son las siguientes:

##### Reporte de reservas: Probadas y probables

Block	Veta	Nivel	Tonelaje (t)
A	Magaly	3880	11,576
B	Verónica		7,053
C	Daniela		5,200
D	Carol		8,000
		TOTAL	31,829
		Ley Cu (%)	3.50

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 del año 2012. El *Cut off* (Total de costo variable) utilizado para determinar las reservas fue de 93 \$/t.

El objetivo de la empresa es producir 120 TMPD de mineral, por lo que si se considera una duración de 25 días por mes, esto conlleva a una meta de producción de 3000 TM mensuales de mineral. Además, se tendrá que extraer 120 TMPD de desmonte, producto de la ejecución de las labores de preparación programados para el nivel 3880.

##### 4.2 Definición de la metodología de trabajo para el sistema de extracción: izaje y transporte

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

Se izarán 2 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 estrobo 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 engancharán dos carros mineros mediante un estrobo hecho de un cable de las mismas características del cable del winche de izaje, luego se posicionarán 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 quitará el taco de seguridad, ubicado justo antes de que empiece el pique, y luego se tocará 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. Superior debe contestar con el mismo número de toques para que confirme que está 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 que los dos carros que lleguen lo hagan de una manera segura, seguidamente se pondrá el taco de seguridad y se empujarán los carros llenos hacia la parte posterior del winche donde se almacenará los 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 cadena, 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 detallará 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 3880, las cuales son la rampa negativa y el pique inclinado. El sistema de izaje será a través del pique inclinado, por donde se izará el material desde dicho nivel al nivel 3950. El plano a escala se encuentra en el anexo 12: Plano General del Proyecto de Profundización.

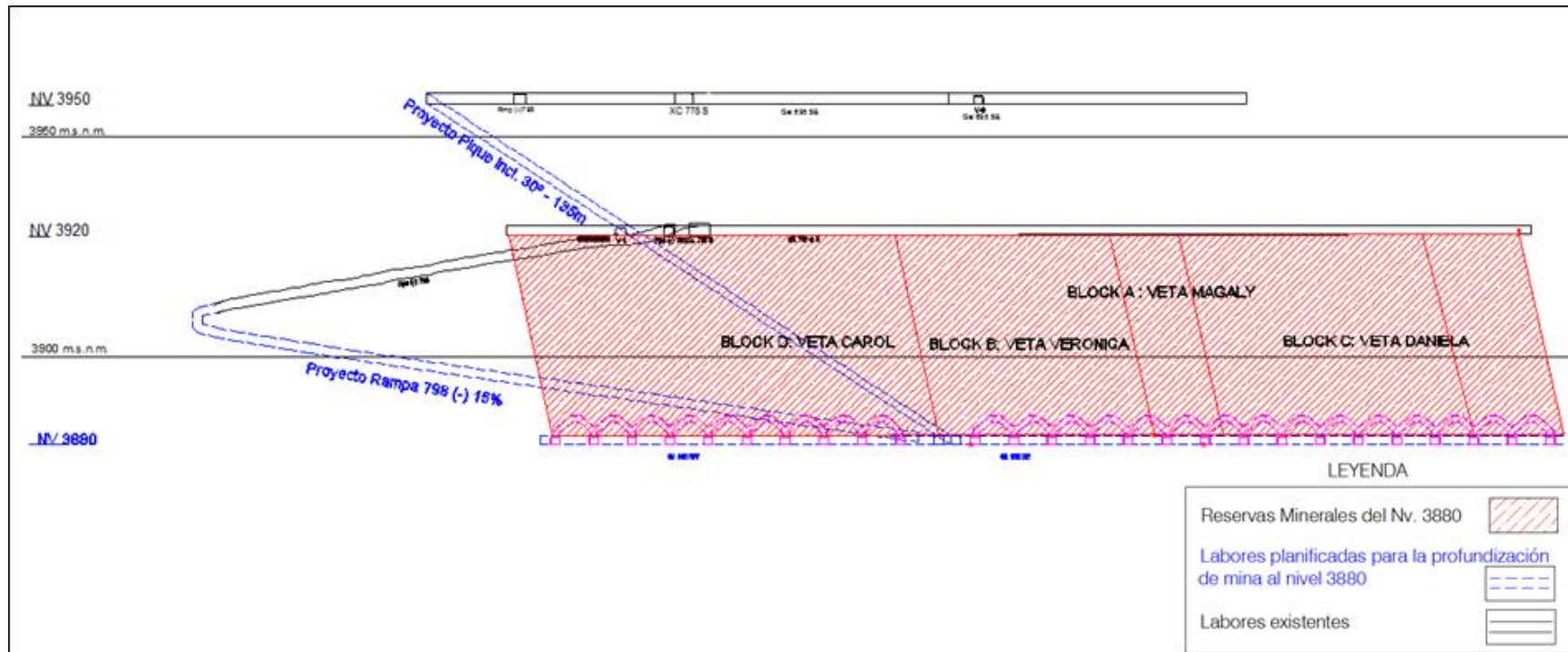


Figura 3.- Esquema General del Proyecto de profundización (Vista Perfil)

### 4.3 Diseño del pique inclinado

El pique a ejecutar tendrá las siguientes características:

Características generales:

Parámetro	Cantidad	Unidad
Ángulo de inclinación	30	grados (°) sexagesimales
Longitud total	135	m

Diseño de sección:

La sección del pique es de una labor minera típica de 1.50m x 1.80m, área suficiente para el normal desplazamiento de los carros mineros.

Parámetro	Cantidad		Unidad
	Ancho	Alto	
Sección	1.50	1.80	m

Para una mejor ilustración del diseño, se presenta los siguientes planos:

- Plano Nro.1. Vista en perfil del pique inclinado (ver anexo 6)
- Plano Nro.2. Vista en planta del pique inclinado (ver anexo 7)
- Plano Nro.3. Sección del pique inclinado (ver anexo 8)

Infraestructura:

Con la finalidad de posicionar el winche de izaje se armará una estructura hecha de bloquetas y madera a 8m del inicio del pique. El diseño de la plataforma, junto con las dimensiones y los materiales se muestran en el siguiente plano:

- Plano Nro.4. Plataforma para el winche de izaje (ver anexo 9)

#### 4.4 Datos necesarios para el cálculo del ciclo de izaje

##### 4.4.1 Peso y tipo de material por viaje

La producción mensual planeada es de 3000 toneladas por mes, en otras palabras, considerando 25 días por mes, obtendremos una producción de 120 TMPD de mineral. De igual manera, se debe considerar en el izaje la extracción de desmonte, que va a ser de 120 TMPD.

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

##### Capacidad de carga

Debido a que los carros mineros U35 tienen una capacidad nominal de  $35\text{pies}^3$  ( $1\text{m}^3$ ), se procede calcular la capacidad de carga de los carros mineros mediante la siguiente fórmula:

$$C = \frac{V_c \cdot \rho \cdot f_c}{(1 + e)}$$

Donde:

C = Carga o capacidad de carga (t)  
 $V_c$  = Volumen del carro minero U35 ( $\text{m}^3$ )  
 $\rho$  = densidad de la roca ( $\text{t}/\text{m}^3$ )  
 $f_c$  = factor de carguío (%)  
 e = esponjamiento (%)

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

$$\rho_{\text{mineral}} = 3.0 \text{ t}/\text{m}^3 + 3\% (3 \text{ t}/\text{m}^3) = 3.09 \text{ t}/\text{m}^3$$

$$\rho_{\text{desmonte}} = 2.5 \text{ t}/\text{m}^3 + 3\% (2.5 \text{ t}/\text{m}^3) = 2.57 \text{ t}/\text{m}^3$$

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

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:

$$C = \frac{(1m^3)(3.09t/m^3)(0.80)}{(1 + 0.4)} = 1.76 t$$

Para desmonte:

$$C = \frac{(1m^3)(2.57t/m^3)(0.80)}{(1 + 0.5)} = 1.37 t$$

Entonces si se va a izar 2 carros por viaje, el peso del material por viaje es el siguiente:

$$\text{Peso por viaje (Mineral): } 2 \text{ c. mineros/viaje } \times 1.76 \text{ t/c. minero} = 3.52 \text{ t/viaje}$$

$$\text{Peso por viaje (Desmonte): } 2 \text{ c. mineros/viaje } \times 1.37 \text{ t/c. minero} = 2.74 \text{ t/viaje}$$

#### 4.4.2 Peso del carro mineros y N° de carros mineros izados por viaje

Debido a que el peso (tara) de 1 carro minero U35 = 700kg = 0.7 t, y si se va a izar 2 carros mineros por viaje, entonces:

$$\text{Peso (tara)total de los carro mineros U35} = 700\text{kg} \times 2 = 1400\text{kg} = 1.4 t$$

#### 4.4.3 Diámetro y peso del cable a utilizar

##### Cables de alambre

###### ❖ **Materiales**

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

###### ❖ **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.

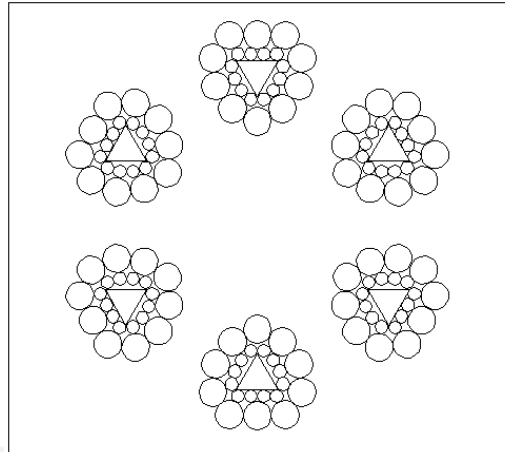


Figura 4.-  $6 \times 10/12/\Delta$  Flattened Strand

Los tipos de cables de alambre normalmente usados para acarreo son los de tipo "round strand" o "flattened strand", ambos tienen 6 torones enrollados sobre un núcleo de fibra. Las secciones transversales típicas de estos tipos de cuerda se muestran en la figura 4. El cable tipo "flattened strand" 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 los torones en el cable en la misma dirección que los alambres en el torón, a lo que se le conoce como "Lang's 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 direcciones 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 5 ilustra mejor lo anteriormente descrito:

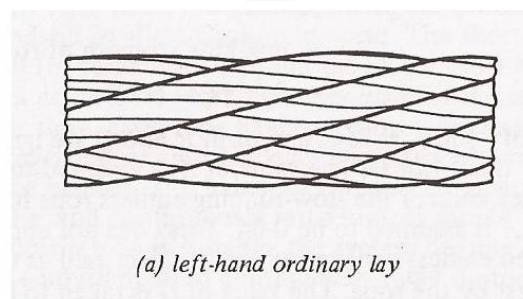


Figura 5.- Left-Hand ordinary Lay



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 corroborará 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  $1570 \text{ MN/m}^2$  o  $(160 \text{ kg/mm}^2)$ , y la fuerza a 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  $d \dots \text{cm}$ , entonces la masa es  $m = kd^2 \dots \text{kg/m}$  y la fuerza es  $S = Kd^2 \dots \text{kN}$

La tabla 1 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  $1570 \text{ MN/m}^2$ . El valor de  $K$  para aceros de otras resistencias pueden ser hallados por proporción.

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

Tabla 1.- Constantes de masas y esfuerzos de cables de alambre

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

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 6 representa un tren de vagones (carros mineros) siendo jalados en ascenso por un inclinado de ángulo  $\theta$ , de aceleración  $a$  mediante un cable de alambres. 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

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



Además,  $\mu_T$  es el coeficiente de fricción del tren y  $\mu_R$  es el coeficiente de fricción del cable.

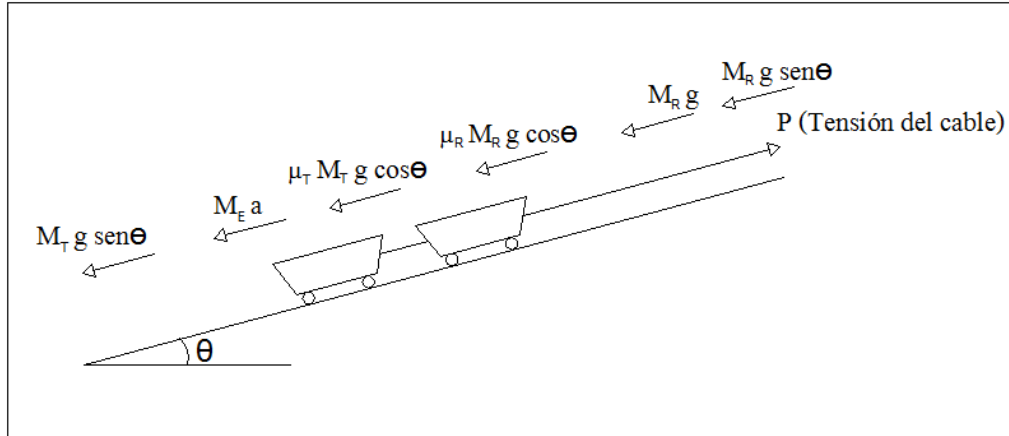


Figura 6.- Fuerzas inclinadas de un tren acarreado por cable

Es conveniente considerar a todas estas fuerzas como coeficientes multiplicados por el peso correspondiente y a usar  $M_T g$  como el peso del tren para todos los coeficientes relacionados con el peso del tren, 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  $\text{sen}\theta$  es igual a  $G$ , el coeficiente de gradiente,  $\mu_T$  es igual a  $R$ , el coeficiente de resistencia del tren, y  $\mu_R$  es igual a  $Q$ , el coeficiente de fricción del cable, además el  $\text{cos}\theta$  es muy cercano a 1 para gradientes típicas.

La figura 7 muestra el mismo tren que en la figura 6 con los coeficientes y las masas asociadas usadas en el sistema.

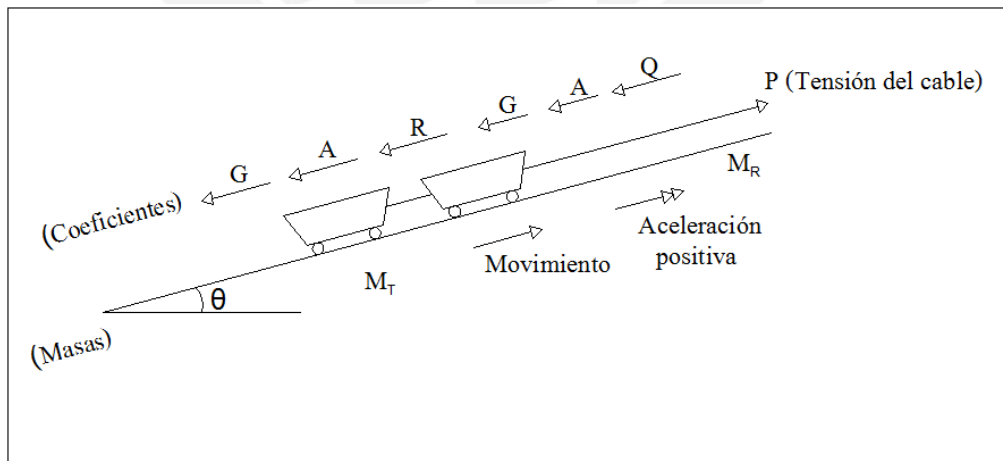


Figura 7.- Masas y coeficientes inclinados del acarreo de un tren con cable

Las resistencias  $R$  y  $Q$  son siempre opuestas al sentido del movimiento y  $A$  es siempre opuesta a 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,  $M_R a$  y no  $M_R g A$  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 calculará con la siguiente expresión:

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

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

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

Donde  $M = M_T + M_R$ , y tanto  $R$  como  $Q$  son ignorados, ya que sus valores son mucho menores que  $A$  o  $G$ . El valor de  $A$  se asume que es 0.125 para cualquier propósito en general.

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

Asimismo, de acuerdo al art. 283 (cap. VII) del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, DS 055-2010, 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. Por tanto esto concuerda con la teoría líneas arriba descrita.

### Cálculo del cable óptimo y su peso

La determinación el cable óptimo a emplear se hará en base al izaje de mineral, ya que es donde se carga el mayor tonelaje (3.52 t) por viaje. Por tanto, se realizará un cálculo de la tensión que debe soportar el cable según las características de izaje:

Ya que cada vagón tiene 1.76 t de capacidad, se necesitará 2 carros mineros (3.52 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:

$$\text{masa } m \text{ [kg/m]} = 0.41 d^2$$

$$\text{Fuerza } S \text{ [kN]} = 55 d^2$$

Entonces, se va considerar la ecuación (1) para realizar un cálculo más exacto pero adicionándole el factor de seguridad de 5, como se observa en la siguiente expresión:

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

Donde

$$M_T = 2 \times (1.76t + 0.7t) = 4.92 t \text{ y } M_R = 135m \times 0.41d^2 \times \frac{1t}{1000kg} = 0.055d^2 \dots t$$

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

$$55d^2 \dots kN = 5 \times 9.81 [4.92 \times (0.5 + 0.125 + 0.01) + 0.055d^2 \times (0.5 + 0.125 + 0.1)]$$

Donde:

$$153.242 = 53.044d^2$$

$$d = 1.7cm = 17mm$$

El valor más cercano, de acuerdo a los tamaños estándares de cables de *flattened o triangular strand*, es de 18mm, por lo tanto se elige este tamaño de diámetro.

