

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA**



**ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LA RAMPA MILAGROS  
EN COMPAÑÍA MINERA PODEROSA**

**INFORME DE SUFICIENCIA**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:  
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR:  
PEDRO ANGEL PAJARES ROJAS**

**ASESOR  
ING TITO LUIS PALOMINO FLORES**

**LIMA - PERU**

**2013**

## DEDICATORIA

*A mis queridos padres y  
hermanos por su incansable  
apoyo.*

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a los ingenieros Abel Astete y Gaspar Barrientos (superintendente y asistente de superintendente respectivamente, de la Compañía Minera Poderosa), por su confianza y amistad depositada en mi. Como también a los departamentos de Geología, Planeamiento y Costos por brindarme todas las facilidades para la realización del presente proyecto.

## RESUMEN

El presente proyecto sobre la construcción de una nueva rampa llamada “Rampa Milagros” y su evaluación económica, que la Compañía Minera Poderosa S.A; se ha propuesto realizar en su afán de incrementar sus reservas en los próximos años, ha sido estructurado en base a análisis y cálculos de muestreo de datos in situ en cada una de sus etapas.

Se han realizado en la zona de estudio, en su primera fase: levantamientos topográficos, mapeos geológicos, mineralógicos, geomecánicos tanto de superficies, en galerías, como de logeos de testigos diamantinos. Continuando con los trabajos de cálculo de la magnitud y leyes de las reservas de mineral y sus respectivas valoraciones del mineral en la zona del proyecto.

Se ha analizado y evaluado la calidad de la masa rocosa utilizando los métodos del RMR, NGI y el GSI, por donde se construirá la rampa Milagros, con el objeto de evaluar el grado de estabilidad del terreno, parámetros geomecánicos importantes que definen el comportamiento mecánico y base para el diseño del proyecto.

De conformidad con estos estudios y los requerimientos técnicos del proyecto, se hace un análisis técnico-económico detallado de los métodos de perforación, voladura, limpieza y transporte del material disparado, así como el tipo de soporte o sostenimiento que la rampa necesitará. Con estos resultados se procede a la determinación de los costos en cada etapa realizada para evaluar su incidencia y beneficios económicos de la puesta en marcha del proyecto.

## **ABSTRACT**

This project is about the construction of a new ramp called the “Milagros Ramp” and its economic assessment to be carried out by Mining Company Poderosa S.A. The purpose of this project is to increase its reserves for the next few years. It has been structured based on the analysis and estimates of in situ data sampling in each of its stages.

The following has been carried out in the study area during the first phase: topographical surveys, geological, mineralogical and geomechanical mappings, both on the surface, in drifts, as well as diamond bit drilling with core sample. Also, works have been carried out for estimating the size and grades of mineral reserves and their respective appraisals in the project area.

The quality of the rock mass has been analyzed and appraised using the RMR, NGI and GSI methods with the purpose of assessing the degree of stability of the grounds where the Milagros ramp will be built. These are important geomechanical parameters that define the mechanical behavior and the basis for the project design.

According to these studies and to the technical requirements of the project, a detailed technical-economic analysis will be made of the drilling, blasting, clean up and transportation of the blasted material, as well as the type of strapping and support required by the ramp. With these results, costs will be determined for each stage executed to assess their impact and the economic benefits of the start up of the project.

## INDICE

	<b>PAG.</b>
<b>INTRODUCCIÓN</b> .....	12
<b>CAPITULO I: GENERALIDADES</b> .....	14
1.1. Ubicación .....	14
1.2. Accesibilidad .....	16
1.3. Clima, vegetación y relieve .....	16
1.4. Recursos .....	18
1.4.1. Recursos humanos .....	18
1.4.2. Recursos energéticos .....	18
<b>CAPITULO II: GEOLOGÍA Y RESERVAS</b> .....	19
2.1. Geología regional y local .....	19
2.1.1. Geología regional .....	19
2.1.2. Geología local .....	21
2.2. Geología estructural .....	22
2.2.1. Fallas y estructuras menores .....	23
2.2.2. Fallas y estructuras mayores .....	24
2.3. Alteración y mineralización .....	25
2.3.1. Alteraciones identificadas .....	25
2.3.2. Alteraciones subordinadas .....	27
2.3.3. Relaciones de las alteraciones hidrotermales .....	28
2.3.4. Mineralización .....	30
2.4. Reservas .....	36
<b>CAPITULO III: CONDICIONES OPERATIVAS ACTUALES</b> .....	39
3.1. Corte y relleno ascendente convencional .....	40
3.2. Relleno detrítico .....	42
3.3. Relleno hidráulico .....	43
3.4. Transporte de mineral .....	46

3.5. Servicios auxiliares .....	46
3.5.1. Aire comprimido .....	46
3.5.2. Ventilación .....	48
3.5.3. Abastecimiento de agua industrial .....	50

**CAPITULO IV: PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DE LA ZONA DEL PROYECTO .....** 51

4.1. Litología .....	52
4.2. Parámetros geomecánicos de la roca intacta .....	53
4.3. Parámetros geomecánicos de las discontinuidades .....	53
4.4. Clasificación de la masa rocosa según RMR .....	54
4.5. Clasificación de la masa rocosa según NGI (Q) .....	56
4.6. Máxima abertura de la excavación .....	56
4.7. Clasificación de la masa rocosa según G.S.I. ....	58

**CAPITULO V: DISEÑO E INGENIERIA DEL PROYECTO .....** 62

5.1. Características geométricas de la Rampa Milagros .....	62
5.1.1. Sección .....	64
5.1.2. Gradiente .....	65
5.1.3. Radio mínimo de curvatura .....	66
5.1.4. Longitud de la rampa .....	67
5.1.5. Peralte .....	68
5.1.6. Tipo de rampa .....	69
5.2. Perforación .....	71
5.2.1. Metodología de perforación de la rampa .....	71
5.2.2. Diseño de la malla de perforación .....	72
a) Burden .....	73
b) Espaciamiento .....	74
5.2.3. Consideraciones de operación .....	76
5.2.4. Características del equipo de perforación .....	78
5.2.5. Rendimiento de la perforación .....	79
5.3. Voladura .....	82
5.3.1. Variables en el diseño de una voladura .....	83

5.3.2. Accesorios de voladura .....	84
a) Carmex .....	84
b) Mecha rápida .....	86
5.3.3. Explosivos .....	86
a) Emulsiones .....	87
b) Propiedades del explosivo .....	88
5.3.4. Voladura en Rampa Milagros .....	91
5.4. Limpieza y transporte .....	92
5.5. Sostenimiento .....	93
5.5.1. Longitud del perno de sostenimiento .....	95
5.5.2. Resistencia del perno helicoidal .....	95
<b>CAPITULO VI: COSTO DE EJECUCION DE LA RAMPA MILAGROS .....</b>	<b>98</b>
6.1. Datos generales .....	98
6.2. Costo de perforación .....	99
6.2.1. Costo de mano de obra .....	99
6.2.2. Costo de perforación y aceros .....	100
6.2.3. Costo de mangueras y accesorios .....	102
6.2.4. Costo de herramientas .....	102
6.2.5. Costo de implementos de seguridad .....	103
6.3. Costo de voladura .....	104
6.4. Costo de tuberías y servicios auxiliares .....	105
6.5. Costo de ventilación .....	106
6.6. Costo de sostenimiento .....	106
6.7. Costo del equipo de carguío .....	107
6.8. Costo de equipo de acarreo .....	112
6.9. Costo unitario operativo de la rampa .....	118
6.10. Análisis beneficio / costo del proyecto .....	120
<b>CONCLUSIONES .....</b>	<b>126</b>
<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>128</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA .....</b>	<b>129</b>
<b>ANEXO</b>	



## LISTA DE TABLAS

	<b>PAG.</b>
Tabla 1: Reservas en la Unidad Productiva Papagayo .....	38
Tabla 2: Características y detalles de los tajos de explotación .....	42
Tabla 3: Características del relleno hidráulico utilizado en mina .....	45
Tabla 4: Compresoras eléctricas instaladas con la que cuenta la mina .....	47
Tabla 5: Distribución de los ventiladores en interior mina .....	49
Tabla 6: Características importantes de la roca intacta .....	53
Tabla 7: Características importantes de las discontinuidades .....	54
Tabla 8: Tabla del RMR de Bieniawski utilizable para valorar el macizo rocoso .....	55
Tabla 9: Tabla de Barton donde se muestran los valores para hallar el ESR .....	57
Tabla 10: Valorización geomecánica en base al GSI .....	60
Tabla 11: Valores del coeficiente de fricción transversal .....	69
Tabla 12: Estimación de la calidad de la roca .....	74
Tabla 13: Características para el diseño de la Rampa Milagros .....	78
Tabla 14: Características principales de la máquina perforadora .....	79
Tabla 15: Cálculo de la eficiencia de la perforación en Rampa Milagros .....	82
Tabla 16: Variables en el diseño de una voladura subterránea .....	84
Tabla 17: Propiedades de las emulsiones de EXSA .....	88
Tabla 18: Indicadores importantes de la Rampa Milagros .....	92
Tabla 19: Características de los equipos trackless .....	93
Tabla 20: Desplazamiento del perno helicoidal a la prueba de arranque .....	96
Tabla 21: Características principales de la Rampa Milagros .....	98

Tabla 22: Costo unitario de la mano de obra .....	100
Tabla 23: Costo unitario de la perforadora y aceros de perforación .....	101
Tabla 24: Costo unitario de mangueras y accesorios .....	102
Tabla 25: Costo unitario de herramientas .....	103
Tabla 26: Costo unitario de implementos de seguridad .....	104
Tabla 27: Costo unitario de voladura .....	105
Tabla 28: Costo unitario de tuberías y servicios auxiliares .....	105
Tabla 29: Costo unitario de ventilación .....	106
Tabla 30: Costo unitario de sostenimiento .....	107
Tabla 31: Generalidades en el costo de adquisición del equipo de carguío subterráneo .....	108
Tabla 32: Costo de posesión del equipo de carguío subterráneo .....	109
Tabla 33: Costo de operación del equipo de carguío subterráneo (manteni- miento, overhaul y neumáticos) .....	110
Tabla 34: Costo de operación del equipo de carguío subterráneo (reparación de neumáticos, combustible, lubricantes, filtros y operador) .....	111
Tabla 35: Generalidades en el costo de adquisición del equipo de acarreo subterráneo .....	113
Tabla 36: Costo de posesión del equipo de acarreo subterráneo .....	114
Tabla 37: Costo de operación del equipo de acarreo subterráneo (manteni- miento, overhaul, neumáticos y reparación de neumáticos) .....	116
Tabla 38: Costo de operación del equipo de acarreo subterráneo (combustible, lubricantes, filtros y operador) .....	117
Tabla 39: Resumen de los costos unitarios en el proyecto .....	119
Tabla 40: Cálculo económico de los flujos de fondos .....	124

## LISTA DE FIGURAS

	<b>PAG.</b>
Figura 1: Mapa de ubicación del proyecto de la Rampa Milagros .....	15
Figura 2: Distribución de los clavos mineralizados en la veta la Lima .....	33
Figura 3: Distribución de los clavos mineralizados en la veta Jimena .....	34
Figura 4: Distribución de los clavos mineralizados en la veta Glorita .....	35
Figura 5: Evolución del relleno hidráulico en mina Papagayo .....	44
Figura 6: Análisis de sostenimiento para un macizo rocoso según Barton, Lien y Lunde .....	61
Figura 7: Análisis de sostenimiento para un macizo rocoso según Merrit .....	61
Figura 8: Diseño de la sección típica de la Rampa Milagros .....	65
Figura 9: Radio interno y externo del dumper TH-315 .....	67
Figura 10: Vista del tipo de rampa establecida para el proyecto .....	70
Figura 11: Vista del diseño de la Rampa Milagros con el software Datamine .....	71
Figura 12: Diseño del arranque de la malla de perforación .....	75
Figura 13: Distribución de los taladros en la malla de perforación .....	76
Figura 14: Gráfico de la carga vs desplazamiento del perno helicoidal .....	97
Figura 15: Gráfico del triángulo de variables de riesgo .....	99
Figura 16: Gráfico de incidencias de los costos unitarios .....	120
Figura 17: Diagrama de flujos de fondo .....	123

## INTRODUCCION

El yacimiento aurífero donde se enmarca el proyecto de la construcción de la Rampa Milagros se encuentra ubicado en el extremo norte del Batolito de Pataz, Departamento de la Libertad, el cual alberga familias de vetas de origen mesotermal, cuyas potencias varían de escasos centímetros a metros, con contenido aurífero que llegan a tener valores superiores a dos onzas por tonelada.

En Compañía Minera Poderosa S.A. (CMPESA) las exploraciones juegan un rol importante para mantener un razonable stock de reservas, que permitan un adecuado ritmo de producción y crecimiento sostenible. La exploración dentro del área de operaciones, se orienta a estudiar las extensiones y proyecciones de las estructuras y clavos alojados en las rocas del Batolito de Pataz, siendo el objetivo principal establecer la profundización de los clavos trabajados en los niveles superiores.

Por las características del yacimiento, el programa de exploraciones se realiza mediante labores subterráneas y sondajes diamantinos, de la mano con una cuidadosa interpretación geológica, que nos permita realizar los trabajos de exploración de forma exitosa y eficiente. Consciente de lo anterior, el área de

Geología en CMPSA actualiza día a día la información obtenida de todos los frentes y taladros del avance; tanto las que se obtienen de interior mina como las de superficie a nivel zonal y distrital.

Complementariamente se trabaja en la definición y redefinición de los bloques mineralizados y muestreos sistemáticos de todas las anomalías estructurales representativas de la zona en estudio. Con este fin trabajamos en un modelo estructural y mineralógico avanzado, propio del yacimiento a nivel distrital, que nos permita predecir la ubicación y características mineralógicas de nuevas estructuras y zonas económicas. Las vetas Glorita, La Lima y Jimena, son ejemplos de la aplicación de estos conceptos.

Según el plan anual de producción de los tajos de explotación, se ha identificado muy claramente que en la mayoría de las zonas cubicadas para su explotación, mayormente los de los niveles superiores, queda muy poco mineral que minar o recuperar. Por tal motivo, se ha evaluado comenzar la profundización de las operaciones mineras, con el objetivo sustancial de aumentar las reservas probadas de la mina, específicamente en la zona de la veta Jimena.

Por estas razones principales y después de haber comprobado mediante sondeos diamantinos, en lugares estratégicos dentro de la zona de Jimena, la presencia de mineralización de alta ley de oro bajo el nivel 1760, es que Compañía Minera Poderosa se ve en el necesidad inmediata de comenzar a profundizar sus operaciones, desde el nivel 1775 hasta el nivel 1720, mediante una rampa negativa con una sección de 3.5 x 3 m y con una gradiente promedio de -12%, alcanzando una longitud total de 590 m.

## **CAPITULO I**

### **GENERALIDADES**

#### **1.1. UBICACIÓN**

La unidad productiva “Papagayo”, de la Compañía Minera Poderosa, donde se encuentra localizada el proyecto de la construcción de la rampa Milagros, se ubica en el distrito y provincia de Patate departamento de la Libertad, a 2,080 m.s.n.m; a 320 km hacia el Este de la ciudad de Trujillo y a 820 km al Norte de la ciudad de Lima, en el flanco oriental del valle del Marañón, en el sector Norte de la Cordillera Oriental del Perú.

Geográficamente se ubica en las coordenadas:

Latitud Sur : 7° 43´ 62”

Latitud Oeste : 77° 39´ 04”

Coordenadas UTM, zona 18 del Esferoide Internacional:

N: 9' 147,178.514 m      y      E: 210,485.250 m



**Figura 1: Mapa de ubicación del proyecto de la Rampa Milagros.**

**FUENTE: Dpto. Planeamiento e ingeniería Cía. Minera Poderosa.**

## 1.2. ACCESIBILIDAD

La mina Poderosa, es accesible desde la ciudad de Lima por una carretera asfaltada y afirmada, cubriendo una ruta de:

Lima - Trujillo	= 562 km carretera asfaltado.
Trujillo - Chirán	= 34 km carretera asfaltada.
Chirán - Chagual	= 307 km carretera afirmada.
Chagual - Vijus	= 25 km carretera afirmada.
Vijus - Unidad Papagayo	= 10 km carretera afirmada.

El tiempo de viaje, por vía terrestre desde la ciudad de Lima es aproximadamente 23 h. Mientras que por vía aérea es la siguiente:

Lima – Chagual	= 1h.
Trujillo – Chagual	= 0h 20'.

## 1.3. CLIMA, VEGETACIÓN Y RELIEVE

Todas las operaciones mineras se desarrollan en el flanco Oeste de la Cordillera Oriental, en la margen derecha del río Marañón, con altitudes entre 1,200 a 2,600 m.s.n.m. dentro de las subcuencas de las quebradas Hualanga, Francés y el Tingo, en la cuenca del río Marañón.

En la mina Poderosa se percibe una temperatura ambiente muy variada, superiores a los 20 °C en las tardes y hasta los 5 °C por las noches, diversificando su



producción agropecuaria; entre los arboles madereros predomina el eucalipto y el aliso.

El clima es muy variado, está dividido en dos estaciones marcadamente diferentes durante el año. Una seca y templada entre los meses de Abril y Noviembre, donde se producen las más altas temperaturas, la otra estación húmeda y lluviosa se presenta entre los meses de Diciembre y Marzo, originando el incremento de las aguas en los torrentes aledaños al río Marañón, debido a las precipitaciones pluviales. La precipitación anual se encuentra por debajo de los 500 mm aunque en las partes más elevadas y orientales, puede alcanzar y aun sobrepasar los 1,200 mm.

La vegetación es abundante debido a la proximidad (ceja de selva) con el departamento de San Martín. Hay presencia de eucaliptos, ichu, yareta, huila - huila y pastos silvestres.

La topografía de la región es accidentada y abrupta, con fuertes pendientes y quebradas profundas, típicas de la Cordillera Central de los Andes. Es por ello que los vientos tienen una dirección predominante durante el día, de Noreste a Suroeste, debido al calentamiento del aire en la zona baja de las quebradas aledañas a la mina. Durante la noche esta dirección se invierte debido al enfriamiento del aire en las alturas. Su velocidad varía entre los 2.2 a 10 km/h.

## **1.4. RECURSOS**

### **1.4.1. Recursos humanos**

Circundante al asiento minero de Poderosa, existen pueblos como Vijus, Chagual, Pías y Patáz. La empresa minera Poderosa, da trabajo de forma directa a 350 personas, todas pertenecientes a estas comunidades, sin considerar el personal que contratan las empresas especializadas que brindan diversos servicios a la compañía.

### **1.4.2. Recursos energéticos**

Compañía Minera Poderosa, dispone de una pequeña central Hidroeléctrica, llamada el Tingo, en donde genera toda la energía suficiente para garantizar el buen funcionamiento de sus operaciones mineras.

La central hidroeléctrica el Tingo, dispone de 2 turbinas hidráulicas, las mismas que generan a plena carga 1,760 MW en forma continua. Esta hidroeléctrica dispone de 12'000,000 m<sup>3</sup> de agua almacenada como reserva, dicho volumen es administrado y dosificado mensualmente.

Todo el funcionamiento del sistema eléctrico en interior mina es suministrado desde una subestación, propiedad de la compañía, ubicada en superficie, en el nivel 2190, donde se encuentra ubicada también el pull de compresoras eléctricas que suministran el aire comprimido para las diversas operaciones mineras subterráneas.

## **CAPITULO II**

### **GEOLOGÍA Y RESERVAS**

#### **2.1. GEOLOGIA REGIONAL Y LOCAL**

##### **2.1.1. Geología regional**

Las características geológicas desarrolladas en la región de influencia del proyecto, están ligadas a la evolución estratigráfica y estructural de la Cordillera de los Andes, en su segmento Oriental del sector Norte del Perú, conformado por la superposición de tres ciclos: el precámbrico, hercínico y andino. Áreas glaciadas, altiplanos y valles constituyen la morfología.

En el precámbrico: se constituye la base estratigráfica denominada como "Complejo de Marañon"; se compone principalmente de esquistos, filitas y secuencias variadas de rocas meta volcánicas, de tobas e ignimbritas, esta secuencia supera los 2,000 m de espesor, son mejor y mayor apreciados en las márgenes del rio Marañon.

En el Paleozoico: sobre el complejo del Marañon se ubican rocas volcánicas conocidas bajo el nombre de serie metavolcánica a fines del ciclo precámbrico y sobre ella se desarrollan el ciclo Hercínico, con una secuencia

turbidítica de colores oscuros, sobre cientos de metros, la que es reconocida como la formación Contaya del Ordovício. Espacialmente se encuentran ubicadas en bordura externa del Batolito de Pataz o como secuencias colgadas (desde enclaves a xenólitos) al interior de esta. A inicios del Carbonífero empieza una sedimentación continental conocida como grupo Ambo la que se compone de lutitas, areniscas y algunos horizontes de conglomerados formando secuencias superiores a los 300 m, de mayor expresión en el sector Occidental del valle del Marañón. A fines del Paleozoico se depositaron areniscas y conglomerados de coloración rojiza a las que se les designa las molasas del grupo Mitu.

En el Mesozoico: la sedimentación del ciclo Andino comienza con las calizas y dolomitas del grupo Pucará del Triásico-Jurásico, sobre yacen al grupo Mitu u otras formaciones anteriores en discordancia angular con una potencia mayor a los 500 m. La formación Goyllarisquizga del Cretáceo inferior se caracteriza por poseer areniscas intercaladas con material pelítico con una potencia entre 100 a 300 m; sobre ella con una potencia de 200 m continúa la formación Crisnejas compuestas de margas y calizas de color marrón grisáceo. En discordancia angular sobre la formación Crisnejas se deposita la formación Chota que consiste de lutitas y siltitas de coloración rojiza por la que se les denomina “las capas rojas” del Cretáceo superior.

Una acumulación de rocas volcánicas mayor a 1,500 m de potencia de lavas andesíticos a riolíticos, ocurridas en el Terciario medio, conforman la denominada Volcánicos Lavasen, los mismos que se depositan en discordancia angular sobre el Batolito de Pataz y en el Complejo del Marañón.

El Batolito de Pataz es el cuerpo intrusivo dominante en la región, de forma lenticular alargada con orientación entre N330° y N340° y con un buzamiento entre 60° y 70°. El contacto occidental con el Complejo del Marañon es generalmente fallado. Intrusiones de menor talla y tardía son reportadas a inicios del Mesozoico y Cenozoico.

### **2.1.2. Geología local**

La litología en la mina se constituye de granodioritas, monzogranitos (adamelitas), diques aplíticos y pegmatíticos corresponden a la serie ácida, mientras que las tonalitas, dioritas (dioritas hornblendicas a hornblenditas) y microdioritas, pertenecen a una serie intermedia con expresiones tardías de diques lamprófiro y de diabasa.

La secuencia ácida a la que se le agrega el granito son las mayores componentes de la secuencia intrusiva de la región y de todo el Batolito de Pataz; las granodioritas de mayor volumen en ocasiones se encuentran en gradación de tonalitas a granitos y monzogranitos. El conjunto de las rocas ácidas contienen enclaves de diferentes dimensiones, desde centímetros a métricos, de dioritas, microdioritas, metavolcánicos, metafilitas y metagrauvas de las series pre-intrusivas.

La ocurrencia de rocas metasedimentarias y metavolcánicas pre-carboníferas se da en el flanco Oeste del Batolito de Pataz y de las labores mineras, mientras que una serie de derrames andesíticos a riolíticos terciarios cubren

el flanco Este. Una serie de diques coetáneos a estos derrames de diferentes longitudes, se emplazan cortando las series intrusivas.

Las vetas hasta hoy reconocidas, en mayor número se encuentran hospedadas en rocas intrusivas del Batolito de Pataz en su bordura oriental, las que a su vez son las mejores trabajadas en el proceso de exploración, explotación minera e investigación científica; de las que se han identificado a las vetas: La Lima, Jimena (que no aflora en superficie) y Glorita, entre las principales.

## **2.2. GEOLOGIA ESTRUCTURAL**

La zona en estudio es afectada por diversas etapas de deformación como producto de la evolución de la Cordillera de los Andes. El resultado de estos fenómenos se expresan formando estructuras de las que las fracturas y fallas forman parte de ella. A continuación se describen las estructuras más representativas identificadas en la zona de influencia en la Unidad Productiva Papagayo.

### 2.2.1. Fallas y estructuras menores

Se considera como estructuras menores a los fallamientos con movimientos de escasos centímetros que algunos casos llegan a pocos metros, y a las fracturas netas.

