

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA**



**“EVALUACION ECONOMICA DEL SISTEMA DE  
EXTRACCION DE LA MINA PAPAGAYO DE CIA  
MINERA PODEROSA”**

**TESIS  
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS**

**DENNIS IVAN MARCOS ALVAREZ**

**ASESOR:**

**Lima – Perú**

**2015**

## **DEDICATORIA**

El presente trabajo está dedicado a mis queridos padres: Sr. Jesús Marcos Riveros, Sra. María Teresa Álvarez García. Así como a mi amada esposa e hija, Celidee Balarezo Díaz y Sofía Lucia Marcos Balarezo.

## **AGRADECIMIENTO**

Mi especial agradecimiento al Gerente General de la Compañía Minera Poderosa, Ing. Russell Marcelo Santillana Salas por haberme dado la oportunidad de realizar este trabajo de tesis, en coordinación con la Superintendencia de Mina, Ing. Víctor Flores Sánchez.

De igual manera, mi sincero agradecimiento a los ingenieros de minas, Ing. Gaspar Barrientos e Ing. Rubén García por brindarme sus conocimientos, y en especial a todos los colaboradores del área de mina de la unidad de Producción Marañón.

## INDICE

### INTRODUCCION

### **CAPITULO I ASPECTOS GENERALES**

1.1	UBICACIÓN	18
1.2	ACCESIBILIDAD	19
1.3	BREVE DESCRIPCION DE LA MINA	20
1.4	GEOLOGIA	21
1.4.1	Geología regional	21
1.4.2	Geología local	21
1.4.3	Geología estructural	22
1.4.4	Geología económica	23
1.4.5	Tipo de yacimiento	23
1.4.6	Mineralogía	24
1.5	MINA	24
1.5.1	Clasificación geomecanica	24
1.5.2	Geomecanica de yacimiento	29
1.5.3	Método de explotación	32
1.5.4	Ventilación	37

### **CAPITULO II METODO DE EJECUCION DE CHIMENEAS RAISE CLIMBER**

2.1	CONSIDERACIONES EN LA ELECCION DEL EQUIPO ALIMAK PARA CHIMENEAS	44
2.2	CARACTERISTICAS DE LA PLATAFORMA ALIMAK	46

**CAPITULO III            ANALISIS DEL SISTEMA DE EXTRACCION ANTES DEL  
PROYECTO**

3.1	METAS DE PRODUCCION UP MARAÑON	51
3.2	METAS DE PRODUCCION PARA EL PROYECTO	52
3.3	DESCRIPCION DE LA FLOTA	54
3.3.1	Requerimiento actual de scoops	54
3.3.2	Requerimiento actual de dumpers	55
3.4	SISTEMA DE EXTRACCION ANTES DEL PROYECTO	55
3.5	DISTANCIA Y PENDIENTE ANTES DEL PROYECTO	58
3.6	CAPACIDAD DE LOS EQUIPOS TRACKLESS	58
3.6.1	Datos generales	58
3.6.2	Capacidad de camiones de bajo perfil DUMPER	59
3.6.3	Capacidad de cuchara scoop	59
3.7	PRODUCTIVIDAD	60
3.7.1	Tiempo de ciclo	60
3.7.2	Nº ciclos por hora	61
3.7.3	Rendimiento toneladas por hora	61
3.8	PRODUCTIVIDAD DE FLOTA DE DUMPER	62
3.8.1	Tiempos de ciclo	63
3.8.2	Rendimiento de la flota de DUMPERS	65
3.8.3	Capacidad de extracción y determinación de número de dumpers	66
3.9	PRODUCTIVIDAD DE FLOTA DE SCOOP	69
3.9.1	Estudio de tiempo de scoops	69
<b>3.9.2</b>	<b>Rendimiento de la flota de scoops</b>	<b>70</b>

**CAPITULO IV      ANALISIS DEL SISTEMA DE EXTRACCION CON EL  
PROYECTO**

4.1	SISTEMA DE EXTRACCION CON EL PROYECTO	73
4.2	DISTANCIA DE PENDIENTES LUEGO DEL PROYECTO	74
4.3	PRODUCTIVIDAD DE FLOTA DE DUMPERS	75
4.3.1	Tiempo de ciclo	75
4.3.2	Rendimiento de la flota de dumpers	77
4.3.3	Capacidad de extracción y determinación de numero de dumpers	78
4.4	PRODUCTIVIDAD DE FLOTA DE SCOOP	79
4.5	COSTO DE TRANSPORTE CON DUMPER ANTES DEL PROYECTO	80
4.6	COSTO DE TRANSPORTE CON DUMPER DESPUES DEL PROYECTO	81

**CAPITULO V      EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO**

5.1	GENERALIDADES	82
5.2	INDICADORES ECONOMICOS Y FINANCIEROS	83
5.3	VALOR ACTUAL NETO (VAN)	83
5.3.1	Tasa interna de retorno (TIR)	85
5.3.2	Relación beneficio costo (B/C)	85
5.3.3	Periodo de recuperación de la inversión (PRI)	86
5.3	INVERSION	87
5.4	AHORRO EN COSTO DE TRANSPORTE CON EL PROYECTO	88
5.5	FLUJO DE CAJA	88
5.6	CALCULO DE LOS INDICADORES ECONOMICOS	89
5.7	ENTREGABLE	90

5.8	ANALISIS DE SENSIBILIDAD ECONOMICA	96
5.8.1	Variación en cada 10% de producción de mineral	96
5.8.2	Variación en cada 10% de la inversión	97

## **CONCLUSIONES**

## **BIBLIOGRAFIA**

## **ANEXOS**

## INDICE DE FIGURAS

Figura.1.1	Ubicación de Mina Poderosa	19
Figura 1.2	Cartilla Geomecánica GSI	27
Figura1.3	Cartilla Geomecánica GSI	28
Figura 1.4	Plano de Zonificación Geomecánica de Veta Jimena	30
Figura 1.5	Plano de Zonificación Geomecánica de Veta Glorita 2	31
Figura 1.6	Labores de desarrollo y preparación	33
Figura 1.7	Perforación de la primera pared	33
Figura 1.8	Voladura de la primera pared	38
Figura 1.9	Limpieza de la primera voladura	35
Figura 1.10	Sostenimiento del primer corte	35
Figura 1.11	Corte del primer tramo	36
Figura 1.12	Relleno del primer tramo	37
Figura 1.13	Circuito de Ventilación Principal	39
Figura 2.1	Partes de Trepadora Alimak	50
Figura 3.1	Diagrama Unifilar Sistema Extracción Antes del Proyecto	56
Figura 3.2	Curva de Productividad antes del proyecto	66
Figura 3.3	Curva de productividad	72
Figura 4.1	Diagrama Unifilar Sistema Extracción con del Proyecto	74
Figura 4.2	Curva de Productividad con el Proyecto	78
Figura 4.3	Variación costo Transporte \$/ton	81
Figura 5.1:	Vista de perfil y Planta de CHIMENEA RC 29	91
Figura 5.2:	Vista de perfil y Planta de CHIMENEA RC 30	92
Figura 5.3:	Vista de perfil y Planta de CHIMENEAS RC 32, RC 34	93
Figura 5.4:	Diagrama de perfil del Proyecto	94
Figura 5.5	Sensibilidad VAN	98
Figura 5.6	Sensibilidad y Variación del VAN	98

## INDICE DE TABLAS

Tabla 1.1	Acceso vía aérea	20
Tabla 1.2	Acceso vía terrestre	20
Tabla 1.3	Breve Descripción de la Mina	20
Tabla 1.4	Caudal de Aire Requerido Mina Papagayo	43
Tabla 1.5	Cobertura de Aire Mina Papagayo	43
Tabla 2.1	Características Trepadora Eléctrica	47
Tabla 3.1	Producción Unidad de Producción Marañón	52
Tabla 3.2	Metas de Producción para el proyecto	53
Tabla 3.3	Flota de Scooptrams	54
Tabla 3.4	Flota de Dumper	55
Tabla 3.5	Distancias y pendientes antes del proyecto	58
Tabla 3.6	Capacidad de Tolva Flota de Dumper	59
Tabla 3.7	Capacidad de Cuchara Flota de Scoops	60
Tabla 3.8	Estudio de Tiempos de extracción antes del proyecto	64
Tabla 3.9	Rendimiento Flota Dumpers antes del proyecto	65
Tabla 3.10	Capacidad de Extracción y Número de dumper antes del proyecto	68
Tabla 3.11	Ubicación de lugares de trabajo para estudio de tiempos de scoops	69
Tabla 3.12	Estudio de tiempos y rendimiento de scooptram de 2.0 yd <sup>3</sup>	69
Tabla 3.13	Estudio de tiempos y rendimiento de scooptram de 3.0 yd <sup>3</sup>	70
Tabla 3.14	Rendimiento Horario de Scoop LH 203-2 de 2 Yd <sup>3</sup>	71
Tabla 3.15	Rendimiento Horario de Scoop EJC 116-2 de 3 Yd <sup>3</sup> .	71
Tabla 4.1	Distancias y pendientes con del proyecto	75
Tabla 4.2	Estudio de Tiempos de extracción con del proyecto	76
Tabla 4.3	Rendimiento Flota Dumpers con el Proyecto	77
Tabla 4.4	Capacidad de Extracción y Número de dumper con	

	del proyecto	79
Tabla 4.5	Costo de Transporte con dumper antes del proyecto	80
Tabla 4.6	Costo de Transporte con dumper después del proyecto	81
Tabla 5.1	Inversión del Proyecto	87
Tabla 5.2	Ahorro anual en costo de transporte con el proyecto	88
Tabla 5.3	Flujo de caja del proyecto	89
Tabla 5.4	Indicadores económicos del proyecto	89
Tabla 5.5	Cronograma de ejecución del proyecto	95
Tabla 5.6	Variabilidad VAN por Variación de Producción	96
Tabla 5.7	Variabilidad VAN por Variación de Producción	97

## RESUMEN

La explotación y exploración en las vetas Glorita 2 y Jimena de la mina Papagayo de CMPSA en los últimos años ha venido profundizándose. Esta profundización que se encuentra actualmente por los niveles 1960, 1875, 1847 y 1827 en la Veta Glorita 2 y los niveles 1800, 1780, 1730 y 1720 para la veta Jimena, está muy alejada de los echaderos principales de mineral y desmonte de la mina Papagayo ubicadas en el Nv. 1847.

Las mayores distancias y tiempos que deben emplear los camiones de bajo perfil de la zona de profundización hacia estos echaderos, nos viene generando altos costos de transporte e incumplimiento de los programas de avance y explotación por la demora en la limpieza y extracción.

La alternativa de mejora al sistema de extracción y transporte, consistió en evaluar y diseñar un nuevo sistema de traspaso de mineral y desmonte, con la ejecución de 04 chimeneas Raise Climber, las que ubicadas apropiadamente nos ha permitido reducir las distancias y costos de acarreo y transporte en interior mina.

El presente trabajo de tesis, tiene como objetivo hacer una evaluación técnica-económica del sistema de extracción y transporte actual con el nuevo sistema en mina Papagayo, luego de ejecutado las chimeneas Raise Climber N° 29, 30, 32 y 34, para echaderos de mineral y desmonte.

## **INTRODUCCION**

### **A. SUSTENTACION DEL TEMA**

La mina Papagayo de Cía. Minera Poderosa viene explorando y explotando en las vetas Glorita2 y Jimena mediante un sistema mecanizado y convencional de trabajo. El método de explotación empleado es el Short Wall, el acarreo y transportese realiza con equipos de bajo perfil (scoops y dumpers respectivamente), estos últimos llevan el desmonte y mineral hacia los echaderos principales ubicados en el Nivel 1847.

Debido a la profundización de las estructuras mineralizadas de la Vetas Glorita2 (niveles 1827, 1847, 1875) y Veta Jimena (niveles 1720, 1730, 1780) las distancias de extracción hacia estos echaderos existentes en el Nv. 1847 resultaban muy largas, generando altos costos de acarreo, influyendo negativamente en la productividad.

Entonces se evaluó y propuso la ejecución de nuevos echaderos de mineral y desmonte más cercanos a las zonas de explotación de las vetas Glorita 2 y Jimena (02 *Raise Climber* para cada Veta), lo que permitió reducir las distancias y costos de acarreo y transporte.

Finalmente se presenta las evaluaciones económicas del sistema actual y del propuesto, en donde se consideran las inversiones y costos estimados de la operación, empleando indicadores financieros como son el valor actual neto, tasa interna de retorno, beneficio costo y recuperación de la inversión, considerando el Programa de Producción Anual del Planeamiento Estratégico en la UP Maraón.

## **B. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

La explotación y exploración en las vetas Glorita 2 y Jimena de la mina Papagayo de CMPSA en los últimos años ha venido profundizándose. Esta profundización que se encuentra actualmente por los niveles 1960, 1875, 1847 y 1827 en la Veta Glorita 2 y los niveles 1800, 1780, 1730 y 1720 para la veta Jimena, está muy alejada de los echaderos principales de mineral y desmonte de la mina Papagayo ubicadas en el Nv. 1847.

Las mayores distancias y tiempos de ciclo que deben emplear los camiones de bajo perfil de la zona de profundización hacia estos echaderos, nos viene generando altos costos de transporte e incumplimiento de los programas de avance y explotación por la demora en la limpieza y extracción.

La alternativa de mejora al sistema de extracción y transporte, consistió en evaluar y diseñar un nuevo sistema de traspaso de mineral y desmonte, con la ejecución de

04 chimeneas Raise Climber, las que ubicadas apropiadamente nos ha permitido reducir las distancias y costos de acarreo y transporte en interior mina.

### **C. FORMULACION DE OBJETIVOS**

#### **OBJETIVO GENERAL**

El objetivo del presente trabajo es reducir los costos de transporte en interior mina Papagayo, mediante una adecuada ubicación de las rutas de extracción y la implementación de nuevas chimeneas Raise climber para el traspaso de mineral - desmonte, y de esta manera reducir los ciclos de extracción, aumentar la productividad y asegurar el cumplimiento de las metas de producción a corte y mediano plano de la Unidad de Producción Marañón. Finalmente se realizará una evaluación económica del sistema de extracción y transporte.

#### **OBJETIVOS ESPECIFICOS**

- Implementar las chimeneas Raise Climber N° 29, 30, 32 y 34, las cuales serán el nuevo sistema de traspaso de mineral y desmonte en las Vetas Jimena y Glorita2.
- Reducir las distancias de las rutas de acarreo y transporte con equipos diesel en interior mina.
- Obtener ahorros anuales de US\$ 532,805 por la implementación del nuevo sistema de traspaso de mineral y desmonte.
- Reducir el número de equipos LHD en interior mina, optimizando su utilización.

#### **D. JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION**

Cumplir con los planes de producción, incrementando la productividad y teniendo bajos costos de acarreo y transportes.

#### **E. HIPOTESIS**

La implementación de nuevos echaderos de mineral y desmonte en la mina Papagayo reduce los costos de acarreo y transporte y es rentable.

#### **F. ALCANCE**

El alcance del trabajo es una evaluación económica del sistema de extracción para reducir los costos de transporte de mineral y desmonte luego de ejecutados los nuevos echaderos principales de mineral desmonte de las vetas Glorita2 y Jimena.

#### **G. METODOLOGIA DE TRABAJO**

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

- ✓ Estimación de los requerimientos de producción de la mina Papagayo, según el planeamiento estratégico de la Unidad de Producción Marañón y del Plan de minado del año 2015.
- ✓ Análisis y evaluación del sistema actual extracción de mineral y desmonte en mina Papagayo.
- ✓ Desarrollo de la alternativa tomada. (Determinación del número de equipos, ciclos y secuencias de trabajo en el nuevo sistema de extracción).

- ✓ Cronograma de ejecución de las tareas para la infraestructura necesaria del sistema de extracción del proyecto expresado en un diagrama de Gantt.
- ✓ Determinación de la inversión, costos de transporte y evaluación económica del proyecto utilizando indicadores económicos (VAN, TIR, B/C y *Payback*)
- ✓ Análisis de sensibilidad económica del proyecto.
- ✓ Conclusiones y recomendaciones del proyecto de tesis.

## **CAPITULO I**

### **ASPECTOS GENERALES**

#### **1.1 UBICACIÓN**

Políticamente se encuentra ubicada en el Anexo de Vijus, Distrito y Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad 360 Km al N.E de la ciudad de Trujillo.

Geográficamente se encuentra ubicada en el flanco nororiental de la cordillera de los Andes, emplazada en el Batolito de Pataz, en el margen derecho del Río Marañón como se muestra en la figura 1.1,

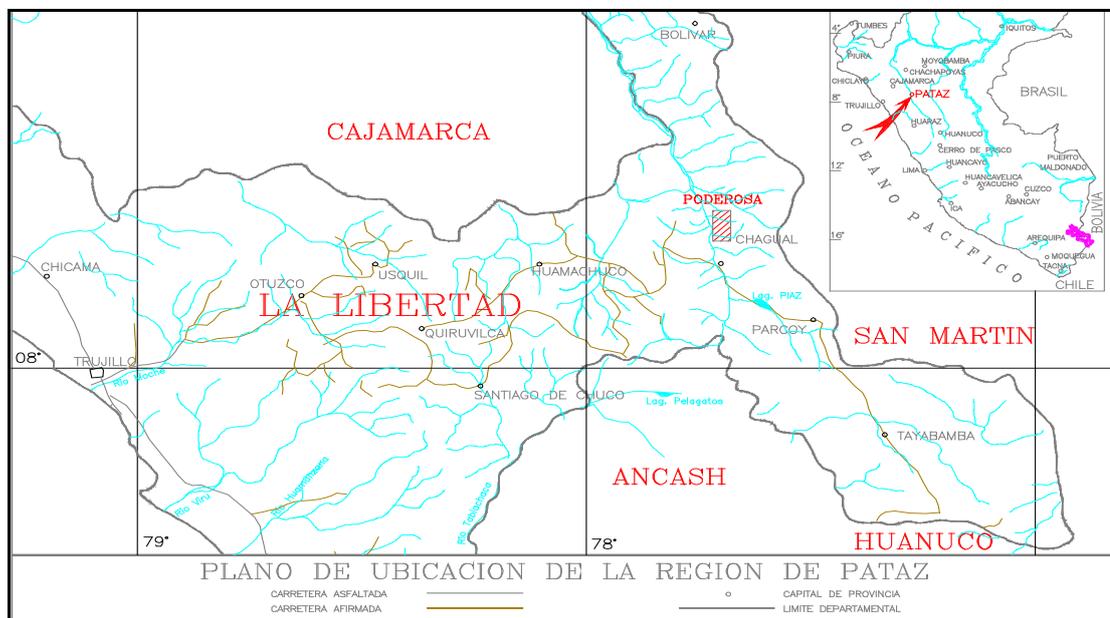


Figura.1.1 Ubicación de Mina Poderosa

El proyecto geográficamente se ubica a  $77^{\circ}35'40''$  de Longitud Oeste y  $07^{\circ}47'00''$  de Latitud Sur.

Su ubicación en coordenadas UTM es:

**N:** 9'147, 178,514

**E:** 210, 485,250

## 1.2 ACCESIBILIDAD

La accesibilidad a la Unidad de Producción Maraón puede ser mediante:

Tabla 1.1 Acceso vía aérea

DE	A	Distancia (Km)	Tiempo (hh:mm)	MEDIO
Lima	Trujillo	560	00:45	Avión
Trujillo	Chagual	300	00:40	Avioneta
Chagual	Mina	46	00:40	Camioneta
		906	02:05	

Fuente: Autor de la Tesis

Tabla 1.2 Acceso vía terrestre

DE	A	Distancia (Km)	Tiempo (hh:mm)	MEDIO
Lima	Trujillo	560	09:00	Bus
Trujillo	Vijus	300	12:00	Camioneta
Vijus	Mina	46	00:25	Camioneta
		906	17:25	

Fuente: Autor de la tesis

### 1.3 BREVE DESCRIPCION DE LA MINA

Tabla 1.3 Breve Descripción de la Mina

Inicio de operaciones	Mayo 1982
Ubicación	Caserío de Vijus, Distrito y Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad
Altitud	Entre los 1,250 y 3,000 m.s.n.m.
Fuerza laboral	770 de Empresa y 2,230 de Contratadas
Sistema de trabajo	
Empleados y obreros	28 días de labor y 14 días libres
Producto	Oro
Yacimiento	Filoniano, emplazado en el Batolito de Pataz
Recursos	1'252,156 TM con 424,267 onzas de oro
Capacidad de Tratamiento	
Planta Maraón	740 TM/día

Métodos de exploración	Labores Mineras y Perforación Diamantina
Métodos de explotación	Mecanizado y Convencional
Tratamiento	Lixiviación con Cianuro, Recuperación con Merrill Crowe y Fundición de barra dore

Fuente: Autor de la Tesis

## 1.4 GEOLOGIA

### 1.4.1 Geología regional

La zona aurífera está ligada a una franja de rocas intrusivas conocida como “Batolito de Pataz” que cortan a los esquistos, filitas y pizarras del Complejo del Marañón.

El Batolito de Pataz se extiende aproximadamente 50 km de longitud y 3.0 km de ancho, limitado por el NE con el Complejo del Marañón y por el SW con las rocas sedimentarias paleozoicas del grupo Mitu.

En el distrito minero, las zonas de fallas y fracturas preexistentes dentro del intrusivo han servido de canales de circulación de las soluciones mineralizantes hidrotermales, estas vetas han sido falladas y plegadas en más de dos eventos tectónicos; razón por la cual se presentan muy irregulares en su comportamiento estructural y continuidad.

El relleno mineralógico de las estructuras mineralizadas está constituido por cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmatita- esfalerita, calcopirita, galena, pirrotita y oro en estado nativo y libre.

### 1.4.2 Geología local

La zona se halla mayormente cubierta por depósitos Cuaternario por lo que las zonas y estructuras mineralizadas se encuentran poco expuestas. Por

debajo de la cubierta Cuaternaria se extiende el Intrusivo de Pataz, de naturaleza félsica a metafélsica en este se hospedan las vetas auríferas.

Al NE cerca del campamento San Andrés, afloran rocas metamórficas del Complejo del Marañón, y al SW del Tambo ocurrencia de arenisca limonitas - volcánicas (capas rojas), pertenecientes al grupo Mitu.

### **1.4.3 Geología estructural**

El Batolito de Pataz tiene una forma alargada de dirección NNW-SSE paralelo al lineamiento andino, es un cuerpo intrusivo cuya forma lenticular y alargada se debe a su emplazamiento a lo largo de una gran fractura regional. Constituido por dioritas-tonalitas, granodioritas con cambios graduales a monzogranito (edad: 328-329 Ma., *Haebberlin, 2000*) Su mecanismo principal de deformación es el cizallamiento, debido a un gran contraste de competencia con las rocas metamórficas adyacentes. De manera que los sistemas de vetas auríferas (edad: 312-314 Ma., *Haebberlin, 2000*) en la región de Pataz están ligados espacialmente a la geometría del Batolito, enclavados en las zonas marginales de este cuerpo intrusivo.

Las áreas mineralizadas se encuentran en Vetas transicionales relacionados a un campo de esfuerzos entre extensión y cizalla rellenando fracturas, contactos litológicos, diques y estratificaciones de orientaciones N-S/45°E, NW-SE/45°E, ENE/20°S-N. Enlazadas entre sí formando una mega brecha de cizallamiento. Estas vetas son cortadas y desplazadas por 3 familias de fallas subverticales regionales sincrónicas a la mineralización. La primera familia tiene una dirección NNW-SSE, la segunda E-W, y la tercera familia NE-SW. Dentro del relleno de la zona de falla es común la presencia de

sericita, clorita y panizo (*gouge*). Localmente se observa fragmentos de roca alterada sementada por cuarzo estéril.

En conclusión, el sistema de vetas de la región de Pataz es interpretado como una circulación de fluidos hidrotermales dentro de un sistema de fracturas en extensión cuyas aperturas para el desarrollo de los *ore-shoots* son probablemente el resultado de la influencia de las fallas transversales sobre los planos de debilidad relacionados a un evento más temprano (*Daigneault, 2001*).