El valor de  $M_R$ , según la fórmula, para la longitud total de 135m de este cable es  $0.055(1.8cm)^2 = 178.2kg = M_R$ , es decir, el valor de la masa  $m = 0.41d^2 = 1.328 kg/m$

Por tanto, la fuerza de ruptura del cable  $S = 55d^2 = 55(1.8cm)^2 = 178.2 kN$ , 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 corroborará estos resultados con el catálogo de una empresa australiana de fabricación de cables de alambres:

Para cables tipo “triangular strand”:

Diámetro nominal mm	Masa aproximada 6 x 19 a 6 x 25 Kg/100m	Fuerza de ruptura mínima kN
16	105	164
18	132	206
20	164	255
22	200	312
24	237	369
26	276	432

Tabla 2.- Datos de cables de alambre para minería del catálogo *Wire & Rope Strand* de A. Noble & Son LTD., pág. 27

De acuerdo a la tabla 2, se observa que el cable de 18mm tiene una masa de 1.32 kg/m y una fuerza de ruptura mínima de 206 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, 27.8 kN más.

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

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

Tabla 3.- Resumen de características de cable óptimo para el izaje

#### 4.4.4 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) : 3000 t/mes x 12 meses: 36,000 t
- Profundidad del pozo (H): 135m

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

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

Donde:

A: Tonelaje anual de mineral extraído por el pique = 36,000

a: tonelaje anual del material estéril extraído por el pique = 36,000

d: número de días de trabajo por año = 300

t: número de horas efectivas de trabajo de izaje por día = 10

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:

$$Q_h = \frac{1.15(36,000 + 36,000)}{300 \times 10} = 27.6 \text{ t/hr}$$

#### Máximo tonelaje por turno

Debido a que la operación trabaja en dos turnos de 12 hrs de duración cada uno, pero con un tiempo efectivo de izaje de 5hrs por turno:

$$\text{Máx ton/turno} = \frac{27.6t}{hr} \times 5hrs = 138t/turno$$

#### Número de horas por turno en izaje

El izaje se realizará durante 5 horas efectivas del turno de trabajo.

#### Número de turnos por día

La extracción de mineral y desmonte se realizará en dos turnos, cada uno de ellos con una duración de 12 horas, pero con tiempo de izaje efectivo de 5h.

#### 4.4.5 Máximo N° de viaje por hora en el Nv. Superior y velocidad del cable

##### Máximo N° de viajes por hora requeridos en el Nv. Superior

Para mineral:

$$N^{\circ} \text{ Máx de viajes por hr: } 27.6 \text{ ton} / \text{Hr} \times \frac{1 \text{ viajes}}{2 \text{ c. m}} \times \frac{1 \text{ c. m}}{1.76 \text{ ton}} \cong 8 \text{ viajes} / \text{hora}$$

Por tanto, se demorará por viaje 0.125 hrs ó 7.5'

Para desmonte:

$$N^{\circ} \text{ Máx de viajes por hr: } 27.6 \text{ ton} / \text{Hr} \times \frac{1 \text{ viajes}}{2 \text{ c. m}} \times \frac{1 \text{ c. m}}{1.37 \text{ ton}} \cong 11 \text{ viajes} / \text{hora}$$

Por tanto, se demorará por viaje 0.091 hrs ó 5.46'

En este caso, se trabajará con la situación más crítica que es la de extracción con desmonte para la determinación de la velocidad de cuerda, es decir 5.46'. Pero a esta cantidad debemos restarle lo que se demora el equipo de extracción en el manipuleo de carros mineros, que en promedio se estimará en 45s tanto en el nivel superior como inferior. Por tanto esto suma 1min 30s (1.5').

$$\text{Entonces: } 5.46' - 1.50' = 3.96'$$

Entonces, por cada viaje solamente se debe demorar 3.96' 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 270m. Ahora se calcula la velocidad de cuerda:

$$\text{Velocidad cuerda: } = L / \text{tiempo total empleado por viaje} = \frac{270 \text{ m}}{3.96 \text{ min}} = 68.2 \text{ m/min}$$

$$\text{Velocidad cuerda: } = 68.2 \text{ m/min} \times \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} \times \frac{1 \text{ min}}{60 \text{ s}} = 3.73 \frac{\text{pies}}{\text{s}} \text{ ó } 1.14 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

#### 4.4.6 Longitud actual y futura de la trayectoria de la locomotora en superficie

En el caso del nivel 3950, la distancia entre la estación # 2 a la cancha de mineral/desmante es de 20m.

##### I. Ángulo de inclinación del pique

*Ángulo de inclinación* ( $\theta$ ): =  $30^\circ$

#### 4.4.7 Tipo de sistema de izaje

Los sistemas de izaje se dividen principalmente en dos tipos:

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 ayude a izar a los carros o jaulas ascendentes. Es la forma más simple de izaje.

Izaje balanceado.-Se realiza en un pique de dos compartimientos, donde el peso ascendente del carro minero, skip o jaula es compensado por otro de éstos 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 realizará el izaje de los carros mineros.

#### 4.4.8 Características de diseño del tambor del winche a seleccionar

##### **Dimensiones del tambor**

Se usará un winche de tambor cilíndrico simple. Se escogió cilíndrico, ya que este tipo de tambor es el más óptimo para izajes para un solo nivel (no tienen niveles intermedios). Asimismo, es simple debido a que cuenta con un solo tambor.

De acuerdo al art. 277 (cap. III) del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, DS 055-2010; 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 menos, es decir, el caso del proyecto, donde el diámetro del cable a usar es 18mm, se tiene la siguiente relación:



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

Entonces, el diámetro del tambor del winche que se seleccionará debe ser como mínimo de 0.864m.

4.4.9 Condiciones geomecánicas de la estación superior e inferior del pique

Tanto la zona por donde se desarrollará el pique inclinado, como la estación superior e inferior, así como la roca por donde se ejecutará la rampa negativa y las labores del nivel 3880 se harán sobre desmonte, el cual está compuesta principalmente por roca andesita, es decir, es un macizo rocoso geotécnicamente competente, con un RMR (Rock mass Rating) promedio de valor 55. Por tanto, utilizaremos la siguiente figura para poder determinar, de acuerdo a este valor de RMR, si requiere de o no de sostenimiento, y si es positivo, cuánto es el tiempo de auto soporte.

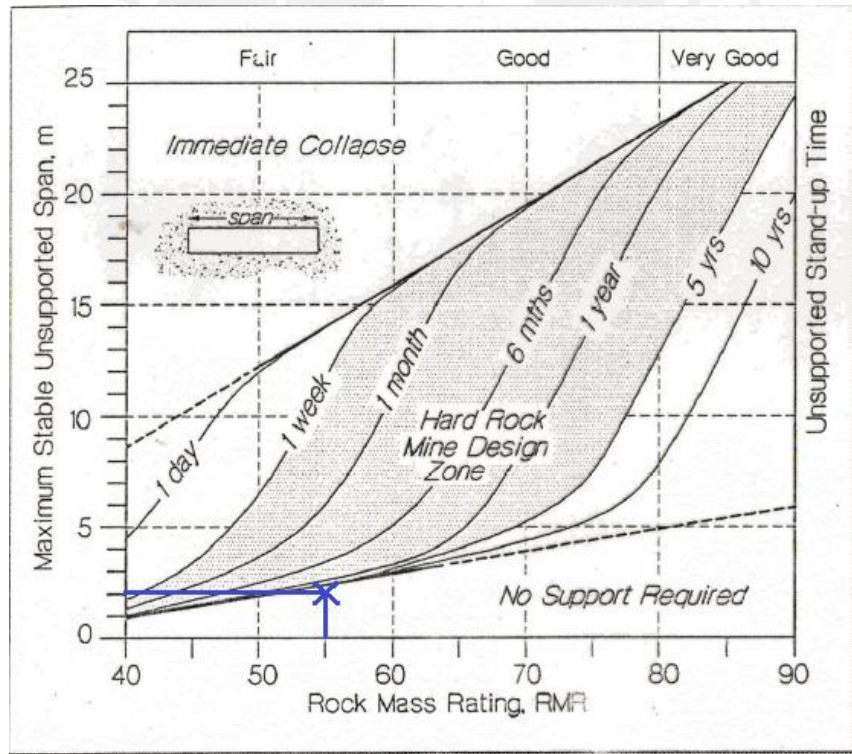


Figure 2.16.3: Alternative representation of Figure 2.16.2 stand-up time guidelines

Figura 8.- Relación entre clasificación RMR, abertura (*span*) máxima y tiempo de auto soporte. (Bieniawski, 1989)

Debido a que la abertura (span) máxima de las labores que se realizará es de 2.1m (es el caso de la rampa negativa) no requiere de sostenimiento. El único caso donde se aplicará sostenimiento es en las estaciones de piques, las cuales tienen diferentes conexiones con otras labores, por lo que en este caso se aplicará pernos helicoidales con malla electrosoldada espaciados sistemáticamente cada 1.2m.

#### 4.4.10 Altitud del sistema de izaje

La altitud donde se ubicará el sistema de izaje es a 3950 m.s.n.m.

#### 4.5 Diagrama de izaje para winches con tambor cilíndrico

El Diagrama de carguío para izaje con winches 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 ( $t_a$ )**
- II. **Tiempo de velocidad máxima ( $t_s$ )**
- III. **Tiempo de desaceleración ( $t_b$ )**
- IV. **Tiempo de descanso ( $t_0$ )**

Existen cuatro puntos principales en el diagrama que representan los valores resultantes de las potencias requeridas por el izaje de acuerdo a los tiempos de trabajo mencionados líneas arriba. Estos puntos son denominados 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 relacionarán mediante fórmulas –que se muestran más adelante– para obtener las potencias resultantes.

Estos puntos (A, B, C y D) se muestran en la figura Nro. 9:

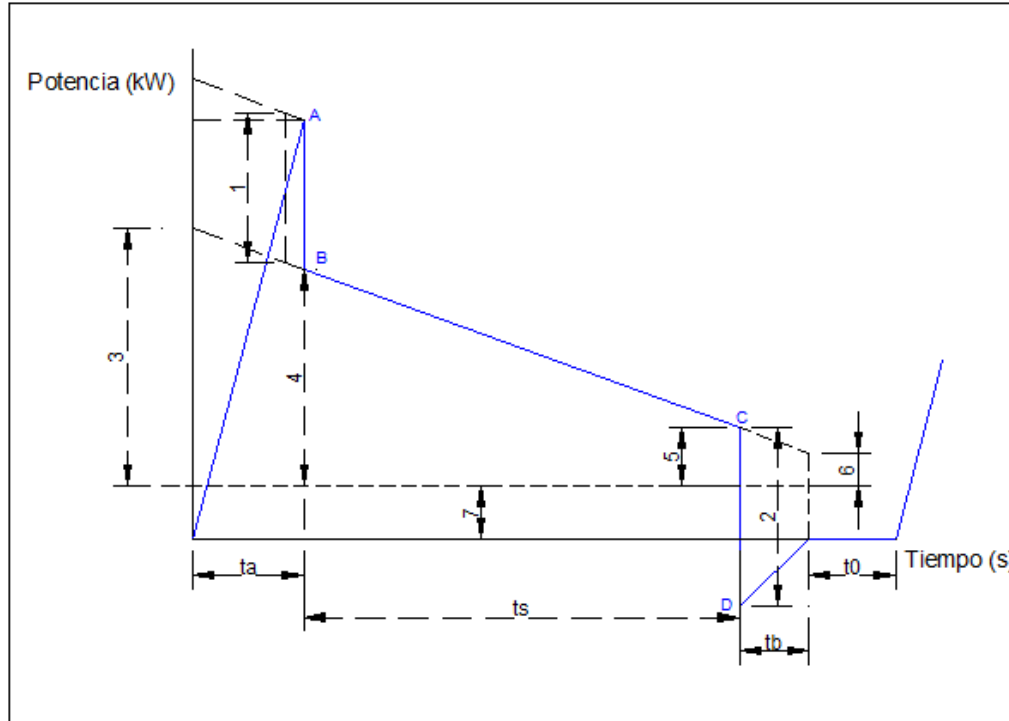


Figura 9.- Diagrama de potencia para un sistema no balanceado de extracción (Transporte y extracción en minas y a cielo abierto, Novitzky, 1965)

A continuación se muestra la tabla 4, que contiene las fórmulas para calcular los diagramas de izaje:

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)	$+ \frac{(w + w_r + w_s)v \operatorname{sen} \phi}{102}$
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)	$+ \frac{(w + w_s + w_b)v \operatorname{sen} \phi}{102}$
Potencia al final de la desaceleración (potencia equivalente)	(6)	$+ \frac{(w + w_s)v \operatorname{sen} \phi}{102}$
Potencia por fricción (promedio) para piques inclinados	(7)	$+ 7a + 7b + 7c$

Tabla 4.- Fórmulas para calcular diagramas de carguío en izajes con winches de tambor cilíndrico para piques verticales o inclinados (Gen Elec Co) – Cuadro modificado para unidades internacionales:

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

Componentes de Fricción:

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

\*\* 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 de la tabla 2, por lo que a continuación se muestra la lista de las nomenclaturas y sus respectivas descripciones:

Nomenclatura	Unidad	Descripción
$w$	Kg	Masa del material a manipular
$w_s$	Kg	Masa de los vagones (carros mineros)
$w_r$	Kg	<i>Masa del cable = L × peso lineal del cable</i>
$w_a$	Kg	Masa del cable enrollado durante la aceleración <i>= 0.5 × (vt<sub>a</sub>) × peso lineal del cable</i>
$w_b$	Kg	Masa del cable enrollado durante la desaceleración <i>= 0.5 × (vt<sub>b</sub>) × peso lineal del cable</i>
$w_{ro}$	Kg	Peso total del cable <i>= w<sub>r</sub> + masa cable enrollado + masa entre tambor y vagón</i>
$W_0$	Kg	Masa equivalente de las partes en movimiento (para operaciones balanceadas y no balanceadas), reducido al radio del tambor, incluyendo engranajes, tambores con embragues, poleas, pero no la armadura del motor
$W'$	Kg	Masa total del sistema de izaje <i>= w + w<sub>s</sub> + w<sub>ro</sub> + W<sub>0</sub></i>
$v$	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
$\theta$	Grados (°)	Ángulo de inclinación respecto a la horizontal
$E$		Eficiencia del mecanismo

Tabla 5.- Nomenclaturas y descripciones de las variables de las fórmulas de la tabla 4.

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

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

Donde:

$W'' = (w + w_s + 0.5w_r)\text{sen}\theta + (w + w_s)0.02\text{cos}\theta + 0.10w_r\text{cos}\theta$  (para sistemas no balanceados)

$k = 0.05$  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  $\times 0.02 \text{ cos}\theta$ .

**La masa equivalente de las partes en movimiento** ( $W'$ ) 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, como indica en la tabla 4, en este caso solo se considerará la masa reducida del tambor, ya que para el presente proyecto no se utilizará poleas.

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

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

Donde

$B =$  Ancho del tambor [m]

$D_t =$  Diámetro del tambor [m]

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, C y D. (Ver figura Nro. 8) Para esto, se utiliza las siguientes fórmulas:

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

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

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

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

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.