En el área de la veta Jimena se ha hecho una cartografía general del área en estudio, encontrándose seis familias de fracturas a considerar:

1. Las de dirección WNW - ESE, el azimut predominante es de  $N115^\circ$ , de buzamiento sub-vertical ( $>65^\circ$ ).
2. Las de dirección WSW - ENE, con azimut predominante  $N45^\circ$ , de buzamiento sub-vertical ( $>65^\circ$ ), un porcentaje casi igual (ligeramente menor) tienen una orientación inversa.
3. Las de dirección NNW - SSE, con azimut principal  $N330^\circ$  y de buzamiento inferior a los  $45^\circ$ .
4. Las de dirección E - W, de azimut  $N270^\circ$  con buzamientos menores a  $45^\circ$ .
5. Las de dirección NNW - SSE, de azimut  $N135^\circ$  con buzamiento alto sobre los  $65^\circ$ .
6. Las de dirección SSW - NNE, de azimut  $N205^\circ$  con buzamiento entre  $45^\circ$  y  $65^\circ$ .

Las tres primeras familias son las más representativas, siendo las dos primeras secantes a la tercera, mientras que esta última es paralela al promedio general de la orientación de la veta Jimena. Las familias cuatro, cinco y seis se presentan muy esporádicamente y no son representativas.

### **2.2.2. Fallas y estructuras mayores**

Del cartografiado superficial de la Unidad Productiva Papagayo se observa estructuras sub-verticales a de bajo ángulo; de dimensiones distritales a regionales con pequeñas variaciones locales en rumbo y buzamiento. Las sub-verticales en la zona Norte (Jimena), se reconocen hasta tres familias, todas secantes y espacialmente relacionados a la presencia de *Ore shoots*.

- La primera serie se expresan como fallas de dirección cercana al N110°, son extensas y llegan a longitudes kilométricas.
- La segunda serie de fallas con dirección próximas a N90°, son menos dominantes en el cartografiado superficial. Sus extensiones longitudinales se encuentran limitadas y cortadas por la primera serie de fallas; el último movimiento registrado es de naturaleza sinextral.
- La tercera familia de fallas, son de dirección en promedio próximas a N45° buzando entre 70° y 90° al NW. Estas últimas familias de fallas se manifiestan como estructuras conjugadas de la primera familia. Gran parte de los ejes de los *Ore Shoots* son coincidentes con esta dirección que poseen un movimiento tardío gravitacional.



Toda la mineralización importante reconocida hasta hoy en día, se encuentra alojada en estas dos últimas familias de estructuras que se detallan a continuación. Para las fracturas con buzamiento bajo a moderado en el distrito de Pataz, se reconocen dos familias ambas con dirección cercanas al N - S:

- Una con buzamiento al Este predominante de 45° que ocasionalmente puede llegar a los 75°, y que llegan a tener longitudes kilométricas; son reconocidos en las zonas de Jimena.
- Una segunda familia con buzamiento 20° con tendencia al NE (variable de acuerdo a la geometría de la estructura), son reconocidas en la zona Norte, con longitudes que llegan a las centenas de metros, que tranquilamente llegan a ser kilométricas.

Las fallas más representativas estudiadas en la zona de influencia de la mina Poderosa, para la zona Norte, se identificaron las fallas: María, Quori-huarmi, La Brava, San Lucas y San Marcos; en tanto para la zona Sur se identificaron las fallas: Perejil, San Juan, San Luis y San Teófilo.

## **2.3. ALTERACION Y MINERALIZACION**

### **2.3.1. Alteraciones identificadas**

- a) Sericitización: Fílica (Cz - Sert)**, la sericitización es la alteración dominante e importante en borduras de vetas auríferas o de diques

aplíticos cuarzosos que afecta a las rocas ácidas, intermedias, básicas hasta metamórficas, de igual modo, muchas estructuras no mineralizadas están relacionadas a esta alteración. La variación y penetración en las rocas son por lo general de algunos escasos centímetros, en casos aislados pueden llegar a ser métricas, favorecidas por fracturamiento pre-mineral o mineral.

**b) Cloritización: Propilítica (Ch, Py, Cac),** La cloritización es de amplia distribución en la zona de influencia de las operaciones de la mina Poderosa, relacionada a la generalidad de las estructuras desde sub-verticales a sub-horizontales. Con relación a las sericitas se presentan como franjas colindantes externas a estas, pero en ocasiones se ha observado planos de veta rellenas de cloritas en ausencia de cuarzo (generalmente en bordura de áreas mineralizadas), dependiendo del tipo de estructura y sus relaciones litológicas adoptan anchos de algunos centímetros a metros; macroscópicamente las rocas cloritizadas presentan colores verdosos.

**c) Argilización:** Las rocas afectadas por alteración argílica (arcillas no determinadas por rayos x) presentan colores gris blanquecinos a verdosos, dentro de estructuras que pueden llegar a tener potencias mayores a 1.50 m, a veces se encuentra asociada a la sericitización donde se puede observar la piritización de los ferromagnesianos como cristales sub-euhedrales a euhedrales en las cajas o rocas englobadas dentro de los filones.

### 2.3.2. Alteraciones subordinadas

- a) **Silicificación:** La silicificación observada en toda el área de trabajo está por lo general relacionado a bordura de diques aplíticos o al interior de estos mismos. Las rocas afectadas toman colores gris claros a gris verdosos, en rocas ácidas e intermedias respectivamente. En bordura de veta su presencia es muy restringida y asociadas al fracturamiento de las cajas. En extensión lateral llegan a tener longitudes de algunos centímetros.
- b) **Carbonatación:** Una secuencia de carbonatación es relacionada al proceso mismo de alteración filica y propilítica como consecuencia de la destrucción de plagioclasas y feldespatos potásicos, además de ferromagnesianos, ocasionalmente se les observa en zonación externa a la sericita que podría constituir una migración de los carbonatos hacia el exterior; otra segunda es desarrollada como remanente del proceso hidrotermal y se presenta formando venillas a microvenillas. Entre los carbonatos reconocidos en la zona de influencia de la mina Poderosa se encuentra la calcita y anquerita.
- c) **Epidotización:** La epidotización en gran parte se encuentra en fallas reactivadas que contienen panizo en donde pueden llegar a formar venillas, no hay evidencias que esté relacionado a estructuras mineralizadas. En muchas fracturas y micro-fracturas se presentan como venillas o halos milimétricos en las que se asocian a venillas de carbonatos.

**d) Hematización:** Algunas fallas y contactos, presentan venillas y superficies alteradas a hematita, a los que acompañan las cloritas; se muestran de colores rojizos, estas se distinguen de las formadas por lixiviación supérgena de sulfuros por ser poco extensos, mayormente asociadas a fallas y no hay una relación aparente con la formación de filones auríferos.

### **2.3.3. Relaciones de las alteraciones hidrotermales**

El oro es altamente anómalo en las zonas de contacto, no se incluyen valores de plata ya que los análisis en gran parte se encuentran por debajo del límite de detección.

En la zona de la veta Jimena, dado que la sericitización es una de las alteraciones dominantes en las rocas ácidas; el ataque de los fluidos hacia las plagioclasas, además de la corrosión del cuarzo, resulta una liberación de sílice ( $\text{SiO}_2$ ), la cual puede migrar hacia la vena o formar microvenillas, lo que sugiere una característica normal de pérdida de  $\text{SiO}_2$ .

Los incrementos de valores de Au están ligadas a la alteración; en este caso a sericitas, los elementos metálicos sufren mayor concentración en la zona de vetas asociadas a sulfuros como: Fe (pirita), Zn y Cd (esfalerita), Pb (galena), Cu (calcopirita), As (arsenopirita) y S. La particularidad resaltante es la lixiviación del Zn en zonas pobres, además del Pb. La relación de incremento Cd y Zn es mayor y bien reflejada en la zona Norte de la unidad productiva de Papagayo, de la Compañía Minera Poderosa SA.

Con la finalidad de observar las relaciones de las fallas con la mineralización y comparaciones geoquímicas de las alteraciones en bordura de vetas, al interior y en zonas de fallas se realizó estaciones de muestreo (a las que se pudo acceder a través de labores subterráneas). La característica de estas fallas es que son secantes a las vetas, donde algunos tramos de intersección entre ambas presentan altas concentraciones auríferas en las vetas mismas y en otros muestran ausencia de mineralización importante.

En gran parte de las estructuras alteradas poseen valores apreciables de Au acompañados con una adición de As y S. En las estructuras importantes (fallas permeables), el área de influencia de la alteración en general afecta hasta los 5 m de la falla. La alteración predominante y primigenia es la cloritización asociadas a una carbonatación que explicaría la ganancia de MgO y CaO así como las pérdidas de Na<sub>2</sub>O y K<sub>2</sub>O. Esta es seguida de una silicificación en la falla que expresa la ganancia de SiO<sub>2</sub> que afecta ligeramente la zona cloritizada. Como evidencias del paso de fluidos mineralizantes, resultan las adiciones de Au, As, Cu, Pb y Zn con los que vienen asociados.

La piritización como fenómeno de alteración se desarrolla por remplazamiento de los silicatos y óxidos de hierro por la pirita. Estas piritas se forman como reacción del azufre transportado por las soluciones hidrotermales y los iones de Fe de los minerales máficos en la roca huésped.

#### 2.3.4. MINERALIZACION

a) **Veta La Lima:** La conforman dos segmentos de estructuras separadas por la falla 1-2 (ver Figura 2). El segmento Norte denominado La Lima 1 (LL1) es reconocido en afloramiento a 600 y 400 m en diferencia vertical, de orientación N37°W / 47°NE, mientras que en el segmento Sur se le conoce como La Lima 2 (LL2). En la veta la Lima 1 se reconocen dos clavos mineralizados encajados en granodioritas, un primer y pequeño clavo (LLC) se encuentra asociada a la falla 1-2 de aspecto elipsoidal con 90 y 60 m de longitud, para los ejes mayor y menor respectivamente con una orientación S87°E. Un segundo clavo (LLD) ubicado al extremo Norte también elipsoidal orientado a WE con eje mayor de 210 m y eje menor de 90 m; con un promedio de potencia y ley de 0.79 m y 11.46 g-Au/t respectivamente. La potencia de las vetas no están necesariamente ligadas a los valores auríferos, sin embargo, en zonas de clavos mineralizantes se observan las mejores potencias. El promedio de potencia de veta es de 0.86 m con 16.47 g-Au/t. (la ley máxima reportada es de 541.17 g-Au/t).

b) **Veta Jimena:** La veta Jimena tiene una orientación promedio de N30° a 40° E, con buzamientos de 25°NW. Se ha identificado formaciones locales de lazos sigmoides que se abren en dirección NW y hacia cotas superiores. La extensión longitudinal es estimada en cientos de metros, mientras que su extensión vertical pese a su bajo buzamiento, se encuentra reconocidos sobre los 190 m

(evidencias estructurales y perforaciones diamantinas soportan que esta diferencia sería mayor). La potencia de veta varia de unos centímetros hasta 3 m, con una secuencia paragenética de: cuarzo - pirita, cuarzo + galena + esfalerita - oro (elétrum) + galena + cuarzo, reportando una ley promedio de 34.54 g-Au/t (el valor errático más alto reportado es de 5,305.32 gr-Au/t para una potencia de 0.68 m).

Los clavos mineralizados muestran una geometría irregular a las que se podría designar como elíptica. Los valores más altos se encuentran cuando la superficie de la veta muestra asperezas, así como intersecciones de fracturas (S65°E con las de N45°W). Es claro que la relación potencia y leyes no se relacionan directamente, a pesar que gran parte de las mayores potencias se encuentran al interior de los clavos mineralizados.

De los tres grandes clavos observados, J1 (Jimena 1) posee una ley promedio de 48.70 g-Au/t para una potencia de 1.16 m, mientras que para J2 (Jimena 2) y J3 (Jimena 3) el promedio es de 1.08 m en potencia y 31.44 g-Au/t en ley. La variación en la dirección de los ejes principales y las inflexiones del plano de la veta indican que esta última conjugada con la presencia de fracturas secantes controlan la orientación de los clavos mineralizados en la zona de Jimena.

- c) Veta Glorita:** La veta Glorita presenta una orientación general N5°E / 37°SE, seguida en superficie de manera discontinua por más de 500 m entre las cotas 1,960 y 1,890 m sobre el nivel del mar. La

profundidad máxima reconocida es el nivel 1827, con potencia promedio de 0.61 m, en los que se encuentra como relleno principal cuarzo; además en menor porcentaje pirita, galena, esfalerita y algo de arsenopirita. El clavo principal G1 (Glorita 1), como se observa en la Figura 4, se desarrolla encajada en granodiorita, donde la geometría está ligada a la inflexión de la veta más que a una asociación con fallas secantes, donde no es muy desarrollada. Los clavos de segundo orden muestran una orientación preferencial al S70°E en promedio.

En los clavos GA, GC, GD y GB (Glorita A, C, D y B) se dan las mejores concentraciones mineralógicas. Los promedios de potencia y ley para todo el conjunto de los clavos mineralizados es de 0.70 m y 19.70 g-Au/t respectivamente (191.1 g-Au/t es el alto errático más elevado reportado para una potencia de 0.65 m).



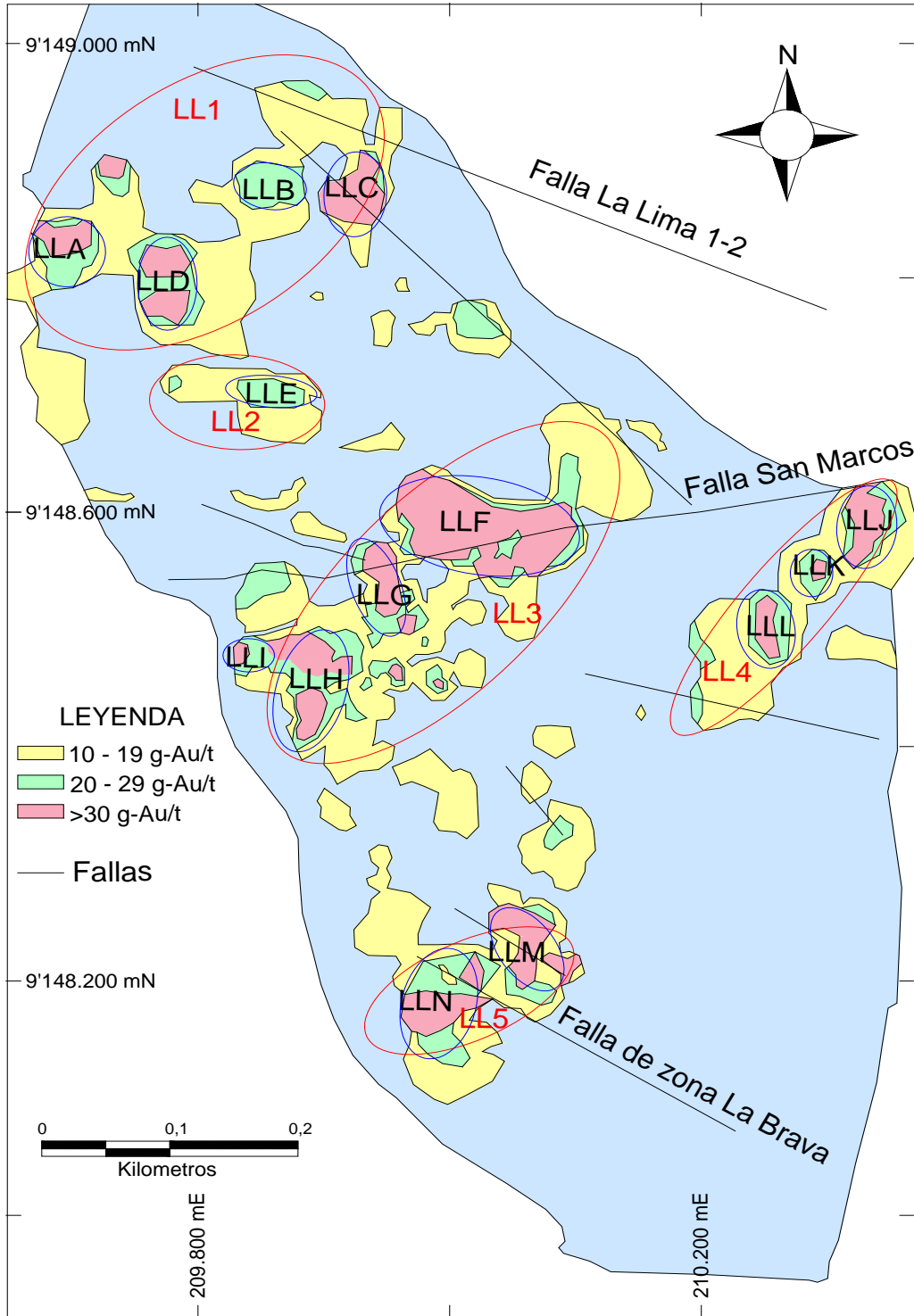


Figura 2: Distribución de los clavos mineralizados en la veta La Lima.

FUENTE: Dpto. Geología Cía. Minera Poderosa.

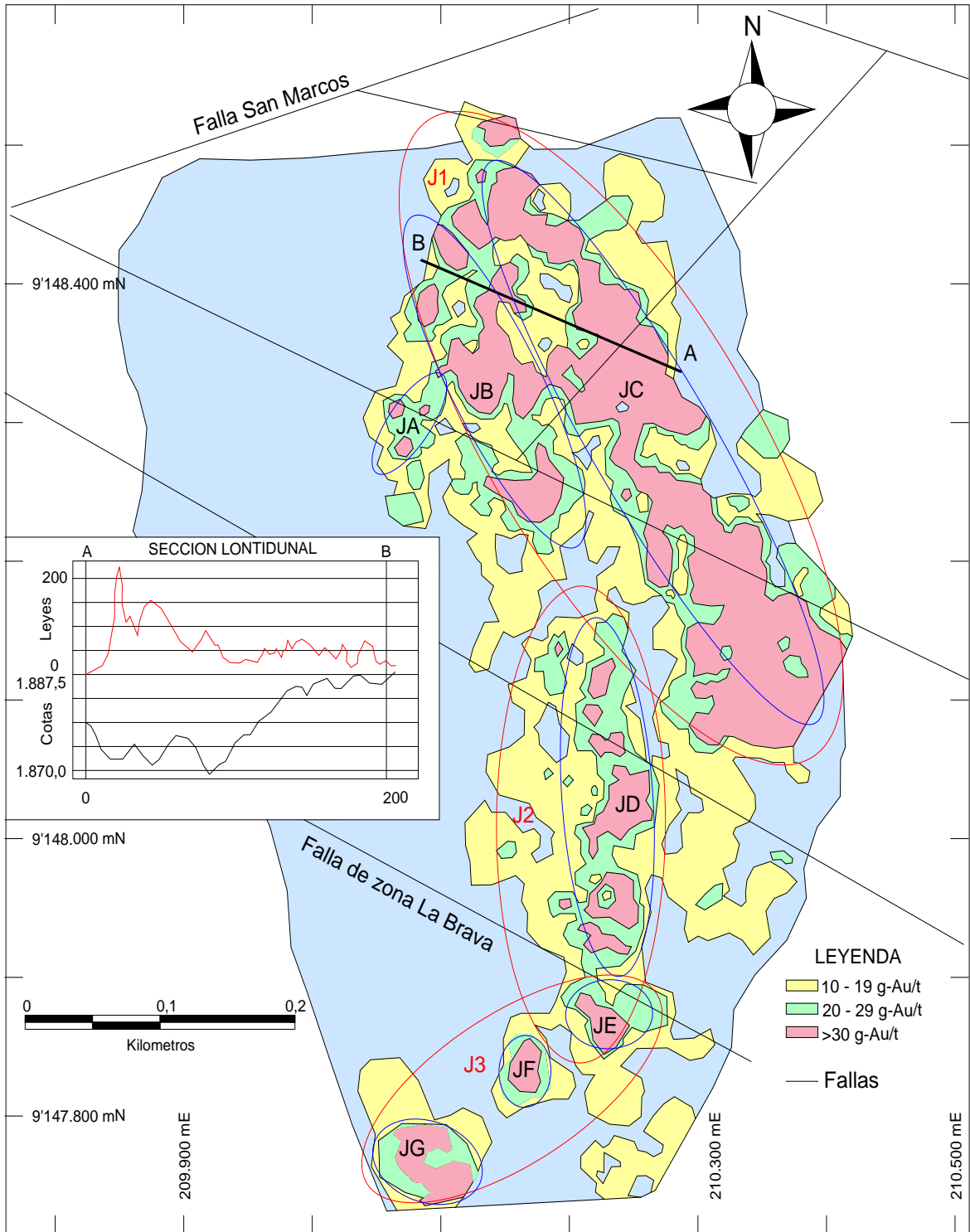


Figura 3: Distribución de los clavos mineralizados en la veta Jimena.

FUENTE: Dpto. Geología Cía. Minera Poderosa.

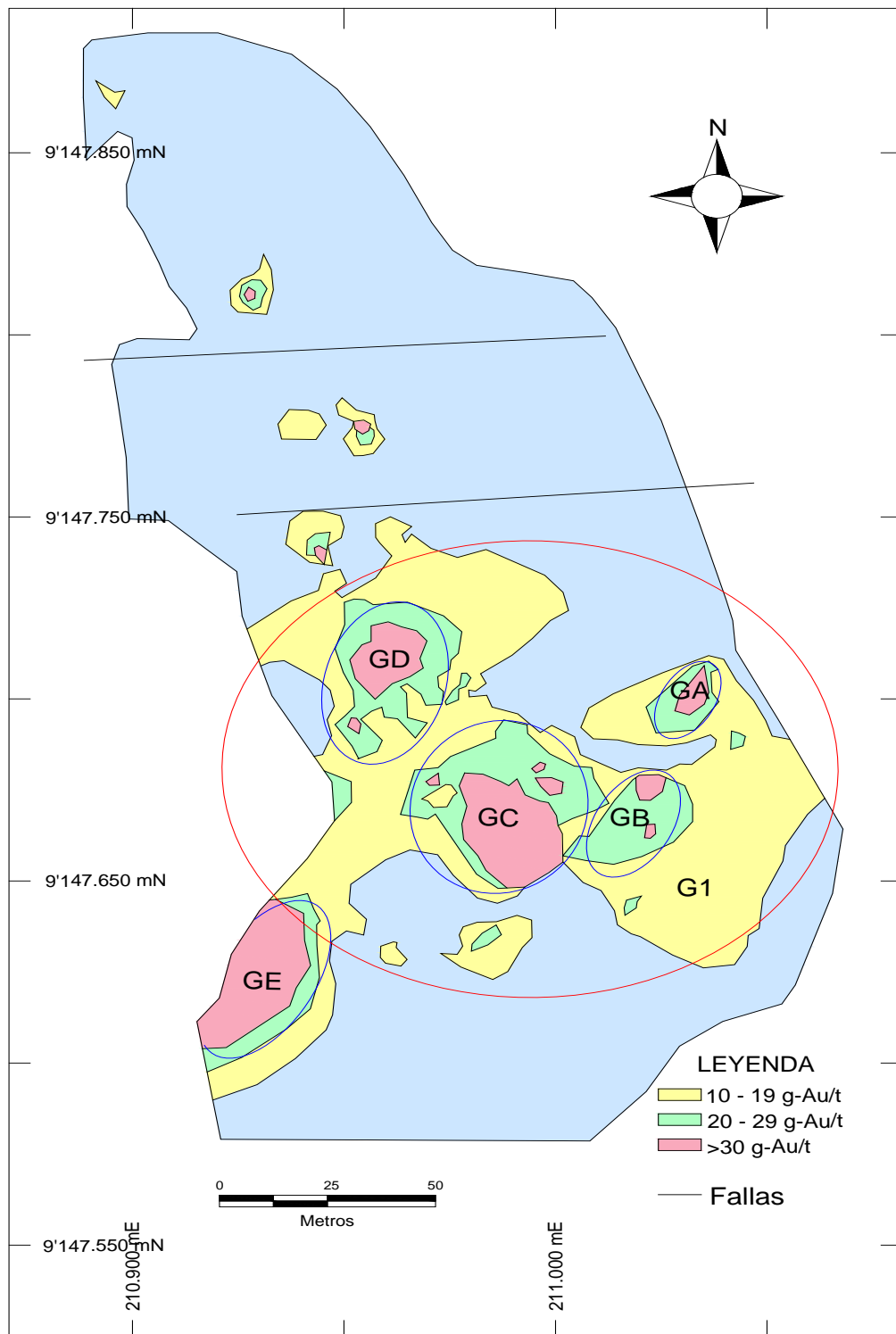


Figura 4: Distribución de los clavos mineralizados en la veta Gloria.

FUENTE: Dpto. Geología Cía. Minera Poderosa.

## 2.4. RESERVAS

Con respecto a la exploración y desarrollo en el año 2012 se exploró 7,243 m de labores mineras subterráneas y se perforaron 59,455 m de perforaciones diamantinas. A Octubre del 2013, las reservas de oro probadas en las vetas más representativas en la unidad de Papagayo llegan al orden de 422,873 onzas de oro y la producción programada para el año 2013 es de 137,456 onzas de oro, de las cuales 100,033 onzas corresponden a la producción de mina y 37,423 onzas corresponden a la producción de acopio.