#### **1.4.4 Geología económica**

La mina Papagayo aloja distintas vetas como: Jimena, Glorita, La lima, Carmela, etc. Para efectos de esta tesis se describe la veta Jimena, la cual es donde se ubica el proyecto.

#### **Veta Jimena**

##### **a) Orientación Potencia y Leyes.**

La veta Jimena tiene una orientación promedio de N3200 a N330°, con buzamientos desde 25° hasta la horizontal NE, la extensión en el rumbo es de 450 m. y en el plunge es de 550m, la potencia varía de unos centímetros hasta 3.00 m. con un promedio de 1.04 m. con una ley promedio de 34.94 gAu/TM. La alteración típica y predominante es la filica con bordura externa propilítica.

#### **1.4.5 Tipo de yacimiento**

Las vetas que se encuentran en Papagayo son de tipo filoneano, con

concentraciones mineralógicas de pirita aurífera a modo de clavos y cuyo origen se atribuye a procesos hidrotermales post magmáticos y asociados al emplazamiento del batolito de Pataz.

#### **1.4.6 Mineralogía**

El ensamble mineralógico lo constituye una asociación típica mesotermal de cuarzo-pirita-oro. Este último se observa como electrum y libre, rellenando las fracturas y contactos de la galena-pirita. Además de los minerales indicados también son reconocidos minerales como: Arsenopirita, Calcopirita, etc.

### **1.5 MINA**

#### **1.5.1 Clasificación geomecánica**

##### **1.5.1.1 Índice Geológico De Resistencia GSI**

El Índice Geológico de Resistencia (G.S.I.) propuesto por Hoek (1997) y Hoek Kaiser y Bawden (1998) proporciona un sistema práctico para estimar la variación de la resistencia que presentaría un macizo rocoso con diferentes condiciones geológicas.

La resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos o bloques de rocas intacta y también, de la libertad de estos para girar o deslizarse bajo distintas condiciones de esfuerzo. Esta libertad está controlada por el perfil geométrico de los trozos o bloques de roca intacta, así como también, por la condición de la superficie que separan dichos trozos o bloques

### 1.5.1.2 Tabla G.S.I. modificada.

En base a las tablas originales del Índice G.S.I. y teniendo como objetivo que puedan ser utilizadas en forma muy práctica y sencilla, sin dejar de tomar en cuenta las características principales de los macizos rocosos y su comportamiento en aberturas subterráneas, se ha asociado el parámetro de Estructura del macizo rocoso, al grado de fracturamiento medido según el R.Q.D. o la cantidad de fracturas por metro y modificando su terminología de acuerdo a estos conceptos:

- Masiva (M) – Menos de 2 fracturas / mt, RQD (90 - 100).
- Levemente fracturada (LF) de 2 a 6 fracturas / mt, RQD ( 70 - 90)
- Moderadamente fracturada (F) de 6 a 12 fracturas / mt, RQD (50 a 70).
- Muy fracturada (MF) de 12 a 20 fracturas / mt, RQD (25 a 50).
- Intensamente fracturada (IF) con más de 20 fracturas / mt, RQD (0 a 25).
- Triturada y brechada en zonas de falla, sin RQD, incluyéndose además las condiciones de trabazón de los bloques que se mencionan en las tablas originales.

Con respecto al parámetro de condición de las Discontinuidades, se ha asociado este a la resistencia de la roca intacta, determinada en forma muy sencilla y practica con golpes de picota o su indentación o disgregación de la misma, usando la siguiente terminología:

- Muy buena (MB) Extremadamente resistente, solo se astilla con golpes de picota.
- Buena (B) Muy resistente, se rompe con varios golpes de picota.
- Regular (R) Resistente, se rompe con 1 o 2 golpes de picota.
- Pobre (P) Pobre, moderadamente resistente, se indenta superficialmente con la picota.
- Muy pobre (MP) Blanda a muy blanda, se indenta profundamente con golpes de picota o se disgrega fácilmente, incluyéndose al igual que en el parámetro anterior las condiciones de las discontinuidades
- +mencionadas en la tabla original.

De esta manera con el uso del flexómetro y la picota se obtendrá rápidamente una clasificación del macizo rocoso.

En base a esta clasificación se terminaron 2 cartillas Geomecánicas GSI:

TABLA N° 1

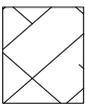
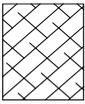
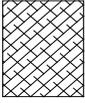
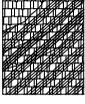
<b>PODEROSA</b> DPTO. DE GEOMECANICA SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (modificado) LABORES TEMPORALES seccion : 1.5 - 2.5m					
<b>TAJOS</b> <b>B</b> Puntales sistematico 1.5m <b>C</b> Puntales de madera máx. espac = 1.3m en di rección del mado <b>D</b> Cuadros de madera máx. espac = 1.5m en di rección del mado <b>GALERIAS (2.5 - 3.0 m)</b> <b>A</b> Sin soporte o split set ocasional 5pies <b>B</b> Split-Set de 5pies sistematicos espaciados a 1.5mx1.5 <b>C</b> Perno Helicoidal sistematico espaciados a 1.5mx1.5 mas malla <b>D</b> Cuadros de madera espac = 1.5m		<b>CONDICIONES</b> BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc: 100 A 250 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PI COTA)		REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc: 50 a 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PI COTA)	
<b>ESTRUCTURA</b>		POBRE (MODER. RESIST. - LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc: 25 A 50 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIE ALIMENTE CON GOLPES DE PI COTA)		MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRUCIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc: 5 A 25 Mpa) - (SE INDENTA MAS DE 5 mm)	
 LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A)	(A)	---	---	---
 MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)	(B)	(B)	(C)	---	---
 MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	---	(C)	(D)	(D)	(D)
 INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	---	---	(D)	(D)	(D)

Figura 1.2 : Cartilla Geomecánica GSI, para labores temporales

TABLA N° 1-A

<b>METODOLOGÍA DE APLICACIÓN</b> LABORES TEMPORALES seccion : 1.5 - 2.5m					
INDICE G.S.I.	CALIDAD DE ROCA	ABERTURA MAXIMA LINEAL		TIEMPO DE AUTOSOPORTE	
		TAJOS	GALERIAS		
LEVEMENTE FRACTURADA/ BUENA (LF/B)	MUY BUENA	1 CANAL (1.5m)	---	---	
LEVEMENTE FRACTURADA/ REGULAR (LF/R)	BUENA				
MODERADAMENTE FRACTURADA/ BUENA (F/B)	BUENA				
MODERADAMENTE FRACTURADA/ REGULAR (F/R)	BUENA				
MODERADAMENTE FRACTURADA/ POBRE (F/P)	REGULAR	1.5 m	20 m	7 dias	
MUY FRACTURADA/ REGULAR (MF/R)	REGULAR	1.2 m	1.5 m	Inmediato	
MUY FRACTURADA/ POBRE (MF/P)	REGULAR				
INTENSAMENTE FRACTURADA/ POBRE (IF/P)	MALA				
INTENSAMENTE FRACTURADA/ MUY POBRE (IF/MP)	MUY MALA				

**METODOLOGIA DE APLICACION**

- Para la utilizacion de esta tabla de sostenimiento, se basa en la aplicacion del Indice de Resistencia Geologica G.S.I. modificado, definiendose dos parametros: condiciones estructurales y superficiales de la masa rocosa.
- La forma de aplicacion de esta tabla se determina in situ. Primero se define la condicion estructural midiendo la cantidad de estructuras por metro lineal, previamente lavadas las paredes y techo de la labor. Seguidamente se define la condicion superficial con golpes indentando la picota en las paredes de la excavacion mas representativa como macizo rocoso, ademas observar la presencia de alteraciones en las paredes de las estructuras o el tipo de relleno, forma de las fracturas y espaciamiento de las fallas. Procediendo finalmente a determinar el soporte de acuerdo a la seccion de la labor.
- En zonas con factores influyentes en el comportamiento del macizo rocoso como: La presencia de agua (goteo o flujo), los esfuerzos, orientacion de las discontinuidades (desfavorables y muy desfavorables) y las excavaciones (aberturas, voladura no controlada, relajamiento progresivo, cercania de labores, sostenimiento inoportuno y colocacion de soporte inadecuado. El G.S.I. debe sufrir una modificacion y se selecciona el sostenimiento recomendado a la condicion inmediata inferior (menor calidad G.S.I.).  
Por Ejemplo: si el macizo rocoso presenta un G.S.I. MF/R sin factor influyente, ese pasara a MF/P con factor influyente.
- En caso de eventos de relajamientos, el sostenimiento se debe mantener al tope de la labor
- Los espaciamientos entre cuadros seran considerados como luz interna.
- Para camaras diamantinas:  
Usar pernos split set de 7pies con malla como sostenimiento.
- Para la instalacion de cuadros de madera:  
Usar madera de diametro 8" en sombreros y postes.
- Para instalacion de puntales:  
Usar madera de diametro de 7-8"

TABLA N° 2

<p><b>PODEROSA</b> DPTO. DE GEOMECANICA SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (modificado) LABORES PERMANENTES seccion : 2.5 - 4.0m (Rampas, cortadas, ESCM's, ventanas, galerias)</p>					
<b>A</b>	Si n soporte o perno ocasional de 5pies	CONDICIONES	BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc: 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc: 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, LEVE A MODERADAMENTE ALTERADO) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc: 25 A 50 MPa) (SE INDENTAN SUPERFICIE ALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)
<b>B</b>	Pernos helicoidales sistematicos de 5 pies espaciados a 1.5x1.5m				
<b>C</b>	Pernos helicoidales sistematicos de 5 pies espaciados a 1.5x1.5m ms malla o shotcrete c/fibra espesor=2"				
<b>D</b>	Cuadros de madera espaciados 1.5m o cinbra metalicas espaciadas a 1.5m				
<b>E</b>	Cinbra metalicas espaciadas a 1.2m Cuadros de madera espaciados 1.0m				
<b>ESTRUCTURA</b>					
	<b>LEVEMENTE FRACTURADO</b> TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RCD 75-90) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A) LF/B	(A) LF/R	---	---
	<b>MODERADAMENTE FRACTURADO</b> MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RCD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)	(A) F/B	(A) F/R	(C) F/P	---
	<b>MUY FRACTURADO</b> MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RCD 25-50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	---	(C) MF/R	(D) MF/P	(D) MF/MP
	<b>INTENSAMENTE FRACTURADO</b> PEQUEÑO ENTORNO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RCD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	---	---	(D) IF/P	(E) IF/MP

TABLA N° 2-A

<b>METODOLOGÍA DE APLICACIÓN</b>			
LABORES PERMANENTES seccion : 2.5 - 4.0m (Rampas, cortadas, ESCM's, ventanas, galerias)			
INDICE G.S.I.	CALIDAD DE ROCA	ABERTURA MAXIMA LINEAL	TIEMPO DE AUTOSOPORTE
LEVEMENTE FRACTURADA BUENA (LF/B)	MUY BUENA	---	> 10 Años
LEVEMENTE FRACTURADA REGULAR (LF/R)	BUENA		
MODERADAMENTE FRACTURADA BUENA (F/B)	BUENA		
LEVEMENTE FRACTURADA POBRE (LF/P)	BUENA	25 m	8 dias
MODERADAMENTE FRACTURADA REGULAR (F/R)	BUENA		
MODERADAMENTE FRACTURADA POBRE (F/P)	REGULAR	15 m	5 dias
MUY FRACTURADA REGULAR (MF/R)	REGULAR		
MUY FRACTURADA POBRE (MF/P)	REGULAR	1.5 m	Intermedio
INTENSAMENTE FRACTURADA POBRE (IF/P)	MALA		
INTENSAMENTE FRACTURADA MUY POBRE (IF/MP)	MUY MALA	1.0 m	Intermedio
<b>METODOLOGIA DE APLICACION</b>			
<ol style="list-style-type: none"> <li>Para la utilizacion de esta tabla de sostenimiento, se basa en la aplicacion del Indice de Resistencia Geologica G.S.I. modificado, definiendose dos parametros: condiciones estructurales y superficiales de la masa rocosa.</li> <li>La forma de aplicacion de esta tabla se determina in situ. Primero se define la condicion estructural midiendo la cantidad de estructuras por metro lineal, previamente lavadas las paredes y techo de la labor. Seguidamente se define la condicion superficial con golpes indentando la picota en las paredes de la excavacion mas representativa como macizo rocoso, ademas observar la presencia de alteraciones en las paredes de las estructuras o el tipo de relleno, forma de las fracturas y espaciamiento de las fallas. Procediendo finalmente a determinar el soporte de acuerdo a la seccion de la labor.</li> <li>En zonas con factores influyentes en el comportamiento del macizo rocoso como: La presencia de agua (goteo o flujo), los esfuerzos, orientacion de las discontinuidades (desfavorables y muy desfavorables) y las excavaciones (aberturas, voladura no controlada, relajamiento progresivo, cercania de labores, sostenimiento inoportuno y colocacion de soporte inadecuado. El G.S.I. debe sufrir una modificacion y se selecciona el sostenimiento recomendado a la condicion inmediata inferior (menor calidad G.S.I.). Por Ejemplo: si el macizo rocoso presenta un G.S.I. MF/R sin factor influyente, ese pasara a MF/P con factor influyente.</li> <li>En caso de eventos de relajamientos, el sostenimiento se debe mantener al tope de la labor</li> <li>Los espaciamientos entre cuadros seran considerados como luz interna.</li> <li>Para camaras diamantinas: Usar pernos split set de 7pies con malla como sostenimiento.</li> <li>Para la instalacion de cuadros de madera: Usar madera de diametro 8" en sombreros y postes.</li> <li>Para instalacion de puntales: Usar madera de diametro de 7-8"</li> </ol>			

Figura 1.3 Cartilla Geomecánica GSI, para labores permanentes

### **1.5.2 Geomecánica del yacimiento**

En forma general las vetas presentan una orientación de NE-SW con buzamientos bajos (Sub horizontales) donde están siendo cortados por un sistema de fallas principales que van de NE-SW con buzamiento de 60° a 80° y otro sistema de NNW-SSE con buzamientos de 60° a 70°.

Presenta 4 calidades de roca MF/P RM 30-35 (Color naranja), MF/R 40-45 (color verde), F/B- F/R - RMR 60-65 (color Azul) y LF/R 60-70 (Color Amarillo).

#### **1.5.2.1 Veta Jimena**

En la veta Jimena tiene una orientación NNE-SSW presentando un buzamiento desde 25° hasta la horizontal.

Calidad de Roca:

La Veta Jimena presenta 2 calidades de roca bien marcadas MF/P (color naranja) y MF/R (color verde) tal Como se muestra en la figura 4.

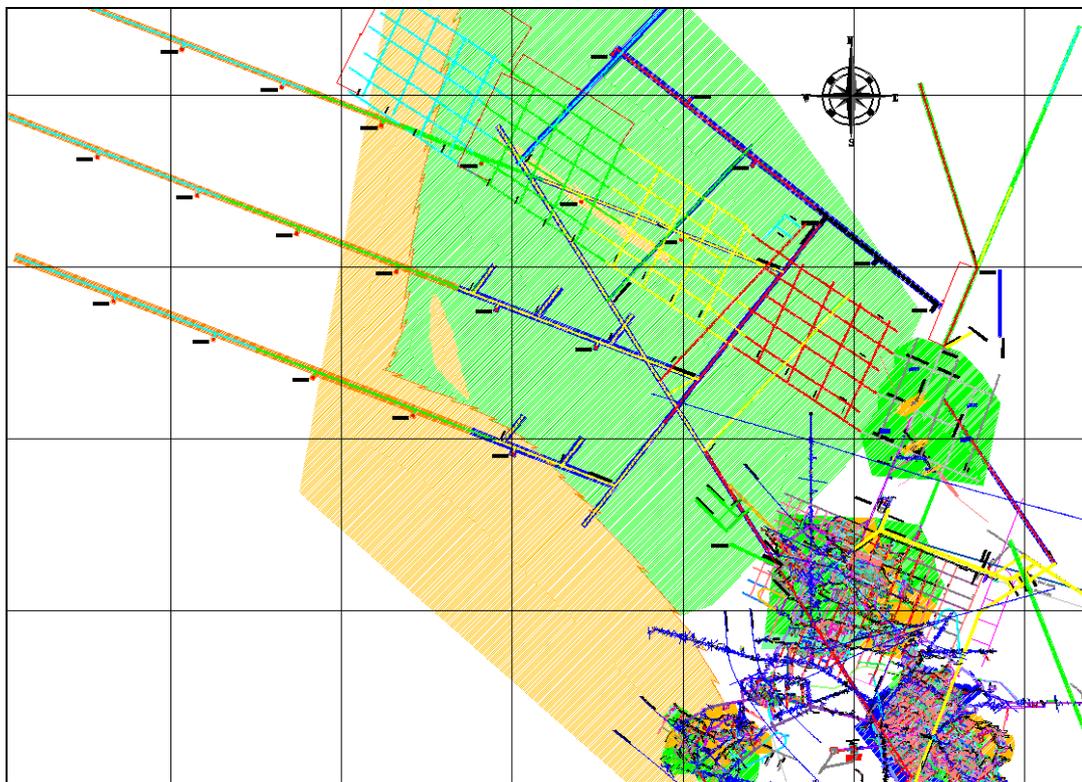


Figura 1.4 Plano de Zonificación Geomecánica de Veta Jimena.

El tipo de sostenimiento Según la cartilla Geomecánica GSI. MF/R RMR 45-50

En labores de explotación puntales de madera y en las cortadas y accesos perno y malla electro soldada. MF/P, RMR 30-35 en labores de explotación cuadros de madera y en cortadas y galerías con Shotcrete y/o cuadros de madera

#### 1.5.1.2 Veta Glorita 2

En la zona de Glorita 2 se tienen claramente definidos dos sistemas de fallas que afectan a la zona, la Primera con orientación NW-SE teniendo DIP/DIP

DIRECCION de 80/216 que cortan y desplazan a la veta Glorita 2 y la Segunda con orientación NNE-SSW y DIP/DIP DIRECCION de 77/284 y fallas locales con orientación N-S

Calidad de Roca: La Veta Glorita 2 presenta 3 calidades de roca: MF/R RMR 45-50 (color verde), MF/P - RMR 30-35 (color Naranja) y F/R 55-65 (Color Azul). Tal como se muestra en la figura 6.

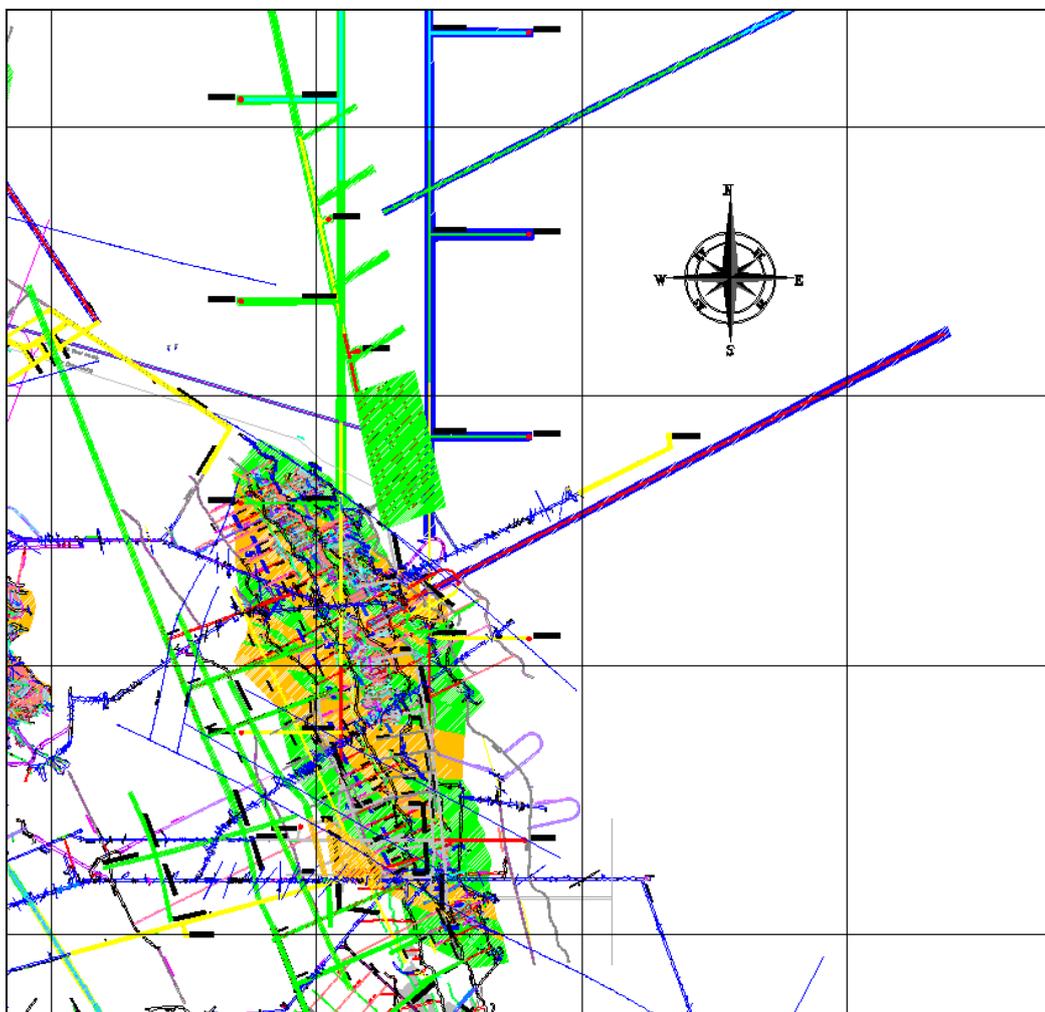


Figura 1.5 Plano de Zonificación Geomecánica de Veta Glorita 2.

El tipo de sostenimiento Según la cartilla geomecánica GSI. MF/R RMR 45-50

En labores de explotación puntales de madera y en las cortadas y accesos perno y malla electro soldada. MF/P, RMR 30-35 en labores de explotación cuadros de madera y en cortadas y galerías con Shotcrete y/o cuadros de madera. F/R, RMR 55-65 en labores de explotación puntales de madera y en cortadas y accesos pernos sistemáticos.

### **1.5.3 Método de explotación**

En Poderosa, Unidad de producción Marañón, el método de minado es el Shortwall que es una variante del Longwall Mining, a continuación se presenta la secuencia de minado.

#### **a) Labores de desarrollo y preparación**

Niveles superior e inferior, sirviendo esta última como nivel de producción con secciones de de 2.5 m x 2.5 m, luego se ejecutan las chimeneas de extracción y seguidamente los subniveles con secciones de 1.5 m x 1.8 m para finalmente ejecutar las labores de servicios con una sección de 1.5 m x 1.5 m.

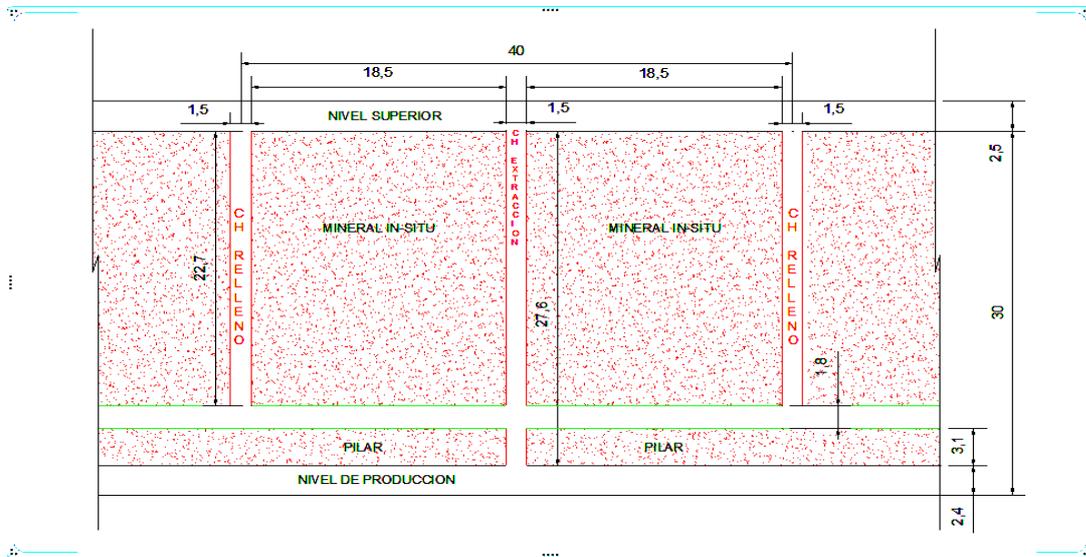


Figura 1.6 Labores de desarrollo y preparación

## b) Operaciones unitarias en el tajo

### ➤ Perforación

La perforación se realizará de 4 o 6 pies y con un diámetro de 38 mm. La malla de perforación contará con un burden de 0.5 m y espaciamiento de 0.5 m.