#### 4.5.1 Determinación del diagrama de izaje

**1er paso: Asignación y cálculo de valores de los componentes de la tabla 5:**

Nomenclatura	Cálculo	Valor	Und
$w$	$1.76 \text{ t} \times 2 \times 1000 \text{ kg/1ton} =$	3520	kg
$w_s$	$700\text{kg} \times 2 =$	1400	kg
$w_r$	$135\text{m} \times 1.32 \text{ kg/m} =$	178.2	kg
$w_a$	$0.5 \times 1.14\text{m/s} \times 7 \times 1.32 \text{ kg/m} =$	5.3	kg
$w_b$	$0.5 \times 1.14\text{m/s} \times 7 \times 1.32 \text{ kg/m} =$	5.3	kg
$w_{ro}$	$178.2\text{kg} + (115\text{m} + 12\text{m}) \times 1.32\text{kg/m} =$	345.8	kg
$W_0$	$= (132 + 75 (0.750))0.406^2$	31.03	kg
$W'$	$= 3420 + 1400 + 345.8 + 31.03$	5296.9	kg
$v$	$\frac{135}{208 - 0.5(7 + 7)}$	1.14	m/s
$t$	$\frac{135}{1.14} + 0.5(7 + 7)$	125	seg
$t_a$		7	seg
$t_b$		7	seg
$t_s$	$= 125 - (7 + 7)$	111	seg
$t_0$		45	seg
$L$		135	m
$\theta$		30	grados
$E$	$E = \frac{0.90 (4160)}{4160 + 0.5(2545.75)}$	0.87	



**2do paso: Cálculo de las potencias por periodos de la tabla 4:**

Periodo	Símbolo	Izaje no balanceado	Valor
Potencia de aceleración (máxima)	(1)	$+ \frac{W'v^2}{32.2 \times 102 \times t_a}$	0.30
Potencia de desaceleración (máxima)	(2)	$- \frac{W'v^2}{32.2 \times 102 \times t_b}$	-0.30
Potencia en el comienzo de aceleración (potencia equivalente)	(3)	$+ \frac{(w + w_r + w_s)v \operatorname{sen} \phi}{102}$	28.49
Potencia en la velocidad máxima en el final de la aceleración	(4)	$+ \frac{(w + w_r + w_s - w_a)v \operatorname{sen} \phi}{102}$	28.46
Potencia en la velocidad máxima al principio de la desaceleración	(5)	$+ \frac{(w + w_s + w_b)v \operatorname{sen} \phi}{102}$	27.52
Potencia al final de la desaceleración (potencia equivalente)	(6)	$+ \frac{(w + w_s)v \operatorname{sen} \phi}{102}$	27.49
Potencia por fricción (promedio) para piques inclinados	(7)	$+ 7a + 7b + 7c$	5.45

Descripción	Símbolo	Fórmula	Valor
Potencia Fricción mecánica	7a	$+ \left( \frac{(w + w_s + 0.5w_r)v \operatorname{sen} \phi}{102} + 7b + 7c \right) \times \left( \frac{1 - E}{E} \right)$	4.34
Potencia Fricción de rodamiento	7b	$+ \frac{(w + w_s)v \times 0.02 \operatorname{cos} \phi}{102}$	0.95
Potencia Fricción de cable	7c	$+ \frac{w_r \times 0.10 v \operatorname{cos} \phi^{**}}{102}$	0.17

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

Punto	Valor (en kW)	Tiempo (s)
A	34.33	7
B	34.01	7
C	33.07	111
D	32.75	111



Por último se presenta el diagrama de izaje (de la figura 9) con los valores calculados:

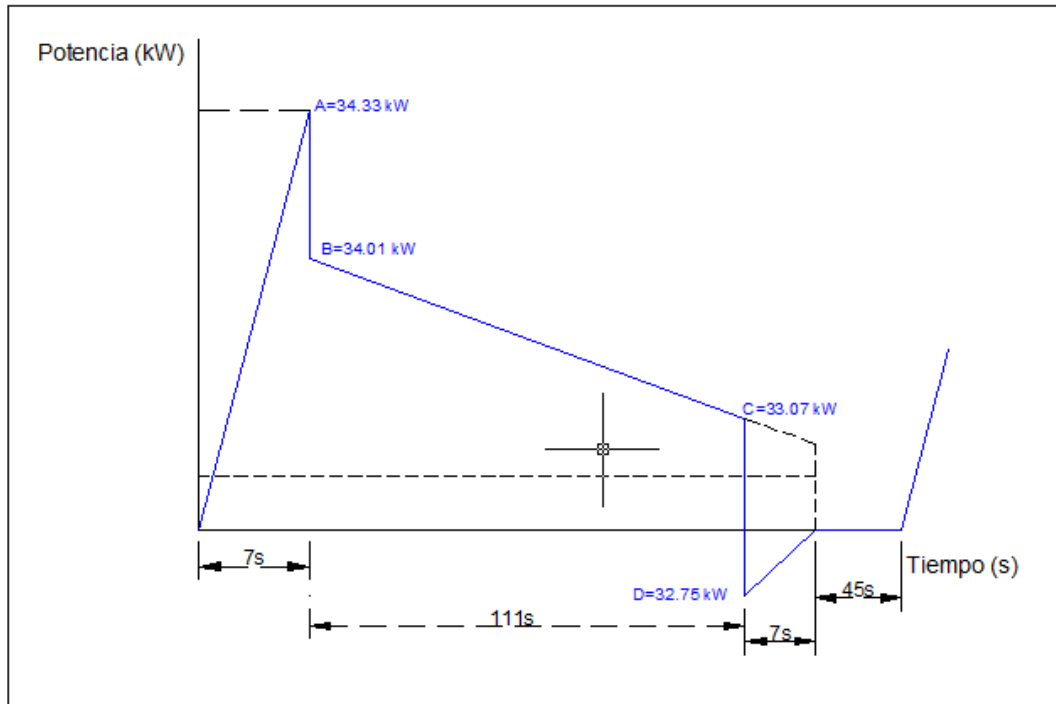


Figura 10.- Diagrama de potencia para el sistema de extracción del proyecto de profundización

#### 4.6 Capacidad del motor del winche eléctrico

En este punto se podrá calcular la potencia necesaria que requiere 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 de la figura 8, con la excepción que A y D 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:

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

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

$$RMS (kW) = \frac{34.33^2 \times 7 + \frac{34.01^2 + 33.07^2 + (34.01 \times 33.07)}{3} \times 111 + 32.75^2 \times 7}{\frac{7}{2} + 111 + \frac{7}{2} + \frac{45}{4}} = 33kW$$

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 considerará para este caso, donde se multiplicará 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 125%.

Por tanto:

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

Se redondea a 45 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:

Peso total a izar	5 t
Capacidad de enrollamiento (velocidad de la cuerda)	68.4 m/min (1.14m/s)
Potencia requerida	45 kW (60 hp)
Diámetro mínimo de tambor	86.4 cm
Sistema del motor	Trifásico

Tabla 6.- Características técnicas del winche eléctrico requeridas para el sistema de izaje

## 5. TRANSPORTE EN EL SISTEMA DE IZAJE

Debido a que la extracción comprende los trabajos en las estaciones del pique inclinado en los dos niveles, en el presente capítulo, se realizará el cálculo para la selección de las locomotoras a utilizar para en el ciclo de extracción de acuerdo a los requerimientos de producción de la mina, es decir, tanto en el nivel 3950 y 3880. Además, se realiza los diseños de las estaciones del pique inclinado para los dos niveles de trabajo.

### 5.1 Acarreo con locomotora

#### Limitaciones de Tracción

La Fig. 11 muestra una rueda situada en un riel horizontal. Un torque  $T$  es aplicado por el motor, y el deslizamiento de la rueda es impedido, en circunstancias normales, por la fuerza de fricción  $F$  en el punto de contacto entre la rueda y el riel. Si la masa de la locomotora es  $M_L$ , esta fuerza de fricción es limitada por  $\mu M_L g$ , donde  $\mu$  es el coeficiente de fricción, pero la fuerza puede tener cualquier valor mayor a este monto.

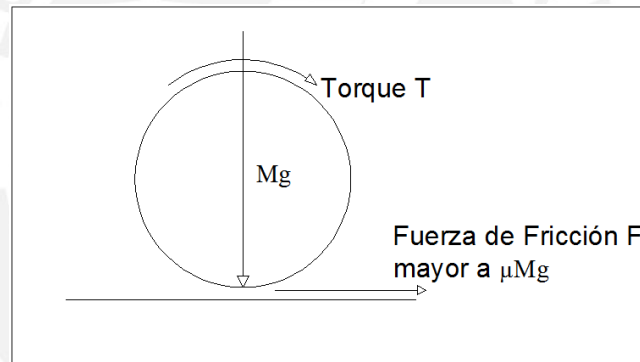


Figura 11.- Rueda de una locomotora

La fuerza de fricción  $F$  provee la fuerza posterior para poder jalar la locomotora y el tren, de izquierda a derecha en la Fig. 11 y se denomina como “esfuerzo tractor”. El valor de  $\mu$ , generalmente llamado el “coeficiente de adhesión”, toma valores generalmente entre 0.2 – 0.25, aunque un menor valor, de 0.16, es usado cuando el frenado es considerado.

#### Resistencias al movimiento

El esfuerzo tractor tiene que superar varias resistencias al movimiento, las cuales se presentan a continuación:

- ✓ Resistencia a la fricción ( $R$ ). Esta resistencia es, principalmente, causada por la fricción en los cojinetes de las ruedas, pero esto puede ser considerado como un coeficiente de fricción debido al peso de la locomotora o del tren. La fuerza necesaria para superar esta resistencia para una locomotora y tren como masa

total  $M$  es entonces  $MgR$ . El valor de  $R$  es por lo general 0.01 tanto para la locomotora, como para los vagones en el arranque, pero durante condiciones de desplazamiento de éstos, puede tomar un valor tan bajo como 0.0025. Debido a que la resistencia por la fricción ayuda a la locomotora a reducir la velocidad del tren, este valor bajo es usado cuando se considera trabajos que involucren el frenado.

Una fricción adicional es generada en tramos con curvas por el rozamiento de las ruedas con los rieles. Una fórmula aproximada para esta fricción es la siguiente:

$$R_B = 0.135 \frac{(A + B)}{r}$$

Donde  $R_B$  es el coeficiente de resistencia en curva,  $A$  es la base de la rueda,  $B$  es la trocha del riel, y  $r$  es el radio de la curva.

- ✓ Resistencia a la gradiente ( $G$ ). Esta resistencia se debe a la componente del peso que actúa por debajo del inclinado. De la Fig. 12, este componente es  $Mg \sin \theta$

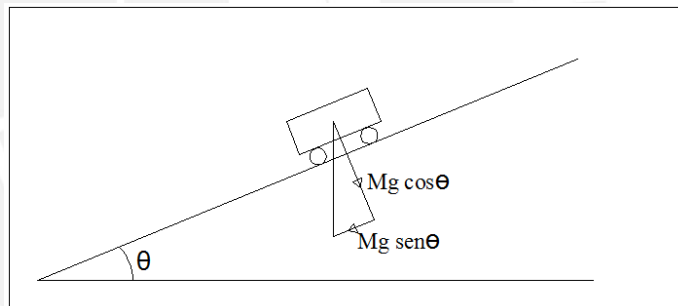


Figura 12.- Vagón en un inclinado

Si el  $\sin \theta = G$ , es decir, el coeficiente de gradiente, entonces la fuerza necesaria para superar la gradiente para una locomotora y tren de masa  $M$  es  $MgG$ . La Fig. 10 nos muestra además que la fuerza normal en el inclinado es de  $Mg \cos \theta$ , pero el  $\cos \theta$  es muy cercano a 1 para todas las gradientes en la que las locomotoras pueden ser usadas. La fuerza normal, para propósitos de cálculo de la resistencia a la fricción, es entonces siempre considerada a ser el peso total,  $Mg$ .

- ✓ Resistencia a la inercia ( $A$  ó  $A_r$ ). Esto ocurre cuando el tren está acelerando o desacelerando. El inverso (masa x aceleración) puede ser considerado como una resistencia a superar por el esfuerzo tractor. Para un tren y locomotora de masa total  $M$ , acelerando con un valor  $a$ , esta fuerza es  $Ma$ . La expresión final es la siguiente:

$$A = 1.05 \frac{a}{g}$$

Por tanto, si el tren está desacelerando con un valor de  $a_r$ , la resistencia a la aceleración puede ser expresada como  $A_r$ . Es conveniente incluir el sufijo para asegurarse que el factor considerado esté en la dirección correcta. Es decir, si está acelerando se le denominará simplemente  $A$  y, en caso contrario, se le denomina  $A_r$ .

El esfuerzo tractor total para una locomotora de masa  $M_L$  acarreado un tren de masa  $M_T$  cuando se acelera una gradiente en ascenso se expresa de la siguiente manera:

$$T = M_L g R + M_T g R + M_L g G + M_T g G + M_L g A + M_T g A$$

$$T = (M_L + M_T) g (R + G + A) \dots (1)$$

## 5.2 Masa de la locomotora y el tren

- Masa de la locomotora ( $M_L$ ): Debido a la magnitud de la producción (120 t/día), se decide utilizar para el acarreo de mineral locomotoras de 2t para ambos niveles, es decir, para el nivel 3920 y 3880.
- Masa del tren ( $M_T$ ): Para determinar las masas de tren de las locomotoras se debe realizar una evaluación de dos condiciones:
  - i. El arranque de la locomotora a la pendiente positiva máxima de trabajo con el tren cargado. Esto se realiza con el valor más alto de pendiente (valor crítico) por efectos de diseño.
  - ii. La segunda condición de evaluación es cuando la locomotora frena en la pendiente negativa máxima de trabajo con el tren cargado. Al igual que la primera condición, se considera el mayor valor de pendiente (valor crítico) para efectos de diseño. Este cálculo se realiza en el acápite 5.2.3.

Para poder realizar esta evaluación es necesario expresar de otra manera la ecuación (1), si se sabe que el esfuerzo tractor es igual a  $T = \mu M_L g$ :

Por tanto obtenemos la misma ecuación expresada de esta manera:

$$M_T = M_L \left[ \frac{\mu}{(R + A + G)} - 1 \right] \dots (1)$$

Los valores  $\mu$  y  $R$  varían de acuerdo a las condiciones de trabajo (esto se explica en el acápite 5.2.2). Asimismo, es importante mencionar que para los cálculos de la masa del tren se utilizará el mineral como material de carga del tren debido a que cuando el vagón tiene una mayor capacidad de llenado con mineral debido a que tiene menor magnitud de densidad y esponjamiento que el desmonte.

### 5.3 Determinación de las características del motor de las locomotoras

Tres tipos de generadores de movimiento para locomotoras son usados:

- Motores a diesel
- Motores eléctricos a batería
- Motores eléctricos por alambre trolley

En el caso del presente trabajo, se seleccionará la segunda opción, es decir, una locomotora con motor eléctrico a batería, por razones medioambientales (no genera monóxido de carbono, como es el caso de los motores a diesel) y requieren conexiones a fuentes de energía de forma intermitente (en el caso de trolley, se requiere una conexión constante y además existen peligros adicionales por las instalaciones de alambres que se requieren).

- Locomotoras eléctricas

El tipo de motor eléctrico usado por las locomotoras a batería es el de series “wound” de motor a tracción, el cual tiene la característica como se muestra en la fig. 13, con valores bajos de velocidad cuando se tienen valores altos de energía o esfuerzo tractor. La posición de la línea depende del voltaje de suministro y las conexiones de campo, y una vez variados estos factores de tal forma que resulte lo más eficiente posible, se pueden obtener diferentes características, como se muestra en la Fig. 14.

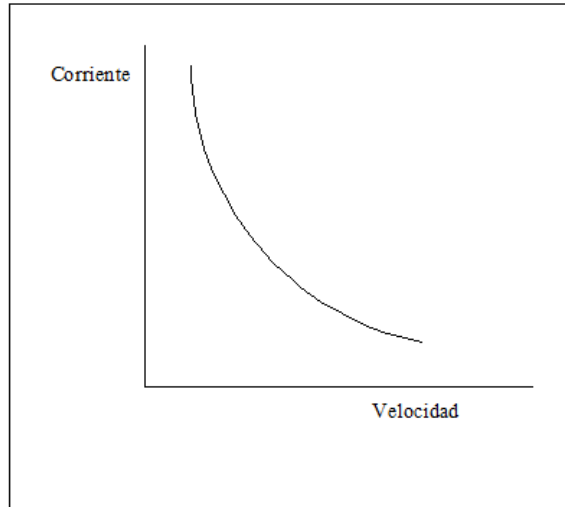


Figura 13.- Característica de un motor a tracción

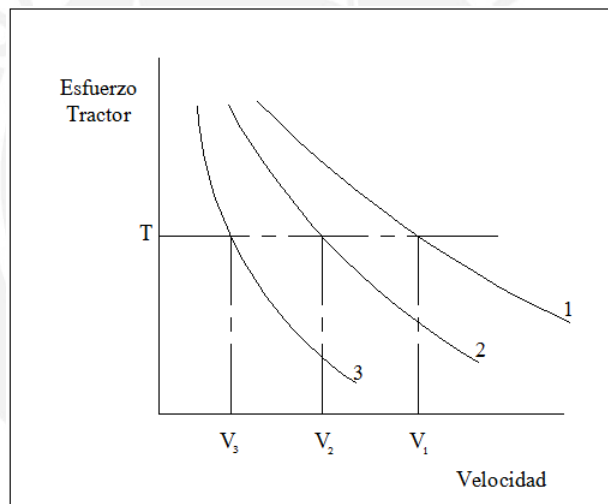


Figura 14.- Características de las locomotoras eléctricas

En la Fig. 14, con un esfuerzo tractor  $T$ , la velocidad puede ser  $v_1$ ,  $v_2$  o  $v_3$ , dependiendo de la infraestructura eléctrica. Características intermedias se proveen a veces, como poner resistores en el circuito eléctrico, pero estos son por lo general de “duración a corto plazo”, y no pueden ser usados para operaciones continuas, es decir, solo para transiciones entre las condiciones de operaciones principales. Considerando el uso de las locomotoras eléctricas, los esfuerzos tractores para un recorrido estable son determinados y, a partir de estos, la velocidad de un recorrido estable en la sección hallada por la curva característica del esfuerzo tractor y la velocidad. Solo la “velocidad máxima” característica es usada, salvo que esta nos lleve a valores excesivos de velocidades para valores bajos de esfuerzos tractores.