El método utilizado en los cálculos de reservas es el convencional, tanto para las vetas con potencias relativamente pequeñas como para vetas de potencias de dos metros en promedio. Teniendo en cuenta las diluciones geológicas y de minado.

El bloque mineralizado y explotable está limitado por galerías (inferior y superior) distanciados cada a 30 m, y por chimeneas distanciadas cada 40 m. Para ello se han tenido en cuentas las siguientes consideraciones:

- Muestreo sistemático de las labores de exploración, desarrollo y preparación.
- Agrupaciones de las leyes de los minerales por elementos, teniendo presente la ley mínima de oro explotable "CUT OFF" (4 g/t).
- Reconocimiento de la continuidad y regularidad de la mineralización.

- Interpretación geológica de los planos y secciones transversales del mapeo sistemático, y logeos de las perforaciones DDH.

El concepto de dilución expresado en porcentaje, se define como un incremento de desmonte al mineral que se ha cubicado y que ocurre durante la rotura y limpieza del mineral. Por la actividad inherente de la rotura siempre existirá contaminación del mineral, normalmente por tener cajas fracturadas, en especial el techo.

En la zona del Batolito de Pataz y generalmente en la unidad de Papagayo, la tendencia de la potencia de las vetas auríferas tiende a reducirse cada vez más, llegando al orden de 40 a 50 cm de potencia de muy alta ley; por lo que la compañía tiene las siguientes estrategias para la explotación de aquellas vetas angostas:

1. Tener mayor control de la sobre-rotura en la etapa de perforación y voladura, teniendo en cuenta el tipo de roca y potencia de veta.
2. Utilizar carga explosiva adecuada, para el minado, de acuerdo a las condiciones litológicas, y realizar una voladura controlada para evitar un aumento excesivo en la dilución.
3. Continuar con la utilización de las aspiradoras eléctricas en tajos de alta ley.
4. En los tajos de explotación realizar, después de cada disparo, el pallaqueo respectivo.

5. El envío de mineral de las labores de avance y de la explotación de vetas de muy baja potencia, y roca encajonante incompetente, será transportada a una zaranda eléctrica para su recuperación.

Las reservas de mineral reportadas en toda la Unidad de Papagayo, hasta el presente año se resume en la siguiente tabla.

**Tabla 1. Reservas en la Unidad Productiva Papagayo.**

Certeza	Veta	Onzas
Reserva probada	Jimena	255,554
Reserva probable	Jimena	398,655
Reserva probada	La lima	100,550
Reserva probable	La lima	70,961
Reserva probada	Glorita	66,769
Reserva probable	Glorita	135,875
<b>Total de Reservas</b>		<b>1'028,364</b>

**FUENTE: Dpto. Geología Cía. Minera Poderosa.**

### **CAPITULO III**

#### **CONDICIONES OPERATIVAS ACTUALES**

Actualmente el sistema de explotación minera, en la Unidad Productiva Papagayo, se efectúa mediante los siguientes métodos:

- Corte y relleno ascendente con relleno detrítico : 20%
  
- Corte y relleno ascendente con relleno hidráulico : 80%

En la zona de Jimena y Glorita se utiliza el relleno hidráulico, mientras que en la zona de La Lima se emplea el relleno detrítico debido al buzamiento sub-vertical de la veta.

El nivel de producción en la Unidad Productiva Papagayo es de 600 t/día, con una ley promedio de 12 g-Au/t. Las operaciones en la Veta Jimena son distribuidas en ocho niveles principales, entre las cotas 1960 y 1770. El laboreo minero es netamente convencional, debido a la irregularidad de la geometría y a la distribución de su contenido metálico de la veta.

En el minado subterráneo se cumplen tres requisitos muy importantes: debe ser dinámico, seguro, económico y a la vez tener una alta recuperación, que nos permita reducir los costos en cada una de sus etapas.

### **3.1. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL**

El inicio de la explotación es a partir del subnivel base, dejando un puente de 3 m con respecto a la galería principal. El block de mineral que se va a explotar está delimitado por dos chimeneas, que distan 40 m una de otra, las cuales conectan las dos galerías (superior e inferior) de los diferentes niveles. Para las vetas de buzamiento menor a 70°, la explotación del mineral se inicia haciendo una cámara principal (7.5 m), dentro del tajo, en cual nos servirá de cara libre para realizar los cortes verticales cada 1.5 m. Para vetas de buzamiento mayor a 70°, la explotación de mineral se realiza realizando la corona del tajo, disparando los taladros acumulados en toda la longitud del corte. Para ambos métodos se emplea como sostenimiento puntales o cuadros de madera; dependiendo de la calidad del macizo rocoso.

Concluido la etapa de perforación y voladura en los tajos de explotación, se procede a la limpieza del mineral con winche eléctrico de 15 o 30 HP, y al aspirado del mineral fino con las aspiradoras eléctricas que se encuentran instaladas en los tajos de alta ley. Este ciclo de trabajo es rutinario y concluye cuando los cortes de explotación abarcan toda el área del tajo; seguidamente se pasa a la etapa de relleno, preparando previamente el tajo con tabiques, tapones y poliyute.



Durante el avance ascendente de la explotación, se dejan pilares de 4.5 x 3 x 1.5 m, adyacente a las chimeneas principales y un puente de 3 x 1.5 x 40 m paralela a la galería principal, los cuales son recuperadas al final de la explotación del tajeo.

Las razones principales para seleccionar el método de explotación es: la competencia regular de la caja techo, la geometría irregular de las vetas, la mejor disposición de aprovechar el desmonte de mina, alta ventilación en los tajos de explotación y la prevención de subsidencias con el uso de relleno.

Para la perforación se emplean máquinas perforadoras neumáticas tipo Jackleg; para la voladura se utilizan accesorios convencionales, y como explosivo la emulsión encartuchada tipo emulex de 45% y 65% (dependiendo de la competencia del mineral) de la empresa Exsa; obteniéndose en estos tajos un promedio de 10.68 t de mineral por disparo.

Para la limpieza de mineral se utilizan winches eléctricos de 15 o 30 HP y el transporte de mineral hacia los echaderos es mediante locomotoras eléctricas o camiones de bajo perfil.

El relleno hidráulico usado para rellenar los espacios abiertos dejados por la explotación en los tajos, proviene de una planta de relleno hidráulico instalado en superficie en el nivel 2400, con una capacidad instalada de 50 m<sup>3</sup>/h, el cual es transportado por tuberías hacia interior mina.

**Tabla 2: Características y detalles de los tajos de explotación.**

<b>Parámetros del método:</b>	
- Máquina perforadora	: Tipo Jackleg, marca RNP.
- Limpieza	: Winche eléctrico de 15 o 30 HP
- Productividad del Tajeo	: 5.34 t/hombre-gdía.
- Consumo de explosivos	: 0.76 kg/t.
- Factor de perforación	: 0.1 t/pie perforado.
- Dilución máxima	: 20%.
- Restablecimiento del macizo rocoso	: relleno y puentes.
- Mineral roto por disparo	: 10.68 t.
- Sostenimiento temporal	: puntales o cuadros de madera.
- Duración promedio del block	: 9 - 11 meses.

**FUENTE: Elaboración propia – Dpto. de Mina Cía. Minera Poderosa**

### **3.2. RELLENO DETRITICO**

El proceso de relleno es una de las etapas más importante y apropiado como sostenimiento definitivo del macizo rocoso después de la explotación. Su principal objetivo es evitar colapsos, subsidencias y permite recuperar los puentes y pilares de mineral al final de la explotación.

El relleno detrítico consiste en la sustitución del mineral arrancado del tajo vacío, por material detrítico estéril proveniente de las labores de preparación y desarrollo en los niveles superiores al tajo donde se va a rellenar. En el caso de la unidad

minera Papagayo este método de relleno detrítico solo es aplicable en la zona de la veta La Lima. Debido al pronunciado buzamiento sub-vertical que posee la veta.

### **3.3. RELLENO HIDRAULICO**

El proceso de rellenar el tajo explotado, consiste en reemplazar el espacio abierto con relleno hidráulico que es bombeado desde la planta de relleno ubicada en superficie, en la cota 2400 y monitorear el nivel de relleno que debe alcanzarse para garantizar la estabilidad de las labores vecinas.

La actividad de rellenar un tajo hidráulicamente comprende la preparación de la labor y el proceso de lanzado del relleno impulsado con agua y gravedad. La preparación de la labor implica enmaderar aquella zona explotada colocando tapones, tabiquear el canal de rastrillaje inferior, embolsar con poliyute aquella zona explotada y tender las tuberías de relleno desde la red principal hasta el tajo a rellenar (tuberías de polietileno de cuatro pulgadas de diámetro).

El desgaste constante y prematuro de las tuberías de relleno son consecuencias del rozamiento de la pulpa contra las paredes de la tubería. La duración de las tuberías depende de la ubicación, ángulo de inclinación y gradiente hidráulico que adopten al momento de su instalación. Las tuberías instaladas verticalmente tienen poco desgaste cuando están instaladas a plomo y bien aseguradas; mientras que las tuberías instaladas en forma horizontal tienen un mayor desgaste en la parte inferior, por lo que es recomendable hacer un control sistemático de renovación de las mismas cada cierto tiempo, para evitar accidentes considerables en el proceso.

Debido al bajo buzamiento de las vetas en mina Papagayo se ha podido detectar los efectos de la subsidencia en muchas zonas de minado, específicamente en los tajos de explotación, galerías y subniveles. Tanto la subsidencia activa como la residual están controladas con la aplicación de sostenimiento activo consistente en pernos helicoidales, splitset, shotcrete y malla metálica electro soldada, y el uso de relleno hidráulico como sostenimiento definitivo en los tajos de explotación.

Hasta la fecha se tiene un rendimiento promedio de 2,500 m<sup>3</sup> de relleno hidráulico que se lanza cada mes en la mina. A continuación se presenta un cuadro que indica la evolución de los metros cúbicos lanzados en las diferentes zonas de explotación en la mina papagayo.



**Figura 5: Evolución del relleno hidráulico en mina Papagayo.**

**FUENTE: Dpto. Servicios auxiliares Cía. Minera Poderosa.**

En la unidad productiva Papagayo no se tiene problemas con la percolación, ni con la resistencia al hundimiento del relleno ya que una vez rellenado el tajo llega a los 0.8 kg/cm<sup>2</sup> a las 12 horas de vaciado la pulpa.

Cabe señalar que la pulpa del relleno hidráulico tiene una composición en peso de 76% de sólidos y 24% de agua. En el proceso de drenaje del relleno, ya colocado en el tajo, logra una composición de 85% de sólidos y 15% de agua hasta esperar (72 horas) que el relleno seque completamente dentro del tajo.

**Tabla 3: Características del relleno hidráulico utilizado en mina.**

Volumen de sólidos	:	38 m <sup>3</sup> /h
Volumen de agua	:	12 m <sup>3</sup> /h
Densidad de pulpa	:	1,900 g/l
Velocidad crítica	:	2.59 m/s
Velocidad de percolación	:	15.8 cm/h
Diámetro de tubería	:	4"Ø
Tipo de tubería principal	:	SCH – 80
Tipo de tubería en distribución	:	polietileno
Energía para el transporte	:	gravedad
Diferencia de cotas (Planta - Tajos)	:	650 m
Resistencia al cabo de 3 meses	:	5 kg/cm <sup>2</sup>

**FUENTE: Dpto. Servicios auxiliares Cía. Minera Poderosa.**

### **3.4. TRANSPORTE DE MINERAL**

El transporte de mineral y desmante de los diferentes frentes de trabajo se realiza mediante locomotoras eléctricas de 2.5 y 4 t o camiones de bajo perfil (dumper) hacia los dos echaderos principales Rb 23 y Rb 24, echadero de mineral y desmante respectivamente, que se tiene en el nivel 1847, los cuales llegan hasta el Nv 1660 donde se extrae con locomotora a trolley de 10 t hacia la planta de procesamiento de mineral o botadero de desmante.

La flota total de equipos diesel que se tiene actualmente en interior mina son de cuatro scoops de dos y tres yd<sup>3</sup>, y cuatro dumpers de 9.85 yd<sup>3</sup> de capacidad.

El costo por tonelada transportada de interior mina desde la tolva de los echaderos principales hasta la tolva de gruesos, ubicada en planta concentradora (con locomotora a trolley de 10 t en el Nv 1660) es de 0.30 US\$/t, haciendo un recorrido total de 3,350 m. El tiempo de recorrido de un ciclo completo (ida, carguío, regreso y descarga) de un convoy de 10 carros mineros, tipo granby de 10 yd<sup>3</sup> cada uno, hasta la tolva de gruesos es de 1 hora con 30 minutos.

### **3.5. SERVICIOS AUXILIARES**

#### **3.5.1. Aire comprimido**

En el nivel 2190, de la Unidad Productiva Papagayo, se cuenta con un pull de compresoras eléctricas estacionarias de 440 voltios, que forman un circuito

de alimentación de aire comprimido, que suministran la fuerza de aire necesaria para todas las operaciones mineras subterráneas.

La presión requerida de aire comprimido que se le suministra a las operaciones mineras subterráneas se controla con los manómetros instalados en los dos pulmones desde donde concentra toda la presión de aire que generan las compresoras eléctricas. Los pulmones que cuenta el pull de compresoras tienen una capacidad 3.8 m<sup>3</sup> y una presión de trabajo de 108 psi cada una.

A inicio de guardia se prenden simultáneamente dos compresoras Sullair y de acuerdo a la necesidad de operación, en horas punta, se van prendiendo las demás compresoras sincronizadamente; con el objetivo de tener una mejor y eficiente disponibilidad operativa de los equipos y un ahorro sustancial en el consumo de energía eléctrica. El flujo máximo de aire que entrega el pull de compresoras eléctricas de 440 voltios a máxima potencia es de 4,462 CFM garantizando una presión de 108 lb/pulg<sup>2</sup> como máximo en la red.

**Tabla 4: Compresoras eléctricas instaladas con la que cuenta la mina.**

COMPRESOR	MARCA	MODELO	POTENCIA(HP)	CFM-NOMINAL	CFM-REAL
1	ATLAS COPCO	ET-5	350	850	362
2	ATLAS COPCO	GA-315P125	350	1500	1060
3	ATLAS COPCO	ET-5	300	850	490
4	SULLAIR	TS32-300L	300	1600	1250
5	SULLAIR	TS32-300L	300	1600	1300

**FUENTE: Dpto. Servicios auxiliares Cía. Minera Poderosa.**

El circuito principal de aire comprimido está conformado por una tubería de 10" de diámetro de hierro dúctil que sale del pull de compresoras, ubicada en el nivel 2190, y entra a interior mina por el nivel 2080 recorriendo diversas labores subterráneas, hasta llegar a los diferentes frentes de avances y tajos de explotación; reduciendo previamente el diámetro de la tubería a 8", 6", 4" y 2" respectivamente, para evitar caídas de presión sustanciales en la red.

### **3.5.2. Ventilación**

El sistema de ventilación para la Unidad Productiva Papagayo es descendente, totalmente mecánico o forzado desde la superficie, siguiendo el circuito de ingreso de aire fresco por la rampa principal, utilizando ventiladores de diferentes capacidades hacia los diversos frentes de trabajo más alejados del circuito principal.

La etapa de la ventilación en minería subterránea es muy importante, mucho más cuando se trata en proyectos de profundización, ya que a mayor profundidad mayor temperatura y por tanto menor cantidad y calidad de aire, los cuales están directamente relacionados con eficiencia operativa de la mina.

Los objetivos más importantes para una eficiente ventilación minera, que se tiene muy en cuenta en Cía. Minera Poderosa son:

1. Proveer aire fresco a todas las labores en cantidad y calidad requerido.
2. Diluir elementos gaseosos contaminantes.



3. Remover partículas sólidas en suspensión en el aire de la mina.
4. Como elemento reductor de temperatura.
5. Brindar bienestar, confort y calidad de vida laboral para los trabajadores; con el objetivo de aumentar el rendimiento del personal en las áreas de trabajo subterráneo.
6. Disminuir los índices de riesgos de accidentabilidad y enfermedades ocupacionales.

**Tabla 5: Distribución de los ventiladores en interior mina.**

ITEM	NIVEL	VETA	LABOR	USUARIO	ETAPA	CIRCUITO	POTENCIA	CAUDAL
							HP	CFM
<b>VENTILADORES PRINCIPALES:</b>								
1	1987	LA LIMA	CR NW1	MINA	DESARROLLO	Principal extractor	250	100000
2	1987	LA LIMA	BP 7845(-) RB 26	MINA	DESARROLLO	Principal extractor	75	50000
3	1987	LA LIMA	BP 7845(-) RB 26	MINA	DESARROLLO	Principal extractor	100	50000
4	1937	JIMENA	CR W	MINA	DESARROLLO	Principal extractor	100	50000
5	1937	JIMENA	CR W	MINA	DESARROLLO	Principal extractor	100	50000
<b>VENTILADORES SECUNDARIOS Y AUXILIARES:</b>								
6	2400	GLORITA	RC 16	CIA	SERVICIOS	Extractor	30	10000
7	2020	JIMENA	GI SW	TAURO	EXPLORACION	Auxiliar impelente	25	10000
8	1987	LA LIMA	POLVORIN	LOGISTICA	SERVICIOS	Auxiliar impelente	7.5	5000
9	1987	LA LIMA	CR N	TAURO	EXPLORACION	Impelente enseriado	30	10000
10	1987	LA LIMA	CR N	TAURO	EXPLORACION	Auxiliar impelente	30	10000
11	1987	LA LIMA	CR N	TAURO	EXPLORACION	Auxiliar impelente	30	10000
12	1970	JIMENA	TJ 7960	TAURO	EXPLORACION	Auxiliar impelente	25	10000
13	1960	GLORITA	TJ 7860-7	TAURO	EXPLORACION	Auxiliar impelente	7.5	5000
14	1960	GLORITA	TJ 7740-2	TAURO	EXPLORACION	Auxiliar impelente	7.5	5000
15	1950	GLORITA	ESCM 7660	TAURO	DESARROLLO	Impelente enseriado	30	10000
16	1950	GLORITA	ESCM 7660	TAURO	DESARROLLO	Auxiliar impelente	30	10000
17	1937	JIMENA	CR N1	J&S	DESARROLLO	Secundario	150	50000
18	1927	GLORITA	GL SE	TAURO	EXPLORACION	Extractor	40	20000
19	1927	GLORITA	CR SE	TAURO	EXPLORACION	Extractor	50	20000
20	1927	CARMELA	GL SE	TAURO	EXPLORACION	Auxiliar impelente	30	10000
21	1927	JIMENA	T. TRACKLES	SANDVIK	SERVICIOS	Auxiliar impelente	30	10000
22	1780	JIMENA	RA 8890	J&S	EXPLORACION	Auxiliar impelente	30	10000
23	1875	GLORITA	GL SE	EJMAC	EXPLORACION	Auxiliar impelente	25	10000
24	1867	JIMENA	GL SE3	TAURO	EXPLORACION	Auxiliar impelente	25	10000
25	1847	GLORITA	CR E	EJMAC	EXPLORACION	Auxiliar impelente	50	20000
26	1847	GLORITA	CR SW1	EJMAC	EXPLORACION	Impelente enseriado	30	10000
27	1847	GLORITA	GL SE	EJMAC	EXPLORACION	Auxiliar impelente	50	20000
28	1847	JIMENA	RB 25	CIA	SERVICIOS	Auxiliar impelente	50	20000
29	1805	JIMENA	GL SE	EJMAC	EXPLORACION	Auxiliar impelente	30	10000
30	1800	JIMENA	CR NE	J&S	EXPLORACION	Auxiliar impelente	50	20000
31	1800	JIMENA	CH 9000	J&S	EXPLORACION	Auxiliar impelente	30	10000
32	1800	JIMENA	CR NE	J&S	EXPLORACION	Extractor	50	20000
33	1800	LA LIMA	CR E	J&S	EXPLORACION	Auxiliar impelente	30	10000
34	1800	JIMENA	RP MONICA(-)	J&S	EXPLORACION	Auxiliar impelente	30	10000
35	1760	JIMENA	RP MILAGROS	J&S	DESARROLLO	Auxiliar impelente	60	20000

**FUENTE: Dpto. Servicios auxiliares Cía. Minera Poderosa.**

### **3.5.3. Abastecimiento de agua industrial**

El agua para todas las operaciones mineras subterráneas de exploración, preparación, explotación y desarrollo en la mina Papagayo, es captada de aguas subterráneas producto de las filtraciones por las fracturas, porosidades y fallas geológicas, mediante cunetas y almacenadas en diques de concreto de diferentes capacidades, en puntos estratégicos dentro de la mina.

La distribución de la red principal de agua para la perforación se realiza mediante tuberías de polietileno de 2" de diámetro, que parten de los diques ya mencionados y recorren extensas longitudes hasta llegar a los diferentes puntos de laboreo.

## **CAPÍTULO IV**

### **PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DE LA ZONA DEL PROYECTO**

Los parámetros geomecánicos, necesarios para el diseño y construcción de la Rampa Milagros, son el resultado de un riguroso estudio de campo, de laboratorio y de análisis concernientes a: la caracterización de la roca intacta, de las discontinuidades, del grado de intemperismo, la medición de esfuerzos in situ, si fuera necesario, la presencia de agua y otros. En otras palabras, es la caracterización de la masa rocosa, y se realiza mediante modelaciones del macizo rocoso por donde atravesará la rampa.

Debemos entender que los cálculos geomecánicos que se desarrollan en la presente tesis, es la aproximación más exacta del comportamiento mecánico de la roca por donde se construirá la Rampa Milagros, pudiéndose hacer posteriormente trabajos que pueden mejorar y repotenciar los modelos que a continuación se detallan. Estos parámetros geomecánicos están dirigidos para su aplicación en un óptimo diseño de la perforación, voladura, limpieza y transporte, el tipo de sostenimiento o soporte que la rampa necesitará, métodos de avance, tamaño y forma de la abertura de la rampa, etc. Es decir para garantizar el grado estabilidad del proyecto, teniendo siempre en cuenta la seguridad, economía, el impacto al medio ambiente, entre otros.

El departamento de geomecánica de la Compañía Minera Poderosa ha desarrollado trabajos de caracterizaciones geomecánicas en el área del proyecto, mediante mapeos geológicos y estructurales, en los diferentes dominios litológicos; muestreo para determinar las resistencias de la roca intacta, sus módulos de deformación, grado de alteración, etc. Por otro lado, se han realizado en la zona del proyecto, la clasificación geomecánica y la determinación de los índices de calidad de la masa rocosa mediante las metodologías del RMR de Bieniawski, el índice del NGI o de Barton (Q) y el GSI de Hoek.

Para conocer el grado de estabilidad de la Rampa Milagros, se conocerá la resistencia de la masa rocosa de la zona de Jimena, de acuerdo con el criterio de Hoek y Kaiser: Este se determina, conociendo la resistencia compresiva de la roca intacta, el valor de la constante ( $m_i$ ) de Hoek, y el Índice Geológico de Calidad o Índice de Resistencia Geológica (GSI). El grado de estabilidad, se obtiene comparando la resistencia compresiva uniaxial de la masa rocosa, con los esfuerzos inducidos que se generan alrededor de rampa. Si esta resistencia es más alta que los esfuerzos inducidos, teóricamente no se necesitaría ningún tipo de soporte.

#### **4.1. LITOLOGIA**

La zona del proyecto está constituida predominantemente por cuarzomonzonita. El cual es una roca magmática de estructura granulosa compuesta de cuarzo, feldespato, plagioclasa y de hornblenda; relativamente competente pero fracturada por las familias de discontinuidades detectadas.