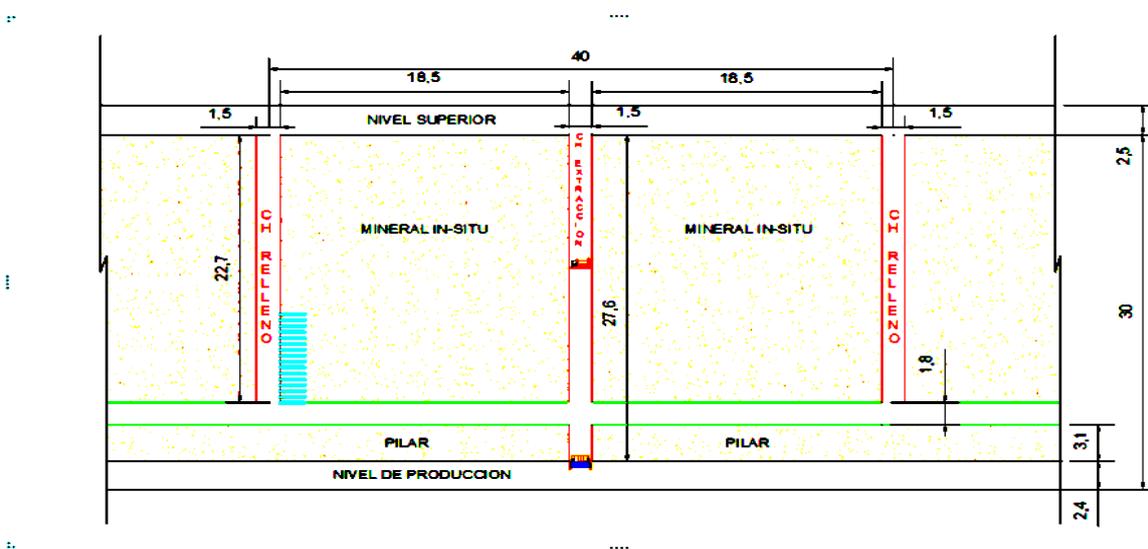


Figura 1.7 Perforación de la primera pared

### ➤ Voladura

El explosivo utilizado es la emulsión Semexa E-65 y como accesorios de voladura se utiliza el Carmex. El factor de carga 0.45 Kg de explosivo por tonelada de mineral.

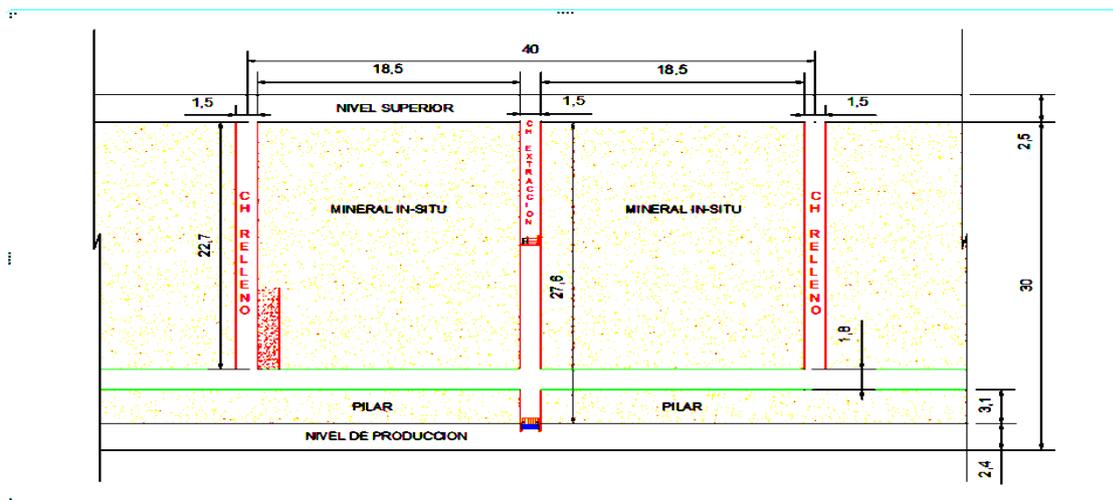


Figura 1.8 Voladura de la primera pared

### ➤ Limpieza

La limpieza se realizará principalmente con winches neumáticos de 15 HP cuyos rendimientos llegan a 10 TM/h, aunque también puede realizarse a pulso; de la misma manera que el subnivel puede realizarse en uno o dos tiempos dependiendo del buzamiento de la veta.

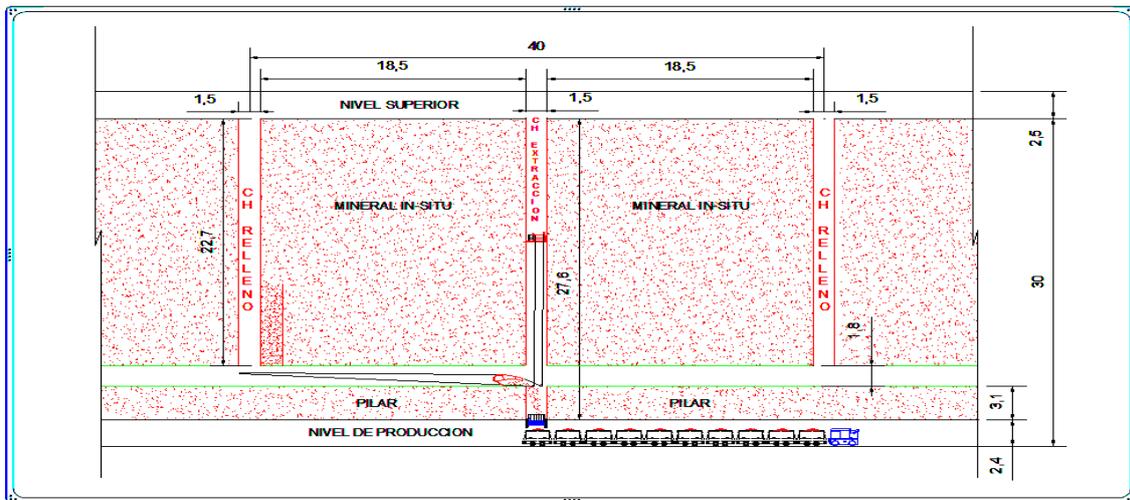


Figura 1.9 Limpieza de la primera voladura

➤ **Sostenimiento**

El sostenimiento se realizará principalmente con puntales con jack pot o cuadros, colocados en forma sistemática con una luz de 1,5 m como máximo. El consumo de madera bordea aproximadamente los 25 kg de madera por tonelada de mineral.

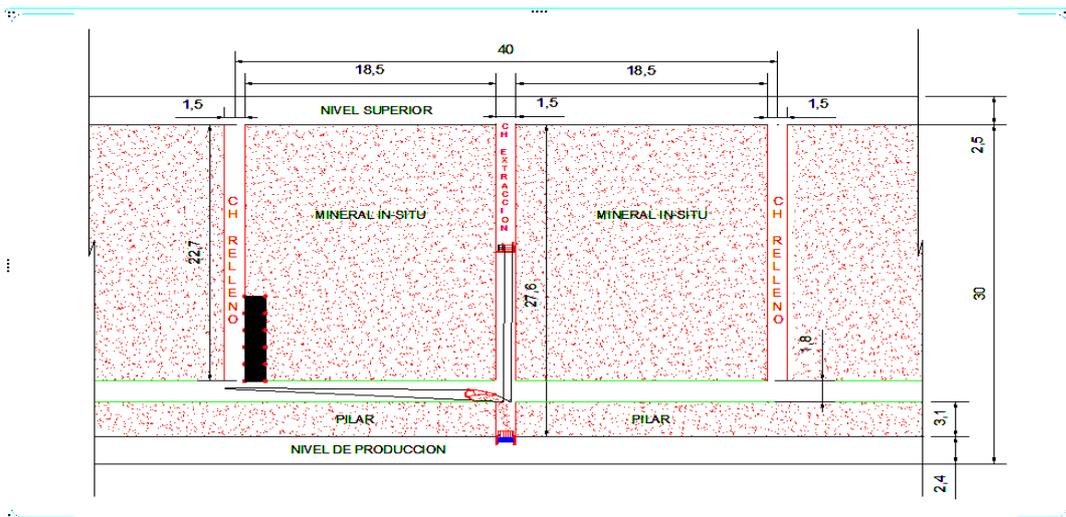


Figura 1.10 Sostenimiento del primer corte

➤ **Corte de un primer tramo**

Espacio suficiente a ser sostenido durante un mes por el sostenimiento con puntales o cuadros.

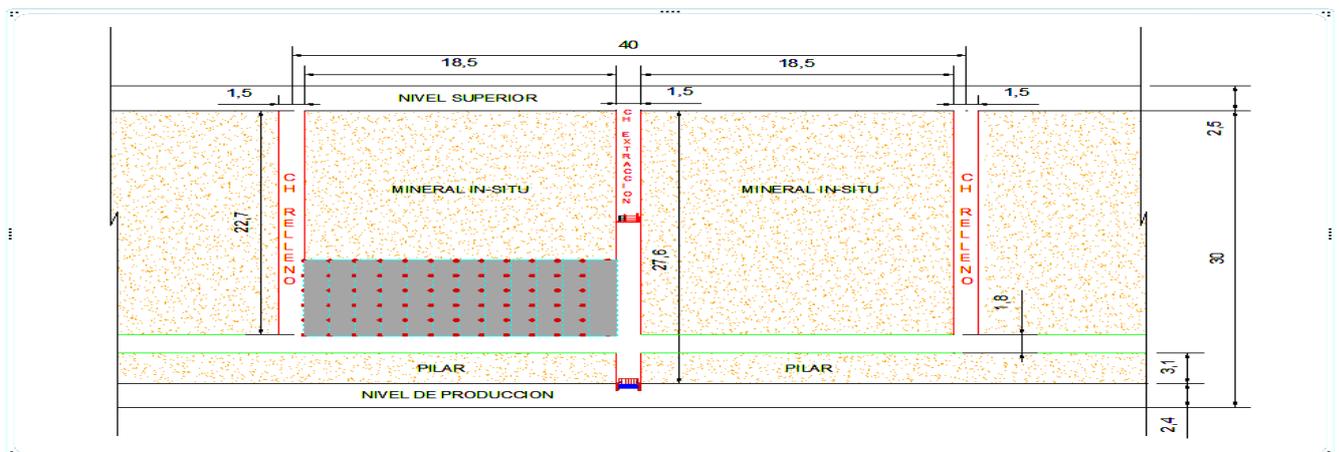


Figura 1.11 Corte del primer tramo

➤ **Relleno hidráulico o detrítico**

Debido a que nuestra pared colgante es moderado a débil, incompetente y limitante entre soportable a poco hundible, los esfuerzos ya no son normales y más bien los esfuerzos son inducidos hacia los puntales o cuadros y pilares próximos, y una vez que la resistencia de los puntales o cuadros son vencidos por el esfuerzo vertical, la pared colgante llega a su máxima deformación por el incremento de luz. Todo lo anterior nos lleva a la necesidad del uso del relleno hidráulico o detrítico y así evitar reemplazar por nuevo sostenimiento con madera.

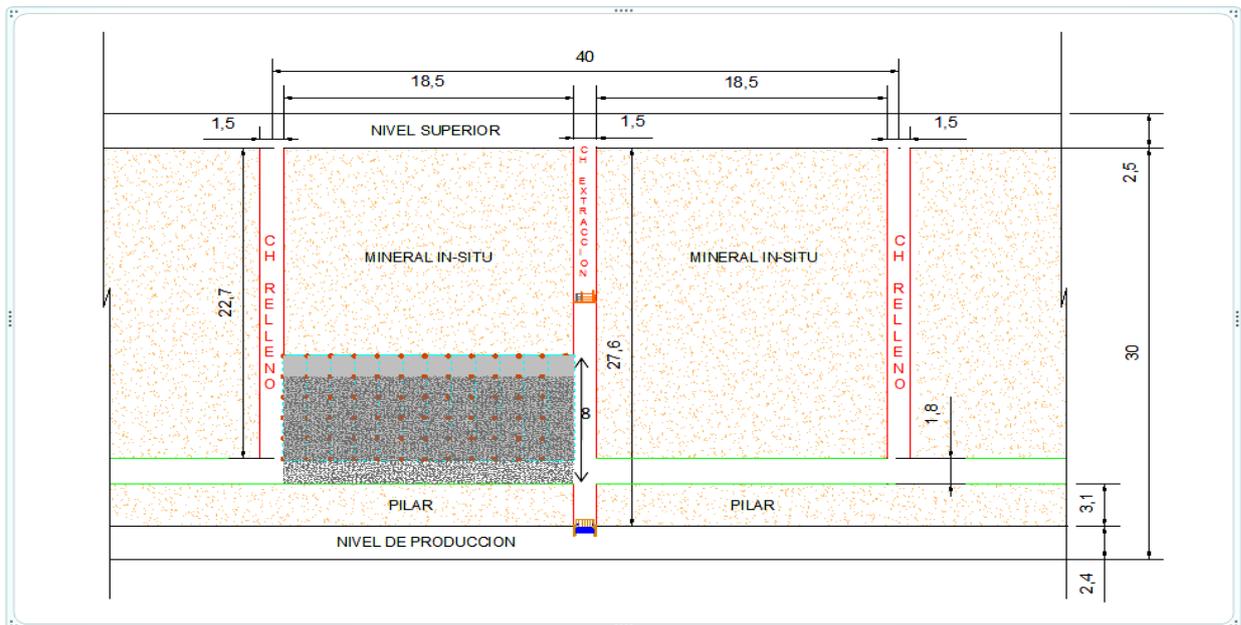


Figura 1.12 Relleno del primer tramo

#### 1.5.4 Ventilación

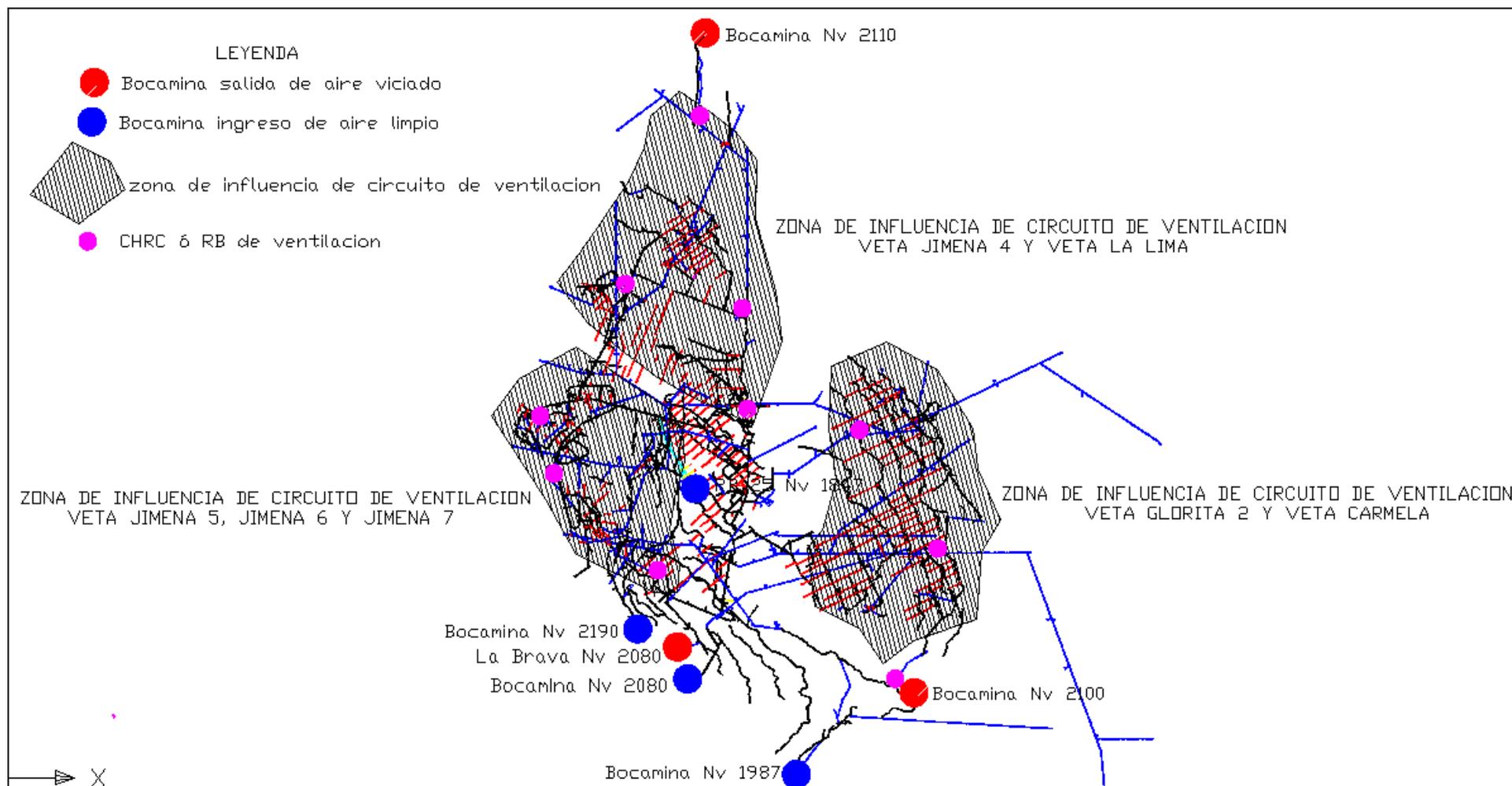
La ventilación principal es creada por depresiones generadas por ventiladores de 100,000cfm y 50,000cfm ubicados en los extremos de la mina por medio de CHRCs comunicadas desde los niveles más bajos de la mina a superficie. El sistema de ventilación se divide en tres circuitos:

**CIRCUITO DE VENTILACIÓN PRINCIPAL:** Este sistema está subdividido en 3 circuitos los cuales se describe a continuación:

a) **Circuito de ventilación vetas JIMENA 4 y La Lima:** Esta zona de trabajo cuenta con 01 ventilador de 100,000cfm ubicado en la CR NW1 del Nivel 1987. La salida principal del aire viciado es por la bocamina del Nivel 2110. como se muestra en el gráfico 1.

**b) Circuito de ventilación vetas GLORITA 2 y Carmela:** Esta zona de trabajo cuenta con 02 ventiladores de 50,000cfm ubicados en el BY PASS 6245 del Nivel 1987. La salida principal del aire viciado es por la bocamina del Nivel 2100. como se muestra en el grafico 1.

**c) Circuito de ventilación veta JIMENA 5, 6:** Esta zona de trabajo cuenta con 02 ventiladores de 50,000cfm ubicados en la CR W del Nivel 1937. La salida principal del aire viciado es por la bocamina del Nivel 2080 (la brava). como se muestra en la figura 1.12.



**VENTILACIÓN SECUNDARIA:** Para los circuitos secundarios se tiene los siguientes ventiladores determinados para cada uno de los circuitos principales descritos líneas arriba. Su distribución es:

**a) Circuito de ventilación vetas JIMENA 4 y La Lima:** Esta zona de trabajo cuenta con los siguientes ventiladores:

- 01 ventilador de 5,000cfm
- 11 ventiladores de 10,000cfm
- 03 ventiladores de 20,000cfm
- 01 ventilador de 50,000cfm

**b) Circuito de ventilación vetas GLORITA 2 y Carmela:** Esta zona de trabajo cuenta con los siguientes ventiladores:

- 02 ventiladores de 5,000cfm
- 09 ventiladores de 10,000cfm
- 04 ventiladores de 20,000cfm

**c) Circuito de ventilación veta JIMENA 5 y 6:** Esta zona de trabajo cuenta con los siguientes ventiladores:

- 01 ventilador de 10,000cfm

**COBERTURA DE AIRE:** La cobertura de aire es la cantidad necesaria de este para poder cubrir los diversos requerimientos necesarios dentro de la

operación minera. A continuación se describen estos requerimientos y su forma de cálculo.

➤ **Volumen Requerido por Personas:**

Cantidad requerida según reglamento para un número máximo de personas por guardia.

$$Q1 = n \times q$$

n : Número de personas: 180

q : 3 m<sup>3</sup>/persona + 40%: 4.2 m<sup>3</sup>/persona

*Entonces:*

$$Q1 = 180 \times 4.2 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q1 = 756 \text{ m}^3/\text{min}$$

➤ **Volumen requerido por consumo de explosivos:**

Cantidad mínima requerida para diluir los contaminantes gaseosos producidos por los explosivos.

$$Q2 = (100 \times G \times E) / T \times F$$

Constante : 100

G Formación de Gases en  $\text{m}^3$  por la detonación de Kg d'explosivo.

Norma general  $G=0.04 \text{ m}^3$

E: 420 Kg. (Cantidad de explosivos a detonar, CR, CH, TJ)

T: 150 min. (Tiempo de dilución)

F: Porcentaje de dilución de los gases en la atmósfera (0.008)

*Entonces:*

$$Q2= 1,400 \text{ m}^3/\text{min}$$

➤ **Volumen requerido por consumo de equipos:**

Cantidad mínima requerida para diluir los contaminantes gaseosos producidos por los equipos.

3 :  $\text{m}^3/\text{min}$  por cada HP

820.8 :  $\text{m}^3/\text{min}$  por HP X 0.80 (F.C)

$$Q3= 2,462 \text{ m}^3/\text{min}$$

**CAUDAL REQUERIDO:** En el siguiente cuadro se muestra el caudal requerido para los distintos fines según cálculo realizado líneas arriba:

Tabla 1.4 Caudal de Aire Requerido Mina Papagayo

<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>CAUDAL m<sup>3</sup>/min</b>
PARA PERSONAL	756
PARA EXPLOSIVOS	1,400
PARA EQUIPOS	2,462
<b>TOTAL</b>	<b>4,618</b>

#### **BALANZA FINAL DE VENTILACION**

Tabla 1.5 Cobertura de Aire Mina Papagayo

Aire limpio que ingresa	4,814 m <sup>3</sup> /min
Aire requerido por guardia	4,618 m <sup>3</sup> /min
Aire Excedente	196 m <sup>3</sup> /min
<b>COBERTURA DE AIRE</b>	<b>104.2%</b>

## **CAPITULO II**

### **METODO DE EJECUCION DE CHIMENEAS RAISE CLIMBER**

#### **2.1 CONSIDERACIONES EN LA ELECCION DEL EQUIPO ALIMAK PARA CHIMENEAS.**

En la elección de la plataforma Alimak a emplearse en la construcción de chimeneas, se debe tener en cuenta las siguientes consideraciones:

a.- Caracterización del macizo rocoso, para lo cual el macizo debe tener un RMR de 50, RQD de 60 y un Q de 6 que corresponde a una calidad de macizo rocoso de regular a buena.

b.- La chimenea debe construirse en rocas de caja y ser específico que en este caso es una chimenea para ore pass.

c.- La sección mínima para este tipo de chimenea será de 2.0 x 2.0 m.

d.- La longitud mínima de la chimenea debe ser de 50 m.

e.-La inclinación recomendable de la chimenea, puede variar de 60° a 90°

Por otro lado las ventajas y desventajas que ofrece el uso de una plataforma trepadora Alimak son:

#### **VENTAJAS:**

- Se puede usar para chimeneas de pequeña a gran longitud y con cualquier inclinación
- Es posible cambiar la inclinación de las chimeneas mediante el uso de carriles curvos.
- La preparación de inicial del área de trabajo es muy reducida.