### 5.3.1 Definición de las trayectorias de las locomotoras

#### ➤ Nivel Superior (Nv. 3950)

En este nivel, la locomotora a seleccionar realizará los siguientes trabajos:

Tarea	Trayectoria		Descripción	Distancia total (m)
	De	A		
1	Estación #2 Nivel 3950	Cancha de mineral/desmante	Acarreo de mineral/desmante izado del Nv. 3880	50
2	Estación # 1 Nivel 3950	Cancha de mineral/desmante	Acarreo de mineral/desmante izado del Nv. 3920	200
3	Cámara de carguío Nv. 3950	Cancha de mineral/desmante	Acarreo de mineral/desmante del Nv. 3950	1000

Las distancias totales son las que debe recorrer la locomotora ida y vuelta, todas tienen como destino final las canchas de mineral y desmante que se encuentran situadas en superficie del nivel 3950. La distancia total en el caso de la tarea nro. 3 se calculó de acuerdo a la cámara de carguío más lejana para las labores programadas.

#### ➤ Nivel Inferior (Nv. 3880)

En este nivel, la locomotora a seleccionar realizará los siguientes trabajos:

Tarea	Trayectoria		Descripción	Distancia total (m)
	De	a		
4	C. Carguío de labores de la veta Carol	Estación de Nv. 3880	Acarreo de mineral/desmante de las labores de la veta Carol	240
5	C. Carguío de labores de la veta Verónica	Estación de Nv. 3880	Acarreo de mineral/desmante de las labores de la veta Verónica	120
6	C. Carguío de labores de la veta Daniela	Estación de Nv. 3880	Acarreo de mineral/desmante de las labores de la veta Daniela	340
7	C.C Carguío de labores de la veta Magaly	Estación de Nv. 3880	Acarreo de mineral/desmante de las labores de la veta Magaly	400

Estas son las cuatro trayectorias que realizará la locomotora en el Nv. 3880. Las distancias totales que deberá recorrer la locomotora se calcularon de acuerdo a la cámara de carguío más lejana programada de la labor de donde se extraerá el mineral, por ejemplo, en el caso de la veta Magaly, el planeamiento contempla seguir la Galería 018 SE hasta llegar a 30 ventanas (250m), pero la última cámara de carguío se situará en la ventana 20, por lo que se considera 400m desde la estación del Nv. 3880 hasta esta ventana.

### Trayectoria Crítica

Para el cálculo de las características del motor de las locomotoras se considerará la trayectoria que tenga la mayor distancia total, es decir, la trayectoria crítica. Para el caso del Nv. 3950, es la correspondiente a la tarea 3 (1000m) y en el del Nv.3880, la tarea 7 (400m)

#### 5.3.2 Definición de las características de los ciclos de trabajo en los dos niveles

##### ➤ Nivel Superior (Nv. 3950)

Para el caso de la locomotora que estará en el Nv. 3950, de acuerdo a las tareas que realizará, como figura en el cuadro 1, a continuación se detalla la producción horaria que deberá mover:

Nro. De tarea	Trayectoria		Producción	Und.	Material
	De	a			
1	Estación #2 Nivel 3950	Cancha de M/D	28	t/h	M/D
2	Estación # 1 Nivel 3950	Cancha de M/D	78	t/día	M/D
3	Labores Nv. 3950	Cancha de M/D	20	t/día	M/D

Cuadro 1. Producción de las tareas que realizará la locomotora del Nv. 3950

Es decir, se moverá 28 t/h de mineral/desmote de la tarea 1, y 10 t/h de mineral/desmote de la tarea 2 y 3, considerando 5 h de trabajo por turno. En total suma 38 t/h.

➤ **Nivel Inferior (Nv. 3880)**

Para el caso de la locomotora que estará en el Nv. 3880, el tonelaje que moverá será de 28 t/h, 14 de desmonte y 14 de mineral. Esta cantidad provendrá de las labores de preparación, desarrollo y explotación programadas para este nivel, es decir, de la suma de las tareas 4, 5, 6 y 7.

5.3.3 Definición de los valores de desplazamiento y acarreo de las locomotoras

A continuación se definirá todos los valores de desplazamiento y acarreo para poder realizar los cálculos de las características del motor de las locomotoras. Estos son los siguientes:

Todas las características se establecerán para locomotoras de 2 t de masa, valor que cumple con los requisitos mínimos, de acuerdo a los cálculos realizados en el subcapítulo 5.2.

✓ **Valores de desplazamiento y de las resistencias al movimiento de la locomotora:**

	Valor	Unidad
Velocidad máxima	6	km/h
Ratio de aceleración y desaceleración ( $a = a_r$ )	0.080	$m/s^2$

Coefficiente de adhesión ( $\mu$ )	Valor
Al inicio	0.20
Al momento del frenado	0.16

Coeficiente de resistencia al rodamiento (R)			
	Para el inicio	Durante el acarreo	En el frenado
Valor	0.01	0.005	0.0025

Estos son los valores de las características de acarreo y también de los coeficientes de las resistencias al movimiento. Además, cabe resaltar que, de acuerdo al reglamento de Seguridad y Salud ocupacional en Minería (Capítulo VII, artículo 270, inciso m), la velocidad máxima de desplazamiento de una locomotora debe ser 10 km/h, por lo que la velocidad de 6km/h, considerada para este caso, cumple con este requisito.

✓ **Distancia de frenado**

Asimismo, con el fin de reducir el peligro de accidentes, se considerará una distancia de frenado de 13m con un intervalo de 3s antes de la aplicación total de los frenos a un ratio de desaceleración de  $0.067 m/s^2$ . Estos valores se han establecido de manera proporcional a los de la bibliografía.

Es importante señalar que la determinación del tamaño del tren se realiza de acuerdo a la tarea más crítica, es decir, en la cual, las condiciones de trabajo generen que la locomotora pueda cargar menos carros mineros. Por lo general, cuando se analiza en la condición de frenado, esta resulta ser la tarea más crítica, por lo que cuando se realiza el cálculo del tamaño del tren de la locomotora, siempre se debe verificar en esta condición.

✓ **Características de la locomotora (Esfuerzo tractor) y otros valores de la locomotora**

Se sabe que la locomotora que se necesita para movilizar el tonelaje requerido es de 2.t, por lo que a partir de ahora en adelante, se asumirá una locomotora con esta masa y todos los valores se obtendrán de un catálogo de datos técnicos. Si los resultados no concordaran con los requisitos, se deberá de realizar los cálculos con una locomotora de mayor masa.

Según la curva de rendimiento de una locomotora de 2 t, el esfuerzo tractor a una velocidad de 6 km/h es de 300kgf, es decir, 2.94 kN.

#### 5.3.4 Cálculo del tamaño de tren para las locomotoras

Dos trabajos son importantes para este trabajo, como se mencionó en el punto 5.2:

- (i) Arranque a una gradiente de 0.5 % (gradiente máxima de las galerías)
- (ii) el frenado con el tren cargado a una gradiente de -0.5%

Se evaluará para cada nivel:

➤ **Nivel 3950 y 3880**

- (i) Arranque de la locomotora a una gradiente de 0.5%:

$$\mu M_L g = (M_L + M_T) g (R + A + G)$$

Y si  $M_T = n M_C = n \times$  (masa de un carro minero), donde  $n$  es el número de carros mineros, entonces se utiliza la ecuación (1):

$$n = \frac{M_L}{M_C} \left[ \frac{\mu}{(R + A + G)} - 1 \right]$$

Donde:  $\mu = 0.20$ ,  $A = 1.05 \times (0.067 \text{ m/s}^2 / 9.81 \text{ m/s}^2) = 0.00717$ ,  $R = 0.01$ ,  $G = 0.005$  y  $M_C = 2.46 \text{ t}$

$$n = \frac{M_L}{2.46} [9.02 - 1]$$

Con esta ecuación se podrá calcular el número de carros que puede jalar el tren. Ahora se hallará la misma expresión pero para el caso con frenado.

**(ii) Frenado a una gradiente de -0.5%:**

$$\mu M_L g = (M_L + n M_C) g (R + A + G)$$

$$n = \frac{M_L}{M_C} \left[ \frac{\mu_1}{(A_r + G - R_1)} - 1 \right]$$

En este caso, se resta el valor de  $R_1$ , ya que la resistencia a fricción está favoreciendo al frenado (desaceleración) de la locomotora.

Donde  $\mu = 0.20$ ,  $A_r = ?$ ,  $G = 0.010$ ,  $R_1 = 0.0025$ , y  $M_C = 2.46 t$

Para hallar  $A_r$ :

El desplazamiento en 3 segundos a una velocidad de 1.67 m/s es  $3 \times 1.67 = 5.01\text{m}$ , por lo que la distancia actual de parada es de  $13\text{m} - 5.01\text{m} = 8\text{m}$ , redondeando el valor.

Entonces, el tiempo requerido para parar, de las ecuaciones de movimiento, es el siguiente:

$$s = \frac{(v + v_0)}{2} t$$

Entonces el tiempo es el siguiente:

$$t = \frac{8\text{ m} \times 2}{1.67\text{ m/s}} = 10\text{s}$$

Y el ratio de desaceleración es:

$$a_r = \frac{1.67\text{ m/s}}{10\text{s}} = 0.167\text{m/s}^2$$

Entonces el coeficiente de inercia es el siguiente:

$$A_r = 1.05 \times \frac{0.167}{9.81} = 0.0179$$

Se reemplaza este valor en la ecuación (1):

$$n = \frac{M_L}{2.46} \left[ \frac{0.16}{0.0179 + 0.0050 - 0.0025} - 1 \right] = \frac{M_L}{2.46} [7.84 - 1]$$

Por tanto, se puede observar la condición (ii) es la que da el tamaño más pequeño de tren, por lo que este representa la tarea más crítica, donde  $M_L = 2 t$ , entonces:

$$n = \text{número de carros mineros} = \frac{M_L}{2.41} \times 6.84$$

$$n = \frac{2}{2.46} \times 6.84 = 5.56 \cong 5$$

Luego de realizar la evaluación en las dos condiciones, se tiene como resultado que la locomotora de 2t puede acarrear como máximo 5 carros mineros. Las masas debido a la inercia no son considerados y el esfuerzo tractor a una velocidad constante es calculado al multiplicar el coeficiente de resistencia a la fricción con la masa de la locomotora y el tren.

### 5.3.5 Cálculo de los r.m.s de los motores de las locomotoras

A continuación se presenta la metodología del cálculo (Los detalles se pueden ver en el anexo 2: Cálculo del r.m.s de los motores de las locomotoras de los dos niveles):

- Primero se calcula el peso total que se va a acarrear, expresado en kilo newtons (KN)
- Luego determina el esfuerzo tractor utilizando un método tabular, el cual es la suma algebraica de la resistencia a la tracción y a la gradiente. Para calcular este último se considera que la locomotora trabaja en la máxima condición de pendiente, es decir, 0.5%). Para el cálculo de "R", se utiliza los valores explicados anteriormente en el punto 5.3.3.
- Con el valor del esfuerzo tractor se halla la velocidad que le corresponde según la curva de rendimiento de la locomotora, pero la condición que debe cumplir que este valor de velocidad debe ser menor a la velocidad máxima permitida según el funcionamiento de la locomotora.



- Se determina los tiempos totales por viaje, es decir, la suma del tiempo de recorrido a velocidad constante y el tiempo de aceleración o desaceleración, según sea el caso. Para esto se utiliza el siguiente criterio:

Para determinar el tiempo del recorrido a velocidad constante se utiliza esta relación:  
 tiempo = distancia/velocidad

Asimismo, para determinar el tiempo de aceleración o desaceleración, la siguiente figura nos muestra un gráfico velocidad-tiempo para una locomotora que alcanza una velocidad  $v$  con una ratio de aceleración y desaceleración de  $a$ , y tiempo de aceleración y desaceleración  $t_a$ :

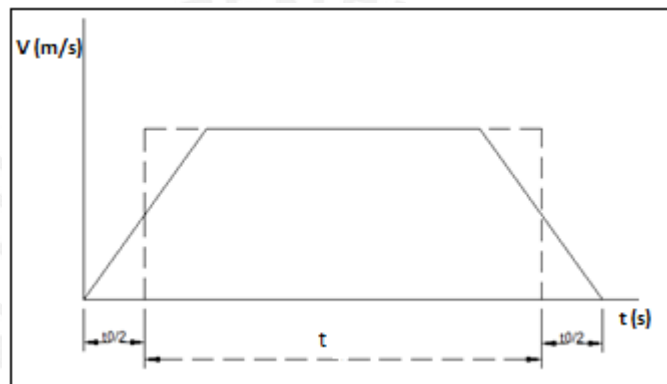


Figura 15.- Gráfico velocidad-tiempo para un ciclo de trabajo simple

El área encerrada por la línea punteada en la figura es igual a la distancia recorrida. El tiempo  $t$  es el tiempo obtenido al dividir la distancia entre la velocidad máxima o la velocidad en condiciones de recorrido constante. Se puede ver que la mitad de los tiempos de aceleración y desaceleración no están incluidos en este tiempo  $t$ , por lo que los tiempos extra requeridos para ser añadidos y obtener el actual tiempo son los siguientes:

$$\text{mitad del tiempo de aceleración} = \frac{v}{2a}$$

$$\text{mitad del tiempo de desaceleración} = \frac{v}{2a_r}$$

Y si  $a = a_r$ ,

Entonces tiempo total extra es =  $\frac{v}{a}$

En suma, el tiempo total del viaje =  $\frac{\text{distancia}}{\text{velocidad}} + \frac{v}{a}$

- El próximo paso consiste en hallar la potencia requerida por la locomotora (expresada en Kw) y la corriente del motor medido (en amperios):

La potencia requerida es la siguiente.

$$W = \frac{\text{Esfuerzo tractor } \times \text{ velocidad}}{\text{eficiencia}} = \frac{T \times v}{e} = [kw]$$

Donde la eficiencia global de transmisión y del motor es de 65%.

Por otro lado, se calcula la corriente de motor, de acuerdo al voltaje de la batería según las características técnicas, es el siguiente:

$$\text{corriente (amperios)} = \frac{(W \times 1000..W)}{V} = [A]$$

Luego de realizar los cálculos respectivos (se muestran en anexo 2), se obtuvieron los siguientes resultados:

- **Potencia máxima requerida para el nivel 3950 y3880**

$$W = 3.6 \text{ kW}$$

Esta potencia se da cuando se realiza el acarreo de carros mineros cargados (5 unidades).

- **r.m.s (root mean square) de las corrientes de motor en los niveles 3950 y 3880:**

$$r. m. s. = 54 \text{ A}$$

En conclusión, se puede apreciar que los valores requeridos de corriente de motor son 54 A para los dos niveles. Además, la potencia máxima requerida es de 3.6 kW como máximo para el acarreo de 5 carros mineros llenos a una gradiente de 0.5%, valor que es menor a la potencia nominal de la locomotora, cuyo valor es de 5.2 kW (7 HP).

### 5.3.6 Cálculo de la capacidad de batería requerida

Esta es la energía usada por la locomotora y es determina mediante la siguiente expresión:

$$\text{Trabajo realizado} = \frac{\text{esfuerzo tractor} \times \text{distancia}}{\text{eficiencia}} = B$$

O también expresado como:

$$B = \frac{T s}{e} = [kJ]$$

Donde:

$T = \text{esfuerzo tractor (kN)}$

$s = \text{distancia recorrida (m)}$

$e = \text{eficiencia global}$

Las unidades de B son kilonewton-metros, o kilojoules. Se considera una eficiencia global de transmisión y motor de 65%

Es usual aumentar un 25% a este valor para considerar una sobrecarga en la batería durante la aceleración. Para expresar el requerimiento de energía en amperio-horas (Ah), relacionado al voltaje de la batería, se multiplicará por los siguientes valores:

$$B = \frac{T \times s}{0.65} \times 1.25 [kJ] \times \frac{1}{48 V} \times \frac{1000 W s}{1 kJ} \times \frac{1 h}{3600 s}$$

$$B = \frac{T s}{89} \dots [A h]$$

Con esta expresión se determinará la capacidad de la batería requerida para cada nivel:

➤ Nivel 3950

Viaje	T	s	B
Ida	1.40	500	7.86
Vuelta	0.27	500	1.52
		<b>Total</b>	<b>9.38</b>

No existe un valor de energía para el caso del recorrido de vuelta, es decir, con el acarreo de carros mineros vacíos, debido a que el valor del esfuerzo tractor es negativo.

$$\text{Capacidad de la batería } B = 9.38 \text{ A h/ciclo}$$

Número de ciclos por hora de la locomotora es entonces

$$n_C = 38 \frac{t}{h} \times \frac{\text{ciclo}}{5 \times 1.71 t} = 4.44 \text{ ciclos/h}$$

Donde se considera la producción horaria como el total requerido por el nivel 3950, producto de las sumas de todas las tareas, lo que resulta en 38 t/h.