#### 4.2. PARAMETROS GEOMECANICOS DE LA ROCA INTACTA

Los parámetros geomecánicos de la roca intacta son obtenidos mediante ensayos de laboratorio, los cuales se muestran en la siguiente tabla:

**Tabla 6: Características importantes de la roca intacta.**

<b>Parámetros</b>	<b>Valores</b>
Peso Específico de la roca	2.5 g / cm <sup>3</sup>
Resistencia Compresión simple	7,977 lb/pulg <sup>2</sup> = 55 MPa
Resistencia a la Tracción	2,465.64 lb/pulg <sup>2</sup> = 17.88 MPa
Módulo de Elasticidad	3.7 x 10 <sup>6</sup> lb/pulg <sup>2</sup> = 25.5 GPa
Coefficiente de Poisson	0.20

**FUENTE: Dpto. Geomecánica Cía. Minera Poderosa.**

#### 4.3. PARAMETROS GEOMECANICOS DE LAS DISCONTINUIDADES

Los parámetros geomecánicos de las discontinuidades son obtenidos según mapeo geológico estructural realizado en la zona del proyecto, además los valores mostrados representan las características de la familia de discontinuidades más representativas encontradas en el lugar de estudio:

**Tabla 7: Características importantes de las discontinuidades.**

<b>Parámetros</b>	<b>Valor</b>
Nº de Familias	3
Espaciamiento promedio	0.15 m
Persistencia de discontinuidad	1 a 3 m
Abertura de la discontinuidad	1 a 5 mm
Rugosidad	Planar Lisa
Tipo de relleno	Sin relleno
Alteración	Ligeramente
Agua subterránea	Seco
Relleno	Ninguno
Alteración	Sana
R. Q. D	45%

**FUENTE: Dpto. Geomecánica Cía. Minera Poderosa.**

#### **4.4. CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA SEGUN RMR**

Teniendo las características de las discontinuidades y la resistencia de la roca intacta, se procede a valorar el macizo rocoso de la zona del proyecto, de acuerdo con la clasificación RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski, obteniendo como resultado la siguiente tabla geomecánica:

**Tabla 8: Tabla del R.M.R. de Bieniawski utilizable para valorar el macizo rocoso.**

R. M. R		Valorización
Resistencia de la roca intacta		7
R. Q. D		8
Espaciamiento		8
Condiciones de las fracturas	Persistencia discontinuidades	4
	Apertura	1
	Rugosidad	1
	Relleno	6
	Alteración	6
Condiciones de agua		15
Sub total R. M. R.		56
Corrección por orientación de las discontinuidades: Para túneles o rampas subterránea(desfavorables)		-10
R. M. R.		<b>46</b>

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Geomecánica Cía. Minera Poderosa.**

De acuerdo con la clasificación geomecánica del macizo rocoso (R.M.R.) de la zona de estudio por donde se construirá la Rampa Milagros, nos resulta un valor de RMR = 46, el cual pertenece al **Tipo de roca III (roca regular)**.

#### 4.5. CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA SEGÚN NGI (Q)

Conociendo en primera instancia el valor del R.M.R. original, podemos determinar la clasificación del macizo rocoso según NGI (Instituto Geotécnico Noruego) o valor del índice de calidad tunelera (Q), mediante la siguiente relación de aproximación:

$$\text{RMR} = ( 9 * \text{Ln } Q ) + 44$$

Reemplazando el valor del R.M.R. en la ecuación se tiene un valor del índice de calidad tunelera de  $Q = 1.25$ .

#### 4.6. MAXIMA ABERTURA DE LA EXCAVACION

Para poder relacionar el índice de calidad tunelera (Q) con el comportamiento de una excavación subterránea, y con las necesidades de sostenimiento de la misma, Barton, Lien y Lunde inventaron un elemento cuantitativo adicional que llamaron la dimensión equivalente ( $D_e$ ) de la excavación. Esta dimensión se obtiene al dividir el ancho de la excavación entre una relación de soporte llamada E.S.R. (Excavation Support Ratio).

Para el caso del proyecto de la Rampa Milagros, la dimensión equivalente calculada es la siguiente:

$$D_e = \frac{\text{Ancho de la excavacion (m)}}{\text{Relación de soporte de la excavación (ESR)}} = \frac{3.5}{1.6} = 2.19$$



El ancho máximo sin sostenimiento que soportaría el macizo rocoso estudiado, está dada por el siguiente modelo matemático; el cual nos indica que si abrimos una sección más ancha de lo hallado, hay un riesgo muy alto de que la excavación colapse:

$$\text{Luz máxima} = 2 * \text{ESR} * Q^{0.4}$$

El Valor de ESR, se obtiene de la siguiente Tabla:

**Tabla 9: Tabla de Barton donde se muestran los valores para hallar el ESR.**

ESR	Condiciones
3 a 5	Excavaciones mineras provisionales
1.6	Excavaciones mineras permanentes
1.3	Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas
1.0	Casa de máquinas, túneles para carreteras y ferrocarriles
0.8	Plantas núcleo eléctricas subterráneas

**FUENTE:** Libro Excavaciones subterráneas en roca.

De acuerdo con el ESR, escogemos el valor de 1.6 por ser considerado el proyecto como una estructura permanente o de acceso principal para la mina; e ingresamos todos los parámetros calculados anteriormente para determinar la luz máxima que el macizo rocoso soportará:

$$\text{Luz máxima} = 2 * 1.6 * 1.25^{0.4} = 3.5 \text{ m}$$

En otras palabras, el macizo rocoso donde se realizará el proyecto de la Rampa Milagros puede soportar teóricamente una abertura máxima de 3.5 m sin sostenimiento, considerando los factores estructurales evaluados anteriormente.

Todas estas características geomecánicas serán tomadas en cuenta en el diseño e ingeniería de la Rampa Milagros a describirse posteriormente. Los valores aquí mencionados deben de considerarse solo referenciales, teniendo presente que durante la construcción de la rampa nuevamente deben de tomarse nuevas muestras y ensayos correspondientes.

Hay que tener presente en todo momento que el objetivo principal de cualquier diseño de excavación subterránea es provocar la menor perturbación posible al macizo rocoso y utilizar a la misma roca como material estructural principal, si es que la calidad del terreno lo amerita, añadiendo el mínimo posible de sostenimiento.

#### **4.7. CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA SEGÚN G.S.I.**

Para la clasificación del macizo rocoso mediante la aplicación del Índice de Resistencia Geológica G.S.I; se tiene que definir dos parámetros muy importantes: grado de fracturamiento del macizo rocoso y la resistencia de la roca.


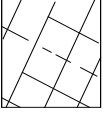
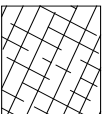
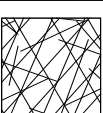

La forma de aplicación de esta tabla se determina in situ. Primero se define la condición estructural midiendo la cantidad de estructuras por metro cuadrado, previamente lavada la zona de mapeo. Seguidamente se mide la resistencia de la roca mediante golpes de picota con las que se rompe o se indenta la roca; también se evalúa las condiciones de las fracturas: abertura, relleno, persistencia y

alteración. Procediendo finalmente a determinar el tipo de sostenimiento de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.

En zonas de factores influyentes en el comportamiento del macizo rocoso como: la presencia de agua (goteo o flujo), los esfuerzos, orientación de las discontinuidades (desfavorables y muy desfavorables) y las excavaciones (aberturas, voladura no controlada, relajamiento progresivo y cercanía de labores); el G.S.I. debe de sufrir una modificación y se selecciona el sostenimiento recomendado a la condición inmediata inferior (menor calidad G.S.I).

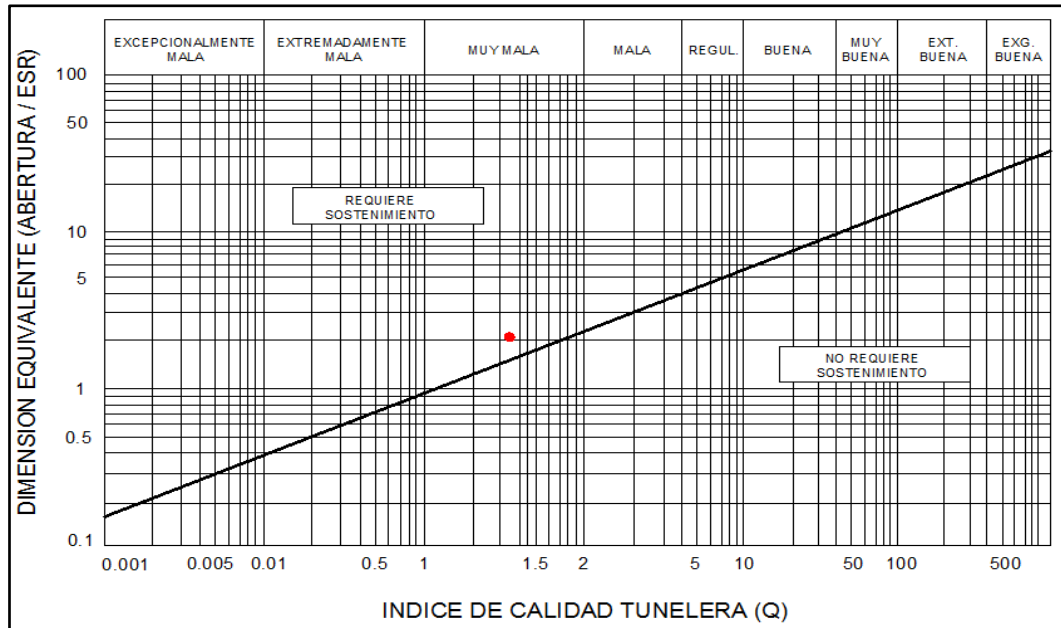
La valorización establecida para la Rampa Milagros de acuerdo al análisis G.S.I. nos resultó una clasificación del tipo MF/R, por lo que se sugiere colocar sostenimiento con pernos helicoidales de ocho pies de longitud más malla electrosoldada. En el caso de eventos de relajamiento, subsidencia o estallidos de roca, el sostenimiento se debe mantener al tope de la labor. Metro disparado, metro sostenido.

**Tabla 10: Valorización geomecánica en base al G.S.I.**

 <p><b>PODEROSA</b> DPTO. GEOMECANICO (SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I.(Modificado) LABORES PERMANENTES. Sección: 3 - 4 m (Rampas, Cortadas, Escams, Galerías)</p>					
<p><b>A</b> Sin soporte o perno ocasional de 8 ft.</p> <p><b>B</b> Pernos helicoidales sistematicos de 8 ft espaciados a 1.5 x 1.5m.</p> <p><b>C</b> Pernos helicoidales sistematicos de 8 ft espaciados a 1.5 x 1.5 m mas malla o shotcrete con fibra espesor 2".</p> <p><b>D</b> Cuadro de madera espaciados 1.5m o cimba metalica espaciadas a 1.5m.</p> <p><b>E</b> Cimbra metalica espaciadas a 1.2m. Cuadros de madera espaciadas 1m.</p>		<b>CONDICIONES DE RESISTENCIA</b>			
<b>CONDICION DE ESTRUCTURA</b>		<b>BUENA (MUY RESISTENTE; LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES RUGOSAS; LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	<b>REGULAR (RESISTENTE Y LEVENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	<b>POBRE (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTER.)</b> SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRICIONES, MUY ALTERADA, RELLENO DE LIMO, PANIZO O BRECHA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	<b>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)</b> SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA (MAS DE 5.0 cm) RELLENO DE ARCILLAS DE PANIZO. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE 5 mm)
	<b>LEVEMENTE FRACTURADA.</b> TRES A MENOS SISTEMAS DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO)	LF/B	LF/R	—	—
	<b>MODERADAMENTE FRACTURADA.</b> MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)	F/B	F/R	F/P	
	<b>MUY FRACTURADA.</b> MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)	—	MF/R	MF/P	MF/MP
	<b>INTENSAMENTE FRACTURADA.</b> PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	—	—	IF/P	IF/MP

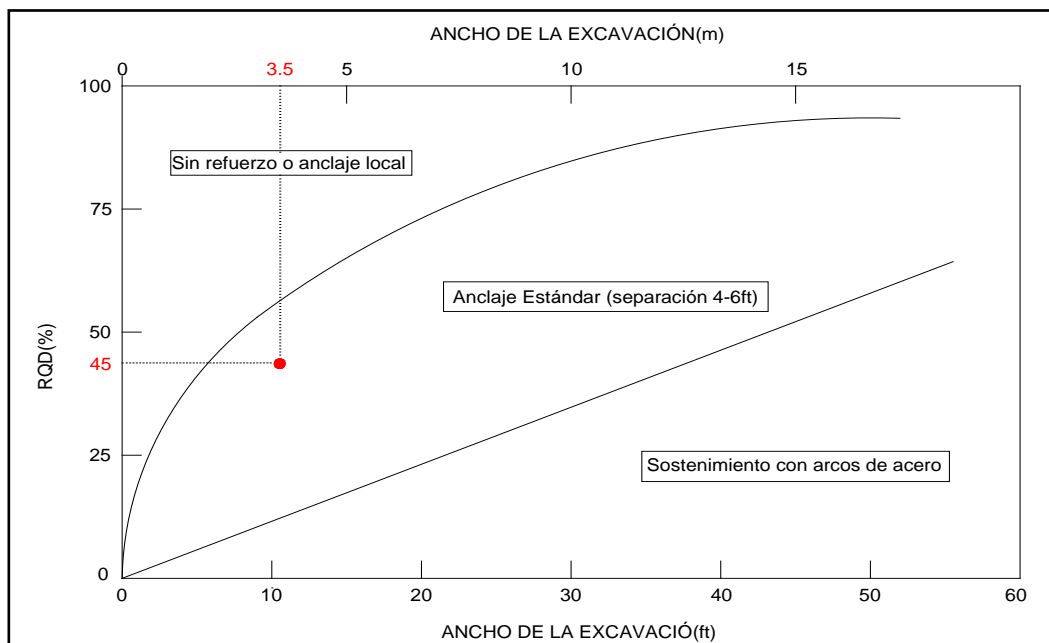
**FUENTE: Dpto. Geomecánica Cía. Minera Poderosa.**

Existe mucha bibliografía geomecánica con respecto si una excavación necesitará sostenimiento definitivo, de acuerdo al tipo macizo rocoso en la que se trabaje y la sección de la labor. Por ejemplo, a continuación se muestra dos gráficas de distintos autores que nos permite considerar el sostenimiento.



**Figura 6: Análisis de sostenimiento para un macizo rocoso según Barton, Lien y Lunde.**

**FUENTE: Libro Excavaciones subterráneas en roca.**



**Figura 7: Análisis de sostenimiento para un macizo rocoso según Merrit.**

**FUENTE: Libro Excavaciones subterráneas en roca.**

## **CAPITULO V**

### **DISEÑO E INGENIERIA DEL PROYECTO**

La mayor parte de las reservas en la Unidad Productiva Papagayo, se encuentran ubicadas en la zona de la veta Jimena, por debajo del Nivel 1760; precisamente ese es el motivo de la construcción de la Rampa Milagros, con la finalidad de acceder y explotar el mineral estimado en dicha zona.

Considerando la magnitud del yacimiento, las características de los equipos a emplearse en el transporte minero y con el fin de generar alta rentabilidad con el proyecto, se debe de efectuar un diseño integral comenzando desde la apertura de la rampa hasta cortar la veta.

#### **5.1. CARACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS DE LA RAMPA MILAGROS**

Las consideraciones más importantes que se tendrán en cuenta para un buen diseño del proyecto serán las siguientes:

1. Procurar que la rampa tenga la menor longitud de desarrollo posible.

2. La gradiente debe de ser la óptima para desarrollar velocidades de 10 a 20 km por hora y que todos los vehículos no tengan dificultad para subir con carga.
3. Los radios de curvaturas mínimos deben de tener una amplitud suficiente y necesaria para que todos los vehículos puedan girar libremente sin retroceder y evitar accidentes.
4. La sección transversal debe ser la óptima para la libre circulación de todos los vehículos de la mina; compensando el ancho con la altura, siendo la altura la mínima posible.
5. Tratar de evitar trabajos complicados de sostenimiento posible, procurando desviar la rampa por terrenos con mejores condiciones de estabilidad y auto soporte.
6. Cuando se excava en rampas de profundización, en la corona de la excavación pueden producirse concentraciones de esfuerzos de tracción; por lo que el techo de la rampa se debe diseñar con la curvatura suficiente para absorber mejor la distribución de esfuerzos inducidos. Estas condiciones pueden dar origen a la formación de grietas en esta zona y por consiguiente originar bloques o cuñas potencialmente inestables; por lo que será necesario disponer de un sistema de sostenimiento adecuado al tipo de terreno.

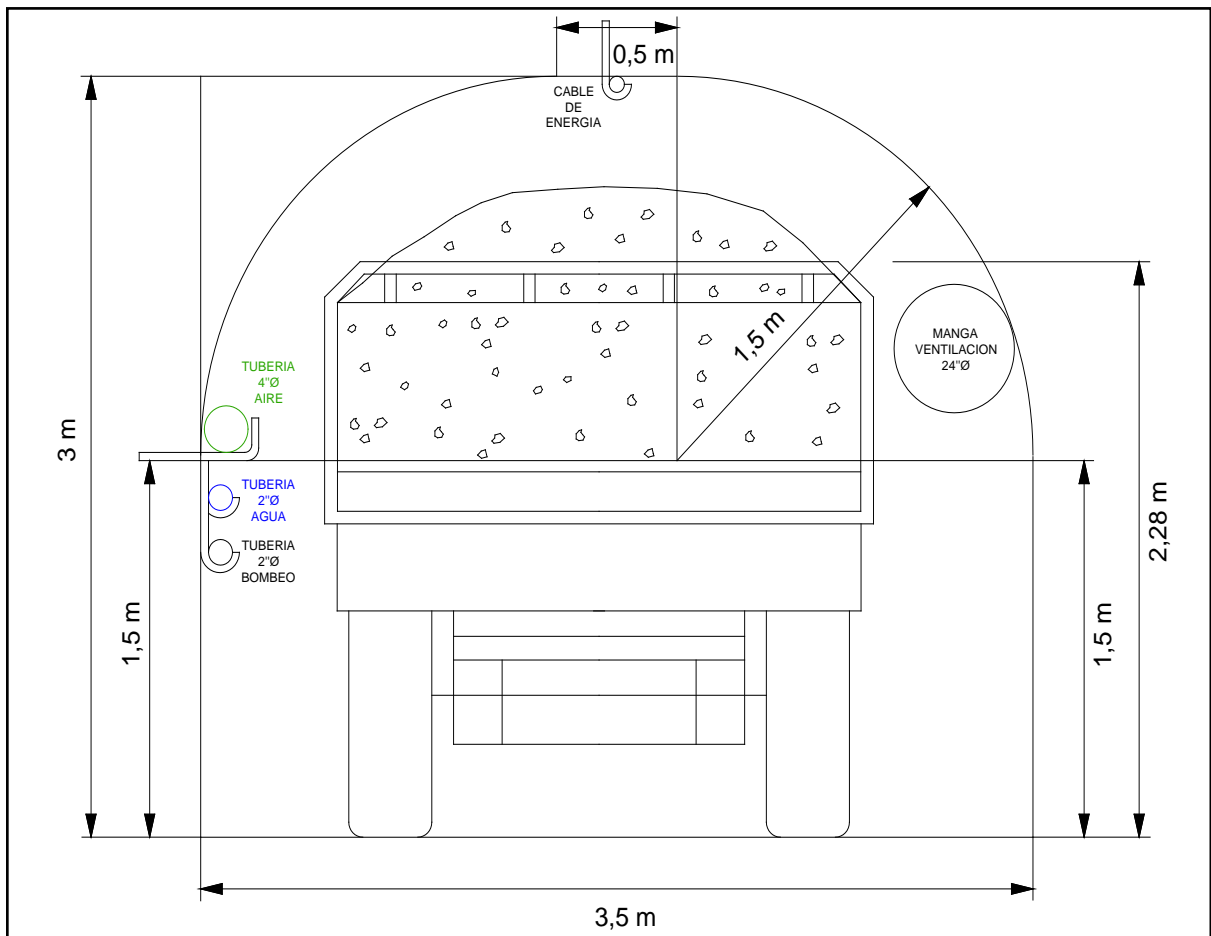
### 5.1.1. Sección

Para el diseño de la sección de excavación de la rampa se considera los siguientes factores: tamaño del equipo que se va a usar para la limpieza y acarreo, capacidad de producción, características físicas y estructurales de la masa rocosa.

	<u>ANCHO</u>	<u>ALTO</u>
Rampa Milagros (labor permanente)	3.5 m	3 m

La Rampa Milagros, se ha catalogado como una labor principal y permanente ya que será el único acceso con equipos trackless; por lo que las dimensiones establecidas son las óptimas, las cuales garantizarán un menor volumen de rotura y un ahorro sustancial de los costos en cada etapa operativa que concierne a la ejecución del proyecto.





**Figura 8: Diseño de la sección típica de la Rampa Milagros.**

**FUENTE: Dto. Planeamiento e ingeniería Cía. Minera Poderosa.**

### 5.1.2. Gradiente

La gradiente en el diseño de una rampa minera es muy importante y tiene muchas utilidades; por ejemplo para garantizar el libre flujo y drenaje del agua de las filtraciones y del relleno hidráulico; para reducir el tiempo de acarreo en los equipos trackless, entre otros. Principalmente la determinación de la gradiente en cualquier proyecto de profundización minera, está en función a las cotas de los puntos de comunicación inicial y final.

La gradiente influye fuertemente en los costos de ventilación y del transporte minero subterráneo; ya que con un mal diseño de la gradiente se puede ocasionar grandes sobre - esfuerzos en los equipos trackless, y así dañarlos prematuramente, disminuyendo considerablemente la vida útil de equipo. La gradiente longitudinal establecida para el proyecto de la Rampa Milagros será de -12%, y para las curvas de -8%.

### **5.1.3. Radio mínimo de curvatura**

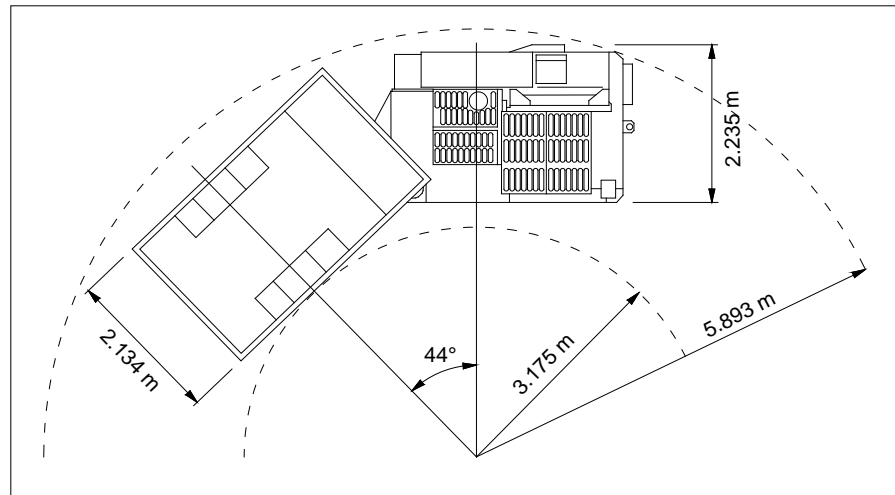
El radio mínimo de curvatura se establece en función a los equipos más grandes a utilizarse para la limpieza del frente de trabajo. Para calcular el radio mínimo de curvatura debemos considerar dos tipos de curvaturas:

a) Radio de curvatura interna ( RI ).

b) Radio de curvatura externa ( RE ).

El más usual es tener en cuenta el radio de curvatura interna, a fin de evitar choques accidentales, u otros problemas que interrumpen el normal tránsito, y así ser lo suficientemente amplio para que circulen los equipos sin ningún inconveniente.

Para calcular el radio mínimo de curvatura para la Rampa Milagros, se considera el radio interno y externo del equipo más grande en longitud que pasará por la rampa, el cual será el dumper TH 315.



**Figura 9: Radio interno y externo del dumper TH 315.**

**FUENTE: Manual de equipos trackless - Sandvik.**

Para el cálculo del radio mínimo de curvatura se tomará el radio de curvatura promedio entre el radio interno y externo, que se obtiene por la siguiente fórmula:

$$R_p = \frac{R_i + R_e}{2} = 4.534m$$

Donde:

Re = Radio externo

Ri = Radio interno

Rp = Radio mínimo de curvatura

#### 5.1.4. Longitud de la rampa

Es la distancia total de desarrollo, que se realiza desde una cota superior hasta una inferior. Es muy importante determinar esta longitud para realizar una buena planificación y programa de desarrollo minero, además nos será muy útil para determinar y calcular el costo de inversión total del proyecto. La

longitud total de la Rampa Milagros (considerando las tres cámaras de carguío de 20 m cada una) será de 590 m.

### 5.1.5. Peralte

El peralte tiene por finalidad evitar la volcadura de los vehículos, ya que permite equilibrar la acción de la fuerza centrífuga ocasionado por el paso del equipo por una curva. Para el cálculo del peralte ha de intervenir las fuerzas centrífugas y gravitacionales el cual se calcula a partir de la formula siguiente:

$$p = \frac{V^2}{127.14 * R} - f$$

Donde:

p : Peralte (m)

V : Velocidad (km/h)

R : Radio de curvatura mínima (m)

f : Coeficiente de fricción transversal.