Se puede construir chimeneas con diferentes secciones cambiando las plataformas, siendo posible excavar secciones de 3 m<sup>2</sup> a 20 m<sup>2</sup>.

#### **DESVENTAJAS:**

- Requiere mano de obra especializada.
- Al realizar el desmontaje ya no se pueden recuperar algunos de sus componentes.
- Cuando se ejecuta chimeneas de gran longitud se tiene problemas con los servicios como caída de tensión, baja presión de agua y aire etc

## **2.2 CARACTERÍSTICAS DE LA PLATAFORMA ALIMAK.**

La máquina Alimak es una plataforma/jaula que sube la chimenea por una cremallera empernada a la pared y debido a su gran flexibilidad, economía y velocidad se utiliza para la excavación de chimeneas y piques.

Este equipo está especialmente diseñado para la construcción de chimeneas desde 90° hasta 65°, los cuales pueden ser con sistema neumático, eléctrico o diesel.

En la minería subterránea, actualmente la plataforma Alimak, se ha convertido en un equipo muy usado, especialmente donde no existe ningún nivel de acceso superior, además tiene varias aplicaciones.

Para la construcción de la chimenea propuesta y de acuerdo a sus características, se ha elegido una plataforma trepadora Alimak, modelo STH-5E de propulsión eléctrica, que consta de dos unidades propulsoras con un motor eléctrico cada una. La plataforma descenderá por gravedad y las características de este modelo son:

Tabla 2.1 Características Trepadora Eléctrica ALIMAK MODELO STH-5E

CARACTERISTICAS PLATAFORMA TREPADORA ELECTRICA		
ALIMAK MODELO STH – 5E		
1.-	Area aproximada de chimenea vertical	7 m <sup>2</sup>
2.-	Area máxima aproximada de chimenea inclinada a 45°	10 m <sup>2</sup>
3.-	Altura máxima de excavación	400 m.
4.-	Longitud máxima de excavación	900 m.
5.-	Velocidad ascendente a 50 ciclos	0.3 m/s (18m/min)
6.-	Velocidad ascendente a 60 ciclos	0.36m/s (21.6 m/min)
7.-	Velocidad de descenso por gravedad	0.4 - 0.5 m/s (25-30m/min)
8.-	Capacidad del motor	7.5 Kw
9.-	Cable eléctrico especial	3 x 10 + 3 x 1.5+2

#### DESCRIPCION DE LAS PARTES.

**Unidad propulsora:** con piñones engranados a la cremallera de linterna del carril guía la propulsión que en este caso es mediante accionamiento eléctrico. Un elemento importante es el freno centrífugo que limita la velocidad de la plataforma trepadora en descenso por gravedad.

**Armazón:** compuesto por conjunto de rodillos y dispositivos de seguridad que automáticamente frena a la trepadora si la velocidad de descenso excede el límite predeterminado de seguridad.

**Plataforma de trabajo:** permite a los trabajadores realizar el armado del carril, perforar, cargar, emparejar.

**Tambor de enrollamiento:** es automática de manguera o cable que funciona cuando la trepadora asciende o desciende.

**Válvula múltiple:** comprende al agua y aire que suministra estos servicios para las perforadoras.

**Bomba de alta presión:** está compuesta por un sistema de pistones que es accionada por una polea que bombea el agua cuando la presión disminuye o cuando la altura es mayor,

**Trepador de servicio:** Siempre se debe tener operativo este sistema que es de emergencia y sobre todo para brindar apoyo al trepador principal.

**Cabezal de perforación:** es un sistema de almacenamiento de agua y aire de donde parte para la conexión de agua y aire a la perforadora Stoker durante la perforación.

**Cabezal de disparo:** es un sistema de protección que se coloca al final del carril con el objetivo de protegerlo.

**Carriles guías:** comprende:

- Carriles rectos de 2 m. cada uno.
- Carril de servicio.
- Carriles curvos de 8 y 25 grados.

- Topes o ángulos.
- Espaciadores de 10, 20, 30 cm.
- Pernos de expansión.
- Pernos de  $\frac{3}{4}$  x 5" galvanizados.
- Pernos de  $\frac{3}{4}$  x 3  $\frac{1}{2}$ " galvanizados.
- Pernos de  $\frac{3}{4}$  x 2  $\frac{1}{4}$ " galvanizados.
- Tuercas de  $\frac{3}{4}$ ".

#### **COMPONENTES ADICIONALES:**

***Frenos de la plataforma trepadora:*** consiste de un sistema de zapatas que al accionar actúan sobre la transmisión del motor para poder controlar su velocidad. Normalmente posee 3 sistemas de frenos independientes, el equipo de accionamiento está provisto de un freno de mando y un freno para descenso por gravedad. Finalmente hay un paracaídas que se activa automáticamente cuando la velocidad sobrepasa el límite establecido.

***Radios:*** es un medio de comunicación entre el personal que está en la plataforma principal y la cámara de montaje.

***Tablero de control:*** este sistema debe de instalarse cerca de la plataforma trepadora, comprende mandos para la conexión y desconexión de la corriente principal.

**Regulador automático de tensión:** al realizar la excavación resulta difícil de obtener la tensión suficiente para el motor eléctrico debido a la caída de tensión que existe en toda la longitud del cable. Esto puede causar problemas de arranque contra la tensión elevada en el arranque del motor, por esta razón es necesario tener una elevada tensión y luego reducirlo después para no perjudicar al motor.

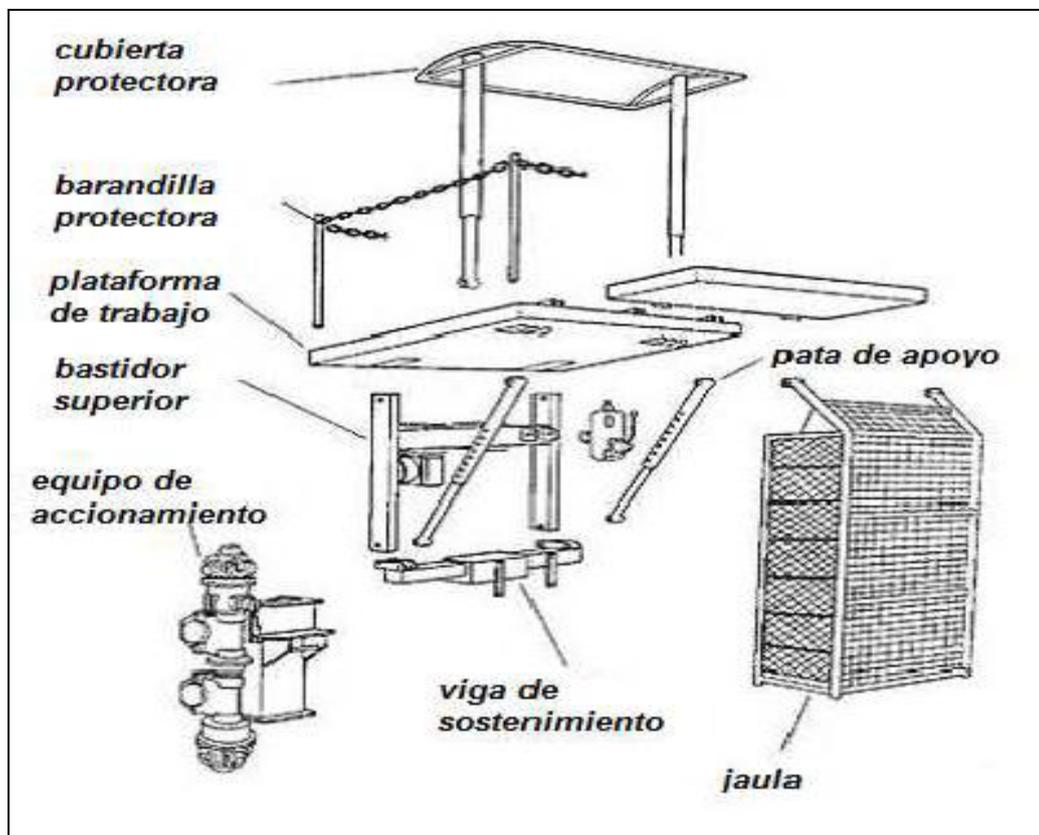


Figura 2.1 Partes de Trepadora Alimak

## **CAPITULO III**

### **ANALISIS DEL SISTEMA DE EXTRACCION ANTES DEL PROYECTO**

La Unidad de Producción Marañón está conformada por tres minas: Papagayo, Karola y El Tingo. El estudio del Sistema de extracción se ha realizado en la Mina Papagayo en las Vetas Glorita2 y Jimena.

#### **3.1 METAS DE PRODUCCIÓN UP MARAÑÓN**

Según el planeamiento estratégico de Compañía Minera Poderosa en la Unidad de Producción Marañón, la producción de mineral en los próximos años será el que se detalla en la tabla:

Tabla 3.1 Producción Unidad de Producción Marañón 2014-2018

PARÁMETROS DE GESTION	METAS				
	2014	2015	2016	2017	2018
CAPACIDAD INSTALADA (TM/día) PLANTA MARAÑÓN	700	700	700	700	750
PRODUCCION MINA (TM/día) UP MARAÑÓN	700	700	700	700	750

### 3.2 METAS DE PRODUCCIÓN PARA EL PROYECTO

En los niveles a desarrollar el proyecto la producción de mineral y la cantidad de desmonte considerando un *striping ratio* de 0.7, se detalla en la Tabla 3.1

Tabla 3.2 Metas de Producción para el proyecto

			<b>Producción Mina Vetas Jimena-Glorita2</b>				
			<b>2014</b>	<b>2015</b>	<b>2016</b>	<b>2017</b>	<b>2018</b>
			<b>ton/día</b>				
			<b>550</b>	<b>550</b>	<b>550</b>	<b>550</b>	<b>550</b>
			<b>ton/año</b>				
<b>TIPO</b>	<b>VETA</b>	<b>NIVEL</b>	<b>198,000</b>	<b>198,000</b>	<b>198,000</b>	<b>198,000</b>	<b>198,000</b>
MINERAL	JIMENA	1730	36,000	36,000	36,000	36,000	36,000
		1780	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000
		1810	21,600	21,600	21,600	21,600	21,600
	GLORITA2	1827	36,000	36,000	36,000	36,000	36,000
		1847	43,200	43,200	43,200	43,200	43,200
		1875	21,600	21,600	21,600	21,600	21,600
		1960	21,600	21,600	21,600	21,600	21,600
<b>TIPO</b>	<b>VETA</b>	<b>NIVEL</b>	<b>138,600</b>	<b>138,600</b>	<b>138,600</b>	<b>138,600</b>	<b>138,600</b>
DEMONT E	JIMENA	1730	25,200	25,200	25,200	25,200	25,200
		1780	12,600	12,600	12,600	12,600	12,600
		1810	15,120	15,120	15,120	15,120	15,120
	GLORITA2	1827	25,200	25,200	25,200	25,200	25,200
		1847	30,240	30,240	30,240	30,240	30,240
		1875	15,120	15,120	15,120	15,120	15,120
		1960	15,120	15,120	15,120	15,120	15,120
<b>TMB</b>			<b>336,600</b>	<b>336,600</b>	<b>336,600</b>	<b>336,600</b>	<b>336,600</b>

### 3.3 DESCRIPCIÓN DE LA FLOTA

Para efecto del presente trabajo, la flota está centrada en los scoop trams y dumpers.

Está formada por 05 scoop trams y por 6 dumpers unidades que se han adquiridos durante los últimos 10 años según el crecimiento de las necesidades de la empresa.

#### 3.3.1 Requerimiento actual de scoops

Tabla 3.3 Flota de Scooptrams

EQUIPO		MOTOR				CAPACIDAD CARGA		
Marca	Modelo	Marca	Modelo	Kw	HP	m3	Yd3	TN
Sandvik	Toro 151D (T-04)	Deutz	F6L914C	71	95	1.5	2	3
Sandvik	LH 203 # 2	Deutz	BF6L914C	71	95	1.5	2	3
Sandvik	LH 203 # 3	Deutz	BF6L914C	71	95	1.5	2	3
Sandvik	EJC 116D (1)	Deutz	BF6L413W	104	139	2.3	3	5
Sandvik	EJC 116D (2)	Deutz	BF6L413W	104	139	2.3	3	5

### 3.3.2 Requerimiento actual de dumpers

Tabla 3.4 Flota de Dumper

EQUIPO		MOTOR				CAPACIDAD CARGA		
Marca	Modelo	Marca	Modelo	Kw	HP	m3	Yd3	TN
Normet	Variomec 1060D (V-2)	Deutz	BF4M1013C	112	150	6.0	7.8	10
Normet	Variomec 1060D (V-3)	Deutz	BF4M1013C	112	150	6.0	7.8	10
Sandvik	EJC 415D	Deutz	F8L413FW	136	182	8.2	10.7	16
Sandvik	EJC 416D	Deutz	F8L413FW	136	182	8.2	10.7	16
Sandvik	EJC 417D	Detriot	S40E	156	210	8.4	11	17
Sandvik	TH 315	CUMMINS	QSB 6,7 Tier III	164	220	7.5	9.85	15

### 3.4 SISTEMA DE EXTRACCIÓN ANTES DEL PROYECTO

El sistema de extracción antes del proyecto en la Mina Papagayo se puede observar con el siguiente diagrama unifilar. (Figura 3.1)

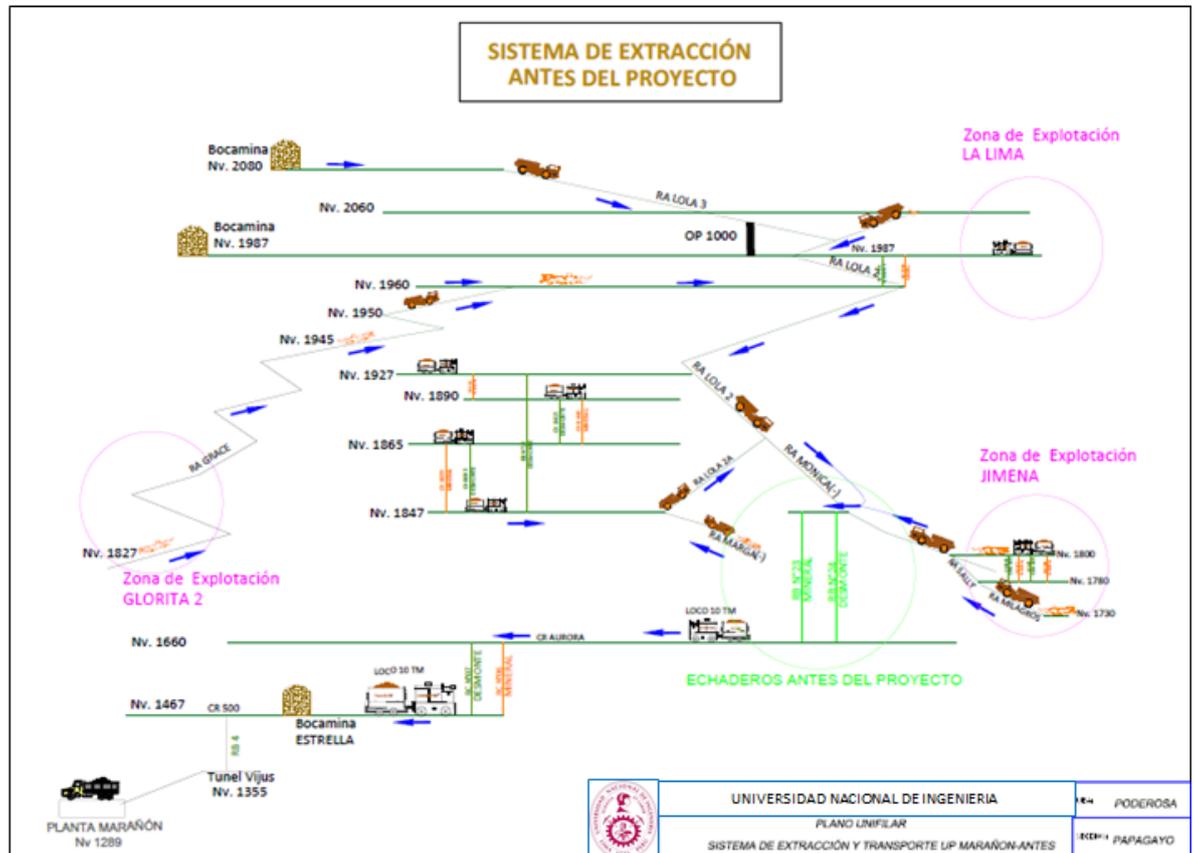


Figura 3.1 Diagrama Unifilar Sistema Extracción Antes del Proyecto

El sistema de extracción antes del proyecto consta de las siguientes etapas:

➤ **Acarreo con Dumper de interior mina a RB N° 23**

El mineral de las Zonas de Explotación JIMENA, GJORITA2 y la LIMA, es transportado con camiones de bajo perfil ( dumper) por accesos principales hacia el echadero de mineral RB N° 23 del Nv. 1847.

➤ **Transporte con Locomotora de RB N° 23 a RC N°06 - NV. 1660**

El mineral acumulado en la Tolva del RB N° 23 del Nv. 1660, es trasladado mediante locomotora a trolley por la CR AURORA del mismo nivel hacia el echadero RC N° 06.

➤ **Transporte con Locomotora de RB N° 23 a RC N°06 - NV. 1660**

El mineral acumulado en la Tolva del RB N° 23 del Nv. 1660, es trasladado mediante locomotora a trolley por la CR AURORA del mismo nivel hacia el echadero RC N° 06, una distancia de 1.8 km.

➤ **Transporte con Locomotora de RC N° 06 a Tunel Vijus – NV. 1467**

El mineral acumulado en la Tolva de la RC N° 06 del Nv. 1660, es trasladado mediante locomotora a trolley por la CR ESTRELLA del mismo nivel hacia el Tunel Vijus (RB-04) una distancia de 5 km.

➤ **Transporte con Volquetes de Tunel Vijus a Planta Marañon**

El mineral acumulado en la Tolva del Tunel Vijus (RB-04) es transportado por volquetes hacia la Planta Vijus una distancia de 1.4 km.

### 3.5 DISTANCIAS Y PENDIENTES ANTES DEL PROYECTO

En la Tabla 3.5 se detalla, las distancias y pendientes de las rutas de extracción desde las diversas zonas de carguío en las vetas Jimena y Glorita hacia los echaderos RB 23 y RB 24 ubicados en el Nv. 1847, para la extracción de mineral y desmote respectivamente.

Tabla 3.5 Distancias y pendientes antes del proyecto

VETA	NIVEL	ZONA DE CARGUIO	DESTINO	DATOS	DISTANCIA IDA			DISTANCIA RETORNO			TOTAL DISTANCIA (Mts)
					D1	D2	D3	D4	D5	D6	
JIMENA	1730	RA Milagros	RB 24	Dist (Mt)	561	610	216	216	610	561	1387
				Gradiente	(+12%)	(+12%)	0%	0%	(-12%)	(-12%)	
	1780	OPS	RB 24	Dist (Mt)	420	610	216	216	610	420	1246
				Gradiente	0%	(+12%)	0%	0%	(-12%)	0%	
	1810	OPS	RB 24	Dist (Mt)	380	610	216	216	610	380	1206
				Gradiente	0%	(+12%)	0%	0%	(-12%)	0%	
GLORITA 2	1827	RA Grace	RB 24	Dist (Mt)	1521	832	216	216	832	1521	2569
				Gradiente	(+12%)	(-12%)	0%	0%	(+12%)	(-12%)	
	1847	OPS	RB 24	Dist (Mt)	260	150	216	216	150	260	626
				Gradiente	(+12%)	(-12%)	0%	15%	(+12%)	(-12%)	
	1875	RA Grace	RB 24	Dist (Mt)	1169	832	216	216	832	1169	2217
				Gradiente	(+12%)	(-12%)	0%	0%	(+12%)	(-10%)	
	1960	ESCM	RB 24	Dist (Mt)	600	832	216	216	832	600	1648
				Gradiente	(+10%)	(-12%)	0%	0%	(+12%)	(-10%)	

### 3.6 CAPACIDAD DE LOS EQUIPOS TRACKLESS

#### 3.6.1 Datos generales

Factor de esponjamiento	60	%
Factor de llenado	85	%
Densidad mineral in-situ	2,85	Ton/m3
Densidad desmote in-situ	2,70	Ton/m3

### 3.6.2 Capacidad de camiones de bajo perfil (DUMPER)

$$Cap. Tolva Dumper = Cap. Teórica (m3) \times \frac{Densidad In - Situ}{(1 + esp)} \times Factor llenado$$

Tabla 3.6 Capacidad de Tolva Flota de Dumper

EQUIPO	MODELO	CAPACIDAD TEORICA			CAP CALCULADA MINERAL	CAP. CALCULADA DESMONTE
		M3	Y3	TN	TN	TN
DUMPER	Variomec 1060D (V-2)	6	7.8	10	9.1	8.6
DUMPER	EJC 415D	8.2	10.7	16	9.1	8.6
DUMPER	EJC 416D	8.2	10.7	16	12.4	11.8
DUMPER	EJC 417D	8.4	11	17	12.4	11.8
DUMPER	TH 315	7.5	9.85	15	11.4	10.8
		7.7	10.0	14.8	11.6	11.0

### 3.6.3 Capacidad de cuchara scoop

$$Cap. Cuchara Scoop = Cap. Teórica (m3) \times \frac{Densidad In - Situ}{(1 + esp)} \times Factor llenado$$

Tabla 3.7 Capacidad de Cuchara Flota de Scoops

EQUIPO	MODELO	CAPACIDAD TEORICA			CAP CALCULADA MINERAL	CAP. CALCULADA DESMONTE
		M3	Y3	TN	TN	TN
SCOOP	Toro 151D (T-04)	1.5	2	3	2.3	2.2
SCOOP	LH 203 # 2	1.5	2	3	2.3	2.2
SCOOP	LH 203 # 3	1.5	2	3	2.3	2.2
SCOOP	EJC 116D (1)	2.3	3	5	3.5	3.3
SCOOP	EJC 116D (2)	2.3	3	5	3.5	3.3
		<b>1.8</b>	<b>2.4</b>	<b>3.9</b>	<b>2.8</b>	<b>2.6</b>

### 3.7 PRODUCTIVIDAD

#### 3.7.1 Tiempos de ciclo

El tiempo de un ciclo ( $T_{ciclo}$ ) medido en horas, queda definido como sigue:

$$T_{ciclo} = T_c + T_d + T_m + T_{vc} + T_{vv}$$

Dónde:

$T_c$ : Tiempo de carga

$T_d$ : Tiempo de descarga

$T_m$ : Tiempo de maniobra

$T_{vc}$ : Tiempo de viaje cargado

$T_{vv}$ : Tiempo de viaje vacío

Solo los 2 primeros son considerados como tiempos fijos, que dependen exclusivamente del equipo en sí. Mientras que los restantes son considerados como tiempos variables, pues dependen del estado del camino, distancia de acarreo, carga del equipo (tipo de mineral), pendiente, experiencia del operador, visibilidad, entre otros.

### 3.7.2 N° ciclos por hora

El rendimiento horario o ciclos por hora se calculan de la siguiente manera:

$$N^{\circ}Ciclo \left[ \frac{\text{ciclos}}{\text{hora}} \right] = \frac{60}{(T_c + T_d + T_m + T_{vc} + T_{vv})}$$

### 3.7.3 Rendimiento toneladas por hora

Se considera como rendimiento a las toneladas transportado por unidad de tiempo en horas

Luego, el rendimiento se calcula con la siguiente ecuación.

$$Rendimiento \left[ \frac{\text{toneladas}}{\text{hora}} \right] = \frac{N^{\circ}Ciclo \times C_b \times Fll \times dmxx}{(1 + esp)}$$

*Dónde:*

*N° Ciclo:* Es el número de ciclos que un equipo es capaz de realizar en una hora.

*Cb:* Es la capacidad teórica del dumper o scoop, (m3).

*Fll:* Es el factor de llenado, ya sea del scoop o del dumper. (%)

*Dmxx:* Es la densidad in situ del mineral o desmonte a transportar.  
(t/m<sup>3</sup>).