Si el turno de trabajo consiste en 5h, el número de ciclos por turno es

$$\frac{5h}{\text{turno}} \times \frac{4.44 \text{ ciclos}}{h} = 22.2 \cong 23 \text{ ciclos/turno}$$

Por tanto, la capacidad total de batería requerida por turno es de  $23 \times 9.38 = 216 \text{ Ah}$

De acuerdo al catálogo de las características técnicas de la locomotora de 2t, la capacidad de la batería es de 390 Ah y por tanto cumple con el requerimiento.

➤ Nivel 3880

Se sigue el mismo procedimiento:

$$B = \frac{T s}{89} \dots [A h]$$

Viaje	T	s	B
Ida	1.40	200	3.15
Vuelta	0.27	200	0.61
		<b>Total</b>	<b>3.76</b>

$$\text{Capacidad de la batería } B = 3.76 \text{ A h/ciclo}$$

Número de ciclos por hora de la locomotora es entonces

$$n_C = 28 \frac{t}{h} \times \frac{\text{ciclo}}{5 \times 1.71 t} = 3.27 \text{ ciclos/h}$$

Si el turno de trabajo consiste en 5 h, el número de ciclos por turno es

$$\frac{5 h}{\text{turno}} \times \frac{3.27 \text{ ciclos}}{h} = 16.35 \cong 17 \text{ ciclos/turno}$$

Por tanto, la capacidad total de batería requerida por turno es de  $17 \times 3.76 = 64 \text{ A h}$

De acuerdo a las características técnicas, la capacidad de la batería es de 390 Ah y por tanto cumple con el requerimiento.

En suma, tanto el requerimiento de capacidad de batería de 216 Ah como el de 64 A h, de la locomotora del nivel 3950 y 3880, respectivamente, son menores capacidad de descarga de batería de 390 A h. Cabe mencionar que la duración del acarreo de mineral hecho por las locomotoras y los parámetros dados por el catálogo de la locomotora de 2 toneladas, cuentan con valores comparables, debido a que en los dos se considera una jornada de 5 horas de trabajo.

#### 5.4 Selección de las locomotoras en los dos niveles

##### **Nivel 3950**

En el caso de este nivel, la selección de la locomotora se basó en los siguientes criterios:

- Transporte del mineral izado desde el nivel 3880 (Tarea 1): El trabajo que realizará la locomotora se basará en el transporte de mineral/desmante desde la estación del pique #2 hasta las cámaras de acumulación temporal de mineral y desmante.
- Transporte de mineral izado desde el Nivel 3920 (Tarea 2): De acuerdo al planeamiento de minado anual, la locomotora deberá extraer el mineral/desmante de las labores de desarrollo, preparación y explotación en este nivel.
- Transporte de mineral en el mismo nivel 3950 (Tarea 3): La locomotora tendrá como objetivo transportar el mineral de las labores del mismo Nv.3950, en donde se vienen realizando trabajos de exploración mediante sondeo diamantino y además se ejecutan labores de desarrollo.

Luego de los cálculos realizados en el subcapítulo anterior con una locomotora de 2 t, se pudo verificar que todos los requerimientos para el motor y batería se cumplieron, por lo que para este nivel se utilizará una locomotora de 2 t.

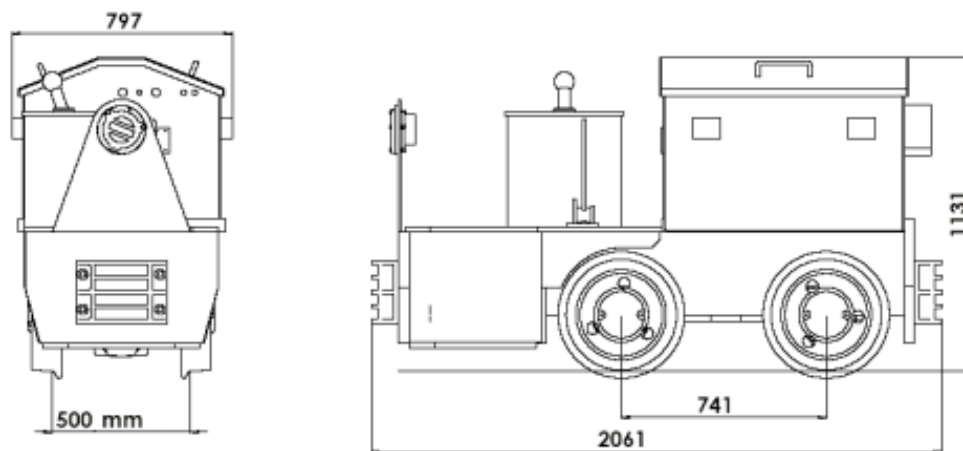
##### **Nivel 3880**

En el caso de este nivel, la selección de la locomotora se basará en los siguientes criterios:

- Transporte del mineral en nivel 3880: La locomotora realizará el transporte de mineral o desmonte desde las cámaras de acumulación hasta la estación inferior del pique.

Al igual que en el nivel 3950, se realizó los cálculos de requerimiento según la producción y se verificó que la locomotora de 2 t cumple con los requisitos de motor y batería. A continuación se presentan las características típicas de una locomotora de 2 t, que cumple con todos los requerimientos del proyecto.

### Características técnicas de la Locomotora 2 t



Masa	2	t
Largo	2,061	mm
Ancho	797	mm
Altura	1,131	mm
Número de motores	1	Und
Potencia Nominal	5.2	kW
Voltaje de batería	48	V
Capacidad de Descarga en 5 h	390	A-h
Esfuerzo Tractor a 6km/h	2.94	kN
Velocidad	6	km/h
Trocha estándar de riel	500	mm



## 5.5 Diseño de las estaciones del pique

Las estaciones de los piques se definen como los circuitos de rieles en ambos niveles que tienen como objetivo permitir la temporal disposición y movilización de los carros mineros, de tal manera que interactúen locomotora, carros mineros y los colaboradores encargados del manipuleo, todo esto con el fin de extraer el material (sea mineral o desmonte) por el pique inclinado.

### ➤ Objetivos

De acuerdo a los parámetros del ciclo del sistema de extracción, los objetivos que se buscan en los diseños de las estaciones del pique son los siguientes:

- a) Minimizar el esfuerzo físico realizado por los colaboradores (equipos de extracción tanto del nivel superior como del inferior). Para esto, se diseñará algunas vías de rieles con ligeras pendientes pero suficientes para favorecer el movimiento de los carros mineros llenos, ya que en el caso de los carros mineros vacíos el manipuleo es más fácil.
- b) Eliminar los riesgos que puedan generar los movimientos no deseados o imprevistos de los carros mineros, por lo cual se pondrán las cuñas de seguridad de acero ubicadas en sitios estratégicos a lo largo de los circuitos. Específicamente, estas cuñas se ponen encima de los rieles con un pivót que le permita girar de modo que se mueve de forma manual.
- c) Maximizar la utilización operativa de la locomotora en los dos niveles, de manera que pueda trabajar simultáneamente en los dos niveles, esto es, mientras se vaya juntando los ocho carros mineros en el circuito de transporte en izaje, la locomotora transportará mineral de otras labores en el mismo nivel, ya sea de labores de preparación, desarrollo o explotación. Asimismo, en el Nv. Inferior también se está diseñando el circuito de tal forma que agilice el transporte de material.
- d) Asegurar el fluido movimiento de los carros mineros y el tránsito de la locomotora, por lo que se utilizará un solo tipo de cambio en las vías de rieles. Este tipo de cambio se escogió debido a que solo se necesita una “mona” para mover las “lenguas”, lo que ahorra tiempo y es más fácil de manipular si lo comparamos con otros tipos de cambio. Además, se contempla la entrada y salida siempre horizontal de la locomotora en la estación para que facilite su tarea al momento de jalar los carros mineros.

➤ Cambios en los rieles

Los cambios tipo “Split switch” y “stub switch” y otros muchos componentes sirven para transferir carros de una trocha a otra. En el diseño de los circuitos de este trabajo se utilizará los dos cambios mencionados.

Frog (sapa)

Se le denomina sapa al punto de cruce de rieles. El que se va a utilizar para el diseño de los rieles en el presente proyecto es la sapa “Fixed-rail” o rieles acondicionados:

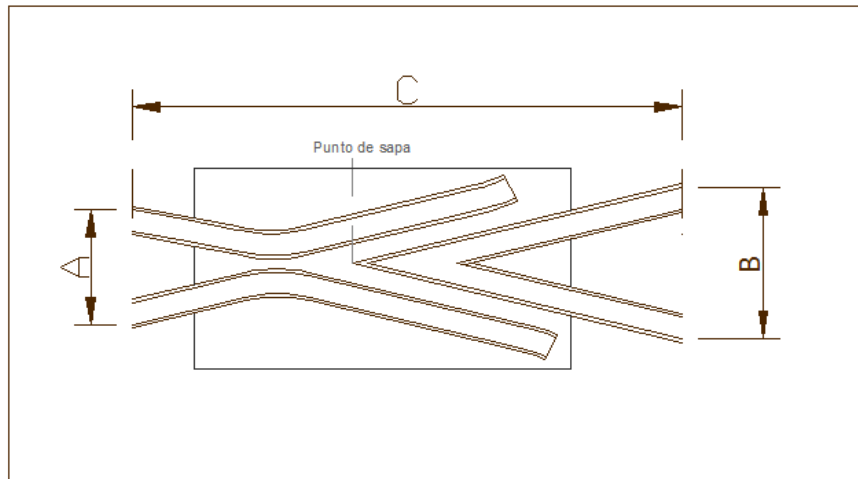


Figura 16.- *Fixed-rail Frog* (Sapa de rieles acondicionados)

Split Switch (Cambio por divisiones)

El “Split switch” (cambio por división) consiste en dos puntos, uno que inicia y otro que sigue los rieles direccionados, con la sapa con rieles guía al lado opuesto de ésta. Esto se puede apreciar en la siguiente figura:

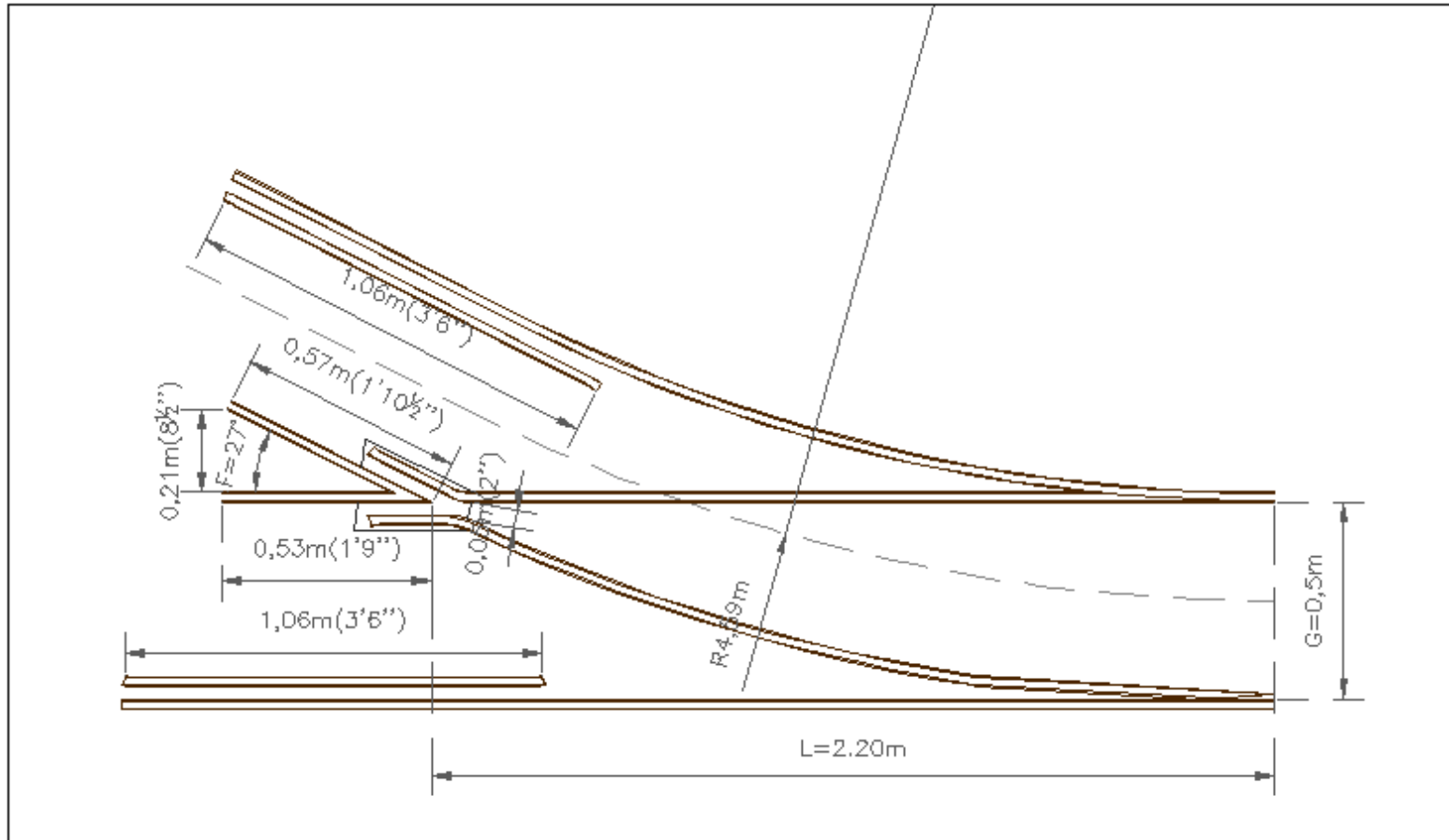


Figura 17.- Cambio por divisiones o *Split Switch*

Donde:

F = El ángulo de sapa

N = Número de sapa

G = Trocha de los rieles = 0.50m

R = Radio de la línea centro de la curva del cambio

L = Distancia paralela entre la línea principal del punto de cambio hasta el punto de sapa

Para poder determinar los valores de F, R y L se presenta el siguiente procedimiento:

- Primero se determinará el “número de sapa” (N), el cual viene a ser la longitud “C”, dividida entre la suma de A y B, es decir:

$$N = \text{Número de sapa} = \frac{C}{A + B}$$

En donde tanto A, B como C son las distancias indicadas en la figura 16. Para nuestro caso, se tomará los datos estándar de la figura 17, por tanto:

$$N = \text{Número de sapa} = \frac{C}{A + B} = \frac{0.5715m}{0.0508m + 0.2159m} = 2.143$$

- En seguida se calculará los valores la Fig. 17, asumiendo una curva circular entre el punto de cambio y el punto de sapa:

$$R = N/\sqrt{R/2G} \dots (1)$$

$$\text{sen } 1/2 F = \frac{1}{2N} \dots (2)$$

$$R = \frac{L}{\text{sen}F} - 0.5 G \dots (3)$$

Se reemplaza N y G en la ecuación (1) y (2), en donde se obtiene:

$$\text{De la ecuación (1): } R = N^2 \cdot 2G = (2.143)^2(2 \times 0.50) = 4.59m$$

$$\text{De la ecuación (2): } \text{sen } 1/2 F = \frac{1}{2(2.143)}, F \cong 27^\circ$$

$$\text{Luego se reemplaza R y G en la ecuación (3): } L = 4.59 \times \text{sen}27^\circ = 2.20m$$

Estos valores se pueden ver en la figura 17 y el diseño con estas dimensiones es el que se usará para la elaboración de los circuitos de rieles en las estaciones del pique en los dos niveles.

### Stub Switch

Este tipo de cambio es conocido en la actividad minera como “cambio tipo mona” o simplemente “mona”. Es mucho más simple que el “Split switch” y económico ya que pueden elaborarse en la mina. Ver figura 18:

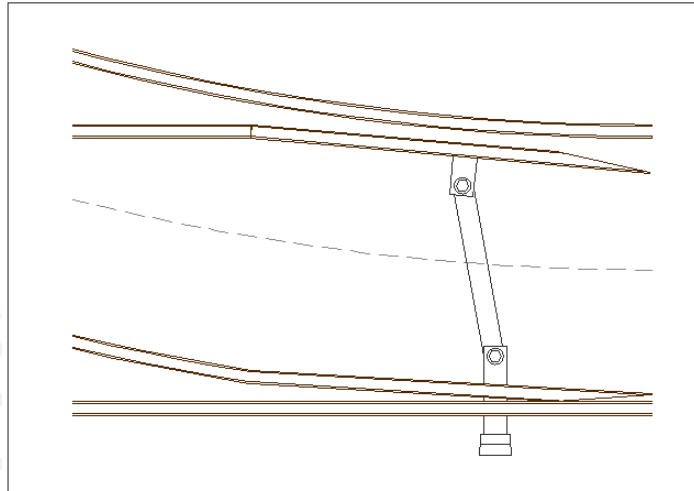


Figura 18.- Cambio tipo “mona” o *Stub Switch*

#### 5.5.1 Diseño de Estación Superior del pique (Nv. 3950)

El objetivo de la estación superior del pique es recibir los carros mineros llenos que provengan del nivel 3880, almacenarlos temporalmente hasta que llegue a la cantidad de 5 y luego la locomotora debe transportarlos hasta las cámaras de acumulación de mineral/desmante que se encuentran en superficie. Después de realizar esto, deben regresar con los carros mineros vacíos y ponerlos de nuevo en la otra vía diseñada para éstos, de tal manera que los colaboradores puedan acomodarlos para que, mediante el winche de izaje, descendan hacia el nivel 3880.