Para toda curva circular, con el peralte que le corresponde, se debe cumplir que, recorrida la curva circular a velocidad igual a la específica, no se sobrepasarán los valores máximos del coeficiente de fricción entre la llanta y la superficie de rodamiento. Por tanto el valor del coeficiente de fricción transversal es un insumo básico para la curva de la rampa. En la tabla 11 muestra diferentes valores del coeficiente de fricción transversal para diferentes velocidades:

**Tabla 11: Valores del coeficiente de fricción transversal.**

<b>Velocidad (km/h)</b>	<b>Coefficiente fricción(f)</b>
< 30	0.21
40	0.19
50	0.175
60	0.165
70	0.15
80	0.14
90	0.13

**FUENTE: Libro Explotación de minas en el sistema de minado subterráneo con rampas**

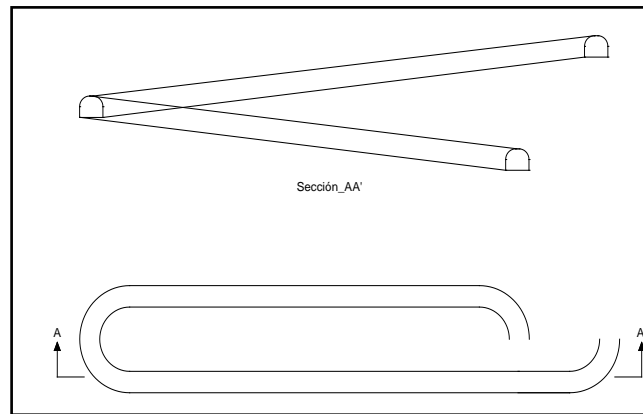
Reemplazando los datos en la ecuación anterior se tiene:

$$p = \frac{(20^2)}{127.14 * 4.534} - 0.21 = 0.483m$$

#### **5.1.6. Tipo de rampa**

La Rampa Milagros se construirá del tipo zigzag, formado por una combinación de tramos rectos y curvos. Los tramos curvos están compuestos de un solo radio de curvatura y diseñados con un gradiente de -8%, y los tramos rectos están diseñados con una gradiente de -12%.

Este diseño es ventajoso en yacimientos compuestos por varias vetas o mantos paralelos de similares buzamientos o en cuerpos mineralizados irregulares; además permite mejor visibilidad que otras rampas con tramos curvos en su totalidad (tipo espiral).

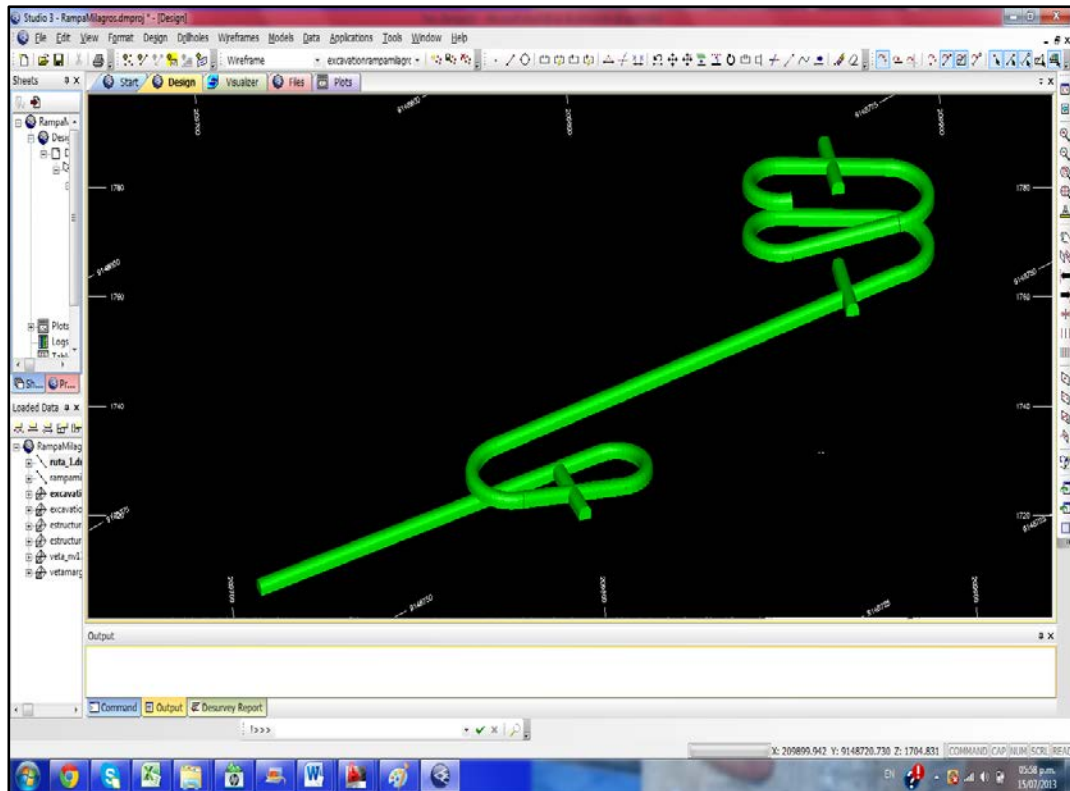


**Figura 10: Vista del tipo de rampa establecida para el proyecto.**

**FUENTE: Libro Explotación de minas en el sistema de minado subterráneo con rampas.**

La rampa Milagros, partirá del nivel 1775 hasta el nivel 1720. Cada 150 m de avance se construirá dos estocadas paralelas, de 10 m de longitud cada una, perpendicular al eje de la rampa con el objetivo de acumular y cargar al dumper la carga del disparo del frente y hacer así más veloz y dinámica la extracción de desmonte hacia los echaderos principales de descarga.

El diseño de la construcción del proyecto en estudio, se realizó con el software minero llamado Datamine, el cual nos permite visualizar con mayor detalle y rapidez el cumplimiento de lo ejecutado con respecto al programado.



**Figura 11: Vista del diseño de la Rampa Milagros con el software Datamine.**

**FUENTE: Elaboración propia - Dto. Planeamiento e ingeniería Cía. Minera Poderosa.**

## 5.2. PERFORACION

### 5.2.1. Metodología de perforación de la rampa

Cualquier sistema de perforación subterránea se realiza mediante dos fases completamente separadas. La primera es la fragmentación del macizo rocoso, que se realiza mediante la rotación y percusión de la broca de corte que transmite la máquina perforadora mediante el barreno cónico. La segunda es la evacuación de los detritos formados por la perforación, mediante la fuerza del aire comprimido y el flujo de agua que sale por la broca de corte.

Se debe tener muy presente que ambas fases afectan la perforación y el rendimiento de la perforadora, pero ellas son distintas y tienen funciones diferentes en el proceso de la perforación. Los componentes operacionales de un sistema de perforación son:

- **Perforadora:** Es el elemento que se encarga de transformar la energía externa (neumática, electricidad, hidráulica, etc.) en energía mecánica.
- **Barreno:** Elemento que transmite la energía mecánica que genera la máquina perforadora hacia la broca de corte.
- **Broca:** Elemento que aplica la energía mecánica en triturar la roca.
- **Agua:** Mediante su circulación elimina los detritus del taladro, controla la polución de polvo y refrigera la broca, entre otros.
- **Aire:** Elemento que se encarga de entregar la energía suficiente a la máquina perforadora para perforar la roca.

### 5.2.2. Diseño de la malla de perforación

Para el diseño de malla de perforación existen distintos modelos matemáticos que nos proporcionan valores aproximados, desde el más simple hasta el más complejo, y requieren de cálculos muy tediosos, conocimiento de varias propiedades físico y mecánico de las rocas, de los explosivos, resistencia a la compresión, coeficiente de elasticidad, etc.



Por tanto, para poder acercarse al diseño de un disparo óptimo; se debe formular un modelo matemático que represente o simule un disparo y donde intervengan la mayor cantidad de parámetros y variables.

- a) Burden (B):** Es la distancia medida perpendicularmente desde el centro de gravedad de un taladro cargado con un explosivo, a la cara libre más cercana, y en la dirección en la cual ocurrirá el desplazamiento de la masa rocosa. El modelo matemático para el cálculo del burden, el cual utilizaremos para perforar el arranque de la malla de perforación, está basado en el modelo matemático de Pearse, el cual está fundamentado en la interacción de la energía proporcionada por la mezcla explosiva, representada por la presión de detonación y la resistencia a la tensión dinámica de la roca.

$$B = \frac{K * D}{12} \sqrt{\frac{P}{S_{td}}}$$

$$ERQD = RQD * JSF$$

$$K = 1.96 - 0.27 \ln(ERQD)$$

Donde: B = Burden (pulg)

D = Diámetro del taladro (pulg) = 1.496

K = Factor de volabilidad de la roca

P = Presión de detonación del explosivo (psi) = 1'232,820.286.

$S_{td}$  = Resistencia a la tensión dinámica de la roca (psi) = 1,100.732

ERQD = Índice de calidad de la roca equivalente

RQD = Índice de calidad de roca = 45

JSF = Factor de corrección = 0.9

**Tabla 12: Estimación de la calidad de la roca.**

ESTIMACION DE LA CALIDAD DE LA ROCA	JSF
FUERTE	1
MEDIA	0.9
DEBIL	0.8
MUY DEBIL	0.7

**FUENTE:** Libro Excavación y sostenimiento de túneles en roca.

Calculando:

$$ERQD = 45 * 0.9 = 40.5$$

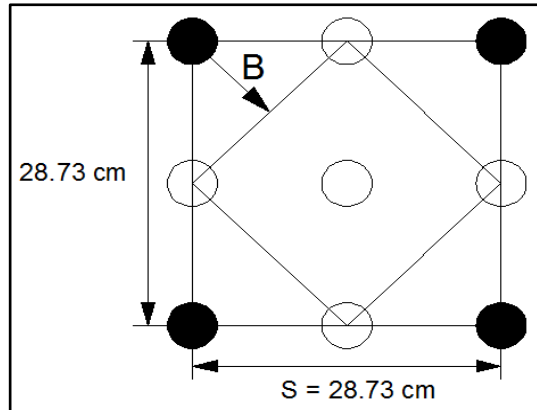
$$K = 1.96 - 0.27 \ln(40.5) = 0.96064847$$

$$B = \frac{0.96064847 * 1.496}{12} \sqrt{\frac{1232,820.286}{1,100.732}} = 4 \text{ pu lg}$$

**b) Espaciamiento (S):** Es la distancia entre los taladros de una misma fila. Por tanto, geoméricamente se puede calcular el espaciamiento para el arranque de la malla de perforación.

$$S = 2.828 * B = 28.73 \text{ cm}$$

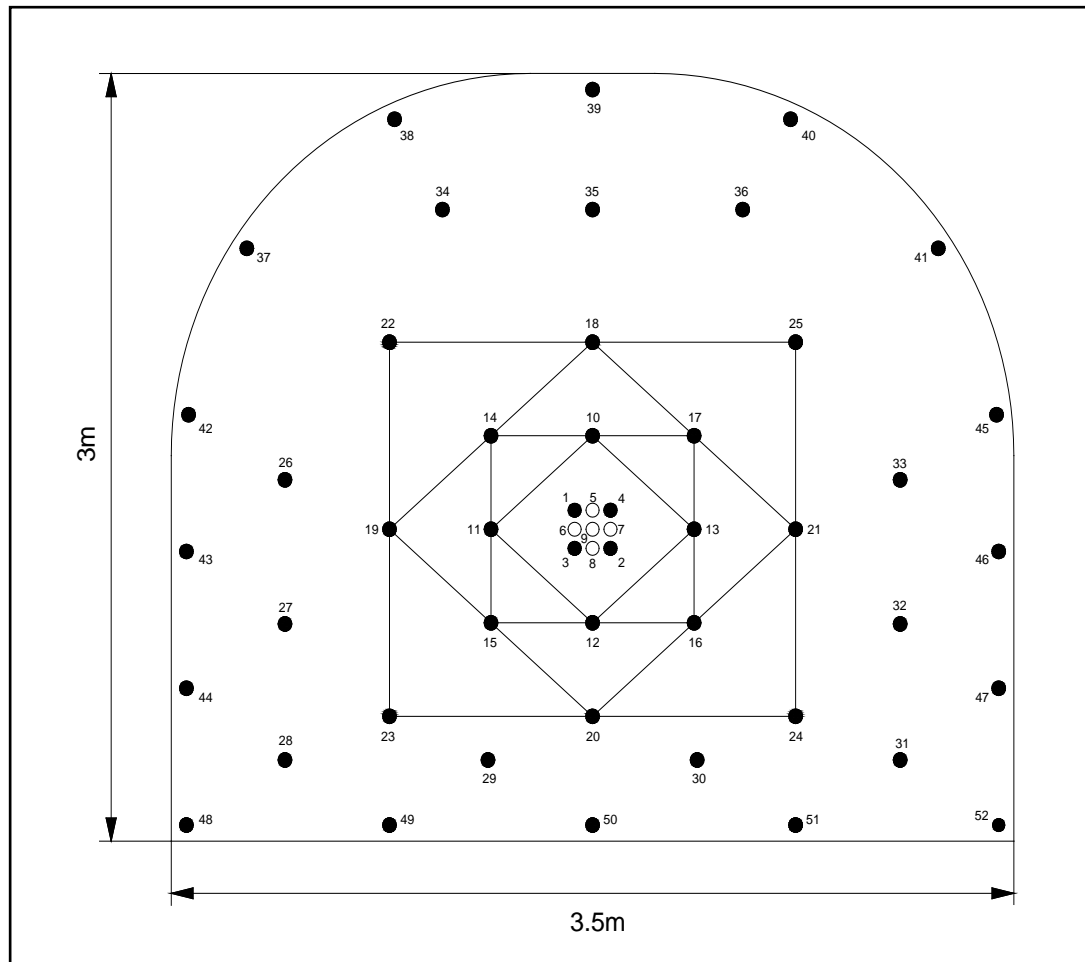
Por tanto el diseño del arranque para la malla de perforación de la Rampa Milagros es la siguiente:



**Figura 12: Diseño del arranque de la malla de perforación.**

**FUENTE: Elaboración propia - Dto. de Mina Cía. Minera Poderosa.**

El diseño de la malla de perforación para este tipo de roca (RMR = 46 regular) será de corte con taladros paralelos, partiendo del principio de corte quemado. Este método nos permite un mejor control del equipo de perforación, la dirección del eje de la rampa y la sobre excavación.



**Figura 13: Distribución de los taladros en la malla de perforación.**

**FUENTE: Elaboración propia - Dto. de Mina Cía. Minera Poderosa.**

### 5.2.3. Consideraciones de operación

Considerando que la etapa de perforación en rampas subterráneas de profundización requiere de mucha precisión y concentración, se hará un detalle de las consideraciones más importantes a tener en cuenta para optimizar este proceso en la Rampa Milagros:

- a) Para agilizar y optimizar la etapa de perforación, se perforará la malla con dos máquinas perforadoras al mismo tiempo.
- b) Para tener un eficiente avance en la voladura, y a la vez completar el ciclo de trabajo (limpieza, sostenimiento, perforación y voladura) en una sola guardia, la longitud del barrenos integral de perforación óptimo para este tipo de máquinas perforadoras se ha establecido que será de seis pies de longitud y las brocas de corte de 38 mm de diámetro.
- c) Antes de iniciar la perforación se debe de verificar las condiciones operativas de la máquina de perforación, herramientas en buen estado, abastecimiento y presión de aire y agua.
- d) Chequear y marcar los puntos de dirección y gradiente de la labor.
- e) Realizar el contorneo de la sección de la labor así como el pintado de la distribución de los taladros en el frente (malla de perforación).
- f) Al momento de la perforación mantener alineados la máquina perforadora con respecto al eje de los taladros perforados. Utilizar el atacador en todo momento para garantizar el alineamiento de los taladros.
- g) Por seguridad no perforar, por ningún motivo, en taladros anteriores o tacos.

- h) Verificar constantemente la lubricación de la máquina perforadora y utilizar el soplete para el limpiado de los taladros, antes del carguío de los mismos.

**Tabla 13: Características para el diseño de la Rampa Milagros.**

- Sección de la rampa	= 3,5 x 3 m
- Longitud de la rampa	= 530 m
- Longitud de las cámaras de carguío	= 60 m
- Longitud total de la rampa	= 590 m
- Gradiente longitudinal	= - 12%
- Gradiente en curvas	= - 8%
- Tipo de roca	= Cuarzomonzonita
- Tipo de perforadora	= Jackleg (Marca RNP)
- Número de perforadoras	= 2
- Longitud del barreno	= 6' = 1,82 m
- Longitud del taladro	= 1,72
- Diámetro del taladro	= 38 mm
- Avance real	= 1,55 m
- Tipo de corte	= Corte quemado
- Numero de taladros de alivio	= 5
- Número de taladros cargados	= 47

**FUENTE:** Elaboración propia - Dto. de Mina Cía. Minera Poderosa.

#### **5.2.4. Características del equipo de perforación**

Las perforadoras neumáticas de marca RNP, tipo jackleg, las que se utilizaran para perforar la Rampa Milagros, han sido diseñadas con una relación potencia / peso ideal para el trabajo manual subterráneo. Este óptimo equilibrio entre potencia y vibración asegura una máxima producción y menos

fatiga para el perforista. Es por ello que han sido seleccionadas para el proyecto.

A continuación se presentan las características más importantes que se tuvieron en cuenta para la selección del equipo de perforación:

**Tabla 14: Características principales de la máquina perforadora.**

ESPECIFICACIONES		UNIDAD
MARCA DE LA PERFORADORA	RNP	
TIPO DE PERFORADORA	JACKLEG	
PESO TOTAL DE PERFORADORA(Perforadora + pie avance)	50.4	kg
LARGO TOTAL DE PERFORADORA	2.1	m
<b>PERFORADORA</b>		
PESO DE LA PERFORADORA	32	kg
LARGO DE LA PERFORADORA	700	mm
DIAMETRO DEL PISTON	76	mm
CARRERA DEL PISTON	64	mm
DIAMETRO DE MANGUERA DE AIRE	19	mm
DIAMETRO DE MANGUERA DE AGUA	12.7	mm
CANTIDAD DE GOLPES POR SEGUNDO	36.8	Golpe/s
FUERZA DE IMPACTO	12	t/Golpe
PRESION DE TRABAJO	80	psi
CONSUMO DE AIRE	3.8	m <sup>3</sup> /min
<b>PIE DE AVANCE</b>		
PESO DEL PIE DE AVANCE	18.4	kg
LARGO RECOGIDO	1.75	m
LARGO EXTENDIDO	3.4	m
SISTEMA TRETRACTIL	Automatico	

**FUENTE:** Catálogo de perforadoras neumáticas - RNP.

### 5.2.5. Rendimiento de la perforación

Muchos factores afectan la penetración del barreno en la roca durante el proceso de perforación, es por ello que antes de iniciar cualquier trabajo subterráneo debemos de identificar el buen funcionamiento de todos los

componentes que participan en la etapa de perforación. Entre los más importantes tenemos: la perforadora, barrenos, broca, presión de aire y agua, dimensiones y paralelismo de los taladros, resistencia y grado de fracturamiento de la roca.

Los cinco primeros factores señalados anteriormente, son los componentes del sistema de perforación y a estos generalmente se les conoce con el nombre de "variables operacionales", las cuales son controlables dentro de ciertos límites y deben ser seleccionadas para adecuarse a las condiciones del tipo de roca. Los factores de la roca son "variables independientes" durante el proceso de la perforación.

Existe otro grupo de factores externos al proceso de perforación, éstos pueden ser denominados factores de servicio o trabajo. Incluyen además, variables operacionales que están referidas a la mano de obra, supervisión, dimensión de la labor, disponibilidad de energía, factores climáticos, etc. Como bien se sabe los factores de servicio no están incluidos en el mecanismo de penetración a una roca, pero sin embargo estos tendrán una influencia determinante en el rendimiento de la perforación.

La presión necesaria de aire comprimido debe estar entre los 85 a 100 PSI, para obtener un rendimiento aceptable de la perforadora neumática tipo jackleg. Si no se dan las condiciones mínimas de presión de aire comprimido, para realizar un eficiente trabajo, va a afectar directamente en la vida útil de los barrenos, brocas, barras y accesorios de la perforadora. Por ello es



importante evitar en todo momento cualquier fuga existente en la red principal de aire.

La orientación de los taladros debe ser paralela al eje de la rampa a perforarse y por el tipo de arranque adoptado (corte quemado); por tal motivo es muy importante que se controle la orientación de los taladros de contorno para evitar la sobre - excavación en el frente. Por otro lado es muy importante mantener la inclinación de los taladros, toda vez que la rampa se desarrolla con gradiente negativa de -12%, por lo tanto la inclinación de los taladros deberá estar en función de esta gradiente, dicha inclinación es aproximadamente  $-6.5^{\circ}$ . Pero siempre manteniendo el paralelismo entre los taladros.

Los parámetros o indicadores más importantes para evaluar el rendimiento de un sistema de perforación son: la energía o fuerza de la perforadora, rango de penetración, desgaste de la broca, costos y destreza del operador. Este último parámetro es el más importante ya que están reflejados colectivamente todos los otros factores. Por ejemplo, una perforadora puede tener alta disponibilidad mecánica y puede trabajar en todas las condiciones del caso, pero si su operación no es la eficiente, tendremos pérdidas sustanciales en los factores anteriormente señalados.

**Tabla 15: Cálculo de la eficiencia de la perforación en Rampa Milagros.**

<b><u>Para una perforadora Jackleg:</u></b>	
- Velocidad de penetración	= 0.4 m/min
- Tiempo de perforación por taladro	= 4.3 min
- Tiempo en cambio de barreno y de taladro (posición)	= 0.35 min
SUB TOTAL DE TIEMPO EMPLEADO	= 4.65 min
- Tiempo de perforación	= 52 x 4.65 = 241.8 min
- Factor de seguridad e imprevistos	= 20 %
- Tiempo de perforación más imprevistos	= 290.16 min
- Instalación del equipo	= 20 min
- Desinstalación del equipo	= 20 min
	<hr/>
	<b>TOTAL = 330.16 min</b>
 TIEMPO TOTAL DE PERFORACION: 5 h 30 min 10 seg	
<b><u>Para 2 perforadoras Jackleg:</u></b>	
- Con una máquina	= 330.16 min
- Con dos máquinas	= 165.08 min
 TIEMPO TOTAL DE PERFORACIÓN: 2 h 45 min 05 seg	

**FUENTE: Elaboración propia - Dto. de Mina Cía. Minera Poderosa.**

### 5.3. VOLADURA

La técnica de voladura de rocas es la acción de fracturar la roca mediante el empleo de explosivos idóneos, de acuerdo a la resistencia del material a romper.

Para obtener una eficiente voladura se debe tener en cuenta tres factores muy importantes: técnica, seguridad y productividad. Debemos reconocer que la técnica es la que proporciona el más alto grado de seguridad, en la que resulta en la mejor fragmentación, lo que determina también una eficiente productividad en los siguientes procesos en la cadena de producción.

En trabajos de voladuras subterráneas las tensiones de las rocas más fuertes se producen en el fondo del taladro, debiendo darse inicio a la voladura en esta zona, introduciendo el cartucho iniciador al taladro y colocando al fondo el fulminante en dirección al golpe de detonación.

Cuando se emplea en un solo taladro dos explosivos diferentes, debe colocarse el cartucho iniciador entre los explosivos de mayor potencia para asegurar que su mayor velocidad de detonación arrastre a toda la columna de carga.

### **5.3.1. Variables en el diseño de una voladura**

Las principales variables a considerar para obtener una voladura eficiente, se muestran en la tabla 16.

**Tabla 16: Variables en el diseño de una voladura subterránea.**

<p><b>a) Variables no controlables:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- Resistencia dinámica de la roca.</li> <li>- Propiedades elásticas de la roca.</li> <li>- Litología.</li> <li>- Discontinuidades (persistencia, espaciamento y orientación)</li> <li>- Geología regional, local y estructural.</li> <li>- La hidrología y las condiciones climatológicas.</li> <li>- Aspectos geotécnicos, etc.</li> </ul>	<p><b>b) Variables controlables:</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- <u><b>Geométricas:</b></u> <ul style="list-style-type: none"> <li>Burden.</li> <li>Diametro de taladro.</li> <li>Espaciamento.</li> <li>Longitud de carga explosiva.</li> <li>Sobre perforación.</li> <li>Taco.</li> <li>Profundidad del taladro, etc.</li> </ul> </li> <li>- <u><b>Físico - químicas:</b></u> Corresponden a los explosivos y tenemos:           <ul style="list-style-type: none"> <li>Tipo de explosivo</li> <li>Densidad del explosivo.</li> <li>Velocidad y presión de detonación.</li> <li>Volumen y presión de gases.</li> </ul> </li> <li>- <u><b>Operativas:</b></u> <ul style="list-style-type: none"> <li>Entre la que se puede mencionar como una de las principales a la fragmentación requerida, después de la voladura, que es la que prácticamente dará eficiencia y rentabilidad a la operación minera.</li> </ul> </li> </ul>
--	---

**FUENTE:** Libro Explotación de minas en el sistema de minado subterráneo con rampas.

### 5.3.2. Accesorios de voladura

Los accesorios de voladura empleados en la Rampa Milagros son netamente convencionales, constituida por el carmex y la mecha rápida.