*Esp:* El esponjamiento del mineral o desmonte, producto de la voladura (%)

Algunos factores que afectan el rendimiento son:

- Las distancias de acarreo y transporte;
- Capacidad de dumpers y scoops;
- Estado de las vías;
- Gradiente de las vías;
- Áreas de carguío y descarga;
- Granulometría del material ( bancos grandes disminuyen el factor de llenado);
- Habilidad de los operadores;
- Ventilación (polvo y falta de oxígeno);
- Tiempos muertos en espera

### **3.8 PRODUCTIVIDAD DE FLOTA DE DUMPER**

Para el cálculo de la productividad de la flota de dumper, se ha considerado las siguientes variables:

- Capacidad promedio de dumper = 11.6 Ton
- Horas de operación por día = 14 hr

### **3.8.1 Tiempos de ciclo**

Para determinar los tiempos de ciclo para las diferentes zonas de carguío se ha realizado un estudio de tiempos, considerando las gradientes, distancias y velocidades cargadas y vacías. Ver cuadro 3.8

Tabla 3.8 Estudio de Tiempos de extracción antes del proyecto

VETA	NIVEL	ZONA DE CARGUIO	DESTINO	DATOS	T. CARGUÍO + ESPERAS	T. DESCARGA + ESPERAS	T. MUERTOS	T. IDA CARGADO			T. VUELTA VACIO			HR/CICLO
								D1	D2	D3	D4	D5	D6	
JIMENA	1730	1730 RA Milagros	RB 24	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.12	0.10	0.03	561 6 (+12%) 0.09	610 6 (+12%) 0.10	21 6 10 0.0	21 6 10 0.0	610 11 (-12%) 0.06	561 11 (-12%) 0.05	0.6
	1780	1780 OPS	RB 24	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.13	0.12	0.03	420 10 0% 0.04	610 6 (+12%) 0.10	21 6 11 0.0	21 6 11 0.0	610 11 (-12%) 0.06	420 10 0% 0.04	0.6
	1810	1780 OPS	RB 24	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.13	0.12	0.03	380 10 0% 0.04	610 6 (+12%) 0.10	21 6 11 0.0	21 6 11 0.0	610 11 (-12%) 0.06	380 10 0% 0.04	0.6
GLORITA2	1827	1827 ESCM RA Grace	RB 24	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.13	0.13	0.03	1521 6 (+12%) 0.25	832 10 (-12%) 0.08	21 6 10 0.0	21 6 10 0.0	832 8 (+12%) 0.10	1521 11 (-12%) 0.14	0.9
	1847	1847 OPS	RB 24	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.12	0.13	0.03	260 6 (+12%) 0.04	150 10 (-12%) 0.02	21 6 12 0.0	21 6 11 0.0	150 10 (+12%) 0.02	260 11 (-12%) 0.02	0.4
	1875	1875 ESCM RA Grace	RB 24	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.13	0.12	0.03	1169 6 (+12%) 0.19	832 11 (-12%) 0.08	21 6 11 0.0	21 6 10 0.0	832 8 (+12%) 0.10	1169 11 (-10%) 0.11	0.8
	1960	1960 ESCM	RB 24	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.12	0.13	0.03	600 6 (+10%) 0.10	832 10 (-12%) 0.08	21 6 11 0.0	21 6 10 0.0	832 8 (+12%) 0.10	600 11 (-10%) 0.05	0.7

### 3.8.2 Rendimiento de la flota de DUMPERS

Como se puede observar en la Tabla 3.9, se obtuvo los rendimientos promedio de la flota de dumpers para las diferentes zonas de carguío hacia los echaderos de mineral y desmonte RB 24 y RB 23 respectivamente.

Tabla 3.9 Rendimiento Flota Dumpers antes del proyecto

TIPO	VETA	ZONA DE CARGUIO	DESTINO	T. TOTAL CICLO (HR)	DIST. (m)	RENDIMIENTO	
						# CICLOS/HR	TON/HR
MINERAL	JIMENA	1730 RA Milagros	RB 24	0.6	1387	1.7	19.5
		1780 OPS	RB 24	0.6	1246	1.8	20.6
		1780 OPS	RB 24	0.6	1206	1.8	20.9
	GLORITA2	1827 ESCM RA Grace	RB 24	0.9	2569	1.1	12.6
		1847 OPS	RB 24	0.4	626	2.4	27.7
		1875 ESCM RA Grace	RB 24	0.8	2217	1.2	14.4
		1960 ESCM	RB 24	0.7	1648	1.5	17.4
TIPO	VETA	ZONA DE CARGUIO	DESTINO	T. TOTAL CICLO (HR)	DIST. (m)	# CICLOS/HR	TON/HR
DEMONT E	JIMENA	1730 RA Milagros	RB 23	0.6	1387	1.7	18.5
		1780 OPS	RB 23	0.6	1246	1.8	19.5
		1780 OPS	RB 23	0.6	1206	1.8	19.8
	GLORITA2	1827 ESCM RA Grace	RB 23	0.9	2569	1.1	11.9
		1847 OPS	RB 23	0.4	626	2.4	26.3
		1875 ESCM RA Grace	RB 23	0.8	2217	1.2	13.6
		1960 ESCM	RB 23	0.7	1648	1.5	16.5

En la figura 3.2 se muestra la curva de productividad de la flota de dumpers para las diferentes distancias de extracción.

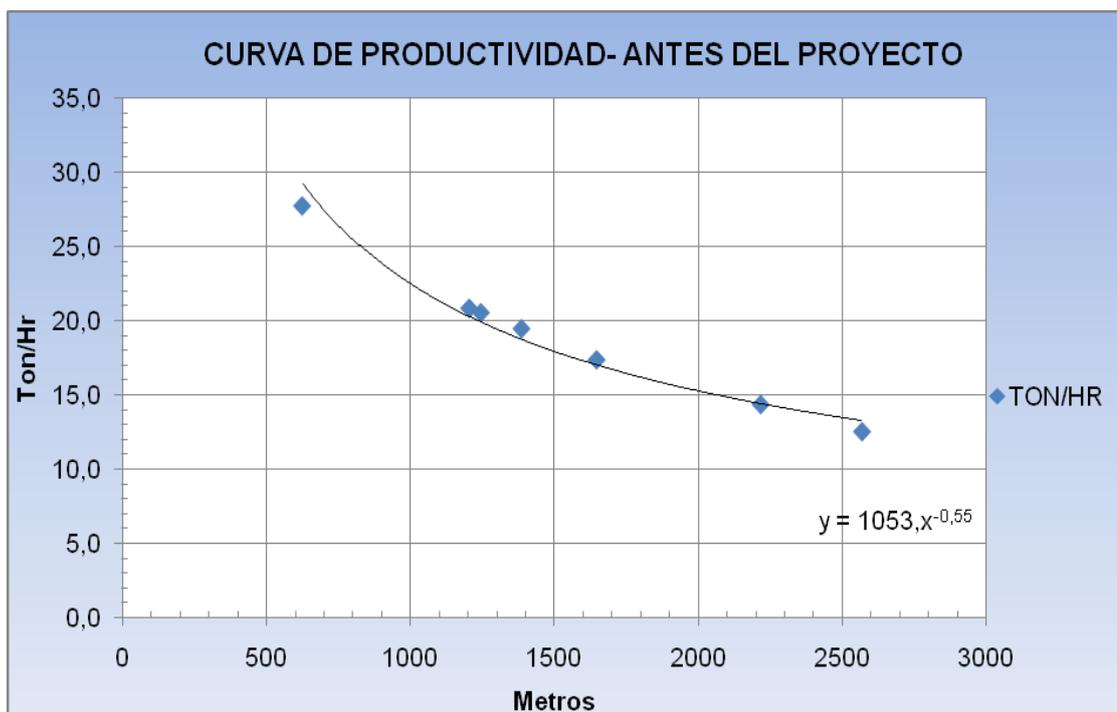


Figura 3.2 Curva de Productividad antes del proyecto

### 3.8.3 Capacidad de extracción y determinación de número de dumpers

Para hallar la capacidad de extracción por día, aplicamos la ecuación N°3, para cada nivel de extracción.

$$\text{Cap. Extracción} \left[ \frac{\text{Ton}}{\text{Día}} \right] = \frac{\text{Ton}}{\text{Hr}} \times 14 \frac{\text{Hrs Operación}}{\text{Día}}$$

Luego para determinar el número de dumpers requerido para el sistema de extracción basado en el programa anual de producción y avances, aplicamos la ecuación N°4.

$$N^{\circ} \text{ dumper requerido} = \frac{\text{Programa Producción } \left(\frac{\text{Ton}}{\text{Día}}\right)}{\text{Cap. Extracción } \left(\frac{\text{Ton}}{\text{Día}}\right)}$$

En la tabla 3.10, podemos apreciar que la cantidad de camiones dumper necesario para el sistema de extracción es de **3.77 dumper**.

Tabla 3.10 Capacidad de Extracción y Número de dumper antes del proyecto

					RENDIMIENTO	CAP. EXTRACCION/DIA	PROGRAMA PRODUCCION /DÍA	N° DUMPER NECESARIO	COSTO /TON
TIPO	VETA	ZONA DE CARGUIO	DESTINO	DISTANCIA (m)	TON/HR	Ton/Día	Ton/Día	N° Eq	\$/Ton
MINERAL	JIMENA	1730 RA Milagros	RB 24	1387	19	273	100	0.4	2.8
		1780 OPS	RB 24	1246	21	288	50	0.2	2.7
		1780 OPS	RB 24	1206	21	292	60	0.2	2.6
	GLORITA2	1827 ESCM RA Grace	RB 24	2569	13	176	100	0.6	4.4
		1847 OPS	RB 24	626	28	388	120	0.3	2.0
		1875 ESCM RA Grace	RB 24	2217	14	202	60	0.3	3.8
		1960 ESCM	RB 24	1648	17	244	60	0.2	3.2
TIPO	VETA	ZONA DE CARGUIO	DESTINO	DISTANCIA					
DEMONTE	JIMENA	1730 RA Milagros	RB 23	1387	18	259	70	0.3	3.0
		1780 OPS	RB 23	1246	19	273	35	0.1	2.8
		1780 OPS	RB 23	1206	20	277	42	0.2	2.8
	GLORITA2	1827 ESCM RA Grace	RB 23	2569	12	167	70	0.4	4.6
		1847 OPS	RB 23	626	26	368	84	0.2	2.1
		1875 ESCM RA Grace	RB 23	2217	14	191	42	0.2	4.0
		1960 ESCM	RB 23	1648	16	231	42	0.2	3.3
					<b>18.5</b>	<b>3628</b>	<b>935</b>	<b>3.77</b>	

### 3.9 PRODUCTIVIDAD DE FLOTA DE SCOOP

#### 3.9.1 Estudio de tiempos de scoops

Para el estudio de tiempos de scoops se tomó dos lugares de trabajos al azar para obtener los tiempos de carguío, tiempos de descarga y las velocidades cargado y vacío, para estimar los rendimientos de nuestra flota de scoops de 3 Yd<sup>3</sup> y 2 Yd<sup>3</sup>

Tabla 3.11 Ubicación de lugares de trabajo para estudio de tiempos de scoops

Recorrido	Capacidad de Cuchara yd <sup>3</sup>	Ubicación	Carga	Descarga	Distancia	Pendiente	EQUIPO
A	2	NV 1827	RA GRACE	ESCM 7730	40	-13%	TORO 6
C	3	NV 1950	TJ 7785	ESCM 7740-1	78	-12%	EJC 116-2

Tabla 3.12 Estudio de tiempos y rendimiento de scooptram de 2.0 yd<sup>3</sup>  
Distancia 40 m Nv 1827 RA GRACE A ESCM 7730

N° de ciclo	Carguío	Traslado Cargado	Descarga	Traslado vacío	TOTAL CICLO	
	S	S	s	s	s	min
1	24.00	44.00	17.00	21.00	106.00	1.77
2	35.00	41.00	16.00	23.00	115.00	1.92
3	22.00	39.00	15.00	23.00	99.00	1.65
4	22.00	43.00	23.00	24.00	112.00	1.87
5	28.00	44.00	22.00	28.00	122.00	2.03
6	22.00	43.00	19.00	26.00	110.00	1.83
7	45.00	42.00	23.00	24.00	134.00	2.23
8	38.00	42.00	23.00	38.00	141.00	2.35
9	32.00	39.00	28.00	18.00	117.00	1.95
10	26.00	52.00	23.00	21.00	122.00	2.03
Tiempo Promedio	29.40	42.90	20.90	24.60	117.80	1.96

Velocidad, km/h	-	3.36	-	5.85	4.27
-----------------	---	------	---	------	------

Tabla 3.13 Estudio de tiempos y rendimiento de scooptram de 3.0 yd3  
Distancia 78 m Nv 1950 TJ 7785 A ESCM 7740-1

N° de ciclo	Carguío	Traslado Cargado	Descarga	Traslado vacío	TOTAL CICLO	
	S	s	s	s	s	min
1	27.00	78.60	16.00	52.40	174.00	2.90
2	30.00	116.40	18.00	77.60	242.00	4.03
3	36.00	78.60	22.00	52.40	189.00	3.15
4	31.00	71.40	23.00	47.60	173.00	2.88
5	41.00	72.00	21.00	48.00	182.00	3.03
6	44.00	90.10	25.00	55.00	214.10	3.57
Tiempo Promedio	34.83	84.52	20.83	55.50	195.68	3.26

Velocidad, km/h	-	3.32	-	5.06	4.01
-----------------	---	------	---	------	------

Como resumen se pudo obtener los siguientes datos:

DATOS	UNIDAD	SCOOP 2 YD3	SCOOP 3 YD3
TIEMPO CARGUIO	MIN	0.5	0.6
TIEMPO DESCARGA	MIN	0.3	0.3
VELOCIDAD CARGADO	KM/HR	3.4	3.3
VELOCIDAD VACIO	KM/HR	5.9	5.1

### 3.9.2 Rendimiento de la floja de scoops

De los datos obtenidos del estudio de tiempos, se ha elaborado los rendimientos de los scoop en función a la distancias de acarreo.

Como se puede observar en los cuadros 3.14 y 3.15, mientras la distancia de acarreo aumenta el rendimiento horario disminuye.

Tabla 3.14 Rendimiento Horario de Scoop LH 203-2 de 2 Yd3

VOLUMEN DE CUCHARA	1.5	M3
DENSIDAD DESMONTE	2.7	TN/M3
FACTOR DE ESPONJAMIENTO	60	%
FACTOR DE LLENADO	90	%
<b>CAPACIDAD DE CUCHARA</b>	<b>2.3</b>	<b>TN</b>
V. LLENO	3.36	KM/HR
V. VACIO	5.85	KM/HR
HORA OPERATIVA	50	MIN

DESCRIPCION	DISTANCIAS DE ACARREO													
	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150
TIEMPO CARGUIO	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5
TIEMPO LLENO	0.4	0.5	0.7	0.9	1.1	1.3	1.4	1.6	1.8	2.0	2.1	2.3	2.5	2.7
TIEMPO VACIO	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0	1.1	1.2	1.3	1.4	1.5
TIEMPO DESCARGA	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3
TIEMPO CICLO (MIN/CICLO)	1.4	1.7	1.9	2.2	2.5	2.8	3.1	3.4	3.7	3.9	4.2	4.5	4.8	5.1
N° CICLOS/HR	36	30	25	22	20	18	16	15	14	13	12	11	10	10
<b>RENDIMIENTO TN/ HR-2yd3</b>	<b>83</b>	<b>69</b>	<b>59</b>	<b>52</b>	<b>46</b>	<b>41</b>	<b>38</b>	<b>34</b>	<b>32</b>	<b>29</b>	<b>28</b>	<b>26</b>	<b>24</b>	<b>23</b>

Tabla 3.15 Rendimiento Horario de Scoop EJC 116-2 de 3 Yd3.

VOLUMEN DE CUCHARA	2.3	M3
DENSIDAD DESMONTE	2.7	TN/M3
FACTOR DE ESPONJAMIENTO	60	%
FACTOR DE LLENADO	90	%
<b>CAPACIDAD DE CUCHARA</b>	<b>3.5</b>	<b>TN</b>
V. LLENO	3.32	KM/HR
V. VACIO	5.06	KM/HR
HORA OPERATIVA	50	MIN

DESCRIPCION	DISTANCIAS DE ACARREO														
	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150	
TIEMPO CARGUIO	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	
TIEMPO LLENO	0.4	0.5	0.7	0.9	1.1	1.3	1.4	1.6	1.8	2.0	2.2	2.3	2.5	2.7	
TIEMPO VACIO	0.2	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.1	1.2	1.3	1.4	1.5	1.7	1.8	
TIEMPO DESCARGA	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	
TIEMPO CICLO (MIN/CICLO)	1.5	1.8	2.1	2.4	2.7	3.0	3.3	3.6	3.9	4.2	4.5	4.8	5.1	5.4	
N° CICLOS/HR	33	27	24	21	18	17	15	14	13	12	11	10	10	9	
RENDIMIENTO TN/ HR 3 yd3	114	95	82	72	64	58	52	48	44	41	39	36	34	32	

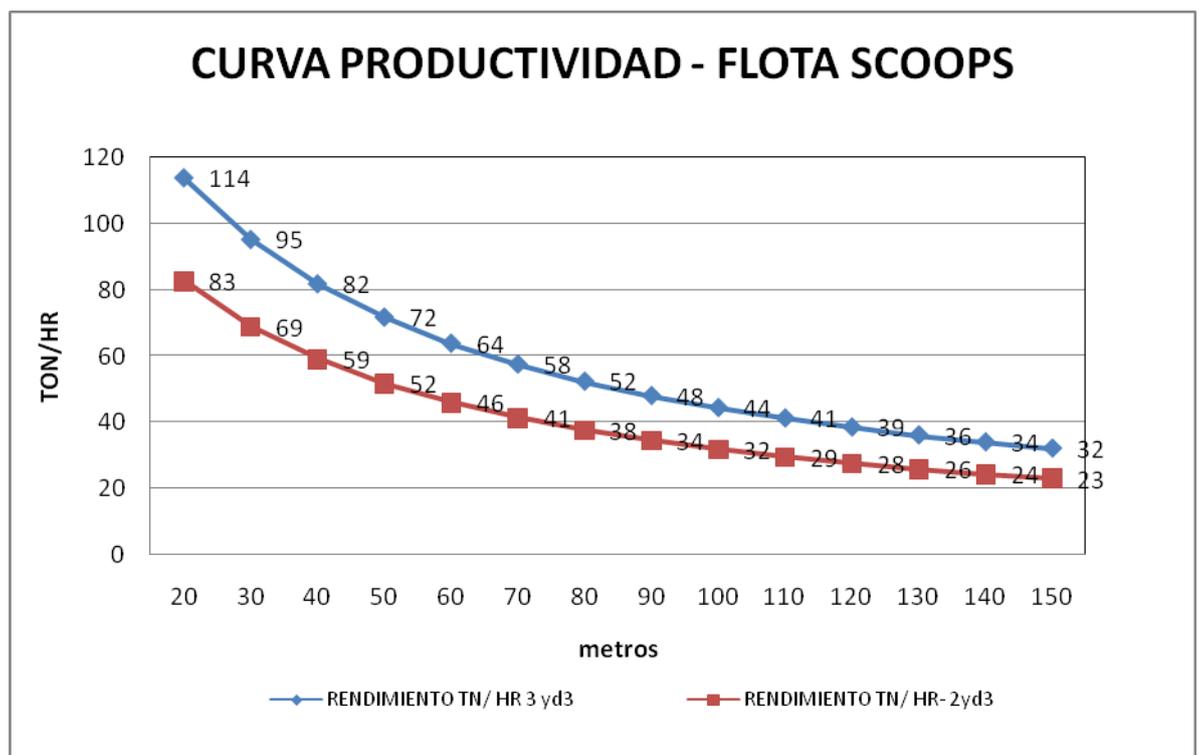


Figura 3.3 Curva de productividad

## **CAPITULO IV**

### **ANALISIS DEL SISTEMA DE EXTRACCION CON EL PROYECTO**

#### **4.1 SISTEMA DE EXTRACCIÓN CON EL PROYECTO**

El sistema de extracción luego de implementados los nuevos echaderos de mineral y desmonte en la Mina Papagayo se puede observar con el siguiente diagrama unifilar. (Figura 4.1)

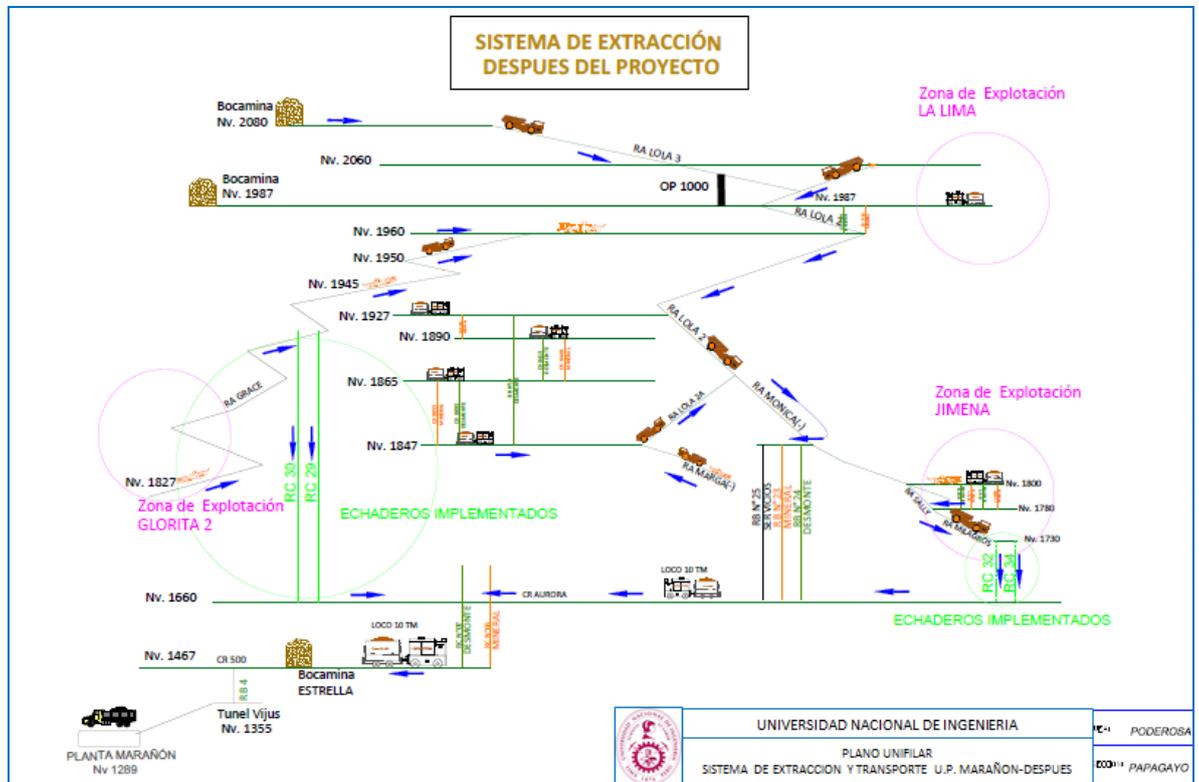


Figura 4.1 Diagrama Unifilar Sistema Extracción con del Proyecto

#### 4.2 DISTANCIAS Y PENDIENTES LUEGO DEL PROYECTO

En la tabla 4.1 se detalla, las distancias y pendientes luego de implementado los nuevos echaderos de mineral y desmonte en las vetas Jimena y Glorita

Tabla 4.1 Distancias y pendientes con del proyecto

VETA	NIVEL	ZONA DE CARGUIO	DESTINO	DATOS	DISTANCIA IDA			DISTANCIA RETORNO			TOTAL DISTANCIA (mts)
					D1	D2	D3	D4	D5	D6	
JIMENA	1730	RA Milagros	RB 32	Dist (Mt)	200	100 (+12%)		100 (-12%)	200		300
				Gradiente	0%			0%			
	1780	1780 OPS	RB 32	Dist (Mt)	347	600 (-12%)		600 (+12%)	347		947
				Gradiente	0%	12%		0%			
	1810	1780 OPS	RB 32	Dist (Mt)	307	600 (-12%)		600 (+12%)	307		907
				Gradiente	0%	12%		0%			
GLORIT A2	1827	RA Grace	RB 30	Dist (Mt)	150 (+13%)	86 (+0%)	408 (+12%)	408 (-12%)	86 (+0%)	150 (-13%)	644
				Gradiente							
	1847	1847 OPS	RB 24	Dist (Mt)	260 (+12%)	150 (-12%)	216 0%	216 0%	150 (+12%)	260 (-12%)	626
				Gradiente							
	1875	RA Grace	RB 30	Dist (Mt)	320 (+12%)			320 (-12%)			320
				Gradiente							
	1960	1960 ESCM	RB 30	Dist (Mt)	610 (-12%)			610 (+12%)			610
				Gradiente							

### 4.3 PRODUCTIVIDAD DE FLOTA DE DUMPER

Para el cálculo de la productividad de la flota de dumper, se ha considerado las siguientes variables:

- Capacidad promedio de dumper = 11.6 Ton
- Horas de operación por día = 14 hr

#### 4.3.1 Tiempos de ciclo

Para determinar los tiempos de ciclo para las diferentes zonas de carguío luego de implementado los nuevos echaderos, se realizó un estudio de tiempos, se adjunta el cuadro 4.2.