El diseño del circuito de transporte en el sistema de izaje del nivel superior tendrá dos vías principales, una para el almacenamiento exclusivo de los carros mineros llenos izados y otra vía para el almacenamiento temporal de los carros mineros vacíos listos para ser descendidos por el pique. Estas dos vías cuentan con dos cambios por divisiones y “monas” en sus respectivos puntos de cambio. Para un mejor entendimiento de las descripciones de las características del diseño se presenta el plano 5 (ver anexo 10), donde también se muestra la ubicación de las cuñas de seguridad, que se situarán en los puntos D, E, F y G.

Descripción de las características del diseño del Nv. Superior (Nivel 3950):

- I. El diseño del circuito de almacenamiento temporal de carros mineros exactamente contempla dos vías de rieles: Una para el almacenamiento temporal de los carros mineros vacíos (tramo DF) y otra para los carros mineros llenos (tramo EG). Los dos tendrán una longitud de 12m con el objetivo de que puedan almacenar temporalmente 5 carros mineros cada vía.
- II. La estación cuenta con 4 cambios. Dos son del tipo “Split Switch”, el primero está entre el punto D y E, y el segundo se encuentre entre el punto F y G. Estos cambios están asociados cada uno con un cambio tipo “Stub Switch” o “mona”, los cuales se encuentran en los puntos C y H, como se puede ver en el plano 5 (ver anexo 10).
- III. El tramo existente entre la plataforma del winche de izaje y el inicio del pique inclinado, es decir el tramo entre los puntos A y B, tendrá una longitud de 8m con el fin de que cuando los dos carros mineros llenos vayan llegando al nivel superior, éstos tengan una distancia suficiente para el winche pueda mantener empujándolos hasta que se estabilicen sin que el cable se destiemple.
- IV. Las dos vías por donde se transportarán los carros mineros serán horizontales. La locomotora debe dejar los carros vacíos hasta que lleguen al punto E. Asimismo, los carros llenos que lleguen del nivel inferior serán empujados hasta el punto F y ser irán acumulando progresivamente hasta que llegue a 5 unidades, entonces la locomotora los llevará hacia las cámaras de acumulación.

#### 5.5.2 Diseño de Estación Inferior del pique (Nv. 3880)

El objetivo de la estación inferior del pique es dar acceso a la locomotora para que deje 5 carros mineros llenos a través de la vía diseñada para éstos y que sean ascendidos por medio del winche de izaje hacia el Nv. 3950 dos a la vez, luego la locomotora se llevará 5 carros vacíos para regresar a la labor y traer de nuevo carga, paralelamente a esto, se debe ir recibiendo los carros mineros vacíos que envíen desde el nivel superior para almacenarlos temporalmente en la vía diseñada para éstos.



El diseño de la estación del nivel inferior tendrá un diseño muy similar al del nivel superior; es decir contará con dos vías, una para el tránsito y el almacenamiento provisional de los carros mineros vacíos que vengan desde el nivel superior y la segunda vía para la recepción de carros llenos que deje la locomotora y su posterior izado. Para un mejor entendimiento de las descripciones de las características del diseño se presenta el plano 6 (ver anexo 11), donde también se muestra la ubicación de las cuñas de seguridad, que se situarán en los puntos D, E, F y G.

Descripción de las características del diseño en el circuito inferior (Nivel 3880):

- I. El diseño del circuito de almacenamiento temporal de carros mineros exactamente contempla dos vías de rieles: Una para el almacenamiento temporal de los carros mineros vacíos (tramo LJ) y otra para los carros mineros llenos (tramo MK). Los dos tendrán una longitud de 12m con el objetivo de que puedan almacenar temporalmente 5 carros mineros cada vía.
- II. La estación cuenta con 4 cambios. Dos son del tipo “Split Switch”, el primero está entre el punto J y K, y el segundo se encuentra entre el punto L y M. Estos cambios están asociados cada uno con un cambio tipo “Stub Switch” o “mona”, los cuales se encuentran en los puntos I y O, como se puede ver en el plano 6 (ver anexo Nro. 11).
- III. Las dos vías por donde se transportarán los carros mineros serán horizontales. En este caso, la locomotora debe dejar los carros llenos hasta que lleguen al punto K. Asimismo, los carros vacíos que lleguen del nivel superior serán empujados hasta el punto L y hasta que llegue a 5 unidades, entonces la locomotora los llevará para que sean cargados en las labores.

## 6. PLANEAMIENTO Y SECUENCIAMIENTO DEL CICLO DE EXTRACCIÓN: IZAJE Y TRANSPORTE

En este capítulo se describirá el trabajo que se realizará en el ciclo de extracción. El sistema de extracción se divide en el izaje propiamente dicho y el transporte en ambos niveles en las estaciones del pique. A continuación se describirá cada uno de éstos:

### Ciclo de Izaje

Es el ciclo del izado de mineral y desmonte del nivel inferior hacia el superior, es decir lo podemos dividir en las siguientes actividades:

- a) Descenso de carros mineros vacíos
- b) Manipuleo de los carros vacíos y preparación de carros llenos para el izado por el pique (Nv. Inferior)
- c) Ascenso de carros mineros llenos
- d) Manipuleo de los carros mineros llenos y preparación de carros vacíos para que descendan por el pique (Nv. Superior)

### Ciclo de transporte en el sistema de extracción

Consta de los siguientes puntos:

- i. La secuencia y trayectorias que debe hacer la locomotora para seguir el ciclo de izaje (en el nivel superior como en el Nv. Inferior).
- ii. El transporte de material que realizará producto de las otras tareas adicionales que realizará la locomotora debido a las labores de desarrollo y preparación del nivel 3950 con el fin de trabajar paralelamente y de esa manera maximizar la utilización de la locomotora de este nivel.

### 6.1 Planeamiento del ciclo de izaje

#### 6.1.1 Recursos necesarios

- Materiales, herramientas y equipos:
  - 15 carros mineros tipo U35
  - Winche eléctrico de izaje para 5t (incluye cable de 18mm de acero)

Para enganche de carros para el izaje:

- 10 pines: 5 en cada nivel
- 6 estrobos de cable de 18mm: 3 en cada nivel

- Equipo humano:

Nivel Superior:

- Operador de winche eléctrico
- Timbrero
- Ayudante de timbrero

Nivel Inferior:

- Timbrero
- Ayudante de timbrero

### 6.1.2 Secuencia del ciclo de izaje

Para un mejor entendimiento de la secuencia de trabajo planeada en el manipuleo de los carros mineros y el trabajo de la locomotora en el ciclo de izado se ha dividido imaginariamente las vías de los rieles en tramos denominados por las letras "A" hasta la "H" y en el caso de la estación del nivel 3880, de la letra "I" hasta la "N" (ver plano 5 para la estación del pique en el nivel 3950 y el plano 6 para la estación del pique en el nivel 3880)

- ✓ Nivel Superior: Se dividió en tramos por las letras A, B, C, D, E, F, G y H.
- ✓ Nivel Inferior: Se dividió en seis tramos, por las letras I, J, K, L, M y N.

A continuación se hará la descripción del ciclo de izado y la secuencia de trabajo de la locomotora y el equipo de extracción del nivel superior e inferior:

- a) Descenso de carros mineros vacíos: En la estación superior del pique, el timbrero y su ayudante verifican el estado de los carros mineros vacíos que se encuentran en el tramo DF (este tiene una capacidad para 5 carros mineros). El operador hace el check-list del winche eléctrico, así como hace lo propio el operador de la locomotora.

Luego, el timbrero y su ayudante proceden a poner los estrobos con sus respectivos pines a los carros mineros vacíos para que estén listos para ser izados, y por seguridad, se debe hacer una maniobra para probar que estén bien enganchados extendiéndolos en sentidos contrarios y verificando que el pin haya entrado en el estrobo y el gancho del carro. En seguida, empujan los carros desde el punto D hasta pasar el punto B y cuando los dos carros están en reposo unen el gancho del cable del winche con el gancho del carro más próximo a través del pin.

Una vez hecho esto, le hacen la señal de conformidad al operador del winche, tocan el timbre tres veces, esperan la respuesta del equipo de extracción del nivel inferior, sacan el taco de seguridad ubicado en el punto A y el winche empieza a descender los carros vacíos.

El descenso en sí es el tiempo que toma a los carros llegar hasta el nivel inferior, es decir, desde el punto “A” hasta el “I”.

- b) Recepción de carros vacíos y manipuleo de carros mineros en la estación del Nv. 3880: Cuando los carros mineros vacíos llegan al punto “I”, el timbrero y su ayudante le quitan el estrobo de cable de 18mm y los pines, para inmediatamente trasladarlos el tramo JL, para lo cual lo empujan de forma moderada hasta que lleguen al punto “L”. Inmediatamente hacen el cambio de las lenguas en el punto “I” mediante la “mona”.

Luego proceden a empujar hacia el punto “I” los dos carros mineros llenos listos para ser izados del tramo KM, es decir, que ya están unidos por el estrobo de cable y los pines (esto lo realizó el equipo de extracción previamente). También se verifica que estén bien unidos realizando la maniobra descrita en el punto anterior; en seguida, tocan el timbre dos veces, esperan la respuesta del nivel superior y el winche procede a izar los carros.

- c) Ascenso de carros mineros llenos: Es el tiempo que toma el izado de los dos carros mineros llenos a través del pique inclinado, que a una velocidad de cable de 1.14m/s, se estima que demore (2'). En otras palabras es el tiempo de recorrido de los carros desde el punto “I” y hasta el “A”.
- d) Recepción de carros llenos y manipuleo de carros mineros en la estación del Nv. 3950: El ayudante saca el taco de seguridad cerca al punto A y también realiza el cambio con la “mona” en el punto C, para que cuando lleguen los carros mineros llenos, junto al timbrero, esperen a que se estabilicen en el tramo AB, y luego los trasladen desde el tramo AB hacia el punto E, donde los carros debe llegar por peso propio hacia el punto G, para lo cual previamente se debió poner el taco de seguridad en el punto G para que éstos paren en este punto.

Entonces, una vez dejados ahí, el operador de la locomotora y su ayudante se encargan de cambiarle los estrobos de cable por las cadenas a los carros mineros llenos, mientras que el timbrero y su ayudante hacen el cambio de las lenguas mediante la mona en el punto C y empujar los carros vacíos del tramo FD, que ya han sido previamente enganchados con dos estrobos y pines, así como verifican que estén bien enganchados. Luego se repite el procedimiento del punto a) a partir del segundo párrafo.

Se presenta la secuencia del ciclo de izaje con tiempos de trabajo estimados:

Tarea	Tiempo
a) Descenso de carros mineros vacíos	2'
b) Recepción de carros vacíos y manipuleo de carros mineros en la estación del Nv. 3880	45"
c) Ascenso de carros mineros llenos	2'
d) Recepción de llenos y manipuleo de carros mineros en la estación del Nv. 3950	45"
Total	5.5 min

Este es el tiempo del ciclo de izaje propiamente dicho, 5'30".

## 6.2 Planeamiento del ciclo de transporte en la extracción

### 6.2.1 Recursos necesarios

- Materiales, herramientas y equipos:

- 2 locomotoras a batería de 2 t
- 4 baterías de locomotoras, 2 para cada una

Para enganche de carros que la locomotora acarree:

- 12 Pines: 6 en el nivel superior y 6 en el inferior.
- 12 Tramos de cadenas de 0.30m: 6 en el nivel superior y 6 en el inferior.

- Equipo humano:

- Operador de locomotora Nv. 3950
- Ayudante de operador Nv. 3950
- Operador de locomotora Nv. 3880
- Ayudante de operador Nv. 3880

6.2.2 Secuencia de trabajo de la locomotora

- i. En el nivel superior, el ciclo de trabajo de la locomotora será el siguiente:
  - Durante el ciclo de izado, una vez que el tramo EG de la estación superior llega a la cantidad de 5 carros mineros llenos, el operador de la locomotora procede a llevar estos carros hacia las cámaras de acumulación de mineral y desmonte, el operador de la locomotora y el ayudante descargan el material hacia las cámaras y regresan nuevamente a la estación del pique. Antes de pasar por el punto H, hacen el cambio de rieles en este punto y quitan el taco de seguridad del punto F, para que la locomotora deje los carros mineros vacíos en el tramo DF entrando hasta que el último carro llegue al punto D. Luego esperará a que de nuevo se junte los 5 carros mineros llenos para repetir este trabajo.
  - Para poder llegar a juntar los 5 carros mineros llenos se necesita 3 ciclos, por lo que demorará aproximadamente 16.5 minutos en que el tramo EG se llene completamente. Como la descarga en las canchas de mineral/desmonte dura 5 minutos aproximadamente, entonces, la locomotora contará con 12 minutos aproximadamente para realizar las otras tareas en este nivel.
  - En el siguiente cuadro se presenta el resumen del ciclo que tendrá la locomotoras para cumplir con todos los requerimientos del plan anual de minado. Los tiempos por ciclo de la tarea son los totales:

Tarea	Trayectoria		Descripción	Distancia total (m)	Tiempo por ciclo
	De	a			
1	Estación #2 Nivel 3950	Cancha de mineral/desmonte	Acarreo de mineral/desmonte izado del Nv. 3880	50	8'24''
2	Estación # 1 Nivel 3950	Cancha de mineral/desmonte	Acarreo de mineral/desmonte izado del Nv. 3920	200	12'00''
3	Cámara de carguío Nv. 3950	Cancha de mineral/desmonte	Acarreo de mineral/desmonte del Nv. 3950	1000	23'48''

La tarea principal es la 1, pero como se mencionó anteriormente, existe un lapso de 12 minutos para que la locomotora realice las otras tareas. Como se ve en el cuadro, la tarea 2 tiene una duración que permite que sea realizada en este intervalo de 12 minutos. Por otro lado, la tarea 3 necesita de un tiempo mayor, pero debido a que se extraerá tan solo 20 t/día, esto quiere decir que solo se necesita dos viajes para cumplir este tonelaje, lo cual se hará luego de pasar las



5 horas de trabajo programados para el presente proyecto, ya que en realidad, el turno dura más tiempo.

- ii. En el nivel inferior, el ciclo de trabajo de la locomotora será el siguiente:
- Recoge los carros mineros vacíos del tramo JL, para esto previamente el timbrero y el ayudante debieron hacer el cambio de rieles con la “mona” en el punto “N”, enganchan el carro más próximo a la locomotora y ésta luego se dirigirá a las labores con ocho carros mineros.

En las labores, luego de que el scoop realice el carguío de los carros mineros, este regresa a la estación, baja su velocidad, para y hace el cambio de rieles con la “mona” en el punto “N” y deja los carros llenos en el tramo MK, que tiene una capacidad para 5 carros mineros, y luego realiza otra vez lo señalado el punto anterior para seguir el ciclo.

- En el siguiente cuadro se presenta el resumen del ciclo que tendrá la locomotora para poder cumplir con la producción horaria.

Tarea	Trayectoria		Descripción	Distancia total (m)	Tiempo por ciclo
	De	a			
4	C. Carguío de labores de la veta Carol	Estación de Nv. 3880	Acarreo de mineral/desmonte de las labores de la veta Carol	240	16'12"
5	C. Carguío de labores de la veta Verónica	Estación de Nv. 3880	Acarreo de mineral/desmonte de las labores de la veta Verónica	120	15'02"
6	C. Carguío de labores de la veta Daniela	Estación de Nv. 3880	Acarreo de mineral/desmonte de las labores de la veta Daniela	340	17'14"
7	C.C Carguío de labores de la veta Magaly	Estación de Nv. 3880	Acarreo de mineral/desmonte de las labores de la veta Magaly	400	17'50"

- En el cuadro se pueden ver los tiempos estimados de los ciclos por cada tarea. En el caso crítico, es decir, en última tarea, donde el tiempo total por ciclo es de 17'50”.

## 7. PLANEAMIENTO DE LA INFRAESTRUCTURA MINA PARA DEL SISTEMA DE EXTRACCION Y EVALUACION ECONOMICA

En este capítulo se presenta el planeamiento de la ejecución de la infraestructura mina necesaria para el sistema de extracción de la profundización, por lo que en primer lugar se define las tareas que se deben realizar antes de empezar 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.

Todo este programa de ejecución se presenta a través de un diagrama de Gantt, donde se detalla los tiempos que va a tomar todo el proyecto, dividido en tareas y se indica la ruta crítica.