- a) Carmex:** Es un sistema de iniciación convencional para explosivos, integrados por accesorios de voladura tradicionales mejorados en sus componentes; diseñado para trabajar con mayor seguridad al momento del chispeo en labores de secciones grandes y con gran número de taladros, mejorando la secuencia de salidas. Con su uso se consigue:

- Eliminar los defectos que generalmente existen en la preparación de las armadas en el lugar de uso, minimizando los tiros cortados.
- La eliminación del chispeo manual de la mecha de seguridad, evitando la exposición de los operadores a los gases de la combustión y a tiros prematuros.
- Permite la salida más rápida y segura del personal del lugar de disparo que con el chispeo tradicional.

El carmex es un accesorio de voladura de 2.4 m de longitud compuesto por tres componentes principales: fulminante común número ocho, mecha de seguridad y conector.

El fulminante común número ocho es una capsula cilíndrica de aluminio que contiene una carga sensible (pentrita y acida de plomo) que estalla instantáneamente con la llama transmitida por la guía o mecha de seguridad. Se emplea para hacer detonar al explosivo confinado en el taladro.

La mecha de seguridad o mecha lenta es un cordón flexible compuesto por un núcleo de pólvora, recubierto por una fibra de algodón, brea y un forro plástico. El tiempo promedio de combustión de la mecha lenta es de 50 s/pie, en promedio.

El conector es un casquillo de aluminio con un ojal o corte lateral que sirve para conectar la mecha rápida. Tiene una masa pirotécnica que recibe la llama de la mecha rápida y la transmite a la mecha de seguridad para asegurar su encendido. Para su mejor y segura conexión con la mecha rápida, tiene un block de sujeción plástico de fácil deslizamiento.

**b) Mecha rápida:** Es un cordón delgado y flexible que contiene una masa pirotécnica y dos alambres de soporte interior, cubierta con un forro plástico. Se quema con llama abierta con un tiempo promedio de combustión de 32 s/m, en promedio. Se emplea para encender los carmex de los taladros mediante capsulas conectoras, en forma secuencial.

### 5.3.3. Explosivos

Para que un explosivo detone, estos materiales deben de estar debidamente confinados al taladro y ser convenientemente iniciados por un agente externo (fulminante), de tal manera que los constituyentes del explosivo reaccionen violentamente, generando una reacción química de oxido-reducción (en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de microsegundo) dentro del taladro, generando impulsos de alta presión, impactos, fricciones, calor y alta temperatura; fracturando así la roca. La reacción química generada por el explosivo debe desarrollarse lo más rápidamente posible para tratar de alcanzar la máxima velocidad de detonación y por ende, obtener la mayor energía en el menor tiempo posible.

Los explosivos al momento de la detonación ocupan un mayor volumen, aproximadamente 1,000 a 10,000 veces mayor que el volumen original del espacio donde se alojó. Estos fenómenos son aprovechados para realizar trabajo mecánico dentro del taladro que se traduce luego en la rotura y lanzamiento de la roca en lo que constituye la “técnica de voladura de rocas”.

#### **a) Emulsiones**

Los explosivos utilizados para la Rampa Milagros son de tipo emulsión (Emulex 65% - Exsa) plastificado de 8” de longitud por 1” de diámetro, cuyo peso unitario es de 95 gr. Se emplea la emulsión por su mayor poder rompedor y por su alta resistencia a la presencia de filtraciones de aguas subterráneas.

Todas las emulsiones explosivas están basadas en la tecnología de la emulsión de agua en aceite. Las gotas de solución de nitrato amónico están rodeadas por una mezcla de aceites y ceras. El espesor de las membranas de la mezcla de aceites y ceras que separa las gotas es menor de una micra, lo que proporciona un contacto extremadamente elevado entre el combustible (aceite y cera) y el oxidante (nitrato amónico). Como resultado de esto, se consigue una combustión muy rápida y completa. Consiguiendo velocidades de detonación promedio de 5 a 6 km/s. Además, la membrana de aceite y cera recubre a cada gota de solución de nitrato amónico, proporcionando al explosivo una resistencia al agua muy elevada.

**Tabla 17: Propiedades de las emulsiones de EXSA.**

ESPECIFICACIONES TECNICAS	UNIDADES	EMULEX 80%	EMULEX 65%	EMULEX 45%
DENSIDAD	g/cm <sup>3</sup>	1.14 ± 3%	1.12 ± 3%	1.00 ± 3%
VELOCIDAD DE DETONACION*	m/s	5000	5000	4500
VELOCIDAD DE DETONACION**	m/s	5500	5500	5000
PRESION DE DETONACION	kbar	87	85	63
ENERGIA	kcal/kg	1200	1100	700
VOLUMEN NORMAL DE GASES	l/kg	830	910	930
POTENCIA RELATIVA POR PESO (Anfo=100)	%	132	121	77
POTENCIA RELATIVA POR VOLUMEN (Anfo=100)	%	185	167	95
RESISTENCIA AL AGUA (Norma Tecnica Peruana)	h	72	72	72
CATEGORIA DE HUMOS		1	1	1
VIDA UTIL	meses	6	6	6

\*Sin Confinar  
 \*\*Confinado en tubo de 1 1/2" de diametro

**FUENTE: Manual práctico de voladura - EXSA.**

### b) Propiedades del explosivo

- **Velocidad de detonación:** Es la velocidad con la cual la onda de detonación viaja por el explosivo. Es la propiedad más importante cuando se desea clasificar un explosivo. La velocidad de detonación de un explosivo depende de: la densidad de sus componentes, del tamaño y diámetro de sus partículas, la iniciación, el envejecimiento del explosivo y del grado de confinamiento. Al disminuir el tamaño de las partículas dentro del explosivo se recomienda incrementar el diámetro de la carga, o incrementar el grado de confinamiento; con el objetivo de aumentar la velocidad de detonación.



- **Densidad del explosivo:** La densidad del explosivo es usualmente indicada en términos de gravedad específica, la densidad específica de los explosivos comerciales varía de 0.6 a 1.7. Los explosivos densos usualmente generan mayores velocidades de detonación y mayor presión; estos suelen ser utilizados cuando es necesaria una fina fragmentación de la roca. Los explosivos de baja densidad producen una fragmentación no tan fina y son usados cuando las rocas son diaclasadas o en canteras en las que se extrae material grueso. La densidad del explosivo es importante en condiciones de alta humedad, ya que una densidad alta hace que el explosivo sea impermeable.
  
- **Presión de detonación:** La presión de detonación depende de la velocidad de detonación y de la densidad del explosivo, y es la sobrepresión del explosivo al paso de las ondas de detonación. La amplitud de la onda de esfuerzo transmitida al medio (roca) en una explosión está relacionada con la presión de detonación. La reflexión del pulso de choque en la cara libre de la voladura es uno de los mecanismos que se utilizan para triturar la roca. La presión de detonación generalmente es una de las variables más importantes en la selección del tipo de explosivo. Existe una relación directa entre la velocidad y la presión de detonación; esto es cuando aumenta la velocidad aumenta la presión. La relación entre la presión,

velocidad de detonación y densidad del explosivo se puede representar mediante el siguiente modelo matemático:

$$P = 2.5 * p * D^2 * 10^{-6}$$

Donde:

P = Presión de detonación (kbar).

p = Densidad del explosivo (g/cm<sup>3</sup>).

D = Velocidad de detonación (m/s).

- **Sensibilidad:** Es la medida de la facilidad de iniciación de los explosivos; en otras palabras es la mínima cantidad de energía, presión o potencia necesaria para que ocurra la iniciación. Lo ideal de un explosivo es que sea sensible a la iniciación mediante el fulminante para asegurar la detonación de toda la columna de la carga explosiva, e insensible a la iniciación accidental durante su transporte y manipuleo.
  
- **Resistencia al agua:** La resistencia al agua en un explosivo, es medida como la habilidad de resistir al agua sin deterioro o pérdida de sensibilidad; más precisamente, es el número de horas que el explosivo puede estar sumergido en agua y aun ser detonado.

- **Humos:** Se designa como humos al conjunto de los productos resultantes de una explosión, entre los que se encuentran gases, vapor de agua, polvo en suspensión, etc. Estos humos contienen gases nocivos como el óxido de carbono, gases nitrosos, etc. Su presencia tiene mucha importancia en minería subterránea sobre todo si se realizan en lugares con poca ventilación. Para trabajos subterráneos, la composición del explosivo debe tener un balance de oxígeno dentro de su estructura matriz, capaz de asegurar una explosión completa y eficiente.

#### **5.3.4. Voladura en Rampa Milagros**

La planificación cuidadosa de una eficiente voladura requiere considerar a todos los parámetros que puedan influir en sus resultados; que se resumen en cuatro condiciones muy importantes: de la roca, del explosivo, de la fragmentación y de la seguridad.

A continuación se presenta indicadores muy importantes que se obtienen después de realizar una voladura del frente en la Rampa Milagros:

**Tabla 18: Indicadores importantes de la Rampa Milagros.**

DESCRIPCION	UNIDAD	PARAMETROS DE VOLADURA
N° de Taladros Perforados	Und	52
N° de Taladros cargados	Und	47
N° de cartuchos (Emulex 65%)	Und	324
Peso de cada cartucho(Emulex 65%)	g	95
Cantidad total de explosivo	kg	30.78
Densidad de la roca	t/m <sup>3</sup>	2.5
Sobre-rotura	%	5
Area excavada	m <sup>2</sup>	10.008
Avance de disparo	m	1.55
Volumen de roca en banco	m <sup>3</sup>	15.512
Tonelaje de roca	t	38.780
Factor de potencia	kg/t	0.794
Factor de carga	kg/m	0.344

**FUENTE: Elaboración propia - Dto. de Mina Cía. Minera Poderosa.**

#### **5.4. LIMPIEZA Y TRANSPORTE**

Los equipos mineros subterráneos utilizados en los trabajos de limpieza y transporte del material proveniente de los disparos de avance, es uno de los bienes de capital más costosos en minería, es por ello que el dinero invertido en estos equipos debe de ser susceptible de recuperación a mediano plazo con un margen de ganancia razonable.

A continuación se detalla las características más importantes de los equipos diesel utilizados para los trabajos de limpieza y transporte de desmonte de la Rampa Milagros:

**Tabla 19: Características de los equipos trackless.**

<b>EQUIPO DE LIMPIEZA (1 UNIDAD)</b>		
Equipo L.H.D.	:	Scoop diesel
Marca	:	Sandvik
Modelo	:	EJC 116D-1
Potencia de motor	:	139 HP
Capacidad	:	3 yd <sup>3</sup>
Peso	:	12.7 t
Vida económica en años	:	6 años
Vida económica en horas	:	30,000 h
<b>EQUIPO DE TRANSPORTE (1 UNIDAD)</b>		
Equipo L.H.D.	:	Dumper diesel
Marca	:	Sandvik
Modelo	:	TH-315
Potencia de motor	:	220 HP
Capacidad	:	9.85 yd <sup>3</sup>
Peso	:	18,12 t
Vida económica en años	:	7 años
Vida económica en horas	:	35,000 h

**FUENTE: Manual de equipos trackless – SANVICK.**

## **5.5. SOSTENIMIENTO**

De acuerdo a la valorización geomecánica mediante el método del R.M.R y del G.S.I. vistos en el capítulo IV, pudimos evaluar la calidad del macizo rocoso en donde se va a excavar la Rampa Milagros (MF/R), y determinar el tipo de sostenimiento adecuado a utilizar en el proyecto (pernos helicoidales sistemáticos de ocho pies con malla electrosoldada).

El sostenimiento con pernos helicoidales cementados es un procedimiento constructivo que impide, atenúa o neutraliza el fenómeno de descompresión de la

roca en torno a la excavación, evitando así los accidentes por caídas de rocas. Al instalar el perno helicoidal cementado se crea un ligazón entre los pernos y la superficie interior del taladro en una longitud determinada, empleándose material cementante (cemento) lo cual ancla al perno. La eficiencia de este tipo de perno depende de: la ligazón entre el perno y la roca, la resistencia del perno a la tensión, la resistencia del perno a la tracción, el tiempo de fraguado o secado y las dimensiones del perno (longitud y diámetro).

La acción de los pernos debidamente situados en la periferia de la excavación, normalmente se emplea para consolidar el techo de la labor, aprovechando la resistencia natural que ofrece el arco de la excavación. La fuerza con la que se tensiona la barra del perno helicoidal sujeta la capa de roca formando un bloque estable. Además de reducir tiempo y costos, los pernos cementados eliminan la necesidad de pesados sostenimientos (cimbras), aumentando el espacio disponible para los equipos y mejorando el flujo de aire fresco para la ventilación.

El sostenimiento con pernos helicoidales es un refuerzo que sirve para resistir las deformaciones inducidas por el peso muerto de la roca suelta, así como también para las que se provocan por reajuste del campo de esfuerzos en la roca que rodea una excavación subterránea. Por lo general se recomienda el uso de pernos de sostenimiento para el soporte de cuñas o bloques potencialmente inestables a punto de caer o deslizarse por su propio peso.

### 5.5.1. Longitud del perno de sostenimiento

Determinado el tipo de sostenimiento, de acuerdo a la calidad del macizo rocoso, a emplear en la Rampa Milagros, procedemos al cálculo de la longitud del perno helicoidal cementado, mediante el siguiente modelo matemático, el cual está en función al ancho de la excavación y el coeficiente ESR:

$$\text{Longitud de anclaje} = 2 + \frac{0.15 * A}{ESR} = 2 + \frac{0.15 * 3.5}{1.6} = 2.33 \text{ m}$$

Donde:

A = Ancho de la excavación (m)

ESR = Relación de soporte de la excavación.

### 5.5.2. Resistencia del perno helicoidal

La capacidad de anclaje de los pernos de sostenimiento es un factor muy importante en el diseño de los mismos. Esto es, la carga que soporta sin ninguna deformación apreciable en su estructura.

La máquina de arranque de pernos de sostenimiento “*Pulltest*” permite determinar la capacidad de carga o de anclaje, de los pernos de sostenimiento (anclaje puntual o repartido) en un determinado macizo rocoso, esta capacidad de anclaje del perno, está determinado por cuatro aspectos muy importantes: longitud y diámetro del perno, tiempo de instalación y calidad del macizo rocoso; además permite controlar el comportamiento del

perno de sostenimiento durante y después de su instalación. Los equipos “Pulltest” son diseñados para hacer pruebas de arranque para variados tipos de ensayo en pernos swellex, splitset, perno helicoidal, etc.

La excavación de la Rampa Milagros se inició el mes pasado, por lo que se comenzó a realizar controles y monitoreo de la resistencia de los pernos helicoidales instalados. Como patrón de control se tomaron diez pernos helicoidales al azar y con la prueba del “Pulltest” se halló la resistencia de soporte de 20 t. A continuación se presenta el análisis realizado a los pernos de sostenimiento instalados en la Rampa Milagros:

**Tabla 20: Desplazamiento del perno helicoidal a la prueba de arranque.**

CARGA(TN)	DESPLAZAMIENTO (mm)									
	PH N°01	PH N°02	PH N°03	PH N°04	PH N°05	PH N°06	PH N°07	PH N°08	PH N°09	PH N°10
2.5	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1
5	0	1	0	1	0	2	0	2	0	3
7.5	2	2	2	2	2	3	2	3	2	3
10	3	2	3	3	2	4	3	5	3	4
12.5	4	3	4	4	3	5	4	5	4	5
15	4	4	4	5	4	6	5	6	6	6
17.5	5	5	5	6	5	7	5	7	7	6
20	6	6	7	7	6	8	6	8	7	7

**FUENTE: Dpto. Geomecánica Cía. Minera Poderosa.**

Para comprender más al detalle sobre el comportamiento del desplazamiento versus la carga que se aplica a los pernos helicoidales (instalados en la Rampa Milagros) antes del arranque total, se realizó un análisis de estas dos variables y se llegó a la conclusión que las variables mencionadas tienen un comportamiento lineal, como podemos observar en la siguiente figura:



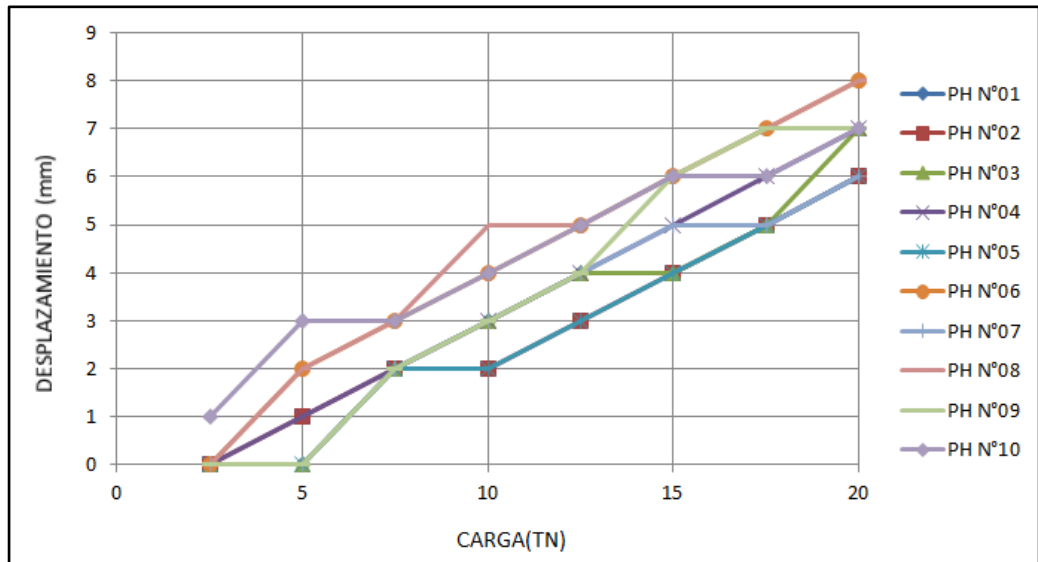


Figura 14: Gráfico de la carga vs desplazamiento del perno helicoidal.

FUENTE: Dpto. Geomecánica Cía. Minera Poderosa.

## CAPITULO VI

### COSTO DE EJECUCION DE LA RAMPA MILAGROS

#### 6.1. DATOS GENERALES

Considerando la envergadura y las características de los equipos a emplearse en la excavación de la Rampa Milagros, y con el objetivo de generar alta rentabilidad al proyecto, se debe de efectuar un análisis integral y detallado de todos los costos que influirán en la puesta en marcha del proyecto.

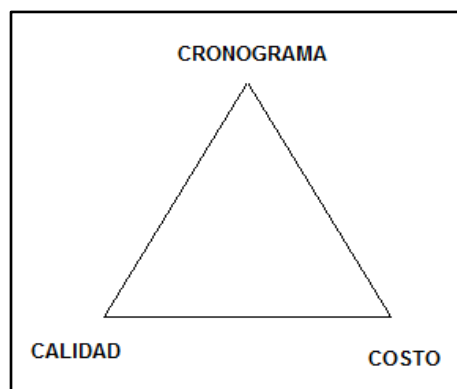
Tabla 21: Características principales de la Rampa Milagros.

- Sección	=	3.5 x 3 m
- Disparos por día	=	2
- Longitud del barreno	=	6 ft (1.82 m)
- Perforación efectiva por taladro	=	1.72 m
- Avance por disparo	=	1.55 m
- Eficiencia por disparo	=	90%
- Eficiencia de avance mensual	=	95%
- Avance mensual	=	88 m
- Número de perforadoras por disparo	=	2
- Número de taladros perforados	=	52
- Número de taladros cargados	=	47
- Equipo de limpieza con scoop de 3 yd <sup>3</sup>	=	1
- Equipo de transporte con dumper de 9.85 yd <sup>3</sup>	=	1
- Tipo de cambio (1 US\$)	=	2.6

FUENTE: Elaboración propia - Dpto. de Mina Cía. Minera Poderosa.

## 6.2. COSTO DE PERFORACION

Toda obra subterránea debe ser considerando un término medio, es decir, buscando que sea medianamente costosa, que tenga una calidad normal y que los plazos de construcción tengan la duración prevista. Dentro del normal desarrollo de la obra es necesario ir combinando estas variables; a veces se debe de sacrificar dos variables en beneficio de una y así sucesivamente, de manera que al fin del proyecto, esta queda enmarcada en el triángulo que representa el siguiente grafico de variables de riesgo.



**Figura 15: Gráfico del triángulo de variables de riesgo.**

**FUENTE: Libro excavación y sostenimiento de túneles en roca.**

### 6.2.1. Costo de mano de obra

Para determinar el costo unitario de la mano de obra se tendrá que diferenciar el régimen de la actividad laboral donde trabaja el obrero (minería). Al salario básico se deben de sumar las bonificaciones dadas por ley: vacaciones, compensación por tiempo de servicio, seguros, gratificaciones, etc. Para el siguiente cálculo se está considerando un régimen de trabajo de 2

por 1. Por tanto los días efectivos trabajados por año, por cada trabajador, es  $(365 / 3) * 2 = 243$  días.

**Tabla 22: Costo unitario de la mano de obra.**

DIAS TRABAJADOS AL AÑO:		243						
<b>APORTES DE LEY</b>	<b>JORNALES(%) Obreros</b>	<b>APORTE ADICIONAL</b>	<b>OBREROS</b>					
Seguro Vida Ley	1.5		<b>Días</b> <b>%</b> <b>+ Leyes</b>					
Essalud	9	C.T.S.	35   14.40   14.40					
SCTR Salud	2	Vacaciones	30   12.35   15.34					
AFP	10	Gratificación Julio	30   12.35   15.34					
AFP Ley 27252	1.74	Gratificación Diciembre	30   12.35   15.34					
<b>Sub total (%):</b>	<b>24.24</b>	Asignación familiar	14   5.76   7.16					
		Descanso médico	3   1.23   1.53					
		Días libres	92   37.86   47.04					
		<b>Sub total (%):</b>	<b>116.15</b>					
<b>PERSONAL</b>	<b>BASICO</b>	<b>LEYES SOCIALES (US\$)</b>	<b>JORNAL (US\$/Tarea)</b>	<b>PERSONAL</b>	<b>CANTIDAD</b>	<b>JORNAL (US\$)</b>	<b>COSTO (US\$/Disp)</b>	<b>COSTO (US\$/m)</b>
Maestro	23.08	26.81	49.89	Maestro	2	49.89	99.77	64.37
Ayudante	19.23	22.34	41.57	Ayudante	2	41.57	83.13	53.63
Operador	25	29.04	54.04	<b>TOTAL</b>			<b>182.90</b>	<b>118.00</b>

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

### 6.2.2. Costo de perforación y aceros

El costo de perforación con la máquina perforadora manual tipo jackleg y los aceros de perforación, es uno de los costos más incidentes en la construcción de la Rampa Milagros, porque todo el proceso posterior (voladura, limpieza y sostenimiento) va a estar en función al eficiente trazo de la malla de perforación. Cualquier anomalía o deficiencia en la perforación, va a afectar considerablemente a los costos en los procesos operativos siguientes.

Tabla 23: Costo unitario de la perforadora y aceros de perforación.

COSTO DE PERFORACION POR METRO DE AVANCE					
Consideraciones:		UNIDAD	PRECIO UNIT.	COSTO (US\$/m)	INCIDENCIA(%)
Total de taladros:	52				
Longitud de taladro(ft):	5.64				
Avance por disparo(m):	1.55				
<b>1. Costo de depreciación del equipo:</b>					
	Valor de adquisición	US\$	4500		
	Vida útil	pp	80600		
	<b>Subtotal</b>	<b>US\$/pp</b>	<b>0.056</b>	<b>10.56</b>	<b>14.82%</b>
<b>2. Costo de reparaciones y mantenimiento:</b>					
	50% del item1		0.028	5.28	7.41%
<b>3. Costo de aceite de perforación:</b>					
	Consumo/pie	Gal/pp	0.0014		
	Costo/Galon	US\$/Gal	20		
	<b>Subtotal</b>	<b>US\$/pp</b>	<b>0.028</b>	<b>5.37</b>	<b>7.53%</b>
<b>4. Costo del aire comprimido:</b>					
	Consumo de aire	CFM	135		
	Perforación + Demoras	Hr	4.83		
	Factor de simultaneidad	fs	0.77		
	Generación de aire comprimido	CFM/Kw	6.7		
	Energía = CFM x Hr x fs / (CFM/Kw)	Kw-Hr	74.99		
	Tarifa energía eléctrica	US\$ /Kw-Hr	0.137		
	<b>Costo=(Kw-Hr) x (US\$ / Kw-Hr)/pp</b>	<b>US\$ /pp</b>	<b>0.035</b>	<b>6.63</b>	<b>9.30%</b>
<b>5. Costo de aceros de perforación:</b>					
<b>5.1. Barrenos:</b>					
	Barra conica 4ft	US\$	65.38		
	Vida económica / Barreno	pp	1250		
	<b>Subtotal perf-4ft</b>	<b>US\$/pp</b>	<b>0.052</b>		
	Barra conica 6ft	US\$	88.46		
	Vida económica / Barreno	pp	1250		
	<b>Subtotal perf-6ft</b>	<b>US\$/pp</b>	<b>0.071</b>		
	Barra conica 8ft	US\$	111.54		
	Vida económica / Barreno	pp	1250		
	<b>Subtotal perf-8ft</b>	<b>US\$/pp</b>	<b>0.089</b>		
	<b>Subtotal con barreno de 4 y 6 ft</b>	<b>US\$/pp</b>	<b>0.059</b>	<b>11.09</b>	<b>15.56%</b>
	(Utilizable para frente de avance)				
	<b>Subtotal con barreno de 8ft</b>	<b>US\$/pp</b>	<b>0.067</b>		
	(Utilizable solo para perforar para sostenimiento)				
<b>5.2. Brocas:</b>					
	Broca 38mm	US\$	30.77		
	Vida económica / Broca	pp	180		
	<b>Subtotal</b>	<b>US\$/pp</b>	<b>0.17</b>	<b>32.34</b>	<b>45.38%</b>
<b>Costo de perforación por metro de avance (US\$/m):</b>				<b>71.28</b>	<b>100%</b>
<b>Costo de perforación por pie perforado (US\$/pp):</b>				<b>0.38</b>	
<b>Costo de perforación por pie perforado para sostenimiento (US\$/pp):</b>				<b>0.44</b>	
<b>Costo de perforación por disparo (US\$/Disp):</b>				<b>110.48</b>	

FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.