Tabla 4.2 Estudio de Tiempos de extracción con del proyecto

VETA	NIVEL	ZONA DE CARGUIO	DESTINO	DATOS	T. CARGUÍO + ESPERAS	T. DESCARGA + ESPERAS	T. MUERTOS	T. IDA CARGADO			T. VUELTA VACIO			HR/CICLO
								D1	D2	D3	D4	D5	D6	
JIMENA	1730	RA Milagros	RB 32	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.12	0.07	0.03	200 15 0% 0.01	100 6 (+12%) 0.02		100 11 (-12%) 0.01	200 16 0% 0.01		0.3
	1780	1780 OPS	RB 32	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.10	0.08	0.03	347 12 0% 0.03	600 12 (-12%) 0.05		600 9 (+12%) 0.07	347 15 0% 0.02		0.4
	1810	1780 OPS	RB 32	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.10	0.08	0.03	307 12 0% 0.03	600 12 (-12%) 0.05		600 9 (+12%) 0.07	307 15 0% 0.02		0.4
GLORITA 2	1827	RA Grace	RB 30	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.08	0.05	0.03	150 7 (+13%) 0.02	86 14 (+0%) 0.01	408 7 (+12%) 0.06	408 13 (-12%) 0.03	86 12 (+0%) 0.01	150 13 (-13%) 0.01	0.30
	1847	1847 OPS	RB 24	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.08	0.08	0.03	260 6 (+12%) 0.04	150 15 (-12%) 0.01	216 16 0% 0.01	216 16 0% 0.01	150 10 (+12%) 0.02	260 15 (-12%) 0.02	0.31
	1875	ESCM RA Grace	RB 30	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.10	0.05	0.03	320 6 (+12%) 0.05			320 13 (-12%) 0.02			0.26
	1960	1960 ESCM	RB 30	Dist (Km) Vel (Km/Hr) Gradiente Tiempo (Hr)	0.08	0.07	0.03	610 7 (-12%) 0.09			610 10 (+12%) 0.06			0.33

### 4.3.2 Rendimiento de la flota de dumpers

En la tabla 4.3, se obtuvo los nuevos rendimientos promedio de la flota de dumpers para las diferentes zonas de carguío considerando los echaderos de mineral y desmonte implementados.

Tabla 4.3 Rendimiento Flota Dumpers con el Proyecto

						RENDIMIENTO	
TIPO	VETA	ZONA DE CARGUIO	DESTINO	T. TOTAL CICLO (HR)	DISTANCIA (m)	# CICLOS/HR	TON/HR
MINERAL	JIMENA	1730 RA Milagros	RB 32	0.3	300	3.7	43.2
		1780 OPS	RB 32	0.4	947	2.6	30.1
		1780 OPS	RB 32	0.4	907	2.6	30.6
	GLORITA2	1827 ESCM RA Grace	RB 30	0.3	644	3.3	38.3
		1847 OPS	RB 24	0.3	626	3.2	37.1
		1875 ESCM RA Grace	RB 30	0.3	320	3.8	44.4
		1960 ESCM	RB 30	0.3	610	3.0	35.0
TIPO	VETA	ZONA DE CARGUIO	DESTINO	T. TOTAL CICLO (HR)	DISTANCIA (m)	# CICLOS/HR	TON/HR
DEMONTE	JIMENA	1730 RA Milagros	RB 34	0.3	300	3.7	41.0
		1780 OPS	RB 34	0.4	947	2.6	28.5
		1780 OPS	RB 34	0.4	907	2.6	29.0
	GLORITA2	1827 ESCM RA Grace	RB 29	0.3	644	3.3	36.3
		1847 OPS	RB 23	0.3	626	3.2	35.1
		1875 ESCM RA Grace	RB 29	0.3	320	3.8	42.1
		1960 ESCM	RB 29	0.3	610	3.0	33.1

En la Figura 4.2 se muestra la productividad de la flota de dumpers, antes y después del proyecto, donde se puede observar que con la reducción de las distancias de extracción implementando los nuevos echaderos, se ha incrementado notablemente la productividad del sistema.

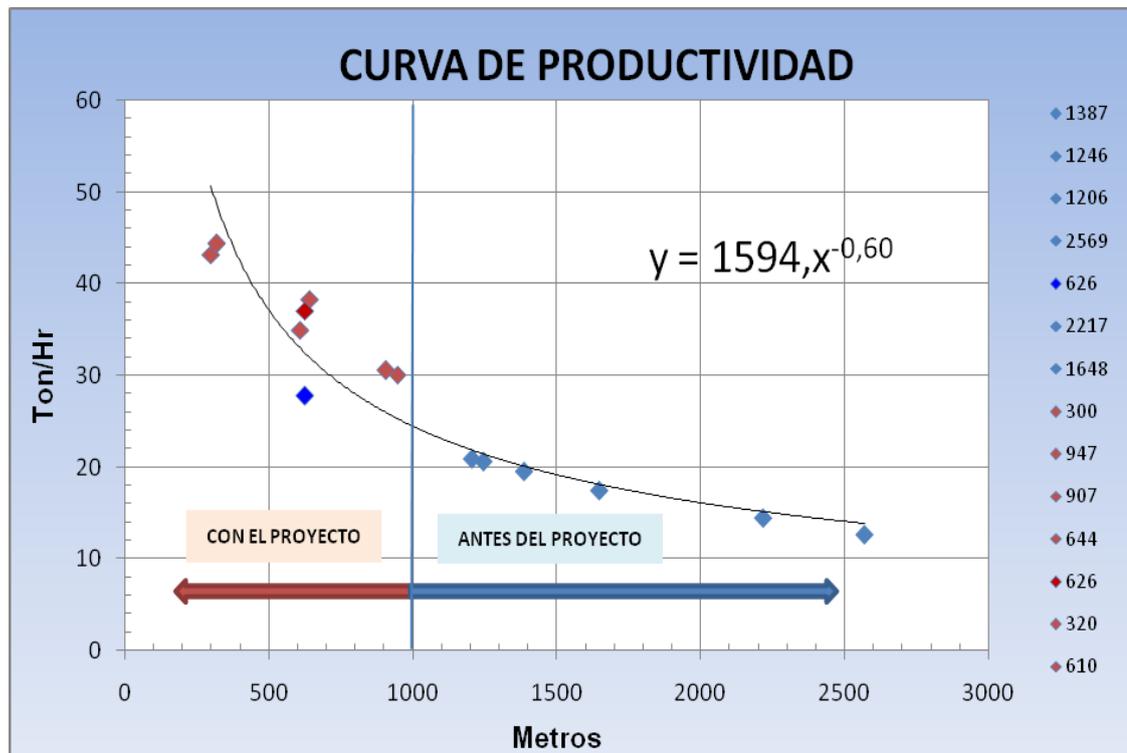


Figura 4.2 Curva de Productividad con el Proyecto

### 4.3.3 Capacidad de extracción y determinación de número de dumpers

En la tabla 4.4, podemos apreciar que la cantidad de camiones dumper necesario para el nuevo sistema de extracción es de **1.84 dumper**.

Tabla 4.4 Capacidad de Extracción y Número de dumper con del proyecto

TIPO	VETA	ZONA DE CARGUO	DESTINO	DISTANCIA (m)	RENDIMIENTO	CAP EXTRACCIÓN/DIA	PROGRAMA PRODUCCIÓN/DÍA	N° DUMPER NECESARIO	COSTO /TON
					TON/HR	Ton/Dia	Ton/Dia	N° Eq	\$/Ton
MINERAL	JIMENA	RA Milagros	RB 32	300	43.2	605	100	0.17	1.3
		1780 OPS	RB 32	947	30.1	421	50	0.12	1.8
		1780 OPS	RB 32	907	30.6	428	60	0.14	1.8
	GLORITA 2	1827 RA Grace	RB 30	644	38.3	537	100	0.19	1.4
		1847 OPS	RB 24	626	37.1	519	120	0.23	1.5
		1875 RA Grace	RB 30	320	44.4	621	60	0.10	1.2
		1960 ESCM	RB 30	610	35.0	490	60	0.12	1.6
<b>TIPO</b>	<b>VETA</b>	<b>ZONA DE CARGUO</b>	<b>DESTINO</b>	<b>DISTANCIA (m)</b>	<b>TON/HR</b>	<b>Ton/Dia</b>	<b>Ton/Dia</b>	<b>N° Eq</b>	<b>\$/Ton</b>
DEMONT E	JIMENA	RA Milagros	RB 34	300	41.0	573	70	0.12	1.3
		1780 OPS	RB 34	947	28.5	399	35	0.09	1.9
		1780 OPS	RB 34	907	29.0	405	42	0.10	1.9
	GLORITA 2	1827 RA Grace	RB 29	644	36.3	508	70	0.14	1.5
		1847 OPS	RB 23	626	35.1	492	84	0.17	1.6
		1875 RA Grace	RB 29	320	42.1	589	42	0.07	1.3
		1960 ESCM	RB 29	610	33.1	464	42	0.09	1.7
					36.0	7,053	935	<b>1.84</b>	

#### 4.4 PRODUCTIVIDAD DE FLOTA DE SCOOP

Para los cálculos de ahorro y reducción de costos en el presente trabajo, sólo se ha considerado el incremento de la productividad de los dumpers, debido a las menores distancias de extracción con la ejecución de las chimeneas RC para echaderos.

Por este motivo la productividad de la flota de scoop, antes y después del proyecto, no tiene incidencia importante en la posterior evaluación económica.

#### 4.5 COSTO DE TRANSPORTE CON DUMPER ANTES DEL PROYECTO

En la tabla 4.5 se muestra los costos anuales de transporte con dumper antes del proyecto.

Tabla 4.5 Costo de Transporte con dumper antes del proyecto

TIPO	VETA	DESTINO	TOTAL CICLO (HR)	DISTANCIA	2,014 \$	2,015 \$	2,016 \$	2,017 \$	2,018 \$
MINERAL	JIMENA	RB 24	0.6	1355	101,550	101,550	101,550	101,550	101,550
		RB 24	0.4	1200	48,121	48,121	48,121	48,121	48,121
		RB 24	0.4	1050	56,925	56,925	56,925	56,925	56,925
	GLORITA2	RB 24	1.0	2600	157,436	157,436	157,436	157,436	157,436
		RB 24	0.3	580	85,622	85,622	85,622	85,622	85,622
		RB 24	0.8	1900	82,491	82,491	82,491	82,491	82,491
		RB 24	0.6	1500	68,253	68,253	68,253	68,253	68,253
					600,399	600,399	600,399	600,399	600,399
DEMONT E	JIMENA	RB 23	0.6	1355	75,034	75,034	75,034	75,034	75,034
		RB 23	0.4	1200	35,556	35,556	35,556	35,556	35,556
		RB 23	0.4	1050	42,061	42,061	42,061	42,061	42,061
	GLORITA2	RB 23	1.0	2600	116,328	116,328	116,328	116,328	116,328
		RB 23	0.3	580	63,265	63,265	63,265	63,265	63,265
		RB 23	0.8	1900	60,952	60,952	60,952	60,952	60,952
		RB 23	0.4	1500	50,432	50,432	50,432	50,432	50,432
					443,628	443,628	443,628	443,628	443,628
TOTAL COSTO					1,044,027	1,044,027	1,044,027	1,044,027	1,044,027

#### 4.6 COSTO DE TRANSPORTE CON DUMPER DESPUÉS DEL PROYECTO

En la tabla 4.6 se muestra los costos anuales de transporte después del proyecto.

Tabla 4.6 Costo de Transporte con dumper después del proyecto

TIPO	VETA	DESTINO	TOTAL CICLO (HR)	DISTANCIA	2,014 \$	2,015 \$	2,016 \$	2,017 \$	2,018 \$
MINERAL	JIMENA	RB 32	0.2	400	45,798	45,798	45,798	45,798	45,798
		RB 32	0.3	900	32,897	32,897	32,897	32,897	32,897
		RB 32	0.3	750	38,862	38,862	38,862	38,862	38,862
	GLORITA2	RB 30	0.3	700	51,663	51,663	51,663	51,663	51,663
		RB 24	0.3	580	64,055	64,055	64,055	64,055	64,055
		RB 30	0.2	350	26,764	26,764	26,764	26,764	26,764
		RB 30	0.3	500	33,954	33,954	33,954	33,954	33,954
					293,994	293,994	293,994	293,994	293,994
DEMONTE	JIMENA	RB 34	0.2	400	33,839	33,839	33,839	33,839	33,839
		RB 34	0.3	900	24,307	24,307	24,307	24,307	24,307
		RB 34	0.3	750	28,714	28,714	28,714	28,714	28,714
	GLORITA2	RB 29	0.3	700	38,173	38,173	38,173	38,173	38,173
		RB 24	0.3	580	47,330	47,330	47,330	47,330	47,330
		RB 29	0.2	350	19,776	19,776	19,776	19,776	19,776
		RB 29	0.3	500	25,089	25,089	25,089	25,089	25,089
					217,229	217,229	217,229	217,229	217,229
TOTAL COSTO					511,222	511,222	511,222	511,222	511,222

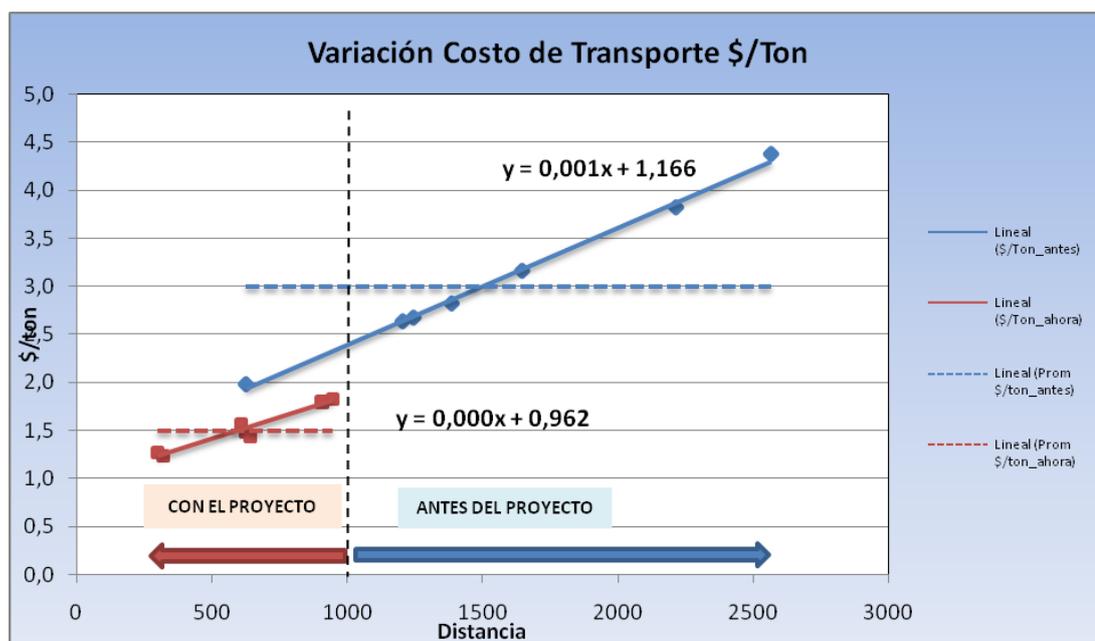


Figura 4.3 Variación costo Transporte \$/ton

## **CAPITULO V**

### **EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL PROYECTO**

#### **5.1 GENERALIDADES**

La evaluación económica se realiza con la finalidad de definir si se debe invertir el capital en un proyecto o utilizarlo en forma diferente. Para ello es necesario medir el valor del proyecto en función a los beneficios que genera y los costos que requiere.

Una vez tomada la decisión de invertir el capital en un proyecto y cuando ya se ha realizado la inversión, los que suministran y administran el capital deben conocer los resultados financieros. Por lo tanto es necesario establecer procedimientos que puedan registrar y resumir los movimientos financieros relacionados con la inversión, determinando la eficiencia financiera.

En este caso del proyecto no va a generar utilidades por ventas de productos, sino que generará un ahorro por disminución de los costos de transporte. Para fines de evaluación el ahorro se tomará como ganancia o utilidad.

## **5.2 INDICADORES ECONOMICOS Y FINANCIEROS**

Debido a que siempre hay una depreciación de la moneda es necesario cuantificar el grado de riesgo y rentabilidad de la inversión a través de una tasa de interés pertinente.

Existen diferentes formas de comparar los costos con los beneficios de un proyecto. Dependiendo de esta comparación se puede obtener diversos coeficientes o magnitudes los cuales indicarán diferentes aspectos del valor del proyecto. A continuación se presenta algunos indicadores financieros más utilizados:

## **5.3 VALOR ACTUAL NETO (VAN)**

Es un procedimiento que permite calcular el valor presente de un determinado número de flujos de caja futuros, originados por una inversión. La metodología consiste en descontar al momento actual mediante una tasa todos los flujos de caja futuros del proyecto. A este valor se le resta la inversión inicial, de tal modo que el valor obtenido es el valor actual neto del proyecto.

El método de valor presente es uno de los criterios económicos más utilizados en la evaluación de proyectos de inversión. Consiste en determinar la equivalencia en el tiempo 0 de los flujos de efectivo futuros

que genera un proyecto y comparar esta equivalencia con el desembolso inicial. Cuando dicha equivalencia es mayor que el desembolso inicial, entonces, es recomendable aceptar el proyecto.

La fórmula que nos permite calcular el Valor Actual Neto es:

$$VAN = \sum_{t=1}^n \frac{V_t}{(1+k)^t} - I_0$$

Dónde:

$t$  : Flujos de caja en cada periodo  $t$ .

$I_0$  : Inversión inicial.

$n$  : Número de períodos considerado.

El tipo de interés es  $k$ . Si el proyecto no tiene riesgo, se tomará como referencia el tipo de la renta fija, de tal manera que con el VAN se estimará si la inversión es mejor que invertir en algo seguro, sin riesgo específico.

Cuando el VAN toma un valor igual a 0,  $k$  pasa a llamarse TIR (tasa interna de retorno). La TIR es la rentabilidad que nos está proporcionando el proyecto.

Puede considerarse también la interpretación del VAN, en función de la creación de valor para la empresa:

- Si el VAN de un proyecto es positivo, el proyecto crea valor.
- Si el VAN de un proyecto es negativo, el proyecto destruye valor.

- Si el VAN de un proyecto es cero, este no crea ni destruye valor.

### 5.3.1 Tasa interna de retorno (TIR)

Llamada también tasa interna de recuperación. Se define como aquella tasa de descuento para el cual el VAN resulta igual a cero.

La TIR refleja el valor de la rentabilidad total del proyecto, es decir equivale a la tasa de interés compuesto que se tendría que obtener del capital invertido en el proyecto para percibir un flujo de beneficios netos financieramente equivalentes a los generados por el proyecto.

Es la tasa que iguala la suma del valor actual de los gastos con la suma del valor actual de los ingresos previstos:

$$VAN = \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1 + TIR)^t} - I_0 = 0$$

Dónde:

$F_t$  : Flujo de caja en el periodo t.

$n$  : Número de periodos.

$I_0$  : Inversión inicial.

### 5.3.2. Relación beneficio-costo (B/C)

Es el coeficiente que resulta de dividir la sumatoria de los beneficios actualizados entre la sumatoria de los costos actualizados generados por el proyecto.

El análisis de la relación beneficio costo (B/C) toma valores mayores, menores o iguales a 1, lo que implica que:

$B/C > 1$  implica que los ingresos son mayores que los egresos, entonces el proyecto es aconsejable.

$B/C = 1$  implica que los ingresos son iguales que los egresos, en este caso el proyecto es indiferente.

$B/C < 1$  implica que los ingresos son menores que los egresos, entonces el proyecto no es aconsejable.

### **5.3.3 Periodo de recuperación de la inversión (PRI)**

Es un instrumento que permite medir el tiempo que se requiere para que los flujos netos de efectivo de una inversión recuperen la inversión inicial.

### 5.3 INVERSIÓN

Tabla 5.1 Inversión del Proyecto

ACTIVIDAD	NIVEL	DETALLE	ESPECIFICACIONES	CANTIDAD	UNIDAD	PU	SUB TOTAL
LABOR MINERA	1660	CH OP 8600	2.4 X 1.5	10	m	478	4,780
	1660	CH OP 8610	2.4 X 1.5	10	m	478	4,780
	1660	CH OP 8615	2.4 X 1.5	10	m	478	4,780
	1660	CH OP 8625	2.4 X 1.5	10	m	478	4,780
	1660	ESCM RC 32	3.0 X 3.0	40	m	818	32,720
	1660	CH RC 32	2.0 X 2.0	75	m	1,358	101,850
	1660	CH RC 33	2.0 X 2.0	75	m	1,358	101,850
	1660	CH RC 34	2.0 X 2.0	75	m	1,358	101,850
	1730	ESCM 8615	3.0 X 3.0	15	m	818	12,270
	1730	ESCM 8615-1	3.0 X 3.0	30	m	818	24,540
	1730	ESCM 8615-2	3.0 X 3.0	10	m	818	8,180
	1730	ESCM 8615-2	desquinche	67.5	m3	180	12,150
	1730	ESCM 8615-3	3.0 X 3.0	10	m	818	8,180
	1730	ESCM 8615-3	desquinche	67.5	m3	180	12,150
	1730	ESCM 8625-1	3.0 X 3.0	10	m	818	8,180
	1660	ESCM 7575	3.0 X 3.0	10	m	818	8,180
	1660	CH OP 7575	2.4 X 1.5	10	m	478	4,780
	1660	CH OP 7575-1	2.4 X 1.5	10	m	478	4,780
	1660	ESCM RC 29	3.0 X 3.0	15	m	818	12,270
	1660	ESCM 7580	3.0 X 3.0	10	m	818	8,180
	1660	CH OP 7580	2.4 X 1.5	10	m	478	4,780
	1660	CH OP 7580-1	2.4 X 1.5	10	m	478	4,780
	1660	ESCM RC 30	3.0 X 3.0	15	m	818	12,270
	1660	CH RC 29	2.0 X 2.0	223	m	1,358	302,834
	1660	CH RC 30	2.0 X 2.0	223	m	1,358	302,834
	1890	ES VEN1	3.0 X 3.0	40	m	818	32,720
	1890	ESCM 7595	3.0 X 3.0	10	m	818	8,180
	1890	ESCM 7595	desquinche	67.5	m3	180	12,150
	1890	ESCM 7595-1	3.0 X 3.0	8	m	818	6,544
	1890	ESCM 7585	3.0 X 3.0	10	m	818	8,180
	1890	ESCM 7585	desquinche	67.5	m3	180	12,150
	1890	ESCM 7585-1	3.0 X 3.0	8	m	818	6,544
INFRAESTRUCTURA	1660	TOLVA ELECTROHIDRAULICA RC 32		1	Und	13,000	13,000
	1660	TOLVA ELECTROHIDRAULICA RC 34		1	Und	13,000	13,000
	1660	TOLVA ELECTROHIDRAULICA RC 29		1	Und	13,000	13,000
	1660	TOLVA ELECTROHIDRAULICA RC 30		1	Und	13,000	13,000
	1730	INSTALACION DE PARRILLA Y MUROS RC 32		1	Und	2,000	2,000
	1730	INSTALACION DE PARRILLA Y MUROS RC 34		1	Und	2,000	2,000
	1890	INSTALACION DE PARRILLA Y MUROS RC 29		1	Und	2,000	2,000
1890	INSTALACION DE PARRILLA Y MUROS RC 30		1	Und	2,000	2,000	
REQUISICION		UNIDAD DE PODER HIDRAULICA		2	Und	20,000	40,000
							1,295,196

## 5.4 AHORRO EN COSTO DE TRANSPORTE CON EL PROYECTO

En la tabla 5.2, se muestran los ahorros anuales en costo de transporte luego de implementado los nuevos echaderos de mineral y desmonte.