La segunda parte del capítulo consiste en determinar los costos de capital y de operación del sistema de extracción 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 la tasa interna de retorno (TIR), el valor presente neto (VPN) de todo el proyecto de profundización y el periodo de recuperación de la inversión (*payback*)

## 7.1 Planeamiento del desarrollo mina para el sistema de extracción

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

### I. Rampa negativa -15%

Para poder llegar al nivel 3880, lo primero que se realizará es la continuación de la rampa negativa, para lo cual se ejecutará 160 metros lineales con una gradiente negativa de 15%, con una sección de 2.1m x 2.4m. Es importante mencionar que dicha rampa actualmente cuenta con un avance de 100m con respecto al nivel 3920.

La perforación se realizará con una perforadora neumática jackleg, con barrenos de 8 pies; por otro lado, para la voladura se utilizará ANFO y un sistema de iniciación no eléctrica.

Para poder realizar esta rampa, en cuanto a la ventilación, se requerirá un ventilador de 10,000 cfm, con una manga de ventilación de 20". Asimismo, se dispondrá de una bomba sumergible de agua para impedir la acumulación del agua producto de la perforación.

Para el carguío del desmonte se dispondrá de un scoop diesel de 1.5 yd<sup>3</sup>, el cual realizará el acarreo desde el frente de avance hasta el nivel 3920, donde será izado por el pique actual hacia el nivel 3950 y luego ser dispuesto en superficie.

Los servicios auxiliares necesarios para la profundización estarán a lo largo de esta rampa negativa; tubería de 2" para aire y de 4" para agua, es decir, una longitud total de 260m para cada una. Estas se encuentran instaladas de acuerdo a estándar.

### II. Pique inclinado

Una vez que terminada la rampa negativa, la siguiente tarea a realizar es el pique inclinado, que cuenta con una longitud de 135 metros, con ángulo de inclinación de 30° y una sección típica de avance lineal de 1.5m x 1.8m (el diseño de la sección se presenta en el anexo 8: Plano Nro. 3).

La ejecución de este pique se realizará en sentido ascendente, con perforación con jackleg. Para el carguío y acarreo de mineral se usará el scoop de 1.5 yd<sup>3</sup>, el cual realizará el acarreo de desmonte hasta el nivel 3920 y luego será izado hacia el 3950.

### III. Tendido de rieles en el pique inclinado

La siguiente tarea será el tendido de rieles a lo largo de toda la extensión del pique, para lo cual se utilizarán rieles de acero. Sus características se muestran a continuación:

Riel de acero		
	Cant.	Unid.
Longitud	6	m
Densidad lineal	30	lbs/yd

### IV. Desquinches y cuadrados de las estaciones de pique

Luego del tendido de rieles en el pique inclinado, el siguiente paso 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. (Ver el diseño de las estaciones del pique en los planos nro. 5 y 6)

Al igual que las tareas anteriores, para los desquinches se utilizará perforadoras jackleg, así como scoop de 1.5 yd<sup>3</sup> para el carguío y acarreo. Asimismo, la extracción consistirá en el acarreo de desmonte hasta el nivel 3920 y un posterior izado al nivel 3950.

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.

### V. 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 está hecho en base al diseño de los circuitos de rieles (anexos 10 y 11: Planos Nro. 5 y 6). El diseño de los circuitos de rieles se puede apreciar en el acápite 5.5.

### VI. Armado de plataforma de winche de izaje

La siguiente tarea a realizar es el armado de plataforma del winche de izaje, el cual se elaborará con diferentes componentes de madera tales como longarinas, redondos, tablas, así como bloquetas de concreto. El detalle de estos materiales se puede apreciar en el análisis de precios unitarios (ver anexo 3).

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

El diseño de la plataforma del winche de izaje se puede apreciar en el plano nro. 4. (ver anexo 9).

VII. Instalación, energizado y prueba de winche de izaje

Todo este trabajo lo realizará 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.

En la figura 19 se puede observar las labores de desarrollo de mina necesarias para el sistema de extracción de la profundización. En la leyenda ubicada en el extremo inferior derecho de la figura se describe éstas. Entre las más importantes se puede resaltar la rampa negativa de profundización y el pique inclinado por el cual se izará el mineral. Esta figura también se presenta en el anexo 13, como archivo PDF.

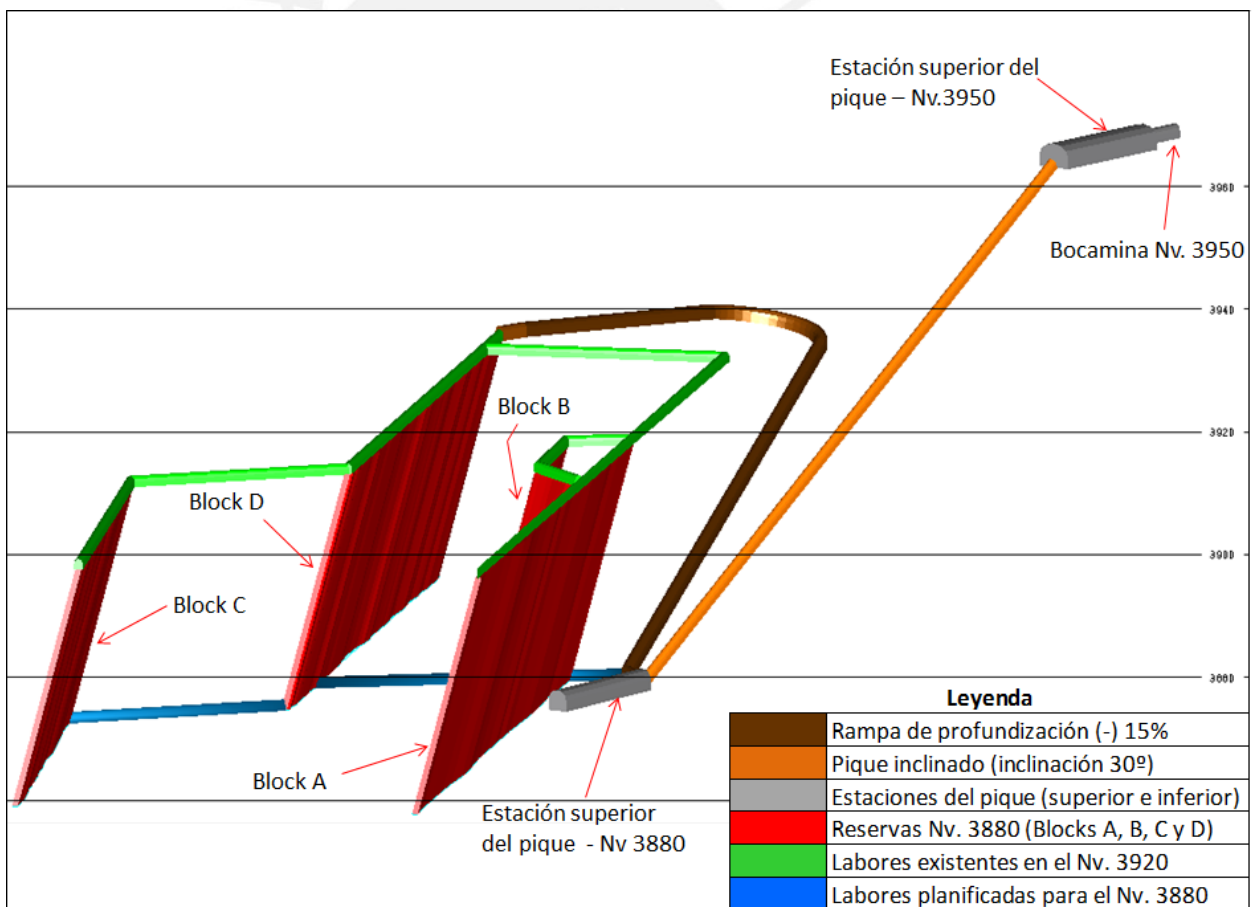


Figura 19.- Desarrollo mina para el sistema de extracción de la profundización

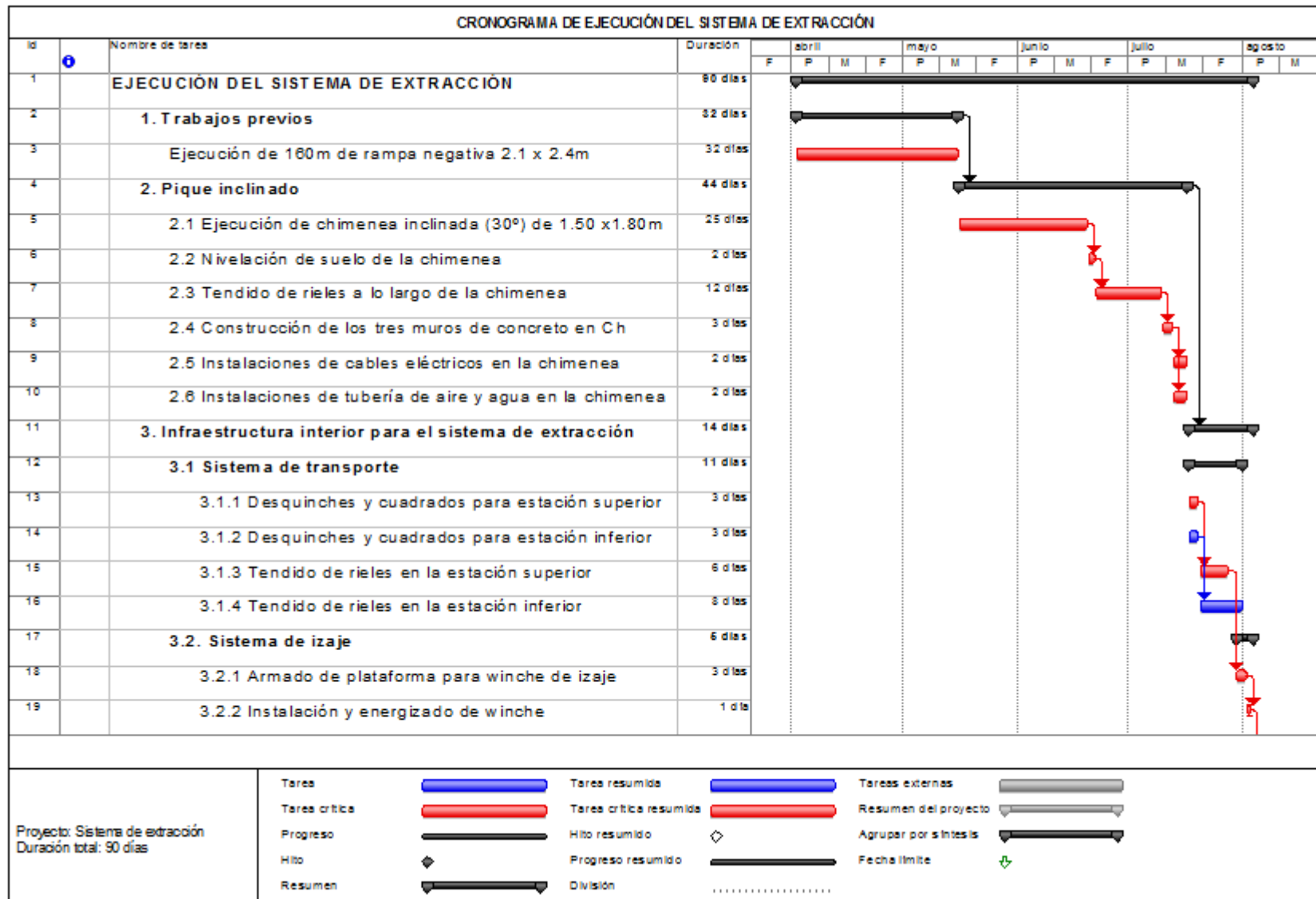
## 7.2 Cronograma de planeamiento de ejecución del proyecto

EL Cronograma de las tareas descritas en el subcapítulo anterior se presenta en un diagrama de Gantt, 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, la cual está resaltada en color rojo.

La ruta crítica nos indica que el tiempo total requerido para finalizar todas las tareas de infraestructura mina es de noventa días calendario (90). Este cronograma de ejecución del sistema de extracción se presenta a continuación:







### 7.3 Costos de capital (capex)

Para poder calcular la inversión total de proyecto de profundización, la dividiremos en los siguientes ítems:

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

A continuación se detallará cada uno de estos:

- a. 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	30,000
Locomotora de 2t (incluye batería y cargador)	Und.	2	30,000	60,000
Winche eléctrico de izaje 45 Kw	Und.	1	25,000	25,000
Grupo Electrónico 100 KW (125 KVA)	Und.	1	23,000	23,000
Ventilador 10,000 CFM	Und.	1	10,000	10,000
Electrobomba sumergible 4.4 Kw (incluye arrancador directo)	Und.	1	5,500	5,500
			<b>Subtotal</b>	<b>153,500</b>

Materiales y herramientas para el sistema de extracción				
Descripción	Und	Cantidad	P.U (\$/und)	Total (\$)
Manga de ventilación 18" (tramo de 30m)	Und.	7	180	1,260
Rollo malla electro soldada (25m2)	Und.	7	600	4,200
Pernos split set de 5 pies (incluye placa)	Und.	210	6	1,260
Tuberías de agua de 2"	m	400	3	1,200
Tuberías de aire de 2"	m	400	3	1,200
Tuberías para bombeo de agua (2")	m	400	3	1,200
Cable eléctrico de 220V	m	400	0.8	320
Cable eléctrico para bombeo	m	400	0.8	320
Cáncamos, alcayatas, varios	-	-	-	1,000
			<b>Subtotal</b>	<b>11,960</b>
			<b>TOTAL= US\$ 165,500</b>	

La inversión en equipamiento, materiales y herramientas para el sistema de extracción es de US\$ 165,500.

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 tareas descritas en el ítem 7.1. Estos P.U se expresan por metro lineal (\$/m) o en algunos casos, por metro cúbico (\$/m<sup>3</sup>), 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. Para ver el detalle del cálculo ver anexo 3: Cálculo de los P.U de las labores de desarrollo mina para el sistema de extracción.

Es importante mencionar que en los cálculos de P.U se incluye todas las tareas que conforman el ciclo de minado para la actividad, es decir, hasta que el material es extraído hacia bocamina y dispuesto en el depósito de desmonte.

A continuación se presenta un cuadro resumen de las inversiones:

1. Trabajos previos	Cant.	Und.	P.U	Und.	Valor (\$)
Rampa negativa -15%. Sección 2.1x 2.4m	160	m	535.17	\$/m	85,627
<b>2. Pique inclinado</b>					
2.1 Ejecución del pique inclinado (30°). Sección 1.5x 1.8m	135	m	373.40	\$/m	50,409
2.2 Tendido de rieles a lo largo de la chimenea	135	m	27.33	\$/m	3,690
<b>3. Infraestructura interior mina para el sistema de extracción</b>					
<b>3.1 Sistema de Transporte para izaje</b>					
3.1.1 Desquinches y cuadrados para estación superior	400	m3	41.10	\$/m3	16,440
3.1.2 Desquinches y cuadrados para estación inferior	300	m3	63.29	\$/m3	18,897
3.1.3 Tendido de rieles en la estación superior	75	m	27.33	\$/m	2,050
3.1.4 Tendido de rieles en la estación inferior	55	m	27.33	\$/m	1,503
<b>3.2 Sistema de izaje</b>					
3.2.1 Armado de plataforma para winche de izaje	1	1	1,418.90	Und	1,419
3.2.2 Instalación y energizado de winche					
3.2.3 Izaje de prueba					
<b>TOTAL</b>					<b>180,120</b>

Tabla 7.- Tabla resumen de inversión en desarrollo mina para el sistema de extracción

$$I_{\text{desarrollo sistema de extracción}} = \$ 180,120$$

c. Inversión en preparación mina en la profundización

Antes de comenzar con la producción de mineral, se contempla una preparación de mina de un mes, por tanto, esta se considera como la inversión inicial. Asimismo, el resto de laboreo de preparación mina se realizará durante los siguientes meses –de forma paralela a la producción, por lo que esta inversión se realizará en los 6 meses restantes.

El metraje total de la preparación mina del primer mes es de 585 metros, de los cuales 210m corresponden a galerías, 90m a cruceros, 135m a chimeneas, 66m a inclinados y 84m a ventanas. Este resumen, se obtiene el valor de la inversión:

Preparación mina	Metraje avances (m)	Valor (US \$)
Labores preparación mina	585	131,650

Por tanto, la inversión inicial en preparación mina es de US\$ 131,650.