### 6.2.3. Costo de mangueras y accesorios.

El costo de mangueras y accesorios para la perforación tienen una incidencia menor con respecto a los diferentes costos unitarios operacionales, debido a su larga vida útil y su bajo precio en el mercado.

**Tabla 24: Costo unitario de mangueras y accesorios.**

COSTO DE MANGUERAS Y ACCESORIOS			
	Unidad	Precio Unitario	Costo (US\$/Disparo)
1. Costo unitario de manguera de 1/2" :			
Valor de adquisición/metro	US\$	3.08	
Longitud	m	70	
Vida útil	Disp	160	
<b>Subtotal</b>			<b>1.35</b>
2. Costo unitario de manguera de 1" :			
Valor de adquisición/metro	US\$	5.38	
Longitud	m	70	
Vida útil	Disp	160	
<b>Subtotal</b>			<b>2.36</b>
3. Costo de accesorios:			
Accesorios(5%)	%		<b>0.19</b>
<b>Costo de mangueras y accesorios por disparo (US\$/Disp):</b>			<b>3.89</b>
<b>Costo de mangueras y accesorios por metro de avance (US\$/m):</b>			<b>2.51</b>

**FUENTE:** Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.

### 6.2.4. Costo de herramientas

A continuación se detalla los costos unitarios de las todas las herramientas que se necesitan para realizar el trabajo de excavación subterránea de la Rampa Milagros. Cabe resaltar que los precios unitarios

han sido actualizados al mes presente, por lo que los costos son los más reales posibles.

**Tabla 25: Costo unitario de herramientas.**

COSTO DE HERRAMIENTAS					
Descripción:	Unidad	Cantidad	Precio Unit (US\$)	Vida Util (Disparos)	Costo (US\$/Disparo)
Lampa minera tipo cuchara	Unid	2	15.74	60	0.52
Pico de acero de dos puntas	Unid	1	10.33	60	0.17
Llave Stilson 14"	Unid	1	25.8	360	0.07
Llave Stilson 18"	Unid	1	36.7	360	0.10
Barretilla 4 ft	Unid	2	17.5	90	0.39
Barretilla 6 ft	Unid	2	25.7	90	0.57
Barretilla 8 ft	Unid	2	37.4	90	0.83
Combo de 6lb	Unid	1	10.6	90	0.12
Sacabarreno	Unid	1	6.8	200	0.03
Sacabroca	Unid	1	95.2	200	0.48
Cucharilla	Unid	2	8.5	120	0.14
Soplete de 1 pulg	Unid	1	33.5	200	0.17
Atacador	Unid	2	6.7	30	0.45
Guiador	Unid	3	3.5	60	0.18
Chispero	Unid	2	0.7	30	0.05
Punzon	Unid	1	1.67	120	0.01
Pintura spray rojo	Unid	1	2.8	4	0.70
Flexómetro metalico de 5 m	Unid	1	4.1	45	0.09
Alambre N° 16	kg	0.5	1.5	1	0.75
Caballote completo	par	1	280	120	2.33
Bomba neumatica sumergible	Unid	1	2500	2160	1.16
<b>Sub-Total</b>					<b>9.31</b>
<b>Otros(5%)</b>	%				<b>0.47</b>
<b>Costo de herramientas por disparo (US\$/Disp):</b>					<b>9.78</b>
<b>Costo de herramientas por metro de avance (US\$/m):</b>					<b>6.31</b>

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

### 6.2.5. Costo de implementos de seguridad

Los costos de los implementos de seguridad que a continuación se detallan son costos de productos de alta calidad, requeridos por la compañía Poderosa. La compañía exige a las empresas contratistas mineras a comprar productos de alta calidad para los trabajadores. Por lo que los precios

unitarios pueden ser marginalmente reducidos, si se considera implementos de seguridad de una calidad un poco menor.

**Tabla 26: Costo unitario de implementos de seguridad.**

COSTO DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					
Descripción:	Unidad	Cantidad	Precio Unit (US\$)	Vida Util (Tarea)	Costo (US\$/Tarea)
Respirador contra polvo y gas	Unid	4	38.46	180	0.85
Filtros	par	4	15.38	30	2.05
Lentes de seguridad (policarbonato malla)	Unid	4	18.5	90	0.82
Casco minero	Unid	4	19.23	365	0.21
Botas de jebe	par	4	25	120	0.83
Pantalón de jebe	Unid	4	18	90	0.80
Guantes de jebe	par	4	7.61	15	2.03
Saco de jebe	Unid	4	15	90	0.67
Mameluco	Unid	4	31.46	180	0.70
Correa portalampara	Unid	4	15	180	0.33
Lampara minera	Unid	4	285	1095	1.04
Tapones de oído	Unid	4	1.15	60	0.08
Barbiquejo elastico	Unid	4	2.07	120	0.07
Tafilete de 4 soportes	Unid	4	6.85	180	0.15
<b>Costo de implementos de seguridad por disparo (US\$/Disp):</b>					<b>10.64</b>
<b>Costo de implementos de seguridad por metro de avance (US\$/m):</b>					<b>6.86</b>

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

### 6.3. COSTO DE VOLADURA

Para el diseño de una eficiente voladura, el tipo de roca es probablemente el factor más influyente. Cada tipo de roca, en relación a su dureza y fracturamiento, tienen valores específicos que deben conocerse para el cálculo de la cantidad de explosivo requeridos para un frente. Para el caso de la Rampa Milagros se ha considerado utilizar siete cartuchos de emulsión por taladro, menos la zona de la corona que se cargarán a seis cartuchos por taladro, todo esto para evitar la sobre rotura y controlar la curvatura del techo.



Tabla 27: Costo unitario de voladura.

COSTO DE VOLADURA				
Descripción:	Unidad	Cantidad	Precio Unit (US\$/Unid)	Costo (US\$/Disparo)
Emulex 65% (8" x 1")	Unid	324	0.4	129.60
Carmex	Unid	47	0.6	28.20
Mecha rápida	m	8	0.42	3.36
<b>Costo de voladura por disparo (US\$/Disp):</b>				<b>161.16</b>
<b>Costo de voladura por metro de avance (US\$/m):</b>				<b>103.97</b>

FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.

#### 6.4. COSTO DE TUBERIAS Y SERVICIOS AUXILIARES

La tubería de polietileno de cuatro pulgadas servirá para la red de aire comprimido; la cual será reducida posteriormente a dos pulgadas de diámetro, con el objetivo de garantizar una eficiente caudal y presión de aire para la perforación. La tubería de dos pulgadas servirá para la red de agua. Existirá otra tubería secundaria de dos pulgadas de diámetro, para el agua de bombeo, que no está presupuestado, ya que se instalará con tubería recuperada.

Tabla 28: Costo unitario de tuberías y servicios auxiliares.

COSTO DE TUBERIAS + SERVICIOS AUXILIARES				
Consideraciones:	Unidad	Cantidad	Precio Unit (US\$)	Costo total (US\$)
Longitud de la rampa (m):	530			
Cantidad de disparos:	342			
Tubería 4" polietileno	m	265	5.1	1352
Tubería 2" polietileno	m	725	1.94	1407
Accesorios(8%)	%			221
Alcayata para tuberías	Unid	265	7	1855
Alcayata para cable de energía	Unid	265	4	1060
<b>Costo total de tuberías y servicios auxiliares (US\$):</b>				<b>5893.64</b>
<b>Costo total de tuberías y servicios auxiliares por disparo (US\$/Disp):</b>				<b>17.24</b>
<b>Costo total de tuberías y servicios auxiliares por metro de avance (US\$/m):</b>				<b>11.12</b>

FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.

## 6.5. COSTO DE VENTILACION

Para la voladura de rocas del frente de la rampa, se utilizará como explosivo la emulsión, el cual genera gases al momento de la detonación; además que todo equipo pesado usado para las operaciones mineras en la Rampa Milagros se mueve con motores diésel, se ha instalado un sistema de ventilación (ventiladora de 20,000 CFM) el cual eliminará los gases en el menor tiempo posible; garantizando un ambiente de trabajo saludable.

**Tabla 29: Costo unitario de ventilación.**

COSTO DE VENTILACION					
Consideraciones:	Unidad	Cantidad	Precio Unit (US\$)	Vida Util (Dias)	Costo (US\$)
Duración del proyecto (Dias):	201				
Manga de ventilación (24")	m	500	8.15		4075.00
Ventilador 20 000 CFM + Silenciadores + tablero	Unid	1	14200	2920	978.13
Consumo de energía del ventilador	US\$/kw-h	3620.45	0.137		496.00
<b>Costo total de ventilación para el proyecto :</b>					<b>5549.13</b>
<b>Costo total de ventilación por disparo (US\$/Disp):</b>					<b>16.23</b>
<b>Costo total de ventilación para el proyecto(US\$/m) :</b>					<b>10.47</b>

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

## 6.6. COSTO DE SOSTENIMIENTO

El tipo de sostenimiento aplicado en el proyecto es el perno helicoidal de acero cementado, más malla electrosoldada; sistema que permite una fácil instalación y un alto grado de estabilidad del terreno. Es el sostenimiento ideal para el tipo de macizo rocoso con la que se cuenta en la Rampa Milagros.

**Tabla 30: Costo unitario de sostenimiento.**

COSTO DE SOSTENIMIENTO						
Descripción:	Unidad	Cantidad	Precio Unit. (US\$)	Vida Util	Unidad	Costo (US\$/Disparo)
N° Pernos helicoidales instalados por malla	Unid	9	11.54			103.85
Costo de perforación	pie	67.5	0.44			29.93
Adaptador de perno helicoidal	Unid	1	96.15	500	Pernos	1.73
Bomba inyectora de cemento	Unid	1	1923.08	5000	Pernos	0.38
Cemento	bolsa	1	7	1		7.00
Malla 2 x 6 m	Unid	1	26.92	1		26.92
Cizalla	Unid	1	25	240		0.10
Sujetador de malla neumática	Unid	1	1730.77	8000	m <sup>2</sup> malla	2.60
Sujetador de malla con barra	Unid	1	46.15	1440	m <sup>2</sup> malla	0.38
<b>Costo de sostenimiento por disparo (US\$/Disp):</b>						<b>172.90</b>
<b>Costo de sostenimiento por metro de avance (US\$/m):</b>						<b>111.55</b>

**FUENTE:** Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.

## 6.7. COSTO DEL EQUIPO DE CARGUIO

El carguío y acarreo de desmonte es una operación básica como las operaciones de perforación y voladura; por tanto merece una especial atención en el presupuesto del proyecto. El costo de los equipos trackless obedece a una estructura de flujos de costos unitarios, compuestos principalmente de los costos de posesión y de operación.

Se puede plantear diferentes métodos para calcular los costos de operación de un equipo; en la presente tesis se presenta un modelo de costeo bastante didáctico y actualizado, donde intervienen todas las variables representativas, las cuales nos resultará en un análisis mucho más exacto y real.

**Tabla 31: Generalidades en el costo de adquisición del equipo de carguío subterráneo.**

<b><u>A. GENERALIDADES:</u></b>		
<b>a) Datos específicos:</b>		
Equipo L.H.D.	:	Scoop diesel
Marca	:	Sandvik
Modelo	:	EJC-116D (1)
Potencia de motor	:	139 HP
Capacidad	:	3 yd <sup>3</sup>
Peso	:	12,700 kg
Vida económica en años	:	6 años
Vida económica en horas	:	30,000 h
<b>b) Condiciones económicas:</b>		
Tipo de cambio (1 US\$)	:	2.6 Soles
Interes dolar	:	10 %
Valor CIF	:	265,000.00 US\$
<b><u>Derechos de:</u></b>		
Importación (15%)	:	39,750.00 US\$
Desaduanaje (5%)	:	13,250.00 US\$
I.G.V. (18%)	:	47,700.00 US\$
Aduana y almacen (0.005 US\$/kg)	:	63.5 US\$
<b>Valor de Adquisición</b>	<b>=</b>	<b>365,763.50 US\$</b>
<b>b) Gastos variables:</b>		
Petróleo	:	5 US\$/gal
Aceite	:	14.62 US\$/gal
Grasa	:	6 US\$/lb

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

El hecho de adquirir un equipo de mina, representa una inversión permanente e independiente al trabajo que esta realice. Estos costos se derivan de los correspondientes a: depreciación, interés de capital invertido, seguros, gastos, gasto de almacenaje, gastos de mantenimiento y reparación, entre los principales.

Tabla 32: Costo de posesión del equipo de carguío subterráneo.

<b>B. COSTO DE POSECIÓN:</b>			
<b>a) Depreciación (D):</b>			
$D = \frac{(0.85 * Va) - Vn}{Ve} = 10.10 \text{ US\$/h}$			
<u>Donde:</u>			
Va: Valor de adquisición (US\$)	=	365,763.50	
Vn: Valor de neumáticos (US\$)	=	8,000	
Ve: Vida económica útil en horas (h)	=	30,000	
N: Vida económica útil en años	=	6	
i: Tasa vigente anual de interes(%)	=	10	
IMA: Inversión media anual			
HOA: Horas operadas por año (h)	=	5,000	
<b>b) Intereses (I):</b>			
$IMA = \left( \frac{N+1}{2*N} \right) * Va = 213,362.04 \text{ US\$}$			
$I = \frac{i * IMA}{HOA} = 4.27 \text{ US\$/h}$			
<b>c) Seguros y almacenaje (SA):</b>			
$SA = \frac{(S + Alm) * IMA}{HOA} = 2.13 \text{ US\$/h}$			
<u>Donde:</u>			
S: Prima anual por seguros (%)	=	3.5	
Alm: Porcentaje por almacenaje (%)	=	1.5	
HOA: Horas operadas por año (h)	=	5,000	
IMA: Inversión media anual (US\$)	=	213,362.04	

FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.

La vida económica de un equipo es el periodo durante el cual esta trabaja con un rendimiento económico justificable. A medida que aumenta la vida y el uso del equipo, disminuye su eficiencia, incrementándose sus costos de mantenimiento y reparación, hasta hacerse prohibitiva su operación.

**Tabla 33: Costo de operación del equipo de carguío subterráneo (mantenimiento, overhaul y neumáticos).**

<b>C. COSTO DE OPERACIÓN:</b>	
<b>a) Mantenimiento y reparación (MR):</b>	
$MR = \frac{\% MR * (Va - Vn)}{Ve} =$	6.56 US\$/h
<u>Donde:</u>	
% MR: Porcentaje de mantenimiento y reparación (%)	= 55
Va: Valor de adquisición (US\$)	= 365,763.50
Vn: Valor de los neumáticos (US\$)	= 8,000
Ve: Vida económica útil en horas (h)	= 30,000
<b>b) Overhaul (O):</b>	
$O = \frac{\% O * Va * n}{Ve} =$	10.97 US\$/h
<u>Donde:</u>	
% O: Porcentaje de overhaul (%)	= 30
n: Número de overhaul en toda la vida útil del equipo	= 3
H: Horas de operación para hoverhaul (h)	= 12,000
Ve: Vida económica útil en horas (h)	= 30,000
Va: Valor de adquisición (US\$)	= 365,763.50
<b>c) Neumáticos (Ne):</b>	
$Ne = \frac{Vn}{Vu} =$	4.00 US\$/h
<u>Donde:</u>	
Vn: Valor de los neumáticos (US\$)	= 8,000
Vu: Vida útil del neumático en horas (h)	= 2,000

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

**Tabla 34: Costo de operación del equipo de carguío subterráneo (reparación de neumáticos, combustible, lubricantes, filtros y operador).**

<b>d) Reparación de neumáticos (RN):</b>			
$RN = \%RN * Ne =$	0.60	US\$/h	
<u>Donde:</u>			
% RN: Factor de reparación de neumáticos (%)	=	15	
Ne: Costo de reposición de los neumáticos (US\$/h)	=	4.00	
<b>e) Combustible (CC):</b>			
$C = P * R * CT =$	4.59	gal/h	
$CC = C * CP =$	21.10	US\$/h	
<u>Donde:</u>			
C: Consumo (gal/h)			
P: Potencia que desarrolla el equipo (HP)	=	139	
R: Rendimiento (gal/HP-h)	=	0.1	
CT: Ciclo de trabajo (%)	=	55	
CP: Costo del petróleo (US\$/gal)	=	4.6	
<b>f) Lubricantes (CL):</b>			
$CL = L + G =$	2.41	US\$/h	
<u>Donde:</u>			
L: Consumo de lubricantes (gal/h)	=	0.14	
G: Consumo de grasa (lb/h)	=	0.06	
<b>g) Filtros (CF):</b>			
$CF = F * (CC + CL) =$	4.70	US\$/h	
<u>Donde:</u>			
F: Incidencia (%)	=	20	
<b>h) Operador (Op):</b>			
$Op = J * (1/HT) =$	6.00	US\$/h	
<u>Donde:</u>			
HT: Horas trabajadas por tarea (h)	=	9	
J: Jornal del operador (US\$/Tarea)	=	54	
<b>COSTO HORARIO DEL EQUIPO DE CARGUIO (SCOOP)</b>	=	<b>72.84</b>	<b>US\$/h</b>

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

## **6.8. COSTO DEL EQUIPO DE ACARREO**

En la selección de un equipo LHD, la primera consideración que se debe tomar en cuenta son las dimensiones de la labor, y ver el performance del vehículo en las nuevas vías de transporte y áreas de trabajo. El espacio o sección típica de la labor deben tener longitudes razonables para el equipo y operador, incluyendo sus instalaciones auxiliares como el agua, aire y línea de ventilación. Estos espacios libres deben ser una influencia directa en la distancia de transporte, dando seguridad en la operación.

La maquinaria subterránea utilizada es uno de los bienes de capital más costosos que se tiene en la actividad minera; por lo que el dinero invertido en estos bienes debe ser susceptible de recuperación con un margen de ganancia razonable. Además, siempre hay que tener presente que estos equipos tienen un alto grado de inversión, por tanto tienen que tener un alto grado de utilización.

El costo horario es uno de los indicadores más relevantes para que los equipos LHD trabajen con éxito, con la finalidad de optimizar su rendimiento y eficiencia, en los diferentes frentes de trabajo. Es por ello que a continuación se presenta una estructura de precios unitarios de los equipos de transporte subterráneo utilizado en la Rampa Milagros.



**Tabla 35: Generalidades en el costo de adquisición del equipo de acarreo subterráneo.**

<b><u>A. GENERALIDADES:</u></b>			
<b>a) Datos específicos:</b>			
Equipo L.H.D.	:	Dumper diesel	
Marca	:	Sandvik	
Modelo	:	TH-315	
Potencia de motor	:	220	HP
Capacidad	:	9.85	yd <sup>3</sup>
Peso	:	18,120	kg
Vida económica en años	:	7	años
Vida económica en horas	:	35,000	h
<b>b) Condiciones económicas:</b>			
Tipo de cambio (1 US\$)	:	2.6	Soles
Interes dolar	:	10	%
Valor CIF	:	420,000.00	US\$
<b><u>Derechos de:</u></b>			
Importación (15%)	:	63,000.00	US\$
Desaduanaje (5%)	:	21,000.00	US\$
I.G.V. (18%)	:	75,600.00	US\$
Aduana-almacen (0.005 US\$/kg)	:	90.6	US\$
<b>Valor de Adquisición</b>	<b>=</b>	<b>579,690.60</b>	<b>US\$</b>
<b>b) Gastos variables:</b>			
Petróleo	:	4.6	US\$/gal
Aceite	:	14.62	US\$/gal
Grasa	:	6	US\$/lb

**FUENTE:** Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.

La depreciación es un costo y no un gasto, es una vía de recuperación del capital invertido en la compra o adquisición de un activo fijo (equipo, maquina o bienes inmuebles). La recuperación del capital invertido es lenta y paulatina, en función de la vida útil del equipo y su costo de adquisición.

El valor de rescate no es un costo, menos un gasto; es la recuperación de un bien gastado a fin de no generar un mayor costo en las operaciones.

**Tabla 36: Costo de posesión del equipo de acarreo subterráneo.**

<b><u>B. COSTO DE POSECIÓN:</u></b>	
<b>a) Depreciación (D):</b>	
$D = \frac{(0.85 * Va) - Vn}{Ve} =$	13.74 US\$/h
<u>Donde:</u>	
Va: Valor de adquisición (US\$)	= 579,690.60
Vn: Valor de neumáticos (US\$)	= 12,000
Ve: Vida económica útil en horas (h)	= 35,000
N: Vida económica útil en años	= 7
i: Tasa vigente anual de interes (%)	= 10
IMA: Inversión media anual	
HOA: Horas operadas por año (h)	= 5,000
<b>b) Intereses (I):</b>	
$IMA = \left( \frac{N+1}{2*N} \right) * Va =$	331,251.77 US\$
$I = \frac{i * IMA}{HOA} =$	6.63 US\$/h
<b>c) Seguros y almacenaje (SA):</b>	
$SA = \frac{(S + Alm) * IMA}{HOA} =$	3.31 US\$/h
<u>Donde:</u>	
S: Prima anual por seguros (%)	= 3.5
Alm: Porcentaje por almacenaje (%)	= 1.5
HOA: Horas operadas por año (h)	= 5,000
IMA: Inversión media anual (US\$)	= 331,251.77

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

El costo de llantas es uno de los rubros más importantes por analizar, debido a que su duración depende del mantenimiento de vías, tipo y cantidad de curvas en la vía, pendiente de la vía, carga transportada, velocidad máxima, posición de las llantas o tipo de servicio, tamaño de las llantas y presión de inflado. Cabe señalar la importancia del mantenimiento periódico y constante de las vías de tránsito para los equipos trackless, si no queremos tener pérdidas prematuras y costosas en el sistema mecánico de los mismos

Se ha comprobado en el campo que los costos de combustible por operación de los equipos trackless varían con respecto al tipo de máquina, potencia del motor, ubicación del lugar del trabajo, clase de trabajo que desarrolla el equipo, entre los principales.

El consumo de lubricantes, correspondiente al aceite de lubricación del motor, aceites para controles hidráulicos y de transmisión, y grasas para rodamientos y rotulas; están en relación directa la capacidad de la máquina y las condiciones de trabajo.

El costo de filtros es difícil de calcular por su gran variedad; por tanto, esta variable se puede estimar, en base a historiales estadísticos, con el 20 % del costo de lubricantes y combustible.