Tabla 5.2 Ahorro anual en costo de transporte con el proyecto

TIPO	VETA	DESTINO	TOTAL CICLO (HR)	DISTAN- CIA	2,014 \$	2,015 \$	2,016 \$	2,017 \$	2,018 \$
MINERAL	JIMENA	RB 32	0.2	400	55,752	55,752	55,752	55,752	55,752
		RB 32	0.3	900	15,224	15,224	15,224	15,224	15,224
		RB 32	0.3	750	18,064	18,064	18,064	18,064	18,064
	GLORITA2	RB 30	0.3	700	105,773	105,773	105,773	105,773	105,773
		RB 24	0.3	580	21,567	21,567	21,567	21,567	21,567
		RB 30	0.2	350	55,727	55,727	55,727	55,727	55,727
		RB 30	0.3	500	34,299	34,299	34,299	34,299	34,299
					306,405	306,405	306,405	306,405	306,405
DEMONTE	JIMENA	RB 34	0.2	400	41,195	41,195	41,195	41,195	41,195
		RB 34	0.3	900	11,249	11,249	11,249	11,249	11,249
		RB 34	0.3	750	13,347	13,347	13,347	13,347	13,347
	GLORITA2	RB 29	0.3	700	78,155	78,155	78,155	78,155	78,155
		RB 24	0.3	580	15,936	15,936	15,936	15,936	15,936
		RB 29	0.2	350	41,176	41,176	41,176	41,176	41,176
		RB 29	0.3	500	25,343	25,343	25,343	25,343	25,343
					226,400	226,400	226,400	226,400	226,400
TOTAL AHORRO					532,805	532,805	532,805	532,805	532,805

## 5.5 FLUJO DE CAJA

El flujo de caja consiste en un esquema que presenta sistemáticamente los costos e ingresos registrados año por año. Ver Tabla 5.3.

Tabla 5.3 Flujo de caja del proyecto

	2013	2014	2015	2016	2017	2018
DESCRIPCION	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
INVERSION DEL PROYECTO (-)	1,295,196					
INGRESOS y/o AHORROS DEL PROYECTO (+)		532,805	532,805	532,805	532,805	532,805

AÑOS	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
FLUJO NETO	1,295,196	532,805	532,805	532,805	532,805	532,805
COSTO DE OPORTUNIDAD	12%					

## 5.6 CALCULO DE LOS INDICADORES ECONÓMICOS

Los indicadores económicos de rentabilidad (VAN, TIR, B/C y PRI), se muestran en el Tabla 5.4.

Tabla 5.4 Indicadores económicos del proyecto

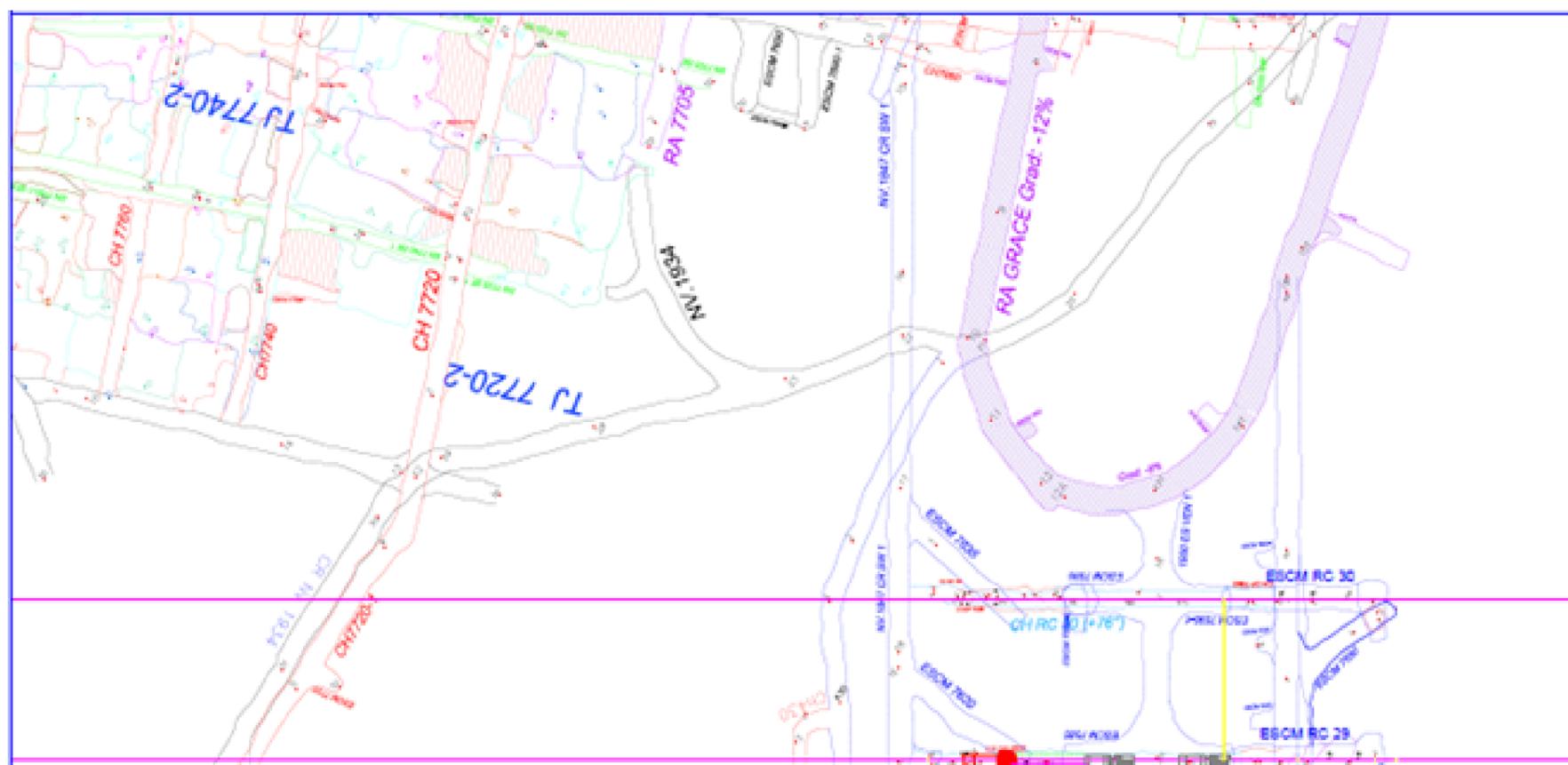
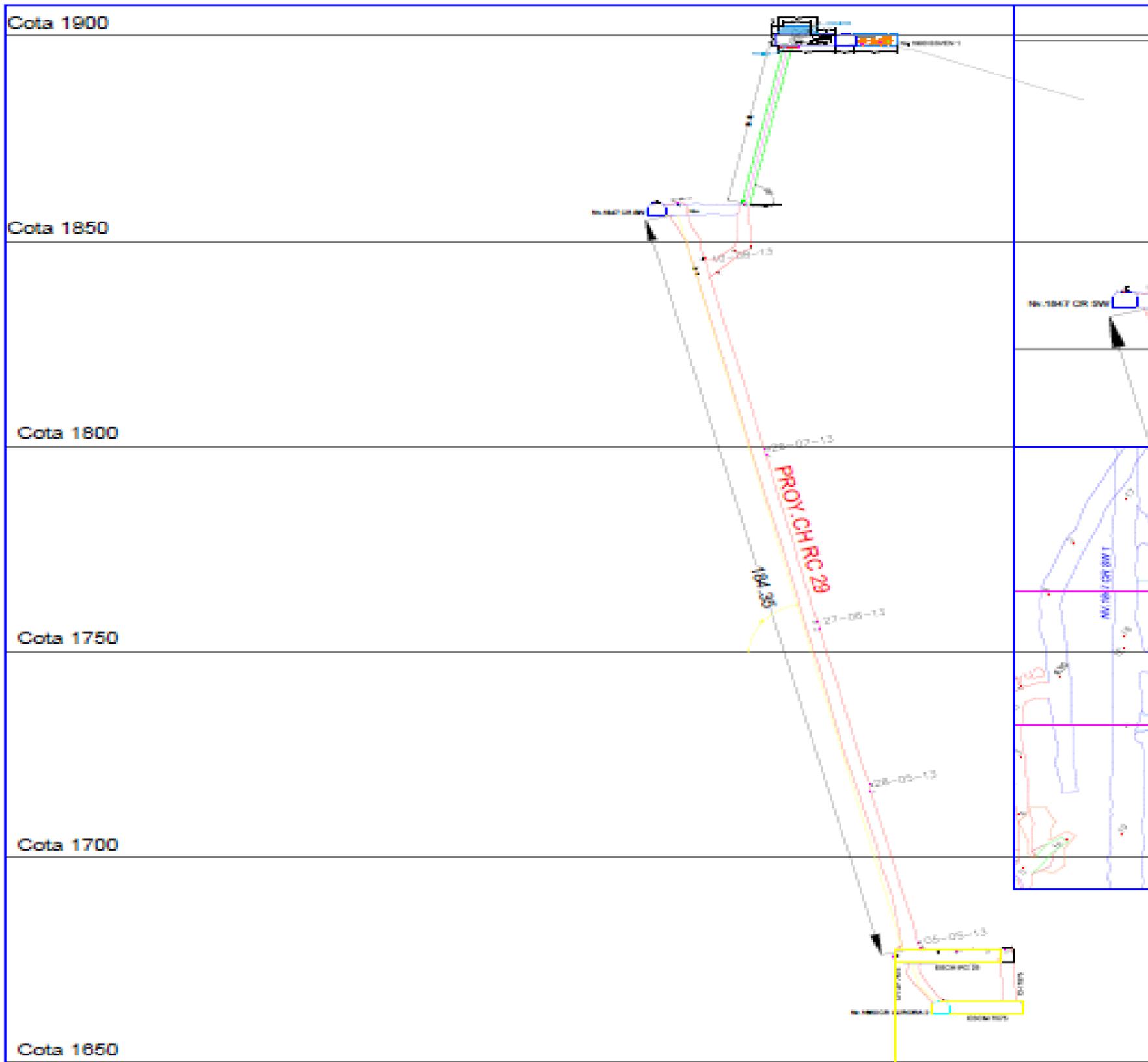
VAN(12%) al 2014	TIR	B/C	PRI
625,447	30.10%	1.48	2 AÑOS Y 5 MESES

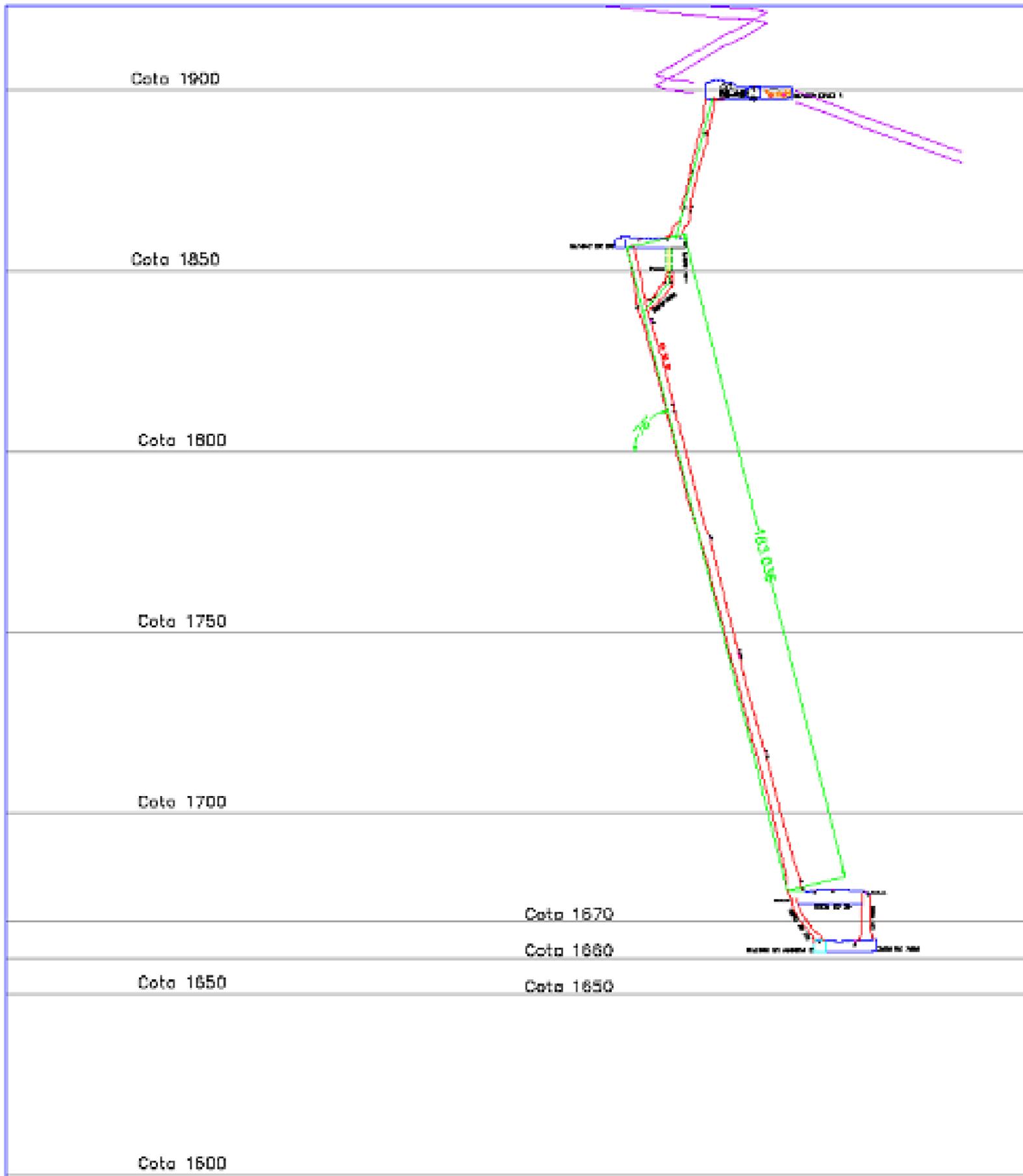
- El VAN (2014) es positivo y es igual a US\$ 625447.
- La TIR es 30.1% es mayor que el COK de capital propio que es igual a 12%.
- El B/C ES IGUAL 1.48.
- El PRI es igual a 2 años y 5 meses.

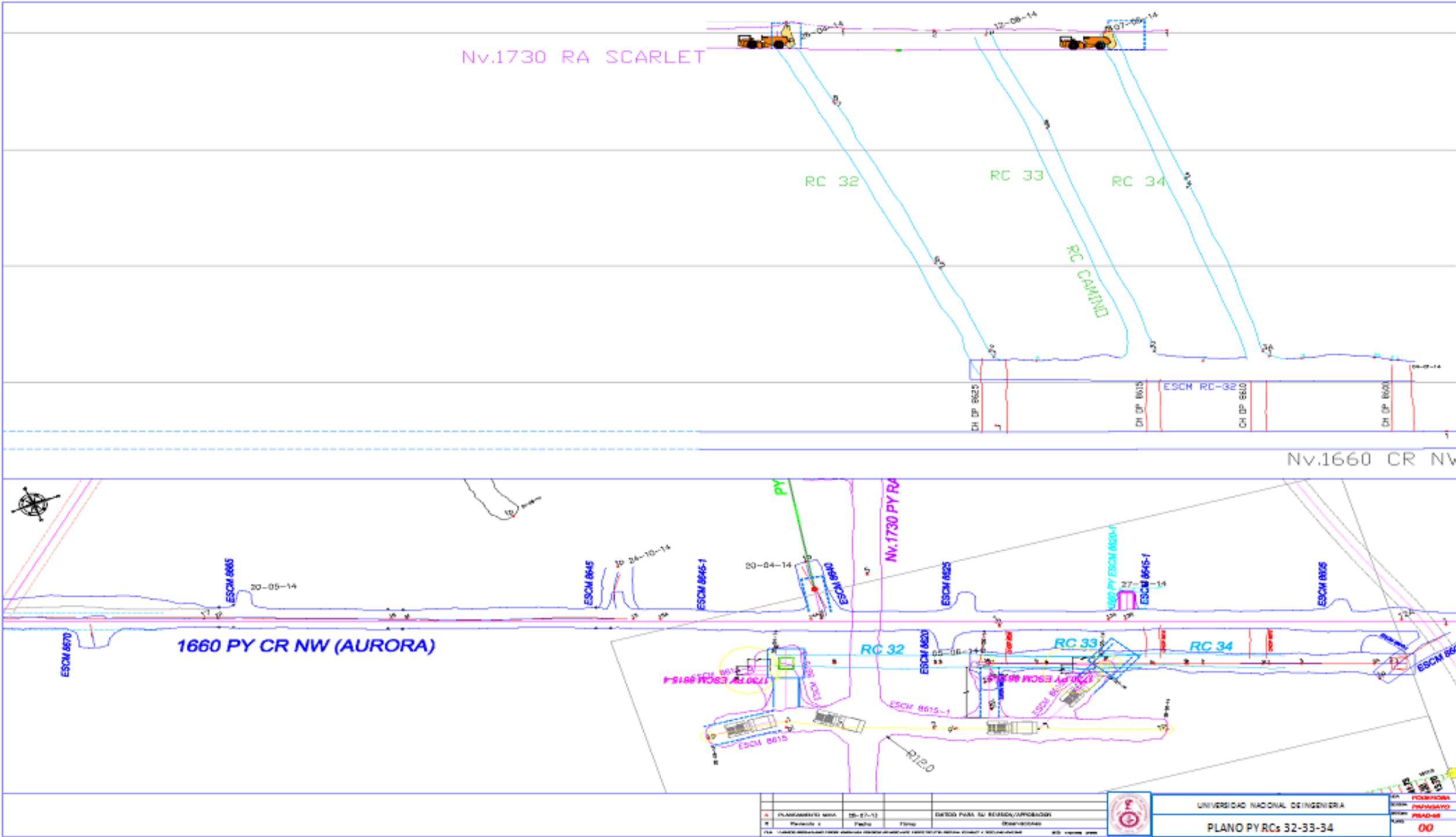
De la evaluación se determina que el proyecto es rentable.

## **5.7 ENTREGABLE**

Una infraestructura de extracción de mineral y desmonte conformada por cuatro chimeneas Raise Climber, (RC 29, 30,32y34), cada una con sus respectivas tolvas electrohidráulicas y parrillas la parte superior.







Fuente: Planeamiento e Ingeniería

Figura 5.3: Vista de perfil y Planta de CHIMENEAS RC 32, RC 34

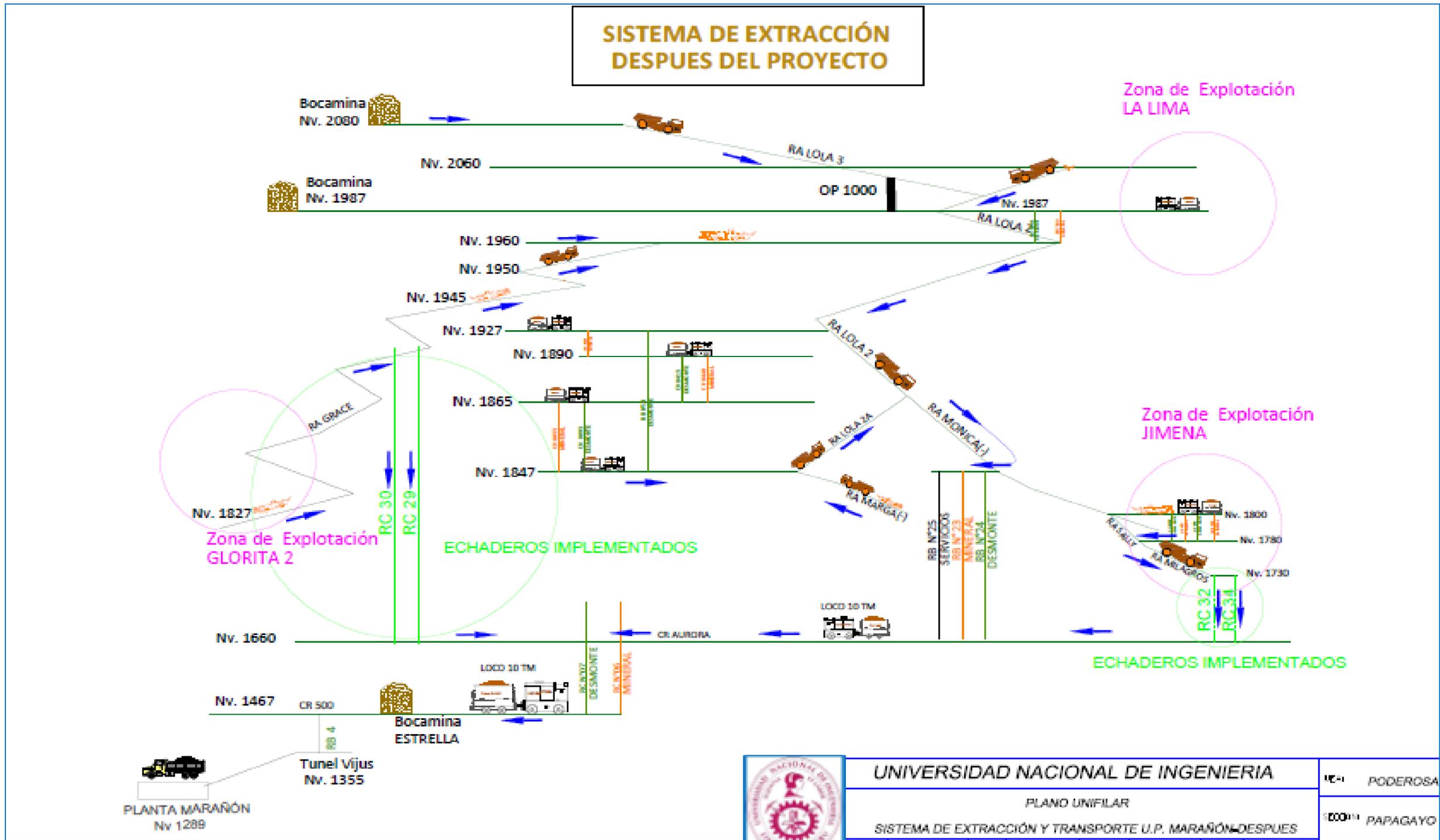


Figura 5.4: Diagrama de perfil del Proyecto

Fuente: Planeamiento e Ingeniería



## 5.8 ANALISIS DE SENSIBILIDAD ECONÓMICA

Se tomaron las variables que se consideran susceptibles de cambiar durante el periodo de evaluación las cuales son: producción de mineral e inversión.

### 5.8.1 Variación en cada 10% de Producción de Mineral

Mediante esta variación de la producción hallaremos los diferentes valores de VAN y TIR del proyecto.