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

<b>Inversión inicial proyecto de profundización</b>	
<b>Inversión sistema de extracción (3 meses)</b>	<b>Valor (US \$)</b>
1. Equipamiento y accesorios	<b>165,500</b>
2. Desarrollo mina	<b>180,120</b>
SUBTOTAL	<b>345,620</b>
<b>Inversión inicial en preparación mina (1 mes)</b>	<b>Valor (US \$)</b>
3. Preparación mina	<b>131,650</b>
SUBTOTAL	<b>131,650</b>
<b>TOTAL</b>	<b>477,270</b>

Durante los próximos seis meses se realizará el resto de preparación mina, es decir, 3835m, por tanto, de acuerdo a los precios unitarios fijados para cada tipo de labor, se obtiene el siguiente monto de metraje e inversión mensual:

Nro. de mes	Metraje (m)	Monto (US\$)
Mes 5	575.2	127,130
Mes 6	613.6	135,606
Mes 7	652	144,081
Mes 8	690.3	152,556
Mes 9	690.3	152,556
Mes 10	613.6	135,606
<b>Total</b>	<b>3835</b>	<b>847,535</b>

Esto quiere decir que el monto restante de inversión en preparación mina es de US\$ 847,535, el cual se realizará en seis meses. Por tanto la inversión total en preparación mina es la suma de esta cantidad con la del mes de inversión inicial (US\$ 131,650), lo que resulta en US\$ 979,185. Entonces, la inversión total en el sistema de extracción y la preparación mina se resume en el siguiente cuadro:

<b>RESUMEN TOTAL DE INVERSIONES DE LA PROFUNDIZACIÓN</b>	
<b>Inversión</b>	<b>Valor (US \$)</b>
Inversión en sistema de extracción	345,620
Inversión en preparación mina	979,185
<b>Inversión total (capex)</b>	<b>1,325,000</b>

Por lo tanto, se puede determinar de acuerdo a estos valores, que la inversión del sistema de extracción para la profundización representa el 26% de la inversión total para el proyecto de profundización.



## 7.4 Costos de operación (Opex)

Los costos de operación se dividirán en los siguientes ítems:

Costos de operación (opex)
Costos mina
Costos planta
Costo transporte
Gastos G & A

### 7.4.1 Costo 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 \$55/t.

En este caso, el costo de extracción está dentro del 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 (el cual se puede ver en anexo 4: Cálculo de los costos de operación de extracción de minera), lo que resultó un valor de 4.70 \$/t. Se muestra un cuadro resumen:

#### Costo de extracción

Tarea	\$/t
Izaje con winche eléctrico 45 kW	2.90
Transporte con locomotora 2t	1.80
<b>TOTAL</b>	<b>4.70</b>

Esto quiere decir, que el costo de extracción (4.70 \$/t) representa el 8.5% del costo total de mina (\$55/t)

#### 7.4.2 Costo planta concentradora

El mineral extraído es llevado hacia una planta concentradora, la cual cobra una maquila de \$ 50 por tonelada de mineral tratado.

#### 7.4.3 Costo transporte y gastos G & A

Es el costo de transportar el mineral mediante camiones de 15m<sup>3</sup> desde la bocamina hasta la planta concentradora. Este costo asciende a \$13.5/t

Los gastos G & A se componen de los gastos administrativos, generales y servicios.

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

Costos de operación (opex)	
Concepto	Costo (\$/t)
Costos mina	55
Costos planta	50
Costo transporte	13.5
Costos fijos	5
<b>TOTAL</b>	<b>123.5</b>

#### 7.5 Reservas objetivo del proyecto

El tonelaje a extraer de los bloques A, B, C y D, los cuales son los bloques de mineral de las vetas principales de la profundización suma 31,829 TMS. El tiempo estimado para extraer todas estas reservas es de 10 meses a un ritmo de 120 tpd ó 3000 t/mes. El detalle se mostró en el ítem 4.1.

#### 7.6 Valorización del concentrado

Una vez que se ha calculado los costos, se procede a determinar el ingreso mensual debido a la venta de concentrados. Este se calcula con una ley promedio de cobre de mineral de cabeza de 3.5%, tal como se aprecia en el reporte de las reservas para el proyecto de profundización. Se asume que la valorización mensual será constante, debido principalmente por el corto tiempo de producción de la mina (10 meses).

Entonces, mediante un balance metalúrgico se calcula la cantidad de concentrado que se obtiene de 3000 toneladas secas de mineral de acuerdo a las pruebas metalúrgicas realizadas con las muestras de las reservas:

Balance Metalúrgico						
PRODUCTO			Ensayo	Contenido Metálico	Recuperación	Ratio
	TMS	% Peso	% Cu	Cu TM	% Cu	
Cabeza	3000	100	3.5	105	100	
Conc. Cu	338.4	11.28	28.70	97.13	92.5	8.86

Por tanto, según el balance metalúrgico, se obtiene 338.4 toneladas de concentrado de 3000 TMS, con una recuperación de Cu de 92.5%.

A continuación se presenta la valorización del concentrado de cobre por mes de producción:

#### CARACTERÍSTICAS DEL CONCENTRADO

TMS	3000
-----	------

#### LEYES

Ley cobre	28.7
As	0.05
Sb	0.20

#### CONTRATO COMPRA VENTA

Flete a puerto destino	40	\$/TM
Seguro	2%	valor asegurable

#### PAGOS

% pagable Cu	100
Deducción Cu (Unid)	1.2

#### DEDUCCIONES

Maquila de Fundición	150 \$/TM	de concentrado, para un precio base de 440c\$/lb
Escalador maquila para el cobre	1 \$	Por cada c\$ que el precio actual esté sobre el precio base
Gastos refinación cobre	9 c\$/lb	por libra pagable
As	Se penaliza a razón de US\$ 2.00 por cada 0.1% que la ley este por encima de 1%	
Zn	Se penaliza a razón de US\$ 2.00 por cada 0.1% que la ley este por encima de 3%	

#### COTIZACIONES

Cobre	317.5 c\$/lb	7000 \$/TM
-------	--------------	------------

Cálculo de Valorización

<b>PAGOS</b>				<b>\$/TM</b>
Cu	28.70%	100% (DM 1.2u)	= 27.50% * 7000	\$/TM= <b>1925.00</b>
<b>DEDUCCIONES</b>				
Maquila Base				150.00
Escalador maquila	(317.5 c/lb - 440c/lb)=		0.00 *1 \$/TM	0.00
Cargos refinación Cu	27.5%*22.046*0.09			54.56
Penalidad As	No aplica			0
Penalidad Sb	No aplica			0
<b>TOTAL DEDUCCIONES</b>				<b>204.56</b>
Flete Terrestre				20
<b>Valor 1 TM de concentrado Cobre</b>				<b>1700.44</b>
<b>Flete Marítimo</b>				40
<b>Seguro (2% del valor del concentrado)</b>				34.01
<b>Valor FOB del concentrado</b>				1626.43
<b>Ventas (338.5 TMS concentrado)</b>				<b>US\$ 550,546</b>

Entonces el ingreso mensual será de US\$ 550,546.

7.7 Evaluación económica

7.7.1 Ingresos

Los ingresos se dan por la venta de concentrados de cobre:

Ingreso mensual	Valor (US\$)
Ventas de concentrado de cobre	550,546

7.7.2 Egresos

Los egresos están compuestos por las inversiones y los costos de operación. En cuanto a las inversiones, éstas 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

A continuación se describirá las inversiones:

✓ **Inversión Inicial**

Está conformada por la inversión en el sistema de extracción y por la inversión de preparación mina durante un mes:

Inversión inicial	Valor (US\$)
Inversión inicial en sistema de extracción (mes nro. 1 al 3)	345,620
Inversión preparación mina (mes nro.4)	131,650
<b>Total inversión inicial</b>	<b>477,270</b>

La distribución de la inversión inicial en el sistema de extracción (mes nro. 1 al 3) es la siguiente:

<b>Distribución de inversión según cronograma de desarrollo de mina</b>				
<b>Labores de desarrollo mina</b>	<b>Mes 1</b>	<b>Mes 2</b>	<b>Mes 3</b>	<b>Total (US\$)</b>
Ejecución Rampa	80,276	5,352		85,627
Ejecución de CH inclinada		50,409		50,409
Tendido de rieles Pique		307	3,382	3,690
Desquinche y cuadrado. Nivel superior			16,440	16,440
Desquinche y cuadrado. Nivel Inferior			18,987	18,987
Tendido de rieles en Estación Superior			2,050	2,050
Tendido de rieles en Estación Inferior			1,503	1,503
Armado de plataforma			1,419	1,419
<b>Subtotal</b>	<b>80,276</b>	<b>56,068</b>	<b>43,781</b>	<b>180,120</b>

✓ **Inversiones durante la vida del proyecto**

Estas inversiones corresponden a la preparación mina para la explotación en la profundización durante la etapa de producción. Se realizará desde el mes nro. 5 hasta el nro. 10:

Nro. de mes	Monto Inversión (US\$)
Mes 5	127,130
Mes 6	135,606
Mes 7	144,081
Mes 8	152,556
Mes 9	152,556
Mes 10	135,606
Total	847,535

A continuación se describirá los costos de operación:

✓ **Costo de operación**

Asimismo, a partir del mes nro. 5, en donde se iniciará la explotación, se considera el costo de operación, el cual es 123.5 \$/t, el cual multiplicado por 3000 toneladas de mineral mensuales, nos da como resultado US\$ 370,500.

Egresos mensual	Valor (US\$)
Costo de operación	370,500

### 7.7.3 Consideraciones

✓ **Precios**

Para la valorización del mineral se consideró un precio de Cobre de 7,000 \$/TM.

✓ **Impuestos**

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

✓ **Regalías**

Con respecto a la regalía, debido a que se extraerá 120 tpd, se califica a la empresa como pequeño productor minero, el cual no está afecto a un pago de regalías, de acuerdo a la ley Nro. 29788 (Ley de regalía minera).



7.7.4 Flujo de caja económico del proyecto de profundización

**EVALUACIÓN ECONÓMICA:**

Tasa de descuento: 12.00% Anual      Impuesto a la renta      30.00%  
 Tasa de descuento: 0.95% Mensual

**FLUJO DE CAJA ECONOMICO MENSUAL**

Periodo (Nro. Mes)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
<b>Ingresos:</b>														
Ventas de concentrado de Cu					550,546	550,546	550,546	550,546	550,546	550,546	550,546	550,546	550,546	550,546
<b>Egresos:</b>														
Inv. en Equipamiento	-115,000	-50,460												
Inv. Desarrollo y preparación mina	-80,276	-56,068	-43,781	-131,650	-127,130	-135,606	-144,081	-152,556	-152,556	-135,606				
Costos de operación					-370,500	-370,500	-370,500	-370,500	-370,500	-370,500	-370,500	-370,500	-370,500	-370,500
<b>Utilidad operativa</b>					52,915	44,440	35,965	27,489	27,489	44,440	180,046	180,046	180,046	180,046
Impuesto a la renta														-285,877
<b>Flujo de caja:</b>	-195,276	-106,528	-43,781	-131,650	52,915	44,440	35,965	27,489	27,489	44,440	180,046	180,046	180,046	-105,831
<b>Flujo de caja acum.</b>	-195,276	-301,804	-345,585	-477,235	-424,319	-379,879	-343,915	-316,425	-288,936	-244,496	-64,450	115,596	295,641	189,810

### 7.7.5 Resultados económicos (VAN, TIR, Payback)

La evaluación económica a una tasa de descuento anual de 12%, da un resultado de valor actual neto (VAN) de US\$ 141,000, con una tasa interna de retorno (TIR) anualizada de 68%. Asimismo, el payback (periodo de recuperación de la inversión) es de 11.5 meses. El cálculo del payback se encuentra en el anexo 5 (ver anexos).

## 8. CONCLUSIONES

- A raíz del agotamiento de las reservas actuales de la mina y con el objetivo de extraer en el menor tiempo posible los el mineral de los bloques generados entre el Nv. 3880 y 3950 de las cuatro vetas principales, es decir, Magaly, Verónica, Daniela y Carol, sumado a la imposibilidad de poder ejecutar laboreos subterráneos desde el mismo Nv. 3880 debido a las demoras en acuerdos con la comunidad, surge la necesidad de realizar un pique inclinado desde el nivel 3950 hacia el nivel 3880.
- De acuerdo al plan anual de minado, la meta de producción mensual solamente para el nivel 3880 será de 3000 t/mes (120 tpd), lo cual da como ratio 27.6 t/h, incluyendo un factor de contingencia de 15%. Asumiendo 5 horas efectivas de izaje, esto es 138 TMPD de mineral. Además, se sabe que las reservas en el nivel 3880 llegan a una suma total de 31,800 toneladas, de acuerdo a los estudios geológicos de las cuatro vetas principales.
- Respecto al diseño del sistema de izaje, se concluye que éste será no balanceado y que se requerirá un winche con potencia de 45 kW (60 hp) para realizar el izaje de dos carros mineros U35, de 5.20 t de masa total, que ascenderán por un pique de sección 1.5m x 1.8m, con un ángulo de inclinación de 30°, de longitud 135m total, a una velocidad de cuerda de 1.14 m/s. Asimismo, el winche debe tener un tambor cilíndrico, con un diámetro de 0.86m como mínimo de acuerdo a la relación que estipula el reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería.
- Como accesorio del winche de izaje, se determinó que el diámetro óptimo del cable de acero a utilizar es de 18mm, del tipo “flattened strand (triangular)”, el cual será sometido a una tensión máxima de 178.2 kN considerando un factor de seguridad de valor 5, de acuerdo al reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. Se corroboró la información con un catálogo de una proveedora de cables de acero y se verificó que la fuerza de ruptura mínima es de 208 kN, 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 2 t, que transportarán el material a una velocidad de 6km/h en los niveles 3950 y 3880. Para el nivel 3950, este cálculo consideró no solo la extracción proveniente del pique inclinado, sino también el tonelaje producto de las labores de desarrollo y preparación que se contempla en el plan anual de trabajo. En el caso del nivel 3880, el cálculo consideró principalmente las tareas de acarreo de acuerdo a las labores programadas. En ambos casos, para determinar las características del motor de las locomotoras, se consideró la trayectoria crítica, es decir, la tarea que tiene mayor distancia de recorrido.
- En cuanto al planeamiento del ciclo de izaje, se estimó que el tiempo del ciclo de izaje en total será de 5'30" (5 minutos con 30 segundos), el cual está compuesto por el izaje de material, la recepción de los carros, el manipuleo de carros vacíos y su descenso por el pique inclinado y finalmente, la recepción de los carros vacíos y el manipuleo de los carros mineros para su ascenso.
- Respecto al planeamiento de la ejecución de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción del proyecto de profundización, se estimó un tiempo de 90 días para realizar todas las obras, que incluye el alcance al nivel 3880 mediante una rampa negativa, el pique inclinado, los desquiches y cuadrados de las estaciones de pique en los dos niveles, 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. Finalmente, se presenta las duraciones de dichas actividades, así como la ruta crítica del desarrollo del sistema de extracción.
- Se determinó que el monto de la inversión total de la infraestructura necesaria para el sistema de extracción de la profundización asciende a US\$345,620. La influencia de esta inversión con respecto a la inversión total a realizar para el proyecto de profundización de mina es de 26%. La inversión total para el sistema de extracción por tonelada da un valor de 10.85 \$/t.
- Adicionalmente, se determinó el costo de operación del ciclo de extracción del mineral asciende a 4.7 \$/t, el cual incluye tanto el izaje (2.9 \$/t) como el acarreo de mineral con locomotora (1.8 \$/t). Este costo (4.7 \$/t) representa el 8.5% del costo total de mina (55 \$/t).
- Producto de la evaluación económica, se concluyó que el valor actual neto (VAN) del proyecto de profundización de mina es de US\$ 141,000, para una tasa de descuento de 12%, con una TIR anualizada de 68% y un *payback* de 11.5 meses.

## BIBLIOGRAFÍA

- Robert Peele (1941) – “Mining Engineers handbook”, tercera edición. Capítulo 12, págs. 02-131.
- Norman Brook (1971) – “Mechanics of Bulk Materials Handling”. Capítulo 7, págs. 80-95. Capítulo 8, págs. 103-126.
- Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. (SME) – “SME Mining Engineering Handbook”
- Alejandro Novitsky (1965) – “Transporte y extracción en minas y a cielo abierto”. Parte I: Capítulo V, págs. 127-135. Parte II: Capítulo I, II y II, IX y X.
- Mario del Río Amezaga, Pontificia Universidad Católica del Perú – Sección Ingeniería de minas (2008) – “Apuntes del curso de minería subterránea”
- Mario Cedrón Lassus, Pontificia Universidad Católica del Perú – Sección Ingeniería de minas (2008) – “Apuntes del curso de Transporte en minas”
- Silvia Rosas Lizárraga, Pontificia Universidad Católica del Perú – Sección Ingeniería de minas (2007) – “Apuntes de clase de geología de minas”
- Fernando Gala Soldevilla, Pontificia Universidad Católica del Perú – Sección Ingeniería de minas (2008) – “Apuntes de clase de valorización de minas”
- Catálogo técnico de cables de izaje: *Wire & Rope Strand, A. Noble & Son LTD.* Pág 27.
- Catálogo técnico de locomotora de 2TM, modelo WR7, Serminsa.
- Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, DS 055-2010. (Caps. III y VII).
- Ley de regalía minera, Nro. 29788.