**Tabla 37: Costo de operación del equipo de acarreo subterráneo (mantenimiento, overhaul, neumáticos y reparación de neumáticos).**

<b>C. COSTO DE OPERACIÓN:</b>	
<b>a) Mantenimiento y reparación (MR):</b>	
$MR = \frac{\% MR * (Va - Vn)}{Ve} =$	8.92 US\$/h
<u>Donde:</u>	
% MR: Porcentaje de mantenimiento y reparación (%)	= 55
Va: Valor de adquisición (US\$)	= 579,690.60
Vn: Valor de los neumáticos (US\$)	= 12,000
Ve: Vida económica útil en horas (h)	= 35,000
<b>b) Overhaul (O):</b>	
$O = \frac{\% O * Va * n}{Ve} =$	14.91 US\$/h
<u>Donde:</u>	
% O: Porcentaje de overhaul (%)	= 30
n: Número de overhaul en toda la vida útil del equipo	= 3
H: Horas de operación para hoverhaul (h)	= 12,000
Ve: Vida económica útil en horas (h)	= 35,000
Va: Valor de adquisición (US\$)	= 579,690.60
<b>c) Neumáticos (Ne):</b>	
$Ne = \frac{Vn}{Vu} =$	4.00 US\$/h
<u>Donde:</u>	
Vn: Valor de los neumáticos (US\$)	= 12,000
Vu: Vida útil del neumático en horas (h)	= 3,000
<b>d) Reparación de neumáticos (RN):</b>	
$RN = \%RN * Ne =$	0.60 US\$/h
<u>Donde:</u>	
% RN: Factor de reparación de neumáticos (%)	= 15
Ne: Costo de reposición de los neumáticos (US\$/h)	= 4.00

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

**Tabla 38: Costo de operación del equipo de acarreo subterráneo (combustible, lubricantes, filtros y operador).**

<b>e) Combustible (CC):</b>			
$C = P * R * CT =$	7.26	gal/h	
$CC = C * CP =$	33.40	US\$/h	
<u>Donde:</u>			
C: Consumo (gal/h)			
P: Potencia que desarrolla el equipo (HP)	=	220	
R: Rendimiento (gal/HP-h)	=	0.1	
CT: Ciclo de trabajo (%)	=	55	
CP: Costo del petróleo (US\$/gal)	=	4.6	
<b>f) Lubricantes (CL):</b>			
$CL = L + G =$	2.76	US\$/h	
<u>Donde:</u>			
L: Consumo de lubricantes (gal/h)	=	0.16	
G: Consumo de grasa (lb/h)	=	0.07	
<b>g) Filtros (CF):</b>			
$CF = F * (CC + CL) =$	7.23	US\$/h	
<u>Donde:</u>			
F: Incidencia (%)	=	20	
<b>h) Operador (Op):</b>			
$Op = J * (1/HT) =$	6.00	US\$/h	
<u>Donde:</u>			
HT: Horas trabajadas por tarea (h)	=	9	
J: Jornal del operador (US\$/Tarea)	=	54	
<b>COSTO HORARIO DEL EQUIPO DE TRANSPORTE (DUMPER)</b>		<b>=</b>	<b>101.49 US\$/h</b>

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

## **6.9. COSTO UNITARIO OPERATIVO DE LA RAMPA**

Uno de los objetivos más importantes al calcular los costos unitarios de los equipos subterráneos es alcanzar la máxima disponibilidad mecánica y operativa, buscando un razonable equilibrio con los costos de mantenimiento y metas de producción.

El periodo de recuperación de capital invertido debe ser menor que el periodo de vida económica, a fin de lograr al máximo la utilización potencial del equipo (equipos subterráneo y máquinas perforadoras).

El tiempo de limpieza promedio de un frente de avance, con dimensiones típicas de 3.5 x 3 m, bajo condiciones normales es de 1.5 h. Por lo que se tendrá en cuenta para calcular el costo de utilización de los equipos trackless.

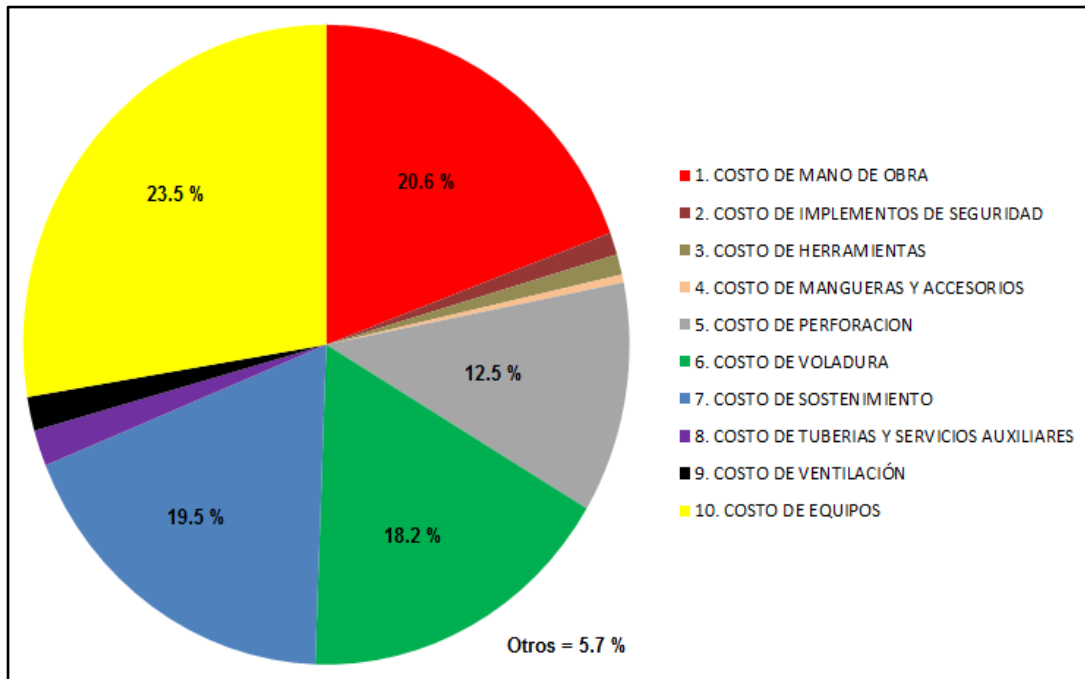
Cabe resaltar que el proyecto de profundización de la Rampa Milagros va ser tercerizada, menos los costos de ventilación, costos de equipos, costos de tuberías y servicios auxiliares. Por tanto se adicionará el 15% de gastos generales y 10% de utilidad, para la empresa contratista minera, a los demás costos unitarios no mencionados:

**Tabla 39: Resumen de los costos unitarios en el proyecto.**

COSTO UNITARIO	COSTO (US\$/m)
1. COSTO DE MANO DE OBRA	118.00
2. COSTO DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	6.86
3. COSTO DE HERRAMIENTAS	6.31
4. COSTO DE MANGUERAS Y ACCESORIOS	2.51
5. COSTO DE PERFORACION	71.28
6. COSTO DE VOLADURA	103.97
7. COSTO DE SOSTENIMIENTO	111.55
<i>Sub total</i>	<i>420.48</i>
<i>Gastos Generales (15 %)</i>	<i>63.07</i>
<i>Utilidad (10 %)</i>	<i>42.05</i>
8. COSTO DE TUBERIAS Y SERVICIOS AUXILIARES	11.12
9. COSTO DE VENTILACIÓN	10.47
10. COSTO DE EQUIPOS	168.71
<b>COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE (US\$/m):</b>	<b>715.90</b>

**FUENTE:** Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.

Analizando las incidencias de cada costo unitario calculado para el proyecto, se encontró que las mayores incidencias o los costos más representativos en el presupuesto del proyecto van a ser los costos de: costo de equipo (23.5%), costo de mano de obra (20.6%), costo de sostenimiento (19.5%), costo de voladura (18.2%), costo de perforación (12.5%). Mientras los demás costos representan una incidencia marginal, sumando un total de 5.7% con respecto al costo total unitario del proyecto.



**Figura 16: Gráfico de incidencias de los costos unitarios.**  
**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

#### 6.10. ANALISIS BENEFICIO / COSTO DEL PROYECTO

La evaluación económica de proyectos de inversión tiene por objetivo fundamental proveer un elemento cuantitativo muy importante para la toma de decisiones. La decisión de invertir se ha de tomar sobre la base de un análisis amplio, que comprendan los siguientes aspectos: técnico, económico, financiero y nivel de riesgo.

La evaluación económica hecha mediante los indicadores de rentabilidad que entrega un flujo de caja, debe acreditarse mediante el análisis de los aspectos técnicos del proyecto, los que son susceptibles de ser apreciados según criterios geológicos y de buen diseño de ingeniería. Si las bases técnicas de un proyecto



adolecen de defectos importantes, su evaluación económica no tendrá relevancia alguna.

La técnica de análisis Beneficio/Costo, tiene como objetivo fundamental proporcionar una medida de la rentabilidad de un proyecto, mediante la comparación de los costos previstos con los beneficios esperados en la realización del mismo. Esta técnica es muy utilizada al comparar proyectos para la toma de decisiones. La utilidad de la presente técnica es útil para: valorar la necesidad y oportunidad de la realización de un proyecto, para seleccionar la alternativa más beneficiosa para cualquier tipo de obra y para estimar adecuadamente los recursos económicos necesarios en el plazo de realización de un proyecto.

**Procedimiento:**

- En primer lugar, hallamos la proyección de los costos de inversión y/o operación y los ingresos totales o beneficios netos del proyecto para un periodo de tiempo determinado.
- Después, convertimos los costos y beneficios a un valor actual, debido a que los montos que hemos proyectado no toman en cuenta el valor del dinero en el tiempo; debemos actualizarlos a través de una tasa de descuento.
- Se halla la relación beneficio/costo, dividiendo el valor actual de los beneficios de los flujos de fondo entre el valor actual de la inversión.

- Finalmente se analiza la relación beneficio/costo o índice neto de rentabilidad. Si el valor resultante es mayor que la unidad, el proyecto es rentable, pero si es igual o menor que uno, el proyecto no es viable, pues significa que los beneficios serán iguales o menores que los costos de inversión.

Para iniciar el análisis de rentabilidad del proyecto de profundización de la Rampa Milagros, se tendrá en cuenta una serie de indicadores de gestión que serán la base matriz para la evaluación económica y obtener la rentabilidad que nos generará explotar toda la reserva cubicada entre los niveles 1720 y 1760 de la veta Jimena.

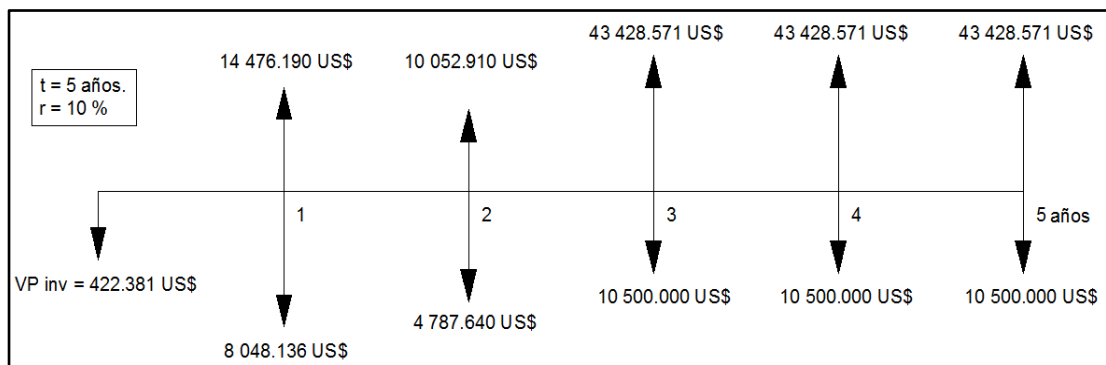
Sabiendo que el costo por metro de avance del proyecto de profundización es de 715.9 US\$/t y la longitud total de la rampa es de 590 m, se tendrá un valor presente de inversión de 422,381 US\$. A una tasa de interés del 10% anual.

Para calcular el beneficio del proyecto tenemos que conocer la evolución del precio del oro en el mercado internacional, para poder establecer un precio homogéneo y conservador en toda la vida útil del proyecto. Para el presente análisis se ha considerado un precio de 1,000 US\$ por onza, con una recuperación en planta metalúrgica de 95%.

Las reservas cubicadas entre los niveles 1720 y 1760 de la veta Jimena son de 445,380 t con una ley y potencia promedio de 12 g/t y 1.5 m respectivamente; la veta abarca una longitud de 2,855 m, las cuales son delimitadas o cortadas por dos familias de fallas.

La explotación de las reservas de la veta Jimena representará el 50% de la explotación total (600 t/día), considerando las dos vetas (Glorita y La Lima) que aún se explota actualmente. Es por ello que a partir del segundo año, de haber cortado la veta, se producirán 108,000 t/año; y en los dos primeros años de laboreo minero también se extraerá mineral con una ley de 6 g/t (producto de la dilución de los frentes de avance en galerías, chimeneas y subniveles de preparación), por lo que se tendrá algún beneficio económico en los primeros años. El tonelaje de mineral que se extraerá en el primer y segundo año se ha calculado en 72,000 t y 50,000 t respectivamente. Con este ritmo de producción la reserva de mineral tendrá una vida útil de cinco años.

En la figura 17 se muestra los flujos de fondos económicos donde nos muestra ganancia y costos de operación e inversión por año, durante toda la vida económica de la reserva de la veta Jimena.



**Figura 17: Diagrama de flujos de fondo.**

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

Para el cálculo del valor presente neto (VPN) se tiene que usar el siguiente modelo matemático:

$$VPN = \sum_{i=1}^n \frac{VF}{(1+r)^n} - VP \text{ inv}$$

Donde:

- VPN = Valor presente neto.
- VF = Valor futuro.
- VP inv = Valor presente de la inversión.
- r = Tasa de interés.
- n = Número de años.

Los valores futuros de los flujos de fondos traídos al valor presente tienen los siguientes valores económicos:

**Tabla 40: Cálculo económico de los flujos de fondos.**

$VP_{f_1} = \frac{VF_{f_1}}{(1+r)^1} = \frac{14476.190}{1.1^1} = 13160.173 \text{ US\$}$	$VP_{f_1} = \frac{VF_{f_1}}{(1+r)^1} = \frac{8048.136}{1.1^1} = -7316.487 \text{ US\$}$
$VP_{f_2} = \frac{VF_{f_2}}{(1+r)^2} = \frac{10052.910}{1.1^2} = 8308.190 \text{ US\$}$	$VP_{f_2} = \frac{VF_{f_2}}{(1+r)^2} = \frac{4787.640}{1.1^2} = -3956.727 \text{ US\$}$
$VP_{f_3} = \frac{VF_{f_3}}{(1+r)^3} = \frac{43428.571}{1.1^3} = 32628.528 \text{ US\$}$	$VP_{f_3} = \frac{VF_{f_3}}{(1+r)^3} = \frac{10500.000}{1.1^3} = -7888.805 \text{ US\$}$
$VP_{f_4} = \frac{VF_{f_4}}{(1+r)^4} = \frac{43428.571}{1.1^4} = 29662.298 \text{ US\$}$	$VP_{f_4} = \frac{VF_{f_4}}{(1+r)^4} = \frac{10500.000}{1.1^4} = -7171.641 \text{ US\$}$
$VP_{f_5} = \frac{VF_{f_5}}{(1+r)^5} = \frac{43428.571}{1.1^5} = 26965.726 \text{ US\$}$	$VP_{f_5} = \frac{VF_{f_5}}{(1+r)^5} = \frac{10500.000}{1.1^5} = -6519.673 \text{ US\$}$
$\sum_{i=1}^5 \frac{VF_{f_i}}{(1+r)^n} = 110724.915 \text{ US\$}$	$\sum_{i=1}^5 \frac{VF_{f_i}}{(1+r)^n} = -32853.333 \text{ US\$}$

**FUENTE: Elaboración propia - Dpto. Costos Cía. Minera Poderosa.**

Se tiene un balance final de los flujos de fondo de:  $110' 724,915 \text{ US\$} - 32'853,333 \text{ US\$} = 77'871,582 \text{ US\$}$ . La rentabilidad al cabo del quinto año, producto de la explotación del yacimiento, gracias a la construcción de la Rampa Milagros, está dado por el valor presente neto ( $\text{VPN} = 77'871,582 \text{ US\$} - 422,381 \text{ US\$} = 77' 449,201 \text{ US\$}$ ).

Relacionando los beneficios y los costos del proyecto, resulta en este caso que los beneficios son  $77'871,582/422,381 = 184.36$  veces los costos de inversión de la rampa, valor muy importante para decidir la viabilidad de la profundización de la Rampa Milagros.

## CONCLUSIONES

1. Gracias a la construcción de la Rampa Milagros nos servirá para poder llegar al yacimiento mineralizado, el cual está cubicado en 445,380 t, con una potencia y ley promedio de 1.5 m y 12 g/t respectivamente, entre los niveles 1760 y 1720 de la veta Jimena.
2. La calidad de la masa rocosa de la zona del proyecto, según las valorizaciones geomecánicas desarrolladas en la presente tesis, nos arroja valores muy similares: la valorización del macizo rocoso mediante el RMR es de 46, tipo de roca III (regular); la valorización del macizo rocoso mediante el GSI es de MF/R (muy fracturado / regular).
3. Las operaciones de sostenimiento o refuerzo de la rampa, debemos considerarse como un valor muy importante y vital como parte del ciclo de minado, ya que en profundizaciones de mina, en la zona del batolito de Pataz, se tiene mucha presencia de estallidos de roca debido a los esfuerzos inducidos.
4. Con la construcción de la Rampa Milagro se conocerá con más detalle las características de continuidad de la mineralización en profundidad en la zona de la veta Jimena, bajo el nivel 1720, incremento así sus reservas de mineral, por tanto prolongar la vida económica de la mina y obtener beneficios económicos para la empresa.

5. Los costos unitarios de la construcción de la Rampa Milagros, con la sección típica desarrollada y bajo las condiciones estudiadas, es de 715.9 US\$/m de avance lineal, logrando desarrollar 590 m en su totalidad. Por tanto se tendrá una inversión inicial de 422,381 US\$.
  
6. El beneficio económico después de la construcción de la rampa Milagros, al cabo del quinto año de explotado el yacimiento aurífero de la veta Jimena, es de US\$ 77'449,201 US\$. Por tanto el índice neto de rentabilidad nos resulta alto (184.36), por lo que se debe dar inicio a la obra.

## RECOMENDACIONES

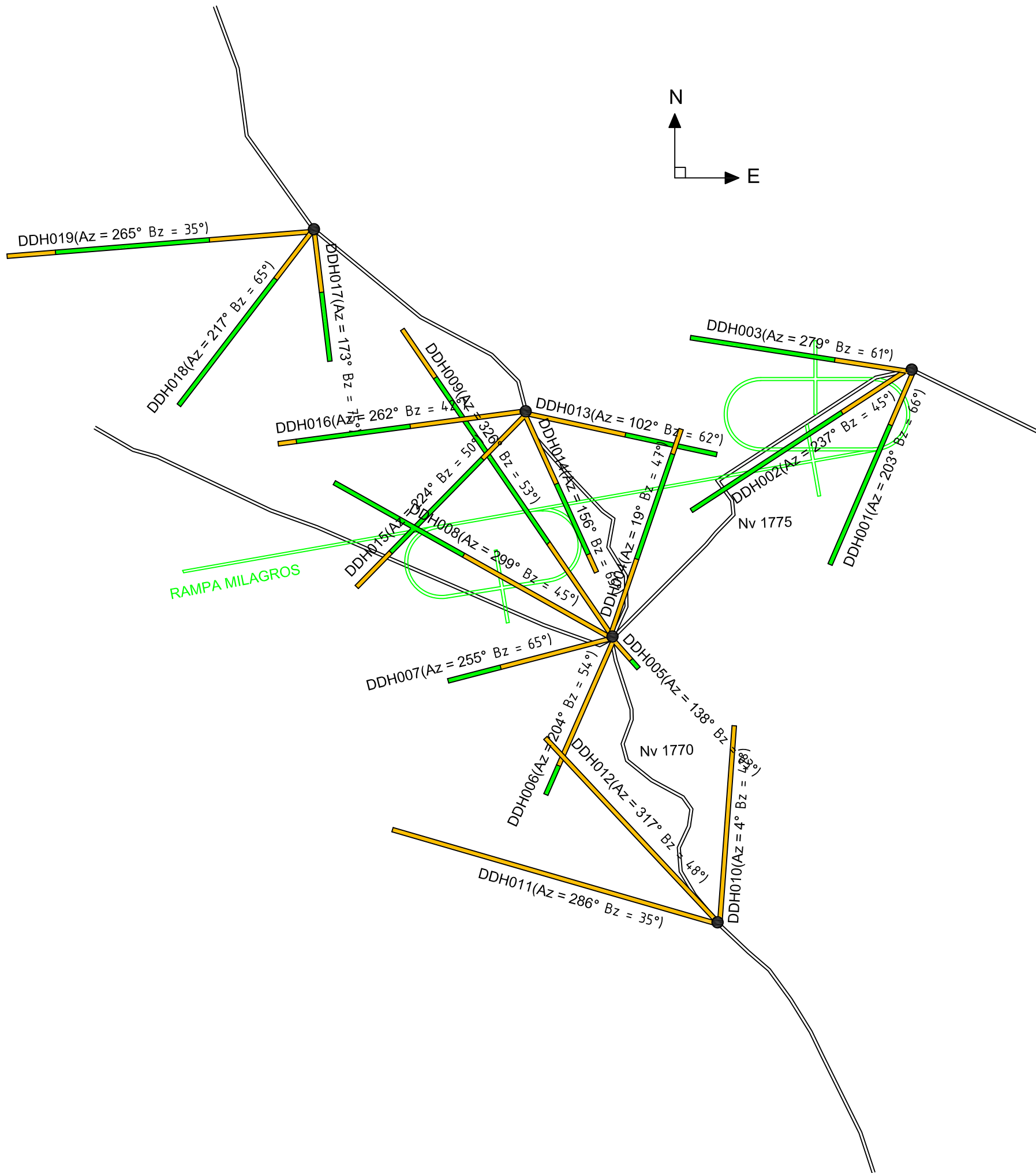
1. Durante la construcción de la Rampa Milagros continuar con los estudios geomecánicos, de manera que se vaya evaluando las condiciones del terreno con el objetivo de optimizar las operaciones de avance. Considerar e implementar a todo nivel el mapeo geomecánico como un soporte y herramienta vital para el control de nuestras operaciones subterráneas.
2. Mediante la aplicación de estándares de eficiencias en las operaciones unitarias subterráneas, para la realización de la presente tesis, sirvió como una herramienta muy útil para optimizar los costos en cada etapa del proceso. Éxito que se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo concerniente a la aplicación de estándares óptimos de trabajo en operaciones mineras subterráneas. La implementación y aplicación continua de estos estándares de trabajo aseguran una operación económicamente más rentable, permiten tener un orden y estandarización de las operaciones e intensifica la seguridad en las labores. Sumándose a todo ello un cambio y compromiso de todo el personal por mejorar cada día en el desempeño de su trabajo.



## BIBLIOGRAFÍA

- E. Hoek / E.T.Brown. - Excavaciones subterráneas en roca (Londres, Septiembre del 1980).
- Augusto Millan U. - Evaluación y factibilidad de proyectos mineros (Santiago de Chile, Noviembre del 1998).
- Enrique Toledo. - Ingeniería de la explotación de minas en el sistema de minado subterráneo con rampas (Lima, Julio del 2010).
- Merino Robles. - Excavación y sostenimiento de túneles en roca (Lima, Agosto 1994).
- Tomas Clemente Ygnacio / Jose Clemente Lazo. - Análisis de costos de operación en minería subterránea y evaluación de proyectos mineros (Huancayo, Mayo 2009).
- Carlos López Jimeno. - Manual de Perforación y Voladura (Madrid, Julio 2003).
- EXSA. - Manual Práctico de Voladura (Lima, Julio 2005).
- SANVIK. - Manual de equipos trackless (Suecia, Febrero 2010).
- RNP. - Catalogo de perforadoras neumáticas (México, Agosto 2009).

**ANEXO**



DPTO. GEOMECANICO

(SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I.(Modificado))  
 LABORES PERMANENTES. Seccion: 3 - 4 m  
 (Rampas, Cortadas, Escams, Galerias)

CONDICIONES DE RESISTENCIA		CONDICION DE ESTRUCTURA	
<b>A</b>	Sin soporte o perno ocasional de 8 ft.		LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO)
<b>B</b>	Pernos helicoidales sistematicos de 8 ft espaciados a 1.5 x 1.5m.		MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA. NO DISTURBADA. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)
<b>C</b>	Pernos helicoidales sistematicos de 8 ft espaciados a 1.5 x 1.5 m mas malla o shotcrete con fibra espesor 2".		MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA. BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)
<b>D</b>	Cuadro de madera espaciados 1.5m o cimba metalica espaciadas a 1.5m.		INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)
<b>E</b>	Cimbra metalica espaciadas a 1.2m. Cuadros de madera espaciadas 1m.		

CONDICIONES DE RESISTENCIA	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIBACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO DE LIMO, PANIZO O BRECHA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIBADA, MUY ABIERTA (MAS DE 5.0 cm) RELLENO DE ARCILLAS DE PANIZO. (Rc 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE 5 mm)
LF/B	LF/R	—	—	
F/B	F/R	F/P	—	
—	MF/R	MF/P	MF/MP	
—	—	IF/P	IF/MP	



MODELAMIENTO GEOMECANICO DE LAS  
 PERFORACIONES DIAMANTINAS EN BASE AL G.S.I.

U.E.A:	PAPAGAYO	GEOLOGIA:	ING. JHON SANTAMARIA	
GEOMECANICA:	ING. ELVIS TELLO	ESCALA:	1/1000	FECHA:
				1/10/2013