Tabla 5.6 Variabilidad VAN por Variación de Producción

VARIACION	PRODUCCION MINERAL (ton)	VAN PROY	TIR PROY	VARIABILIDAD VAN
-50%	275	-334,874	0.94%	-154%
-40%	330	-142,810	7.45%	-123%
<b>-33%</b>	<b>371</b>	<b>0</b>	<b>12%</b>	<b>-100%</b>
-30%	385	49,254	13.52%	-92%
-20%	440	241,319	19.28%	-61%
-10%	495	433,383	24.79%	-31%
<b>0%</b>	<b>550</b>	<b>625,447</b>	<b>30.10%</b>	<b>0%</b>
10%	605	817,511	35.25%	31%
20%	660	1,009,576	40.28%	61%
30%	715	1,201,640	45.19%	92%
40%	770	1,393,704	50.01%	123%
50%	825	1,585,769	54.75%	154%

Fuente: Elaboración Propia

El punto de equilibrio se da para una producción de 371 t con el cual se tendrá un VAN igual a 0.

### 5.8.2 Variación en cada 10% de la Inversión

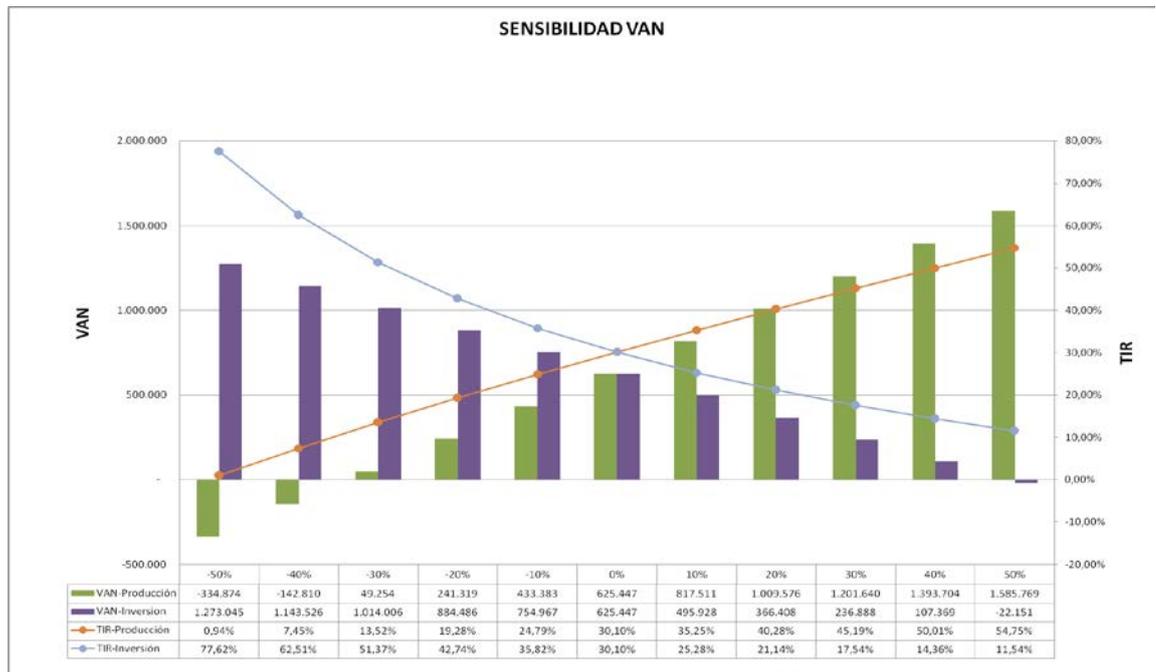
Mediante esta variación de la Inversión hallaremos los diferentes valores de VAN y TIR del proyecto.

Tabla 5.7 Variabilidad VAN por Variación de Producción

VARIACION	INVERSION (US\$)	VAN PROY	TIR PROY	VARIABILIDAD VAN
-50%	647,598	1,273,045	77.62%	104%
-40%	777,118	1,143,526	62.51%	83%
-30%	906,637	1,014,006	51.37%	62%
-20%	1,036,157	884,486	42.74%	41%
-10%	1,165,676	754,967	35.82%	21%
<b>0%</b>	<b>1,295,196</b>	<b>625,447</b>	<b>30.10%</b>	<b>0%</b>
10%	1,424,716	495,928	25.28%	-21%
20%	1,554,235	366,408	21.14%	-41%
30%	1,683,755	236,888	17.54%	-62%
40%	1,813,274	107,369	14.36%	-83%
<b>48%</b>	<b>1,920,643</b>	<b>0</b>	<b>12%</b>	<b>-100%</b>
50%	1,942,794	-22,151	11.54%	-104%

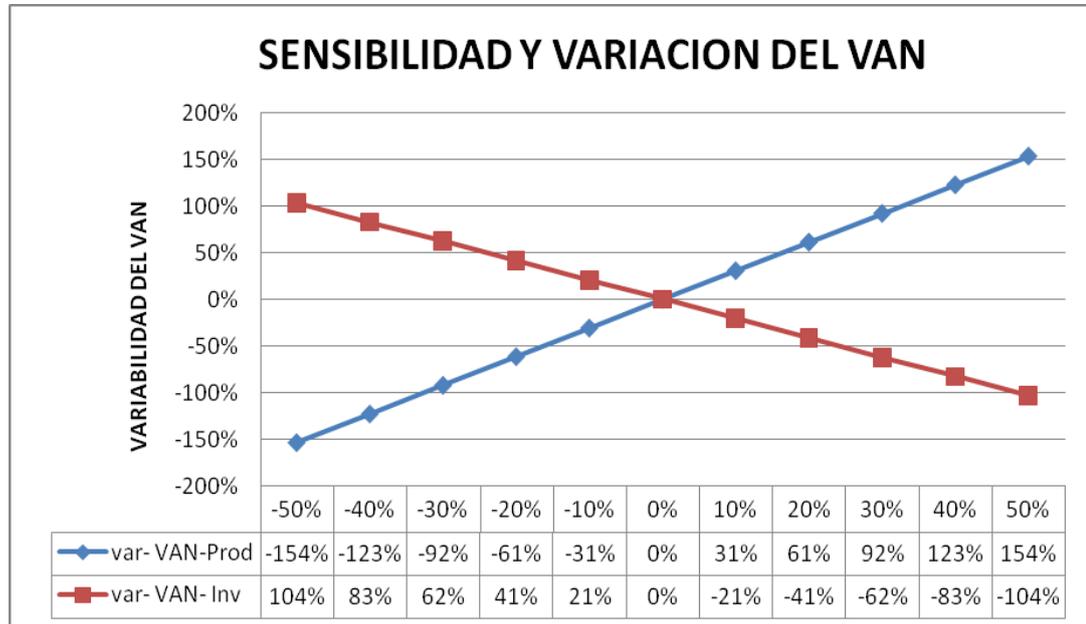
Fuente: Elaboración Propia

Para una inversión de US\$ 1,942794, se obtiene un punto de equilibrio con el cual se obtiene un VAN igual a 0.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 5.5 Sensibilidad VAN



Fuente: Elaboración Propia

Figura 5.6 Sensibilidad y Variación del VAN

## CONCLUSIONES

1. De acuerdo a la evaluación económica, el proyecto es rentable, con un VAN de US\$ 625,447 y una TIR de 30.1%.
2. A TIR es 30.1% es mayor que el COK de capital propio que es igual a 12% .a relación Beneficio Costo (B/C) es igual 1.48.
3. El periodo de Retorno de la Inversión es de 2 años y 5 meses.
4. El proyecto obtiene ahorros anuales en costo de transporte con dumper por un monto de US\$ 532,805.
5. Se redujo en 1.5 \$/Ton el costo de transporte con dumper por tonelada.
6. Se incrementó la productividad promedio del sistema de extracción de 18.5 Ton/Hr a 36 Ton/Hr.

7. Se disminuyó el número de camiones de bajo perfil (dumper) de 4 a 2 unidades, debido a la menor distancia de recorrido, antes 1.5 km promedio y con el nuevo sistema de traspaso a 0.6 km en promedio.
8. El proyecto tiene una resistencia a las principales variables del proyecto (producción e inversión).
9. Siendo su punto de equilibrio para una producción de 371 ton de mineral.
10. Por el nuevo sistema de extracción y transporte se evacuará mensualmente un total de 1,260 toneladas entre mineral y desmonte.
11. Para la veta Jimena, el mineral y desmonte bajarán por gravedad desde el Nv-1730 a través de las chimeneas RC-32 (mineral) y RC-34 (desmonte) hasta el Nv-1660 (Cortada Aurora) y de este nivel hasta el Nv-1467 (Cortada Estrella) mediante las chimeneas RB-6 y RB-7.
12. Para la veta Glorita<sup>2</sup>, el mineral y desmonte bajarán por gravedad desde el Nv-1890 a través de las chimeneas RC-30 (mineral) y RC-29 (desmonte) hasta el Nv-1660 (Cortada Aurora) y de este nivel hasta el Nv-1467 (Cortada Estrella) mediante las chimeneas RB-6 y RB-7.
13. Por la reducción equipos en mina, se incrementará la eficiencia de los equipos trackless, al no tener congestionamiento en las vías.
14. Con la reducción de 2 camiones de bajo perfil, se mejoró la ventilación en interior mina, ya que hay menos contaminantes gaseosos producido por los equipos y por ende aumentó la cobertura de aire significativamente.

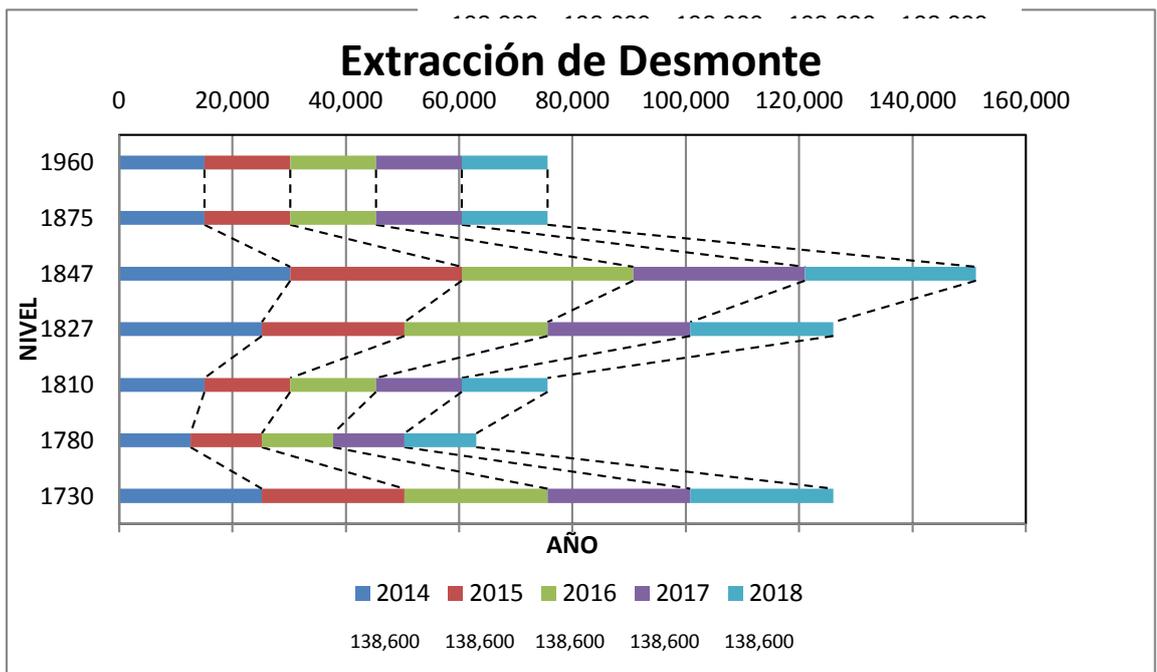
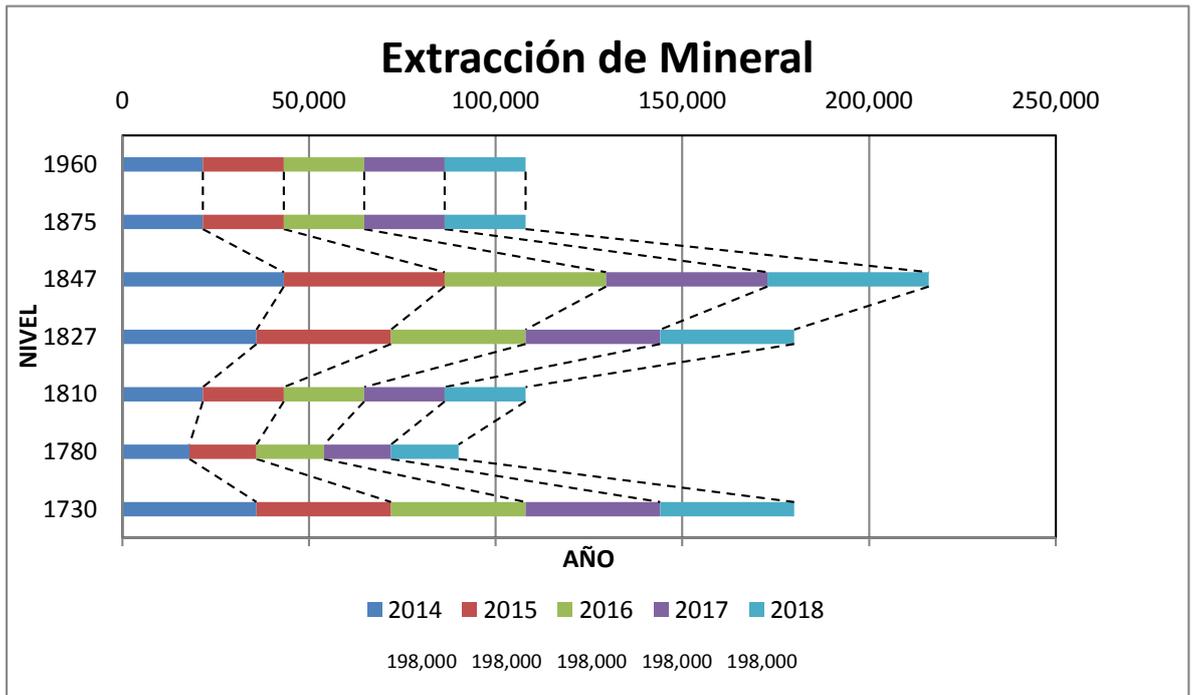
## BIBLIOGRAFIA

1. **Fuentes Elescano, Manuel., 2010.** Equipamiento de minas subterráneas.
2. **Baldeón Quispe, Zoila., 2011.** Gestión en las operaciones de transporte y
3. Acarreo para el incremento de la productividad en Cía. Minera condestable s.a.
4. **Chang Ja Kim, 2009.** Diseño y evaluación técnico económica de un nuevo sistema de carguío y transporte para la minería de Hundimiento.
5. **Huamani Huaylla, Kiusa., 2012.** Construcción De Chimeneas Por Método Convencional Y Plataforma Alimak En La Mina Raúl, Perteneciente A La Empresa Minera Condestable S.A.C
6. **Compañía Minera Poderosa S.A., 2013.** Diseño de secciones típicas y estándares de operación mina.

7. **Ragas Quiñones, Víctor., 2012.** Reducción de costos de acarreo y transporte en la Cía. Minera Poderosa S.A., luego de ejecutado el Proyecto Aurora.

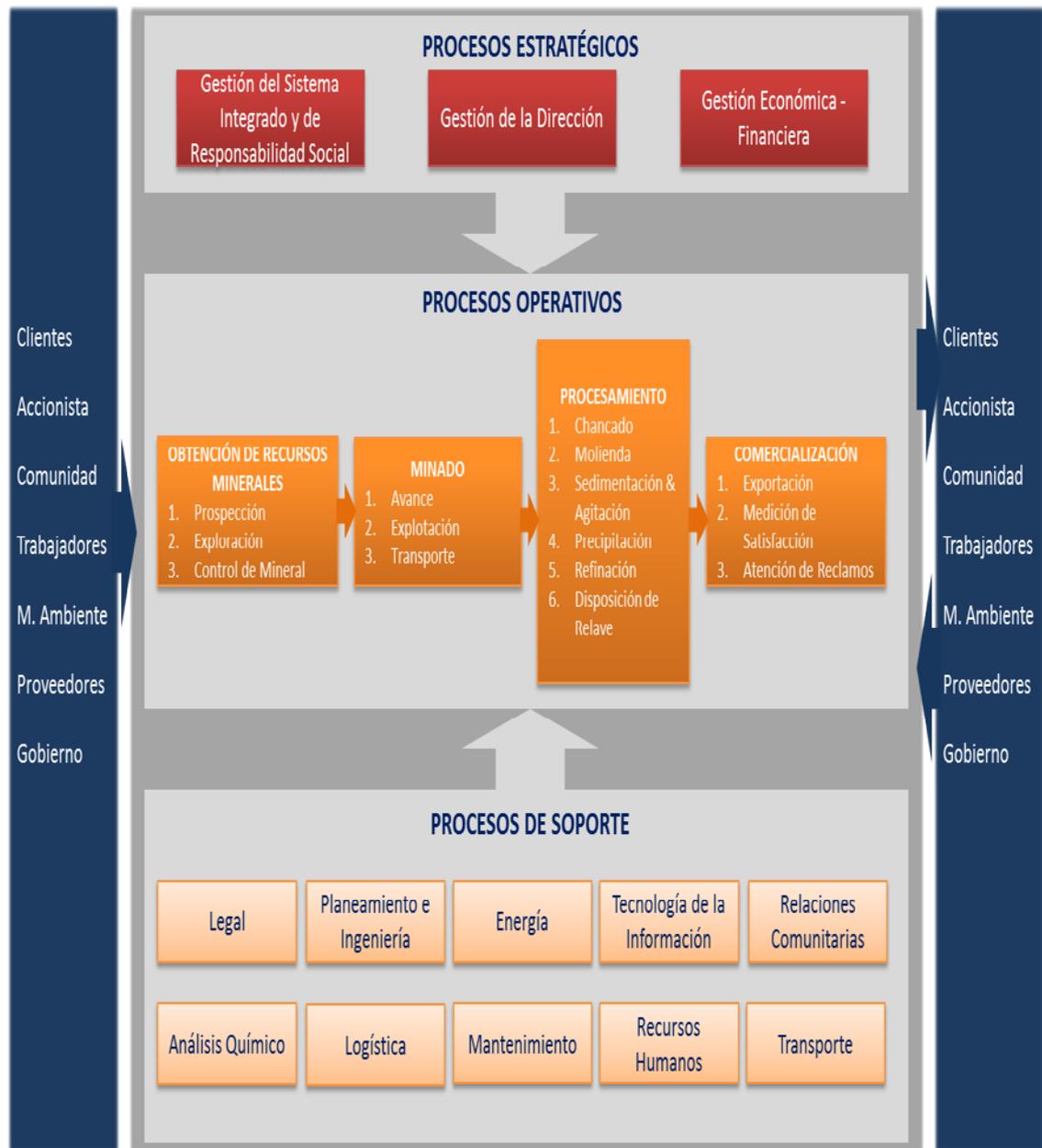
# **ANEXOS**

**ANEXO N° 1**

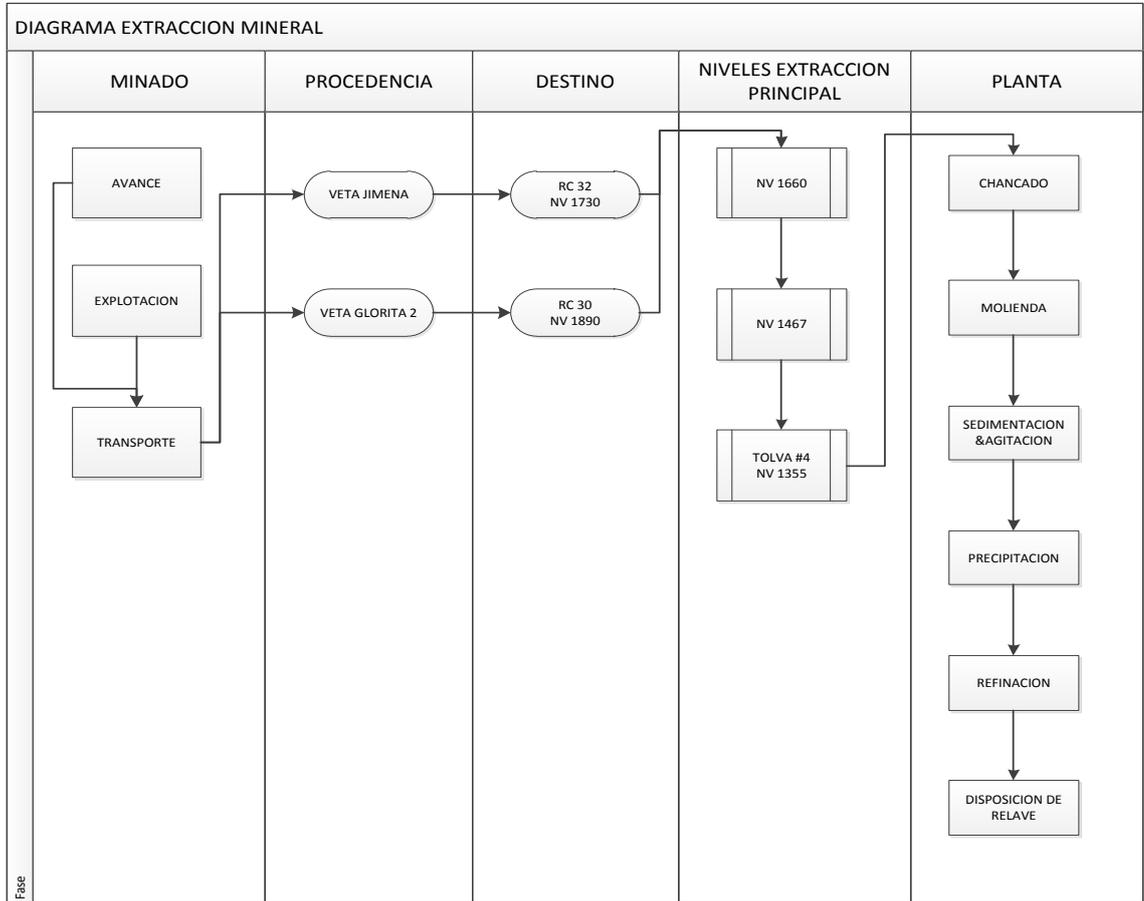


## ANEXO N° 2

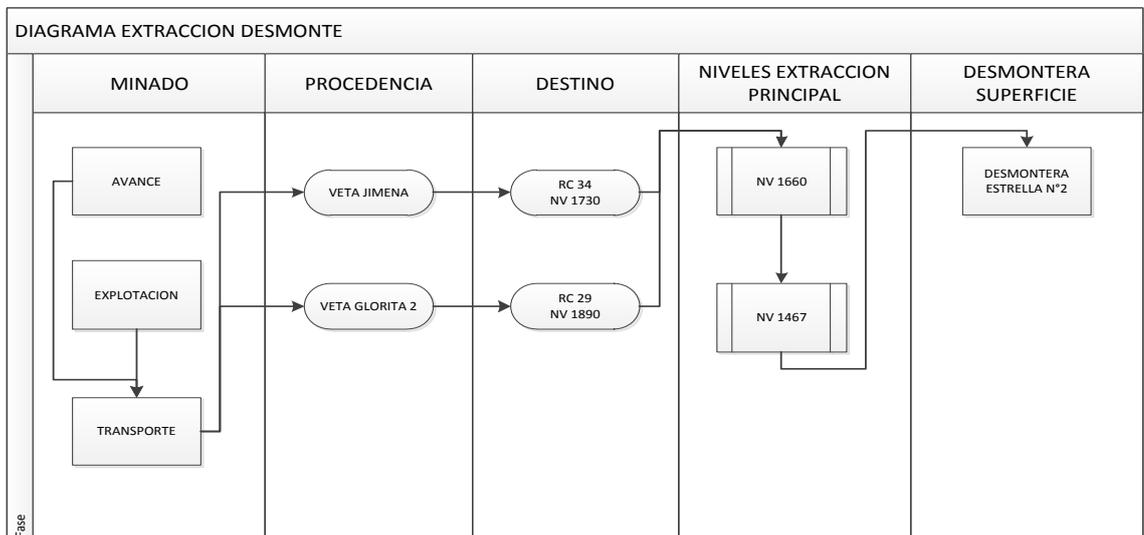
### MAPA DE PROCESOS



### ANEXO N° 3



Fase



Fase

198,000 198,000 198,000 198,000 198,000